

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA MECÁNICA



**“CONTROL DE LA VENTILACIÓN EN FRENTE DE EXPLOTACIÓN DE
MINERÍA SUBTERRÁNEA PARA PROTECCIÓN DE PERSONAL DE LOS
GASES TÓXICOS PRODUCIDOS”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO MECATRÓNICO**

ENRIQUE ROY EUFRACIO HINOSTROZA

PROMOCIÓN 2007-I

LIMA – PERÚ

2011

A Dios por su fidelidad, guía y sabiduría. A mis padres por su apoyo y aliento, por inculcar en mí los valores de esfuerzo y constancia que me han permitido hacer posible la presentación del presente trabajo.

INDICE

PRÓLOGO	1
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	3
1.1 Antecedentes.....	3
1.2 Justificación.....	4
1.3 Objetivo.....	5
1.4 Alcance.....	6
1.5 Limitaciones	6
1.6 Planteamiento del Problema.....	7
CAPÍTULO II	
ENFOQUE CONCEPTUAL	9
2.1 La Minería Subterránea.....	9
2.1.1 Legislación Peruana y Normativas sobre Salud Ocupacional.....	10
2.1.2 Valores Máximos permisibles de exposición a gases tóxicos.....	11

2.2 Ventilación en minería subterránea.....	13
2.2.1 Tipos de Ventilación.....	14
2.2.2 Ventilación Auxiliar o Secundaria.....	16
2.2.3 Ventiladores usados en minería subterránea.....	19
2.2.4 Resistencia al movimiento del aire.....	21
2.3 Sensores empleados en Sistemas de Detección de gases.....	23
2.3.1 Sensores Catalíticos para Detección de Gases Combustibles.....	23
2.3.2 Sensores Electroquímicos para detección de Oxígeno y Gases Tóxicos.....	24
2.4 Variador de Frecuencia.....	25
2.5 Medición del flujo de aire en túneles por Ultrasonido.....	26
2.6 Sistema de Supervisión, Control y Adquisición de datos.....	29
2.7 Sistema de Comunicación por Radio Frecuencia en Interior Mina.....	33
2.8 Protocolos de Comunicación.....	35

CAPÍTULO III

DESARROLLO DEL CONTROL DE VENTILACIÓN.....	38
3.1 Componentes del Sistema de Control de Ventilación.....	38
3.1.1 Sistema de Detección de gases.....	39
3.1.2 Sistema de Medición de Flujo de aire por Ultrasonido.....	44
3.1.3 Variador de Frecuencia.....	46
3.1.4 Unidad Terminal Remota (RTU).....	48
3.1.5 Sistema de Comunicación Leaky Feeder.....	51
3.2 Selección de Ventilador.....	56

3.2.1	Cálculo del Caudal de aire.....	57
3.2.2	Cálculo de la diferencia de presión.....	64
3.3	Descripción del Sistema de Control de Ventilación.....	74
3.4	Implementación del Sistema de Control de Ventilación.....	81

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE COSTOS	84
4.1 Inversión.....	84
4.2 Beneficio en la Producción del Sector Minero.....	85
4.3 Beneficio Energético.....	87
4.4 Beneficio Social.....	89
CONCLUSIONES	93
RECOMENDACIONES	95
BIBLIOGRAFÍA	96
ANEXOS	98

Anexo 1 Glosario de términos usados en Minería

Anexo 2 Información técnica adicional de equipos

Anexo 3 Información Técnica de Instrumentación

Anexo 4 Legislación peruana D.S. 055-2010-EM

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

En la última década, el Perú se ha visto beneficiado por el incremento en la producción y exportación minera gracias a las condiciones favorables de inversión para las empresas extranjeras en nuestro país. Este crecimiento ha aumentado consecuentemente la movilización de recursos, incluido el humano, hacia este sector para su sostenibilidad y desarrollo. Sin embargo, el fortalecimiento de la seguridad en las operaciones mineras no ha ido a un ritmo similar. Es así que el Ministerio de Energía y Minas (MEM) en los últimos años ha registrado una cantidad considerable de pérdidas de vidas humanas debido a los riesgos existentes en dichas operaciones.

En minería subterránea, las labores de mayor riesgo son los frentes de avance donde se realiza la explotación de minerales y donde hay una alta probabilidad de

PRÓLOGO

La ventilación en el interior de minas subterráneas es un tema de mucha relevancia en la industria minera y aún más la ventilación en los frentes de explotación ya que es importante asegurar una buena calidad de aire para los trabajadores que se desenvuelven en dichas labores. Otra razón importante es que la producción diaria no disminuya con respecto a lo proyectado sino que más bien ésta se incremente en la medida de lo posible. En el presente informe de suficiencia se presenta un proyecto de un sistema que contribuye al mejoramiento de la eficiencia de la ventilación en los frentes de explotación a través del control automático del ventilador auxiliar que opera para ventilar estos ambientes. Dicho mejoramiento se reflejará en el cuidado del personal, la producción y otros beneficios que como se comprobará la propia implementación del sistema conlleva.

El informe consta de cuatro capítulos en los cuales se desarrollan los siguientes puntos:

En el capítulo I se presenta la introducción dándose a conocer los antecedentes del proyecto, justificación, objetivo, alcance, limitaciones y el planteamiento del problema.

El capítulo II muestra el enfoque conceptual en la que descansa el desarrollo del proyecto tratándose temas como la ventilación en minería subterránea, legislación peruana para minería y el principio de funcionamiento de los componentes que conforman el sistema del proyecto propuesto.

En el capítulo III se presenta el desarrollo propiamente dicho del sistema de control automático de ventilación en frentes de explotación, exponiéndose sobre los equipos e instrumentos que lo conforman, selección del ventilador, descripción e implementación del sistema.

En el capítulo IV se realiza un análisis de costos teniendo en cuenta la inversión a realizar, el beneficio en la producción, beneficio energético y beneficio social.

Finalmente se presenta las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

En la última década, el Perú se ha visto beneficiado por el incremento en la producción y exportación minera gracias a las condiciones favorables de inversión para las empresas extranjeras en nuestro país. Este crecimiento ha aumentado consecuentemente la movilización de recursos, incluido el humano, hacia este sector para su sostenibilidad y desarrollo. Sin embargo, el fortalecimiento de la seguridad en las operaciones mineras no ha ido a un ritmo similar. Es así que el Ministerio de Energía y Minas (MEM) en los últimos años ha registrado una cantidad considerable de pérdidas de vidas humanas debido a los riesgos existentes en dichas operaciones.

En minería subterránea, las labores de mayor riesgo son los frentes de avance donde se realiza la explotación de minerales y donde hay una alta probabilidad de

encontrar un ambiente con baja concentración de oxígeno además de la aparición de gases tóxicos que ponen en peligro la vida de los trabajadores.

Actualmente en las minas subterráneas, la ventilación de los frentes de explotación se da a través de flujos fijos de aire proporcionados en todo momento por los ventiladores auxiliares. Sin embargo es notorio que en determinados periodos de tiempo, como en los procedimientos de voladura, es necesario el incremento de este flujo para evacuar rápidamente el aire viciado, y en otros, como durante el revestimiento de las paredes, sólo es necesario un flujo mínimo para mantener una adecuada concentración de oxígeno.

De acuerdo a información proporcionada por el Ministerio de energía y minas actualmente existen alrededor de 150 proyectos de exploración y 40 proyectos de ampliación a nivel nacional, muchas de ellas en minas subterráneas que ya han entrado en operación de explotación. Este número da cuenta de la necesidad de incrementar las condiciones de seguridad para los trabajadores y la producción.

1.2 Justificación

- Disminución, si es posible en su totalidad, las bajas de vidas humanas originadas como consecuencia propia de las operaciones de explotación

minera, tales como la exposición a gases tóxicos y gases explosivos que detonan inadvertidamente causando derrumbes y lesiones a los trabajadores.

- Aumento de la productividad debido a la reducción de los tiempos de espera en ventilar correctamente los frentes de avance después de los procesos de perforación y voladura. Por parte de los trabajadores, gracias a la seguridad de un ambiente limpio de gases tóxicos y explosivos, se asegura la continuidad de los trabajos.
- Extensión de la vida útil de la maquinaria y equipos empleados en las operaciones de exploración en los frentes de avance.
- Cumplir con la legislación minera vigente en el Perú, decreto supremo D.S. 055-2010-EM, con respecto a la seguridad de los trabajadores.

1.3 Objetivo

- Desarrollar un sistema de control de ventilación en frentes de explotación de minería subterránea para reducir a concentraciones no dañinas los gases tóxicos producidos tales como: monóxido de carbono (CO), sulfuro de hidrógeno (H₂S), dióxido de nitrógeno (NO₂), dióxido de carbono (CO₂) y gases explosivos como el metano (CH₄) en caso de minas de carbón, y asegurar, según regulación de normas y legislación peruana, la concentración de oxígeno aceptable (19.5% - 22% Vol. en el ambiente) para protección y desenvolvimiento óptimo de los trabajadores así como en el mejoramiento de la producción.

1.4 Alcance

- El sistema de control de ventilación planteada, es un sistema de ventilación secundario (auxiliar), que operará en los frentes de explotación de minería subterránea.

1.5 Limitaciones

- Los beneficios del desarrollo del sistema de ventilación propuesto para frentes de explotación en minas subterráneas busca cumplir la legislación peruana otorgado por el Ministerio de Energía y Minas a través del D.S. N° 055-2010-EM, el cual se encuentra vigente desde enero del 2011.
- Los tipos de gases a monitorear dependerá de las necesidades del área donde se realiza las tareas de explotación.
- La comunicación del sistema de ventilación es posible sólo a través del sistema Leaky Feeder (o de cable radiante) que es comunicación por radio para minas subterráneas o túneles; dicho sistema debe soportar adicionalmente la transmisión de datos.
- La operación del sistema de monitoreo estará restringida a las condiciones del ambiente de trabajo especificado.
- El sistema debe ser adaptable a las condiciones de operación de la explotación de minerales.

- El grado de protección del sistema es NEMA 4 cumpliendo las normas establecidas de seguridad.

1.6 Planteamiento del Problema

La extracción de aire viciado, que es evacuado a la superficie por los sistemas de ventilación principales, consiste en una mezcla de gases tóxicos, explosivos y hasta incluso partículas finas como la sílice.

El tipo de ventilación utilizado en los frentes de avance de minería subterránea es una ventilación del tipo secundaria o auxiliar como ayuda al sistema de ventilación principal encargándose de mantener libres de contaminantes dichos frentes que son lugares donde el flujo de aire principal no llega. Actualmente es común encontrar equipos portátiles como el anemómetro para medir el flujo de aire de los sistemas de ventilación en interior mina y en algunos casos se hace uso de un transductor que mide constantemente dicho flujo dentro de los túneles y galerías pero la aplicación de estos instrumentos no aseguran necesariamente la reducción o eliminación completa de los gases tóxicos ni gases explosivos.

Debido a la falta de sistemas y equipamientos de monitoreo de gases en los frentes de explotación de minería subterránea, en el presente trabajo se propone el desarrollo de un sistema de control de ventilación que de soporte al sistema de

ventilación principal de tal manera que se pueda asegurar la calidad del aire en estos ambientes reduciendo a concentraciones mínimas aceptables los gases producidos (según legislación peruana, y normas como OSHA, NIOSH, etc.), y mantener la concentración de oxígeno (19.5% - 22% Vol.) para un desenvolvimiento óptimo de los trabajadores y el mejoramiento del desarrollo productivo de las operaciones de exploración.

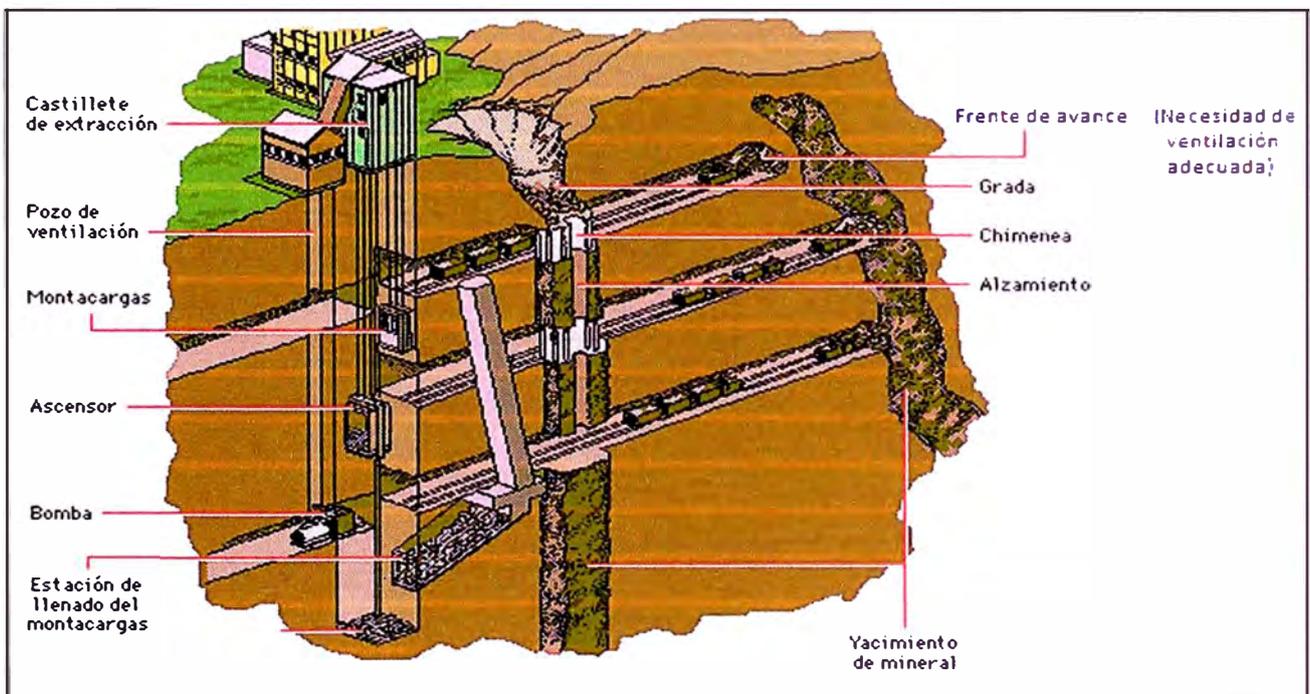


Figura 1.1 Esquema de estructura interna de una minería subterránea donde se puede identificar la necesidad de una adecuada ventilación en los frentes de avance.

CAPÍTULO II

ENFOQUE CONCEPTUAL

Para el desarrollo y la comprensión adecuada del presente informe, será necesario considerar la información brindada en el presente capítulo así como algunos términos muy usados en el campo de la minería y la seguridad los cuales se encuentran definidos en el Anexo 1.

2.1 La Minería Subterránea

Una mina subterránea o de socavón es aquella cuya explotación de minerales se desarrolla por debajo de la superficie del terreno. La explotación de un yacimiento mediante minería subterránea se realiza cuando su extracción a cielo abierto no es posible por motivos económicos, sociales o ambientales. Para el desarrollo de ésta se hace necesaria la realización de túneles, pozos, chimeneas, galerías, cámaras, etc.; por tal motivo la maquinaria que se usa en la minería subterránea es mucho más pequeña que la que se utiliza a cielo abierto. Los métodos más empleados para su desarrollo son mediante túneles y pilares, hundimientos, corte y relleno, realce por subniveles y cámaras-almacén.

La mina subterránea se clasifica en dos tipos:

- **Minas de roca blanda:** Son aquellas como las minas de carbón donde no se necesita el empleo de explosivos para la extracción. Estas rocas pueden cortarse con las herramientas que proporciona la tecnología moderna. También son rocas blandas la sal, la potasa, la bauxita.
- **Minas de roca dura:** Son minas donde la extracción se realiza mediante perforación y voladura. Primero se realizan orificios con perforadoras de aire comprimido o hidráulicas. Luego se insertan barrenos en los orificios y se provoca una explosión para fracturar la roca. Se carga la roca volada hasta galerías de gran inclinación, por las que la roca cae hacia un pozo de acceso. Se la carga en unos contenedores llamados cucharones y se la retira de la mina.

2.1.1 Legislación Peruana y Normativas sobre Salud Ocupacional

En el Perú, la entidad encargada de regular las normas de seguridad minera es el Ministerio de Energía y Minas. A partir de enero del 2011, ha entrado en vigencia el D.S. 055-2010-EM. Este reglamento está muy relacionado a las normas internacionales entre las que principalmente se encuentran:

- Occupational Safety and Health Administration (OSHA)

- National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH)
- Mine Safety and Health Administration (MSHA)
- National Institute of Health (NIH)
- Federal Mine Safety and Health Review Commission
- Office for Mine Safety and Health Research

2.1.2 Valores Máximos permisibles de exposición a gases tóxicos

El Ministerio de energía y minas a través del D.S. N° 055-2010-ME da a conocer los valores permisibles de exposición de los trabajadores a gases tóxicos que puedan presentarse en las áreas donde se desarrolla las tareas laborales. A continuación se muestra dos cuadros con los gases a los que los trabajadores se exponen en las operaciones mineras:

Tabla 2.1. Límites permisibles de exposición a gases tóxicos

AGENTE QUÍMICO	SÍMBOLO	LÍMITE DE EXPOSICIÓN OCUPACIONAL	
		TWA (ppm)	STEL (ppm)
Sulfuro de Hidrógeno	H ₂ S	10	15
Monóxido de Carbono	CO	25	-
Dióxido de Azufre	SO ₂	2	5
Dióxido de Nitrógeno	NO ₂	3	5
Monóxido de Nitrógeno	NO	25	-
Dióxido de Carbono	CO ₂	5000	30000
Cianuro de Hidrógeno	HCN	-	4.7
Cloro	Cl ₂	0.5	1

Fuente: Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería
D.S. 055-2010-EM

Tabla 2.2. Límites permisibles de Metano y Oxígeno

AGENTE QUÍMICO	SÍMBOLO	LÍMITE MÍNIMO	LÍMITE MÁXIMO
Metano	CH ₄	--	10% LEL (5000 ppm)
Oxígeno	O ₂	19.5% Vol.	22% Vol.

Fuente: Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería
D.S. 055-2010-EM

En las tablas N° 2.3 y 2.4 se muestran los efectos fisiológicos de una persona a la exposición de gases tóxicos y la deficiencia de oxígeno.

Tabla 2.3. Efectos fisiológicos a la exposición de gases tóxicos

CARACTERÍSTICA	METANO	MONOXIDOI DE CARBONO	ACIDO SULFHIDRICO	GAS CARBONICO	OXIGENO
FORMULA QUIMICA	CH ₄	CO	H ₂ S	CO ₂	O ₂
¿ES COMBUSTIBLE?	SI	SI	SI	NO	NO
¿ES SOPORTE DE LA COMBUSTION?	NO	NO	NO	NO	SI
¿ES VENENOSO?	NO	SI	SI	NO	NO
¿COMO SE DETECTA?	DETECTOR DE GAS PORTÁTIL O PERMANENTE	DETECTOR DE GAS PORTÁTIL O PERMANENTE	DETECTOR DE GAS PORTÁTIL O PERMANENTE	DETECTOR DE GAS PORTÁTIL O PERMANENTE	DETECTOR DE GAS PORTÁTIL O PERMANENTE
RANGO EXPLOSIVO EN EL AIRE	5 A 15%	12.5 A 73%	4.3 A 46%	NINGUNO	NINGUNO
ORIGEN	Ocluido en el carbón y mantos de arcilla; Descomposición de materia vegetal en el agua	Combustión incompleta; Fuegos de mina; explosiones de metano y en voladuras con dinamitas	En aguas de mantos de carbón; en formaciones de sal líneas de tubería tuberías en lugares pobremente ventilados	Combustión completa; pequeñas cantidades son encontradas en forma natural en el aire	Se encuentra naturalmente en el aire
¿CUAL ES EL EFECTO SOBRE LA VIDA?	Causa la muerte por sofocación si es respirado en altas concentraciones; el efecto pasa al refrescarse en aire limpio de de metano	0.10% en el aire causa un colapso completo; excluye el oxígeno de la sangre	0.07% causa la muerte en una hora; muy venenoso; destruye el nervio del olfato	Causa la muerte por sofocación; reemplaza el oxígeno de la sangre; respiración difícil	Necesario para la vida

Fuente: MSA Gas Detection Handbook

Tabla 2.4. Efectos fisiológicos debido a la deficiencia de Oxígeno

Concentración de O ₂	Efectos
19.5 - 16%	Efectos aparentemente no visibles.
16 - 12%	Incremento de la respiración Latido de corazón acelerado. Dificultad para pensar, prestar atención y coordinar.
14 - 10%	Falta de juicio y coordinación muscular pobre. Respiración intermitente.
10 - 6%	Nausea y vómitos. Inhabilitación para realizar movimientos. Inconciencia seguida de la muerte.
Menos de 6%	Mucha dificultad para respirar. Movimientos convulsivos. Muerte en minutos.

Fuente: MSA Gas Detection Handbook

2.2 Ventilación en minería subterránea

La ventilación en una mina subterránea es el proceso mediante el cual se hace circular por el interior de la misma el aire necesario para asegurar una atmósfera respirable y segura para el desarrollo de los trabajos.

La ventilación se realiza estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores. Es necesario establecer una circulación de aire dentro de una mina subterránea por las siguientes razones:

- Es necesario asegurar un contenido mínimo de oxígeno en la atmósfera de la mina para permitir la respiración de las personas que trabajan en su interior.
- En el interior se desprenden diferentes tipos de gases, según el mineral a explotar y la maquinaria utilizada. Estos gases pueden ser tóxicos, asfixiantes y/o explosivos, por lo que es necesario diluirlos por debajo de los límites legales establecidos en cada país.

- A medida que aumenta la profundidad de la mina la temperatura aumenta. El gradiente geotérmico medio es de 1° cada 33 m. Adicionalmente, los equipos y máquinas presentes en el interior contribuyen a elevar la temperatura del aire. En este caso la ventilación es necesaria para la climatización de la mina.

2.2.1 Tipos de Ventilación

2.2.1.1. Ventilación Natural

La energía más barata y abundante en la naturaleza es el aire natural, que se utiliza en la ventilación para minas subterráneas. Este aire se introduce por la bocamina principal de ingreso, recorriendo el flujo del aire por la totalidad del circuito de ventilación, hasta la salida del aire por la otra bocamina.

Para que funcione la ventilación natural tiene que existir una diferencia de alturas entre las bocaminas de entrada y salida. En realidad, más importante que la profundidad de la mina es el intercambio termodinámico que se produce entre la superficie y el interior. La energía térmica agregada al sistema se transforma a energía de presión, susceptible de producir un flujo de aire (el aire caliente desplaza al aire frío produciendo circulación). La ventilación natural es muy cambiante, depende de la época del año, incluso, en algunos casos, de la noche y el día.

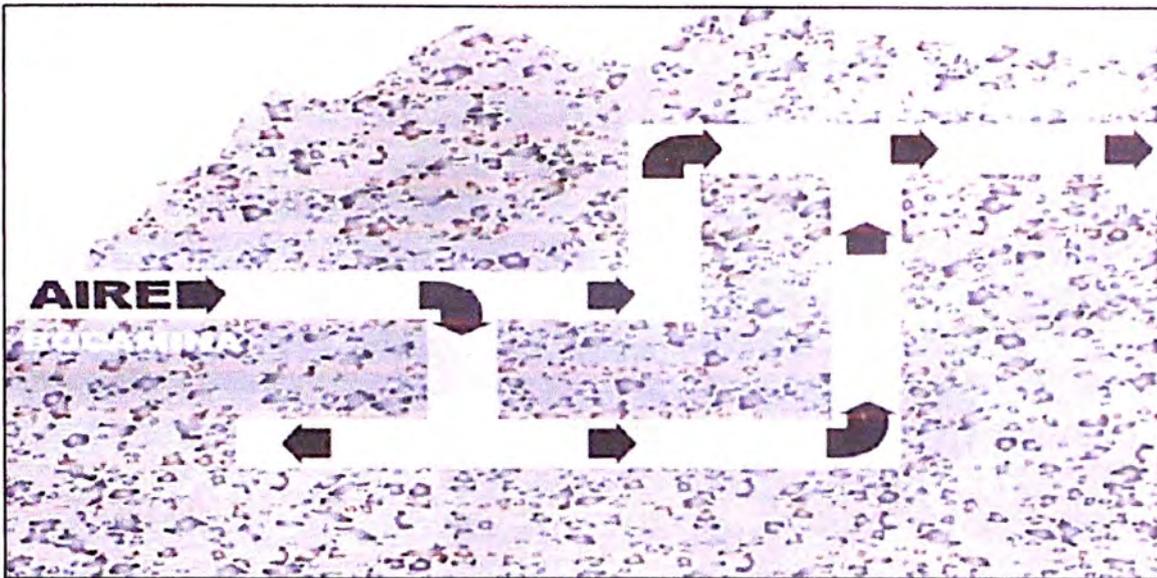


Figura 2.1 Ventilación Natural

Dado que, la ventilación natural es un fenómeno de naturaleza inestable y fluctuante, en ninguna faena subterránea moderna debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones.

2.2.1.2 Ventilación Mecanizada

El elemento mecánico que ha permitido el desarrollo y perfeccionamiento de la ventilación mecanizada es el ventilador. Ésta básicamente es una máquina volumétrica que mueve cantidades de aire de un punto a otro venciendo la resistencia de las galerías mediante el aporte permanente de energía al fluido para mantenerlo en circulación en la forma de presión estática y cinética, energía que es entregada por un motor eléctrico. La ventilación que recorre toda la mina se conoce como ventilación principal y aquella que recorre secciones limitadas como en los frentes de explotación se le conoce como ventilación auxiliar o secundaria.

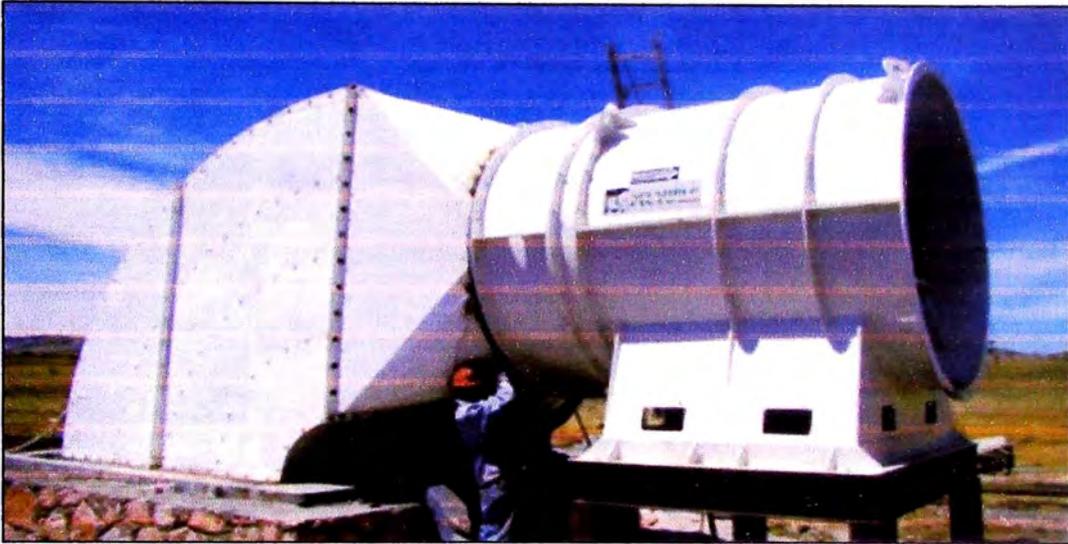


Figura 2.2 Ventilador principal de mina subterránea

2.2.2 Ventilación Auxiliar o Secundaria

Como ventilación auxiliar o secundaria, definimos aquellos sistemas que, haciendo uso de ductos y ventiladores auxiliares, ventilan áreas restringidas de las minas subterráneas, empleando para ello circuitos de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado que les proporciona el sistema de ventilación general. Por extensión, esta definición la aplicamos al laboreo de túneles desde la superficie, aun cuando en estos casos no exista un sistema de ventilación general. Los sistemas de ventilación auxiliar que pueden emplearse en el desarrollo de galerías horizontales, utilizando ductos y ventiladores auxiliares son:

2.2.2.1 Sistema Auxiliar Impelente

El aire es impulsado dentro del ducto y sale por la galería en desarrollo ya viciado. Para galerías horizontales de poca longitud y sección (menores a 400 metros y de 3.0 x 3.0 metros de sección), lo conveniente es usar un sistema impelente de mediana o baja capacidad, dependiendo del equipo a utilizar en el desarrollo y de la localización de la alimentación y evacuación de aire del circuito general de ventilación de la zona.

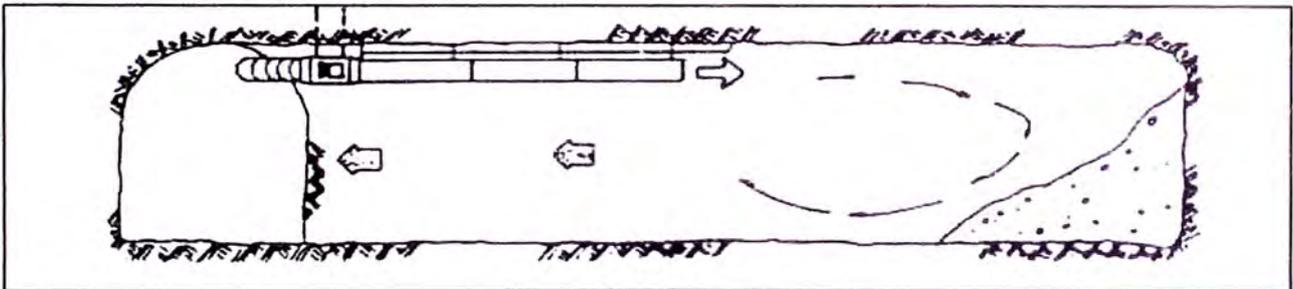


Figura 2.3 Sistema de Ventilación Auxiliar Impelente

2.2.2.2 Sistema Auxiliar Aspirante

El aire fresco ingresa al frente por la galería y el contaminado es extraído por la ducto. Para ventilar desarrollos de túneles desde la superficie, es el sistema aspirante el preferido para su ventilación, aun cuando se requieren elementos auxiliares para remover el aire de la zona muerta, comprendida entre la frente y el extremo del ducto de aspiración.

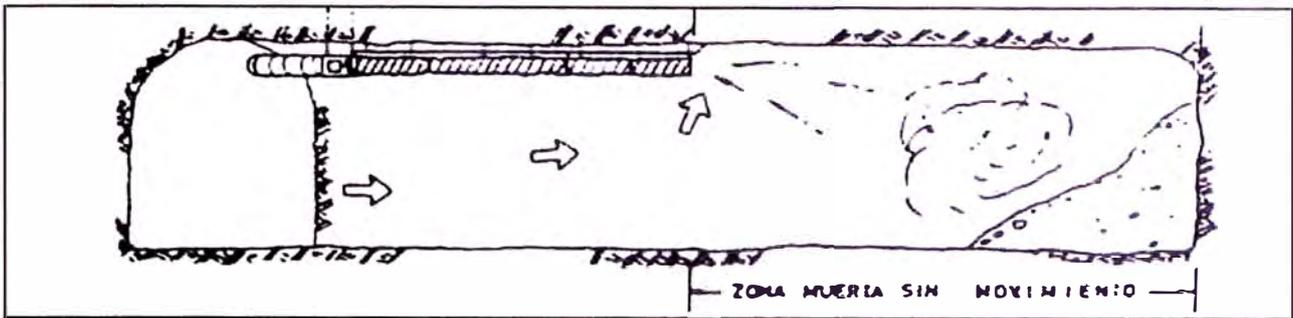


Figura 2.4 Sistema de Ventilación Auxiliar Aspirante

2.2.2.3 Sistema Auxiliar Combinado

Este sistema emplea dos tendidos de ductos, una para extraer aire y el segundo para impulsar aire limpio al frente de avance. Este sistema reúne las ventajas de los dos tipos básicos, en cuanto a mantener la galería y la frente en desarrollo con una renovación constante de aire limpio y en la velocidad de la extracción de los gases de disparos, con la desventaja de su mayor costo de instalación y mantenimiento. Para galerías de mayor sección (mayor a 25 m^2), y con una longitud sobre los 400 metros, el uso de un sistema aspirante o combinado es más recomendable para mantener las galerías limpias y con buena visibilidad para el tráfico de vehículos, sobre todo si éste es equipo diesel. El uso de sistemas combinados, aspirante – impelentes, para ventilar el desarrollo de piques verticales, es también de aplicación práctica cuando éstos se desarrollan en forma descendente y la marina se extrae por medio de baldes. En estos casos, el uso de un tendido de mangas que haga llegar aire fresco al fondo del pique en avance es imprescindible para refrescar el ambiente. La aplicación de sistemas auxiliares para desarrollar galerías verticales está limitada a su empleo para ventilar la galería donde se inicia el desarrollo de la chimenea o pique, dado que la destrucción de los tendidos de ductos

dentro de la labor vertical por la caída de la roca en los disparos es inevitable (en su reemplazo se utiliza el aire comprimido).

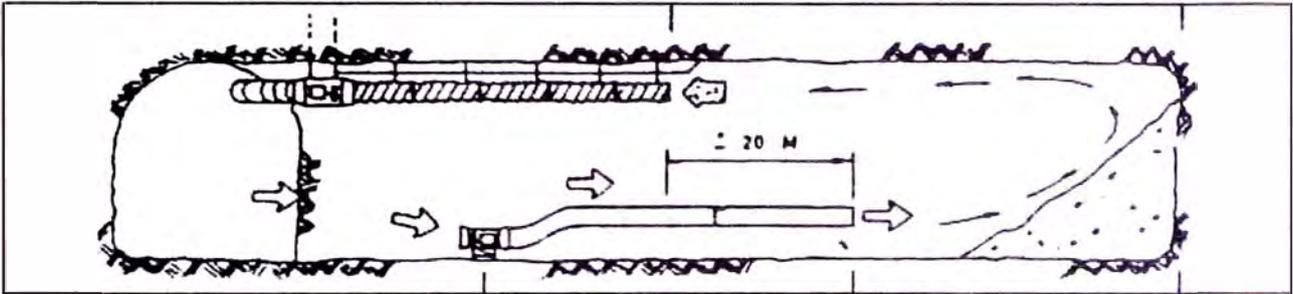


Figura 2.5 Sistema de Ventilación Auxiliar Combinado

2.2.2.4 Ventilación Auxiliar con Aire Comprimido

Por su alto costo, en relación a la ventilación mecanizada, el uso del aire comprimido para atender la ventilación de desarrollos debe limitarse exclusivamente a aquellas aplicaciones donde no es posible por razones prácticas el utilizar sistemas auxiliares de ventilación como es el caso particular del desarrollo manual de chimeneas o piques inclinados.

2.2.3 Ventiladores usados en minería subterránea

2.2.3.1. Ventiladores Centrífugos

En estos ventiladores, el aire entra por el canal de aspiración que se encuentra a lo largo de su eje, cogido por la rotación de una rueda con alabes. Ofrece

la más alta presión estática y un flujo mediano. Su eficiencia varía entre 60% y 80%, pueden trabajar a altas velocidades. Son ventiladores que pueden considerarse “quietos” si se observa su curva característica, produce menos ruido que las axiales, son rígidos, son más serviciales pero mucho más costosos.

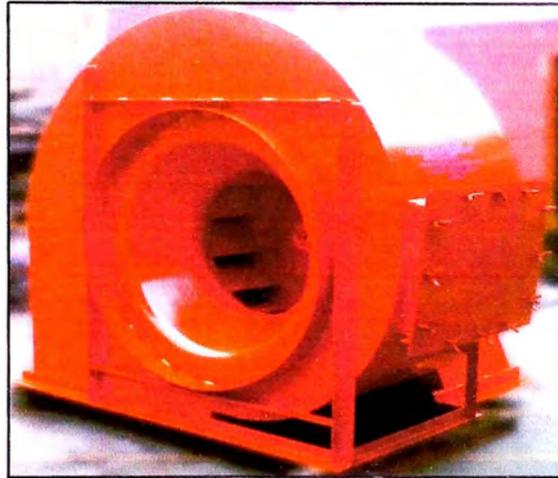


Figura 2.6 Ventilador Centrífugo

2.2.3.2. Ventiladores Axiales

En este tipo de ventiladores, el aire ingresa a lo largo del eje del rotor y luego de pasar a través de las aletas del impulsor o hélice es descargado en dirección axial. También se les llama ventiladores de hélice. Ofrece el más alto flujo de aire, su eficiencia esta entre 70 y 80% y son capaces de trabajar a las velocidades más altas. Este tipo de ventiladores remueven grandes caudales de aire en el orden de los 700 m³/s. Estos ventiladores son usados en el sistema de ventilación principal de las minas así como también en los frentes de explotación o de avance.

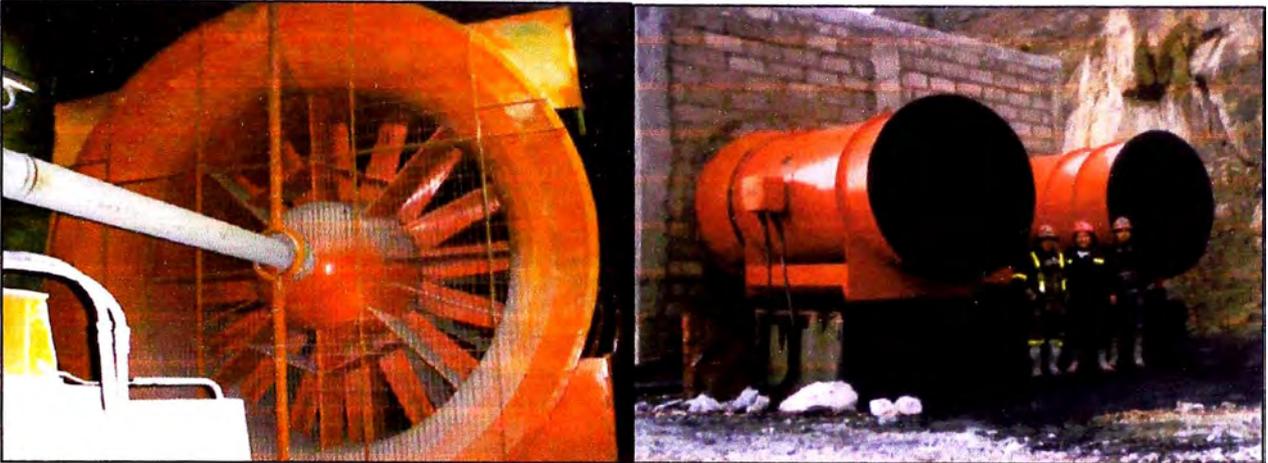


Figura 2.7 Ventilador Axial

2.2.4 Resistencia al Movimiento del Aire

2.2.4.1 Teorema de Bernoulli

En un medio real como lo son los túneles al interior de minas subterráneas, el aire encontrará resistencia a su movimiento. La representación de este fenómeno puede ser representada por la ecuación de Bernoulli:

$$Hv_1 + Hp_1 + Hz_1 = Hv_2 + Hp_2 + Hz_2 + H$$

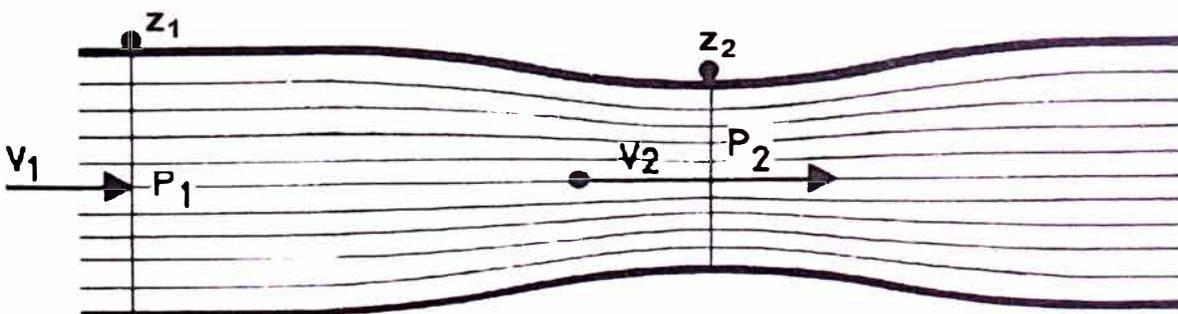


Figura 2.8 Representación de flujo de aire al interior de un túnel irregular

De la ecuación, 'H' es la pérdida de carga o pérdida de presión producida a causa del roce con las paredes del medio donde se mueve entre los puntos 1 y 2. Es este término 'H' el que nos interesa encontrar para saber la energía equivalente a entregar que permita el movimiento del aire.

2.2.4.2 Caída de Presión

El flujo de aire se origina porque existe una diferencia de presión entre dos puntos del túnel o ducto. Para poder lograr esta diferencia de presión en el flujo de aire es necesario agregar energía al sistema que será consumida al superar las resistencias que las labores mineras le ponen a su paso. Las pérdidas de presión están formadas por dos componentes: pérdidas por fricción y pérdidas por choque. Así representamos:

$$H = H_f + H_x$$

Donde:

H_f : Pérdidas de presión por fricción a lo largo del ducto por el rozamiento del aire contra sus paredes.

H_x : Pérdidas de presión por choque causadas por accidentes como cambios de área, bifurcaciones, uniones, cambios de dirección, etc.

Para el cálculo de estas pérdidas de presiones se tiene la Pérdida de presión por fricción a través de la ecuación de Atkinson:

$$H_f = \frac{\alpha * L * P * Q^2}{A^3}$$

Donde:

L : Largo de la labor (m)

A : Área versal de labor (m²)

P : Perímetro del área transversal

Q : Caudal del aire (m³/s)

α : coeficiente de resistencia aerodinámica y depende de la altura (kg*s²/m⁴)

Luego, la caída de presión por choque es:

$$H_x = \frac{\alpha * L_e * P * Q^2}{A^3}$$

Donde el valor de 'Le' son las longitudes equivalentes si es que se tratase de una caída de presión por fricción. Los valores de ' α ' y ' L_e ' se dan en tablas.

2.3 Sensores empleados en Sistemas de Detección de gases

2.3.1 Sensores Catalíticos de Detección de Gases Combustibles

El principio de funcionamiento de un sensor catalítico es que utiliza un componente catalizador para oxidar el gas combustible; un puente de Wheatstone convierte el cambio resultante en una resistencia y por ende en una señal del sensor correspondiente.

El sensor está compuesto de un cable en espiral cubierto de un material catalítico hecho de cristal o cerámico el cual es calentado eléctricamente a una temperatura que permite que este quemé (catalice) el gas combustible a monitorear liberando calor e incrementando la temperatura en dicho cable. A medida que aumenta la temperatura en el cable, la resistencia eléctrica también se incrementa. Esta resistencia es medida por un circuito de puente Wheatstone y la medida resultante es convertida a una señal eléctrica a ser usada por el equipo de detección de gas. Un segundo sensor, sensor compensador, es usado para dar estabilidad a la señal por medio de la compensación de la temperatura, presión y humedad.

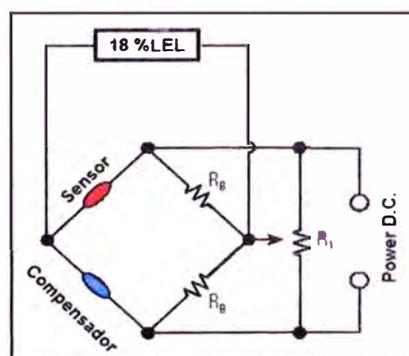


Figura 2.9 Circuito básico de sensor catalítico para la detección de gases combustibles

2.3.2 Sensores Electroquímicos de Detección de Oxígeno y Gases Tóxicos

El principio de funcionamiento de estos tipos de sensores es que usan una reacción electroquímica para generar una corriente que es proporcional a la concentración de gas que está siendo monitoreada. El sensor es una cámara conteniendo un gel electrolito y dos electrodos activos: el electrodo medidor que

detecta el gas (ánodo) y el electrodo contador (cátodo). Un tercer electrodo de referencia es usado para mantener un voltaje constante entre los dos electrodos. La muestra de gas ingresa a la cámara a través de la membrana del sensor ocurriendo una oxidación en el ánodo y al mismo tiempo una reducción en el cátodo. Cuando los iones positivos fluyen hacia el cátodo y los iones negativos hacia el ánodo, se genera una corriente proporcional a la concentración de gas.

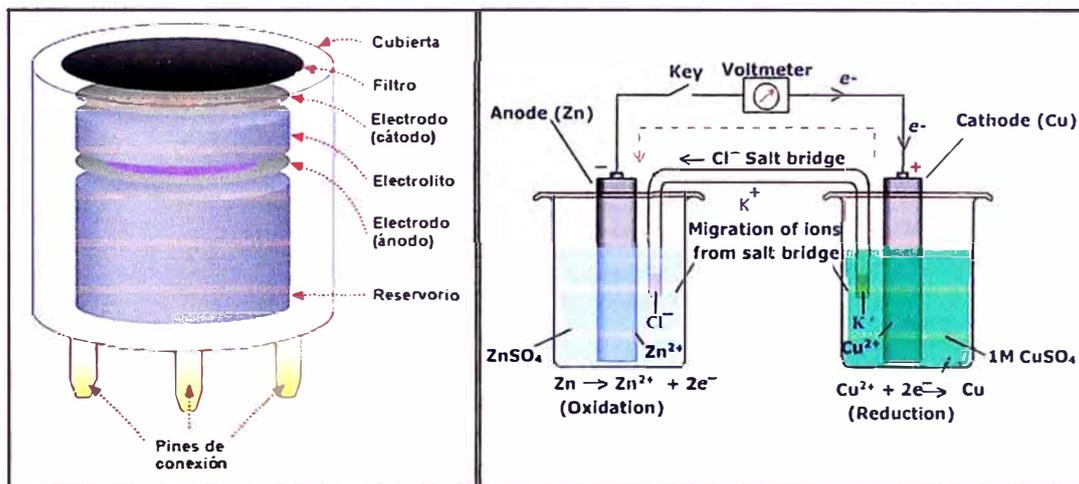


Figura 2.10 Circuito básico de sensor electroquímico para la detección de gases tóxicos y oxígeno

2.4 Variador de Frecuencia

La maquinaria industrial generalmente es accionada a través de motores eléctricos, a velocidades constantes o variables, pero con valores precisos. No obstante, los motores eléctricos generalmente operan a velocidad constante o cuasi-constante, y con valores que dependen de la alimentación y de las características propias del motor, los cuales no se pueden modificar fácilmente. Para

lograr regular la velocidad de los motores, se emplea un controlador especial que recibe el nombre de variador de velocidad. Los variadores de velocidad se emplean en una amplia gama de aplicaciones industriales como en ventiladores, equipo de aire acondicionado, equipo de bombeo, etc. Un variador de velocidad puede consistir en la combinación de un motor eléctrico y el controlador que se emplea para regular la velocidad del mismo. La combinación de un motor de velocidad constante y de un dispositivo mecánico que permita cambiar la velocidad de forma continua.

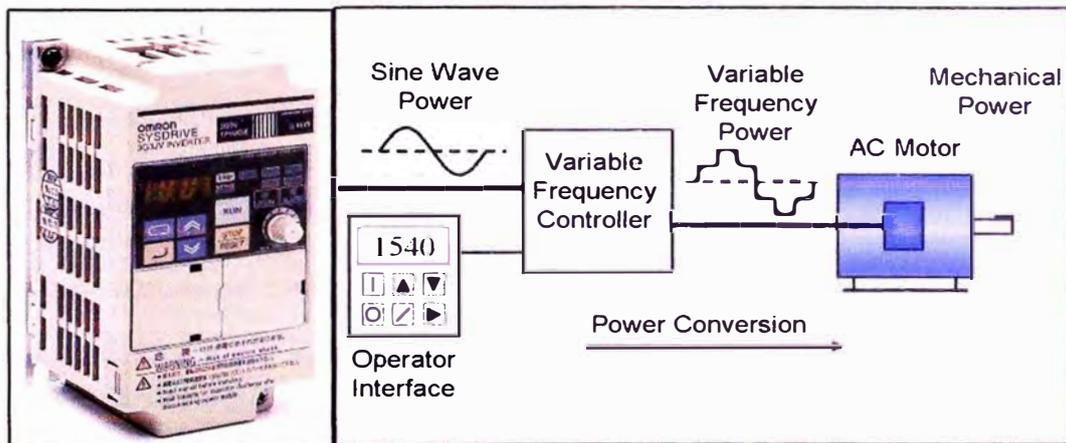


Figura 2.11 Variador de Frecuencia

2.5 Medición del flujo de aire en túneles por Ultrasonido

Para comprender cómo se realiza la medición del flujo del aire a través del principio por ultrasonido dentro de un túnel, como en el caso de mina subterránea, tomemos la ilustración de la figura 2.12. El sonido se propaga en el aire estable a una velocidad C_0 . Cuando el aire se desplaza a una velocidad V , el sonido es desplazado a velocidad $C = C_0 + V$. La velocidad y la dirección de la onda de sonido son

influenciadas por la velocidad del aire. Su propiedad nos permite conocer la velocidad de circulación de aire a través de un espacio determinado. Si uno sabe la dimensión de un túnel determinado, es posible deducir el caudal volumétrico del aire circulante.

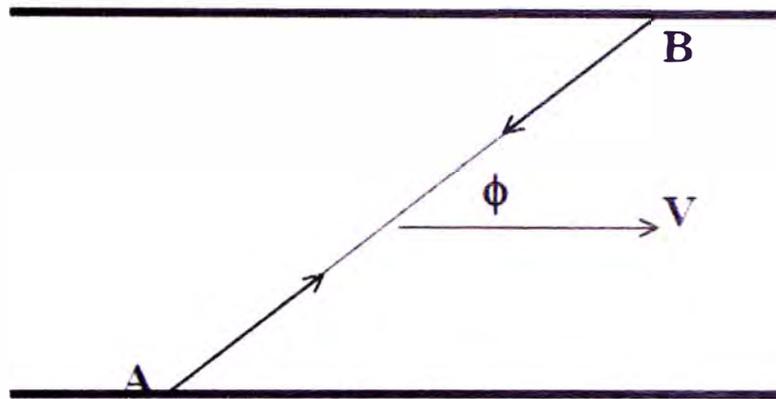


Figura 2.12 Sección transversal de flujo de aire.

Si el sonido atraviesa la distancia, pasando del punto A al punto B a través de un determinado flujo de aire, su velocidad resultante se obtiene de la siguiente ecuación:

$$C = C_0 + V \cos \phi$$

Donde:

C_0 : Velocidad de la onda de sonido (m/s)

V : Velocidad del aire

Φ : Angulo entre la dirección del flujo del aire y la propagación de la onda de sonido

El tiempo, T , necesario para el sonido recorrer la distancia del punto A al punto B se expresa de la siguiente manera:

$$T = \frac{L}{C_0 + V \cos \phi} \quad (1)$$

Donde:

L: Distancia del punto A al punto B (m)

Sin embargo, la velocidad del sonido, C_0 , se ve afectada por la temperatura, presión, humedad y otros factores. La solución consiste en resolver C_0 en la fórmula. Que se puede lograr por tener dos transmisores y dos receptores, o dos transmisores / receptores a fin de transmitir en dos direcciones.

El tiempo, T_1 , para cruzar la distancia del punto A al punto B y el tiempo, T_2 , para cruzar la distancia del punto B al punto A puede expresarse en la forma siguiente:

$$T_1 = \frac{L}{V \cos \phi + C_0} \quad (2)$$

$$T_2 = \frac{L}{V \cos \phi - C_0} \quad (3)$$

Cuando se combinan, las ecuaciones 2 y 3 pueden expresarse en términos de velocidad del aire:

$$V = \left(\frac{1}{T_1} - \frac{1}{T_2} \right) \times \frac{L}{2 \cos \phi} \quad (4)$$

En la ecuación 4, tenga en cuenta que L y ϕ son constantes que pueden fijarse en el sitio. Por lo que la velocidad media del aire que circula por el túnel puede determinarse midiendo el tiempo $T1$ y $T2$. Si se conocen las dimensiones del túnel, el flujo de aire a través de la sección circular puede determinarse de:

$$Q = V * A \quad (5)$$

Donde:

V: Velocidad del aire

A: Área de la sección transversal del túnel (m^2)

El método tiene las siguientes ventajas:

- Dar un promedio muy preciso del flujo en la sección transversal del túnel.
- No estorbar en el desenvolvimiento del flujo del aire en comparación a otros métodos de medición.

2.6 Sistema de Supervisión, Control y Adquisición de Datos

Conocida por sus siglas en inglés como sistema SCADA (Supervisory Control And Data Acquisition), el Sistema de supervisión, control y adquisición de datos es un sistema basado en aplicaciones de software diseñado para controlar y supervisar procesos a distancia proporcionando comunicación con los dispositivos ubicados en campo tanto de actuadores que realizan las tareas de control así como los sensores que miden en todo momento el estado de las variables a controlar. El

objetivo del sistema es realizar las acciones de control de manera automática como respuesta a las señales que los sensores envían desde los lugares que se encuentran instalados y estas señales ser procesadas en la computadora central donde se encuentra el software y ésta a su vez genere una respuesta que será informada al actuador.

Lo anterior es lo que se denominada “realimentación” y es un mecanismo, un proceso cuya señal se mueve dentro de un sistema, y vuelve al principio de éste como en un bucle. Este bucle se llama "bucle de realimentación". La realimentación y la autorregulación están íntimamente relacionadas. La realimentación negativa, que es la más común, ayuda a mantener estabilidad en un sistema a pesar de los cambios externos.

Las funciones principales del sistema SCADA son:

- Supervisión remota de instalaciones y equipos: Permite al operador conocer el estado de desempeño de las instalaciones y los equipos alojados en la planta, lo que permite dirigir las tareas de mantenimiento y estadística de fallas.
- Control remoto de instalaciones y equipos: Mediante el sistema se puede activar o desactivar los equipos remotamente (por ejemplo abrir válvulas, activar interruptores, encender motores, etc.), de manera automática y también manual. Además es posible ajustar parámetros, valores de referencia, algoritmos de control, etc.

- **Procesamiento de datos:** El conjunto de datos adquiridos conforman la información que alimenta el sistema, esta información es procesada, analizada, y comparada con datos anteriores, y con datos de otros puntos de referencia, dando como resultado una información confiable y veraz.
- **Visualización gráfica dinámica:** El sistema es capaz de brindar imágenes en movimiento que representen el comportamiento del proceso, dándole al operador la impresión de estar presente dentro de una planta real. Estos gráficos también pueden corresponder a curvas de las señales analizadas en el tiempo.
- **Generación de reportes:** El sistema permite generar informes con datos estadísticos del proceso en un tiempo determinado por el operador.
- **Representación de señales de alarma:** A través de las señales de alarma se logra alertar al operador frente a una falla o la presencia de una condición perjudicial o fuera de lo aceptable. Estas señales pueden ser tanto visuales como sonoras.
- **Almacenamiento de información histórica:** Se cuenta con la opción de almacenar los datos adquiridos, esta información puede analizarse posteriormente, el tiempo de almacenamiento dependerá del operador o del autor del programa.
- **Programación de eventos:** Esta se refiere a la posibilidad de programar subprogramas que brinden automáticamente reportes, estadísticas, gráfica de curvas, activación de tareas automáticas, etc.

2.6.1 Transmisión de Datos

Para realizar el intercambio de datos entre los dispositivos de campo y la estación central de control y gestión, se requiere un medio de comunicación. Existen diversos medios que pueden ser cableados como el cable coaxial, fibra óptica y cable telefónico; y no cableados como ondas microondas, comunicación satelital, u ondas de radio como el que se usará en el presente trabajo. En cualquiera de los casos se requiere un MODEM, el cual modula y demodula la señal. Algunos sistemas grandes usan una combinación de radio y líneas telefónicas para su comunicación.

Un elemento importante para lograr la comunicación con el sistema central de proceso del sistema SCADA es la Unidad Terminal Remota o RTU (siglas en inglés) la cual se encuentra ubicada en la planta o campo de trabajo. El RTU tiene la habilidad de generar una señal que contiene la información a ser enviada. Asimismo, tienen la habilidad para descifrar la señal recibida y extraer la información para ser enviada a los actuadores inmersos en los procesos a controlar; esto debido a que cuenta con un microprocesador e interfaces de entrada y salida tanto analógicas como digitales que permiten tomar la información del proceso provista por dichos dispositivos de instrumentación y control.

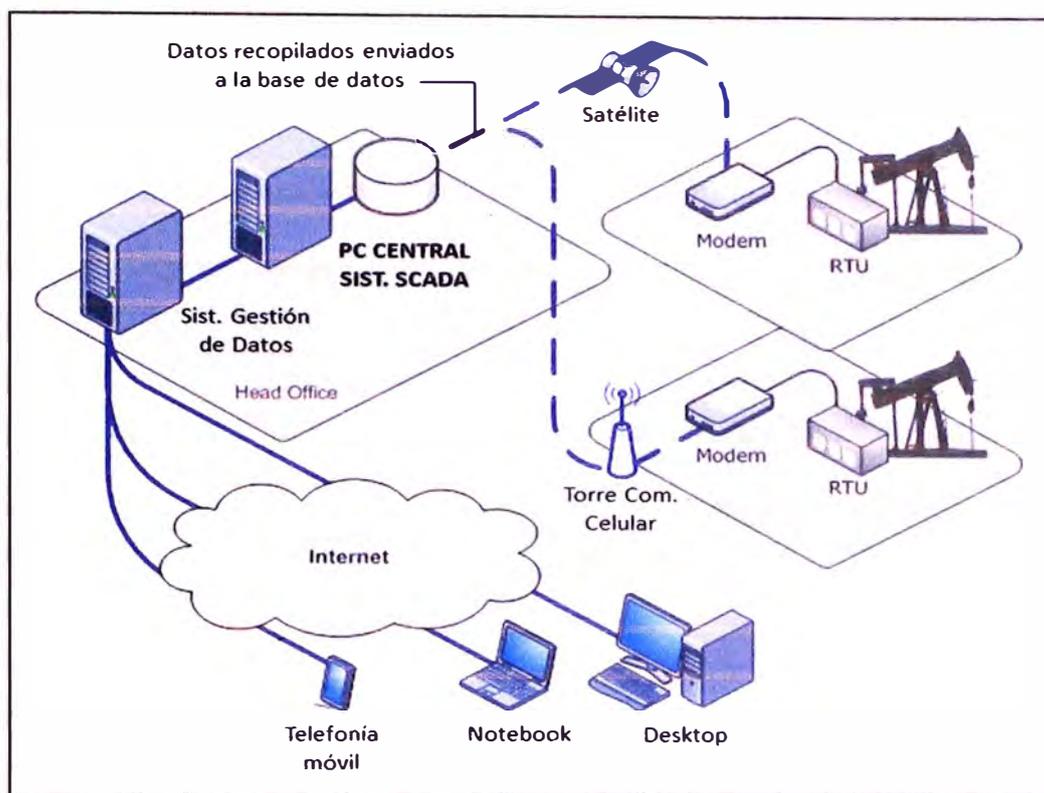


Figura 2.13 Esquema de transmisión de datos

2.7 Sistema de Comunicación por Radio Frecuencia en Interior Mina

El principal problema que encontramos en una mina subterránea es transmitir radialmente a través de la piedra debido a las condiciones geológicas de la misma siendo en su mayoría minas que extraen metales donde la piedra tiene mucha densidad generando rebote de la señal y pérdida de la potencia al entrarse más en ella; por ejemplo, de manera similar ocurre cuando se circula por un túnel originándose pérdida de la señal de celular. Ya que ninguna frecuencia puede penetrar la roca, se ideó extender un cable a lo largo del túnel donde se requería cobertura. Este método fue creado en 1950 así como la forma de transmisión de ondas de radio por medio de cable coaxial que tomó el nombre de "Leaky Feeder" o cable radiante. Con este concepto se cumplió con la principal necesidad de

comunicación; sin embargo en la actualidad la tecnología informática ha ganado gran terreno tanto en el control de operaciones, las comunicaciones y la seguridad que un sistema no solo debe ofrecer transmisión de voz, sino también de datos que es más importante en nuestros tiempos.

Las ondas electromagnéticas de radiofrecuencia pueden transmitirse y viajar por el aire sin ningún problema cuando existe línea de vista, pero tienden a sufrir muchas pérdidas cuando esta línea de vista se pierde en las curvas de un túnel. Otros medios de comunicación mediante antenas en serie a lo largo del túnel tienen el inconveniente de que sufren de desvanecimiento de señales cuando se atraviesan objetos muy grandes como camiones o trenes que interrumpen las señales.

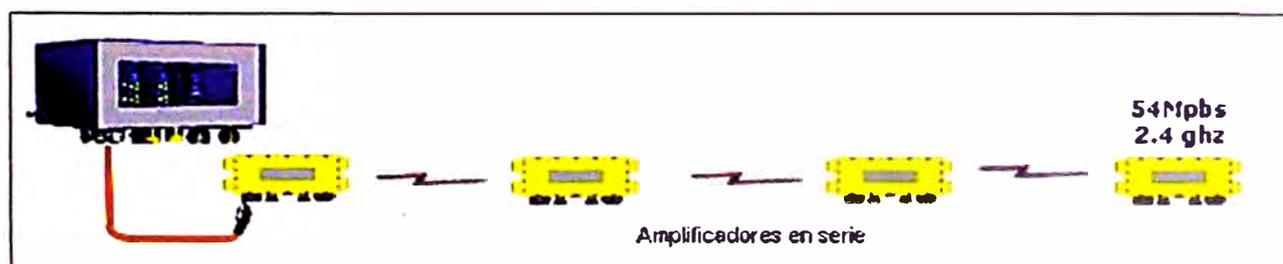


Figura 2.14 Comunicación por radio frecuencia. Disposición no favorable en minas ni túneles.

Para solucionar estos inconvenientes surgió el cable radiante “leaky feeder” que es utilizado para comunicar túneles y se asemeja a un cable coaxial con pequeños orificios para radiar en forma transversal las señales de radiofrecuencia lo largo del cable como si este fuera una antena muy larga

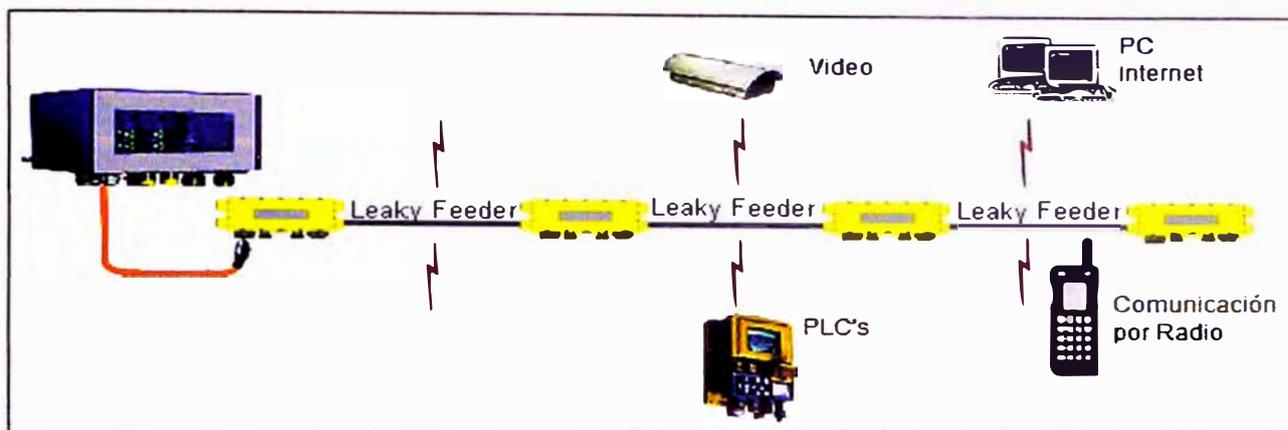


Figura 2.15 Comunicación por radio frecuencia. Disposición adecuada para minas subterráneas y túneles.

Los amplificadores de este sistema tienen integrado un ruteador y radiomodem WiFi lo que le permite comunicarse en forma de serie regenerando constantemente la señal, permitiendo así tener comunicación a lo largo de un túnel sin importar la longitud de este. Mediante este cable radiante de alta velocidad se puede suministrar servicios de telefonía IP, Datos, Ethernet, Video, PLC's, SCADA, control de accesos y localización de trenes, maquinaria y personas.

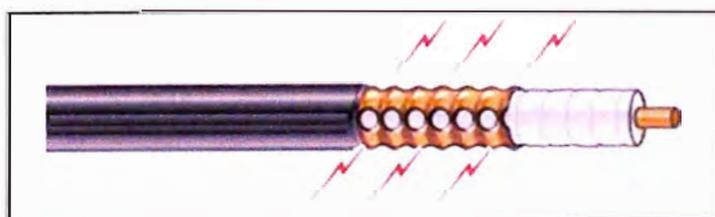


Figura 2.16 Cable Leaky Feeder

2.8 Protocolos de Comunicación

Un protocolo de comunicación es un conjunto de reglas y procedimientos que permite el intercambio de comunicación entre a las unidades remotas y unidad central. Los sistemas SCADA usan como lenguaje estos protocolos en las redes industriales para el control de los diferentes procesos que se llevan a cabo de manera

remota. A continuación, algunos de los protocolos de comunicación más comerciales en el mercado:

2.8.1 Modbus

Protocolo basado en la arquitectura maestro/esclavo o cliente/servidor que se ha convertido en un protocolo de comunicaciones estándar en la industria y es el que goza de mayor disponibilidad para la conexión de dispositivos electrónicos industriales. Las razones por las cuales el uso de Modbus es superior a otros protocolos de comunicaciones son: es público, implementación fácil y de poco desarrollo, y maneja bloques de datos sin suponer restricciones. Modbus permite el control de una red de dispositivos, por ejemplo un sistema de medida de temperatura y humedad, y comunicar los resultados a un ordenador. Modbus también se usa para la conexión de un ordenador de supervisión con una unidad terminal remota (RTU) en sistemas de supervisión y adquisición de datos (SCADA)

2.8.2 Fieldbus

Es un protocolo de comunicaciones digital de alta velocidad creada para reemplazar la clásica señal de 4-20 mA que aún se utiliza en muchos de los sistemas DCS (Sistema de Control Distribuido) y PLC (Controladores Lógicos Programables), instrumentos de medida y transmisión y válvulas de control. La arquitectura fieldbus conecta estos instrumentos con computadores que se usan en diferentes niveles de coordinación y dirección de la planta. Muchos de los protocolos patentados para

dichas aplicaciones tiene una limitante y es que el fabricante no permite al usuario final la interoperabilidad de instrumentos, es decir, no es posible intercambiar los instrumentos de un fabricante por otro similar. Es claro que estas tecnologías cerradas tienden a desaparecer, ya que actualmente es necesaria la interoperabilidad de sistemas y aparatos y así tener la capacidad de manejar sistemas abiertos y estandarizados.

2.8.3 Hart

El Protocolo HART permite la comunicación digital bi-direccional con instrumentos inteligentes sin perturbar la señal analógica de 4-20mA. Ambas señales, la analógica 4-20mA y las señales de comunicación digital HART pueden ser transmitidas simultáneamente sobre el mismo cable. El éxito de este protocolo y la aceptación obtenida en el entorno industrial se debe a las ventajas que ofrece al usuario, y a su fácil implementación sobre los sistemas de control existentes basados en 4-20mA. HART es principalmente un protocolo maestro/esclavo lo que significa que el dispositivo de campo (esclavo) habla solo cuando es preguntado por un maestro. En una red HART dos maestros (primario y secundario) pueden comunicar con un dispositivo esclavo. Los maestros secundarios pueden comunicarse con los dispositivos de campo sin distorsionar la comunicación con el maestro primario. Un maestro primario puede ser típicamente un DCS (Sistema Distribuido de Control), un PLC, o un sistema central de monitorización o control basado en PC, mientras un maestro secundario puede ser un comunicador portátil.

CAPÍTULO III

DESARROLLO DEL CONTROL DE VENTILACIÓN

3.1 Componentes del Sistema de Control de Ventilación

El sistema propuesto para el control de ventilación en los frentes de avance está conformado por los siguientes componentes:

- Sistema de Detección de gases
- Sistema de Medición de Flujo de aire
- Variador de Frecuencia
- Unidad Terminal Remota (RTU)
- Sistema de Comunicación por Radio Frecuencia
- Ventilador
- Sistema SCADA

3.1.1 Sistema de Detección de gases

Básicamente este sistema se conforma de un módulo portátil equipado con sensores que monitorearán constantemente la concentración de oxígeno, gases tóxicos y gases combustibles en el ambiente de trabajo y dando a conocer dicha información en tiempo real tanto a los trabajadores en campo como a la central de monitoreo ubicada de manera remota.

Este sistema se integrará con sensores de la serie Ultima X de la marca MSA. El modelo escogido es el Detector Ultima XE como se aprecia en la figura 3.1. Este equipo cuenta con una pantalla LCD y luces LED para informar al usuario sobre el monitoreo que está realizando y alertarlo de ser necesario ante un eventual peligro. Dadas esas características se podría decir que el detector es un es mini-sistema ya que cuenta con todo lo necesario para operar e informar por sí mismo.

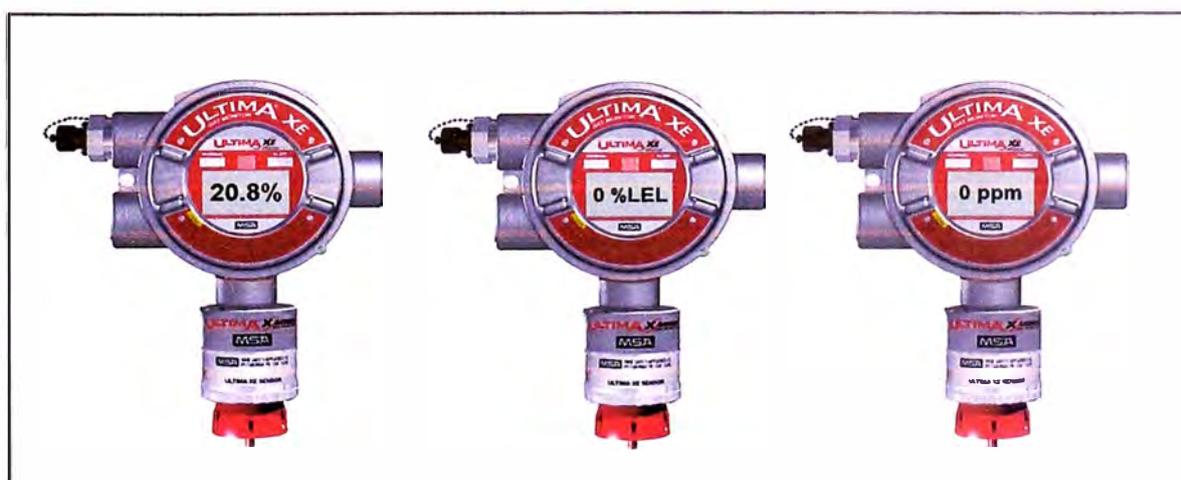


Figura 3.1 Sensores modelo Ultima XE para medición de detección de Oxígeno, Gases combustibles y Gases tóxicos

Sin embargo para realizar el monitoreo de varios tipos de gases a la vez y alertar a todo el personal de manera adecuada que se encuentra en el frente de avance se plantea construir un módulo como el mostrado en la figura 3.6 que contenga hasta tres detectores de gases y equiparlo con dos tipos de alarmas: una visual usando balizas de color amarillo y rojo, y otra audible empleando una sirena. Todo el sistema tendrá el grado de protección Nema 4 como requerimiento de protección mínima en interior mina o “explosion proof” (a prueba de explosión) para el caso de una mina de carbón.

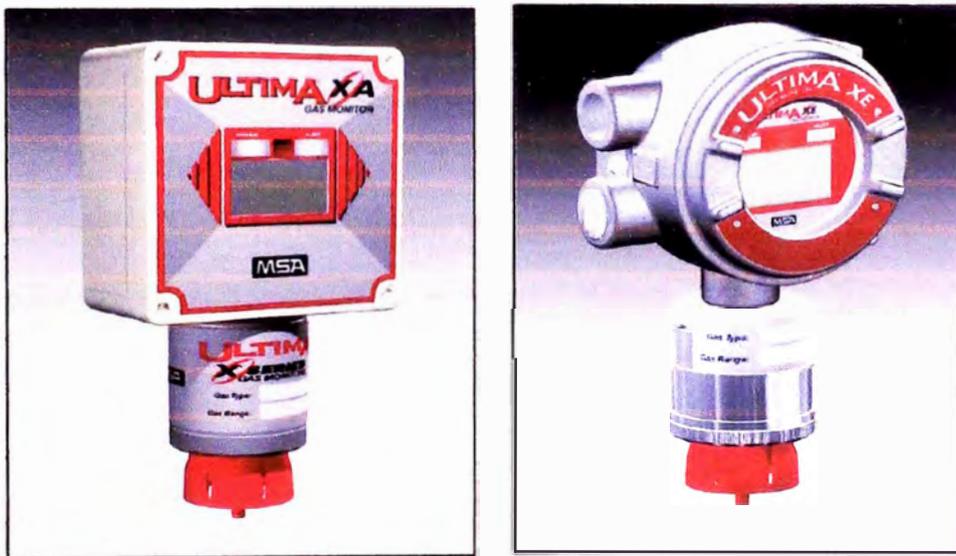


Figura 3.2 Grados de protección: Izquierda, modelo Ultima XA con protección ‘Nema 4X’ para minas convencionales. Derecha, modelo Ultima XE con protección ‘A prueba de explosión’ (explosion proof) para minas de carbón e industria petrolera.

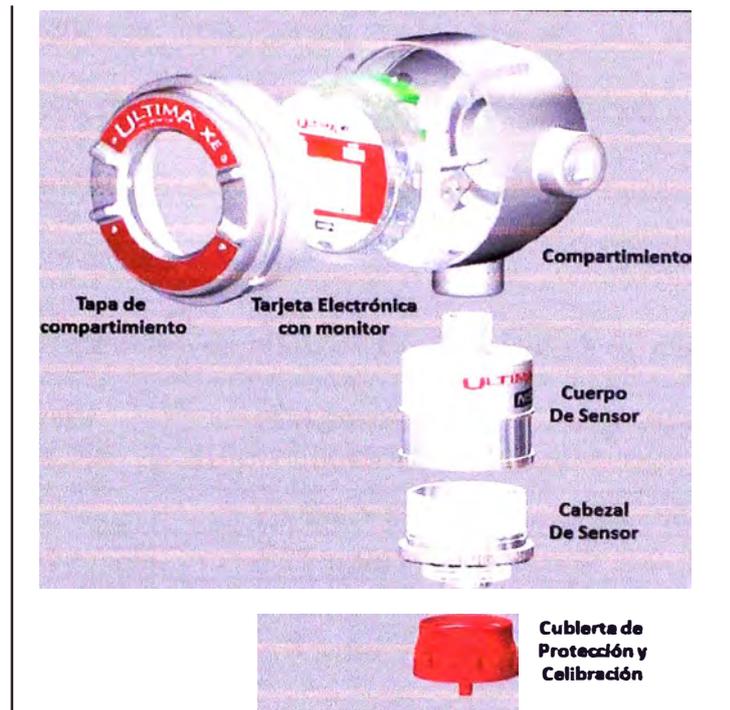


Figura 3.3 Partes del Detector de gases modelo Ultima XE

La instalación de los elementos de advertencia y alarma se logra gracias que a la configuración de la tarjeta electrónica del detector Ultima XE o XA como se aprecia en la figura 3.4; el equipo cuenta con tres relés que serán las que activarán las alarmas y lo harán a los niveles de concentración de gases peligrosas para el trabajador.

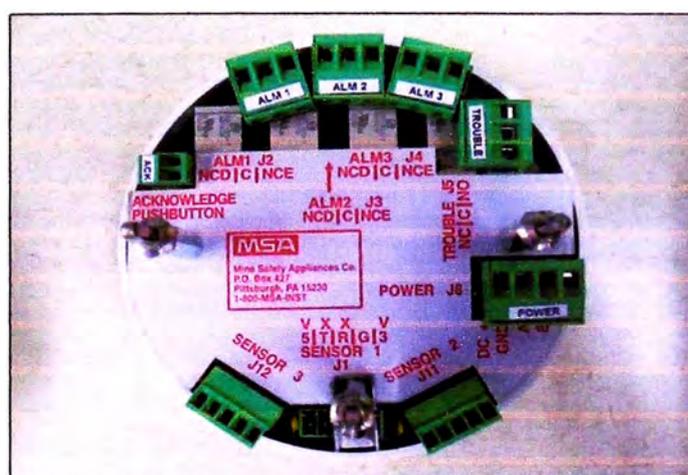


Figura 3.4 Configuración de conexiones de la tarjeta electrónica del Detector de gas

Cada detector se configurará para activar las alarmas a valores de concentración de gases dadas por legislación peruana peruana y en acorde a normas internacionales como la OSHA y ANSI. Así entonces se tiene el siguiente cuadro:

Tabla 3.1 Configuración de alarmas para el sistema de detección de gases

Detector Ultima XE	1ra Alarma (Baliza amarilla)	2da Alarma (Baliza roja y sirena)
O2	$\geq 22.5\%$ Vol.	$\leq 19.5\%$ Vol.
CO	≥ 25 ppm	≥ 100 ppm
H2S	≥ 10 ppm	≥ 15 ppm
NO2	≥ 3 ppm	≥ 5 ppm
CO2	$\geq 0.5\%$ Vol.	$\geq 3\%$ Vol.
CH4	$\geq 10\%$ LEL	$\geq 20\%$ LEL

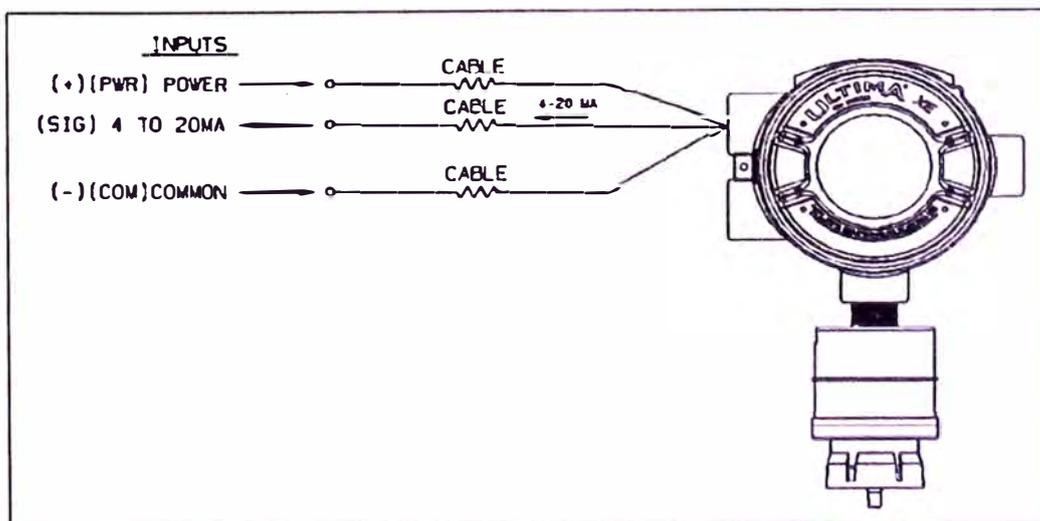


Figura 3.5 Configuración de conexión de cables

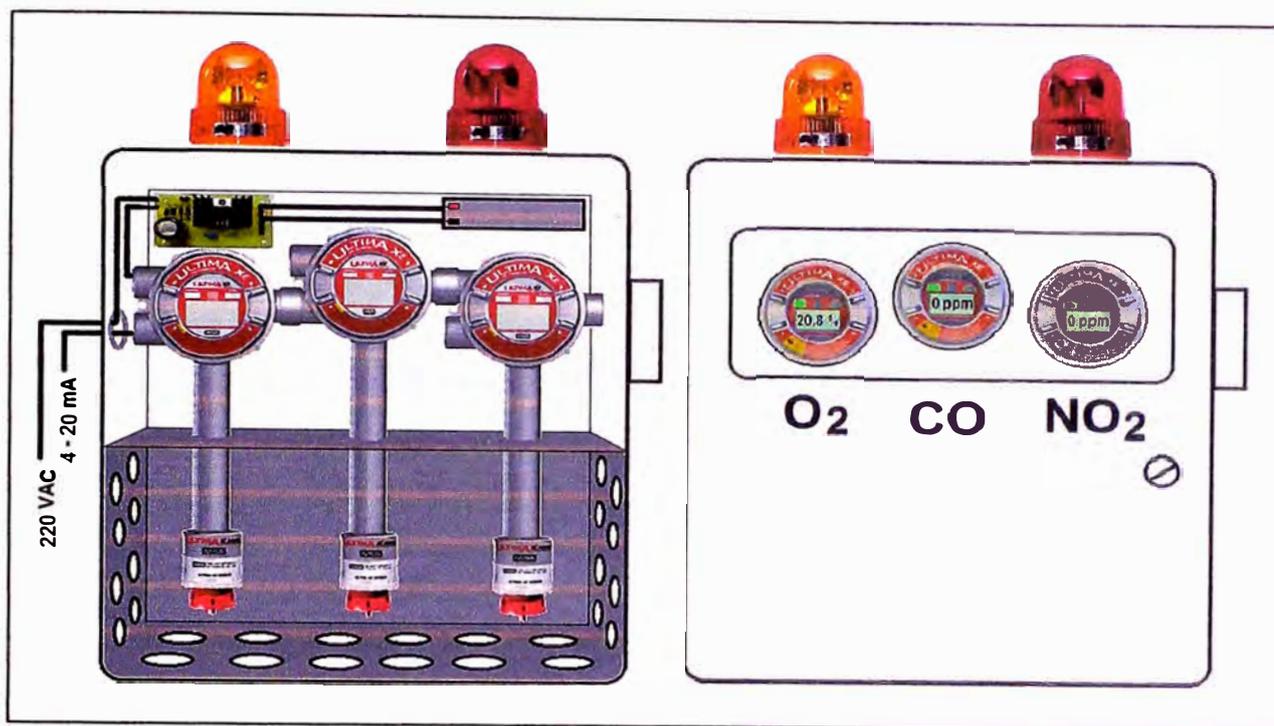


Figura 3.6. Módulo de detección de gases. Izquierda, vista interior. Derecha, vista exterior

Especificaciones Técnicas:

- Módulo portátil de poliestireno con protección Nema 4 para minería subterránea.
- Sensores: Oxígeno, CO, NO₂, CO₂, H₂S, CH₄
- Transmisión de datos: cable 4 – 20 mA
- Rango de temperatura: -20 a 50 °C
- Humedad relativa: 15 a 95% sin condensación
- Tiempo de respuesta al 90% de lectura real: 30 segundos
- Desviación de cero: Menor de 5% al año.
- Desviación de gas patrón: menos de 10% de la escala total.
- Potencia: 24 VDC, 900 mA

- Batería: 24 VDC, 9 Ah (duración de batería de 8 a 10 horas)
- Duración de batería: 4 horas
- Dimensiones: 13x35x45 cm
- Peso de sistema de detección de gases (módulo): 12 kg

3.1.2 Sistema de Medición de Flujo de aire por Ultrasonido

En el presente proyecto, la medición de flujo de aire en el frente de avance se hará a través del sensor ultrasónico Flosonic. El sensor cuenta con un microprocesador, un módulo de control y dos transductores externos. Dichos transductores son instalados de tal modo que mide el flujo promedio que pasa completamente a través de la sección transversal del túnel. Los transductores están completamente sellados y pueden ser usados en condiciones de trabajo muy extremas. El sensor no requiere calibración y sólo requiere ser programado después de su instalación cada vez que se le coloque en el túnel donde se desea hacer la medición de flujo. Una característica importante es que la unidad mide una lectura muy precisa con muy bajo porcentaje de error (menos del 1% a partir de velocidades de 10 m/s) por el método de medición además de no interferir el equipo en el desarrollo del flujo al colocar los sensores en las paredes de la galería como se muestra en la figura 3.7.

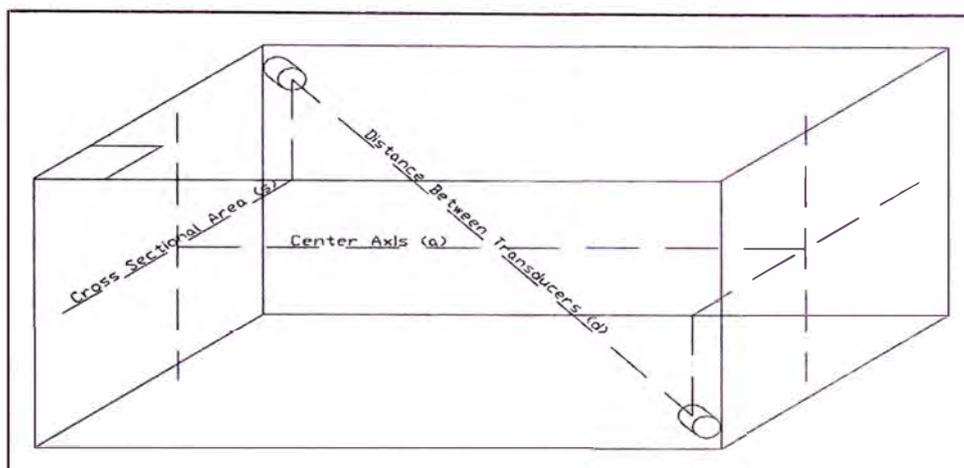


Figura 3.7. Ubicación de los transductores en un túnel común

Las partes principales del módulo del módulo de control así como las conexiones eléctricas se muestran en las figura 3.8.

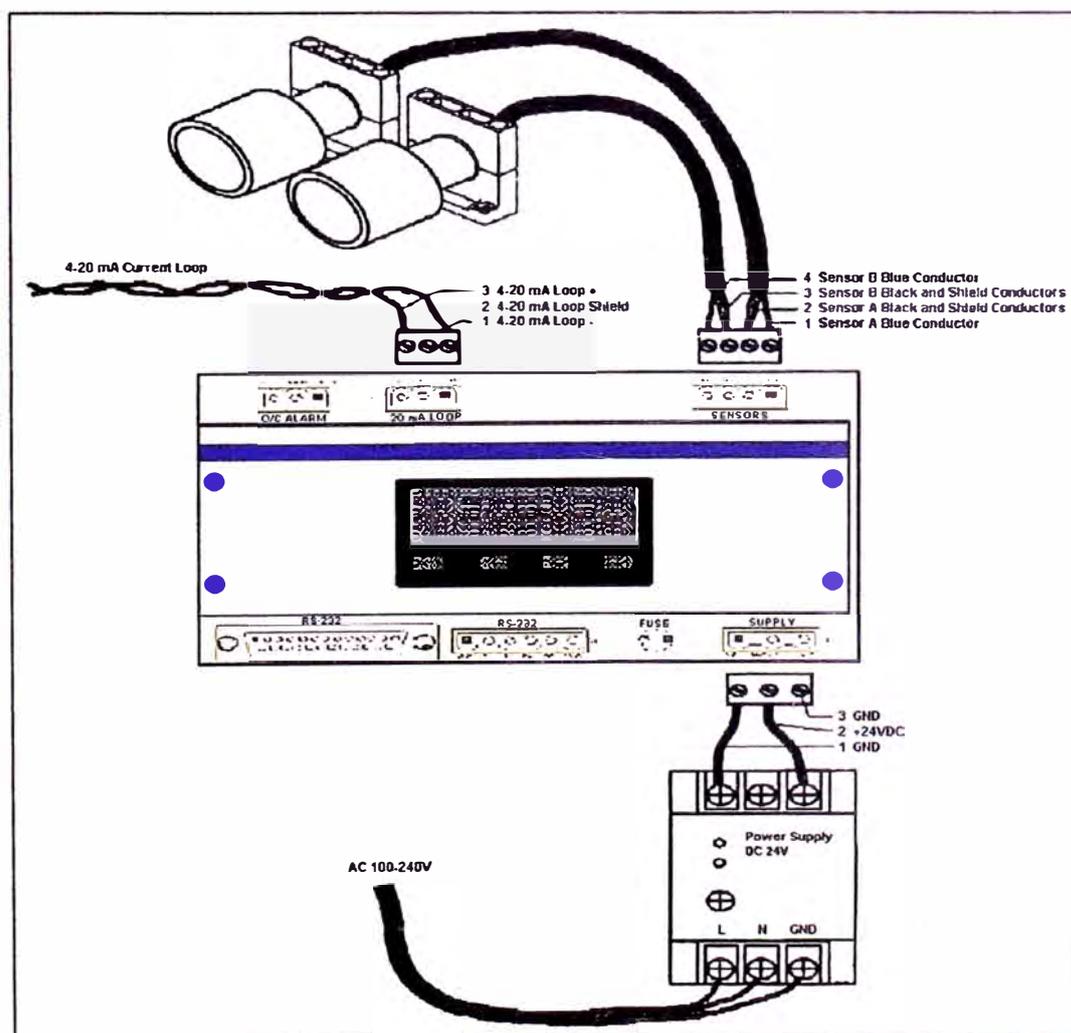


Figura 3.8. Conexiones al módulo de control Flosonic

La programación del sensor ultrasónico FloSonic, ya sea directamente a través de su módulo o vía remota, significa ingresar al controlador parámetros para su operación los cuales son las dimensiones de la galería donde será instalada la unidad con los transductores. En la figura 3.9 se muestra la ventana de programación con la que se haría una programación remota.

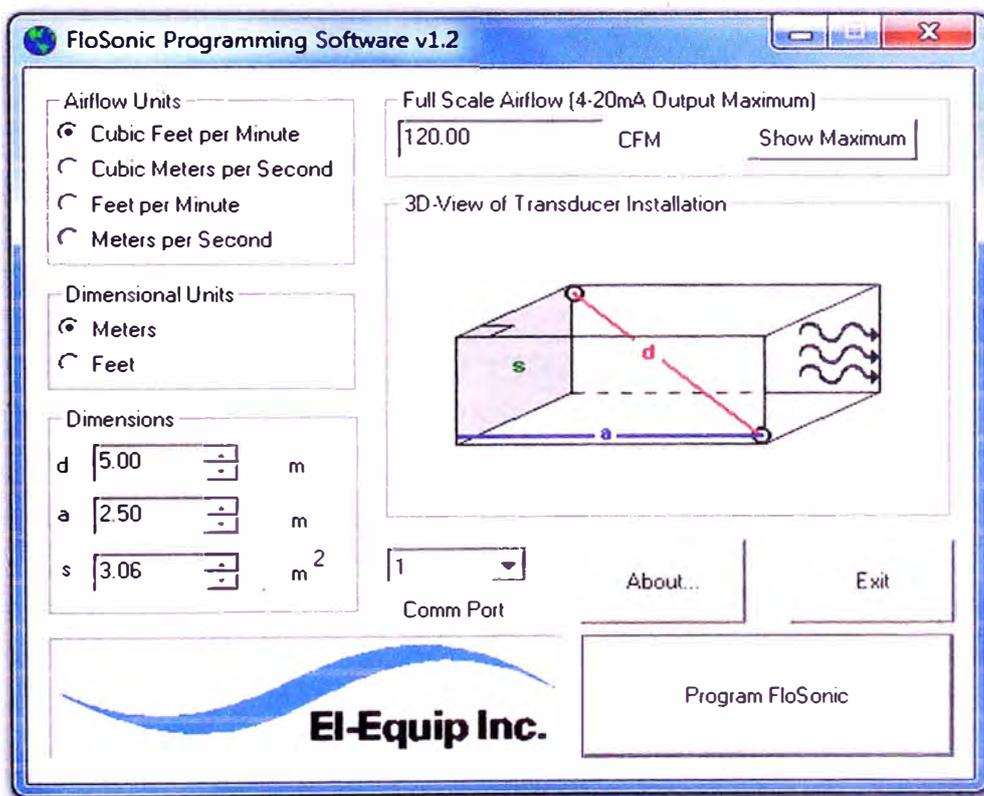


Figura 3.9. Panel de programación del sistema FloSonic

3.1.3 Variador de Frecuencia

Para el control de la velocidad del motor del ventilador, se tiene el variador de frecuencia trifásico modelo FR-A740-06100 de 367 kW de la marca Mitsubishi.

En la figura N° 3.10 se muestra la configuración de conexión del variador de frecuencia. La información para regular la velocidad de flujo del ventilador, la recibe a través de la Unidad terminal remota (RTU), señal que viene de la computadora central (sistema SCADA) ubicada en la estación base en superficie. La figura N° 3.11 se indica la asignación de bornes y cableado para el motor del ventilador.

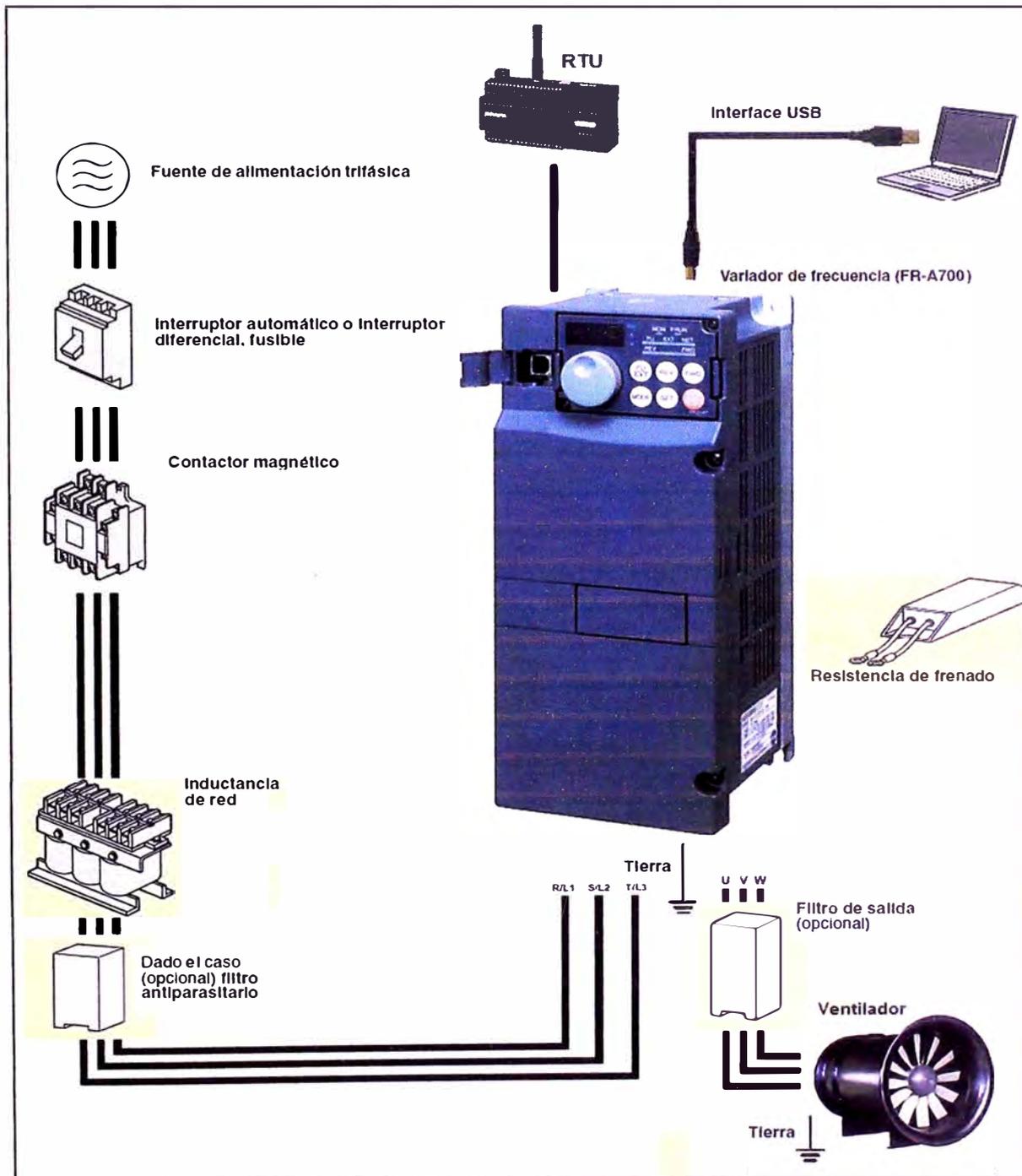


Figura 3.10. Conexiones del Variador de frecuencia FR-A740 marca Mitsubishi

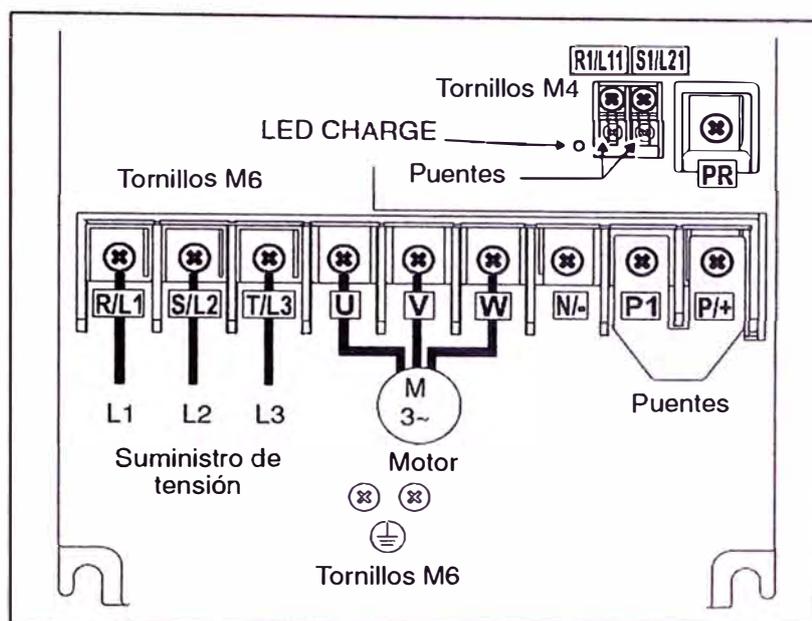


Figura 3.11. Asignación de bornes y cableado

3.1.4 Unidad Terminal Remota (RTU)

Para la comunicación con el sistema SCADA en cuanto a la adquisición de datos del monitoreo de gases, la medición de flujo, así como el control de la velocidad del ventilador, usamos la Unidad terminal remota modelo RTU-710 de la marca alemana Funk Electronic Piciorgros. Lo importante de este dispositivo es que integra en un solo equipo el sistema de comunicación por radiofrecuencia y el control de procesos de manera remota como un PLC (Controlador lógico programable), a diferencia de otros sistemas donde ambas tareas lo realizan dispositivos distintos. El alcance de transmisión de datos de este equipo es de hasta 100 km permitiendo además la configuración manual de transmisión en un rango de 420 – 470 MHz.

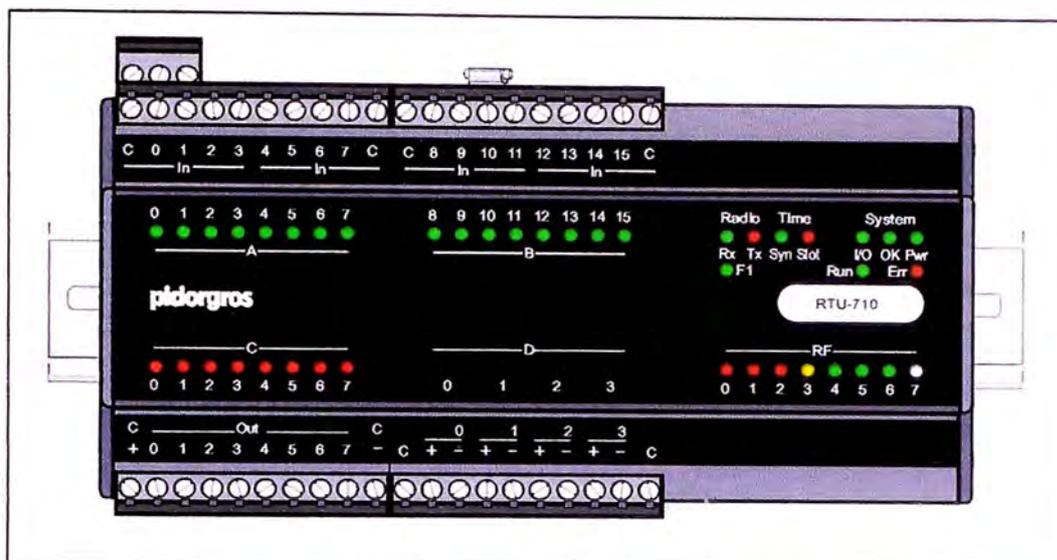


Figura 3.12. Unidad Terminal Remota RTU-710 marca Funk Electronic Piciorgros

La Figura N° 3.13 indica las conexiones del RTU (puerto D) con los cables de salida de los sensores de gases que se dan a través de las entradas analógicas que aceptan señales de 4 – 20 mA (0 – 10 VDC) convirtiendo estas señales análogas a digitales con una resolución de 12 bits.

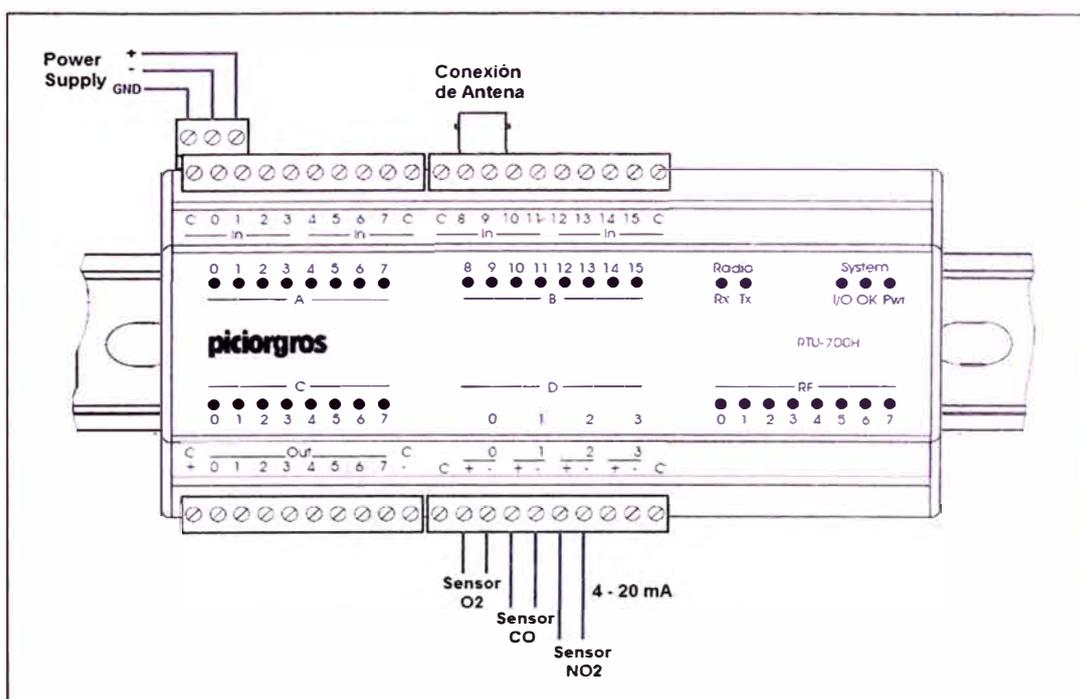


Figura N° 3.13. Conexiones RTU – Sensores de detección de gases

La figura N° 3.14 muestra las conexiones del RTU (puerto C) con el variador de frecuencia a través del cual se logrará el control de flujo del ventilador a partir de la señal que reciba de la central de procesamiento (PC maestro – Sistema SCADA). La señal de salida del RTU hacia el variador es una señal digital de 9 a 30 VDC y con una corriente de hasta 500 mA.

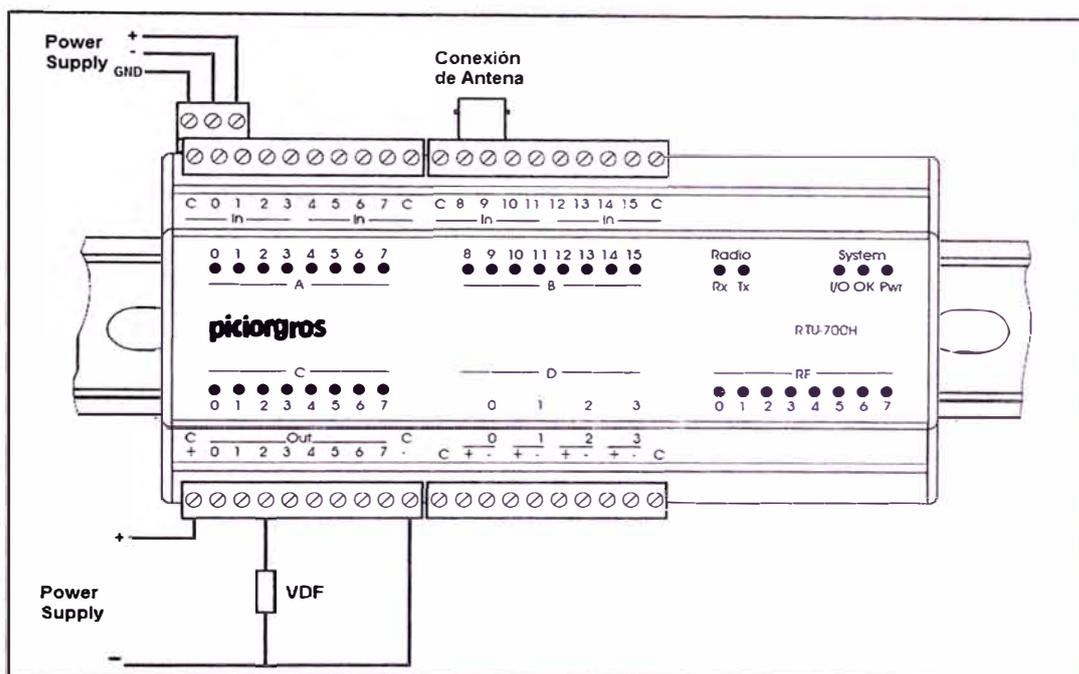


Figura 3.14. Conexiones RTU – Variador de frecuencia de ventilador

Tabla 3.2. Configuración de entradas digitales

Port A									
C	0	1	2	3	4	5	6	7	C
Common 1-4	Input 1 (Pulse signal input)	Input 2 (Pulse signal input)	Input 3	Input 4	Input 5	Input 6	Input 7	Input 8	Common 5-8
Register 2	Bit 0	Bit 1	Bit 2	Bit 3	Bit 4	Bit 5	Bit 6	Bit 7	

Port B									
C	8	9	10	11	12	13	14	15	C
Common 9-12	Input 9	Input 10	Input 11	Input 12	Input 13	Input 14	Input 15	Input 16	Common 13-16
Register 2	Bit 8	Bit 9	Bit 10	Bit 11	Bit 12	Bit 13	Bit 14	Bit 15	

Fuente: Manual de sistema Flosonic

Tabla 3.3. Configuración de salidas digitales

Port C									
C	0	1	2	3	4	5	6	7	C
+ 9-36V	Output 1 (Pulse signal output)	Output 2 (Pulse signal output)	Output 3	Output 4	Output 5	Output 6	Output 7	Output 8	-
Register 300	Bit 0	Bit 1	Bit 2	Bit 3	Bit 4	Bit 5	Bit 6	Bit 7	

Fuente: Manual de sistema Flosonic

Tabla 3.4. Configuración de entradas análogas

Port D									
C	1+	1-	2+	2-	3+	3-	4+	4-	C
Shield	Input 1	Input 1	Input 2	Input 2	Input 3	Input 3	Input 4	Input 4	Shield

Fuente: Manual de sistema Flosonic

3.1.5 Sistema de Comunicación Leaky Feeder

Como se mencionó anteriormente, el sistema de comunicación por radio frecuencia Leaky Feeder es un sistema para proveer de comunicación en minas subterráneas. Esta tecnología permite que las señales de radio que viajan dentro del cable puedan escapar del mismo e irradiar a las cercanías inmediatas. Estas señales de radio que escapan pueden ser recibidas por equipos que la admitan. En el presente proyecto se usará el sistema de comunicación Multicom de la empresa Mine Radio Systems que usa señales de radio dos vías VHF convencional en un rango de frecuencias de 20 a 174 MHz como se muestra en la tabla 3.5.

Tabla 3.5. Tabla de frecuencias del sistema Multicom

Dirección	Frecuencia	Aplicación
Hacia la Estación Base	20 - 115 MHz	Video (NTSC ó PAL) UpStream
Hacia la Estación Base	172 - 174 MHz	Voz/Datos UpStream
De la Estación Base	155 - 159 MHz	Voz/Datos DownStream

Fuente: Manual de Instalación de sistema de comunicación Multicom

Los principales componentes del sistema de comunicación Multicom son los siguientes:

a) Estación base: Es aquella ubicada en superficie y la que se encarga de canalizar todas las señales de radio que se deseen originan en interior mina ya sean de voz o de datos. Está conformada por un cabezal principal donde se encuentra la electrónica, repetidores de radio y fuentes de alimentación. Un componente opcional es un computador que a través de un cable serial RS232 se puede tener acceso a los datos de los diferentes instrumentos y equipos instalados al interior de la mina y controlarlos si se desea a través de un sistema SCADA. La capacidad del cabezal principal es de hasta 32 canales de voz o datos con una potencia de transmisión de 4 decibeles (dB) equivalentes a 100mW.

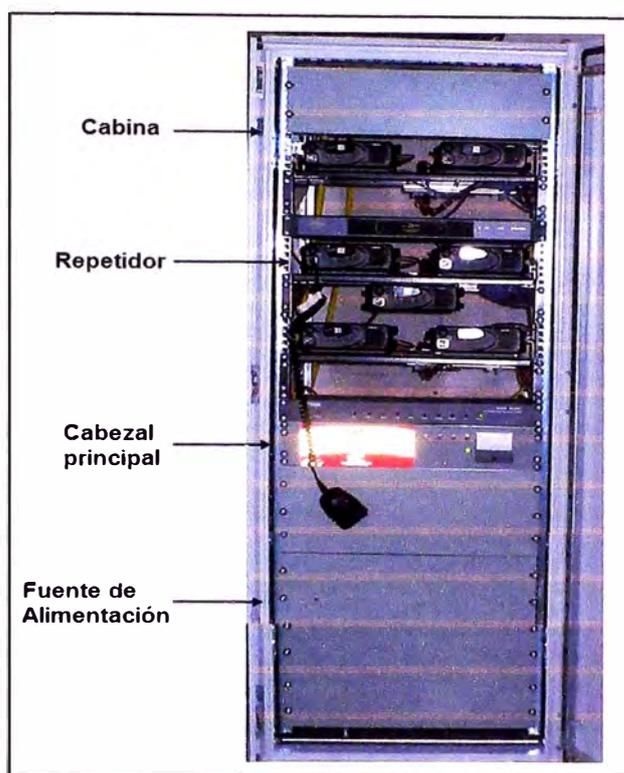


Figura 3.15. Estación base de sistema de comunicación Multicom

b) Cable Leaky Feeder: Cable coaxial especial que tiene una malla interna cubierta de forma parcial. El color característico de la cubierta del cable es amarillo. La instalación del cable Leaky Feeder debe ser desde la estación base Multicom, tomando en cuenta que debe haber línea de vista con el cable para obtener comunicación. La distancia máxima de transmisión después de un terminal es de 100 metros con línea de vista.



Figura 3.16. Cable Leaky Feeder

c) **Amplificador MLAD:** Ocurre una pérdida en el nivel de señal de un punto a otro a lo largo de la instalación del cable leaky feeder. Todos los componentes en el sistema Multicom tienen una pérdida fija a excepción de los amplificadores los cuales cuentan con ganancia la cual hace que a lo largo de la línea de comunicación exista una potencia de transmisión aceptable. Para que exista una adecuada comunicación al interior mina, la mínima potencia de transmisión es de -12dB. Cuando el sistema Multicom es correctamente instalado la ganancia de todos los amplificadores serán igual a la pérdida de todos los componentes pasivos tales como el cable y derivadores. El Control Automático de Ganancia (CAG) de los amplificadores actúa para mantener una ganancia unitaria como se aprecia en la figura 3.18.

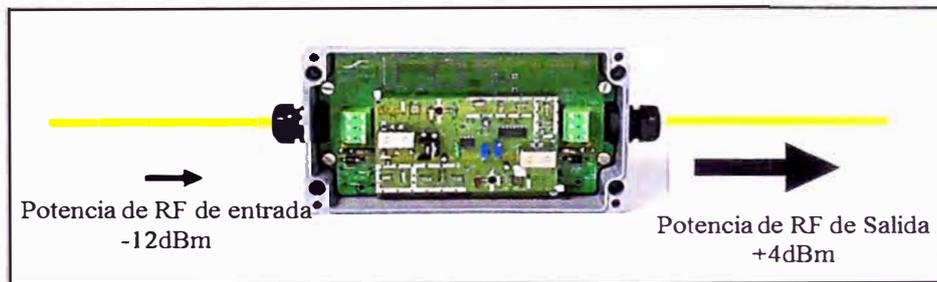


Figura 3.17. La ganancia promedio de un amplificador es de 16 dB

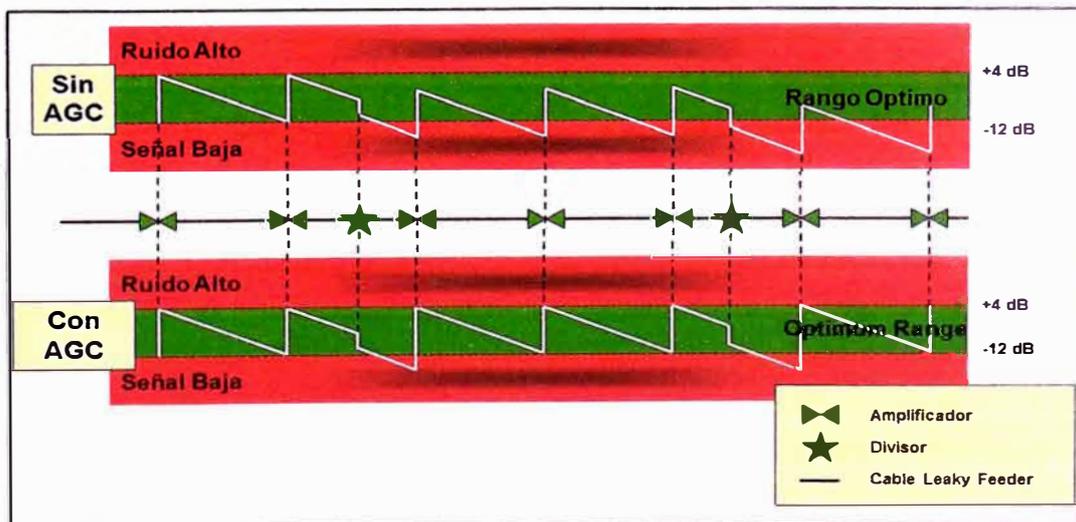


Figura 3.18. Amplificador de potencia con control automático de ganancia.

d) DC Boosters: Son fuentes de alimentación que son requeridas en ciertos tramos en el sistema para mantener un voltaje adecuado en cada amplificador. Todos los amplificadores en la mina no deben estar alejados a más de un kilómetro de una unidad DC booster. El posicionamiento de estas unidades también depende de la disponibilidad de una línea de 120/240 VCA que es la fuente primaria de voltaje de las fuentes de poder.

e) Terminal MTU: Al final de cada ramificación, una unidad terminal es requerida para garantizar un desempeño óptimo del sistema.

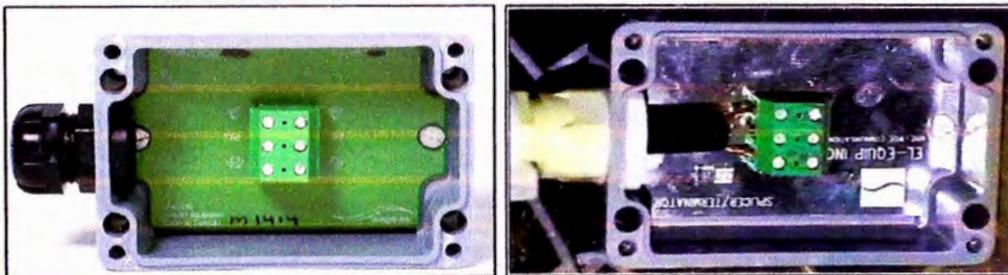


Figura 3.19. Unidad terminal

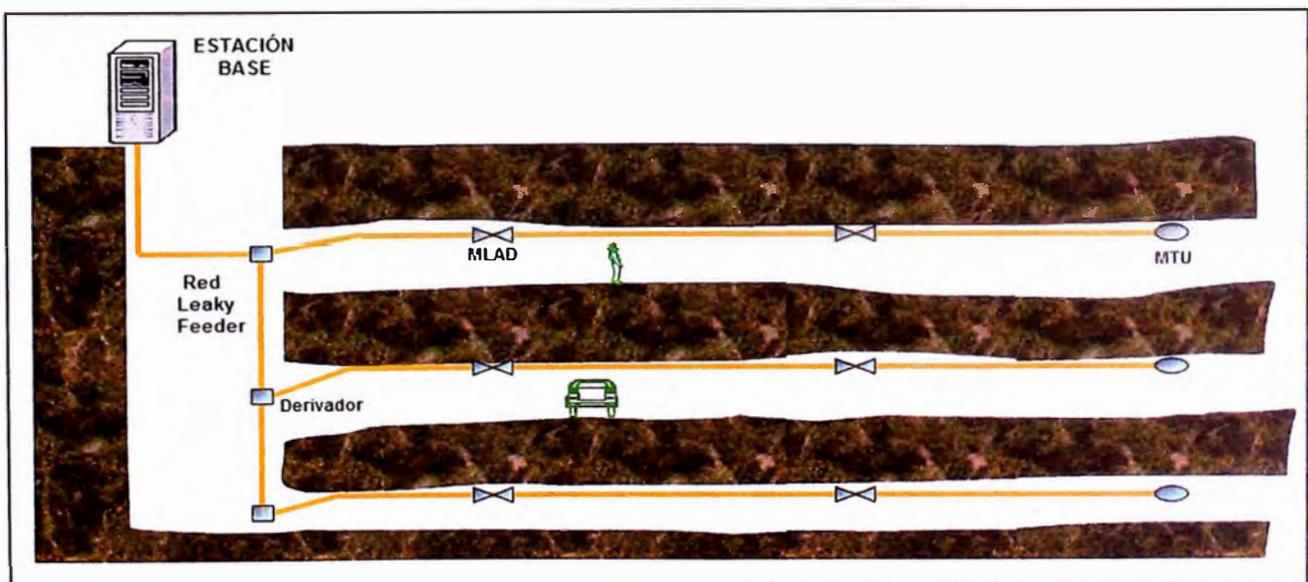


Figura 3.20. Instalación de los principales componentes del sistema de comunicación por radio Multicom

Para el control de la velocidad del ventilador auxiliar en el frente de avance, las señales de radio de los sistemas de medición de flujo y detección de gases estarán configuradas para que las frecuencias de transmisión downstream (desde la estación base) y upstream (a la estación base) estén en las frecuencias de 155 – 159 MHz y 172 – 174 MHz respectivamente.

3.2 Selección del Ventilador

Para determinar el ventilador adecuado que se utilizará para realizar una correcta ventilación del frente de avance, es necesario encontrar su punto de operación el cual está definido por el caudal y la presión que dicho ventilador puede desarrollar. Esta información es importante para el fabricante ya que de esta manera se podrá seleccionar el ventilador que cumplirá los requerimientos de ventilación en el frente de explotación.

$$\text{Punto de Operación} = (Q, H)$$

Donde:

Q: Caudal de aire entregado por el ventilador en m^3/s

H: Presión desarrollada por el ventilador en Pulgadas de agua

Para el presente trabajo, se desea seleccionar un ventilador que en un frente de avance, durante una jornada de trabajo, tenga las siguientes condiciones:

- La mina se ubica a una altura de 4300 msnm (densidad del aire: 0.79 kg/m^3)
- Número de trabajadores en el frente de avance: 5

- Maquinaria usada en el frente de avance: 01 Perforadora Jumbo 150 HP, 01 Cargador frontal de 140 HP, 01 Camión de 250 HP.
- Presencia de gases tóxicos en procesos de voladura como monóxido de carbono CO, Dióxido de Nitrógeno NO₂, Dióxido de Carbono CO₂ y metano CH₄ (en el caso de minas de carbón). La presencia de H₂S se debe a la descomposición de material orgánico que puede darse en ocasiones.
- Producción promedio por frente de explotación: 600 TM de Zinc por día. La mina tiene una producción total de 6 000 TM/día.
- Área de sección transversal de túnel del frente de explotación: 24.82 m² (figura 3.21)
- Longitud del túnel de frente de explotación: 400 m.
- Temperatura: Entre 22°C a 36 °C
- Frente de explotación con presencia de polvo
- Utilización de 100 a 120 Kg anfo en cada proceso de voladura. El factor de carga de explosivos promedio es de 0.2 Kg por tonelada de producción.

3.2.1 Cálculo del Caudal de aire

3.2.1.1 Caudal a requerir por el número de personas

$$Q_{per} = q_{per} * N_{per}$$

De acuerdo a la nueva regulación del gobierno peruano a través del D.S. N° 055-2010-EM, en una mina que se encuentra sobre los 4000 msnm, la cantidad mínima de aire por trabajador es 6 m³/min. Por lo tanto:

$$Q_{per} = 6 \text{ m}^3/\text{min} * 5$$

$$Q_{per} = 30 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.2.1.2 Caudal a requerir por Maquinaria de Operación utilizada en frente de avance

$$Q_{Maq} = q_{Maq} * P(HP)_{Maq}$$

De acuerdo al D.S. N° 055-2010-EM, cuando se emplee equipos o maquinaria diesel, la cantidad mínima de aire circulante es de 3 m³/min por cada HP de potencia que desarrollen estos. Entonces se tiene:

$$Q_{Maq} = 3 * (150 + 140 + 250) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{Maq} = 1\ 620 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.2.1.3 Caudal a requerir por la producción

El cálculo se basa sobre la se basa en la cantidad de gas CH₄ y/o CO₂ que se desprende en la mina, ya que ésta proporcional a la producción y se puede expresar de la siguiente forma matemática:

$$Q_{Prod} = u * T \text{ m}^3/\text{min}$$

Donde:

u: Aire por tonelada de producción diaria expresada en m³/min

T: Producción diaria en toneladas en el frente de explotación

Para minas de carbón, 'u' varía generalmente entre 1 a 1.7 m³/min. En minas de metales, este factor varía entre 0.6 a 1.25 m³/min. Para considerar los dos casos tomaremos el valor de u = 1.25 m³/min. Entonces se tiene:

$$Q_{Prod} = 1.25 * 600 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{Prod} = 750 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.2.1.4 Caudal a requerir según consumo de explosivos

Teniendo en cuenta el consumo de explosivos para la voladura de rocas:

$$Q_{Expl} = \frac{G * E}{T * f} * 100\%$$

Donde:

G: Formación de gases en m³ por la detonación de 1Kg de explosivo. Este, de forma general, toma el valor de 0.04 m³.

E: Cantidad de explosivo a detonar

T: Tiempo de dilución en minutos. De manera general, este tiempo es de 30 minutos.

En varios de casos este tiempo incluso es mayor llegando hasta 60 minutos.

f: Porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera el cual no debe ser menos de 0.008%

Por lo tanto se tiene que:

$$Q_{Expl} = \frac{0.04 * 120}{30 * 0.008\%} * 100\%$$

$$Q_{Expl} = 2\,000 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.2.1.5 Caudal a requerir por desprendimiento de gases de Metano

Para el cálculo de este caudal consideraremos dos casos:

a) Primer Caso: Mina de Carbón

Aunque la nueva regulación no determina el caudal mínimo de ventilación debido al desprendimiento de gases, consideraremos la siguiente fórmula

$$Q_{Rgas} = \frac{100 * q_{CH4}}{24 * 60 * p_{CH4}}$$

Donde:

q_{CH4} = Volumen de metano que se desprende en la mina en 24 horas (m^3)

p_{CH4} = Norma de contenido mínimo aceptable de metano en el aire. Según el D.S. N° 055-2010-EM, este valor de 0.5% Vol. (Artículo 239).

En una mina de carbón, la desgasificación de metano es en promedio de 10 a 25 m^3/ton . Considerando la misma producción de 600 TM/día en un frente explotación y una desgasificación de metano de 20 m^3/ton se tiene que $q_{CH4} = 12\,000 \text{ m}^3/\text{día}$. Entonces el flujo de aire requerido por desprendimiento de gas metano en una mina de carbón será:

$$Q_{Rgas CH_4} = \frac{100\% * 12\ 000}{24 * 60 * 0.5\%}$$

$$Q_{Rgas CH_4} = 1\ 667\ m^3/min$$

b) Segundo Caso: Mina Polimetálica

A diferencia del caso anterior es que en una mina de polimetálica la emisión de gases metano se da por la descomposición de material orgánico en galerías abandonadas. Es decir, la emisión de gas metano en minas de metales es sólo un porcentaje muy bajo en comparación con minas de carbón. Considerando una emisión de gas metano de 10% del caso anterior:

$$Q_{Rgas Met} = 1\ 667 * 10\% m^3/min$$

$$Q_{Rgas CH_4} = 166.7\ m^3/min$$

3.2.1.6 Caudal a requerir por temperatura

De acuerdo al D.S. 055-2010-ME (ver anexo 4) se tiene los valores límite de referencia de temperatura para estrés térmico. Para un frente de explotación, clasificaremos el tipo de trabajo físico como ‘moderado’ debido a la actividad principal es la operación de maquinaria para la perforación y transporte de minerales, y con un índice de trabajo-descanso de 50% a 75%. De acuerdo a esta tabla, en las

condiciones de trabajo dadas, no se debe exceder la temperatura de 29 °C. Para cumplir con la normatividad, aplicaremos el siguiente cuadro práctico para la aplicación adecuada de velocidad de aire:

Tabla 3.6. Caudal mínimo de aire de acuerdo a temperatura de la labor

Humedad Relativa	Temperatura Seca	Velocidad Mínima	Caudal mínimo (sección de túnel 24.84 m²)
≤ 85%	24 a 29 °C	30 m/min	750 m ³ /min
> 85%	> 29 °C	120 m/min	3 000 m ³ /min

Fuente: Exequiel Yanez, *Ventilación de minas*

3.2.1.7 Caudal a requerir por presencia de polvo en suspensión

No hay un método de cálculo estándar para el cálculo del caudal requerido para la remoción de polvo. De acuerdo a la experiencia que se tiene en ventilación de minas subterráneas se puede estimar que velocidades de aire entre 30 a 45 m/min, son suficientes para mantener las áreas despejadas de polvo en suspensión.

Para el cálculo del caudal total de aire requerido para la ventilación del frente de explotación del presente caso, se tomará en cuenta los caudales que cumplan con los siguientes criterios:

- Los caudales requeridos de los eventos en que consuman oxígeno como el personal y equipos diesel.

- Los caudales requeridos para despejar los gases combustibles o tóxicos que puedan originarse durante la producción.
- Se sumará los caudales requeridos de los eventos que pueden ocurrir al mismo tiempo en determinado momento.
- Si hay eventos que no es posible que ocurran en simultáneo, se tomará el de mayor caudal para asegurar una buena ventilación en la situación más adversa que se pueda presentar en contra de la vida y salud de los trabajadores.

De acuerdo a estos criterios, para el cálculo de caudal total requerido se tomará los caudales requeridos por personal, la maquinaria diesel utilizada, y la producción. La formación de gases por consumo de explosivos es un evento que ocurre sólo durante los procesos de voladuras y no en simultáneo con los otros eventos. Una vez ocurrida la voladura, el personal tiene que esperar un tiempo prudente para reingresar al frente o a la mina y luego poder retirar el mineral. No se tomará en cuenta el desprendimiento de gas metano ya que el caudal total requerido cubriría de sobra esta necesidad: sólo en los casos de minas de carbón se consideraría este flujo ya que el volumen de desprendimiento de gas metano sí es considerable y no se debe prescindir de ello. Los caudales por temperatura y presencia de polvo se tendrán sólo como referencia como los caudales mínimos que debe existir para el adecuado desenvolvimiento de la producción y evitar que ésta disminuya por las condiciones difíciles que se puedan presentar en contra del desenvolvimiento de los trabajadores. Entonces se tiene que el caudal requerido es:

$$Q_{Req} = Q_{Per} + Q_{Maq} + Q_{Prod}$$

$$Q_{Req} = (30 + 1\,620 + 750) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{Req} = 2\,400 \text{ m}^3/\text{min}$$

Teniendo en cuenta la aparición de fugas y filtraciones, los diseñadores consideran que el caudal adicional para compensar dichas pérdidas es aproximadamente 20% del caudal requerido; entonces:

$$Q_{Filt} = 20\%(2\,400) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{Filt} = 480 \text{ m}^3/\text{min}$$

Sumando los dos caudales se tiene:

$$Q_{Req} + Q_{Filt} = 2\,880 \text{ m}^3/\text{min}$$

Multiplicando por un factor de seguridad de 1.3 para establecer una ventilación segura:

$$Q_{Tot Req} = 3\,744 \text{ m}^3/\text{min} = 132\,226 \text{ CFM}$$

3.2.2 Cálculo de la diferencia de presión

En la figura 3.21 se aprecia que el ventilador a seleccionar debe ser capaz de compensar una diferencia de presión apropiada en toda la línea por donde viajará el flujo de aire, desde el punto A hasta el punto E, para que se asegure que todo el aire viciado originado en el frente sea evacuado de manera correcta.

Se observa en la figura que el flujo de aire al ser impulsado por el ventilador, éste será transportado primero a través de una manga flexible desde A hasta C, y luego desde C hasta E a lo largo del túnel desde el frente hasta la vía de

ventilación principal. Para el cálculo de la caída de presión, para ambos tramos consideraremos las pérdidas por fricción debido al roce del flujo con las paredes de la manga y el túnel, y las pérdidas por choque a causa de las desviaciones bruscas, frenadas, etc. que dicho flujo sufre.

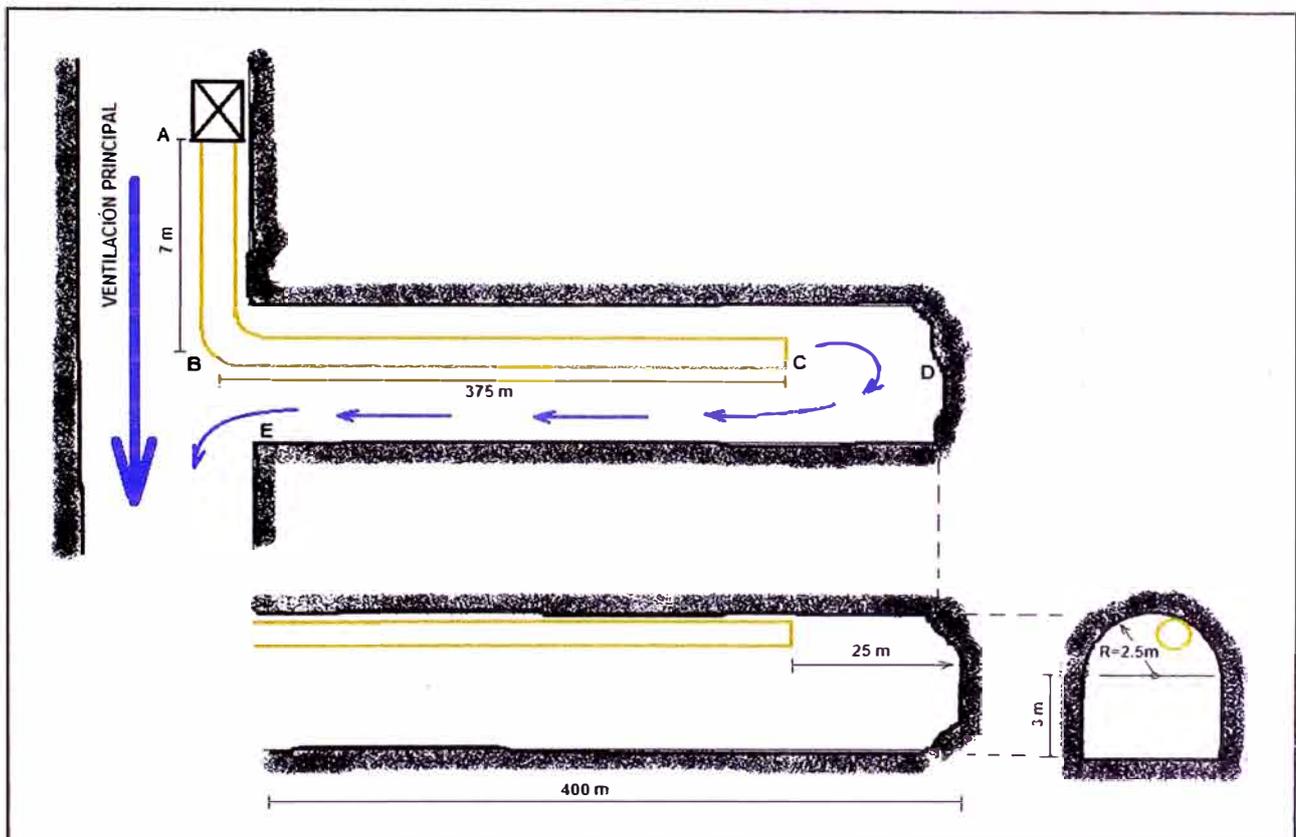


Figura 3.21. Vistas transversales de un frente de explotación.

3.2.2.1 Cálculo de la caída de presión en la manga flexible (desde A hasta C)

$$H_{Manga} = H_{f Manga} + H_{X Manga}$$

Donde:

$H_{f Manga}$: Caída de presión por fricción en la mangas

$H_{X\ Manga}$: Caída de presión por choque en la desviación de 90° en la manga

a) Caída de presión por fricción $H_f Manga$:

De la ecuación de Atkinson:

$$H_{f\ Manga} = \frac{\alpha * L * P * Q^2}{A^3} \text{ (mm de c. a o kg/m}^2\text{)}$$

Donde:

α : Coeficiente de resistencia aerodinámica en $\text{kg} \cdot \text{seg}^2/\text{m}^4$. Si se usa valores estándar de tablas, éste debe ser corregido de acuerdo al peso específico del aire del lugar donde se encuentra la mina.

L: Longitud de la manga flexible. Del gráfico la longitud de la manga es 382 m = 1 253.3 pies.

P: Perímetro de la sección transversal de la manga flexible. Para nuestro caso el diámetro de la manga es: $\phi = 60$ pulgadas = 1.52 m, entonces $P = \pi * \phi = 4.78$ m = 15.7 pies

A: Área de la sección transversal de la manga flexible. $A = \pi * \phi^2/4 = 1.82$ m² = 19.63 pie²

Q: Caudal de aire = 62.4 m³/s = 3 744 m³/min = 132 226 CFM.

Una manera opcional y más práctica de calcular la caída de presión por fricción en una manga flexible es usando diagramas y tablas que los fabricantes proveen. Por ejemplo usando la gráfica de la figura A2.1 del anexo 2, teniendo ya los valores del caudal Q y el diámetro ϕ , se encuentra que la caída de presión por

rozamiento es de 0.9 pulgadas de columna de agua cada 100 pies de largo de la manga. Entonces:

$$H_{f \text{ Manga}} = 0.9 * \frac{1\ 253.3}{100} = 11.28$$

$$H_{f \text{ Manga}} = 11.28 \text{ pulg. de } H_2O$$

Aplicando el factor un factor de corrección de 0.647 de acuerdo a la tabla A2.1 del anexo 2, para la mina que se encuentra a una altura de 4 300 msnm.

$$H_{f \text{ Manga}} = 7.3 \text{ pulg. de } H_2O = 185.42 \text{ mm } H_2O$$

Hallando el valor del coeficiente de resistencia aerodinámica en la manga de la ecuación de Atkinson:

$$185.42 = \frac{\alpha_{Mang} * 382 * 4.78 * 62.4^2}{1.82^3} \text{ (mm de c. a o } kg/m^2)$$

$$\alpha_{Mang} = 15.72 * 10^{-5} \text{ kg} * s^2/m^4$$

b) Caída de presión por choque $H_X \text{ Manga}$:

Según la figura 3.21 observamos que hay dos situaciones en las que el flujo de aire sufre caída de presión por choque: al cruzar el ángulo de 90° en B y al expandirse abruptamente a la salida de la manga flexible en A. Utilizamos el criterio de la longitud equivalente 'Le' para el cálculo de la caída presión por choque a través de la misma ecuación de Atkinson:

$$H_{X\text{ Manga}} = \frac{\alpha_{Mang} * Le * P * Q^2}{A^3} \text{ (mm de c. a o kg/m}^2\text{)}$$

De la tabla A2.3 del anexo 2, se tiene que:

$$Le_{90^\circ} = 1 \text{ pie} = 0.3 \text{ m} ;$$

$$Le_{SatRub} = 65 \text{ pies} = 19.81 \text{ m} ;$$

$$H_{X\text{ Manga}} = \frac{\alpha_{Mang} * (Le_{90^\circ} + Le_{SatRub}) * P * Q^2}{A^3}$$

$$H_{X\text{ Manga}} = \frac{15.72 * 10^{-5} * (20.11) * 4.78 * 62.4^2}{1.82^3}$$

$$H_{X\text{ Manga}} = 9.76 \text{ mm H}_2\text{O} = 0.38 \text{ pulg. de H}_2\text{O}$$

Entonces se tiene que la caída de presión en la manga flexible es:

$$H_{Manga} = H_{f\text{ Manga}} + H_{X\text{ Manga}} = 7.3 + 0.38$$

$$H_{Manga} = 7.68 \text{ pulg. H}_2\text{O a 4 300 msnm}$$

3.2.2.2 Cálculo de la caída de presión en la galería del frente de explotación (desde C hasta E)

El caudal de aire fluye ahora a lo largo de la galería desde la salida de la manga flexible (punto C) hasta salir y ser evacuado a través del circuito de ventilación principal de la mina (punto E). Del mismo modo que el caso anterior, en este tramo también existe caída de presión por fricción y por choque. Entonces:

$$H_{Galería} = H_{f Galer} + H_{X Galer}$$

a) Caída de presión por fricción $H_{f Galer}$:

$$H_{f Galer} = \frac{\alpha_g * L_g * P_g * Q^2}{A_g^3} \text{ (mm de c. a o kg/m}^2\text{)}$$

Donde:

α_g : Coeficiente de resistencia aerodinámica de la galería. De manera similar que el caso anterior, si se usa valores estándar de tablas, éste debe ser corregido de acuerdo al peso específico del aire del lugar donde se encuentra la mina.

L_g : Longitud de la galería. Para este caso supondremos que se tiene planeado que la galería alcance un largo máximo de 400 metros.

P_g : Perímetro de la sección transversal de la galería = 18.85 m = 61.84 pies

A_g : Área transversal de la galería = 24.82 m²

Q : Caudal de aire, 62.4 m³/s = 3 744 m³/min = 132 226 CFM.

Hallamos primeramente el valor de α_g . De la tabla A2.4 del anexo 2, se tiene que para una galería recta de roca ígnea, con irregularidades promedio en su superficie, y con obstrucciones moderadas debido a la presencia de maquinaria y personas, el coeficiente de resistencia aerodinámica es $304 * 10^{-5} \text{ kg*s}^2/\text{m}^4$. Luego.

$$\alpha_g = 304 * 10^{-5} \left(\frac{\rho_{aire mina}}{\rho_{aire 0 msnm}} \right)$$

$$\alpha_g = 304 * 10^{-5} \left(\frac{0.79}{1.2} \right) = 200.13 * 10^{-5} \text{ kg * s}^2/\text{m}^4$$

Reemplazando en la ecuación de Atkinson:

$$H_{f\ Galer} = \frac{0.002 * 400 * 18.85 * 62.4^2}{24.82^3} \text{ (mm de c. a o kg/m}^2\text{)}$$

$$H_{f\ Galer} = 3.84 \text{ mmH}_2\text{O} = 0.15 \text{ pulg. H}_2\text{O}$$

b) Caída de presión por choque $H_{X\ Galer}$:

Utilizando el criterio de la longitud equivalente 'Le' para el cálculo de la caída presión por choque a través de la misma ecuación de Atkinson:

$$H_{X\ Galer} = \frac{\alpha_g * Le * P * Q^2}{A^3} \text{ (mm de c. a o kg/m}^2\text{)}$$

De la tabla A2.3 del anexo 2, se tiene que:

$$Le_{desv\ dir} = 150 \text{ pie} = 45.72 \text{ m};$$

$$Le_{Obst.40\%} = 500 \text{ pie} = 152.40 \text{ m};$$

$$Le_{SatTub} = 65 \text{ pies} = 19.81 \text{ m};$$

$$H_{X\ Galer} = \frac{\alpha_g * (Le_{Desv\ dir} + Le_{Obst.40\%} + Le_{SatTub}) * P_g * Q^2}{A_g^3}$$

$$H_{X\ Galer} = \frac{0.002 * (217.93) * 18.85 * 62.4^2}{24.82^3}$$

$$H_{X\ Galer} = 2.1 \text{ mm H}_2\text{O} = 0.08 \text{ pulg. de H}_2\text{O}$$

Entonces se tiene que la caída de presión en la manga flexible es:

$$H_{Galer} = H_{f\ Galer} + H_{X\ Galer} = 0.15 + 0.08$$

$$H_{Galer} = 0.23 \text{ pulg. } H_2O \text{ a } 4300 \text{ msnm}$$

La caída de presión total en el recorrido del flujo de aire desde que sale del ventilador hasta que es evacuado en el circuito principal de la mina:

$$H_T = H_{Manga} + H_{Galer}$$

$$H_T = 7.3 + 0.23$$

$$H_T = 7.53 \text{ pul } g \text{ } H_2O \text{ a } 4300 \text{ msnm}$$

A nivel del mar:

$$H_T = 7.53 \div 0.647 = 11.64 \text{ pulg. } H_2O$$

$$H_T = 11.64 \text{ a nivel del mar}$$

De estos resultados, se tiene que el punto de operación del ventilador a nivel del mar es:

$$\text{Punto de Operación} = (132\ 226 \text{ CFM}, 11.64 \text{ pulg. } H_2O)$$

Teniendo el punto de operación del ventilador, podemos dar brindar esta información al fabricante quien nos sugerirá el ventilador adecuado y suficiente que cumpla con dicho requerimiento. Por ejemplo, en la figura 3.22 se muestra la curva

característica de un ventilador axial que el fabricante podría sugerir. De ésta se puede determinar los siguientes parámetros a condiciones de nivel del mar:

- Presión de ventilador: $H_T = 13.9$ pulg. H_2O
- Potencia del ventilador: $Pot = 420$ HP
- Ángulo de la posición de los álabes: 90°

Aplicando el factor de corrección 0.647 de la tabla A2.1 para una altura de 4 300m:

- Presión de ventilador: $H_T = 13.9 * 0.647 = 9$ pulg. H_2O
- Potencia del ventilador: $Pot = 420 * 0.647 = 271.7$ HP

Teniendo en cuenta esta información, el fabricante recomienda el Ventilador modelo VAV-54-26.5-1750-II-A (Ventilador de álabes variables de doble etapa y de 1750 RPM)

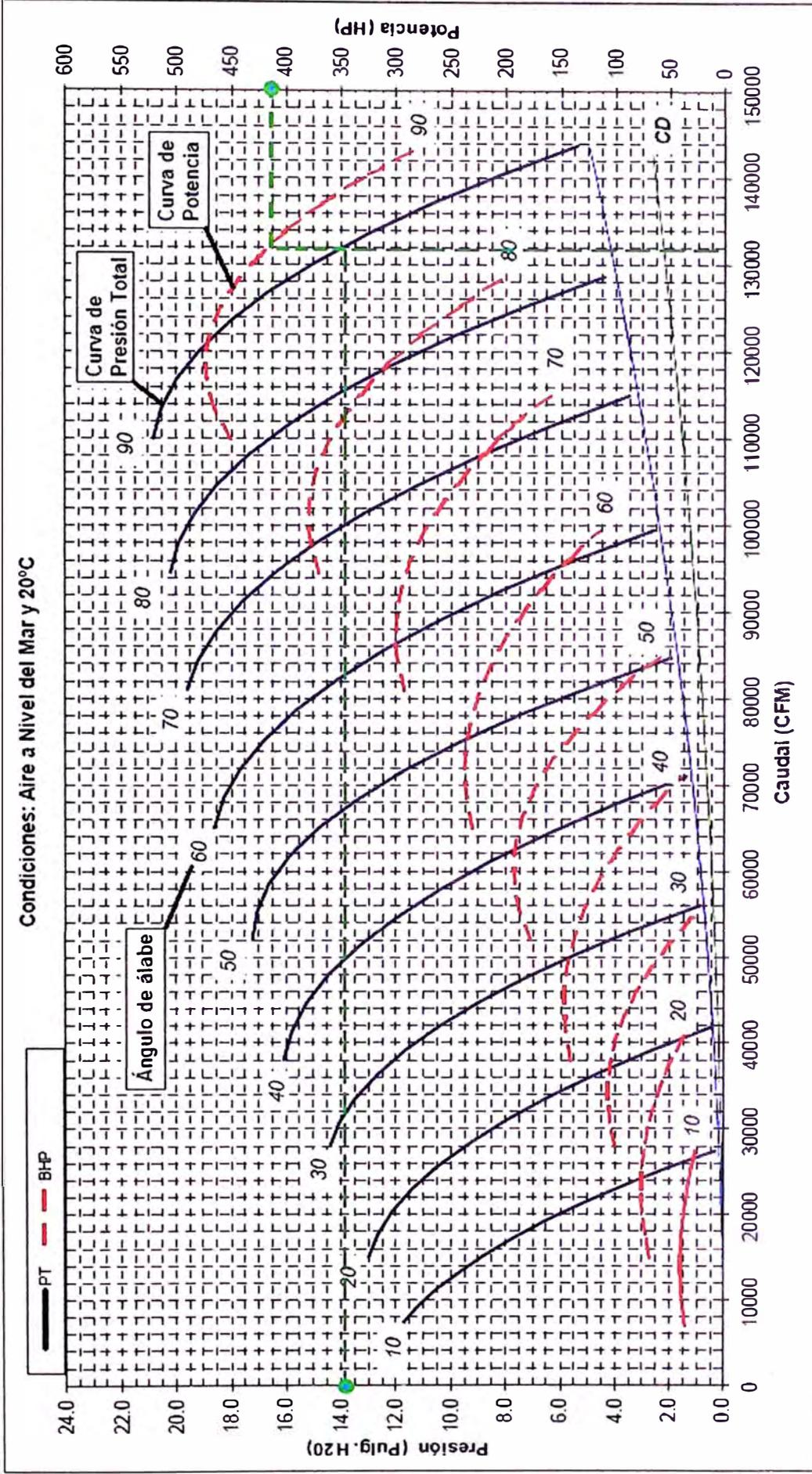


Figura 3.22. Ventilador modelo VAV-54-26.5-1750-II-A

3.3 Descripción del Sistema de Control de Ventilación

A continuación se muestra la figura 3.23 donde se aprecia la posición de cada uno de los elementos que compone el sistema y la función que cumplen éstas en el control de la ventilación auxiliar en los frentes de explotación en interior mina.

El aire viciado que se encuentra en el área de explotación es monitoreado continuamente por el sistema de detección de gases y cuyo caudal de desplazamiento es medido por el Sensor de flujo ultrasónico Flosonic. La información de la concentración de los gases tóxicos presentes así como el caudal del aire son enviados vía inalámbrica a través de ondas de radio que son generadas por la Unidad Terminal Remota (RTU) y retransmitidas por el cable radiante leaky feeder a la estación base para enviarlas al computador donde se encuentra el Sistema principal de control de datos SCADA. A partir del procesamiento de la información de esas dos variables, el sistema SCADA, por medio del mismo sistema de comunicación y a través de otro RTU, envía una señal de respuesta hacia el variador de frecuencia el cual dará la potencia adecuada para que el ventilador genere el flujo necesario y suficiente para mantener el frente de avance totalmente ventilado. En el caso que se presenten gases contaminantes como los que se generan después de los trabajos de voladura o durante la perforación de rocas, el sistema está diseñado para evacuar el aire viciado hacia el circuito principal de ventilación de la mina en el menor tiempo posible y poder tener tiempos muertos más cortos por la espera de que el aire del frente se encuentre lo suficientemente limpio para reanudar los trabajos de explotación. Todo el sistema

opera y se controla de manera automática, usando como protocolo de comunicación el sistema Modbus.

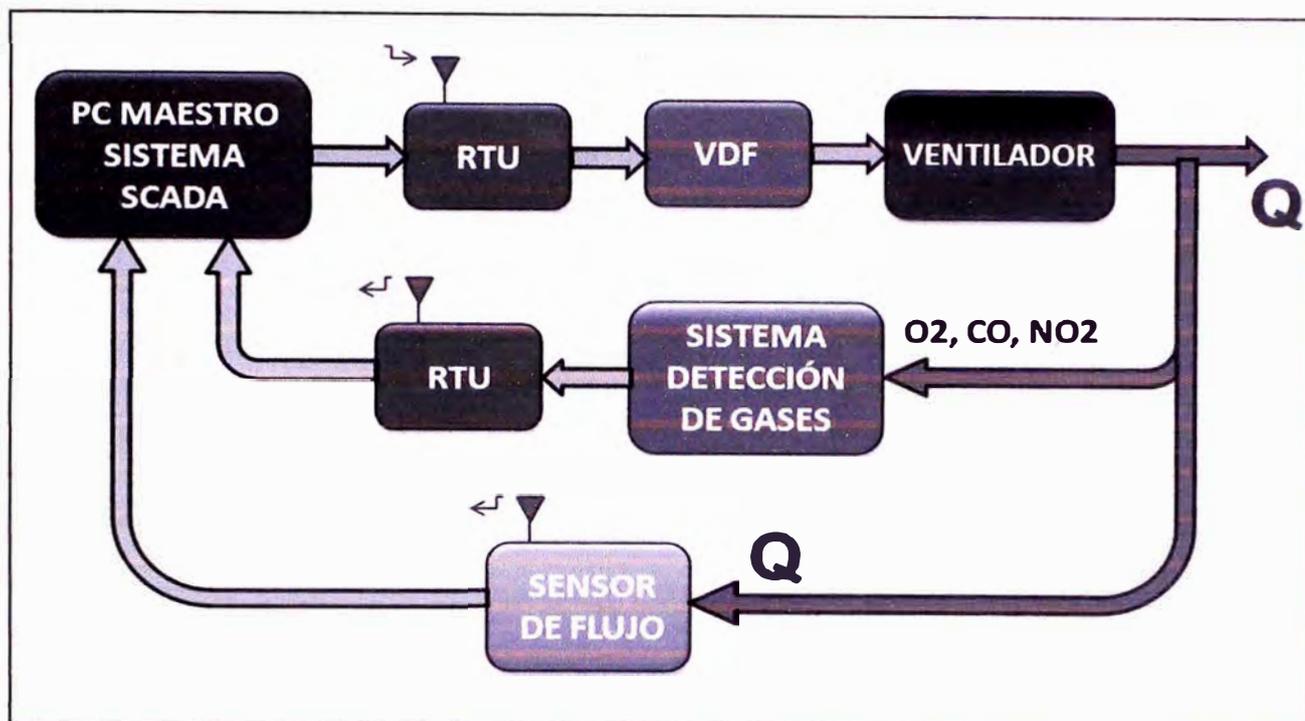


Figura 3.23. Diagrama de bloques del Sistema de control de ventilación

Para que el sistema SCADA, a partir de la información aportada por los sistema de detección de gases y por el sensor de flujo, regule acertadamente la señal al variador de frecuencia y éste a su vez una potencia adecuada al motor eléctrico del ventilador, es necesario ingresar al sistema una regla de comportamiento o función de respuesta en base al análisis anteriormente hecho para el cálculo de flujo de aire requerido en el frente de avance.

Del análisis de flujo requerido se tiene que:

- $Q_{Per} = 30 \text{ m}^3/\text{min}$
- $Q_{Maq} = 1\,620 \text{ m}^3/\text{min}$
- $Q_{Prod} = 750 \text{ m}^3/\text{min}$

- $Q_{Voladura} = 2\,000 \text{ m}^3/\text{min}$
- $Q_{Met} = 166.7 \text{ m}^3/\text{min}$
- $Q_{Total\ Req} = 75 \text{ m}^3/\text{min}$, si $24^\circ\text{C} < T \leq 29^\circ\text{C}$; $Q_{Temp} = 3000 \text{ m}^3/\text{min}$, si $T > 29^\circ\text{C}$
- $Q_{Tot\ Reaq} = 3\,744 \text{ m}^3/\text{min} = 132\,226 \text{ CFM}$

Para crear una función de respuesta para el sistema de control, consideraremos los tres primeros flujos requeridos Q_{Per} , Q_{Maq} y Q_{Prod} , ya que los flujos requeridos por ‘voladura’ y ‘desprendimiento de metano’ ya están incluidas en la suma de las anteriores. Para el confort y buen desempeño de los trabajadores, adicionalmente tomaremos en cuenta los flujos por temperatura Q_{Temp} como flujos mínimos requeridos que deben estar presentes en la labor en todo momento. Es así que planteamos la siguiente función de flujo requerido para el sistema de control:

$$Q_{Req} = 750 + 2\,250 * t + 280 * g + 3\,800 * E_M$$

Donde:

- **t**: Parámetro que toma el valor de 0 ó 1 de acuerdo a la temperatura a la que se encuentra la labor en cierto momento para que el ventilador entregue un flujo mínimo aceptable de $950 \text{ m}^3/\text{min}$ ó $3800 \text{ m}^3/\text{min}$ dependiendo del caso.
- **g**: Parámetro que toma los valores de 0, 1, 2, 3, ..., 6 de acuerdo al número de tipos de gases que se desprenderían durante el desarrollo de la labor y que sean percibidos por los monitores de detección de gases. El número de tipos de gases detectados está relacionado a la activación del 1er relé de alarma de cada monitor de detección de gases (tenemos 6 monitores de gases en dos módulos).

- E_M : Parámetro que toma el valor de 0 ó 1 dependiendo si se presenta una situación altamente peligrosa para los trabajadores tales como la deficiencia de oxígeno, altas concentraciones de gases tóxicos o alta concentración de gases combustibles. Cuando este parámetro tome el valor de '1' el ventilador entrega el máximo flujo ($3\ 800\ \text{m}^3/\text{min}$) para restablecer lo más pronto posible la calidad de aire en el frente de avance. Está relacionado con la activación del 2do relé de alarma de cualquiera de los 6 monitores de detección de gases.

De lo anterior, se desprende el siguiente algoritmo que será usado para programar la regla de respuesta en el sistema de control:

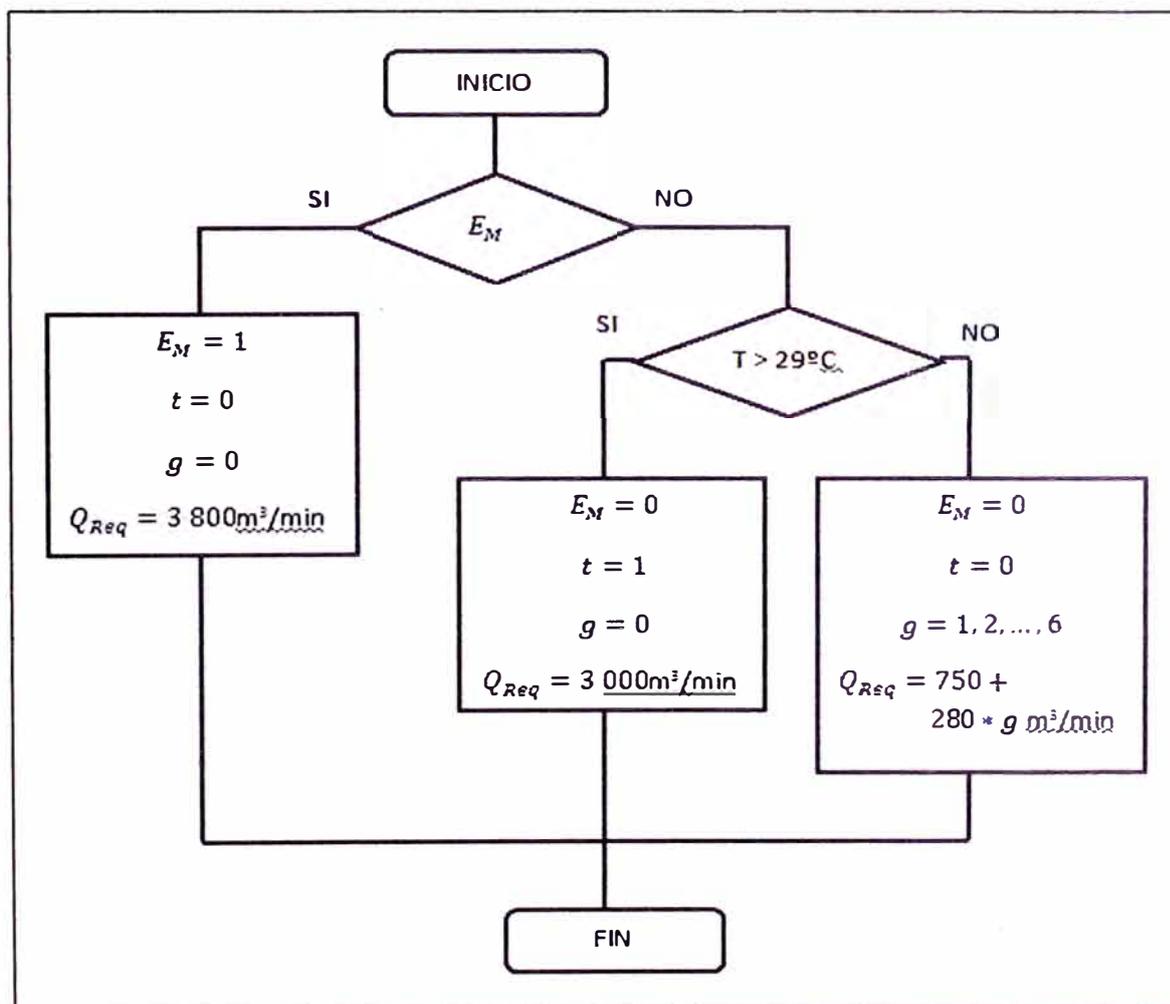


Figura 3.24. Algoritmo de programación de sistema SCADA para control de Ventilador

La implementación y programación del sistema de supervisión y control (SCADA) se hará a través del software Labview. Definimos los parámetros de entrada y salida así como las condiciones para dicha programación:

- Señales de entrada analógica 4 – 20 mA: Sensores de O₂, CO, NO₂, CH₄, CO₂ y H₂S sensor de flujo y Temperatura (esta última información se obtiene de la misma señal de uno de los detectores de gases que tiene un sensor de temperatura intrínseco).
- Señal de salida digital: Señal de respuesta al variador de frecuencia para regular la potencia adecuada para el ventilador.
- Modos de operación del sistema: Automático y manual.

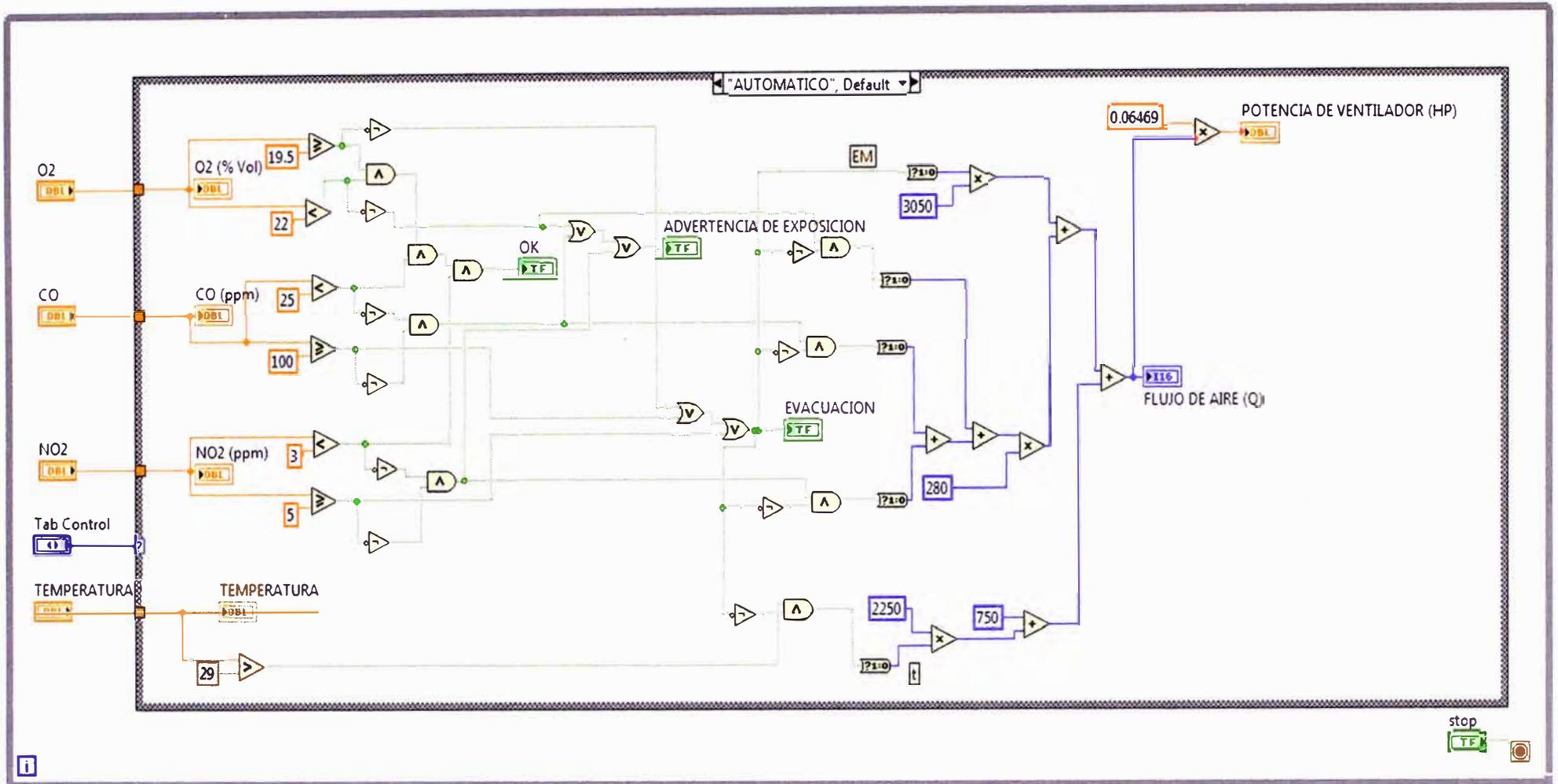


Figura 3.25. Programación de la operación del sistema en Labview en modo 'Automático'

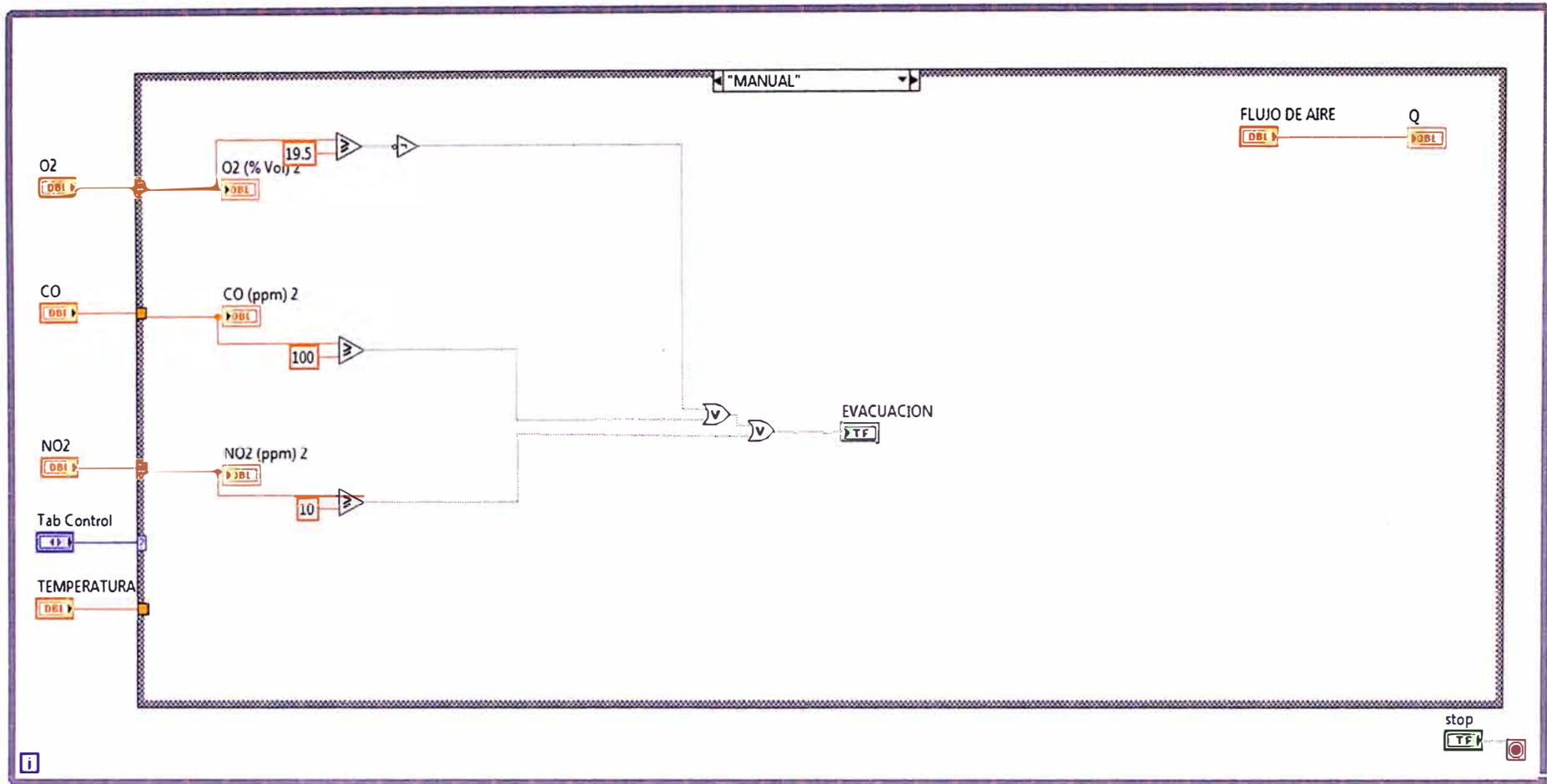


Figura 3.26. Programación de la operación del sistema en Labview en modo 'Manual'



Figura 3.27. Monitor de supervisión y control remoto

3.3.1 Tiempo de respuesta del sistema

Ya sea que la transmisión de comandos y datos sea por cable o vía radio, el tiempo de respuesta típico para sistemas SCADA con lazo cerrado varía desde unos milisegundos hasta 500 milisegundos aproximadamente, dependiendo de la complejidad del sistema. En nuestro caso, los datos de entrada se procesan en la aplicación de una simple fórmula para dar como resultado la señal eléctrica al variador de frecuencia para dar al ventilador la potencia necesaria y suficiente.

3.4 Implementación del Sistema de Control de Ventilación

En la figura 3.29 se muestra la integración de los componentes que conforman el sistema de control de ventilación. La imagen es la interpretación del

diagrama de bloques de la figura anterior y visualiza de manera más explícita la función de cada uno de estos componentes dentro del sistema. La Estación base generalmente se ubica en el exterior cerca de la bocamina. La computadora donde se encuentra instalada el sistema SCADA puede estar interconectada con la estación base vía comunicación RS 232 o a través de la red local. El cable radiante leaky feeder, a través del cual se da el flujo de transmisión de datos, se extiende desde la estación base a lo largo de la mina hasta el punto donde se requiere que haya comunicación al interior que es normalmente donde se desarrollan las diferentes actividades mineras como el caso del frente de avance donde se realizan las tareas de explotación. Es en esta área donde se desarrollan las actividades de perforación y voladura y donde se instalarán el ventilador, los sistemas de detección de gases y medición de flujo para el control de una adecuada ventilación del área que es el objeto del presente trabajo.

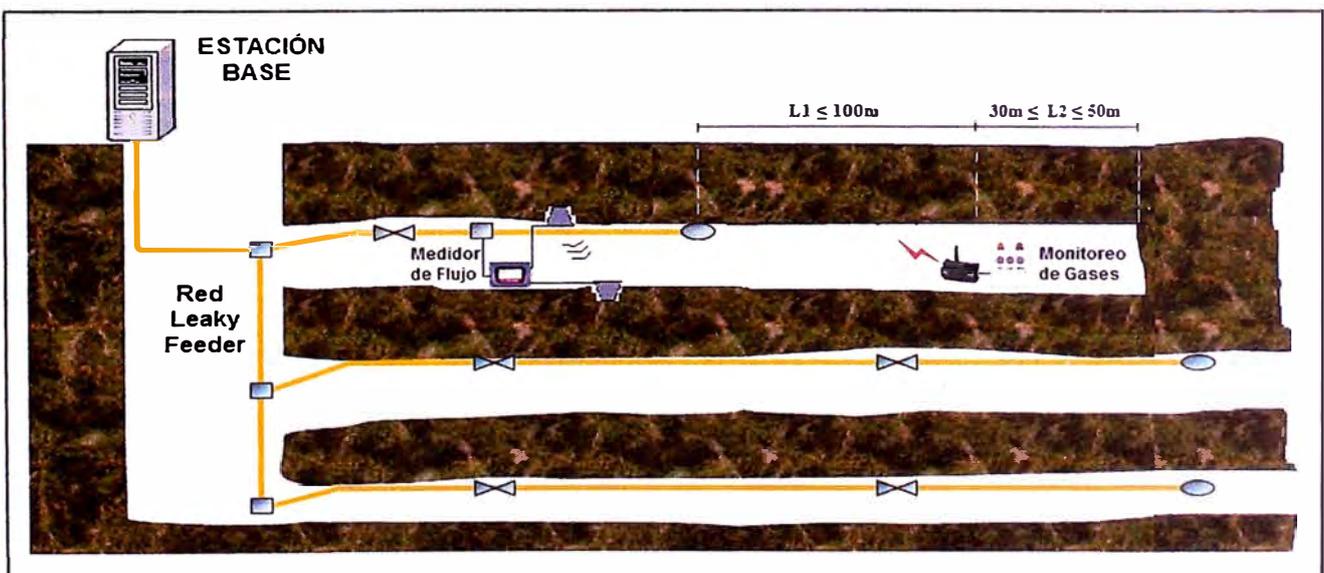


Figura 3.28. Disposición de los sistemas de detección de gases y sensor de flujo en el frente de avance

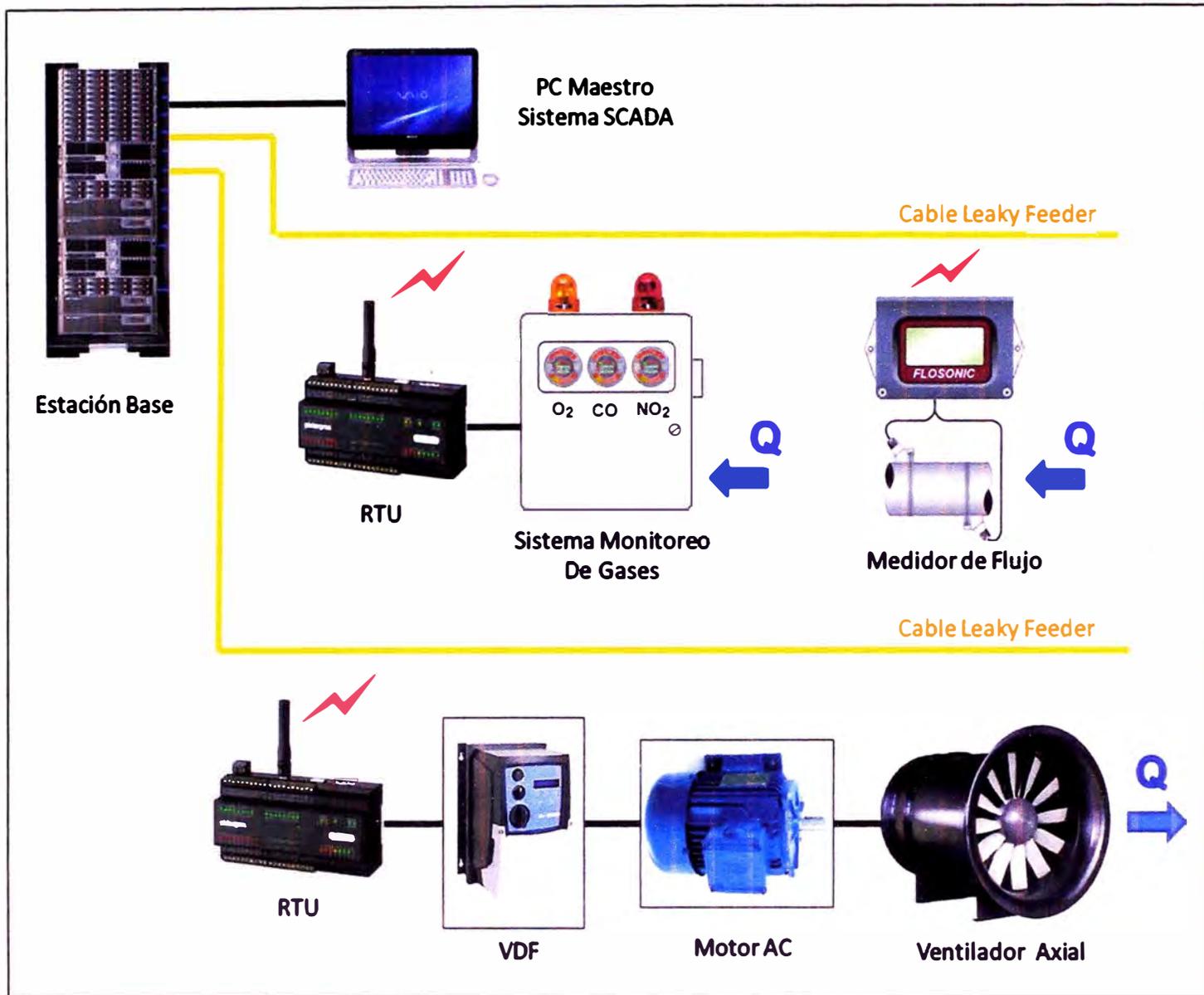


Figura 3.29. Implementación del sistema de Control de ventilación

CAPÍTULO IV ANÁLISIS DE COSTOS

4.1 Inversión

En el presente proyecto, la inversión está orientada en automatizar el control de la ventilación en los frentes de explotación e implica la compra de los componentes que conforman el sistema y que se indican en la tabla 4.1. Se asume que la mina ya cuenta con un sistema instalado de comunicación por radio.

Tabla 4.1. Precios de componentes de sistema de control de ventilación (inc. IGV)

EQUIPOS O ACCESORIOS	CANTIDAD	PRECIO (S/.)	TOTAL (S/.)
Sensores (O ₂ ,CH ₄ ,CO,H ₂ S,NO ₂ ,CO ₂)	6	4,800.00	28,800.00
Módulo de sensores (gabinete)	2	950.00	1,900.00
Balizas	4	140.00	560.00
Sirena	2	120.00	240.00
Tarjeta alimentación y batería	2	140.00	280.00
Baterías	4	110.00	440.00
Cable apantallado 5 hilos	10m	12.00	120.00
Conectores eléctricos	10	10.00	100.00
variador de frecuencia	1	34,000.00	34,000.00
RTU	2	6,400.00	12,800.00
Software de sistema SCADA	1	2,200.00	2,200.00
		TOTAL	81,440.00

Tabla 4.2. Costos operativos del sistema de control de ventilación (inc. IGV)

COSTOS OPERATIVOS	CANTIDAD	PRECIO (S/.)	TOTAL (S/.)
Mano de obra Instalación	1	8,000.00	8,000.00
Mantenimiento	4 (en un año)	850.00	3,400.00
		TOTAL	11,400.00

Tabla 4.3. Precio de Ventilador auxiliar (inc. IGV)

EQUIPO	CANTIDAD	PRECIO (S/.)	TOTAL (S/.)
Ventilador (incluy silenciadores)	1	9,000.00	9,000.00
Tablero eléctrico de ventilador	1	42,000.00	42,000.00
		TOTAL	51,000.00

4.2 Beneficio en la Producción del Sector Minero

En la tabla N° 4.3 se muestra la distribución de tiempos de cada actividad que se desarrolla en un frente de explotación. En la tercera columna de la tabla se denota la nueva distribución de tiempos si se aplica una ventilación controlada en el frente ya que se aprovecha el tiempo que se ahorraría en la ventilación de la labor después de la voladura de rocas al realizar una evacuación de los gases producidos con mayor rapidez. De esta manera se podría incrementar el tiempo de extracción de minerales es 15 minutos incrementando la producción. Lo anterior implicaría la utilización de mayor cantidad de explosivos durante el cargado de los mismos.

Tabla 4.3. Duración de tareas en frente de explotación

CICLO Y AVANCE PROMEDIO		
Tarea	Tiempos sin ventilación controlada (min)	Tiempos con ventilación controlada (min)
Perforación, traslado y marcado de frente	120	120
Carguío de explosivos y voladura	40	40
Ventilación	45	30
Extracción de mineral	145	160
Fortificación	110	110
DURACIÓN TOTAL	460 (7.67 horas)	460 (7.67 horas)

Fuente: Ronald Guzmán, *Perforación y Tronadura*

Se tiene que la producción actual de la mina en el frente de explotación es de 600 TM por día (tres turnos de trabajo). Calculando la producción por minuto:

$$Prod_{min} = \frac{600 \text{ TM}}{3 * 145 \text{ min}} = 1.37 \text{ TM/min}$$

En 45 minutos (15 minutos ahorrados en cada turno) se tendría un incremento de producción de:

$$Prod_{45 \text{ min}} = 1.37 * 45 = 61.65 \text{ TM}$$

Lo que significa que habría un incremento del 10.27% de aumento en la producción reflejándose en la producción total, la cual ascendería hasta 6 617 TM/día.

4.3 Beneficio Energético

En cuanto a este tema, es importante considerar la cantidad de horas y la distribución de las mismas en un ciclo de explotación en los frentes de avance. A continuación la tabla N° 4.4 presenta las tareas desarrolladas un ciclo típico y las horas que cada actividad toma:

Tabla 4.4. Porcentaje de tiempos por tarea en frente de explotación

CICLO Y AVANCE PROMEDIO		
Tarea	Tiempo (min)	% Tiempo
Perforación, traslado y marcado de frente	120	26.09 %
Carguío de explosivos y voladura	40	8.70 %
Ventilación	30	6.52 %
Extracción de mineral	160	34.78 %
Fortificación	110	23.91 %
DURACIÓN TOTAL	460 (7.67 horas)	100.00 %

Para apreciar el beneficio de implementar el proyecto propuesto en el ahorro de energía y, por ende, en el dinero que esto representa, consideraremos dos casos: el primero, el uso de un ventilador auxiliar de 440 HP sin un sistema de control de regulación de flujo; y el segundo, el uso del mismo ventilador que sí cuenta con un sistema de control y monitoreo de flujo. Calcularemos el costo de energía que ambos sistemas consumirían en un año. La mina labora en tres turnos.

4.3.1 Primer caso: Ventilador auxiliar sin sistema de control de flujo

Potencia de ventilador = 271.7 HP = 202.32 kW (a 3 700 m³/s aproximadamente)

Consumo de energía en un año = (202.32 kW)*(7.67 h)*3*360 = 1 675 938 kW-h

Costo de kW-h (Tabla A2.8, anexo 2) = 14.42 centimos de Sol / kW-h

Costo anual de ventilador por consumo de energía = 1 675 938*0.1442 Soles

Adicionando IGV (18%)

$$\text{Costo}_{E1} = 285\,170.90 \text{ Soles}$$

1.3.2. Segundo caso: Ventilador auxiliar con sistema de control y monitoreo de flujo

A continuación se presenta la tabla 4.5 donde se aprecia la cantidad de flujo por tarea en el frente de avance así como la potencia requerida para generar dicho flujo.

Tabla 4.5. Flujos por tarea desarrollada en el frente de avance

Tarea	VENTILADOR		
	Flujo (m ³ /min)	Flujo CFM	Potencia (kW)
Perforación, traslado y marcado de frente	2,430.00	85,819.50	106.19
Carguío de explosivos y voladura	2,430.00	85,819.50	106.19
Ventilación	3,800.00	134,203.33	188.24
Extracción de mineral	750.00	26,487.50	36.20
Fortificación	750.00	26,487.50	36.20

Como se sabe, se plantea el uso del ventilador con flujo variable de acuerdo a la necesidad de ventilación de cada actividad en un ciclo de trabajo. En un año se apreciaría el siguiente cuadro de consumo en horas:

Tabla 4.6. Costo de energía eléctrica usando el sistema de control de flujo

Tarea	% Tiempo	Horas anuales	Potencia (kW)	Energía consumo (kW-h)	Costo energía S/. 0.1442/kW-h
Perforación, traslado y marcado de frente	26.09	2,160.94	106.19	229,470.13	33,089.59
Carguío de explosivos y voladura	8.70	720.31	106.19	76,490.04	11,029.86
Ventilación	6.52	540.23	188.24	101,692.72	14,664.09
Extracción de marina	34.78	2,881.25	36.20	104,301.33	15,040.25
Fortificación	23.91	1,980.86	36.20	71,707.16	10,340.17
TOTAL					S/. 84,163.97
+IGV (18%)					S/. 99 313.48

Se puede observar que implementando el segundo sistema se ahorraría la diferencia de S/. **185 857.42**. La inversión de implementar el sistema de control y monitoreo de flujo puede ser cubierta sin mayor problema con el ahorro que este mismo sistema generaría.

4.4 Beneficio Social

La tabla N° 4.7, es un reporte de Osginermin sobre los accidentes fatales ocurridos el presente año hasta el mes de agosto relacionados a la actividad minera. De esta información se obtiene el siguiente cuadro:

Tabla 4.7. Clasificación de accidentes fatales (víctimas) de enero a agosto del 2011

Nº	TIPOS	Nº VÍCTIMAS	%
1	Desprendimiento de Rocas	6	22%
2	Operación Carga y Descarga	0	0%
3	Acarreo y transporte	0	0%
4	Manipulación de Materiales	0	0%
5	Caídas de Personas	0	0%
6	Operación de Maquinarias	1	4%
7	Perforación de Taladros	0	0%
8	Explosivos	0	0%
9	Herramientas	0	0%
10	Tránsito	5	19%
11	Intox-Asfixia-Abs-Rad	7	26%
12	Energía Eléctrica	1	4%
13	Temperaturas Extremas	0	0%
14	Succión y/o Enterr. por Hund. Mineral	3	11%
15	Derrumbe, Desliz., Soplado Min. o Esc.	1	4%
16	Desatoro de chutes, tolvas y otros	0	0%
17	Otros	3	11%
TOTAL		27	100%

Fuente: Osinergmin (www.osinergmin.gob.pe)

Del cuadro se aprecia que de los 27 casos fatales, 7 de ellas han sido causadas por intoxicación y asfixia, representando un 26% del total y siendo la principal causa de muerte en lo que va del año hasta el momento. Los accidentes fatales por intoxicación y asfixia se dan principalmente en los frentes de avance y en zonas conocidas como frentes conocidos ciegos

A continuación se muestra unas gráficas sobre la situación de las resoluciones de multas impuestas desde el 2007 al 2011 por el Osinergmin a las

empresas mineras; de la misma manera se muestra las empresas con mayor record de sanción y el monto total de las mismas.

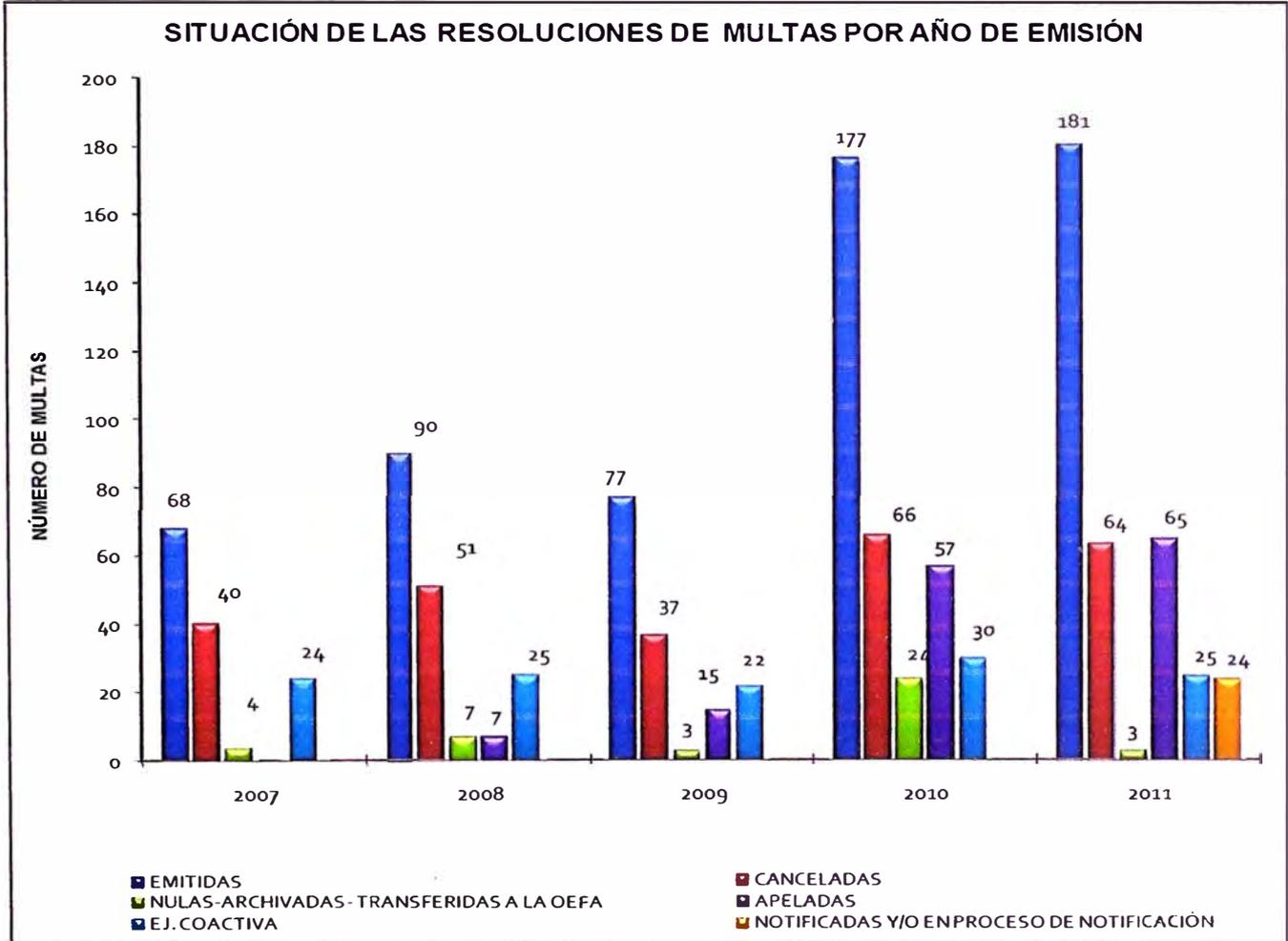


Figura 4.1 Situación de resolución de multas período 2007-2011. Fuente: Osinergmin

De lo anterior se puede deducir que los beneficios que la empresa minera obtendría al invertir en la seguridad de sus operaciones como en el caso de los frentes de explotación son:

- Evitar incurrir en un gasto por el pago de multas impuestas por el organismo competente si se demuestra que hubo negligencia por parte de la empresa.
- Evitar el gasto por indemnizaciones por enfermedad profesional.
- Menor gasto en el pago de la prima de seguros a la compañía aseguradora.

El presente proyecto considera que el mayor beneficio que se puede obtener de una buena ventilación en los frentes de avance es la seguridad y protección de los trabajadores. Sin duda no sólo la empresa minera se beneficia al brindar un espacio laboral más seguro a sus trabajadores, sino que las familias podrán estar más confiadas de que sus seres queridos retornarán a sus hogares sin mayor inconveniente después de cumplir con sus jornadas de trabajo. Como se ha podido comprobar a través de estudios en los últimos años, el costo social por tener familias descompensadas por la falta de padres en sus hogares es muy alto.

CONCLUSIONES

1. A través de la implementación del sistema de control automático del ventilador auxiliar se logra ventilar adecuadamente el frente de explotación asegurando permanentemente una concentración de oxígeno en un rango aceptable de 19.5 a 22% Vol. y despejando rápidamente la aparición de cualquier gas tóxico que pueda aparecer en la labor variando el sistema de manera autónoma la cantidad de flujo de acuerdo a la demanda que cada tarea requiera.
2. La inversión a realizarse en la implementación del sistema de control automático de ventilación en el frente de explotación genera un ahorro de energía eléctrica de más de ciento ochenta mil soles al año sólo en una labor. Este ahorro se multiplica de manera considerable debido a la existencia de varias labores.
3. El sistema de control automático de ventilación auxiliar asegura el cumplimiento de las condiciones de trabajo de acuerdo al D.S. 055-2010-EM para la protección de

la vida y salud de los trabajadores. Además contribuye con el buen desempeño de la maquinaria que opera en los frentes.

4. La rápida intervención del sistema de control automático de ventilación auxiliar contribuye en tener menores tiempos muertos en el despeje del aire viciado en las tareas de voladura y contribuye en un aumento en la producción en alrededor del 10%.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda la implementación del sistema de control automático de ventilación en los frentes de avance para mejorar las condiciones de aire en dicha área y salvaguardar la vida de los trabajadores y cuidar la tasa de producción diaria o mejorarla.
2. Se recomienda la implementación del sistema de control automático de ventilación en los frentes de avance para asegurar el cumplimiento del D.S. 055-2010 de la legislación peruana.
3. Si la mina cuenta con un sistema de radio sólo para comunicación de voz, se sugiere actualizar dicho sistema para que éste soporte transmisión de datos. La mayor inversión se hará en la estación base y el cambio de los amplificadores a lo largo de la línea del cable leaky feeder.

BIBLIOGRAFÍA

1. Exequiel Yanes Garín, *Ventilación de Minas*, Servicio Nacional de Geología y Minería de Chile.
2. Estudios Mineros del Perú, *Manual de Minería*.
3. Salvador Escoda, *Manual Práctico de Ventilación*, Editorial S&P, 2da Edición
4. Boris Ferreira Gancev, *Avaliação de condições de qualidade do ar em Mina Subterrânea*, Sao Paulo, Brasil 2006.
5. Sergio Andrade Gallardo, *Guía Metodológica de Seguridad para Proyectos de Ventilación de Minas*, Santiago de Chile 2008.
6. Ronald Guzmán, *Perforación y Tronadura en Labores Mineras Subterráneas*.
7. Mine Safety Appliances Company, *MSA Gas Detection Handbook*, Pittsburgh, USA 2007.
8. Mine Safety Appliances Company, *Monitores de gas de la Serie Ultima X*, Pittsburgh, USA 2010.
9. Mine Radio Systems, *Flosonic System Manual*, Ontario, Canadá 2002.
10. Mine Radio Systems, *Manual de Instalación Multicom*, Ontario, Canadá 2009.

11. Piciorgros, *RTU-710H Wireless I/O Module With On-Off and Analog I/O*, Köln-Porz, Alemania.
12. Mitsubishi Electric, *FR-F 700 Frequency Inverter Instruction Manual*, Ratingen, Alemania 2003
13. National Instruments, *Construyendo un Sistema SCADA con LabView*, La Plata, Argentina 2004.
14. Ministerio de Energía y Minas del Perú, *Decreto Supremo N° 055-2010*
15. Páginas Web:
 - www.msanet.com (Mine Safety Appliances)
 - www.osinerg.gob.pe (Osinergmin)
 - www.minem.gob.pe (Ministerio de Energía y Minas)

ANEXOS

ANEXO 1

GLOSARIO DE TÉRMINOS USADOS EN MINERÍA

- **Aire viciado.-** Aire que se contamina con gases tóxicos y polvo durante las operaciones mineras y que dificultan la oxigenación de los trabajadores y maquinaria que se encuentra al interior de las galerías subterráneas.
- **Anfo.-** Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo éste ser: petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado.
- **Anemómetro.-** Instrumento que sirve para medir la velocidad o la fuerza del viento.
- **Barreno.-** Perforación hecha en roca u otro material para colocar una carga explosiva con el fin de realizar una voladura.
- **Bocamina.-** La entrada a una mina, generalmente un túnel horizontal. Sitio en superficie por donde se accede a un yacimiento mineral.
- **Botadero.-** Conocidos también como canchas de depósito de mineral de baja ley o ganga. Usualmente se localizan en el entorno de la mina y fuera de la zona mineralizada.
- **CFM (Cubic foot per minute).-** Unidad de medida muy ampliamente utilizada en la medición de flujo en túneles y galerías.
- **Chimenea.-** Abertura vertical o inclinada construida por el sistema convencional y/o por el mecanizado.
- **Circuito de ventilación.-** Es la representación de cómo se encuentran interconectadas las labores horizontales, inclinadas y verticales que componen una mina, su objetivo es proporcionar a la mina un flujo de aire en cantidad y

calidad suficiente para diluir contaminantes, a límites seguros en todos los lugares donde el personal está en trabajo.

- **Detector de gas.-** Equipo usado para monitorear y medir la concentración de gases tóxicos y gases explosivos en el área donde se desenvuelven las operaciones de trabajo.
- **Echadero.-** Es una labor minera vertical o semi-vertical que sirve como medio de transporte del mineral o desmonte de un nivel a otro.
- **Frente de explotación o Frente de avance:** Lugar donde se desarrolla la explotación de mineral de interés económico; lugares donde se ejecutan las tareas de avance y desarrollo de la mina.
- **Frente Ciego.-** Frente de trabajo al que sólo se puede tener acceso mediante una vía o galería principal (vías que comunican con los túneles o galerías de acceso, utilizadas para transporte y movilización de material y personal).
- **Gases tóxicos.-** Fluidos sin forma emitidos por los equipos diesel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos.
- **Gaseado.-** Es un término que se emplea para indicar que una persona o varias han sido afectadas por un gas que sobrepasa sus límites permisibles.
- **Grisú.-** Gas metano que al combinarse con el aire forma una mezcla muy explosiva.
- **LEL (Lower explosive limit).-** Límite inferior de explosividad. Concentración límite de gas a partir del cual el ambiente donde se encuentra se convierte en explosivo.
- **PPM (Partes por millón).-** Unidad de medida que denota la cantidad de concentración de un gas en el ambiente.

- **STEL (Short term exposure limit).**- Límite de exposición de corto plazo. Es la máxima concentración de gas tóxico a la que un trabajador podría estar expuesto por un período de 15 minutos sin sufrir efectos adversos a su salud que pueda impedir un autorescate ni ver comprometida su seguridad. Este límite no debe ser repetido por más de cuatro veces en un día y debe haber al menos 60 minutos entre períodos individuales de exposición STEL.
- **Tiro.**- Carga de explosivos.
- **TLV (Threshold limit value).**- Valor límite permisible de concentraciones de gases bajo el cual los trabajadores pueden estar expuestos día a día sin sufrir efectos en su salud.
- **TWA (Time weighted average).**- Concentración promedio máxima de gas tóxico a la que un trabajador puede estar expuesto repetidamente en una jornada de 8 horas sin sufrir efectos adversos a su salud.
- **Voladura o Tronadura.**- Procesos de fragmentación y desplazamiento de la roca mediante el uso de explosivos.

ANEXO 2

TABLAS Y GRÁFICOS

Tabla A2.2 Densidad de Aire a diferentes temperaturas

Barometer, in. mercury	Dry-bulb Temperature																		
	0° F	5° F	10° F	15° F	20° F	25° F	30° F	35° F	40° F	45° F	50° F	55° F	60° F	65° F	70° F	75° F	80° F	85° F	90° F
31.0	0.0894	0.0885	0.0875	0.0866	0.0857	0.0848	0.0839	0.0831	0.0823	0.0815	0.0807	0.0799	0.0791	0.0783	0.0776	0.0769	0.0762	0.0755	0.0748
30.5	.0880	.0870	.0861	.0852	.0843	.0834	.0826	.0818	.0809	.0801	.0794	.0786	.0778	.0771	.0764	.0756	.0749	.0743	.0736
30.0	.0865	.0856	.0847	.0838	.0829	.0821	.0812	.0804	.0796	.0788	.0781	.0773	.0766	.0758	.0751	.0744	.0737	.0730	.0724
29.5	.0851	.0842	.0833	.0824	.0816	.0807	.0799	.0791	.0783	.0775	.0768	.0760	.0753	.0746	.0739	.0732	.0725	.0718	.0712
29.0	.0837	.0828	.0819	.0810	.0802	.0793	.0785	.0777	.0770	.0762	.0755	.0747	.0740	.0733	.0726	.0719	.0712	.0706	.0700
28.5	.0822	.0813	.0805	.0796	.0788	.0780	.0772	.0764	.0756	.0749	.0742	.0734	.0727	.0720	.0714	.0707	.0700	.0694	.0688
28.0	.0808	.0799	.0790	.0782	.0774	.0766	.0758	.0751	.0743	.0736	.0729	.0721	.0715	.0708	.0701	.0694	.0688	.0682	.0676
27.5	.0793	.0785	.0776	.0768	.0760	.0752	.0745	.0737	.0730	.0723	.0715	.0709	.0702	.0695	.0689	.0682	.0676	.0670	.0664
27.0	.0779	.0770	.0762	.0754	.0746	.0739	.0731	.0724	.0717	.0710	.0702	.0696	.0689	.0683	.0676	.0670	.0663	.0657	.0651
26.5	.0764	.0756	.0748	.0740	.0733	.0725	.0718	.0710	.0703	.0696	.0689	.0683	.0676	.0670	.0664	.0657	.0651	.0645	.0639
26.0	.0750	.0742	.0734	.0726	.0719	.0711	.0704	.0697	.0690	.0683	.0676	.0670	.0663	.0657	.0651	.0645	.0639	.0633	.0627
25.5	.0736	.0728	.0720	.0712	.0705	.0698	.0690	.0684	.0677	.0670	.0663	.0657	.0651	.0645	.0638	.0632	.0626	.0621	.0615
25.0	.0721	.0713	.0706	.0698	.0691	.0684	.0677	.0670	.0663	.0657	.0650	.0644	.0638	.0632	.0626	.0620	.0614	.0609	.0603
24.5	.0707	.0699	.0692	.0684	.0677	.0670	.0663	.0657	.0650	.0644	.0637	.0631	.0625	.0619	.0613	.0608	.0602	.0597	.0591
24.0	.0692	.0685	.0677	.0671	.0664	.0657	.0650	.0643	.0637	.0631	.0624	.0618	.0612	.0607	.0601	.0595	.0590	.0584	.0579
23.5	.0678	.0671	.0663	.0657	.0650	.0643	.0636	.0630	.0624	.0618	.0611	.0606	.0600	.0594	.0588	.0583	.0577	.0572	.0567
23.0	.0663	.0656	.0649	.0643	.0636	.0629	.0623	.0617	.0610	.0604	.0598	.0593	.0587	.0581	.0576	.0570	.0565	.0560	.0555
22.5	.0649	.0642	.0635	.0629	.0622	.0616	.0609	.0603	.0597	.0591	.0585	.0580	.0574	.0569	.0563	.0558	.0553	.0548	.0543
22.0	.0635	.0628	.0621	.0615	.0608	.0602	.0596	.0590	.0584	.0578	.0572	.0567	.0561	.0556	.0551	.0546	.0540	.0536	.0531

$$\text{Calculated from formula } d = \frac{1.327}{(460 + T)} \times B, \text{ lb/ft}^3$$

Source: Kingery, 1960.

Conversion Factors:

- 1 in. Hg = 3.3768 kPa
- °C = 5/9 (°F - 32)
- 1 lb/ft³ = 16.018 kg/m³

Fuente: Raja V. Ramani, *Mine Ventilation*

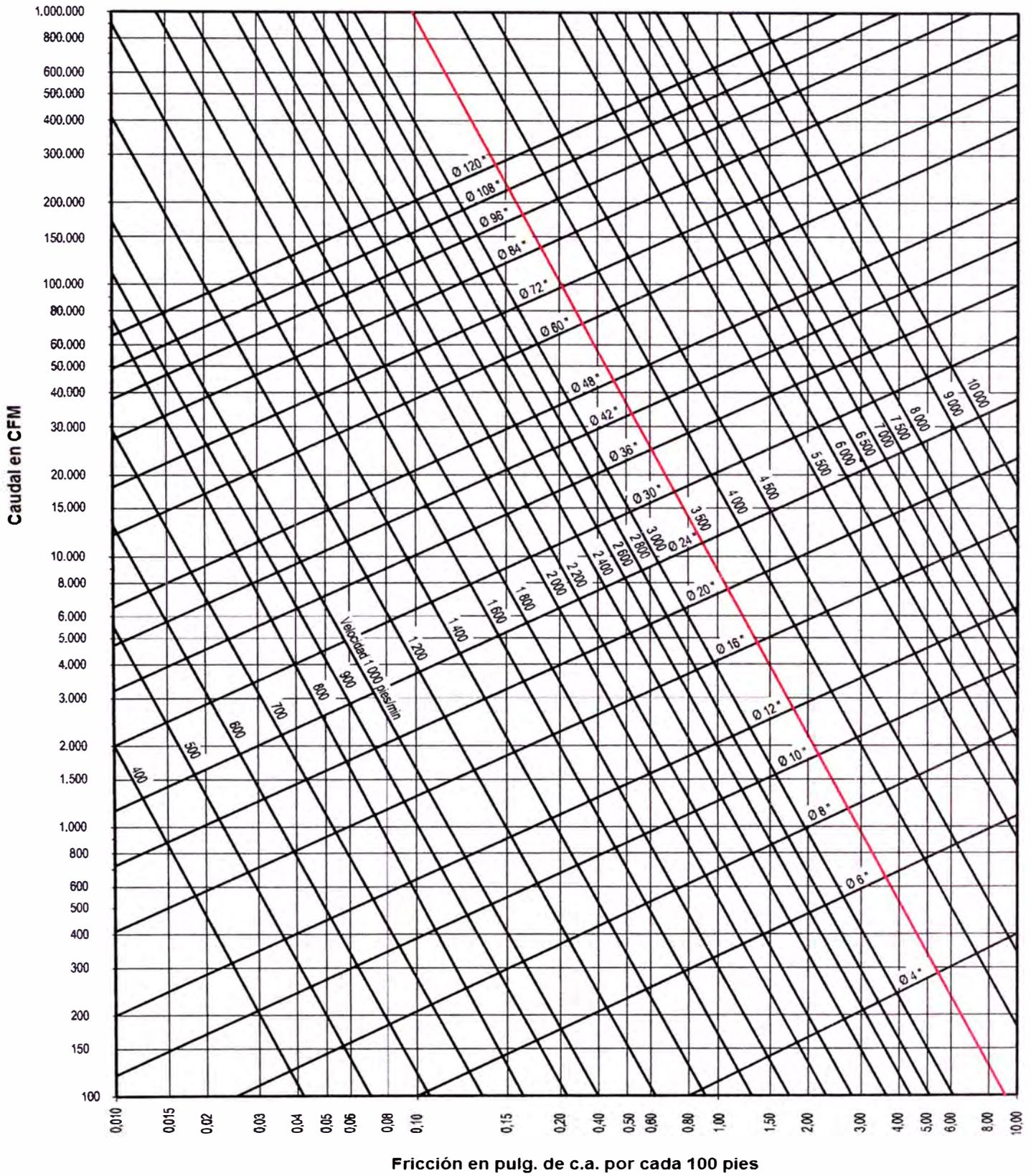


Figura A2.1 Gráfico de fricción en mangas flexibles Fuente: Airtec, Manual técnico de ventilación.

Tabla A2.3 Longitud equivalente en tuberías para cálculo de caída de presión por choque

Shock Loss Condition	Equivalent Length, ft
Bend, acute, round	3
Bend, acute, sharp	150
Bend, right, round	1
Bend, right, sharp	70
Bend, obtuse, round	0.5
Bend, obtuse, sharp	15
Doorway	70
Overcast	65
Entrance	3
Discharge	65
Contraction, gradual	1
Contraction, abrupt	10
Expansion, gradual	1
Expansion, abrupt	20
Splitting, straight branch	30
Splitting, deflected branch (90°)	200
Junction, straight branch	60
Junction, deflected branch (90°)	30
Mine car or skip (20% roadway)	100
Mine car or skip (40% roadway)	500

Fuente: Hartman and Mutmansky, 1982. Factor de conversión 1ft = 0.3048m

Tabla A2.4 Coeficiente de resistencia aerodinámica de galerías en minas subterráneas

TIPO DE GALERIA	IRREGULARIDADES DE LAS SUPERFICIES, AREAS Y ALINEACION.	RECTAS			SINUOSA O CURVADAS								
		valores básicos			LEVE			MODERADA			EN ALTO GRADO		
		LIM	PEQ	MOD	LIM	PEQ	MOD	LIM	PEQ	MOD	LIM	PEQ	MOD
Superficie suave (fornada)	MINIMO	19	29	48	38	48	67	48	57	76	67	76	95
	Promedio	29	38	57	48	57	76	57	67	86	76	86	105
	MAXIMO	38	48	67	57	67	86	67	76	95	86	95	114
ROCA SEDIMENTARIA (carbón)	MINIMO	57	67	86	76	86	105	86	95	114	105	114	133
	Promedio	105	114	133	124	133	152	133	143	162	152	162	181
	MAXIMO	133	143	162	152	162	190	162	181	190	190	190	209
GALERIA ENMADERADA (marcos a 1,5m)	MINIMO	152	162	190	171	190	200	190	190	209	200	209	228
	Promedio	181	190	209	200	209	220	209	219	238	220	238	257
	MAXIMO	200	209	220	219	220	247	220	238	257	247	257	276
ROCA IGNEA	MINIMO	171	181	200	190	200	219	200	209	228	219	228	247
	Promedio	276	285	304	295	304	314	304	314	333	323	333	371
	MAXIMO	371	380	399	390	399	418	399	409	428	418	428	447

Estado de galerías: LIM = Limpias. PEQ = Obstrucción pequeña. MOD = Obstrucción moderada.
 $\alpha \cdot 10^5$ $\gamma = 1,2 \text{ Kg/m}^3$

Fuente: Exequiel Yanez Garín, *Ventilación de Minas*

Tabla A2.5 Información de gases encontrados en minería

Gas or Vapor	Synonym	Chemical Formula	Relative Density (vs.Air) ⁺	Combustible	Flash Point (°C) ^{1*}	LEL (% by vol) ¹	UEL (% by vol) ¹	ACGIH TLV-TWA (PPM) ²	ACGIH TLV-STEL (PPM) ²	OSHA PEL (PPM) ³	NIOSH IDLH (PPM) ⁴	Detection Technologies					Auto-ignition Temp (°C) [*]	Boiling Point (°C) ¹	Vapor Pressure (mm Hg at 20°C) ^{1,4}	
												Electrochemical	Catalytic	Photoacoustic IR	Absorptive IR	Semiconductor				Thermal Conductivity
Nitrogen dioxide		NO ₂	Heavier		Gas	n/a	n/a	3	5	5 [C]	20	X		X				15		
Carbon dioxide		CO ₂	Heavier		n/a	n/a	n/a	5,000	30,000	5,000	40,000			X	X	X	-			
Methane		CH ₄	Lighter	X	Gas	5.0	15	A	A		A		X	X	X	X	X	537	-162	
Carbon monoxide		CO	Slightly lighter	X	Gas	12.0	75	25	-	50	1,200	X	X	X	X	X		609	-192	>760
Nitric oxide		NO	Same		n/a	n/a	n/a	25	-	25	100	X		X					-52	
Hydrogen sulfide		H ₂ S	Heavier	X	Gas	4.3	46	10	15	20 [C]	100	X			X			260	-60	14,060

Key:

[C] = Ceiling Limit (never exceed) A = Asphyxiant Ca = Carcinogen - = Data not currently available n/a = Data not applicable

Fuente: MSA Gas Detection Handbook

Tabla A2.6 Accidentes fatales en Minería. Período Enero – Agosto del 2011

Nº	FEC.ACCID.	TITULAR MINERO	UNIDAD	NºVI	NOMBRE DE LA VICTIMA	CLASIFICACIÓN SEGUN TIPO
1	1/16/2011	Volcan Compañía Minera S.A.A.	San Cristobal	2	Alberto Luciano Cabana Fuentes Francisco Julián Silvestre Muñoz	Intoxicación, Asfixia
2	1/13/2011	Southern Perú Copper Corporation	Toquepala	1	Andres Larico Mamani	Derrumbe, deslizamiento
3	2/6/2011	Compañía Minera Milpo S.A.A.	Milpo Nº 1	1	Euler Espinoza Huayra	Otros (Aprisionamiento de jaula)
4	2/8/2011	Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.	Antapite	1	Jesús Jimmy Aguilar Cervantes	Intoxicación, Asfixia
5	2/16/2011	Compañía Minera Milpo S.A.A.	Cerro Lindo	1	Rubén Huayta Cuyo	Desprendimiento de rocas
6	3/20/2011	Volcan Compañía Minera S.A.A.	Andaychagua	1	Teófilo Rojas Rivera	Otros (Caída de materiales)
7	3/28/2011	Catavirreyna Compañía Minera S.A.	San Genaro	1	Bernardino Quispe Gabriel	Desprendimiento de rocas
8	4/13/2011	Empresa Minera Los Quenuales S.A.	Acumulación Iscaycruz	1	Frank Ricardo Aguilar Zarate	Desprendimiento de rocas
9	4/17/2011	Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.	San Vicente	1	Raúl Rodrigo Rojas Trujillo	Energía eléctrica
10	4/23/2011	Compañía Minera San Juan S.A.	Coricancha	1	Jurado Melanio Ccencho	Succión de mineral
11	4/30/2011	Dynacor Exploraciones del Perú S.A.	Pasto Bueno	1	Hermínio Victor Cabrera Ramirez	Desprendimiento de rocas
12	5/2/2011	Volcan Compañía Minera S.A.A.	San Cristobal	2	Teobaldo Naupari Palacios Elmer Perci Atahuman Banios	Intoxicación, Asfixia
13	5/3/2011	Minera Titán del Perú S.R.L.	Esperanza de Caraveli	1	Cleofe Quiro Huahuacondori	Desprendimiento de rocas
14	5/11/2011	Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.	Amate 2 B - Colquemayo	2	Jose Antonio Oblitas Suni Luis Orlando Velasquez Monterola	Tránsito
15	5/26/2011	Pan American Silver S.A. Mina Quiruvilca	Huarón	1	Ronald Edson Común Espinoza	Otros (Golpe por herramienta)
16	6/3/2011	Shougang Hierro Perú S.A.A.	CPS - 1	1	César Ponce Choque	Tránsito
17	6/4/2011	Dynacor Exploraciones del Perú S.A.	Pasto Bueno	1	Lucas Ronald Chavez Castillo	Succión de mineral
18	6/12/2011	Pan American Silver S.A. Mina Quiruvilca	Quiruvilca	1	Santos Martín Solano Salvador	Desprendimiento de rocas
19	6/21/2011	Southern Perú Copper Corporation	Toquepala	1	Filiberto Matos Flores	Tránsito
20	7/1/2011	Minera Aurífera Retamas S.A.	Retamas	1	Yonel Simon Millan	Tránsito
21	7/13/2011	Compañía Minera Caraveli S.A.C.	Capitana	1	Adolfo Huaccha Soto	Intoxicación, Asfixia
22	7/17/2011	Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.	Orcopampa	1	Carlos Enrique Condo	Intoxicación, Asfixia
23	7/19/2011	Volcan Compañía Minera S.A.A.	San Cristobal	1	Edher Mayta Caja	Operación de maquinarias
24	8/14/2011	Compañía Minera San Juan S.A.	Coricancha	1	Teodoro Fredy Gonzalo Quinto	Succión de mineral
				Total	27	

RESUMEN	
DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
Total de Eventos	24
Total de Víctimas de Accidentes Fatales	27
Víctimas por Titular Minero	7
Víctimas por Contratistas Mineros y Otros	20

Fuente: Ministerio de Energía y Minas

Tabla A2.7 Accidentes Fatales por tipo. Enero – Agosto 2011

Nº	TIPOS	Nº VICTIMAS	%
1	Desprendimiento de Rocas	6	22%
2	Operación Carga y Descarga	0	0%
3	Acarreo y transporte	0	0%
4	Manipulación de Materiales	0	0%
5	Caídas de Personas	0	0%
6	Operación de Maquinarias	1	4%
7	Perforación de Taladros	0	0%
8	Explosivos	0	0%
9	Herramientas	0	0%
10	Tránsito	5	19%
11	Intox-Asfixia-Abs-Rad	7	26%
12	Energía Eléctrica	1	4%
13	Temperaturas Extremas	0	0%
14	Succión y/o Enterr. por Hund. Mineral	3	11%
15	Derrumbe, Desliz., Soplado Min. o Esc.	1	4%
16	Desatoro de chutes, tolvas y otros	0	0%
17	Otros	3	11%
TOTAL		27	100%

Fuente: Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería (Osinermin)

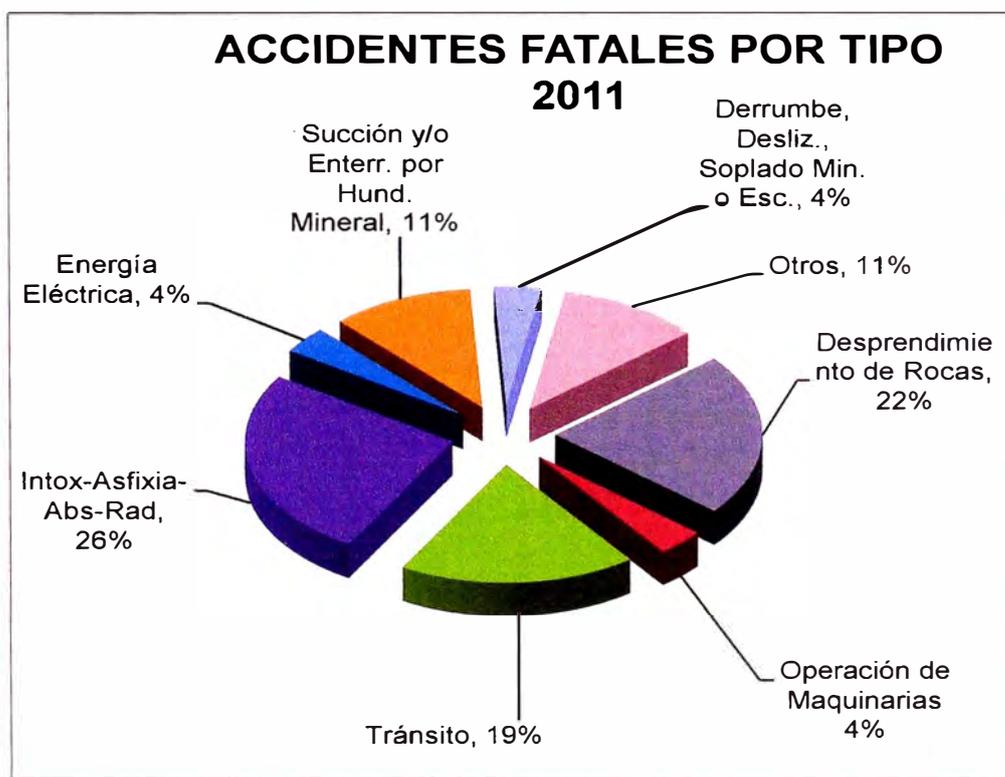


Figura A2.2 Representación en porcentaje de accidentes fatales por tipo. Enero-Agosto 2011

Tabla A2.8 Costo de kW-h de algunas mineras del Perú

 <small>ORGANISMO SUPERVISOR DE LA INVERSIÓN EN ENERGÍA Y MINERÍA</small>													
Suministrador	NT	Cliente	Actividad	Area Demanda	Inicio de Contrato dd/mm/aaaa	Fin de Contrato (*) dd/mm/aaaa	EPml	FC	MD (MW)	PHP en BRG (MW)	Energía Total en BRG (MW.h)	Precio Medio (ctm S./kW.h)	
ELECTROPERÚ	MAT	CORPORACIÓN ACEROS AREQUIPA (ICA)	Industria Metalúrgica	8	01/09/2010	31/08/2015	0,12	0,59	112,57	14,88	47 772,21	14,85	
		MINERA VOLCAN 1 TICLIO (7)	Minería	5	01/02/2011	31/12/2017	0,21	0,84	26,85	25,96	19 501,79	14,00	
		PRAXAIR PERÚ (ICA) (14)	Químicos	8	01/06/2010	31/08/2020	0,21	0,92	5,48	5,01	3 649,01	14,36	
		SAN IGNACIO DE MOROCOCHA	Minería	5	01/05/2008	31/12/2017	0,08	0,33	5,82	2,38	1 375,46	14,54	
	AT	AUTORIDAD AUTÓNOMA TREN ELÉCTRICO	Transporte	7	01/07/2006	(**)	0,19	0,24	0,93	0,31	166,72	12,83	
		CASTROVIRREYNA COMPAÑIA MINERA 2	Minería	5	01/01/2008	31/12/2011			0,00	0,00	0,00	0,00	
		CEMENTOS NORTE PACASMAYO	Cementos	3	01/01/2011	31/12/2020	0,19	0,77	20,58	14,61	11 573,84	14,01	
		CONENHUA	Industria Metalúrgica	5		(**)	0,21	0,49	4,43	1,88	1 590,82	12,58	
		EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR	Minería	5	01/01/2011	31/12/2017	0,20	0,58	8,12	5,26	3 447,99	13,57	
		EMPRESA EXPLOTADORA DE VINCHOS	Minería	5	01/01/2011	31/12/2017	0,22	0,60	1,02	0,61	449,28	14,08	
		MINERA CASAPALCA	Minería	5	01/05/2006	28/02/2012	0,20	0,77	12,31	12,15	6 906,93	11,91	
	MT	APR ENERGY LLC SUCURSAL DEL PERÚ	Otros	3	17/07/2009	31/07/2011	0,12	0,37	0,41	0,00	112,36	7,50	
		CORPORACION MINERA CASTROVIRREYNA 2	Minería	5	01/01/2011	31/12/2017	0,20	0,83	1,13	0,89	689,80	13,89	
		MINERA CASTROVIRREYNA	Minería	5	01/01/2007	31/12/2011	0,20	0,80	2,29	2,31	1 349,35	13,45	
		MINERA VOLCAN 3 CERRO (7)	Minería	5	01/01/2011	31/12/2017	0,21	0,84	26,85	25,03	16 610,09	14,42	
		PRAXAIR PERÚ (14)	Químicos	6	01/06/2010	31/08/2020	0,21	0,74	0,57	0,56	312,72	15,34	
	Total ELECTROPERÚ							0,17	0,75	-	-	115 508,36	14,26

Fuente: Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería (Osnergmin)

ANEXO 3

INFORMACIÓN TÉCNICA ADICIONAL DE EQUIPOS

A3.2 Especificaciones del Sistema de Medición de Flujo – Flosonic

Parameter	Min.	Typ.	Max.	Units
Input voltage		24		VDC
Operating current		150	500	mA
Fuse		2		A
Operating temperature	0		50	°C
Sensor separation	3.6		14	metres
Measurement range	0.1		30	m/s
	20		5900	FPM
	0.0000		±9999	m ³ /s
	0.0000		±9999	CFM
Resolution		0.001		m/s
Accuracy	5			%
Transducer frequency		41.5		kHz
Transducer pulsed output		400		Vpp
4-20 mA range	0		20	mA
4-20 mA isolation ^(a)		750		VDC
4-20 mA load resistance	0		750	Ω
4-20 mA resolution		0.1		%
4-20 mA accuracy ^(b)		0.1		%
4-20 mA drift		± 0.01		%/°C
O/C alarm switch voltage			20	V
O/C alarm power			45	mW
O/C alarm isolation		750		VDC
Memory	Non-volatile EEPROM - no back-up battery required			
Dimensions	160 x 111 x 96 mm			
Mounting	Universal DIN rail mount			
Units indication	Volume: CFM, m ³ /s, Velocity: FPM, m/s			
Display	7 segments LED display 4 digits - 14 mm high			
Construction	Kriken, PVC, polyester			

Notes : O/C – open collector output

(a) measured between 4-20 mA output and +24 VDC supply

(b) measured at 25 °C

A3.2 Especificaciones de Variador de Frecuencia

Series		00023	00038	00052	00083	00126	00170	00250	00310	00380	00470	00620	00770	00930	01160	
Rated motor capacity [kW] ①	120% overload capacity	0.75	1.5	2.2	3.7	5.5	7.5	11	15	18.5	22	30	37	45	55	
	150% overload capacity	0.75	1.5	2.2	3.7	5.5	7.5	11	15	18.5	22	30	37	45	55	
Output	Output capacity [kVA] ②	120% overload capacity	1.8	2.9	4.0	6.3	9.6	13	19.1	23.6	29.0	35.8	47.3	58.7	70.9	88.4
		150% overload capacity	1.6	2.7	3.7	5.8	8.8	12.2	17.5	22.1	26.7	32.8	43.4	53.3	64.8	80.8
	Rated current [A] ③	120% overload capacity	2.3 (2.0)	3.8 (3.2)	5.2 (4.4)	8.3 (7.1)	12.6 (10.7)	17 (14.5)	25 (21)	31 (26)	38 (32)	47 (40)	62 (53)	77 (65)	93 (79)	116 (99)
		150% overload capacity	2.1 (1.8)	3.5 (3.0)	4.8 (4.1)	7.6 (6.5)	11.5 (9.8)	16 (13.6)	23 (20)	29 (25)	35 (30)	43 (37)	57 (48)	70 (60)	85 (72)	106 (90)
Overload current rating ④	120% overload capacity	120% of rated motor capacity for 3s; 110% for 1 min. (max. ambient temperature 30°C) – typical for pumps and fans														
	150% overload capacity	150% of rated motor capacity for 3s; 120% for 1 min. (max. ambient temperature 40°C) – typical for conveyor belts and centrifuges														
Voltage ⑤		3-phase AC, 0V to power supply voltage														
Power supply voltage		3-phase, 380–480V AC, –15% / +10%														
Voltage range		323–528V AC at 50/60Hz														
Power supply frequency		50/60Hz ± 5%														
Power supply	Rated input capacity [kVA] ⑥	120% overload capacity	2.8	5.0	6.1	10	13	19	22	31	37	45	57	73	88	110
		150% overload capacity	2.5	4.5	5.5	9	12	17	20	28	34	41	52	66	80	100
Protective structure		IP54														
Cooling system		Forced air cooling														
Weight [kg]		12.5	12.5	12.5	12.5	12.5	18.5	18.5	21.5	21.5	30	30	30	42	42	

- ① The applied motor capacity indicated is the maximum capacity applicable for use of the Mitsubishi 4-pole standard motor.
- ② The rated output capacity indicated assumes that the output voltage is 440V.
- ③ When operating the inverter with the carrier frequency set to 3kHz or more, the carrier frequency automatically decreases if the inverter output current exceeds the value in parenthesis of the rated current (= 85% load). This may cause the motor noise to increase.
- ④ The % value of the overload current rating indicated is the ratio of the overload current to the inverter's rated output current. For repeated duty, allow time for the inverter and motor to return to or below the temperatures under 100% load.
- ⑤ The maximum output voltage does not exceed the power supply voltage. The maximum output voltage can be changed within the setting range. However, the pulse voltage value of the inverter output side voltage remains unchanged at about $\sqrt{2}$ that of the power supply.
- ⑥ The power supply capacity varies with the value of the power supply side inverter impedance (including those of the input reactor and cables).

A3.3 Especificaciones Técnicas de la Unidad Terminal Remota RTU-710

General description:	Radio remote I/O module combining the functions of on-off and analog inputs / outputs with a built-in radio modem
I/O (Basic Module):	16 on-off inputs, isolated, floating reference potential 8 on-off outputs, solid-state, isolated 4 analog inputs (Model RTU-710H/DA1 only)
Special functions:	Radio repeater chain: 4 stations: transmitting station, repeater station 1, repeater station 2, destination station Counters: up to 16 counters, 16 bits each Timers: up to 16 timers, 16 bits each Min./max./average: for the first 4 analog inputs
Radio frequency bands:	433 - 434 MHz , 420 - 470 MHz
Channel assignments	Continuously variable over full frequency range
RF output power:	Medium power: 10 mW - 500mW High power: 100mW - 6W
Power supply:	10 to 28 V DC
Dimensions:	Approx. 162 x 80 x 62 mm (excluding BNC connector and terminal blocks)
Operating temperature:	-20 to +70 °C

A3.4 Especificaciones Técnicas de Ventilador Axial Minero de aletas aerodinámicas y paso variable. AIRTEC, modelo VAV-54-26.5-1750-II-A. 420 HP

- Caudal de aire : 140 000 CFM
- Presión TOTAL a nivel mar y 20°C : 18.55 " H2O
- Consumo Fuerza a nivel mar y 20°C : 311.08 HP
- Presión TOTAL 4300 m.s.n.m. : 12 " H2O
- Consumo Fuerza a 4300 m.s.n.m. : 201.27 HP
- RPM Ventilador : 1750
- Transmisión : DIRECTA
- Diametro del ventilador : Ø 54"
- Nivel de ruido : 108 dB(A)
- Eficiencia : 84.65 %
- Motor TRIFASICO IEC : WEG
 - Potencia Nom.: 420 HP
 - Voltaje : 220/380/440 V
 - Frecuencia : 60 Hz
 - RPM : 1750
 - Encerramiento: TEFC
 - Factor de Ser: 1.0
 - Procedencia : BRASIL
- Material Impulsor : Aleación especial de aluminio, con tratamiento térmico.
- Otros: Acero estructural ASTM A-36.
- Revestimiento: Pintura Epóxica con base zincromato y arenado a metal blanco (SSPC-SP5).

ANEXO 4

**LEGISLACIÓN PERUANA – D.S. 055-2010-EM RESPECTO A LA
VENTILACIÓN EN MINAS SUBTERRÁNEAS**

Que, mediante Decreto Supremo N° 030-2009-EM, publicado con fecha 16 de abril de 2009, se aprobó el Contrato de Licencia para la Exploración y Explotación de Hidrocarburos en el Lote 149, a celebrarse entre PERUPETRO S.A. y PETROLERA MONTERRICO S.A.; y, GLOBAL HYDROCARBONS PERÚ S.A.;

Que, mediante Decreto Supremo N° 031-2009-EM, publicado con fecha 16 de abril de 2009, se aprobó el Contrato de Licencia para la Exploración y Explotación de Hidrocarburos en el Lote 152, a celebrarse entre PERUPETRO S.A. y PETROLERA MONTERRICO S.A.; y, GLOBAL HYDROCARBONS PERÚ S.A.;

Que, a través de carta de fecha 27 de mayo de 2009, el Representante del Consorcio GLOBAL STEEL HOLDINGS LIMITED y PETROLERA MONTERRICO S.A., comunicó a PERUPETRO S.A. que ratifica su interés en firmar los Contratos de Licencia para la Exploración y Explotación de Hidrocarburos en los Lotes 149 y 152; solicitando, se le otorgue cuarenta y cinco (45) días adicionales para la firma de dichos Contratos. Asimismo, señala que con el objetivo de demostrar su seriedad para la suscripción de los referidos Contratos, ampliarían las respectivas Fianzas Bancarias para garantizar la validez de la oferta técnica y económica, así como la suscripción de los referidos Contratos de Licencia, en Cien Mil y 00/100 Dólares (US\$ 100 000.00), con lo cual, el monto de las Fianzas Bancarias ascenderían a Ciento Veinte Mil y 00/100 (US\$ 120 000.00) para cada caso;

Que, mediante Acuerdo de Directorio N° 043-2009 de fecha 28 de mayo de 2009, se aprobó la ampliación de plazo para la suscripción de los Contratos de Licencia para la Exploración y Explotación de Hidrocarburos en los Lotes 149 y 152, por un período de cuarenta y cinco (45) días calendario, así como el incremento del monto de las correspondientes Cartas Fianza, de Veinte Mil Dólares (US\$ 20 000.00) a Ciento Veinte Mil Dólares (US\$ 120 000.00);

Que, a través de Cartas N° GGRL-PLPR-0103-2009 y N° GGRL-PLPR-104-2009, de fecha 14 de julio del 2009, el Gerente General (e) de PERUPETRO S.A., se dirige a los representantes de PETROLERA MONTERRICO S.A. y de GLOBAL STEEL HOLDINGS, LTD., a fin de comunicarles que los Contratos de Licencia para la Exploración y Explotación de Hidrocarburos por los Lotes 149 y 152, deberán suscribirse a más tardar el 30 de julio del 2009; señalando, que vencido dicho plazo se dejará sin efecto el otorgamiento de la Buena Pro y se ejecutarán las Cartas Fianza de Garantía de Validez de Oferta y Suscripción de los Contratos por los Lotes 149 y 152;

Que, con fecha 31 de julio de 2009, PERUPETRO S.A. solicitó mediante Cartas GGRL-PLPR-0108-2009 y GGRL-PLPR-0109-2009 al HSBC Bank Perú S.A. la ejecución de las correspondientes Cartas Fianza, las cuales tenían por objeto garantizar la validez de la oferta técnica y económica, así como la suscripción del Contrato de Licencia para la Exploración y Explotación de Hidrocarburos en los Lotes 149 y 152;

Que, en consecuencia, vencido el plazo adicional otorgado por PERUPETRO S.A. y ejecutadas las respectivas Cartas Fianza, corresponde dejar sin efecto el Decreto Supremo N° 030-2009-EM, así como el Decreto Supremo N° 031-2009-EM;

Que, el Directorio de PERUPETRO S.A., mediante Acuerdo N° 002-2010, de fecha 18 de enero de 2010, acordó solicitar al Ministerio de Energía y Minas la expedición de un Decreto Supremo mediante el cual se deje sin efecto el Decreto Supremo N° 030-2009-EM, así como el Decreto Supremo N° 031-2009-EM;

De conformidad con lo dispuesto en los numerales 8) y 24) del artículo 118° de la Constitución Política del Perú y el Texto Único Ordenado de la Ley Orgánica de Hidrocarburos, aprobado mediante Decreto Supremo N° 042-2005-EM;

DECRETA:

Artículo 1°.- Dejan sin efecto Decretos Supremos

Déjense sin efecto el Decreto Supremo N° 030-2009-EM, así como el Decreto Supremo N° 031-2009-EM.

Artículo 2°.- Del refrendo

El presente Decreto Supremo será refrendado por la Ministra de Economía y Finanzas y por el Ministro de Energía y Minas.

Dado en la Casa de Gobierno, en Lima, a los veintinueve días del mes de agosto del año dos mil diez.

ALAN GARCÍA PÉREZ
 Presidente Constitucional de la República

MERCEDES ARÁOZ FERNÁNDEZ
 Ministra de Economía y Finanzas

PEDRO SÁNCHEZ GAMARRA
 Ministro de Energía y Minas

534046-1

Decreto Supremo que aprueba el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional y otras medidas complementarias en minería

**DECRETO SUPREMO
 N° 055-2010-EM**

EL PRESIDENTE DE LA REPÚBLICA

CONSIDERANDO:

Que, mediante Decreto Supremo N° 014-92-EM se aprobó el Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería, en cuyo Título Décimo Cuarto se regula el bienestar y seguridad que deben ser otorgados por los titulares mineros a sus trabajadores;

Que, por Decreto Supremo N° 03-94-EM se aprobó el Reglamento de Diversos Títulos del Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería y a través de sus Títulos Décimo Primero, Décimo Segundo, Décimo Tercero, Décimo Cuarto y Décimo Quinto, se dictó disposiciones relativas al bienestar, las escuelas, las instalaciones adecuadas para la recreación, los servicios de asistencia social y la salud;

Que, por Decreto Supremo N° 046-2001-EM, y sus modificatorias, se aprobó el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera;

Que, con la finalidad de enmarcar adecuadamente los aspectos referidos a bienestar, escuelas, recreación, servicios de asistencia social y de salud, no considerados en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera aprobado por Decreto Supremo N° 046-2001-EM y habiéndose considerado, asimismo, incorporar nuevos conceptos técnicos, resulta necesario aprobar el nuevo Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional;

Que, el proyecto de Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional ha sido prepublicado en la página Web del Ministerio de Energía y Minas, recibiendo importantes aportes que lo complementan;

Que, según lo establecido en el Artículo 4° del Decreto Supremo N° 014-92-EM, TUO de la Ley General de Minería, en relación con la compra de productos minerales y las consecuencias de dicha adquisición, se hace necesario establecer un procedimiento que establezca fehacientemente el origen de los productos minerales a ser comercializados;

Que, el Decreto Supremo N° 014-92-EM, TUO de la Ley General de Minería, establece las condiciones de acuerdo a las cuales el titular minero será considerado pequeño productor minero o productor minero artesanal, sin definir la autoridad competente que llevará a cabo su fiscalización en caso de modificación de los rangos de capacidad instalada de producción y/o beneficio y/o extensión previstos en el artículo 91 de la norma citada;

Que, por otro lado, se hace necesario establecer un mecanismo adicional que permita tener conocimiento de la situación de estabilidad química y física de los depósitos de relaves, pilas de lixiviación (PADs) y/o depósitos de desmonte (botaderos) que se encuentran en operación.

De conformidad con el numeral 8) del artículo 118° de la Constitución Política del Perú y el numeral 3) del artículo 11° de la Ley N° 29158 - Ley Orgánica del Poder Ejecutivo;

DECRETA:

Artículo 1°.- Aprobación

Apruébese el Reglamento de Seguridad y Salud



Ocupacional en Minería, el mismo que consta de trescientos noventa y seis (396) artículos, 32 Anexos y 3 Guías, los cuales forman parte integrante del presente Decreto Supremo.

Artículo 2°.- Publicación de anexos

Los anexos y guías que forman parte del Reglamento aprobado por el presente Decreto Supremo, serán publicados mediante el portal electrónico del Ministerio de Energía y Minas

Artículo 3°.- Registro de procedencia de sustancias beneficiadas en planta.

Para efectos del cumplimiento de lo dispuesto en el artículo 4° del TUO de la Ley General de Minería, las plantas de beneficio que adquieren el producto de la actividad minera sin procesamiento o como concentrado, refogado, relave o cualquier otro estado hasta antes de su refinación; así como las personas naturales o jurídicas que se dedican exclusivamente a la compraventa de oro y/o minerales en bruto, deberán verificar el origen de cualesquiera de ellos y mantener un registro actualizado en medio electrónico o físico, que deberá incluir la siguiente información respecto a cada compra de productos minerales que realicen:

a) El nombre y documento nacional de identidad o denominación y RUC, dependiendo de si el vendedor es persona natural o jurídica.

b) El nombre y código único de la(s) concesión(es) minera(s) de donde proviene el oro y/o mineral en bruto y/o relaves.

c) La naturaleza del producto (con o sin procesamiento, concentrados, refogados, relaves, etc.), la cantidad y/o peso, la ley del mineral (contenido metálico) y el precio de compra.

Asimismo, deberán mantener dicho registro actualizado y, de ser el caso, su respectivo medio de visualización, a disposición de la autoridad que resulte competente en la fiscalización del comprador,

La autoridad fiscalizadora competente dispondrá la paralización de aquellas plantas de beneficio en donde se verifique el origen ilegal de las sustancias a beneficiar.

Artículo 4°.- Competencia para la culminación de procedimientos de fiscalización y/o sanción.

En cualquiera de los supuestos de pérdida de la calificación de pequeño productor minero o productor minero artesanal, los gobiernos regionales continuarán siendo competentes respecto a los procedimientos de fiscalización y/o sanción que se hayan iniciado con anterioridad a dicha pérdida de calificación, aun cuando el titular de la actividad minera haya pasado a formar parte del régimen de la mediana o gran minería.

Igualmente, en caso de que la(s) persona(s) natural(es) o jurídica(s) del régimen de la mediana o gran minería se califiquen o pasen a operar dentro de los rangos de las actividades de la pequeña minería y minería artesanal, el Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería - OSINERGMIN continuará ejerciendo competencia con respecto a los procedimientos de fiscalización y/o sanción que se hayan iniciado con anterioridad a dicha situación.

Artículo 5°.- Certificado de Inspección

El titular minero de la Gran o Mediana Minería deberá presentar anualmente al OSINERGMIN, un certificado de inspección del resultado de la evaluación de estabilidad química, física y parámetros operativos de depósitos de relaves, pilas de lixiviación (PADs) y depósito de desmontes (botadero). Dicho certificado de inspección será emitido por una empresa acreditada ante el Organismo Nacional de Acreditación del INDECOPI e inscrita en el Registro de Empresas Inspectoras Mineras que para tal efecto creará OSINERGMIN, y será presentado por el titular minero en los siguientes casos:

a) Cuando tenga depósito de relaves y/o pilas de lixiviación (PADs) que se encuentren en operación y cuyo título de concesión de beneficio y autorización de funcionamiento fueron otorgados antes del 23 de octubre de 2008, fecha de entrada de vigencia de la Resolución Directoral N° 1073-2008-MEM-DGM; y/o;

b) Cuando tenga depósito de desmontes (botadero) aprobado en su Plan de Minado, antes del 30 de octubre de 2006, fecha de entrada en vigencia del TUPA-MEM (item AM01) aprobado mediante Decreto Supremo N° 061-2006-EM; y/o

c) Cuando tenga depósito de desmontes (botadero) sin tener plan de minado aprobado y se encuentre en operación continua.

En el caso del Pequeño Productor Minero que se encuentre en los casos señalados en los literales a) y/o b) y/o c) precitados, deberá presentar anualmente al Gobierno Regional un certificado de inspección conteniendo cuando menos la evaluación de estabilidad química, física y parámetros operativos. Para este efecto, los Gobiernos Regionales podrán suscribir convenios de cooperación interinstitucional con el OSINERGMIN a efecto de que esta última entidad verifique el cumplimiento de la obligación conforme se refiere en el párrafo anterior.

El OSINERGMIN o el Gobierno Regional, cuando considere necesario, podrá disponer que se efectúe más de una evaluación.

Artículo 6°.- Excepción al Certificado de Inspección por recrecimiento.

El titular minero que se encuentre incurso en los literales a) y/o b), indicados en el artículo 5° del presente dispositivo, cuyos depósitos de relave y/o pilas de lixiviación (PADs) y/o depósitos de desmonte (botaderos) requieran autorización de recrecimiento, presentará a la autoridad minera competente, por única vez, los estudios técnicos con los requisitos establecidos en el Texto Único de Procedimientos Administrativos - TUPA respectivo. Con dicha autorización, el titular minero quedará exceptuado de la obligación de presentar anualmente el certificado de inspección.

Artículo 7°.- Refrendo y vigencia

El presente Decreto Supremo será refrendado por el Ministro de Energía y Minas y entrará en vigencia al día siguiente de su publicación, con excepción de la aprobación del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, contenida en el Artículo 1° precedente, la cual entrará en vigencia el 01 de enero de 2011.

DISPOSICIONES COMPLEMENTARIAS TRANSITORIAS

Primera.- Los titulares mineros deberán iniciar la implementación del sistema de encapsulado de los depósitos de concentrados a que se refiere el numeral 17) del artículo 332° del Reglamento que se aprueba en el Artículo 1° del presente Decreto Supremo, a partir del día siguiente de la publicación de esta norma. Los avances en el cumplimiento de la implementación antes indicada será objeto de fiscalización en las oportunidades que corresponda.

Segunda.- Las empresas inspectoras mineras que durante los dos (2) primeros años de vigencia de la presente norma, no cuenten con la acreditación indicada en el primer párrafo del Artículo 5° del presente decreto supremo, podrán solicitar su inscripción temporal en el Registro de Empresas Inspectoras Mineras de OSINERGMIN, debiendo cumplir con los requisitos establecidos en el procedimiento que para el efecto OSINERGMIN apruebe. Con dicha finalidad, se faculta a OSINERGMIN para establecer los alcances del contenido de los Certificados a que se hace referencia en el primer párrafo del Artículo 5° antes referido así como para emitir las normas complementarias que sean necesarias para la implementación del Registro de Empresas Inspectoras Mineras de OSINERGMIN y para establecer los demás alcances del Artículo 5° mencionado.

Tercera.- El Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería-OSINERGMIN en un plazo máximo de noventa días calendario de la publicación de la presente norma deberá aprobar la tipificación de las infracciones administrativas que se desprenden del presente decreto supremo y el reglamento en él aprobado, así como determinar las sanciones a aplicar, entre otros aspectos, conforme a sus facultades señaladas en el artículo 13° de la Ley N° 28964.

Cuarta.- Los procedimientos de fiscalización que se hubieran iniciado antes de la vigencia del reglamento que se aprueba en el Artículo 1° de la presente norma, se culminarán de acuerdo a las normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, aprobado mediante Decreto Supremo N° 046-2001-EM y sus modificatorias.

**DISPOSICIÓN
COMPLEMENTARIA DEROGATORIA**

Única.- El Reglamento de Seguridad e Higiene Minera aprobado mediante Decreto Supremo N° 046-2001-EM y sus modificatorias quedará sin efecto a la entrada en vigencia del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional que mediante el presente se aprueba.

Dado en la Casa de Gobierno, en Lima, a los veintidós días del mes de agosto del año dos mil diez.

ALAN GARCÍA PÉREZ
Presidente Constitucional de la República

PEDRO SÁNCHEZ GAMARRA
Ministro de Energía y Minas

ÍNDICE GENERAL

**REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD
OCUPACIONAL EN MINERÍA**

**TÍTULO I
GESTIÓN DEL SUB - SECTOR MINERÍA**

**CAPÍTULO I
DISPOSICIONES GENERALES**

Subcapítulo I
Objetivos y Alcances (Arts. 1° al 6°)

Subcapítulo II
Definición de Términos (Art. 7°)

**CAPÍTULO II
AUTORIDAD MINERA**

Subcapítulo I
Dirección General de Minería (Art. 8°)

Subcapítulo II
OSINERGMIN (Art. 9°)

Subcapítulo III
Gobiernos Regionales (Art. 10°)

Subcapítulo IV
Fiscalización (Arts. 11° al 18°)

Subcapítulo V
Sanciones (Arts. 19° al 23°)

**TÍTULO II
GESTIÓN DE LOS TITULARES MINEROS**

**CAPÍTULO I
TITULAR MINERO**

Subcapítulo I
Derechos del Titular Minero (Arts. 24° y 25°)

Subcapítulo II
Obligaciones del Titular Minero (Arts. 26° al 37°)

**CAPÍTULO II
SUPERVISORES**

Subcapítulo I
Obligaciones de los Supervisores (Arts. 38° y 39°)

**CAPÍTULO III
TRABAJADORES**

Subcapítulo I
Derechos de los Trabajadores (Arts. 40° al 43°)

Subcapítulo II
Obligaciones de los Trabajadores (Arts. 44° al 49°)

**CAPÍTULO IV
EMPRESAS CONTRATISTAS MINERAS Y
EMPRESAS CONTRATISTAS DE ACTIVIDADES
CONEXAS**

Subcapítulo I
Obligaciones de las empresas
contratistas (Arts. 50° al 53°)

**TÍTULO III
GESTIÓN DE LA SEGURIDAD Y SALUD
OCUPACIONAL**

**CAPÍTULO I
LIDERAZGO Y COMPROMISO
(Art. 54°)**

**CAPÍTULO II
POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL
(Arts. 55° al 57°)**

**CAPÍTULO III
PROGRAMA ANUAL DE SEGURIDAD Y SALUD
OCUPACIONAL
(Arts. 58° y 59°)**

**CAPÍTULO IV
COMITÉ DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL
(Arts. 60° al 63°)**

**CAPÍTULO V
GERENTE DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD Y
SALUD OCUPACIONAL
(Arts. 64° al 68°)**

**CAPÍTULO VI
CAPACITACIÓN
(Arts. 69° al 73°)**

**CAPÍTULO VII
EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)
(Arts. 74° al 87°)**

**CAPÍTULO VIII
IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS, EVALUACIÓN Y
CONTROL DE RIESGOS (IPERC)
(Arts. 88° al 92°)**

**CAPÍTULO IX
SALUD OCUPACIONAL**

Subcapítulo I
Alcances (Arts. 93° y 94°)

Subcapítulo II
Agentes Físicos (Arts. 95° al 102°)

Subcapítulo III
Agentes Químicos (Arts. 103° y 104°)

Subcapítulo IV
Agentes Biológicos (Art. 105°)

Subcapítulo V
Ergonomía (Arts. 106° y 107°)

Subcapítulo VI
Vigilancia Médica Ocupacional (Arts. 108° al 117°)



**CAPÍTULO X
SEÑALIZACIÓN DE ÁREAS DE TRABAJO Y
CÓDIGO DE COLORES**

(Arts. 118° y 119°)

**CAPÍTULO XI
PERMISO ESCRITO DE TRABAJO DE ALTO RIESGO**

(Arts. 120° al 126°)

**CAPÍTULO XII
SISTEMAS DE COMUNICACIÓN**

(Arts. 127° al 129°)

**CAPÍTULO XIII
INSPECCIONES, AUDITORÍAS Y CONTROLES**

(Arts. 130° al 134°)

**CAPÍTULO XIV
PREPARACIÓN Y RESPUESTA PARA EMERGENCIAS**

(Arts. 135° al 142°)

**CAPÍTULO XV
PRIMEROS AUXILIOS, ASISTENCIA MÉDICA Y
EDUCACIÓN SANITARIA**

(Arts. 143° al 150°)

**CAPÍTULO XVI
INVESTIGACIÓN DE INCIDENTES Y ACCIDENTES**

(Arts. 151° al 156°)

**CAPÍTULO XVII
ESTADÍSTICAS**

(Arts. 157° al 161°)

**CAPÍTULO XVIII
BIENESTAR Y SEGURIDAD**

(Art. 162° y 163°)

**CAPÍTULO XIX
VIVIENDA**

(Arts. 164° al 167°)

Subcapítulo I
Viviendas Adecuadas (Arts. 168° al 177°)

Subcapítulo II
Facilidades de Vivienda (Arts. 178° y 184°)

**CAPÍTULO XX
ESCUELAS Y EDUCACION**

(Arts. 185° al 188°)

**CAPÍTULO XXI
RECREACION**

(Art. 189°)

**CAPÍTULO XXII
ASISTENCIA SOCIAL**

(Arts. 190° y 191°)

**CAPÍTULO XXIII
ASISTENCIA MÉDICA Y HOSPITALARIA**

(Arts. 192° al 200°)

**CAPÍTULO XXIV
FACILIDADES SANITARIAS Y LIMPIEZA**

(Arts. 201° al 208°)

**TÍTULO CUARTO
GESTIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS**

**CAPÍTULO I
ESTÁNDARES DE LAS OPERACIONES MINERAS**

Subcapítulo I
Ingeniería de la Masa Rocosa en
Minería Subterránea (Arts. 209° al 219°)

Subcapítulo II
Sostenimiento (Arts. 220° al 226°)

Subcapítulo III
Minería Subterránea sin Rieles (Art. 227°)

Subcapítulo IV
Minería a Cielo Abierto (Arts. 228° al 232°)

**CAPÍTULO II
ACCESO Y VÍAS DE ESCAPE**

(Art. 233°)

**CAPÍTULO III
CHIMENEAS**

(Arts. 234° y 235°)

**CAPÍTULO IV
VENTILACIÓN**

(Arts. 236° al 240°)

**CAPÍTULO V
DRENAJE**

(Arts. 241° y 242°)

**CAPÍTULO VI
EXPLOSIVOS**

Subcapítulo I
Actividades Diversas (Arts. 243° al 246°)

Subcapítulo II
Almacenamiento (Arts. 247° al 251°)

Subcapítulo III
Transporte (Art. 252°)

Subcapítulo IV
Manipuleo (Arts. 253° y 254°)

Subcapítulo V
Agentes de Voladura (Arts. 255° y 256°)

Subcapítulo VI
Perforación y Voladura (Arts. 257° al 259°)

Subcapítulo VII
Voladura No Eléctrica (Arts. 260° y 261°)

Subcapítulo VIII
Voladura Eléctrica (Arts. 262° al 269°)

**CAPÍTULO VII
TRANSPORTE, CARGA,
ACARREO Y DESCARGA**

Subcapítulo I
Minería Subterránea (Arts. 270° al 272°)

Subcapítulo II
El Pique y el Castillo (Arts. 273° al 277°)

Subcapítulo III
Cables (Arts. 278° al 283°)

Subcapítulo IV
Uso de Echaderos y Tolvas
de Mineral (Arts. 284° y 285°)

Subcapítulo V
Minería Subterránea sin Rieles (Arts. 286° al 288°)

Subcapítulo VI
Minería a Cielo Abierto (Arts. 289° a 291°)

Subcapítulo VII
 Diseño, Instalación y Mantenimiento
 de Ferrocarriles (Arts. 292° al 294°)

**CAPÍTULO VIII
 OPERACIONES EN CONCESIONES DE BENEFICIO**

Subcapítulo I
 Ventilación (Art. 295°)

Subcapítulo II
 Plantas Concentradoras (Arts. 296° al 299°)

Subcapítulo III
 Transporte por Mineroducto y
 Fajas Transportadoras (Arts. 300° y 301°)

Subcapítulo IV
 Instalaciones Pirometalúrgicas
 (Fundiciones, Refinerías y Otros) (Arts. 302° y 303°)

Subcapítulo V
 Plantas Hidrometalúrgicas
 (Lixiviación, Electrolíticas y Otras) (Art. 304°)

**CAPÍTULO IX
 PREVENCIÓN Y CONTROL DE INCENDIOS**
 (Arts. 305° al 311°)

**CAPÍTULO X
 CONTROL DE SUSTANCIAS PELIGROSAS**

Subcapítulo I
 Etiquetas y Hojas de Datos de Seguridad de Materiales
 HDSM (MSDS) (Arts. 312° al 317°)

Subcapítulo II
 Uso de Cianuro (Arts. 318° y 319°)

Subcapítulo III
 Uso de Mercurio en Recuperación
 de Oro (Arts. 320° y 321°)

**CAPÍTULO XI
 PLANOS Y MAPAS**
 (Arts. 322° al 326°)

**CAPÍTULO XII
 EXPLOTACIÓN DE CARBÓN**
 (Art. 327°)

**CAPÍTULO XIII
 EXPLOTACIÓN EN PLACERES**
 (Arts. 328° al 330°)

**CAPÍTULO XIV
 ESTÁNDARES DE SERVICIOS Y ACTIVIDADES
 CONEXAS**

Subcapítulo I
 Almacenamiento y Manipuleo
 de Materiales (Art. 331°)

Subcapítulo II
 Depósitos de Concentrados y
 Refinados (Art. 332°)

Subcapítulo III
 Orden y Limpieza (Art. 333°)

Subcapítulo IV
 Manejo de Residuos (Arts. 334° al 336°)

Subcapítulo V
 Electricidad (Arts. 337° al 341°)

**CAPÍTULO XV
 SISTEMA DE CANDADOS Y TARJETAS DE
 SEGURIDAD
 (LOCK OUT - TAG OUT)**
 (Arts. 342° al 347°)

**CAPÍTULO XVI
 ILUMINACIÓN**
 (Arts. 348° al 355°)

**CAPÍTULO XVII
 AGUA, AIRE COMPRIMIDO, GAS Y CALDEROS**
 (Arts. 356° al 359°)

**CAPÍTULO XVIII
 SISTEMA DE IZAJE**
 (Art. 360°)

**CAPÍTULO XIX
 ESCALERAS Y ANDAMIOS**
 (Arts. 361° y 362°)

**CAPÍTULO XX
 MAQUINARIA, EQUIPOS Y HERRAMIENTAS**
 (Arts. 363° al 369°)

**CAPÍTULO XXI
 EDIFICACIONES E INSTALACIONES**

Subcapítulo I
 Edificaciones e Instalaciones
 En Superficie (Arts. 370° al 372°)

Subcapítulo II
 Edificaciones e Instalaciones
 Subterráneas (Arts. 373° al 378°)

Subcapítulo III
 Edificaciones e Instalaciones En Talleres
 de Mantenimiento (Arts. 379° al 386°)

**CAPÍTULO XXII
 TRANSPORTE DE PERSONAL**

Subcapítulo I
 Transporte Subterráneo (Arts. 387° al 389°)

Subcapítulo II
 Jaulas (Arts. 390° al 395°)

Subcapítulo III
 Transporte en Superficie (Art. 396°)

DISPOSICIÓN COMPLEMENTARIA TRANSITORIA

ANEXOS

ANEXO N° 1
 DESTRUCCIÓN DE EXPLOSIVOS MALGRADOS

ANEXO N° 2
 DESTRUCCIÓN DE FULMINANTES Y ESPOLETAS

ANEXO N° 3
 LÍMITE MÁXIMO PERMISIBLE PARA ESTRÉS TÉRMICO

ANEXO N° 3 - A
 TABLA DE RIESGO DE CONGELACIÓN DE LAS PARTES
 EXPUESTAS DEL CUERPO



ANEXO N° 4
LÍMITES DE EXPOSICIÓN OCUPACIONAL PARA AGENTES QUÍMICOS

ANEXO N° 5
ANÁLISIS DE LOS ACCIDENTES INCAPACITANTES SEGÚN CÓDIGO DE CLASIFICACIÓN

ANEXO N° 5-A
CÓDIGO DE CLASIFICACIÓN

ANEXO N° 6
EQUIPOS Y ACCESORIOS DE SALVATAJE MINERO – MÍNIMO NECESARIO

ANEXO N° 7
AVISO DE ACCIDENTE MORTAL

ANEXO N° 7-A
INFORME DE INVESTIGACIÓN DEL ACCIDENTE MORTAL Presentado por el Titular Minero

ANEXO N° 7-B
INFORME DE INVESTIGACION DEL ACCIDENTE MORTAL Presentado por el Fiscalizador

ANEXO N° 7-C
FICHA MÉDICA OCUPACIONAL

ANEXO N° 7-D
EVALUACION MÉDICA PARA ASCENSO A GRANDES ALTITUDES (mayor de 2,500 m.s.n.m.)

ANEXO N° 7-E
NIVEL DE RUIDO

ANEXO N° 8
CLASIFICACIÓN DE ACCIDENTES EN MINERÍA

ANEXO N° 9
TABLA DE DÍAS CARGO

ANEXO N° 10
NIVELES DE ILUMINACIÓN

ANEXO N° 11
CÓDIGO DE SEÑALES Y COLORES

ANEXO N° 12
CUADRO ESTADÍSTICO DE ACCIDENTES

ANEXO N° 13
CUADRO ESTADÍSTICO DE SEGURIDAD

ANEXO N° 13-A
REPORTE DE ENFERMEDADES OCUPACIONALES

ANEXO N° 14
INDUCCIÓN Y ORIENTACIÓN BÁSICA Para uso del Departamento de Seguridad y Salud Ocupacional

ANEXO N° 14-A
PROGRAMA DE CAPACITACIÓN EN EL TRABAJO / TAREA

ANEXO N° 14-B
MATRIZ BÁSICA DE CAPACITACIÓN EN SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL MINERA

ANEXO N° 15
PERMISO ESCRITO PARA TRABAJO DE ALTO RIESGO (PETAR)

ANEXO N° 15-A
FORMATO PARA ELABORACIÓN DE ESTÁNDARES

ANEXO N° 15-B
FORMATO PARA LA ELABORACIÓN DE LOS PETS

ANEXO N° 15-C
ANÁLISIS DE TRABAJO SEGURO (ATS)

ANEXO N° 16
PLAN DE MINADO ANUAL

ANEXO N° 17
REGLAMENTO Y CONSTITUCIÓN DEL COMITÉ DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL MINERA

ANEXO N° 18
PROCESO DE ELECCIÓN DE LOS REPRESENTANTES DE LOS TRABAJADORES ANTE EL COMITÉ

ANEXO N° 19
FORMATO IPERC CONTINUO

GUÍAS

GUÍA N° 1
MEDICIÓN DE RUIDO

GUÍA N° 2
MEDICIÓN DE ESTRÉS TÉRMICO

GUÍA N° 3
MONITOREO DE VIBRACIÓN

REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL EN MINERÍA

**TÍTULO I
GESTIÓN DEL SUB - SECTOR MINERÍA**

**CAPÍTULO I
DISPOSICIONES GENERALES**

**Subcapítulo I
Objetivos y Alcances**

Artículo 1°.- El presente reglamento tiene como objetivo prevenir la ocurrencia de incidentes, accidentes y enfermedades ocupacionales, promoviendo una cultura de prevención de riesgos laborales en la actividad minera Para ello cuenta con la participación de los trabajadores, empleadores y el Estado, quienes velarán por su promoción, difusión y cumplimiento.

Artículo 2°.- Las actividades a las que alcanza el presente reglamento son las siguientes:

a) Las actividades mineras siguientes, desarrolladas en los emplazamientos en superficie o subterráneos:

1. Exploración, desarrollo, preparación y explotación en minería subterránea y a cielo abierto de minerales metálicos y no metálicos.
2. Preparación mecánica, incluido la trituración y molienda.
3. Clasificación de minerales metálicos y no metálicos.
4. Concentración.
5. Depósitos de relaves, desmonte y escorias.
6. Lixiviación o lavado metalúrgico del material extraído.
7. Fundición.
8. Refinación.
9. Labor general.
10. Transporte minero.
11. Depósitos de almacenamiento de concentrados de minerales, refinados y minerales no metálicos.

b) Los trabajos siguientes, conexos a la actividad minera:

Construcciones civiles, instalaciones anexas o complementarias, tanques de almacenamiento, tuberías en general, generadores, sistemas de transporte que no son concesionados, uso de maquinaria, equipo y accesorios, mantenimiento mecánico, eléctrico, comedores, hoteles, campamentos, servicios médicos, vigilancia, construcciones y otros tipos de prestación de servicios.



los métodos normales de salida. Estos refugios deben estar ubicados de tal forma que los trabajadores puedan llegar a uno de ellos dentro de treinta (30) minutos desde el momento que dejaron su lugar de trabajo.

i) Las áreas de refugio deberán ser de construcción resistente al fuego y de preferencia ubicadas en áreas donde no haya sostenimiento con madera, y ser lo suficientemente amplias para acomodar rápidamente al número de trabajadores en esa área particular de la mina, construidas herméticamente, tener líneas de aire y agua y contar con herramientas adecuadas.

j) En los caminos peatonales donde se requiera que trabajadores caminen a lo largo de fajas elevadas se construirá barandas de seguridad apropiadas. Los caminos peatonales inclinados deben de ser de tipo antideslizante.

k) La luz vertical encima de los pasos de escalera debe tener un mínimo de 2.10 metros o, en su defecto, se ubicará letreros de advertencia o dispositivos similares para indicar una luz vertical inadecuada.

l) Se construirá pasos a nivel donde sea necesario cruzar fajas transportadoras. Las fajas en movimiento sólo deben cruzarse en los puntos designados.

CAPÍTULO III CHIMENEAS

Artículo 234°.- En la preparación de chimeneas con maquinarias especiales deberá cumplirse los aspectos técnicos establecidos en los respectivos manuales de operación.

Artículo 235°.- Considerando los dos tipos de construcción de chimeneas de gran dimensión: una con piloto descendente y rimado ascendente y la otra de construcción ascendente usando plataforma y jaula de seguridad; se tendrá especial cuidado en el control de riesgos de los siguientes puntos:

1. La cámara de máquinas, el refugio de la plataforma de perforación y la zona de carguío deberán ser recintos con sostenimiento natural en arco o con sostenimiento de acuerdo al estudio geomecánico.

La ventilación en los espacios indicados deberá cumplir con el estándar de velocidad del aire de veinte (20) metros por minuto con una cantidad de aire establecido en el literal e) del artículo 236° del presente reglamento.

2. El ingeniero supervisor, en función al diseño, debe asegurarse de la construcción de un espacio que permita cargar el material rimado, utilizando cargador y camiones de bajo perfil. El diseño debe considerar un espacio adicional para depositar la piña rimadora en espera, listo para casos de mantenimiento, reparación o emergencia.

3. Se realizará monitoreos de presencia de polvo, gases y oxígeno en el ambiente de trabajo.

4. En la parte mecánica, el mantenimiento de las leonas y su correcto uso será inspeccionado diariamente, quedando registrada dicha inspección por el supervisor técnico del área. Una leona trancada deberá liberarse siguiendo las técnicas recomendadas por el fabricante y siempre con intervención de un mecánico, de ser el caso.

5. El personal no deberá ingresar a esta chimenea después del disparo ni después de uno o más días de estar paralizada, sin autorización escrita del supervisor. La autorización del ingreso se hará previa medición de gases.

CAPÍTULO IV VENTILACIÓN

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.

Artículo 237°.- La sala o estación de carguío de baterías, deberán estar bien ventiladas.

Para el funcionamiento de la sala o estación en el subsuelo, previamente se deberá presentar a la autoridad minera competente la memoria descriptiva, el plano de ubicación y el plano de ventilación. El cumplimiento de esta obligación será verificado en la fiscalización que realice la autoridad minera competente.

Ventilación en Minas de Carbón

Artículo 238°.- En las minas de carbón, en materia de ventilación, se cumplirá lo siguiente:

a) La cantidad mínima de aire por hombre deberá ser de cuatro y medio (4.5) metros cúbicos por minuto hasta un mil quinientos (1,500) metros sobre el nivel del mar. Esta proporción será aumentada de acuerdo con el inciso d) del artículo 236° precedente.

b) Los ventiladores de presión negativa o ventiladores aspirantes para la extracción del aire de mina, así como sus tableros, controles y su sistema eléctrico, deberán ser a prueba de presencia de gases y de atmósfera explosiva.

c) Los ventiladores principales deberán operar continuamente. En caso de falla, todos los trabajadores deberán ser retirados de la mina y sólo podrán volver después de verificar que la calidad y cantidad del aire haya vuelto a sus condiciones normales.

d) Queda prohibido el empleo de ventiladores secundarios así como ventilación auxiliar aspirante.

e) Los ventiladores auxiliares impelentes para una mina de carbón deberán tener un motor eléctrico o un motor de aire comprimido apropiado. En el caso que el motor sea eléctrico, éste deberá ser colocado en corriente de aire fresco.

f) Todas las puertas de ventilación deben ser de cierre automático y a prueba de fuga de aire, prohibiéndose

terminantemente el empleo del espacio entre un par de puertas como depósito de madera u otros materiales, aunque sea en forma transitoria.

Artículo 239°.- Toda zona de trabajo será clasificada como "gaseada" en el caso que el gas metano de dicha zona se encuentre en concentración superior a 0.5%, teniendo en consideración lo siguiente:

a) En zonas "gaseadas", la cantidad de aire por persona será el doble de la señalada en el inciso a) del artículo 237° del presente reglamento.

En todo caso se procurará que la concentración de metano esté por debajo del límite máximo permisible establecido.

b) Se analizará el aire de retorno de las zonas "gaseadas" y se determinará cada hora el contenido de metano en el ambiente de las labores correspondientes a dichas zonas.

c) En caso de descubrirse condiciones que representen un peligro potencial de explosión o incendio, el personal autorizado de la mina tomará de inmediato las medidas necesarias para hacer desaparecer dicha situación.

d) En el caso indicado en el inciso anterior, se retirará a todos los trabajadores de las labores comprendidas como zona peligrosa hasta recuperar las condiciones normales de seguridad.

Artículo 240°.- La ventilación, en cuanto se refiere al flujo y a la calidad del aire, deberá cumplir con los incisos a), b), c), d), e), i), j) y k) del artículo 236° del presente reglamento.

CAPÍTULO V DRENAJE

Artículo 241°.- El diseño del sistema de drenaje debe estar sustentado en un estudio detallado hidrogeológico e hidrológico y para su manejo se deberá cumplir con lo siguiente:

a) Las aguas de filtración, perforación, riego y relleno hidráulico utilizadas en labores subterráneas deben tener canales de drenaje o cunetas, de manera que tanto el piso de las galerías de tránsito como el de los frentes de trabajo se conserven razonablemente secos.

b) Las cunetas de desagüe se construirán con preferencia cerca de uno de los límites laterales de las galerías y deberán mantenerse constantemente limpias.

c) Cuando se tenga indicios de la cercanía de una masa de agua subterránea se deberá realizar un taladro piloto de por lo menos diez (10) metros de profundidad antes de avanzar con las labores de trabajo.

d) En los piques cuyo fondo esté cubierto por agua, es obligatorio considerar:

1. En la parte baja de la dirección de la jaula, un espacio libre de acuerdo al diseño.

2. En la parte baja de la dirección del camino, un espacio libre de acuerdo al diseño, conformado por tres (03) pisos, de los cuales el último piso deberá recibir el drenaje del agua y desechos del compartimiento de la jaula a fin de bombear y realizar la limpieza sin interrumpir el servicio.

Artículo 242°.- En las minas donde no exista drenaje por gravedad y que, además, la exagerada avenida de agua en determinados sectores haga presumir el peligro de inundaciones graves, se tomará las siguientes precauciones:

a) Se diseñará un sistema seguro de bombeo.

b) La estación de bombeo se diseñará e instalará con capacidad excedente a la requerida para el normal flujo de agua y en equipos dobles o triples, en forma tal que el funcionamiento de cualquiera de dichos equipos baste para evacuar la totalidad de las aguas.

c) Se construirá compuertas de presión en las inmediaciones de la estación de bombeo, en todas las vías de acceso peligroso y cerca de los lugares de donde emane el agua.

d) Cada bomba debe ser provista de motor independiente, los cuales se conectarán con fuentes de



c) La preparación de ANFO debe hacerse mediante el empleo de un equipo mecánico adecuado.

d) Queda prohibido efectuar el mezclado en instalaciones subterráneas.

e) La sensibilidad de las mezclas debe ser determinada a intervalos regulares y después de cada cambio en la proporción o calidad de los ingredientes.

f) Las plantas de mezclado deberán estar ubicadas a no menos de cincuenta (50) metros de bocaminas y a no menos de cien (100) metros de las instalaciones o edificaciones de la unidad minera.

g) El edificio de la planta de mezclado reunirá las siguientes condiciones:

1. Estar construido de materiales incombustibles.

2. Poseer suficiente y adecuada ventilación.

3. Que las instalaciones eléctricas estén provistas de los correspondientes dispositivos de seguridad a fin de que no produzcan siniestros.

4. Que, en el caso de necesitarse calefacción, ésta será instalada de manera que no constituya un peligro de incendio.

h) Los pisos de las plantas de mezclado deberán ser de concreto, sin desagües abiertos, para evitar que pueda fluir el nitrato de amonio fundido en caso de incendio.

i) El equipo de mezclado debe ser de acero inoxidable, cerámica o material plástico.

Queda prohibido, por los problemas de corrosión conexos, el empleo de materiales de cobre y sus aleaciones. Tampoco podrá emplearse el zinc o metal galvanizado por la tendencia de éstos a promover o acelerar la descomposición del nitrato de amonio.

j) La planta de mezclado y el almacén de nitrato de amonio tendrán provisión suficiente de agua almacenada o grifos de agua para combatir incendios, teniendo presente que el agua sólo sirve para enfriar y que los extintores no son efectivos, pues el nitrato de amonio arde con su propio oxígeno.

k) Los pisos, equipos de lugares de mezclado y empacado deben limpiarse frecuentemente con aserrín de madera para impedir la acumulación de nitrato de amonio o de petróleo residual. La planta entera debe limpiarse periódicamente para impedir un exceso de acumulación de polvo.

l) Las uniones, conexiones y equipo mezclador usados en la construcción de tolvas se sujetarán a las normas indicadas en el presente reglamento.

Almacenamiento:

a) El nitrato de amonio aún no mezclado o sensibilizado será almacenado en un local aislado, en condiciones tales que no cree peligro de incendio a otros edificios vecinos.

b) El combustible líquido que se utiliza para la mezcla con el nitrato de amonio se almacenará en edificio o tanque alejado de los demás edificios.

c) El ANFO envasado en cualquiera de los tipos de envase debe ser colocado en anaqueles de madera con tratamiento ignífugo que permitan la libre circulación del aire y de los trabajadores entre anaqueles y alrededor de éstos.

d) El ANFO envasado se almacenará con explosivos compatibles, manteniendo distancias apropiadas para asegurar flujos de aire en circulación.

e) Todos los sacos y recipientes que contengan la mezcla ANFO serán marcados con la palabra ANFO.

f) Siendo las mezclas de ANFO muy inflamables serán tratadas como explosivos y almacenadas en depósitos secos bien ventilados con las mismas precauciones que éstos.

g) No se permitirá que ingresen al lugar de almacenamiento trabajadores no autorizados. El local estará bien ventilado y se prohibirá que fumen o utilicen fósforos o cualquier artículo de llama abierta dentro de él.

Transporte:

Para el transporte de ANFO se aplicará los dispositivos previstos en las leyes y reglamentos vigentes para el transporte de explosivos.

Usos:

a) En minas subterráneas el uso de ANFO requerirá la autorización de la autoridad minera competente previa

inspección, evaluación de la memoria descriptiva, planos de ventilación y otros. El uso de ANFO estará limitado, tanto en sección horizontal como en vertical a las labores mineras inspeccionadas y autorizadas.

b) Podrá usarse en taladros húmedos sólo si se encuentra envasado en cartuchos herméticos.

c) Deberá usarse un cebo adecuado para asegurar el inicio de la detonación de la columna de ANFO a su velocidad régimen de detonación. Se usará una guía impermeable para defenderla del combustible líquido que pueda exudar el ANFO.

d) En los frentes ciegos es obligatorio usar ventiladores. Se deberá regar el material roto antes de su remoción.

e) Antes de efectuar el encendido de los tiros deberá retirarse todo tipo de maquinaria y equipo.

f) Después de efectuados los disparos, si es necesario, ingresará únicamente el personal encargado para determinar la concentración de los gases sólo después de asegurarse que existe una ventilación adecuada.

g) Los encargados de cumplir con lo dispuesto en el literal anterior serán previamente capacitados y autorizados. Dispondrán de respiradores en perfectas condiciones, de tipo apropiado contra el gas bióxido de nitrógeno o máscaras auto-oxigenadas.

h) Se autorizará el ingreso de personal una vez comprobada la inocuidad del ambiente.

i) Se tendrá especial cuidado en el trazo del disparo completo para evitar tiros cortados.

j) Los tiros fallados deben ser tratados en la misma forma que la indicada para la dinamita.

k) En el caso de los tiros fallados de ANFO que no puedan ser detonados, los taladros pueden ser lavados con agua a presión usando tubos de plástico.

l) No cabe autorización para el uso de ANFO o sus mezclas si el titular no ha cumplido con el requisito previo de capacitar a los trabajadores.

m) Está prohibido efectuar mezclas extraordinarias de prueba en las labores subterráneas. Las operaciones de mezclado que se realicen en lugares de experimentación deben hacerse con sujeción a las normas establecidas en el laboratorio, siempre y cuando se realicen a una distancia mínima de dos (02) kilómetros del centro poblado más cercano.

n) Todo equipo neumático y de presión de aire usado para el carguío atacado del ANFO en los taladros debe tener sus propias conexiones a tierra en perfecto estado para descargar la electricidad estática que pudiera generarse.

o) Para los fines del literal anterior no se usará tuberías de aire, de agua, rieles, ni el sistema de puesta a tierra permanente.

p) Cuando se use equipo de carguío atacado montado sobre un carro y rieles, éste será aislado y conectado a tierra por conductor separado y eficiente.

q) Los tubos de carga serán hechos de material plástico de alta resistencia a la abrasión, rotura y de alta capacidad dieléctrica.

r) Los tubos de carga deben ser por lo menos de setenta (70) centímetros más largos que los taladros a cargar.

s) No están permitidos los tubos de metal, ni tampoco los de plástico que generen electricidad estática en el carguío de ANFO.

t) Cuando sean detectadas corrientes eléctricas subsidiarias o electricidad estática, se paralizará la operación de carga hasta que dicha situación sea remediada.

Subcapítulo VI Perforación y Voladura

Artículo 257°.- En todo trabajo de perforación y voladura en mina subterránea se deberá cumplir con las siguientes reglas de seguridad:

a) Antes de iniciar la perforación se debe ventilar, regar, desatar, limpiar y sostener la labor.

b) Revisar el frente para ver si hay tiros cortados o tiros fallados. Si hubiesen, se debe recargar los taladros y dispararlos tomando todas las medidas de seguridad del caso; nunca perforar en o al lado de tiros cortados.

c) Asegurarse que los elementos de sostenimiento:

postes, sombreros, tirantes, blocks, anillados con madera, entablado, enrejado, pernos de roca, entre otros, no estén removidos por un disparo anterior. Si lo estuviesen, deberán ser asegurados inmediatamente.

d) Antes de que el ayudante abra la válvula de la tubería de aire, el perforista debe tener todas las válvulas de la máquina perforadora cerradas para prevenir que la máquina se levante violentamente ocasionando accidentes.

e) Antes de iniciar la perforación, asegurarse de que todas las conexiones de agua y aire de la máquina perforadora estén correctamente instaladas.

f) Perforar siempre con el juego de barrenos: patero, seguidor y pasador.

g) Al perforar, el trabajador debe posicionarse correctamente, siempre a un lado de la máquina, nunca al centro, y cuidar los ojos al descargar partículas cuando se sopla el taladro.

h) Al terminar la tanda de perforación, guardar la máquina "stopper" con su tapón en la bocina. Si es "jack-leg", guardarlo con la boca hacia abajo. En general, todas las bocinas de máquinas perforadoras deberán guardarse con su respectivo tapón.

i) Es obligatorio el empleo de un sistema de lubricación y enfriamiento en las perforaciones con sistemas hidroneumáticos o neumáticos. El agua en la perforación debe aplicarse a presión no menor de tres (03) kg/cm² y en cantidad mínima de medio litro por segundo (½ l/s).

j) El perforista y su ayudante deben usar todos los equipos de protección necesarios para este trabajo. No está permitido el uso de ropas sueltas o cabellos largos.

k) Durante el proceso de perforación, el perforista y su ayudante están en la obligación de verificar constantemente la existencia de rocas sueltas para eliminarlas.

l) Al perforar los taladros que delimitan la excavación, techo y hastiales, deben hacerlo en forma paralela a la gradiente de la galería, sub-nivel, chimenea, cámara y otras labores similares usando una menor cantidad de carga explosiva para evitar sobre roturas en el contorno final.

Artículo 258°.- La perforación de chimeneas convencionales de más de veinte (20) metros de longitud deberá hacerse utilizando dos (02) compartimentos independientes: uno para el tránsito del personal y otro para el echadero. Se exceptúan las chimeneas preparadas con medios mecánicos. Para casos de chimeneas desarrolladas en "H" el procedimiento debe hacerse comunicándose a sub niveles cada veinte (20) metros.

Artículo 259°.- En operaciones mineras a cielo abierto, para la ejecución de perforación y voladura se tendrá en consideración lo siguiente:

a) El carguío de taladros podrá hacerse tanto de día como de noche, mientras que el amarrado y el disparo sólo podrá realizarse durante el día.

El disparo será hecho a una misma hora y de preferencia al final de la guardia, siempre que dicho disparo sea de día; teniendo especial cuidado de comprobar que los trabajadores hayan salido fuera del área de disparo a una distancia mínima de quinientos (500) metros en la dirección de la salida del disparo.

b) Se indicará la hora y el lugar del disparo en carteles debidamente ubicados para conocimiento de la supervisión y trabajadores.

c) En caso de presentarse circunstancias climáticas tales como: tormenta eléctrica, neblina, nevada, lluvia y otros, el titular minero deberá reprogramar el horario de carguío y voladura y actuar de acuerdo a los procedimientos específicos que hayan sido establecidos para estos casos.

d) El ingeniero supervisor de operaciones procederá a entregar la mina al responsable de la voladura con las líneas eléctricas desenergizadas, la maquinaria en lugares preestablecidos y los trabajadores evacuados a lugares seguros.

e) Antes de la ejecución del disparo se emitirá señales preventivas por diez (10) minutos con todas las sirenas activadas en forma continua hasta su finalización. Sus sonidos deben tener un alcance no menor de quinientos (500) metros. Esta obligación podrá ser complementada con otros sistemas de comunicación.

f) El ingeniero supervisor y los encargados de la voladura verificarán por última vez que toda el área haya sido evacuada, haciendo un recorrido final por la zona de los equipos e instalaciones cercanas al área del disparo.

g) Previo a la señal establecida, y con la autorización del caso, se procederá al encendido del disparo ordenando el toque continuo de las sirenas. Cuando haya pasado el peligro cinco (05) minutos después de la voladura, se verificará que hayan detonado en su totalidad todos los taladros para después reabrir nuevamente el tránsito y proceder al recojo de los vigías.

h) Se verificará nuevamente el estado de los cables eléctricos, postes, aisladores y equipos para ordenar la reconexión de la energía eléctrica al tajo, siempre que estuviesen en buen estado y que el disparo no los haya afectado.

i) Cuando los disparos se realicen en lugares próximos a edificios o propiedades ajenas a la del titular minero, el Jefe de Perforación y Voladura diseñará las mallas de perforación, profundidad del taladro y cálculo de carga, debiendo utilizar sistemas de "Voladura Controlada" de modo que el efecto de los disparos no cause daño a dichas edificaciones cercanas.

j) Se establecerá un Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS) de inspección a las labores, antes y después del disparo.

Subcapítulo VII Voladura No Eléctrica

Artículo 260°.- En la voladura no eléctrica se debe cumplir con lo siguiente:

a) El encapsulado del fulminante y mecha de seguridad deberá hacerse utilizando máquinas encapsuladoras de fábrica, asegurándose usar cuchillas aceradas de fábrica afiladas y dentro de su durabilidad estándar para evitar futuros tiros cortados al momento de la voladura.

b) Es obligación preparar el cebo con punzón de madera, cobre o aparatos especiales exclusivamente para este objeto; asegurándose que coincida lo más cerca posible con el eje longitudinal del cartucho y haciendo que el fulminante tenga vista hacia la columna del explosivo.

c) Los parámetros para el quemado de mecha lenta de un metro son de ciento cincuenta (150) a doscientos (200) segundos o cincuenta (50) a (60) seg/pie. No deberá usarse mechas con defecto o con exceso a estos límites.

d) Deberá usarse longitudes de guía suficientes para permitir el encendido de toda la tanda de perforación y dejar un lapso adecuado para que el personal encargado de encender los tiros pueda ponerse a salvo. En ningún caso se empleará guías menores a un metro cincuenta (1.50) de longitud.

e) Es obligatorio el uso de conectores y mecha rápida a partir de veinte (20) taladros en labores secas; y en labores con filtraciones de agua a partir del chispeo de un (01) taladro. Asimismo, será obligatorio el uso de conectores y mecha rápida para disparos de taladros en chimeneas cuyas longitudes sean mayores de cinco (05) metros.

f) El atacado de los taladros deberá hacerse solamente con varilla de madera, siendo prohibido el uso de cualquier herramienta metálica. Los tacos deberán ser de materiales incombustibles.

g) El encendido de los tiros deberá hacerse a una hora predeterminada. Estarán presentes solamente los trabajadores encargados del encendido y todos los accesos al lugar donde se va a efectuar la explosión deberán estar resguardados por vigías responsables. Para el encendido de una tanda de tiros, el encargado estará siempre acompañado, por lo menos, por un ayudante con experiencia.

h) Antes de empezar la perforación en un lugar recién disparado, éste debe ser lavado con agua y examinado cuidadosamente para determinar los tiros fallados.

i) Cuando haya falla de uno o más tiros se impedirá a toda persona el acceso a ese lugar hasta que hayan transcurrido por lo menos treinta (30) minutos.

j) Está prohibido extraer las cargas de los tiros fallados debiendo hacerlas explotar por medio de nuevas cargas en cantidad necesaria colocadas en los mismos taladros. Se prohíbe hacer taladros en las vecindades de un tiro fallado o cortado.

k) Está prohibido perforar “tacos” de taladros anteriormente disparados.

Artículo 261°.- Cuando el sistema de inicio no eléctrico emplea cordones detonantes se tomará en cuenta lo siguiente:

a) Cuando el sistema de inicio no eléctrico utiliza tubo “shock”:

1. Las conexiones u otros dispositivos de inicio deben asegurarse de una forma tal que no haya propagación interrumpida.

2. Las unidades hechas en fábrica deben utilizarse tal como están ensambladas y no deben cortarse, excepto que se permita un pequeño corte lateral en la línea guía troncal en condiciones secas.

3. Las conexiones entre taladros no deben hacerse hasta inmediatamente antes de que el lugar de disparo esté libre cuando se usan retardadores superficiales.

b) Cuando el sistema de inicio utiliza cordón detonante.

1. La línea de cordón detonante que sale de un taladro deberá cortarse del carrete de suministro inmediatamente después de que el explosivo amarrado esté correctamente posicionado en el taladro.

2. En filas de voladura múltiples el circuito deberá diseñarse de manera tal que la detonación pueda llegar a cada taladro de por lo menos dos (02) direcciones.

3. Las conexiones deben ser bien hechas y mantenidas a ángulos rectos del circuito del cordón detonante.

4. Los detonadores deben sujetarse bien al lado del cordón detonante y estar dirigidas en dirección de procedencia de la detonación.

5. Las conexiones entre taladros no deben hacerse sino inmediatamente antes de que el lugar de disparo esté libre al usar retardadores superficiales.

c) Cuando el sistema de inicio utiliza tubo de gas se debe examinar antes de la voladura la continuidad del circuito.

Subcapítulo VIII Voladura Eléctrica

Artículo 262°.- En la voladura eléctrica se deberá cumplir lo siguiente:

a) Es prohibido usar otra fuerza que no sea la generada por las máquinas o baterías construidas especialmente para el encendido eléctrico de los tiros, a menos que las instalaciones de fuerza motriz o alumbrado hayan sido técnicamente adecuadas para tal efecto y tengan una instalación especial de conexiones con interruptores dobles que no sean accesibles sino a los trabajadores autorizados.

b) Los cables conductores para disparos eléctricos se mantendrán en cortocircuito, mientras se conecta en el frente los fulminantes eléctricos a la tanda y en tanto el personal en el lugar a disparar no haya sido evacuado. Los encargados de esta labor regresarán a la máquina para el disparo restableciendo los contactos.

c) En perforación de piques y chimeneas es obligatorio el uso de detonadores que sean iniciados por control a distancia para la voladura. A juicio del operador de la mina, hasta los cinco (05) primeros metros, podrá usarse los detonadores corrientes tomándose toda clase de previsiones en lo que respecta a la oportuna evacuación de dichas labores por los trabajadores encargados de encender los disparos. En la perforación de túneles de gran sección, los disparos eléctricos deberán efectuarse retirando al personal a una distancia mínima de trescientos (300) metros.

d) Cuando el encendido de los tiros se haga por electricidad, los disparos deben ser hechos por una persona idónea, quedando terminantemente prohibido para toda persona acercarse a las labores antes de que los conductores eléctricos usados para este objeto hayan sido debidamente desconectados.

e) Después del disparo eléctrico ninguna persona entrará a la labor antes que se desconecte los cables conductores de la máquina para el disparo y se cierre dicha máquina con llave.

f) En caso de ocurrir una falla en un disparo eléctrico, primero se desconectará los cables conductores o línea de disparo y se pondrá éstos en cortocircuito por lo menos de dos (02) puntos, para enseguida revisar y corregir el circuito eléctrico de la voladura. Los encargados de esta labor regresarán a la máquina de disparo para el restablecimiento de los contactos y ejecutar la voladura tomando las medidas de seguridad correspondiente.

Artículo 263°.- El titular minero está obligado a monitorear las vibraciones resultantes de la voladura para tomar las medidas correctivas, de ser necesario.

Artículo 264°.- En función de las necesidades operativas, en salvaguarda de la salud de los trabajadores y en resguardo de los riesgos que pueda ocasionarse a los pobladores del entorno, es obligación del titular minero fijar sus horarios de disparo.

Artículo 265°.- La reglamentación interna sobre voladura deberá considerar los criterios de disparo primario como voladura principal y disparo secundario como los utilizados en cachorreos, calambucos, desquinches, plastas y eliminación de tiros cortados.

Artículo 266°.- Está prohibido el ingreso a las labores de reciente disparo hasta que las concentraciones de gases y polvo se encuentren por debajo de los límites establecidos en el artículo 103° del presente reglamento.

Artículo 267°.- En las operaciones mineras subterráneas los disparos primarios sólo se harán al final de cada guardia, con un máximo de 03 disparos en 24 horas y, para reducir los efectos nocivos de la voladura, debe evaluarse el uso de las técnicas de precorte.

Artículo 268°.- En las galerías, socavones y demás labores se efectuará los disparos y voladuras tomando las necesarias precauciones para que se formen los arcos o bóvedas de seguridad. En caso de no lograrlo se procederá al desatado y entibado de dichas superficies.

Artículo 269°.- Para la perforación y voladura deberá emplearse diseños, equipos y material adecuados, después de estudios y rigurosas pruebas de campo que garanticen técnicamente su eficiencia y seguridad.

CAPÍTULO VII TRANSPORTE, CARGA, ACARREO Y DESCARGA

Subcapítulo I Minería Subterránea

Artículo 270°.- Para carga, acarreo y descarga subterránea, el titular minero cumplirá lo siguiente:

a) Las locomotoras y automotores estarán provistos de faros delanteros y posteriores, frenos y bocina; además de señales portátiles o dispositivos de material altamente reflexivo de color rojo en el último carro del convoy.

b) Los titulares mineros establecerán los estándares de acarreo subterráneo, así como las funciones de los operadores, autorizaciones y manuales de manejo.

c) Las dimensiones de los rieles, así como sus empalmes y soportes, se ajustarán a las especificaciones de fábrica dadas a esa clase de material para el peso y velocidad de los vehículos que transitan sobre ellos.

d) En las galerías o socavones de acarreo en donde existan cruces y desvíos de vías, se colocará avisos luminosos o semáforos en ambos extremos.

e) Los pozos o chimeneas que concurren en las galerías de acarreo deberán ser abiertas fuera del eje de las galerías y estar protegidos para evitar la caída de personas o materiales.

f) En las labores de acarreo con locomotoras se dejará un espacio no menor de setenta (70) centímetros entre los puntos más salientes de los vehículos, cuando menos a uno de los costados de la galería, para permitir la circulación del personal.

g) La pendiente máxima permisible en las galerías y demás labores horizontales en donde haya que utilizar acarreo mecánico sobre rieles será de seis por mil (6 x 1000).

h) Los accesos de las galerías a los inclinados deberán estar protegidos igual que las estaciones de pique con su respectiva iluminación y señalización para evitar accidentes debido a caídas de personas, materiales o maquinaria minera.

ANEXO Nº 4

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*. Limita 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

Nº	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	Amoníaco Anhidro	25 ppm	35 ppm	
7	Anhidrido 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 Etilico	400 ppm	500 ppm	
23	Fluoruro de Hidrogeno (HF)			2.5 mg/m ³
24	Formaldehido			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	Polvo de Carbón - Antracita	0.4 mg/m ³		
43	Polvo de Carbón - Bituminoso	0.9 mg/m ³		
44	Polvo inhalable (1)	10 mg/m ³		
45	Polvo respirable (1)	3 mg/m ³		
46	Selenio	0.2 mg/m ³		
47	Silice Cristalino Respirable (Cristobalita)	0.05 mg/m ³		
48	Silice Cristalino Respirable (Cuarzo)	0.05 mg/m ³		
49	Silice Cristalino Respirable (Tridimita)	0.05 mg/m ³		
50	Silice 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		
53	Tetracloruro de Carbono	5 ppm(p)	10 ppm(p)	
54	Tolueno	50 ppm(p)		
55	Uranio, Compuesto solubles e insolubles	0.2 mg/m ³	0.6 mg/m ³	
56	Vanadio, Polvos de V ₂ O ₅	0.5 mg/m ³		
57	Vanadio, Humos metálicos de V ₂ O ₅	0.1 mg/m ³		
58	Zinc (humo)	2 mg/m ³	10 mg/m ³	

(p): Además de la vía respiratoria se debe considerar absorción dérmica

(can): Compuesto con alguna calificación de cancerígeno

(1) Este valor es para material particulado inhalable (total) que no contenga amianto y con menos del 1% de sílice crisatalina

*: Tomado del D.S. 015-2005-SA, sin modificar los valores establecidos y D.S.Nº 046-2001-EM.

CONVERSIÓN:

$$\text{mg / m}^3 = \frac{\text{ppm} \times \text{PesoMolecular}}{24.45}$$

Cuando sea necesario, se debe considerar una corrección por presión y temperatura.

VALORES LIMITE DE REFERENCIA PARA ESTRÉS TÉRMICO

Ubicación del trabajo dentro de un ciclo de trabajo-descanso	Valor Límite (TGBH en °C)				Nivel de Acción (TGBH en °C)			
	Ligero	Moderado	Pesado	Muy Pesado	Ligero	Moderado	Pesado	Muy Pesado
75% a 100%	31	28	---	---	28	25	---	---
50% a 75%	31	29	27.5	---	28.5	26	24	---
25% a 50%	32	30	29	28	29.5	27	25.5	24.5
0% a 25%	32.5	31.5	30.5	30	30	29	28	27

Fuente :

- ACGIH - Conferencia Americana de Higienistas Industriales y Gubernamentales
- RM 375-2008 – TR Norma Básica de Ergonomía y de Procedimiento de Evaluación de Riesgo Disergonómico