

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y
METALÚRGICA



DISEÑO DE VENTILACIÓN EN PROFUNDIZACIÓN DE
MINA

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS

HERNÁN GABRIEL OYOLA GONZALES

LIMA – PERÚ

2009

AGRADECIMIENTOS

Deseo agradecer especialmente a mi Alma Mater, la Universidad Nacional de Ingeniería, en especial a la Escuela de Ingeniería de Minas por acogerme en sus aulas durante mi permanencia en la Universidad y por sembrar en mi persona los conocimientos de la Ingeniería de Minas.

También deseo agradecer a todas aquellas personas que de alguna manera contribuyeron e hicieron posible la realización de este estudio, especialmente a mis asesores Ingeniero José Corimanya e Ingeniero Juan Zuta.

RESUMEN

El presente estudio ha sido realizado y se desarrolla en base a los siguientes criterios

- La ventilación en interior mina tomando en cuenta la calidad en el trabajo, confort del personal, un mejor ambiente físico en el trabajo haría mejorar la calidad de la supervisión ya que el ingeniero o supervisor podrá pasar más tiempo a gusto en las labores.
- La mejora en los índices de seguridad. Se reducirán los riesgos directos implícitos por las condiciones de ventilación; la ocurrencia y exposición a pérdidas disminuirán más no necesariamente la consecuencia.
- Los equipos a combustión diesel que trabajan en interior mina incrementarán su rendimiento, se disminuirán costos por remplazo de partes antes de tiempo y se prolongará la vida útil de los equipos.
- La inclusión del diseño de la ventilación en el planeamiento mensual y anual analizará los costos iniciales programados por labor a trabajar con lo cual el costo de explotación de acuerdo al método se optimizará.
- Disminuirán los costos adicionales por trabajos de ventilación no programados a inicio del mes tales como instalaciones de ventiladores, tapones, puertas, etc.
- La empresa o grupo se verá beneficiada ya que el valor intangible del capital humano se verá incrementado como producto de las investigaciones de ventilación realizadas por los profesionales y personal de apoyo.

DISEÑO DE VENTILACIÓN EN PROFUNDIZACIÓN DE MINA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ÍNDICE

pag.

INTRODUCCIÓN

1

CAPÍTULO I

1. OBJETIVO, ALCANCES Y GENERALIDADES

3

1.1. Objetivo

3

1.2. Alcances

4

1.2.1. Metodología de investigación

4

1.2.2. Instrumentación

4

1.2.3. Métodos de minado

5

1.2.4. Justificación e hipótesis

6

1.3. Generalidades

6

1.3.1. Ubicación y accesos

6

1.3.2. Marco Geológico

6

1.3.2.1. Mineralogía

6

1.3.2.2. Petrología y Yacimientos

7

1.3.3. Aspectos Geomecánicos

7

1.3.4. Criterios y factores de cubicación

9

1.3.4.1. Recursos	9
1.3.4.2. Métodos de estimación	10
1.4. Aspectos de explotación de la mina	13
1.4.1. Métodos de minado subterráneo	14
1.4.1.1. Corte y relleno en vetas con sostenimiento	14
1.4.1.2. Sub niveles en vetas con taladros largos	16

CAPÍTULO II

2. EXPLOTACIÓN DE MINA	17
2.1. Ventilación	17
2.2. Sostenimiento	18
2.3. Perforación	19
2.4. Voladura	19
2.5. Extracción	19
2.6. Relleno	20
2.7. Servicios Auxiliares	21
2.7.1. Agua	21
2.7.2. Aire comprimido	22
2.7.3. Drenaje	22
2.7.4. Energía	23

CAPÍTULO III

3. EVALUACIÓN DE VENTILACIÓN EN LA ZONA DE PROFUNDIZACIÓN	24
3.1. Fundamentos de ventilación subterránea	24
3.2. Aspectos de ventilación	31
3.2.1. Circuitos actuales de aire	32
3.2.1.1. Distribución y caracterización del flujo de aire	33
3.2.2. Resistencia de las labores	33
3.3. Programa de desarrollo primario, preparación y explotación	34
3.3.1. Secuencia de trabajo	34
3.3.2. Requerimiento de aire de acuerdo a la secuencia de trabajo	35
3.4. Aplicación del software de computación VNET para ventilación	39

CAPÍTULO IV

4. ANÁLISIS DE COSTOS	42
4.1. Costos en el programa de trabajo	42

4.2. Costo de la ventilación en el trabajo	43
4.2.1. Costo por instalación y operación de ventiladores, instalación de puertas metálicas, tapones y ductos de ventilación	43

CAPÍTULO V

5. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	47
5.1. Ventajas del diseño de ventilación	47
5.2. Desventajas del diseño de ventilación	48
CONCLUSIONES	50
RECOMENDACIONES	53
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	54
ANEXOS	55

INTRODUCCIÓN

La compañía minera posee como una de sus fortalezas un yacimiento mineralizado de dimensiones kilométricas, algunas partes ya explotadas y otras por explotar. Es así que aprovechando la continuidad de ocurrencia de mineral económicamente explotable en las zonas más profundas de la mina se decide ingresar en profundización, apoyándose en los conocimientos geológicos presentes.

Dentro de la mina se practican alrededor de siete métodos de explotación, entre los cuales se encuentran el Breasting Convencional o Corte y Relleno en Vetas con Sostenimiento (CRVCS) y Subniveles en Veta con Taladros Largos (SLV), métodos pre establecidos que serán aplicados en la explotación para la profundización debido a las condiciones geomecánicas (entre otras) de la roca encajonante y de la estructura mineralizada.

El departamento de planeamiento mina en conjunto con operaciones mina y otras áreas tiene entre sus funciones principales realizar el diseño de minado; diseño que debería abarcar entre sus principales puntos la ventilación de la mina. Si bien se sabe durante la última década se ha producido un incremento bastante notable en el interés hacia la importancia de la geomecánica en la mina incluyéndola en el planeamiento para poder pre ver futuros indeseados dentro de las operaciones como consecuencia de aspectos geomecánicos y tomar medidas preventivas.

En efecto; en este informe quedará plasmada la importancia que tiene el incluir el diseño de la ventilación de la mina en el planeamiento de minado, la importancia de contar con un supervisor o ingeniero de ventilación y los beneficios y mejoras que traería el diseñar previamente los circuitos o sistemas de ventilación primarios y secundarios antes de empezar la explotación.

CAPÍTULO I

1. OBJETIVO, ALCANCES Y GENERALIDADES

1.1. Objetivo

El presente estudio tiene por objetivo concebir el diseño de ventilación adecuado en las labores de profundización de la mina, estableciendo para ello los requerimientos mínimos necesarios de ventilación relacionados al minado subterráneo.

Los resultados de la evaluación contribuirán en la mejora sobre algunos de los problemas encontrados en la actualidad de tal manera que se pueda desarrollar una explotación minera subterránea segura, eficaz y eficiente en concordancia con lo legalmente normado.

Esto implica realizar investigaciones básicas y evaluaciones sobre la cantidad y calidad de aire con la que se cuenta en la mina y requerimientos de aire para el correcto desarrollo de las operaciones en el subsuelo.

1.2. Alcances

Los alcances del estudio son:

1.2.1. Metodología de Investigación

- Selección de los métodos de minado a utilizar, diseño de labores de desarrollo primario, exploratorio, preparación y explotación.
- Identificación básica del circuito de ventilación primaria y circuitos secundarios en la zona a ingresar, evaluación de caudales, dirección, calidad y temperaturas de aire.
- La ventilación se diferenciará en ventilación para frentes ciegos (desarrollo y preparaciones) y ventilación para tajos con circuitos generados (explotación).

1.2.2. Instrumentación

Para la medición de datos útiles para ventilación se utilizan equipos electrónicos de última generación mediante los cuales podemos medir rapidez del aire, caudales en labores y/o ventiladores, presiones de

ventiladores y/o labores, temperaturas, emanación de gases de equipos diesel, concentración de gases en labores, otros.

- El cuadro siguiente muestra los equipos utilizados y su funcionalidad.

EQUIPOS	
1	Multidetector de Gases Modelo Passport Marca MSA
2	Medidor de Flujos y Temperatura Modelo 4002 Marca KESTREL
3	Analizador de Gases de Equipos Diesel Modelo MSI 150 Euro 4 Marca DRAGUER
4	Medidor de Presiones en Labores Modelo 1223 Marca DWYER
5	Medidor de Presiones en Ventiladores Modelo T1-300 Marca DELTA OHM

1.2.3. Métodos de Minado

- Descripción de los métodos de explotación Breasting Convencional (CRVCS) y Sub Niveles en Vetas con Taladros Largos (SLV).
- Cálculo del requerimiento de aire en las zonas a desarrollar y/o minar por cantidad de personal, dilución de contaminantes y presencia de equipos.
- Diseño de los circuitos de ventilación aplicados a los métodos de minado seleccionados.

1.2.4. Justificación e hipótesis

El presente estudio se justificará en media que se demuestre la hipótesis de que el realizar un Diseño de Ventilación incluido en el Planeamiento de Minado traiga consigo mejoras económicas y en seguridad, esto quedará plasmado en las conclusiones y recomendaciones

1.3. Generalidades

1.3.1. Ubicación y accesos

La unidad minera se encuentra ubicada en la parte central occidental de la cordillera de los Andes, provincia de Lima, departamento Lima, distrito Huarochirí. Se accede a la unidad minera a través de la Carretera Central.

La altura promedio en la cual se encuentran ubicadas sus operaciones es 4,200 m.s.n.m. estando el nivel más alto de explotación en los 4,960 m.s.n.m. y la zona más profunda aproximadamente a 3,500 m.s.n.m.

1.3.2. Marco Geológico

1.3.2.1. Mineralogía

Como principales elementos minerales en la unidad minera se presentan la Galena, Esfalerita, Tetrahedrita y Calcopirita como minerales de mena.

Y como minerales de ganga tenemos a la Pirita, Calcita, Cuarzo, entre otros.

1.3.2.2. Petrología y Yacimientos

El yacimiento explotado se emplaza principalmente en Rocas Volcánicas Andesíticas y Areniscas Calcáreas. Las vetas y cuerpos que son las estructuras mineralizadas de ocurrencia predominante están controladas por dos sistemas, Nor-Este (NE) y Este-Oeste (EW), con inflexiones Norte-Sur (NS). Las alteraciones de mayor ocurrencia son del tipo Silicificación, Piritización, Sericitización y Propilitización.

El plano de reservas geológicas (anexos, figura 1) muestra claramente los bloques de mineral hacia los cuales se desea ingresar por medio de métodos de profundización ubicados por debajo de los niveles 3,900 y 4,100.

1.3.3. Aspectos Geomecánicos

Las evaluaciones geomecánicas y posterior definición de sostenimiento en las labores en interior mina tienen como finalidad el proteger a las personas y equipos, la metodología empleada tiene como base el índice GSI y es propia para las condiciones geomecánicas de la unidad minera en estudio.

Para el caso del método de explotación Corte y relleno en vetas con sostenimiento (CRVCS) ó Breasting convencional la evaluación

geomecánica se realiza para la caja techo, caja piso y estructura mineralizada (veta), siendo sus características las siguientes:

	Índice GSI	Valor RMR	Tiempo de autoaporte
Caja techo	F/R	50-60	3 meses
Caja piso	F/R	50-60	3 meses
Veta	IF/P	25-30	1 día

Se estima que estas características geomecánicas se mantengan en los tajos de profundización a ingresar.

Las labores de desarrollo primario y exploratorios se desarrollan a través de rocas sedimentarias – volcánicas, presentándose valores de RMR entre 40-75 característica la cual se asume continuará durante la profundización, de presentarse zonas que requieran sostenimiento es la jefatura de guardia la responsable de determinar el tipo de sostenimiento adecuado.

1.3.4. Criterios y Factores de Cubicación

1.3.4.1 Recursos

1.3.4.1.A. Recurso Medido.- Se necesita conocer dos dimensiones del bloque a cubicar con lo cual se determinan TMS, % de leyes de los metales, peso específico; accediendo generalmente a este bloque por una labor horizontal y otra vertical (ejemplo una galería y una chimenea) o en caso especial con sondajes diamantina de malla bien consolidada.

1.3.4.1.B. Recurso Indicado.- Se necesita tener labores que permitan conocer una dimensión del bloque a cubicar o mediante sondajes diamantina.

1.3.4.1.C. Recurso Inferido.- Se basa en la información, para bloques, sondajes, laboreos y muestreos hechos por la empresa que trabajó anteriormente el yacimiento ó utilizando información de bloques de cubicación infrayacentes que resultaron siendo Recursos Indicados y Recursos Medidos.

1.3.4.2. Métodos de Estimación.

1.3.4.2.A. Área.- Para determinar el área de un bloque se multiplica la longitud de este por su altura.

1.3.4.2.B. Volumen.- Área por ancho de la mineralización. Se considera un ancho mínimo de 0.80 m; las vetas angostas menores a 0.80 m fueron diluidas con material de ley cero a 0.80 m.

1.3.4.2.C. Tonelaje.- Volumen del bloque por Peso específico; el peso específico está en función del contenido metálico del bloque.

1.3.4.2.D. Peso específico (ρ)- Se calcula de la siguiente manera.

$$\rho = \left[\left[\left(100 - \left(\frac{\%Pb}{0.866} + \frac{\%Zn}{0.67} + \frac{\%Cu}{0.346} \right) \right) * 2.65 \right] + \left(\frac{\%Pb}{0.866} * 7.5 + \frac{\%Zn}{0.67} * 4.0 + \frac{\%Cu}{0.346} * 4.2 \right) \right] \div 100$$

(Fórmula extraída del Inventario de Reservas de Mineral de la empresa)

1.3.4.2.E. Ley.- Las leyes de los bloques son obtenidas a partir de leyes de muestras de canal pesadas (resultados arrojados por laboratorio) por la longitud del canal de muestreo y/o por los sondajes existentes.

1.3.4.2.F. Ley mínima.- Son recursos minerales aquellos bloques cuyo contenido metálico tiene un valor mínimo de US\$ 23.94/t después de aplicar los factores de recuperación, dilución y el mine call factor. Si el valor del bloque con mineral es mayor a US\$ 23.94/t y menor al valor mínimo necesario según el método de minado este bloque pasa a ser un “*Recurso Marginal*”

1.3.4.2.G. Accesibilidad.- Se subdivide en:

1.3.4.2.G.1. Bloque accesible.- Bloques que pueden ser alcanzados por labores de dimensiones adecuadas, en un plazo corto máximo de un semestre.

1.3.4.2.G.2. Bloques inaccesibles.- bloques ubicados en zonas donde los trabajos de rehabilitación o desarrollo necesarios son de gran extensión e implican un plazo mediano o largo (más de un semestre). También se consideran inaccesibles labores mineras convencionales realizadas por la empresa que trabajó anteriormente el yacimiento.

1.3.4.2.H. Reservas de mineral.- Categorizadas como:

1.3.4.2.H.1. Reserva probada.- Mineral en bloques que son recursos medidos, accesibles y económicamente trabajables.

1.3.4.2.H.2. Reserva probable.- Mineral contenido en bloques de recursos indicados y económicamente trabajables en las condiciones técnico económicas consideradas.

1.3.4.3. Recuperación de minado.- Dependerá del tipo de estructura y se consideran factores de recuperación característicos de cada método.

1.3.4.4. Dilución.- La dilución dependerá del método de minado; así:

CRVC	0.15 m para cada lado de la veta
CRCM	0.25 m para cada lado del mineral
SLC	0.6 m para cada lado del mineral
SLV	0.5 m para cada lado del mineral
OPS	0.05 m para cada lado de la veta
SHRK	0.15 m para cada lado de la veta
CRVCS	0.15 m para cada lado de la veta

Estos son valores estándar de dilución para cada método de minado, que deberán permanecer por debajo de los mismos.

1.3.4.5. Recuperación de mineral en el minado.- se considera un valor de 95% del tonelaje recuperado en cada bloque para todos los métodos de minado.

1.3.4.6. Mine call factor.- Este es un factor de función de ajuste debido al muestreo geológico en el campo, pruebas de laboratorio y comportamiento del cuerpo mineralizado.

- En cuerpos aplicable a leyes de Zn, Pb, Cu, Ag.
- En vetas aplicable a leyes de Zn Pb, Cu diferenciando para leyes de plata.

1.3.4.7. Ley de corte.- La ley de corte es variable, dependiendo del costo operacional del método de minado a aplicar previsto para cada bloque explotable, siendo en estos casos lo siguiente:

Método	Costo US\$
CRVC	43.68
CRCM	29.51
SLC	23.94
SLV	28.6
OPS	51.37
SHRK	46.35
CRVCS	54.55

1.3.4.8. Valor de mineral.- Para hallar el valor del mineral presente en cada bloque y por lo tanto del mismo, se considera la siguiente fórmula:

$$\text{Valor_de_mineral} = \{ (Zn\% * 14.81) + (Pb\% * 4.82) + (Cu\% * 23.63) + (AgOz * 7.388) \} \$ / TMS$$

(Fórmula extraída del Inventario de Reservas de Mineral de la empresa)

1.4. Aspectos de explotación de la mina

1.4.1. Métodos de minado subterráneo

Los métodos de minado involucrados en la profundización son el Corte y relleno en vetas con sostenimiento (CRVCS) y el Sub niveles en veta con taladros largos (SLV).

1.4.1.1. Corte y relleno en vetas con sostenimiento (Breasting-CRVCS)

Este método se aplica a yacimientos tipo veta con buzamiento entre 60° y 70°, en el cual la roca encajonante es suficientemente competente a diferencia de la veta.

Para el caso en estudio la veta o mineralización presenta un RMR tan bajo que solo se puede avanzar sosteniendo con cuadros de madera, por lo cual la aplicación de este método solamente se justifica para yacimientos con alto valor de mineral el cual cubra los costos de explotación.

A continuación se detallan algunos parámetros de producción del tajo.

Tajo 550 (Promedio) - Tj Breasting

	unidades	cantidad
Longitud de tajo	m	60
Ancho de minado	m	1.2
Malla de perforación	mxm	0.3x0.6
Horas efectivas de perforación	hr	0.25
N°tal/guardia		8
Altura de corte	m	2.1
N°cuadros/guardia		1
P.E. mineral	tn/m ³	2.8
Perforistas		1
Ayudantes		1

Equipo	Cantidad
Winche	1
Máquina Jack Leg	1

N°tal/corte	320
N°cuadros/corte	50
Ton/corte	434
N° cortes/mes	0.91
Ton/mes	395
Días laborables	30
Días de relleno	10

Perforación

Equipo de perforación Jack Leg

Estándares

Barra de perforación	6 pies
Diámetro de broca	38 mm
Presión de agua	5 bar
Malla de perforación	
Malla	2 y 1
Burden	0.45 m
Espaciamiento	0.65 m
Longitud de taladro	1.5 m
N° de taladros	8
Avance/disparo	1.55 m

	Parámetros	Valores
T	Tiempo efectivo de operación (min/hr)	16.73
N°	Número de taladros perforados	7
L	Longitud promedio de taladros (m)	1.74
Av	Avance Efectivo (m)	1.5
Td	Turnos por día	2
Ht	Horas por turno	12
Eff.O	Eficiencia Operativa (%)	0.85
DM	Disponibilidad Mecánica (%)	0.88
Vper	Velocidad de perforación (m/min)	0.43
Vpen	Velocidad de penetración (m/min)	0.55
Cper	Capacidad de perforación	19.23
M	Metros perforados por guardia (m/gdia)	12.18

Voladura

Estándares de voladura

Mecha rápida (m)	7
Cordón ensamblado (6 pies) (unid)	7
Carga por taladro (cartuchos/tal)	6
N° de cartuchos Semexa E-65(7/8"x7")(unid)	56

Factores

Avance efectivo (m)	1.5
Volumen roto (m ³)	3.465
Peso específico de mineral (tn/m ³)	2.8
Tonelaje (tn)	9.7
Factor de carga (kg/m)	2.92
Factor de potencia (kg/tn)	0.45
Ratio de perforación (m/m ³)	1.08

Limpieza con winche

	Parámetros	Valores
T	Tiempo efectivo de operación (min/hr)	7.15
Crc	Capacidad nominal del rastrillo (m ³)	0.08
Cc	Capacidad real del rastrillo (m ³)	0.05
Ton	Tonelaje de arrastre (tn)	0.15
Pes	Peso específico de mineal roto (tn/m ³)	2.8
Fe	Factor de esponjamiento (%)	0.83
Tf	Tiempo fijo de acarreo (carguío +descarga)(min)	0.23
Tr	Tiempo de transporte con carga (min)	0.3
Ti	Tiempo de transporte sin carga (min)	0.23
D	Distancia de acarreo (m)	14
Td	Turnos por día (turno/día)	2
Ht	Horas por turno (hr/turno)	12
Eff.O	Eficiencia operativa (%)	0.15
DM	Disponibilidad mecánica (%)	0.82

Pd	Pases por disparo	59
Tg	Toneladas acarreadas por día (tn/día)	17.64
Tt	Total de tiempo de arrastre (2 disparos)(hr)	1.41
V	Velocidad promedio (m/seg)	0.88
Vi	Velocidad sin carga (m/seg)	1.01
Vr	Velocidad con carga (m/seg)	0.78

Rendimiento

Winche: 6.9 tn/hr
 Personal: 4.85 tn/hombre-guardia
 6.47 tn/m_avance
 1.39 tn/taladro

Nota: En los anexos láminas 1, 2 y figura 3 queda representado gráficamente el método CRVCS

1.4.1.2 . Sub niveles en vetas con taladros largos

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, Es deseable que los bordes o contactos de cuerpos mineralizados sean regulares.

Tanto la roca mineralizada como la roca circundante deben presentar buenas condiciones de estabilidad; es decir, deben ser suficientemente competentes o autosoportantes.

CAPITULO II

2. EXPLOTACIÓN DE MINA

2.1. Ventilación

La ventilación de la mina se diferencia en dos tipos.

2.1.1 Ventilación principal.- Esta clasificación corresponde a los circuitos principales de ventilación en el interior de la mina con un sentido de flujo de aire establecido, de tal forma que tiene un alcance para grandes zonas de la mina. Hace uso de ventiladores de gran presión y caudal ubicados en la superficie y/o interior de la mina para el caso de esta unidad minera los ventiladores son de caudales mayores a 60.000 pies cúbicos por minuto ó cfm, llegando hasta los 200.000 cfm.

2.1.2 Ventilación secundaria.- Corresponde a los circuitos secundarios de ventilación en el interior de la mina con sentido de flujo establecido los cuales tienen alcance para una sola labor o una zona determinada

generalmente se ocupa de ventilar labores ciegas, tajos, chimeneas, etc. Se hace uso de ventiladores de hasta 60.000 cfm y de presiones medianas que permitan el uso de mangas de ventilación.

2.2. Sostenimiento

La metodología en la evaluación y definición del sostenimiento empleada tiene como base el índice GSI y es propia para las condiciones geomecánicas de la unidad minera.

El área de Geomecánica de la mina es responsable de diseñar y actualizar la metodología de aplicación para el sostenimiento de labores, también es responsable de brindar capacitación en la metodología de aplicación para el sostenimiento de labores.

Sin embargo la supervisión de guardia es responsable de definir el tipo de sostenimiento adecuado para cada tipo de labor y roca según la tabla de aplicación de índice GSI, salvo cuando haya la existencia de labores antiguas adyacentes y de aberturas mayores especificadas en la tabla GSI, el área de Geomecánica definirá el tipo de sostenimiento.

Los tipos de sostenimiento más utilizados en la unidad minera son:

- Perno Split ser
- Perno helicoidal
- Perno + malla
- Cimbras
- Cuadros de madera.
- Shotcrete

2.3. Perforación

Para la perforación en la unidad minera se utilizan equipos mecanizados tipo Simba, Quasar, Mini raptor en explotación de vetas o cuerpos con taladros largos y equipos convencionales tipo Jack Leg o Stoper para desarrollos, preparaciones y/o explotación convencional.

2.4. Voladura

Para la voladura se emplean explosivos tipo ANFO con cebo de emulsión en el caso de taladros largos y explosivos tipo emulsiones para el caso de labores convencionales y frentes.

2.5. Extracción

El proceso de extracción en la mina se diferencia dependiendo de la zona de trabajo; es decir, el acarreo desde el lugar insitu (chimenea de descarga o chut)

del material disparado se realiza con scoop de 2.5 Yd³ para los tajos de CRVSC (selección de equipo en el diseño) hasta un punto donde se realiza la transferencia con otro equipo scoop de 3.5Yd³ o directamente hasta un echadero principal de mineral, para el caso de tajos explotados con el método SLV el acarreo se realiza directamente con equipos de 3.5Yd³.

Si la explotación es en la zona alta, el mineral fracturado descende por los echaderos de mineral hasta las tolvas y de ahí es descargado a los carros mineros en el nivel principal de la mina, los cuales transportan este material hasta la planta concentradora.

Si la explotación es en la zona baja, el mineral es transportado desde las labores a los echaderos secundarios, descendiendo hasta el Nv. 3,900 para luego ser transportado por carros mineros hasta el pique principal de extracción, siendo almacenado ahí para luego ser llevarlo en ascenso hasta el nivel principal de la mina y finalmente ser extraído por carros mineros hasta la planta concentradora.

2.6. Relleno

La unidad minera cuenta con una planta de relleno en pasta la cual se encuentra ubicada en la zona más alta de la mina y en superficie para poder utilizar el efecto gravitacional a favor. Esta planta no se encuentra en operación actualmente.

Por lo tanto el relleno de las aberturas ocasionadas en interior mina se realiza con material estéril (desmonte) proveniente de labores de preparación y/o desarrollo con la utilización de scoops, para el caso del método CRVCS el material estéril para rellenar el tajo proviene de huecos de perro (o dog hole, DH) hechos en la roca encajonante

2.7. Servicios Auxiliares

La unidad minera tiene un departamento de Servicios Auxiliares el cual tiene entre sus funciones brindar los servicios de agua, aire y drenaje adecuados a cada labor.

2.7.1. Agua.- Se refiere al agua a utilizar en la perforación de frentes y tajeos, así como en el regado de carga recién fragmentada. La distribución del agua de manera similar a la ventilación se subdivide en redes principales y secundarias, solamente que en este caso se utiliza la gravedad a favor del desplazamiento del agua.

La red principal es aquella que atraviesa niveles o abarca grandes longitudes, para lo cual se utilizan tuberías de 4" de diámetro, mientras que en las redes secundarias se utilizan tuberías de 2" de diámetro entre labores y finalmente mangueras de 1" de diámetro hasta el mismo frente o tajo.

2.7.2. Aire comprimido.- De manera muy similar al agua el aire se abastece a las labores desde pulmones principales ubicados en lugares estratégicos.

Empleando tuberías de 6" y/o 4" de diámetro en las redes principales de aire atravesando niveles o grandes longitudes en la mina ramificándose luego a sistemas secundarios donde se utiliza tubería de 2" de diámetro hasta la misma labor.

2.7.3. Drenaje.- El drenaje de la mina se realiza desde los frentes de perforación y/o tajeos a través de cunetas en un mismo nivel las cuales se encuentran intercomunicadas entre sí y posteriormente comunicadas a chimeneas designadas para drenaje.

El agua captada por estas chimeneas es trasladada hasta e Nv. 3,900 de la mina donde se encuentran los sedimentadores principales para luego enviar el agua tratada por intermedio de una chimenea tipo RB hacia el túnel de drenaje de la mina y finalmente al río Rímac. Solamente en algunos casos excepcionales se utilizan bombas en frentes negativos para drenar el agua.

2.7.4. **Energía.-** La energía necesaria para el desarrollo normal de las operaciones es administrada por el área de Mantenimiento Eléctrico. La distribución se realiza desde subestaciones ubicadas en el interior de la mina y en la superficie por medio de cables de cobre aislados de alta y media tensión 4,400 V hasta 220 V.

CAPITULO III

3. EVALUACIÓN DE VENTILACIÓN EN LA ZONA DE PROFUNDIZACIÓN

3.1 Fundamentos de ventilación subterránea

Para poder realizar un estudio cuantificado de las condiciones de ventilación actual y futura en un sistema, se parte de las siguientes asunciones.

- El aire es un fluido perfecto e incompresible.
- Las leyes mecánicas de fluidos pueden ser usadas directamente.

Principios fundamentales

Reconocimiento de contaminantes del aire.

- Humos y productos diesel (hollín).
- Gases Tóxicos, polvo grueso y respirable.
- Calor.

Mediciones y evaluaciones.

- Monitoreo de caudales y presiones de aire, mediciones de contaminantes, comparación con los Límites Máximos Permisibles (LMP o TLV).

Control por ventilación.

- Selección de ventiladores y reducción de fugas.

Conceptos básicos de ventilación

Leyes de ventilación.

- Ecuación básica de energía.
- Ecuación modificada de energía.
- Pérdidas de energía.
 - H_L : Pérdida por fricción; Ecuación de Atkinson.
 - H_x : Pérdida por choque.
 - H_v : Pérdida por velocidad.
- Potencia del aire.

Ecuación básica de energía.

En el gráfico siguiente (figura 2) se representa un fluido ideal viajando a través de un ducto sobre el cual se hará el análisis correspondiente de energía y presiones a lo largo de su desplazamiento

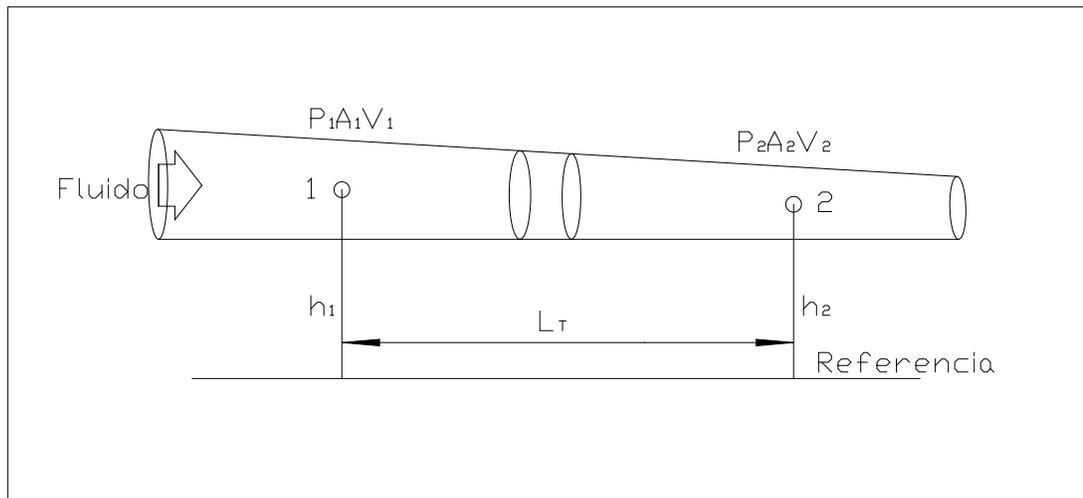


Figura 2: Fluido ideal viajando a través de un ducto.

Donde:

- P_i = Presión en el punto i
- A_i = Área de la sección en el punto i
- V_i = Velocidad del fluido al pasar por el punto i.
- h_i = Altura geodésica del punto i respecto a la referencia.

Un volumen V de fluido, de peso específico γ puede contener energía en tres formas diversas: energía potencial geodésica, energía de presión y energía

cinética. Por lo tanto para el fluido ideal e incompresible y régimen permanente en estado dinámico se cumple la ecuación de Bernoulli.

$$\frac{V_1^2}{2 * g} + \frac{P_1}{\gamma} + h_1 = \frac{V_2^2}{2 * g} + \frac{P_2}{\gamma} + h_2$$

Para el caso de un fluido real la viscosidad origina un rozamiento tanto del fluido con el contorno del ducto cuanto de las partículas del fluido entre sí. Apareciendo la energía de fricción, que según la termodinámica se invierte en la variación del estado térmico del fluido y del exterior.

$$\int \left(du + \frac{pdv}{E} \right)$$

Ecuación de Bernoulli con pérdidas.

$$\frac{V_1^2}{2 * g} + \frac{P_1}{\gamma} + h_1 = \frac{V_2^2}{2 * g} + \frac{P_2}{\gamma} + h_2 + h_L$$

Donde: h_L energía perdida entre los puntos 1 y 2.

Expresando la ecuación anterior en presión absoluta:

$$H_{v1} + H_{s1} + H_{z1} = H_{v2} + H_{s2} + H_{z2} + h_L$$

Donde:

- H_{vi} = Energía dinámica.
- H_{si} = Energía estática.
- H_{zi} = Energía potencial.

Caída de presión por fricción

Imaginemos un fluido ideal viajando a través de un conducto de longitud L y diámetro constante D a una velocidad media V ; la fricción presente en las paredes del ducto generará una pérdida consecuente de carga quedando representada por la siguiente ecuación de Darcy:

$$H_L = \frac{\lambda * w * L * V^2}{2 * D}$$

λ = coeficiente de fricción

Si reemplazamos $D=4*A/Per$, $V=Q/A$, y $k=\lambda*w/8$.

Ecuación de Atkinson:

$$h_L = R * Q^2 = \frac{K * P * L}{5.2 * A^3} * Q^2$$

Donde:

- h_L = Caída de presión (“H₂O”).
- R = Resistencia del ducto (pulg-min²/pie⁶).
- Q = Caudal de aire (pie³/min).
- K = Coeficiente de resistencia fluidodinámica (lb-min²/pie⁴).

Caída de presión por choque

La pérdida por choque H_x ocurre toda vez que el fluido o corriente de aire cambia de dirección, estas representan generalmente entre 10 y 30% de la pérdida total de presión.

Método de Longitud equivalente (Le).- Por este método, la pérdida por choque es expresada en términos de longitud, L_e ; obteniendo la nueva ecuación:

$$h_s = h_L + h_x = R * Q^2 = \frac{K * P * (L + L_e)}{5.2 * A^3} * Q^2$$

h_s es conocida como caída de presión estática.

Caída de presión por velocidad

Viene definida por la siguiente relación.

$$H_v = w * \left(\frac{V}{1,098} \right)^2$$

Fuente: Pablo Jiménez Ascanio “Ventilación de minas subterráneas y túneles”, Abril 2002, pag.76.

Donde:

Velocidad (V) = pie/min, y peso específico $w = \text{lb}/\text{pie}^3$

Pérdida o caída total de presión

Es el resultado de la sumatoria de las pérdidas de presión por fricción, choque y velocidad.

$$H_T = H_L + H_X + H_V$$

Potencia de aire.

Es la potencia necesaria para superar las caídas de presión. Representa más o menos el 60% de la energía total consumida por los ventiladores, y viene definida mediante la siguiente relación.

$$Pa = \frac{H_T * Q}{6350} (HP)$$

Fuente: Pablo Jiménez Ascanio “Ventilación de minas subterráneas y túneles”, Abril 2002, pag.76.

Potencia mecánica

$$BHP = \frac{Pa}{\eta} \quad \eta = \text{eficiencia del ventilador}$$

Fuente: Pablo Jiménez Ascanio “Ventilación de minas subterráneas y túneles”, Abril 2002, pag.76.

3.2. Aspectos de ventilación

Entre los principales aspectos de ventilación a tomar en cuenta para la profundización de la mina tenemos:

- Circuito(s) actual(es) de aire en la zona alrededor desde donde se iniciarán los trabajos de profundización.
- Calidad del aire que desarrolla el circuito.
- Ingresos y salidas de aire limpio (aire utilizable).
- Ingresos y salidas de aire de retorno (aire contaminado).
- Labores comunicadas a superficie.
- Cantidad de personal que desarrollará la actividad.
- Cantidad de equipos a combustión diesel que se utilizarán.

- Cantidad de contaminantes generados como producto de la operación minera.
- Altas temperaturas en la zona de trabajo.
- Recursos con los que se cuentan para la ejecución de trabajos de ventilación.

3.2.1. Circuitos actuales de aire

Para el caso de la profundización se utilizará el aire limpio proveniente desde la superficie el cual ingresa por medio de la bocamina ubicada en el Nv. 3,000 (nivel superior al de profundización) el cual desciende hasta el Nv. 3,900 a través del Alimak 528 ubicado en su extremo Sur y por el Pique, de manera similar también se cuenta con aire limpio proveniente del lado norte del nivel 3,900 el cual puede ser aprovechado tal como se muestra en el plano de ventilación (figura 4).

La evacuación del aire de retorno se realiza a través del RB de drenaje comunicado por medio de cruceros en los niveles 3,900 y 4,100, adicionalmente se habilitará un acceso hacia el pie del RB 540 ubicado en el extremo sur del Nv. 3,900 para evacuar aire de retorno.

3.2.1.1. Distribución y caracterización del flujo de aire

La distribución del aire para la profundización estará en función a los requerimientos y a la resistencia característica que presente cada labor al desplazamiento del aire.

El aire se caracterizará de acuerdo a su composición, principalmente debido a las concentraciones de agentes contaminantes como el CO₂, subdividiéndolo en aire limpio el cual podrá ser utilizado para ventilar y aire de retorno el cual deberá ser evacuado lo antes posible.

3.2.2. Resistencia de las labores

La distribución de aire obedecerá a la resistencia que presente cada labor de acuerdo a la fórmula de Atkinson.

$$R = \frac{K * P * (L + Le)}{5.2 * A^3} * \left(\frac{\omega(\text{airee_en_mina})}{\omega(\text{aire_al_nivel_del_mar})} \right)$$

Los valores de K, Le y factor de corrección por altitud y temperatura (ω aire en la mina/ ω aire al nivel del mar) a ser utilizados para el cálculo de la resistencia R en las labores actuales y en el diseño de ventilación habrán de ser tomados de las tablas 1, 2 y 3

considerando que las operaciones ser realizarán a una altura media de 3,600 m.s.n.m. y una temperatura de 20°C.

Para el caso en estudio se cuenta con una base de datos de resistencias de labores para los Niveles 3,900 y 4,100 (anexos figura 5, tabla 4 y figura 6, tabla 5).

3.3. Programa de desarrollo primario, preparación y explotación

Para acceder a los bloques de mineral que se desean explotar se deberán de desarrollar previamente trabajos primarios como rampas, pases, subniveles, chimeneas convencionales y del tipo alimak, entre otros; luego se tendrá que ingresar a preparar los tajos y finalmente se iniciará la explotación; el diseño final de labores queda representado claramente en el anexo figura 7. Para todo lo cual se deberá de diseñar el tipo de ventilación óptimo de acuerdo a los requerimientos planificados para la operación.

3.3.1. Secuencia de trabajo

La secuencia de trabajo queda definida de acuerdo a las condiciones de operación al momento en que se desea iniciar la ejecución y a las facilidades que otorguen su ejecución tales como accesibilidad, instalaciones cercanas, servicios instalados, labores cercanas o de recuperación, entre otros.

Para el presente caso en que deseamos realizar un estudio de ventilación lo más conveniente es generar una base de datos típica de un circuito de ventilación; la cual deberá contener nodos, ramales, dimensiones de las secciones, longitudes, longitudes equivalentes y el correcto otorgamiento de valores de “K” (resistencia fluidodinámica) conforme avance la ejecución de las labores; la tabla 6 en los anexos es el compilado del diseño de estas características de acuerdo a lo planificado.

3.3.2. Requerimiento de aire de acuerdo a la secuencia de trabajo

El requerimiento o necesidad de aire en las labores y/o frentes obedecerá a la secuencia de trabajo y vendrá definido de acuerdo a la participación de los siguientes elementos:

- Cantidad de personal.
- Presencia de equipos a combustión diesel en operación.
- Presencia de agentes contaminantes del aire.

El requerimiento de aire en el frente o tajo se calcula de la siguiente manera.

Necesidad de Aire

A.- Para personal

$$\#trabajadores * (6m^3 / (\text{min} * trabajador)) = m^3 / \text{min}$$

B.- Para dilución de contaminantes

$$\text{Área_de_la_sección} * (25m / \text{min}) = m^3 / \text{min}$$

C.- Para equipos diesel

$$\text{Total_de_HP} * (3m^3 / (\text{min} * HP)) = m^3 / \text{min}$$

Se tomará el mayor valor de entre los 3 obtenidos para ser considerado como la “Necesidad o requerimiento de aire”.

*Sea el caso para el mes 2 en el desarrollo de la rampa negativa entre los nodos 23-25 del lado norte; se tendrán los siguientes requerimientos:

- Personal: Perforista, ayudante, supervisor.
- Sección de la rampa 3mx3m.
- Limpieza con scoop diesel de 2.5 Yd³ y 137 HP.

Los cálculos de requerimientos de aire quedan de la siguiente manera:

Necesidad de Aire

Para personal

#personas	m ³ /(min*persona)	Requerimiento de aire		Caudal + 25%
		m ³ /min	pie ³ /min	pie ³ /min
3	6	18	636	794

Para dilución de contaminantes

Velocidad	Área de la sección	Requerimiento de aire		Caudal + 25%
m/min	m ²	m ³ /min	pie ³ /min	pie ³ /min
25	9	225	7,945	9,931

Para equipos diesel

Caudal	Total de HP	Requerimiento de aire		Caudal + 25%
m ³ /(min*HP)		m ³ /min	pie ³ /min	pie ³ /min
3	137	411	14,512	18,141

Nota: Se considera un 25% más del caudal calculado por pérdidas de caudal de aire que ocurriesen debido a daños en el conducto siendo en este caso un conducto de manga flexible de 28" de diámetro.

*Sea el caso para el mes 7 en el desarrollo del pique mediante un Alimack entre los nodos 54-62, la chimenea para echadero de mineral entre los nodos 33-66 y la ventana hacia el tajo de taladros largos entre los nodos 34-65 del lado norte; se tendrán los siguientes requerimientos:

- Personal: 2 perforistas, 2 ayudantes, 2 supervisores.
- Sección del pique tipo Alimak 2mx4m.
- Limpieza con scoop diesel de 2.5 Yd³ y 137 HP.

Los cálculos de requerimientos de aire quedan de la siguiente manera:

Necesidad de Aire

Para personal

#personas	m ³ /(min*persona)	Requerimiento de aire		Caudal + 25%
		m ³ /min	pie ³ /min	pie ³ /min
6	6	36	1,271	1,589

Para dilución de contaminantes

Velocidad	Área de la sección	Requerimiento de aire		Caudal + 25%
m/min	m ²	m ³ /min	pie ³ /min	pie ³ /min
25	8	200	7,062	8,828

Para equipos diesel

Caudal	Total de HP	Requerimiento de aire		Caudal + 25%
m ³ /(min*HP)		m ³ /min	pie ³ /min	pie ³ /min
3	137	411	14,512	18,141

Nota: En este caso se podrán realizar trabajos en simultáneo teniendo hasta 6 personas trabajando al mismo tiempo; por lo cual la necesidad de aire termina siendo la suma de 1,589 pie³/min mas 18,141 pie³/min dando un total de 19,730 pie³/min.

Siguiendo esta metodología empleada para el cálculo de necesidades de caudales en los meses 2 y 7 se realiza el cálculo para el resto de los meses.

En los anexos; la tabla 7 representa la estrategia de ventilación en resumen para las labores de desarrollo y preparación en cada mes desde el mes 2 hasta el mes 19, los trabajos físicos u operacionales de la ventilación quedan detallados en el anexo, figuras del 8 al 32.

La estrategia de ventilación para la explotación de los tajos se definirá mediante el uso del software de computación VnetPC (cuyo demo se puede hallar a la fecha libremente en internet) desde el mes 16 para los tajos tajo 1 y 2 y en adelante para el resto de los tajos.

3.4. Aplicación del software de computación Vnet PC para ventilación

Se utilizará el software de ventilación Vnet PC a partir del momento en que se genere algún circuito de ventilación (que es muy diferente a ventilar labores ciegas de desarrollo) y poder simular el comportamiento futuro del o de los circuitos de aire.

Esto nos permitirá pre ver si las necesidades de aire en las operaciones futuras quedarán cubiertas o no; por otro lado también nos permitirá hacer un estimado de costos, selección y ubicación de ventiladores, puertas de ventilación, tapones y nos proveerá de datos técnicos de suma importancia para la ventilación y el planeamiento.

Para el caso en estudio es a partir del mes 16 cuando las chimeneas gemelas de los tajos 1 y 2 se comuniquen con el Nv. 3,900 que se generará el primer circuito de ventilación. En los anexos las tablas del 8 al 13 y las figuras del 33 al 38 muestran los resultados de la simulación detalladamente mes por mes

Como datos de inicio para la simulación se tienen:

- Cantidades fijas requeridas de aire por tajo redondeadas a 20,000cfm, estimando que el equipo scoop de 2.5 Yd³ trabaja en simultaneo con dos parejas en el tajo.
- Se cuenta con una salida disponible y constante de aire de 45,000 cfm por el RB de drenaje como consecuencia de la presión generada por la caída de agua, la cual se podrá aprovechar para inducir una diferencia de presión a favor y ventilar los tajos 3 y 4.

- El alimak 528 y el pique son ingresos de aire limpio comunicados con un nivel superior el cual está comunicado con la superficie y es por donde ingresa el aire directamente.

CAPÍTULO IV

4. ANÁLISIS DE COSTOS

Los costos de los trabajos de ventilación que se deberán realizar vendrán definidos en base a los precios unitarios para cada tarea o actividad; ver anexos tabla 14 precios unitarios.

4.1. Costos en el programa de trabajo

Se diferenciarán los costos de ventilación en base a su naturaleza.

- Costo de ventilación para desarrollos primarios y preparaciones (frentes ciegos).
- Costo de ventilación para explotación de tajos (con circuitos de ventilación generados).

4.2. Costo de la ventilación en el trabajo

4.2.1. Costo por instalación y operación de ventiladores, instalación de puertas metálicas, tapones y ductos de ventilación

El costo de operación de los ventiladores está en función de la potencia (HP) que demanda el ventilador, y se rige mediante la siguiente relación.

Potencia para traslado de aire

$$Pot_aire(HP) = \frac{Presión("H_2O) * Caudal(cfm)}{6350}$$

Referencia de fórmula: Pablo Jiménez Ascanio “Ventilación de minas subterráneas y túneles”, Abril 2002, pag. 76.

El precio de energía eléctrica es 0.063\$/kWhr, 1HP=745.7W. Adicional a este valor se encuentran los costos por instalación de ventiladores, dependiendo si son aéreos o en plataforma, retiro de ventiladores, instalación y/o retiro de puertas y/o tapones de ventilación, instalación, retiro o recuperación de manga de ventilación; para más detalle revisar tabla 14 en los anexos.

Ahora, basándonos en la estrategia de ventilación plasmada en la tabla 7 y en las figuras del 8 al 32; para labores de desarrollo y preparación surgen los costos directamente de estas actividades desde el mes 2 hasta el mes 19, quedando resumidas en el anexo tabla 15.

De las figuras 33 (primera simulación) y 34 (segunda simulación), se extraen los siguientes resultados.

	Caudal	Presión	Pot_aire	Pot_aire	Precio	Costo	Costo	Costo
	cfm	"H₂O	HP	kW	\$/kWhr	\$/hr	\$/mes	\$/mes
1ra simulación	47,000	6.25	46.25	34.49	0.063	2.17	1,042	1,042
2da simulación	20,000	4.8	15.1	11.2	0.063	0.7	336	682
	20,000	4.9	15.4	11.5	0.063	0.72	346	

Asumiendo que el ventilador trabaja 2/3 de horas del día y 30 días al mes.

La instalación de los 2 ventiladores de 20,000 cfm incluye instalar 100 m de manga flexible de ventilación de 28" de diámetro un promedio de 4 veces al año, dando un costo mensual adicional por manga instalada de

$$$/mes (manga) = (100m*4*0.6889)/12 = \$23/mes.$$

Dando un resultado final de.

	Caudal	Presión	Pot_aire	Pot_aire	Precio	Costo	Costo	Costo total
	cfm	"H ₂ O	HP	Kw	\$/kWhr	\$/hr	\$/mes	\$/mes
1ra simulación	47,000	6.25	46.25	34.49	0.063	2.17	1,042	1,042
2da simulación	20,000	4.8	15.1	11.2	0.063	0.7	336	705
	20,000	4.9	15.4	11.5	0.063	0.72	346	

Por el lado de los costos es obviamente preferible instalar una pareja de ventiladores de 20,000 cfm cada uno con 4.8 y 4.9" H₂O de presión para ventilar los tajos 1 y 2 respectivamente antes que un solo ventilador extractor de 47,000 cfm y 6.25" H₂O.

La simulaciones para ventilar los tajos 3 y 4 en los meses siguientes no alteran los resultados obtenidos para ventiladores en las dos primeras simulaciones, es decir los tajos 1 y 2 se ventilarán con ventiladores de 20,000 cfm teniendo 4.8 y 4.9" H₂O de presión respectivamente.

Desde la cuarta hasta la sexta simulación se aprecia que no es necesario instalar ventilador alguno para los tajos 3 y 4, ya que basta con la diferencia de presión inducida por el torrente de agua que desciende a través del RB de drenaje para ventilar los tajos.

La ventilación para estos tajos se regulará con puertas instaladas estratégicamente tanto en las rampas de ingreso a los tajos como en los cruceros comunicados hacia el RB de drenaje.

CAPÍTULO V

5. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. Ventajas del diseño de ventilación

- El diseño de ventilación para labores lineales o frentes ciegos nos permite planificar con gran exactitud los trabajos que se deberán realizar para conseguir una atmósfera de trabajo satisfactoria.
- Nos permite reducir gastos no planificados.
- Permite tener un mejor control sobre la seguridad en los trabajos de operación y ventilación.
- Al iniciarse la explotación de los tajos en la profundización las simulaciones de los circuitos de ventilación nos permiten ver las mejoras que se generan en contraste con las condiciones actuales en las que se desarrolla la explotación.

- Las simulaciones nos permiten tomar decisiones respecto al número de ventiladores a instalar y sus características, es decir una selección óptima del ventilador o ventiladores.
- La simulación también nos permite pre ver por donde se desplazará la masa de aire dentro del circuito y poder tomar medidas para aprovechar al máximo el aire limpio y eliminar sin problema el aire de retorno.

5.2. Desventajas del diseño de ventilación

- El diseño de ventilación en las labores de desarrollo y preparación contempla una pérdida de aire a lo largo del ducto (manga flexible) de 25% del total, se toma este valor como un promedio experimental, cosa que no siempre se da.
- Los valores utilizados para “K” (resistencia fluidodinámica) en las labores diseñadas pueden ser diferentes al ejecutarse cada labor que al otorgado en el diseño.
- En un momento dado se necesitarán de 4 ventiladores para las labores de desarrollo y preparación, lo que implica tener ventiladores en almacén.

- A diferencia del software de ventilación Vnet PC el demo Vnet PC no permite guardar los archivos por lo cual la codificación de nodos implantados durante el desarrollo desde la figura 8 (mes1) hasta la figura 32 (mes 19) de acuerdo al diseño no coinciden con los nodos registrados en la simulación, pero si coinciden las características físicas y de resistencia de las labores.

CONCLUSIONES

- Las labores adicionales que se deberán de desarrollar con pura finalidad de ventilación representan menos del 8% de la cantidad de labores lineales a desarrollar para explotar los tajos 1, 2, 3 y 4.
- Se necesitará de 4 ventiladores (V1, V2, V3 y V4) de 20,000 cfm de caudal cada uno y con presiones máximas de 6.27”H₂O para V1, 3.94”H₂O para V3, 5.97”H₂O para V2 y 5.56”H₂O para V4 estos para ventilar las labores de desarrollo y preparación; de no contarse con ventiladores con estas presiones se podrán utilizar ventiladores en serie.
- Se deberán mantener libres y sin obstrucciones los ingresos de aire ubicados por encima del Nv. 3,900 ya que el aire ingresa desde superficie recorriendo niveles superiores al 3,900 descendiendo por el AK 528 y por el Pique.
- Se deberán controlar las fugas de aire limpio en los niveles superiores, y así direccionarlo convenientemente.
- El aire contaminado que ingresa desde el lado norte por el Nv. 3,900 y se introduce al RB de drenaje terminará siendo aire limpio y utilizable para los tajos 1 al 4, ya que estos son los tajos de reemplazo de los tajos que generan la contaminación del aire en esa zona.

- Como resultado de la simulación se preferirá instalar un ventilador de 20,000 cfm para cada tajo (tajo 1 y 2), antes que un solo ventilador extractor de 47,000 cfm, esto respaldado en el hecho que es mejor trabajar con dos ventiladores antes que uno solo en el caso de desperfectos mecánicos del ventilador.
- El costo de ventilar los tajos 1 y 2 con 2 ventiladores de 20,000 cfm cada uno es menor que al utilizar un ventilador de 47,000 cfm.

$$\text{Ahorro por mes} = 1,042 - 705 = \$ 337.$$

Ahora, si los tajos durarán un promedio de 12 meses, se tendrá un ahorro anual de $337 \times 12 = \$ 4,044$ en energía eléctrica.

- El caudal de aire que circulará por los tajos 3 y 4 podrá regularse con las puertas de ventilación instaladas en los ingresos de los tajos o en todo caso con las puertas reguladoras instaladas en los cruceros comunicados al RB de drenaje para cada tajo.
- Los circuitos de ventilación arrojados en la simulación demuestran una mejor atmósfera de trabajo en el tajo, ya que ingresará aire limpio desde la parte superior y saldrá por la base de los tajos llevándose consigo los agentes contaminantes producidos principalmente por los equipos a combustión diesel que operan en la base de los tajos por lo cual los trabajadores en el tajo recibirán aire limpio evitando la acumulación o acolchonamiento de gases y polvos en el tajo.

- Los equipos diesel (scoops) mejorarán su rendimiento ya que se reducirá la sobresaturación del aire por gases y/o polvos.
- Se reducirán gastos por cambios prematuros de partes de los equipos tales como los filtros.
- Se reducirá grandemente la utilización de aire comprimido para ventilar los tajos.
- Se reducirá el tiempo de ventilación de los tajos después de la voladura, ya que al ingresar la guardia entrante encontrará un circuito de aire trabajando y evacuando los gases del tajo.

RECOMENDACIONES

- Incluir el diseño de ventilación en el planeamiento de minado ya que trae consigo múltiples beneficios tanto económicos, de seguridad y en las relaciones con el personal.
- Se debe de contar con un Ingeniero de ventilación ya que este representará una ventaja para un mejor desarrollo de las operaciones mineras.
- La instrumentación es necesaria para poder realizar trabajos de ventilación ya que sin esta no se podrían tomar datos reales.
- Usar softwares de computación para simulación de circuitos de ventilación proveerá de datos confiables para la toma de decisiones.
- El especialista en ventilación perfeccionará e incrementará sus conocimientos en la ciencia aplicada a este tema, tal como la mecánica de fluidos, incrementando el capital intangible de la empresa o grupo al que pertenezca.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- D.S.N°046-2001-EN “SUBCAPÍTULO TRES – VENTILACIÓN”
- www.elprisma.com “métodos de explotación subterráneos”.
- Claudio Mataix “Mecánica de fluidos y máquinas hidráulicas”, 1970.
- Dr. Felipe Calizaya “Ventilación de minas”, Intercade 2008.
- Ing. Pablo Jiménez Ascanio “Ventilación de minas subterráneas y túneles”, Abril 2002.
- Instituto de Ingenieros de minas “Manual de ventilación de minas”.
- Ing. Jose Corimanya “Tablas de valores para la constante K, longitudes equivalentes y ajuste por altura y temperatura”, 2009.
- Vnet PC “Demo Vnet 2003”; internet.

ANEXOS

9.1. Tablas

- Tabla 1: Valores de “K” coeficiente de resistencia fluidodinámica.
- Tabla 2: Valores para longitudes equivalentes.
- Tabla 3: Factores de corrección para el aire por altitud y temperatura.
- Tabla 4: Base de datos de ventilación nivel 3,900.
- Tabla 5: Base de datos de ventilación nivel 4,100.
- Tabla 6: Base de datos de diseño para ventilación.
- Tabla 7: Estrategia de ventilación (labores de desarrollo y preparación).
- Tabla 8: Valores ingresados al Vnet primera simulación.
- Tabla 9: Valores ingresados al Vnet segunda simulación.
- Tabla 10: Valores ingresados al Vnet tercera simulación.
- Tabla 11: Valores ingresados al Vnet cuarta simulación.
- Tabla 12: Valores ingresados al Vnet quinta simulación.
- Tabla 13: Valores ingresados al Vnet sexta simulación.
- Tabla 14: Precios unitarios.
- Tabla 15: Costos de ventilación por mes para labores de desarrollo y preparaciones.

9.2. Figuras

- Figura 1: Plano de reservas geológicas, tajos 1 al 5.
- Figura 3: Representación del método de explotación CRVCS.
- Figura 4: Plano de ventilación niveles 3,900 y 4,100.
- Figura 5: Diagrama unifilar nivel 3,900.
- Figura 6: Diagrama unifilar nivel 4,100.
- Figura 7: Diseño final de labores - esquemático.
- Figura 8: Labores de desarrollo mes 1.
- Figura 9: Labores de desarrollo mes 2.
- Figura 10: Labores de desarrollo mes 3.
- Figura 11: Labores de desarrollo mes 4.
- Figura 12: Labores de desarrollo mes 5.
- Figura 13: Labores de desarrollo mes 6.
- Figura 14: Labores de desarrollo mes 7.
- Figura 15: Labores de desarrollo mes 8.
- Figura 16: Labores de desarrollo mes 9.
- Figura 17: Labores de desarrollo mes 10.
- Figura 18: Labores de desarrollo mes 11 lado sur.
- Figura 19: Labores de desarrollo mes 11 lado norte.
- Figura 20: Labores de desarrollo mes 12 lado sur.
- Figura 21: Labores de desarrollo mes 12 lado norte.

- Figura 22: Labores de desarrollo mes 13 lado sur.
- Figura 23: Labores de desarrollo mes 13 lado norte.
- Figura 24: Labores de desarrollo mes 14 lado sur.
- Figura 25: Labores de desarrollo mes 14 lado norte.
- Figura 26: Labores de preparación mes 15 lado sur.
- Figura 27: Labores de preparación mes 15 lado norte.
- Figura 28: Labores de preparación mes 16 lado sur.
- Figura 29: Labores de preparación mes 16 lado norte.
- Figura 30: Labores de preparación mes 17.
- Figura 31: Labores de preparación mes 18.
- Figura 32: Labores de preparación mes 19.
- Figura 33: Resultados de la primera simulación en Vnet.
- Figura 34: Resultados de la segunda simulación en Vnet.
- Figura 35: Resultados de la tercera simulación en Vnet.
- Figura 36: Resultados de la cuarta simulación en Vnet.
- Figura 37: Resultados de la quinta simulación en Vnet.
- Figura 38: Resultados de la sexta simulación en Vnet.

9.3. Láminas

- Lámina 1: Ilustración de un tajo trabajado con el método CRVCS.
- Lámina 2: Winche de arrastre dentro del tajo CRVCS.