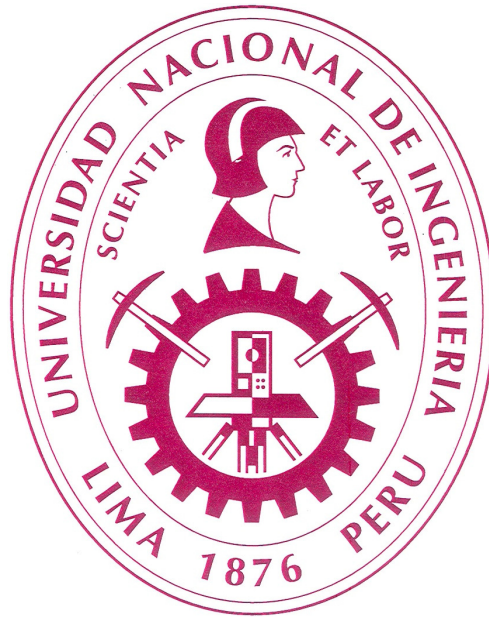


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**“ESTUDIO DEL DISEÑO DE LA RED DE VENTILACION DE MINA
PAPAGAYO EN COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A.”**

INFORME DE SUFICIENCIA

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

PRESENTADO POR:

YURII MAX FIGUEROA SÀNCHEZ

Lima, Perú 2010

***A Esteban y Catalina, mis padres
A Patricia y Fabián, mi esposa e hijo
En Memoria de Alicia, Juan y Lucia, mis abuelos***

AGRADECIMIENTOS

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

Deseo agradecer a las personas que de alguna manera hicieron posible la realización de este estudio, especialmente a mis asesores el Ingeniero Julio Hidalgo e Ingeniero Andrés Tinoco.

RESUMEN

La Unidad Minera La Poderosa de Trujillo de la Compañía de Minera Poderosa , tiene la necesidad de contar con un diseño del Sistema de Ventilación, a fin de obtener mayor volumen de aire fresco posible, a las condiciones ambientales a que está expuesto el trabajador y lograr el confort necesario para realizar su labor cotidiana. En la presente investigación se da a conocer la situación actual de la ventilación de la Mina Papagayo, la cual cumple con los requerimientos de volumen de aire, pero se desea aumentar el volumen de aire fresco tanto en la veta Jimena, veta Glorita 2 y otras labores donde el personal está expuesto al ambiente laboral. Para cumplir con este objetivo se detalla el estudio técnico de la selección, diseño, disposición, instalación y operación de los ventiladores necesarios para el Diseño de Red de Ventilación y se analizan los costos involucrados en este nuevo Diseño de la Red de Ventilación en la Unidad Minera la Poderosa, para finalizar con los resultados obtenidos en el presente proyecto.

OBJETIVO

Diseñar la red del sistema de ventilación a fin de obtener mayor volumen de aire fresco posible durante toda su jornada, proporcionando un ambiente de trabajo ventilado y con una temperatura adecuada estableciendo el caudal de aire necesario para la respiración del personal que trabaja en mina reflejando una mayor producción en las labores de explotación.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
Dedicatoria	
Agradecimientos	
Resumen	
Lista de Figuras	
Lista de Cuadros	
Lista de Abreviaturas	
1. Capítulo I: Introducción	1
1.1.- Justificación	1
1.2.- Problema de Investigación	6
1.3.- Variables	7
1.3.1.- Independientes	7
1.3.2.- Dependientes	7
1.3.3.- Indicadores	7
1.4.- Objetivos	7
1.4.1.- Objetivos Generales	7
1.4.2.- Objetivos Específicos	8
1.5.- Hipótesis	8
2. Capítulo II: Marco Teórico	9
2.1.- Definición de Ventilación de Minas	9
2.2.- Diseño de un Sistema de ventilación	9
2.3.- Conceptos para el Diseño de un Sistema de Ventilación	11

3.2.- Accesibilidad y Ubicación	30
3.3.- Geología	34
3.3.1.- Fisiografía, Geomorfología, Drenaje y Clima	34
3.3.2.- Geología Estructural	36
3.3.3.- Estratigrafía	37
3.3.4.- Geología Económica	43
3.3.5.- Mineralización	48
3.3.6.- Tipo de Yacimiento	49
3.3.7.- Mineralogía	49
3.4.- Planta de Beneficio	50
3.4.1.- Planta Marañón	50
3.4.2.- Planta Santa María	50
4. Capítulo IV: Investigación	51
4.1.- Técnicas de Investigación	51
4.1.1.- Investigación de Desarrollo Descriptivo	51
4.1.2.- Técnica de Experimentación	52
4.1.3.- Procedimientos	52
4.2.- Primera Etapa	53
4.2.1 Temperatura y Velocidad	53
4.2.2 Cobertura de Aire	56
4.2.3 Inventario de Ventiladores	59
4.3.- Instrumentos y Materiales	61
4.4.- Contaminación del Aire en el Ambiente Subterráneo	61
4.5.- Respiración de las Personas	66

4.6.- Gases Producidos por los Disparos	69
4.6.1.- Polvo en Suspensión	72
4.6.2.- Composición y Naturaleza Mineralógica de la Roca	74
4.6.3.- Concentración de Partículas	75
4.6.4.- Tamaño de Partículas	75
4.6.5.- Tiempo de Exposición	76
4.6.6.- Fuentes de Formación del Polvo	76
4.6.7.- Combustión y otras Fuentes	79
4.7.- Importancia de la Dilución	82
4.7.1.- Dilución de los Contaminantes	83
4.8.- Determinación de la Velocidad Crítica	98
4.9.- Disposiciones Legales	100
4.10.- Aspectos Fisiológicos	102
4.10.1.- Efectos Ocasionados por los Gases	102
4.10.2.- Efectos Ocasionados por el Polvo	110
4.10.3.- Efectos por Deficiencia de Oxígeno	112
4.11.- Procedimiento de Ventilación	113
4.11.1.- Alcances	114
4.12.- Tipos de Ventilación	114
4.12.1.- Ventilación Impelente	115
4.12.2.- Ventilación Aspirante	117
4.13.- Calculo del volumen de aire requerido	119
4.14.- Determinación de la presión de aire requerida	123
4.14.1.- Resistencias que ofrecen las labores	124

4.14.2.- Pérdida de carga en los Ductos	126
4.14.3.- Caídas de Presión en los Ductos	131
4.15.- Ventilación Mecánica	143
4.15.1.- Ventiladores	143
4.15.2.- Tipos de Ventiladores	149
4.15.3.- Selección de Ventiladores	150
4.15.4.- Disposición de los Ventiladores en Mina	151
4.15.5.- Ductos	152
4.15.6.- Instalación de la red de Ductos	153
5. Capítulo V: Resultados	157
5.1.- Determinación de los Costos	157
5.1.1.- Costos Fijos	157
5.1.2.- Costos Variables	158
5.2.- Factores Económicos en el Diseño	163
5.2.1.- Dimensionamiento del Sistema de Ventilación de Mina	163
5.3.- Tipo de Energía a Utilizar	167
5.3.1.- Consumo de energía en Ventiladores	167
5.3.2.- Plan para optimizar el Consumo de Energía en la Ventilación Mecánica	168
6. Capítulo VI: Glosario	170
7. Capítulo VII: Conclusiones	171
8. Capítulo VIII : Recomendaciones	173
8. Capítulo IX: Bibliografía	175

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1. Evaluación de la Comodidad Térmica del Ambiente (ISO 7730, 1994)
- Figura 2. Modelo simplificado de la Alteración Térmica del Aire en la Atmosfera Subterránea
- Figura 3. Correlación entre Temperatura Exterior y Variación de la Temperatura en la Atmosfera Subterránea
- Figura 4. Capa de roca bajo influencia de la Temperatura Exterior y Abertura Subterránea elemental
- Figura 5. Esquema de los Circuitos Típicos de Aire en el Ambiente Subterráneo
- Figura 6. Ubicación de la Cía. Minera Poderosa con respecto al Departamento de La Libertad
- Figura 7. Ubicación de la Cía. Minera Poderosa con respecto al Perú
- Figura 8. Ubicación de las diferentes Unidades de Producción de Cía. Minera Poderosa
- Figura 9. Columna Estratigráfica de Pataz
- Figura 10. Grafico de Velocidades Mensuales del Circuito Principal de Ventilación de Mina Papagayo
- Figura 11. Grafico de Temperaturas Mensuales del Circuito Principal de Ventilación de Mina Papagayo
- Figura 12. Cobertura de Aire de Mina Papagayo año 2007
- Figura 13. Cobertura de Aire de Mina Papagayo año 2008
- Figura 14. Cobertura de Aire de Mina Papagayo año 2009
- Figura 15. Proceso de la Silicosis por Tiempo de Exposición
- Figura 16. Retención de Polvo en la Región Alveolar del Pulmón
- Figura 17. Circuito con Ventiladores Impelentes en Jimena 4
- Figura 18. Circuito con Ventiladores Impelentes en Glorita 2
- Figura 19. Circuito con Ventiladores Extractores en Jimena 4
- Figura 20. Circuito con Ventiladores Extractores en Glorita 2
- Figura 21. Grafico Esquemático de Resistencias de Mina Papagayo Diciembre 2009

- Figura 22. Curva de Ventilador de 10000 CFM
- Figura 23. Curva de Ventilador de 20000 CFM
- Figura 24. Curva de Ventilador de 50000 CFM
- Figura 25. Curva característica del Ventilador y Ducto

LISTA DE CUADROS

- Cuadro 1. Niveles de Ruido y Tiempo de Exposición
- Cuadro 2. Temperaturas de Confort o Comodidad Térmica
- Cuadro 3. Acceso Vía Aérea a Mina Papagayo
- Cuadro 4. Acceso Vía Terrestre a Mina Papagayo
- Cuadro 5. Temperatura y Velocidad del Circuito Principal de Ventilación 2007
- Cuadro 6. Temperatura y Velocidad del Circuito Principal de Ventilación 2008
- Cuadro 7. Temperatura y Velocidad del Circuito Principal de Ventilación 2009
- Cuadro 8. Cobertura de Aire del Sistema de Ventilación 2007
- Cuadro 9. Cobertura de aire del Sistema de Ventilación 2008
- Cuadro 10. Cobertura de aire del Sistema de Ventilación 2009
- Cuadro 11. Inventario de Ventiladores de Mina Papagayo Diciembre 2009
- Cuadro 12. Composición del Aire Atmosférico (seco)
- Cuadro 13. Equivalencias y nomenclatura de Unidades
- Cuadro 14. Consumo de O₂
- Cuadro 15. Volumen de Gas
- Cuadro 16. Tiempo de Caída de una Partícula
- Cuadro 17. Fuentes Primarias y Secundarias de Formación de Polvo
- Cuadro 18. Concentración de Partículas de Polvo en Mina Papagayo el año 2009
- Cuadro 19. Control de Gases y Polvo
- Cuadro 20. Mediciones de Gases de Mina Papagayo
- Cuadro 21. Clasificación de los Gases por su Efecto
- Cuadro 22. Efectos Fisiológicos de los Humos Nitrosos
- Cuadro 23. Efectos Fisiológicos del H₂S
- Cuadro 24. Efectos Fisiológicos por Deficiencia de Oxígeno
- Cuadro 25. Balance Aire en Mina Papagayo
- Cuadro 26. Balance Aire en Mina Papagayo (Versión 01)
- Cuadro 27. Valores de la Constante K

- Cuadro 28. Coeficiente de Fricción en los Ductos
- Cuadro 29. Factores de Corrección en Ductos
- Cuadro 30. Coordenadas de Cruces y Ramales de Mina Papagayo
- Cuadro 31. Resistencias de cada Ramal y Caudales del Circuito de Ventilación de Mina Papagayo Diciembre 2009
- Cuadro 32. Costo de Energía Eléctrica Anual-Mensual en US\$/KW-hr
- Cuadro 33. Precio Unitario por Tareas
- Cuadro 34. Costos de Implementos de Seguridad en Ventilación
- Cuadro 35. Costos de Tuberías Flexibles (en US\$ por metro lineal)
- Cuadro 36. Costos de Adquisición de Ventiladores (en US\$)
- Cuadro 37. Costo Total Mensual de Ventilación de Mina Papagayo

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Justificación

La situación actual en Mina Papagayo de compañía Minera Poderosa cumple con los requerimientos de volumen de aire, pero se desea aumentar el volumen de aire fresco tanto en la veta Jimena, veta Glorita 2 y otras labores donde el personal está expuesto al ambiente laboral.

El ambiente laboral debe de cumplir con los siguientes parámetros según el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera (DS. N° 046-2001-EM), artículo N° 86, señala los Límites Máximos Permisibles (LMP) y se destacan los siguientes:

a) Polvo inhalable: 10 mg/m³ (1)

b) Polvo respirable: 3 mg/m³ (1)

- c) Oxígeno (O₂): mínimo 19,5%
- d) Dióxido de carbono (CO₂): máximo 9 000 mg/m³ ó 5 000 ppm
- e) Monóxido de Carbono (CO): máximo 29 mg/m³ ó 25 ppm
- f) Metano (NH₄): máximo 5 000 ppm
- g) Hidrógeno Sulfurado (H₂S): máximo 14 mg/m³ ó 10 ppm
- h) Gases nitrosos (NO_x): máximo 07 mg/m³ ó 5 ppm
- i) Anhídrido sulfuroso (SO₂): máximo 5 ppm.
- j) Aldehídos: máximo 5 ppm.
- k) Hidrógeno (H): máximo 5 000 ppm.
- l) Ozono: máximo 0,1 ppm.

A su vez, el artículo N° 204° dice; “todos los titulares de la actividad minera dotarán de aire limpio a las labores de trabajo de acuerdo a las necesidades del personal, las maquinarias y para evacuar los gases,

humos y polvos suspendidos, 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 Máximos Permisibles dispuesto en el Artículo 86° del presente Reglamento”; además de cumplir con lo siguiente:

- a) Al inicio de cada jornada se deberá verificar la ventilación y la condición de seguridad del área de trabajo.
- 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 personas, con el total de HP 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 1 500 metros sobre el nivel del mar, en los lugares de trabajo, la cantidad mínima de aire necesaria por hombre será de tres (3) 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 metros aumentará en 40%; será igual a 4 m³/min.
 2. De 3 000 a 4 000 metros aumentará en 70%; será igual a 5 m³/min.
 3. Sobre los 4 000 metros aumentará en 100%; 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) metros cúbicos por minuto 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 fuera capaz de cumplir con los artículos precedentes, deberá emplearse ventilación mecánica, instalando ya sea ventiladores principales, secundarios o auxiliares, según las necesidades.

- g) Se tomarán todas las providencias del caso para evitar la destrucción y paralización de los ventiladores principales.

A su vez, de acuerdo a la Salud Ocupacional artículo N° 82° dice:
“Niveles de Ruido”: Se proporcionará protección auditiva cuando el nivel de ruido o el tiempo de exposición sea superior a los siguientes valores:

Cuadro 1. Niveles de Ruido y Tiempo de Exposición

Nivel de ruido en la Escala "A"	Tiempo de Exposición
82 decibeles	16 horas/día
85 decibeles	8 horas/día
88 decibeles	4 horas/día
91 decibeles	1 1/2 horas/día
94 decibeles	1 hora/día
97 decibeles	1/2 hora/día
100 decibeles	1/4 hora/día

Fuente: Reglamento de Seguridad e Higiene Minera (DS. N° 046-2001-EM)

No debe exponerse al personal a ruido continuo intermitente o de impacto por encima de un nivel ponderado de 140 dB.

1.2 Problema de Investigación

1.- ¿Cuáles son las condiciones geológicas y medios del marco estructural para diseñar la Red de Ventilación en Mina Papagayo?

2.- ¿Cómo es la influencia de las consideraciones económicas en el diseño de la Red de Ventilación?

1.3 Variables

1.3.1 Variables Independientes

- Economía.
- Macizo rocoso.
- Producción.

1.3.2 Variables Dependientes

- Ventilación.
- Aire fresco.
- Costos.

1.3.3 Indicadores

- Confort en los trabajadores
- mayor producción a menor costo,
- reducción de enfermedades ocupacionales.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivos Generales

1.- Diseñar la red del sistema de ventilación a fin de obtener mayor volumen de aire fresco posible, a las condiciones ambientales a que está expuesto el trabajador, con el confort necesario.

1.4.2 Objetivos Específicos

1.- Dotar aire fresco suficiente a cada trabajador durante toda su jornada laboral y permanezca sin el riesgo de contraer neumoconiosis.

2.- Proporcionar un ambiente de trabajo ventilado y con una temperatura adecuada.

3.- Establecer el caudal de aire necesario para la respiración del personal que trabaja en mina.

1.5 Hipótesis

“Que con el diseño de la Red de Ventilación de Mina Papagayo, se mejora el ambiente laboral, reflejando una mayor producción en las labores de explotación”.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1 Definición de Ventilación de Minas

Se puede definir como el trabajo realizado para lograr el acondicionamiento del aire que circula a través de las labores subterráneas. Siendo su objetivo principal el proporcionar un ambiente seguro, saludable y si es posible cómodo para los mineros.

A fin de lograr este objetivo, será necesario garantizar una dotación de aire fresco y limpio tanto a los frentes de trabajo como a las galerías de acceso a estos, aprovechando las condiciones naturales de la mina y empleando medios auxiliares como fuera necesario.

2.2 Diseño de un Sistema de Ventilación de Mina

El diseño de un sistema se puede considerar en dos partes:

- El planeamiento de las necesidades de aire en las labores subterráneas.

- El planeamiento de la distribución del flujo de aire a fin de satisfacer dichas necesidades.

La segunda parte es usualmente la más complicada ya que comprende:

- La ubicación, dimensionamiento y determinación de las propiedades aerodinámicas de los conductos del aire.
- La ubicación y determinación de las características que deben de tener los ventiladores.
- La ubicación y determinación que deben de tener los reguladores y las puertas de ventilación.
- La evaluación del papel desempeñado por la ventilación natural y otras fuentes de presión.
- El diseño de planos de ventilación que contemplan eventualidades tales como falta de uno de los ventiladores, incendios subterráneos y otras emergencias.

Las condiciones locales podrían eventualmente requerir la consideración de otros aspectos mencionados. Cualquier distribución

del flujo del aire que se adopte podrá ser lograda de maneras diferentes, debiendo determinarse la solución técnica que resulte más económica. Es decir un buen diseño de ventilación exige una cantidad considerable de trabajo si se requiere lograr resultados satisfactorios.

2.3 Conceptos para el Diseño de un Sistema de Ventilación

Se debe manejar los siguientes conceptos para el diseño de un circuito de ventilación:

- Aire de Mina

- Gases presentes en las Minas

- Polvo en las Minas

- Condiciones termo-ambientales

- Psicrometría

2.3.1 Aire de Mina

Denominaremos aire de mina a una mezcla de gases y vapores, generalmente con polvo en suspensión, que ocupa el espacio creado por las labores subterráneas. Se trata del aire atmosférico, que al ingresar a la mina sufre una serie de alteraciones en su composición.

Si las alteraciones son tan pequeñas que el aire puede ser considerado como atmosférico, nos referiremos a él como aire fresco o de ingreso, mientras que el aire contaminado será descrito como aire viciado o de retorno.

Durante su paso por la mina, el aire recoge algunos gases, calor y polvo producido por las operaciones mineras, simultáneamente debido a la presencia de seres humanos y de materiales en su interior de mina el aire pierde parte de su oxígeno.

Durante el invierno, cuando el aire en el exterior de la mina es relativamente seco, absorberá además la humedad de la atmósfera de la mina. Durante el verano, el proceso se invertirá, razón por la cual la mayoría de las minas tienden a secarse en el invierno y volverse húmedas durante el verano.

2.3.2 Gases presentes en las Minas

Los gases contaminantes se producen con frecuencia en las minas tanto en condiciones normales como anormales. Por ejemplo el CO₂ es producido por motores diesel y los disparos.

A continuación se detallan los gases presentes en las minas:

- Nitrógeno N₂

- Oxígeno O₂
- Anhídrido Carbónico CO₂
- Monóxido de Carbono CO
- Óxidos de Nitrógeno
- Anhídrido Sulfuroso SO₂
- Acido Sulfhídrico H₂O
- Metano CH₄

2.3.3 Polvo en las Minas

El polvo que ocurre en las minas es un material sólido finamente dividido, el cual, dependiendo del tamaño de sus partículas, de su concentración y su composición, puede constituir un peligro tanto para la salud del personal como para la seguridad de la operación en lo que se refiere a visibilidad.

En aquellas operaciones en las que inevitablemente se produce polvo, deberá hacerse todo lo posible por mantener la concentración de este en el aire lo más baja posible, procurando evitar que entre en

suspensión; cuando esto último no sea posible, deberá impedirse que el polvo en suspensión sea inhalado por el personal o por lo menos, reducir el mínimo tiempo de exposición del trabajador al aire contaminado.

2.3.4 Condiciones Termo-Ambientales

El calor en el ambiente de la atmósfera de minas subterráneas está relacionado fundamentalmente con las propiedades térmicas del macizo rocoso circundante. Otros parámetros con alguna influencia son la temperatura exterior y otras fuentes (auto compresión, emisión térmica de máquinas diesel, voladuras, metabolismo humano y aguas termales).

En el estudio de investigación realizado para la evaluación del impacto ambiental térmico en minas subterráneas, se consideró como parámetro principal la temperatura. Esto, pues a ciertas profundidades, cuando la temperatura de la atmósfera subterránea excede el valor máximo admisible por las normas y estándares de confort o comodidad térmica, se presenta el riesgo ambiental térmico.

2.3.4.1 Comodidad Térmica

La comodidad térmica es aquella condición mental que expresa satisfacción con el ambiente térmico (ISO 7730).

La comodidad térmica de un ambiente se puede evaluar con el índice PMV (Predicted Mean Vote) y el índice PPD (Predicted Percentage of Dissatisfied) (Figura 1 y ecuación 1).

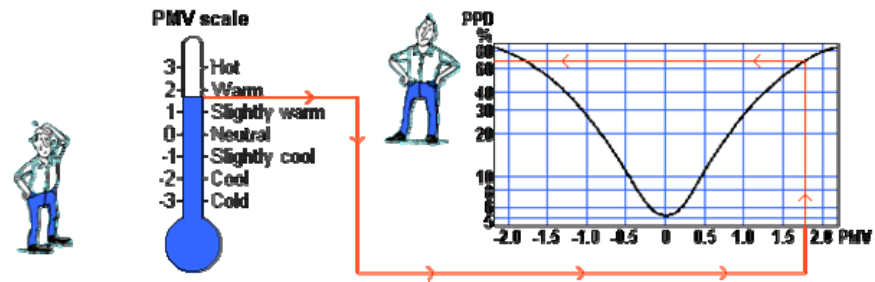


Figura 1. Evaluación de la Comodidad Térmica del Ambiente (ISO 7730, 1994)

$$PPD = 100 - 95 \cdot e^{-(0.03353 PMV^4 + 0.2179 PMV^2)} \quad (1)$$

Esta comodidad térmica se puede obtener a través de la temperatura operativa o de comodidad (t_c) expresada por la ecuación (2), que es la temperatura en la que la persona tiene una sensación térmica cómoda, y se puede obtener con la ecuación de comodidad.

$$t_c = 34 - 714.29 \left[\frac{PMV}{M(0.303 \cdot e^{-0.036M} + 0.028)} - \frac{H - E_c + E_{res}}{M} - 1 \right] \quad (2)$$

Donde M es el nivel metabólico del hombre (W/m^2); H es el calor perdido por el cuerpo por convección, radiación y conducción (W/m^2); E_c es el intercambio de calor por evaporación en sensación térmica neutra (W/m^2); y E_{res} es el

intercambio de calor por evaporación por respiración (W/m^2). Estos parámetros pueden ser determinados con otras ecuaciones particulares y mediante valores experimentales.

2.3.4.2 Efectos Ambientales de la Incomodidad Térmica

Cuando una persona es expuesta a una temperatura superior a la de confort o comodidad térmica, sufre efectos de incomodidad que se expresan en las alteraciones fisiológicas traducidas en la pérdida de interés por las actividades que realiza, frecuentes descansos, deseo de concluir la actividad rápidamente, irritabilidad, reducción de la concentración, falta de sentido y de atención, y hasta la muerte con temperaturas superiores a 42 °C.

2.3.4.3 Temperaturas de Comodidad Térmica

Las temperaturas de comodidad térmica, de acuerdo con la Norma Brasileña NBR 6401, la Internacional Organization of Standardization ISO 7730 y la American Society of Heating, Refrigeration and Air-Conditioning Engineers ASRAE, son las indicadas en la Tabla 2.

Cuadro 2. Temperaturas de Confort o Comodidad Térmica

Condiciones del frente de trabajo	NBR 6401(1980)		ISO 7730 (1994)		ASHRAE (1997)	
	Ts (°C)	Hr (%)	To (°C)	Hr (%)	To (°C)	Top(°C)
Temperaturas altas	23 - 25	40 - 60	23 - 26	30 - 70	23 - 29	22
Temperaturas bajas	20 - 22	35 - 65	20 - 24	30 - 70	20 - 23.5	24.5 - 27

Fuente: Norma Brasileña NBR 6401

Donde:

Ts: temperatura seca, Hr: humedad relativa, To: temperatura operativa, Top: temperatura óptima.

Algunos países tienen estándares determinados considerando los límites máximos permisibles de temperatura seca, húmeda o temperatura efectiva. En el caso del Perú es de 30 °C de temperatura efectiva; en el caso de Portugal es de 3 °C que, como se puede ver, no está dentro de lo actualmente aceptado por normal internacionales como la ISO 7730.

2.3.4.4 Modelo Matemático para la Evaluación del Impacto Ambiental Térmico

El impacto ambiental térmico es la alteración de las condiciones térmicas del aire que entra a las aberturas subterráneas debido a la transferencia de las propiedades térmicas del macizo rocoso circundante y otros factores (auto compresión, emisión térmica de máquinas diesel, voladuras, metabolismo humano y aguas termales). El nivel térmico de la atmósfera subterránea aumenta gradualmente con la profundización de las explotaciones mineras.

Esta alteración requiere ser cuantificada, pues, desde ciertos niveles térmicos, puede causar impactos negativos en las personas expuestas. La temperatura del ambiente subterráneo t_s (Fig. 2) se puede determina con la ecuación (1) que considera la temperatura del aire de la atmósfera exterior t_e y la alteración o variación de la temperatura debido a la transferencia del calor del macizo rocoso Δt_r y otras fuentes Δt_o .

$$t_s = t_e + \Delta t_r + \Delta t_o \quad (1)$$

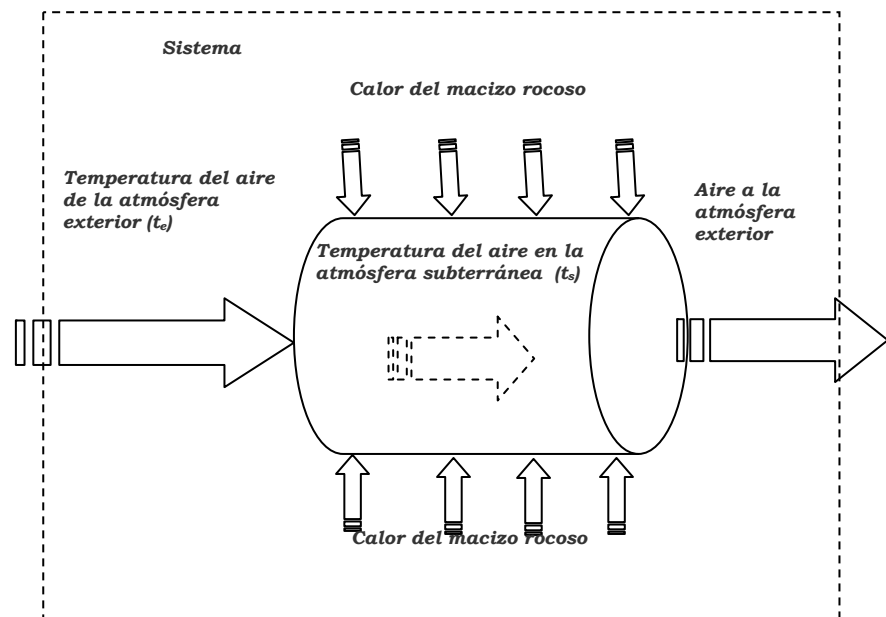


Figura 2. Modelo simplificado de la Alteración Térmica del Aire en la Atmósfera Subterránea

2.3.4.5 Temperatura Exterior

La temperatura exterior (t_e) es función de la localización del centro minero determinada por la altitud, las estaciones del año, morfología local entre otros factores climáticos.

Estudios realizados en las minas de Panasqueira y Neves Corvo (Fig. 3) permiten obtener la ecuación (2), que correlaciona la variación de la temperatura de la atmósfera subterránea VTS ($^{\circ}\text{C}$) en función de la temperatura del aire exterior TE ($^{\circ}\text{C}$) para valores de esta mayores o iguales a 6°C .

$$VTS = 0.2005TE - 1.1305, \text{ para } TE \geq 6^{\circ}\text{C} \quad (2)$$

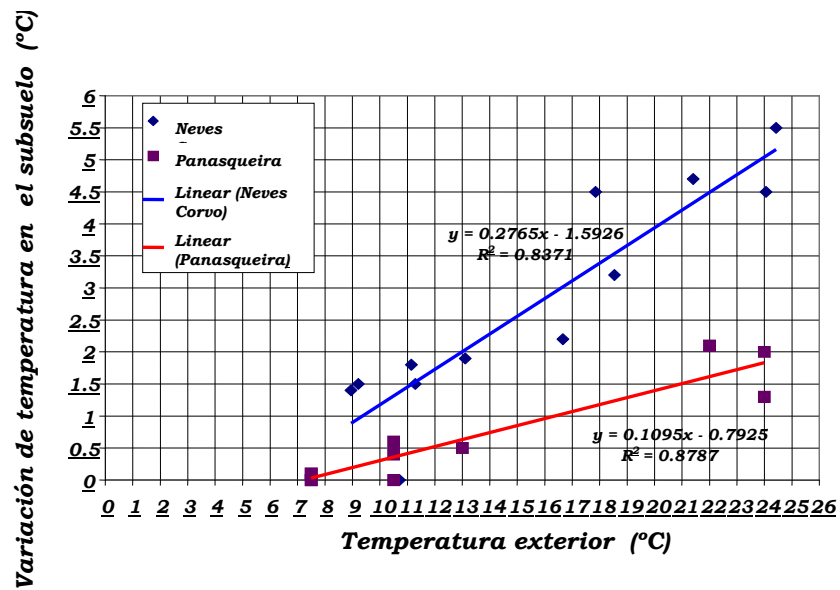


Figura 3. Correlação entre Temperatura Exterior y Variación de la Temperatura en la Atmósfera Subterránea

2.3.4.6 Temperatura de otras fuentes

La variación de temperatura debido a otros factores (Δt_o) puede ser calculada mediante la ecuación (3) en función de las alteraciones por el metabolismo humano Δt_{mh} , por el uso de equipos diesel Δt_{ed} , por voladura con explosivos Δt_{ex} o por aguas termales Δt_{at} .

$$\Delta t_o = \Delta t_{mh} + \Delta t_{ed} + \Delta t_{ex} + \Delta t_{at} \quad (3)$$

Actualmente la mayoría de minas son mecanizadas, por lo que la alteración térmica por metabolismo humano (Δt_{mh}) no es significativa. Lo relacionado con equipos diesel y explosivos es

cuantificable y de aguas termales se determina a través de mediciones.

Estudios realizados para minas portuguesas y peruanas con tajos en profundidad de 700 a 800 metros muestran que el mayor contaminante térmico es la temperatura proveniente del macizo rocoso (85% a 90%), seguido por equipos diesel (6% a 8%) y finalmente de explosivo (4% a 7%) (V. Navarro Torres, 2003). Estos resultados muestran que cada vez que la profundidad aumenta la temperatura de otras fuentes se tornan de menor significado, por lo que el estudio fue orientado con mayor énfasis hacia este aspecto.

2.3.4.7 Modelo matemático para cuantificar la alteración térmica producida por el macizo rocoso

Para cuantificar la alteración térmica debido a la propiedad térmica del macizo rocoso (Δt_r) se utiliza el principio de la transferencia del calor de la zona periférica exterior al aire que fluye por un elemento tubular (Fig. 4b), que representa una abertura subterránea (Fig. 4a, 4b) localizada en el macizo rocoso.

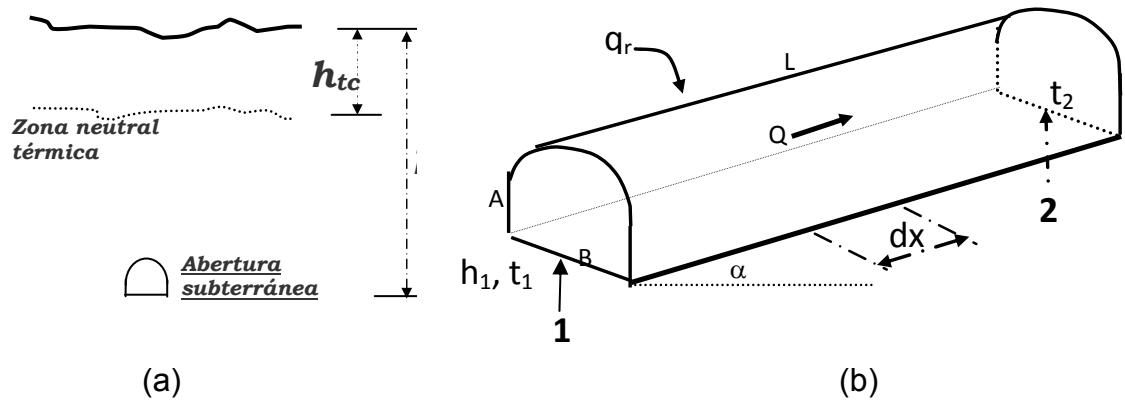


Figura 4a, 4b. Capa de roca bajo influencia de la Temperatura Exterior y Abertura Subterránea elemental

Considerando la zona neutral térmica a una profundidad h_{tc} , la alteración de la temperatura (Δt_{gg}) debido al gradiente geotérmico (g_g) a una profundidad h_1 que es el punto inicial de la abertura subterránea medida desde la superficie, con longitud L e inclinación α , se puede expresar con la ecuación (4) siguiente:

$$\Delta t_{gg} = \frac{h_1 - h_{tcn} \pm L \cdot \text{sen} \alpha}{g_g} \quad (4)$$

Aplicando este principio a las aberturas subterráneas, el calor se propaga de un punto a otro de tres modos distintos: conducción, radiación y convección. La mayoría de veces estos tres procesos tienen lugar simultáneamente (V. Holman, 1983); por lo tanto, la cantidad de calor q que se proporciona a un cuerpo de masa m y calor específico C_e para que a su temperatura se eleve de t_1 a t_2 está dada por:

$$q = m.C_e(t_2 - t_1) = m.C_e.\Delta t$$

Aplicando esta expresión al caudal de aire Q (m³/s), el calor recibido del macizo rocoso q_r (W) resulta la ecuación (5).

$$q_r = 1000.\rho_a.C_e.Q.\Delta t_r = 1000.\rho_a.C_e.Q.(t_2 - t_1) \quad (5)$$

donde ρ_a es la densidad del aire (kg/m³), C_e es el calor específico del aire (Kj/m.°C) y Δt_r es la variación de la temperatura de t₁ a t₂.

El calor del macizo rocoso dq recibido por el aire del ambiente subterráneo puede ser dado también como coeficiente de transferencia de calor del macizo rocoso (W/m².°C) (J. P. Holman, 1983) mediante la ecuación diferencial

$$dq = \lambda.P.dx(T_p - T_m)$$

donde T_p y T_m son las temperaturas de la pared y de la mezcla de aire en la posición particular dx (°C) y P es el perímetro de la abertura subterránea (m).

De forma similar, el calor total q_r transferido (W) puede ser expresado mediante la ecuación (6).

$$q_r = \lambda.P.L.(T_p - T_m)_{media} \quad (6)$$

Con la ecuación (4) y la nomenclatura de la figura 5a, 5b se tiene T_p = {t₁ + [t₁ + (h₁ - h_{tcn} ± Lsenα)/gg]} / 2 y T_m = (t₁ +

$t_2/2$. Sustituyendo en las ecuaciones (5) y 6) e igualando, resulta la ecuación (7) siguiente:

$$\Delta t_r = t_2 - t_1 = \frac{\lambda.P.L.(h_1 - h_{tcn} \pm L.\text{sen}\alpha)}{g_g(\lambda.P.L + 2000.\rho_a.C_e.Q)} \quad (7)$$

El coeficiente de transferencia de calor λ está dado por la ecuación (8), en función de la conductividad térmica K (W/m.°C), la relación de Dittus y Boelter Nu_d (adimensional) y el diámetro de la sección d , para aberturas horizontales e inclinadas $d = (B + A)/2$, donde B es la base de la sección y A corresponde a su altura.

$$\lambda = \frac{K.Nu_d}{d} \quad (8)$$

La relación de Dittus y Boelter Nu_d fue determinada por Petukhov “ λ ” (J. P. Holman, 1983) expresado para gases (aire) mediante la ecuación (9), donde Re_d es el número de Reynolds (adimensional), calculado con $Re_d = V.d/\mu$, V es la velocidad media de flujo del aire (m/s), d es el diámetro de la abertura subterránea, μ es la viscosidad cinemática del aire (kg/m.s), f es el coeficiente de fricción de las paredes de la abertura subterránea (kg/m³) y Pr es el número de Prandtl (adimensional) calculado mediante $Pr = C_e.\mu/K$.

$$Nu_d = \frac{\frac{f}{8} Re_d . Pr}{1.07 + 12.7\left(\frac{f}{8}\right)^{0.5} (Pr^{0.67} - 1)} \quad (9)$$

2.3.4.8 Transferencia de calor en redes típicas de aire de minas subterráneas

Para determinar la transferencia de calor en circuitos típicos de aire en el ambiente subterráneo (Fig. 5) se usó el fundamento de la dinámica del aire enunciado por J. F. Kreide (2001).

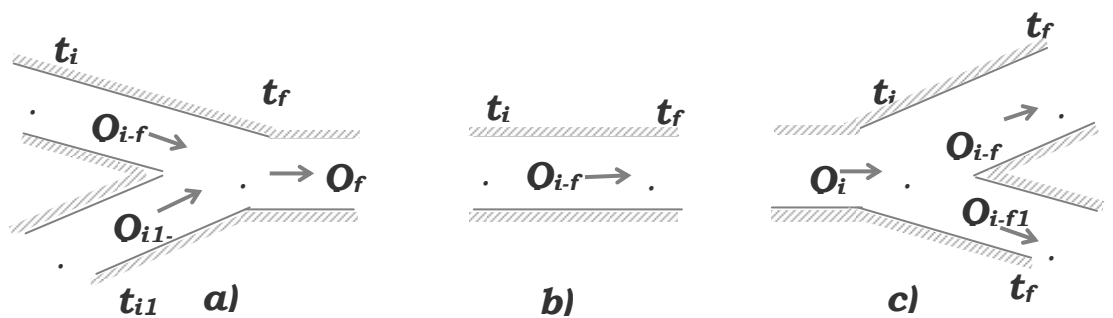


Figura 5. Esquema de los Circuitos Típicos de Aire en el Ambiente Subterráneo

Para el circuito del tipo a) la temperatura en la unión de las aberturas (t_f). El resultado del modelo matemático desarrollado está expresada por la ecuación (10), para el circuito del tipo b) a través de la ecuación (11) y para el tipo c) mediante las ecuaciones (12) y (13).

$$t_f = \left(\frac{R_{eq}}{R_{i-f}}\right)^{0.5} (t_i + \Delta t_{i-f}) + \left(\frac{R_{eq}}{R_{i1-f}}\right)^{0.5} (t_{i1} + \Delta t_{i1-f}) \quad (10)$$

$$t_f = t_i + \Delta t_{i-f} \quad (11)$$

$$t_f = t_i - \Delta t_{i-f1} \left(\frac{R_{i-f}}{R_{i-f1}}\right)^{0.5} \quad (12)$$

$$t_{f1} = t_i - \Delta t_{i-f} \left(\frac{R_{i-f1}}{R_{i-f}} \right)^{0.5} \quad (13)$$

En las ecuaciones (10) a (13), Δt representa la variación total de temperatura considerando todos los factores participantes, R es la resistencia de los tramos de abertura y R_{eq} es la resistencia equivalente.

El modelo matemático resultante expresado por la ecuación (7) y estas últimas ecuaciones constituyen una innovación en la evaluación de la cuantificación de la transferencia del calor al aire de la atmósfera subterránea, que permite buscar y aplicar tecnologías limpias en la solución de posibles impactos ambientales térmicos.

2.3.5 Psicrometría

En el proceso de ventilación de una mina, el aire ingresa a esta en condiciones atmosféricas y a su paso va incorporando humedad y calor en el ambiente, lo cual significa que su densidad, contenido de humedad y presión varían constantemente, aspectos que necesariamente se tendrán que tener en cuenta en los cálculos que se haga. Al estudio de los cambios que experimenta el aire con la temperatura, humedad y presión se le denomina PSICROMETRIA.

2.4 Requerimientos de Aire

Los requerimientos de aire, en interior de mina se calculan para el N° de personas, N° de equipos y Kilogramos de explosivos.

A continuación se detalla el cálculo para el requerimiento de aire:

2.4.1 Volumen Requerido por Personal

Cantidad requerida según reglamento para un número máximo de personas por guardia.

$$Q1 = n \times q$$

n: Número de personas 221

q: 3 m³/persona + 40%: 4.2 m³/persona

2.4.2 Volumen requerido por consumo de explosivos

Cantidad mínima requerida para diluir los contaminantes gaseosos producidos por los explosivos.

$$Q2 = (100 \times G \times E) / T \times F$$

Constante : 100

G : Formación de Gases en m³ por la detonación de
1Kg. de explosivo. Norma general G=0.04 m³

E : 675 Kg. (Cantidad de explosivos a detonar CR, CH, TJ)

T : 240 minutos (Tiempo de dilución)

F : Porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera
(0.008)

2.4.3 Volumen requerido por consumo de equipos

Cantidad mínima requerida para diluir los contaminantes gaseosos producidos por los equipos.

3 m³/min. por cada HP

CAPÍTULO III

GENERALIDADES

3.1 De La Empresa

Compañía Minera Poderosa S.A. se constituyó el 5 de Mayo de 1980, inscrita en el Registro Minero de la Oficina Registral de Lima y Callao, Asiento 01 - Ficha 24395 del Libro de Sociedades Contractuales y Otras Personas Jurídicas, con fecha 23 de Mayo de 1980. El objeto de la Empresa es el ejercicio de la actividad minera aurífera dentro de otras facultades que concede la ley para el sector privado.

Las actividades mineras de CMPSA se encuentran normadas por el Texto Único Ordenado D.S. N° 014-92 EM Ley General de Minería, Ley N° 28611 Ley General del Ambiente (deroga al Decreto Legislativo N° 613 Código del Medio Ambiente y de las Reservas Naturales), D.S. N° 016-93-EM Reglamento de Protección Ambiental de las Actividades Minero Metalúrgicas y sus posteriores modificatorias.

CMPSA viene realizando actividades de exploración y explotación en su UEA “La Poderosa de Trujillo”, ubicada en el distrito y provincia Pataz, departamento La Libertad.

Razón Social : Compañía Minera Poderosa S.A.

Oficina Principal : Av. Primavera N 834, Urbanización Chacarilla del Estanque, Lima-33.

Teléfono: 617-2727 Fax: 372-8205.

Oficina Administrativa: Calle Coronel Gómez No. 409, Trujillo.

Unidad Minera : Distrito de Pataz, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad.

3.2 Accesibilidad y Ubicación

Compañía Minera Poderosa S.A. se divide en dos unidades económicamente activas: UEA La Libertad y la UEA Poderosa de Trujillo. Para el presente trabajo de estudio de ventilación se realizará una descripción de la UEA Poderosa de Trujillo ya que es en ésta donde se ubica la mina Papagayo, donde se encuentra la veta Jimena 4 y veta Glorita 2.

La mina de Papagayo se ubica en el paraje de Papagayo - El Tingo, la misma que se sitúa en la margen derecha del río Marañón, distrito y provincia de Pataz, departamento de La Libertad.

Sus coordenadas UTM y su altitud son las siguientes:

Norte: 9 147 178,514

Este: 210 485,250

Altitud: entre los 1 467 a 2 080 m.s.n.m.



Figura 6. Ubicación de la Cía. Minera Poderosa con respecto al Departamento de La Libertad



Figura 7. Ubicación de la Cía. Minera Poderosa con respecto al Perú

Se puede acceder a la mina Papagayo desde la ciudad de Lima mediante:

Vía aérea:

Cuadro 3. Acceso Vía Aérea a Mina Papagayo

DE	A	Distancia (Km)	Tiempo (hh:mm)	MEDIO
Lima	Trujillo	560	00:45	avión
Trujillo	Chagual	300	00:42	avioneta
Chagual	Mina	46	00:40	camioneta
TOTAL		906	02:07	

Fuente: Mapa de Accesibilidad Cía. Poderosa

Vía terrestre:

Cuadro 4. Acceso Vía Terrestre a Mina Papagayo

DE	A	Distancia (Km)	Tiempo (hh:mm)	MEDIO
Lima	Trujillo	560	08:00	Panamericana
Trujillo	Vijus	330	14:00	trocha
Vijus	Mina	16	00:20	trocha
TOTAL		906	22:20	

Fuente: Mapa de Accesibilidad Cía. Poderosa

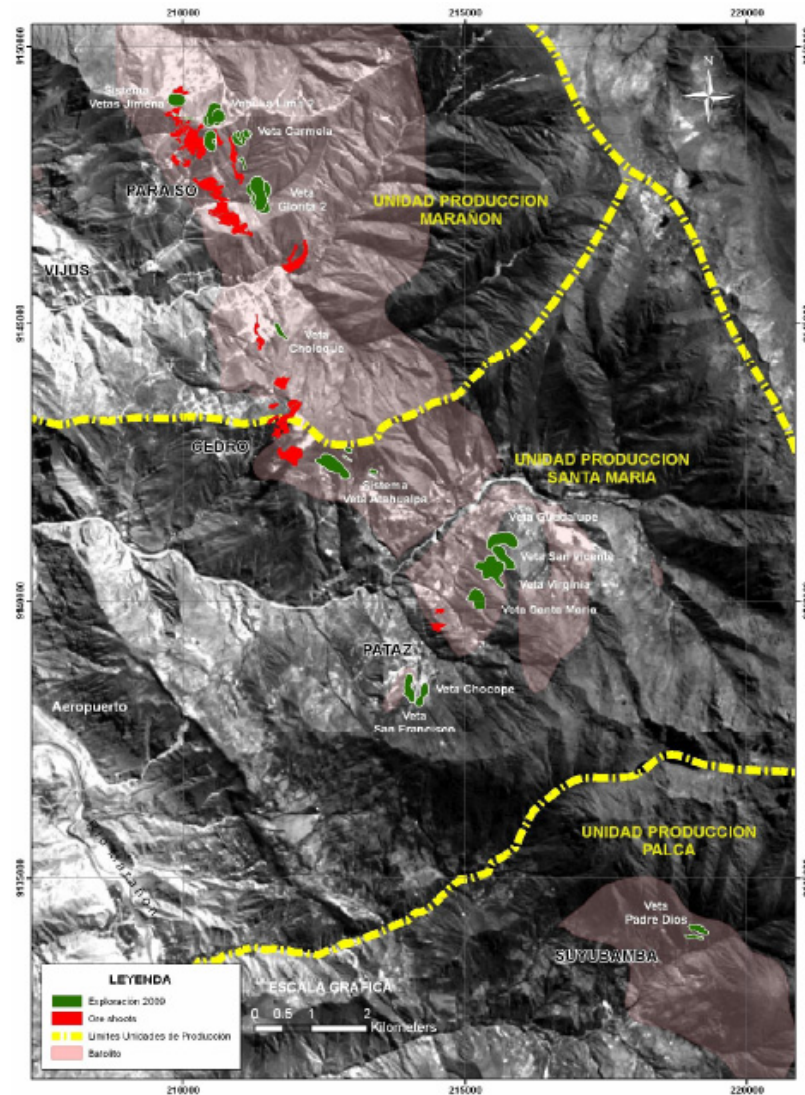


Figura 8. Ubicación de las diferentes unidades de producción Cía.

Minera Poderosa

3.3 Geología

3.3.1 Fisiografía, Geomorfología, Drenaje y Clima

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la cordillera central, entre valles interandinos, (según Wilson, 1964), donde se observan valles agudos y quebradas profundas que

se han formado por la erosión glacial fluvial, las que están en proceso de estabilización.

Geomorfológicamente la zona está afectada profundamente por la acción erosiva de las aguas de escorrentía, por lo que se encuentran relieves empinados, principalmente en épocas lluviosas, lo que limita el desarrollo de la agricultura en la zona. Se pueden observar tres unidades geomorfológicas:

- Cordillera Oriental: Caracterizados por geoformas positivas que llegan a tener altitudes de 4000 m.s.n.m., las cuales se alinean con el flanco oriental de la cordillera de los Andes.
- Valles: Son geoformas negativas y angostas, por las que discurre el río Parcoy, el cual desemboca en la laguna de Pías.
- Terrazas: Formados por materiales acarreados de las cabeceras de las quebradas formando las terrazas, las que se forman muestran un relieve suave y abundante vegetación.

El clima es en general templado durante el año con lluvias entre los meses de noviembre y marzo. Se presentan ventarrones durante los meses de julio y agosto. Los cambios de temperatura están

controlados básicamente por la geografía, con promedios de 20° en la zona. La vegetación silvestre es abundante cubriendo la superficie de los cerros principalmente en épocas de lluvias.

3.3.2 Geología Estructural

Según el cuadro tectónico descrito por Wilson Reyes (1967) para la zona existen 4 unidades tectónicas, una provincia de pliegues, un área imbricada, las fosas tectónicas del Marañón y una zona de bloques fallados, siendo esta última la que correspondería al área de estudio. (En la Figura 8 se observa el plano geológico regional de la zona).

El distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos sufridos en los últimos 399 Ma dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone instruyó la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización y de nuevo por callamiento postmineralización.

Las fallas producto de los eventos tectónicos regionales pueden haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas, que incluye callamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral. Los

eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el complejo Marañón Proterozoico (la orientación estructural o direcciones de compresión no son muy reconocidas), débil acortamiento NW-SE en el Ordoviciano, acortamiento NE-SW en el Devoniano tardío, y extensión NW-SE durante la intrusión del batolito de Pataz en el Missisipiano (Haeberlin y Fontboté, 2002).

El contacto occidental del Batolito es una falla Cenozoica tipo “Strike-slip” (salto sobre su rumbo) orientada $350^{\circ}/85^{\circ}$, como lo indican las estriaciones de falla horizontal “Slickenlines” observadas en la quebrada Balcón. Esta falla es casi paralela a todas las vetas occidentales y probablemente sea una reactivación de una falla de primer orden sin-mineral (E. Nelson, 2003). El área presenta tres sistemas de fallas importantes:

3.3.3 Estratigrafía

La historia geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente, afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones, así como edades.

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas:

- El basamento Precambriano del Complejo Marañón (Este).
- El Batolito de Pataz del Carbonífero.

- Los estratos deformados del Pérmico – Cenozoico (Oeste).

La geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera andina del norte del Perú la cual está formada por la superposición de tres ciclos orogénicos: el Precámbrico, el Hercínico y el Andino.

Rocas Sedimentarias.- La sedimentación del ciclo andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota.

. Grupo Ambo (Ci-a).- Constituido por areniscas, lutitas de color gris marrón a verdoso, en capas delgadas, con intercalaciones de conglomerados gris verdoso, duros y compactos en matriz arenosa arcillosa, se observan algunos afloramientos remanentes en la quebrada del Chorro y Cabana, sobre el Batolito de Pataz. La edad asignada es de 345 MA, perteneciente al Carbonífero – Missisipiano Medio.

. Grupo Mitu (Ps-m).- Conformado por conglomerados rojo ladrillo, lutitas, limolitas, cuarcitas rojo brunáceas y cuarcitas gris brunáceas. Hacia el contacto con el batolito de Pataz se observan riolitas de tono

rojizo. Aflora en los caseríos de Tambo, Cabrillas y Pílancon formando una faja paralela al batolito de Pataz en este sector. El distrito de Pataz se sitúa sobre un aluvión donde predominan las Capas Rojas del grupo Mitu, este aluvión cubre al batolito, observándose remanentes hasta Retamas. Se asignó al período Pérmico superior, 280 Ma.

. Grupo Pucará (TrJi-p).- Conformado por calizas grises, negras y grises blanquecinas en bancos gruesos, parcialmente silicificadas y con nódulos de sílice blanco. Se observan como blocks rodados sobre las Capas Rojas y en el cauce y bordes del río Mishito. Aflora en forma paralela al grupo Mitu, hacia el oeste. Se le ha asignado al Triásico Superior, Jurásico Inferior-Superior. 180 Ma.

. Formación Crisnejas (Ki-cr).- Consiste de calizas grises a pardas, areniscas calcáreas, lutitas calcáreas, en capas medianas a delgadas. Tiene la misma litología de la Formación Chulec. El contacto superior es una discordancia erosional con los sedimentos clásticos de la Formación Rosa, Chota o Capas Rojas. Aflora en el flanco oeste del río Parcoy, Pías, camino a Pataz, quebrada Condormarca y Calemar. Potencia estimada de 200 m. Se le ha asignado al período Cretáceo inferior (Albiano 120 MA).

Formación Chota (Ksp-ch).- Consiste de areniscas, limolitas, conglomerados finos en capas delgadas, medianas y gruesas, de color rojo intenso y gris brunáceo, en estratificación irregular. Predominan las capas lenticulares. Aflora en Alpamarca, camino a Pías. El ancho estimado es de 200 m y está asignado al Cretáceo inferior (Albiano Superior-Cenomaniano Inferior. 115 MA.).

Rocas Metamórficas.- El Precambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañón, el Hercínico está formado por las pizarras de la Formación Contaya.

Complejo Marañón (Pe-cma).- Constituida por filitas de color verde oliva, textura fina, brillante, con esquistocidad, contiene talco, clorita, sericita, calcita; aflora en Llacuabamba, en el flanco NE y se ha estimado un ancho de 250 m. Infrayacen andesitas silicificadas, dacitas, microdioritas. Se le conoce también como Metavolcánicos, rocas de grano fino a grande, porfíricos, lavas de color gris a gris verdosa, aflora en el flanco este del río Parcoy; potencia estimada 250 m. Como base del complejo tenemos mica, esquistos, rocas foliadas gris verdosa, la foliación grada desde una laminación fina a una esquistocidad somera; con el esquisto están asociados vetillas de cuarzo de rumbo variable que generalmente cortan la foliación, esto se observa sobre la trocha a la Soledad a la altura de la curva 8 y en el cementerio de Llacuabamba. Se le asigna al Neoproterozoico – Cámbrico.

Rocas Volcánicas.- En el permiano superior se tiene una acumulación volcánica andesítica conocida como volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Pataz, principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy.

. Volcánico Lavasen (Csp-lav).- Está constituido por bancos macizos, gruesos, casi horizontales, de piroclásticos grisáceos, tufos dacíticos, riolíticos, en menor proporción brechas y tufos andesíticos. Aflora en las cumbres de la margen derecha del río Parcoy, sobre el complejo Marañón y batolito de Pataz, el ancho estimado es de 1 500m. Edad: Paleozoico, Período: Carbonífero Superior, Permiano Inferior.

Rocas Intrusivas.- Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada "Batolito de Pataz". Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

. Batolito de Pataz.- La composición litológica del batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, microdioríticos y andesíticos posteriores, afectan al batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes las tonalitas y granodioritas con zonación a bordes dioríticos así como pulsaciones más jóvenes

de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan xenolitos de microdiorita. El batolito de Pataz aflora con un rumbo promedio de N30°W (lineamiento andino) cuyo contacto con las rocas circundantes es irregular y fallado. Estructuralmente, el batolito está sumamente fracturado y fallado, probablemente porque es un cuerpo tabular estrecho, que se emplazó en una zona de falla extensional, que subsecuentemente se reactivó como una zona de falla inversa oblicua. (E. Nelson). Su longitud reconocida en la región es de 120 km aproximadamente y con un ancho de 2 km. En el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N 30°W. La edad ha sido datada en varios estudios, destacando la data de Schreiber et al (1990), el cual por el método de 40AR/AR39 definió edades entre 305 Ma. – 321 Ma. Estudios más recientes de Haeberlin et al (1992) por el mismo método, registraron edades entre: 322 Ma – 328 Ma.

Depósitos cuaternarios.- Existen depósitos coluviales sobre el batolito de Pataz, acompañado de suelos recientes. Se observan acumulaciones de sedimentos fluviales que muestran una deficiente selección granulométrica sin estratificación definida, formando depósitos cuaternarios recientes generalmente de naturaleza ígnea (terrenos de cultivo actuales), en el sector de Cabana, parte inferior de Mishito grandes áreas del batolito están cubiertos por depósitos coluviales hasta el río Llacuabamba.

En la figura 9 se muestra la columna estratigráfica de la zona de Pataz.

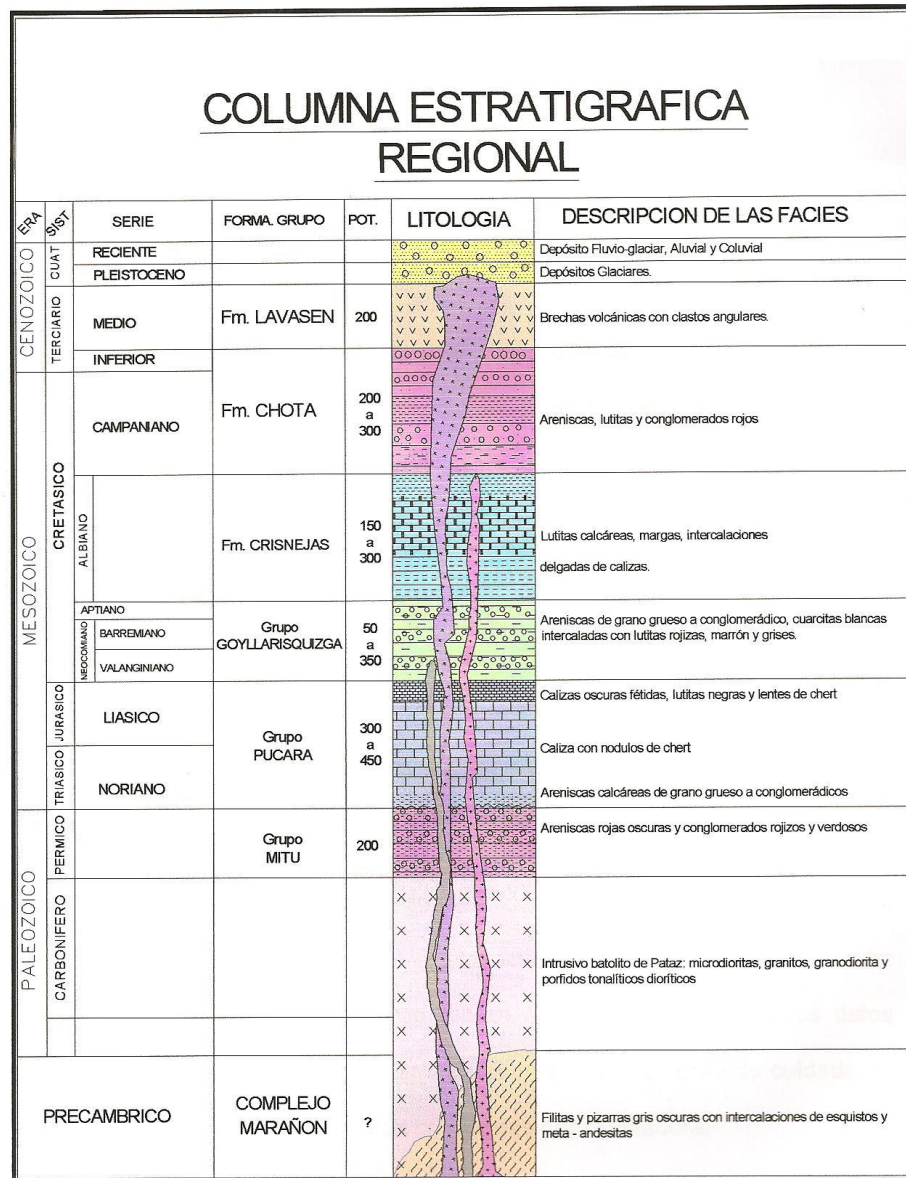


Figura 9. Columna Estratigráfica de Pataz.

3.3.4 Geología Económica

Las fracturas pre-existentes a la mineralización tiene un rumbo paralelo a las grandes fallas N-S con buzamiento variable al noreste,

la mineralización rellenó estas fracturas con cuarzo, pirita que posteriormente fueron afectadas por fallas transversales; esto dio origen a que las vetas presenten un modelo tipo rosario.

Las vetas son típicamente mesotermales donde prima la asociación “cuarzo, pirita, oro” así como otros minerales asociados en menor magnitud como clorita, sericita, calcita, ankerita, galena, esfalerita.

Las vetas se alinean a una dirección dominante N 20°W con buzamientos al NE, siendo casi todas el resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla, así mismo se han identificado “sistemas” de vetas, constituidos por una veta central o principal con ramales y sigmoides asociados. La mayoría de las vetas presentan marcadas variaciones en rumbo y buzamiento, generando zonas de mayor apertura y enriquecimiento, emplazados en zonas de debilidad y cizallamiento que favorecieron el relleno mineralizante y la formación de “clavos”. La extensión horizontal e individual de las estructuras en algunas decenas de metros las cuales están controladas por fallas transversales sinextrales en la mayoría de los casos, de actividad tanto pre como post al emplazamiento de la mineralización.

La paragénesis de las vetas auríferas es simple y repetida.

- Estadío I.- Corresponde al relleno más antiguo de cuarzo lechoso acompañado de pirita gruesa y arsenopirita, por reactivación tectónica de las vetas se produce el fracturamiento y microfracturamiento de los minerales depositados en esta etapa.
- Estadío II.- Ocurre el ascenso de cuarzo gris de grano fino, esfalerita con exsoluciones de calcopirita y pirrotita, posteriormente galena con inclusiones de sulfosales de Sb, el electrum está hospedado principalmente en la esfalerita. Precipitando más tarde el oro nativo generalmente con galena y también en la pirita fracturada, hacia el final de esta etapa tiene lugar un proceso de recristalización a pequeña escala y nueva deposición de pirita y arsenopirita.
- En una etapa tardía se deposita cuarzo con carbonatos. El volumen de los minerales del estadío I es mucho mayor que los depositados en el estadío II, sin embargo este estadío es la etapa aurífera.
- Los minerales que conforman las estructuras de interés económico son:

- Microscópicamente.- Cuarzo lechoso con abundante pirita. En algunas zonas se observa pequeñas cantidades de galena, esfalerita y arsenopirita. También se observa oro nativo en el cuarzo.
- Microscópicamente.- A continuación se nombra el orden decreciente de abundancia de los minerales hipógenos y supérgenos (según Luís Ángel de Montrevil Díaz).
 - Cuarzo (SiO_2), componente predominante
 - Pirita (FeS_2)
 - Calcita (CaCO_3)
 - Sericita $\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$
 - Arsenopirita FeAsS
 - Galena PbS
 - Esfalerita (Zn,Fe)
 - Calcopirita (CuFeS_2)
 - Oro nativo (Au)
 - Esfena o Tetanita (CaTiSiO_3)
 - Pirrotita FeS_{1-x}
 - Cerusita PbCO_3
 - Covellita CuS
 - Limonita (goethita) $\text{Fe}_2\text{O}_2\text{nH}_2\text{O}$

- Bornita Cu_5FeS_4

Respecto de las alteraciones podemos indicar que, en estos tipos de depósitos, la alteración hidrotermal está íntimamente relacionada a los mecanismos de deformación y geometría de las zonas de fractura y cizalla. Por otro lado, varían ampliamente de acuerdo a la litología y temperatura de los fluidos hidrotermales. Depósitos formados a diferente temperatura dentro de similares protolitos pueden tener diferentes ensambles de alteración hidrotermal.

Las alteraciones asociadas con la mineralización son:

Sericítica.- En la zona de alteración el cuarzo es el único mineral primario no alterado, el resto de minerales fue reemplazado por sericita, cloritas y pirita; a veces la clorita, como producto de alteración temprana, es reemplazada en una fase posterior por mica blanca (moscovita). En general, la roca alterada presenta un color crema. El halo de alteración se extiende a pocos centímetros o a veces a varios metros de la estructura mineralizada.

Propilítica.- Es una alteración hidrotermal temprana y está afectando a los ferro-magnesianos de los diferentes tipos de rocas. Está ampliamente distribuida como halos externos y adyacentes a la alteración sericítica.

3.3.5 Mineralización

La mina Papagayo aloja distintas vetas; Mercedes, Jimena, Carmela, Huayos, Glorita 2, etc. Actualmente en mina Papagayo se está explotando la veta Jimena y Glorita 2 la cuales se describen a continuación:

Veta Jimena, Jimena tiene una orientación promedio de N 320°-N 330°, con buzamientos desde 25° hasta la horizontal NE; la extensión en el rumbo es de 450 m y en el plunge es de 550 m; la potencia varía de unos centímetros hasta 3 m con un promedio de 1,04 m y 34,54 g Au/TM (el valor errático más alto reportado es de 5 305,32 g Au/TM para una potencia de 0,68 m). La alteración típica y predominante es la filica con bordura externa propilítica.

Litología de la veta Jimena predominante es granodiorita y monzogranito, los ore shoots muestran una geometría irregular elíptica. Los valores más altos se encuentran cuando la superficie de la veta muestra asperezas así como en las intersecciones de fracturas con azimut 115° con 45°, si bien, gran parte coincide con los valles también ocurre en los picos. Es claro que la relación potencia - ley no es directa, ya que si bien gran parte de las mayores espesores se encuentran al interior del ore shoot, muchas otras zonas muestran potencias altas con valores bajos de oro. Sobre el nivel 1 987 hasta el nivel 2 017 el control para el emplazamiento del ore shoot es la

variación del buzamiento de alto a bajo las que forman domos de extensión, el mismo comportamiento es observado en la zona inferior del ore shoot entre los niveles 1 897 a 1 940, mientras que hacia el norte donde el buzamiento es más regular está controlado por el cambio de rumbo. Ocurre que esta anomalía está ligada a fallas secantes de dirección 115° que corresponderían al sistema de La Brava con estructuras subverticales de dirección 45°. De los dos grandes clavos observados el inferior (J1) posee una ley promedio de 48,70 g Au/TM para una potencia de 1,16 m y el superior (J2) con una potencia de 1,08 m de 31,44 g Au/TM como ley promedio.

3.3.6 Tipo de Yacimiento

Las vetas que se encuentran en mina Papagayo son de tipo filoneano, con concentraciones mineralógicas de pirita aurífera a modo de clavos y cuyo origen se atribuye a procesos hidrotermales post magmáticos y asociados al emplazamiento del Batolito de Pataz.

3.3.7 Mineralogía

El ensamble mineralógico lo constituye una asociación típica mesotermal de cuarzo – pirita - oro. Este último se le observa como electrun y libre, rellenando las fracturas y contactos de la galena-pinta. Aparte de los minerales indicados también son reconocidos minerales como; arsenopirita, calcopirita, pirrotita, etc.

3.4 Planta de Beneficio

Compañía Minera Poderosa S.A. cuenta con dos plantas de beneficio: Planta Marañón y la Planta de Santa María.

3.4.1 Planta Marañón

La planta Marañón está ubicada en el anexo de Vijus, distrito y provincia de Pataz, tiene una capacidad instalada de 800 TMS/día, pero actualmente trabaja con 600 TMS/día. Está formada por tres etapas: cianuración, refinación y neutralización. El proceso de recuperación del oro es por el método de Merrill Crown con polvo de Zinc.

3.4.2 Planta Santa María

La planta Santa María está ubicada en el anexo del mismo nombre en el distrito y provincia de Pataz, tiene una capacidad de 240 TMS/día. El proceso de recuperación del oro también es con polvo de zinc, Merrill Crown. El precipitado es cosechado y enviado a la refinería de la planta Marañón

CAPÍTULO IV

INVESTIGACION

4.1 Técnicas de Investigación

El tipo de investigación a utilizar es:

4.1.1 Investigación de Desarrollo Descriptivo

Las empresas mineras subterráneas de hoy en día deben tener un sistema de control de su Red de Ventilación, que les permita garantizar un ambiente laboral saludable; por este motivo, se tomará la información de campo describiéndola y analizándola hasta cumplir los objetivos establecidos.

Mediante la investigación histórica documental y a través del análisis, interpretación y comparación de la información recogida, se logra describir, mostrar, analizar, probar y recomendar el uso de este sistema de control para la ventilación de Compañía Minera Poderosa.

4.1.2 Técnica de Experimentación

La técnica se basa en la revisión de la información actual y comparación que se tiene para el control de la Red de Ventilación en Papagayo.

4.1.3 Procedimientos

El estudio está dividido en 5 etapas:

- Primera etapa, obtención de los datos.
- Segunda etapa, analizar diferencias tanto productiva y económica antes y después de la implementación de este sistema (resultados).
- Tercera etapa, diseñar con los resultados obtenidos a través de la implementación de este sistema de ventilación.
- Cuarta etapa, seleccionar en el mercado los tipos, marcas y costos de adquisición de los ventiladores.
- Quinta etapa, recomendar la implementación de este sistema a otras empresa de mediana y pequeña minería.

4.2 Primera Etapa

Es esta primera etapa se hace la recolección de la data histórica del circuito de ventilación de Mina Papagayo, como es el porcentaje de cobertura de aire, temperatura y velocidad en el sistema.

4.2.1 Temperatura y Velocidad

La data de temperatura y velocidad que se muestra es desde el año 2007 hasta el 2009 y se muestra como ha sido su comportamiento conforme del ritmo de explotación.

Cuadro 5. Temperatura y Velocidad del Circuito

Principal de Ventilación 2007

	Temperatura °C	Velocidad m/min.
Enero	27.31	116.88
Febrero	27.52	192.77
Marzo	28.04	139.47
Abril	28.3	238.33
Mayo	27.9	167.29
Junio	27.1	126.13
Julio	26.9	124.88
Agosto	28.2	120.53
Septiembre	27.9	131.19
Octubre	27.9	139.24
Noviembre	26.84	138.52
Diciembre	27.27	97.29
Promedio	27.60	144.38

Fuentes: Informe Anual de Ventilación de Mina Papagayo 2007

Cuadro 6. Temperatura y Velocidad del Circuito

Principal de Ventilación 2008

	Temperatura °C	Velocidad m/min.
Enero	27.9	139.24
Febrero	26.84	138.52
Marzo	27.27	97.29
Abril	27.21	66.08
Mayo	25.49	97.31
Junio	27.44	80.82
Julio	27.57	58.51
Agosto	26.7	78.43
Septiembre	26.99	89.47
Octubre	26.79	67.42
Noviembre	26.71	62.15
Diciembre	27.23	49.99
Promedio	27.01	85.44

Fuente: Informe Anual de Ventilación de Mina Papagayo 2008

Cuadro 7. Temperatura y Velocidad del Circuito

Principal de Ventilación 2009

	Temperatura °C	Velocidad m/min.
Enero	27.6	88.69
Febrero	27.6	81.02
Marzo	27.8	80.86
Abril	27.8	98.91
Mayo	26.2	120.28
Junio	28.7	125.79
Julio	27.9	128.16
Agosto	27.7	127.53
Septiembre	26.6	122.82
Octubre	26.4	123.54
Noviembre	26.5	128.82
Diciembre	26.2	123.42
Promedio	27.20	103.31

Fuente. Informe Anual de Ventilación de Mina Papagayo 2009

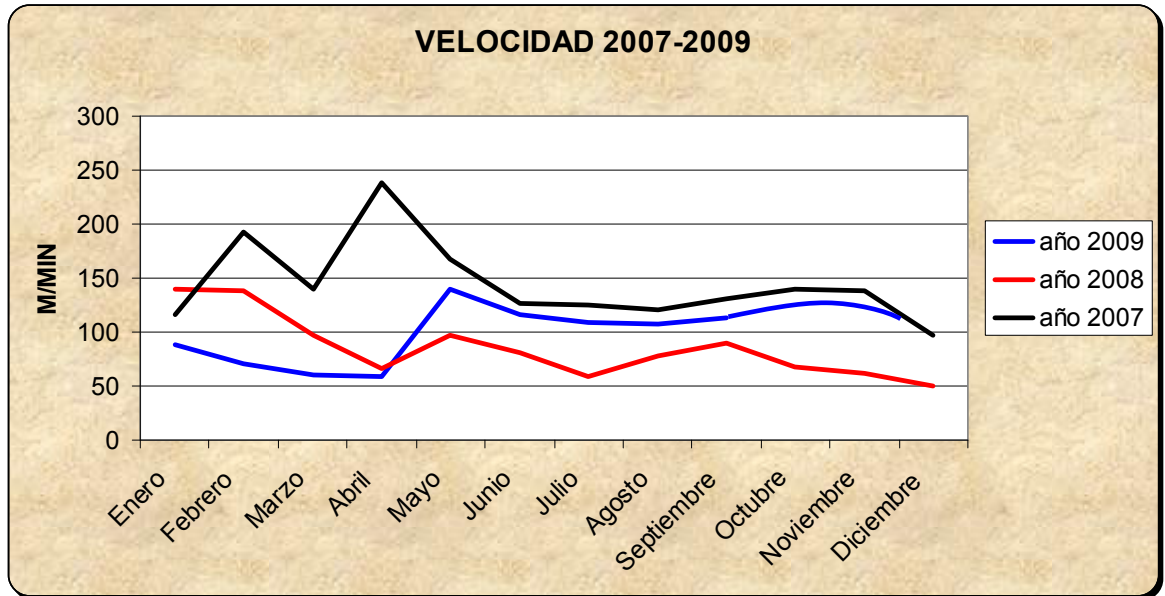


Figura 10. Grafico de Velocidades Mensuales del Circuito Principal de Ventilación de Mina Papagayo

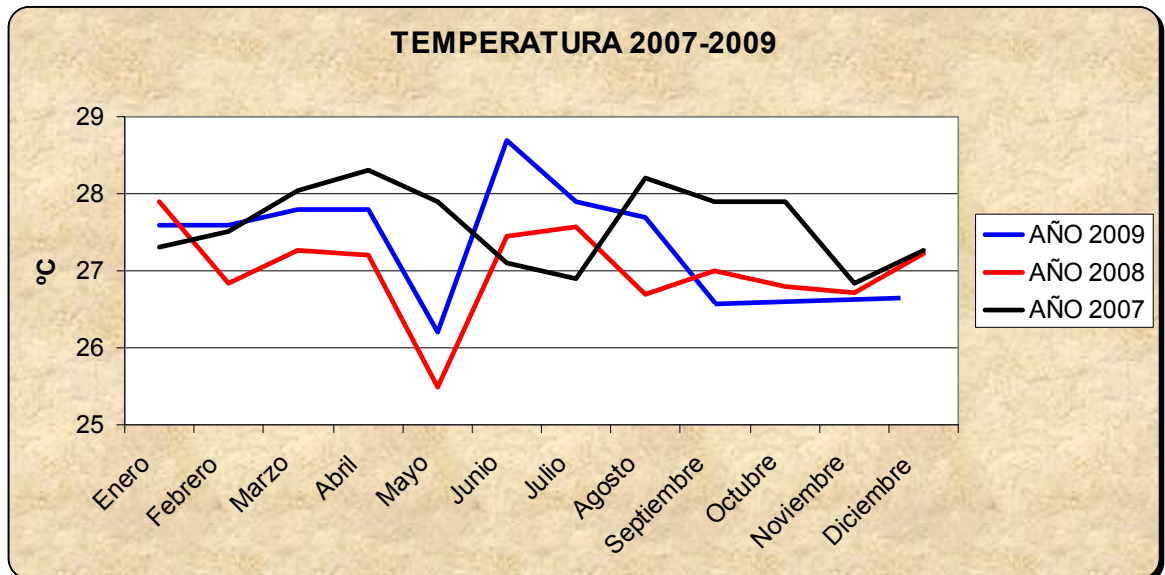


Figura 11. Grafico de Temperaturas Mensuales del Circuito Principal de Ventilación de Mina Papagayo

4.2.2 Cobertura de Aire

La cobertura de Aire se puede apreciar en las siguientes tablas como fue su evolución:

Cuadro 8. Cobertura de Aire del Sistema de Ventilación 2007

	cobertura %	Nº equipos	Nº personal
Enero	68.3	9	120
Febrero	81.5	8	118
Marzo	88.6	7	118
Abril	75.2	7	120
Mayo	71.6	7	120
Junio	70.1	9	126
Julio	72.8	9	126
Agosto	86.9	9	126
Septiembre	73.1	9	126
Octubre	70.5	9	126
Noviembre	84.4	9	145
Diciembre	84.4	9	145
Promedio	77.3	8.4	126.3

Fuente: Informe Anual de Ventilación de Mina Papagayo 2007

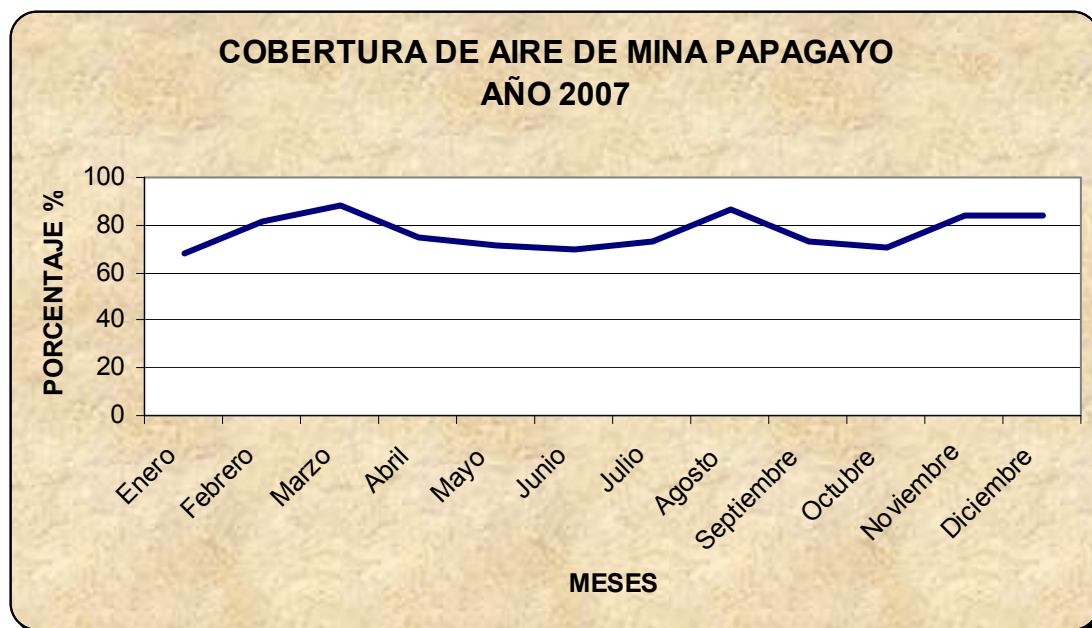


Figura 12. Cobertura de Aire de Mina Papagayo Año 2007

Cuadro 9. Cobertura de Aire del Sistema de Ventilación 2008

	cobertura %	Nº equipos	Nº personal
Enero	89.5	7	134
Febrero	99.1	8	145
Marzo	91.3	7	125
Abril	93	8	135
Mayo	83.3	9	142
Junio	78.5	10	142
Julio	78.8	10	138
Agosto	76	10	150
Septiembre	69.4	11	148
Octubre	55.2	11	164
Noviembre	63	11	134
Diciembre	39.6	11	134
Promedio	76.4	9.4	140.9

Fuente: Informe Anual de Ventilación de Mina Papagayo 2008

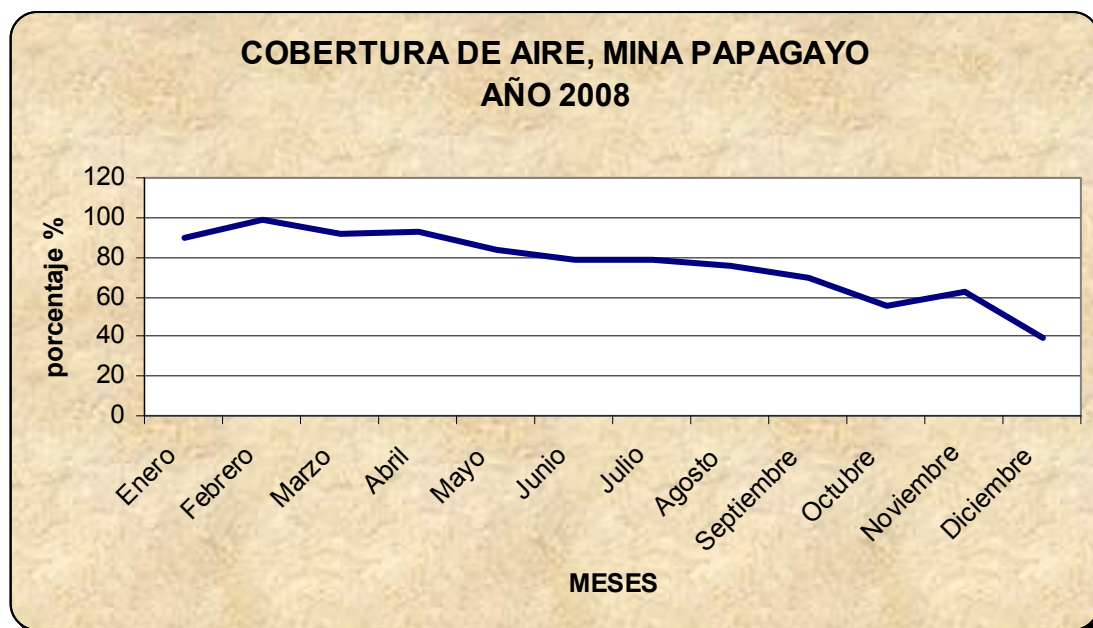


Figura 13. Cobertura de Aire de Mina Papagayo año 2008

Cuadro 10. Cobertura de Aire del Sistema de Ventilación 2009

	cobertura %	Nº equipos	Nº personal
Enero	76.2	10	130
Febrero	74.6	10	150
Marzo	73.7	10	152
Abril	89.5	11	158
Mayo	99.5	9	152
Junio	105.4	9	152
Julio	106.9	13	180
Agosto	112.4	13	180
Septiembre	115.4	13	180
Octubre	120.8	13	200
Noviembre	115.8	13	200
Diciembre	109.7	13	221
Promedio	100.0	11	156

Fuente: Informe Anual de Ventilación de Mina Papagayo 2009

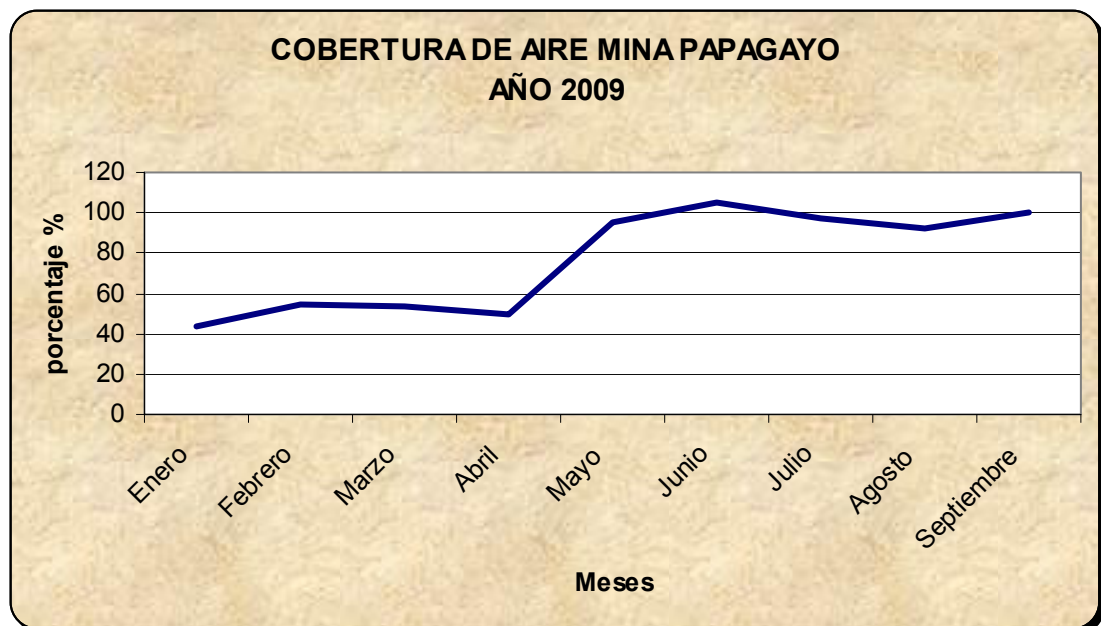



Figura 14. Cobertura de Aire de Mina Papagayo 2009

4.2.3 Inventario de Ventiladores

Los equipos que cuenta Compañía Minera Poderosa son como se muestra en el siguiente Inventario

Cuadro 11. Inventario de Ventiladores de Mina Papagayo Diciembre 2009

 COMPANÍA MINERA PODEROSA S.A.															PEI_DEL_F_010																	
00																																
INVENTARIO DE VENTILADORES																																
AREA: P & I				MINA: PAPAGAYO				UEA: LA PODEROSA																								
ZONA: NORTE				VETA: JIMENA - GLORITA				FECHA: 22/12/2009																								
ITEM	UBICACIÓN			USUARIO	ETAPA	CIRCUITO	POSICION	CARACTERISTICAS DEL VENTILADOR				CONSUMO DE ENERGIA			COSTO MENSUAL	INDICE																
	NIVEL	LABOR	CODIGO					POT.	CAUDAL NOMINAL	PRESION ESTATICA	TIEMPO DE OPERACION	ENERGIA	ENERGIA Y TIEMPO OP.	COSTO DIA																		
																	HP	CFM	* H2O	HORAS	KW	KW-HR	US\$	US\$	KW / CFM							
VENTILADORES PRINCIPALES																																
1	1987	CR LA LIMA	VE-56	MINA	EXPLORACION	PRINCIPAL	EP	100	50,000	9.0	24	87.76	2106.35	204.32	6,129	0.0018																
2	1987	CR LA LIMA	VE-62	MINA	EXPLORACION	PRINCIPAL	EP	100	50,000	9.0	24	87.76	2106.35	204.32	6,129	0.0018																
3	1987	CR W	VE - 67	MINA	EXPLORACION	PRINCIPAL	EP	100	50,000	9.0	24	87.76	2106.35	204.32	6,129	0.0018																
4	1987	CR W	VE - 65	MINA	EXPLORACION	PRINCIPAL	EP	75	50,000	7.0	24	65.82	1579.76	153.24	4,597	0.0013																
SUB TOTAL															22,986																	
VENTILADORES SECUNDARIOS Y AUXILIARES																																
5	1987	POLVORIN	VE - 72	LOGISTICA	EXPLORACION	AUXILIAR	I	7.5	5,000	5.5/4.4	17	7.46	126.82	12.30	369.05	0.001492																
6	1987	GL SW	VE - 35	KRIPTON	EXPLORACION	AUXILIAR	I	22	10,000	10	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
7	1987	CR LA LIMA	VE - 78	KRIPTON	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	30	10,000	10	24	29.84	716.16	69.47	2084.03	0.002984																
8	1987	GL-N (LA LIMA)	VE - 75	KRIPTON	EXPLORACION	AUXILIAR	I	30	10,000	9	24	29.84	716.16	69.47	2084.03	0.002984																
9	1987	CR NE3	VE - 33	KRIPTON	DESARROLLO	AUXILIAR	I	22	10,000	7	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
10	1987	GL N	VE - 23	KRIPTON	DESARROLLO	AUXILIAR	I	22	10,000	7	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
11	1937	CR NW	VE - 22	MASTER	SERVICIOS	AUXILIAR	I	25	10,000	7	24	24.87	596.80	57.89	1736.69	0.002487																
12	1937	CR NW	VE - 32	MINA	EXPLORACION	SECUNDARIO	I	40	30,000	9	24	39.79	954.88	92.62	2778.70	0.001326																
13	1937	RP ARANCELI	VE - 50	EXDEMIN	DESARROLLO	AUXILIAR	I	22	10,000	12	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
14	1927	T. TRACKLES	VE - 74	SANDVIK	EXPLORACION	AUXILIAR	I	30	10,000	6	24	29.84	716.16	69.47	2084.03	0.002984																
15	1847	CR SE	VE - 42	EXDEMIN	DESARROLLO	AUXILIAR	I	22	10,000	12	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
16	1847	GL SE	VE - 95	MINA/CTTA.	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	50	20,000	10	24	49.73	1193.60	115.78	3473.38	0.002487																
17	1847	GL NW	VE - 96	MINA/CTTA.	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	50	20,000	10	24	49.73	1193.60	115.78	3473.38	0.002487																
18	1847	CR E	VE - 30	MVM	EXPLORACION	AUXILIAR	I	7.5	5,000	5.5	24	7.46	179.04	17.37	521.01	0.001492																
19	1810	CH 8740 (TJ-8750)	VE - 43	MINA	EXPLORACION	AUXILIAR	E	25	10,000	7	24	24.87	596.80	57.89	1736.69	0.002487																
20	1865	GL SE	VE - 69	EXDEMIN	EXPLORACION	AUXILIAR	I	7.5	5,000	5.5	24	7.46	179.04	17.37	521.01	0.001492																
21	1827	GL NW	VE - 43	EXDEMIN	EXPLORACION	AUXILIAR	I	22	10,000	6	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
22	1827	CH 8310	VE - 16	EXDEMIN	EXPLORACION	AUXILIAR	I	25	10,000	7	24	24.87	596.80	57.89	1736.69	0.002487																
23	1826	GL - NW	VE - 52	EXDEMIN	EXPLORACION	AUXILIAR	I	30	10,000	7	24	29.84	716.16	69.47	2084.03	0.002984																
24	1810	GL SE	VE - 61	MINA/CTTA.	EXPLORACION	AUXILIAR	I	60	20,000	9	24	59.68	1432.32	138.94	4168.05	0.002984																
25	1810	GL SE	VE - 91	MINA/CTTA.	EXPLORACION	AUXILIAR	I	50	20,000	10	24	49.73	1193.60	115.78	3473.38	0.002487																
26	1810	CH 8700	VE - 79	MINA	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	30	10,000	10	24	29.84	716.16	69.47	2084.03	0.002984																
27	1805	GL SE	VE - 28	EXDEMIN	SERVICIOS	AUXILIAR	I	22	10,000	6	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002188																
28	1810	CH 8740 (GL SE1)	VE - 39	EXDEMIN	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	22	8,000	6	24	21.88	525.18	50.94	1528.29	0.002735																
29	1815	RP 8570	VE - 57	MINA/CTTA.	EXPLORACION	AUXILIAR	E	60	10,000	10	24	59.68	1432.32	138.94	4168.05	0.005968																
30	1847	GL SE	VE - 81	MINA/CTTA.	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	50	20,000	10	24	49.73	1193.60	115.78	3473.38	0.002487																
31	1780	CR NE	VE - 34	EXDEMIN	EXPLORACION	AUXILIAR	IE	30	10,000	10	24	29.84	716.16	69.47	2084.03	0.002984																
SUB TOTAL															56,360																	
VENTILADOR EN ESTAND BY																																
32	TALLER		VE - 55						50 000																							
33	TALLER		VE - 77						50 000																							
34	TALLER		VE - 41						10 000																							
35	TALLER		VE - 51						10 000																							
36	TALLER		VE - 71						5 000																							
SUB TOTAL																																
TOTAL																																
<p>LEYENDA:</p> <table border="1"> <tr><td>VE</td><td>Ventilador eléctrico</td></tr> <tr><td>VN</td><td>Ventilador neumático</td></tr> <tr><td>E</td><td>Extractor</td></tr> <tr><td>I</td><td>Impelente</td></tr> <tr><td>EP</td><td>Extractor en Paralelo</td></tr> <tr><td>IE</td><td>Impelente enseriado</td></tr> </table> <p>COSTO DE ENERGIA:</p> <p>US\$/KW-HR: 0.093</p> <p><i>Nota: Costo para el año 2009</i></p> <p>FORMULA:</p> $KW = \frac{HP \times 746 \text{ W/HP} \times 1 \text{ KW} / 1000 \text{ W}}{\text{EFICIENCIA (\%)}}$ <table border="1"> <tr><td>Eficiencia del equipo</td><td>75%</td></tr> <tr><td>1 HP</td><td>746 Watts</td></tr> </table>																	VE	Ventilador eléctrico	VN	Ventilador neumático	E	Extractor	I	Impelente	EP	Extractor en Paralelo	IE	Impelente enseriado	Eficiencia del equipo	75%	1 HP	746 Watts
VE	Ventilador eléctrico																															
VN	Ventilador neumático																															
E	Extractor																															
I	Impelente																															
EP	Extractor en Paralelo																															
IE	Impelente enseriado																															
Eficiencia del equipo	75%																															
1 HP	746 Watts																															
ELABORADO POR: Arturo Gomez de la torre H.				REVISADO POR: Antony Ortega Tapia				APROBADO POR: Yuni Figueroa S.																								
CARGO: Supervisor de Ventilacion				CARGO: Asistente P & I				CARGO: Jefe de P & I																								
FECHA: 25/12/2009				FECHA: 25/12/2009				FECHA: 25/12/2009																								
FIRMA:				FIRMA:				FIRMA:																								

Fuente: Informe Anual de Ventilación Año 2009

4.3 Instrumentos y Materiales

Se cuenta con una gama de equipos para realizar las mediciones de temperatura y velocidad, humedad relativa.

- Anemómetro - Pacer DA 400
- Anemómetro Dwyer
- Anemómetro Kestrel
- Hidrometro Dwyer
- Tubo de pitot

4.4 Contaminación del Aire en el Ambiente Subterráneo

Al desarrollar un programa y establecer el avance del laboreo minero en un tiempo conveniente, utilizando explosivos y equipos que permitan obtener un costo aceptable; se debe tener presente al personal que debe operar en una atmósfera de trabajo bastante adecuada que garantice su rendimiento y seguridad; son las razones suficientes a considerar, para establecer un sistema de ventilación.

Las experiencias que en esta materia se tienen, indudablemente pueden contribuir a encontrar o buscar soluciones que permitan mejorar y elevar la productividad, como también la seguridad en las distintas operaciones.

El problema de establecer un determinado sistema de ventilación para un laboreo subterránea, involucra seguir un procedimiento de análisis

que tenga soluciones sistemáticas, este sistema de análisis podría consistir en:

- Determinar el riesgo de la contaminación del ambiente subterráneo.
- Buscar sistemas de controles adecuados.
- Determinar los requerimientos de dilución en los distintos frentes de trabajo.

El aire al quedar expuesto a las condiciones especiales del ambiente subterráneo sufre alteraciones en su composición al contaminarse con sustancias que por su concentración, algunas veces son perjudiciales al organismo, la composición del aire atmosférico (seco) es:

Cuadro 12. Composición del Aire Atmosférico (seco)

Gases componentes	Análisis cuantitativo	
	Volumen (%)	Peso (%)
Nitrógeno	78,09	75,53
Oxígeno	20,95	23,14
Anhídrido carbónico	0,03	0,05
Argón y otros gases	0,93	1,28
Total	100,00	100,00

Fuente: Ventilación de Minas – Alejandro Novitzky.

Conviene tener presente que el aire seco, en realidad no existe en una atmósfera normal por lo que podemos indicar que el contenido de vapor de agua en el aire oscila entre 0,5 % - 0,4 % en promedio y según el volumen 1,0 %, por tanto el peso de 1 m³ de aire seco a 0 °C y 760 mm. de presión es de 1,293 Kg.

La impureza de los contaminantes llega a viciar el aire en dos formas: mediante un proceso físico y otro químico, una clasificación basada en contaminaciones de origen físico presenta características muy útiles para abordar este tipo de problemas.

a.- Contaminantes Gaseosos (sin contenido de partículas).

Gases

Vapores

b.- Contaminantes con partículas de líquidos:

Neblina con pequeña cantidad de líquido en suspensión.

Neblina con vapor condensado.

Contaminantes con partículas de sólidos:

Polvo (materias en estado sólido).

Humos tóxicos.

Humos: (materias carbonaceas de combustión incompleta).

De la mayoría de los contaminantes que tienen contenido de partículas y uno de los más fundamentales que causa los mayores problemas en el ambiente de las labores subterráneas es el “polvo”.

Con el propósito de poder establecer un criterio uniforme en relación a las unidades que deben utilizarse para expresar las concentraciones de partículas en el ambiente y que son inferiores a 5 micrones, en el Cuadro 13, resumimos las unidades más frecuentes, sus equivalentes y nomenclatura.

Cuadro 13. Equivalencias y Nomenclatura de Unidades

Tipo de contaminante	Unidades	Equivalencias
Gases	<ul style="list-style-type: none"> • Partes por millón (ppm) • Centímetros cúbicos de contaminantes por metro cúbico de aire (cm³/m³) • Partes por ciento o porcentaje (ppc) 	1 ppm = 1 ppc 10 ⁻⁴
Polvo	<p>a. Numéricamente</p> <ul style="list-style-type: none"> • Millón de partículas por pie cúbico de aire (mppcf). • Partículas por centímetro cúbico (ppcc) <p>b. Gravimétricamente</p> <ul style="list-style-type: none"> • Gramos por metro cúbico (g./m³) • Miligramo por litro (mg./L) • Gramos por pie cúbico (g./pie³) • Si el tamaño medio de las partículas es de 3 micrones (3μ). μ=1 micrón 	<p>1 mppcf = 35 ppcc</p> <p>1 g./m³ = mg/L</p> <p>1 g./pie³ = 2,3 mg/m³</p> <p>1 mg/m³ = 1 mppcf</p> <p>1μ = 0,001 mm</p> <p>1μ = 1/25000¹¹</p>
Líquidos, humos y nieblas	Fracciones de miligramos por metro cúbico de aire (mg/m ³)	

Fuente: Ventilación en Minas Metálicas y No Metálicas – UNI

4.5 Respiración de las Personas

El sistema respiratorio de las personas necesita oxígeno, para poder enriquecer su torrente sanguíneo y eliminar fundamentalmente el CO₂, función que se realiza mediante el proceso de respiración. La actividad física muy propia, que es desarrollada por cada persona, hace variar el consumo de oxígeno, de acuerdo al siguiente cuadro.

Cuadro 14. Consumo de O₂

Grado de actividad del hombre	Velocidad de respiración/min	Aire inhalado cada vez que respira (pulg ³)	Aire total inhalado (pulg ³ /min)	Oxígeno consumido (pie ³ /min)	Cociente de respiración
En reposo	12 – 18	24 – 43	300 – 800	0,01	0,75
Moderada	30	90 – 120	2800–3600	0,07	0,90
Intensa	40	150	6000	0,10	1,00

Fuente: Ventilación en Minas Metálicas y No metálicas - UNI

La composición del aire exhalado es:

O₂: 16,0%

N₂: 79,0%

CO₂: 5,0%

También es conocido el cociente de respiración, a la razón entre el CO₂ expelido y el O₂ consumido. Es una razón de volumen, es decir

si consideramos a un minero operando en actividad moderada, consumirá 0,07 pie³/min. de oxígeno, pero este libera:

$$0,07 \times 0,9 = 0,063 \text{ pies}^3/\text{min de CO}_2$$

El volumen mínimo de aire que el proceso de respiración precisa se puede calcular de acuerdo a la tabla N° 8, dos posibilidades condicionan al respectivo cálculo:

- El contenido de O₂ en el aire, puede estar diluido a un valor por debajo de los límites de seguridad.
- El contenido de CO₂ puede estar por encima del límite permisible considerando cada caso en forma separada:

Contenido mínimo de oxígeno.

Las instancias reconocidas como autoridades en higiene y seguridad minera, recomiendan que el contenido de O₂ permisible sea de 19,50%. De lo anterior se puede analizar con el siguiente ejemplo:

Dado un contenido de O₂ mínimo, determinamos la cantidad de aire requerido Q, en pie³/min. Si suponemos que se desarrolla una actividad intensa la cantidad de O₂ requerido para la respiración será de 0,1 pie³/min.

Cantidad	–	Cantidad	=	Cantidad
de O ₂ en		de O ₂		de O ₂ en
el aire que	–	para la	=	el aire que
entra		respiración		se extrae
0,21 Q		n 0,10		0,195 Q

$$Q = \frac{0,10}{0,210 - 0,195} = 6,70 \text{ pie}^3/\text{min}$$

Máximo contenido CO₂

El contenido o concentración permisible en el caso del CO₂ es de 0,5%. Como en el caso anterior nos ilustramos con un ejemplo: Dada una concentración permitida de 0,5% CO₂ y considerando las mismas condiciones del caso anterior tendremos que:

Cociente de respiración = 1

CO₂ liberado = 0,1 x 1,0 = 0,1 pie³/min. (0,0028 m³/min).

Cantidad	+	Cantidad	=	Cantidad
de CO ₂		de CO ₂		de CO ₂
en el aire	+	para la	=	en el aire
que entra		respiración		que se
0,0003 Q		0,10		extrae
				0,005 Q

$$Q = 21,30 \text{ pie}^3/\text{min}$$

Es obvio que la condición más estricta es:

La concentración crítica del CO₂, se necesita más aire para mantener el contenido CO₂ bajo 0,5% (en volumen) que para mantener el contenido de O₂ en 19,5% siempre es posible que un hombre viva con una cantidad de aire menor, para la atmósfera se hace intolerable si el contenido de O₂ es insuficiente y el CO₂ excesivo. Las recomendaciones que se dan para estos casos son: entre 10 – 30 pie³/min. de aire descontaminado por persona.

En resumen se puede establecer que con aproximadamente 20 pie³/min (0,57 m³/min) se puede mantener una atmósfera que ofrezca las mínimas condiciones de higiene en un determinado lugar.

4.6 Gases Producidos por los Disparos

Los explosivos producen durante la detonación muchos gases y entre los más principales podemos citar:

- Bióxido de carbono CO₂
- Monóxido de carbono CO
- Óxido nítrico NO₂
- Óxido nitroso NO
- Hidrógeno sulfuroso H₂S
- Anhídrido sulfuroso SO₂

Algunas veces se originan gas metano CH₄ y ciertos volúmenes de humos, en condiciones ideales, una detonación completa produce solamente CO₂, vapor de agua y N₂ por lo tanto el volumen y la naturaleza de los gases producidos varían, según sean las condiciones locales, como por ejemplo:

- Tipo de explosivo.
- Clase de empaquetadura.
- Cebadura e iniciación de la carga.
- Confinamiento y características de la roca.
- Atacado (tipo de taco).

Cuadro 15. Volumen de Gases

Explosivos	CO (pies ³ /lb)	NO ₂ (pies ³ /lb)	CO ₂ (pies ³ /lb)	H ₂ O (pies ³ /lb)
ANFO	0,32	3,87	1,07	1,05
Semi gelatina (dinamita)	0,65	0,00	0,00	0,00

Fuente: Ventilación en Minas Metálicas y no Metálicas

En el tratado de ventilación de minas de A. Novitzky, este considera que los gases son expulsados a una cierta distancia del frente, donde se efectuó el disparo, llenando todo el espacio que comprende la sección de la galería subterránea y las cercanías del tope del respectivo frente, esta distancia de expulsión de los gases determinan las fórmulas de Skochinsky y Xenofontova.

$$L = 15 + \frac{A}{5} \text{ (m.)}$$

Donde:

A = Cantidad de explosivo por disparo en Kg.

El volumen en la zona de expulsión de gases es:

$$V = \left(15 + \frac{A}{5} \right) \times S; \text{ (m}^3\text{)}$$

Donde:

S = Sección de la labor.

La concentración inicial de gases C_0 en la zona de expulsión es:

$$C_0 = 100 \text{ Aq/v, (\%)}$$

Donde:

$$q = 0,04 \text{ m}^3/\text{Kg.}$$

q = Cantidad de gases que se forman durante la explosión de 1,0 Kg. de explosivo.

4.6.1 Polvo en Suspensión

El polvo que contamina la atmósfera (aire) en una galería subterránea está constituido por un conjunto de partículas cuyas dimensiones son microscópicas.

Vale recordar, que en toda labor subterránea la duración de la suspensión de una (S) partícula de polvo en el aire inmóvil, queda condicionada por dos fuerzas:

- El peso de la partícula.
- La resistencia del aire.

Las partículas cuyo tamaño son de 10μ adquieren en un determinado momento una velocidad constante de caída, y por lo tanto, se rigen por la ley de Stokes:

$$V = \frac{2 r^2 \times (\rho_p - \rho_a) \times g}{9 \mu}$$

Donde:

- V = Velocidad de caída
- Pe = Peso específico de la partícula (g./cm³)
- Pe' = Peso específico del aire en (g/cm³)
- G = Aceleración de la gravedad (981 cm/s²)
- R = Radio de la partícula (cm.)
- V = Velocidad del aire inmóvil a 21°C (1,81 x 10⁻⁴ poises)

Reemplazando los valores y despreciando Pe' obtenemos que

$$V = 1,2 \times 10^6 r^2 Pe$$

De aquí podemos deducir, que el tiempo de caída para una partícula de cuarzo cuyo peso específico es igual a 2,5 desde una altura de 2 m. es:

Cuadro 16. Tiempo de Caída de una Partícula

Diámetro de partícula (μ)	Tiempo de caída (s.)
100	2,60
10	264,00
1	21 600,00

Referencia: Ventilación de Minas – A. Novitzky

Los factores que deben controlarse para la determinación de los riesgos que se originan por la contaminación con polvo en el medio de trabajo, son los siguientes:

4.6.2 Composición y Naturaleza Mineralógica de la Roca

La composición mineralógica de la roca es mucho más importante que la composición química, y estas propiedades son más importantes que las propiedades físicas, de acuerdo al riesgo que ofrecen la mayoría de los polvos como es el caso de la sílice cuya acción química en los pulmones son de cuidado.

De acuerdo a la información geológica disponible, que no es muy amplia las zonas que interceptaron el desarrollo de la galería presentaron las siguientes características:

- La roca contiene entre 30,0 – 33,0% SIO₂
- Humedad de 4,0 – 5,0%

El resultado de algunas muestras de polvo ambiental en las operaciones de desarrollo de labores similares, indican un contenido de sílice libre de 14,0 – 22,0%.

Debido a la imposibilidad de poder obtener algunos datos que podría tener el departamento de seguridad de la empresa, porque sencillamente no existen, nos limitamos en considerar el ambiente imperante desde un punto de vista teórico basado en las experiencias de empresas mineras similares al nuestro.

4.6.3 Concentración de Partículas

Es conveniente fijar criterios para establecer condiciones ambientales de exposición, en las que se encuentra una persona en diferentes actividades que se realizan durante el desarrollo de una galería y en el transcurso de un turno de trabajo, uno de ellos es aquel que llega a establecer un valor que resulta del promedio del tiempo de exposición y de la concentración de polvo durante el tiempo de exposición. Para nuestro caso, determinamos el ciclo de trabajo del motorista mediante la siguiente relación:

$$\text{Promedio de exposición/min} = \frac{3\ 678}{480} = 7,7 \text{ mppcf}$$

Este factor es muy importante conocerlo, puesto que al ambiente donde llegue a sobrepasar los 5 mppcf es perjudicial para ambientes con contenido de sílice (> 50,0%) y asbestos, para ambientes con contenido medio de sílice (5,0 – 50,0%), talco, mica – 20 mppcf.

4.6.4 Tamaño de Partículas

Fisiológicamente el polvo más finísimo es el más peligroso, cuyas dimensiones oscilan entre 0,2 – 5,0 μ , de modo general podemos indicar que es ésta la dimensión en que se encuentra más frecuentemente el polvo, en la atmósfera subterránea, es de más o menos 2 – 3 mppcf.

4.6.5 Tiempo de Exposición

El tiempo de exposición se refiere a la posibilidad que existe de poder contraer una silicosis, que en nuestro caso es el tiempo de permanencia en el ambiente contaminado. Es un factor que debe considerarse con bastante detenimiento, actualmente no se cuenta con conocimientos precisos para poder hacer una estimación que sea adecuada a nuestro medio. Las diferentes opiniones nos indican que la proporción para contraer la pneumoconiosis puede llegar a variar de tal manera que entre un grupo de tres personas, en una misma actividad minera, pueden contraer la enfermedad, solo dos o uno.

4.6.6 Fuentes de formación de Polvo

Las fuentes que originan la formación del polvo en las diferentes actividades del desarrollo de un laboreo Minero, se definen a continuación: si una operación da lugar a la formación de polvo, se denomina "Fuente Primaria", en cambio si la operación agita o dispersa las partículas ya formadas anteriormente se denomina "Fuente Secundaria", en el siguiente cuadro podemos ver una lista del ciclo de operación, en el desarrollo de una galería, y que son fuentes de formación de polvo:

Cuadro 17. Fuentes Primarias y Secundarias de formación de Polvo

Operaciones	Fuente Primaria	Fuente Secundaria
Limpieza	0	+
Perforación	+	0
Voladura	+	0
Barrido	0	+
Carguío	-	+
Transporte/descarga	0	+
Sostenimiento	0	-

Referencia: Manual de ventilación de minas – UNI

+ Fuente de mayor importancia.

- Fuente de menor importancia.

**Cuadro 18. Concentración de Partículas de polvo en Mina Papagayo
el año 2009**

MES	ZONA	FECHA DE MUESTREO	AREA	NIVEL	LABOR	ACTIVIDAD	TIEMPO DE MUESTREO (minutos)	PESO INICIAL DE FILTRO (mg)	PESO FINAL DE FILTRO (mg)	DIFERENCIA DE PESOS (mg)	FLUJO DE MUESTREO (lt/min a m3/min)	VOLUMEN MUESTREADO (m3)	CONCENTRACION (mg/m3)
ENERO	Norte	28-Ene-09	Mina	1987	TJ 7915	Limpieza	343	14.8	15.1	0.3	0.0025	0.86	0.35
ENERO	Norte	29-Ene-09	Mina	2020	TJ 7755	Limpieza	318	12.1	12.5	0.4	0.0025	0.80	0.50
ENERO	Norte	30-Ene-09	Mina	1927	CR - NE	Limpieza	284	14.7	15.6	0.9	0.0025	0.71	1.27
ENERO	Norte	31-Ene-09	Mina	1937	TJ 7990B	Limpieza	322	15	15.4	0.4	0.0025	0.81	0.50
FEBRERO	Norte	01-Feb-09	Mina	1987	CH 1000	Extracción	320	14.6	15.3	0.7	0.0025	0.80	0.88
FEBRERO	Norte	02-Feb-09	Mina	1840	GL NW	Limpieza	283	12.4	13.2	0.8	0.0025	0.71	1.13
ABRIL	Norte	07-Abr-09	Mina	2020	TJ 7755	Limpieza	423	10.1	10.2	0.1	0.0025	1.06	0.09
ABRIL	Norte	08-Abr-09	Mina	1987	TJ 7915	Limpieza	384	9.5	10.6	1.1	0.0025	0.96	1.15
ABRIL	Norte	09-Abr-09	Mina	1847	TJ 8200	Sostenimiento	379	9.8	10.3	0.5	0.0025	0.95	0.53
ABRIL	Norte	10-Abr-09	Mina	1840	TJ 8570	Limpieza	270	9.5	10.2	0.7	0.0025	0.68	1.04
ABRIL	Norte	11-Abr-09	Mina	1847	TJ 8255	Sostenimiento	337	10.9	11.2	0.3	0.0025	0.84	0.36
ABRIL	Norte	12-Abr-09	Mina	1867	RA LOLA 2A	Transito	337	10.3	11.3	1	0.0025	0.84	1.19
ABRIL	Norte	13-Abr-09	Mina	1937	TJ 8040	Sostenimiento	366	10.2	15.6	5.4	0.0025	0.92	0.66
MAYO	Norte	17-May-09	Mina	1987	GL - N	Transito	461	13.8	14	0.2	0.0025	1.15	0.17
JUNIO	Norte	26-Jun-09	Mina	1847	TJ 8255	Limpieza	316	16	16.2	0.2	0.0025	0.79	0.3
JUNIO	Norte	27-Jun-09	Mina	1987	TJ 7910	Limpieza	412	15.4	17.2	1.8	0.0025	1.03	1.7
JUNIO	Norte	28-Jun-09	Mina	1840	TJ 8560	Perforación	320	12.5	14	1.5	0.0025	0.8	1.9
JUNIO	Norte	29-Jun-09	Mina	1937	TJ 8040	Limpieza	323	16.1	17	0.9	0.0025	0.8075	1.1
JUNIO	Norte	30-Jun-09	Mina	1805	CH 8645	Perforación	286	14.7	16.7	2	0.0025	0.715	2.8

4.6.7 Combustión y otras Fuentes

En el ambiente subterráneo existen diferentes factores que deben considerarse, de acuerdo a la situación en la que se presentan y que pueden afectar la atmósfera de un laboreo Minero.

No basta, con solo preocuparse en controlar que los gases y contaminantes se mantengan dentro de los límites permisibles, sino que también considerar los posibles consumos de oxígeno, que se traducen en una disminución de su contenido en el aire que se proporciona mediante la ventilación.

Entre los factores que originan este tipo de problemas podemos indicar:

- a) Introducción eventual de un gas diluyente.
- b) Remoción del oxígeno por procesos de adsorción y oxidación.
- c) Procesos de combustión.

La dilución ocurre cuando un gas extraño aparece en la atmósfera subterránea, lo cual disminuye la concentración efectiva de O₂, llegando en algunas ocasiones a constituir un peligro, el origen de

estos gases está íntimamente ligado al tipo de formación geológica y las posibles cercanías de lugares abandonados ya explotados.

Los gases que suelen presentarse son:

CH₄, CO₂, N₂, SO₂, H₂S, etc.

La composición del aire comprimido, igualmente puede tener su influencia en algunos casos. Las aguas subterráneas extraen de la atmósfera el oxígeno por absorción, al agotarse su contenido propio. El proceso de combustión interna, en los diferentes tipos de equipos que operan en los trabajos subterráneos; la combustión por el uso de iluminación con llave abierta; la combustión lenta de la madera u oxidación, no tiene otro efecto que producir un consumo de oxígeno con desprendimiento de gas CO₂. Estos factores señalados, por sí solos no llegan a constituir peligro alguno. Dada las condiciones en que se desarrolla la galería, los factores anteriormente enumerados, no influyen, como para constituir un peligro de proporciones, ya que el alumbrado como el transporte son realizados utilizando energía eléctrica y baterías. Un adecuado control de la concentración de los contaminantes del aire, en una atmósfera subterránea es tan importante como el estudio de sus fuentes de generación.

Dado el carácter del tema que estamos desarrollando, nos proponemos analizar los medios de control que actualmente se disponen, para poder mantener los diferentes casos y el polvo dentro de los límites permisibles, los cuales podemos agrupar con la información del siguiente cuadro N° 19.

Cuadro 19. Control de Gases y Polvo

Control de gases	Control de polvo
<p>Prevención</p> <ul style="list-style-type: none"> • Procedimientos de voladura o disparos adecuados. • Evitar toda clase de llamas o fuegos de cualquier índole. <p>Remoción</p> <ul style="list-style-type: none"> • Ventilación local mediante un sistema de ventilación. • Producir mezclas atomizadas de agua y aire durante todos los disparos. • Realizar todos los disparos al final de cada turno. • Sellar los lugares abandonados. 	<p>Prevención</p> <ul style="list-style-type: none"> • Mantener el equipo de perforación en buenas condiciones. • Afilarse los barrenos para cada perforación • Regar la carga a remover antes de ejecutar la limpieza. • Hacer los disparos al final de cada turno. • Realizar la ventilación por extracción o sopladura. • Uso de los respiradores. <p>Supresión/Extinción</p> <ul style="list-style-type: none"> • Regar con agua.

<p>Dilución</p> <ul style="list-style-type: none"> • Dilución total por una ventilación principal. • Dilución local mediante ventiladores auxiliares. 	<ul style="list-style-type: none"> • Provocar en lo posible el asentamiento de las partículas. <p>Dilución</p> <ul style="list-style-type: none"> • Mediante la ventilación en el frente de trabajo.
--	---

.Fuente: Informe Mensual de Ventilación Mina Papagayo 2009

4.7 Importancia de la Dilución

Nos permite calcular el caudal de aire necesario para una ventilación adecuada y suficiente, pero para ello debe de tenerse en cuenta los siguientes aspectos:

- Dilución de los contaminantes a un valor admisible.
- Determinación de la velocidad crítica, que asegure un flujo turbulento.
- Disposiciones legales.

Para diluir los gases de explosivos es de 833.33 m³/min.

4.7.1 Dilución de los Contaminantes

Para poder abordar los problemas de dilución y a la vez de remoción, de los gases nocivos y del polvo en una atmósfera contaminada, es necesario considerar el sistema de ventilación a utilizar, puesto que las condiciones llegan a variar de acuerdo a éste.

Los gases y el polvo que se originan después de los disparos realizados en una galería puede abarcar una zona de aproximadamente 40 m. – 50 m. del tope.

Indudablemente, es el factor carga el que tiene que condicionar la extensión de esta zona y cuya composición dependerá también del explosivo utilizado y de la naturaleza de la roca.

Se puede indicar por ejemplo con respecto a los gases de nitrógeno, que son escasamente advertidos y puede una persona sin sentirse mal, respirar en una atmósfera que contiene una concentración de humos, suficiente para causar la muerte algunas horas más tarde, durante la noche puede producirse edema de los pulmones y en la mañana siguiente morir ahogados por el líquido que segrega en sus pulmones.

Gases.

Los sistemas de cálculos para diluir la concentración de gases en una atmósfera se refieren, a un tipo de ventilación impelente y uno de los sistemas consiste en determinar el caudal de aire necesario para diluir la concentración de gases nocivos, hasta un valor inferior al “MAC” (valor máximo de concentración que representa un valor límite).

$$Q = \frac{Q_g}{(MAC) - B} - Q_g$$

Donde:

Q_g = Volumen de gas formado (pie^3/min).

B = Concentración del gas en el aire normal (%).

Otro sistema de cálculo que presenta algunas ventajas en relación a la anterior, para condiciones tan especiales como la que se presenta en la atmósfera de una galería subterránea, es la que propone A. Novitzky y W. A. Vine: suponiendo que sea X es el volumen en m^3 de la zona de expulsión en un tiempo t .

Luego Q el caudal de aire puro que debe introducirse hasta el tope del laboreo Minero en m^3/min .

$$N = \frac{Q}{V}$$

La expresión anterior indica el número de veces que se puede renovar el aire en la unidad de tiempo.

Suponiendo que el aire proporcionado por la ventilación formará una mezcla homogénea con el aire del frente de trabajo; en tales condiciones el volumen absoluto de gases nocivos que se expulsan de éste disminuirá continuamente en función del tiempo, si expresamos matemáticamente, tendremos:

$$\frac{dx}{dt} = -nx$$

Resolviendo la ecuación diferencial:

$$dx = -n dt$$

Integrando, obtenemos que:

$$\text{Log } x = -nt + C$$

La constante C de integración se resuelve al condicionar la ecuación para los valores iniciales:

$$x = Vg$$

Donde:

Vg = Volumen de gases nocivos en m^3 que se forman cuando

$$t = 0$$

$$\text{Log } Vg = C$$

Reemplazando:

$$\text{Log } x = -nt + \text{log } vg$$

$$\text{Log } \frac{Vg}{x} = nt$$

Al finalizar el período de ventilación, cuando:

$$x = CV$$

Siendo:

C = Concentración permisible según normas y reglamentos de seguridad en m³/m³ de aire.

$$\text{Log } \frac{Vg}{CV} = nt$$

Además:

$$Co = \frac{Vg}{V}$$

Es la concentración de gases tóxicos en m³/m³ de aire.

Como:

$$n = \frac{Q}{V}$$

Entonces:

$$\text{Log } \frac{Co}{C} = \frac{Q}{V} t, \quad Q = \frac{V}{t} \log \frac{Co}{C}$$

De donde deducimos finalmente el caudal del aire necesario:

$$Q = \frac{V}{0,434 t C} \times \log Co \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Donde:

C = Concentración permisible según los reglamentos de seguridad (m³/m³ de aire).

Co = Concentración de gases tóxicos en (m³/m³ de aire).

V = Espacio que ocupa el gas nocivo (m³).

t = Tiempo requerido para la ventilación.

Una fórmula similar es propuesta por R. Loison: En su manual "On Rock Blasting".

$$Q = \frac{sd}{t} \text{Ln } \varepsilon \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Donde:

s = Sección transversal de la galería m².

d = Distancia desde el extremo de la tubería de ventilación al frente de trabajo (m.)

$$\varepsilon = \frac{C_0}{C} \text{ grado de dilución}$$

$$C_0 = 1,25 \rho \alpha$$

p = Distancia desde el extremo de la tubería de ventilación al frente de trabajo (m)

α = Contenido en carbono de explosivo.

Cuadro 20. Mediciones de gases de Mina Papagallo

AÑO	MES	ZONA	AREA	MINA	NIVEL	LABOR	ACTIVIDAD	Hum Rel %	Temp.°C	O ₂ %	CO_ppm	NO _x ppm	NO ₂ ppm
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1987	RA LOLA 2	Tránsito	82.2	24.5	20.3	6	5	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1950	Bodega Cia.	Despacho de Materiales	90	28.2	19.6	30	30	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llanteria	Mantenimiento	76.4	30.4	19.6	13	17	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	77.5	30.6	19.3	16	18	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller de Perforadoras	Mantenimiento	76.6	31	19.3	16	18	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Bodega Ctta. Exdemin	Despacho de Materiales	84.4	31	18.9	38	34	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Tránsito	86.7	32	19	22	32	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8570	Limpieza	85.5	31.7	18.9	21	38	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8700	Desatado de Rocas	85.7	32.2	18.9	18	24	0
2009	ENERO	Norte	Mina	Papagallo	1815	CH 8675	Perforación	86	30.3	18.7	18	20	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL NW	Limpieza	85.1	32.7	18.7	18	27	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE	Desatado de Rocas	90.5	32.2	18.7	12	28	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8570	Perforación	90	30	18.9	15	18	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8570	Limpieza	82.7	31.3	18.9	18	21	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Sostenimiento	88	30.2	19.2	13	20	0

2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560A	Sostenimiento	83.2	31	19.1	16	26	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	85.5	30.8	19	18	30	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Perforación	84.2	29.7	19.3	7	8	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Limpieza	91	30.3	19.2	6	8	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	88.5	30.4	19.3	7	10	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	86.1	30.2	19.3	6	9	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1847	RA GLORITA 2 -	Perforación	89.5	30.5	19.3	7	8	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1987	RA LOLA 2	Tránsito	82.5	25.5	20.2	4	5	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1950	Bodega Cia.	Despacho de Materiales	92.2	26.6	20	9	8	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llanteria	Mantenimiento	81.7	29.3	19.7	8	9	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	84.9	29.3	19.7	8	9	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller de Perforadoras	Mantenimiento	83.5	29.7	19.7	10	10	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Bodega Cta. Exdemin	Despacho de Materiales	84	29.9	19.6	9	10	0
2009	FEBRERO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Tránsito	90.5	31.3	19.2	11	12	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8570	Limpieza	89.5	31.8	19.1	9	11	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1815	CH 8675	Perforación	87	30.1	19.1	18	18	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8575	Limpieza	85.1	31	18.9	14	18	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE	Desatado de Rocas	87.8	31.7	18.9	12	18	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8570	Perforación	89.2	31	19.8	12	14	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8570	Limpieza	86.5	29.9	19.1	11	15	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Sostenimiento	88.5	30.5	19.1	10	16	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560A	Sostenimiento	87.5	30.6	19.1	12	20	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	89.5	30.5	19.1	13	23	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Perforación	88.9	28.7	19.4	6	7	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	89.5	29.5	19.4	8	15	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	88.2	29.2	19.4	6	10	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1847	RA GLORITA 2 -	Perforación	89	29.5	19.5	9	8	0
2009	MARZO	Norte	Geologia	Papagallo	1987	ESCM 44	Perforacion	96.8	26.8	20.4	0	0	0
2009	MARZO	Norte	Geologia	Papagallo	1987	ESCM 62	Perforacion	80.1	30	20.1	0	0	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR SE	Limpieza	84	28.9	19.8	32	2	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CH OP 1000	Extraccion	74	26.5	19.7	4	5	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	2020	TJ 7755	Limpieza	74	26.5	19.7	3	0	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7915	Desatado de rocas	78	25	19.6	0	0	0
2009	MARZO	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7910	Colocado de cuadros	79	26	19.9	2	1	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal	77.5	27	19.5	8	15	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1937	Bodega Cia.	Despacho Herramienta	83.7	28	19.5	18	28	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1950	Sala CMC	Capacitacion	79.5	28.6	19.4	21	29	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1937	SN 8040 NW	Perforacion	79.6	26.6	19.5	16	7	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1937	SN 8040 SE	Perforacion	92.5	28.5	19.2	143	11	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1937	GL N	Transito peatonal	88.5	29	19.2	32	39	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1927	RA LOLA	Acarreo y transporte	77	30.3	19.1	33	44	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1887	RA LOLA	Acarreo y transporte	82.5	30.3	19.1	32	45	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8700 +	Desatado de rocas	97	30.4	19.9	9	6	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8570 +	Desatado de rocas	93	31.2	19.6	11	7	0

2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA SALLY	Acarreo y transporte	93	31.7	19.2	11	9	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA +	Acarreo y transporte	90	31.2	19	9	11	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SW	Acarreo y transporte	97	32	18.3	4	4	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8290	Desatado de rocas	95	33	18.1	4	4	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE	Extraccion	90.2	30.7	18.8	9	9	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL NW	Desatado de rocas	93	31	18.7	9	11	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1840	SN 8575 SE	Limpieza con Winche	93.8	31.2	18.8	9	13	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560C	Limpieza con Winche	89	30.7	18.9	11	16	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8570	Colocado de puntales	84	30.6	19	9	15	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Colocado de puntales	91.6	30.1	19	10	18	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Colocado de Cribbing	88	30.2	19.1	9	12	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1847	RA GLORITA +	Desatado de rocas	90	29.7	19.4	5	6	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Sostenimiento	90	30.4	19.2	4	5	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8230	Limpieza con Winche	90	30.4	19.2	5	8	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Colocado de cuadros	91.3	30.1	19.3	5	6	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Perforacion chimenea	91	30.2	19.2	4	5	0
2009	ABRIL	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8355	Colocado de cuadros	87.6	30.5	19.3	5	5	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Perforacion chimenea	87	30.2	19.3	4	5	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	Limpieza con Winche	89	30.6	19.1	4	4	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Extraccion	96	30.9	19.1	12	23	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA LOLA	Extraccion	92	30.8	19.1	18	28	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8700 +	Limpieza con Scoop	91.5	30.8	19.3	10	13	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8570 +	Desatado de rocas	91.3	31.2	19.6	11	7	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA SALLY	Acarreo y transporte	95.9	31.2	19.2	11	9	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8290	Desatado de rocas	95.3	31.9	18.1	5	4	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE	Limpieza con pala	90.8	31.7	18.8	16	9	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL NW	Perforacion maquina J	95.8	31	18.7	11	11	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560A	Limpieza con Winche	88.7	30.7	18.9	17	16	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Colocado de cuadros	92.1	30.1	19	10	18	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Colocado de cuadros	83.6	30.2	19.1	14	12	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Limpieza con pala	89.3	30.7	19.2	9	13	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8230	Limpieza con Winche	93.9	30.1	19.2	15	12	0
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Limpieza con	91.4	30.8	19.3	6	9	0

							winche							
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Perforacion chimenea	97	30.3	19.2	5	8	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8355	Perforacion chimenea	87.6	30.6	19.3	8	6	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Limpieza con winche	84	30	19.3	3	7	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	perforacion chimenea	87	30.5	19.1	6	5	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	2020	TJ 7755	Limpieza	81.3	25.2	20.6	4	4	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7915	Desatado de rocas	81.4	25.6	20.6	4	4	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal	79.5	26	19.5	10	4	0	
2009	MAYO	Norte	Geologia	Papagallo	1987	ESCM 44	Perforacion	94.8	28.6	29.8	3	4	0	
2009	MAYO	Norte	Geologia	Papagallo	1987	ESCM 62	Perforacion	84.1	29.4	20.4	2	0	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR SE	Limpieza	83	27.3	19.6	6	3	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1950	Sala CMC	Capacitacion	80.5	28.9	19.1	21	27	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1937	SN SE	Limpieza	95.6	27.8	19.2	15	11	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1937	GL N	Transito peatonal	89.5	29	19.1	22	18	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1927	RA LOLA	Acarreo y transporte	84	30.8	19.4	23	24	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Llanteria	Reparacion de llantas	81.4	29.1	19.7	10	13	0	
2009	MAYO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Reparacion de equipos	82	29.1	19.7	9	11	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	RA KAROL	Bombeo de agua	85.3	29.8	19.4	11	14	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR La lima	Limpieza	99	29.5	19.8	18	16	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	RA LOLA 2	Tránsito	77.5	24.5	20.7	11	18	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1950	Bodega Cia.	Despacho de Materiales	92.2	26.6	20	9	8	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llanteria	Mantenimiento	81.7	29.3	19.7	8	9	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	84.9	29.3	19.7	8	9	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller de Perforadoras	Mantenimiento	83.5	29.7	19.7	10	10	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Tránsito	90.5	30	19.2	13	18	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA +	Tránsito	92	30.7	20.1	6	11	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Desatado de rocas	88.5	30.5	19.9	6	9	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL NW	Desatado de rocas	90.6	32	19.8	10	7	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8700	Desatado de rocas	87.5	31.5	19.6	6	8	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8570	Sostenimiento	89.5	31.8	19.3	14	14	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8565	Limpieza	81	30.8	19.4	6	7	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	SN 8570 SE	Limpieza	89.3	30.7	19.3	12	19	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Sostenimiento	89.5	31.3	19.4	15	22	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560A	Sostenimiento	89.4	30.5	19.2	12	23	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8570	Limpieza	89.5	29.9	19.5	16	18	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Perforación	89.1	29.9	19.2	12	16	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8055	Perforación	88	30	19.4	4	6	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Perforación	96.1	30	19.5	4	2	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	SN 8200	Limpieza	90.5	30	19.3	10	14	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255B	Limpieza	90.2	30.1	19.7	4	5	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255A	Perforación	91.8	30.2	19.7	4	5	0	
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	Perforación	95	29	19.5	20	3	0	

2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8440	Limpieza	94.3	30	19.3	16	5	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	ESCM RC 08	Perforación	87.5	21.6	20.4	0	0	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	TJ 7755	Perforación	83.5	22.2	20.4	1	4	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7915	Sostenimiento	89.5	23.2	20.3	3	5	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	83	30.2	19.5	9	13	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	CH 8560	Sostenimiento	90	30.2	19.5	10	20	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560	Limpieza	89	30	19.3	18	15	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Tránsito	91.1	30.1	19.4	12	20	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Tránsito	92.5	30.5	19.8	15	18	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Desatado de rocas	89.2	30.5	19.9	8	10	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL NW	Desatado de rocas	91.1	31.5	19.6	8	10	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8700	Desatado de rocas	87.5	32	19.6	12	18	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8570	Sostenimiento	89	31	19.6	14	14	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8560	Limpieza	83.5	30.8	19.6	7	11	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	SN 8570 SE	Limpieza	90	30.7	19.8	12	19	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Perforación	95.5	31.1	19.5	4	2	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	SN 8200	Limpieza	91.2	30	19.3	10	14	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255B	Sostenimiento	88.7	31.1	19.7	6	8	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255A	Limpieza	91.8	30.5	19.7	6	5	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	Acondicionamiento de labor	95	29	19.6	18	6	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8440	Limpieza	94.3	30	19.8	14	7	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Perforación	89.9	30.5	19.6	12	16	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	CR NE	Perforación	90.2	29.5	19.7	6	5	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llantería	Mantenimiento	82.5	29.5	19.7	10	9	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	84.9	29.8	19.7	8	9	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller de Perforadoras	Mantenimiento	84	29.7	19.7	10	10	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1950	Bodega Cia.	Despacho de Mat.	92.2	29.5	20	9	8	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	ESCM RC 08	Sin Personal	87.5	23.4	20.4	2	2	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	GL SE	Perforación	83.5	24.5	20.6	1	4	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7915	Perforación	89.5	24.5	20.5	3	5	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	Bocamina	Tránsito	57	26.7	20.8	0	0	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CH OP 2	Tránsito	92	22.3	20.6	0	0	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	GL SW	Tránsito	94.9	23.6	20.3	3	4	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	GL SW	Tránsito	93.8	24.7	20.4	3	5	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR SW	Limpieza	89.8	26.2	20.4	3	2	0
2009	JUNIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR SW	Limpieza	86.5	25.3	20.3	3	6	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR JIMENA	Tránsito	91.5	23.2	20.3	0	0	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	CR NW	Tránsito	87.4	22.5	20.4	6	16	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	CR N	Tránsito	88.6	22.5	20.4	5	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	CH 7825	Limpieza	92.4	23.3	20.4	3	10	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	2020	RA LOLA	Tránsito	87.2	21.4	20.5	5	14	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1950	RA LOLA	Tránsito	82.5	27	20.3	13	31	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	GL N	Perforacion	86.2	29.5	20.2	11	23	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	GL N	Perforacion	86.1	29.4	20.2	10	24	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	GL N	Transito	85	30.4	20.1	6	11	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Sostenimiento	87.3	29.8	20	7	13	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560B	Sostenimiento	92.3	29.6	19.9	7	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560A	Sostenimiento	87.3	30	19.7	7	14	0

2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE1	Limpieza	82.5	32.3	19.6	11	26	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 5860	Limpieza	85.4	31.7	19.5	17	36	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL NW	Transito	89.6	31.6	19.4	14	27	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Limpieza	81.7	30.6	19.4	13	24	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Limpieza	90.6	30	19.6	13	24	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	RA MARGA	Transito	90.1	29.8	19.5	13	23	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	RA MARGA	Transito	94.1	30.2	19.5	10	20	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	RA LOLA 2A-	Transito	96.5	30.9	19.5	19	27	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CR E	Transito	94.8	30.2	19.7	7	13	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CR E	Transito	99.8	29.8	19.7	5	7	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Transito	93.6	30.2	19.7	3	6	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255A	Sostenimiento	90.6	30.5	19.8	3	6	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Transito	92	31.3	19.8	3	5	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Carguo de taladros	91.4	30.6	19.7	3	5	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Transito	93	31.2	10.6	4	5	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255B	Limpieza	86.4	32.2	19.8	3	5	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	RA LOLA 2A	Transito	-	-	19.9	450	74	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	Bocamina	Transito	51.5	25.3	20.8	0	0	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de Vigilancia	75.3	26.4	20.6	4	6	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	DDH RB 18	Perforación	86.7	28.7	20.4	5	8	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	DDH RB 18	Perforación	94.3	29.6	20.1	3	5	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	CR NW	Transito	94.3	26.5	20.3	7	10	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 8040	Transito	90.3	28.8	20.43	10	7	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Limpieza	91.6	30.9	20.1	4	7	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	RA MONICA -	Transito	97.3	31.6	19.8	15	27	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	RA MONICA -	Transito	94.6	32.1	19.6	23	38	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8570	Perforación	86.5	31.7	19.8	11	21	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL NW	Perforación	87.8	32	19.8	13	23	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Perforación	86.3	32.3	19.9	14	21	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1815	TJ 8700	Perforación	87.4	32.8	19.8	13	23	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	GL N	Transito	78.1	31	19.9	23	43	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7950	Voladura	82.3	27.3	20.4	3	4	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7950B	Voladura	93	25.1	20.4	5	3	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7990	Voladura	90.8	26.1	20.4	0	3	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	83.6	29.5	19.1	14	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560 A	Sostenimiento	88.7	29.8	18.7	15	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560 B	Limpieza	90	29.8	18.0	12	16	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1867	Intersección Rp. Monica(-) y Rp. Lola	Tránsito	91.1	30.1	19.4	12	20	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1867	Intersección. Rp Monica (+) y (-)	Tránsito	92.5	30.5	19.8	15	18	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Desatado de rocas	89.2	30.5	19.9	8	10	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8790	Desatado de rocas	91	30.5	19.6	8	10	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8700	Desatado de rocas	90.5	30.2	19.2	8	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8570	Sostenimiento	89	30	19.6	14	14	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8560	Limpieza	83.5	30.8	19.6	7	11	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE 1	Limpieza	89	302	19.8	18	16	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Perforación	97	30.3	19.5	6	8	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Limpieza	96.5	30.5	19.6	8	10	0

2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255 B	Sostenimiento	90.1	30.5	19.2	6	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255 A	Limpieza	91.5	30.8	19.5	8	10	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	Limpieza	88	30.2	19.5	4	8	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8440	Limpieza	86.5	30.1	19.5	4	7	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Perforación	90	30.5	19.2	6	12	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	CR NE	Perforación	90.2	29	19.7	6	5	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llanteria	Mantenimiento	81.4	29.5	19.8	12	16	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	83	29.3	19.7	12	18	0
2009	JULIO	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller de Perforadoras	Mantenimiento	82.5	29.5	19.8	10	14	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Limpieza	98	30.2	19.5	6	8	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Limpieza	97	29.9	19.8	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255 B	Perforación	91.2	30.2	19.3	6	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255 A	Perforación	90	30.5	19.5	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	Limpieza	89.2	30	19.5	4	8	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8440	Perforación	87	30.2	19.5	4	7	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Perforación	90.1	30.2	19.2	6	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	84.3	29.2	19.1	14	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560 A	Sostenimiento	89.2	29.5	18.7	15	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560 B	Limpieza	90.1	29.5	18.0	12	16	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Perforación	90	30.1	19.8	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8790	Perforación	90	30.3	19.6	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8700	Perforación	89.2	30.5	19.2	8	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8570	Perforación	88.5	30.5	19.6	14	14	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8560	Perforación	84.2	30.5	19.6	7	11	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE 1	Sostenimiento	90	30.2	19.8	18	16	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RP Monica	Tránsito	93.3	30.1	19.5	6	8	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RP 8590	Limpieza	90.8	31.7	19.8	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Perforación	90.3	31.8	19.3	6	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RP 8570	Limpieza	94.5	31.8	19.5	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8570	Desatado de rocas	91.2	31	19.5	4	8	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8560	Limpieza	90	31.3	19.5	4	7	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	SN 8560 SE	Limpieza	92.9	30.1	19.2	6	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1840	ESCM 8510	Limpieza	86.2	31.6	19.1	14	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560 A	Limpieza	85.5	30.5	18.7	15	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560 B	Limpieza	89.6	30	18.0	12	16	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Limpieza	97.5	29.7	19.8	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1826	RP 8540	Desatado de rocas	94.5	30.2	19.6	8	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Perforación	96.3	29.8	19.2	8	12	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Sostenimiento	90.2	30.5	19.6	3	3	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	92.5	30.2	19.2	6	10	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Limpieza	90.2	30.2	19.6	14	14	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8470	Perforación	90.5	30	19.6	7	11	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8440	Perforación	89.5	30.1	19.8	18	16	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1987	GL N	Ventilación	96.3	21.5	20.1	0	0	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Transito	93.1	29	19.9	5	6	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Transito	99.4	30.1	19.8	4	4	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8590 +	Transito	88.7	32	19.7	5	4	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8590 +	Limpieza	89.3	32.2	19.5	83	7	0

2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8660 -	Limpieza	95.1	31.8	19.2	9	9	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8660	Limpieza	88.9	32.8	18.8	29	36	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Limpieza	75.2	35.2	18.5	80	65	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8675	Limpieza	67.8	39	17.5	91	98	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8590 +	Limpieza	61.4	40.2	18.3	78	68	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Transito	92.2	31.4	18.6	29	37	0
2009	AGOSTO	Norte	Mina	Papagallo	1987	GL N	Ventilacion	98.2	21.5	20.5	0	0	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR SE	Limpieza	96.9	24.9	20.3	0	4	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 8040	Limpieza	95.2	26.9	20.1	0	4	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	RA ARANCELI -	Limpieza	97.3	30.2	19.9	5	8	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	RA ARANCELI -	Limpieza	82.2	31.2	19.7	13	17	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	GL SE	Sostenimiento	93	28.7	19.7	5	5	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8040	Limpieza	99.5	30.4	19.5	3	2	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Limpieza	95.9	30	19.6	3	3	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Sostenimiento	93.6	30.6	19.4	3	3	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8055	Sostenimiento	93.7	30.8	19.5	3	3	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 7870	Sostenimiento	95.4	30.1	19.5	3	5	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA LOLA 2A-	Tránsito	99.3	30.6	19.3	14	27	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	RA 8540	Perforación	99.4	29.6	19.5	8	13	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	93.3	28.8	19.4	5	11	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	GL SE 1	Perforación	84.8	29.8	19.6	8	15	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8560	Limpieza	97.6	30.4	19.4	13	25	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Perforación	97.7	29.4	19.3	7	11	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8590	Perforación	93.3	31.4	19.4	8	15	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA -	Tránsito	79.5	39.5	19.1	26	40	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA Sally	Transito de equipos	91.6	30.2	19.5	15	6	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Transito de equipos	93.5	32.2	20.7	8	10	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1805	GL NW	Desatado de rocas	88	32.9	20.7	8	4	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	ESCM 8645	Desatado de rocas	84.3	33.5	20.4	9	6	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	SN 8660 SE	Perforacion	84.3	30.5	20.5	9	5	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8570	Desatado de rocas	88.3	31.7	20.3	4	8	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8560	Limpieza con Winche	90.9	31.1	20.4	13	6	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8510	Perforacion	92.7	29.3	19.7	9	7	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560	Limpieza con Winche	90.8	29.7	19.6	9	6	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Desatado de rocas	93.1	30.4	19.4	10	11	0
2009	SETIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	RP (-) 8540	Sostenimiento	94.8	30.9	19.5	19	22	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Sostenimiento	88.9	27.8	20.6	13	5	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8055	Sostenimiento	94.4	29.3	20.5	8	6	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8200	Perforacion	93.7	30	20.1	16	11	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8230	Limpieza con Winche	93.7	30	20.1	16	11	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200-B	Perforacion	93.7	30	20.1	16	11	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8230	Limpieza con Winche	92	30.8	20.1	16	11	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Limpieza con Winche	92.2	30.4	20.4	11	4	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8470	Perforacion	92.8	30.4	20.3	13	5	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	CR NE	Perforacion	96.3	28.9	20.6	9	4	0

2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Perforadoras	Ingreso de taller	80.4	28.7	20.4	7	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	2020	GL N	Transito peatonal	82.5	26.7	20.2	9	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	2017	GL By Pass	Perforacion	79	26.8	20.2	10	12	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7910	Desatado de rocas	92.3	26.5	20.2	8	14	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7915	Relleno hidraulico	97.2	27.2	19.9	14	16	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR NE	Perforacion	87.3	25	20.2	14	10	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR La Lima	Sostenimiento	92.5	30.6	19.4	9	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR S W	Transito peatonal	92.2	28.9	19.8	10	14	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7950	Limpieza con Winche	96.9	28.7	19.8	18	17	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7990	Colocado de cuadros	89.3	27.1	19.7	10	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	RA Araceli	Sostenimiento	78.5	28.6	19.4	12	11	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	CR W	Transito peatonal	93.2	26.7	19.8	22	14	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	GL N	Transito peatonal	84.6	26.6	19.9	22	12	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	Sala reuniones	Capacitacion	76.4	27.3	19.8	16	17	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	RP Lola 2	Tránsito	93.6	23	20.8	3	3	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	2017	GL S	Limpieza	84.6	25.1	20.6	11	13	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	2010	GL NW	Desatado de rocas	75.2	24.9	20.7	0	3	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7910	Desatado de rocas	89	26	20.6	6	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	GL NW	Collera	93.1	27	20.2	8	12	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7920	Desatado de rocas	89.5	29	20.2	8	15	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7950	Sostenimiento	89.5	29.5	20.1	10	17	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7990	Limpieza	93	29.8	20.1	9	18	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 8040	Sostenimiento	97	29.7	20.1	3	17	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	RP Araceli	Sostenimiento	93	31.4	19.8	13	24	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	CR NE	Perforación	95	27.5	20.6	9	4	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	83	28.5	20.3	6	7	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Perforadoras	Mantenimiento	81	28.7	20.3	6	6	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llanteria	Mantenimiento	81	28.3	20.4	7	5	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CR La Lima	Sostenimiento	91.3	30.3	19.5	6	4	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1815	RP 8570	Perforación	94.2	31.3	20.3	6	7	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	RP 8660	Limpieza	90	33.1	20.1	6	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Limpieza	88.5	33.5	19.9	7	8	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8645	Sin personal	90.3	33.5	19.8	42	11	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	SN 8660 SE	Limpieza	85.1	30.6	20.8	8	4	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH OP - 6	Extracción	91	34	19.7	9	13	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8560	Desatado de rocas	90.5	30.9	20.2	15	12	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560	Sostenimiento	89.5	29.8	19.7	10	12	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8040	Sostenimiento	91.3	30	19.6	8	9	0
2009	OCTUBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	RP (-) 8540	Perforación	94.8	31.2	19.5	14	11	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8470	Perforación	92.1	30.5	20.3	16	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Sostenimiento	92.4	30.6	20.4	15	9	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Sostenimiento	89.9	29.2	20.1	8	3	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 7870	Perforación	90.2	30.1	20	16	11	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	SN 7870 SE	Perforación	90.2	30.3	20.4	15	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	SN 8055 NW	Perforación	91.2	30.4	20.1	13	11	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Perforación	92	30.4	20.5	14	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Bocamina	Tránsito	50	28	20.7	0	0	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CH OP 2	Tránsito	76.4	24.7	20.5	0	0	0

2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CH OP 1000	Tránsito	93.8	25.1	20.4	0	0	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Tránsito	80.4	26.1	20.2	13	22	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA LOLA	Tránsito	92	27.7	20.2	8	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA LOLA	Tránsito	90.2	28.5	20.1	12	15	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA	Tránsito	87.7	28.8	20	17	26	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1867	RA MONICA	Acarreo y Transporte	89.5	31.9	19.8	25	37	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA SALLY	Tránsito	98.8	31.8	19.5	32	38	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA 8570	Perforacion	93	33	19.7	17	21	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8645	Perforacion	94.1	33	19.7	13	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8660	Perforacion	93.5	33.2	19.6	16	20	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	RA 8660 -	Perforacion	98.6	33.2	19.5	12	17	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	RA MONICA +	Tránsito	86	30	19.9	14	23	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	RA MONICA -	Tránsito	96.6	29.5	19.9	14	25	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	GL SE	Tránsito		29.6	19.9	10	17	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	CH 8540	Tránsito		30.3	19.9	8	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE	Tránsito		28.2	20.5	0	4	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL NW	Tránsito	99.2	29.9	20.5	0	3	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal			20.4	62	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal			20.4	63	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal			20.4	70	15	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal			20.4	92	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control de personal			20.4	101	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	Garita de Vigilancia	Control vigilancia	79	24.9	20.7	7	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CH OP 2	Tránsito	99	21.6	20.8	0	0	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	CH OP 1000	Tránsito		25.8	20.6	0	2	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1925	RA Araceli	Tránsito	99	29.2	20.4	4	7	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	Ventana 4	Tránsito		30	20.3	6	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1815	RA MONICA -	Tránsito		28.5	20.1	8	11	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8645	Tránsito	94	33.1	20.1	8	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	GL NP	Tránsito	95	26.4	20.1	11	19	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	2017	GL S	Perforación	93.6	30.5	20.2	8	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	2010	TJ 7910	Perforación	84.6	31.7	20.4	6	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7920	Limpieza	75.2	31.1	19.9	8	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	GL N	Perforación	89	29.3	20.3	4	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 8040	Perforación	93.1	29.7	20.1	6	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7950	Perforación	89.5	30.4	20.1	10	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	ESCM 8280	Perforación	89.5	30.9	20	8	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	93	27.8	20.2	10	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llantería	Mantenimiento	97	29.3	20.1	12	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Perforadoras	Mantenimiento	93	30	20.1	8	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Sostenimiento	95	30	19.8	6	7	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8660	Perforación	83	30	19.5	5	7	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	CH 8620	Perforación	81	30.8	19.6	8	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1805	GL NW 1	Limpieza	81	30.4	19.8	10	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	GL SE	Perforación	91.3	30.4	19.9	8	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	GL NW	Perforación	94.2	28.9	19.6	14	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	Tj 8560 a	Limpieza	90	28.3	20	14	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	Tj 8560 b	Sostenimiento	88.5	28.5	19.9	12	14	0

2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	SN 8510 SW	Limpieza	90.3	28.7	19.6	14	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	85.1	26.7	19.5	12	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560	Perforación	91	26.8	19.6	6	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1820	CH 8595	Limpieza	90.5	26.5	19.6	8	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1820	GL NW	Sostenimiento	89.5	27.2	19.9	10	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8055	Perforación	91.3	25	20.2	4	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200 a	Perforación	94.8	30.6	20.1	2	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200 b	Limpieza	92.1	28.9	20.2	6	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	92.4	28.7	19.9	3	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Sostenimiento	89.9	27.1	20	8	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8470	Perforación	75.2	28.6	20.1	4	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	RP Glorita (-)	Perforación	89	26.7	20.2	8	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	RA 8660	Limpieza con Winche	93.1	26.6	19.8	17	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	CH 8620	Sostenimiento	89.5	27.3	19.6	9	15	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	GL SE 1	Destado de rocas	89.5	23	19.6	9	17	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	GI SE	Destado de rocas	93	25.1	19.8	12	11	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Limpieza con Winche	97	24.9	19.8	16	13	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8560	Limpieza con Winche	93	26	20	17	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	GL SE 1	Sostenimiento	95	27	19.9	9	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 7870	Limpieza con Winche	83	29	19.6	14	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8055	Limpieza con Winche	81	29.5	19.5	13	15	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200	Sostenimiento	81	29.8	19.8	17	13	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	91.3	29.7	19.9	22	17	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Limpieza con Winche	94.2	31.4	20	6	9	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8470	Perforación	98.2	27.5	20.1	8	4	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	mantenimiento equipos	96.9	28.5	20.4	12	5	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Llanteria	mantenimiento equipos	95.2	28.7	20.5	9	3	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller perforadoras	Mantenimiento de maquinas	97.3	28.3	20.5	11	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	RA Karol	Bombeo de agua	82.2	30.3	20.8	18	9	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	2010	TJ 7910	Desatado de rocas	93	31.3	20.9	14	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	2017	GL SE	carguio de explosivos	99.5	33.1	20.9	13	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	DDH 76	Limpieza	98.2	26	20.7	0	4	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	2017	RP 7730	Desatado de Rocass	96.9	26.7	20.5	5	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7915	Perforación	95.2	26.6	20.5	6	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1987	TJ 7920	Sostenimiento	97.3	27.3	20.4	4	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 7950	Perforación	82.2	23	20.3	11	21	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	RP Aranceli (-)	Limpieza	93	25.1	20.1	9	21	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1937	TJ 8040	Perforación	99.5	24.9	20.1	6	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Trackles	Mantenimiento	95.9	26	20.3	14	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Llanteria	Mantenimiento	93.6	26.5	20.4	6	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1927	Taller Perforadoras	Mantenimiento	93.7	26	20.3	6	8	0

2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	GL SE	Perforación	95.4	30.1	19.8	10	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	CH 8735	Perforación	99.3	29.8	19.8	12	16	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1805	CH 8720	Perforación	99.4	30	19.9	14	20	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1810	SN 8620 SE	Perforación	93.3	29	19.7	16	24	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1805	GL SE	Limpieza	84.8	30.2	19.6	4	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1800	CH 8620	Perforación	97.6	32.2	19.8	8	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8560 a	Limpieza	97.7	32.9	20	10	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1840	TJ 8560 b	Sostenimiento	93.3	33.5	19.9	12	14	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1826	TJ 8540	Sostenimiento	79.5	30.5	19.7	10	18	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1820	GL S	Limpieza	91.6	31.7	19.6	8	12	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	CH 8055	Perforación	93.5	31.1	20.1	6	6	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200 a	Perforación	88	29.3	20	4	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8200 b	Limpieza	84.3	29.7	20.2	4	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8255	Sostenimiento	84.3	30.4	19.8	6	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8440	Sostenimiento	88.3	30.9	20.1	8	10	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	TJ 8470	Perforación	90.9	27.8	19.9	4	8	0
2009	NOVIEMBRE	Norte	Mina	Papagallo	1847	RP Glorita (-)	Perforación	92.7	29.3	20	6	16	0

Fuente: Reporte Anual de Seguridad 2009

4.8 Determinación de la Velocidad Crítica

Para lograr una remoción, que sea más efectiva de los contaminantes que se encuentran en suspensión, es fundamental que el régimen de flujo sea turbulento.

En hidrodinámica, para identificar un régimen de flujo se llega a aplicar el criterio que fue establecido por O. Reynolds, denominado Número de Reynolds.

$$N_R = \frac{\rho DV}{\gamma_a} = \frac{DV}{\gamma_c}$$

Donde:

NR = Número de Reynolds

ρ = Densidad del aire (w/g) lb-s²/pie⁴

D = Diámetro de la tubería (pies)

V = Velocidad del aire (pie/s)

γ_a = Viscosidad absoluta (lb-s/pie²)

γ_c = Viscosidad cinemática (pie²/s)

El régimen de flujo queda determinado por NR de acuerdo a los siguientes valores:

$NR \leq 2\ 000$; Régimen de flujo laminar.

$NR = 4\ 000$; Régimen de flujo turbulento.

$2\ 000 < NR < 4\ 000$; Zona de transición.

Suponiendo que tenemos un régimen de flujo turbulento y se quiere determinar la velocidad crítica V_c , que garantice un régimen de flujo turbulento.

Si, $\gamma_c = 1,6 \times 10^{-4}$ pie²/s., para el aire

Por consiguiente entonces en condiciones normales, tenemos:

$$NR = 6\ 250 DV$$

Entonces:

$$V_c = \frac{60 NR}{6\ 250 D} \text{ (pies/min)}$$

$$V_c = \frac{60 \times 4\ 000}{6\ 250 D} \text{ (pies/min)} = \frac{38,4}{D}$$

$$V_c = \frac{40}{D} \text{ (pies/min)}$$

El valor teórico en un desarrollo es alrededor de 30 pies/min en todo caso para mantener una turbulencia y una adecuada remoción de los contaminantes es necesaria una velocidad mínima no menor de 40 pies/min.

La cantidad de aire necesaria para mantener una velocidad crítica queda determinada por la sección de la labor.

$$Q = V_c \times A$$

4.9 Disposiciones Legales

Es de importancia tener conocimiento de las recomendaciones y de los reglamentos dados por autoridades en seguridad e higiene minera, por ejemplo:

- Proporcionar 6 m³/min de aire por hombre
- Se debe de proporcionar un volumen de aire de 3 m³/s. por persona. D.S. 046-2001.
- Las pérdidas de aire no deben ser superiores a un 15%.
- El valor del oxígeno, admisible no será inferior a 19,5%.
- La temperatura interior húmeda debe ser de 30°C máximo.

- Sílice alta (con más de 50% SiO₂ libre) 5 mppcf.
- Sílice media (con 50% SiO₂ libre) 20 mppcf.
- Sílice baja (con menos de 5% SiO₂ libre) 37 ppcfm.

En algunos casos llegan a fijarse un índice que es conocido como “Índice Caniótico” que es la relación entre el % de sílice del polvo y la concentración de este polvo, la expresión que puede medirla es la siguiente:

$$I = 3,32 \log nT - R$$

Donde:

I = Índice caniótico.

n = Número de partículas por m³.

T = Porcentaje de SiO₂ libre en el polvo.

R = Constante que depende del aparato de muestreo que se utiliza.

Si este índice llega a alcanzar un valor de 0° o menor de 5, las condiciones de trabajo son considerados permisibles y si toma un valor superior a 5, se deberá establecer un procedimiento especial de trabajo.

4.10 Aspectos Fisiológicos

Un aspecto que debemos indicar como fundamental es la tolerancia del organismo a ciertas cantidades de elementos contaminantes, cualquiera que fuese su grado de toxicidad, sin que llegue a producir daño alguno, ello se debe a que los diversos procesos Fisiológicos de autodefensa lleguen a actuar más efectivamente que los efectos nocivos de las impurezas que están presentes en el ambiente de trabajo.

La dosis de tolerancia varía entre límites bastante amplios de acuerdo con las propiedades particulares de las distintas sustancias y con la capacidad de eliminación del organismo, llegar a establecer un criterio de descontaminación general, es prácticamente imposible, ya que las condiciones que ofrecen las diversas labores/galería son bastantes variadas. Por ejemplo podemos indicar a una atmósfera que no contenga más de 10 – 20 partes por 1 000 de CO₂ que esté exenta de CO, H₂S y óxidos de nitrógeno además cuyo contenido en polvo no exceda de 10 mg/m³ puede considerarse como satisfactoria siempre que no haya un alto contenido de partículas, superiores a 5 μ.

4.10.1 Efectos Ocasionados por los Gases

Los gases que llegan a contaminar el aire de un ambiente subterráneo constituyen un peligro, por los diferentes efectos fisiológicos que originan en las personas.

Podemos clasificarlos de acuerdo a su efecto en:

- Venenosos o Tóxicos.
- Sofocantes.
- Explosivos.

Los diversos gases que se originan y que llegan a determinar las condiciones de contaminación son los formados por los disparos y por el tipo de explosivo utilizados.

Los gases más frecuentes según las diversas experiencias son: N, CO, CO₂, y los gases nitrosos especialmente el NO₂ tomando en cuenta la clasificación anterior podemos mostrar en la Cuadro N° 21:

Cuadro 21. Clasificación de los Gases por sus Efecto

Venenosos	Sofocantes	Explosivos
CO	N	-
Gases Nitrosos	CO ₂	CO
NO ₂		

Fuente: Manual de Ventilación de Minas – UNI

Con el propósito de establecer un criterio razonable, al determinar las condiciones de un ambiente subterráneo adecuado, nos abocaremos a realizar un análisis de los gases que mencionamos:

a. Monóxido de carbono (CO)

Es un gas sin color, sabor, ni olor, es débilmente soluble al agua, es tóxico, con un $P_e = 0,9672$; es uno de los gases más venenosos y llega a causar el 90% de los accidentes fatales en los trabajos subterráneos, es combustible y puede llegar a explotar cuando su contenido en el aire es de 13 – 75%.

Su efecto venenoso se debe a la propiedad de la hemoglobina de la sangre de poder unirse con él y que varía de 250 a 300 veces más rápidamente que con el oxígeno como consecuencia la sangre llega a perder su propiedad de absorber oxígeno.

b. Nitrógeno (N₂)

Es inerte, incoloro, insípido e inodoro, no es un gas venenoso y no mantiene la respiración ni la combustión, su $P_e = 0,971$ es un poco más liviano que el aire, cuando esta puro o mezclado con poca cantidad de oxígeno llega a sofocar, la acumulación de gases más livianos que el aire, se encuentra en chimeneas u otros trabajos en elevación, es bastante probable que estos sean de N₂. Al mezclarse con el O₂ en una proporción aproximadamente de 79 a 21% su acción del O₂ es diluyente. El gas puro N₂ extingue la llama descubierta, lámparas de carburo, velas o fósforos casi inmediatamente.

Este gas puede llegar a producir la muerte por sofocamiento cuando llega a aumentar en forma gradual el porcentaje de N₂ cuando disminuye la proporción de O₂.

c. Anhídrido carbónico (CO₂)

Tiene un peso específico de $P_e = 1,5291$, es incoloro, inodoro, tiene un sabor ligeramente ácido, no es un gas combustible, el porcentaje de CO₂ necesario para extinguir la llama, depende de la naturaleza de ésta y de la proporción de O₂ existente, la llama de una lámpara de carburo es menos susceptible a extinguirse por la presencia de CO₂ que las llamas de vela o aceite. Este gas no es considerado como venenoso, pero llega a ejercer una acción ligeramente tóxica sobre el organismo humano.

Es irrespirable cuando no está mezclado con el aire y al ser inhalado puede producir la muerte por sofocamiento, de acuerdo a la siguiente proporción:

- 3% de anhídrido carbónico en el aire normal produce dificultad en la respiración.
- 5% a 6% causa malestar respiratorio y sobre el 6% ya se considera peligroso.

- 15% a 18% ya es considerado como fatal en la mayoría de los casos.

d. Óxidos de nitrógeno (NO, N₂O)

Todos estos gases están formados por una mezcla de NO y N₂O, los cuales no producen un efecto directo en las vías respiratorias superiores, lo que los hace bastante peligrosos por cuanto no es posible llegar a prevenirlos oportunamente, en cambio aquellas porciones que se acumulan en las partes inferiores de los pulmones resultan bastante perjudiciales causando una irritación en los tejidos pulmonares, produciendo Edema Pulmonar.

La detección de este gas es rápido ya que sólo basta en muchos casos percibir su olor penetrante, aún cuando su toxicidad es mayor que la del H₂S y su acción en las vías respiratorias es bastante análoga al SO₂, tal como se muestra en los cuadro 20a y 20b.

El riesgo existente en los diferentes trabajos que se presentan en una labor minera llega a comprobar los numerosos accidentes ocurridos al personal que ha estado expuesto a un ambiente contaminado con gases nitrosos. El realizar un análisis de estos accidentes nos proporciona las siguientes informaciones de los síntomas que el personal experimenta:

- Leve náusea y sofocamiento.
- Abundante transpiración y dolor de cabeza (puede llegar a recuperarse, al salir fuera del ambiente contaminado).
- Segregación de mucosidades sanguinolentas por la boca transcurridas algunas horas, acusando los síntomas de envenenamiento.
- Muerte a los 3 días, pueden estar varios meses convalecientes.

El hecho que una atmósfera que contenga una suficiente contaminación de NO₂, sea considerada peligrosa; obliga a tomar medidas, evitar el ingreso del personal hasta que se haya erradicado el gas.

e. Ácido sulfhídrico (H₂S)

En el cuadro 22, 23 se muestra los diferentes síntomas que manifiestan las personas ante intoxicaciones con H₂S que como se indica son similares a los efectos de los gases nitrosos.

Los efectos tóxicos de los humos nitrosos que causan en el organismo son los siguientes:

Cuadro 22. Efectos Fisiológicos de los Humos Nitrosos

Efectos fisiológicos	Porcentaje por volumen de concentración	Concentra_ ción (ppm)
• Concentración máxima que se permite para exposiciones prolongadas.	0,001 – 0,004	10 – 40
• Cantidad mínima que produce irritación de la garganta.	0,0062	62
• Produce tos, en cantidades mínimas.	0.01	100
• Peligroso, aún en exposiciones cortas (media a una hora).	0,01 – 0,015	100 – 150
• Fatal aún para exposiciones cortas.	0,02 – 0,07	200 - 700

Fuente: Manual de Ventilación de Minas – UNI

Cuadro 23. Efectos Fisiológicos del H₂S

Porcentaje volumen concentración	por de	Efectos fisiológicos del H ₂ S
0,005 – 0,010		<p>Intoxicación sub-aguda</p> <p>Síntomas ligeros tales como:</p> <p>Conjuntivitis leve (irritación de los ojos) e irritación del conducto respiratorio después de una hora de exposición.</p>
0,020 – 0,030		<p>Intoxicación sub-aguda</p> <p>Conjuntivitis e irritación del conducto respiratorio después de una hora de exposición.</p>
0,050 – 0,070		<p>Intoxicación sub-aguda</p> <p>Peligrosa entre media hora y una hora de exposición</p>
0,070 – 0,100		<p>Posible intoxicación aguda</p> <p>Pérdida rápida del conocimiento, cese de la respiración y muerte.</p>
0,100 – 0,200 o más		<p>Intoxicación aguda</p> <p>Pérdida del conocimiento, cese de la respiración y muerte a los pocos minutos.</p>

Fuente: Manual de Ventilación de Minas – UNI

4.10.2 Efectos Ocasionados por el Polvo

Las concentraciones de polvo que llegan a producirse como resultado de las diferentes operaciones mineras, en el desarrollo de una galería. Son un factor determinado cuando el contenido de sílice libre de la roca llega a sobrepasar los límites permisibles.

Las concentraciones elevadas son perjudiciales para la salud del hombre dando origen a una enfermedad que se le conoce como "Pneumoconiosis". En nuestro caso el polvo que nos preocupa es el que contiene sílice por lo tanto la enfermedad se le conoce con el nombre de "Silicosis", esta es una de las peores enfermedades a que están expuestos los trabajadores que realizan labores subterráneas.

El proceso de acción patológica de este tipo de polvo que se inhala, es muy complejo, pero su acción nociva queda manifiesto al originarse en los pulmones un tejido fibroso que sin los capilares sanguíneos, es muy similar al tejido posterior a las heridas ordinarias; por tal razón se denomina a este primer proceso de iniciación de la enfermedad como Fibrosis. El proceso de silicosis se realiza de acuerdo a la extensión del período de exposición, como se muestra en los gráficos 15 y 16.

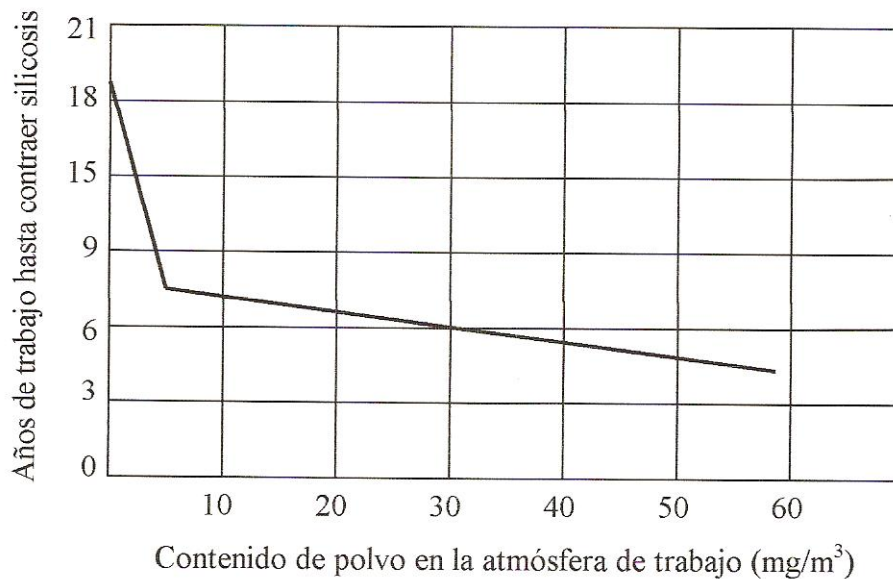


Figura 15. Proceso de la Silicosis por Tiempo de Exposición

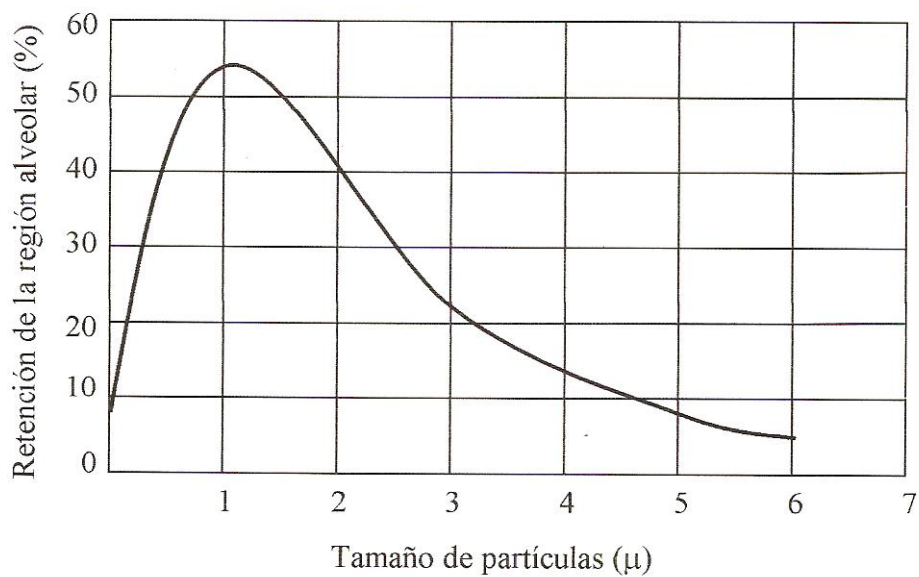


Figura 16. Retención de Polvo en la Región Alveolar del Pulmón

El polvo que llega a considerarse como nocivo, es aquel formado por partículas inferiores a 5 micrones (5μ) particularmente entre 1 y 2 micrones. Los factores que pueden producir la silicosis son variadas y aún desconocidas, puesto que las partículas de polvo una vez que han sido aspirados y transportados a los pulmones pueden llegar a eliminarse nuevamente mediante los vasos linfáticos.

Norvit establece, que la capacidad de los pulmones sanos para esta depuración automática de partículas de polvo es muy grande, pero disminuyen cuando se presenta alteraciones patológicas del sistema linfático en los pulmones.

En esta forma una tuberculosis incipiente o primaria tiene un efecto negativo en la gente minera, haciéndolos más propensos a la silicosis.

4.10.3 Efectos por Deficiencia de Oxígeno

Una persona respira fácilmente y sin dificultades desenvolviéndose mejor en su trabajo, cuando el contenido del oxígeno en el ambiente de trabajo se mantiene en más o menos 21%, cualquier disminución de su contenido considerado normal de oxígeno en la atmósfera se denomina “deficiencia de oxígeno”. Las causas que originan esta deficiencia ya fueron expuestas anteriormente.

En el Cuadro 24, se muestra los efectos fisiológicos en una atmósfera con deficiencia de oxígeno.

Cuadro 24. Efectos Fisiológicos por Deficiencia de Oxígeno

Contenido de O ₂ (%)	Efectos
17	Síntomas de respiración rápida y profunda.
15	Desvanecimiento, zumbido de los oídos, latidos rápidos del corazón.
13	Pérdida del conocimiento si la exposición es prolongada.
9	Desmayos e inconsciencia.
7	Pone en peligro la vida (equivalente a 8 850 m.s.n.m.)
6	Movimientos convulsivos que llegan a causar la muerte.

Referencia: Manual de Ventilación de Minas – UNI.

Debemos indicar que los efectos pueden ser diferentes en cada persona dependiendo del tiempo de exposición y de su inmunidad.

4.11 Procedimiento de Ventilación

La ventilación es una actividad demasiado importante dentro de Compañía Minera Poderosa S.A. el hecho de realizar una adecuada ventilación permitirá que el trabajador realice todas sus actividades de

manera eficiente y con mucha seguridad cumpliendo los límites máximos permisibles exigidos por el reglamento, con el objetivo del cuidado de la salud ocupacional de todos los trabajadores.

4.11.1 Alcances

Para poder suministrar aire puro que sea suficiente para mantener un adecuado confort ambiental, diluir los gases y polvos que son perjudiciales para la salud de los trabajadores; algunas normas y reglamentos nos proporcionan una base y adoptamos de este modo un criterio de acuerdo a las circunstancias que se presentan.

En el desarrollo de (frentes) las labores mineras, en el cual trabajan 222 hombres; es recomendable un caudal de 1 110 m³/min, según reglamento es necesario tener en cuenta las fugas en los ductos y algunos defectos operacionales en los equipos de suministro. Algunos especialistas recomiendan caudales que varían entre 15 a 18 m³/min por metro cuadrado de sección.

4.12 Tipos de Ventilación

Los tipos de ventilación que se emplea en la mina Papagayo durante su desarrollo son:

- Aspirante
- Impelente

En algunos puntos se utiliza en forma alterna, sistemas extractores y sistemas impelentes, el primero de ellos para extraer los gases y el segundo para el buen confort de los trabajadores fundamentalmente para diluir el polvo.

4.12.1 Ventilación Impelente

En este sistema de ventilación, el aire se proporciona mediante mangas, o ductos hasta cierta distancia del frente de trabajo, el aire contaminado que se llega a mezclar con este aire puro, sale por la misma labor.

En la zona de Jimena 4 se impele aire a través de un ventilador de 40 000 CFM desde el Nv 1937 a través de la RC 4 hasta el Nv 1810 donde es capturado por dos ventiladores de 20 000 CFM c/u y es distribuido a travez de mangas de 30” y de 24“ hacia los frentes de las labores de la mencionada zona.

En la zona de Glorita 2 el flujo de aire fresco proveniente del Nv. 1987 es capturado por 2 ventiladores de 20 000 CFM al pie de la RC 5 en el Nv. 1847 y es distribuido por mangas de 30” hacia los frentes de trabajo

- Hacia la GL SE que alimenta la zona de tajos.
- Hacia la GL NW que alimenta la zona de tajos.

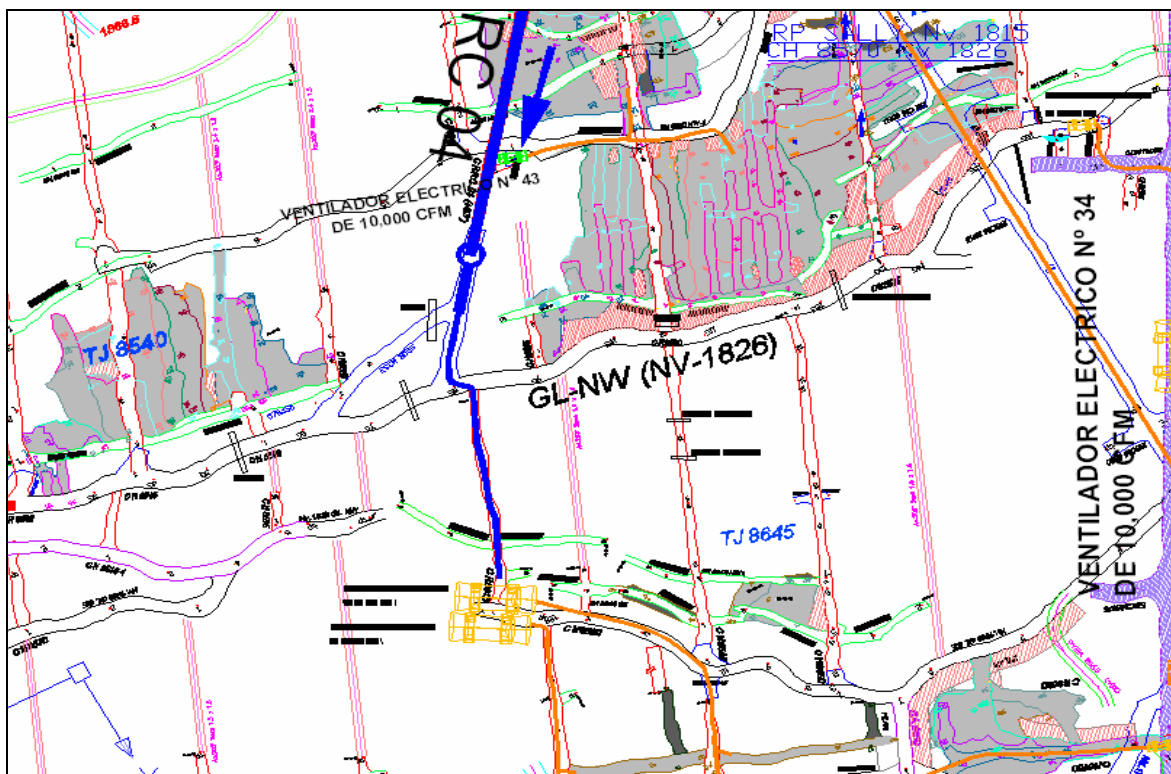


Figura 17. Circuito con Ventiladores Impelentes en Jimena 4

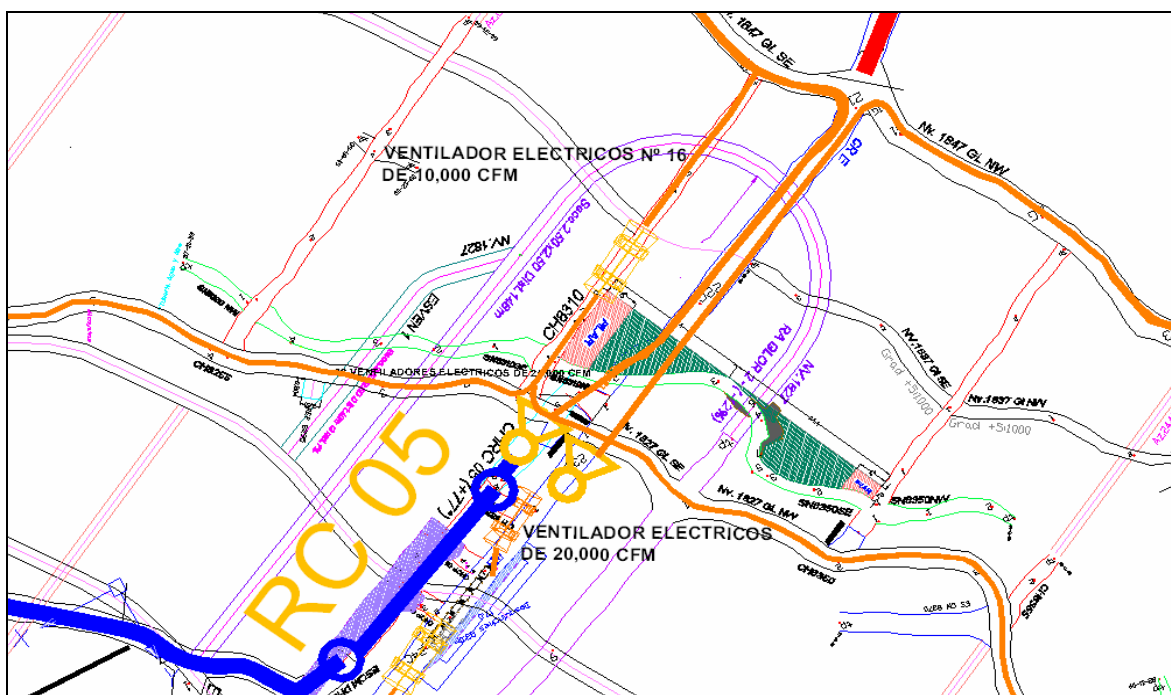


Figura 18. Circuito con Ventiladores Impelentes en Glorita 2

4.12.2 Ventilación Aspirante

En caso de ventilación por extracción, el aire entra por el extremo abierto del ducto instalado a una distancia considerada adecuada, por cuanto la zona de acción del extremo aspirante se llega a propagar a una distancia pequeña del extremo del ducto.

En la mina de Papagayo el sistema de extractor se utilizan en dos puntos principales donde se utilizan ventiladores de 50 000 CFM en las siguientes zonas:

- En la CR W del Nivel 1937 se utilizan dos ventiladores principales como extractor de la zona de Jimena 4
- En la CR LA LIMA del Nivel 1987 se utilizan dos ventiladores principales como extractor de la zona de Glorita 2

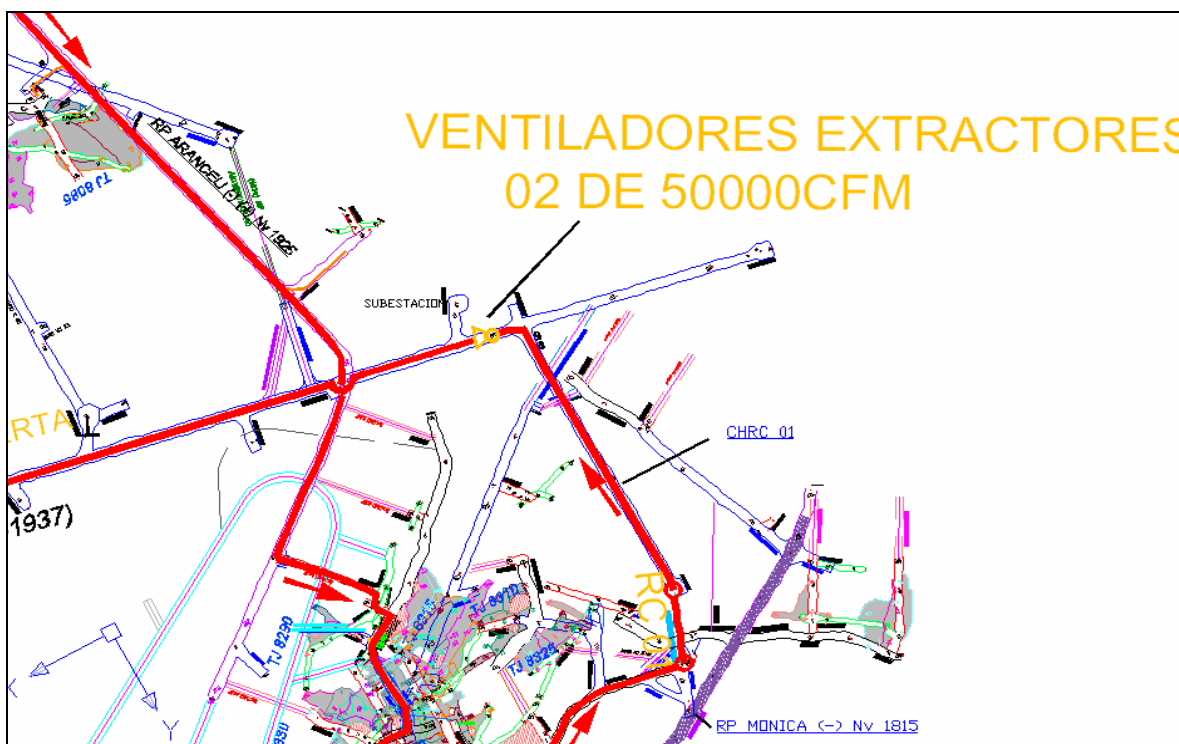


Figura19. Circuito con Ventiladores Extractores en Jimena 4

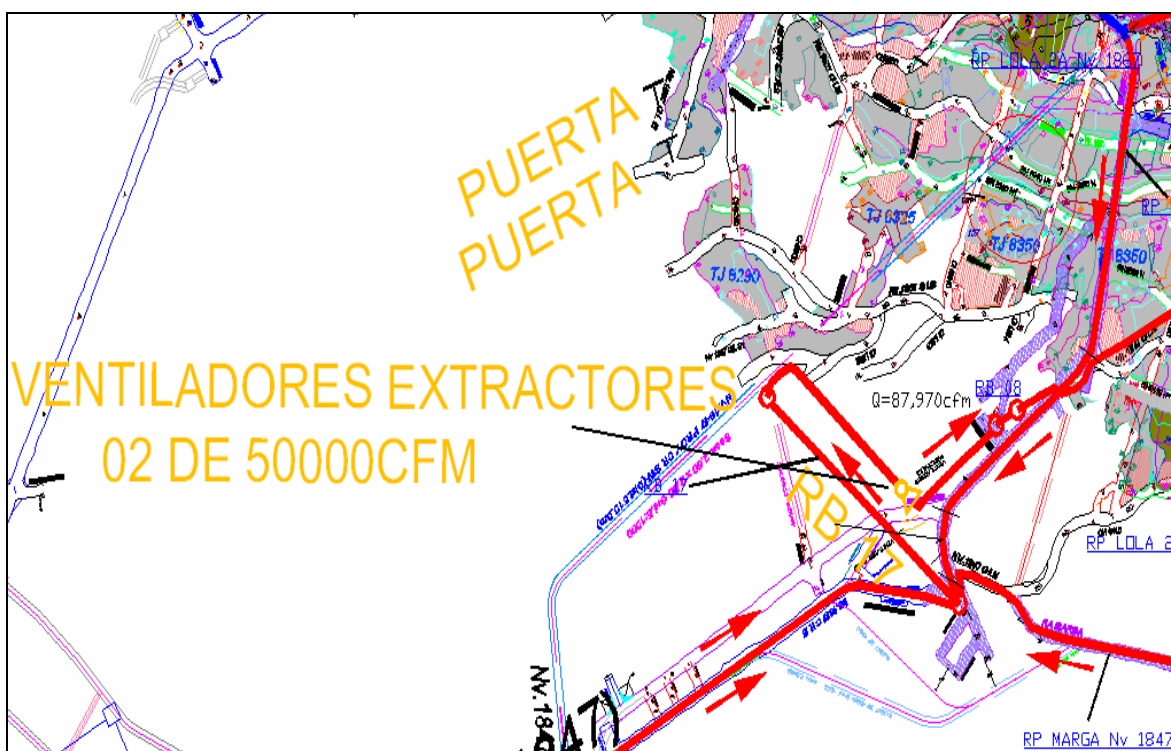


Figura 20. Circuito con Ventiladores Extractores en Glorita 2

4.13 Cálculo del volumen de aire requerido

Como indicamos anteriormente, nuestro sistema de ventilación deberá tener las siguientes condiciones:

- Proporcionar la cantidad suficiente de aire en el frente de trabajo.
- Eliminar y diluir los diferentes gases tóxicos, originados por los disparos.
- Disminuir la concentración y eliminación del polvo en suspensión.
- Proporcionar un adecuado confort, cuando las condiciones de temperatura y humedad son adversas.


Para nuestro caso de la cantidad o volumen de aire necesario en los diferentes trabajos en el laboreo, uno o varios de los factores anteriores tienen una influencia en el cálculo respectivo.

El método general consiste en considerar los aspectos siguientes:

- Cantidad de gases que se desprenden.


- Velocidad del avance o frecuencia de los disparos.
- Número de personas que se encuentran trabajando por turno.
- Consumo y tipo de explosivo - Dinamita
- Polvo originado.
- Condiciones de confort.
- Legislación minera.

Cuadro 25. Balance de Aire de Mina Papagayo Diciembre 2009

 COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.		PEL_DELF_008																																																																																																
00																																																																																																		
BALANCE DE VENTILACION																																																																																																		
UNIDAD ECONOMICA ADMINISTRATIVA: MARAÑON		TURNO:																																																																																																
ZONA: NORTE	MINA: PAPAGAYO																																																																																																	
VETA: JIMENA/GLORITA2	FECHA: 30/12/2009																																																																																																	
I. PARAMETROS DE CALCULO																																																																																																		
<table border="1"> <thead> <tr> <th></th> <th>UNIDAD</th> <th>SIMBOLOGIA</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1.1 SECCION PROMEDIO DE LABOR</td> <td>m2</td> <td>A</td> <td>9.8208</td> </tr> <tr> <td>1.2 TIPO DE EXPLOSIVO</td> <td></td> <td>TE</td> <td>EMULSION</td> </tr> <tr> <td>1.3 VELOCIDAD MINIMA DEL AIRE</td> <td>m/min</td> <td>V</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>1.4 KILOS DE EXPLOSIVO (ANFO+DINAMITA/EMULSION)/GDIA</td> <td>Kg</td> <td>K</td> <td>675</td> </tr> <tr> <td>1.5 NUMERO DE TRABAJADORES/GDIA.</td> <td>unid</td> <td>N</td> <td>221</td> </tr> <tr> <td>1.6 POTENCIA MOTOR EQUIPOS DIESEL</td> <td>hp</td> <td>HP</td> <td>1296</td> </tr> <tr> <td>1.7 FACTOR DE SIMULTANEIDAD DE EQUIPOS DIESEL</td> <td>fs</td> <td>FS</td> <td>0.8</td> </tr> <tr> <td>1.8 TIEMPO DE VENTILACION MINIMA</td> <td>min</td> <td>T</td> <td>240</td> </tr> <tr> <td>1.9 COTA DE TRABAJO</td> <td>msnm</td> <td>c</td> <td>2080</td> </tr> <tr> <td>2.0 CAUDAL REQUERIDO/HOMBRE</td> <td>m3/min</td> <td>q1</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>2.1 CAUDAL REQUERIDO/HP</td> <td>m3/min</td> <td>q2</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>2.2 CAUDAL DE INGRESO</td> <td>m3/min</td> <td>Qi</td> <td>7,793.2</td> </tr> <tr> <td>2.3 CAUDAL DE SALIDA</td> <td>m3/min</td> <td>Qs</td> <td>7,750.7</td> </tr> </tbody> </table>			UNIDAD	SIMBOLOGIA	VALOR	1.1 SECCION PROMEDIO DE LABOR	m2	A	9.8208	1.2 TIPO DE EXPLOSIVO		TE	EMULSION	1.3 VELOCIDAD MINIMA DEL AIRE	m/min	V	20	1.4 KILOS DE EXPLOSIVO (ANFO+DINAMITA/EMULSION)/GDIA	Kg	K	675	1.5 NUMERO DE TRABAJADORES/GDIA.	unid	N	221	1.6 POTENCIA MOTOR EQUIPOS DIESEL	hp	HP	1296	1.7 FACTOR DE SIMULTANEIDAD DE EQUIPOS DIESEL	fs	FS	0.8	1.8 TIEMPO DE VENTILACION MINIMA	min	T	240	1.9 COTA DE TRABAJO	msnm	c	2080	2.0 CAUDAL REQUERIDO/HOMBRE	m3/min	q1	4	2.1 CAUDAL REQUERIDO/HP	m3/min	q2	3	2.2 CAUDAL DE INGRESO	m3/min	Qi	7,793.2	2.3 CAUDAL DE SALIDA	m3/min	Qs	7,750.7	<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="3">ELOCIDAD MINIMA AUTORIZADA POR EL MEM (m/min)</th> </tr> <tr> <th>Dinamita</th> <th>Anfo</th> <th>Emulsión</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>20</td> <td>25</td> <td>20</td> </tr> </tbody> </table> <table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="3">Reglamento de Seg. E Hig. M. DS 046-01-EM</th> </tr> <tr> <th>Cota nsnm</th> <th>m3/min</th> <th>%</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0 a 1,499</td> <td>3</td> <td>0</td> </tr> <tr> <td>1,500 a 2,999</td> <td>4</td> <td>40</td> </tr> <tr> <td>3,000 a 3,999</td> <td>5</td> <td>70</td> </tr> <tr> <td>> 4,000</td> <td></td> <td>100</td> </tr> </tbody> </table>	ELOCIDAD MINIMA AUTORIZADA POR EL MEM (m/min)			Dinamita	Anfo	Emulsión	20	25	20	Reglamento de Seg. E Hig. M. DS 046-01-EM			Cota nsnm	m3/min	%	0 a 1,499	3	0	1,500 a 2,999	4	40	3,000 a 3,999	5	70	> 4,000		100													
	UNIDAD	SIMBOLOGIA	VALOR																																																																																															
1.1 SECCION PROMEDIO DE LABOR	m2	A	9.8208																																																																																															
1.2 TIPO DE EXPLOSIVO		TE	EMULSION																																																																																															
1.3 VELOCIDAD MINIMA DEL AIRE	m/min	V	20																																																																																															
1.4 KILOS DE EXPLOSIVO (ANFO+DINAMITA/EMULSION)/GDIA	Kg	K	675																																																																																															
1.5 NUMERO DE TRABAJADORES/GDIA.	unid	N	221																																																																																															
1.6 POTENCIA MOTOR EQUIPOS DIESEL	hp	HP	1296																																																																																															
1.7 FACTOR DE SIMULTANEIDAD DE EQUIPOS DIESEL	fs	FS	0.8																																																																																															
1.8 TIEMPO DE VENTILACION MINIMA	min	T	240																																																																																															
1.9 COTA DE TRABAJO	msnm	c	2080																																																																																															
2.0 CAUDAL REQUERIDO/HOMBRE	m3/min	q1	4																																																																																															
2.1 CAUDAL REQUERIDO/HP	m3/min	q2	3																																																																																															
2.2 CAUDAL DE INGRESO	m3/min	Qi	7,793.2																																																																																															
2.3 CAUDAL DE SALIDA	m3/min	Qs	7,750.7																																																																																															
ELOCIDAD MINIMA AUTORIZADA POR EL MEM (m/min)																																																																																																		
Dinamita	Anfo	Emulsión																																																																																																
20	25	20																																																																																																
Reglamento de Seg. E Hig. M. DS 046-01-EM																																																																																																		
Cota nsnm	m3/min	%																																																																																																
0 a 1,499	3	0																																																																																																
1,500 a 2,999	4	40																																																																																																
3,000 a 3,999	5	70																																																																																																
> 4,000		100																																																																																																
II. DETERMINACION DEL CAUDAL REQUERIDO																																																																																																		
2.1 PARA PERSONAL (Q1)																																																																																																		
$Q1 = N \times 4 \text{ m3/min}$		<table border="1"> <thead> <tr> <th>Caudal</th> <th>m3/min</th> <th>cfm</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Q1</td> <td>884</td> <td>31,218</td> </tr> </tbody> </table>	Caudal	m3/min	cfm	Q1	884	31,218																																																																																										
Caudal	m3/min	cfm																																																																																																
Q1	884	31,218																																																																																																
2.2 PARA OPERACION DE EQUIPOS DIESEL (Q2)																																																																																																		
<table border="1"> <thead> <tr> <th></th> <th>Equipo</th> <th>HP</th> <th>FC</th> <th>HP EFECTIVO</th> <th>OBSERVACIONES</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td>SCOOP TORO 151D T-04</td><td>82</td><td>0.8</td><td>65.6</td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td>SCOOP TORO 151D T-05</td><td>82</td><td>0.8</td><td>65.6</td><td></td></tr> <tr><td>3</td><td>SCOOP TORO 151D T-06</td><td>82</td><td>0.8</td><td>65.6</td><td></td></tr> <tr><td>4</td><td>DUMPER EJC 415 LHD</td><td>155</td><td>0.8</td><td>124</td><td></td></tr> <tr><td>5</td><td>DUMPER EJC 415 R&D</td><td>155</td><td>0.8</td><td>124</td><td></td></tr> <tr><td>6</td><td>DUMPER JDT 415</td><td>155</td><td>0.8</td><td>124</td><td></td></tr> <tr><td>7</td><td>DUMPER 416 LHD</td><td>155</td><td>0.8</td><td>124</td><td></td></tr> <tr><td>8</td><td>DUMPER MULTIMEC 6600 #2</td><td>82</td><td>0.8</td><td>65.6</td><td></td></tr> <tr><td>9</td><td>DUMPER VARIOMECC 1060 #2</td><td>151</td><td>0.8</td><td>120.8</td><td></td></tr> <tr><td>10</td><td>DUMPER VARIOMECC 1060 #3</td><td>152</td><td>0.8</td><td>121.6</td><td></td></tr> <tr><td>11</td><td>SCOOP EJC 115 D</td><td>137</td><td>0.8</td><td>109.6</td><td></td></tr> <tr><td>12</td><td>SCOOP EJC 116 2</td><td>137</td><td>0.8</td><td>109.6</td><td></td></tr> <tr><td>13</td><td>SCOOP TORO LH203 7</td><td>95</td><td>0.8</td><td>76</td><td></td></tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>1251</td> <td></td> <td>1296</td> <td></td> </tr> </tbody> </table>		Equipo	HP	FC	HP EFECTIVO	OBSERVACIONES	1	SCOOP TORO 151D T-04	82	0.8	65.6		2	SCOOP TORO 151D T-05	82	0.8	65.6		3	SCOOP TORO 151D T-06	82	0.8	65.6		4	DUMPER EJC 415 LHD	155	0.8	124		5	DUMPER EJC 415 R&D	155	0.8	124		6	DUMPER JDT 415	155	0.8	124		7	DUMPER 416 LHD	155	0.8	124		8	DUMPER MULTIMEC 6600 #2	82	0.8	65.6		9	DUMPER VARIOMECC 1060 #2	151	0.8	120.8		10	DUMPER VARIOMECC 1060 #3	152	0.8	121.6		11	SCOOP EJC 115 D	137	0.8	109.6		12	SCOOP EJC 116 2	137	0.8	109.6		13	SCOOP TORO LH203 7	95	0.8	76				1251		1296		$Q2 = HP \times 3 \text{ m3/min}$	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Caudal</th> <th>m3/min</th> <th>cfm</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Q2</td> <td>3,888</td> <td>137,301</td> </tr> </tbody> </table>	Caudal	m3/min	cfm	Q2	3,888	137,301
	Equipo	HP	FC	HP EFECTIVO	OBSERVACIONES																																																																																													
1	SCOOP TORO 151D T-04	82	0.8	65.6																																																																																														
2	SCOOP TORO 151D T-05	82	0.8	65.6																																																																																														
3	SCOOP TORO 151D T-06	82	0.8	65.6																																																																																														
4	DUMPER EJC 415 LHD	155	0.8	124																																																																																														
5	DUMPER EJC 415 R&D	155	0.8	124																																																																																														
6	DUMPER JDT 415	155	0.8	124																																																																																														
7	DUMPER 416 LHD	155	0.8	124																																																																																														
8	DUMPER MULTIMEC 6600 #2	82	0.8	65.6																																																																																														
9	DUMPER VARIOMECC 1060 #2	151	0.8	120.8																																																																																														
10	DUMPER VARIOMECC 1060 #3	152	0.8	121.6																																																																																														
11	SCOOP EJC 115 D	137	0.8	109.6																																																																																														
12	SCOOP EJC 116 2	137	0.8	109.6																																																																																														
13	SCOOP TORO LH203 7	95	0.8	76																																																																																														
		1251		1296																																																																																														
Caudal	m3/min	cfm																																																																																																
Q2	3,888	137,301																																																																																																
2.3 PARA DILUCION DE EXPLOSIVOS (Q3)																																																																																																		
$Q3 = (100 \times 0.04 \times K) / (0.008 \times T)$		<table border="1"> <thead> <tr> <th>Caudal</th> <th>m3/min</th> <th>cfm</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Q3</td> <td>1,406.25</td> <td>49,660</td> </tr> </tbody> </table>	Caudal	m3/min	cfm	Q3	1,406.25	49,660																																																																																										
Caudal	m3/min	cfm																																																																																																
Q3	1,406.25	49,660																																																																																																
2.5 CAUDAL REQUERIDO		<table border="1"> <tbody> <tr> <td></td> <td>6,178</td> <td>218,179</td> </tr> </tbody> </table>		6,178	218,179																																																																																													
	6,178	218,179																																																																																																
III. COBERTURA DEL SISTEMA (C)																																																																																																		
IV. OBSERVACIONES																																																																																																		
		<table border="1"> <tbody> <tr> <td>CAUDAL INGRESO (m3/min)</td> <td>7,793</td> </tr> <tr> <td>CAUDAL REQUERIDO (m3/min)</td> <td>6,178</td> </tr> <tr> <td>COBERTURA (%)</td> <td>126.1</td> </tr> </tbody> </table>	CAUDAL INGRESO (m3/min)	7,793	CAUDAL REQUERIDO (m3/min)	6,178	COBERTURA (%)	126.1																																																																																										
CAUDAL INGRESO (m3/min)	7,793																																																																																																	
CAUDAL REQUERIDO (m3/min)	6,178																																																																																																	
COBERTURA (%)	126.1																																																																																																	
REALIZADO POR:																																																																																																		
Nombre: Arturo Gomez de la torre H	Nombre: Anthony Ortega	Nombre: Y. Figueroa																																																																																																
Cargo: SUPERVISOR DE VENTILACION	Cargo: ASISTENTE DE P&I	Cargo: JEFE DE P&I																																																																																																
Fecha:	Fecha:	Fecha:																																																																																																
Firma:	Firma:	Firma:																																																																																																
Formato Aprobado: 24/11/2007																																																																																																		

Fuente: Informe Mensual de Ventilación de Mina Papagayo Diciembre 2009

Cuadro 26. Balance de Aire de Mina Papagayo (Versión 1)

 COMPANÍA MINERA PODEROSA S.A.		PEI_DEI_F_008 01	
BALANCE DE VENTILACION			
ZONA:	UNIDAD ECONOMICA ADMINISTRATIVA: MARANON		
MINA:	NORTE		
VETA:	PAPAGAYO		
FECHA:	JIMENA/GLORITA2		
	30/12/2009		
1. PARAMETROS DE CALCULO			
	UNIDAD	SIMBOLOGIA	VALOR
1.1	m2	A	9.8208
1.2		TE	EMULSION
1.3	m3	G	0.04
1.4		F	0.008
1.5	m/min	V	20
1.6	Kg	K	675
1.7	unid	N	221.0
1.8	hp	Hpe	1296
1.9	fs	FS	0.8
1.1	min	T	240
1.11	msnm	c	2080
1.12	m3/min	q1	4
1.13	m3/min	q2	3
1.14	m3/min	Qi	7793.15
1.15	m3/min	Qs	7750.68

VELOCIDAD MINIMA AUTORIZADA POR EL MEM (m/min)		
DINAMITA	ANFO	EMULSION
20	25	20

REGLAMENTO DE SEG. E HIG. M. DS 046-01-EM		
COTA msnm	m3/min	%
0 a 1,499	3	0
1,500 a 2,999	4	40
3,000 a 3,999	5	70
> 4,000		100

2. DETERMINACION DEL CAUDAL REQUERIDO			
2.1 PARA PERSONAL (Q1)			
$Q1 = N \times q1$			
	Caudal	m3/min	cfm
	Q1	884	31,218
2.2 PARA OPERACIONES DE EQUIPOS DIESEL (Q2)			

	EQUIPO	HP	FS	HP EFECTIVO
1	SCOOP TORO 151D T-04	82	0.8	65.6
2	SCOOP TORO 151D T-05	82	0.8	65.6
3	SCOOP TORO 151D T-06	82	0.8	65.6
4	DUMPER EJC 415 LHD	155	0.8	124
5	DUMPER EJC 415 R&D	155	0.8	124
6	DUMPER JDT 415	155	0.8	124
7	DUMPER 416 LHD	155	0.8	124
8	DUMPER MULTIMEC 6600 #2	82	0.8	65.6
9	DUMPER VARIOMECC 1060 #2	151	0.8	120.8
10	DUMPER VARIOMECC 1060 #3	152	0.8	121.6
11	SCOOP EJC 115 D	137	0.8	109.6
12	SCOOP EJC 116 2	137	0.8	109.6
13	SCOOP TORO LH203 7	95	0.8	76
		1620		1296

$Q2 = HPe \times q2$					
	Caudal	m3/min	cfm		
	Q2	3888	137300.832		
2.3 PARA DILUCION DE EXPLOSIVOS (Q3)					
$Q3 = (100 \times GxK) / (FxT)$					
	Caudal	m3/min	cfm		
	Q3	1406.25	49660.3125		
2.4 FACTOR DE SEGURIDAD					
F.S. = 15 %					
	F.S.=	0.15	adicional		
2.5 CAUDAL REQUERIDO (QR)					
	Caudal	m3/min	cfm		
	QR	7104.9875	250905.5286		
3. COBERTURA DEL SISTEMA (C%)					
	CAUDAL DE INGRESO (m3/min)	7,793			
	CAUDAL REQUERIDO (m3/min)	7,105			
	C%	**109.7**			
REALIZADO POR:		**REVISADO POR:**		**APROBADO POR:**	
Nombre:	Arturo Gomez de la torre H	Nombre:	Anthony Ortega	Nombre:	Y. Figueroa
Cargo:	SUPERVISOR DE VENTILACION	Cargo:	ASISTENTE DE P&I	Cargo:	JEFE DE P&I
Fecha:		Fecha:		Fecha:	
Firma:		Firma:		Firma:	
Formato Aprobado: En revision					

Fuente: Informe Mensual de Ventilación de Mina Papagayo Diciembre 2009

4.14 Determinación de la presión de aire requerida

El aire que fluye a través de conductos, sean estas galerías o ductos, encuentra resistencia al movimiento de la corriente originada por las paredes de estos conductos, en consecuencia hay transformación de energía cinética en energía calorífica, por lo que es necesario para mantener el movimiento, entregar mayor cantidad de energía cinética.

Para valorizar estas pérdidas, que se traducen en pérdida o caídas de presión, generalmente se dividen en dos grupos:

- Las caídas o pérdidas de presión originadas por la fricción o resistencia que ofrecen las paredes de los conductos al flujo de la corriente de aire, que depende de su rugosidad y de la dirección de la corriente.
- Las pérdidas de presión causadas por cambios bruscos en la velocidad de la corriente de aire, originadas por cambios de dirección y obstrucciones.

Las fórmulas utilizadas para determinar las pérdidas de presión incluyen un factor empírico “k” que se denomina “coeficiente de fricción”. Seguidamente realizamos un estudio de las expresiones que influyen en el movimiento de las corrientes de aire en los ductos o en las labores mineras misma.

4.14.1 Resistencias que Ofrecen las Labores

Fanning – Darcy, nos muestra la relación que nos permite el cálculo de la pérdida de carga por fricción en los ductos circulares.

$$H_1 = f \times \frac{L \times V^2}{2g \times D}$$

Donde:

H₁ = Pérdidas de carga por pie, en pulgadas.

L = Longitud, en pies.

D = Diámetro, en pies.

V = Velocidad, en pies/s.

F = Coeficiente de fricción.

De la relación anterior, expresando la pérdida de carga en función del radio hidráulico (R_h). El radio hidráulico (R_h) es la relación entre el área de la sección transversal del conducto y su perímetro:

$$R_h = \frac{A}{P}$$

Para un conducto circular, se tiene

$$A = \frac{\pi D^2}{4} ; P = \pi D$$

$$R_h = \frac{D}{4}$$

Entonces:

$$H_1 = f \times \frac{L \times V^2}{8 R_h g}$$

Si se expresa H_1 en pulgadas de agua y V en pies/min, se tiene derivada la ecuación de Atkinson:

$$H_1 = \frac{f}{5,2} \times \frac{L}{4 R_h} \times \frac{0,075 V^2}{3\,600 (2g)}$$

Esta expresión matemática se utiliza para calcular las pérdidas de carga por fricción en una corriente de ventilación.

$$H_f = \frac{K \times P \times L \times V^2}{5,2 \times A}, \text{ puesto que: } R_h = \frac{A}{P}$$

Donde:

K = factor de fricción para el aire en condiciones normales (0,075 lb/pie³)

$$H_f = \frac{K \times S \times V^2}{5,2 \times A}$$

Siendo:

$$s = PL \text{ (superficie barrida)}$$

Cuando la velocidad de la corriente es desconocida, la expresión toma la forma siguiente, si se conoce el volumen del aire, Q :

$$H_f = \frac{K \times P \times L \times Q^2}{5,2 \times A^3}$$

Otros factores que influyen, por la naturaleza del trazado de la galería, son las actividades durante el desarrollo incrementando la resistencia, llegando en ocasiones a valores de importancia; por ende, es necesario hacer un análisis de las pérdidas de carga “por choque”.

$$G H_{ch} = n H_v$$

Donde:

H_{ch} = pérdida total de presión por choque, en pulgadas de agua

H_v = caída de presión por la velocidad, en pulgadas de agua

n = coeficiente de pérdida de choque

Según la ecuación de Bernoulli, se tiene que la energía que se transforma en presión dinámica, por efecto de la velocidad, es:

$$H_v = \frac{w \times v^2}{2g} = w \times \left(\frac{v}{1098} \right)^2 = \left(\frac{v}{4000} \right)^2$$

Haciendo la equivalencia con la ecuación de Atkinson.

$$H_{ch} = H_f$$

$$n H_v = \frac{K \times L \times v^2}{5,2 \times R_h}$$

$$n \times \frac{w \times v^2}{1098^2} = \frac{K \times L \times v^2}{5,2 \times R_h}$$

Si L queda expresado como largo equivalente L_e , se tiene:

$$L_e = \frac{5,2 \times R_h \times W}{K \times 1098^2} \times n = \frac{3240 \times R_h \times n}{10^{10} \times K}$$

Estos valores han sido determinados experimentalmente.

4.14.2 Pérdida de Carga en los Ductos

La expresión que mide la pérdida de carga o presión en los ductos se deduce de la ecuación de Fanning-Darcy, cuya aplicación está limitada a fluidos incompresibles, pero que pueden utilizarse en caso del aire,

que fluyen por los ductos cuando las pérdidas de presión son inferiores a 1/10 del valor de la presión estática absoluta inicial.

En resumen, la misma ecuación de Atkinson permite el cálculo de resistencia al flujo del aire en los ductos; la fórmula de dicha ecuación es:

$$H_f = \frac{K \times L \times V^2}{5,2 \times R_h}$$

El factor K, es un coeficiente que depende, en gran parte, de la naturaleza del conducto, corregido por la densidad del aire; este es directamente proporcional a la densidad del aire, para un tipo determinado del ducto:

$$H = \frac{K \times P \times Q \times V^2}{5,2 \times A^3} \times \left(\frac{w}{0,075} \right)$$

Siendo:

W = densidad del aire actual

0,075 = densidad del aire en condiciones normales de temperatura y presión (lb/pie³).

Los valores de K, para diferentes tipos de ductos que se utilizan, varían con el material y sus condiciones de instalación.

Cuadro 27. Valores de la Constante K

Ducto	Factor K x 10 ⁻¹⁰	
	Nueva	Usada
Acero, madera	15,0	20,0
Yute, tela de buque	20,0	25,0
Tela en espiral	22,5	27,5

Fuente: Incendios y Gases. Ventilación en Minas Metálicas y No Metálicas – UNI

También se puede deducir la pérdida de carga en un ducto, con:

$$h = a \times \frac{Q^\alpha \times L}{D^5} \text{ (mm)}$$

Donde:

L = longitud del ducto, metros

D = diámetro del ducto, metros

a y α = coeficientes de fricción del ducto. Dependen de la rugosidad del a superficie interior de la tubería y de la naturaleza del acoplamiento.

Cuadro 28. Coeficientes de Fricción de los Ductos

Ducto	α	a
Acero	2,0	0,00205
Lonas, material flexible	1,0	0,00210

Fuente: Incendios y Gases. Ventilación en Minas Metálicas y No Metálicas - UNI

Se debe tomar en cuenta que todos los valores para las pérdidas que ocasiona la fricción están dados generalmente, por cada 100 pies de longitud, en una tubería metálica de paredes lisas y a una densidad normal del aire.

Cuadro 29. Factores de Corrección en Ductos

Ductos	Factor de corrección	
	Nueva	Usada
Metálica, madera	1,00	1,33
Yute o lona	1,33	1,67
Lona (spiral tipe)	1,50	1,83

Fuente: Manual de Ventilación de Minas – UNI

La depresión o pérdida de carga calculada por las expresiones anteriores corresponden a las tuberías impermeables, sin pérdidas cuando el valor de Q es constante. En realidad, una parte del aire se pierde en el camino.

El coeficiente de las pérdidas del aire caracteriza la permeabilidad del ducto:

$$e = \frac{Q_e}{Q_s}$$

Siendo:

Q_e = caudal del aire entrante

Q_s = caudal del aire saliente

e = coeficiente de permeabilidad

En la publicación "Aspects of coal mine ventilation", R. Mancha considera que la razón entre las cantidades de aire que fluyen en dos puntos determinados, es igual a la razón que existe entre las alturas de presiones de los mismos, con o sin pérdidas de aire.

$$\frac{H_{1p}}{H_1} = \frac{Q_1}{Q_2}$$

Donde:

H_1 = caída de presión, sin considerar pérdidas

H_{1P} = caída de presión, considerando pérdidas

Q_1 = volumen de aire entregado por un ventilador

Q2 = volumen de aire que llega a un punto determinado

Los resultados muestran, que si se toman las medidas y precauciones necesarias durante la instalación y conservación de las tuberías, las pérdidas no exceden del 25 % del volumen entregado por el ventilador.

4.14.3 Caídas de Presión en Ductos

La expresión deducida anteriormente:

$$H = \frac{K \times S \times V^2}{5,2 \times A}$$

Donde, la caída de presión H, es directamente proporcional a la densidad del aire; cabe mencionar que la mayoría de los gráficos para determinar las pérdidas de presión están basados en una densidad del aire en condiciones normales, 0,075 lb/pulg³.

La siguiente expresión permite obtener las pérdidas de carga, cuya deducción se basa en la ecuación general del flujo de gases, propuesto por W.S. Weeks:

$$P_1^2 - P_2^2 = \frac{K_c \times Q^2 \times L}{D^5}$$

Donde:

Q = caudal del aire en pies³/min (condiciones normales)

L = longitud del ducto, en pies

D = diámetro del ducto, en pulgadas

P1 = presión absoluta de entrada, en lb/pulg²

P2 = presión absoluta de salida, en lb/pulg²

Kc = factor, igual a 0,006

Para realizar los cálculos dependida por fricción como primer paso se da las coordenadas al software de sus cruces y ramales, y se detalla en el siguiente cuadro:

Cuadro 30. Coordenadas de Cruces y Ramales de Mina Papagayo

COORD. X	COORD. Y	COORD. Z	GRUPO NUMERO	GRUPO NOMBRE	RAMALES ASOCIADOS	RELATIVAS PRESIONES
210149	9147456.5	2079	1	RP LOLA 3	1	0
210178.2	9147460.8	2079	1	RP LOLA 3	2	-9.9
210242.1	9147566.5	2068	1	RP LOLA 3	2	-95.1
210205.3	9147640.2	2063	1	RP LOLA 3	2	-151.8
210259.5	9147685.3	2063	1	RP LOLA 3	2	-151.8
210294.6	9147673.7	2059	1	RP LOLA 3	2	-177.4
210294.2	9147659.2	2057	1	RP LOLA 3	2	-187.4
210281.2	9147654.5	2055	1	RP LOLA 3	2	-197
210083.9	9147734.6	2023	1	RP LOLA 3	2	-345.1
210079.5	9147744.9	2023	1	RP LOLA 3	2	-352.9
210090.2	9147757.7	2022	1	RP LOLA 3	2	-364.4
210212.8	9147857.1	2008	1	RP LOLA 3	2	-446.5
210240.9	9147857	2006	1	RP LOLA 3	2	-455.6
210248.1	9147804.3	1998	1	RP LOLA 3	2	-472.9
210242.2	9147801.6	1996	1	RP LOLA 3	2	-475.1
210237.2	9147816.6	1994	1	RP LOLA 3	2	-480.1
210238	9147831.6	1992	1	RP LOLA 3	2	-485
210223	9147868.4	1990	2	NV 1987	4	-496.9
210518.4	9147153	1980	2	NV 1987	1	0.2
210627.9	9147291.3	1984	2	NV 1987	2	-19.2
210690.6	9147435.5	1984	2	NV 1987	2	-58.8
210640.9	9147545.2	1984	2	NV 1987	2	-462.5
210455.5	9147627.7	1986	2	NV 1987	2	-474.3
210367.1	9147638	1986	2	NV 1987	2	-479.5
210220.8	9147832.8	1987	2	NV 1987	3	-494.2
210926.9	9147881.8	1992	2	NV 1987	2	-518.5
211006.1	9148246.5	1995	47	GLN1	2	-659.7

210248.9	9147878	1988	2	NV 1987	4	-502.3
210303.1	9147952.2	1988	2	NV 1987	2	-506.8
210298.9	9147996.4	1988	2	NV 1987	2	-509
210320.7	9148030.7	1988	2	NV 1987	2	-511
210336.1	9148097	1988	2	NV 1987	2	-514.4
210981.8	9148302.4	1995	47	GLN1	2	-673.5
210657.4	9147960.3	1991	46	CR NE1	2	-553.2
210342.1	9148319.2	1988	2	NV 1987	2	-802.9
210320.5	9148381.8	1988	2	NV 1987	2	3168.8
210209.4	9147880.4	1983	3	RP LOLA 2	2	-497.2
210182.5	9147885.3	1979	3	RP LOLA 2	2	-499.1
210178.1	9147896.3	1978	3	RP LOLA 2	2	-500.3
210186.2	9147904.1	1976	3	RP LOLA 2	2	-501.4
210252.3	9147896.7	1967	3	RP LOLA 2	2	-508
210266.2	9147885.8	1964	3	RP LOLA 2	3	-509.8
210265.6	9147862.7	1961	3	RP LOLA 2	2	-514.2
210276.4	9147853.5	1959	3	RP LOLA 2	2	-516.9
210285.4	9147856.9	1958	3	RP LOLA 2	2	-518.7
210296.4	9147885.6	1955	3	RP LOLA 2	2	-524.5
210295.4	9147923	1954	3	RP LOLA 2	2	-531.6
210328.2	9147942.3	1951	3	RP LOLA 2	2	-540.6
210324	9147954	1948	3	RP LOLA 2	2	-543
210269.4	9147984.8	1938	3	RP LOLA 2	2	-554.9
210262.2	9148008	1938	3	RP LOLA 2	2	-560.6
210273.3	9148021.5	1936	3	RP LOLA 2	3	-563.9
210310.4	9148058.1	1931	3	RP LOLA 2	2	-562.9
210364.8	9148053.9	1925	3	RP LOLA 2	2	-561.8
210373.3	9148063.7	1923	3	RP LOLA 2	2	-561.5
210374.4	9148071.2	1922	3	RP LOLA 2	2	-561.3
210312.6	9148148.3	1918	3	RP LOLA 2	2	-558.9
210289.3	9148175.9	1905	3	RP LOLA 2	2	-557.9
210274.6	9148176.1	1903	3	RP LOLA 2	2	-557.6
210259.2	9148160.8	1901	3	RP LOLA 2	2	-557.2
210261.4	9148147.9	1900	3	RP LOLA 2	3	-556.9
210271.4	9148137	1897	3	RP LOLA 2	2	-556.9
210281.7	9148137	1896	3	RP LOLA 2	2	-556.9
210306	9148157	1892	3	RP LOLA 2	2	-556.9
210303.4	9148163.3	1891	3	RP LOLA 2	2	-556.9
210290.1	9148181.2	1891	4	RP LOLA2A	2	-556.9
210287.9	9148190.1	1890	4	RP LOLA2A	2	-556.9
210243.8	9148232.9	1883	4	RP LOLA2A	2	-557
210224.9	9148249.5	1879	4	RP LOLA2A	2	-557
210194.8	9148302.7	1872	4	RP LOLA2A	3	-557.1
210198.8	9148318	1870	4	RP LOLA2A	2	-557.1
210998.5	9148198.6	1995	46	CR NE1	2	-648.6
210246.2	9148373.4	1862	4	RP LOLA2A	2	-556.9
210310	9148384.8	1854	4	RP LOLA2A	2	-556.7
210318	9148394.4	1853	4	RP LOLA2A	2	-556.7
210316	9148403.1	1851	4	RP LOLA2A	4	-556.7

210318	9148413.2	1851	4	RP LOLA2A	2	-561.8
210250.4	9148032.1	1937	5	NV 1937	2	-571.8
210206.7	9148090.1	1938	5	NV 1937	2	-589.9
210069.6	9148164.8	1939	5	NV 1937	2	-628.9
210064.9	9148371.2	1941	5	NV 1937	2	-693.2
209993.7	9148420.6	1941	5	NV 1937	2	-729.6
210951.8	9148334.4	1995	47	GLN1	2	-683.6
210946.1	9148330.9	1995	48	CHRC05	2	-685.2
210917.1	9148318	1852	48	CHRC05	2	-1370.9
210124.1	9148285.8	2192	18	NV 2190	2	209.6
210355.1	9148328.5	1987	6	RB 17	2	-796
209899.7	9148480.3	1943	69	NV-1937	2	-763.2
209899.2	9148711.8	1945	69	NV-1937	2	-820.4
209909.9	9148712	1945	69	NV-1937	2	-823.1
209923.5	9148726.8	1775	68	RA SALLY	2	-1497.7
209941	9148719.3	1775	68	RA SALLY	2	-502.4
209798.4	9148443.4	1844	10	RP MONICA(+)	2	-556.7
209876.6	9148443.3	1843	10	RP MONICA(+)	2	-558.2
209890.3	9148426.8	1840	10	RP MONICA(+)	2	-558.6
209795.3	9148401.5	1824	11	RP MONICA(-)	2	-564.9
209643.1	9148352.5	1820	12	RB 1815	3	-585.8
209898	9148380	1836	11	RP MONICA(-)	3	-559.5
209671.1	9148347.1	1816	12	RB 1815	2	-583.1
210334.9	9148081.4	1931	13	INCLINADO 1927	2	-545.3
210316	9148092.7	1927	13	INCLINADO 1927	2	-545.6
210260.8	9148080.5	1927	14	RP KAROL	2	-547.3
210233.5	9148126.3	1919	14	RP KAROL	2	-549.5
210253.5	9148139.1	1902	15	CH 8150	2	-550.7
210331.2	9148098.6	1988	13	INCLINADO 1927	2	-514.7
210284.4	9148372.7	2028	16	CH 910	2	2807.8
210284.8	9148367.5	2029	17	RB 08	2	2804.4
210279.9	9148374.8	2194	17	RB 08	2	339.6
210135.5	9148382.2	2192	18	NV 2190	2	247.6
210127.4	9148376.3	2191	18	NV 2190	2	241.2
210111.5	9148205.4	2191	18	NV 2190	2	185.6
210105.9	9148084.1	2190	18	NV 2190	2	149.9
210073	9147918.3	2190	18	NV 2190	2	100.2
209921.5	9147778.6	2189	18	NV 2190	2	39.5
209982.2	9147659.7	2186	18	NV 2190	1	0.2
210126.7	9148362.2	2192	18	NV 2190	3	232.1
210079.5	9148361.2	2234	19	PIÑUTO	2	189.4
210084	9148344.4	2234	19	PIÑUTO	2	188.3
210045.2	9148345.1	2265	19	PIÑUTO	2	154.7
210047.4	9148300.6	2265	19	PIÑUTO	2	151.8
209964.2	9148295.8	2349	19	PIÑUTO	2	71.8
209911.5	9148294.3	2405	19	PIÑUTO	2	19.8
209927.6	9148157.5	2405	19	PIÑUTO	2	10.8
209949.4	9147997	2404	19	PIÑUTO	1	0.2
210059.1	9147912.1	1988	34	CR JIMENA	2	-493.8

209968.9	9147927.9	1988	34	CR JIMENA	2	-496
209926.3	9147921.4	1988	34	CR JIMENA	2	-497
209905.7	9147899.3	1988	34	CR JIMENA	2	-497.7
210323.6	9148372.1	1989	2	NV 1987	2	-827.4
209897.4	9147894.7	1988	34	CR JIMENA	2	-498
209880.2	9147902.1	1989	34	CR JIMENA	2	-498.5
209879.2	9147908.2	1983	32	CIRCUITO NV 1937	2	-503.5
209821.8	9147951.4	1943	32	CIRCUITO NV 1937	2	-506.3
209845.3	9147970.2	1943	32	CIRCUITO NV 1937	2	-507.4
209812.5	9148064.4	1942	32	CIRCUITO NV 1937	2	-510.7
209771.6	9148070.7	1943	38	RP ARANCELI	2	-512.2
209772.1	9147975.8	1935	38	RP ARANCELI	2	-514.5
210907.9	9148322.9	1852	25	CR E NV 1847	2	-374.4
210847.8	9148293.3	1853	25	CR E NV 1847	2	-394
210833.1	9148281.5	1854	25	CR E NV 1847	2	-399.9
209757.5	9147966.2	1932	38	RP ARANCELI	2	-515
209742.5	9147978.4	1929	38	RP ARANCELI	2	-515.5
209689.7	9148199.6	1902	38	RP ARANCELI	2	-520.9
209740.3	9148256.6	1899	38	RP ARANCELI	2	-522.7
210258.3	9148375.6	1860	23	CIRCUITO JIMENA 3	2	-556.9
210339.1	9148114.1	1917	23	CIRCUITO JIMENA 3	2	-559.9
210220.6	9148343.4	1866	24	RP LOLA 2A(+)	2	-557
209718.1	9148281.5	1868	38	RP ARANCELI	2	-539.5
209721	9148288.3	1867	38	RP ARANCELI	2	-542.3
209719.8	9148292.5	1851	38	RP ARANCELI	2	-548.4
209729.6	9148299.3	1852	10	RP MONICA(+)	0	99999.9
209729.4	9148319.7	1852	10	RP MONICA(+)	2	-550.7
209730.4	9148327.1	1852	10	RP MONICA(+)	2	-551.3
209742.2	9148327.8	1851	10	RP MONICA(+)	2	-552.2
209750.8	9148335.2	1851	10	RP MONICA(+)	2	-553.1
209745.6	9148343.2	1851	10	RP MONICA(+)	2	-553.3
209737.8	9148422.3	1851	10	RP MONICA(+)	2	-555.1
209738	9148435.2	1849	10	RP MONICA(+)	2	-555.4
210565.1	9148385.8	1852.6	25	CR E NV 1847	2	-482.2
210351.6	9148385.8	1851	25	CR E NV 1847	2	-543.4
210329.9	9148401.8	1851	25	CR E NV 1847	2	-551.6
210255	9147877.7	1969	26	CH 1987	2	-507.2
210254.6	9147885.5	1964	26	CH 1987	2	-509.5
210168.9	9148112.9	1937	5	NV 1937	2	-600.9
210188.5	9147880.4	1986	28	CH EX MACHINE DRILL	3	-494
210189.3	9147884.4	1980	28	CH EX MACHINE DRILL	3	-498.4
210619.1	9147881.7	1990	2	NV 1987	3	-532.8
209938.5	9148455.5	1942	5	NV 1937	3	-751.8
209945.8	9148464.9	1942	50	CHRC04	2	-752.1
209998.5	9148529.5	1829	50	CHRC04	2	-786.2
210019.7	9148557.8	1828	43	GL NW	3	-537
210113.8	9148537.9	1828	43	GL NW	2	-543.7
210142.2	9148548.4	1827	43	GL NW	2	-546.1

210036.2	9147810.1	2024	66	CHRC NV 2020NV2080	2	782.2
210047.5	9147888.6	2026	30	NV 2020	2	854
209950.9	9147905.3	2027	30	NV 2020	2	889.7
209946.5	9147916.3	2026	30	NV 2020	2	895.9
209914.1	9147947.7	1942	31	CHRC02	2	1643.7
209910	9147951.2	1941	31	CHRC02	2	1648.3
210009.7	9148170.3	1940	32	CIRCUITO NV 1937	2	1760.7
209932.3	9147968.2	1941	32	CIRCUITO NV 1937	2	1663
210060.1	9147815	2025	30	NV 2020	2	812.4
210024.4	9147803.9	2084	66	CHRC NV 2020NV2080	2	274.9
210028.8	9147773.2	2084	67	GL NE	2	238
210073.4	9147736.3	2084	67	GL NE	2	173.5
210073.3	9147708.9	2083	67	GL NE	2	140.3
210146.2	9147631.7	2083	67	GL NE	2	26.3
209779.2	9148196	1942	32	CIRCUITO NV 1937	2	1845.4
209890.4	9148173.8	1941	32	CIRCUITO NV 1937	2	1804.1
209632.6	9148227.6	1945	32	CIRCUITO NV 1937	2	-1600.2
209632.8	9148328.1	1945	32	CIRCUITO NV 1937	2	-1563.5
210165.3	9147908.6	1987	34	CR JIMENA	2	-493.2
210160.4	9147910.8	1987	34	CR JIMENA	2	-493.1
210120.7	9147910.9	1988	34	CR JIMENA	3	-492.3
210127	9147624.2	2083	67	GL NE	1	0.1
209745.2	9148441.8	1848	10	RP MONICA(+)	2	-555.5
209755.4	9148443	1846	10	RP MONICA(+)	2	-555.7
209934.6	9147929.5	1989	34	CR JIMENA	2	1222.2
209921.8	9148580.4	1826	43	GL NW	2	-536.5
209875.6	9148570.1	1826	43	GL NW	2	-536.3
209879.5	9148578.6	1797	68	RA SALLY	2	-533.2
209865.4	9148586.1	1797	68	RA SALLY	3	-533.1
209774.9	9148426.5	1819	68	RA SALLY	2	-561.8
210457.1	9147881.2	1989	2	NV 1987	2	-520.7
210318.1	9147837.3	1988	2	NV 1987	2	-509.8
209733.6	9148349.6	1817	12	RB 1815	2	-577.4
209735	9148390.6	1816	12	RB 1815	3	-573.7
209635.4	9148345.1	1801	11	RP MONICA(-)	2	-582.5
209623.3	9148352.7	1802	11	RP MONICA(-)	2	-580.3
209655.4	9148372.4	1806	11	RP MONICA(-)	2	-578.2
210051.7	9147863.8	2025	39	TJ 7910	2	844.3
210073	9147873.8	2012	39	TJ 7910	2	-431.8
210121.2	9147916.3	1993	39	TJ 7910	2	-485.7
210154.1	9147809.5	2016	39	TJ 7910	3	-421.8
210140.2	9147834.1	2015	39	TJ 7910	2	-424.5
210123.3	9147838.4	2015	39	TJ 7910	2	-426.3
210162.3	9148537.9	1828	41	RP MARGA (-)	2	-547.8
210298.8	9148431.1	1850	41	RP MARGA (-)	2	-554.8
210303	9148416.1	1851	41	RP MARGA (-)	2	-555.7
209778.5	9148398.8	1821	11	RP MONICA(-)	3	-565.9
210654.5	9147525.1	1984	2	NV 1987	3	-434.7

210830.7	9147436	1985	57	CR CARMELA	2	-457.7
210932.8	9147539	1985	57	CR CARMELA	2	-475.1
210999.1	9147659.3	1985	57	CR CARMELA	2	-491.6
210274.7	9147758.8	1984	2	NV 1987	2	-488.6

Fuente: Levantamiento Topográfico del Informe Mensual de Ventilación

Para luego hacer la simulación donde se calcula la resistencia para cada ramal y por consiguiente su resistencia total de la Mina Papagayo y se muestra en el siguiente cuadro:

Cuadro 31: Resistencias de cada Ramal y Caudales del Circuito de Ventilación de Mina Papagayo Diciembre 2009

RAMAL	DE	A	TOTAL RESISTENCIA	CANTIDAD (kcfm)	PRESION BAJA (m.in wg)	ENERGIA DE AIRE PERDIDA	OPERACIÓN COSTO (\$/y)
1	4	6	0	127.3	0	0	0
2	29	221	0.00424	41.94	7.5	0.05	46
3	221	220	0.00619	41.94	10.9	0.07	67
4	220	183	0.00688	41.94	12.1	0.08	74
5	212	213	0.00055	20.97	0.2	0	0
6	168	212	0.00052	20.97	0.2	0	0
7	213	102	0.00227	20.97	1	0	0
8	165	166	0.0005	20.97	0.2	0	0
9	166	167	0.0042	20.97	1.8	0.01	0
10	167	168	0.00069	20.97	0.3	0	0
11	164	165	0.00201	20.97	0.9	0	0
12	163	164	0.00212	20.97	0.9	0	0
13	162	163	0.00134	20.97	0.6	0	0
14	152	153	0.0122	20.97	5.4	0.02	17
15	151	152	0.00114	20.97	0.5	0	0
16	146	151	0.00104	20.97	0.5	0	0
17	145	146	0.00514	20.97	2.3	0.01	7
18	144	145	0.00334	20.97	1.5	0	0
19	143	144	0.00755	20.97	3.3	0.01	10
20	142	143	0.00253	20.97	1.1	0	0
21	141	142	0.00628	20.97	2.8	0.01	9
22	140	141	0.01145	20.97	5	0.02	15
23	153	154	0.00414	20.97	1.8	0.01	0
24	210	134	0.00336	20.97	1.5	0	0
25	134	135	0.00495	20.97	2.2	0.01	7

26	135	136	0.00238	20.97	1	0	0
27	136	137	0.0017	20.97	0.7	0	0
28	137	139	0.00061	20.97	0.3	0	0
29	139	140	0.0011	20.97	0.5	0	0
30	199	200	0.00438	91.8	36.9	0.53	494
31	200	201	0.00765	91.8	64.5	0.93	863
32	201	202	0.00394	91.8	33.2	0.48	444
33	202	203	0.01353	91.8	114	1.65	1525
34	203	211	0.00311	91.8	26.2	0.38	351
35	22	267	0.10341	60.29	375.9	3.57	3303
36	267	23	0.03327	28.9	27.8	0.13	117
37	188	189	0.00254	30.64	2.4	0.01	11
38	186	187	0.00198	19.63	0.8	0	0
39	184	185	0.00073	19.63	0.3	0	0
40	83	184	0.00286	88.04	22.2	0.31	285
41	185	186	0.08852	19.63	34.1	0.11	98
42	187	188	0.00715	30.64	6.7	0.03	30
43	189	246	0.00185	30.64	1.7	0.01	0
44	246	247	0.0075	30.64	7	0.03	31
45	247	251	0.00098	30.64	0.9	0	0
46	171	77	0.00095	73.32	5.1	0.06	54
47	147	148	0.00365	73.32	19.6	0.23	209
48	87	147	0.00066	73.32	3.5	0.04	37
49	148	149	0.0011	73.32	5.9	0.07	63
50	149	169	0.0153	73.32	82.3	0.95	879
51	169	170	0.01139	73.32	61.2	0.71	654
52	170	171	0.00153	73.32	8.2	0.09	88
53	86	87	0.12754	73.32	685.7	7.92	7328
54	84	86	0.0003	73.32	1.6	0.02	0
55	73	28	0.00207	73.32	11.1	0.13	119
56	28	34	0.00257	73.32	13.8	0.16	147
57	34	84	0.00188	73.32	10.1	0.12	108
58	35	73	0.01774	73.32	95.4	1.1	1019
59	183	35	0.00379	73.32	20.4	0.24	218
60	82	83	0.00469	88.04	36.4	0.5	467
61	71	107	0.01321	13.43	2.4	0.01	5
62	107	105	0.00457	34.4	5.4	0.03	27
63	265	105	0.00082	-34.4	-1	0.01	0
64	235	265	0.00093	-91.8	-7.8	0.11	104
65	251	77	0.00108	30.64	1	0	0
66	243	244	0.00165	40.32	2.7	0.02	16
67	244	245	0.00108	40.32	1.8	0.01	0
68	12	243	0.00354	127.3	57.4	1.15	1065
69	245	241	0.00341	40.32	5.5	0.03	32
70	243	13	0.00327	86.99	24.7	0.34	313
71	241	242	0.03315	40.32	53.9	0.34	317
72	242	210	0.00409	40.32	6.6	0.04	39
73	191	239	0.00115	91.8	9.7	0.14	130
74	237	236	0.00086	51.14	2.2	0.02	16

75	237	238	0.0008	-51.14	-2.1	0.02	16
76	238	235	0.00171	-51.14	-4.5	0.04	34
77	236	106	0.00126	51.14	3.3	0.03	25
78	234	235	0.00222	-40.67	-3.7	0.02	22
79	108	234	0.00347	-40.67	-5.7	0.04	34
80	108	106	0.00163	40.67	2.7	0.02	16
81	106	207	0.11601	91.8	977.7	14.14	13081
82	214	193	0.03872	91.8	326.3	4.72	4366
83	194	214	0.05001	91.8	421.5	6.1	5640
84	181	208	0.00203	-19.35	-0.8	0	0
85	209	210	0.0022	-19.35	-0.8	0	0
86	208	209	0.00039	-19.35	-0.1	0	0
87	206	204	0.00645	91.8	54.4	0.79	728
88	207	206	0.00435	91.8	36.7	0.53	491
89	205	196	0.00515	91.8	43.4	0.63	581
90	204	205	0.0049	91.8	41.3	0.6	553
91	196	197	0.01159	91.8	97.7	1.41	1307
92	197	195	0.00174	91.8	14.7	0.21	197
93	195	194	0.00055	91.8	4.6	0.07	62
94	192	191	0.00424	91.8	35.7	0.52	478
95	193	192	0.00073	91.8	6.2	0.09	83
96	27	183	0.01449	31.38	14.3	0.07	65
97	181	182	0.03297	11.52	4.4	0.01	7
98	182	39	0.00029	48.11	0.7	0.01	0
99	38	182	0.00088	36.59	1.2	0.01	0
100	26	181	0.00399	-7.83	-0.2	0	0
101	180	81	0.00361	88.04	28	0.39	359
102	80	180	0.00142	88.04	11	0.15	141
103	172	173	0.0067	18.53	2.3	0.01	6
104	29	172	0.01441	18.53	4.9	0.01	13
105	173	43	0.00047	18.53	0.2	0	0
106	125	126	0.04554	30.64	42.7	0.21	191
107	132	133	0.01124	30.64	10.6	0.05	47
108	126	127	0.00121	30.64	1.1	0.01	0
109	127	128	0.03581	30.64	33.6	0.16	150
110	128	129	0.00309	30.64	2.9	0.01	13
111	129	130	0.08525	30.64	80	0.39	357
112	130	131	0.05541	30.64	52	0.25	232
113	131	132	0.00955	30.64	9	0.04	40
114	122	123	0.0143	65.15	60.7	0.62	576
115	121	122	0.01172	65.15	49.7	0.51	472
116	120	121	0.00842	65.15	35.7	0.37	339
117	119	125	0.00099	95.79	9.1	0.14	127
118	118	119	0.0007	95.79	6.4	0.1	89
119	117	118	0.01003	95.79	92	1.39	1284
120	116	117	0.26864	95.79	2464.8	37.2	34412
121	115	116	0.00037	95.79	3.4	0.05	47
122	37	115	0.03934	95.79	361	5.45	5040
123	123	124	0.00926	65.15	39.3	0.4	373

124	112	113	0.00171	26.67	1.2	0.01	0
125	111	112	0.00316	26.67	2.2	0.01	9
126	110	111	0.0024	26.67	1.7	0.01	0
127	109	110	0.00046	26.67	0.3	0	0
128	114	109	0.04302	26.67	30.6	0.13	119
129	33	114	0.00036	26.67	0.3	0	0
130	113	62	0.00865	26.67	6.2	0.03	24
131	104	107	0.00202	20.97	0.9	0	0
132	103	104	0.00092	20.97	0.4	0	0
133	102	103	0.00332	20.97	1.5	0	0
134	78	89	0.02553	95.79	234.2	3.54	3270
135	89	36	0.00075	95.79	6.9	0.1	96
136	81	82	0.00829	88.04	64.3	0.89	825
137	79	80	0.00234	88.04	18.1	0.25	232
138	53	79	0.00102	88.04	7.9	0.11	101
139	66	67	0.00057	5.26	0	0	0
140	77	78	0.00056	95.79	5.1	0.08	71
141	65	66	0.00018	5.26	0	0	0
142	67	68	0.00024	5.26	0	0	0
143	68	69	0.00263	5.26	0.1	0	0
144	69	70	0.00108	5.26	0	0	0
145	70	71	0.00261	5.26	0.1	0	0
146	76	77	0.00048	-8.17	0	0	0
147	75	76	0.00066	-8.17	0	0	0
148	71	72	0.00033	-8.17	0	0	0
149	63	64	0.00044	5.26	0	0	0
150	62	63	0.00064	5.26	0	0	0
151	61	62	0.00056	-21.41	-0.3	0	0
152	60	61	0.00093	-21.41	-0.4	0	0
153	59	60	0.00063	-21.41	-0.3	0	0
154	58	59	0.00203	-21.41	-0.9	0	0
155	64	65	0.00135	5.26	0	0	0
156	43	44	0.00099	66.63	4.4	0.05	43
157	19	38	0.00022	36.59	0.3	0	0
158	39	40	0.00051	48.11	1.2	0.01	0
159	40	41	0.00048	48.11	1.1	0.01	0
160	56	57	0.0004	-21.41	-0.2	0	0
161	42	43	0.00076	48.11	1.8	0.01	0
162	44	45	0.00061	66.63	2.7	0.03	26
163	45	46	0.00041	66.63	1.8	0.02	0
164	46	47	0.00131	66.63	5.8	0.06	56
165	54	55	0.00233	-21.41	-1.1	0	0
166	41	42	0.00285	48.11	6.6	0.05	46
167	55	56	0.00069	-21.41	-0.3	0	0
168	47	48	0.00159	66.63	7.1	0.07	69
169	53	54	0.00222	-21.41	-1	0	0
170	52	53	0.00075	66.63	3.3	0.03	32
171	51	52	0.00128	66.63	5.7	0.06	55
172	50	51	0.00269	66.63	11.9	0.12	116

173	49	50	0.00054	66.63	2.4	0.03	23
174	48	49	0.00202	66.63	9	0.09	87
175	32	33	0.00472	26.67	3.4	0.01	13
176	31	32	0.00282	26.67	2	0.01	0
177	30	31	0.00308	26.67	2.2	0.01	9
178	29	30	0.00637	26.67	4.5	0.02	17
179	18	19	0.00157	86.99	11.9	0.16	151
180	24	25	0.00617	28.9	5.2	0.02	22
181	23	24	0.01407	28.9	11.8	0.05	50
182	21	22	0.0109	60.29	39.6	0.38	348
183	20	21	0.00534	60.29	19.4	0.18	170
184	26	19	0.00197	36.73	2.7	0.02	14
185	16	17	0.00067	86.99	5.1	0.07	65
186	15	16	0.00029	86.99	2.2	0.03	28
187	14	15	0.00228	86.99	17.3	0.24	219
188	17	18	0.00065	86.99	4.9	0.07	62
189	13	14	0.0012	86.99	9.1	0.12	115
190	11	12	0.00071	127.3	11.5	0.23	213
191	10	11	0.00048	127.3	7.8	0.16	145
192	9	10	0.00914	127.3	148.1	2.97	2748
193	8	9	0.00059	127.3	9.6	0.19	178
194	7	8	0.00062	127.3	10	0.2	186
195	6	7	0.00158	127.3	25.6	0.51	475
196	3	4	0.0035	127.3	56.7	1.14	1052
197	2	3	0.00526	127.3	85.2	1.71	1581
198	1	2	0.00061	127.3	9.9	0.2	184
199	36	138	0.00267	95.79	24.5	0.37	342
200	138	37	0.00041	95.79	3.8	0.06	53
201	74	155	0.00053	-8.17	0	0	0
202	155	75	0.00225	-8.17	-0.2	0	0
203	57	156	0.00295	-21.41	-1.4	0	0
204	156	58	0.00229	-21.41	-1	0	0
205	72	157	0.00143	-8.17	-0.1	0	0
206	157	74	0.00168	-8.17	-0.1	0	0
207	19	29	0.00071	87.13	5.4	0.07	69
208	125	88	0.0053	65.15	22.5	0.23	214
209	88	120	0.00565	65.15	24	0.25	228
210	267	268	0.0233	31.38	23	0.11	105
211	268	269	0.01755	31.38	17.3	0.09	79
212	269	270	0.01672	31.38	16.5	0.08	75
213	270	27	0.02732	31.38	26.9	0.13	123
214	25	295	0.0109	28.9	9.1	0.04	38
215	295	26	0.0067	28.9	5.6	0.03	24
216	239	198	0.00378	91.8	31.9	0.46	427
217	198	190	0.00358	91.8	30.2	0.44	404
218	190	199	0.06019	91.8	507.3	7.34	6787
219	154	158	0.0383	20.97	16.8	0.06	51
			2.29864	10529.6	10047.7	134.08	123823

Fuente: Data procesada y extraída del Programa V.NET

Siendo la resistencia total de la mina Papagayo 2.30

En el siguiente grafico se observa las resistencias en cada ramal de la simulación

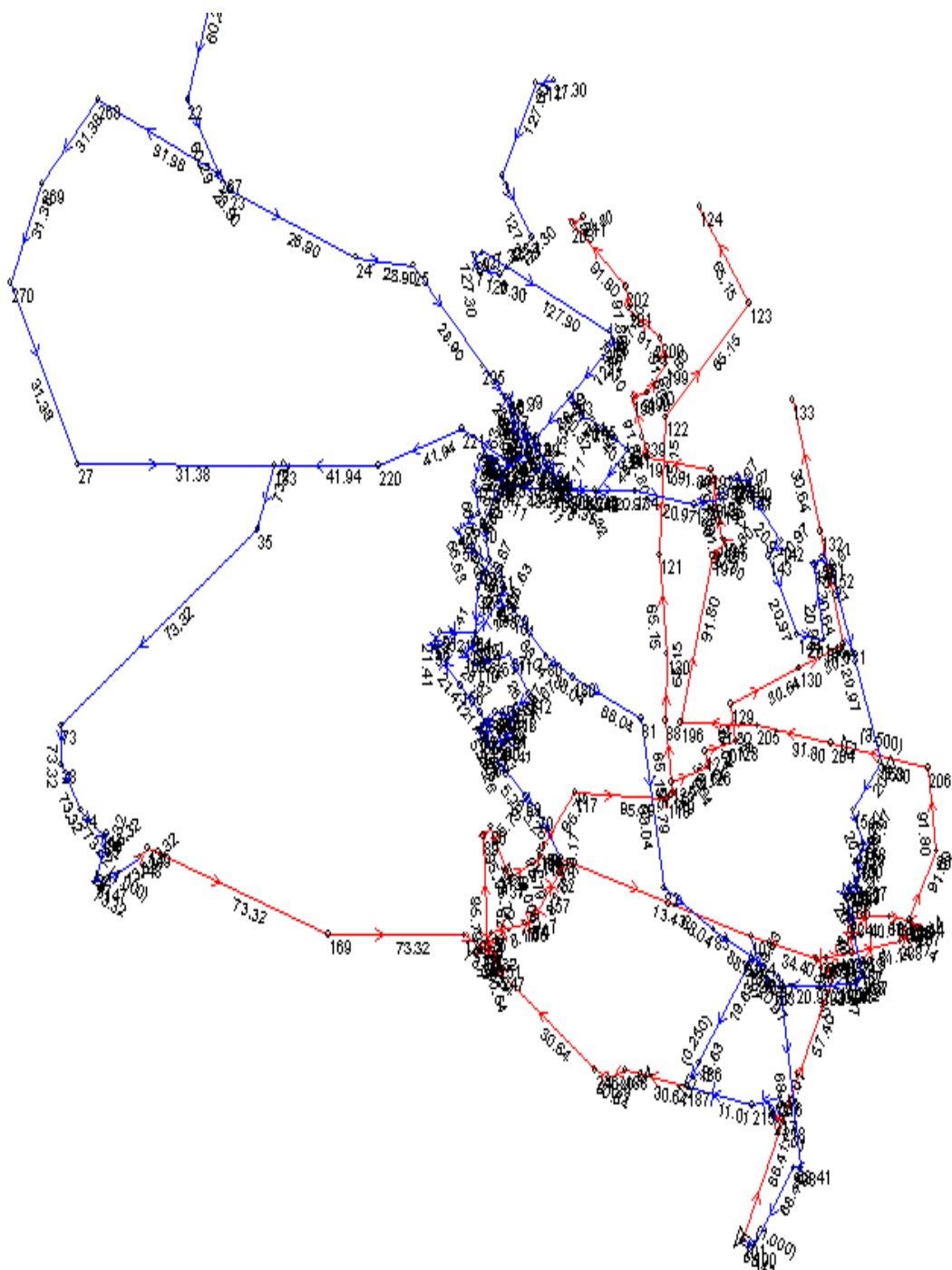


Figura 21. Esquemático de Resistencias de Mina Papagayo

4.15 Ventilación Mecánica

4.15.1 Ventiladores

Las características operacionales son un factor básico para seleccionar un tipo determinado de ventilador, que llegue a ofrecer todas las garantías, a un mínimo costo y una alta eficiencia. Las características que son proporcionadas por los fabricantes, son las siguientes:

- Curva característica

- Capacidad volumétrica del ventilador

- Cantidad de energía y consumo de potencia

- Eficiencia mecánica

a. Curva característica

La relación que existe entre la presión estática del ventilador y el volumen del aire que llega a entregar, se denomina “curva característica del ventilador”. Generalmente estas curvas se encuentran en los catálogos que proporcionan los fabricantes; además, se consideran otras dos variables de operación que son de importancia: potencia y eficiencia de los ventiladores.

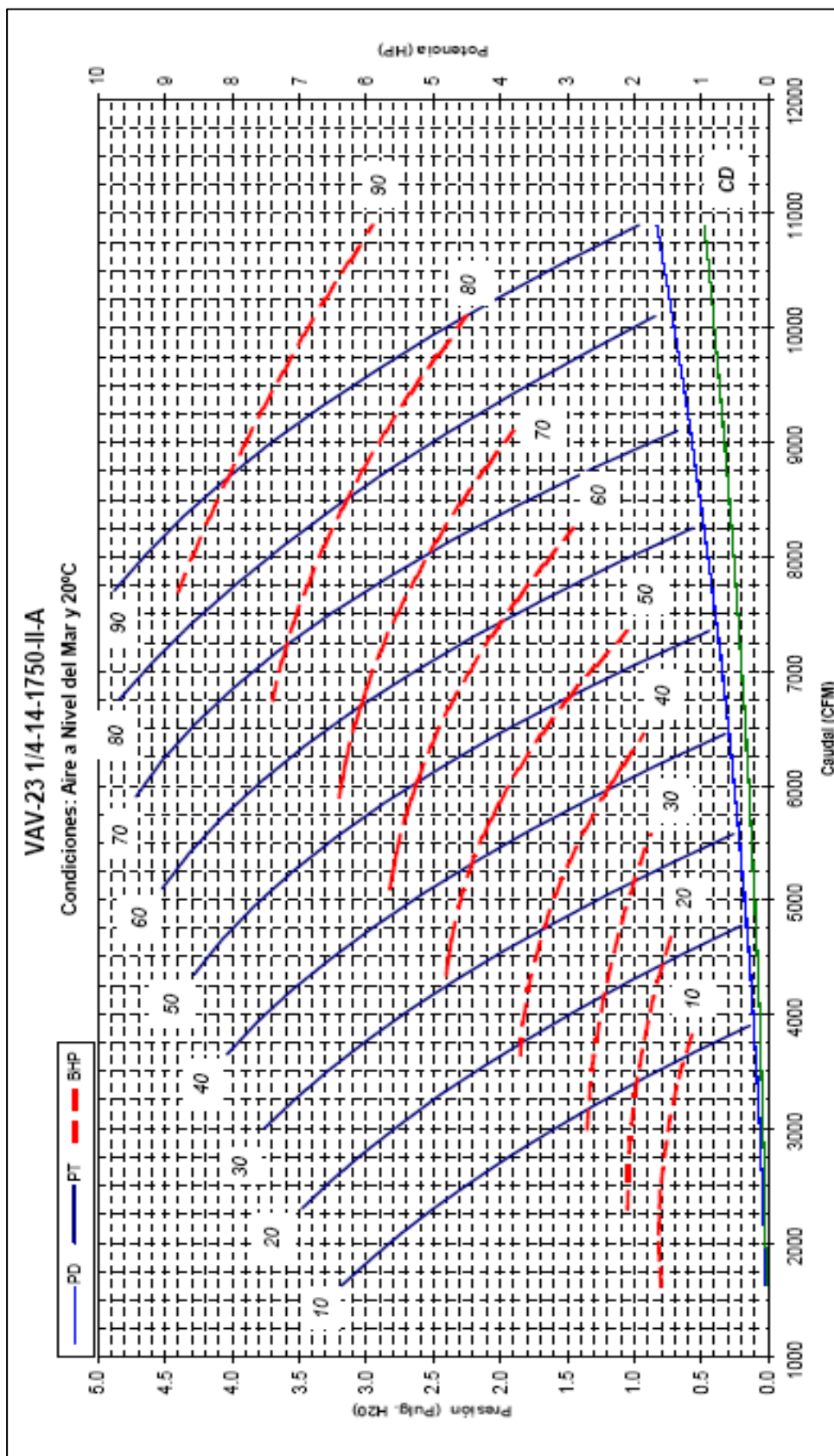


Figura 22. Curva de Ventilador de 10 000 CFM

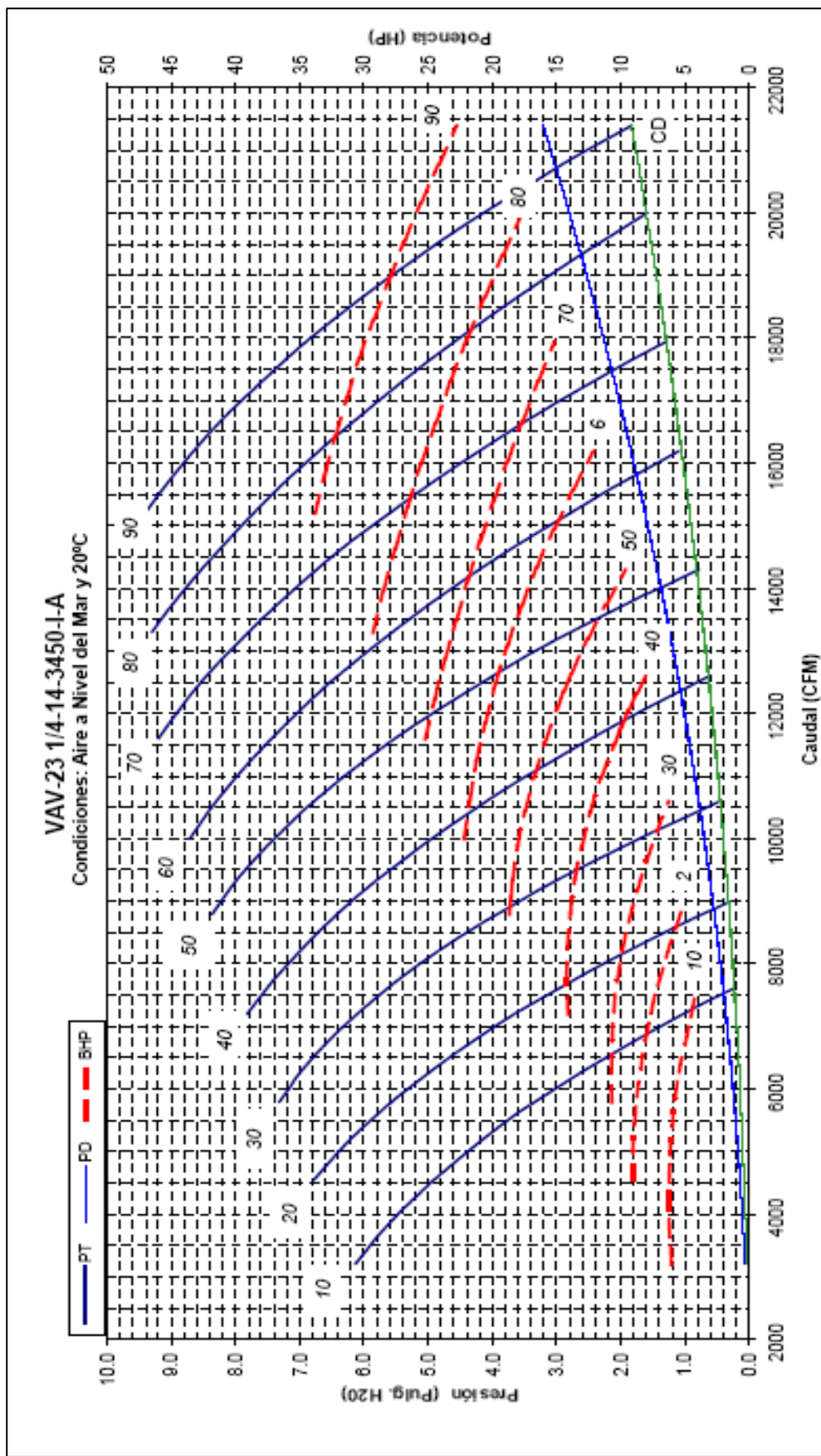


Figura 23. Curva de Ventilador de 20 000 CFM

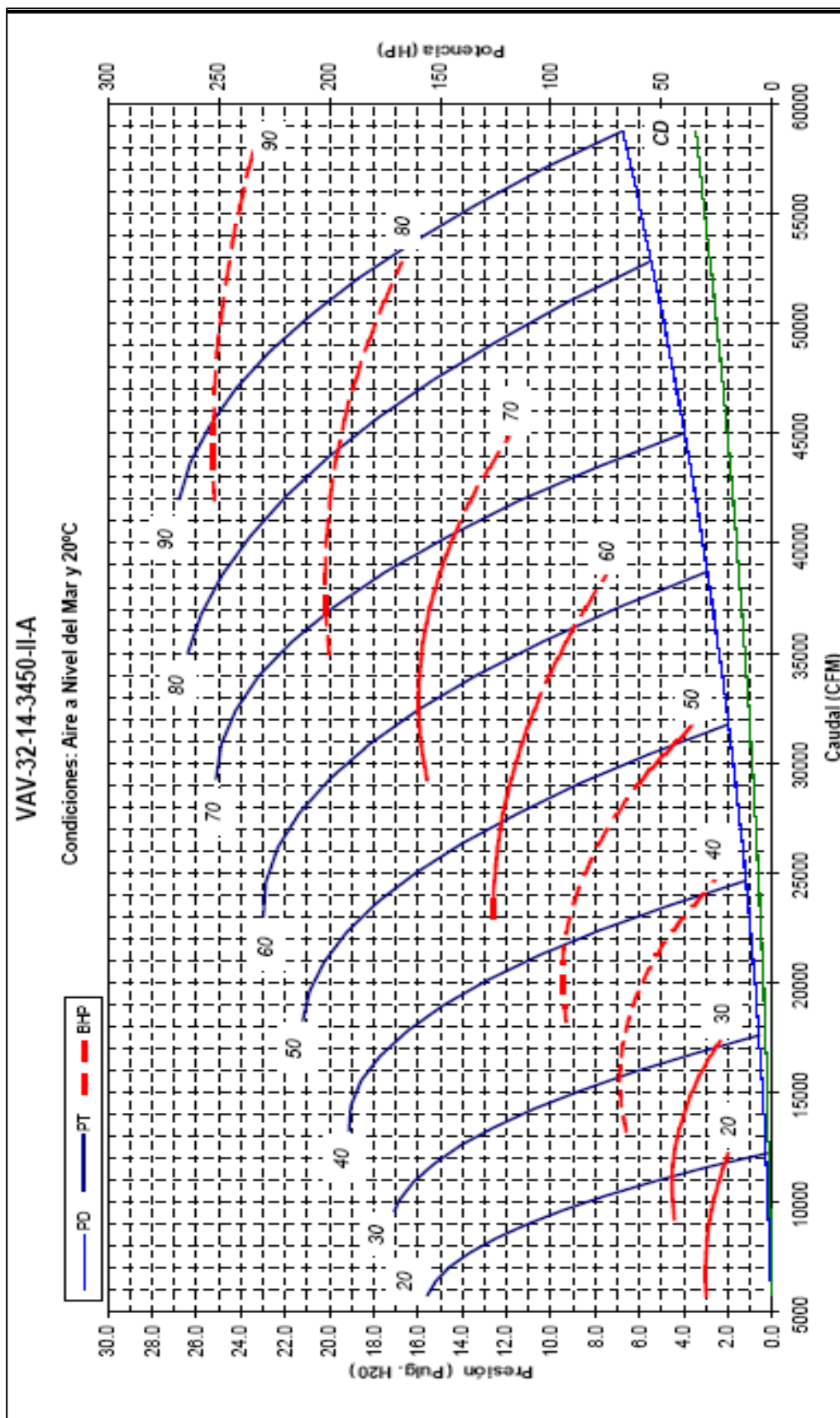


Figura 24. Curva de Ventilador de 50 000 CFM

b. Capacidad volumétrica del ventilador

Si se analiza una curva característica, en ella se apreciará que permite infinitas combinaciones de presión y volumen. La capacidad volumétrica a una velocidad determinada será aquella en que el ventilador opera a un máximo de eficiencia mecánica.

c. Eficiencia mecánica del ventilador

La eficiencia mecánica de un ventilador se mide por la relación existente entre la potencia aprovechable o útil y la aplicada o indicada del ventilador.

La potencia indicada, es la que se requiere para poder mover el motor y vencer la fricción de sus mecanismos; se expresa de la siguiente forma:

$$P_a = P \times Q$$

Donde:

P = presión total, entregada por el ventilador, en lb/pie²

Q = volumen de aire, en pie³/min

Además, la potencia del ventilador es la requerida para vencer o equilibrar las pérdidas de energía en una corriente de aire, donde 33 000 pie/lb = 1 HP, cuya expresión se mide por la siguiente fórmula:

$$P_a = \frac{P \times Q}{33\,000}$$

Con fines más prácticos, resulta más fácil medir la presión en pulgadas de agua, cuya equivalencia es:

$$H = \frac{P}{5,2}$$

$$P_a = \frac{5,2 \times H \times Q}{33\,000} = \frac{H \times Q}{6\,350}$$

La potencia útil requerida para accionar el ventilador se denomina P_m y la relación entre P_a y P_m da como resultado la eficiencia mecánica:

$$\eta = \frac{P_a}{P_m}$$

Luego:

$$P_m = \frac{P_a}{\eta}$$

Finalmente:

$$P_m = \frac{P \times Q}{6\,350 \times \eta}$$

La potencia motriz útil se considera entre el 10 % y el 15 % mayor que el consumo de potencia del ventilador en el eje, con el fin de poder compensar las diferencias en el consumo de potencia, debido, por ejemplo, a los cambios de temperatura del aire o a la disminución del rendimiento del ventilador por suciedad.

Hartman, proporciona los siguientes valores para las eficiencias mecánicas de diferentes tipos de ventiladores:

Centrífugos:

Aletas curvadas hacia delante	60 – 70 %
Aletas curvadas hacia atrás	60 – 80 %
Aletas radiales	50 – 60 %

Axiales:

Tubo Axial	50 – 60 %
Axiales con paletas guías	70 – 85 %

4.15.2 Tipos de Ventiladores

Los ventiladores de flujo axial en comparación a los centrífugos, ofrecen ventajas que son necesarias considerarlas:

- Son más adaptables, porque requieren de menos espacio.
- Su eficiencia es más alta.

En algunos casos, puede resultar conveniente el empleo de ventiladores que son accionados por aire comprimido; éstos son de fácil manipulación, instalación y trabajan entre 2 800 y 3 200 rpm, con una presión de 4 Kg/cm² (57 lb/pulg²).

4.15.3 Selección de Ventiladores

Para seleccionar un ventilador será necesario e imprescindible disponer de las curvas características de los diferentes ventiladores que pueden cumplir con los diversos requisitos de operación.

Se puede indicar un procedimiento que pueda facilitar el análisis cuando se llega a disponer de otros medios de información:

Hacer un gráfico de las curvas características a diferentes velocidades para cada tipo de ventilador propuesto, dentro de los rangos de trabajo. En el mismo gráfico, con una escala, indicar las curvas de los valores característicos para diferentes longitudes de la tubería que se utilizará.

Lo señalado anteriormente, se puede clarificar con un ejemplo: en el gráfico N° 3, en el cual se desea un caudal de aire de 1 750 pie³/min a través de 200 pies de tubería, la velocidad del ventilador, según el gráfico deberá ser de 1 000 rpm; por lo tanto, éste sería el ventilador adecuado para los requerimientos indicados.

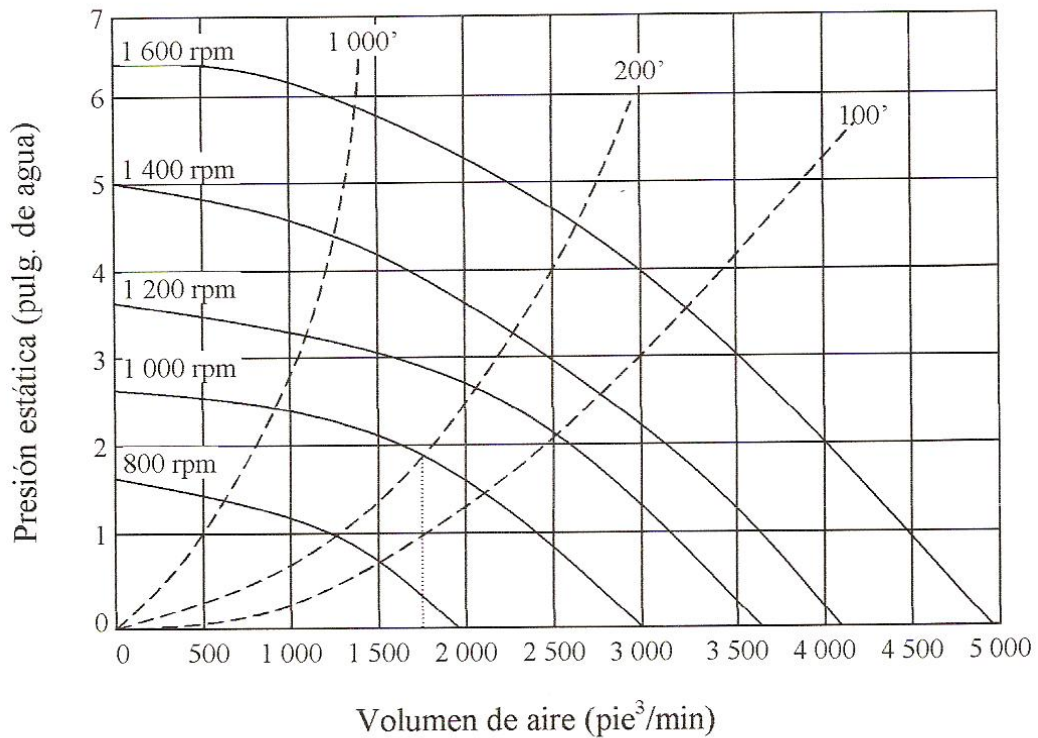


Figura 25. Curvas características del Ventilador y del Ducto

4.15.4 Disposición de los Ventiladores en Mina

Un sistema de ventilación puede diseñarse para las condiciones más exigentes, como la rápida remoción de los gases que llegan a originarse en las voladuras, aún cuando los frentes de trabajo estén muy alejados.

La ubicación más simple es aquella en que se utiliza un solo ventilador, para poder proporcionar un sistema impelente o por extracción, sin que sea necesario cambiarlo por uno de mayor tamaño.

La flexibilidad de un sistema se puede conseguir alternando el sistema impelente con el de extracción mediante ventiladores reversibles y, en otros casos, por la disposición de válvulas en las tuberías.

En el desarrollo de galerías de gran longitud, lo recomendable sería emplear ventiladores de velocidad variable; esto permitirá desarrollar durante los primeros metros de avance, velocidades bajas y durante el posterior avance, velocidades altas.

4.15.5 Ductos

Los diseños que muestran los fabricantes de ductos para ventilación han sido mejorados en forma notable, en razón a diferentes factores que han influido para ello, tal como:

- Mejores materiales y mayor resistencia
- Disminución de las fugas por mejores acoplamientos y hermetismo
- Facilidad en el manejo y transporte

Es recomendable seleccionar el diámetro de las tuberías, en lo posible entre 400 mm y 600 mm.

En el mercado existe una gran variedad de diseños, materiales y uniones para tuberías, clasificándose en:

- Ductos metálicos o galvanizados
- Ductos flexibles (mangas)

En esta última clasificación figura el tipo que es conocido como: Mine Ventilation Tubing, que se utiliza fundamentalmente para los sistemas impelentes, puesto que no son reforzados. Su fabricación es en base a materiales sintéticos, como el neopreno con un recubrimiento de nylon, que las hace resistentes y llega a protegerlas de la abrasión.

El otro tipo es el Mine Duch, que es un ducto reforzado con tejido de alambre en espiral y de PVC; se puede utilizar para el sistema de ventilación impelente o por extracción.

4.15.6 Instalación de la Red de Ductos

En los diferentes tipos de tuberías para la ventilación de minas vale la pena considerar factores determinantes como:

- Tamaño y peso

- Pérdidas por fricción en tuberías de dimensiones pequeñas
- Precisión del tipo de material
- Tipo de acoplamiento

La influencia de estos factores, son de importancia, dado que una mala elección puede traer como consecuencia costos altos de mantenimiento, pérdidas por baja eficiencia, por escapes, abolladuras, rasgaduras, entre otros.

Es por ello que se recomienda que los ductos se lleven a 100 pies del frente de la galería; más cerca origina un tiraje inconfortable y a una mayor distancia reduce la efectividad de la ventilación. En algunas ocasiones es posible retirar la tubería, unos 500 pies del frente, antes de una voladura, para prevenir perjuicios ocasionados por la proyección de rocas.

a. Diámetro de la tubería

La pérdida de presión varía de acuerdo con:

$$h = \frac{Q \times L}{D^5} \times a$$

La variación es inversamente proporcional a la quinta potencia del diámetro y la energía empleada en la ventilación es directamente proporcional a la pérdida de presión.

Si, en lugar de un ducto hermético con un diámetro de 600 mm (24 pulg) se puede usar una de 300 mm (12 pulg), la potencia del ventilador y la energía gastada aumentará 32 veces.

La proporción puede ser muy alta en líneas con pérdidas; la importancia de mayores diámetros es obvia, de otro modo los costos de adquisición e instalación aumentará con el diámetro, por lo que es conveniente seleccionar el diámetro máximo, considerando las posibilidades para la circulación.

b. Acoplamiento

La importancia de un acoplamiento es la impermeabilidad; en algunos casos existe cierta preferencia por un acoplamiento de fácil instalación, por lo tanto, éstos deben ser herméticos, no solo cuando el ducto es nuevo, sino que, cuando por el uso de éstas se han deformado.

Los tipos de acoplamientos más empleados son:

- Tipo de tubería de agua (empalmes de rosca)

- Empalmes con planches
- Uniones de correderas
- Clamped bam (acoplamiento de manguitos)

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1 Determinación de los Costos

En este capítulo se tratarán dos aspectos fundamentales:

- Los costos de un sistema de ventilación
- Los factores económicos que influyen en el dimensionamiento del equipo

Para evaluar los costos se deben distinguir los siguientes aspectos:

5.1.1 Costos fijos

- Interés sobre el capital invertido
- Amortización
- Costos de mantenimiento y conservación de la maquinaria

5.1.2 Costos variables

- Costos de energía, combustibles, lubricantes, reparaciones menores, etc.
- Costos de servicio, jornales y leyes sociales

Costo de energía eléctrica en el transcurso del 2009 es como se muestra en la siguiente tabla, su variación y consiguiente repercusión en el costo de ventilación por el consumo de los ventiladores eléctricos, el promedio de costo de energía eléctrica es de 0.098 US\$/KW-hr.

Cuadro 32. Costo de Energía Eléctrica Anual- Mensual en US\$/KW-hr

ANO	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009
US\$/ KW-hr	0.124	0.156	0.143	0.095	0.094	0.098	0.098

Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
0.093	0.084	0.078	0.098	0.095	0.090	0.097	0.094	0.106	0.108	0.113	0.115

Fuente: Reporte de Costos Distribuidos correspondiente al Año 2009

Costo de servicio, jornales y leyes sociales se detalla a continuación en el precio unitario que se paga por los trabajos de ventilación como instalación y desinstalación de ventiladores, construcción de plataformas, instalación y desinstalación de mangas de ventilación de los diferentes diámetros.

PU'S DE VENTILACION**Datos****Producción**

60 ml/guardia

Beneficios sociales - empleados

215.5%

Beneficios sociales - obreros

227.0%

Concepto	Cantidad	Unidad	Costo Unitario (S/.)	Costo Total (S/.)	Obs.
Mano de Obra Directa				213.91	
Maestro	1	Tar	106.96	106.96	
Ayudante	1	Tar	106.96	106.96	
Mano de Obra Indirecta				28.92	
Supervisión (Técnico)	1	Día	231.34	28.92	
Materiales y suministros				1,424.44	
Manga de ventilación de 24"	60	MI/guardia	23.26	1,395.60	CIDELSA
Alambre Nro 8	60	MI/guardia	0.48	28.84	1 Kg = 5 MI
Implementos de seguridad	3	Per/guardia		10.8	
Herramientas (5%)				83.90	
Subtotal				29.37	
Gastos Generales (10%)				176.20	
Imprevistos (5%)				88.10	
Utilidad (10%)				88.10	
COSTO TOTAL S/.				2,114.39	
COSTO S/. ML				35.24	

INSTALACION DE MANGAS de 30"

Concepto	Cantidad	Unidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)	Obs.
Mano de Obra Directa				213.91	
Maestro	1	Tar	106.96	106.96	Incluye costo laboral
Ayudante	1	Tar	106.96	106.96	Incluye costo laboral
Mano de Obra Indirecta				28.92	
Supervisión (Técnico)	1	Día	231.34	28.92	
Materiales y suministros				1,746.69	
Manga de ventilación de 30"	60	MI/guardia	28.63	1,717.85	CIDELSA
Alambre Nro 8	60	MI/guardia	0.48	28.84	1 Kg = 5 MI
Implementos de seguridad	3	Per/guardia		10.8	
Herramientas (5%)				100.02	
Subtotal				35.01	
Gastos Generales (15%)				315.05	
Imprevistos (5%)				105.02	
Utilidad (10%)				105.02	
COSTO TOTAL S/.				2,625.45	
COSTO S/. ML				43.76	

INSTALACION DE MANGAS de 42"

Concepto	Cantidad	Unidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)	Obs.
Mano de Obra Directa				213.91	
Maestro	1	Tar	106.96	106.96	Incluye costo laboral
Ayudante	1	Tar	106.96	106.96	Incluye costo laboral
Mano de Obra Indirecta				28.92	
Supervisión (Técnico)	1	Día	231.34	28.92	
Materiales y suministros				2,940.04	
Manga de ventilación de 42"	60	MI/guardia	48.52	2,911.20	CIDELSA
Alambre Nro 8	60	MI/guardia	0.48	28.84	1 Kg = 5 MI
Implementos de seguridad	3	Per/guardia		10.8	
Herramientas (5%)				159.68	
Subtotal				55.89	
Gastos Generales (15%)				503.01	
Imprevistos (5%)				167.67	
Utilidad (10%)				167.67	
COSTO TOTAL S/.				4,191.72	
COSTO S/. ML				69.86	

INSTALACION DE MANGAS de 18"

Concepto	Cantidad	Unidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)
Mano de Obra Directa				213.91
Maestro	1	Tar	106.96	106.96
Ayudante	1	Tar	106.96	106.96
Mano de Obra Indirecta				28.92
Supervisión (Técnico)	1	Día	231.34	28.92
Materiales y suministros				1,131.64
Manga de ventilación de 18"	60	MI/guardia	18.38	1,102.80
Alambre Nro 8	60	MI/guardia	0.48	28.84
Implementos de seguridad	3	Per/guardia		10.8
Herramientas (5%)				69.26
Subtotal				24.24
Gastos Generales (15%)				218.18
Imprevistos (5%)				72.73
Utilidad (10%)				72.73
COSTO TOTAL S/.				1,818.19
COSTO S/. ML				30.30

INSTALACION DE MANGAS USADAS

Concepto	Cantidad	Unidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)
Mano de Obra Directa				213.91
Maestro	1	Tar	106.96	106.96
Ayudante	1	Tar	106.96	106.96
Mano de Obra Indirecta				28.92
Supervisión (Técnico)	1	Día	231.34	28.92
Materiales y suministros				44.28
Manga de ventilación de 18"	60	MI/guardia		0.00
Alambre Nro 8	60	MI/guardia	0.74	44.28
Implementos de seguridad	3	Per/guardia		10.8
Herramientas (5%)				14.90
Subtotal				5.21
Gastos Generales (15%)				46.92
Imprevistos (5%)				15.64
Utilidad (10%)				15.64
COSTO TOTAL S/.				391.04
COSTO S/. ML				6.52

DESINSTALACION DE MANGAS

Concepto	Cantidad	Unidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)
Mano de Obra Directa				213.91
Maestro	1	Tar	106.96	106.96
Ayudante	1	Tar	106.96	106.96
Mano de Obra Indirecta				28.92
Supervisión (Técnico)	1	Día	231.34	28.92
Materiales y suministros				0.00
Manga de ventilación de 30"	0	MI/guardia		0.00
Alambre Nro 8	0	MI/guardia		0.00
Implementos de seguridad	3	Per/guardia		10.8
Herramientas (5%)				12.68
Subtotal				4.44
Gastos Generales (15%)				39.95
Imprevistos (5%)				13.32
Utilidad (10%)				13.32
COSTO TOTAL S/.				332.92
COSTO S/. ML				5.55

Cuadro 33. Precio Unitario por Tareas

PU'S POR TAREAS			Tareas	PU S/.
Instalacion de Ventilador	En Plataforma 5000 CFM	und	1	162.32
Desinstalacion de Ventilador	De Plataforma 5000 CFM	und	1	162.32
Instalacion de Ventilador	En techo de labor 5000 CFM	und	1.25	202.90
Desinstalacion de Ventilador	De techo de labor 5000 CFM	und	1.25	202.90
Instalacion de Ventilador	En Plataforma 10000 CFM	und	1.5	243.49
Desinstalacion de Ventilador	De Plataforma 10000 CFM	und	1.5	243.49
Instalacion de Ventilador	En techo de labor 10000 CFM	und	2	324.65
Desinstalacion de Ventilador	De techo de labor 10000 CFM	und	2	324.65
Instalacion de Ventilador	En Plataforma 20000 CFM	und	2	324.65
Desinstalacion de Ventilador	De Plataforma 20000 CFM	und	2	324.65
Instalacion de Ventilador	En techo de labor 20000 CFM	und	2.5	405.81
Desinstalacion de Ventilador	De techo de labor 20000 CFM	und	2.5	405.81
Cosntruccion de Plataforma de Ventilador	5000 CFM	und	1.5	243.49
Cosntruccion de Plataforma de Ventilador	10000 CFM	und	2	324.65
Cosntruccion de Plataforma de Ventilador	20000 CFM	und	2.5	405.81

Fuente: Precio Unitario de CMPSA 2009

Cuadro 34. Costo de Implementos de Seguridad en Ventilación

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD EN VENTILACION

Factor	2.13	Tar
--------	------	-----

DESCRIPCION	UNID.	P.UNIT	TREND Y/Q	UNID.	Costo S/. Tar	Costo S/.
Botas de Jebe C/Punta de Acero	par	45.84	75	Tar	0.61	1.30
Guantes Cuero Amarillo C/Refuerzo	c/u	21.00	8	Tar	2.63	5.58
Tapón Auditivo Tipo Copa	par	3.07	75	Tar	0.04	0.09
Correa de cuero portalámpara	c/u	22.80	240	Tar	0.10	0.20
Casco tipo minero c/portalámpara	c/u	35.43	1,080	Tar	0.03	0.07
Tafilete para casco	c/u	13.21	360	Tar	0.04	0.08
Respirador a/polvo	c/u	47.40	180	Tar	0.26	0.56
Mameluco	c/u	75.00	180	Tar	0.42	0.89
Barbiquejo	c/u	1.44	180	Tar	0.01	0.02
Gafas	c/u	12.65	180	Tar	0.07	0.15
Zapatos mineros	par	62.30	240	Tar	0.26	0.55
Filtro para respirador	c/u	0.95	2	Tar	0.63	1.35
						10.8

Fuente: Precio Unitario CMPSA 2009

Equipo e instalaciones

Los costos anuales que llegan a producirse por equipos e instalaciones varían de acuerdo:

- El caudal de aire que debe proporcionarse a los frentes de trabajo
- Tipo de ventilador
- Tipo de unidad motriz
- Avance promedio del desarrollo, en metros

Sistema de conducción

La inversión inicial que se realiza en las tuberías por metro o pie instalado, dependerá del trazado y las características del desarrollo de la galería, la ubicación de la toma de aire y también del tipo de ventilador que se elija. Con el propósito de efectuar apreciaciones más reales, en los análisis económicos y de acuerdo a las disponibilidades de existencia en el mercado, en lo que a ductos se refiere se indican a continuación los precios que (Cuadro 35) son proporcionados por los fabricantes en U.S.\$ por metro lineal.

Cuadro 35. Costos de Tuberías Flexible (en US\$ por metro lineal)

Clase de tubería	18" 458 mm	24" 610 mm	30" 760 mm	42" 1064 mm
Flexible	6.13	7.76	9.55	10.98

Fuente: Almacén de Vijus CMPSA – Enero 2010

Los costos fijos producidos por las tuberías pueden estimarse entre 14 % y 20 % de la inversión inicial (10 % de interés y 4 % a 10 % de depreciación); para el proyecto se considerará un 15 %.

5.2 Factores Económicos en el Diseño

Los cálculos que se utilizan para dimensionar una instalación deben considerar aquella que sean resultado de una solución, en la cual los costos totales anuales y el valor de la pérdida de energía alcancen a un mínimo posible.

5.2.1 Dimensionamiento del Sistema de Ventilación y Ducto

Una vez que se determina el volumen/caudal de aire necesario, la selección del ventilador y tuberías que son apropiadas, es una materia

de estudio económico. Los diferentes factores que deben evaluarse son los siguientes:

- Costo del ventilador y accesorios
- Costo de la tubería y accesorios
- Costo de la energía
- Costo de la disposición e instalación de las tuberías

Para seleccionar los tamaños más convenientes, se indica el siguiente procedimiento que se considera adecuado:

- Estimar el diámetro de la tubería y calcular la máxima pérdida de carga.
- Seleccionar un ventilador que sea apropiado para la presión y volumen requeridos.
- Estimar el consumo de energía en Kw o HP necesarios para el ventilador seleccionado.

- Cálculo del costo total de energía en Kw o HP
- Obtener el costo total para un diámetro determinado de tubería, totalizando los costos de:

Ventilador

Ducto

Energía

Varios

Ventiladores

Los ventiladores que son usados en UEA La Poderosa son:

- 5000 CFM
- 10 000 CFM
- 20 000 CFM

Los costos de adquisición de cada equipo de ventilación (ventilador) se detalla a continuación en el siguiente cuadro según la última adquisición:

Cuadro 36. Costo de Adquisición de Ventiladores (en US\$)

CAPACIDAD DEL VENTILADOR	5000	10000	20000	50000
US\$	4528	9137.9	11674.9	21342

Fuente: Almacén de Vijus CMPSA – Enero 2010

Del resumen mostrado se puede concluir que, para utilizar los costos, los medio más efectivos son:

- Utilizar energía eléctrica
- Lograr un avance óptimo por disparo

En relación a los ductos, se utilizan ductos de PVC y se recomiendan entre 24" y 30 "; las razones que justifican este criterio son:

- Los ductos de PVC están mejor diseñados a prueba de fugas de aire que las metálicas, ya que éstas necesitan uniones cada 6' 8" (2,04 m), en vez que las 31 yardas (28,25 m) que tienen los ductos flexibles.
- El precio de compra es mucho más bajo que los ductos metálicos, pero su depreciación es más rápida, lo que compensa con la economía que genera la mano de obra.
- Su mantenimiento es de bajo costo, por la facilidad de su manejo, dado que son tuberías livianas.

5.3 Tipo de Energía a Utilizar

La conveniencia de utilizar energía eléctrica depende generalmente de la ubicación de las instalaciones, que en muchos casos puede ser favorable si se poseen plantas motrices propias, pero en forma general, se puede indicar que el costo por Kwh es alrededor de US\$ 0.098, como promedio del año 2009.

5.3.1 Consumo de Energía en Ventiladores

Consumo de energía en ventiladores en UEA La Poderosa es como se muestra a continuación:

Mina Papagayo

El costo de Mina Papagayo en lo que es ventiladores principales es de 22 986 dólares mensuales, el costo de los ventiladores secundarios es de 56 360 dólares mensuales dando como resultado un costo total mensual de 79 345 dólares mensuales como costo de energía para el uso de ventiladores eléctricos.

En la ventilación Principal se utilizan 4 ventiladores de 50 000 CFM con un total de 375 HP de potencia.

En la ventilación Secundaria se utilizan 26 ventiladores en total, 3 Fan de 5 000 CFM, 17 Fan de 10 000 CFM, 5 Fan de 20 000 CFM, 1 Fan de 30 000 CFM dando como resultado 813.5 HP de potencia total en la ventilación secundaria.

En el siguiente cuadro se detalla el costo total de ventilación principal como secundaria de Mina Papagayo.

Cuadro 37. Costo Total Mensual de Ventilación de Mina Papagayo

	US \$
COSTO VENTILADORES PRINCIPALES	22,986
COSTO VENTILADORES SECUNDARIOS	56,360
COSTO TOTAL	79,345

Fuente: Informe Mensual de Ventilación Diciembre 2009

5.3.2 Plan para optimizar el consumo de Energía en la Ventilación Mecánica

Para optimizar el consumo de energía eléctrica en la ventilación forzada en los frentes de trabajo se tomarán las siguientes acciones:

- 1.- Control de los horarios de trabajo de los ventiladores previo monitoreo de las condiciones medioambientales de las labores.

- 2.- Colocación de los ventiladores de acuerdo al requerimiento de la labor; teniendo en cuenta el número de personal, distancia a ventilar y la concentración de gases. Con esta información se colocará en lo posible ventiladores de baja potencia evitando colocar ventiladores de mayor potencia.

3.- En la mina Papagayo integrar con chimeneas convencionales las chimeneas Raise Climber y Raise Boring. Estas actualmente son las colectoras del aire viciado y que conducen a superficie.

4.- Proyectar y ejecutar chimeneas de acuerdo a las operaciones de mina y a las necesidades del Programa Mensual de Exploraciones y Desarrollos de Compañía Minera Poderosa

GLOSARIO

- Tajo : Es una unidad de producción de donde se extrae el mineral; debe contar con sus labores de servicio y de acceso.
- Veta : Estructura mineralizada que para consideraciones de la Unidad Papagayo no debe exceder el 1.8 metros de potencia.
- Cuerpo : Estructura mineralizada con potencia mayor de 2.5 metros.
- Buzamiento : Angulo de Inclinación de estructuras geológicas.
- Dilución : Porcentaje de sobrerotura con respecto al diseño original que se tiene en la explotación de un tajo.
- Ley de Mineral: Porcentaje del elemento económico explotado que existe en una determinada masa del mineral.
- Chimenea : Labor vertical que sirve de servicios auxiliares para una determinada zona o como preparación de un tajo.
- By pass : Labor horizontal paralela a la veta que sirve como labor de transito equipos y de extracción de mineral.
- Costo Unitario: Valor de dinero que se necesita gastar en una determinada actividad para extraer una tonelada de mineral.

CONCLUSIONES

1. El sistema de ventilación es siempre de elevado costo, su instalación requiere de un análisis total de los beneficios que reporta durante el ciclo de operación.

2. Otras razones para el nuevo diseño del sistema de ventilación son:
 - Los costos muy alto por concepto de explosivos
 - La ubicación topográfica desfavorable y clima calido, donde se requiere avance en el desarrollo.

3. Los instrumentos o equipos utilizados en la evaluación de gases , polvo y flujo de aire, son importantes para la determinación de zonas criticas, pudiendo así efectuar las correcciones en el momento oportuno y brindar mejores condiciones de trabajo, salud y bienestar para la ejecución y consecución de las metas programadas por la división de mina.

4. Para ventilar una galería es necesario producir una corriente de aire, que fluya de modo continuo, la que debe tener por lo menos una entrada y una salida de aire, comunicados con el exterior de manera que, la circulación de la corriente de ventilación tenga una trayectoria que facilite un flujo permanente.

5 Se ha cumplido con el objetivo principal, el de mejorar el sistema de ventilación, controlando el flujo de aire, gases y de polvo en la mina Papagayo.

RECOMENDACIONES

1. En la ventilación de una galería subterránea, con el objeto de proporcionar un determinado volumen de aire fresco, con ventiladores de un tamaño adecuado y económico, la instalación que más se acerca a estas condiciones es la disposición de ventiladores en serie, cualquiera que sea el sistema de ventilación empleado.

2. Es recomendable para la elección más económica y favorable de ventiladores hacer el estudio de los siguientes factores determinantes en los costos:

- Análisis de los desarrollos auxiliares que permitan comunicarse con la superficie, mediante recortes laterales, chimeneas, perforaciones diamantinas.
- Programas anuales o mensuales de los desarrollos.

- Aplicar medidas correctivas como ore pass, puertas en galerías e inclinados, tapones, para dar mejor orientación al aire fresco y orientar al flujo de retorno los humos y gases perjudiciales para la salud
3. Los análisis de estos factores mostrarán los requerimientos, para utilizar Ductos de menor diámetro; bajo estas condiciones la reducción de los costos es obvia y es posible utilizar explosivos más baratos, tal como el ANFO.
 4. Iniciar las operaciones con Programas de Charlas de Higiene, Seguridad Minera y Educación Ambiental.

BIBLIOGRAFIA

Atlas Copco, “Manual on Rock Blasting” – 1961

Compañía Minera Poderosa, Estándares y Procedimientos 2009

Compañía Minera Poderosa, Índices de Gestión 2009

Compañía Minera Poderosa, Infocostos 2009

Compañía Minera Poderosa, Informe Anual de Ventilación 2009

Compañía Minera Poderosa, Informe de Producción y Avances Diciembre
2009

Compañía Minera Poderosa, Informe Mensual de Ventilación Diciembre
2009

Compañía Minera Poderosa, Precios Unitarios 2009

Compañía Minera Poderosa, Plan Anual de Ventilación 2009

Compañía Minera Poderosa, Precios Unitarios 2009

Cueva Iñigo, Cecilio, “Explotación de Mantos Auríferos en la Cordillera Sur
Oriental” Compañía Minera PERUBAR S.A.

Cummins B., Arthur y Given, Ivan, “SME. Manual del Ingeniero de Minas”.
Seeley W. Mudd – Memorial Fund – 1973

Fornari, Michael y Laubacher, Gerard, “El Oro en la Cordillera Sur Oriental
del Perú”. Orstom – 1982

García D., Juan, “Apuntes de Ventilación de Minas”.

García H., “Apuntes – Colegio de Ingenieros Industriales” – 1980.

Geoex, “Informe Técnico del Yacimiento La Rinconada”

Godoy S. y Pizarro E., “Manual para el uso y manejo del ANFO”. Southern Peru Cooper Corporation – 1980

Hartman, Horward, “Mine Ventilation and Air Conditioning”. Editorial Ronald Press – 1961

Langerfors U. y Kihlstrom B., “Técnica Moderna de Voladura de Rocas”. Editorial URMO – 1971

More J. H., “; Manual de Matemáticas Financieras”. Editorial Uthea – 1956.

Normas Internacionales del Trabajo, “Guía para la Prevención y Supresión del Polvo en Minería, Túneles y Canteras”. A. Kundind. Ginebra – 1965

Novitzky, Alejandro, “Ventilación de Minas”. Buenos Aires – 1962

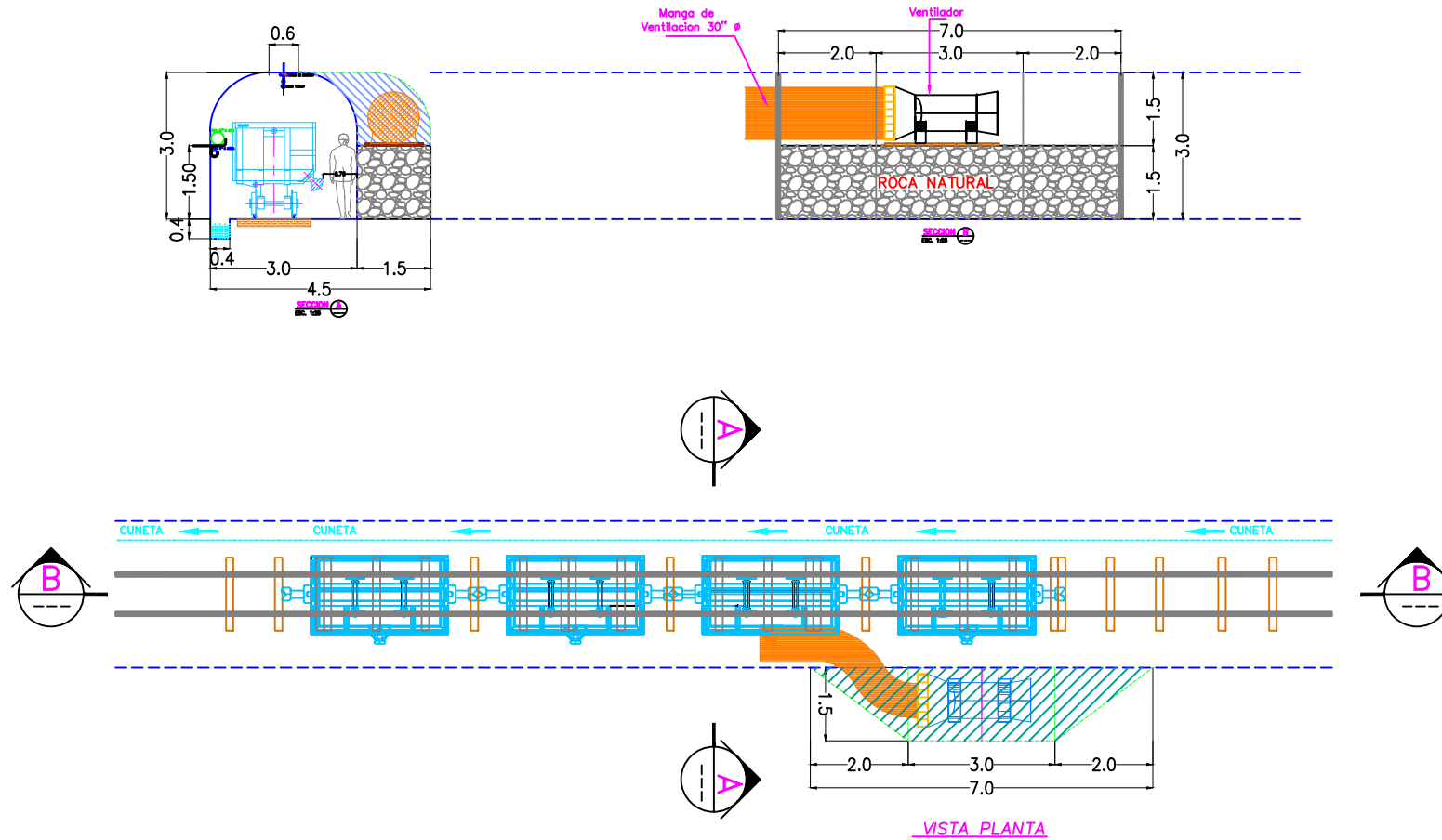
Universidad Nacional de Ingeniería, “Incendios y Gases; Ventilación en Minas Metálicas y No Metálicas – 1981

ANEXOS

Este capítulo muestra información y material de ayuda que fueron necesarios para poder desarrollar el presente informe.

ANEXO 1

ESTANDAR DE SECCION PARA COLOCAR VENTILADOR IMPELENTE

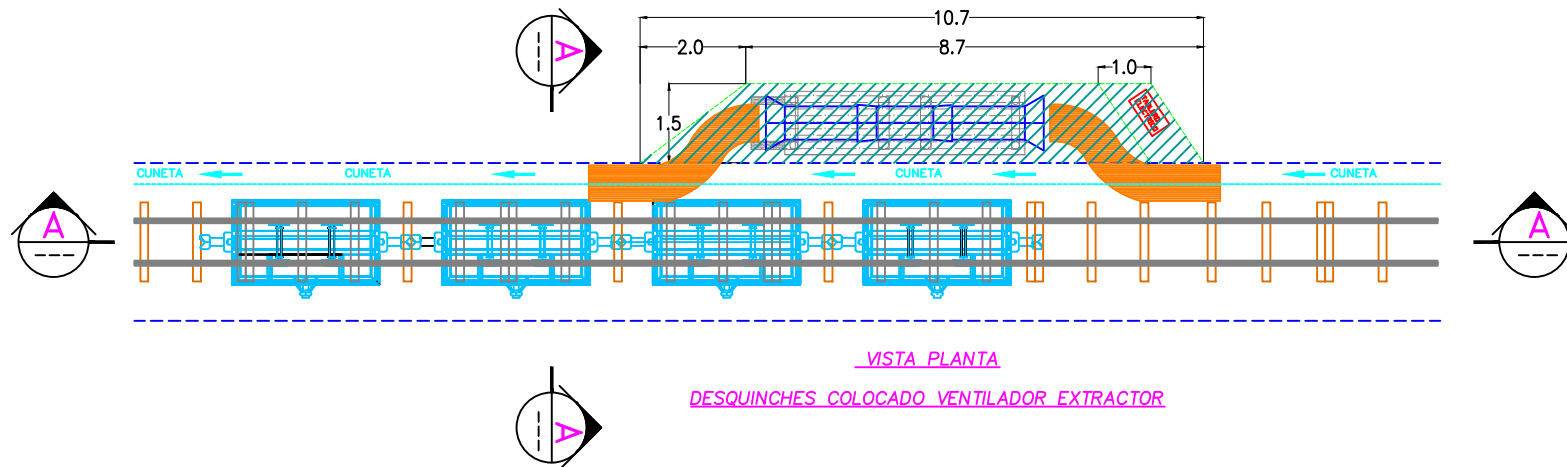
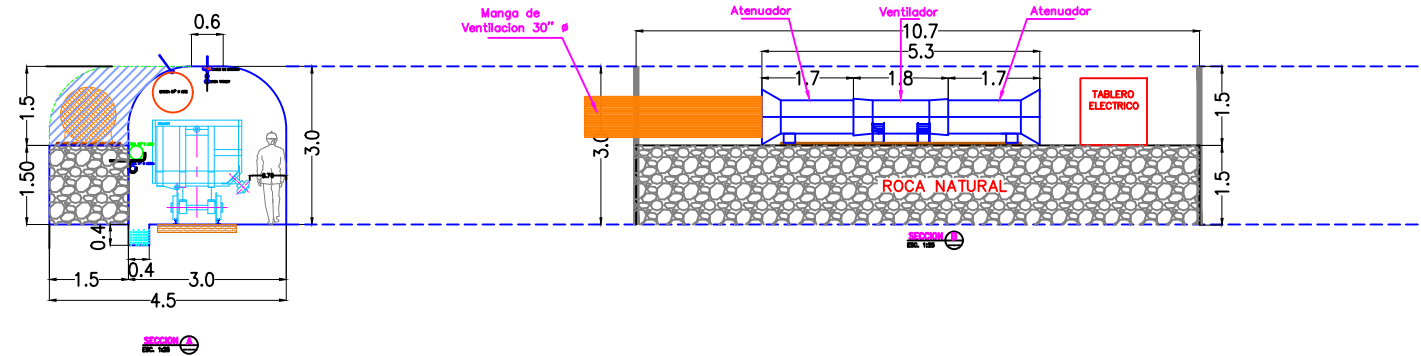


VISTA PLANTA
DESQUINCHES COLOCADO VENTILADOR IMPELENTE

FILE:								DATE:	
PLANEAMIENTO	 COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.							UEA:	PODEROSA
 & INGENIERIA	PLANO TOPOGRAFICO ESTANDAR VENTILADOR IMPELENTE							SECCION:	PAPAGAYO
	Solicito	---	Diseño	P & I	Reviso	AOT	Escala	1/150	PLANO:
Topogr.	JL-SV-TS	Dibujo	---	Aprobo	YMFS	Fecha	25-12-09		

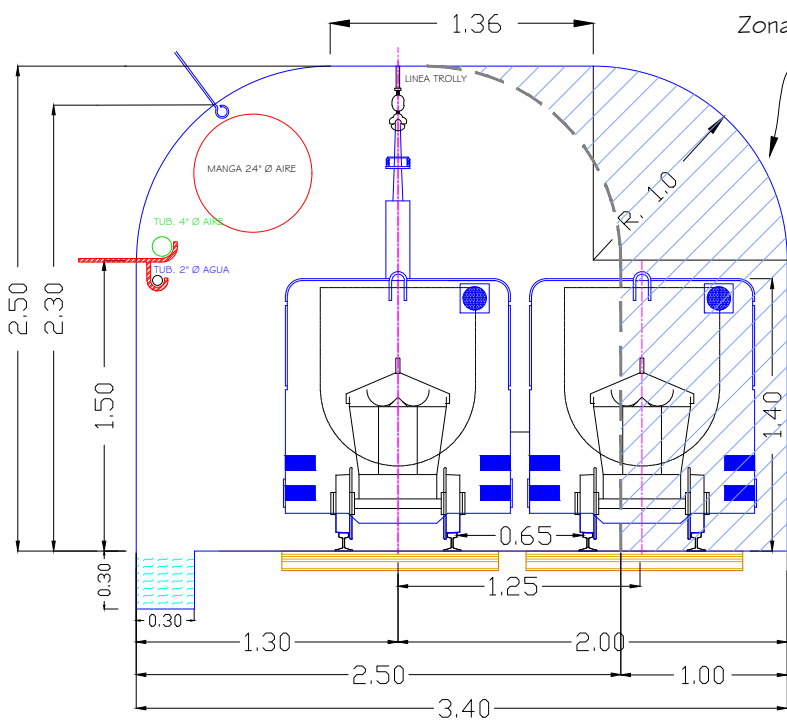
ANEXO 2

ESTANDAR DE SECCION PARA COLOCAR VENTILADOR IMPELENTE

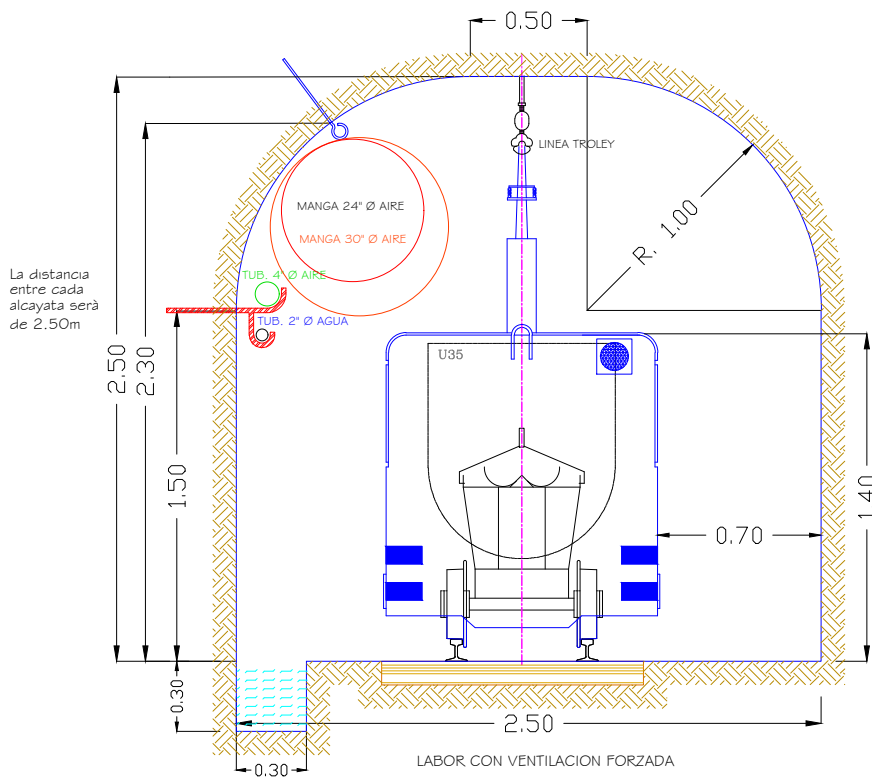


FILE:								DATE:			
 & INGENIERIA	 COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.							UEA:	PODEROSA		
	PLANO TOPOGRAFICO ESTANDAR VENTILADOR EXTRACTOR							SECCION:	PAPAGAYO		
Solicito	---	Diseño	P & I	Reviso	AOT	Escala	1/150	PLANO:	00		
Topogr.	JL-SV-TS	Dibujo	---	Aprobo	YMFS	Fecha	25-12-09				

ANEXO 3 ESTANDAR SECCION 2.5 x 2.5

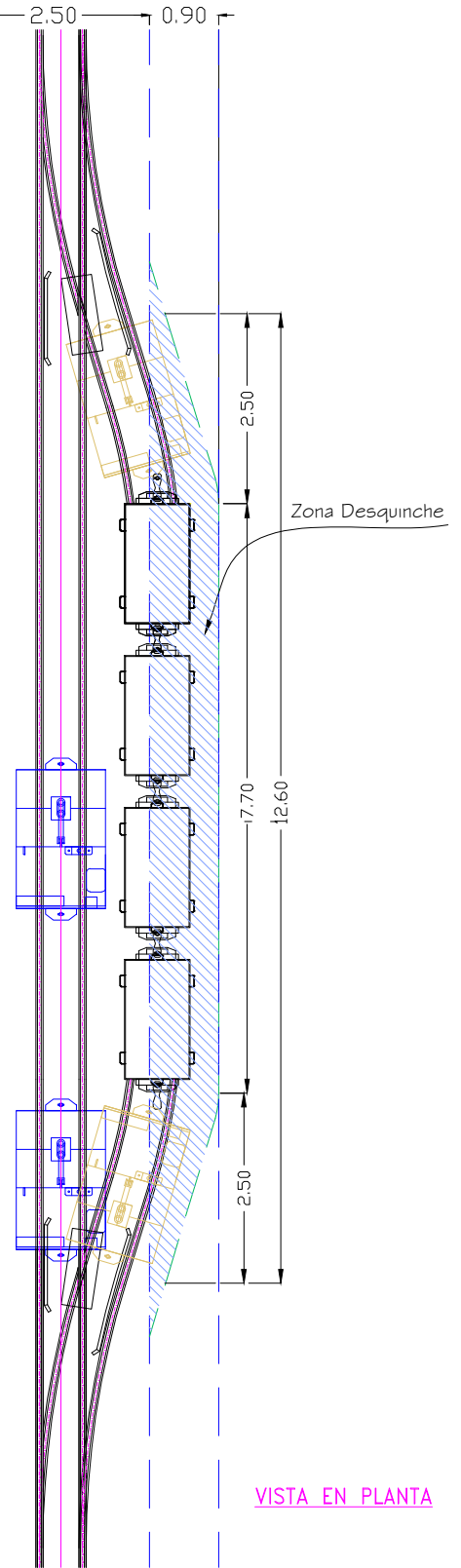


ELEVACION LATERAL



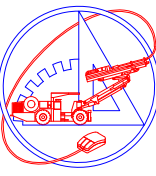
LABOR CON VENTILACION FORZADA
SERVICIOS MINA Y LINEA TROLLEY

FILE: P:\PLAING\DISENO\SECC.TIPICAS.DWG.DWG



VISTA EN PLANTA

PLANEAMIENTO



INGENIERIA



COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.

**ESTANDAR DE DISTRIBUCION DE CAMBIOS CARRO MINERO U35
SECC. 2.50 x 2.50**

Solicitado	MINA	Diseño	P & I	Reviso	P & I	Escala	INDICADA
Topogr.	----	Dibujo	P & I	Aprobo	MINA	Fecha	14-04-09

UEA:

PODEROSA

SECCION:

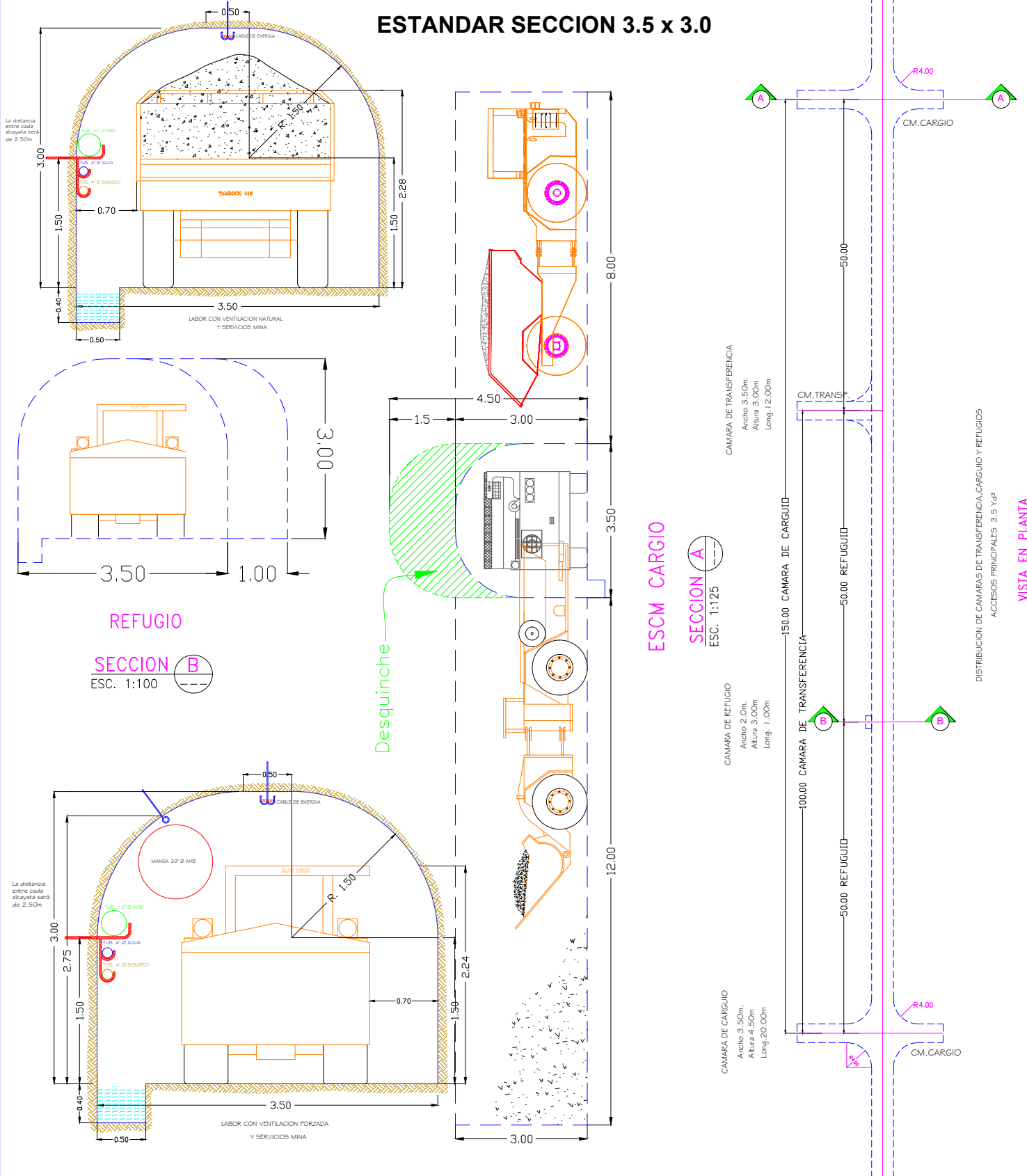
PAPAGAYO

PLANO:

AG-01

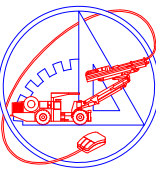
ANEXO 4

ESTANDAR SECCION 3.5 x 3.0



FILE: P:\PLAING\DISEÑO\SECC.TIPICAS.DWG.DWG

PLANEAMIENTO



INGENIERIA



COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A.

ESTANDAR DE DISTRIBUCION DE ESCM DE TRANSFERENCIA-REFUGIOS-CARGIO
SECC. 3.50x3.00

Solicitado	MINA	Diseño	P # I	Reviso	P # I	Escala	INDICADA
Topogr.	----	Dibujo	P # I	Aprobo	MINA	Fecha	14-04-08

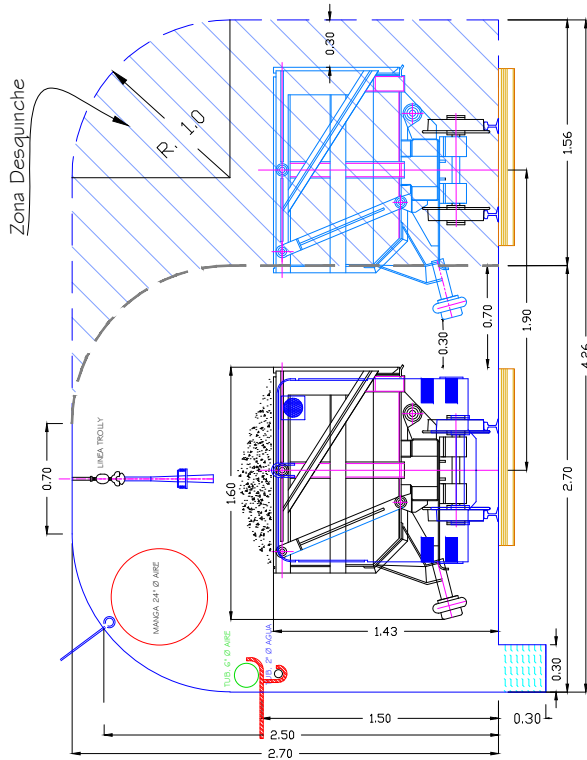
UEA: **PODEROSA**

SECCION: **PAPAGAYO**

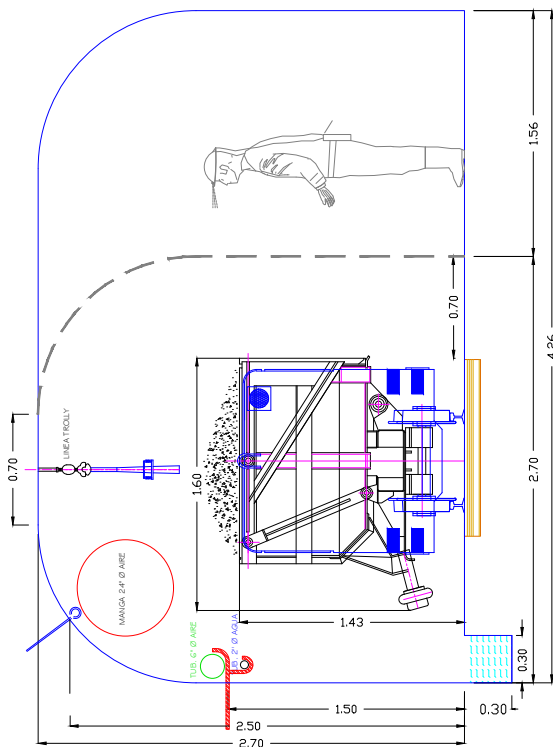
PLANO: **AG-16**

ANEXO 5

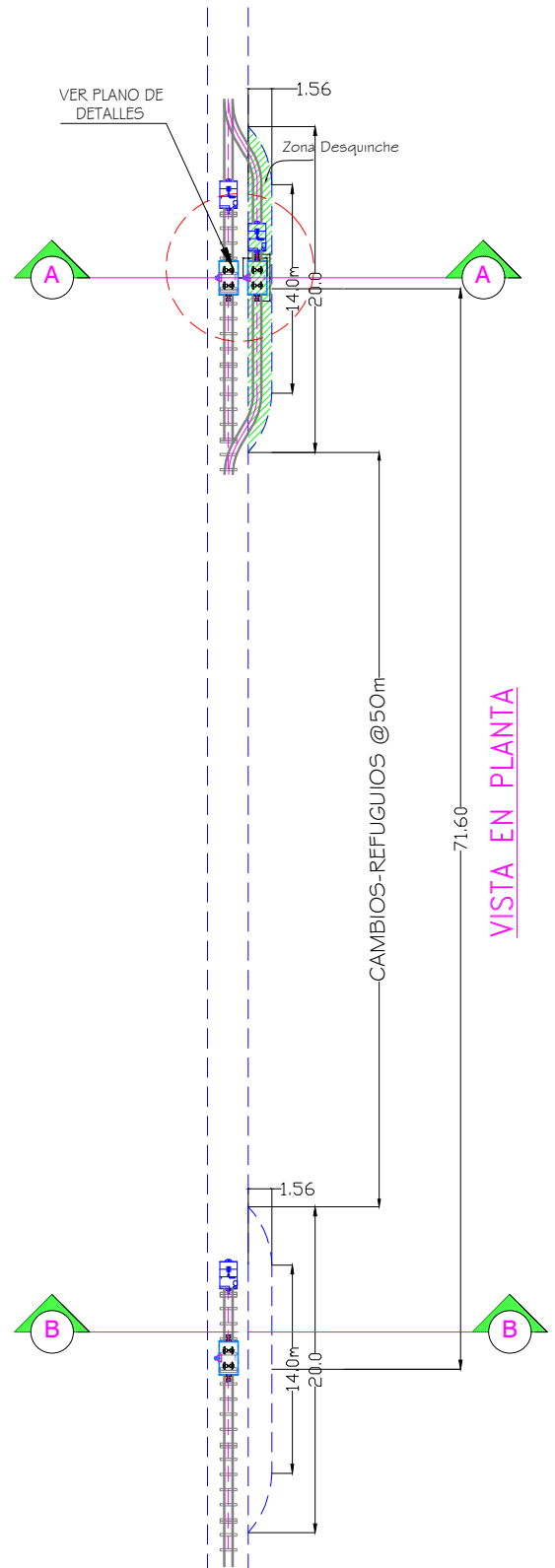
ESTANDAR SECCION 2.7 x 2.7



CAMBIOS
SECCION A
ESC. 1:50



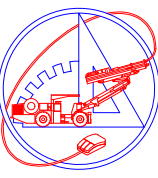
REFUGIOS
SECCION B
ESC. 1:50



VISTA EN PLANTA

FILE: P:\PLAING\DISEÑO\SECC.TIPICAS.DWG

PLANEAMIENTO



INGENIERIA



COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A.

ESTANDAR DE DISTRIBUCION CAMBIOS-REFUGIOS SECC. 2.70 X 2.70

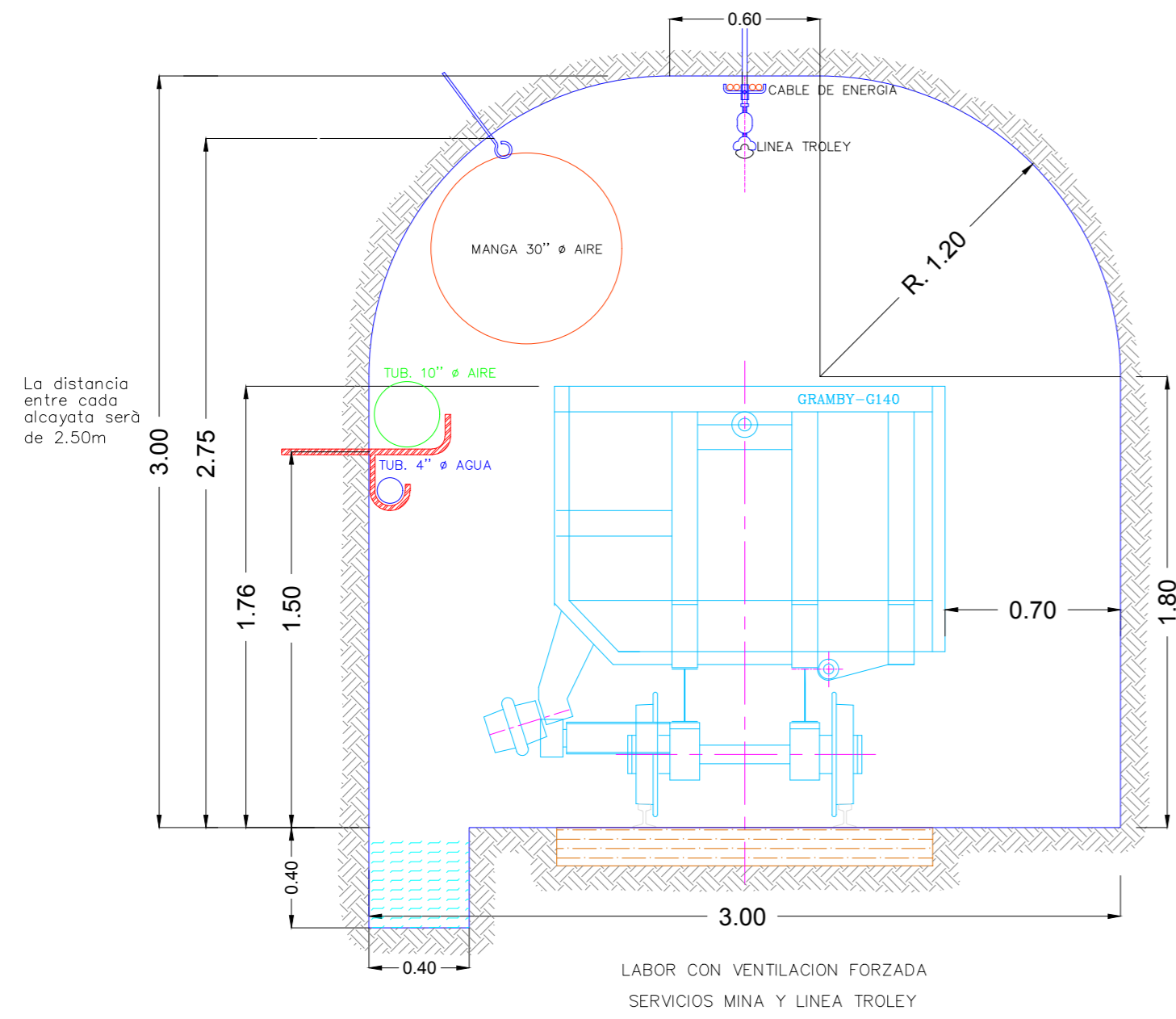
Solicitado	MINA	Diseño	P & I	Reviso	P & I	Escala	INDICADA
Topogr.	----	Dibujo	P & I	Aprobo	MINA	Fecha	14-04-08

UEA: **PODEROSA**

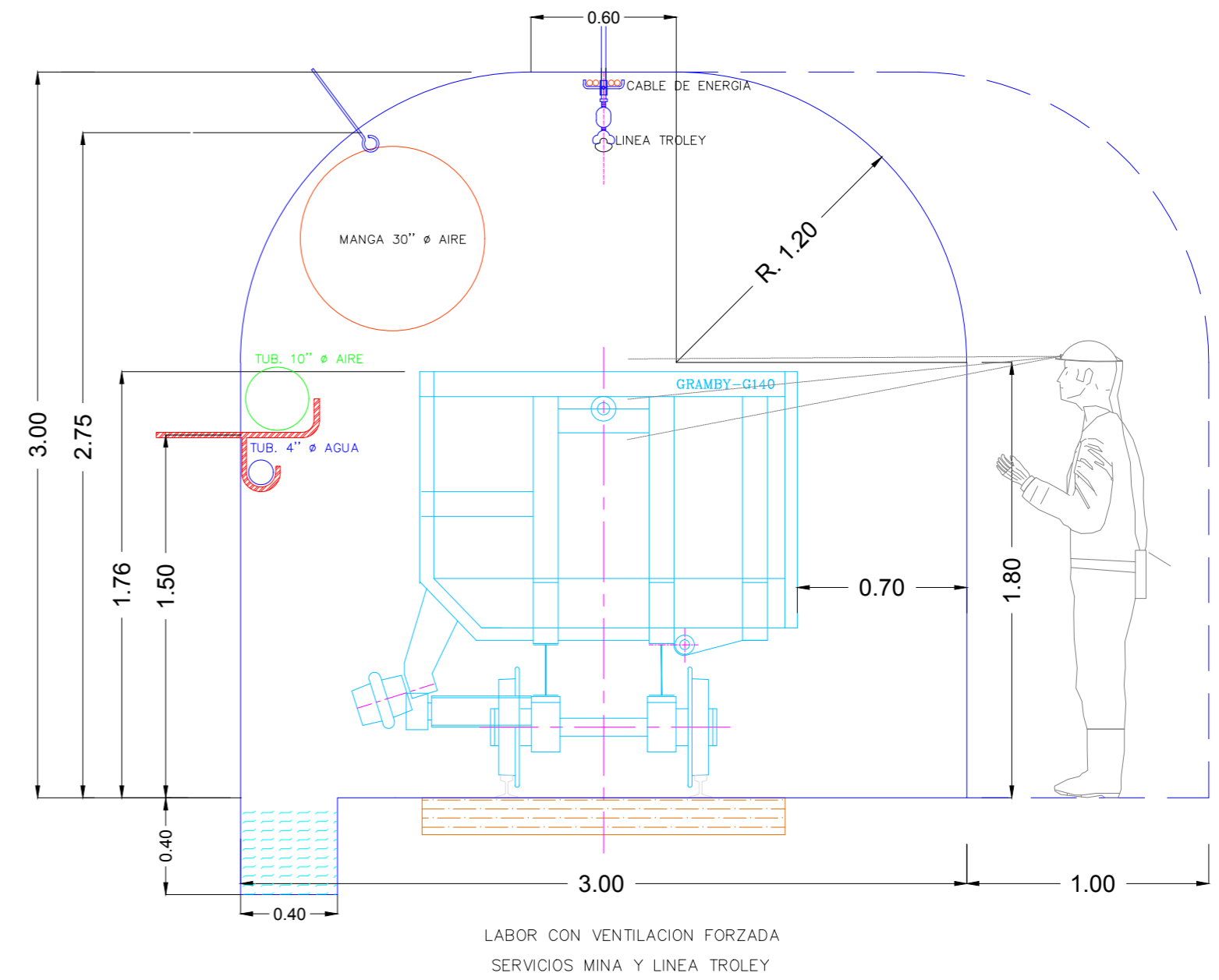
SECCION: **PAPAGAYO**

PLANO: **AG-02**

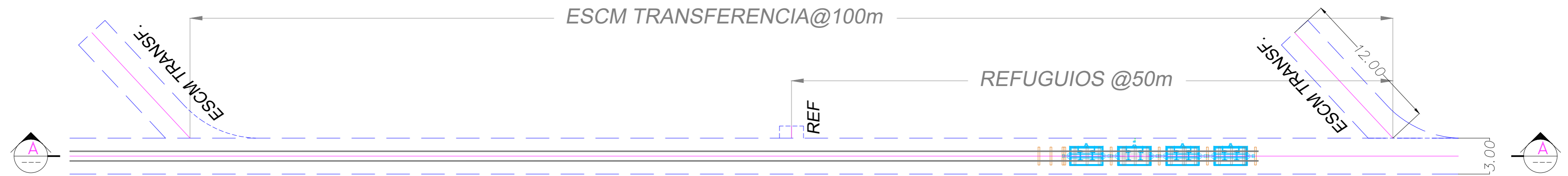
ANEXO 6
ESTANDAR SECCION 3.0 x 3.0



SECCION A
ESC. 1:25



SECCION A
ESC. 1:25



DATOS TECNICOS:

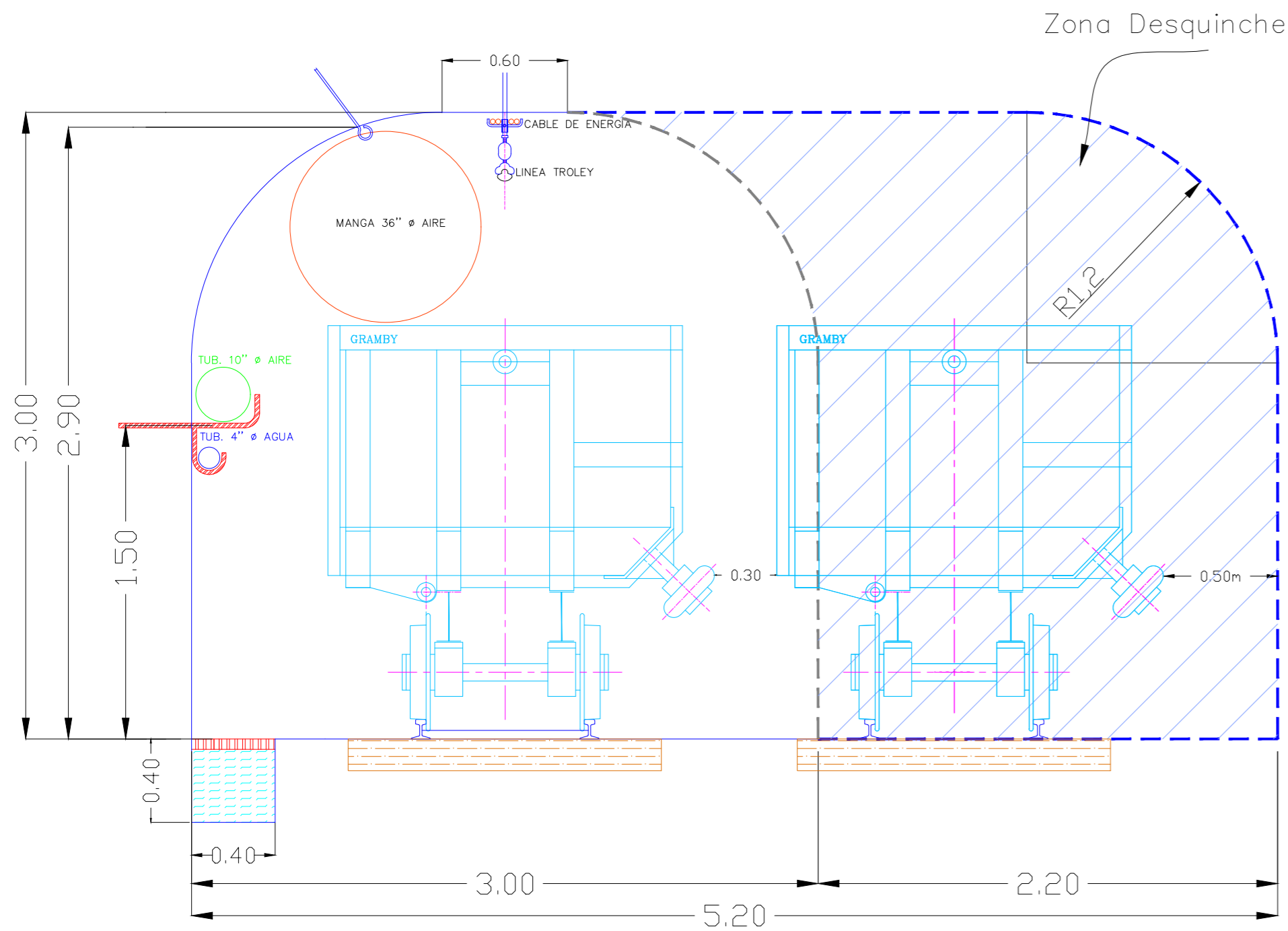
SECCION LABOR: 3.0x3.0 (MANGA DE VENTILACION DE 42" Ø AIRE)

1.-ESCM TRANSFERENCIA:	2.-REFUGUIOS:	3.-SUB ESTACIONES
* SECCION: 3.0x3.0	* SECCION: 2.0x3.0	* SECCION: 4.0x3.0
* LONGITUG: 12.0m	* LONGITUG: 1.0m	* LONGITUG: 7.0m
* AREA: 37.77m ² C/U	* AREA: 2.0m ² C/U	* AREA: 41.85m ² C/U
* POR EJECUTARSE 12	* POR EJECUTARSE 10	* POR EJECUTARSE 03

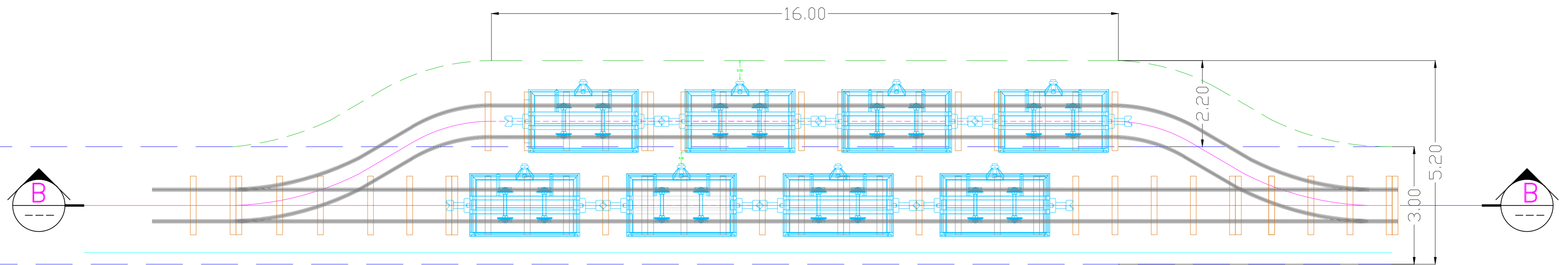
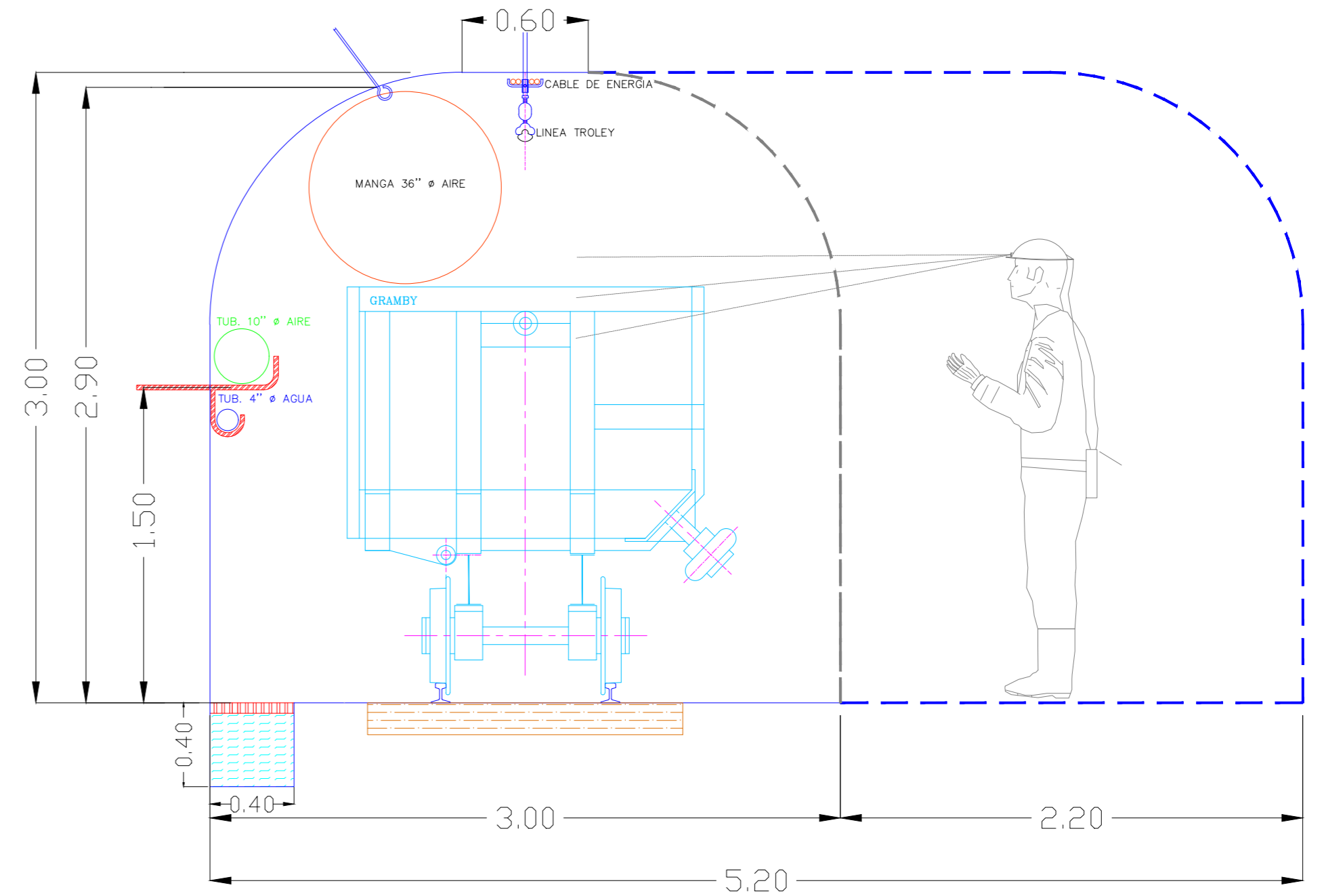
Escala: 1/250

					PLANEAMIENTO		COMPANIA MINERA PODEROSA S.A. ESTANDAR SECCION 3.0x3.0 ESCM TRANSFERENCIA-REFUGUIOS-GRAMBYS G140				UEA: PODEROSA SECCION: PAPAGAYO SISTEMA: PSAD-56 PLANO: 01	
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones	Solicitó	MINA	Diseño	P & I	Reviso	---	Escala	INDICADA
FILE:					Topogr.	JL-SV-TS	Dibujo	SRV	Aprobo		Fecha	11-04-09

ANEXO 7
ESTANDAR SECCION 3.0 x 3.0



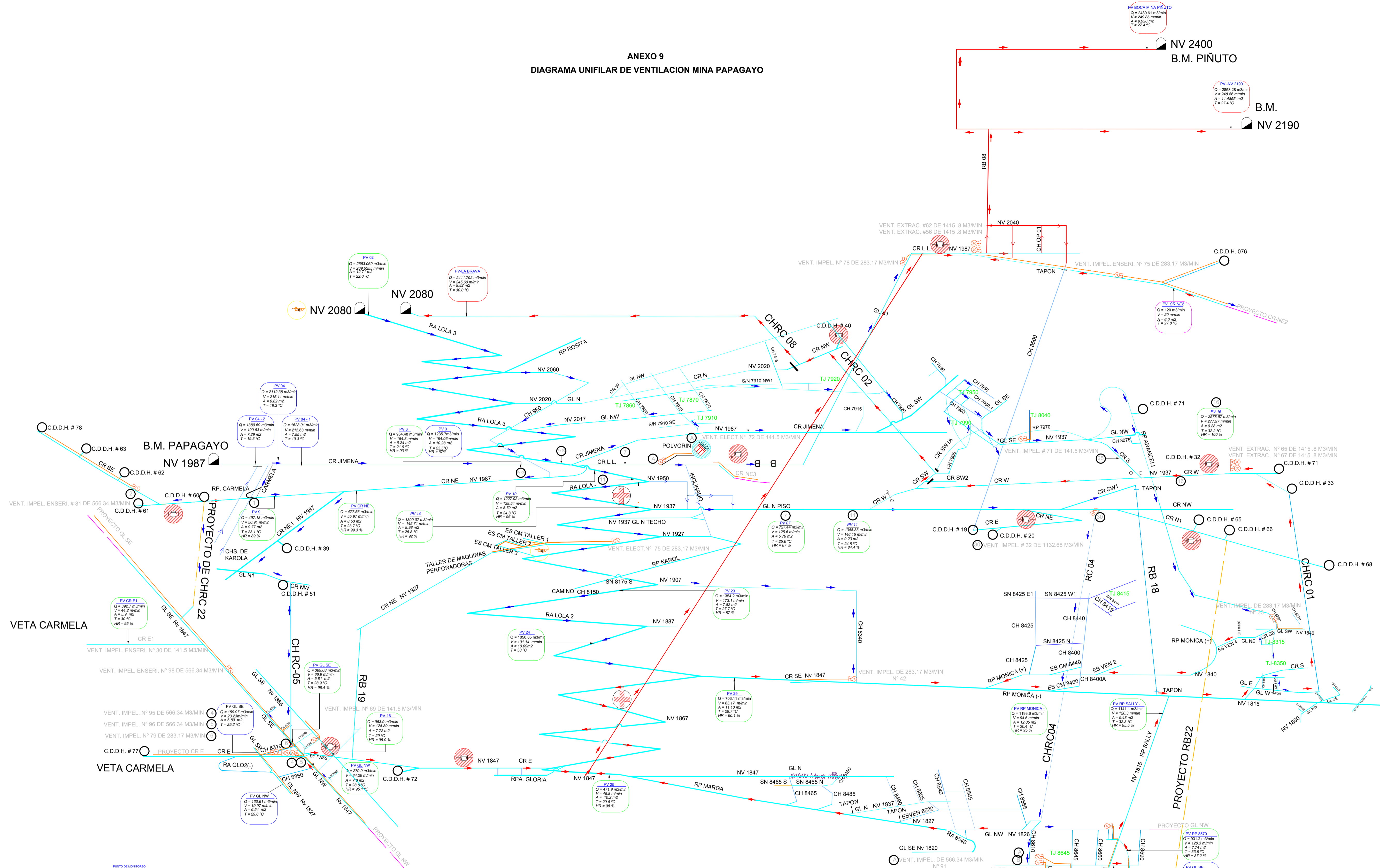
SECCION A
ESC. 1:25



SECCION TIPICA VISTA PLANTA
CAMBIOS CARRO MINERO GRAMBY 120

				PLANEAMIENTO		COMPANIA MINERA PODEROSA S.A. ESTANDAR SECCION 3.0 x 3.0 CAMBIO CARROS - GRAMBY 120 Nv.1660				UEA: PODEROSA SECCION: PAPAGAYO SISTEMA: PSAD-56 PLANO: 00			
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones		Solicito	MINA	Diseño	P & I	Reviso	YMFS	Escala	1/75
						Topogr.	JL-SV-TS	Dibujo	SRV	Aprobo	JIP	Fecha	14-04-09
FILE: P:\&PLAING\TPOGR MINERA\UEA PODEROSA\PP\MERC\PROYECTOS MINA\1660 CR AURORA\PALA CAVD-FAJA-GRAMBY.DWG						DATE: 15/NOV/2008 09:16		& INGENIERIA					

ANEXO 9
DIAGRAMA UNIFILAR DE VENTILACION MINA PAPAGAYO



- LEYENDA**
- ESTACION DE EMERGENCIA
 - TALLER DE TRACKLES
 - POLVORIN AUXILIAR
 - SUB-ESTACION ELECTRICA
 - BODEGA
 - C.D.D.H. CAMARA DIAMOND DRILL HOLE

LEYENDA		BALANCE DE VENTILACION				CAPACIDAD DE LOS VENTILADORES			
		PV	UBICACION	CAUDALES		UBICACION			
			NIVEL LABOR	SEXPLOSIVO	CEXFLOSIVO	NIVEL LABOR	COD.	M3/MIN	
VENTILADOR PRINCIPAL		PV 02	2080	1690.72	1690.72	1987	CR LL	VE 02	1415.8
VENTILADOR SECUNDARIO		PV 04	1987	1183.79	1183.79	1987	CR SE	VE 01	566.34
MANEJA DE VENTILACION		PV 09	1987	760.83	760.83	1937	CR W	VE 07	1415.8
TAPON		PV 01	2180	3399.29	3399.29	1937	CR W	VE 06	1415.8
ZONA DE DERRUMBE		PV PRTO	2420	312.02	1871.01	1987	CR SW	VE 32	1415.8
CHIMENEA RAISE BORING		PV BRVA	2080	1176.26	1176.26	1987	CR NE	VE 01	566.34
PUERTA DE 2 HOJAS						1987	CR NE	VE 01	566.34
RAMPA						1987	CR NE	VE 01	566.34
FLUJO DE AIRE LIMPIO						1987	CR NE	VE 01	566.34
FLUJO DE AIRE VICIADO						1987	CR NE	VE 01	566.34
SIN FLUJO						1987	CR NE	VE 01	566.34
BOCAGINA						1987	CR NE	VE 01	566.34
CAUDAL REQUERIDO q1 Personas			110Pers.	440	440	M3/MIN			
CAUDAL REQUERIDO q2 Equipos Diesel			880 HP	2,640	2,640	M3/MIN			
CAUDAL REQUERIDO q3 Dilucion de Contaminantes			300 Kg/180 Min	833	833	M3/MIN			
CAUDAL REQUERIDO TOTAL				3,080	3,913	M3/MIN			
COBERTURA DEL SIST. DE VENTILACION			Q1/Q3 x 100	99.00	100	%			

PLANEAMIENTO

EMPISA COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A.

DIAGRAMA UNIFILAR DE VENTILACION

MINA: PAPAGAYO

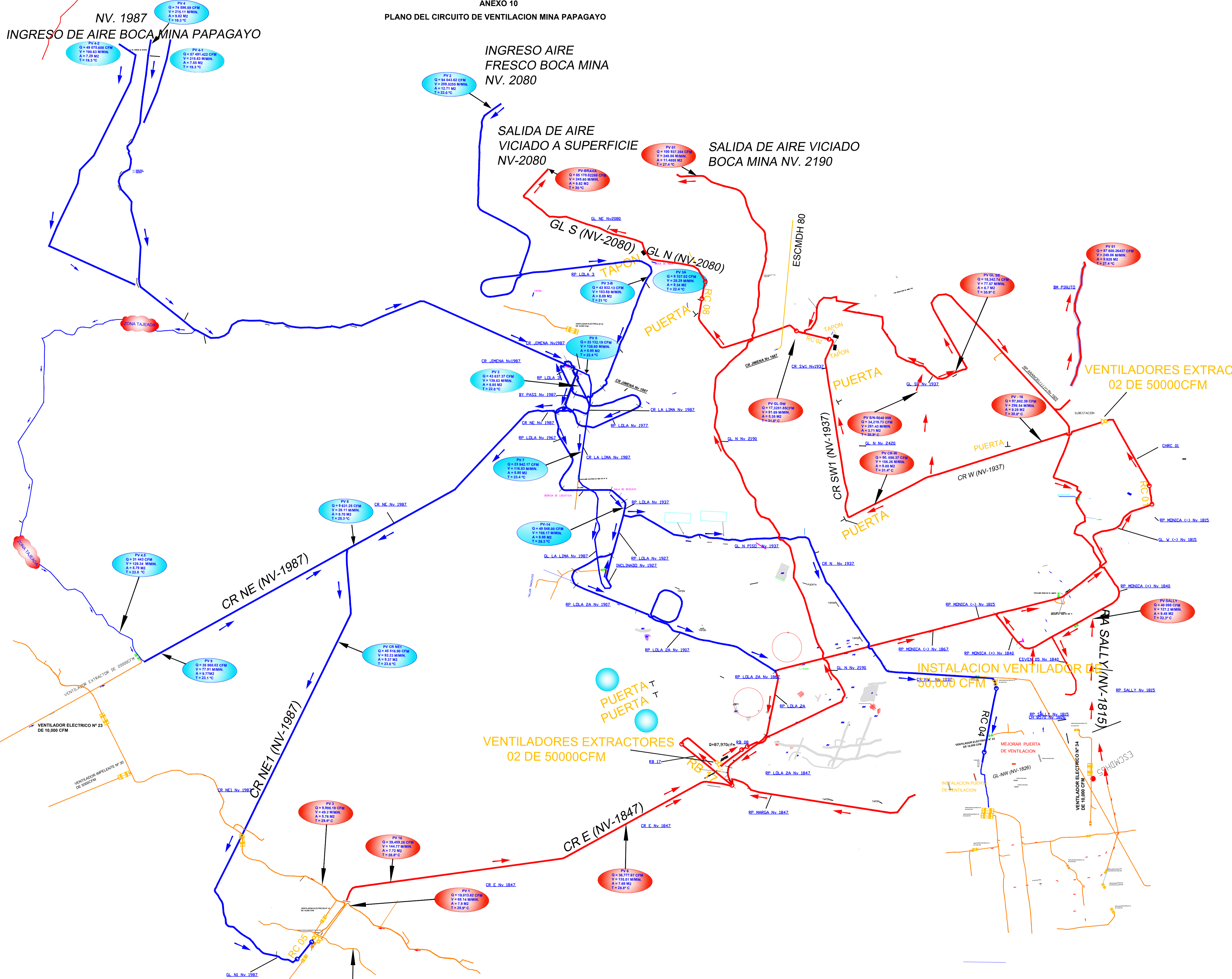
SECCION: PAPAGAYO

PLANO: PG 02

Fecha: 28-12-09

R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones
FE				

ANEXO 10
PLANO DEL CIRCUITO DE VENTILACION MINA PAPAGAYO



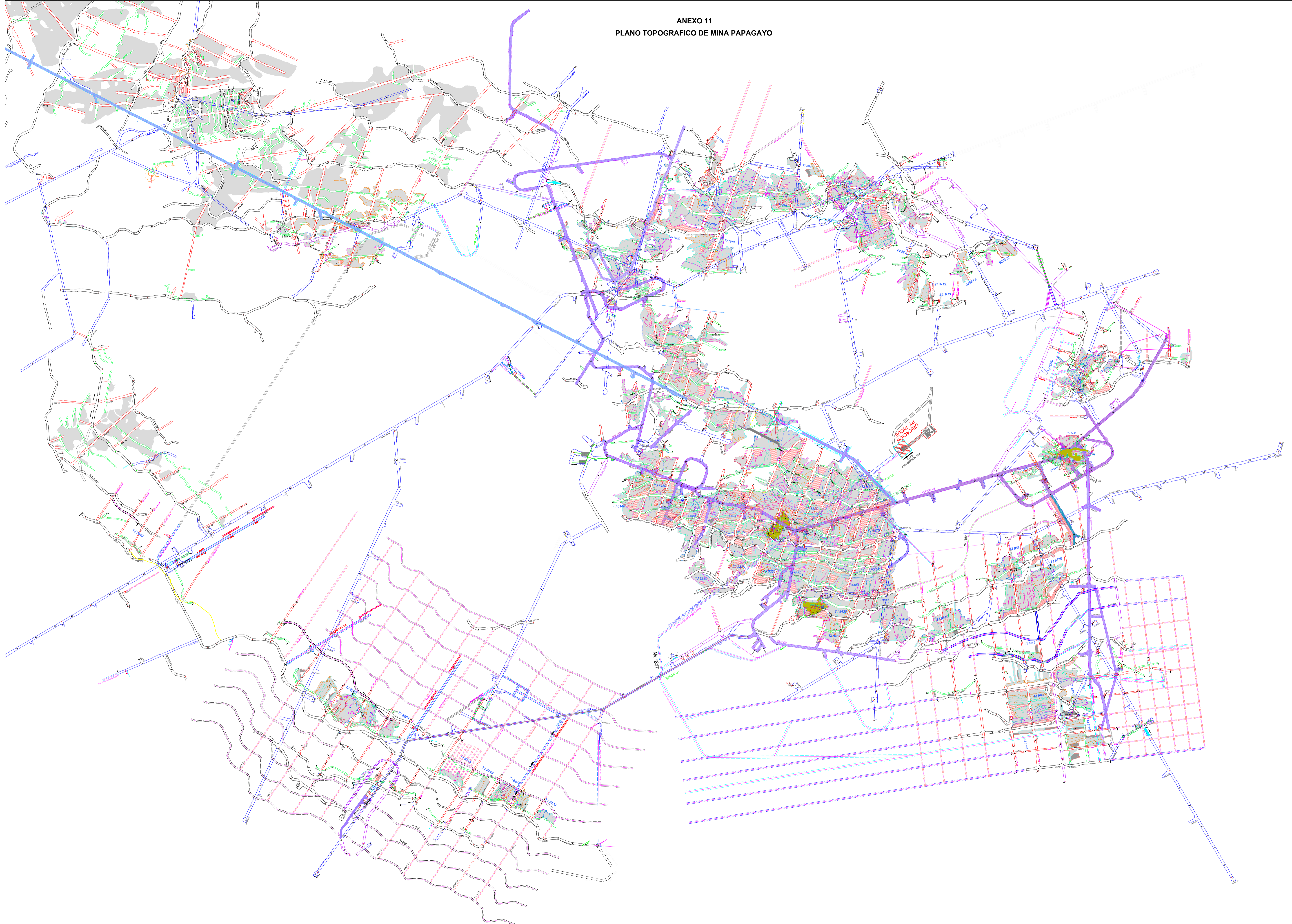
(1987)

Revisado	Fecha	Firma	Observaciones
R			

PLANEAMIENTO					UEA: LA PODEROSA DE TRUJILLO				
	PLANO DE CIRCUITO DE VENTILACION MINA PAPAGAYO				SECCION: PAPAGAYO				
Solicita	JL-SV-TS	Diseño	P & I	Revisa	AOT	Escala	1/2500	PLANO:	PG 01
& INGENIERIA	Topogr.	Dibujo	FMT	Aproba	yMFS	Fecha	28-12-09		

FILE: P:\PLANO\VENTILACION\PLANS VENTILACION\PLANS TOPEGRAF\ISS\ZONA NORTE\2008\FEBRERO\CIRCUITO DE VENTILACION JIMENA - FEBRERO.DWG

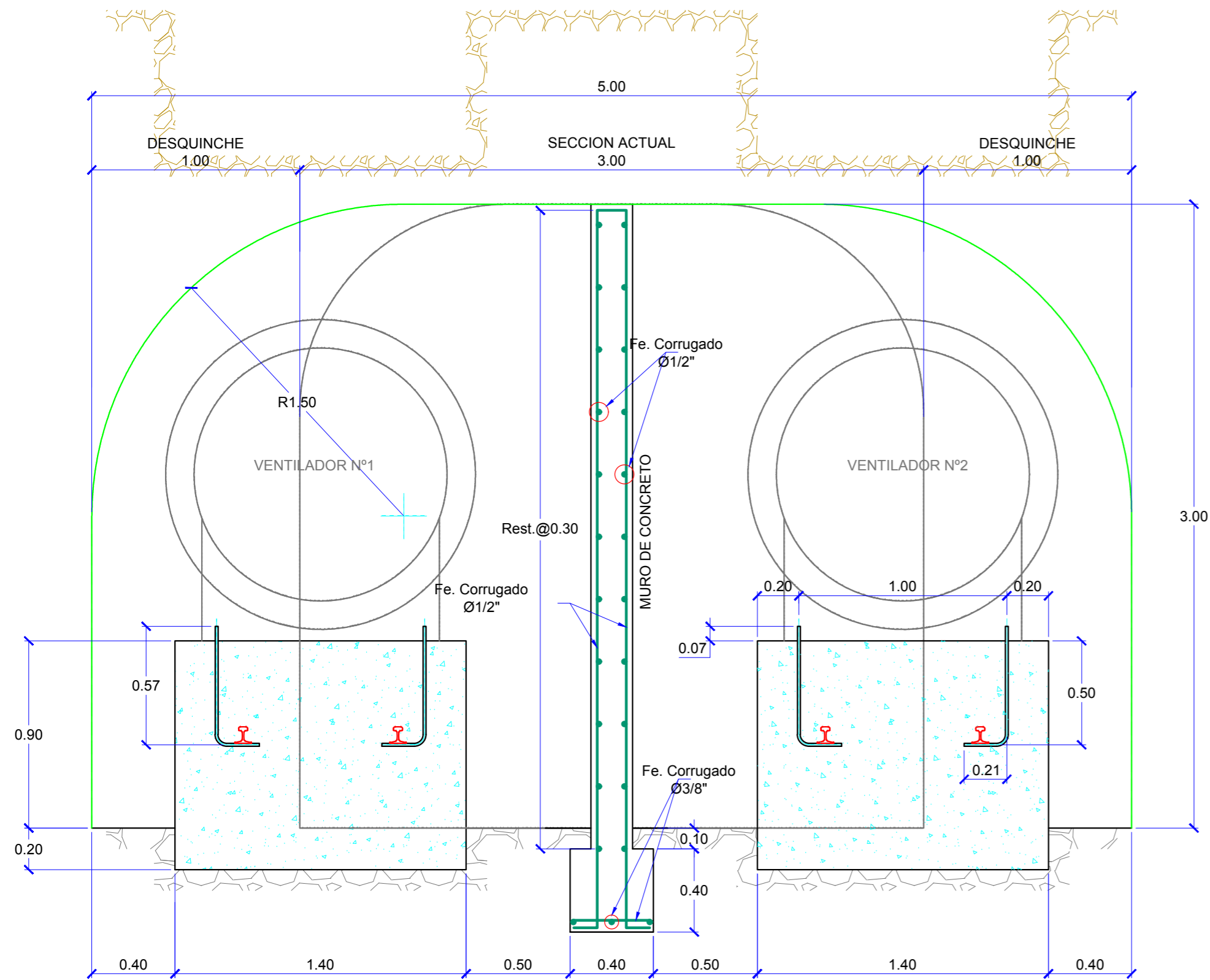
ANEXO 11
PLANO TOPOGRAFICO DE MINA PAPAGAYO



Revisado	Fecha	Firma	Observaciones
R			
FILE			

 EMPESA COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A. PLANO TOPOGRAFICO MINA PAPAGAYO	UEA: PODEROSA SECCION: PAPAGAYO SISTEMA: PSAD-56		
	PLANO: 00		
Solicita: --- Topogr. SV-OT	Diseño: P & I Dibujo:	Revisa: AOT Aprueba: YMFS	Escala: 1/2500 Fecha: 28-12-09

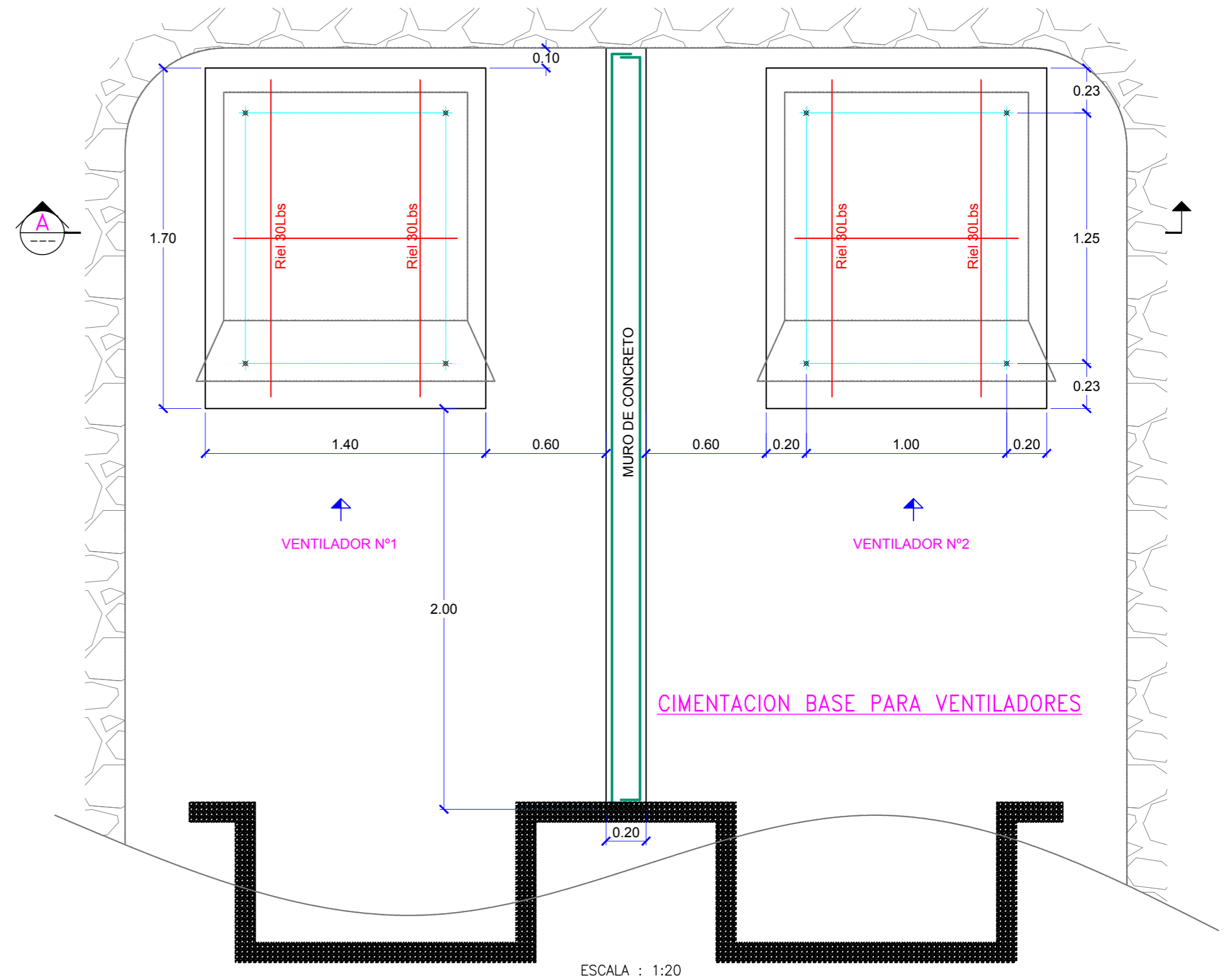
**ANEXO 12
BASE DE VENTILADORES MINA PAPAGAYO**



CORTE A-A
ESCALA : 1:20

ESPECIFICACIONES TECNICAS

1. CONCRETO
DE ACUERDO A NORMAS ASTM
_ SOLADO $f_c = 100 \text{ Kg/cm}^2$
_ ESTRUCTURAL $f_c = 175 \text{ Kg/cm}^2$
2. ACERO
_ ASTM A615 $f_y = 4200 \text{ Kg/cm}^2$
3. RECUBRIMIENTO
_ LOSAS Y MUROS 7.5 cm
_ VIGAS 5.0 cm
3. CIMENTACION
_ Fe. Corrugado Ø3/8"
_ ASTM A615 $f_y = 4200 \text{ Kg/cm}^2$
4. EMPALMES Y ANCLAJES
o EMPALMES GANCHOS
3/8" 0.50 0.20



ESCALA : 1:20

**ESTANDAR DE CIMENTACION BASE
PARA VENTILADORES - MINA PAPAGAYO**

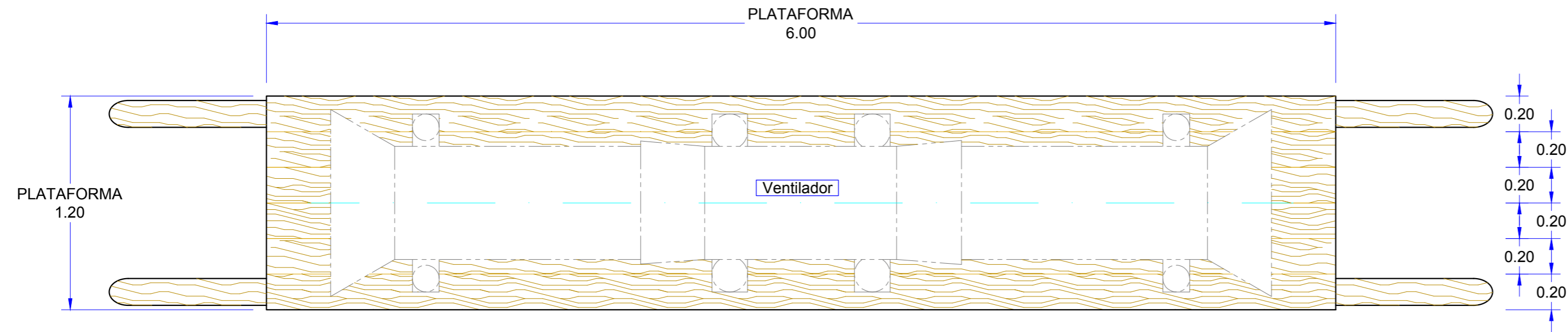
FILE	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones

PLANEAMIENTO
& INGENIERIA

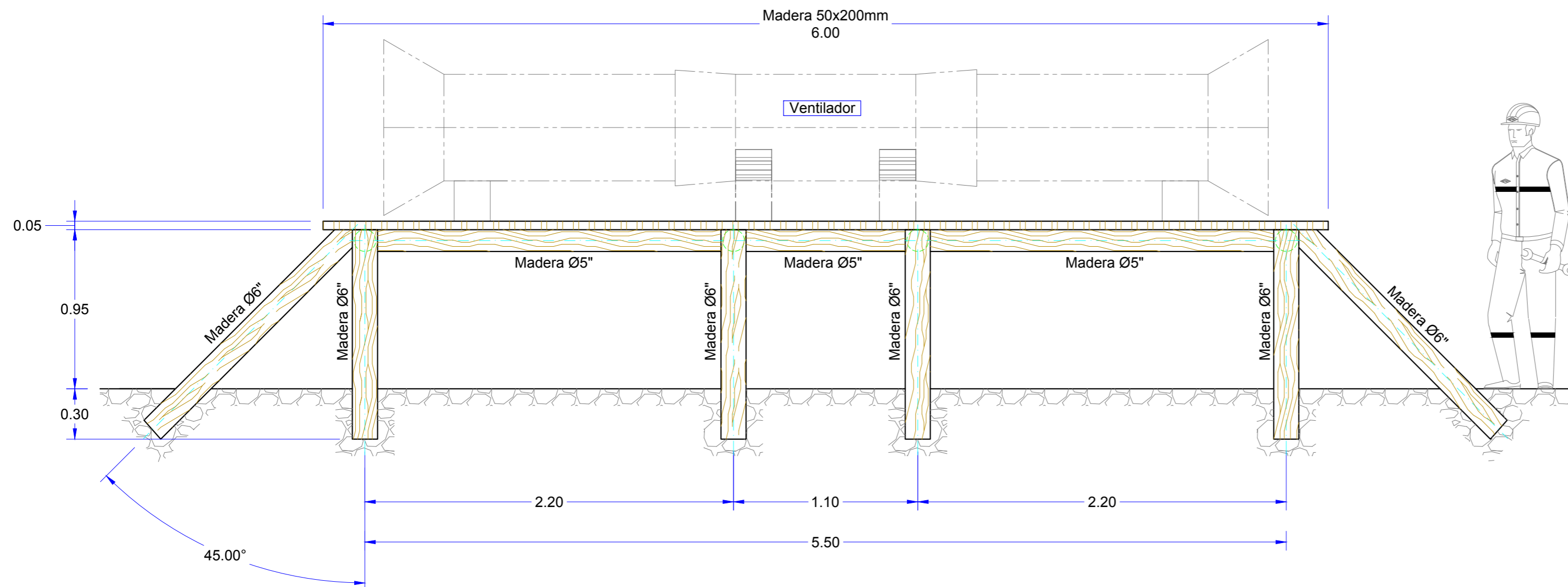
COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.									
ESTANDAR DE CIMENTACION BASE PARA VENTILADORES - MINA PAPAGAYO									
Solicitó	---	Diseño	P & I	Reviso	AOT	Escala	INDICADO		
Topogr.	SV-OT	Dibujo	F. VEGA	Aprobo	YMFS	Fecha	27-03-09		

UEA: **PODEROSA**
SECCION: **PAPAGAYO**
SISTEMA: **PSAD-56**
PLANO: **00**

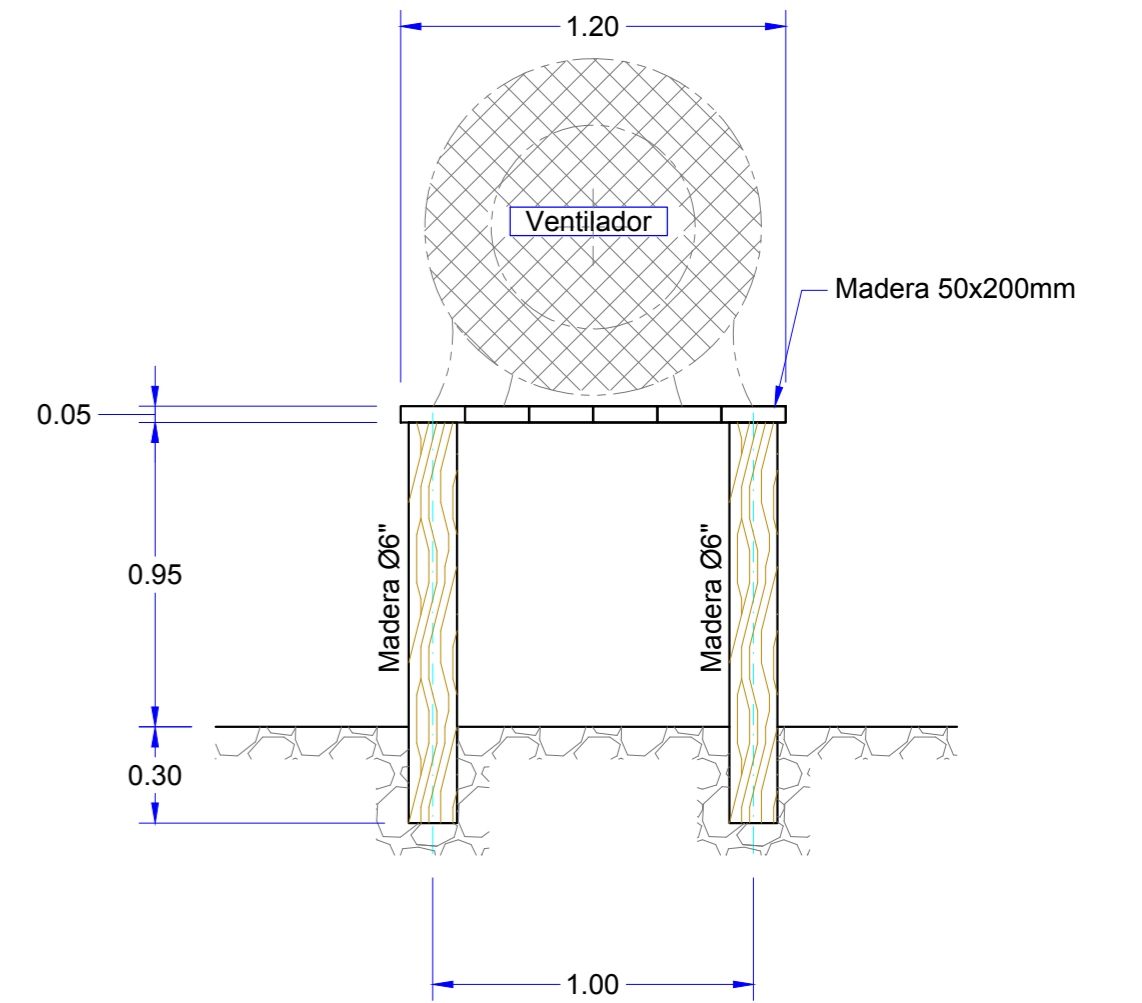
**ANEXO 13
BASE DE VENTILADOR CON SILENCIADOR**



PLATAFORMA VENTILADOR~VISTA PLANTA
ESCALA 1:25



PLATAFORMA VENTILADOR~VISTA FRONTAL
ESCALA 1:25

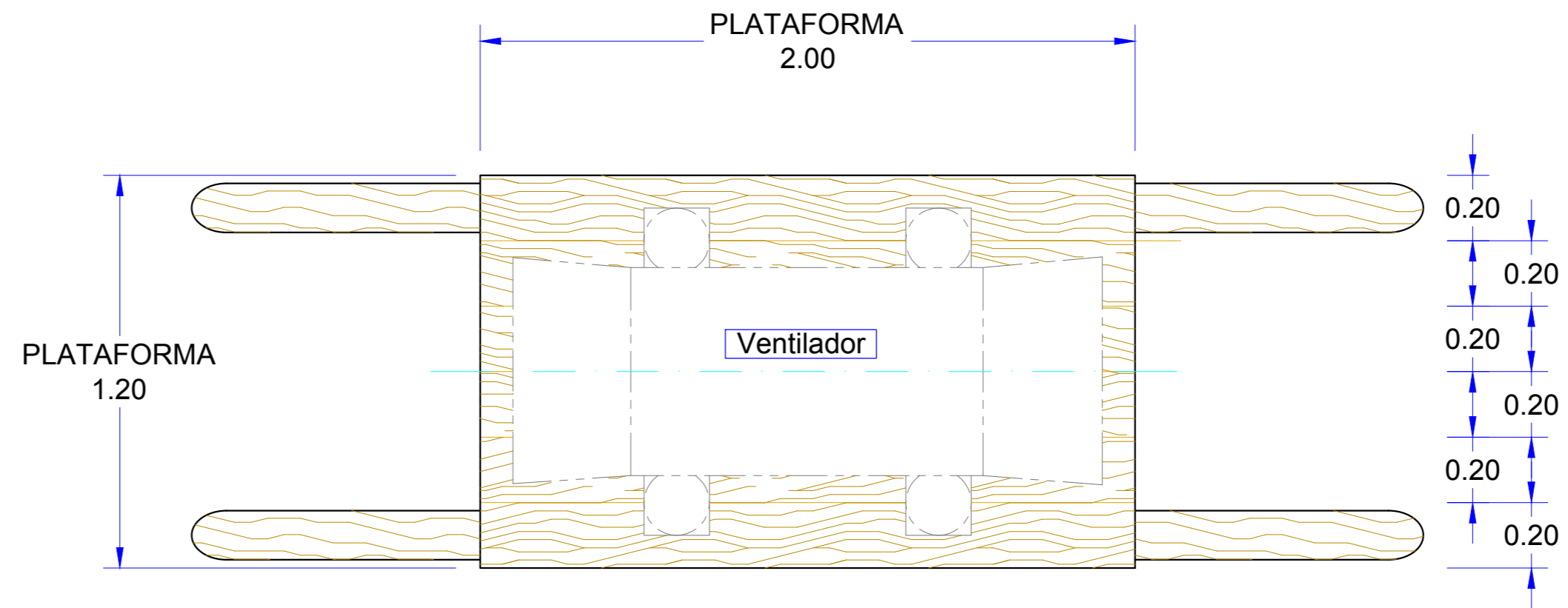


PLATAFORMA VENTILADOR~VISTA LATERAL
ESCALA 1:25

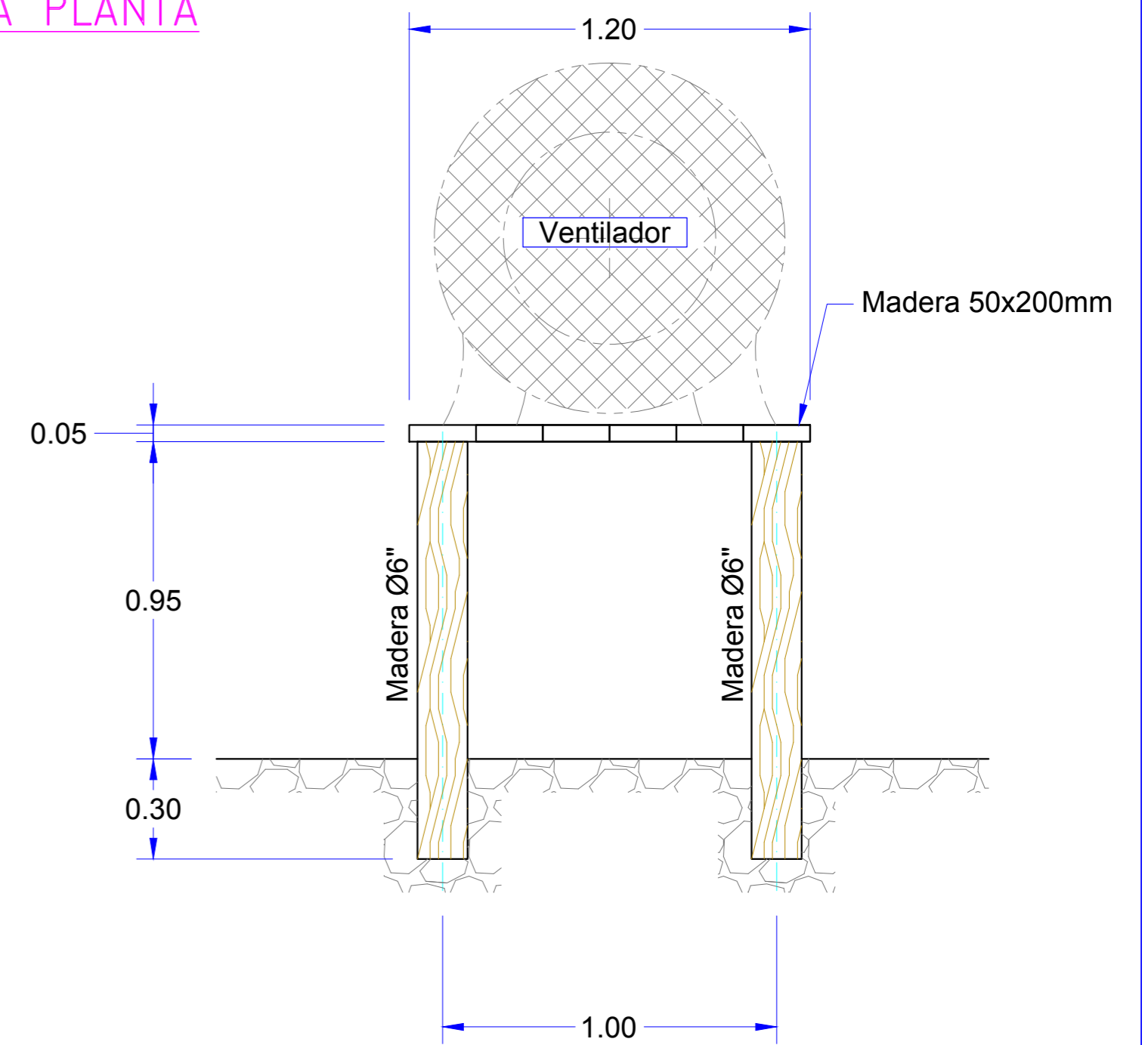
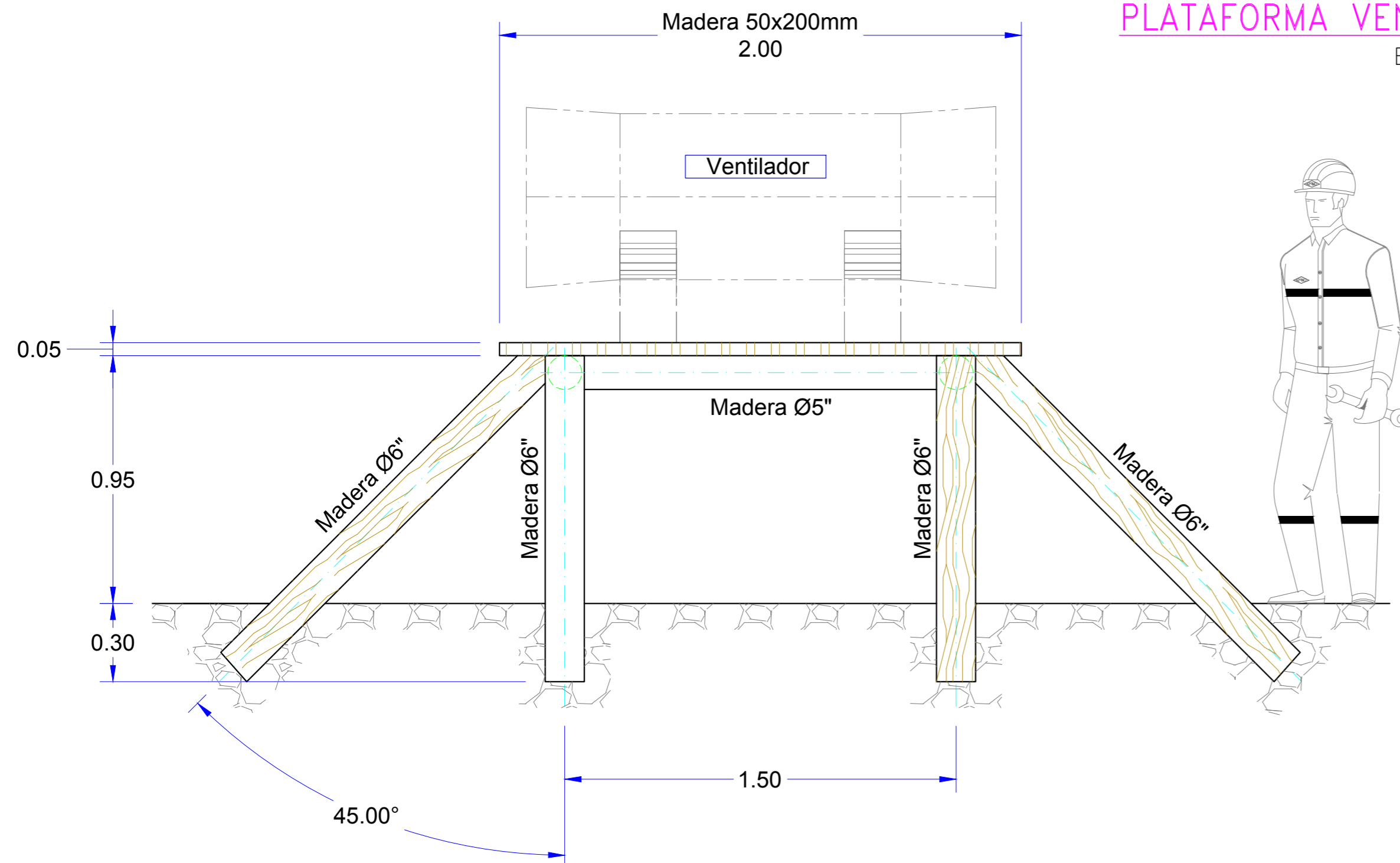
PLANEAMIENTO				
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones
FILE:				DATE:

COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.		UEA: PODEROSA	
PLATAFORMA VENTILADOR CON SILENCIADOR		SECCION: JIMENA	
ESTANDAR: DET. TIPICO-PLANO DETALLES - MINA PAPAGAYO		SISTEMA: PSAD-56	
Solicito: ---	Diseño: P & I	Reviso: A. ORTEGA	Escala: INDICADO
Topogr.: SV-OT	Dibujo: F. VEGA	Aprobo: Y.FIGUEROA	Fecha: 07-05-09
& INGENIERIA			PLANO: AG-01

ANEXO 14
BASE DE VENTILADOR



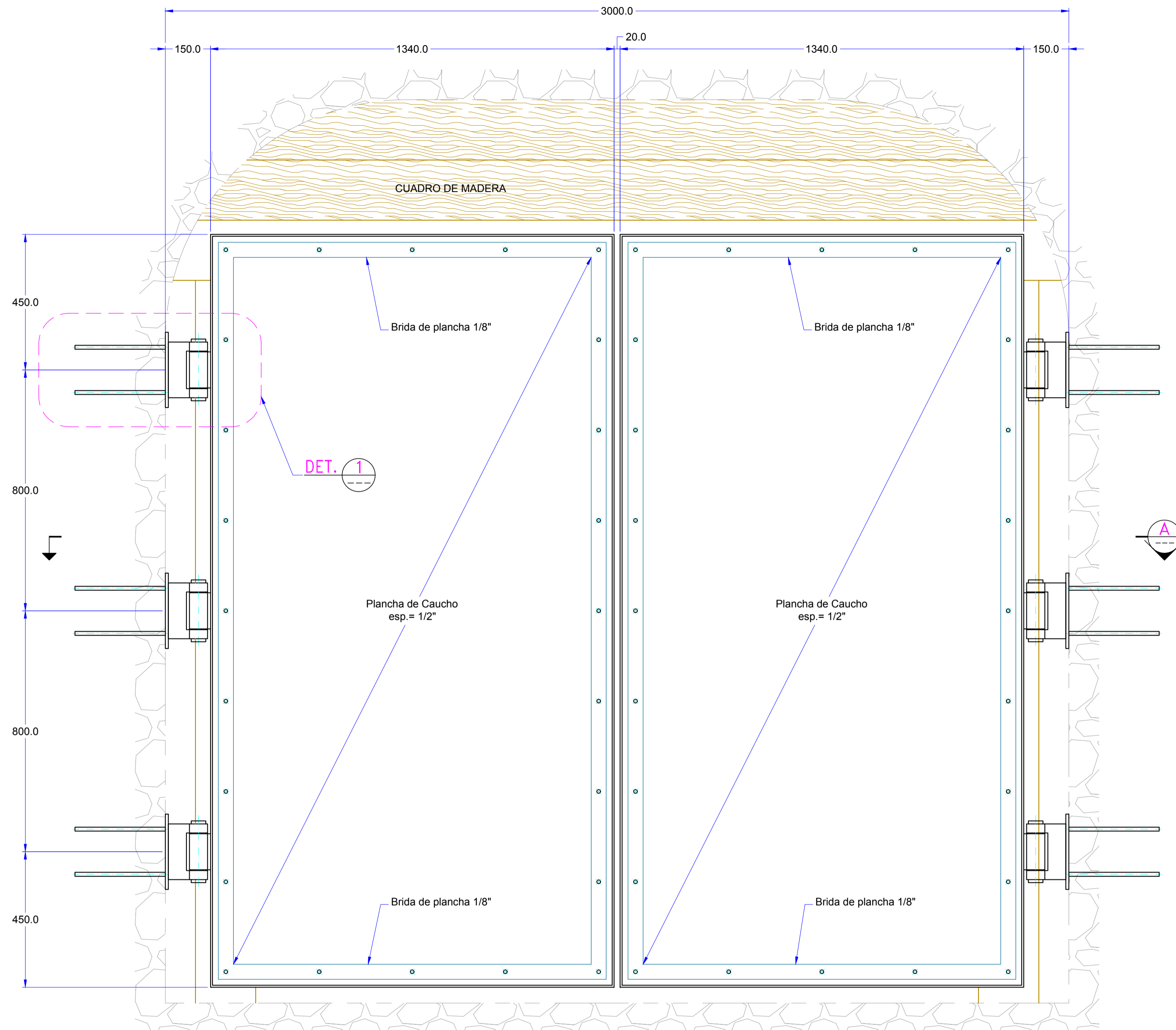
PLATAFORMA VENTILADOR~VISTA PLANTA
ESCALA 1:25



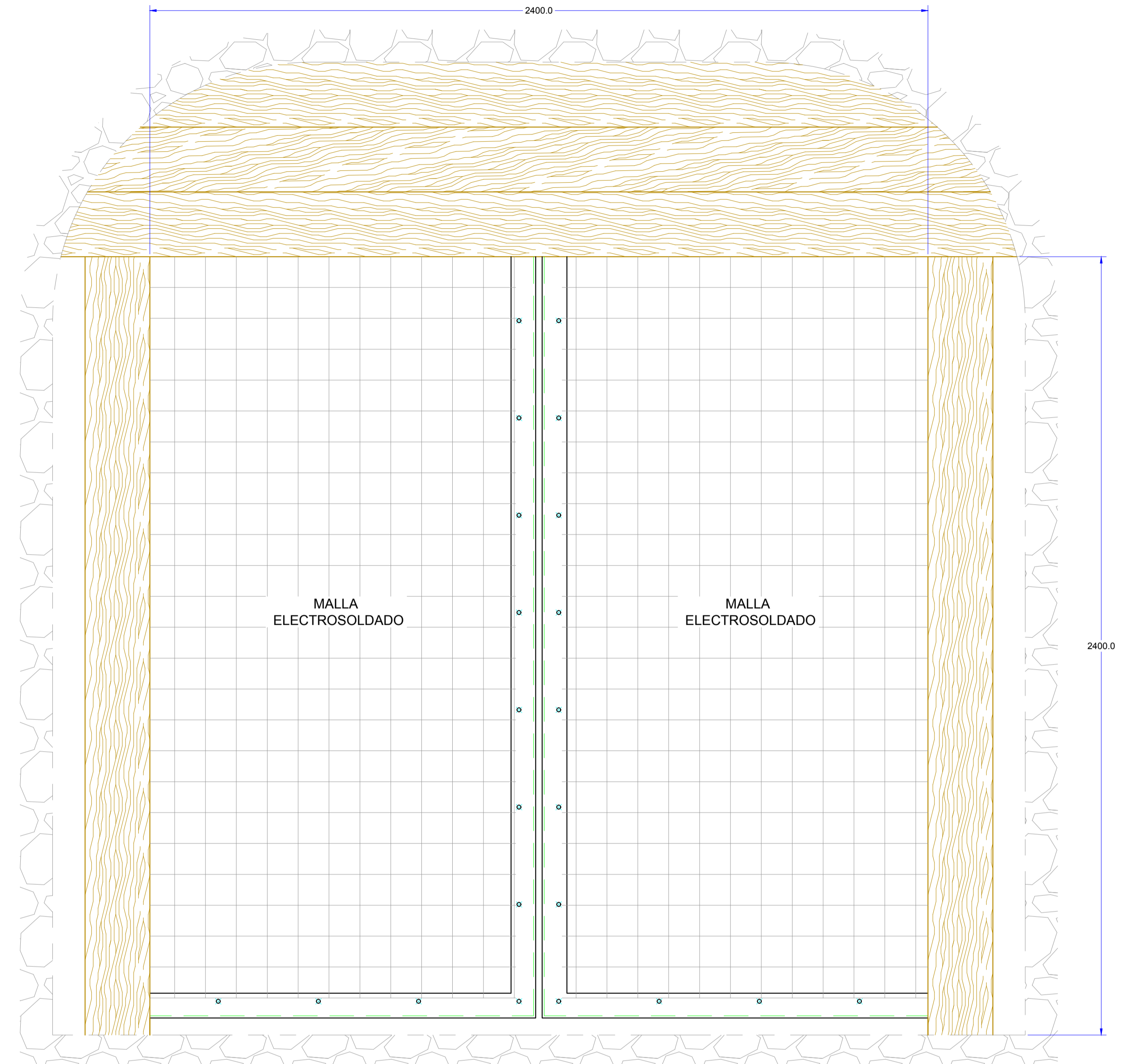
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones
FILE:				DATE:

PLANEAMIENTO		COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.		UEA: PODEROSA		
& INGENIERIA		PLATAFORMA VENTILADOR				SECCION: JIMENA
		ESTANDAR - DET. TIPICO-PLANO DETALLES - MINA PAPAGAYO				SISTEMA: PSAD-56
Solicito: --- Topogr.: SV-OT	Diseño: P & I Dibujo: F. VEGA	Reviso: A. ORTEGA Aprobo: Y.FIGUEROA	Escala: --- Fecha: 07-05-09	INDICADO: ---	PLANO: AG-01	

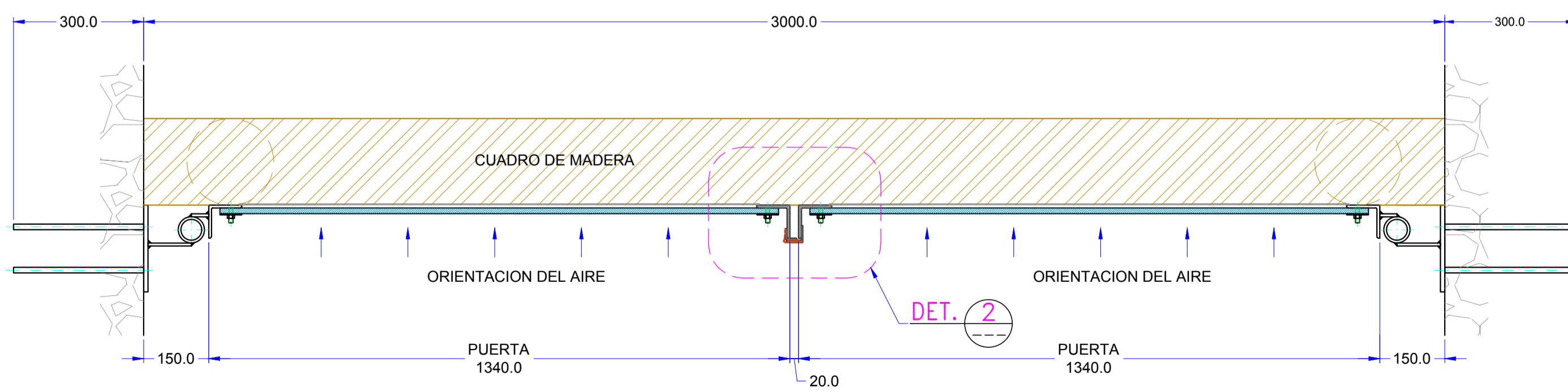
ANEXO 15
PUERTA DE VENTILACION



PUERTA VENTILACION~DET. TIPICO
ESCALA : 1:10



PUERTA VENTILACION~DET. TIPICO
ESCALA : 1:10

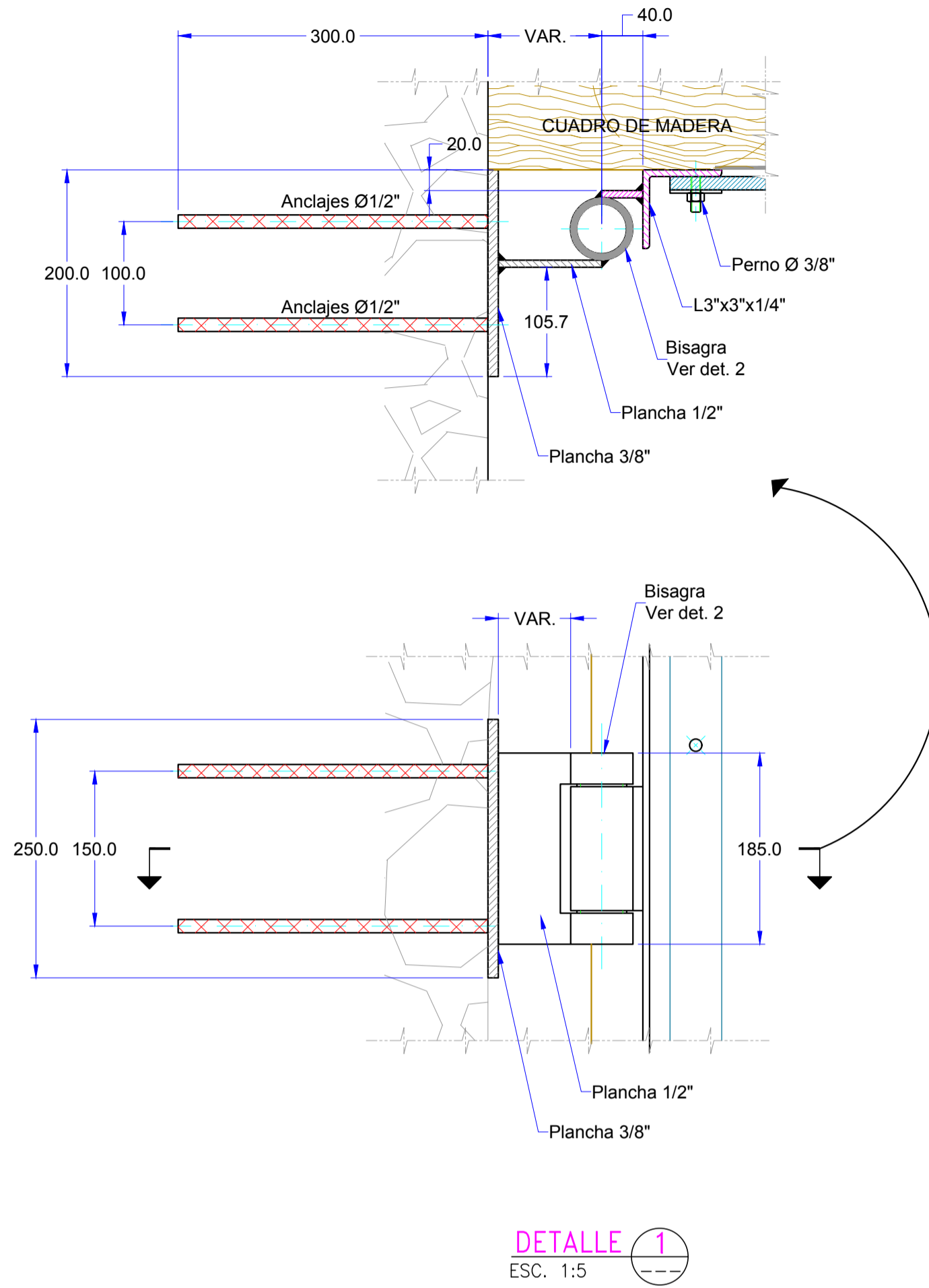


CORTE A-A~PUERTA VENTILACION
ESCALA : 1:10

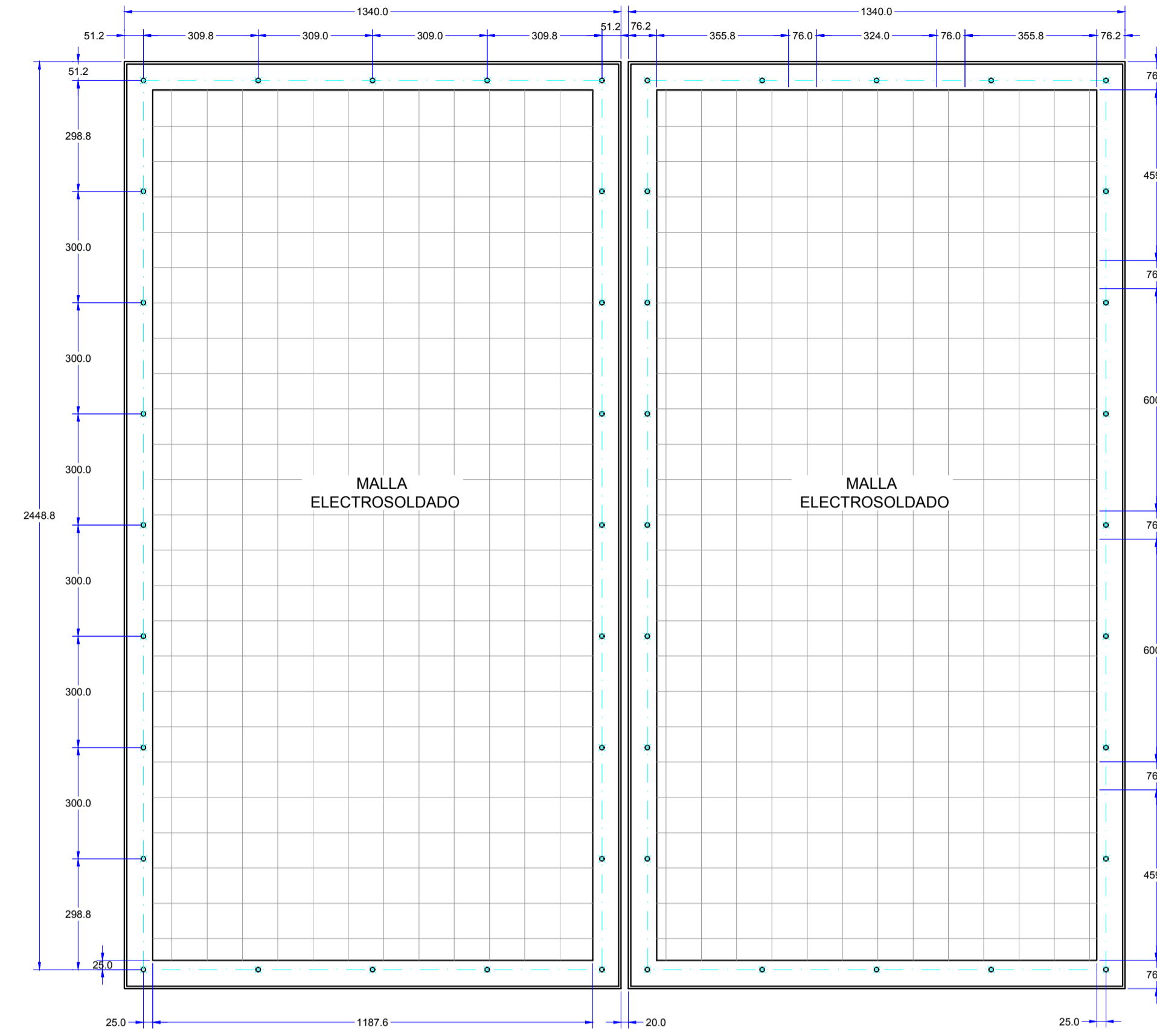
- NOTAS GENERALES:
1. DIMENSIONES EN mm. ELEVACIONES EN m.
 2. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
 3. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
 4. PERNOS DE CONEXION : CALIDAD ASTM-A325.
 5. SOLDADURA : FILETE DE 3/16" MIN. (S.I.C.) Y CON ELECTRODO AWS E70XX.
 6. LA PINTURA SERA RESISTENTE A LA CORROSION DE ACUERDO A LAS NORM. TECNICAS.
 7. LA PINTURA SERA RESISTENTE A LA CORROSION DE ACUERDO A LAS NORM. TECNICAS.
 8. LAS COTAS PREVALECN SOBRE EL DIBUJO
 9. INDICACION DE MARCA :
 10. LONGITUD VARIABLE SE DEFINIRA EN CAMPO
 11. SE RESERVA EL DERECHO DE PROPIEDAD DEL PLANO

PLANEAMIENTO				COMPANIA MINERA PODEROSA S.A. SECCION: PAPAGAYO SISTEMA: PSAD-56 PLANO: F-01				UEA: PODEROSA SECCION: PAPAGAYO SISTEMA: PSAD-56 PLANO: F-01						
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones		Solicita	---	Diseño	F. VEGA	Revisa	AOT	Escala	INDICADO	PLANO
FLB						Topogr.	SV-OT	Dibujo	F. VEGA	Aproba	YMFS	Fecha	10-05-09	

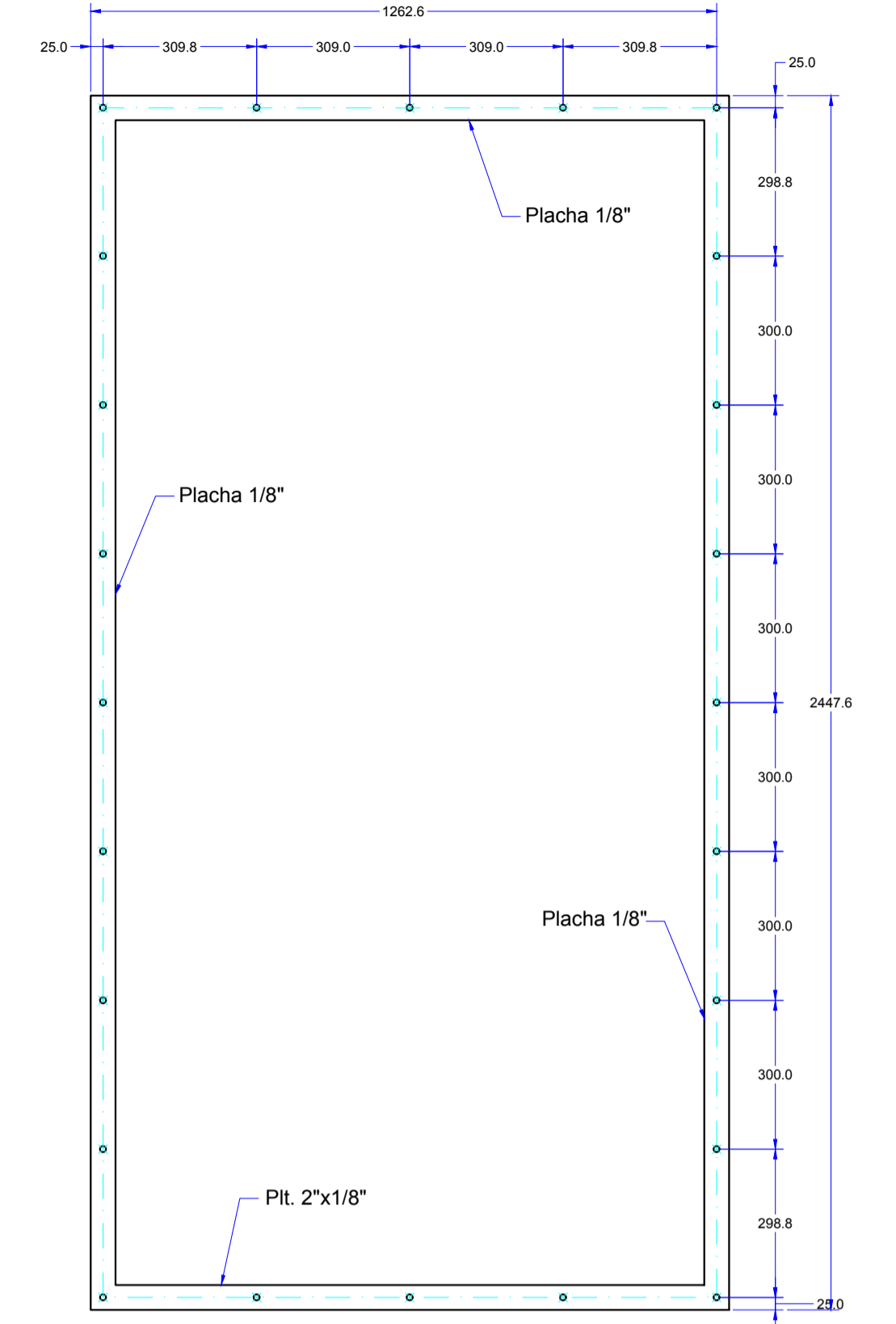
ANEXO 16
PUERTA DE VENTILACION - DETALLADO



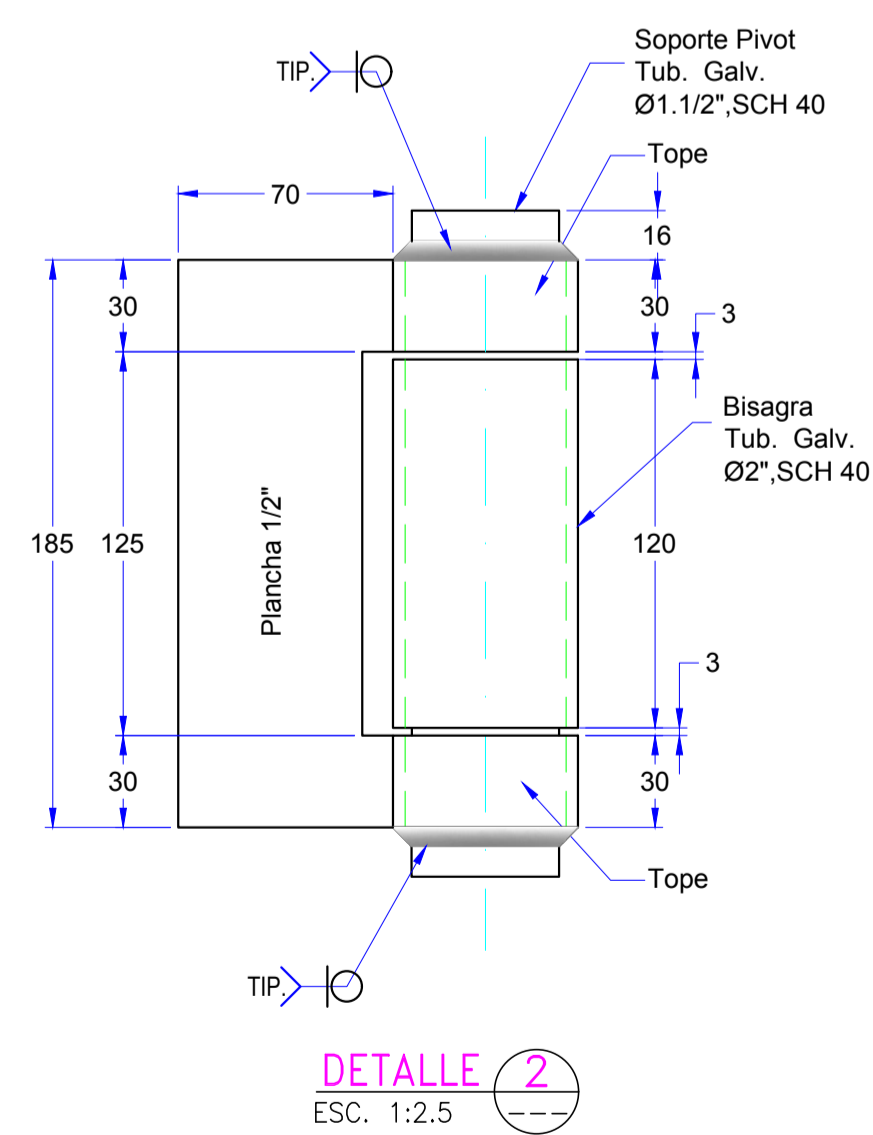
DETALLE 1
ESC. 1:5



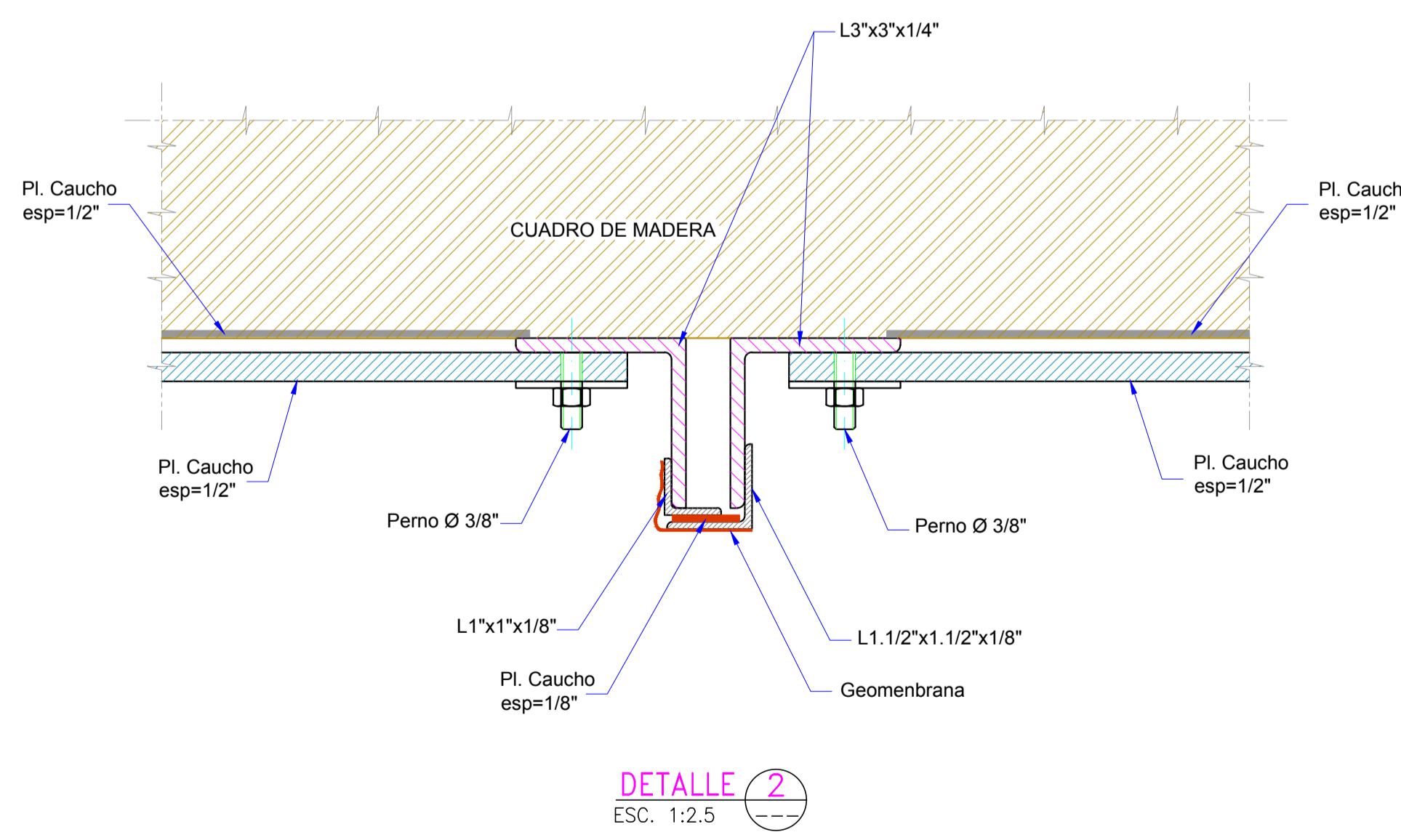
PUERTA~FABRICACION~DET. TIPICO
ESCALA : 1:12.5



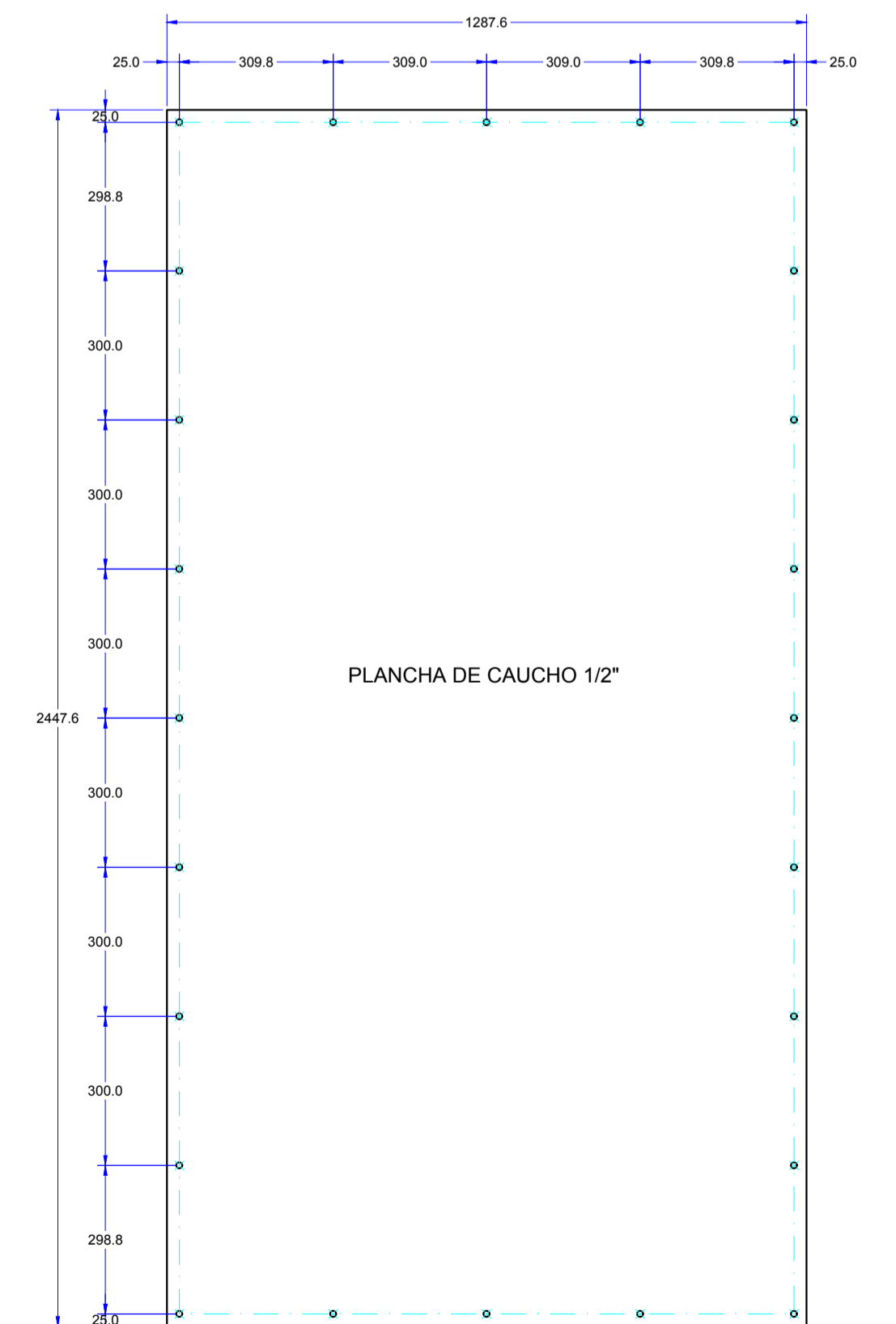
BRIDA~FABRICACION~DET. TIPICO
ESCALA : 1:12.5



DETALLE 2
ESC. 1:2.5



DETALLE 2
ESC. 1:2.5



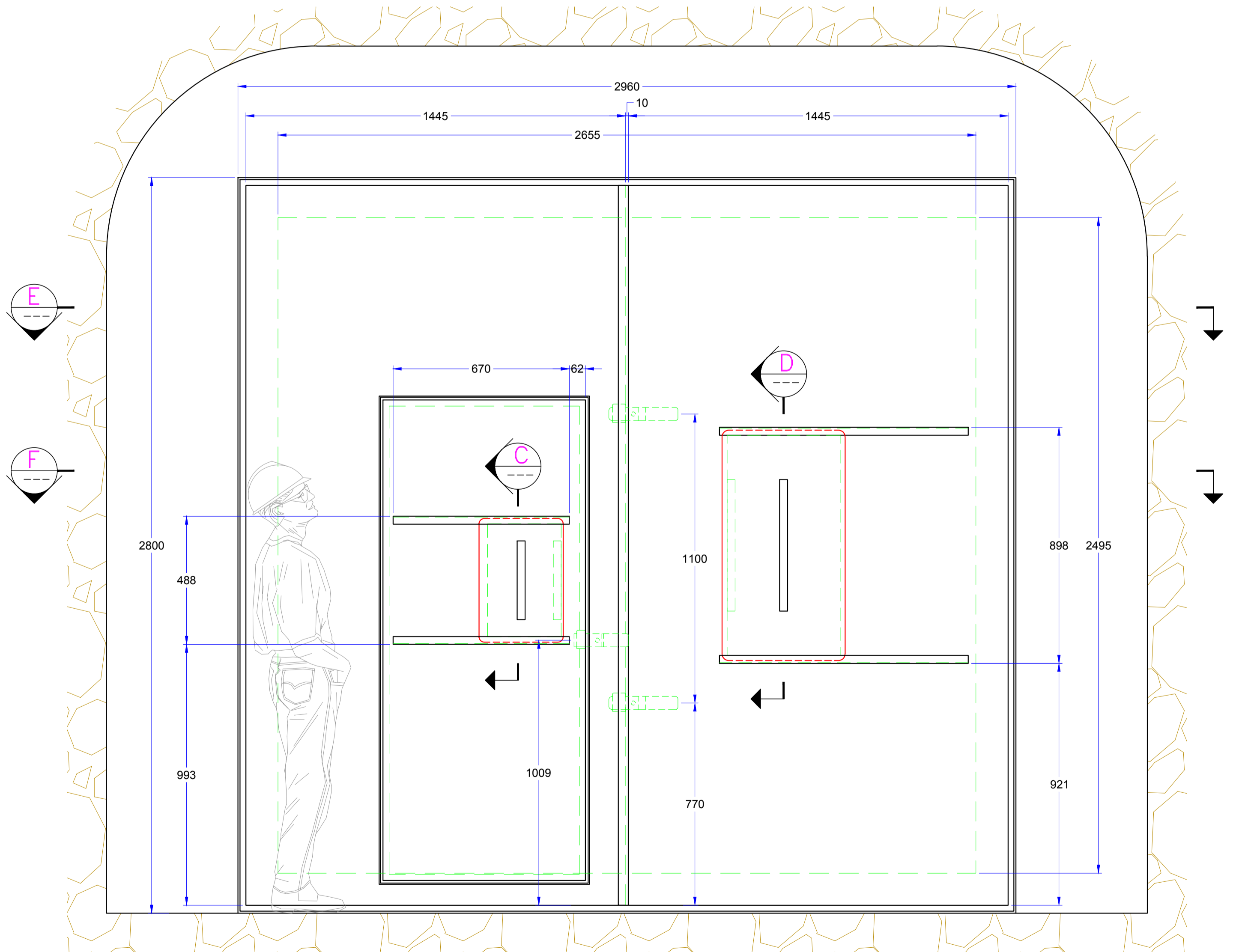
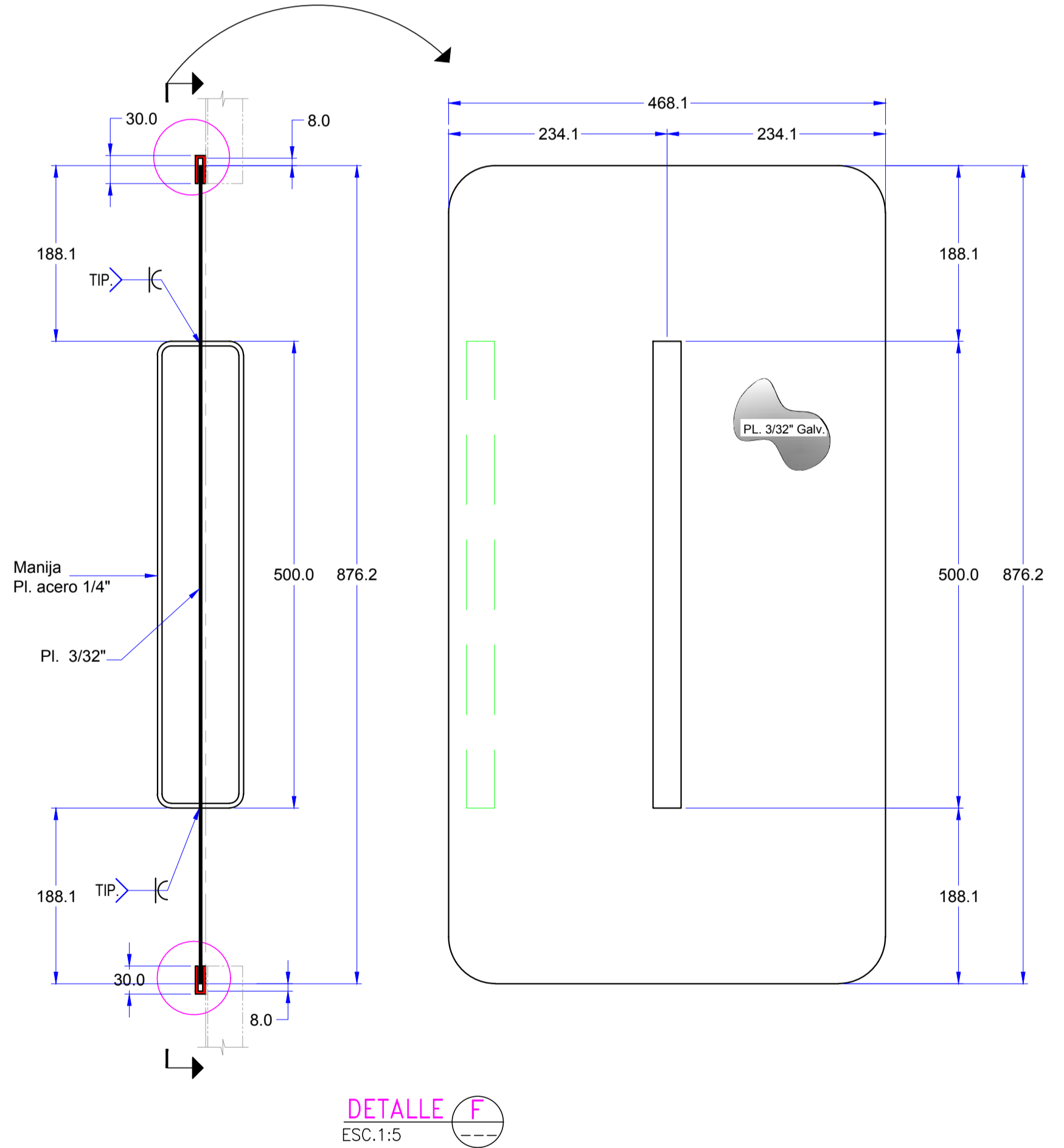
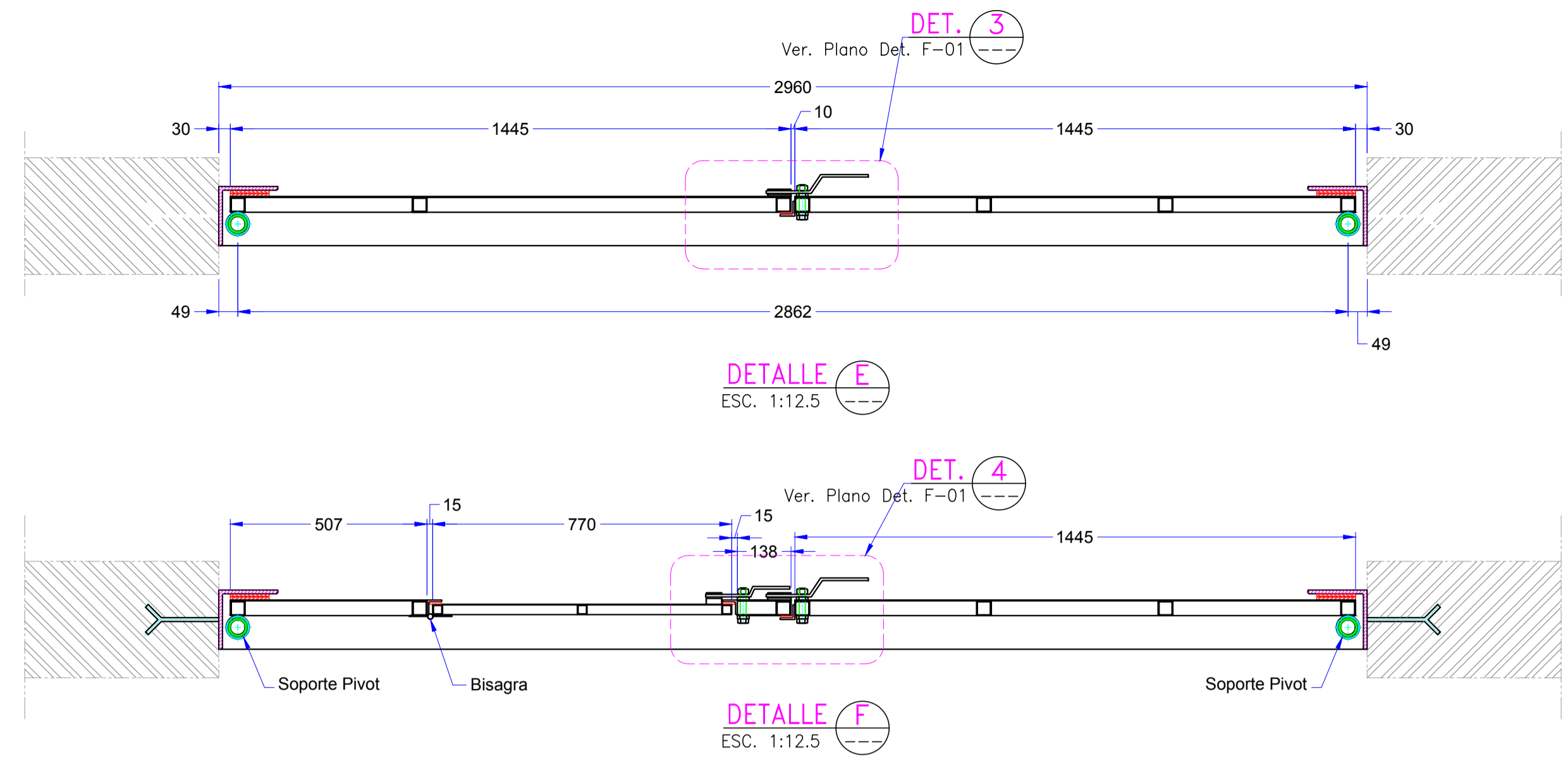
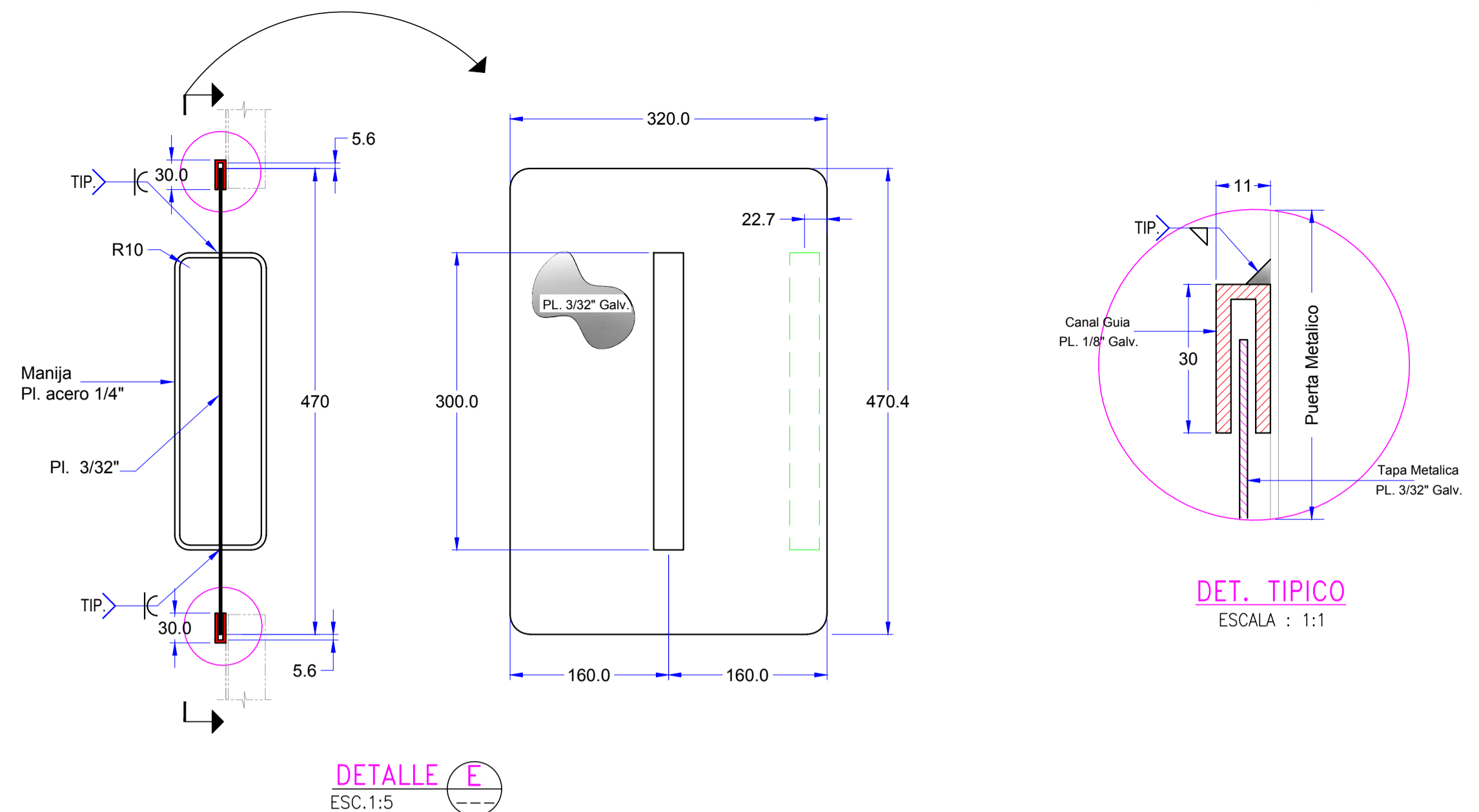
PLANCHA CAUCHO~FABRICACION~DET. TIPICO
ESCALA : 1:12.5

- NOTAS GENERALES:
1. DIMENSIONES EN mm. ELEVACIONES EN m.
 2. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
 3. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
 4. PERNOS DE CONEXION : CALIDAD ASTM-A325.
 5. SOLDADURA : FILETE DE 3/16" MIN. (S.I.C.) Y CON ELECTRODO AWS E70XX.
 6. LA PINTURA SERA RESISTENTE A LA CORROSION DE ACUERDO A LAS NORM. TECNICAS
 7. LAS COTAS PREVALECEEN SOBRE EL DIBUJO
 8. INDICACION DE MARCA
 9. LONGITUD VARIABLE SE DEFINIRA EN CAMPO
 10. SE RESERVA EL DERECHO DE PROPIEDAD DEL PLANO

Revisado	Fecha	Firma	Observaciones
R			
FLB			

PLANEAMIENTO		EMPESA COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.		UEA: PODEROSA	
SOLICITA		SISTEMA DE VENTILACION		SECCION: PAPAGAYO	
Topogr.		PLANO PUERTA LIVIANO~DETALLE TIPICO~FABRICACION		SISTEMA: PSAD-56	
SV-OT	Dibujo	F. VEGA	Aprueba	YMFS	Fecha
10-05-09					

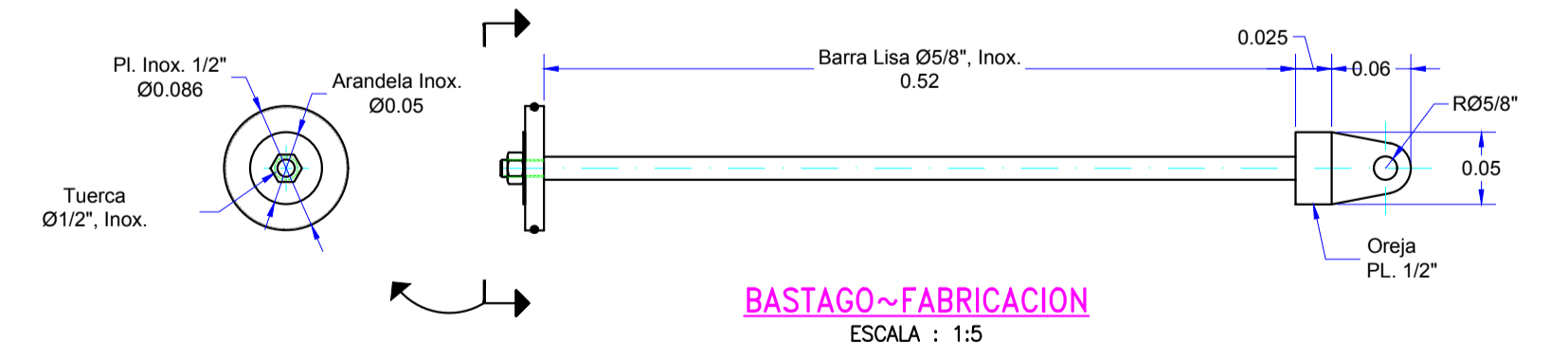
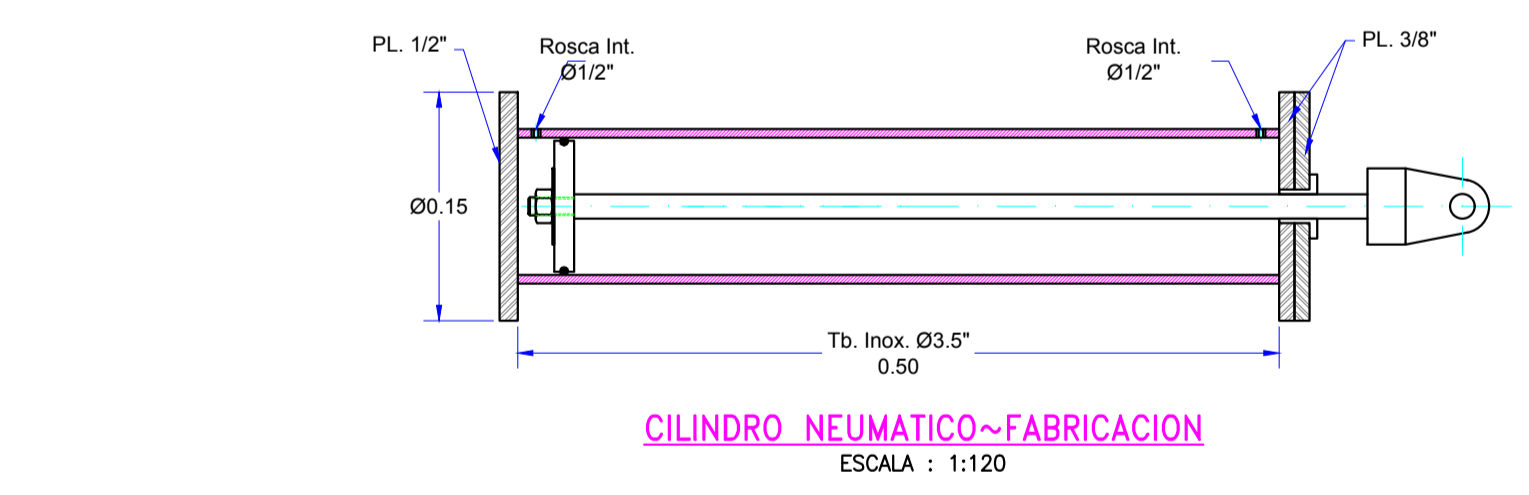
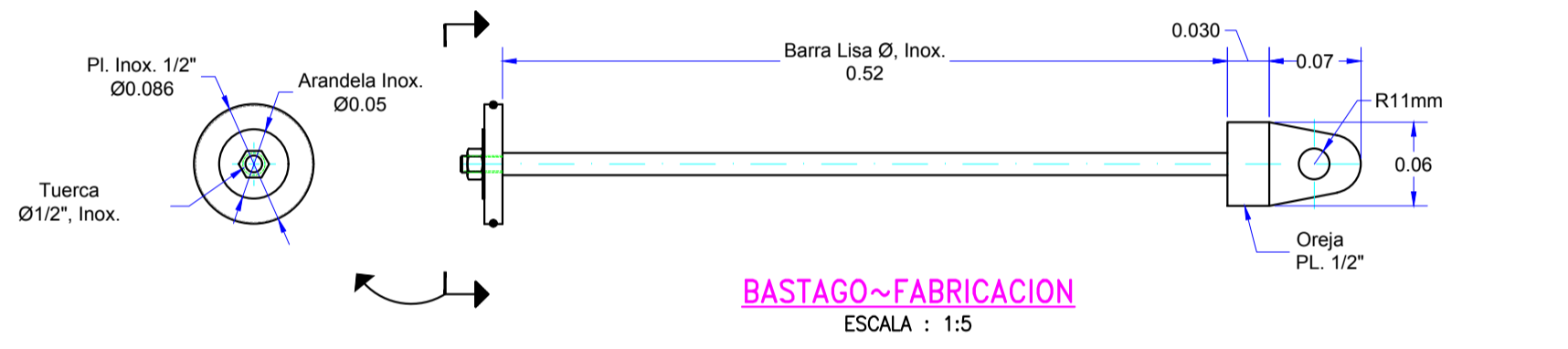
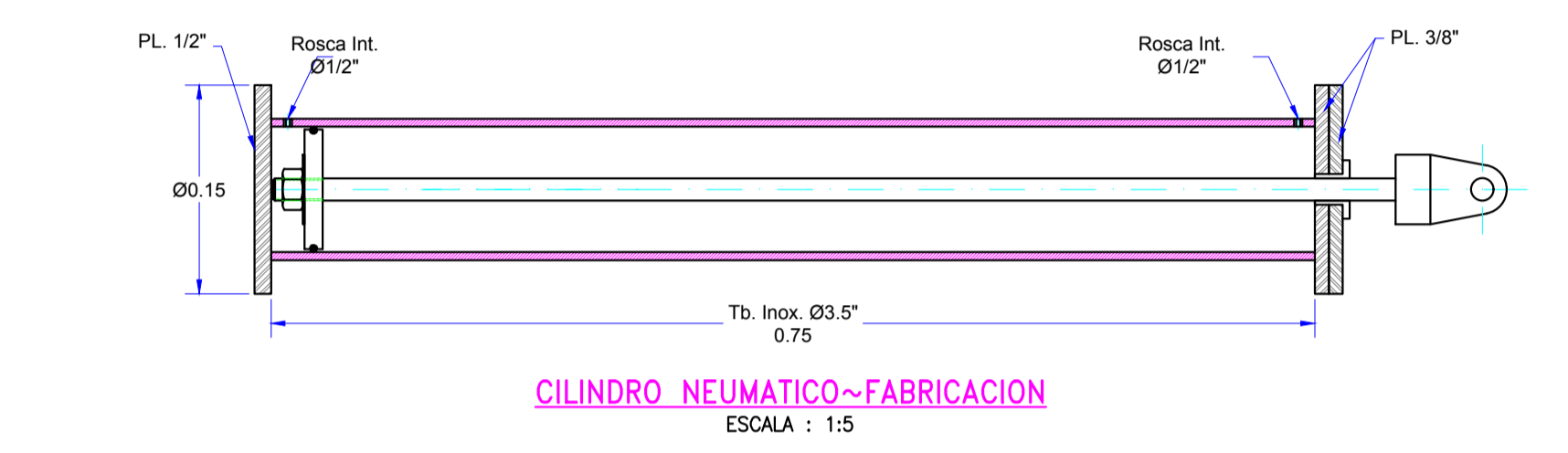
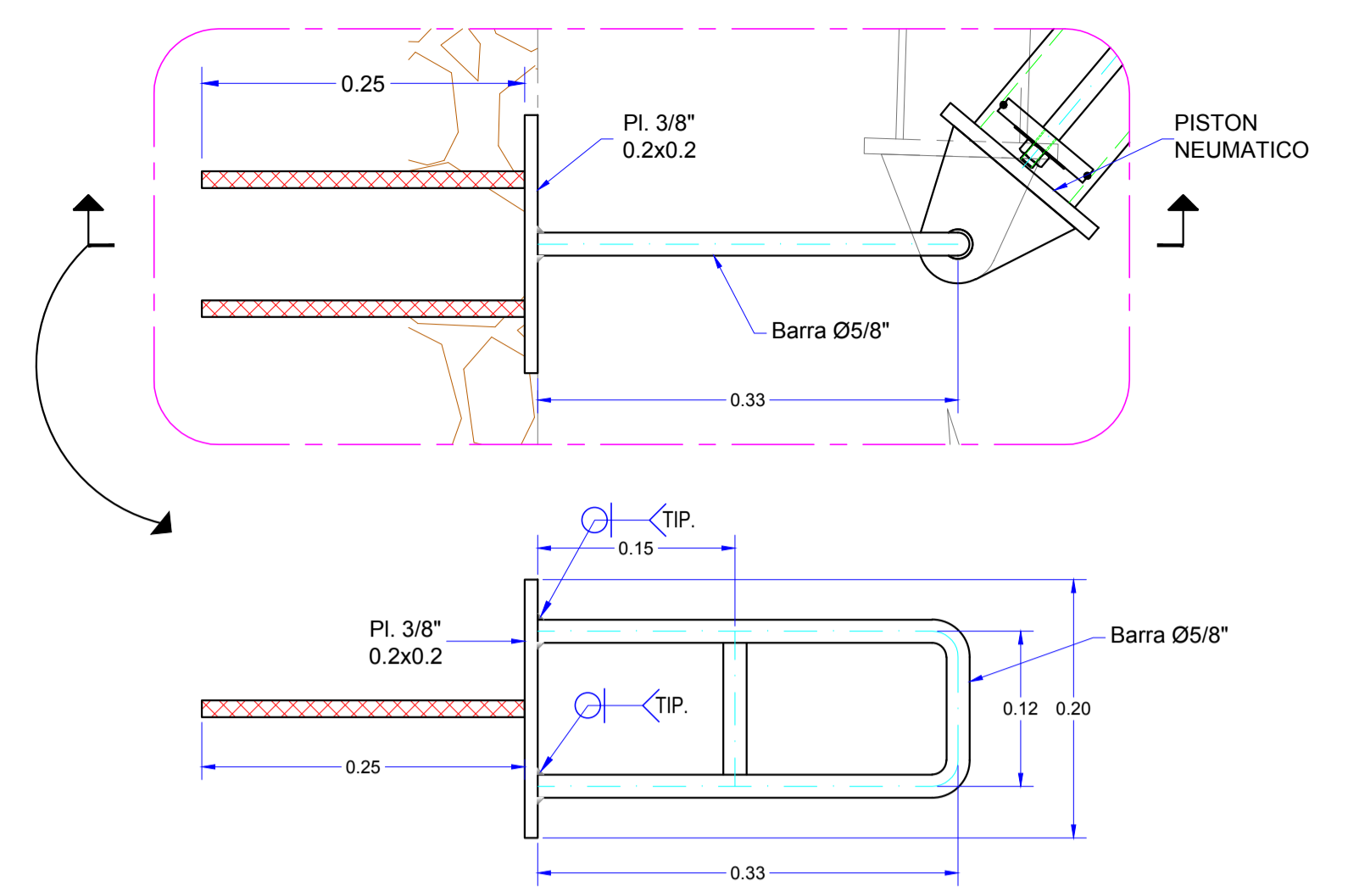
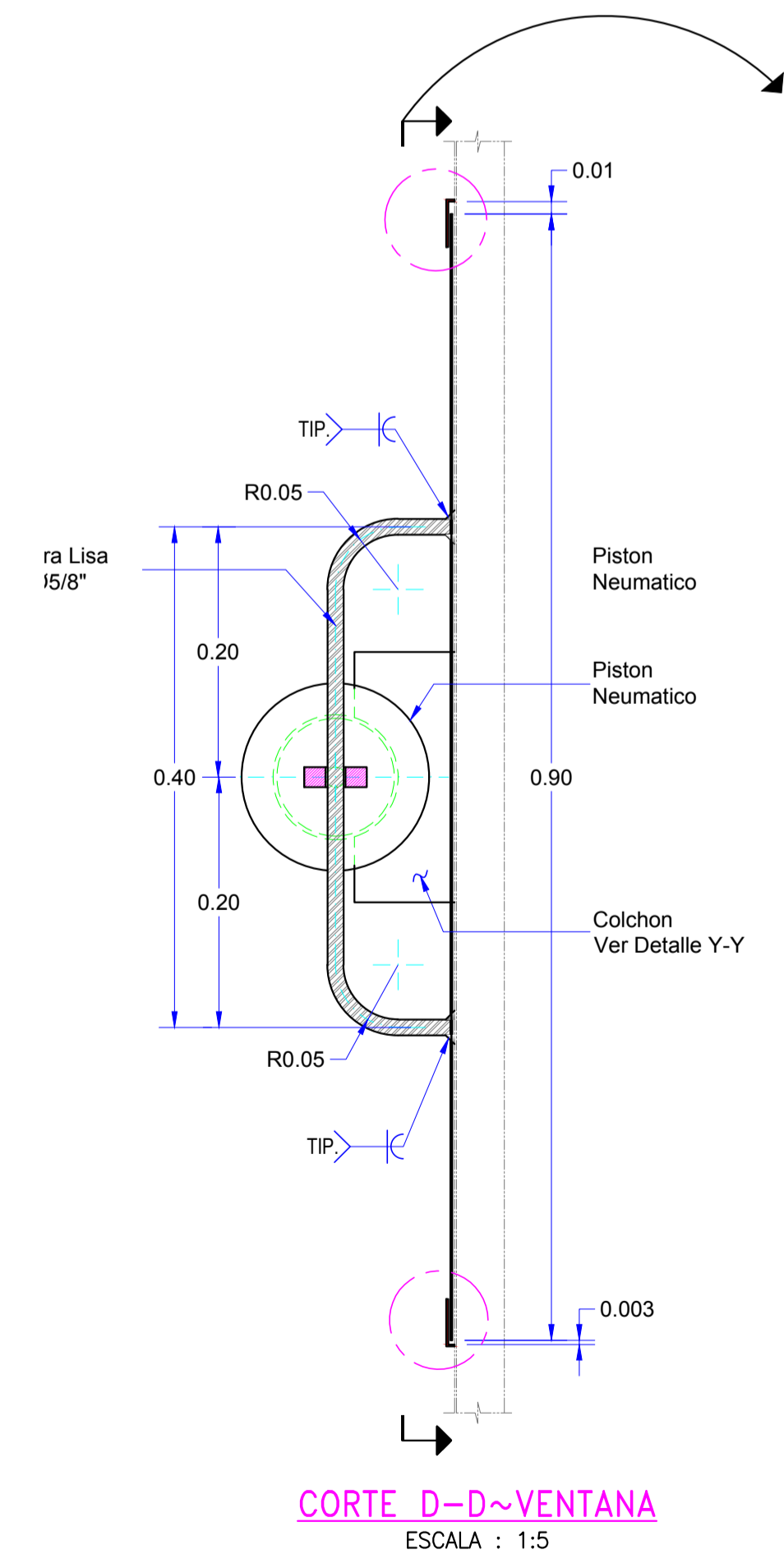
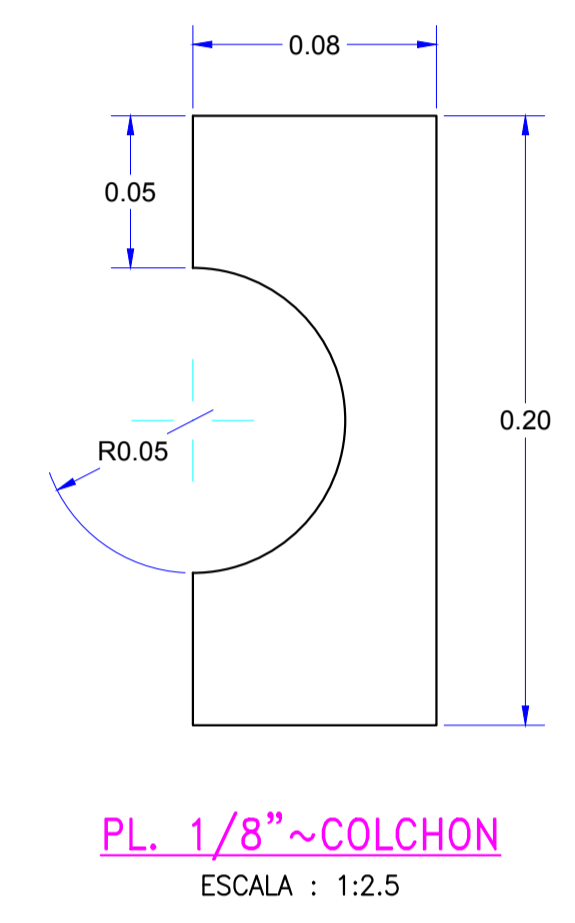
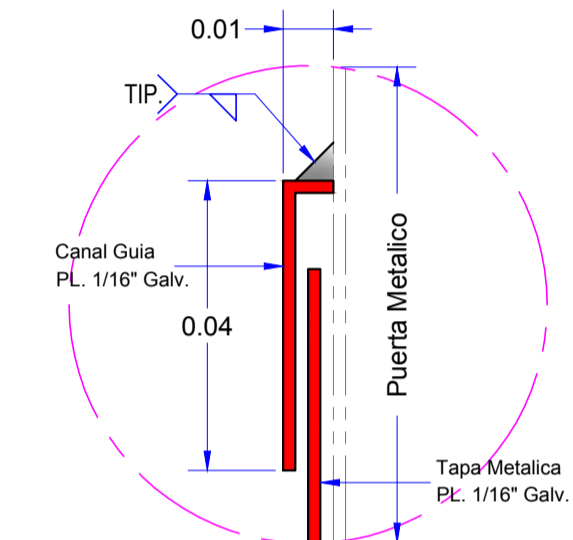
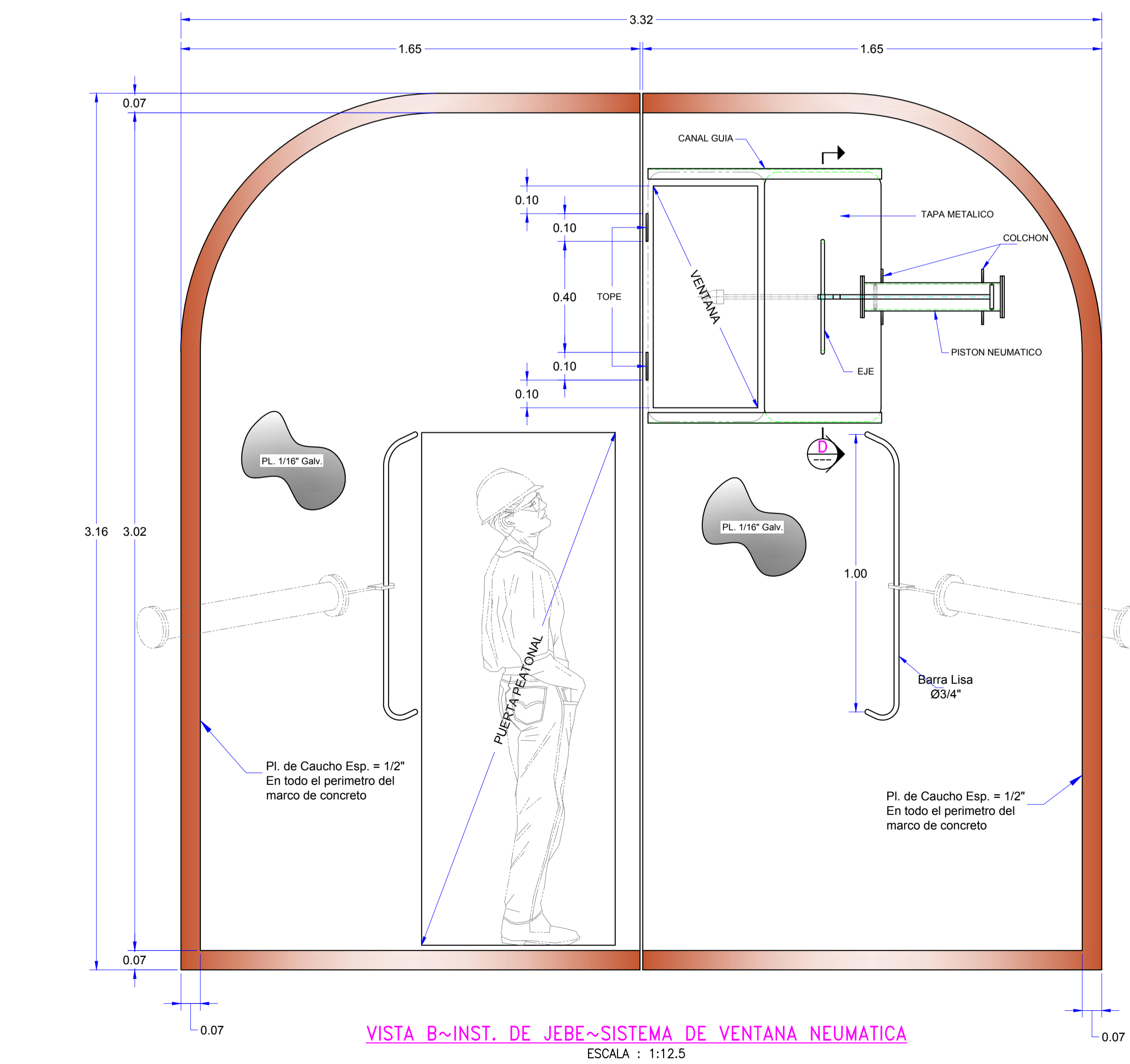
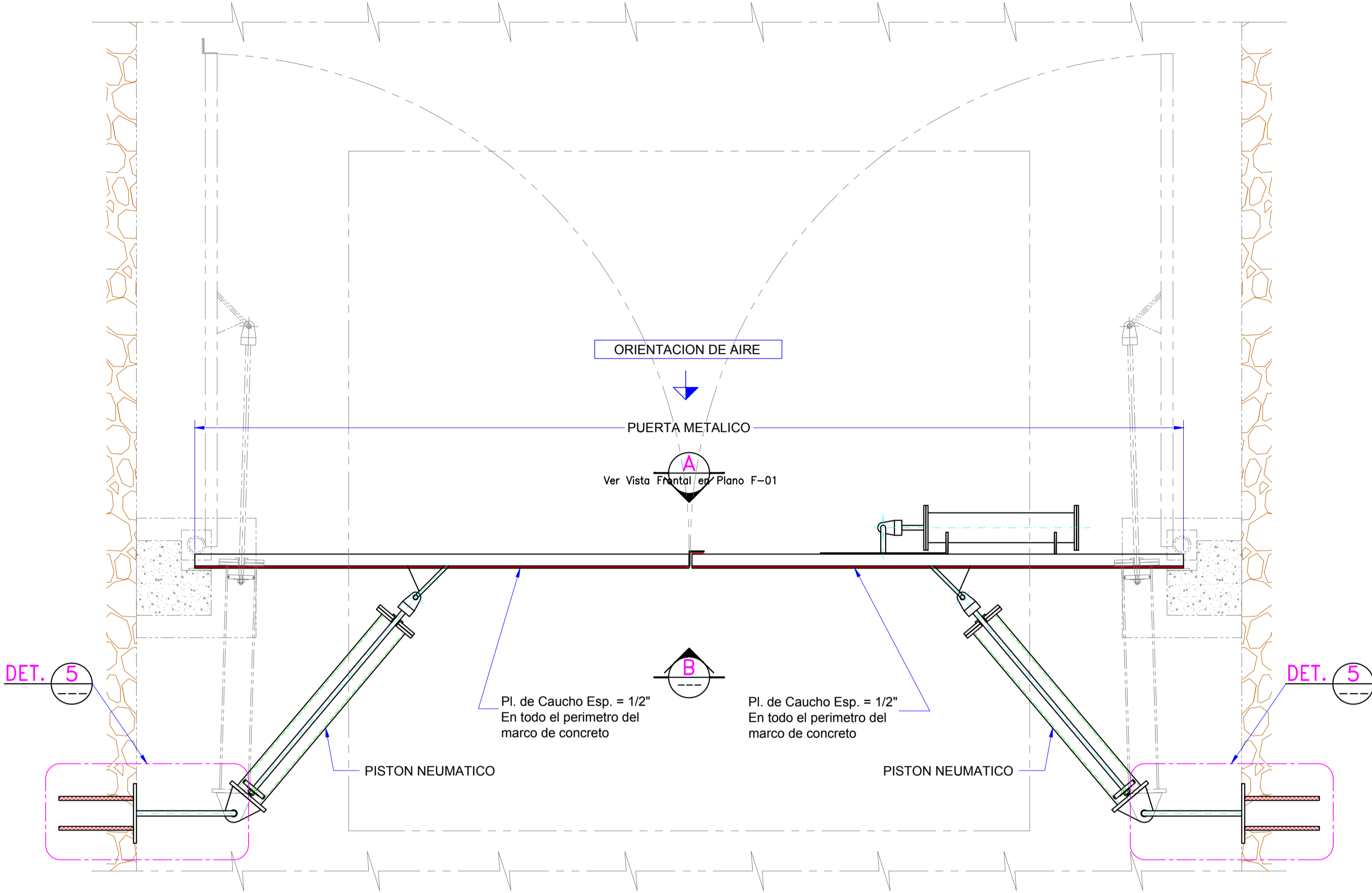
ANEXO 17
PUERTA DE VENTILACION MANUAL - DETALLADO



- NOTAS GENERALES:
1. DIMENSIONES EN mm. ELEVACIONES EN m.
 2. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
 3. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
 4. PERNOS DE CONEXION : CALIDAD ASTM-A325.
 5. SOLDADURA : FILETE DE 3/16" MIN. (S.I.C.) Y CON ELECTRODO AWS E70XX.
 6. LA PINTURA SERA RESISTENTE A LA CORROSION DE ACUERDO A LAS NORM. TECNICAS
 7. LA PINTURA SERA RESISTENTE A LA CORROSION DE ACUERDO A LAS NORM. TECNICAS
 8. LAS COTAS PREVALECN SOBRE EL DIBUJO
 9. INDICACION DE MARCA :
 10. LONGITUD VARIABLE SE DEFINIRA EN CAMPO
 11. SE RESERVA EL DERECHO DE PROPIEDAD DEL PLANO

PLANEAMIENTO		EMPESA COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.		UEA:	PODEROSA
SECCION:		PROYECTO VENTILACION Nv. 2020		SECCION:	PAPAGAYO
SISTEMA:		PUERTA DE BLOQUEO MANUAL DE VENTILACION-FABRICACION		SISTEMA:	PSAD-56
PLANO:		F-02		PLANO:	F-02
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones	
FE					

ANEXO 18
PUERTA DE VENTILACION NEUMATICA



- NOTAS GENERALES:
1. DIMENSIONES EN mm. ELEVACIONES EN m.
2. MATERIAL : ACERO ESTRUCTURAL ASTM-A36.
3. PERFILES DE CONEXION : CALIBRO ASTM-A325.
4. SOLDADURA : FILETE DE 3/16" MIN. (S.I.C.) Y CON ELECTRODO AWS E70XX.
5. LA PINTURA SERA RESISTENTE A LA CORROSION DE ACUERDO A LAS NORMAS TECNICAS.
6. LAS COTAS PREVALEZCAN SOBRE EL DIBUJO.
7. INDICACION DE MARCA.
8. LONGITUD VARIABLE SE DEFINIRA EN CAMPO.
9. SE RESERVA EL DERECHO DE PROPIEDAD DEL PLANO

PLANEAMIENTO		C.M.P.S.A. COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.		UEA:	PODEROSA
PROYECTO CIRCUITO VENTILACION		PLANO DE FABRICACION-PUERTA NEUMATICA		SECCION:	JIMENA
SISTEMA:		PSAD-56		PLANO:	F-01
R	Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones	
FILE					