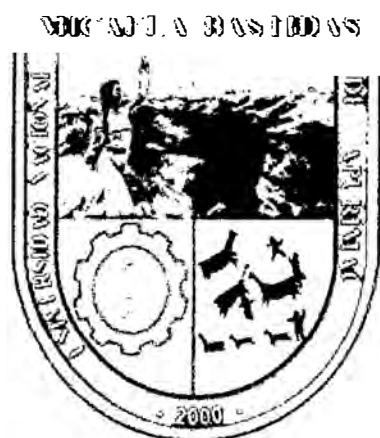


# **UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE  
INGENIERÍA DE MINAS**



**“OPTIMIZACIÓN DE LAS LABORES DE SERVICIOS CON LA IMPLMETACIÓN  
CON EQUIPOS RAISE BORING PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD  
DE LA E.E. ETRAMIM S.R.L. EN LA UNIDAD OPERATIVA SAN CRISTÓBAL  
DE BATEAS (CAYLLOMA – AREQUIPA) - 2016”**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS.**

**AUTOR**

**BACH. DANTE CENTENO FLORES**

**ABANCAY - APURÍMAC**

**2016**



**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE  
APURÍMAC**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

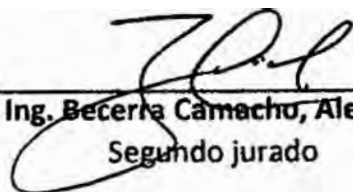
**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**"OPTIMIZACIÓN DE LAS LABORES DE SERVICIOS MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN CON EQUIPOS RAISE BORING PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD DE LA E.E. ETRAMIM S.R.L EN LA UNIDAD OPERATIVA SAN CRISTÓBAL DE BATEAS (CAYLLOMA - AREQUIPA) -2016"**

AUTORIZADO  
  
Ing. Escobedo Silva, Feliciano  
Presidente

  
Ing. Fris cho Triveño, Giovanni  
Primer jurado

  
Ing. Becerra Camacho, Alex Fidel  
Segundo jurado

  
Ing. Huacac Farfán/Edgar Crispín  
Asesor de tesis

  
Bach. Centeno Flores, Dante  
Tesisista

**“OPTIMIZACIÓN DE LAS LABORES DE SERVICIOS  
MEDIANTE LA IMPLEMENTACION CON EQUIPOS RAISE  
BORING PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD  
DE LA E.E. ETRAMIM S.R.L EN LA UNIDAD OPERATIVA  
SAN CRISTÓBAL DE BATEAS (CAYLLOMA – AREQUIPA) -  
2016”**



## **DEDICATORIA**

Esta tesis se la dedico a ese ser divino (Dios) quien me guía por el buen camino, me da fuerzas para seguir adelante y no desmayar en los problemas que se presentaban, encarar las adversidades sin perder nunca la dignidad ni desfallecer en el intento.

Para mis padres por su apoyo, comprensión, amor, ayuda en los momentos difíciles, y por ayudarme con los recursos necesarios para estudiar. Me han dado todo lo que soy como persona, mis valores, mis principios, mi carácter, mi empeño, mi perseverancia, mi coraje para conseguir mis objetivos.

A todos mis hermanos gracias por estar conmigo y apoyarme siempre, los quiero mucho.

A mi queridos sobrinos, sobrinas que además son como mis amigos. A ti Mario a pesar de que no estás aquí, sé que tu alma si lo está y porque tuviste los mismos sueños que yo te dedico con todo mi corazón mi tesis, Nunca te olvidare.



## AGRADECIMIENTO

Agradezco a mi Alma Mater, la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a todos los docentes de la Facultad de Ingeniarías y en especial a los Ingenieros de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, por el abundante trasvase cognoscitivo que me brindaron a través de mis años de estudio, años que generaron en mí invaluable conocimientos y experiencias que perdurarán en mí y marcarán el gran inicio de mi vida como profesional.

A todos mis familiares y amigos, que me apoyaron para salir adelante todos estos años.

A toda la familia de ETRAMIM S.R.L, por darme la oportunidad de desarrollarme como profesional y por proporcionarme información valiosa para la elaboración de la tesis.

Mi agradecimiento muy especial a mí asesor Ing. Edgar Crespín Huacac Farfán, quien ha compartido conmigo su amplio conocimiento, por el aliciente y apoyo incondicional en todo momento, gracias al cual me fue posible desarrollar la presente tesis.

A los Ing. Emerson Klim Mariscal y Paula L. Avendaño, por su apoyo como amigo como colega y por sobre todo por confiar y apostar en mí persona.

*Dante Centeno Flores.*



## RESUMEN

El presente trabajo tiene por objetivo comprobar la aplicación de la informática en el diseño, control y Optimización de Labores de Servicio y Producción con Raise Boring e Incremento de la Productividad de la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas

En el Perú, las operaciones mineras son reguladas por el reglamento de seguridad y salud ocupacional – Decreto supremo N° 055-2010-EM. Muchas minas subterráneas en Sudamérica no cuentan con un sistema adecuado de ventilación debido a la falta de un planeamiento apropiado que puede ser alcanzado utilizando un sistema de labores de servicio. En la Mina San Cristóbal, la utilización de labores de servicios ha sido de gran beneficio ya que gracias a esta metodología de chimeneas se ha podido planificar y mejorar los circuitos actuales de ventilación y se ha tenido una aproximación bastante aceptable tanto en caudal como en caída de presión, debido a la gran dimensión de la mina y el constante avance de las labores de desarrollo la raise boring es de gran ayuda para ir generando circuitos futuros de ventilación en donde se puede incluir ventiladores y controles de ventilación como puertas, y reguladores y de esta forma ir prediciendo cambios en circuitos futuros.

Muchas veces se han dejado de ejecutar labores porque su ejecución representaba problemas de la ventilación en otras labores. El trabajo de investigación sobre la técnica de excavación y el incremento de la productividad con reducción de costos de servicios auxiliares y mejora del clima laboral al interior de las labores en la unidad minera san Cristóbal y para el mejoramiento de sistema principal y secundario de ventilación se viene invirtiendo en el desarrollo de seis chimeneas con una longitud total 534 m y 2.10m de diámetro usando equipos Raise Boring (RB).

La minería moderna ha logrado llevar de la mano la seguridad, calidad y producción por lo que en la investigación se podrá apreciar cambios en la mejora de los estándares de seguridad, generando condiciones favorables que permitirán que los trabajadores puedan desempeñar sus labores sin tener consecuencias en su salud y con mayor confianza y motivación.



## ABSTRACT

The present work aims to verify the application of informatics in the design, control and Optimization of Service and Production Work with Raise Boring and Increase of Productivity of the Operational Unit San Cristóbal of Bateas.

In Peru, mining operations are regulated by the Occupational Safety and Health Regulations - Supreme Decree No. 055-2010-EM. Many underground mines in South America do not have an adequate ventilation system because of the lack of proper planning that can be achieved using a service work system. In San Cristóbal Mine, the use of services has been of great benefit since thanks to this methodology of chimneys has been able to plan and improve the current circuits of ventilation and has had a quite acceptable approach both in flow and fall Pressure, due to the large size of the mine and the constant development of the work of raising raise boring is of great help to generate future circuits of ventilation where you can include fans and controls of ventilation like doors, and regulators and Of this form to be predicting changes in future circuits.

Many times they have stopped performing tasks because their execution represented problems of ventilation in other jobs. The research work on the excavation technique and the increase of the productivity with reduction of costs of ancillary services and improvement of the working climate within the workings in the San Cristóbal mining unit and for the improvement of main and secondary ventilation system are Has been investing in the development of six chimneys with a total length of 534 m and 2.10 m in diameter using Raise Boring (RB) equipment.

Modern mining has managed to bring safety, quality and production hand in hand, so that in the investigation it will be possible to appreciate changes in the improvement of the safety standards, generating favorable conditions that will allow the workers to carry out their work without having consequences in Their health and with greater confidence and motivation.



## ÍNDICE

<b>CAPITULO I</b> .....	8
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b> .....	8
1.1.Definición y formulación del problema .....	8
1.2.Justificación e importancia de la investigación.....	10
1.3.OBJETIVOS .....	11
1.3.1.Objetivo general.....	11
1.3.2.Objetivos específicos .....	11
1.4.Limitaciones .....	11
1.5.Hipótesis de la investigación.....	11
1.5.1.Hipótesis general.....	11
1.5.2.Hipótesis específicas .....	11
1.6.Metodología Seguida .....	12
1.6.1.Tipo y diseño de la investigación.....	12
<b>CAPÍTULO II</b> .....	13
<b>MARCO REFERENCIAL</b> .....	13
2.1.Antecedentes de la investigación.....	13
2.2.Empresa Minera San Cristóbal de Bateas.....	13
2.2.1.Aspectos locales de empresa .....	15
2.3.Marco Teórico .....	16
2.3.1.Labores de servicio .....	16
2.3.2.Optimización de labores de servicio .....	16
2.4.Panorama de la situación minera en la zona de Caylloma .....	17
2.4.1.Ubicación.....	17
2.4.2.Accesibilidad .....	19
2.5.Recursos de la zona.....	20
2.5.1.Relieve y Altitudes .....	20
2.5.2.Clima.....	20
2.5.3.Suelo.....	20
2.5.4.Pastos Naturales .....	21
2.5.5.Ganadería .....	21
2.5.6.Suministro de agua .....	21
2.5.7.Suministro de energía .....	23
2.5.8.Medio Ambiente .....	23
2.6.GEOLOGÍA .....	23

<b>2.6.1.Geología Regional</b> .....	23
<b>2.6.1.1.Grupo Yura</b> .....	23
<b>2.6.1.2.Grupo Tacaza</b> .....	24
<b>2.6.1.3.Depósitos Volcánicos Recientes</b> .....	24
<b>2.6.1.4.Depósitos Clásticos Recientes</b> .....	24
<b>2.6.1.5.Rocas Ígneas Intrusivas</b> .....	24
<b>2.6.2.Geología Estructural</b> .....	27
<b>2.6.3.Geología Local</b> .....	28
<b>2.6.4.Geología Económica</b> .....	32
<b>2.6.4.1.Mineralogía del Yacimiento</b> .....	32
<b>2.6.4.2.Alteración Hidrotermal</b> .....	33
<b>2.6.4.3.Mineralogía</b> .....	35
<b>2.6.4.4.Paragénesis</b> .....	37
<b>2.6.4.5.Zonación Mineral</b> .....	39
<b>2.6.4.6.Zonación Vertical en Veta Bateas</b> .....	39
<b>2.6.5.Características de las Estructuras Mineralizadas</b> .....	40
<b>Vetas</b> .....	40
<b>2.6.6.Recurso Mineral Medido</b> .....	44
<b>2.6.7.Recurso Mineral Indicado</b> .....	44
<b>2.6.8.Recurso Mineral Inferido</b> .....	44
<b>2.6.9.Calculo de Reserva Minerales</b> .....	44
<b>2.6.9.1.Reservas Probadas</b> .....	44
<b>2.6.9.2.Reservas Probables</b> .....	45
<b>Descripción de las Actividades Mineras</b> .....	45
<b>2.7.Introducción</b> .....	45
<b>2.7.1.Corte y relleno ascendente convencional</b> .....	46
<b>2.7.1.1Ciclo minado</b> .....	48
<b>2.7.2.Corte y relleno ascendente mecanizado</b> .....	49
<b>2.8.Concreto lanzado mecanizado (shotcrete)</b> .....	57
<b>2.8.1.Concreto Lanzado (SHOTCRETE)</b> .....	58
<b>2.8.2.Características como elemento de sostenimiento</b> .....	58
<b>2.8.3.Materiales componentes del shotcrete</b> .....	60
<b>2.8.4.1.Transporte de shotcrete vía húmeda</b> .....	63
<b>2.8.4.2.Consideraciones al aplicar el shotcrete</b> .....	63
<b>2.8.4.3.Cálculo de espesor del Shotcrete en San Cristóbal de Bateas</b> .....	64

2.8.4.5. Curado .....	65
2.9.1. Eficiencia en la producción .....	68
2.9.2. Se reduce la pérdida de finos .....	68
2.9.3. Facilidad en el relleno .....	68
2.9.4. Mayor seguridad .....	68
2.9.5. Menor volumen enviado a la presa de relaves .....	69
2.9.6. Material de relave disponible y gratuito .....	69
2.10. Planta concentradora .....	69
2.10.1. Tolva de gruesos .....	69
2.10.2. Chancado .....	70
2.10.3. Transporte de mineral a molienda .....	70
2.10.4. Molienda .....	70
2.10.5. Flotación .....	70
2.10.6. Es pesadores .....	70
2.10.7. Filtros .....	70
2.10.8. Relave .....	71
SERVICIOS AUXILIARES .....	72
2.11. Ventilación .....	72
2.11.1. Tipos de Ventilación .....	73
2.11.2. Necesidad de la ventilación .....	73
2.11.3. Cálculo de Circuito Básicos de Ventilación en Minas .....	74
2.11.4. Ventiladores .....	76
2.11.5. Mangas de ventilación .....	79
2.11.6. Ventilación – Balance de Aire .....	79
2.11.7. Tiempo de ventilación .....	85
2.12. Aire Comprimido .....	85
2.13. Parámetros Geo mecánicos de la Zona del Proyecto .....	87
2.13.1. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso .....	89
2.13.2. Propiedades Geotécnicas del Macizo Rocoso .....	90
2.13.3. Parámetros determinados .....	93
2.13.3.1. Litología .....	93
2.13.3.2. Parámetros geo mecánicos de las discontinuidades .....	94
2.13.3.3. Clasificación de la macizo rocoso según el RMR y el GSI- Clasificación RMR .....	94
GESTIÓN DE SEGURIDAD .....	95
2.14. Introducción .....	95



<b>2.14.1 Implementación del Sistema (SIG)</b> .....	96
<b>2.14.1.1 Identificación de los Riesgos</b> .....	96
<b>2.14.1.2 Evaluación de Riesgos</b> .....	97
<b>2.14.1.3 Medida Para el Control de Riesgos</b> .....	97
<b>2.14.1.4 Implementación de los planes de riesgos</b> .....	97
<b>2.14.1.5 Monitoreo, medición y revisión</b> .....	98
<b>2.14.1.6 Mejoramiento Continúo</b> .....	98
<b>CAPÍTULO III</b> .....	100
<b>OPTIMIZACIÓN DE LABORES DE SERVICIO CON EQUIPO RAISE BORING</b> .....	100
<b>3.1. Raise Boring</b> .....	100
<b>Definición</b> .....	100
<b>3.1.1. El Equipo Raise Boring</b> .....	100
<b>3.1.1.1. Las Planchas Bases (Bases Plates)</b> .....	100
<b>3.1.1.2. El Soporte Inferior ( Mainframe )</b> .....	100
<b>3.1.1.3. Las Columnas Guías</b> .....	100
<b>3.1.1.4. El Soporte Superior ( Headframe )</b> .....	100
<b>3.1.1.5. Los Cilindros Hidráulicos ( Hydraulic Cylinders )</b> .....	100
<b>3.1.1.6. El Sistema De Transmisión ( Drive Train )</b> .....	101
<b>3.1.1.7. La Unidad de Potencia</b> .....	102
<b>3.1.1.8. La Unidad de Lubricación</b> .....	102
<b>3.1.1.9. La Unidad Eléctrica</b> .....	102
<b>3.1.1.10. El Tablero De Control</b> .....	103
<b>3.2. Columna De Perforación</b> .....	104
<b>3.2.1. La Broca Piloto</b> .....	104
<b>3.2.2. El Bit Rollers</b> .....	105
<b>3.2.3. Los Tubos Estabilizadores</b> .....	105
<b>3.2.4. Los Tubos de Perforación</b> .....	106
<b>3.3. La Cabeza Rimadora</b> .....	107
<b>3.3.1. La Base Metálica</b> .....	107
<b>3.3.2. Los cortadores de roca</b> .....	107
<b>3.3.3. El Tallo</b> .....	107
<b>3.4. Raise Boring en la Unidad de Producción San Cristóbal de Bateas</b> .....	108
<b>3.4.1. Equipos</b> .....	108
<b>3.4.2. Motor Eléctrico</b> .....	111
<b>3.4.3. Conjunto de Reductores</b> .....	111

<b>3.4.4.Sistema de Empuje electrohídrico.</b> .....	112
<b>3.4.5.Sistema de Sujeción de la Columna de Barras</b> .....	112
<b>3.4.6.Bases y Cuerpo Principal del Equipo</b> .....	113
<b>3.4.7.Conjunto Eléctrico</b> .....	113
<b>3.4.8.Columna de perforación</b> .....	114
<b>3.4.9.Escariador o Cabezal.</b> .....	115
<b>3.5.Mano de obra</b> .....	116
<b>3.6.Infraestructura</b> .....	118
<b>CAPÍTULO IV</b> .....	121
<b>COSTOS DE OPERACIONES MINERAS</b> .....	121
<b>4.1.Estimación de costos</b> .....	121
<b>4.1.1.Según su asignación</b> .....	123
<b>4.1.1.1.Costos directos</b> .....	123
<b>4.1.1.2.Costos indirectos</b> .....	124
<b>4.1.1.3.Formas de remuneración</b> .....	125
<b>4.1.1.4.Ingreso básico</b> .....	126
<b>4.1.1.5.Materiales</b> .....	127
<b>4.1.1.6.Equipos o Maquinarias</b> .....	128
<b>4.1.1.7.Implementos de seguridad</b> .....	129
<b>4.1.1.8.Iluminación</b> .....	130
<b>4.1.1.9.Herramienta</b> .....	130
<b>4.2.Calculo de Costos de la implementación de Raise Boring en la Unida de Producción de San Cristóbal de Bateas</b> .....	131
<b>4.2.1.Calculo del costo de la implementación de labores de servicio con equipos Raise Boring</b> .....	131
<b>4.3.Planteamiento de propuestas</b> .....	135
<b>CAPÍTULO V</b> .....	139
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b> .....	139
<b>5.1. Conclusiones</b> .....	139
<b>5.2. Recomendaciones</b> .....	140
<b>BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA</b> .....	141
<b>ANEXO</b> .....	142



## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Definición y formulación del problema

En el contexto en el que se desarrolla la actividad minera que se basa en informes sobre las Condiciones de Trabajo, Seguridad y Salud Ocupacional en la Minería del Perú elaborado por el Equipo Técnico Multidisciplinario para los países andinos de la Oficina Internacional del Trabajo del año 2002 se considera como una actividad de alto riesgo para la seguridad y salud de los trabajadores; razón por la que representa un trabajo de alto riesgo en sus diversas ópticas.

Cada mina posee su propia política de trabajo, no solo en cumplir con los objetivos de elevar la productividad mejorando el rendimiento de la extracción de los recursos minerales, sino que al mismo tiempo, debe velar por la seguridad ocupacional de su personal, se han registrado una serie de tensiones laborales entre la supervisión a los trabajadores por mejorar las condiciones de logística minera que les posibilita no tener problemas con su salud. A esto agregamos que exigen una dignidad de la persona, a la igualdad, al carácter irrenunciable de los derechos reconocidos por la Constitución y la Ley, y la fuerza vinculante de la convención colectiva, regulados respectivamente por los artículos 1°, Art. 2° inciso 2), Art. 26° inciso 2) y Art. 28° inciso 2), de nuestra Constitución de 1993 ; pues son derechos de los trabajadores de las minas una jornada de trabajo de 8 horas, al disfrute del tiempo libre y al descanso, a la salud y al medio familiar, regulados respectivamente por los artículos 25°, Art. 2° inciso 22) y Art.7°, de la principal norma del Perú.

Sin embargo, cada centro minero, guarda una determinada problemática, percepción directa del autor, objeto de estudio, en la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas, que desarrolla un método de explotación que genera una

serie de problemas y deficiencias operativas, que elevan el costo unitario e incluso afectan la seguridad del personal y la productividad en las operaciones mineras.

En la unidad minera San Cristóbal de Bateas, se explota el yacimiento, por el método de corte y relleno ascendente, convencional y mecanizado con equipos de bajo perfil que evacuan el mineral roto desde los tajos hacia los buzones y/o Ore Pass, desde donde es acarreado hacia la superficie por los volquetes, así mismo la limpieza de los frentes de desarrollo, generan un clima ambiental de trabajo sofocante y enfermedades colaterales para la salud. La propuesta plantea el uso de Raise Boring; para descongestionar la contaminación por gases y polvos producido por el trabajo en las operaciones mineras y proporcionar un ambiente limpio y fresco de trabajo acorde con la normatividad exigida por el Ministerio de Energía y Minas (MEM) se tiene experiencia en otros centros mineros. Lo que era permitido incrementar la producción, reducción de los costos unitarios y eliminar las condiciones sub estándares permitiendo un óptimo desempeño del personal. Para lograr el objetivo en la unidad operativa San Cristóbal de Bateas, en la investigación se reflejó el diagnóstico respectivo para plantear las correcciones a las deficiencias operativas para mejorar los resultados.

Entre la problemática tenemos que la rotura de mineral en los tajos es lento, la limpieza del frente de la rampa y de las ventanas lo realizan los equipos de bajo perfil que fueron avvicinados por motivos de combustión, además de conjugar con otros trabajos, que muchas veces hacen retrasar el ciclo de minado. Cuando el tajeo no requiere relleno pero los frentes están disparados, se genera el problema de exceso de desmonte, que debe evacuarse por el Ore Pass de mineral, para imposibilitar con el avance de los frentes interfiriendo de esta manera la secuencia lógica de producción en el ciclo de minado, por el contrario cuando se requiere relleno este proviene de labores (estocadas) que son para obtener relleno, sucede que muchas veces se generan grandes volúmenes de material estéril que deben ser evacuados hasta superficie,

ocasionando pérdidas de tiempo en los equipos y más que todo, contaminando el aire de mina.

Los resultados del estudio repercutirán en la mejora de la productividad en la explotación del recurso minero de la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas el mismo que se presenta un sustento básico de estudios técnicos de los parámetros que depende las variables del proyecto, de implementar las labores de servicio aprovechando los equipos Raise Boring, para mejorar las condiciones de ventilación y acceso de todos los servicios hacia el interior de la mina.

## **1.2. Justificación e importancia de la investigación**

El presente trabajo de investigación obedece dar solución de dos tipos de problemáticas. Una de carácter de costos de producción que se trasluce en el nivel de rentabilidad que el centro minero espera a un plazo determinado y otra que es la seguridad del trabajo tanto del personal, como del equipo, es decir, que si la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas aplica una reingeniería en el clima laboral (ambiente de trabajo), con la apertura de chimeneas con el uso de los equipos de Raise Boring podrá superar una serie de problemas en sus operaciones, tajos, frentes de desarrollo que presentan retrasos en su avance. Por lo tanto se estará optimizando el servicio de ventilación y acceso de servicios para mejorar su producción.

La investigación guarda relevancia debido a que atiende una problemática para dar soluciones a las condiciones de trabajo que debe tener todo centro minero, haciendo el uso de la tecnología moderna y que se encuentra al alcance en la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas.

Finalmente, es de interés personal obtener el título profesional, apostando al desarrollo de la industria minera y a la formación de profesionales de la UNAMBA y otras universidades del país, utilizando la tecnología en la solución de problemática operativa en esta y otras unidades productivas mineras.

## 1.3. OBJETIVOS

### 1.3.1. Objetivo general

Demostrar la optimización de labores de servicios con Raise Boring para mejorar las condiciones del clima ambiental laboral en la productividad de la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas.

### 1.3.2. Objetivos específicos

- Mejorar los estándares operativos de producción en base a la implementación de chimeneas con equipos Raise Boring generando condiciones adecuadas en labores de producción de la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas.
- Reducir los costos de producción por deficiencias en las labores de servicio en las operaciones de la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas.
- Lograr clima ambiental laboral para trabajadores y maquinarias, y aumentar la producción y productividad en la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas.
- Alcanzar los estándares de seguridad adecuados de las labores en producción, desarrollo y otros en la Unidad Operativa San Cristóbal de Bateas.

## 1.4. Limitaciones

Como toda investigación, se tuvo limitaciones de diferente índole, pero no fueron razones para impedir el desarrollo de la investigación, gracias al apoyo de profesionales de nuestra universidad y de la CIA. Minera San Cristóbal de Bateas.

## 1.5. Hipótesis de la investigación

### 1.5.1. Hipótesis general

Dado que si se pone en práctica el equipo de Raise Boring en la ejecución de labores de servicio es posible que se mejorara las labores de servicio y ventilación en los tajos de la veta Bateas y se lograra optimizar la producción en la unidad Minera de San Cristóbal.

### 1.5.2. Hipótesis específicas

- Proporcionando condiciones adecuados en labores de explotación mejoraremos las deficiencias en los ciclos de minado para lograr mejor producción y productividad.

- Facilitando condiciones estándares de explotación de las labores de producción, se reducirán los costos innecesarios de producción.
- Proporcionando condiciones adecuadas de servicio y ventilación se garantizara un minado rápido.
- Mejorando los estándares de las labores de servicios en tajos de explotación se garantizara labores seguras y productivas.

## **1.6. Metodología Seguida**

### **1.6.1. Tipo y diseño de la investigación**

La investigación es aplicada de tipo “Descriptiva-Explicativa-Comparativo” debido a que se establecería una diferencia en cuanto al método de explotación que efectúa la mina asimismo, las condiciones necesarias para ser considerado por la forma que es planteada el problema donde serán analizados los datos obtenidos de campo aplicados a las variables.

Para el desarrollo de la investigación se siguieron los siguientes pasos:

Se procedió efectuar la tabulación de los datos de campo como de producción mensual, costos de producción, avances.

Se calculó en determinar la factibilidad de mejorar con los equipos de Raise Boring.

Se procedió a recopilar la información de campo y luego se procederá al llenado en los cuadros de datos que demuestren los resultados numéricos que indiquen realmente las fallas, deficiencias o pérdidas económicas que tenemos en la operación de tajos por el método de corte y relleno ascendente.

En la presente investigación se tomó en consideración, el uso de la técnica del análisis de la observación documental emitida por la propia empresa y de la misma manera la observación directa, en el cual se dio la percepción de las diversas operaciones mineras, en especial en el uso de los equipos mecanizados Raise Boring en la Unidad Operativa de San Cristóbal de Bateas.

## CAPÍTULO II

### MARCO REFERENCIAL

#### 2.1. Antecedentes de la investigación

Hechas las consultas bibliográficas a nivel local y nacional, encontramos que existen trabajos de investigación como los señalados a continuación.

Moran M, J, L (2008) "Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A." Lima. Perú.

Con el presente trabajo de investigación se analiza todos los costos y modelos que ayudaran a mejorar el sistema de minado en la unidad minera.

García, S, G (2010) "Optimización del sistema de minado empleando Raise Boring para reducir los costos en el tajeo 270 de la zona Jimena – Cía. Minera Raura S.A." Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Piura. Perú.

Con este trabajo se logró optimizar todo el tajeo de la veta Jimena el cual nos conlleva a tomar como ejemplo para poder realizar trabajos de investigación empleando la alta tecnología actual y poder dinamizar nuestro proceso productivo en la minería peruana.

#### 2.2. Empresa Minera San Cristóbal de Bateas.

Caylloma es una de las minas de plata más antigua del Perú. Es conocida desde el incanato y trabajada casi en forma continua desde la época colonial (1541), hasta la fecha. Las referencias indican, que durante la época colonial, entre los años 1541-1821 se extrajeron grandes cantidades de mineral de alta ley de plata que llegarían alrededor de 48 millones de onzas de plata. Durante este tiempo algunas vetas de este yacimiento fueron trabajados por los incas y en épocas de la colonia por mineros informales en los afloramientos de superficie, que abandonaron probablemente por la lejanía del lugar, a falta de agua y carretera de acceso.

En aquella época la explotación lo hacía en pequeña escala; mediante medias barretas, zanjas e inclinados, solamente en la parte de óxidos, que afloraban en diversos sectores de la zona.

Posteriormente en épocas de la republica a parte de los trabajos en superficie de los afloramientos se dedicaron a la extracción subterránea, mediante la construcción de galerías espaciadas regularmente entre sí, aprovechando la estructura o veta.

El periodo más activo de minería se inicia en 1880 cuando un grupo sueco inglés, constituyo Cía. Caylloma Mining Company. Esta explotó una gran parte de los clavos mineralizados de alta ley de las vetas. El Toro, San Pedro y Bateas. Luego se trasladó a la veta San Cristóbal, que permitió las operaciones mineras el año 1890, luego de unos años de paralización estos trabajos permitieron el concentrado y amalgamado del mineral mediante kimbaletes o arrastreras. Esta compañía opero hasta 1906. Después de este año, un grupo chileno se hizo cargo de la mina e instalo una concentradora de 20 TM/día de capacidad y construyo la primera planta hidroeléctrica. Más tarde se intentó tratar el mineral por cianuración con resultados negativos. Posteriormente, tres compañías continuaron operando la mina a lo largo de 20 años, siendo la ultima la dirigida por L.J. Rosenshine que instalo una planta de flotación con una capacidad de 30 TM/día en San Ignacio, construyo campamentos y realizo extensivos trabajos de desarrollo. Paralelamente en el año 1925, se completó la carretera entre Sumbay y Bateas que tienen una longitud de 160 Km.

En el año 1926, los socios Eliden y Bersiford tomaron a su cargo las operaciones mineras hasta 1936, año en que cerraron la mina. Entre 1932 y 1933, un grupo constituido por M. Bustamante de la Fuente, Schnapka, C. Gunther, F.C. Willfort, L. Ruiloba y otros organizaron la Cía. Minera de Caylloma S.A. Limited, en base a la consolidación de varias propiedades mineras dispersas en el distrito de Caylloma.

En el año 1987, H. Candiotti elaboro el informe Evaluación Geológica Económica del Yacimiento Caylloma, en base a trabajos geológicos de campo adicionales, con la finalidad de evaluar las posibilidades remanentes del distrito Caylloma, ajustar los parámetros de cálculo de Reservas y recomendar Programas de Exploración y Desarrollo.

La explotación de la mina hasta el año 2003 se realizó primordialmente en las vetas San Pedro, Trinidad, Bateas y San Cristóbal con métodos de Open stopping, sostenimiento con pilares y puntales, Shrinkage y Cut and Fill, la mina operaba a una capacidad de 700 TM/día como una unidad perteneciente al grupo Hoschild, y labores de exploración por minerales de plata en las vetas Ánimas y Plata.

El método de explotación utilizado fue convencional, es decir, con máquinas perforadoras neumáticas tipo jack-leg y para la voladura se empleó dinamita y como accesorio de voladura Carmex y mecha rápida. Para la limpieza utilizaban winches eléctricos de arrastre de 02 tamboras en Corte y Relleno.

La ventilación en los niveles superiores fue de forma natural y en algunos casos se utilizaron ventiladores eléctricos, El drenaje de aguas subterráneas de mina se realizó por los niveles inferiores de la mina, En situaciones como la construcción de inclinados se emplearon bombas eléctricas. Para el transporte subterráneo de mineral y desmonte se han empleando locomotoras a baterías y las de líneas trolley.

Desde el 08 de Junio de 2005 la mina Caylloma viene siendo dirigida por la empresa Minera Bateas SAC, en merito a la adquisición de los derechos mineros que conforman la UEA San Cristóbal.

### **2.2.1. Aspectos locales de empresa**

Dicha empresa tiene los siguientes aspectos legales según presentada en la Sociedades anónimas del Perú

**RUC:** 20510704291

**Razón Social:** MINERA BATEAS S.A.C.

**Nombre Comercial:** Compañía 23

**Tipo Empresa:** Sociedad Anónima Cerrada

**Condición:** Activo

**Fecha Inicio Actividades:** 01 / Mayo / 2005

**Actividad Comercial:** Extracción de Mineral Metalíferos no Ferrosos.

**Dirección Legal:** Av. Jorge Chávez Nro. 154 Int. P-5 (Piso 5)

**Distrito / Ciudad:** Miraflores

**Departamento:** Lima

**Perfil de Minera Bateas S.A.C. | Compañía Minera Bateas, S.A.C.:**

Empadronada en el Registro Nacional de Proveedores

**Representantes Legales de Minera Bateas S.A.C. | Compañía Minera | Bateas, S.A.C.**

**Gerente:** Helguero Seminario Rafael

**Gerente General:** Zamora Silva Wilber

**Contador:** Fiestas Gonzales Cesar Maguin

En el presente trabajo se analizara los costos unitarios de la empresa contratista ETRAMIM S.R.L el cual nos muestra a detalle el análisis de todos los materiales y equipos y herramientas en general.

## **2.3. Marco Teórico**

### **2.3.1. Labores de servicio**

Toda infraestructura que es parte del sistema de producción de una mina es denominada labores de servicio. Uno de los problemas que se plantea en la preparación de estas labores es como definir el tipo de labores de acceso hacia el interior de la mina, ya que estas pueden iniciarse con una labor de servicio que puede ser un pique una chimenea convencional o mecanizado, una galería, rampas de acceso. Antes de tomar una decisión hay que considerar cuatro factores; la profundidad del yacimiento, el tiempo disponible para la preparación, el costo y el tipo de transporte hacia el exterior de todo el material roto en interior mina.

### **2.3.2. Optimización de labores de servicio**

Podemos definir la optimización de labores de servicio como la utilización de recursos para la ejecución de una tarea de forma rápida, dicha optimización se realiza con respecto a uno más recursos. Los recursos vienen a ser todo aquello productivo, necesario para realizar una actividad, por ejemplo mano de obra, equipos y herramientas.

Entonces la optimización viene a ser como realiza una actividad con ayuda de la utilización con el mínimo de recursos. La optimización de labores tiene que ver principalmente con la eficiencia, es decir que se utilicen los recursos de la unidad de la mejor manera posible, con el que se obtenga mayores beneficios con un mínimo de costos. Tanto la eficiencia y la eficacia son muy importantes ya que están relacionadas además de que hacen énfasis en los resultados, objetivos. Por lo tanto para optimizar los recursos de la Unidad Operativa San Cristóbal con la aplicación de los Raise Boring no deberá ser únicamente eficiente sino también eficaz.

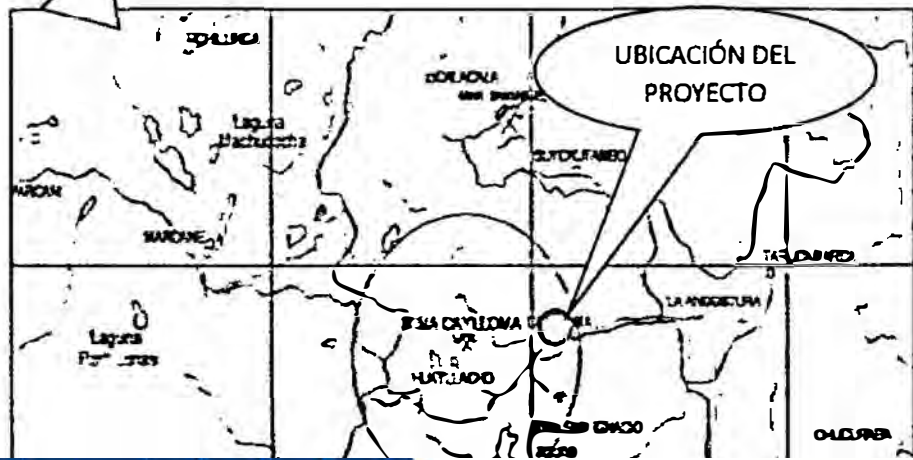
## **2.4. Panorama de la situación minera en la zona de Caylloma**

### **2.4.1. Ubicación**

Caylloma es una de las minas de plata más antigua del Perú. Es conocida desde el Incanato y trabajada casi en forma continua desde la época Colonial (año 1541) hasta la fecha. Las referencias indican, que durante la época colonial, entre los años 1541- 1821, se extrajeron grandes cantidades de mineral de mena de alta ley de plata con un aproximado de 48 millones de onzas de plata.

El período más activo de minería, se inicia en 1880 cuando un grupo sueco-inglés, constituyó Cía. Caylloma Mining Company. Esta, explotó una gran parte de los clavos mineralizados de alta ley de las vetas "El Toro", "San Pedro", "Bateas". Luego se trasladó a la veta San Cristóbal, que permitió las operaciones mineras el año 1890, luego de unos años de paralización, se reinició el procesos de concentración y amalgamado del mineral, mediante kimbaletes o arrastreras. Esta Compañía operó la mina hasta 1906.

La Unidad Minera San Cristóbal, se encuentra ubicada a 14 Km al NW del pueblo de Caylloma, a unos 225 Km de la ciudad de Arequipa, constituye la región natural Puna, a una altura de 4 500 a 5 000 m.s.n.m., ubicada políticamente en el distrito y provincia de Caylloma, departamento de Arequipa al sur del territorio peruano. El sistema de coordenadas utilizada es PASAD 56, Carta Nacional de Caylloma (31-s).



**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

PROYECTO:  
 "CONSTRUCCIÓN DEL SISTEMA DE RIEGO PARA LA ZONA AGROPECUARIA EN LA COMUNIDAD CAMPESINA DE LA ZONA DE CAYLLOMA" (Text partially obscured)



coordenadas geográficas	coordenadas UTM	COTA	DATUM
72°18' 29.77" Longitud Oeste	E 192,584	4495	PSAD 56
14° 59' 47.44" Latitud Sur	N 8317,650	4495	PSAD 56

Tabla N° 2.1: Coordenadas de la Unidad San Cristóbal de Bateas

Unidad Operativa : SAN CRISTÓBAL

Distrito : CAYLLOMA

Provincia : CAYLLOMA

Departamento : AREQUIPA

Ubicada a 4500 a 5000 m.s.n.m.

#### 2.4.2. Accesibilidad

Es accesible desde la ciudad de Abancay a la mina, siguiendo el recorrido a Arequipa, luego mediante una carretera afirmada que une la ciudad de Arequipa con el distrito de Caylloma de 225 km aproximadamente, pasando por el cruce de acceso a la mina Arcata.

Teniendo como punto de partida la ciudad de Abancay presentamos la tabla N° 2.2

RUTA	KILOMETROS	HORAS
Abancay – Cusco	320	4
Cusco – Arequipa	960	12
Arequipa - Caylloma	225	8
Caylloma – Mina	14	40 Min

Tabla N° 2.2: Ruta de partida desde ciudad de Abancay

También es accesible desde la capital Lima por vía terrestre por la siguiente ruta.

RUTA	KILOMETROS	HORAS
Lima – Arequipa	400	16
Arequipa - Caylloma	225	8
Caylloma – Mina	14	40 Min

Tabla N° 2.3: Ruta de acceso desde Lima

## 2.5. Recursos de la zona

### 2.5.1. Relieve y Altitudes

La geomorfología del área del proyecto muestra en general un relieve topográfico muy accidentado típico de un Valle Glaciar, conformado por cerros que presentan aristas agudas con pendientes suaves en la base y pendientes fuertes en la parte alta, los alineamientos de los cerros tienen una orientación con rumbo NE-SW.

### 2.5.2. Clima

En la mina Bateas presenta un clima frío y seco, característico de la región Puna y cordillera. La temperatura varía entre los 13°C y - 10°C entre el día y la noche. El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre abril y septiembre, en esta época se producen las más bajas temperaturas (heladas), los meses de junio, julio y parte de agosto son los meses de las heladas. La otra estación húmeda y lluviosa se presenta entre los meses de diciembre y marzo originando el incremento de las aguas debido a las precipitaciones sólidas y líquidas.



Figura N°2.1: Vista panorámica del campamento

### 2.5.3. Suelo

Según los estudios realizados por INRENA, se concluye que los suelos son de origen residual coluvial, de regular a buena en cuanto a profundidad, textura media a fina (franco arcillosa) de mediana a baja fertilidad natural, por lo que en

algunos sectores hay buenos pastos naturales de calidad adecuada para ser empleados en ganadería extensiva. Esta situación se da principalmente en las áreas de los bofedales.

#### **2.5.4. Pastos Naturales**

Los pastos naturales están constituidos por gramíneas esencialmente que son las que confieren alguna utilidad de pastoreo a los sectores de pampas y colinas de la zona. Entre las especies apreciadas por su mayor dominancia se tiene las agrupadas en los géneros: Festuca, Calamagrostis, Stipa, Poa, presentes en los niveles más bajos del área de la formación ecológica; mientras que en los niveles más altos de la zona de vida, se aprecian como dominantes especies herbáceas de los géneros Margiricarpus, Tetraglochin, Azorella, entre otros, que no constituyen potencial agrostológico.

#### **2.5.5. Ganadería**

En la zona existe ganado vacuno, ovino y Camélidos Sud Americanos (CSA). Desde el punto de vista de aprovechamiento de los recursos de pastos naturales, las observaciones sobre densidad, índice de desarrollo e índice de soportabilidad de los pastos indican para estas zonas una capacidad receptiva o carga animal estimada en Unidad Animal, 0,25 U.A/Ha/año, que corresponderían a un rendimiento de 2 Ha/ CSA /año, y 1 Ha/ovino/año.

Este rendimiento puede calificarse como bajo, permitiendo la posibilidad de pastoreo limitado de especies de ganado en número restringido, circunscribiéndose principalmente al área de los bofedales.

#### **2.5.6. Suministro de agua**

El agua para uso minero y poblacional se obtiene directamente de la vertiente del río Santiago.

El abastecimiento de agua se resuelve mediante:

Una presa de captación ubicada en la parte alta de la zona de Bateas, cuenta con un dique de concreto que capta el agua del Río Santiago para uso minero y poblacional.

Una presa de captación ubicada en el margen derecho del río Santiago a la altura de la zona de Agua Dulce, que se deriva mediante un canal de concreto y

es controlado mediante una compuerta, esta captación es para uso minero e industrial.

**Para uso poblacional:**

Se capta en la presa de Bateas de donde se deriva a una poza con material filtro para luego derivar en tubería de 2" de HDPE hacia la Planta de tratamiento de agua potable, de donde por gravedad se distribuye a los campamentos de Bateas, Agua Dulce, Huayllacho, Santa Rosa, Zona reservada, comedores y oficinas. El tratamiento seleccionado para la potabilización del agua del Río Santiago pasa por los siguientes procesos: Filtración y Desinfección.

**Para uso minero:**

Compuerta 1: Ubicada en la margen derecha del dique, tipo mariposa, que permite la captación de agua para el consumo de relleno hidráulico y planta concentradora, el cual es conducido por un canal de mampostería y natural.

Compuerta 2: Ubicada en la sección central del dique, tipo cilindro, la cual permite el rebose del río Santiago hacia su cauce natural.

El agua captada es distribuida a través de la casa de bomba, ubicada a la altura de la balanza, donde se localizan dos pozas de concreto:

La primera poza tiene la función de reservorio inicial del agua de captación, esta poza cuenta con dos compuertas de acero para controlar el flujo de entrada durante la época de lluvias y el rebose de agua hacia el río Santiago, cuenta con una tubería de 12" de hierro reforzado, que conduce el agua hacia la segunda poza.

La segunda poza sirve como almacenamiento y está conectada a cuatro (04) bombas Hidrostral, para uso minero e industrial.

Las efluentes de mina son tratados en pozas de sedimentación en interior mina para luego ser bombeados a superficie para su tratamiento antes de su vertimiento al Río Santiago y las aguas residuales de los campamentos se derivan como pre tratamiento a los pozos sépticos para luego ser bombeados hacia la Planta de tratamiento de agua residual doméstica.

### **2.5.7. Suministro de energía**

La compañía contrata el suministro de energía eléctrica del Sistema interconectado para una potencia de 3,500 KW. Se cuenta con Grupos Electrónicos como contingencia con los cuales se brinda el suficiente suministro eléctrico para la operación de la mina.

El abastecimiento de energía es proporcionado mediante una línea de transmisión de 66 KV, que viene desde la Sub Estación (SE) de Callalli a la (SE) Caylloma, lugar donde se reduce el voltaje y con una línea primaria de 15 KV se realiza el suministro hasta la Unidad.

Para una normal operación del sistema se tiene el soporte con mano de obra especializada, debido a que en todas las operaciones cuenta con equipo y maquinaria.

### **2.5.8. Medio Ambiente**

En minera Bateas se trabaja bajo una estricta supervisión de procesos y procedimientos, los cuales siguen las más exigentes normas internacionales de seguridad, calidad y cuidado medioambiental, así como nuestros propios estándares, desarrollados en función de la especificidad que requiere cada una de nuestras operaciones. Las certificaciones con las que contamos acreditan estos controles.

## **2.6. GEOLOGÍA**

### **2.6.1. Geología Regional**

El Distrito de Caylloma se ubica en un amplio arco volcánico Mioceno, caracterizado por la presencia de conos volcánicos de colapso, calderas, en partes superpuestas y que han evolucionado independientemente, separadas en el tiempo por varios millones de años.

#### **2.6.1.1. Grupo Yura**

Constituye la base de la columna estratigráfica regional. Litológicamente está compuesta por niveles de orto-cuarcitas blanco grisáceo, limonitas gris oscuro y grauwas negruzcas, estratificadas en capas delgadas con intercalaciones delgadas de lutitas negras. El conjunto tiene una potencia estimada de 400

metros. Al W de Huayllacho forma un anticlinal abierto con un rumbo promedio N 50°W con flancos asimétricos. Los niveles superiores Constituidos mayormente por lutitas conforman pliegues apretados recumbentes. La edad de este Grupo es Jurásico Superior Cretáceo Inferior.

#### **2.6.1.2. Grupo Tacaza**

Bajo ésta denominación se agrupan secuencias de las lavas y aglomerados intercalados con algunos horizontes tufáceos que descansan en discordancia angular sobre rocas del grupo Yura.

La composición es andesítica y de textura porfírica. El color dominante es marrón rojizo que cambia a verdoso por la alteración clorítica.

Estas rocas volcánicas incluyen localmente un horizonte de calizas que lateralmente se hacen lodolíticas.

La potencia estimada es de 900 metros, observando en algunas secuencias, adelgazamiento de los horizontes volcánicos tanto en su rumbo como en buzamiento. La edad de este grupo es de Mioceno.

#### **2.6.1.3. Depósitos Volcánicos Recientes.**

Supra yaciendo en marcada discordancia a las rocas basales, afloran extensas cubiertas de lavas andesíticas, Ríolitas, Dacíticas y tufos de similares composiciones. Se presentan generalmente en bancos gruesos, con seudo estratificación subhorizontal.

#### **2.6.1.4. Depósitos Clásticos Recientes.**

Materiales aluviales, coluviales, morrénicos, fluvioglaciares, etc. Constituyen acumulaciones de potencia y extensión variables.

#### **2.6.1.5. Rocas Ígneas Intrusivas.**

Se exponen intrusivos subvolcánicos de composición riolítica, riodacítica y andesítica, a manera de diques y domos.

	<b>Secuencia</b>	<b>Litología</b>	<b>Edad</b>
Ma	Grupo Barroso	Flujos de andesitas	Pleistoceno
	Caldera Caylloma	Flujo de andesita resurgente	Plioceno
2.4±0.07	Caldera Caylloma	Ignimbrita	
4.4±0.1	Caldera Chonta	Domos dacíticos post-colapso	Mioceno medio
11.6±0.4 11.3±0.3	Caldera Chonta	Ignimbrita soldada riolítica	
11.7-10.5 11.4±0.4	Distrito Caylloma	Flujos de andesitas y rocas volcanoclásticas	Mioceno inferior
18.86±0.1 20.3±0.11	Distrito Caylloma	Flujos de andesitas y rocas volcanoclásticas	
	Grupo Yura	Areniscas, calizas y pelitas de plataforma marina	Jurásico

Figura N°2.2: Columna estratigráfica simplificada del distrito de Caylloma, donde se reconocen al menos 4 ciclos volcánicos del Mioceno al Cuaternario superpuestos discordantemente

En este marco geológico se observa que directamente sobre rocas de edad jurásica-cretácica correspondientes al Grupo Yura, de origen marino, se deposita en discordancia una potente secuencia volcánica. Esta secuencia volcánica está formada por lavas calco-alcalinas, ignimbritas, tobas, rocas volcanoclásticas etc., en general de composición intermedia a silícica (Eyzaguirre, 1981) y es la que alberga la mineralización de Ag en el distrito de Caylloma.

Sobrepuestas al volcanismo mencionado se desarrollan dos calderas parcialmente superpuestas. La más antigua es la caldera de Chonta, la que posee una forma circular de aproximadamente 18 km de diámetro. Las rocas que se disponen en el interior de la caldera de Chonta consisten mayoritariamente en ignimbritas bien soldadas, ricas en litoclastos, intercaladas con lavas que se disponen hacia la parte superior de la secuencia (Eyzaguirre, 1981, Peterson et al., 1983). Hacia los márgenes de la caldera se reconocen mega brechas relacionadas al colapso del margen de la misma, formadas por grandes bloques de material cuaternario mesozoicas.



Figura N°2.3: Imagen satelital donde se observa el Distrito de Caylloma, los lineamientos regionales principales. Se han contorneado los afloramientos de los derrames lávicos y los domos riolíticos, presumiblemente más modernos que la mineralización.

Por su parte, la caldera de Caylloma, de 25 km de diámetro, se desarrolla hacia el sur y parcialmente superpuesta a la caldera de Chonta, al este de la mina de Caylloma. La caldera de Caylloma se caracteriza por su forma subcircular, y la presencia de varios flujos piroclásticos silícicos (donde se reconocen cristaloclastos de cuarzo y sanidina), que se disponen tanto dentro como fuera de la caldera. También se han reconocido domos riolíticos, principalmente asociados a los márgenes de la misma. Mientras que la caldera es centrada por un flujo lávico andesítico pobre en fenocristales, representado por el Cerro Cosana Fig. N° 2.6.

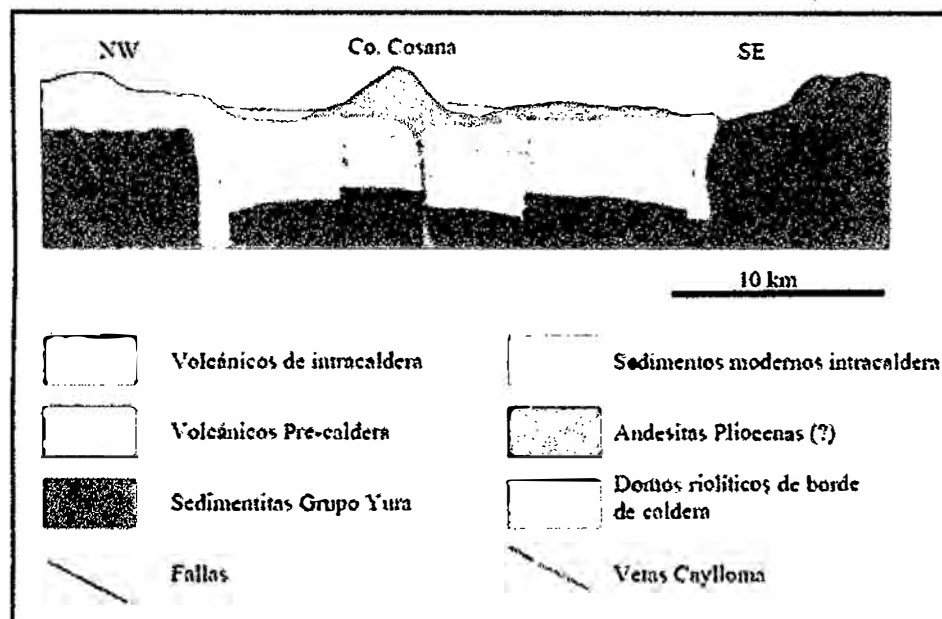


Figura N°2.4: Perfil esquemático regional de la caldera de Caylloma

## 2.6.2. Geología Estructural.

En el marco regional se reconocen dos sistemas de lineamientos principales, los que presentan rumbos noreste y noroeste. El sistema con rumbo noroeste habría actuado de manera sinistral, mientras que el de rumbo noreste lo habría hecho de forma dextral. Ello estaría en relación a esfuerzos regionales con la tensión orientada aproximadamente en sentido norte-sur o NNW-SSE, mientras que la compresión estaría ubicada con dirección este-oeste o ENE-WSW. Ello estaría de acuerdo con lo generalmente postulado para el Mioceno inferior-medio del Sur de Perú (Cassard et al., 2000).

El sistema de fracturas de rumbo noroeste se encuentra más desarrollado, posiblemente habría prevalecido sobre su conjugado de dirección noreste. El sistema noroeste incluye al corredor estructural que hospeda la mineralización de Caylloma.

Sobreimpuesto a dicho sistema conjugado de fracturas se observa un juego de lineamientos de gran longitud y continuidad de rumbo norte-sur. Estas fracturas están aparentemente limitando por su borde este y oeste a la caldera de Caylloma, que a su vez posee una forma alargada en sentido norte-sur. Si consideramos a estas fracturas contemporáneas con dicha caldera, entonces tendrían una edad entre 2 y 4.5 Ma.

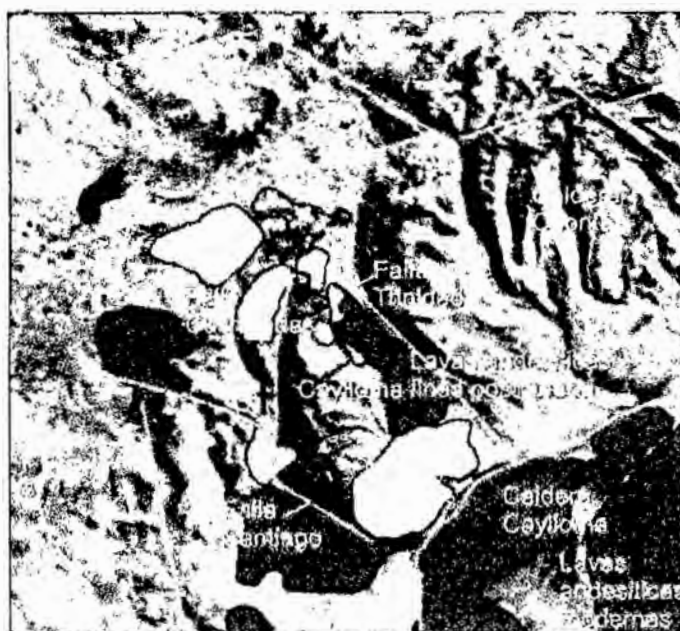


Figura N°2.5: Imagen satelital e Interpretación estructural del Distrito de Caylloma.

Dichas Fallas tendrían un desplazamiento a lo largo del rumbo de tipo dextral, lo que produciría una situación tensional en la zona de salto desde la fractura este a oeste, dicho lugar de tensión es donde finalmente se genera la caldera de Caylloma. También ese sitio representaría una zona de debilidad preexistente ya que es el lugar de intersección del corredor estructural NW-SE que contiene la mineralización del Distrito de Caylloma y las fracturas más jóvenes de rumbo norte-sur. El movimiento dextral de las fracturas de rumbo norte-sur, así como la forma alargada en sentido norte sur de la caldera de Caylloma estarían en coincidencia con los esfuerzos compresivos de rumbo aproximado ENE-WSW propuestos para la época (Mercier et al., 1992).

En el modelo aquí presentado se postula que las fracturas de rumbo noroeste son anteriores a la caldera de Caylloma y a las fracturas norte-sur; por ello, podríamos pensar en encontrar la continuidad del corredor estructural que contiene la mineralización de Caylloma al sudeste de la caldera. Posiblemente, este corredor estaría representado al sudeste de la caldera por las sedimentitas jurásicas del Grupo Yura que afloran con rumbo noroeste - sudeste en la Loma Panteón, o estaría aún más hacia el sur, posiblemente al sudeste del Cerro Pucará.

Cabe destacar que las fracturas de rumbo noroeste y noreste están controlando la intrusión de cuerpos volcánicos de composición riolítica y andesítica más recientes, hasta plio-pleistocenos, hecho que manifiesta la actividad de dichas fracturas hasta tiempos recientes, debido a reactivaciones posteriores a su formación.

### **2.6.3. Geología Local**

Las rocas más antiguas que afloran en el área son sedimentos de edad jurásica, las que están formadas por intercalaciones de lutitas negras y areniscas grawcas, en estratos tabulares de alrededor de 40 a 60 centímetros de espesor. En superficie estas rocas se encuentran fuertemente plegadas con flancos rectos y charnelas agudas, en general se encuentran volcados y con planos axiales subhorizontales. En subsuelo se hallan deformadas de manera mucho más suave constituyendo pliegues amplios y abiertos.



Figura N°2.6: Imagen geológico simplificado del Distrito de Caylloma.



Figura N°2.7: Sedimentos del grupo Yura fuertemente plegadas

La secuencia volcánica está integrada por paquetes de 20 hasta 100 metros de lavas intercaladas con rocas volcanoclásticas. Allí, dos tipos de lavas se reconocen:

Andesitas porfíricas y andesitas finas, casi afíricas con marcada fluidalidad dada por fracturas paralelas. Las rocas volcanoclásticas están formadas en su mayoría por brechas matriz sostén, macizas, con soldamiento suave. Estas brechas constan de litoclastos angulosos de pocos centímetros de diámetro, de diferente composición, principalmente de rocas volcánicas porfíricas. La pómez son pequeños, verdosos debido a alteración propilítica y débilmente estirados.

En discordancia sobre las sedimentos descritas se apoya una potente secuencia volcánica terciaria constituida por una sucesión de lavas de composición intermedia, principalmente andesítica y volcanoclásticas de composición dacítica.

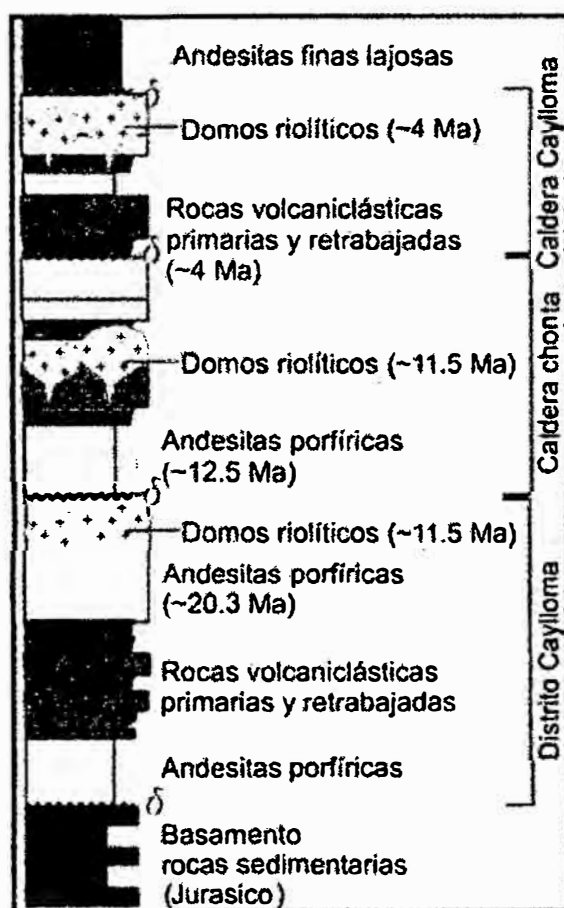


Figura N°2.8: Columna estratigráfica esquemática del Distrito de Caylloma

Los cristaloclastos más frecuentes son de plagioclasas y minerales máficos como hornblenda y biotita, también se han reconocido cristaloclastos de cuarzo con engolfamientos por corrosión. La matriz está formada por un mosaico de cuarzo

y feldespatos producto de desvitrificación y posiblemente algunas trizas vítreas residuales. La brecha volcánica descrita es maciza y posee varias decenas de metros de potencia, podría clasificarse como un depósito piroclástico primario formado por flujo (ignimbrita) que presenta un soldamiento débil. Las ignimbritas se encuentran intercaladas con delgados bancos de rocas volcanoclásticas más finas, estratificadas en bancos de pocos centímetros de potencia, formadas por areniscas y pelitas volcánicas de posible origen secundario producto de depositación en ambiente fluvial y/o lacustre.



Figura N°2.9: Domo San Antonio, ubicado al sudeste de la mina de Caylloma

Al norte de la veta San Cristóbal la roca de caja (aflorante) de la mineralización está formada exclusivamente por andesitas de textura porfírica similar a la descrita precedentemente. Las rocas volcánicas suelen presentar en la extensión del distrito una alteración hidrotermal suave caracterizada por una leve propilitización y una piritización dada por la presencia de cubos de pirita pequeños de forma diseminada. La secuencia volcánica se encuentra intruida por cuerpos dómicos y sus flujos lávicos asociados de composición ácida. Estos son riolitas que presentan una marcada fluidalidad, con fenocristales de cuarzo, redondeados de 5 milímetros, feldespatos alcalinos (sanidina) y abundante biotita en láminas de varios milímetros de diámetro. La fluidalidad está dada por filetes de variada coloración (rojiza y blanca), atribuida a diferencias en su alteración. Estos cuerpos dómicos como el domo San Antonio y Trinidad no se encuentran alterados hidrotermalmente, y su emplazamiento está relacionado a fallas de carácter regional.

Por último, completan la secuencia derrames lávicos más modernos, posteriores a la mineralización, posiblemente de edad plio-pleistocena que forman delgadas coladas de composición intermedia a básica formadas por rocas porfíricas con fenocristales de plagioclasas y piroxenos.

#### 2.6.4. Geología Económica

El yacimiento de Caylloma, es de tipo hidrotermal, de baja temperatura (Epitermal). El mineral se encuentra rellenando fracturas, formando vetas y afloramientos. Las características de algunos tramos de mineralización es presentar textura tipo bandeada,

##### 2.6.4.1. Mineralogía del Yacimiento.

Es un yacimiento polimetálico con presencia de minerales argentíferos tales como; plata nativa, plata roja, tetraedrita (freibergita), galena (argentífera).

Sulfuros	Símbolo
Esfalerita	ZnS
Galena	Pbs
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>
Pirita	FeS
Marcasita	FeS <sub>2</sub>
Alabandita	MnS
Bornita	Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>
Novelita	CuS
<b>Carbonatos</b>	
Calcita	CaCO <sub>3</sub>
Rodocrosita	MnCO <sub>3</sub>
<b>Sulfosales</b>	
Tetraedrita	Cu <sub>12</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>13</sub>
Pirargirita	Ag <sub>3</sub> SbS <sub>3</sub>
Proustita	Ag <sub>3</sub> AsS <sub>3</sub>

<b>Hidróxidos</b>	
Limonita	$\text{FeO} \cdot \text{OH} \cdot n\text{H}_2\text{O}$
Psilomelano	$\text{Ba}^{+2}, \text{Mn}^{+2})_3(\text{O})$
<b>Óxidos</b>	
Magnetita	$\text{Fe}_3\text{O}_4$
Hematina	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Pirolusita	$\text{MnO}_2$
<b>Silicatos</b>	
Cuarzo	$\text{SiO}_2$
Rodonita	$\text{Ba}^{+2}, \text{Mn}^{+2})_3, \text{Mg}$

Los minerales: pirita, esfalerita, galena, calcopirita, tetraedrita, marcasita, polibasita, pirargitita, estefanita, estromeyerita, jalpaita, argentopirita, miargirita, bournonita, oro nativo y estibina (veta corona de antimonio), relacionados a una ganga de cuarzo, rodonita, johansonita y calcita señalan un origen epitermal para este depósito.

Los minerales secundarios psilomelano, pirolusita goetita, hematita, calcosina, covelita, bornita y rejalgar (veta corona antimonio) se reconoce en la zona de oxidación. En profundidad se observa un incremento de Plomo, cobre y zinc en las vetas Bateas Animas y San Cristóbal.

#### **2.6.4.2. Alteración Hidrotermal**

Los flujos de lavas y las rocas volcánicas presentes en el distrito de Caylloma presentan distinto grado de alteración hidrotermal. En general, la alteración está más ampliamente distribuida dentro de los flujos de lava, y sólo muestra halos de alteración débiles y restringidos dentro de las rocas volcánicas. Los minerales más comúnmente presentes en los halos de alteración son cuarzo, pirita, adularia e illita que, de acuerdo a su abundancia y distribución forman 3 tipos diferentes de alteración hidrotermal: cuarzo adularia (+pirita ± illita), cuarzo-illita (+pirita) y propilitica (clorita + calcita ± illita).

La alteración cuarzo-adularia está restringida a los márgenes de las vetas, siendo su desarrollo directamente proporcional al espesor de la veta. El espesor

de esta zona varía desde pocos centímetros a varios metros. El cuarzo se presenta reemplazando la matriz volcánica, y también como venillas irregulares, mientras que la adularia está casi completamente restringida a las venillas. La pirita se encuentra diseminada dentro de las venillas y también se desarrolla sobre los fenocristales de minerales máficos en la roca de caja. La illita, por su parte, altera a fenocristales de plagioclasa y también se distribuye en la matriz volcánica. En profundidad, la zona de alteración cuarzo-adularia se torna más importante y gradada hacia afuera a cuarzo-illita y finalmente a una alteración propilítica débil.



Figura N° 2.10: Flujo de andesita con alteración cuarzo-adularia



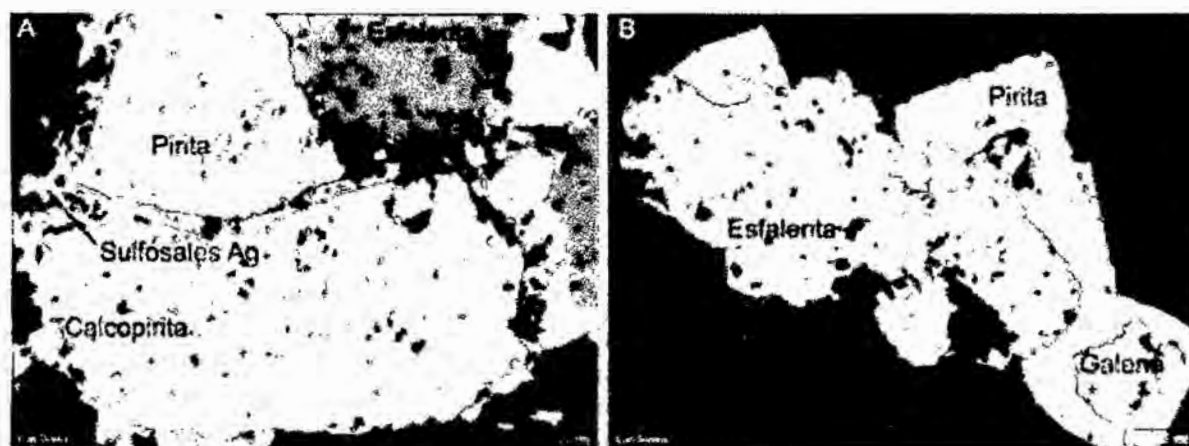
### 2.6.4.3. Mineralogía

Las vetas consisten en un relleno complejo y multiepisódico con texturas características de relleno de espacios abiertos como bandeo costriformes, bandeo simétrico, geodas, brechas, y texturas en escarpela. En general, cuanto más complejo es el relleno la mena es más rica y de mayor ley. Las brechas consisten en clastos angulosos de roca de caja de hasta 50 cm de diámetro cementados por material de veta con textura en escarpela. El bandeo crustiforme simétrico es la textura más comúnmente encontrada, donde los estadios tempranos de depositación se encuentran hacia los hastiales de las vetas mientras que los estadios más jóvenes se desarrollan hacia el centro de las vetas. Los minerales de ganga principales que forman la mayor parte del volumen de las vetas son cuarzo, rodonita (a manera de simplificación se cita como rodonita a una gama de silicatos de manganeso que incluyen bustamita, johansenita además de rodonita), rodocrosita y calcita. También se reconocen cantidades variables de adularia, sericita, baritina y helvita.

Los minerales de mena más comunes son pirita, esfalerita, galena, calcopirita y tetraedrita (freibergita). Minerales de mena de importancia secundaria por su menor abundancia incluyen polibasita, stefanita, argentita, plata nativa, pirargirita, miargirita, calcosina, oro nativo, boulangierita, estibina, alabandita y otros sulfosales de plata y plomo. En general, los minerales de mena forman bandas delgadas y ricas, mientras que los sulfuros diseminados en la ganga (a excepción de la pirita) son escasos. El estadio de cuarzo es una excepción a lo dicho precedentemente, ya que sulfuros de grano grueso, principalmente esfalerita, se encuentran diseminados en la ganga.

El orden en el que precipitan los sulfuros y sulfosales es, en general, el mismo en todo el depósito, donde se reconoce esfalerita temprana, probablemente junto a algo de pirita, seguida de galena. La calcopirita aparece como ex soluciones dentro de la esfalerita y se la reconoce remplazando a esfalerita y galena, mientras que las sulfosales de plata están en los estadios finales de precipitación de sulfuros. La pirita envuelve tanto a galena como a esfalerita evidenciando que

su precipitación también puede ser tardía con respecto a los sulfuros de metales base.



**Figura N°2.12: Pirita y esfalerita rodeadas por calcopirita y pequeños granos de sulfosales de plata**

Galena y esfalerita con ex soluciones de pirita rodeadas por pirita. En general, los sulfuros tempranos son de grano más gruesos, mientras que los estadios de precipitación más jóvenes generan sulfuros de grano más fino.

Levantamientos de detalle en superficie e interior mina, principalmente en veta Bateas, San Cristóbal, La Plata y Animas, han permitido identificar una compleja secuencia paragenética. Cuatro estadios principales de depositación mineral han sido reconocidos: estadio inicial, estadio de manganeso, estadio de cuarzo y estadio final, dos de ellos, a su vez, presentan una compleja evolución con la presencia de varios subestadios.

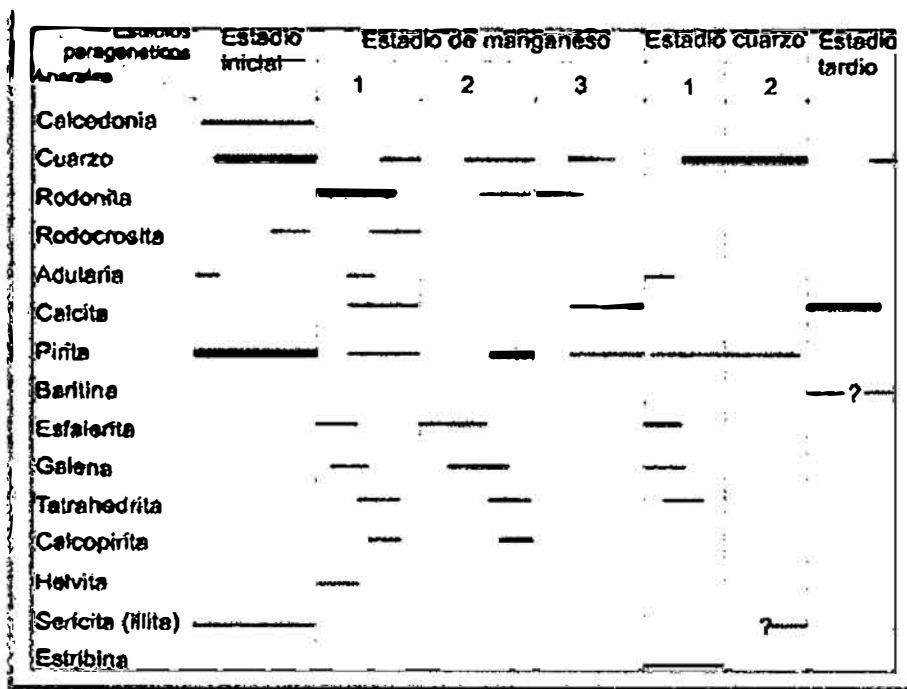


Figura N° 2.13: Estadios para genéticos y los principales subestadios, mostrando la distribución de las principales especies minerales presentes. El grosor de la línea está en relación a la abundancia de la especie mineral

El yacimiento de Caylloma, es del tipo hidrotermal, de baja temperatura (Epitermal). El mineral se encuentra rellenando fracturas, formando vetas y afloramiento. La característica de algunos tramos de mineralización es presentar textura tipo bandeada, dando la impresión de haber sido depositado en un ambiente sedimentario.

#### 2.6.4.4. Paragénesis

En las zonas de Bateas, San Cristóbal, Santa Catalina y Animas, se ha podido identificar una compleja secuencia para genética. Cuatro estadios principales de deposición mineral han sido reconocidos: estadio inicial, estadio de manganeso, estadio de cuarzo y estadio final, dos de ellos, a su vez presenta una compleja evolución con la presencia de varios subestadios.

##### ⊕ **Estadio Inicial**

Consiste en calcedonia y cuarzo de grano fino a medio con textura bandeada coliforme difusa. En general, el bandeado está dado por una tenue variación de color que puede ser blanco, rosado o gris. Se reconoce también pirita de grano fino intercrecida con el cuarzo. Este estadio puede formar una banda delgada hasta 15 cm junto a los hastiales de las vetas, se reconoce en veta Bateas y San Cristóbal, y suele estar ausente en otras vetas.

Este estadio de mineralización estaría relacionado a la alteración hidrotermal de la roca de caja, especialmente a la silicificación. Allí, se reconocen venillas de cuarzo blanco, de grano fino, de textura maciza y de recristalización, también puede haber texturas en escarpela.

La ley de plata de este pulso es generalmente baja, no alcanza a 1 onz/t

#### ⊕ **Estadio de Manganeso**

Este es el estadio más complejo ya sea por la gran variedad de minerales que lo forman, como por su carácter cíclico, con pulsos sucesivas de características similares. También es el pulso más rico en sulfuros y en contenido de plata. Cabe que este estadio de manganeso involucraría a los dos primeros estadios (estado inicial y estadio principal), descritos por STEPHAN (1974).

#### ⊕ **Estadio de Cuarzo**

El estadio de cuarzo está formado por dos subestadios cuya precipitación sigue al estadio de manganeso. El primer subestadio está constituido principalmente por sulfuros englobados por abundante cuarzo. Los sulfuros, principalmente pirita, esfalerita, galena, con algo de tetraedrita, precipitan en primer lugar, desarrollándose cristales heudrales a subhedrales de varios centímetros.

#### ⊕ **Estadio Final**

El último estadio de precipitación mineral identificado está conformado casi exclusivamente por la calcita, en ocasiones también se observa algo de cuarzo. La calcita es de grano medio a grueso, de textura maciza, con cristales bien desarrollada. El cuarzo suele ser posterior a la calcita, es de grano medio a grueso, traslucido o de tipo amatista y rellena geodas y cavidades.

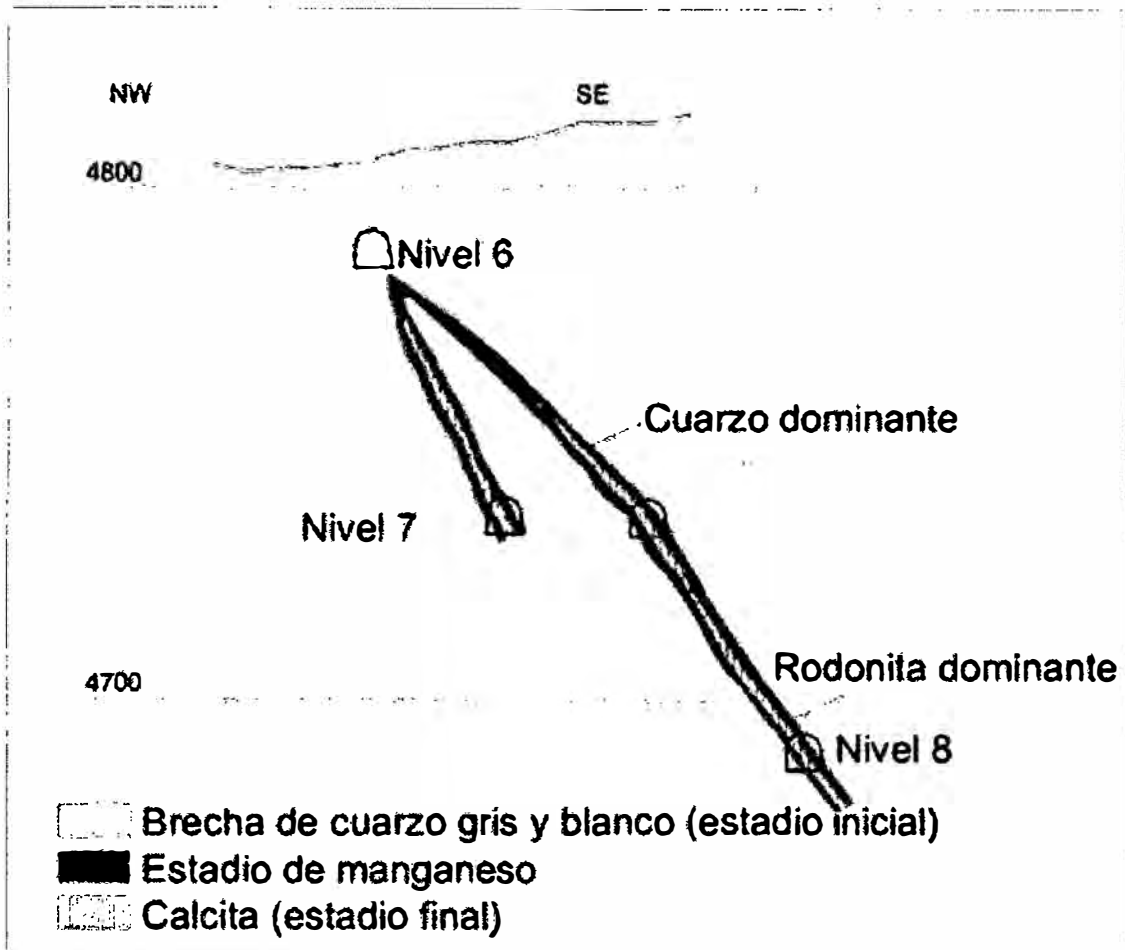


Figura N°2.14: Paragénesis de los niveles 6, 7, 8 de la veta Ánimas

#### 2.6.4.5. Zonación Mineral

La distribución y abundancia relativa de los diferentes estadios de precipitación mineral no es bien conocida, principalmente debido a la falta de mapeos y muestreos sistemáticos; a pesar de ello, se puede afirmar que el estadio de manganeso representa la mayor parte del volumen de las vetas económicas y de los clavos mineralizados. Variaciones en la composición mineral y contenido de metales, principalmente dentro del estadio de manganeso, muestra una fuerte zonación tanto en sentido vertical como horizontal.

#### 2.6.4.6. Zonación Vertical en Veta Bateas

La veta Bateas, al igual que las principales vetas del distrito de Caylloma, posee un rumbo NE e inclina con alto ángulo al SE, su potencia es variable entre 30

centímetros y más de 3 metros, principalmente controlada por cambios de rumbo y probablemente inclinación de la veta.

Zona	Ag(g/t)	Au(g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)
Superior	510	0.85	0.8	0.6	0.1
Intermedio	2330	0.4	9.8	6.4	2.5
Inferior	200	Sin datos	2.2	2.2	0.9
Contenido medio en metales de las 3 zonas de mineralización reconocidas en veta Bateas					

Tabla N°2.4: Contenido medio en metales de las 3 zonas mineras de veta Bateas.

Fuente: Seguridad e Higiene Minera en la Compañía Minera Caylloma S.A.

## 2.6.5. Características de las Estructuras Mineralizadas

### Vetas

Las vetas mejor mineralizadas fueron formadas a lo largo de las fracturas de tensión. Las fallas de cizalla, por contener mucho panizo no fueron mineralizadas o fueron pobremente mineralizadas; sin embargo presentan en forma errática núcleos mineralizados formando pequeños clavos, como por ejemplo la falla Huachuamachay.

Las fracturas de tensión están mejor desarrolladas en los volcánicos Catalina, donde han formado vetas persistentes en longitud y profundidad y generalmente uniformes en mineralización. Las vetas en la monzonita cuarcífera son más cortas y no profundizan mucho, pero son en general definidas. En la caliza, las vetas también son cortas y no profundizan mucho, pero lo más característico es su irregularidad en potencia y mineralización y tendencia a formar estructuras en cola de caballo cerca a los contactos con la monzonita cuarcífera.

Las vetas han sido formadas principalmente por relleno de fracturas, aunque, cuando la roca de caja ha sido la caliza, las vetas se han formado por relleno y reemplazamiento irregular de las cajas.

De norte a sur, el sistema de veta más grande es como sigue:

- El Sistema San Cristóbal: Las vetas San Cristóbal, Santa Catalina y Bateas.
- El Sistema Animas: Las vetas Ánimas y el Diablo.

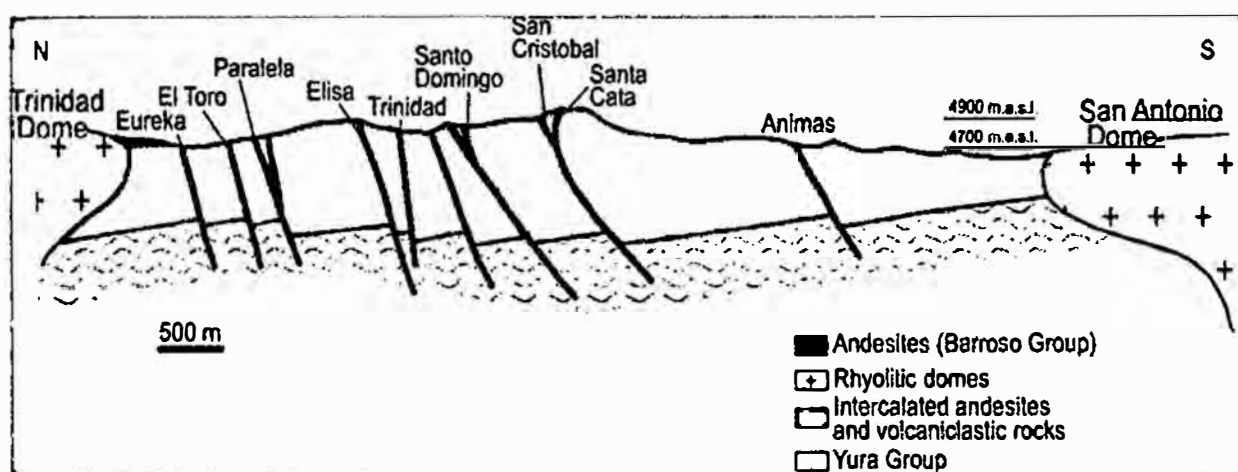
La mineralización económica, minada en el pasado, provino de cinco de los sistemas de veta y fue rica en plata y generalmente con bajo contenido de

metales base. La reciente exploración del Sistema Animas ha definido la mineralización polimetálica de metales-base y con presencia de minerales de plata. La mineralización en los seis sistemas de vetas ocurre en buzamientos escalonados de afloramientos de varios cientos de metros de longitud con extensiones verticales de más de 300 metros. La potencia de las vetas va desde unos pocos centímetros a 20 metros, con un promedio de aproximadamente 1.20 metros.

Las vetas son tabulares y en rellenos de fisuras en diferentes estadios de depositación. Según el Dr. L. Echavarría (2008), la mayoría de los metales, tanto la plata como los metales bases, están relacionadas con depósitos minerales de manganeso, que forman bandas compuestas de cuarzo, rodonita y sulfuros.

Estas vetas se han trabajado en diferentes momentos del pasado, la veta San Cristóbal es la más intensamente minada. La explotación minera se ha llevado a cabo entre los 5.000 m.s.n.m. (parte del afloramiento más alto de la veta San Cristóbal) y 4380 m.s.n.m. (Nivel 14 A, nivel inferior de la veta Bateas).

La siguiente es una descripción de las características más importantes de las principales vetas:



**a) Veta Don Luis II**

Tiene una extensión aproximada de 1000 metros (no se ha explorado en su totalidad), con rumbo N3° W; y un buzamiento promedio 75° SW. Su potencia varía de 2 a 3 metros. Es bandeada y está conformada de cuarzo y calcita.

**b) Veta San Cristóbal**

Su afloramiento reconocido es de 2.5 km, Tiene un rumbo N 35°-55° E y un buzamiento 50°-80° SE. Su potencia es variable. De 5 a 6 metros en los niveles superiores y de 2 a 4 metros en los inferiores. Los sulfuros primarios que muestra son esfalerita, galena, calcopirita, polibasita, pirargirita, argentita y tetraedrita distribuidos en ganga de pirita, cuarzo rodonita y calcita.

Constituye la estructura mejor desarrollada del distrito y donde se encontrará las mayores reservas de mineral.

**c) Veta Bateas.**

Constituye una estructura compleja, reconocida en una longitud mayor a 2,300 metros. Su extremo occidental es una prominente fractura de 400 metros de extensión, apreciado en el barranco existente al Oeste del campamento Bateas. Continúa hacia el Este en un intervalo mineralizado de 800 metros de longitud, con un rumbo N70°E.

El intervalo comprende 2 vetas paralelas, separadas por un área estéril (caballo) de 20 metros de ancho. La veta NORTE es poco potente.

La veta SUR es ramaleada, buza al SE, tiene textura bandeada y presenta cuarzo hialino con algo de ópalo, calcita, rodonita, pirita, calcopirita, esfalerita, galena, trazas de pirargirita. Su mineralización es uniforme, habiéndose explotado un clavo en una longitud de 400 metros, a pesar que su afloramiento se extiende hacia el E por 300 metros adicionales, con el mismo rumbo.

**d) Veta Ánimas**

La veta Ánimas es una de las estructuras más constantes y mejor definidas en el sector sur del distrito. La veta aflora a lo largo de 1.5 kilómetros con exposiciones

silificadas con patinas de óxidos de manganeso y ha sido reconocido por medio de taladros diamantinos una longitud total de 3.8 kilómetros. La potencia es variable con valores mayores a 12 metros, tal como lo observado en la perforación diamantina.

La veta Animas se hospeda dentro de las rocas volcánicas del Terciario Inferior (Mioceno) que pertenece al grupo Tacaza y compuesto principalmente por flujos andesíticos, materiales piroclásticos, brechas y tufos, localmente intruído por cuerpos subvolcánicos félsicos e intermedios. Estas a su vez se encuentra en contacto discontinuo con las rocas sedimentarias del Cretáceo medio perteneciente al grupo Yura: lutitas carboníferas, cuarcitas de grano fino y calizas que localmente muestran pliegues fuertemente deformados.

Los afloramientos de la veta Animas están reconocidas en superficie por casi 3.5 kilómetros y que muestran prominentes crestas en algunos lugares que exceden en 30 metros de ancho. El afloramiento principal contiene múltiples estadios de cuarzo-estructuras ricas con contenido de óxidos de hierro-manganeso y diseminados de sulfuros. En general la veta Animas tiene un rumbo  $N55^{\circ}-60^{\circ}E$  y buzamiento SE con ángulos entre  $45^{\circ}-55^{\circ}$ . La estructura muestra flexuras locales que cambia su rumbo a casi E-W, la roca caja de la superficie está bien definida y no muestra alteración hidrotermal significativa.

La potencia de la veta Animas varia de 1 a 30 metros y coincide con las exposiciones de la veta desde el nivel 7 (4755 m.s.n.m.) hasta el punto más bajo de intercepción del taladro de perforación en el nivel 9 (4645 m.s.n.m.). Varias de las zonas anchas (>20 metros) también fue observado en el nivel 9 especialmente en tendencias laterales de exploración. El contacto con la caja techo es claro y muestran en algunos lugares planos de falla locales. El contacto con la caja piso es normalmente gradual. La distribución de la mineralización a lo largo de la potencia de la veta es en bandas, parches y diseminaciones alternadas con zonas estériles ("caballos").

La mineralogía de la veta muestra: galena argentífera, esfalerita, marmatita, calcopirita acompañado por ocurrencias en menor proporción tetraedrita y manchas de plata roja. Los minerales de ganga son: pirita, cuarzo, calcita, rodonita, rodocrosita y óxidos de hierro-manganeso. Texturas bandeadas,

coliformes y brechadas, así como la mineralogía ya descrita es típica a un estilo de depósito de alta sulfuración.

#### **2.6.6. Recurso Mineral Medido**

Son los recursos que tienen un alto nivel de confianza. Para obtener este resultado se utiliza una distancia media entre los bloques de cubicación y las muestras utilizadas para estimar la ley media del bloque, de hasta el 30% del alcance medido en el modelo del variograma aproximadamente.

#### **2.6.7. Recurso Mineral Indicado**

Son los recursos que tienen un menor nivel razonable de confianza. Para obtener este resultado se utiliza una distancia media entre los bloques de cubicación y las muestras utilizadas para estimar la ley media del bloque, de hasta el 60% del alcance medido en el modelo del variograma aproximadamente.

#### **2.6.8. Recurso Mineral Inferido**

Son los recursos que tienen un bajo nivel de confianza. Para obtener este resultado se utiliza una distancia media entre los bloques de cubicación y las muestras utilizadas para estimar la ley media del bloque, de hasta el 100% del alcance medido en el modelo del variograma aproximadamente.

En términos prácticos este tipo de reserva normalmente se encuentra definido por sondajes, muestreo de afloramientos, trincheras y una interpretación geológica que muestra una continuidad de las estructuras mineralizadas

#### **2.6.9. Calculo de Reserva Minerales**

Al terminar el programa de exploraciones las reservas de mineral que se calcularon se clasifican de la siguiente manera:



##### **2.6.9.1. Reservas Probadas**

Las reservas probadas provienen de los recursos medidos mediante una evaluación económica donde el valor de mineral de estos recursos medidos diluidos son mayores al becoff (becoff = costo mina y planta + costos de servicios generales y administración mina + costos por venta y transporte + costos por relaciones comunitarias y managemen fee).

#### 2.6.9.2. Reservas Probables

Las reservas probables provienen de los recursos indicados mediante una evaluación económica y operativa, donde el valor de mineral de estos recursos indicados diluidos son mayores al becoff (becoff = costo mina y planta + costos de servicios generales y administración mina + costos por venta y transporte + costos por relaciones comunitarias y managemen).

<b>ANIMAS CENTRAL (RESERVAS <math>\geq</math> 46.97 US\$/T)</b>								
<b>Categoría</b>	<b>Toneladas</b>	<b>Valor US\$/t</b>	<b>Ag (g/t)</b>	<b>Au (g/t)</b>	<b>Pb (%)</b>	<b>Zn (%)</b>	<b>Cu (%)</b>	<b>Ancho (m)</b>
Probada	2,200,663	78.55	76	0.47	1.78	3.26	0.12	2.82
Probable	39,775	78.00	85	0.39	1.72	3.09	0.13	2.95
<b>Prob+Prob</b>	<b>2,240,438</b>	<b>78.54</b>	<b>75.80</b>	<b>0.47</b>	<b>1.78</b>	<b>3.25</b>	<b>0.12</b>	<b>2.88</b>

**Reservas minerales en la unidad San Cristóbal**

### **Descripción de las Actividades Mineras**

#### **2.7. Introducción**

La empresa Minera Bateas S.A.C. explota minerales polimetálicos mediante métodos de minado subterráneo, el mineral es transportado a superficie por medio de camiones de 25 toneladas de capacidad hacia la Planta de Beneficio

de minerales en la que se obtiene los concentrados para su comercialización y el relave generado se conduce a un depósito de relaves.

La operación actual consiste en producir un promedio de 1,300 TMD de mineral que es enviado para su procesamiento a la planta de beneficio Huayllacho.

Actualmente el método predominante es el corte y relleno ascendente con perforación en breasting, principalmente en las zonas de Ánimas, Bateas, Santa Catalina y San Cristóbal. Estas se realizan igualmente en base a las especificaciones técnicas de minado (volúmenes, consumos y rendimientos entre otros), la explotación de minerales se realiza mediante los siguientes métodos.

- ✓ Corte y relleno ascendente mecanizado con equipo LHD : 70%
- ✓ Corte y relleno ascendente convencional con winche eléctrico : 30%

Las operaciones mineras se ejecutan de modo progresivo y sistemático en conformidad con el Plan de Producción y fundamentalmente comprenden las operaciones básicas de explotación como perforación, voladura, sostenimiento, carguío, acarreo y transporte de mineral (stock pile de la planta) y desmonte al depósito de desmontes y relleno.

### **2.7.1. Corte y relleno ascendente convencional**

Se utiliza el método de Corte y Relleno Ascendente denominado "Over Cut And Fill". El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales empezando del fondo del tajo y avanzando hacia el nivel superior. Luego de cada corte de mineral y una vez extraído completamente el mineral del tajo, éste se rellena con material estéril hasta tener una altura de perforación adecuada (2,5 m). El relleno cumple 2 funciones: proporcionar un nuevo piso para la perforación y de sostenimiento de la labor.

- a) Las vetas se desarrollan en sentido horizontal en galerías, las cuales están separadas entre 25 a 50 metros entre niveles, dependiendo de la zona. En sentido vertical se desarrollan chimeneas espaciados cada 50 metros, quedando dividida la veta en bloques. Las chimeneas se proyectan hasta superficie o hasta el nivel superior.

- b) Entre dos chimeneas extremas separadas a 25 m. se construye un buzón – camino – buzón (triple), lo que permite así definir el block a explotar.
- c) El piso inicial puede ser camada de madera (si se realizó desde la galería) o puente de mineral de 2,5 m. de altura.
- d) El corte de los tajos se hace con cara libre hacia las chimeneas. El disparo es en toda la longitud del tajeo (una sola tanda). Es una adecuada práctica que los extremos del tajeo cerca de las chimeneas, se realice un corte más, para que el relleno tenga fluidez.
- e) Luego de que se ha disparado el mineral se procede a la limpieza o extracción, usando winche eléctrico de 15 HP, que permite jalar la carga hacia el echadero doble y/o triple. Cada echadero tiene instalada una parrilla en la parte superior que clasifica el mineral no permitiendo que entren “bancos” al buzón, además, constituye un elemento de resguardo de seguridad para evitar caída de personas.
- f) Extraído todo el mineral, se levanta el echadero doble (trabajos de madera) y luego se procede a rellenar hasta tener el mismo piso de perforación a 2,50 metros de la corona.
- g) Se repite así sucesivamente el ciclo (procedimiento). El tipo de relleno utilizado es el relleno hidráulico y/o material estéril de labores de desarrollo y explotaciones.

Se emplea en yacimientos con las siguientes características:

- Forma: Tabular
- Potencia: 0.8 m
- Buzamiento: 80°
- Altura litostática: 120 m - 200 m

Se aplica en yacimientos que presentan una caja techo regular y competente. Las vetas se desarrollan en sentido horizontal en galerías, las cuales están separadas entre 25 a 50 metros entre niveles, dependiendo de la zona. En sentido vertical se desarrollan chimeneas espaciados cada 50 metros, quedando dividida la veta en bloques. Las chimeneas se proyectan hasta superficie o hasta el nivel superior. Entre dos chimeneas extremas separadas a 25 m. se construye un buzón – camino – buzón (doble), lo que permite así definir el block a explotar. El piso inicial puede ser camada de madera (si se realizó desde la galería) o

puede de mineral de 2,5 m. de altura. El corte de los tajos se hace con cara libre hacia las chimeneas. El disparo es en toda la longitud del tajeo (una sola tanda). Es una adecuada práctica que los extremos del tajeo cerca de las chimeneas, se realice un corte más, para que el relleno tenga fluidez.

Luego de que se ha disparado el mineral se procede a la limpieza o extracción, usando winche eléctrico de 15 HP, que permite jalar la carga hacia el echadero doble. Cada echadero tiene instalada una parrilla en la parte superior que clasifica el mineral no permitiendo que entren “bancos” al buzón, además, constituye un elemento de resguardo de seguridad para evitar caída de personas. Extraído todo el mineral, se levanta el echadero doble (trabajos de madera) y luego se procede a rellenar hasta tener el mismo piso de perforación a 2,40 metros de la corona. Se repite así sucesivamente el ciclo (procedimiento). El tipo de relleno utilizado es el hidráulico y/o material estéril de labores de desarrollo y explotaciones, para las pruebas de voladura se tiene los datos siguientes.

#### ✓ **Parámetros del método**

Productividad del Tajeo: 12 t/Hombre-gdia.

- Consumo de explosivos: 0,60 Kg/t
- Factor de perforación: 0,20 t/pp.
- Labores preparatorias: 8m/1000 t extraídas
- Producción de labores preparatorias: 5 %
- Dilución: 15%
- Recuperación de las reservas geológicas: 88%
- Mineral roto por disparo: 50 t
- Duración promedio del block: 10 – 12 meses

#### **2.7.1.1 Ciclo minado**

El ciclo de minado comprende:

- Perforación.
- Voladura.

- Sostenimiento (corona /cajas – eventual)
- Limpieza y acarreo.
- Enmaderado de los echaderos y camino.
- Relleno.
- Transporte principal.

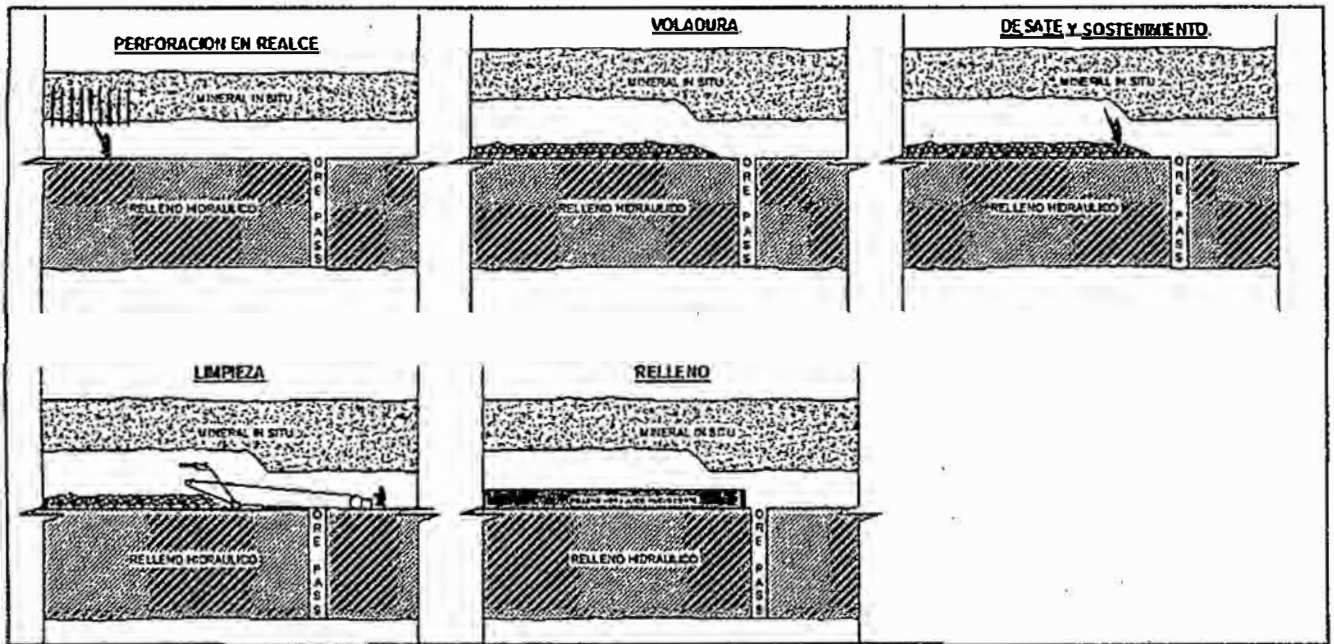


Figura N°2.18: ciclo de minado convencional

### 2.7.2. Corte y relleno ascendente mecanizado

Para el corte y relleno ascendente mecanizado (vetas con potencias mayores de 2.0m), se realiza cortes con perforación horizontal (breasting) con una altura máxima de banqueo de 4.5m, y un ancho de minado según las condiciones de la estructura mineralizada.

El mineral es arrancado en forma de tajadas horizontales y/o verticales. El ciclo de minado consiste en: Perforación, voladura, ventilación, desate de rocas, sostenimiento del tajo, limpieza y relleno.

Se emplea en yacimientos con las siguientes características:

- Forma : Tabular
- Potencia : 2.5 m
- Buzamiento : 60°

- Altura litostática : 180 m - 250 m

Se aplica en yacimientos que presentan una caja techo regular y competente. Como es común el Corte y Relleno ascendente (C&RA), se caracteriza en hacer rebanadas horizontales de 150m de longitud con alturas de corte de 3.0 m x 3.0 m de ancho. Lo relevante de la aplicación de éste método en Bateas está en la perforación horizontal (breasting), es decir que después de realizar un corte se entra a la etapa del relleno hidráulico o detrítico, dejando una luz de 0.50 m que servirá de cara libre para el corte superior. Para ganar productividad se tienen 4 frentes en forma constante que es accesado por medio de 2 brazos que conectan a la rampa de acceso. La perforación se realiza mediante los equipos Jack Leg y Jumbo. Los materiales que se utilizan en la voladura son: Emulnor 3000  $\varnothing$ 1 1/4" x12" (unid), Emulex 65%  $\varnothing$ 1"x 8" (unid.), Emulex 80%  $\varnothing$ 1"x 8" (unid.). La limpieza Se realizan con Scooptram Diésel de 3.5 yd<sup>3</sup>, el cual ofrece un rendimiento adecuado en la limpieza de los tajos hacia los echaderos. El Sostenimiento se realiza con pernos cementados de 5', 7' y 8', en algunas labores permanentes se aplica el concreto lanzado vía seca (shotcreteo) con fibra de 2" obteniendo una  $f'c=375$  Kg/cm<sup>2</sup>. El relleno que se usa es el hidráulico, con una densidad de 1950 gr/lt., el cual es llevado a la mina con una tubería de 4", éstas van pintadas de acuerdo al código de colores.

#### ✓ Parámetros del método

- Dilución: 20% - 25%.
- Productividad: 12.6 t/Hg
- Consumo de Explosivos: 0.25 kg/t
- Metros de taladro perforados: 0.13 m.
- Labores preparatorias: 6.5 m/1000 ton extraídas.
- Prod. Labores preparatorias: 10%
- Recuperación recursos: 90%
- Mineral roto/disparo: 110 t.
- Sostenimiento temporal: Pernos, shotcrete.
- Duración promedio Block: 1.5 años

- Ritmo producción mensual: 10,000 Tn

- Costo de minado: \$10.11

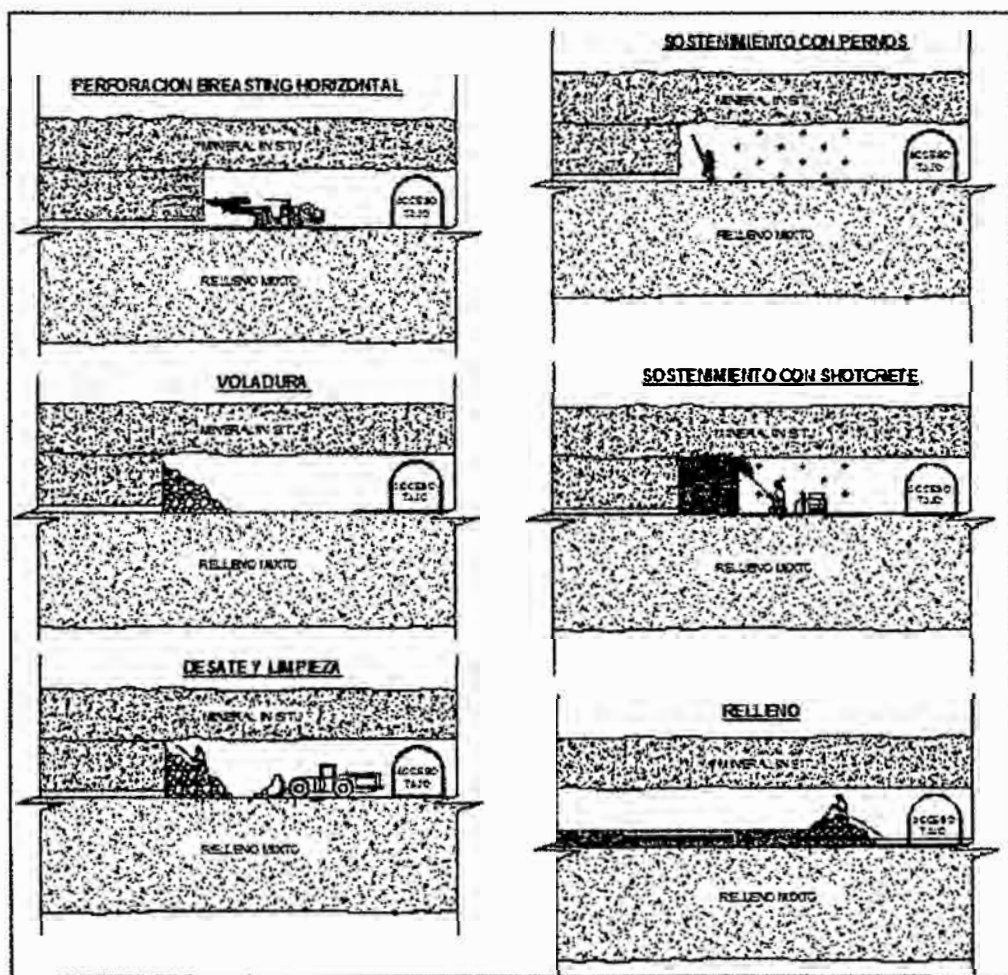


Figura N°2.19: Ciclo de minado mecanizado

### a) Perforación y Voladura

La perforación y voladura es la más importante en la operación minera unitaria en el ciclo total de minado. Los diseños de voladura inadecuado o de funcionamientos defectuosos podrían tener graves consecuencias a lo largo del

ciclo de minado, empezando en la voladura misma y prosiguiendo a través de las operaciones mineras unitarias de carguío, acarreo y procesamiento.

Las buenas operaciones de perforación y voladura en la mina son tanto el resultado del «arte» y cierto sentido común, así como la «ciencia». En tal sentido, todo programa exitoso de perforación y voladura deberá implementarse de acuerdo a las condiciones Geológicas, de aplicación, Ambientales y de Seguridad presentes. Sin embargo, todas las operaciones de perforación y voladura (P&V), tanto en las minas a tajo abierto como subterránea, deberá conducirse de conformidad con prácticas operativas seguras, diseñadas para minimizar los impactos ambientales nocivos, así garantizar un ambiente de trabajo seguro para los trabajadores de la mina.

La perforación es la operación minera unitaria de mayor incidencia dentro de la minería en donde se tiene que realizar taladros en el macizo rocoso de un frente de una labor sea esta en exploración, explotación o preparación, siguiendo un parámetro ya establecido como una malla de perforación, la cual es diseñada en función de la clasificación del macizo rocoso, tales como: RQD, RMR, GSI.

La finalidad de la perforación es realizar excavaciones donde se pueda alojar la carga explosiva a usarse en la voladura, pero también se realizan perforaciones de alivio que ayudara en la mejora de la voladura, creando caras libres necesarias para el fracturamiento de la roca. La perforación se realiza con equipos neumáticos, como son el caso de las perforadoras tipo Jack leg, ya que por su versatilidad y facilidad de adaptarse a cualquier tipo de terreno y en situaciones poco cómodas es muy requerida y puede ser usada en forma que realice taladros horizontales e inclinados ya que el macizo rocoso es de dureza variable. Esta máquina se adecua en roca dura y roca suave., es apropiado para el lavado del taladro en rocas suaves, esto principalmente para que la perforación resulte eficaz, y poder mantener el fondo del taladro constantemente limpio, usa barrenos integrales de 2, 4, 6 y 8 pies de longitud con diámetros de 38 y 40 mm, actualmente la perforación es mecanizada como es el caso de los Jumbos de un brazo de 10, 12 y 14 pies de longitud de taladros, con diámetro de 65mm.

La operación minera unitaria de voladura de rocas no es más que el proceso de alteración y desplazamiento del macizo rocoso produciendo el movimiento y

fragmentación de la roca con respecto a su estado inicial de reposo a un estado final de material fracturado y apilado. En otras palabras el fracturamiento y apilamiento (efectos) del macizo rocoso (medio) vienen a ser los procesos resultantes de la detonación de las mezclas explosivas comerciales (acción) que son cargadas en los taladros los que son perforados de acuerdo a las mallas de perforación establecidas.

Por otro lado, en que las operaciones mineras unitarias tiene una influencia predominante el ciclo de minado; porque del resultado de estas dependerán la producción y la productividad y por ende los costos en US\$/TM de las subsiguientes operaciones mineras unitarias. Los factores que tienen influencia determinante en los resultados de un disparo son tres: El macizo rocoso, el explosivo, la geometría del disparo. Se realiza un seguimiento de perforación y voladura en las diferentes labores de la Mina recolectando los datos de campo y realizando sus respectivos cálculos.

El explosivo que se utiliza en minera San Cristóbal de Bateas es Carmex, un accesorio ensamblado de 7 pies de longitud, que consta de conector, mecha y fulminante. Para iniciar la voladura se usa guía rápida, ignit cord. El explosivo utilizado es emulnor 5000 y Examón P (anfo preparado).

En el caso de perforación en el método de corte y relleno convencional puede ser vertical o realce, el ancho de minado mínimo es de 1 metro, espacio suficiente para que el perforista opere su máquina y trabaje con comodidad. En la perforación se usa como mínimo 3 guidores, que contribuyen a uniformizar el paralelismo de los taladros perforados. La malla de perforación para vetas menores o iguales a 50 cm. es en zig zag con burden de 25 a 30 cm. Para vetas de 0.80 - 1.00 m. se hacen taladros alternados en número de dos y uno por fila, con un burden de 30 cm.

Por otro lado, la P&V mecanizados tienen una influencia predominante el ciclo de minado; porque del resultado de estas dependerán la producción y la productividad y por ende los costos en US\$/TM de las subsiguientes operaciones mineras unitarias. Los factores que tienen influencia determinante en los resultados de un disparo son tres: el macizo rocoso, el explosivo, la geometría del disparo.

La importancia de llevar un estricto control en la P&V y el cumplimiento de los criterios operativos para afectar en lo mínimo al macizo rocoso, hacen que las labores sean estables, previniendo una serie de riesgos entre los cuales el más alto causal de incidentes a nivel de la Minería es el desprendimiento de rocas.

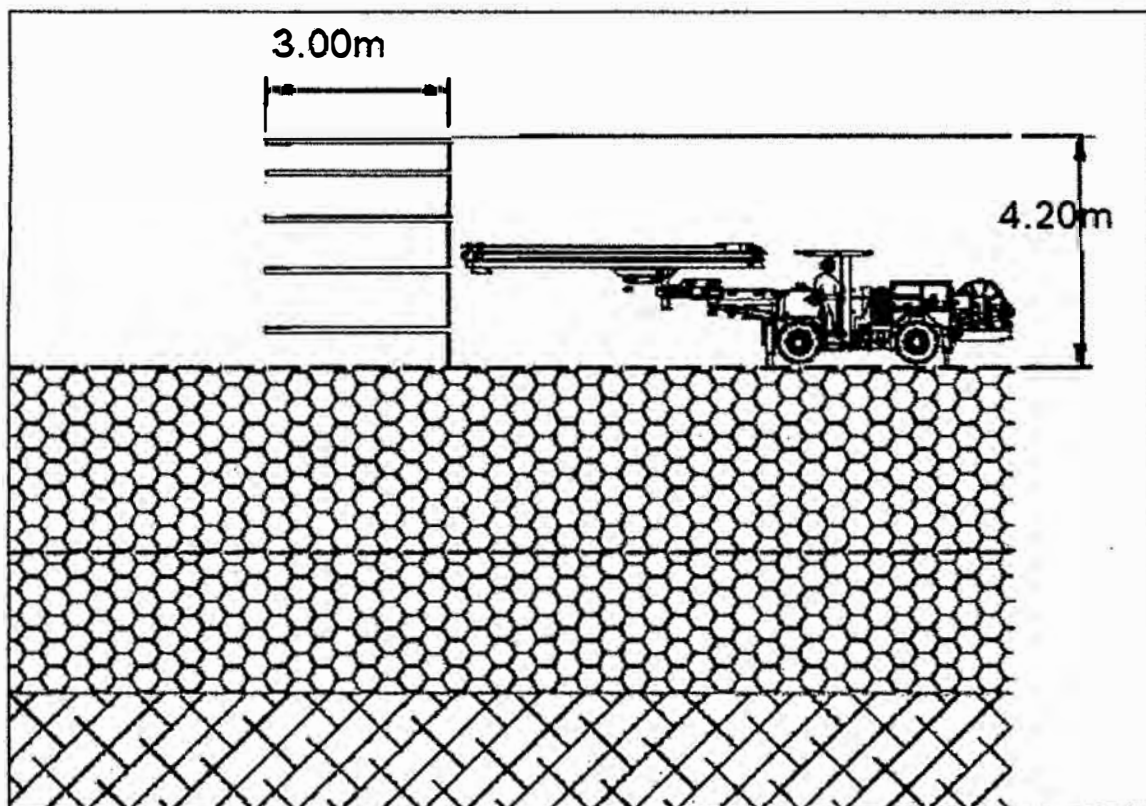


Figura N°2.20: Avance típico de perforación con Jumbo electro hidráulico  
Fuente: Propia

## b) Sostenimiento

El sostenimiento es una de las operaciones unitarias más importantes, ya que de ésta depende la seguridad de las personas y de los equipos que trabajan en las diferentes labores subterráneas. Consiste en brindar a la masa rocosa un soporte igual o superior a las presiones que esta ejerce sobre la labor aperturada, esto es debido a la tendencia constante de ordenamiento y acomodo de la masa rocosa con los movimientos suscitados a través del tiempo. En la Unidad de San Cristóbal de Bateas se presentan estructuras de diferentes tipos de roca razón por la cual se está utilizando diferentes tipos de sostenimiento.

El sostenimiento se aplica de acuerdo al tipo de roca, para el efecto, superintendencia de geo mecánica ha elaborado una cartilla para lograr una

mejor identificación de la roca que clasifica la roca desde muy mala (tipo V) hasta muy buena (tipo I) como se muestra en la tabla siguiente.

TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR
MUY BUENA	I	CÉLESTE	81 - 100
BUENA	II	VERDE	61 -80
REGULAR	II	AMARILLO	41 - 60
MALA	IV	VERDE CLARO	21 - 40
MUY MALA	V	ROJO	< 21

Tabla N°2.5: Código de colores estandarizado según la clasificación de roca

Fuente: Superintendencia Geomecánica Bateas.

### ➤ Sostenimiento Convencional

Se opta este tipo de sostenimiento de acuerdo a las características del terreno, principalmente esta forma de sostenimiento se realizan en labores de Desarrollo, Preparación y principalmente en Explotación; donde el terreno se presenta muy deleznable por las mismas características de las estructuras que presentan una serie de fallas y alteraciones hacia la caja techo, por lo que; como sostenimiento inmediato se utiliza cuadros de madera.



Figura N°2.21: Sostenimiento típico con cuadros, nótese el encostillado, los topes y el encribado.

Las dimensiones de redondos mencionados son usados en labores de Desarrollo, Preparación y Explotación propiamente dicha.

La madera aserrada se utiliza para trabajos muy especiales así como armado de tolvas, armado de cuadros chute-camino y para el entablado de los mismos y durmientes para la línea de cauville.

➤ **Arcos Metálicos, Cimbras, Cerchas:**

Son estructuras fabricadas con vigas y perfiles metálicos para soporte rígido, cuya función es sostener las cajas y techo de la labor.

Es un sistema de sostenimiento pasivo debido a que los arcos de acero no interactúan con la roca; soportan cargas solo cuando existe un movimiento de rocas a alguna distancia detrás del frente de avance.

Se recurre a este tipo de soporte en condiciones extremas que presenta la roca como son zonas de rocas fuertemente fracturadas, contactos con agua, lodo, arena, etc., cruces de zonas en rocas comprimidas y expansivas, rocas deleznales donde no existe cohesión, tramos colapsados y en todos los tramos donde hay que efectuar un inmediato sostenimiento a medida que avanza el frente. Si no están bien colocados, en contacto continuo con el medio rocoso, son ineficaces y propensos a torcerse bajo cargas excéntricas.

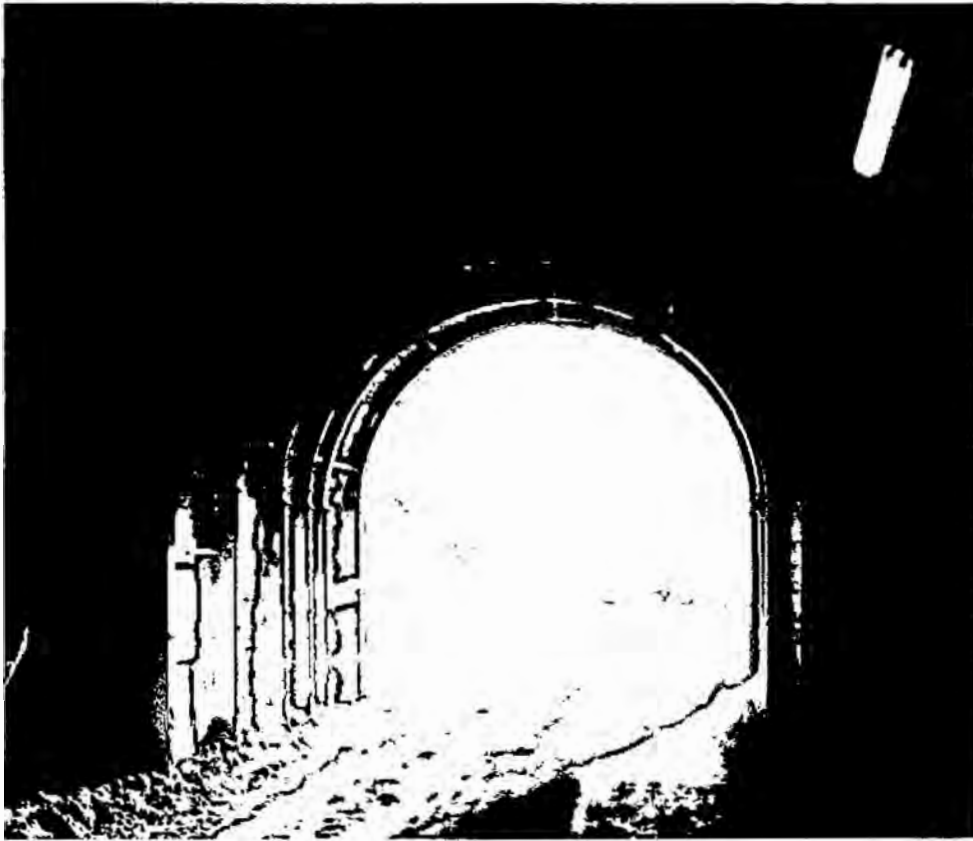


Figura N°2.22: Sostenimiento típico con cimbras metálicas "tipo H" de 4 cuerpos

Fuente: Propia

Para instalar con cierta comodidad un arco de acero, es necesario tener en cuenta el espacio libre que se debe contar hacia las cajas y techo; este sobre-espacio servirá además para utilizar cuñas a fin de bloquear la cimbra. En Minera Bateas se utilizan las cimbras Rígidas tipo "H"

### 2.8. Concreto lanzado mecanizado (shotcrete)

El shotcrete (mortero o gunita) comenzó a utilizarse hace casi 90 años en el mundo.

Los primeros trabajos con shotcrete fueron realizados en los Estados Unidos por la compañía Cement-Gun (Allentown, Pensilvania) en 1907. Un empleado de la empresa, Carl Ethan Akeley, necesitaba una máquina que le permitiera proyectar material sobre mallas para construir modelos de dinosaurios, e inventó el primer dispositivo creado para proyectar materiales secos para construcciones nuevas.

Los equipos para la ejecución de ambos métodos (vía húmeda y vía seca) mejoraron significativamente.

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

### **2.8.1. Concreto Lanzado (SHOTCRETE)**

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular.

### **2.8.2. Características como elemento de sostenimiento**

- El concreto lanzado previene la caída de pequeños trozos de roca de la periferia de la excavación, evitando el futuro deterioro de la roca.
- Mantiene el entrase de las posibles cuñas o bloques sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.

- La acción conjunta del concreto lanzado y la roca produce una fuerza tangencial en la interface, que impide que la roca y el concreto lanzado se deformen independientemente.

FACTORES	MEZCLA SECA	MEZCLA HUMEDA
<b>Equipo</b>	<p>Bajos costos de inversión</p> <p>Mantenimiento simple y poco frecuente</p> <p>Difícil de limpiar.</p> <p>Equipo compacto y adaptable en túneles con espacios limitados</p>	<p>Mayor costo de inversión</p> <p>Rinde mayor producción.</p> <p>Más fácil de limpiar.</p> <p>Consume 60% menos de aire comprimido</p>
<b>Mezcla</b>	<p>Se hace frecuentemente en el sitio de trabajo o se lleva la mezcla seca preparada.</p> <p>No hay buen control de la relación agua-cemento.</p> <p>La mezcla puede ser transportada grandes distancias.</p>	<p>La dosificación de la mezcla es más precisa dado que el agua forma parte de esta.</p> <p>Mejor control de la relación agua-cemento.</p> <p>En largas distancias la mezcla puede fraguar.</p>
<b>Rendimiento</b>	<p>En promedio 5m<sup>3</sup>/hora.</p>	<p>En promedio de 2 a 10 m<sup>3</sup>/hora, con manipulador mecánico puede alcanzar 20 m<sup>3</sup>/hora.</p>
<b>Rebote</b>	<p>Puede ser entre 15-40% en paredes verticales y entre 20-40% en la bóveda.</p> <p>El rebote forma vacíos en los hastiales.</p> <p>Alta pérdida de agregados y cemento.</p>	<p>Generalmente es 10% en promedio, o menos.</p> <p>Poca pérdida de materiales.</p>

<b>Calidad</b>	Alta resistencia debido al ratio bajo entre agua-cemento.  La mezcla depende de la adición del agua que es regulada por el operador manualmente.	Ratio agua-cemento, es alto.  Mezcla homogénea.
<b>Velocidad de impacto</b>	Alta, buena adhesión y fácil de aplicar en bóvedas.	Adecuado para el trabajo en minería.
<b>Aditivos</b>	En polvo para agregar a la mezcla seca.	Generalmente líquido, se mezcla con el agua.
<b>Polvo</b>	Alta producción de polvo, puede ser reducida teniendo el agregado con una humedad promedio de 5 a 6%.  Da buenos resultados en zonas con poca agua.	Muy poco polvo y mejor visibilidad.  En zonas con agua no pega la mezcla.

Tabla N°2.6: Tabla de comparación de la mezcla de shotcrete vía húmeda y vía seca en las labores

Fuente: Superintendencia Geomecánica Bateas.

### 2.8.3. Materiales componentes del shotcrete

El cemento que se utiliza normalmente es el portland estándar Tipo I. El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable.

Se usan aditivos para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsílca como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar capas de hasta 200 mm de espesor en un paso simple, por su calidad "pegajosa", sin embargo, en la mezcla húmeda, esta calidad de pegajosa

disminuye la facilidad de trabajo, requiriéndose de súper plastificantes para restaurar dicha facilidad de trabajo.

Como elementos de refuerzo, se tienen principalmente las fibras de acero, la malla electrosoldada firmemente adosada a la superficie de la roca (la malla eslabonada no es ideal para la aplicación del shotcrete, debido a la dificultad del shotcrete para penetrar la malla) y las varillas de hierro o acero corrugados libres de aceites, grasas, polvo u otros materiales que puedan afectar la adhesión del shotcrete.

#### 2.8.4. Estandarizado de mezcla de shotcrete en la planta de San Cristóbal de Bateas.

DISEÑO DE MEZCLA - SHOTCRETE VIA SECA				
Relación a/c	0,45 - 0,5			
F'c = kg/cm <sup>2</sup>	240			
Humedad	0.00			
Absorción	0.00			
Arena (Kg)	1541.0			
Insumo	Diseños	Peso seco	Volúmenes	Pesos corregidos
Cemento (kg.)	420.00	420.00	0.1333	420.00
Arena (kg.)	1541.00	1541.00	0.6120	1541.00
Fibra metálica	30.00	30.00	0.0110	30.00
Agua (lt.)	200.00	200.00	0.2000	200.00
Gunitoc I - 33	9.00	10.50	0.0105	9.00
			0.9669	
Tabla para la dosificación de shotcrete vía seca 4% de humedad				
Relación A/C	0.47			

Insumo	Diseños	Peso seco	Volumenes	Pesos corregidos
Cemento (kg.)	420.00	420.00	0.1333	420.00
Arena (kg.)	1541.00	1541.00	0.6120	1602.64
Fibra metálica	30.00	30.00	0.0110	30.00
Agua (lt.)	200.00	200.00	0.2000	165.00
Gunitoc I - 33	9.00	10.50	0.0105	9.00
<b>Condición</b>				<b>Lts/m<sup>3</sup> aditivo</b>
Labor estable y seca - MALLA (2,5% - 3%) - del peso del cemento				9
Labor regular y húmedo (3,0% - 4.5%) - del peso del cemento				11
Labor inestable filtración de agua (4,5% - 5 %) - del peso del cemento				14

Tabla N°2.7: Tabla de dosificación de shotcrete vía seca

Fuente: Superintendencia Geomecánica Bateas.

<b>DISEÑO DE MEZCLA BATEAS - SHOTCRETE VIA HUMEDA</b>				
Planta Nv 06	Diseño de mezcla original			
	Cantera	Caylloma	fibra	metálica
Relación a/c	0,42 - 0,48			
F'c	400 kg/cm <sup>2</sup>			
Humedad	0.00			
Absorción	0.00			
Arena(Kg)	1541.0			
Insumo	Diseños	Peso seco	Volumenes	Pesos corregidos
Cemento (kg.)	390.00	390.00	0.1238	390.00
Arena (kg.)	1541.00	1541.00	0.6120	1541.00
Sh - 5	3.20	3.36	0.0028	3.20

Fibra metálica	30.00	30.00	0.0330	30.00
Sigunit L - 30	9.00	13.50	0.0094	9.00
Agua (Lt.)	185.00	185.00	0.1850	185.00
Aire %		1.00%	0.0100	0.00
Slump	9" - 8" En la planta			
Slump	5" - 6" En la labor			
Relación a/c	0.47			
Condición				Lts/m3 aditivo
Labor estable y seca - MALLA (2,5% - 3%) - del peso del cemento				9
Labor regular y húmedo (3,0% - 4.5%) - del peso del cemento				11
Labor inestable filtración de agua (4,5% - 5 %) - del peso del cemento				14

Tabla N°2.8: Dosificación de shotcrete de vía Húmeda

Fuente: Superintendencia Geomecánica Bateas.

#### 2.8.4.1. Transporte de shotcrete vía húmeda

Se realiza el transporte de los materiales para el sostenimiento desde la planta de la Bocamina del Nivel 06 donde se dosifica de acuerdo a las especificaciones ya establecidos por la superintendencia de geo mecánica de bateas, para luego ser cargados a los equipos mixer (transportador de mezcla vía húmeda a las labores), luego es alimentado a los equipos, robot (lanzador automático de concreto vía húmeda).

La aplicación de concreto por este método es 92% a 95%, en labores mecanizadas

#### 2.8.4.2. Consideraciones al aplicar el shotcrete

- **Rebote**

Para mezcla seca, el medio más efectivo de reducir el rebote incluye: la disminución de la presión de aire, el uso de mayor cantidad de finos, el pre-humedecimiento de la superficie y el lanzado a una consistencia estable.

Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzado y graduación de los agregados.

#### 2.8.4.3. Cálculo de espesor del Shotcrete en San Cristóbal de Bateas

Previa evaluación geo mecánica del macizo rocoso, para determinar el espesor del shotcrete se utiliza la siguiente fórmula:

$$Es = \frac{\sqrt{3} * Pi * R * Fs}{4\tau}$$

$$Pi = \left( \frac{100 - RMR}{100} \right) * \text{Ancho ó altura de labor} * \gamma$$

$$\tau = \frac{RC}{5}$$

Donde:

Es = Espesor de shotcrete (pulg.)

Pi = presión Hidráulica (TN/m<sup>2</sup>)

$\tau$  = Rendimiento al corte de concreto

R = Ancho o altura de la labor (m)

Fs = Factor de seguridad 1.3

RC = resistencia del concreto (350Kg/cm<sup>2</sup>; 3500TN/m<sup>2</sup>)

RMR = Calidad del macizo rocoso

$\gamma$  = Densidad del macizo rocoso (2.7TN/m<sup>3</sup>).

#### 2.8.4.4. Uso de la cartilla para el cálculo de espesor del shotcrete (Hoek & Brown)

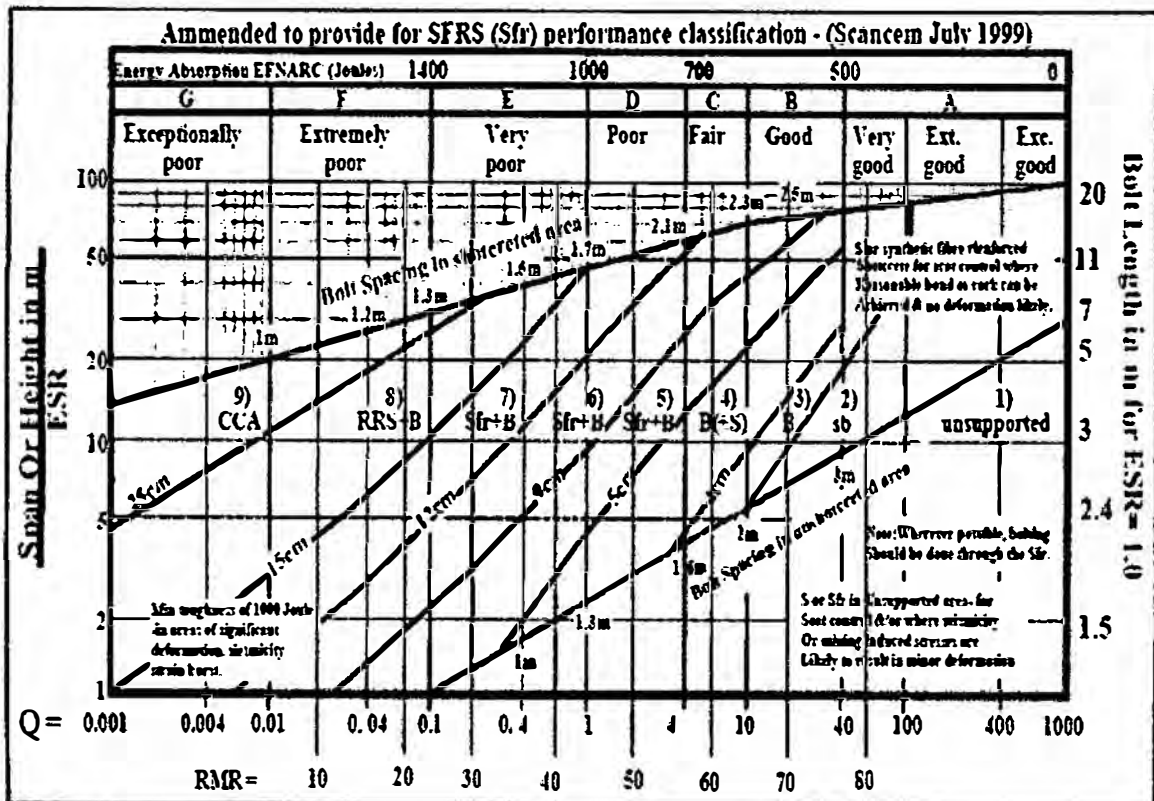


Figura N°2.25: Se utiliza para calcular el espesor de la mezcla de shotcrete (Hoek & Brown 1980)

Fuente: Superintendencia de Geomacánica Bateas.

#### 2.8.4.5. Curado

Al igual que el concreto, el shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrolladas.

El mejor método de curado es mantener húmedo el shotcrete continuamente por 7 días, utilizando para tal fin el agua. El curado natural puede ser considerado siempre y cuando la humedad relativa del lugar sea mayor de 85%.

### **c) Limpieza**

Después de que se ha realizado la voladura, existe el material roto para ser extraído en los tajos, rampas, cruceros, galerías, y muchas labores que continúan con el ciclo de minado, la limpieza es una parte importante de este ciclo. Es por ello que para la limpieza se emplean dos formas de limpieza según sea la necesidad, dependiendo de la potencia de la veta. Para el caso de vetas con potencias menores a 2.0 m como es en los tajos, donde se extrae el mineral en forma de corte y relleno convencional se emplean winches eléctricos de 15 y 25 HP y para el caso de potencias mayores a 2.0 m, entonces la extracción es mecanizada empleándose scooptrams diésel de 1.25 y 2.5 Yds<sup>3</sup> y estos mismos acceden al tajo desde rampas desarrolladas en la caja piso de la veta, y donde la sección de la galería permita el paso o esté realizado para este tipo de equipo. Los winches tienen una base estacionaria, desde donde con la ayuda de los cables y la rastra extraen el mineral desde un punto que se encuentra alcanzable al winche. Este arrastra la carga y la deposita a las parillas del chute, donde pasa a la tolva, para después ser extraído con la ayuda de los carros mineros, como también de los scoops. Para la limpieza de labores de avance con rieles se usa palas neumáticas estas trabajan con un mecanismo de volteo posterior muy simples y robustas, van sobre rieles previamente colocados antes de la voladura, para su funcionamiento requiere del aire comprimido y están diseñados para poder usarlas junto con los vagones mineros U-35 jalados por locomotoras.

Para la limpieza, cada vez se está considerando más el uso de equipo pesado de bajo perfil por su eficiencia y mejoras en la productividad de la empresa, estos equipos tienen su área de trabajo bien definida por donde transitan libremente sin la interrupción del otro equipo, en las labores de secciones mayores (3 m x 3 m), no se necesita la ayuda de los equipos pequeños para la limpieza debido a que los equipos grandes producen un mayor rendimiento en la limpieza.

### **d) Transporte**

Para el transporte tanto del mineral como del desmonte se realiza de forma mecanizada o convencional.

De forma mecanizada se utilizan Scoops de 1.5, 3, 4  $Yd^3$  y Equipos de Bajo Perfil o dumper de capacidad real 15 toneladas, capacidad efectiva 10 toneladas los cuales se encargan de extraer el mineral y desmonte de los frentes y chutes para luego transferirlos a los camiones de 25Tn, los cuales se encargan de trasladar el mineral a la planta y el desmonte al botadero, se cuenta con una Rampa principal (RP 512N) que va desde el NV 12 en interior mina, hasta el NV 8 en superficie.



Figura N°2.23: Equipo de limpieza y transporte de mineral. Izquierda Scoop para limpieza y carguío de mineral o desmonte, Derecha Volquete de 25TN para el transporte de mineral.

Fuente: Propia



Figura N°2.24: Equipo de transporte de mineral. Izquierda Dumper para el carguío de mineral o desmonte, Derecha Locomotora de 6TN para el transporte de mineral.

De igual forma si se trata de acarreo convencional se cuentan con línea trolley y a batería que se encuentra en el NV 10 de la Veta Bateas, 10,09 veta Animas con locomotoras y Vagones tipo Gramby de 6TN, U 35 de 5TM de capacidad, los

cuales solo se encargan de extraer el mineral y desmonte desde los chuts hasta tolvas principales u Ore Pass de la mina.

#### **e) Limpieza y extracción**

La limpieza de mineral y desmonte roto del frente de tajeo o labor de avance se realiza mediante equipos de bajo perfil LHD<sup>1</sup>. Scoop de las marcas Caterpillar R1300G y R1600G, con capacidades de 1.5, 3, 4 yd<sup>3</sup>, el mineral o desmonte es acumulado en las cámaras de transferencia o cargado directamente a los volquetes VOLVO SN1 de 20 a 25 TN, el desmonte puede ingresar como relleno detrítico en los tajos y galerías o al depósito de desmontes Bocamina veta Bateas y el mineral se transporta hasta la tolva de la Planta de beneficio para su procesamiento.

#### **2.9. Relleno hidráulico**

Desde el 2005 se viene aplicando el relave como relleno en los tajos de San Cristóbal de Bateas, se construyó una moderna planta de R/H y se instaló una bomba de 200 HP de potencia marca Feluna, obteniéndose resultados esperados como el método de explotación más eficiente, justificándose por las siguientes razones:

##### **2.9.1. Eficiencia en la producción**

Incrementando su producción en un inicio a 350 TN, y actualmente en 1300TN, para lo cual se alargó la longitud de las alas del tajeo de secciones de 14m de largo por 5m de ancho, con longitudes variables desde 10m a 30m.

##### **2.9.2. Se reduce la perdida de finos**

Con el uso de relleno hidráulico los tajos son rellenos en forma compacta y se reduce enormemente la existencia de vacíos hacia la caja techo y hacia el techo del mismo tajeo, donde anteriormente se perdía los finos en el relleno detrítico.

##### **2.9.3. Facilidad en el relleno**

Para rellenar un ala en el tajeo, anteriormente se tenía una eficiencia de 2.7 m<sup>3</sup>/hr, actualmente se tiene 16.68 m<sup>3</sup>/hr.

##### **2.9.4. Mayor seguridad**

Como quiera que el relleno es rápido, se evita el tiempo que podría estar expuesto a la presión de todo el área del tajeo creándose una condición insegura.

#### **2.9.5. Menor volumen enviado a la presa de relaves**

Con el uso de este método de Corte y Relleno con relleno hidráulico, solo se envía el 30% de todo el relave a la presa de relaves Número 2 ahorrándose así un 70% de los relaves que son bombeados a los tajeos en las diferentes labores de la mina.

#### **2.9.6. Material de relave disponible y gratuito**

El relave que sale de planta es cicloneado y trasladado a la planta de relleno hidráulico con volquetes hasta el nivel cinco desde donde es enviado a la mina por medio de tuberías con una bomba y no requiere de más gastos. Como se anexo figura N° 4.

### **2.10. Planta concentradora**

La planta procesa minerales de plomo y zinc con bajos contenidos de plata y cobre por el método de flotación obteniéndose un concentrado de zinc y plomo bulk con una humedad de 7% su capacidad ha sido diseñada para tratar aproximadamente 1300 TMD.

El proceso de liberación de la mena de la ganga en la planta concentradora tiene como finalidad la de pulverizar el mineral hasta el tamaño más fino donde la mena no contiene ganga ya que se encuentra lista para la separación la mena de la ganga. Para lograr este fin se requiere de las siguientes secciones en donde se realizan los procesos de Chancado, Molienda, Flotación, Filtrado obteniéndose el concentrado final.

#### **2.10.1. Tolva de gruesos**

La Planta concentradora tiene una tolva de gruesos con una capacidad de 100 TM, la abertura de la parrilla es de 12"

La tolva de gruesos es alimentada por un cargador frontal. Las rocas de mineral de mayores a 12" que no pasan por la abertura de la parrilla son separadas y depositadas a un lado de la tolva para ser reducidos de tamaño por métodos mecánicos. La alimentación es controlada por un encargado de tolva el cual tan

bien tiene que cuidar que no ingrese ningún material extraño como maderas, fierro etc. que pudieran dañar equipo y afectar la producción de la Planta.

#### **2.10.2. Chancado**

El mineral procedente de mina viene con un tamaño de 12"x16" aproximadamente los cuales tiene que ser reducidos a un tamaño menor para que puedan ingresar a los molinos y para lograrlo se Chanca el mineral hasta lograr un tamaño 100% -1/2".

#### **2.10.3. Transporte de mineral a molienda**

Se cuenta con 16 fajas transportadoras que están distribuidas en la sección de chancado y parte en la sección molienda de tal forma que el mineral llegue a los molinos en una forma efectiva y constante.

#### **2.10.4. Molienda**

En esta etapa el mineral que ha sido chancado entra al molino con un tamaño de 100% -1/2" el cual es reducido a un tamaño mucho más reducido para poder facilitar la flotación de los elementos valiosos, el producto de la molienda es 80% malla -100 micras para este tipo de pulverizado usamos molinos de bolas tanto para molienda primaria como para molienda secundaria debido a que se está tratando un bajo tonelaje de mineral (700 TM), en planta tenemos los siguientes molinos:

#### **2.10.5. Flotación**

El mineral procedente de la molienda es llevado a tratamiento pasando por los distintos acondicionadores y celadas de flotación para así sacar nuestro concentrado de Ag, Pb y Zn.

#### **2.10.6. Es pesadores**

Son tanques para espesar los concentrados, manteniendo en movimiento las pulpas de concentrados haciéndolos más densos y espesos por la eliminación de cierto porcentaje de agua. En planta contamos con dos espesadores uno de plomo y otro de zinc.

#### **2.10.7. Filtros**

Es la operación de quitar el agua después del espesado, para ello intervienen dos elementos principales: el medio filtrante y la succión por vacío. Y como en planta se produce dos tipos diferentes de concentrado, filtran por separado filtro de plomo y filtro de zinc.

#### 2.10.8. Relave

El 91% del material que ingresa a la planta sale como relave.

El tiempo de vida estimado de nuestra actual presa de relaves es de dos años.



Figura N°2.26: Molino de bolas 6' x 6'



## SERVICIOS AUXILIARES

### 2.11. Ventilación

Es el proceso mediante el cual se hace circular por el interior de la mina el aire necesario para conseguir asegurar una atmosfera respirable y segura para el desarrollo de los trabajos.

La ventilación se realiza estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores.

Para una adecuada ventilación dentro de una mina, se debe considerar el reglamento nacional de SEGURIDAD E HIGIENE MINERA (DS – 055- 2010) Capítulo IV Art. 236.

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

1. De 1,500 a 3,000 msnm, aumentará en 40% que será igual a 4 m<sup>3</sup>/min
2. De 3,000 a 4,000 msnm aumentará en 70% que será igual a 5 m<sup>3</sup>/min
3. Sobre los 4,000 msnm aumentará en 100% que será igual a 6 m<sup>3</sup>/min
4. En el caso de emplearse equipo diesel, la cantidad de aire circulante no será menor de tres (3) m<sup>3</sup>/min por cada HP que desarrollen los equipos.

e) En ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte (20) metros por minuto ni superior a doscientos cincuenta (250) metros por minuto en las labores de explotación, incluido el desarrollo, preparación y en todo lugar donde haya personal trabajando. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco (25) metros por minuto.

f) Cuando la ventilación natural no sea capaz de cumplir con los artículos precedentes, deberá emplearse ventilación mecánica, instalando ventiladores principales, secundarios o auxiliares, según las necesidades.

### **2.11.1. Tipos de Ventilación**

#### **✓ Ventilación Natural**

Es el flujo natural de aire fresco al interior de una labor sin necesidad de equipos de ventilación. En una galería horizontal o en labores de desarrollo en un plano horizontal no se produce movimiento de aire. En minas profundas, la dirección y el movimiento del flujo de aire, se produce debido a las siguientes causas: diferencias de presiones, entre la entrada y salida. Diferencia de temperaturas durante las estaciones.

#### **✓ Ventilación Mecánica**

Es la ventilación auxiliar o secundaria y son aquellos sistemas que, haciendo uso de ductos y ventiladores auxiliares, ventilan áreas restringidas de las minas subterráneas, empleando para ello los circuitos de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado que le proporcione el sistema de ventilación general.

La ventilación de una mina puede ser soplante o aspirante. En la soplante el ventilador impulsa el aire al interior de la mina o de la tubería. En el caso de aspirante el ventilador succiona el aire del interior de la mina (o la tubería) y lo expulsa al exterior.

En Europa los más habituales es que la ventilación principal sea aspirante.

El aire limpio entra por una o varias de las entradas de la mina y el aire viciado tras recorrer la mina es aspirado por el ventilador principal.

### **2.11.2. Necesidad de la ventilación**

Es necesario establecer una circulación de aire dentro de una mina subterránea por las siguientes razones:

Es necesario asegurar un contenido mínimo de oxígeno en la atmósfera de la mina para permitir la respiración de las personas que trabajan en su interior.

En el interior se desprenden diferentes tipos de gases, según el mineral a explotar y a la maquinaria utilizada. Estos gases pueden ser tóxicos, asfixiantes y/o explosivos, por lo que es necesario diluirlos por debajo de los límites legales establecidos en cada país.

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

Es necesario realizar toma de datos en las labores para calcular cuánto de aire limpio requieren las labores; con el fin de seleccionar un equipo de ventilación adecuado.

Existen software que ayudan a la selección de un ventilador tomando en cuenta la demanda de aire encontrado tras el seguimiento de las labores; uno de estos es el VENTSIM.

### 2.11.3. Cálculo de Circuito Básicos de Ventilación en Minas

#### ➤ Circuito en Serie:

Se caracteriza porque la corriente de aire se mueve sin ramificación, por lo que el caudal permanece constante, en este caso todas las galerías se conectan extremo a extremo.

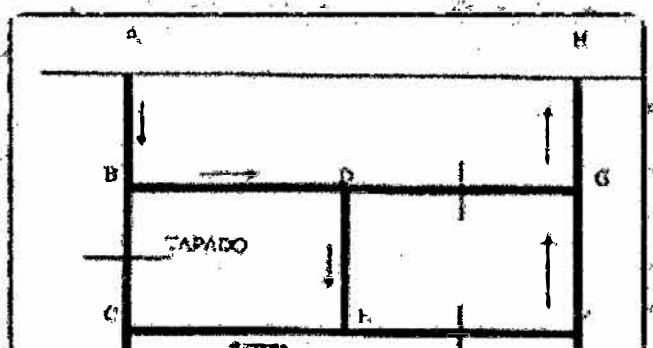


Figura N°2.28: Circuito en serie

➤ **PROPIEDADES**

- a. El caudal que pasa por cada labor es el mismo

$$Q_t = Q_1 = Q_2 = \dots = Q_n$$

- b. La caída de presión total es igual a la suma de caídas de presiones parciales:

$$H_t = H_1 + H_2 + \dots + H_n$$

Sabiendo que:

$$H = R \cdot Q^2$$

Tenemos las resistencias aerodinámicas:

$$R_T = R_1 + R_2 + R_3 + \dots + R_n$$

➤ **Circuito en Paralelo:**

En la unión en paralelo, las labores se ramifican en un punto, en dos o varios circuitos que se unen en otro punto:

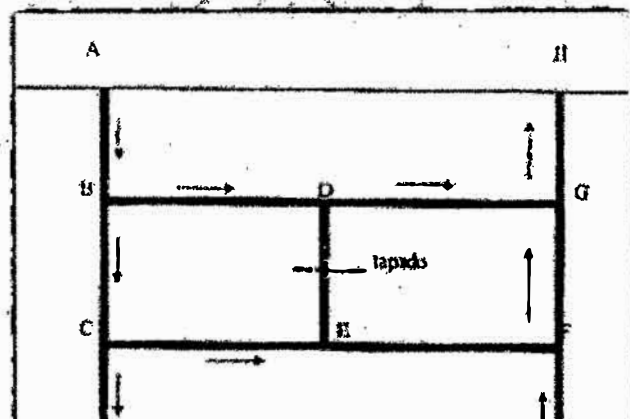


Figura N°2.29: Circuito en paralelo

➤ **CANTIDAD DE AIRE NECESARIO**

❖ **De acuerdo al número de personas**

$$Q1 = q \times n$$

Q1: Cantidad de aire necesario para el personal (m<sup>3</sup>/min)

q: Cantidad de aire mínimo por persona (m<sup>3</sup>/min)... Según DS 055-2010 / Art 236.

N: Número de personas presentes en la mina por guardia

❖ **De acuerdo a la cantidad de equipos diésel que ingresan a la mina**

$$Q2 = K \times N$$

Q2= Cantidad de aire para uso de equipos Diesel (m<sup>3</sup>/min)

K= 3.0 (m<sup>3</sup>/min) Cantidad de aire necesario para cada HP.

N= Numero de HP de los equipos autorizados y que trabajan en la mina.

❖ **De acuerdo al consumo de explosivos**

$$Q3 = V \cdot n \cdot A$$

Q3: Cantidad de aire para diluir contaminantes por explosivos (m<sup>3</sup>/min).

V: Velocidad del aire 20 m/min (dinamita), 25 m/min (AnFo).

N: Numero de niveles de la mina en trabajo.

A: área promedio de la sección de las labores en trabajo (m<sup>2</sup>)

#### 2.11.4. Ventiladores

Los ventiladores son los responsables del movimiento del aire, tanto en la ventilación principal como en la secundaria. Generalmente los ventiladores principales se colocan en el exterior de la mina, en la superficie.

Los tipos de ventiladores utilizados son:

- Axiales o de hélice
- Radiales o Centrífugos

Luego de calcular los requerimientos de aire, dimensiones y pérdidas de flujo en las labores se puede estimar o requerir un ventilador apropiado para cubrir las necesidades de esas labores. Con este análisis se ha logrado adquirir ventiladores con diferentes capacidades y características. En la actualidad poseemos los siguientes ventiladores dentro de la minera bateas.

VENTILADOR	CAPACIDAD (c.f.m.)	CANTIDAD	TIPO DE VENTILADOR
1	10000	8	SECUNDARIO
2	20000	7	SECUNDARIO
3	30000	4	PRIMARIO
4	60000	2	PRIMARIO
5	100000	3	PRIMARIO
TOTAL		24	

Tabla N°2.9: Cantidad de ventiladores en la unidad Minera Bateas.



Figura N°2.30: Depósito de materiales



Figura N°2.31: Silenciadores de diferentes capacidades

VEA	EQUIPOS	MARCA	NIVEL	UBICACIÓN	CAUDAL (CFM)	PRESION TOTAL("H2O)	CONSUMO (HP)	RPM	ALTURA	T° C
Animas Animas	Bateas	Airtec	6	BP 378 E	10000	11	39.1	353		21
	Bateas	Airtec	6	Rp 402	20000	8.4	50	5		21
Santa Catalina Animas	Bateas	Airtec	6	CHA - 447	60000	7	100			21
	Bateas	Airtec	7	CHA - 440	100000	7	150	178		21
Santa Catalina Animas	Bateas	Airtec	8	XC 454 S	10000	5.4	23.5	0	4800	21
	Bateas	Airtec	8	BP 421 E	10000	5	20.5	345		4600
Animas	Bateas	Airtec	8	RP 429	30000	11.1	68	0		21
Animas	Bateas	Airtec	9	RP 415	20000	7	45	356		21
Animas	Bateas	Airtec	10	BP 430 E	10000	7	26	0		21
Animas	Bateas	Airtec	10	Rp 427	10000	7	20.5	0		21
Bateas	Bateas	Airtec	10	GA 315 E	10000	5				21
Animas Animas	Bateas	Airtec	10	Rp 412	20000	7	45			21
Animas San Cristóbal	Bateas	Airtec	10	XC 363 S	30000	8	75			21
	Bateas	Airtec	10	Ca 391 E	30000	8	75			21
	Bateas	Airtec	11	GA 290 E	10000	5				21
Bateas Animas	Bateas	Airtec	12	Rp 300	10000	11	23.5		4700	21
	Bateas	Airtec	12	BP 396 E	20000	10	45.7	355		4500
Bateas	Bateas	Airtec	12	GA PUMAHUAS I	20000	6	39.1		3535	21
Animas	Bateas	Airtec	12	BP 396 E	20000	8.4	50			21
Animas	Bateas	Airtec	12	BP 396 E	30000	7	68			21

Bateas	Bateas	Airtec	13	RP 292	20000	7	39.1		21
Animas	Bateas	Airtec	5 1/2	SUPERFICIE	100000	7	141.5	178	21
Bateas	Bateas	Airtec	SUPERFICIE	BATEAS	60000	7	141	178	4500
Bateas	Bateas	Airtec	SUPERFICIE	BATEAS	100000	7	150	178	4500
								5	

Tabla N°2.10: Ubicación de los Ventiladores (20 – 10 - 2014)

Fuente: Área servicios mina Bateas

### 2.11.5. Mangas de ventilación

Las mangas de ventilación son parte de la instalación de un ventilador el cual se encarga de llevar el aire limpio a las labores específicas.

En minera bateas se tienen tamaños específicos de mangas que son de 18, 20 y 24 pulgadas de diámetro AIRTEC. De un ventilador pueden salir dos mangas de ventilación el cual está destinado a ventilar una zona grande o desviar una de las mangas a otra labor más lejana.



Figura N°2.32: Mangas de ventilación

Cuando el largo de las mangas no alcanza para llevarlos a labores más lejanas al ventilador se deben empalmar otras mangas; su diseño permite dicha unión, ayudando a llevar el aire fresco a mayores distancias.

### 2.11.6. Ventilación – Balance de Aire

#### ➤ Zona Ánimas

ESTACIÓN	NIVEL	LUGAR	CAUDAL		
			(m3/min)	(m3/seg)	(pies3/min)
PM 1	6	BP 378W NV 6 ANIMAS (BOCAMINA)	1,055.40	17.6	37,313.30
PM 6	7	BOCAMINA NV 7 ANIMAS	554.4	9.2	19,602.10
PM 8	8	BOCAMINA NV 8 ANIMAS	2,775.50	46.3	98,130.00
PM 12	9	BOCAMINA NV 9 ANIMAS	460.5	7.7	16,279.70
PM 22	12	BOCAMINA NV 12 ANIMAS	2,171.60	36.2	76,776.70
PM 17	5	NV 5 RB / PLANTA DE RH	655	10.9	23,157.20
PM 42	10	NV 10 VTN 489 RB TOPE NE	300.5	5	10,622.90
TOTAL INGRESO DE AIRE			7,972.80	132.9	281,881.70

Tabla N°2.11: Ingreso de aire

ESTACIÓN	NIVEL	LUGAR	CAUDAL		
			(m3/min)	(m3/seg)	(pies3/min)
PM 2	6	NV 6 SN 380 EXTRACTOR	941.4	15.7	33,284.20
PM 7	7	NV 7 NE BOCAMINA EXTRACTOR	2,370.00	39.5	83,793.30
PM 10	8	NV 8 A RB 426 NE	2,713.60	45.2	95,938.80
PM 39	10	NV 10 BP 430 PASANDO PUERTA RB 455	272.6	4.5	9,639.30
PM 40	10	NV 10 GAL 456 PARALELA BP 430	24.4	0.4	862.4
PM 35	12	NV 12 VN 381 POR BP 396 SALIDA AIRE VICIADO	1,794.00	29.9	63,426.50
TOTAL SALIDA DE AIRE			8,116.00	135.3	286,944.60

Tabla N°2.12: Salida de aire

- ✓ **Cálculo de requerimientos de caudal de aire para ventilación**
- ✓ **Cantidad de aire para respiración del personal de acuerdo a la altitud de la mina ( $Q_1$ )**

$$Q_1 = q \times n$$

Donde:

$q$  = Cantidad de aire mínimo por persona ( $m^3/min$ )

$n$  = Número de personas presente en la mina por guardia.

$$Q_1 = 134 \times 6.00 \text{ m}^3/min = 804 \text{ m}^3/min$$

**A. Cantidad de aire de acuerdo al uso de equipos Diésel. ( $Q_2$ ).**

$$Q_2 = K \times N$$

Donde:

$K$  = Cantidad de aire para uso de equipos Diésel ( $m^3/min$ )

**N** = Numero de HP de los equipos autorizados que trabajan en la Mina.

$$Q_2 = 2,248.2 \text{ HP} \times 3 \text{ m}^3/\text{min} = 6,744.6 \text{ m}^3/\text{min}$$

**B. Cantidad de aire para diluir contaminantes gaseosos producido por el uso de explosivos. (Q<sub>3</sub>)**

$$Q_3 = V \times n \times A$$

**Donde:**

V = Velocidad del aire (m/min)

n = Numero de niveles de la mina

A = Área promedio de la sección de los niveles en trabajo (m<sup>2</sup>)

$$Q_3 = 25.00 \text{ m/min} \times 6 \text{ Nv.} \times 5.87 \text{ m}^2 = 880.50 \text{ m}^3/\text{min}$$

**C. Cantidad total de aire para la Zona Animas:**

$$Q_T = Q_1 + Q_2$$

$$Q_T = 804 \text{ m}^3/\text{min} + 6,744.6 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_T = 7,548.6 \text{ m}^3/\text{min}$$

**D. balance de aire para la zona ánimas**

$$\text{Ingreso de aire} = 7,972.8 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{Necesidades de aire} = 7,548.6 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{Cobertura} = 7,972.8 \text{ m}^3/\text{min} / 7,548.6 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$= 105.62 \%$$

❖ **Ingreso de aire limpio a las labores de la Zona Ánimas**

ITEM	HORA	NIVEL	LABOR	VEL. M/MIN	AREA		CAUDAL		CONDICION DE LABOR	
					MZ	M3/MIN	CFM	TEMP °C	H.R./%	
1	9:40	8	ENTRADA RP_380	26.60	14.88	395.81	13,977.56	4	91	
2	09:45	8	RP_380	42.93	11.39	489.12	17272.71	2.4	91	
5	11:15	6	VTN 422_S	45.13	8.37	377.77	13,340.43	8.20	87.6	

6	11:50	10	RP_527-	24.13	18.75	452.47	15,978.56	15.1	76.4
7	12:05	10	BP_430	37.13	14.88	552.54	19,512.54	11	79.8
11	2:45	12	TJ_527_W	45	8.37	380.56	13,438.95	15.3	88.8
12	03:15	12	RP_462	24	18.83	451.98	15,961.22	12.8	
13	3:25	12	RP_512 526_E	32	14.88	475.17	16,780.08	11.3	89
14	3:30	12	RP_512 VTN 397 SN_401 W	29	11.39	329.62	11,640.31	10	86.3
16	03:50	12	SN_402_E TJ_526	27	16.21	433.34	15,303.13	5.7	98.6

Tabla N°2.13: Ingreso de aire limpio a las labores horizontales

### ❖ Tiempo de ventilación

Para el cálculo del tiempo de ventilación usamos la siguiente fórmula:

$$t = \frac{100xaxc}{0.008xQ}$$

Donde:

t = Tiempo de ventilación, min

a = Constante de formación de gases, 0.04

c = Cantidad de explosivos utilizados por guardia, Kg

Q = Caudal de aire, m3/min

$$t = \frac{100 \times 0.04 \times 904 \text{ kg}}{0.008 \times 4315.30} = 95.47 \text{ minutos}$$

Por seguridad consideramos en 1.5 horas tiempo requerido por ventilación.

### ➤ Zona Bateas

ESTACION	NIVEL	CAUDAL		
		(m3/min)	(m3/seg)	(pies3/min)
2	10	218.60	3.64	7720.31

8	12	8822.02	13.7	29029.56
20	13	330.17	5.5	11660
22	13	216.65	3.61	7651
<b>TOTAL INGRESO DE AIRE</b>		<b>9,587.44</b>	<b>26.45</b>	<b>56,060.87</b>

Tabla N°2.14: Ingreso de aire

ESTACION	NIVEL	CAUDAL		
		(m3/min)	(m3/seg)	(pies3/min)
7	10	670.48	11.17	23677.99
11	12	607.39	10.12	21450
14	12	183.95	3.06	6496
15	12	157.75	2.63	5571
<b>TOTAL SALIDA DE AIRE</b>		<b>1,619.57</b>	<b>26.98</b>	<b>57,194.99</b>

Tabla N°2.15: Salida de aire

- ✓ **Cálculo de requerimientos de caudal de aire para ventilación**
- ✓ **Cantidad de aire para respiración del personal de acuerdo a la altitud de la mina (Q<sub>1</sub>)**

$$Q_1 = q \times n$$

Donde:

.q = Cantidad de aire mínimo por persona (m<sup>3</sup>/min)

n = Número de personas presente en la mina por guardia.

$$Q_1 = 25 \text{ h} \times 6.00 \text{ m}^3/\text{min}/\text{h} = 150 \text{ m}^3/\text{min}$$

**E. Cantidad de aire de acuerdo al uso de equipos Diésel. (Q<sub>2</sub>).**

$$Q_2 = K \times N$$

**Donde:**

**K** = Cantidad de aire para uso de equipos Diésel (m<sup>3</sup>/min)

**N** = Numero de HP de los equipos autorizados que trabajan  
En la mina.

$$Q_2 = 324.1 \text{ HP} \times 3 \text{ m}^3/\text{min} = 972.3 \text{ m}^3/\text{min}$$

**F. Cantidad de aire para diluir contaminantes gaseosos producido por el uso de explosivos. (Q<sub>3</sub>)**

$$Q_3 = V \times n \times A$$

**Donde:**

**V** = Velocidad del aire (m/min)

**n** = Numero de niveles de la mina

**A** = Área promedio de la sección de los niveles en trabajo  
(m<sup>2</sup>)

$$Q_3 = 25.00 \text{ m/min} \times 3 \text{ Nv.} \times 7.67 \text{ m}^2 = 575.25 \text{ m}^3/\text{min}$$

**G. Cantidad total de aire para la Zona Bateas**

$$Q_T = Q_1 + Q_2$$

$$Q_T = 150 \text{ m}^3/\text{min} + 972.3 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_T = 1,122.3 \text{ m}^3/\text{min}$$

**H. BALANCE DE AIRE PARA LA ZONA BATEAS**

**Ingreso de aire** = 1,587.44 m<sup>3</sup>/min

**Necesidades de aire** = 1,122.3 m<sup>3</sup>/min

**Cobertura** = 1,587.44 m<sup>3</sup>/min / 1,236.3 m<sup>3</sup>/min

= 128.4 %

❖ **Ingreso de aire limpio a las labores de la Zona Bateas**

ESTACION	NIVEL	HORA	LUGAR	AREA	VELOCIDAD	FLUJO	FLUJO	T.SECA	T. HUMEDA	H.R	PRESION
				m <sup>2</sup>	m/min	m <sup>3</sup> /min	pies <sup>3</sup> /min	° C	° C	%	PULG. H2O
E-3	13	10.52	Tj-380	7.25	44.40	321.9	11,266.5	10.50	9.50	90	
E-9	12	9.30	TJ_280	7.77	27.67	214.99	7,524.8	10.70	10.00	91	

Tabla N°2.16: Ingreso de aire limpio a las labores horizontales

**2.11.7. Tiempo de ventilación**

Para el cálculo del tiempo de ventilación usamos la siguiente fórmula:

$$t = \frac{100 \times a \times c}{0.008 \times Q}$$

Donde:

t = Tiempo de ventilación, min

a = Constante de formación de gases, 0.04

c = Cantidad de explosivos utilizados por guardia, Kg

Q = Caudal de aire, m<sup>3</sup>/min

$$100 \times 0.04 \times 409.30 \text{ kg}$$

$$t = \frac{\dots}{0.008 \times 2213.09} = 92.47 \text{ minutos}$$

$$0.008 \times 2213.09$$

Por seguridad consideramos en 1.5 horas tiempo requerido por ventilación.

**2.12. Aire Comprimido**

En la actualidad se cuenta con 01 casa de compresoras estacionarias que forman un circuito de alimentación de aire comprimido, que a continuación se detalla:

#### ✦ Casa de Compresoras de la Bocamina del Nivel 7 Nor Este

En esta zona se cuenta con 1 compresoras BOGE, estacionaria que generan un caudal total de  $Q_t = 100\ 000$  CFM.

A continuación veremos sus características:

- Presión atmosférica: 1 032 Bar
- Temperatura ambiente: 15 °C
- Humedad relativa: 15 %
- $Q =$  caudal entregado a 4 500 m.s.n.m.

El circuito comprende la troncal con tuberías metálicas de 6" de diámetro con una reducción metálica de 4" de diámetro, que recorre desde la casa compresora hacia los pulmones de distribución que se encuentran en la boca del Raise Boring, ingresando por la chimenea de servicio hasta el nivel 10 y desde ahí a los diferentes niveles hasta llegar a los frentes de trabajo y tajeos reduciendo previamente el diámetro a 4", 2" y 1" respectivamente.

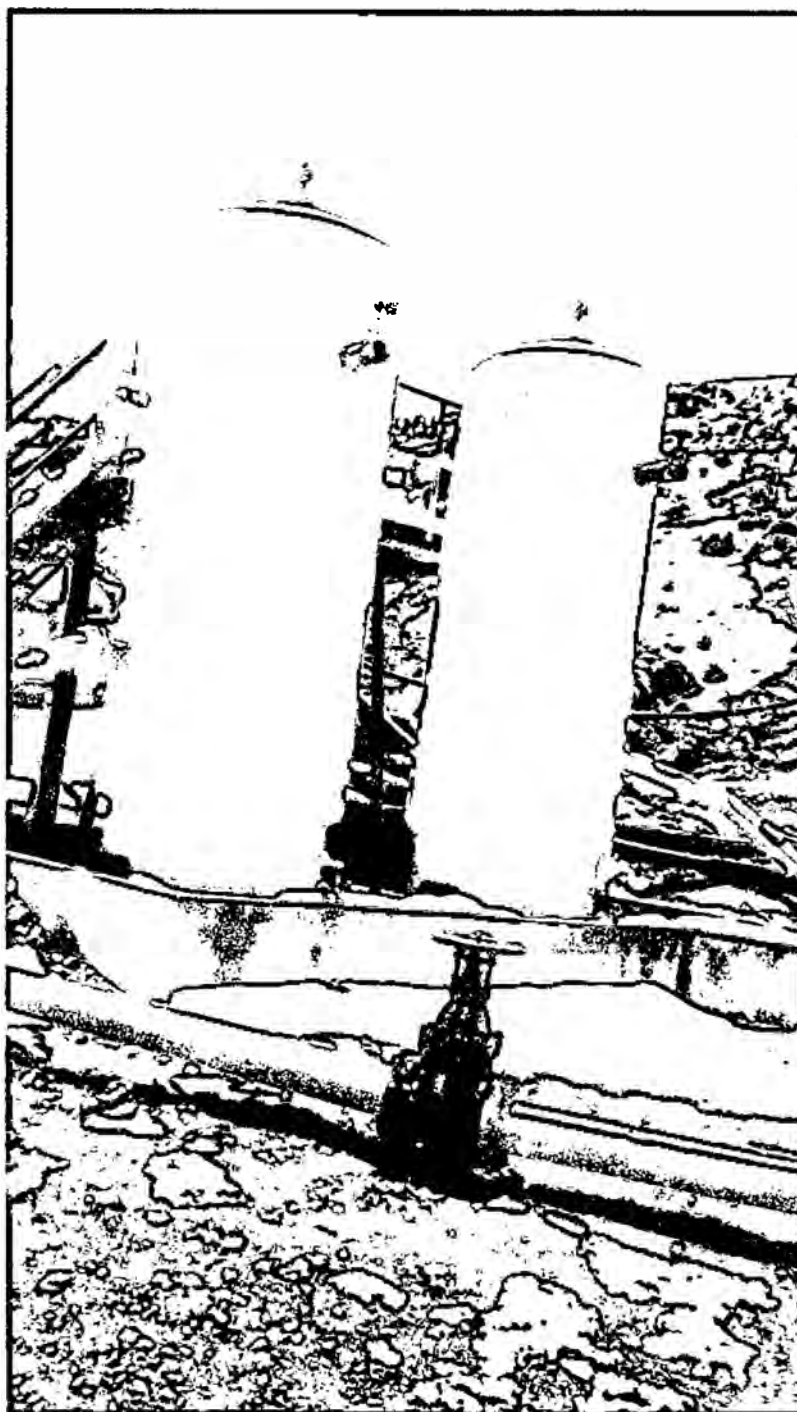


Figura N°2.33: Pulmones de distribución de aire comprimido

### 2.13. Parámetros Geo mecánicos de la Zona del Proyecto

Los parámetros geo mecánicos, son el resultado de un riguroso estudio de campo, de laboratorio y de análisis concernientes a la caracterización de la roca sólida, de las discontinuidades, del grado de intemperie, la medición de

esfuerzos in situ si fuera necesario, la presencia de agua y otros. En otras palabras es la caracterización del macizo rocoso y se realiza mediante modelaciones del macizo rocoso. Debemos entender que los cálculos que se realizan aquí, son una aproximación del comportamiento mecánico de la roca por donde se construirán los Raise Boring, pudiéndose hacer posteriormente trabajos similares para llegar más a la aproximación que el proyecto pueda requerir.

Estos parámetros geo mecánicos han permitido un óptimo diseño de la perforación, voladura, limpieza y transporte, el tipo de sostenimiento o soporte, métodos de avance, tamaño y forma de la abertura, etc. Es decir para garantizar el grado estabilidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta la seguridad, la economía, el impacto al medio ambiente entre otros.

El departamento de Geo mecánica de La Empresa ha desarrollado trabajos de caracterizaciones geo mecánicas en la mina, mediante mapeos geológicos estructurales, en los diferentes dominios litológicos; muestreo para determinar las resistencias de la roca intacta, sus módulos de deformación, grado de intemperismo, etc. Así mismo muestreo de las discontinuidades para determinar el número de familias de discontinuidades, el RQD, espaciamientos, condiciones de las fracturas, tamaño de bloques, etc.

Por otro lado, se han realizado en la zona del proyecto, la clasificación geo mecánica y la determinación de los índices de calidad de la macizo rocoso mediante las metodologías del RMR de Bieniawski, el índice del GSI o de Barton (Q), éste se ha determinado conociendo el RMR, y el GSI de Hoek.

Con los datos obtenidos, se pudo aproximar las condiciones del comportamiento geo mecánico del macizo rocoso sin el requerimientos de soporte conociendo la Dimensión Equivalente ( $D_e$ ) y la calidad tunelera (Q) de Barton.

Para conocer el **grado de estabilidad** de los proyectos, se determina la **Resistencia del macizo rocoso** de la zona de Bateas, de acuerdo con el Criterio de Hoek y Káiser: Este se determina, conociendo la resistencia compresiva de la roca intacta, el valor de la constante ( $m_i$ ) de Hoek y el Índice Geológico de calidad (GSI). **El Grado de estabilidad**, se obtiene comparando la resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso con los esfuerzos inducidos que se generan alrededor de los proyectos. Si esta resistencia es más alta que los esfuerzos inducidos, teóricamente no se necesitaría ningún tipo de soporte.

## 2.13.1 Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso

### ➤ Metodología de Evaluación del Macizo Rocoso

Para la caracterización del macizo se ha determinado realizar bajo dominios lito-estructurales conceptuados en el "Modelo geológico" de los diferentes niveles de explotación en la veta Animas y Bateas.

Los dominios Geo mecánicos están asociados a la matriz de la mineralización de la Veta, constituido por "Óxidos, Silicatos, y carbonatos"; las cajas "Piso y Techo" de la estructura mineralizada litológicamente están compuestas por andesitas y tobas Andesíticas.

### ➤ Clasificación Geo mecánica de la Masa Rocosa

Para clasificar la masa rocosa en las zonas de interés para cada dominio, el cual fue obtenido durante las investigaciones de campo usando el sistema de "Clasificación Geo mecánica RMR (1989) de Bieniawski" (Anexo 1: Data base mapeo geo mecánico); los valores de resistencia a la compresión uniaxial de la roca fueron estimados usando el martillo de rebote, los valores del índice de calidad de roca "RQD" fueron determinados mediante el registro volumétrico de discontinuidades utilizando la relación propuesta por "Palmstrom" ( $RQD = 115 - 3.3 \cdot J_v$ ;  $J_v =$  número de discontinuidades por metros cúbico).

Como se refirió líneas arriba el criterio adoptado para clasificar la masa rocosa en el estudio citado fue el "sistema de clasificación geo mecánica RMR (1989) de Bieniawski" cuyo criterio de valoración se aprecia en la tabla N° 2.17.

TIPO DE ROCA	RANGO DE VALORACIÓN "RMR"	CALIDAD DE MASA ROCOSA "RMR" Según, Bieniawski 1989)
I	81-100	Muy Buena
II	61-80	Buena
III	41-60	Regular
IV	21-40	Mala
V	< 21	Muy Mala

Tabla N°2.17: Criterio para clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración "RMR89 de Bieniawski, 1989".  
(Los colores son asumidos para fines operativos).

- Otro sistema de clasificación geomecánica aplicado para el presente estudio es el GSI (Hoek et al, 1995) esta clasificación está basada principalmente en

la identificación de los parámetros de estructuras (fracturamiento) y condiciones (Resistencia de la masa rocosa- condición de discontinuidades).

La determinación de la cantidad de fracturas por metro lineal determina la Condición Estructural; mientras que la determinación de la Condición Superficial está dada por la resistencia de la masa rocosa Figura N°2.34.

Minera Bateas		CARTILLA GEOMECÁNICA	
Tipo Roca	RMR	<b>CLASIFICACIÓN GSI / RMR</b>  <b>Tiempo de Autosuporte CERO</b>  <b>Sostentamiento Inmediato</b>  <b>Metro Avanzado</b> <b>Metro Sostenido</b>	<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b> MUY BUENA ENTERRAMIENTOS RESISTENTES, FRECUENCIA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY BAJAS (MENOS DE 20 FRACT./M) SE MANTIENE CON GRAN PESO DE PILOTA  BUENA ENTERRAMIENTOS, FRECUENCIA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES BAJAS (20 A 40 FRACT./M) SE MANTIENE CON GRAN PESO DE PILOTA  REGULAR ENTERRAMIENTOS Y LAVANTE ALTERNADA, DISCONTINUIDADES LEVES, MODERADAMENTE ALTERNADA, FRECUENCIA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES ALTA (40 A 60 FRACT./M) SE MANTIENE CON UNO O DOS GRUPOS DE PILOTA  MAL ENTERRAMIENTOS RESISTENTES Y ALTERNADA, DISCONTINUIDADES FRECUENTES, FRECUENCIA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY ALTA (60 A 80 FRACT./M) SE MANTIENE CON UNO O DOS GRUPOS DE PILOTA  MUY MAL ENTERRAMIENTOS, FRECUENCIA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY ALTA (80 A 100 FRACT./M) SE MANTIENE CON UNO O DOS GRUPOS DE PILOTA  MUY MAL ENTERRAMIENTOS, FRECUENCIA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY ALTA (100 A 120 FRACT./M) SE MANTIENE CON UNO O DOS GRUPOS DE PILOTA
I	61-100		
IIA	71-80		
II-B	61-70		
IIIA	61-60		
IIIB	41-50		
IV-A	31-40		
IV-B	21-30		
IV-C	1-20		
<b>CONDICIÓN ESTRUCTURAL</b> DE DETERMINACIÓN DE LA CALIDAD SUPERFICIAL			
<p>MUY BUENA ENTERRAMIENTOS, TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 - 3.3 J<sub>n</sub>)</p>	<p>MUY BUENA ENTERRAMIENTOS, FRACCIÓN TRABA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUADROS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	<p>MUY BUENA ENTERRAMIENTOS, MODERADAMENTE TRABA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	<p>MUY BUENA ENTERRAMIENTOS, MODERADAMENTE TRABA, PEGAJOS Y FALLAS, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSECCIONADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>
<p>MUY BUENA ENTERRAMIENTOS, MODERADAMENTE TRABA, MASA ROCOSA ENTERRAMIENTOS TRABA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISCRIBIBLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS (RQD 100)</p>			

Labor Temporal		Sección de la Labor (m)			
Tipo Roca	Clasificación GSI	Menor a 1.00	1.00 a 3.00	3.00 a 6.00	6.00 a Mas
I	LFAB - FAB	P3	A	A	A
IIA	LFAB - LFA - FB	P3	A	B	B
II-B	MFAB - MFB	P3	B	C	C
IIIA	FR - MFR	P3	C	D	D
IIIB	IFAB - IFB - FR - LFP	P3	E	E	E
IV-A	LFAP - FP - MFP	F2	I	I	I
IV-B	FAP - FFP - TAP - TB - TR	F2	F1	F1	F1
IV-C	MFAP - MFP - TP - TAP	G2	G2	G1/NR	NR

Labor Permanente		Sección de la Labor (m)			
Tipo Roca	Clasificación GSI	1.00 a 3.00	3.00 a 6.00	6.00 a Mas	
I	LFAB - FAB	A	A	A	A
IIA	LFAB - LFA - FB	A	A	B	B
II-B	MFAB - MFB	B	B	C	C
IIIA	FR - MFR	C	C	D	D
IIIB	IFAB - IFB - FR - LFP	E	E	E	E
IV-A	LFAP - FP - MFP	F2	F2	F1	F1
IV-B	FAP - FFP - TAP - TB - TR	F2	F2	G1	G1
IV-C	MFAP - MFP - TP - TAP	G2	G2	H/NR	H/NR

Tipo de Sostentamiento	
Cod.	Descripción del Sostentamiento
A	Perno Puntual o Ocasional
B	Perno Sistemático 2.50 a 3.00 m
C	Perno Sistemático 2.00 a 2.50 m
D	Perno Sistemático 1.50 a 1.80 m
E	Perno + Malla Electrolitada
F1 / F2	Estructura T / C / Perno Sist. 1.50 a 1.50 m (F1) Cuadro Espac. a 1.50 m (F2)
G1 / G2	Estructura T / B / Malla - Perno 1.50 a 1.50 m (G1) Cuadro Espac. 1.00 m (G2)
H	Cadena Esplorada a 1.00 m
M	Perno Múltiple 5x5 cm a 1.20 a 1.50 m.
P3	Punta de Seguridad con rebuena de 6" a 8"
NR	Fijación No Permanente

Figura N°2.34: Cartilla de evaluación geo mecánica

### 2.13.2 Propiedades Geotécnicas del Macizo Rocoso.

#### a. Gravedad Específica

Se tomó muestras representativas, para ser evaluadas en el Laboratorio Metalúrgico de Minera Bateas, en el cual se ejecutaron 6 ensayos de gravedad específica y humedad natural (Tabla N°2.18)

Muestra	Gravedad Específica (KN/m3)	Humedad (%)
Andesita	25.99	
Rodonita	33.54	0.87
Óxidos	25.79	7.7

Tabla N°2.18: Gravedad Específica de Muestras de Macizo Rocoso  
(Lob. Metalúrgico MIBSAC, 2013)

**b. Propiedades Roca Intacta.**

Inicialmente para determinar las propiedades geotécnicas de la roca, se efectuó una campaña de muestreo de la zona principal en explotación (veta Ánimas), con la finalidad de obtener muestras de roca representativa para ser ensayadas en el laboratorio de mecánica de rocas. Las muestras así obtenidas fueron remitidas al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI) mostrados en la Tabla N°2.19.

Tabla N°2.19. Codificación de muestras para los ensayos de compresión simple y elásticas

Posteriormente se enviaron muestras para los ensayos de compresión simple las cuales fueron analizadas en el laboratorio de mecánica de rocas de la Pontífice Universidad Católica del Perú (PUCP) mostrados en la Tabla N°2.20.

Muestras de Roca de interior Mina Veta Animas			
Codigo	Nivel	Labor	Observaciones
M-I	6	Tj 200E	Caja Piso
M-II	6	Tj 200E	Mineral
M-III	10	Tj 427E	Caja Piso
M-IV	10	Tj 427E	Mineral
M-V	12	TJ 530E	Caja Techo
M-VI	12	TJ 530E	Mineral

Tabla N°2.20. Codificación de muestras para los ensayos de compresión simple.

### c. Propiedades del Macizo Rocoso.

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., siendo prácticamente imposible ejecutar ensayos de corte o de compresión triaxial en el mismo, a una escala apropiada.

Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes  $m_b$ ,  $s$  y  $a$ , las que se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI. La forma generalizada del criterio de fallamiento de Hoek – Brown es:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde:

$m_b$ ,  $s$  y  $a$  son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso y cuyo cálculo se detalla más adelante.

$\sigma_{ci}$  es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, y  $\sigma'_1$ ,  $\sigma'_3$  son los esfuerzos efectivos axial y de confinamiento principales respectivamente.

Los parámetros  $m_b$ ,  $s$  y  $a$ , se calculan mediante las siguientes fórmulas aplicables a macizos rocosos disturbados y no disturbados.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)} \right)$$

La variable  $m_i$  de la fórmula anterior es la constante de la roca intacta, el cual fue estimado mediante los ensayos de compresión triaxial realizados en el laboratorio.

$D$  es un factor de daño que depende del grado de alteración al cual el macizo rocoso está sujeto al daño por efecto de la voladura y relajación de presiones. Este factor varía de 0 para macizos rocosos in-situ no alterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados. Para el caso del presente proyecto se consideró 0.7.

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso fueron calculados siguiendo la metodología expuesta anteriormente, cuyos resultados de cálculo se resumen en la **Tabla N°2.21.**

Litología/Material	Parámetros Geotécnicos de la masa Rocosa									
	$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	$\sigma_c$ (MPa)	$m_i$	$m_b$	$s$	$a$	$E$ (Mpa)	$\nu$	$\phi$ (°)	$c$ (MPa)
Toba lapílica	22.54	75.25	10.0	0.7643	0.0007	0.5076	1685.45	0.25	51.45	0.365
Andesita Afanítica	25.83	97.85	24.0	4.2167	0.0079	0.5025	7630.28	0.23	60.79	1.021
Carbonatos	27.46	36.15	12.0	2.0120	0.0039	0.5060	3063.36	0.29	48.00	0.285
Oxido (mangano argentíferos)	28.53	26.25	11.5	0.4919	0.0010	0.5217	2964.13	0.29	31.10	0.232
Mineral en sílice (rodonita)	29.40	176.40	25.0	4.5023	0.0082	0.5021	7920.93	0.20	65.75	1.579
Relleno Hidráulico	15.68	0.25					50		15.00	0.100
Material Cuaternario	18.13	0.10							30.00	0.050
material triturado (Falla)	11.76	0.25							15.00	0.100

**Tabla N°2.21. Parámetros geotécnicos del macizo rocoso.**

### 2.13.3 Parámetros determinados

#### 2.13.3.1 Litología

La zona del proyecto está constituido mayormente por rocas volcánicas andesíticas porfíricas, relativamente competentes, razón por lo que se ha considerado solamente un dominio litológico estructural. Es una roca competente, se fractura en planos o sistemas irregulares, dependiendo del esfuerzo, los riesgos de colapso del techo y hastiales, son bajos.

Parámetros geo mecánicos de la roca intacta Obtenidos mediante ensayos de laboratorio Minera Bateas (MIBSAC).

Parámetros	Valores
Peso Específico de la roca	2.5 gramos / cm <sup>3</sup>
Resistencia Compresión simple	1,264 Kg. / cm <sup>2</sup> = 126.4 MPa
Resistencia a la Tracción	122 Kg / cm <sup>2</sup> = 12. 2 MPa
Módulo de Elasticidad	6.7 x 10 <sup>5</sup> Kg / cm <sup>2</sup> = 67 GPa
Coefficiente de Poisson	0.2

**Tabla N°2.22: Parámetros geomecánicos de la roca intacta**

### 2.13.3.2 Parámetros geo mecánicos de las discontinuidades

Obtenidos según mapeo geológico estructural de la zona de estudio: Los datos expresados constituyen de la familia de discontinuidades más pronunciadas del lugar que pueden en algún momento considerarse críticos:

Parámetros	Valor
Espaciamiento promedio	0.2 a 0.6 m
Persistencia de discontinuidad	1 a 3 m
Abertura de la discontinuidad	0.1 a 1.0 mm.
Rugosidad	Rugosa
Tipo de relleno	Sin relleno
Alteración	Ligeramente
Agua subterránea	Húmedo
R. Q. D	50 a 75 %

Tabla N°2.23: Parámetros geo mecánicos de las discontinuidades

### 2.13.3.3 Clasificación de la macizo rocoso según el RMR y el GSI- Clasificación RMR

El macizo rocoso de la zona en el nivel 7 Nor este donde se ubicarán las chimeneas RB se ha clasificado geo mecánicamente según el RMR de la siguiente manera:

R. M. R. (1969)		Puntuación
Resistencia de la roca intacta		12
R. Q. D		13
Esqueletamiento		10
Condiciones de las fracturas	Persistencia discontinuidades	4
	Apertura	3
	Rugosidad	5
	Relleno	6
	Alteración	5
Condiciones de agua		7
Subtotal R. M. R.		65
Corrección por orientación: Para túneles o rampas subterráneas, desfavorables		-10
R.M.R.		55

Tabla N°2.24: RMR del macizo rocoso

Son necesarias las correcciones para uso en minería según las recomendaciones de Laubscher y Taylor. El cuadro corregido o el M. B. R (Modified Basic RMR), se observa en la Tabla N° 2.25.

Ítem	Resistencia compresiva	R. Q. D.	Condiciones	Espaciamiento
			de fracturas	
Meteorización	0.96	0.95	0.82	--
Esfuerzos inducidos	--	--	0.9	--
Cambios de esfuerzos	--	--	1	--
Orientación	--	--	--	0.7
Efectos de voladura	--	0.94	0.94	--
Total corrección	0.96	0.9	0.72	0.7

Tabla N°2.25: Corrección según Laubscher y Taylor

De acuerdo con la Clasificación de Bieniawski, pertenece al Tipo III, de condiciones medias.

## GESTIÓN DE SEGURIDAD

### 2.14 Introducción

El sistema de seguridad en la industria minera, en los últimos años se ha desarrollado rápidamente, tan es así que encontramos muchos sistemas en el mercado.

Aun cuando parece complicado el implementar un sistema de seguridad en las operaciones, la filosofía y los principios de éstos sistemas son parecidos y bastante simples. El problema de fondo radica en los valores, creencias, costumbres, percepciones y actitudes de los gerentes y trabajadores; es decir aquello que se ha venido a denominar cultura de seguridad, aspecto que juega un rol fundamental, determinando el éxito o el fracaso.

Actualmente ninguna empresa puede permitirse estar sin un sistema de seguridad efectivo y periódicamente actualizado, para identificar, evaluar, medir y finalmente controlar los problemas de seguridad, salud, procesos y ambiente relacionados con la producción y la operación.

## 2.14.1 Implementación del Sistema (SIG)

**SIG:** Sistema Integrado de Gestión

Para lograr éxito con el sistema SIG existen pasos claros en el proceso a seguir. La etapa de decisión y preparación de la política, para establecer el contexto, debe ser la misma que se aplica en cualquier otro sistema; sin embargo, para la etapa de implementación real del sistema, deben aplicarse los siguientes pasos en el proceso.

### 2.14.1.1 Identificación de los Riesgos

Este paso estudia la naturaleza del espectro completo de riesgos de una compañía en términos amplios y los clasifica según su importancia.

También estudia la estructura y métodos de la empresa en relación con los riesgos. Sobre la base de esto se formula una recomendación para la “estructura de reparación de la gestión de riesgos” más apropiada para la empresa específica para controlar sus riesgos y se desarrolla un programa de implementación.

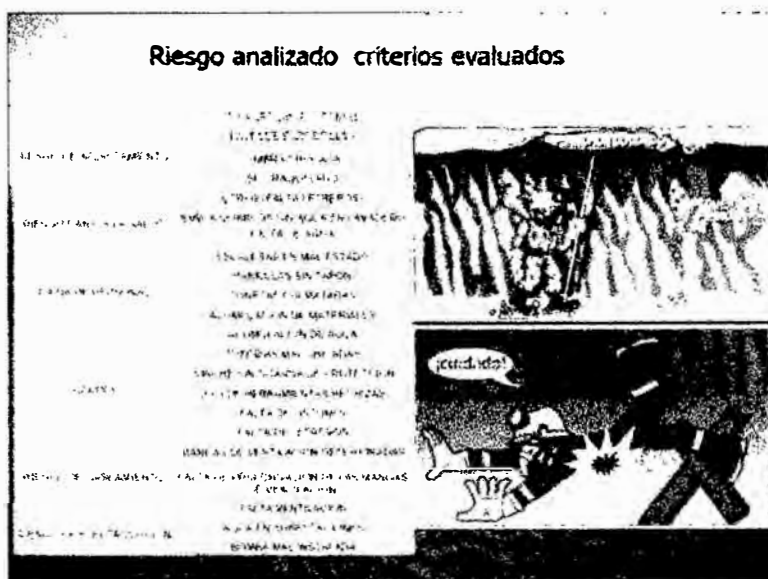
La identificación de la exposición a los riesgos podría efectuarse a través de una auditoría de referencia y otros métodos de identificación de peligros, como las evaluaciones formales de riesgos, revisión de las observaciones planeadas de trabajo, revisión de las investigaciones de accidentes e incidentes, la posibilidad de incidentes, factores de riesgo e higiene, etc.



### 2.14.1.2 Evaluación de Riesgos

En términos de las prioridades establecidas en la visión general, se efectúan estudios detallados para características de riesgo particulares. Las sugerencias para las medidas de control son incentivadas y resueltas por la estructura de gestión de riesgos.

Luego de la etapa de evaluación de riesgos, la compañía debe decidir si tolerará, terminará, transferirá o tratará los riesgos.



### 2.14.1.3 Medida Para el Control de Riesgos

Una de las medidas de control de riesgo que puede necesitarse es la recolección de un conjunto de estándares de control de riesgo para continuar con las situaciones específicas de la compañía ante el cliente.

SIG dispone de una amplia variedad de información que puede ajustarse para acomodar el propio espectro de riesgos de la compañía ante el cliente. Existen también sistemas para medir el desempeño en cuanto a los estándares.

### 2.14.1.4 Implementación de los planes de riesgos

Para una implementación efectiva, una empresa debe desarrollar las capacidades y mecanismos de apoyo necesarios para cumplir con sus políticas, estándares, objetivos y metas de gestión de riesgos.

Aunque la empresa haya desarrollado una estrategia clara y programas de apoyo pensando hasta el último detalle, puede que no sea suficiente. La empresa puede fallar en la implementación. Para lograr sus objetivos de gestión de riesgos, una empresa tiene que involucrar a su personal, así como enfocar y alinear sus sistemas, sus recursos de estrategia y estructura.

#### **2.14.1.5 Monitoreo, medición y revisión**

Una organización debería revisar y mejorar continuamente su sistema de gestión de riesgos, con el objetivo de mejorar su desempeño general de seguridad, salud y medio ambiente.

Se recomienda aplicar un proceso de mejoramiento continuo de gestión de riesgos, comenzando con la medición y el control. La gerencia necesita revisar el sistema a intervalos adecuados para asegurar su idoneidad y efectividad continuadas. La revisión debe ser de gran alcance pero con la suficiente profundidad para atender todas las dimensiones de seguridad, de salud y de las condiciones ambientales de las operaciones, el impacto de las operaciones sobre la posición competitiva de la empresa.

Una cantidad de fuentes de información que necesitan considerarse en las revisiones son:

- Objetivos, metas y resultados de la gestión de riesgos.
- Hallazgos de la auditoría.
- Evaluaciones de políticas y efectividad.
- Cambios en la legislación.
- Cambios en las expectativas o requisitos.
- Cambios organizacionales u operacionales.
- Nuevas tecnologías.
- Lecciones aprendidas.
- Preferencias de mercado.

SIG ayudará en la implementación de las sugerencias específicas al establecer los requisitos de diseño y calidad, obtener información y evaluar las propuestas presentadas.

#### **2.14.1.6 Mejoramiento Continuo**

El mejoramiento continuado es el proceso de perfeccionar el sistema de gestión de riesgos, con el propósito de lograr mejoras en el desempeño total de seguridad, de salud y de las condiciones ambientales, no necesariamente en todas las áreas de actividad simultáneamente, como el resultado de un esfuerzo continuo para mejorar en línea con una política de gestión de riesgos de la empresa.

El mejoramiento continuado puede considerarse también como un “relace anual” basado en el desarrollo de productos, servicios, procesos e instalaciones; eficiencia de calidad operativa por productos mejorados; y las aplicaciones para reducir los efectos ambientales adversos a niveles iguales o menores que aquellos económicamente viables y/o a niveles de la mejor tecnología disponible.

Los servicios de gestión de Riesgos de SIG proporcionan visitas periódicas (por lo común trimestrales) para controlar el progreso del programa y ayudar al desarrollo del propio personal de la empresa en el proceso de Gestión de Riesgos.

Debe mantenerse el enlace continuo con los agentes de seguros de la empresa para asegurar que los cambios en los riesgos sean inmediatamente atendidos en términos de finanzas de riesgos.

## CAPÍTULO III

### OPTIMIZACIÓN DE LABORES DE SERVICIO CON EQUIPO RAISE BORING

#### 3.1. Raise Boring

##### Definición

Expresión inglesa que significa “perforar hacia arriba”. Es un proceso moderno de perforación de roca, ampliamente utilizado en el sector minero y en el sector hidroeléctrico, mediante el cual se efectúan hoyos verticales o inclinados entre dos niveles diferentes a ser conectados. Estos niveles pueden estar ambos bajo tierra o un nivel puede estar en superficie y el otro nivel bajo tierra.

##### 3.1.1. El Equipo Raise Boring

El equipo Raise Boring es una estructura robusta de acero el cual proporciona las fuerzas de empuje y rotación necesaria para la perforación y está compuesta por los siguientes elementos:

##### 3.1.1.1. Las Planchas Bases (Bases Plates)

Que son los apoyos de la máquina y que servirán para fijar la maquina al suelo.

##### 3.1.1.2. El Soporte Inferior ( Mainframe )

Que está montado sobre las planchas bases y soportan a las columnas y a los cilindros hidráulicos.

##### 3.1.1.3. Las Columnas Guías

Que sirven para guiar el movimiento de los cilindros hidráulicos.

##### 3.1.1.4. El Soporte Superior ( Headframe )

Que va montado sobre la parte superior de las columnas

##### 3.1.1.5. Los Cilindros Hidráulicos ( Hydraulic Cylinders )

Que son los elementos que otorgan la fuerza de empuje y movimiento hacia abajo / arriba y que soportan el sistema de transmisión.

### 3.1.1.6. El Sistema De Transmisión ( Drive Train )

Que son los elementos que otorgan el torque y el movimiento de rotación. este sistema está compuesto a su vez por una carcasa ( crosshead ) que se mueve junto con los cilindros hidráulicos dentro de las columnas guías y sirven para sostener la transmisión ( gear box ) y el motor de rotación (hidráulico o eléctrico).



Figura N° 3.1 Equipo de Raise Boring

### 3.1.1.7. La Unidad de Potencia

Es la que proporciona la potencia hidráulica a la máquina Raise Boring y está compuesta por una estructura que contiene un depósito de aceite y una base que sostiene el motor eléctrico que mueve las bombas hidráulicas. Estas bombas entregan la potencia hidráulica a través de una serie de mangueras, válvulas, filtros y conectores hidráulicos.

### 3.1.1.8. La Unidad de Lubricación

La unidad de lubricación es la que asegura una adecuada lubricación de todo el sistema de transmisión y está compuesta básicamente por la bomba de lubricación, el depósito de aceite, los filtros y un intercambiador de calor.

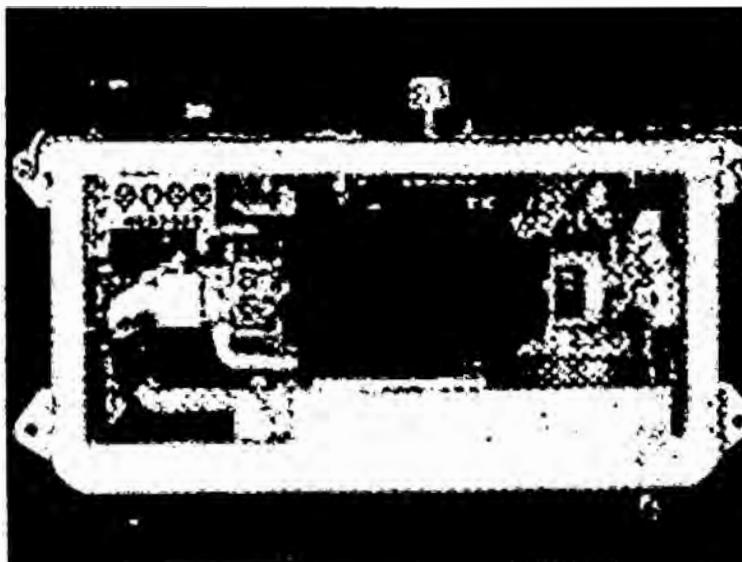


Figura N° 3.2 Unidad de Potencia y de Lubricación

### 3.1.1.9. La Unidad Eléctrica

Es la que recibe la energía eléctrica del exterior y la distribuye adecuadamente a través de una serie de cables eléctricos para la unidad de potencia y el tablero de control.

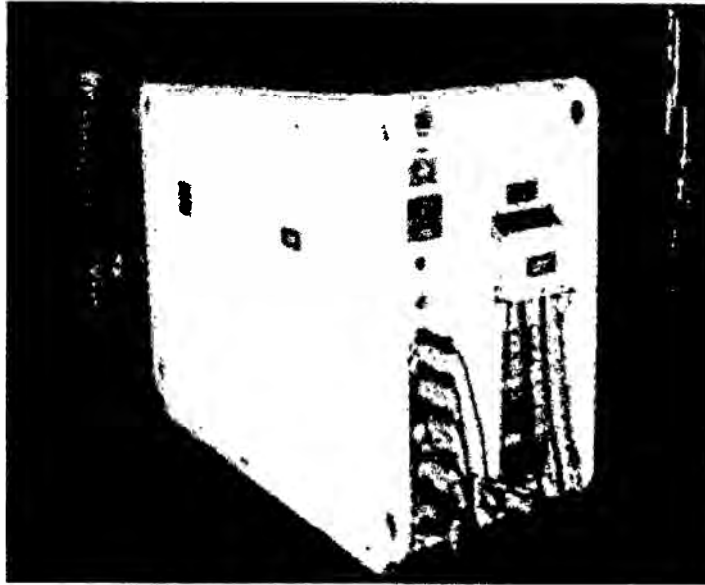


Figura N° 3.3 Unidad Eléctrica

#### 3.1.1.10. El Tablero De Control

Es una consola metálica que permite al operador de la maquina controlar el movimiento vertical y de rotación de la columna de perforación. Esta consola contiene todos los controles de arranque y parada tanto eléctrica como hidráulica, así como también los diferentes manómetros de presión, amperímetros y voltímetros.

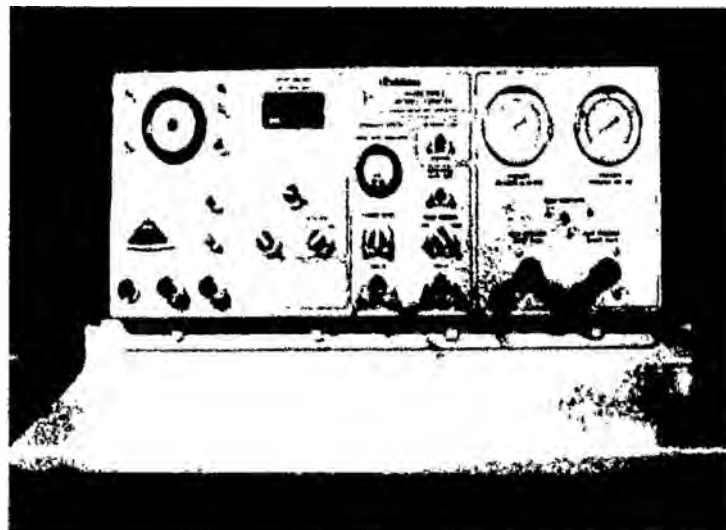


Figura N° 3.4 Tablero de Control

## 3.2. Columna De Perforación

La columna de perforación está formada por varios elementos que permiten la perforación del hueco piloto, conectar la maquina Raise Boring con el elemento de corte de roca y tienen como función principal transmitir las fuerzas de empuje y de rotación desde la maquina Raise Boring hasta la broca piloto. En la columna de perforación también existen otros elementos de acero cilíndricos con orificios en su parte central que permiten el paso de agua o aire desde la maquina Raise Boring hasta la broca piloto, obteniendo enfriamiento y limpieza de los detritos durante la perforación del hueco piloto. Consta de los siguientes elementos:

### 3.2.1. La Broca Piloto

Es el elemento de corte utilizado para la perforación del hueco piloto y va instalada en la parte inferior de la columna de perforación. La broca piloto está formado por un cuerpo cilíndrico hueco en su interior que en su extremo inferior tiene instalado 3 conos de acero con insertos de carburo de tungsteno y en el extremo superior tiene un pin roscado (rosca api) para conectarse con el bit roller. Los diámetros de brocas pilotos más usadas son 6  $\frac{3}{4}$ " , 7  $\frac{7}{8}$ " , 9" , 11" , 12  $\frac{1}{4}$ " y 13  $\frac{3}{4}$ " .



Figura N° 3.5 Broca Piloto

### 3.2.2. El Bit Rollers

Es el elemento que asegura que la broca piloto siempre esté centrada durante la perforación del hueco piloto, por esta razón el diámetro del bit roller debe ser igual al diámetro de la broca piloto, el bit roller está formado por un cuerpo cilíndrico hueco en su interior, que lleva instalado en su exterior 3 cortadores cilíndricos. En su extremo inferior termina en un hueco roscado (rosca api) para conectarse con el pin de la broca piloto y en su extremo superior termina en un pin roscado (rosca di-22) para conectarse con el tubo estabilizador.



Figura N° 3.6 Bit Rollers

### 3.2.3. Los Tubos Estabilizadores

Son los elementos que ayudan a minimizar la desviación durante la perforación del hueco piloto y a soportar los mayores esfuerzos producidos durante el rimado. El diámetro del tubo estabilizador debe ser igual al diámetro de la broca piloto utilizada; el tubo estabilizador está formado por un cuerpo cilíndrico, hueco en su interior, con 6 franjas longitudinales que tienen superficies altamente endurecidas. En su extremo inferior lleva un hueco roscado (rosca di-22) para conectarse con el pin del bit roller y en su extremo superior lleva un pin roscado (rosca di-22) para conectarse con otro estabilizador o con el tubo de perforación. Dependiendo de la longitud del hueco piloto, se pueden utilizar uno o más tubos estabilizadores.

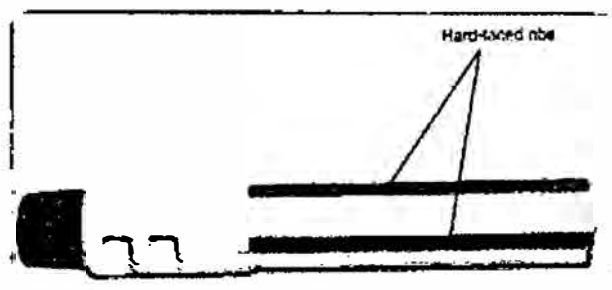


Figura N° 3.7 Tubos Estabilizadores

### 3.2.4. Los Tubos de Perforación

Son los elementos que permiten a la columna de perforación estar conectado a la máquina Raise Boring. Cada tubo de perforación en su extremo inferior lleva un hueco roscado (rosca di-22) para conectarse con el pin del tubo estabilizador o con los siguientes tubos de perforación y en su extremo superior lleva un pin roscado (rosca di-22) para conectarse con los otros tubos de perforación o la máquina Raise Boring. La cantidad de tubos de perforación depende de la longitud del hueco piloto, el diámetro de los tubos de perforación dependerá del tamaño de broca piloto, siendo los más utilizados  $5 \frac{3}{4}''$  ( $6 \frac{3}{4}''$ ) ,  $6 \frac{3}{4}''$  ( $7 \frac{7}{8}''$ ) ,  $8''$  ( $9''$  o  $9 \frac{7}{8}''$ ) ,  $10''$  ( $11''$ ) ,  $11 \frac{1}{4}''$  ( $12 \frac{1}{4}''$ ) y  $12 \frac{7}{8}''$  ( $13 \frac{3}{4}''$ ).

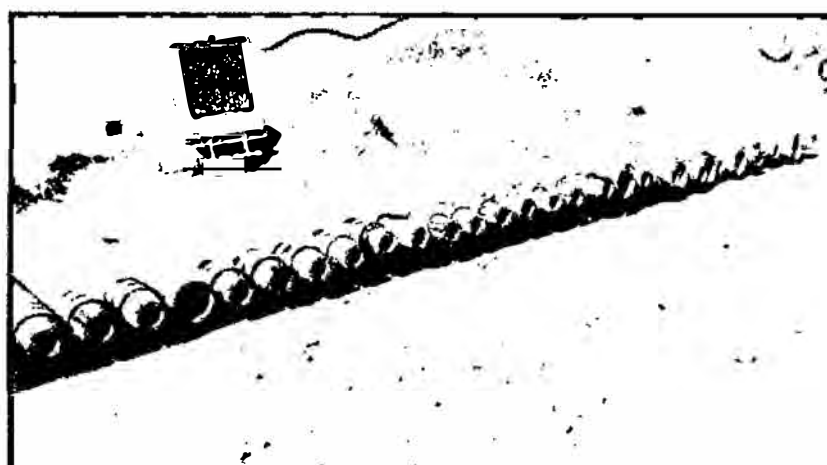


Figura N° 3.8 Tubos de perforación

### **3.3. La Cabeza Rimadora**

La cabeza rimadora es el otro elemento de corte que permite durante la operación de rimado, aumentar el diámetro del hueco piloto al diámetro final requerido. por esta razón las cabezas rimadoras se les denomina por su diámetro : 5' (1.52m), 6' (1.83m), 7' (2.13m), 8' (2.44m), 9'(2.74m), 10'(3.05m), 12'(3.65m), 14'(4.27m) y 16'(4.88m). La cabeza rimadora está formada por los siguientes elementos:

#### **3.3.1. La Base Metálica**

La base metálica es el conjunto de elementos formado por una serie de planchas de acero soldadas y/o empernadas entre sí, que tienen como finalidad soportar una determinada cantidad de cortadores de roca.

#### **3.3.2. Los cortadores de roca**

Los cortadores de roca son los elementos que tienen como finalidad cortar la roca y están adecuadamente empernados a unas monturas que a su vez están también empernadas y/o soldadas a la base metálica, por esta razón, los cortadores pueden ser cambiados sin ningún problema luego de un determinado periodo de uso, los cortadores tienen una carcasa metálica con la forma de un cono truncado, que gira sobre un eje y que en su superficie lateral están posicionados varias filas de insertos de carburo de tungsteno, los cuales por su alta dureza y resistencia son los que rompen la roca. Los cortadores más comunes son los que tienen 4 y 5 filas de insertos de carburo de tungsteno y están posicionados de tal forma que van rompiendo la roca de manera alternada.

#### **3.3.3. El Tallo**

Es un componente de acero de muy alta resistencia a la tracción y al corte, que soporta los mayores esfuerzos que se producen durante la operación de rimado, el tallo tiene en su parte inferior una base circular de acero que va empernada con la base metálica y en su parte superior termina en un pin roscado que se conecta con el primer tubo estabilizador de la columna de perforación.

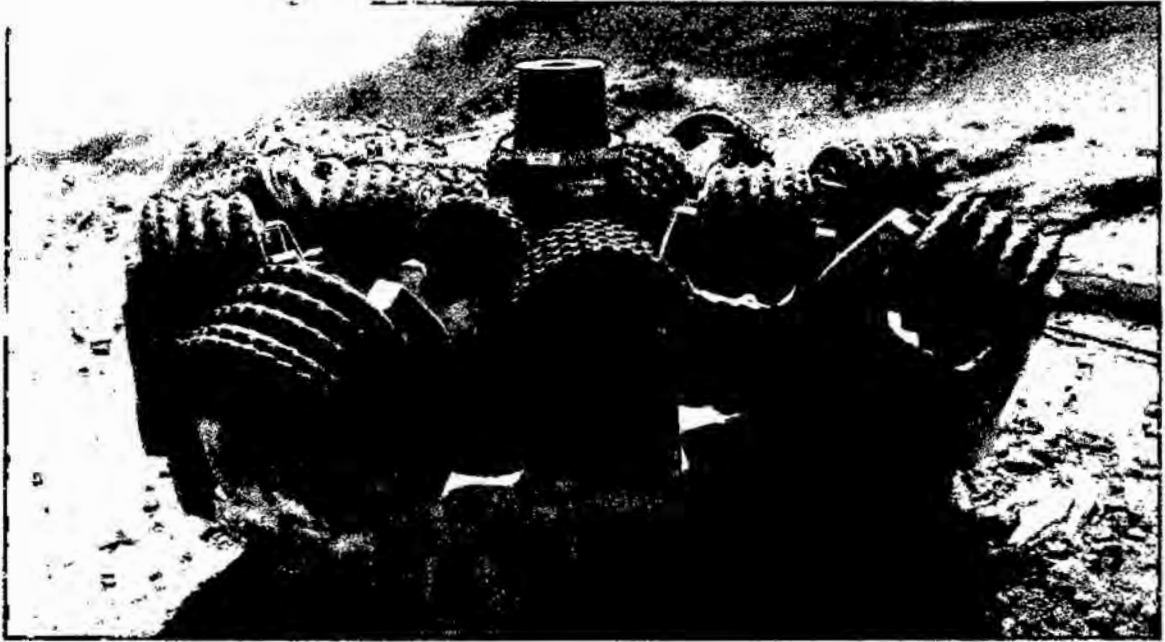


Figura N° 3.9 La Cabeza Rímadora

### **3.4. Raise Boring en la Unidad de Producción San Cristóbal de Bateas**

#### **3.4.1. Equipos**

La necesidad de ir incorporando técnicas de excavación de chimeneas y piques mineros más seguros y de mayor productividad ha privilegiado, en los últimos años, la utilización de las tecnologías Raise Boring en las diferentes compañías mineras del país.

El método Raise Boring consiste principalmente en la utilización de una máquina electrohidráulica en la cual la rotación se logra a través de un motor eléctrico y el empuje del equipo se realiza a través de bombas hidráulicas que accionan cilindros hidráulicos.

El equipo a utilizar es un Raise Boring marca Robbins modelo RB 43 de propiedad de Master Drilling Contratistas Mineros S.A.C., y a continuación se detalla el proceso de excavación y las características de este equipo.

Básicamente la operación consiste en perforar, descendiendo, un tiro piloto desde una superficie superior, donde se instala el equipo, hasta un nivel inferior. Posteriormente se conecta en el nivel inferior el escariador el cual actúa en ascenso, excavando por corte y cizalle, la chimenea, al diámetro deseado.

Dependiendo de las características del equipo el motor eléctrico puede ser de 100 HP a 500 HP, este rango de potencias irá directamente en relación con el diámetro final de escariado y la longitud del pique o chimenea. En este caso la potencia es de 100 HP:

En este método de excavación de chimeneas se necesitará contar con dos superficies de trabajo: Al inicio de la excavación, en la parte superior y al final de la excavación en la parte inferior.

Es decir el método será aplicable para excavaciones en interior de la mina entre dos galerías o desde superficie a una galería ubicada al interior de la mina, como en este caso.

La perforación del piloto es realizada en forma descendente, vertical o inclinada, utilizando como herramienta de corte un tricono de rodamientos sellados.

El avance de la perforación se logra, agregando barras a la columna de perforación, la cual se estabiliza con barras estabilizadoras de piloto.

El detritus producto de la perforación es barrido con agua a presión impulsada por bombas de 37 a 50 KW de potencia, extrayéndolo por el espacio anular que queda entre la pared del pozo y la columna de barras de perforación. Y el caudal mínimo requerido es de 150 galones por minuto (GPM).

Una altura de salida del flujo de agua, con detritus, o "bailing", de 10 a 12 centímetros, medida de la salida del pozo, nos indicará un buen barrido. Bajo ese valor será necesario revisar posibles inconvenientes como:

Pérdidas de agua por el fondo, falta de volumen de agua para barrer o aumento de densidad del material a extraer.

En todos esos casos será necesario agregar aditivos químicos que nos ayuden con la extracción.

Normalmente junto al equipo será necesario tener una poza de unos 32 m<sup>3</sup> para almacenamiento y recirculación del agua utilizada en el barrido del detritus.

En caso de tener un tipo de roca muy deleznable, en que el barrido con agua no sea adecuado, será necesario utilizar aire comprimido a alta presión para esta operación.

Habitualmente se utiliza para perforaciones de unos 250 m. de longitud de aire comprimido a razón de 900 a 1200 CFM con 200 a 300 PSI.

La deflexión o desviación del tiro piloto dependerá de la pericia de operación y de la calidad del macizo rocoso a perforar. La presencia de diques, fallas o discontinuidades en general, tenderá a provocar mayores desviaciones.

Una vez perforado el tiro piloto y después de retirado el tricono, se procede a conectar el cabezal o escariador provisto con cortadores, en la galería ubicada en el interior de la mina, donde finalizó la perforación piloto.

El escariador avanza en ascenso, excavando la roca por corte y cizalle, al diámetro final de la chimenea.

Normalmente la presión de empuje en la etapa de escariado es de unas 5 veces mayor a la etapa de perforación piloto.

Para retirar el escariador al final de la excavación existen 2 alternativas.

Bajar la columna de barras, desconectar y retirar el escariador por el fondo de la chimenea o pique, a través de la galería inferior. En este caso será necesario dejar un puente de roca, no excavado, en la parte superior de 2 a 3 metros dependiendo del diámetro final de excavación y la calidad geomecánica de la roca excavada.

Excavar la chimenea completa, retirando el escariador por la parte superior de la excavación. Normalmente es posible utilizar esta alternativa cuando el inicio del pique o chimenea está en la superficie. Para realizar esta operación se requiere montar el equipo Raise Boring en vigas metálicas que atraviesen la excavación circular abierta en superficie, sostener el escariador desconectado de la columna mediante una grúa, retiro del equipo, para finalizar con el retiro del escariador.

En cuanto al equipo Raise Boring podemos mencionar los siguientes componentes principales:

### 3.4.2. Motor Eléctrico

Tiene como misión dar la rotación a la columna de perforación en las 2 etapas: perforación piloto y escariado.

En la etapa de perforación piloto la columna rota a una velocidad de 30 RPM y en la etapa de escariado a 8 RPM.

Tiene un sistema eléctrico hidráulico de 100 HP y la energía eléctrica debe ser de 440Volt / 60Hz.



Figura N° 3.10 Motor eléctrico de 440 V, para la máquina Raise Boring

### 3.4.3. Conjunto de Reductores

Conjunto de 3 o 4 transmisiones en base a engranajes y piñones planetarios que reducen las velocidades de rotación a los valores señalados anteriormente, según la operación que se esté realizando.

#### **3.4.4. Sistema de Empuje electrohidráulico.**

Es el conjunto de bombas hidráulicas y electroválvulas de alta presión, alrededor de 3000 PSI, que entrega la presión de trabajo a los cilindros hidráulicos para el empuje en las dos etapas de la operación.

La presión necesaria para la operación dependerá de: longitud de la columna suspendida, calidad geomecánica de la roca a excavar, calidad estructural de la roca y diámetro final de la excavación.

En general podemos indicar los siguientes rangos de presión de trabajo:

Perforación Piloto: 0 a 3 MPa

Escariado: 4 a 20 MPa

El consumo mínimo de agua es de 30 galones por minuto (GPM) para el enfriamiento hidráulico.

#### **3.4.5. Sistema de Sujeción de la Columna de Barras**

Corresponden a componentes mecánicos, tratados térmicamente que tienen como misión sujetar la columna en las 2 etapas de la operación, transmitiendo la energía de empuje y rotación a las herramientas de corte.



Figura N° 3.11 Sistema de Sujeción de barras

### 3.4.6. Bases y Cuerpo Principal del Equipo

Componentes fabricados en fierro fundido donde se montan los elementos anteriormente señalados. El conjunto completo es montado en la base de concreto.

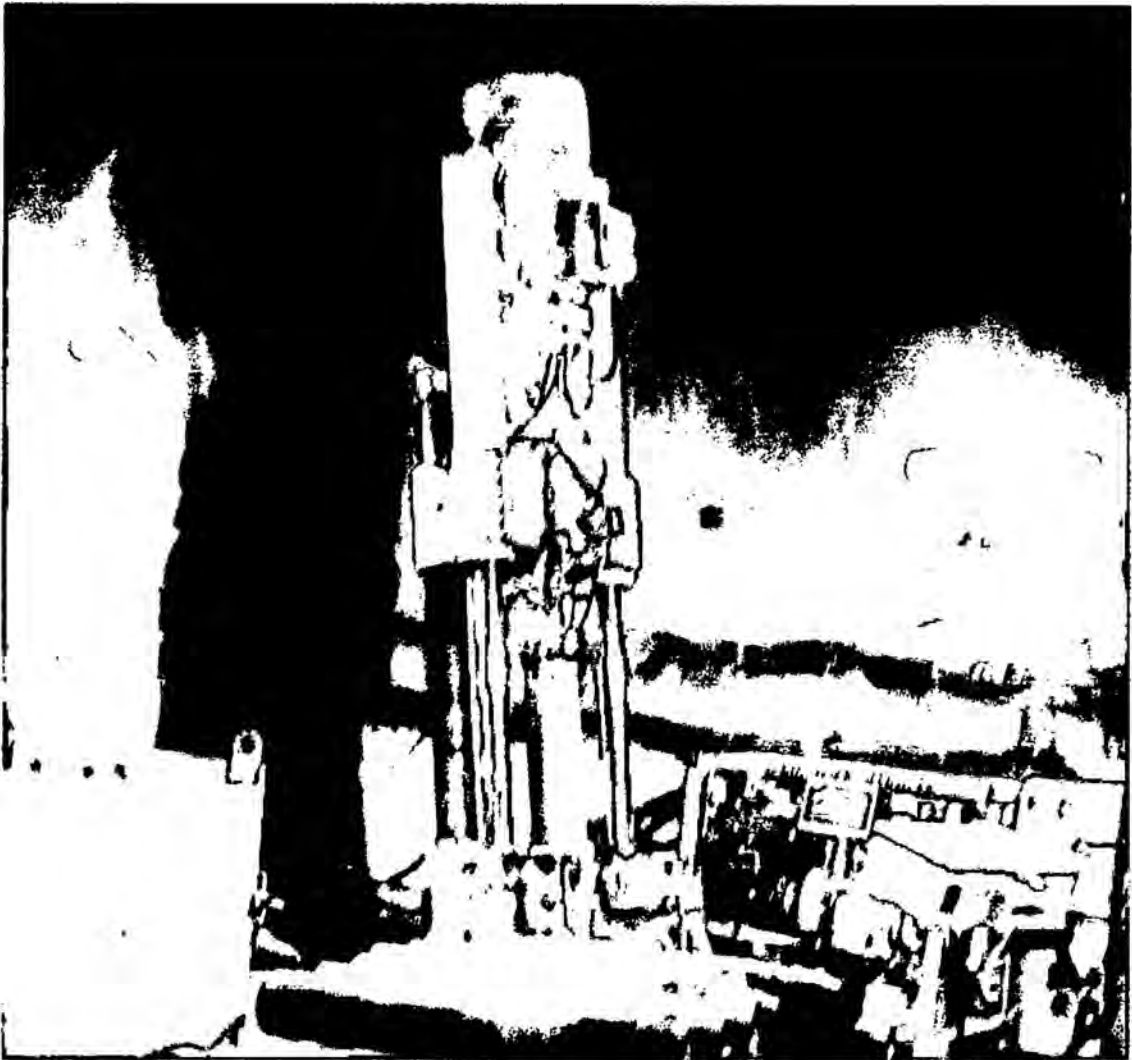


Figura N° 3.11 Cuerpo principal del equipo

### 3.4.7. Conjunto Eléctrico

Sistema de componentes eléctricos compuestos por transformadores, sistemas de partidas suaves, "soft starter", limitador de torque y sistemas de seguridad que

resguardan la rotura o daño de la columna extendida en situaciones de partidas y detenciones de rotación en cualquiera de las etapas.

### 3.4.8. Columna de perforación

Formada básicamente por barras, estabilizadores de piloto y de escariado, cross over, stem bar y barra de partida.

La adecuada combinación de este material, permite una operación eficiente y segura. Habitualmente una barra de 11 1/4" de diámetro y 1,50 mt. De longitud tiene un peso de 420 kg. Una barra similar a la anterior pero de 10" de diámetro pesa 260 kg.

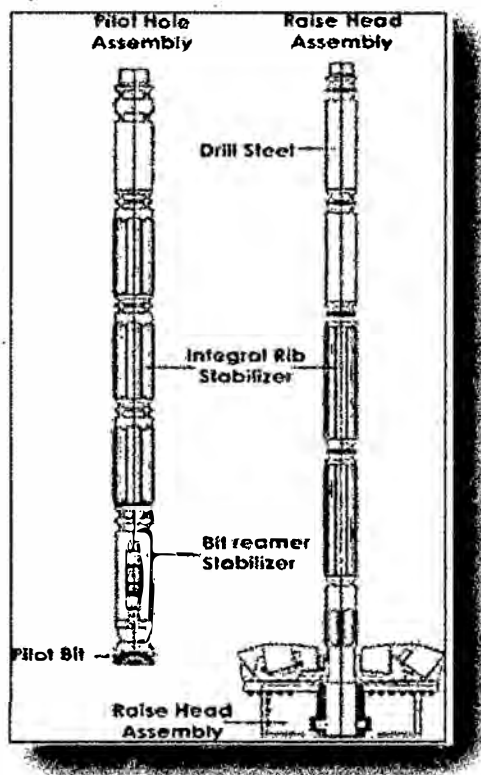


Figura N° 3.12 Columna de perforación con el piloto y con la cabeza rimadora.

La barra utilizada para los proyectos de ejecución del proyecto es de un diámetro de 9 7/8" y 1.20 metros de longitud y tiene un peso de 120 Kgs.

### 3.4.9. Escariador o Cabezal.

Estructura metálica, asimétrica, donde van ubicados los cortadores que dan el área de corte final de excavación.

Normalmente construido en aceros especiales, conectada a la barra stem, trabaja por empuje y rotación en forma ascendente, contra el macizo rocoso provocando su ruptura por corte cizalle.

El número y disposición de los cortadores definirá el área final de excavación

En la tabla siguiente se indica el número de cortadores según el tamaño de escariadores más comunes

NÚMERO DE CORTADORES SEGÚN	
DIAMETRO DE ESCARIADOR	
DIAMETRO FINAL DE ESCARIADOR EN METROS	NÚMERO DE CORTADORES (UND)
1.2	6
1.5	8
1.8	10
2.1	12
2.5	14
2.7	14

Tabla N° 3.1 Número de cortadores según el diámetro de la cabeza rimadora

Fuente: Catálogos de Equipos Raise Boring

Las cantidades de cortadores pueden variar según el modelo de escariador se adopte.

El rendimiento en la excavación de chimeneas con equipos Raise Boring es variable y dependerá fundamentalmente de la calidad geomecánica de la roca, la profundidad de la chimenea y por supuesto del diámetro final de excavación.

Por ejemplo excavaciones donde el yacimiento tiene zonas con alta resistencia a la compresión uniaxial alrededor de 300 a 400 MPa, en la cual el rendimiento de excavación a diámetro final de 1,5m, aplicando altas presiones de empuje, no llegaba a 4m por turno, en turnos de 10 horas, con penetraciones de 3cm. cada 6 minutos.

En cambio excavaciones a diámetro final de 3,0m. En zonas de calizas, donde la resistencia a la compresión uniaxial de la roca llegaba a 120 MPa, se logran hasta 6m por turno con penetraciones de hasta 6 cm. cada 6 minutos.

Según el estudio geomecánico la resistencia a la compresión simple de la roca en las zonas de los proyectos es de 58.75 - 112.5MPa, lo que nos llevaría a inducir que la velocidad de perforación de piloto y rimado sería alta, pasando fácilmente los 10 metros por día en el escariado, sin embargo la experiencia en el rimado en esta zona nos arroja un valor mucho más bajo. Por lo que se está asumiendo que el pilotaje se hará a una velocidad de 12 metros por día y el rimado con la escariadora se hará a una velocidad de 8 metros por día, considerando problemas operativos y retrasos que comúnmente se han venido dando en este tipo de trabajo.

### **3.5. Mano de obra**

Master Drilling S.A.C cuenta con una gran experiencia en la ejecución de chimeneas mecanizadas utilizando el método Raise Boring.

En la actualidad y después de 17 años de operaciones en el Perú, Chile, Colombia, Ecuador, Brasil, México, Master Drilling S.A.C ha construido alrededor de 15,000. Metros de chimeneas, piques de traspaso y pilotos utilizando el método Raise Boring con diámetros desde 9" hasta 5 m. de diámetro y con profundidades de hasta 500 m.

Mantener los recursos de repuestos originales en stock en el país de operación y a la vez contar con la dirección y asesoría permanente del personal experto en este tipo de operaciones en cada país.

Para cada chimenea RB Master Drilling contratista Minero considera la siguiente dotación de personal:

Supervisor:	1
Asistente Administrativa:	1
Operadores:	3
Ayudantes:	3
Chofer:	1

Se trabajará en dos turnos de 12 horas c/u, el tercer operador será el de recambio. El mecánico irá cuantas veces lo requiera la operación sin necesidad de permanecer en mina.

Personal técnico de Master Drilling inspeccionará las instalaciones, el terreno en donde se efectuarán los trabajos y todos los demás aspectos, los mismos que deben encontrarse conformes previos a la prestación de servicios.

Los servicios de un topógrafo serán responsabilidad de la mina, para que provean la locación, dirección y ángulo de la máquina. Topografía debe marcar los puntos de trabajo, punto de inicio y punto de llegada de la chimenea o sea el lugar donde se comunicará el hoyo piloto.

Para la realización de trabajos previos a los Raise Boring como los de perforación y voladura en interior mina se cuenta con el personal de la empresa especializada MARTINEZ S.A.C, quien se encargará de la excavación de los cruceros donde comunicarán los pilotos y realizaran los desquinches necesarios.

También realizara la limpieza del desmonte que estos trabajos generarán. Para esto la empresa cuenta con:

Jefe de Guardia:	1
Capataz:	1
Perforistas:	2
Operador de Scoop:	1

La empresa especializada ETRAMIM S.R.L será la encargada de los trabajos de construcción de lozas donde se instalará el equipo y estará disponible para realizar cualquier trabajo que tenga que ver con la instalación de tuberías.

El personal que dispondrá esta empresa será el siguiente:

Capataz de obras civiles:	1
Maestro:	1
Ayudantes:	4

Compañía Minera Bateas cuenta con el área de servicios mina el cual hará el seguimiento a los trabajos de Raise Boring, el área se encargará de verificar que se cumplan con las condiciones establecidas en el contrato y de dar facilidades al contratista para evitar retrasos en la ejecución de las chimeneas.

Para el traslado e instalación del equipo será necesario un scoop de un mínimo de 4.1 yardas aportado por Cía Minera Bateas S.A.C. El equipo Raise Boring es desconectado y se traslada en forma separada; es decir, el power pack, la máquina en sí, el motor y toda la tubería.

El tiempo estimado para la instalación inicial y desinstalación al moverse de localización es de aproximadamente 3 días, suponiendo que todos los requerimientos de Cía. Minera Bateas S.A.C. sean oportunos

### **3.6. Infraestructura**

Para la ejecución del proyecto y básicamente para permitir la operación de la maquina Raise Boring, se requiere realizar una serie de trabajos en interior mina y en superficie.

En interior mina las dimensiones de las galerías por donde se trasladarán los equipos deberán ser de un mínimo de 2.0m x 2.0m, y en este caso las dimensiones del crucero principal y la rampa son de 3.0 x 3.0 de sección, por lo que no se hará ningún trabajo adicional.

Las cámaras de trabajo para la máquina RB deberán de ser de 6 m. de ancho x 5 m. de fondo x 5 m. de alto como mínimo, para la estación de Raise Boring para lo cual se realizara des quiches y voladuras en interior mina.

Las ventanas donde comunicarán los pilotos y desde donde se embonará la cabeza rimadora deben ser excavadas a una sección de 3m x 3m y 5 metros de longitud. Esto se realizara antes o durante la perforación del piloto, pero previniendo que los disparos no afecten el piloto o la columna de barras.

En superficie se requiere tener una poza de 4mx4mx2m como reservorio para recircular el agua durante la perforación del piloto. Este trabajo lo realiza el personal de la empresa especializada ETRAMIM S.R.L con ayuda de cargador frontal y es recubierta en su parte interna con geo membrana o algún material impermeable para evitar fugas de agua. En esta poza se instalará una bomba que proporcione 150 GPM para la evacuación de detritus. La bomba es de propiedad de Master Drilling SAC y será alquilada al precio de 115 US\$ por día.

El equipo ira montado sobre una loza de concreto, que deberá ser construida en roca sólida por lo que antes de construirse debe removerse el material de relleno para que la adherencia de la loza al piso sea la mejor posible. Esta condición evita que la loza se fisure o se quiebre con las evidentes pérdidas que esto significa.

Las dimensiones de la loza de concreto donde se instalará el equipo será de (3m x 3m x 0.30m) de espesor, la loza debe ser de concreto simple, cemento, piedra y arena, sin aceros y tipo 250 Kg/cm<sup>2</sup>.

En esta loza se deberán realizar 12 perforaciones verticales para poder anclar el trineo, sobre el cual irá el equipo de perforación. Esto impedirá que haya desplazamiento de la maquina debido al esfuerzo que se produce durante la perforación o rimado sobre todo.

Una caceta simple tipo carpa deberá instalarse junto a la máquina para que el operador no este expuesto a lluvias y proteger a su vez el panel de control. Esta será transportada hasta el lugar por el personal de la empresa especializada Master Drilling SAC.

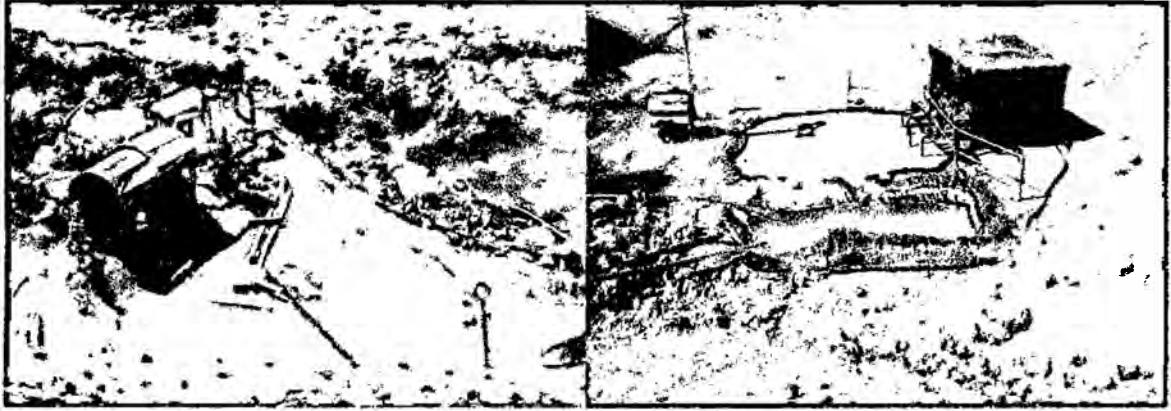


Figura N° 3.13 Infraestructura con equipo Raise Boring en plena operación.

Con esta infraestructura en interior mina y en superficie se puede dar inicio a la perforación y rimado de las chimeneas Raise Boring. Y cuando se hayan concluido las chimeneas se construirán parrillas sobre estas para prevenir la caída de personas o materiales que puedan originar accidentes.

## CAPÍTULO IV

### COSTOS DE OPERACIONES MINERAS

#### 4.1. Estimación de costos

La estimación de precios unitarios de construcción de labor minera consiste en estimar los costos unitarios de los recursos necesarios (humanos, materiales y equipos) para completar las actividades del proyecto. En la aproximación de costos la persona que estima considera las posibles variaciones del estimado final con propósito de mejorar la administración del presupuesto del proyecto.

Cuando un proyecto de construcción de labores mineras se realiza bajo contrato se debe tener cuidado en distinguir el costo estimado del precio:

- a) **Costo estimado:** es un cálculo económico. ¿Cuánto le costará a la empresa especializada que realiza el proyecto proveer el producto o servicio?
- b) **Precio:** es una decisión de negocios. ¿Cuánto recargará la empresa especializada que realiza el proyecto por el producto o servicio?

En la elaboración de los presupuestos para la construcción de las labores mineras, a cargo de una Empresa Especializada, es costumbre determinar los costos unitarios cuya unidad de medida, de referencia, depende del tipo de elemento de costo.

#### c) Elementos de costos

Proporcionan un detalle de la naturaleza de los costos relacionados con una actividad. Para efectos de elaborar la Propuesta Económica de la Empresa Especializada, los elementos de costo se clasifican en:

- ✓ Mano de Obra
- ✓ Materiales
- ✓ Herramientas
- ✓ Implementos de seguridad e iluminación

✓ Equipos

➤ **Mano de obra**

Es el esfuerzo físico o mental empleado en la construcción de labores mineras. Los costos de mano de obra pueden dividirse en mano de obra directa e indirecta, según la actividad que desarrollen los trabajadores. Incluyen los salarios de toda la mano de obra que se pueden asignar específica y exclusivamente a las partidas o labores mineras en una manera factible en términos económicos. La mano de obra es un servicio que no puede almacenarse y no se convierte, en forma demostrable, en parte del producto terminado.

Con los años y el avance de la tecnología la mano de obra ha ido perdiendo peso dentro del costo de producción.

➤ **Clasificación de la mano de obra**

En una Empresa Especializada la Mano de Obra se clasifica por categorías de acuerdo al tipo de trabajo o de acuerdo con la naturaleza del trabajo que se realiza. Esta clasificación permite establecer las diferencias salariales. Además se considera la clasificación de acuerdo con la relación directa o indirecta con la construcción de las labores mineras. La mano de obra de Empresa Especializada que está comprometida directamente con la realización de los trabajos de la construcción de labores mineras, se conoce como mano de obra directa. La mano de obra de Empresa Especializada que no está directamente comprometida con la realización de los trabajos se llama mano de obra indirecta. La mano de obra directa se carga directamente a trabajos en proceso, mientras que la mano de obra indirecta se convierte en parte de los costos indirectos de la construcción de las labores mineras.

La clasificación de costos directos y costos indirectos es importante para la realización de estudios de planificación y control de operaciones. Está vinculado con las variaciones o no de los costos, según los niveles de actividad.

### ➤ **Costos fijos**

Son aquellos costos cuyo importe permanece constante, independiente del nivel de actividad de la empresa. Se pueden identificar y llamar como costos de "mantener la empresa abierta", de manera tal que se realice o no la producción, se venda o no la mercadería o servicio, dichos costos igual deben ser solventados por la empresa. Por ejemplo:

- Alquileres
- Amortizaciones o depreciaciones
- Seguros
- Impuestos fijos
- Sueldo y cargas sociales de encargados, supervisores, gerentes

### ➤ **Costos variables.**

Son aquellos costos que varían en forma proporcional, de acuerdo al nivel de producción o actividad de la empresa. Son los costos por "producir" o "vender".

Por ejemplo:

- ❖ Mano de obra directa (a destajo, por producción o por tanto).
- ❖ Materias Primas directas.
- ❖ Materiales e Insumos directos.
- ❖ Comisiones sobre ventas.

#### **4.1.1. Según su asignación**

##### **4.1.1.1. Costos directos**

Son aquellos costos que se asigna directamente a una unidad de producción.

Por lo general se asimilan a los costos variables.



Costos directos = mano de obra directa + materiales directos

$$\text{CD} = \text{MOD} + \text{MD}$$

#### 4.1.1.2. Costos indirectos

Son aquellos que no se pueden asignar directamente a un producto o servicio, sino que se distribuyen entre las diversas unidades productivas mediante algún criterio de reparto. En la mayoría de los casos los costos indirectos son costos fijos.



Costos indirectos = mano de obra indirecta + materiales indirectos + gastos indirectos

$$CI = MOI + MI + GI$$

#### 4.1.1.3. Formas de remuneración

La mano de obra puede remunerarse sobre la base de la unidad de tiempo trabajado (hora, día, semana, mes, año). Pero, por Decreto Supremo N° 030-89-TR. De fecha 1 de agosto de 1989, los trabajadores al servicio de la actividad minera tienen derecho a percibir como contraprestación a las labores realizadas el denominado Ingreso Mínimo Minero, que no podrá ser inferior al monto que resulte de aplicar un 25% adicional al Ingreso Mínimo Legal vigente en la oportunidad de pago. El referido 25% tendrá las mismas características de la denominada Bonificación Suplementaria. Y de conformidad con la Resolución Ministerial No1-92-TR, la remuneración mínima vital sustituye al ingreso mínimo legal, cuyo monto a la fecha es de S/ 550.00 Nuevos Soles.

CALCULO DE COSTOS DE MANO DE OBRA					
T.CAMBIO (1 US\$)		3,1			
CATEGORIA	SI.	US\$	Ley Social	Total	US\$/ Hora
			<b>98,78%</b>		
Capataz	72,0	23,23	22,94	46,17	5,77
Operario Jumbero	70,0	22,58	22,31	44,89	5,61
Operario de Scoop	65,0	20,97	20,71	41,68	5,21
Operario Cargador Explo.	60,0	19,35	19,12	38,47	4,81
Cargador de Explosivos	60,0	19,35	19,12	38,47	4,81
Ayudante Cargador Explo.	55,0	17,74	17,53	35,27	4,41
Ayudante Jumbero	50,0	16,13	15,93	32,06	4,01
Operador Concretera	50,0	16,13	15,93	32,06	4,01
Operador Perforadora Jackleg	44,0	14,19	14,02	28,21	3,53
Mecánico de perforadoras	44,0	14,19	14,02	28,21	3,53
Maestro enmaderador	42,0	13,55	13,38	26,93	3,37
Maestro Winchero	42,0	13,55	13,38	26,93	3,37
Maestro Carrilano	41,0	13,23	13,06	26,29	3,29
Operario Bomba sumerg.	39,0	12,58	12,43	25,01	3,13
Bodeguero	39,0	12,58	12,43	25,01	3,13
Ayudante Perforista Jackleg	39,0	12,58	12,43	25,01	3,13
Ayudante general	39,0	12,58	12,43	25,01	3,13
Oficial Mecánico	39,0	12,58	12,43	25,01	3,13
Oficial Servicios	33,0	10,65	10,52	21,16	2,65
Peón	33,0	10,65	10,52	21,16	2,65

Tabla N° 4.1 Cálculo de costos de mano de obra

Fuente: Precios Unitarios E.E.ETRAMIM S.R.L. Unidad Minera Bateas

#### 4.1.1.4. Ingreso básico

Las Empresas Especializadas, considerando la experiencia, capacitación y habilidades del personal para categorizar y fijado su remuneración básica tal como se muestra en el Cuadro 4.1 Categorías, Remuneración Básica y Relación de Personal.

#### 4.1.1.5. Materiales

Son recursos físicos utilizados durante el proceso de construcción de una labor minera, cuyo aporte unitario a los costos corresponde a la cantidad de material o insumo que se requiere por unidad de medida (m, m2, etc.),

Incluyen los costos de adquisición de todos los materiales que se identifican físicamente como parte de las labores construidas y que se pueden asignar a las labores construidas en una manera factible en términos económicos. En el cuadro 4.2 se presenta una lista de materiales empleados en la construcción de diversas labores mineras (Chimeneas, galerías, etc.).

<b>RELACION DE PRECIOS DE MATERIALES</b>				
<b>DESCRIPCION</b>	<b>P.UNI</b>	<b>Vida</b>	<b>Unida</b>	<b>US\$</b>
<b>EXPLOSIVOS</b>				
Dinamita 65% x 1.1 1/4" x 8"	63,80	25	Kg	2,55
Emulnor de 5000 de 1 1/2" x 12"	49,60	25	Kg	<b>1,98</b>
Emulnor de 3000 de 1" x 8"	47,90	25	Kg	1,92
Emulnor de 5000 de 1" x 8"	49,60	25	Kg	<b>1,98</b>
Fulminante Fanel	1,24	1	pza	1,24
Carmex	0,53	1	pza	0,53
Mininel	1,04	1	pza	1,04
Mecha Rápida	0,36	1	mt	0,36
Penta cord	0,20	1	mt	0,2
Guia de seguridad	0,03	1	mt	0,028
Anfo	0,78	1	Kg	0,78
<b>ACEROS DE PERFORACION</b>				
Barra 12.0 pies	459,80	10.000	pies	0,046
Brocas 45 mm	89,50	900,00	pies	0,099
Rimador 4.0 pulg	507,30	5.000,	pies	0,101
Adaptador Pilot R32	188,31	3.000,	pies	0,063
Shank Adapter 1838	304,00	15.000	pies	0,020
Copla R38	111,40	10.000	pies	0,011
Accesorios, Mang., Otros	300,00	65.000	pies	0,005
<b>PERFORACION MANUAL</b>				
Perforadora neumática jackleg	3800,0	90000	pza	0,04
Reparación y Mantenimiento		75%	%	0,03
Barreno integral de 4pies	92,00	600	pies	0,15

Barreno integral de 6 pies	105,00	600	pies	0,18
Barra cónica de 4 pies	73,00	650	pza	0,11
Barra cónica de 6 pies	86,00	650	pza	0,13
Barra extensión de 70 pies	278,00	800	pza	0,35
Broca descartable 38 - 41 mm	28,00	250	pza	0,11
Broca descartable 45 mm	48,00	400	pza	0,12
Afiladora de Barrenos	3800,0	12000	pza	0,32
Piedra de esmeril	45,00	500	pza	0,09
Mang de 1/2" (30m/disp.)	2,24	120	m	0,56
Mang de 1" (30m/disp.)	4,31	120	m	1,08
Aceite de perforación	10,58	0,25	lt	2,65

Tabla N° 4.2 Relación de precios de materiales

*Fuente: Precios Unitarios E.E.ETRAMIM S.R.L. Unidad Minera Bateas*

#### **4.1.1.6. Equipos o Maquinarias**

Es este un tema de importancia primordial en la industria minera, pues representa una considerable inversión económica en el desarrollo de las obras, de manera principal en las labores mineras de preparación, desarrollo y explotación y, en fin, en todas aquellas en que se presenten grandes movimientos de tierra.

Cuando la maquinaria es propiedad de la Empresa Especializada, ésta representa una parte importante de los Activos del negocio, razón por la cual se debe tener especial cuidado en que los precios que se cobren por su utilización, correspondan a la realidad del mercado y que los precios pretendidos garanticen que en un tiempo razonable, la empresa tendrá dinero suficiente para su reposición; pues además de que se obtengan utilidades claras, debemos estar conscientes de que la maquinaria deberá recibir un mantenimiento preventivo y correctivo suficiente y a tiempo, a fin de que siempre se encuentre en óptimas condiciones de uso.

Aun cuando la maquinaria a utilizar sea alquilada, tenemos la necesidad de conocer el costo horario que deberemos analizar para hacer nuestras propuestas, que las más de las veces estarán en competencia con las

propuestas de otras empresas especializadas. Conociendo el costo horario de la maquinaria, tendremos bases para negociar una posible renta.

COSTOS EQUIPOS OFERTADOS		
DESCRIPCION	Unidad	P. UNIT (US\$)
Jumbo electrohidráulico de 01	h-m	110,47
Scoop de 4.10 yda3.	h-m	73,53
Scoop de 3.5 yda3.	h-m	68,47
Scoop de 2.2 yda3.	h-m	57,14

Tabla N° 4.3 Costos de equipos ofertados

Fuente: Precios Unitarios E.E.MARTINEZ S.A.C Unidad Minera Bateas

#### 4.1.1.7. Implementos de seguridad

El EPP está diseñado para proteger al trabajador de peligros a su salud y seguridad personal que no pueden ser eliminados de su área de trabajo.

COSTOS DE IMPLEMENTO DE SEGURIDAD E ILUMINACION					
DESCRIPCION	P. UNIT (US\$)	VIDA UTIL	PARCIAL	Cantidad	US\$/dis p.
Protector con portalámpara	10,8	540	0,02	1	0,02
Tafílete	0,98	180	0,01	1	0,01
Botas de jebe	16,7	120	0,14	1	0,14
Saco de jebe	9,80	120	0,08	1	0,08
Pantalón de jebe	9,80	120	0,08	1	0,08
Mameluco	19,0	180	0,11	1	0,11
Guante de cuero corto	3,45	15	0,23	1	0,23
Guantes de jebe	5,92	15	0,39	1	0,39
Correa cuero portalampara	3,34	500	0,01	1	0,01
Respirador	30,2	120	0,25	1	0,25
Filtro para respirador	5,40	5	1,08	2	2,16
Lente de seguridad	6,30	60	0,11	1	0,11
Tapón de oído	0,76	60	0,01	1	0,01
Barbiquejo	2,50	60	0,04	1	0,04
<b>Costos</b>					

Tabla N° 4.4 Costos de seguridad e iluminación

Implemento de seguridad Perforación 3.64

Implementación de Seguridad Normal 3.47

#### 4.1.1.8. Iluminación

Descripción	P. UNIT (US\$)	VIDA UTIL	PARCIAL	US\$/Dis p.
Lámpara minera + 50%	360	600	0,60	0,60
Cargador de lámpara +50%	90	600	0,15	0,15
				<b>0,75</b>

Tabla N° 4.5 Costos de herramientas

Fuente: Precios Unitarios E.E.ETRAMIM S.R.L. Unidad Minera Bateas

#### 4.1.1.9. Herramienta

DETALLE DE COSTOS DE HERRAMIENTAS						
DESCRIPCION	Unidad	P.UNIT (US\$)	VIDA UTIL	PARCIAL	Cantidad	Precio/ disp.
Llave Stilson de 24"	Pza	77,0	90,00	0,86	2,00	1,71
Llave Stilson de 18"	Pza	50,0	90,00	0,56	2,00	1,11
Barretillas	Pza	26,3	30,00	0,88	2,00	1,75
Barretillas	Pza	31,2	30,00	1,04	2,00	2,08
Barretillas	Pza	34,5	30,00	1,15	2,00	2,30
Barretillas	Pza	40,4	30,00	1,35	2,00	2,70
Barretillas	Pza	47,2	30,00	1,57	2,00	3,15
Barretillas	Pza	53,5	30,00	1,79	2,00	3,57
Atacador	Pza	4,00	20,00	0,20	5,00	1,00
Cucharilla	Pza	8,00	90,00	0,09	1,00	0,09
Llave francesa 15"	Pza	85,0	90,00	0,94	2,00	1,89
Pico de punta y pala	Pza	11,0	90,00	0,12	2,00	0,24
Lampa	Pza	9,50	60,00	0,16	2,00	0,32
Comba 6 Lbs	Pza	12,0	90,00	0,13	2,00	0,27
Soplete	Pza	11,7	90,00	0,13	2,00	0,26
Mochila para	Pza	35,0	60,00	0,58	1,00	0,58
Serruchon y/o Corvina	Pza	22,0	90,00	0,24	0,50	0,12
Comba de 8 Libs	Pza	22,0	60,00	0,37	0,25	0,09
Comba de 12 Lbas	Pza	28,0	60,00	0,47	0,25	0,12

Flexometro	Pza	7,50	30,00	0,25	0,25	0,06
Arco de sierra	Pza	18,0	60,00	0,30	0,50	0,15
Pintura Spray	Pza	2,60	4,00	0,65	0,50	0,33
Hoja de sierra	Pza	1,75	3,00	0,58	0,50	0,29
Plataforma de trabajo	Pza	1200	700,0	1,71	0,00	0,00
Maquina sunchadora	Pza	135,	90,00	1,50	0,13	0,19
Hebillas grampas	Pza	0,35			4,00	1,40
Cinta bandit	Mt	0,18			4,00	0,72
Detergente industrial	Kg	3,50			0,00	0,00
Trapo industrial	Kg	1,25			0,00	0,00
Cordel de nylon p/	Ovil	4,00	20,00	0,20	1,00	0,20
Alambre N°. 16	Kg	2,80			0,00	0,00
<b>COSTO DE HERRAMIENTAS</b>						<b>26,70</b>

Tabla N° 4.6 Costos de Herramientas

Fuente: Precios Unitarios E.E.ETRAMIM S.R.L. Unidad Minera Bateas

#### 4.2. Calculo de Costos de la implementación de Raise Boring en la Unida de Producción de San Cristóbal de Bateas

##### 4.2.1. Calculo del costo de la implementación de labores de servicio con equipos Raise Boring

###### 1.- Costo de Maquina Raise Boring

- Precio FOB de la Máquina: 320 950 US\$
- Precio CIF de la Máquina: 545 615 US\$
- Potencia de la Maquina : 100 Hp
- Precio de Energía Eléctrica: 0.08 US\$/KW-hr
- Vida Útil: 10 años
- Horas de operación al año: 4200
- Longitud de perforación: 534 metros
- Perforación Taladro Piloto: 1.285 m/hr
- Rimado: 0.286 m/hr
- Interés: 12%
- Tiempo de perforación taladro piloto: 233.5 horas para una longitud de 534 metros
- Tiempo de rimado: 1049.0 horas para una longitud de 534 metros
- Costo de Amortización:  $A = P \left[ \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right]$

Dónde: A: Costo de Amortización US\$ / año

P: Precio de Adquisición

i: Interés

n: Vida Útil en años

horas trabajadas al año: 4200

$A = 545\,615 \left[ \frac{((1+0.12)^{10} \times 0.12)}{[(1+0.12)^{10} - 1]} \right] = 96\,565.21 \text{ US\$ / año}$

$A = 96\,565.21 \text{ US\$ / año} \times 4200 \text{ hrs / año} = 22.99 \text{ US\$ / hr}$

- Costo de Depreciación:  $D = P \times 80\% / n$

Dónde: P: Precio de Adquisición

n: Vida Útil en años

$$D = 545\,615 \times 0.8 / 10 \times 4200 = 10.39 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo de Mantenimiento:  $M = D \times (1 + 23\%)$

$$M = 10.39 \text{ US\$ / HR} \times (1 + 23\%) = 12.78 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo de Energía:  $CE = \text{HP Maquina} \times 0.746 \times \text{Precio de Energía}$

$$CE = 100 \times 0.746 \times 0.07 = 5.22 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo de Lubricantes y Grasas:  $CL = 30\% \times E$

$$CL = 0.3 \times 5.22 = 1.57 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo Horario: = 52.96 US\$ / hr

$$= 226.37 \text{ US\$ / mt}$$

## 2.- Costo de Insumos para Columna de Perforación 534 Metros

- Tubos 244 unidades Precio FOB: 247 950 US\$
- Estabilizadores 04 und. Precio FOB: 21 200 US\$
- Total Precio FOB: 269 150 US\$
- Total Precio CIF: 457 555 US\$
- Vida Útil: 10 años
- Horas de operación al año: 4200
- Longitud de perforación: 534 metros
- Interés: 12%
- Costo de Amortización:  $A = P \left[ \frac{((1+i)^n \times i)}{[(1+i)^n - 1]} \right]$

Dónde: A: Costo de Amortización US\$ / año

P: Precio de Adquisición

i: Interés

n: Vida Útil en años

horas trabajadas al año: 4200

$$A = 457\,555 \left[ \frac{((1+0.12)^{10} \times 0.12)}{[(1+0.12)^{10} - 1]} \right] = 80\,979.99 \text{ US\$ / año}$$

$$A = 80\,979.28 \text{ US\$ / año} / 4200 \text{ hrs / año} = 19.28 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo de Depreciación:  $D = P \times 80\% / n$

Dónde: P: Precio de Adquisición

n: Vida Útil en años

$$D = 457\,555 \times 0.8 / 10 \times 4200 = 8.72 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo de Mantenimiento:  $M = D \times (1 + 23\%)$

$$M = 8.72 \text{ US\$ / HR} \times (1 + 23\%) = 10.72 \text{ US\$ / hr}$$

- Costo por Rimadora

Precio CIF de Rimadora: 44 550 US\$

Vida Útil: 20 000 HRS

Costo horario por Rimadora: = 2.23 US\$ / hr

- Costo por Broca Perforadora

Broca Precio CIF: 3120.00 US\$

Vida Útil: 800 metros

Costo Horario por Broca:  $(3120 \text{ US\$} / 800 \text{ mt}) \times 0.234 \text{ mt / hr} = 0.90 \text{ US\$ / hr}$

- Costo por estabilizadores

Precio 5 und. Precio CIF: 62 348 US\$

Vida Útil: 1000 metros

Costo Estabilizadores:  $(62\ 348\ \text{US\$} / 1000\ \text{mts.}) \times 0.234\ \text{mt} / \text{hr} = 14.50\ \text{US\$} / \text{HR}$

Costo Horario: = 55.5 US\$ / hr  
= 237.1 US\$ / MT

### 3.- Costo de Mano de Obra por Chimenea Raise Boring

MANO DE OBRA					TOTAL
CARGO	S/.	CANT	AVANCE	INC%	U\$\$
Supervisor	3800	1			1310.34
Operador de Equipo	2100	3			2172.41
Ayudante de Equipo	1728	3			1787.59
Conductor	1728	3			1787.59
Total por Mano de Obra		10			7057.93
Bono Por					
Productividad (U\$\$)	1	10	80		800
Implementos					
de Seguridad	52	10			517.24
Herramientas	344.83	1			344.83
Alimentos	196.55	10		60%	1179.31
Combustible	6.26	150			939

Depreciación				
Camioneta	22	36		611.11
Mantenimiento	Aceite	llantas	otros	
Camioneta	50	150	150	350
				11799.42
Gastos Administrativos	20%			2259.31
Costo Operativo + Gasto Administrativo				13555.88
Utilidad Proyectada	10%			1355.59
<b>Total Costo Mensual</b>				<b>14 911.47</b>
Rendimiento Mensual (Metros)				80
Valor de Venta Mensual (U\$\$ por metro)				186.39
Costo Total para Perforación y Rimado de una Chimenea RB: 650. 00 US\$ / METRO				
Disgregando la Perforación del Piloto y el Rimado se Considera:				
45% Del Precio Total para el Piloto: 290 US\$ / MT				
55% Del Precio Total para el Rimado: 360 US\$ / Mt				

### 4.3. Planteamiento de propuestas

Minado mediante el método de corte y relleno ascendente y la implementación de chimeneas de servicios mecanizados para optimizar los recursos y obtener mejores resultados en la extracción de los recursos minerales a través de la implementación de chimeneas con equipo Raise Boring. Aprovechando al máximo la disponibilidad del personal y de los equipos, además de mejorar los niveles de producción en los tajos y cumpliendo con los estándares de seguridad.

Los Raise Boring se construyeran tanto en la Veta Animas y Bateas teniendo una longitud total de 534 metros con una inclinación de 72° según el buzamiento de las vetas ánimas y bateas, serán ejecutados de forma secuencial. Los cuales

comunicarán a los diferentes tajos con la superficie, tendrán un diámetro de 1.20 y 2.10 metros los cuales serán ejecutados por la empresa especializada Master Drilling SAC.

Las chimeneas estarán ubicadas tanto en ánimas y bateas a distancias prudenciales de la estructura mineralizada de la caja piso de la veta y se irán comunicando con los tajos por medio de ventanas y estocadas.

La ejecución de chimeneas Raise Boring requiere de trabajos previos: en interior mina se deben realizar cámaras en roca estéril donde comunicarán los pilotos. Si ocurriese alguna desviación topográfica u operativa entonces se tendrá que realizar algún desquinche con el objetivo que el punto de comunicación quede casi en el centro de la cámara.

Concluida la primera cámara se procede a la perforación del piloto, utilizando como herramienta un tricono de rodamientos sellados con un diámetro de 9 7/8" a una velocidad promedio de 0.90 mt. Por hora, desde la superficie hasta comunicar a la cámara. Cuando esto ocurra se procede a retirar el tricono y embonar el escariador, quedando este unido a la columna de barras que descendió durante las perforación del piloto. El escariador actúa en ascenso, excavando por corte y cizalla, con un diámetro de 4 pies a una velocidad promedio de 0.20 metros por hora, según las características de macizo rocoso que se atraviesa.

Mientras se va rimando la chimenea se van generando gran cantidad de detritus, los cuales se acumulan en la cámara y que deben evacuarse continuamente para evitar problemas de campaneo de la chimenea o que estos invadan la vía principal. La limpieza de estos se realizará con un scoop de 4.1 yd<sup>3</sup>.

Terminada la perforación de los Raise Boring, el escariador debe ser retirado por superficie y los equipos se trasladaran al siguiente punto para la perforación de las siguientes chimeneas que será perforada y escariada en forma similar a los demás.

La parte superior de las chimeneas que está en contacto con la superficie se desquincarán en forma de embudo hasta lograr un diámetro de 2 m. Luego se

construyen parrillas en ambas y se señalizan adecuadamente para evitar cualquier tipo de evento no deseado.

Durante la perforación del piloto y rimado de las chimeneas, se continuará trabajando normalmente en los tajos, a menos que el tránsito de los equipos diésel, que se encargaran de la limpieza de los detritus, interfieran por unos minutos en el tránsito del scoop.

Concluido el rimado de las chimeneas, el retiro de equipos, limpieza de las cámaras y colocación de parrillas en superficie, recién se realizarán los trabajos complementarios para comunicar el tajeo con los Raise Boring a través de ventanas, contando con el apoyo del área de topografía.

La función principal de los Raise Boring es permitir la extracción de los gases viciados y el ingreso de aire limpio hacia las labores de la mina y también para la alimentación de material detrítico (relleno) desde superficie. Los Raise Boring se ubicaran en la parte central de los Tajos, frente a los ore pass y conforme va realizando la rotura del tajeo se ira comunicando por medio de ventanas, una vez comunicado se colocará bloques con malla y su guion.

Los Raise Boring tendrán funciones como: camino, echadero y ventilación con el objetivo principal de mejorar los estándares en las labores.

Las chimeneas Raise Boring se habilitará con descansos y escaleras para utilizarse como camino. El diámetro facilita el acceso y el diseño interior brinda seguridad por la estabilidad de sus paredes y brinda facilidades para instalar los descansos. El ángulo de inclinación de  $72^\circ$  es adecuado para una chimenea camino.

Las chimeneas Raise Boring por su forma circular y por la poca rugosidad en el interior de sus paredes tienden a comportarse como un excelente ducto de ventilación, mucho mejor que las chimeneas convencionales excavadas con explosivo. El flujo de aire en estas chimeneas encuentra una resistencia menor al de las convencionales y por lo tanto la pérdida de carga es menor.

Las chimeneas excavadas servirán también para evacuar el aire contaminado hacia la superficie.

En cuanto a los precios unitarios por tonelada rota y transportada hasta la planta concentradora, se tiene los siguientes cuadros comparativos:

COSTO DE MINADO ACTUAL		
COSTO EXLOTACION (MO, PER, VOL, LIMP)	12.38	\$/TON
COSTO DE PREPARACIONES	12.48	\$/TON
COSTO DE TRANSPORTE	2.68	\$/TON
SERVICIOS 10%	2.75	\$/TON
TOTAL	30.29	\$/TON

Tabla N° 4.7 Costo de minado para una tonelada de mineral puesta en planta concentradora en la actualidad.

COSTO DE MINADO CON LA IMPLEMENTACIÓN DE RB		
COSTO DE EXPLOTACIÓN (MO, PERF, VOL, LIMP)	12.38	\$/TON
COTO DE PREPARACIONES	1.63	\$/TON
COSTO DE TRANSPORTE DE MINERAL	2.68	\$/TON
COSTO DE MADERAMEN	0.14	\$/TON
SERVICIOS 12%	2.12	\$/TON
TOTAL	18.95	\$/TON

Tabla N° 4.8 Costo de minado para una tonelada de mineral puesta en planta concentradora, con la implementación de los Raise Boring.

Fuente: Departamento Planeamiento Cía. Bateas

## CAPÍTULO V

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 5.1. Conclusiones

La producción actual de la mina Bateas es de 550 TMH/mes, con el método actual y con la alternativa propuesta se obtiene una producción de 890 TMH/mes, incrementándose en un 40%.

Las alternativas de explotación de la veta Bateas empleando chimeneas Raise Boring para alimentar relleno detrítico son más económicas que el método de explotación actual, a pesar de la alta inversión que se realiza al inicio del proyecto para la ejecución de las chimeneas.

Con la alternativa propuesta se mejora el sistema de ventilación, debido a que las chimeneas Raise Boring (RB) permiten una rápida evacuación de los gases de la voladura, mejorando las condiciones de trabajo en el tajeo e incrementando de 6.0 a 7.5 las horas netas operativas de trabajo en una guardia de 8 horas.

La optimización de las labores de servicio se logra cuando se realiza un mejor control de operaciones mina y al emplear las nuevas tecnologías como la aplicación de equipos mecanizados como son los equipos Raise Boring.

“No se puede mejorar lo que no se puede medir”, la mejor herramienta para la gestión de la operación es el conocimiento de lo que sucede en el campo de una manera precisa y oportuna para tomar acciones correctivas.

La ventilación en los tajos es deficiente debido a que no se tiene un circuito de ventilación definido, y la evacuación de los gases de la voladura es muy lenta, por lo

cual los equipos y el personal que trabaja en la labor retrasan su ingreso, llegando a registrarse 7 horas netas operativas en promedio en una guardia de 8 horas.

## 5.2. Recomendaciones

- Aplicar la alternativa propuesta empleando las labores de servicio con Raise Boring en el método de explotación de "Corte y Relleno Ascendente mecanizado y convencional los cuales servirán como labores de servicio y de echaderos de material detrítico para rellenar los tajos.
- Considerar en los métodos de minado de corte y relleno ascendente mecanizado y convencional el empleo de equipos estables para la zona de Bateas, Animasy labores de servicio con Raise Boring ya que permiten un minado más dinámico y se logra mejorar las condiciones de ventilación y seguridad, permitiendo un mejor desempeño de los equipos y del personal, aumentando su productividad.
- Aprovechar el material estéril originados en interior mina de Animas, y trasladarlos a la zona de Bateas u otras zonas para utilizarlos como relleno en los tajos con problemas para emplear el relleno hidráulico debido a la alta diferencia de cotas y grandes distancias desde el punto de bombeo.
- Es necesario que para la ejecución de los proyectos de las labores de servicio se consideren los estudios geológicos geomecánicos del lugar donde se ejecutaran los trabajos.



## BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA

- García S, G. *Optimización del sistema de minado empleando RaiseBoring para reducir los costos en el tajeo 270 de la zona Jimena – CIA Minera Raura S.A. Piura, 2010*
- Valdivieso G, L, A. *Seguridad e Higiene Minera en la Compañía Minera Caylloma S.A. Caylloma, 2015*
- Energía y Minas. *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional 055-2010. Perú 2010*
- Sánchez K. *Curso Sistema de Gestión Integrado Basado en las Normas (OSHAS 18001 e ISO 14001)*
- Expediente Técnico. *Minera Bateas S.A.C. En las operaciones mineras de la unidad minera año 2015*
- Base de Datos Fortuna Silver. *Unidad Caylloma-Mina Bateas Perú 2008*
- Departamento de geología. *U.O San Cristóbal, Geología del yacimiento de Caylloma.*
- "Mauricio Hochschild. *Geología y mineralización del distrito de Caylloma.*
- Cía. Ltda., S.A.C.*
- Eyzaguirre, Peterson. *Postulado para el Mioceno inferior-medio Del sur de Perú (Cassard et al., 2000). 1981-1983*



## ANEXO

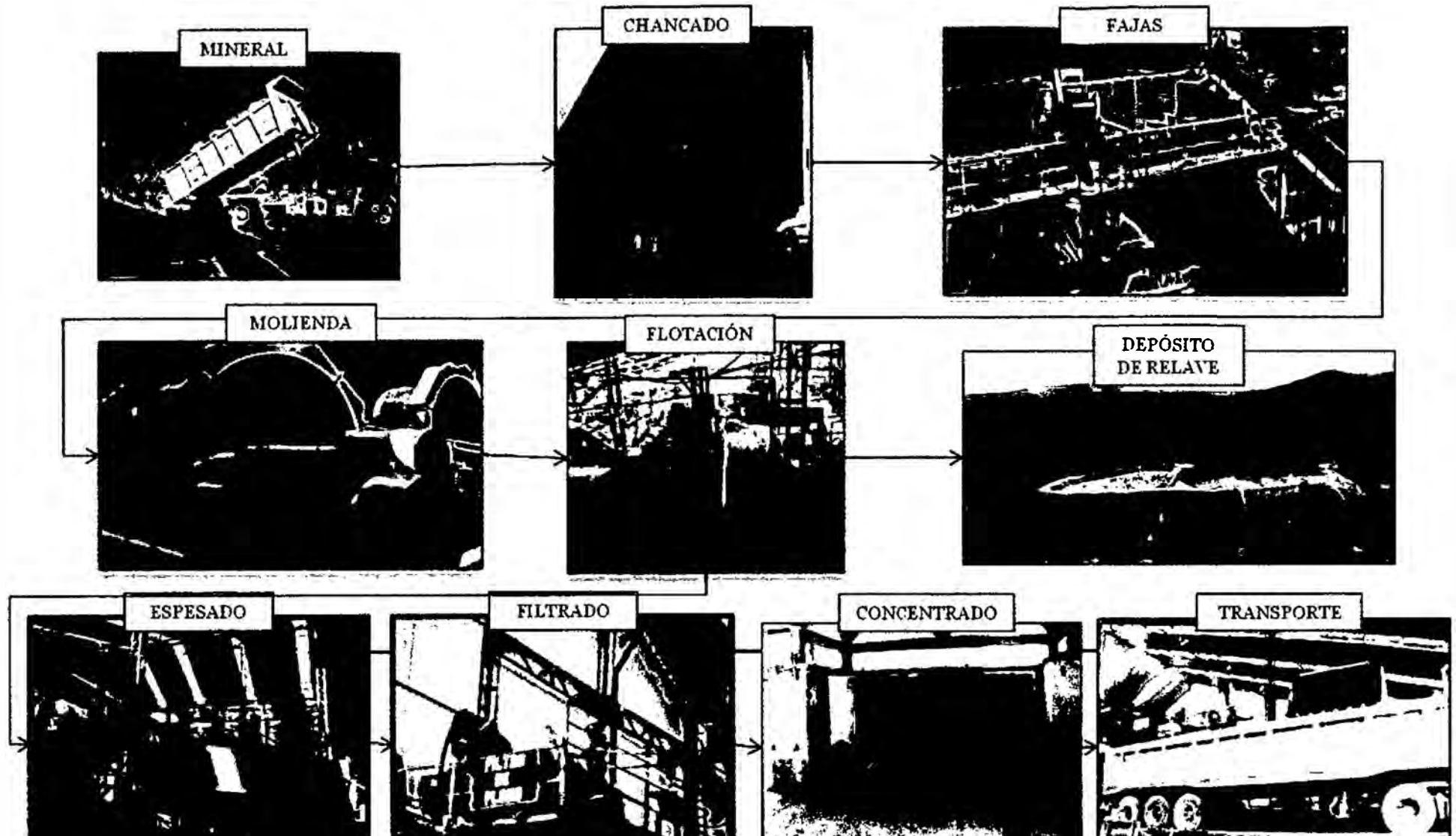
**Cuadro 1.- Parámetros geotécnicos del macizo rocoso.**

Litología/Material	Parámetros Geotécnicos de la masa Rocosa									
	$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	$\sigma_c$ (MPa)	mi	mb	s	a	E (Mpa)	v	$\phi$ (°)	c (MPa)
Toba lapillítica	22.54	75.25	10.0	0.7643	0.0007	0.5076	1685.45	0.25	51.45	0.365
Andesita Afanítica	25.83	97.85	24.0	4.2167	0.0079	0.5025	7630.28	0.23	60.79	1.021
Carbonatos	27.46	36.15	12.0	2.0120	0.0039	0.5060	3063.36	0.29	48.00	0.285
Oxido (mangano argentíferos)	28.53	26.25	11.5	0.4919	0.0010	0.5217	2964.13	0.29	31.10	0.232
Mineral en sílice (rodonita)	29.40	176.40	25.0	4.5023	0.0082	0.5021	7920.93	0.20	65.75	1.579
Relleno Hidraulico	15.68	0.25					50		15.00	0.100
Material Cuatemario	18.13	0.10							30.00	0.050
material triturado (falla)	11.76	0.25							15.00	0.100

Cuadro 2.- Criterio para clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración "RMR de Bieniawski, 1989". (Los colores son asumidos para fines operativos).

TIPO DE ROCA	RANGO DE VALORACIÓN "RMR"	CALIDAD DE MASA ROCOSA "RMR" Según, Bieniawski 1989)
I	81-100	Muy Buena
II	61-80	Buena
III	41-60	Regular
IV	21-40	Mala
V	< 21	Muy Mala

Fig. 3.- Esquema del Procesode la RecuperaciónMetalúrgica



Cuadro 4.- de ejecución de los Raise Boring

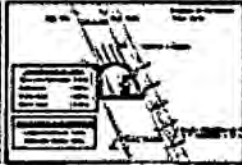
Justificación	Litología	Resistencia	Tipo de Roca	CRONOGRAMA DE EJECUCION AÑO 2014												
				Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
RB Ventilacion Animas NE								130								130
RB Ventilacion Nv. D8									107	107						214
RB Waste Pass Nv. 13											105					105
RB Ore Pass Nv. 13												85				85
															<b>Total</b>	<b>534</b>



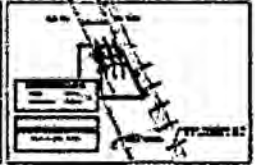
ANEXO 1

**METODO DE EXPLOTACION CORTE RELLENO ASCENDENTE EN VETA ANDAMAS CON PERFORACION VERTICAL**

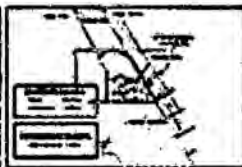
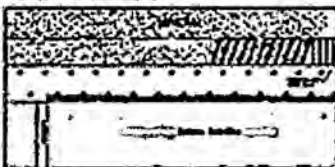
**PASO 1: PERFORACION**



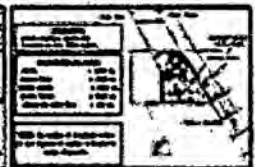
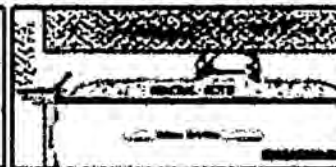
**PASO 2: CARGADO Y VOLADURA**



**PASO 3: RELLENO**



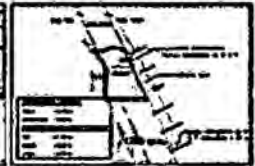
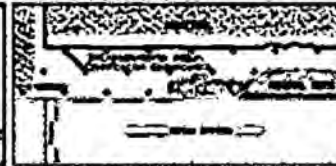
**PASO 4: REGADO Y DESATADO DE LARGO**



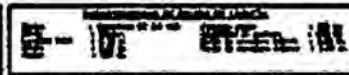
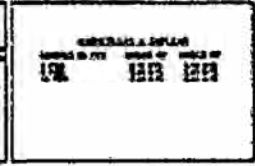
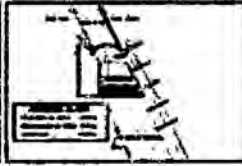
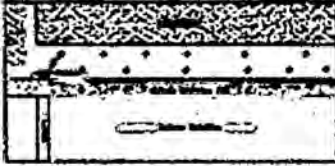
**PASO 5: SOSTENIMIENTO**



**PASO 6: LIOFEEA**



**PASO 7: RELLENO DE NUEVO**

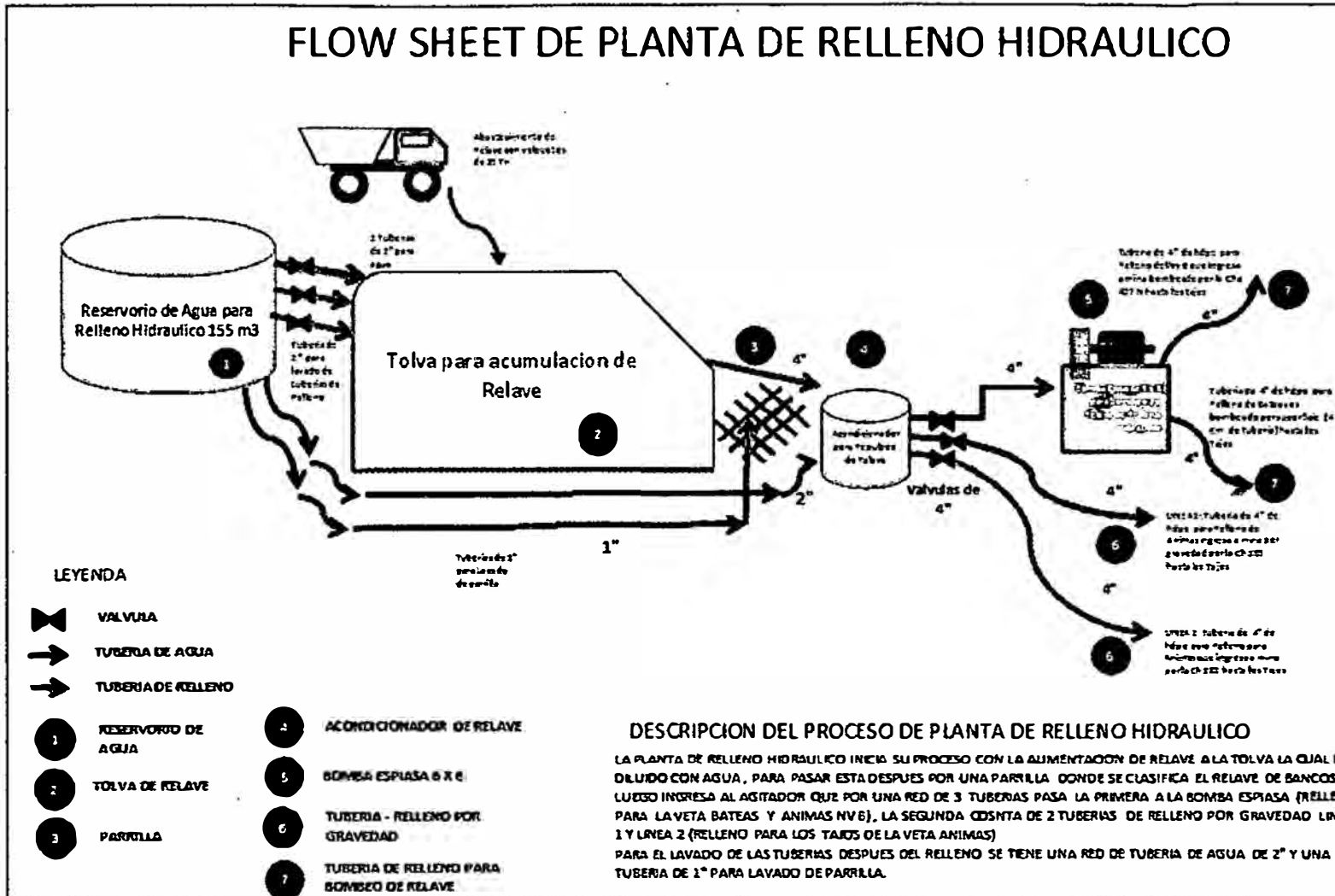


GENERAL A DIFUSION  
198 198 198



**ANEXO 2**  
**ISOMETRICO RH VETA ÁNIMAS**

**FLOW SHEET DE PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO**



## ANEXO 3

### COSTO DE AVANCE EN US\$/MT DE LA CHIMENEA DE 1.5Mx1.5M BATEAS

COSTO DE UNA CHIMENEA SIMPLE DE 1.50m x 1.50m BATEAS							
Perforación (Jackleg) + Voladura (Cramon P + Mecha rápida) + Limpieza con Rastrillo							
E.E. ETRAMIMS S.R.L							
Taladros de avance	18.00		Tipo de roca		Tipo de Cambio	3.05	
Taladros de sostenimiento	0.00		Peso del mineral			MEDIANO	
Taladros de servicio (3 pies)	0.00		Peso del desmonte			3.5	
Longitud de perforación (pies)	1.68		Eficiencia del disparo			2.7	
Avance de disparo (m)	1.43		Factor de Potencia (Kg/Ton)			85%	
Volumen disparado (m <sup>3</sup> )	3.22		Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )			0.00	
TonELAJE disparado (tm)	8.69		Factor de carga (Kg/m)			0.00	
BB.SS Obreros	99.24%		Días de trabajo por mes			30.00	
BB.SS Empleados	61.69%						
<b>1.- MANO DE OBRA</b>							
Perforista (Perforación, sostenimiento y voladura)	CNT	Jornal S/.	(J+ BB.SS)/Día	Inc. %	US\$/DISP.	US\$/MT	
Ayudante de perforista	1	48	95.62	125%	39.19		
Moestro winchero	1	46	91.63	125%	37.55		
Lamparero/ Compresorista	1	50.95	101.49	42%	13.87		
Bodguero /Rubero	1	46	91.63	25%	7.51		
	1	46	91.63	25%	7.51		
<b>TOTAL MANO DE OBRA (US\$.)</b>	5				105.63		73.87
<b>2.- SUPERVISIÓN Y SERVICIOS</b>							
Ing. Residente	CNT	Básico S/.	(J.BB.SS)/Día	Inc. %	US\$/DISP.	US\$/MT	
Ing. Jefe de guardia	1	6688	360	10%	11.82		
Ing. Seguridad	1	4235	228	20%	14.97		
Capatá de Guardia	1	5445	293	15%	14.43		
Administrador	1	1815	98	20%	6.41		
Asistente administrativo	1	1573	85	10%	2.78		
	1	1210	65	10%	2.14		
<b>TOTAL SUPERVISIÓN (US\$)</b>	6				52.55		36.75
<b>3. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>							
	Precio (\$)	Rend.(tareos)		Cant.(tareos)			
Botas	14.66	125		4.07	0.48		
Correa de Seguridad	4	300		4.07	0.05		
Filtro para respirador P-100	8.8	15		4.07	2.89		
Guantes de Jebe Neoprene	5.24	25		4.07	0.85		
Lámpara Minera	251	600		4.07	1.7		
Cargadora de Lámpara Minera	69.04	800		4.07	0.47		
Mantenimiento de Lámpara	0	0		4.07	0.65		
Lentes de Seguridad	7.86	75		4.07	0.43		
Mameluco con cinta reflectiva	14.15	150		4.07	0.38		
Pantalón de Jebe	9.15	100		4.07	0.23		
Protector con portalampara	11.77	100		4.07	0.16		
Respirador Survivor	16.6	100		4.07	0.68		
Saco de Jebe	9.15	100		4.07	0.23		
Taflete para protector	3.65	100		4.07	0.15		
Barbiquejo	0.56	75		4.07	0.03		
Tapón de oído	0.8	25		4.07	0.13		
<b>TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>					9		6.29
<b>4. PERFORACIÓN</b>							
	Precio \$.	v. util(pies)	\$/pie	PP			
Máquina perforadora	3,500	100,000	0.04	99	3.47		
Acerte perforación (gins.)	4	394	0.01	99	1.10		
Mantenimiento (75%)				99	2.60		
Juego de barrenos 4" y 6"	107	1,200	0.09	99	8.84		
Adaptador de Split set	80	1,200	0.07	0.00	0.00		
Máquina afiladora	4,135	500,000	0.01	99	0.82		
Piedra esmeril	16	9,843	0.00	99	0.16		
Manguera jebe 1' (20 m)	85	13,500	0.01	99	0.62		
Manguera 1/2" (20 m)	58	13,500	0.00	99	0.43		
<b>TOTAL PERFORACIÓN</b>					18.04		12.61
<b>5. HERRAMIENTAS</b>							
	CNT	Precio \$.	Rend.(# disp)	Incidencia (%)			
Atacadador	1	1.93	10	100%	0.19		
Arnez	2	49.15	75	100%	1.31		
Machilla	1	10.5	75	100%	0.14		
Cinta y Grampa Vand-IT	1	47.12	10	100%	4.71		
Comba de 6 lbs.	1	6.91	300	100%	0.02		
Cucharilla	2	5	75	100%	0.13		
Escala	1	10	50	100%	0.20		
Juego de Barmetilla Aluminio 6", 8", 10"	1	78.21	75	100%	1.04		
Cargador de año	0	562	150	100%	0.00		
Manguera antiestática (m)	0	10.19	75	100%	0.00		
Lámpara	1	8.51	75	100%	0.11		
Llave stilson de 14"	1	29.5	300	100%	0.10		
Corvina	1	28.8	125	100%	0.23		
Punta	2	3.75	75	100%	0.10		
Formon	1	17.53	100	100%	0.18		
Arro de Sierra	1	9.73	75	100%	0.13		
Hoja de Sierra	1	1.1	5	100%	0.22		
Pico	1	8.51	150	100%	0.06		
Pintura (Gal)	1	9.96	15	100%	0.66		
Punzan de Cebo	1	5	150	100%	0.03		
Soga de 15 Kg	1	34.45	50	100%	0.69		
Sacabarreno	1	25	150	100%	0.02		
<b>TOTAL HERRAMIENTAS</b>					10.27		7.15
<b>6. EQUIPOS</b>							
	CNT	US\$/Hr.	Rend.(ton/hr)	Rrs			
Scoop Diesel de 1.5 yd <sup>3</sup>	1	29.01	20	0.43	12.60		
Camioneta de servicios	1	6.61		1	6.61		
Camión de servicios	1	6.61		1	6.61		
<b>TOTAL EQUIPOS</b>					25.82		18.06
<b>TOTAL COSTO DIRECTO</b>							
G.G.	5%				221.32		154.77
Utilidad	10%						7.74
<b>COSTO UNITARIO ( US\$/ ML.)</b>							15.48
							177.99

**ANEXO 4**

**COSTO DE PILOTAJE Y RIMADO EN US\$ / MT SEGÚN CONTRATO  
CON LA E.E. MASTER DRILING SAC**

<b>ITEM CHIMENEA LONGITUD DIAMETRO INCLINAC. PRECIO</b>					
		<b>Metros</b>	<b>Pulg./m</b>	<b>Grados</b>	<b>US\$/mt</b>
<b>RB</b>	<b>Piloto</b>	<b>534</b>	<b>9 - 7/8</b>	<b>70 - 90</b>	<b>290.00</b>
				<b>&lt;70</b>	<b>295.00</b>
	<b>Rimado</b>	<b>534</b>	<b>1.2</b>	<b>70 - 90</b>	<b>360.00</b>
				<b>&lt;70</b>	<b>375.00</b>

**ANEXO 5**

**COSTO DE MINADO PARA UNA TONELADA DE MINERAL PUESTA EN PLANTA CONCENTRADORA, CON EL METODO UTILIZADO ACTUALMENTE CON CHIMENEAS CONVENCIONALES.**

<b>COSTO DE MINADO ACTUAL</b>		
<b>COSTO DE EXLOTACION (MO, PER, VOL, LIMP)</b>	<b>14.48</b>	<b>\$/TON</b>
<b>COSTO DE PREPARACIONES</b>	<b>12.48</b>	<b>\$/TON</b>
<b>COSTO DE TRANSPORTE</b>	<b>2.68</b>	<b>\$/TON</b>
<b>SERVICIOS 10%</b>	<b>4.75</b>	<b>\$/TON</b>
<b>TOTAL</b>	<b>34.39</b>	<b>\$/TON</b>

**ANEXO 6**

**COSTO DE MINADO PARA UNA TONELADA DE MINERAL PUESTA EN PLANTA CONCENTRADORA, CON LA IMPLEMENTACION DE LOS EQUIPOS RAISE BORING.**

<b>COSTO DE MINADO CON LA IMPLEMENTACIÓN DE RB</b>		
<b>COSTO DE EXPLOTACIÓN (MO, PERF, VOL, LIMP)</b>	<b>14.38</b>	<b>\$/TON</b>
<b>COTO DE PREPACIONES</b>	<b>7.68</b>	<b>\$/TON</b>
<b>COSTO DE RELLENO</b>	<b>0.83</b>	<b>\$/TON</b>
<b>COSTO DE TRANSPORTE MINERAL</b>	<b>2.68</b>	<b>\$/TON</b>
<b>COSTO DE MADERAMEN</b>	<b>0.14</b>	<b>\$/TON</b>
<b>SERVICIOS 12%</b>	<b>1.12</b>	<b>\$/TON</b>
<b>TOTAL</b>	<b>26.83</b>	<b>\$/TON</b>