

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**“PROYECTO DE RECUPERACION DE LAS RESERVAS
DE LA VETA ALMIRANTA MEDIANTE EL DRENAJE DE
AGUA ACIDA ACUMULADA-MINA QUIRUVILCA-”**

TESIS

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

**PRESENTADA POR:
PEDRO JOFFRE ESCUDERO JAIMES**

**LIMA – PERU
2008**

Dedicatoria:

Dedicada a Dios Padre Nuestro Creador, a mis hijas Aracelly y Ariana quienes fueron el motor para la elaboración de esta tesis, a mi esposa Martha por su apoyo incondicional, a mis padres Judith y Pedro por su esfuerzo dedicado para poder lograr esta meta.

Agradecimiento:

A la Universidad Nacional de Ingeniería y sus profesores por toda su enseñanza.

A todo el Equipo Staff de la Mina Quiruvilca, en especial a su Gerente de Operaciones Ing. Jesús Cárdenas por todo el apoyo brindado.

TABLA DE CONTENIDOS

RESUMEN	9
INTRODUCCION	11
CAPITULO I	
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	12
1.1 Planteamiento del problema	12
1.1.1 Objetivos	12
1.1.2 Criterios para la selección del proyecto	13
1.1.3 Justificación de la investigación	16
1.2 Marco teórico	16
1.2.1 Ciclo del agua en la naturaleza	16
1.2.2 Agua en la minería subterránea	19
1.2.3 Bombeo y desagüe en minas subterráneas	21
1.3 Alcances y limitaciones	25
1.4 Formulación de las hipótesis	27
CAPITULO II	
DESCRIPCION DE LA MINA	28
2.1 Generalidades	29
2.1.1 Ubicación	28
2.1.2 Clima	29
2.1.3 Antecedentes ambientales	30
2.1.4 Accesibilidad	32
2.1.5 Geología	33
2.2 Política Empresarial	34
2.2.1 Organigrama	34
2.2.2 Visión	36
2.2.3 Misión	36
2.2.4 Valores	36
2.2.5 Política de seguridad y salud ocupacional	37
2.2.6 Política sobre el medio ambiente	39
CAPITULO III	
GEOLOGIA	41
3.1 Antecedentes	41
3.2 Marco Geológico Regional	42
3.2.1 Estratigrafía	42
3.2.2 Geología estructural	48
3.2.3 Geología económica	49
3.2.4 Geología local	51

CAPITULO IV	
MINERIA	53
4.1 Evaluación geomecánica	53
4.1.1 Estabilidad del macizo rocoso	58
4.1.2 Estabilidad estructuralmente controlada	58
4.1.3 Consideraciones sobre el tipo de explosivo adecuado	62
4.1.3.1 Calidad de la masa rocosa	62
4.1.3.2 Operaciones unitarias de perforación y voladura	63
4.1.3.3 Efectos de daño en la masa rocosa	64
4.2 Áreas de explotación	64
4.2.1 Zona norte	64
4.2.2 Zona sur	65
4.3 Método de minado	65
4.3.1 Preparación del block a explotar	65
4.3.2 Explotación del block	66
4.3.3 Ventajas del método	66
4.3.4 Desventajas del método	67
4.4 Operaciones mineras	67
4.4.1 Perforación	67
4.4.1.1 Tipos de perforación	67
4.4.1.2 Equipo de perforación	69
4.4.2 Voladura	71
4.4.3 Carguio y acarreo	74
4.4.4 Sostenimiento	76
4.4.4.1 Sostenimiento en tajos	76
4.4.4.2 Sostenimiento en galerías	77
4.4.5 Limpieza de mineral	78
4.4.6 Servicios	78
4.4.6.1 Ventilación	79
4.4.6.2 Relleno	79
4.4.6.3 Drenaje y bombeo de agua.	80
4.4.6.4 Circuito de aire comprimido.	81
4.5 Costos de minado	82
CAPITULO V	
SITUACION ACTUAL DE LA ZONA ALMIRANTA	83
5.1 Inspección de los accesos a la zona almiranta	83
5.1.1 Pique Almiranta	83
5.1.2 Zona Norte	85
5.1.3 Zona Sur	87
5.2 Descripción de los parámetros ambientales de la zona	87
5.2.1 Descripción de la calidad de agua en una mina subterránea	87
5.2.1.1 Monitoreo en la zona norte de Almiranta	88
5.2.1.2 Calculo de la acidez del agua	90

5.2.2 Descripción de la calidad de aire en una mina subterránea	90
5.2.2.1 Monitoreo de la zona sur de Almiranta	91
5.3 Descripción del volumen de agua acumulado	93
5.3.1 Objetivo	94
5.3.2 Método de cálculo	94
5.3.3 Calculo del tiempo de drenaje	96
5.4 Recursos de mineral	96

CAPITULO VI

DESCRIPCION DEL PROYECTO	98
6.1 Planeamiento estratégico del proyecto	98
6.1.1 Análisis FODA	98
6.1.2 Estrategia de gestión	100
6.2 Características generales del proyecto	104
6.2.1 Primera etapa	104
6.2.2 Segunda etapa	106
6.2.3 Tercera etapa	107
6.3 Metodología de trabajo	107
6.3.1 Personal	108
6.3.2 Ciclo de trabajo	109
6.4 Operaciones unitarias mineras	109
6.4.1 Perforación	109
6.4.2 Voladura	111
6.4.3 Carguio y acarreo	111
6.4.4 Sostenimiento	112
6.4.5 Limpieza extracción	112
6.4.6 Servicios	113
6.4.6.1 Ventilación	113
6.4.6.2 Drenaje y bombeo de agua.	114
6.4.6.3 Circuito de aire comprimido.	114
6.5 Selección de equipos y maquinarias	114
6.6 Cronograma de producción estimada	114
6.7 Cronograma de actividades	114
6.7.1 Secuencia de actividades en el NV 220	117
6.7.2 Secuencia de actividades en el NV 280	118
6.8 Los impactos del proyecto	120
6.8.1 Impactos ambientales	121
6.8.2 Principales impactos sobre el medio antropico	124
6.9 Control de impactos del proyecto	125
6.9.1 Método de control de las emisiones	125
6.9.2 Prevención y control del ruido	126
6.9.3 Minimización de los efectos de las vibraciones	126
6.9.4 Afectación de la cantidad y calidad del agua	127
6.9.5 Métodos de manejo de residuos sólidos	131
6.9.6 Control de impactos en el medio antropico	131

6.10 Los riesgos en la ejecución del proyecto y su control	132
6.10.1 Sistema ISTECS	132
6.10.2 Implementación del sistema ISTECS	133
6.10.3 Identificación de peligros y evaluación de riesgos (IPER)	137
6.10.2.1 Análisis del riesgo	139
6.10.2.2 Evaluación del riesgo	141
6.10.2.3 Gestión del riesgo	142
6.10.4 Herramientas del control de riesgos	143
6.10.4.1 Reporte de cinco puntos	143
6.10.4.2 Reporte de incidentes / accidentes	143
6.10.4.3 Inspecciones	144
6.10.4.4 Charlas de seguridad	146
6.10.4.5 Capacitación	146
6.10.4.6 Observación planeada de tareas	146
6.10.4.7 Comunicación	146
6.11 Estrategias para el desarrollo comunitario en concertación con el proyecto	148
6.11.1 Fases para el tratamiento comunitario	149
6.11.1.1 Fase 1: Estudios de línea base	149
6.11.1.2 Fase 2: Plan de relaciones comunitarias	150
6.11.2 Plan de desarrollo comunitario efectuado por Pan American Silver	151
CAPITULO VII	
EVALUACION ECONOMICA Y RENTABILIDAD	154
7.1 Inversiones	155
7.2 Gastos de excavaciones	155
7.3 Costos de producción	155
7.4 Precios de los metales	155
7.5 Análisis económico	160
7.5.1 Estado de Pérdidas y Ganancias	160
7.5.2 Flujo de caja económico	161
7.5.3 Indicadores económicos (VAN y TIR)	161
7.5.4 Índice de Rentabilidad	162
7.6 Análisis económico para cada uno de los escenarios	162
7.6.1 Escenario Pesimista	162
7.6.2 Escenario Conservador	166
7.6.3 Escenario Optimista	170
7.7 Análisis de sensibilidad	174
7.7.1 Análisis de sensibilidad en el escenario pesimista	174
7.7.2 Análisis de sensibilidad en el escenario conservador	176
7.7.3 Análisis de sensibilidad en el escenario optimista	178

CAPITULO VIII	
CONCLUSIONES	181
CAPITULO IX	
RECOMENDACIONES	183
CAPITULO X	
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	185
CAPITULO XI	
APENDICES	187
ANEXO No1 Fotografías de cierre de mina	187
ANEXO No2 Contaminantes más comunes de las aguas en minería	190
ANEXO No3 Términos y definiciones en IPER	193
ANEXO No4 Ejemplo de procedimiento escrito de trabajo seguro	196
PLANO No 4-1 Zonas de explotación - Mina Quiruvilca	
PLANO No 4-2 Unifilar ventilación	
PLANO No 4-3 Circuito de aire comprimido	
PLANO No 5-1 Monitoreo en la Zona Norte Almiranta	
PLANO No 5-2 Monitoreo en la Zona Sur Almiranta	

RESUMEN

En la presente tesis se analizará la manera más económica, segura y rápida de recuperar las reservas de la veta Almiranta en el Nivel 340 y 400, mediante el drenaje del agua ácida acumulada en los niveles superiores, para así evitar inundaciones y facilitar la explotación.

Al realizar la evaluación del posible nivel en el que se encuentra acumulada el agua de la zona Almiranta, se ha encontrado que se encuentra acumulada en los niveles superiores al NV.220, por lo que se está asumiendo por seguridad que la columna de agua se encuentra en todos los niveles superiores.

Al realizar el análisis de esta manera, se está decidiendo ingresar en primer lugar por el NV.220 para drenar el agua desde este nivel, ya que el agua drenada saldría de frente a superficie por la bocamina de Almirvilca; además de tener menor presión hidrostática e hidrodinámica al ser una columna menor. Posteriormente se iniciará el drenaje por el nivel 280, ya que al necesitar un sistema de bombeo para evacuar el agua drenada al nivel 220, el drenaje previo realizado por el nivel 220 va a ayudar a que la columna de agua sea menor, y por ende, el caudal y volumen de agua drenada en el nivel 280 también disminuya. Ver PLANO No 1

Ya que no se posee mucha información de la zona Almiranta, todo el proyecto de drenaje se va a realizar dirigido al Pique Almiranta, que es el único punto confiable del cual se tiene referencia.

Al analizar costos, podemos determinar que el costo de avance en crucero es mucho menor que el costo de sondaje, por lo que se van a correr cruceros dirigidos al Pique Almiranta en los niveles 220 y 280 lo más cerca posible, y desde allí realizar los sondajes.

Paralelo al avance del crucero dirigido al Pique Almiranta, se van a realizar cámaras de sondaje en puntos estratégicos para actualizar los recursos y reservas que se tienen en esta zona para alargar la vida de la mina.

INTRODUCCION

Compañía Minera Pan American Silver S.A.C. Unidad de Producción Quiruvilca, viene desarrollando la explotación de las estructuras mineralizadas localizadas en la en el Distrito de Quiruvilca, provincia de Santiago de Chuco, departamento de La Libertad.

Quiruvilca en principio fue una mina de cobre por la aceptación de este metal en el mercado y por el contenido metálico de sus vetas inicialmente conocidas, concentradas en la zona de Almiranta. Posteriormente el interés se centro en la plata, en esta etapa la explotación se orienta a los sistemas de vetas de las zonas Central, Satélite y Luz Angélica, que a la vez aportaban plomo y zinc. Finalmente se diversificó la operación aprovechando las alternativas de los poli metálicos, pudiendo actualmente, balancear la explotación de los metales de acuerdo a sus precios en el mercado, en vista que el precio de la plata tuvo serios altibajos y el zinc se manifestaba más estable. Los principales frentes en esta continúan siendo las zonas Central, Satélite y Luz Angélica.

La explotación actual de la unidad de producción, se encuentra ubicada principalmente en la Zona Baja comprometida entre los Niveles 220 y 340; asimismo se tienen aportes de producción de la Zona Alta, comprometida entre los niveles 3800 y 3720, respectivamente.

La mina QUIRUVILCA es una mina con más de 100 años de explotación, y actualmente se están disminuyendo las reservas de mineral, por lo que se ve la necesidad de buscar nuevos reemplazos de blocks económicos con contenidos de plata, cobre, plomo y zinc.

Al tener un área limitada de explotación por los denuncios que se tienen, y al casi haber agotado la recuperación de las vetas en los niveles que se vienen trabajando, unas de las alternativas de prolongar la vida de la mina es profundizar debajo del nivel 340 y recuperar los recursos de la Zona Almiranta por debajo del Nivel 280.

El acceso para trabajar la Zona Almiranta era por un pique del mismo nombre, que bajaba desde el Nivel 3980 hasta el Nivel 3600 (ó Nivel 280), y al culminar los trabajos se decidió abandonar todo el sistema de bombeo, y rellenar el pique en el año 1992.

Con la presente tesis se planteara los factores necesarios que se deben tener en cuenta para poder trabajar nuevamente esta zona mediante el drenaje de agua acida y de esta manera extender la vida de la mina al incrementar las reservas del mineral.

CAPITULO I

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

1.1 Planteamiento del problema

Debido a la antigüedad de la mina analizada, actualmente se ven disminuidas las reservas del mineral, por lo que es necesario buscar nuevas vetas con contenido de mineral, para de esta manera la mina se prolongue en el tiempo

1.1.1 Objetivos

Objetivos Generales

- Contribuir a que la mina Quiruvilca se prolongue en el tiempo, tomando en cuenta el incremento de los recursos del mineral.
- Analizar la manera más económica, segura y rápida de recuperar las reservas de la veta Almiranta en el Nivel 340 y 400, mediante el drenaje del agua ácida acumulada en los niveles superiores, para así evitar inundaciones y facilitar la explotación

Objetivos Específicos

- Analizar la situación actual de la zona Almiranta mediante la inspección de los accesos, así como el cálculo de las reservas y recursos que se tienen cubicados en la zona.
- Establecer el cronograma de actividades para la realización del proyecto para poder determinar el tiempo y el costo que se tendrá
- Establecer la rentabilidad económica del proyecto, mediante el calculo del VAN y del TIR

1.1.2 Criterios para la selección del proyecto

A continuación se muestran los ocho criterios por lo que se selecciono el proyecto de tesis.

A. Criterio de cronicidad. Es el problema crónico?

El problema actual de mina ya se manifiesta en las leyes bajas de plata y zinc que se vienen obteniendo como resultados, complementado a la imposibilidad de poder continuar desarrollando el nivel 340 e incrementar recursos de mineral. A corto plazo, el reemplazo de los niveles que acaban su producción sería el nivel 400 y 460 respectivamente en donde se encuentra como recurso la zona de Almiranta. Los cuales no se pueden ni se podrá trabajar debido al agua acida y posible presencia de gases sulfurosos acumulados hace casi 16 años aproximadamente, los que aprovechando la coyuntura económica de los precios de metales actuales es posible su ejecución. Drenando esta agua se podría ingresar a recuperar estos recursos mencionados en Almiranta y poder trabajar en forma normal el nivel 340, 400 y a mediano plazo el nivel 460.

B. Criterio de significación. Que tan significativos espera sean los resultados?

El resultado de todo punto es significativo. Teniendo mayor envergadura sobre el impacto económico y social, debido al recurso que se tienen de aproximadamente 1'000,000 toneladas que pueden pasar a ser reservas para explotar. La inversión que se realizara será prontamente recuperada con la explotación de las reservas.

C. Criterio de tamaño. Es el proyecto de un tamaño manejable?

Del nivel 340 hacia el 280 se tiene aproximadamente una altura de 60 metros los cuales esta con agua ácida acumulada. Estos trabajos ya se realizaron a nivel nacional e internacional, por lo que hay empresas que realiza este tipo de desaguado de agua acida, usando para tal bombas antiácidas, tubos antiácidos, prevención de gases sulfurosos, etc.

D. Criterio de medición del impacto potencial. Cual es el impacto potencial del proyecto?

Se reducirán los costos de la baja calidad, incrementando la producción y con leyes de mineral altas el costo de producción sufrirá una disminución en dólares por tonelada.

Se estudia también la posibilidad de neutralizar el agua acida desde el interior de mina con pozos de cal, disminuyendo en longitud equivalente horizontal el tramo de agua acida que recorra mas longitud contaminando el medio ambiente. Se realizaran los monitoreos respectivos.

Estabilidad social y responsabilidad ambiental al generar recursos económicos para la población y país complementado con la remediación ambiental que se viene ejecutando.

Las relaciones armoniosas con la comunidad se seguirán dando, debido a que se necesitara mas mano de obra para trabajar en todo lo referente a la zona Almiranta, apoyando de esta manera a la comunidad local.

E. Criterio de urgencia. Que tan urgente es el proyecto para la empresa?

Es de primera urgencia para tener los reemplazos respectivos de las labores actuales, las cuales ya se van acabando y los

reemplazos inmediatos no cubren las expectativas en tonelaje y sobretodo en leyes.

Si se desea continuar con el avance horizontal en Nv. 340 y trabajar el nivel 400 se tienen necesariamente que evacuar toda el agua ácida acumulada, a fin de reducir la presión hidrostática producida por el agua y ejercida hacia abajo, para minimizar riesgos accidentales y generación de recurso económico. Además de la presión litostática que se tiene actualmente solo por estar en el nivel 400.

F. Criterio de riesgo. Cuales son los riesgos?

Siempre existe riesgo de condición humana por los factores a los que se va a enfrentar:

Posible atrapamiento por fuga de agua en cantidad no controlada, este sería el riesgo más importante.

Otro, sería una posible fuga en el control de agua ácida que pueda mezclarse con el agua de río; para tal se debe de tener un plan de contingencia para problemas que puedan escapar del control y manejo del personal encargado.

Un riesgo también significativo son las reservas, es decir que lo que dice el papel actualmente no es lo que encontraríamos cuando lleguemos. Esto es quizás debido a que los recursos encontrados y reportados tienen un margen de error.

G. Criterio de resistencia potencial al cambio. Que clase de resistencia podría crear el proyecto?

La resistencia que se podría tener es referente a la inversión que se debe de realizar para el desagüe del agua ácida: Inversión en bombas, monitoreo constante de aguas, y el incremento de personal.

H. Criterio de que el proyecto debe ser ganador. Es el proyecto un ganador seguro?

Si lo es por todo lo que representa e involucra.

Sobretudo se tendrá mayor rentabilidad con la disminución de los costos de operación, complementado con el incremento del tonelaje, lo que da origen a mayores ingresos para la empresa y estabilidad social.

1.1.3 Justificación del la investigación

La justificación del presente estudio se hará en base a una evaluación que demuestre el rendimiento económico de la inversión, para lo cual se tendrá en cuenta el calculo del valor del VAN y del TIR.

1.2 Marco Teórico

1.2.1 Ciclo del agua en la naturaleza

El agua procedente de las precipitaciones atmosféricas se reparte en tres porciones: superficial, que discurre sobre la superficie terrestre y forma los torrentes o ríos; de infiltración, que penetra en el subsuelo y la que se pierde por evaporación, reintegrándose a la atmósfera.

- **Agua de infiltración**, la cual procede de las precipitaciones atmosféricas y que penetra en el terreno por gravedad, favorecida por la existencia de grietas o fisuras en las rocas, y por la misma porosidad de los materiales que forman el subsuelo, constituyendo el agua subterránea. ⁽¹⁾
- **Agua superficial**, que se constituye en lagos, arroyos, torrentes y ríos, y que según su ubicación nos puede afectar en diferentes medidas a cualquier explotación minera. ⁽¹⁾

En el subsuelo, el agua penetra hasta cierta profundidad, en lo que se denomina zona de aireación, aquí se efectúan desplazamientos verticales, bien sea descendiendo por la gravedad o ascendiendo por capilaridad, por lo tanto los poros de las rocas están parcialmente llenos de agua; esta zona queda limitada por el nivel hidrostático o "freático", cuya profundidad varía de acuerdo con las precipitaciones atmosféricas, ascendiendo en épocas lluviosas y descendiendo en épocas de sequías. Por debajo del nivel hidrostático las rocas están completamente saturadas de agua, y no se producen desplazamientos verticales de la misma, existiendo por el contrario importantes desplazamientos horizontales, originados por el flujo del agua a los puntos de mínima presión, allí donde el nivel hidrostático aflora en superficie o donde sea cortado por un pozo; esta es la denominada zona de saturación.

De todas formas, los desplazamientos horizontales del agua, en la zona de saturación cesan a cierta profundidad, variable según la naturaleza del terreno, por debajo de la cual el agua está inmovilizada, empapando las rocas del subsuelo, en la zona de estancación (FIG No 1-1).

Las cuencas hidrológicas subterráneas, salvo casos excepcionales, no coinciden con las cuencas hidrográficas superficiales, porque de una manera general, los accidentes topográficos no reflejan ni la estructura del subsuelo, ni la disposición de los estratos impermeables o accidentes tectónicos ocultos

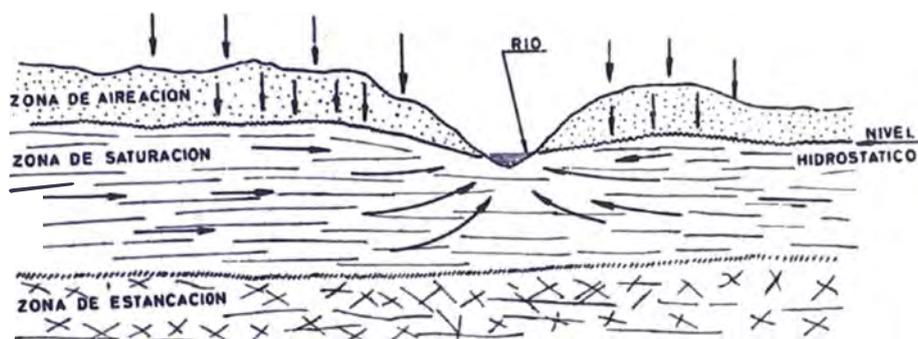


FIG No 1-1: Vista de las diferentes zonas por donde discurre el agua en el subsuelo.

Independientemente, el nivel freático local se acomoda al relieve topográfico, situándose a mayor profundidad en las elevaciones del terreno y aflorando en los valles por donde circula el agua superficial. Experimenta variaciones estacionales, elevándose en las épocas de lluvias y descendiendo en los periodos de sequía, aunque de hecho, las alteraciones del nivel freático tienen lugar con un retraso de un par de meses en relación con las precipitaciones.

Por lo tanto el agua puede llegar a convertirse en un problema importante en el diseño de una explotación minera, bien sea de interior o a cielo abierto; de igual forma que se realiza un estudio geológico del yacimiento para calcular y conocer la disposición de las reservas a explotar, encaminado básicamente para el diseño del método de explotación mas adecuado para extraer el mineral con los menores costes posibles; a la vez se realiza un estudio hidrogeológico minucioso de los acuíferos situados al techo del yacimiento, teniendo en cuenta la pluviométrica o régimen de lluvias de la zona para poder valorar los sistemas de desagüe que

sean mas adecuados para no perjudicar los trabajos normales de explotación.

En cualquier explotación minera el agua va a representar como se ha dicho anteriormente un factor muy importante a tener en cuenta, y dentro de las dos porciones que nos van a afectar mas, podemos distinguir que el agua de infiltración o subterránea, nos puede afectar tanto a la minería a cielo abierto como a la de interior, con la diferencia que en la minería a cielo abierto siempre será mas fácil su extracción y el agua superficial siempre nos va a afectar en mayor medida a la minería a cielo abierto que a la de interior.

1.2.2 Agua en la minería subterránea

Es indudable que cada año se extraen muchos miles de millones de productos minerales y para ello, tienen que extraerse grandes cantidades de agua para obtener estos resultados; agua que de no ser extraída haría imposible el trabajo en la mina.

Cada año se invierten cantidades ingentes de dinero en la realización de nuevos proyectos mineros, uno de los requisitos más importantes para obtener el máximo rendimiento de estas inversiones es que se utilicen las técnicas más avanzadas y los equipos más eficaces, y por supuesto en ello se incluyen la evacuación del agua que se genera en las explotaciones.

Las fallas naturales o las grietas producidas por las explotaciones rompen la continuidad de los mantos impermeables y son el camino de entrada de las aguas, pero el agua más corriente en las minas profundas procede de niveles acuíferos subterráneos, aunque excepcionalmente pueda una grieta dar entrada a aguas superficiales directamente.

La mayoría de las rocas son impermeables y las grietas que en ellas se produzcan suelen impermeabilizarse pronto. Naturalmente

las rocas porosas son un peligro, y las calizas, al formar cavidades con almacenamiento de aguas, también. En las minas de sales el peligro del agua es mucho mayor y por ello se dejan fuertes macizos e incluso se rellenan con relleno hidráulico para cerrar el paso a posibles entradas de agua.

Las medidas para evitar o disminuir la entrada de aguas en la mina pueden realizarse dentro de la mina o exteriormente a ella; entre las medidas de exterior está el estudio detallado de la hidrología superficial y subterránea, con el fin de regular o impermeabilizar los ríos, arroyos, etc. Desecar zonas pantanosas y drenarlas, captar mantos acuíferos con pozos y sondeos a menos costo que el desagüe a gran profundidad. Las medidas de interior pueden ser: el revestimiento o encubado de pozos, el relleno, los macizos de protección, la cementación y los cierres y diques para aislar las aguas; todas ellas entrañan múltiples dificultades y al final siempre hay una parte importante de agua que hay que bombear al exterior.

Lo verdaderamente peligroso son los rompimientos súbitos de fuertes avenidas o inundaciones directas, que pueden anegar toda la mina y ponerla en peligro. Las lluvias solo repercuten en minas de poca profundidad y normalmente con un retraso de unos meses, se puede considerar que a profundidades mayores de 500 metros no afecta a la curva de desagüe. La circulación del agua en el subsuelo es lenta, menor de 3 metros por hora.

De aquí la importancia de diseñar una buena red de desagüe, que en definitiva lo que persigue es la eliminación del agua de las minas por dos procedimientos:

- tomando medidas para que no entre en ella, mediante la creación de canales perimetrales, impermeabilización e incluso desvíos de cauces.
- bombeándola fuera de la mina.

1.2.3 Bombeo y desagüe en minas subterráneas

La capacidad de bombeo requerida en las minas subterráneas varía considerablemente. En algunas minas, debe depurarse el agua usada y ser reciclada para atender las necesidades operativas del resto de instalaciones y reducir los costes. En otras, por el contrario, se han de bombear millones de litros de agua cada día de cada año, es indudable que el tamaño e infraestructura de mina va a ser un factor muy a tener en cuenta, y desde luego los grandes avances que han ido apareciendo para esta actividad.

El agua que tiene que ser extraída de las minas no es H₂O pura, contiene tanto:

- Partículas sólidas, entre las que se incluyen finos procedentes de la perforación, grandes partículas abrasivas y varios tipos de lodos que pueden resultar dañinos para los equipos que se utilicen para su extracción.
- Productos químicos, que se encuentran disueltos en el agua de mina, estos productos producen un agua altamente corrosiva que igualmente pueden afectar gravemente a los equipos de bombeo.

El diseño de la red de bombeo o desagüe de una mina subterránea, va a ser muy variable con el transcurso del tiempo, ya que el diseño de una explotación en origen va ser muy definido, pero con el paso del tiempo y con la ampliación del campo de explotación, esta red tendrá que variar ya que comenzará a variar tanto la longitud de las galerías como la profundización, por lo tanto en cada planta habrá un depósito general, y de este en un

momento dado será desde donde se bombeará al exterior, pero puede ser que con el paso del tiempo pueda dejarse de bombear al exterior y pueda servir de depósito secundario para bombear a otro principal y si este se sitúa a una cota inferior solo por una conducción por gravedad pase el agua del uno al otro.

Podemos en cada caso atender a diferentes tipos de bombeo:

A. Desagüe principal

La recogida y extracción de las aguas constituye la instalación de desagüe propiamente dicha, en términos generales el agua se recoge en las galerías, en cunetas practicadas a piso en la base de uno de los hastiales que conforman la galería, lo normal es que vayan hormigonadas y con una pendiente mínima de 1 por 1000, y dirigida esa pendiente hacia unas galerías colectoras que normalmente están situadas unos 4 metros por debajo del piso de la llamada sala de bombas, incluso se puede recoger el bombeo de otras zonas de la mina y se conduce esta agua a este nivel mas bajo de bombeo general.

Para determinar el volumen de estas galerías colectoras hay que conocer el sistema de funcionamiento del desagüe, y este va a depender del caudal de aporte y si las bombas van a funcionar con o sin interrupción, en principio seria conveniente que las bombas trabajasen a un turno donde haya menor consumo de energía, por lo tanto el volumen de las galerías necesita una capacidad para recoger el caudal de agua de las restantes horas de desagüe parado.

En régimen normal debe de haber dos galerías, una en funcionamiento y otra en limpieza y reserva, sabiendo que una de las funciones que cumplen estas galerías es la servir de decantación para el agua que llega; estas se disponen simétricas

con relación a la sala de bombas y se comunican con ellas por pocillos verticales por los que baja la tubería de aspiración, que termina en la alcachofa rodeada de una envoltura de tela metálica para evitar la entrada de elementos que puedan fastidiar la bomba. Las salas de bombas son galerías ensanchadas y revestidas de hormigón, deben tener un puente grúa para mover las piezas pesadas con la mayor facilidad posible, y sobre todo deben estar bien ventiladas, ya que los motores que alimentan dichas bombas desprenden mucho calor; lo normal es que se construyan en zonas muy cercanas a los pozos o planos de bajada a la mina, para utilizar la ventilación limpia que entra del exterior y también para la colocación de la tubería de salida al exterior.

Las bombas principales de desagüe prácticamente todas son centrifugas y alimentadas con motores eléctricos, son bombas de varios rodetes o pisos de presión, cada rodete equivale a 70 ó 150 metros de altura de agua, por lo tanto para el cálculo de la bomba a colocar en el desagüe principal de la mina habrá que conocer el caudal de aporte, la altura a la que haya que subir el agua al exterior y las pérdidas de carga (FIG No1-2).

El tipo de bombas utilizadas serán muy amplio dentro de las que existen en el mercado dependiendo de la cantidad de agua a desaguar, su calidad, etc.; además si es conveniente que sean sumergibles, si tienen que estar alimentadas eléctricamente o por aire comprimido. Estos equipos pueden ser atendidos por alguna persona o incluso se pueden accionar de forma automática mediante la colocación de un sistema de control de nivel.

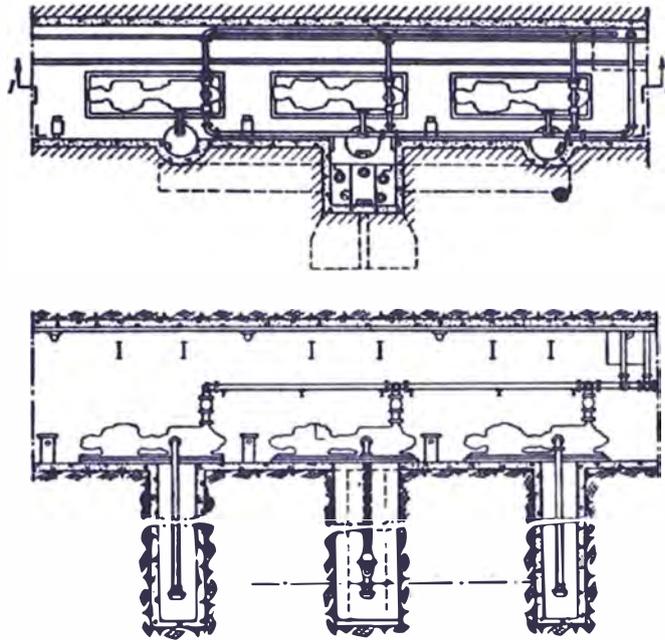


FIG No1-2 Vista del diseño de sala con tres bombas principales de bombeo.

A continuación se dan una serie de posibilidades y soluciones que se puedan dar, o casos:

- Bombeo por etapas con bombas pequeñas, que normalmente son sumergibles, y que se utilizan para mantener el agua fuera de los frentes de trabajo y para el transporte a estaciones de bombeo secundarias o principales, siempre en el mismo nivel; éstas no requieren más que un pequeño sumidero para la captación del agua y pueden ser alimentadas tanto con corriente eléctrica como aire comprimido.
- Bombeo entre niveles, se emplean bombas sumergibles para el bombeo entre uno a varios niveles, a la estación de bombeo principal más cercana, puede darse el caso que según a la profundidad que esté situada se bombee directamente al exterior.

- Drenaje de pozos y lugares de trabajo., por cuestiones de trabajo y mantenimiento, no se construyen estaciones de bombeo complicadas tanto en los fondos de pozos y planos, como en otro tipo de labores, se constituyen unas estaciones de bombeo que pueden funcionar sin recibir atención durante periodos de tiempos mas largos que en el caso de instalaciones fácilmente accesibles. La capacidad de bombeo requerida varía según las circunstancias, debido a que el lodo se acumula en el fondo sin drenaje natural, es por lo que se utilizan bombas especialmente construidas para trabajar con este material (FIG No1-3).
- Es importante también comentar que dentro de la infraestructura de la mina, y que según vaya evolucionando el campo de explotación, es importante integrar un depósito de almacenamiento de aguas para uso en las mismas labores de interior, bien sean para riegos en los frentes o para alimentar máquinas que precisan dicho elemento para su funcionamiento o refrigeración, este depósito se ubicará en una zona intermedia a donde se bombeará el agua y luego mediante una conducción de tuberías bajará por gravedad a las zonas de uso.

1.3 Alcances y limitaciones

El presente proyecto propone como alternativa de prolongar la vida de la mina, recuperar los recursos de la Zona Almiranta por debajo del Nivel 280, cuya principal limitante de su explotación es que se trabaja con niveles superiores inundados, los cuales tienen aproximadamente un volumen de 857,200 m³ de agua, y con una altura de aproximadamente 380 metros de inundación y acumulamiento de agua.



FIG No1-3 Bombas instaladas en una zona de acoplo, funcionan mediante sondas de nivel.

Como limitación del proyecto se tiene la falta de información topográfica de las zonas trabajadas, ya que no hay referencia de los puntos utilizados para los levantamientos que se tienen de esa época, los planos que se tienen nos dan información valiosa para estimar el volumen de agua acumulado, pero no para determinar las cotas en las que se encuentran esas labores respecto a las zonas que trabajamos actualmente.

Por seguridad, el proyecto de drenaje se va a realizar dirigido al Pique Almiranta, que es el único punto confiable del cual se tiene referencia.

1.4 Formulación de las hipótesis

Hipótesis General

- El ciclo de vida de la mina Quiruvilca se extenderá gracias a la explotación del mineral que se encuentra en la zona almiranta

Subhipotesis

- La mejor forma de drenar el agua es empezando por el NV 220 y luego por el NV 280
- El proyecto es rentable

CAPITULO II

DESCRIPCION DE LA MINA

2.1 Generalidades

2.1.1 Ubicación

La unidad minera Quiruvilca se encuentra ubicada en el distrito de Quiruvilca, provincia de Santiago de Chuco, departamento de La Libertad, en las vertientes del flanco y cordillera occidental de Los Andes; entre los 3600 y 4000 m.s.n.m., ocupando las zonas nacientes del río Moche.

Las instalaciones de la Mina están ubicadas en la localidad de Quiruvilca a 3900 m.s.n.m y la Planta Concentradora, Canchas de Relave y Talleres en la localidad de Shorey a 3700 m.s.n.m. La distancia que separa a Quiruvilca de Shorey es de 6 Km.

Las coordenadas de ubicación UTM del asiento minero son:

N: 9.111,000 - 9.117,000

E: 792,000 - 805,000



FIG No 2.1 Vista Panorámica del Campamento PASSAC – Shorey

2.1.2 Clima

Al encontrarse a una altitud de 3800 msnm, el clima de la región es frígido y seco, con temperaturas máximas de 10°C A 15°C en días de sol y mínimas que descienden los 0°C

En épocas de invierno se tiene un clima cordillerano típico, las lluvias e presentan en los meses de Enero a Abril, un factor importante como modelador del clima son los vientos huracanados que aparecen en los meses de Junio, Julio y Agosto, con dirección Nor-Este.



FIG No2.2 Laguna "El toro"



FIG No2.3 Bosque de Piedra



FIG No2.4 Alpacas, criadas en las afueras de Quiruvilca

2.1.3 Antecedentes Ambientales

El Río Moche, cauce principal de la cuenca, tiene como punto de origen la quebrada del Cerro Almiranta ubicado a una altitud de 4000 m.s.n.m. en el Distrito de Quiruvilca, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de la Libertad. Presenta una gran diversidad geomorfológica empezando por el territorio andino con terrenos agrestes y difíciles y cuyas aguas varían en su caudal de acuerdo a las estaciones climáticas tornándose tormentosas en época de lluvia. Sus aguas finalmente desembocan en el Océano Pacífico tras un recorrido de aproximadamente 104 km.

A partir de los años 30 del siglo pasado, la Mina Quiruvilca viene explotando polimetales en la cuenca alta del río Moche. Pan American Silver SAC (PASSAC). Mina Quiruvilca (Ex Corporación Minera Nor Perú) heredó dicha administración y se vio en la necesidad de realizar una Evaluación Ambiental Preliminar (EVAP), tal como lo exigió el MEM, tuvo por finalidad evaluar los impactos ambientales, mas adelante la empresa cumplió también con la elaboración y presentación del Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA) en cuyo trabajo se encuentran detalladas las medidas de mitigación las que se vienen ejecutando hasta la actualidad dentro del plazo previsto en el D.S. 016-93-EM

Los problemas generados por la actividad minera son:

- Alteración de los recursos naturales: Esto se refiere a la contaminación realizada sobre los recursos, así se tiene que la reducción de áreas de tierras, impacta en la abundancia y diversidad de la flora y fauna.
- La calidad de los suelos se ve afectado por la erosión producida por el agua y el viento que acarrean sedimentos, reduciendo las áreas óptimas de tierra. Con los depósitos de

los relaves se ha disminuido la capacidad de servicio de los suelos, como en los sembríos, y como campos de pastoreo ya son inservibles, el impacto en la calidad del aire se produce por los polvos producto de la erosión eólica de las canchas de relaves abandonadas, por el paso de vehículos y proceso de chancado producidos también contaminan el ambiente acarreando problemas sobre la salud humana, así como enfermedades visuales. En lo referente al agua, el daño es inminente por la afluencia de los efluentes ácidos mineros sobre el río Moche, en consecuencia la pérdida de vida acuática y la contaminación de las aguas para ser usadas sobre la vegetación o agricultura.

- Deterioro del territorio y el paisaje natural: Los depósitos de los relaves mineros han perjudicado grandes extensiones del terreno perdiéndose de esta manera el paisaje natural y por ende la desaparición de plantas y algunos animales de la zona, así mismo también la geomorfología ha cambiado y ahora el paisaje presenta un aspecto casi inerte, sin embargo la empresa mencionada está realizando trabajos de recuperación ambiental, establecidos dentro de su Programa de Adecuación y Manejo Ambiental, como revegetación de áreas disturbadas, relaves, canchas de desmontes, recuperación de relaves y rehabilitación de las riveras del río Moche, etc. (Ver ANEXO No1)
- Frente a los problemas de contaminación, PASSAC ha desarrollado también un Plan de Inversiones Ambientales, lo que incluye básicamente la solución a los problemas de calidad de aguas y aspectos de estabilidad de relaves, así como la protección de la calidad ambiental del entorno de sus operaciones y la capacitación del personal con pautas en gestión ambiental.

2.1.4 Accesibilidad

La accesibilidad hacia Quiruvilca por la vía terrestre es la siguiente:

Lima – Trujillo	562 Km.	Tiempo aproximado 8.0 horas
Trujillo – Shorey	126 Km.	Tiempo aproximado 3.0 horas
<u>Shorey – Quiruvilca</u>	<u>6 Km.</u>	<u>Tiempo aproximado 15 minutos</u>
Total	694 Km.	11.25 horas

La Panamericana Norte es la que une Lima – Trujillo, totalmente asfaltada y en buenas condiciones. La vía Trujillo – Shorey tiene un tramo asfaltado hasta el desvío a Otuzco, desde ahí es carretera afirmada en regulares condiciones. En Shorey se subdivide el camino hacia Huamachuco y a Santiago de Chuco.



FIG No 2.5 Plano de ubicación de Quiruvilca

2.1.5 Geología

La mineralización es de origen mesotermal y epitermal al sur con presencia de oro diseminado. Esta ligado a fenómenos estructurales intensos que han dado lugar a la formación de estructuras vetiformes continuos y en forma de rosario en la mayoría de los casos.

El yacimiento tiene una relación estructural con las formaciones de Skarn y los reemplazamientos de caliza.

El zonamiento en el Skarn corresponde a la siguiente secuencia: al centro la enargita, luego el Cu- Ag y mas hacia el exterior la Ag-Pb y la estibina.

Los minerales considerados como mena son: la galena argentífera, la escalerita, la calcopirita y como ganga principal la pirita y el cuarzo.

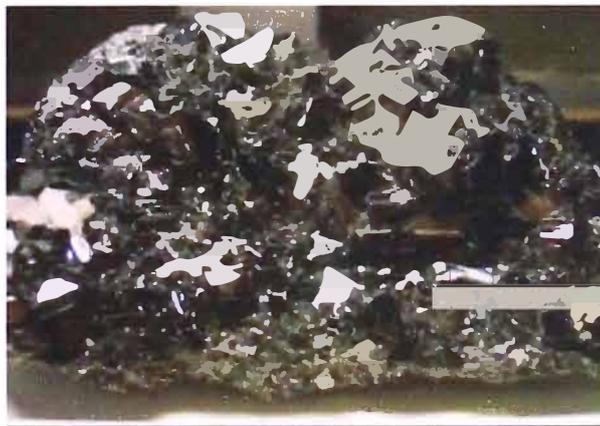


FIG No 2.6 Mineral Tetraedrita ($\text{Cu}_{12}\text{Sb}_{14}\text{S}_3$),
de donde se extrae Plata

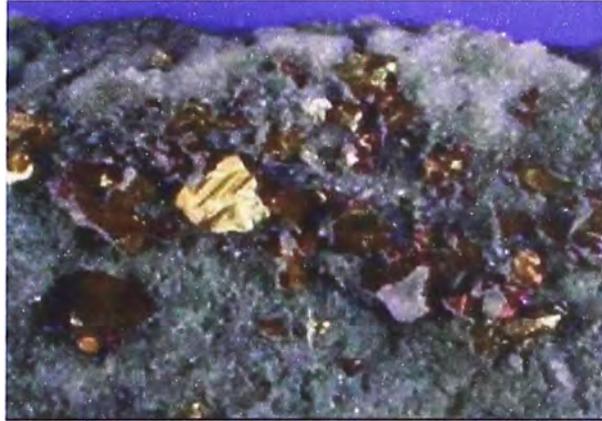


FIG No 2.7 Mineral Esfalerita (SZn),
de donde se extrae Zinc

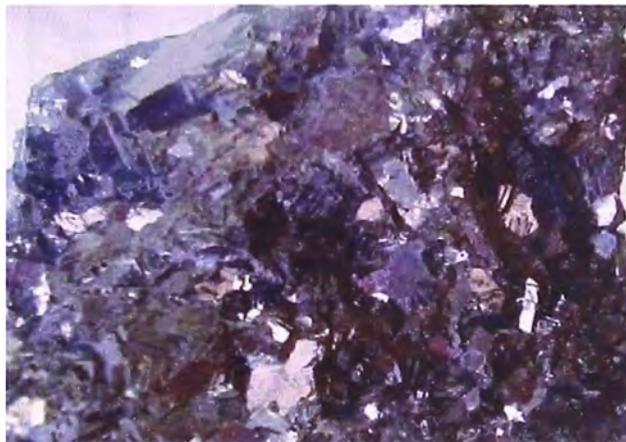


FIG No2.8 Mineral (SPb),
de donde se extrae el Plomo

2.2 Política empresarial

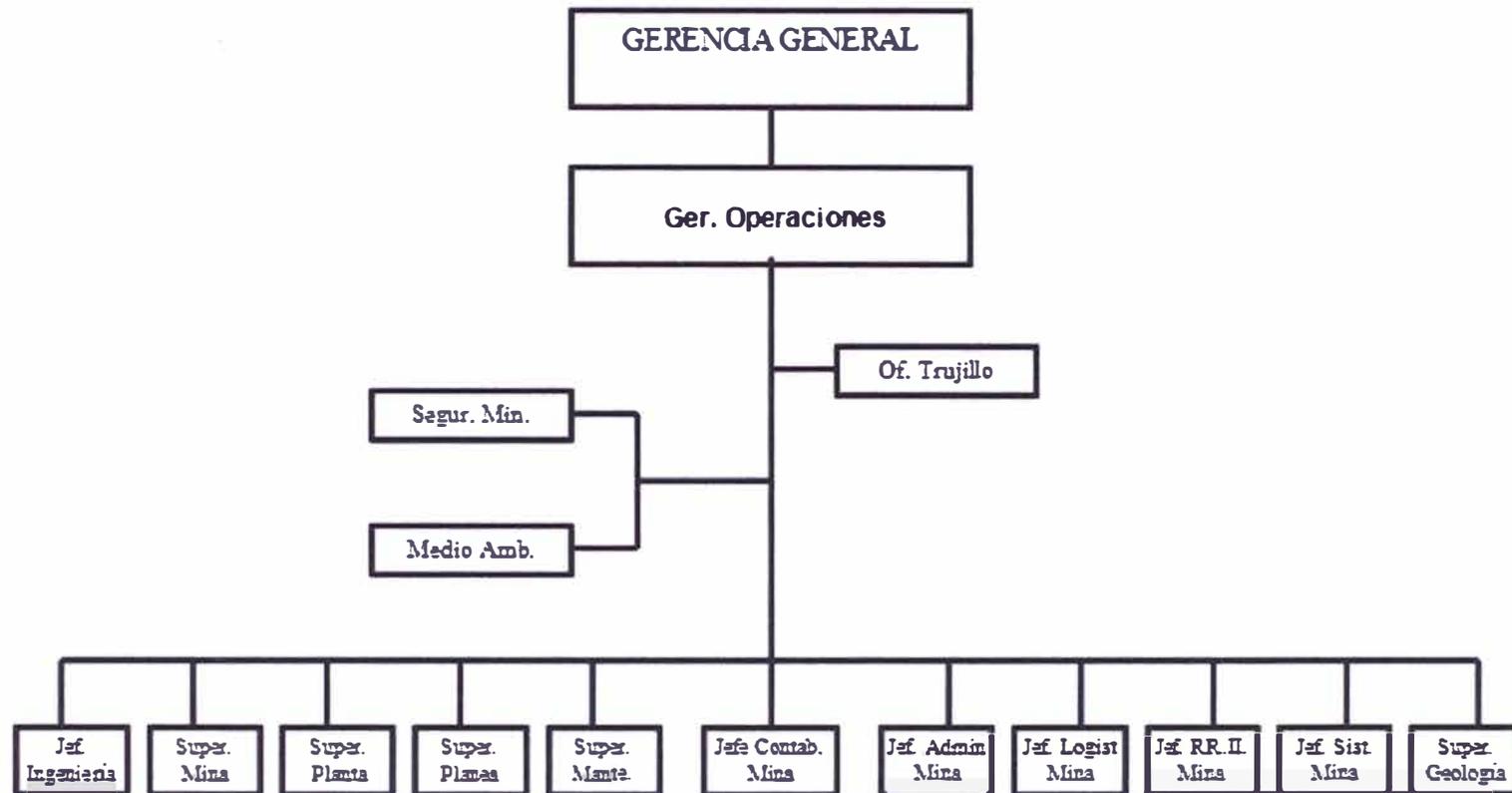
2.2.1 Organigrama

El organigrama se muestra en la FIG No2.9

Características:

- Gestión basada en delegación de responsabilidades.
- Estructura funcional de tipo matricial.
- La Gestión de las áreas es medida principalmente por manejo de costos.

FIG No2.9 ORGANIGRAMA DE LA MINA QUIRUVILCA



- Las áreas de apoyo dependen de las Gerencias Corporativas.

2.2.2 Visión

La mina Quiruvilca tiene como visión ser la unidad más rentable de la Corporación y contribuir para que Pan American Silver Corp. se convierta en el primer productor de plata en el mundo

2.2.3 Misión

La mina Quiruvilca tiene como misión entregar al mercado concentrados de la más alta pureza con la plata como producto principal contribuyendo con la humanidad en su uso industrial y artesanal

2.2.4 Valores

- Compromiso responsable y ético, de cada uno de los integrantes del Área Mina con la misión de la empresa.
- Velar responsable y éticamente por la protección de la seguridad y salud del personal, del medio ambiente y del patrimonio.
- Desarrollo de valores personales, como son:
 - Responsabilidad
 - Honestidad
 - Disciplina
 - Lealtad
 - Respeto
 - Confianza
 - Honradez
 - Sinceridad
 - Identificación
 - Solidaridad
 - Compromiso

- Desarrollo integral de todos los trabajadores mediante:
 - La capacitación y entrenamiento permanente.
 - El reconocimiento al trabajo bien realizado.
 - Una administración interactiva, basada en la autoestima, empatía y el trabajo en equipo.
 - El estímulo a la creatividad y al aporte de cada uno de los trabajadores para el mejor desarrollo de su trabajo.
 - El mejoramiento continuo en todos los procesos.

2.2.5 Política de seguridad y salud ocupacional de la mina

El Área de Mina, considera que todas las lesiones y/o enfermedades ocupacionales pueden ser evitadas, desde que el trabajo sea proactivo. Así mismo considera que la seguridad es responsabilidad fundamental de cada trabajador de la compañía, por lo tanto cada trabajador debe hacer de la seguridad parte de nuestra cultura y que mediante la aplicación de la técnica de la Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos (IPER) se evite el suceso de incidentes y accidentes.

Así la Superintendencia de Mina:

- Será responsable de la obtención de un nivel superior de la seguridad.
- Deberá promover la seguridad dentro y fuera del trabajo.
- Sistematizará el control de actos y condiciones subestándares, como medio de eliminación de riesgos y accidentes.
- Implementará y controlará el cumplimiento de programas, sistemas y técnicas de prevención de accidentes.
- Velará por el cumplimiento del Plan de Gestión de Seguridad de Mina 2005.

- Mantendrá constante coordinación con el Comité Central ISTECH y el Departamento de Seguridad, este último cumpliendo la función de asesoría, fiscalización y auditoría.

Así mismo los Jefes de Zona:

- Propiciarán y promoverán el desarrollo de los Procedimientos de Trabajo Seguro de cada actividad que se realiza en la mina.
- Estimularán y promoverán el reporte continuo de actos y condiciones subestándares, para ser eliminados y/o corregidos en su oportunidad.
- Velarán, a través del seguimiento continuo, por el “Trabajo bien realizado”, verificando el cumplimiento de los procedimientos y tomando como fundamento el cuadrante de la calidad.
- Instituirán prácticas de trabajo específico o entrenamiento, acorde al procedimiento y que deberán reflejar métodos seguros y eficientes para la ejecución de dicho trabajo.
- Corregirán todas las deficiencias encontradas a través de las inspecciones planeadas, en el más breve plazo, modificando cualquier instalación, cambiando procedimientos, mejorando la capacitación de los trabajadores o disciplinándolos constructivamente y consistentemente.
- Promoverán la capacitación y entrenamiento de su personal en la identificación de peligros y evaluación de riesgos en la mina.
- Serán responsables de aplicar el IPER en todas las áreas de su responsabilidad en lo que respecta al área de trabajo, equipos, instalaciones, procedimientos y actitudes del personal de todo nivel jerárquico.

- Desarrollarán el Plan de Gestión de Seguridad de Mina 2005.

Es de esperar que todos los trabajadores:

- Ejecuten las tareas encomendadas de acuerdo a los procedimientos de trabajo seguro.
- Sepan que el objetivo debe ser ejecutar un trabajo bien realizado
- Se conduzcan de un modo tal que aumenten su seguridad personal y la de sus compañeros de trabajo mostrando autoestima, responsabilidad familiar-social y responsabilidad ante la empresa.
- Informen de los peligros en su lugar de trabajo y hagan sugerencias para su control.
- Cooperen y contribuyan para el completo éxito del Plan de Gestión de Seguridad de Mina 2005.

2.2.6 Política sobre el medio ambiente

El Área Mina involucra en su Gestión el cuidado del Medio Ambiente estableciendo un desarrollo armónico entre el aprovechamiento de los recursos naturales y la conservación del mismo. Así se implementa la siguiente Política Ambiental:

- Reconocer la importancia de la protección ambiental como inicio de la vida empresarial.
- Cumplir cada una de las leyes, reglamentos y estándares aplicables dirigidos a la conservación del medio ambiente.
- Establecer comunicación con la Autoridad competente y la Comunidad en general sobre asuntos ambientales, contribuyendo al desarrollo de las Políticas, Legislación y Reglamentos.

- Si la Ley no protege eficientemente el ambiente, se aplicarán estándares que minimicen cualquier impacto ambiental adverso resultante de los procesos de mina.
- Asegurarse que cada uno de los trabajadores y proveedores sean informados de la Política Ambiental, para que tomen conciencia de la misma y cumplan con ella.
- Todo supervisor deberá verificar que los empleados, equipos, instalaciones y recursos a su cargo sean conducidos de tal forma que eviten o minimicen riesgos ambientales.
- Educar a todos los trabajadores para que realicen su labor de conformidad a los procedimientos de control ambiental.
- Utilizar las mejores técnicas para identificar, controlar y monitorear los riesgos ambientales en las operaciones de la mina.
- Vigilar la aplicación y cumplimiento de las normas por medio de auditorías de cumplimiento

CAPITULO III GEOLOGIA

3.1 Antecedentes

El yacimiento minero de Quiruvilca es un depósito polimetálico de origen hidrotermal, meso a epitermal del tipo sericita - pirofilita - pirita, emplazado en fracturas preexistentes producidas por esfuerzos compresivos relacionados a la tectónica andina.

Durante la vida de Quiruvilca se ha pasado varias etapas, conforme la demanda de los metales cambiaba; En principio fue una mina de cobre por la aceptación de este metal en el mercado y por el contenido metálico de sus vetas inicialmente conocidas, concentradas en la zona de Almiranta, cuyas características principales (como fuerte vetilleo, ramaleo y diseminación de mineral) fueron tema de estudios de factibilidad para una operación a cielo abierto, proyecto que no prosperó por exceso de dilución y condujo a una operación subterránea de minado de vetas.

Posteriormente el interés se centró en la plata, en la época de la cobertura especulativa creada por los hermanos Hunt en EE UU, en esta etapa la explotación se orienta a los sistemas de vetas de las zonas Central, Satélite y Luz Angélica, que a la vez aportaban plomo y zinc.

Finalmente se diversificó la operación aprovechando las alternativas de los polimetálicos, pudiendo actualmente, balancear la explotación de los metales de acuerdo a sus precios en el mercado, en vista que el precio de la plata tuvo serios altibajos y el zinc se manifestaba más estable. Los principales frentes en esta continúan siendo las zonas Central, Satélite y Luz Angélica.

En el conocimiento y desarrollo han intervenido numerosos profesionales, es notablemente significativo el aporte del Dr. V. F. Hollister con la colaboración del Ing. Ernesto Sirvas; el más reciente estuvo a cargo del Dr. Paúl Joseph Bartos.

Últimamente la geología de Quiruvilca fue revisado por el Ing. Juan Rodríguez Ramos entre 1997 a Abril de 1999 dando aportes sobre afloramientos, litología, aspecto estructural, mineralogía y alteraciones.

3.2 Marco Geológico Regional

3.2.1 Estratigrafía

El marco regional que rodea a Quiruvilca, comprende una secuencia de rocas sedimentarias y volcánicas con edades que oscilan entre el Triásico Superior hasta el Cuaternario Reciente, las cuales se describen desde la base a continuación:

Grupo Zaña.

Consiste en una gruesa secuencia volcánico sedimentaria de edad triásica – jurásica, que en la región se identifica alrededor del Pto. Chicama al Noroeste de Trujillo. Consiste de lavas, tufos y brechas mayormente andesititas, verduscas, en bancos medianos a gruesos que alcanzan potencias de 400 m.

En puente Chicama subyacen a la formación Chimú sin observarse su relación al piso, con otras unidades.

Se le asigna una edad Triásica Superior – Jurásica inferior (A. Cossio, H. Jaén 1967)

Formación Chicama.

Es una potente serie sedimentaria compuesta por lutitas pizarrosas, lutitas arenosas y ocasionales horizontes de areniscas (Stapenbeck, 1929); ampliamente distribuidas desde el

Este y Norte de Quiruvilca, proyectados al Noroeste hacia Chocope.

Las lutitas constituyen la mayor parte de la secuencia con tonos de gris oscuro, verde, marrón y blanquecino, presentan acentuada visibilidad; las areniscas son oscuras a blanquecinas, cremas, amarillentas y verdes; de grano fino a mediano; generalmente bien estratificadas en capas delgadas de 10 á 20 cm; en algunos casos se ha llegado a medir 1600 m de potencia lo que se considera un espesor aproximado.

Entre las zonas de Otuzco y Norte de Quiruvilca, existe un contacto concordante con las areniscas Chimú, no se observa los contactos de su base.

La fauna fosilífera encontrada en esta unidad indica una edad tetoniana. Se le correlaciona con las unidades inferiores del grupo Yura y con la formación Sarayaquillo del Oriente Peruano; la parte superior son equivalentes a la base de la formación Puente Piedra y la formación Oyón de los Andes Centrales.

Formación Chimú.

Representa a los horizontes inferiores del cretáceo, esta constituida por paquetes gruesos de areniscas y cuarcitas blancas, grises hasta pardas, de grano fino a grueso, con intercalaciones de lutitas pizarrosas de estratificación delgada y colores oscuros; en su base se intercalan también, horizontes de carbón antracítico.

Presenta espesores variables que se reducen de Oeste a Este, presentándose anchos de 500 m al Norte de Quiruvilca.

Por la típica morfología que presentan en superficie, es posible ubicarlos al Este, Norte y Noroeste de Quiruvilca, siempre

caracterizada por sus capas de carbón las cuales se presentan de espesores reducidos y en diferentes tipos de calidad.

En sus diversos afloramientos muestran su contacto inferior con la formación Chicama y en su parte superior pasa, en aparente concordancia, a las lutitas de la Formación Santa (Benavides 1956)

Por relación estratigráfica, a la Formación Chimú se le ubica en el Valanginiano inferior a medio.

Se le correlaciona con las cuarcitas Hualhuani (grupo Yura); con parte de la Formación Chachacumane del cuadrángulo de Palca, Maure y Tarata en la zona de Moquegua y Tacna.

Formación Santa.

Constituida por una sedimentación marina, compuesta por calizas oscuras, con algunas intercalaciones de lutitas negras; en los cuadrángulos aledaños a Quiruvilca es predominantemente lutacea y de reducido espesor que en algunos casos llega a los 100 m.

Se presenta sobreyaciendo a la Formación Chimú e infrayaciendo concordantemente a la Formación Carhuaz.

Por posición estratigráfica se le asigna al Valanginiano superior (Benavides 1956)

Formación Carhuaz.

Consiste de una gruesa secuencia lutacea, arenosa pardo-rojiza en estratificación delgada; eventualmente tiene intercalación de limolitas marrón rojizas y lechos de cuarcitas pardo a grisáceas. Se encuentra intensamente plegada y fracturada, lo cual hace difícil la medición de su espesor, sin embargo este se estima en 700 m.

En su base es concordante con la Formación Santa e infrayace concordantemente con la formación Farrat.

Su posición estratigráfica, permite ubicarla en el Valanginiano superior – Aptiano.

Formación Farrat.

Es una secuencia de cuarcitas blancas y grises de grano grueso a mediano, estratificadas en bancos gruesos e intercalados con lechos de areniscas cuarzosas grises de grano medio, lutitas negras y gris oscuras, limonitas gris parduscas; ocasionalmente conglomerados con rodados subredondeados de cuarcita.

Una sección medida cerca de Sayapullo llega a 245 m de espesor, la cual aparentemente se incrementa hacia el Suroeste.

Presenta un contacto transicional con la Formación Carhuaz; infrayace en discordancia paralela con los bancos calcáreos de la Formación Inca.

Por relación estratigráfica se le asigna una edad aptiana. Se le correlaciona con el tope del grupo Goyllarisquizga (Wilson 1964)

Formación Inca

Consiste de lutitas calcáreas color gris claro, calizo gris oscuras en bancos delgados y calizas cremosas parduscas; con un grosor no determinado, sin embargo se le considera 100 m por información de afloramientos en el cuadrángulo de Cajabamba.

Aflora al Norte de Otuzco, Norte y Noroeste de Quiruvilca (Benavides 1956).

La deposición de esta unidad, representa el inicio de la trasgresión albiana y ocurrió en un ambiente marino de poca profundidad.

Por correlaciones estratigráficas se le asigna al albiano inferior; es equivalente a la Formación Pariahuanca del Centro del Perú.

Formación Chulec.

Esta conformada de una secuencia de calizas grises, calizas arenosas y lutitas calcáreas nodulares, color gris oscuro que pasa a gris amarillento por intemperismo.

Se presenta en bancos delgados a medianos muy replegados lo que impide su medición, pero se le estima 250 m.

Estratigráficamente se le asigna a la parte inferior del Albiano medio.

Formación Pariatambo.

Consiste de calizas y margas gris oscuro intercaladas con lutitas negras en capas delgadas a medianas; su grosor se estima entre 150 a 200 m.

Presenta un contacto concordante con la Formación Chulec en su límite inferior, mientras que su techo se encuentra concordante con el miembro superior.

En el área de Cajamarca indican que la Formación Pariatambo corresponde a la parte superior del Albiano medio, edad que asumimos para los afloramientos del área de Otuzco.

Formación Huaylas.

Consiste en una secuencia sedimentaria, conformada por una alternancia de conglomerados, areniscas y lutitas bien estratificadas en paquetes gruesos y medianos, con coloraciones marrón – rojizo y tonalidades moradas.

Tiene un espesor de aproximadamente 300 m; se le ha identificado en el borde oriental del cuadrángulo de Otuzco.

Sobreyace en fuerte discordancia con las areniscas Farrat del Aptiano y con las lutitas Santa - Carhuaz del Valanginiano – Aptiano; infrayace en discordancia angular a los piroclásticos y derrames del volcánico Calipuy del Cretáceo Superior – Terciario

Inferior; esta correlación estratigráfica permite ubicar a la Formación Huaylas en el Cretáceo Superior, en los niveles superiores del Senoniano.

Se correlaciona con la Formación Chota del área de Cajamarca.

Volcánico Calipuy.

Este nombre se da a una potente serie de volcánicos, depositados en discordancia angular sobre los sedimentarios del Cretáceo Superior; se hallan ampliamente extendidos en la zona del flanco andino y el altiplano a partir de la cota 3200 aproximadamente.

Esta compuesto en su parte inferior por volcánicos con predominancia ácidos, como derrames riolíticos, riolacíticos y dacíticos en bancos gruesos y medianos, en los cuales se intercalan lutitas arenosas rojo – violáceas y lechos de conglomerados marrón – violáceos.

Hacia el techo de esta formación predominan los volcánicos andesíticos, en derrames porfiríticos con algunas intercalaciones de aglomerados ácidos, dacíticos, cuarzolatíticos, tufos riolíticos y andesíticos blanco amarillentos. Estos bancos son gruesos y se hallan estratificados, con cierta particularidad.

Las mediciones en diversas localidades dan un promedio mayor a 1450 m.

Aflora al Este, Oeste y Sur de Quiruvilca y al Noroeste de Sayapullo. Su contacto, con las rocas del batolito costanero, al Sur de Otuzco, presenta un metamorfismo de contacto con una marcada silicificación y presencia de minerales de metamorfismo.

Los volcánicos Calipuy sobreyacen en discordancia a la Formación Huaylas y a las rocas del batolito costanero, por lo tanto se le asigna al terciario inferior.

Cuaternario Aluvial.

Son depósitos producto de la denudación de las rocas de formaciones que afloran en la región. Tienen amplia distribución en el sector occidental de la región, donde constituyen las pampas de la planicie costera, las cuales se hallan disectadas por los ríos de la costa. Están constituidos por gravas, arenas y arcillas mal clasificadas; los clastos se observan sub angulosos a redondeados. Estos depósitos tienen un espesor variable que va de 35 a 200 m, a lo largo de los valles principales igualmente se encuentran terrazas aluviales y antiguos depósitos de corrientes de lodo.

En la misma costa se observa zonas pantanosas producidas por la cercanía del bedrock, por la erosión o por el desequilibrio de presión del agua de mar y la capa acuífera.

Igualmente abundan los depósitos eólicos, con grosores variables y formas características de dunas y barcanas.

En la zona de sierra son características los depósitos aluviales, los escombros de ladera, depósitos de pie montaña y en las cumbres diversos tipos de depósitos morrénicos.

3.2.2 Geología estructural

Los rasgos estructurales de la región están extremadamente relacionados a la naturaleza de las rocas expuestas.

En lo que respecta a las rocas sedimentarias, se manifiesta estructuras plegadas en anticlinales y sinclinales mayormente asimétricos, con dirección NW – SE hacia el oriente, cambiando a E – W al occidente. Los anticlinales son abiertos y cerrados, alargados y sus ejes siguen la orientación general que adopta la Cordillera de los Andes.

El fallamiento es de tipo comprensivo y asociado al plegamiento siguiendo muchas veces la orientación de estas estructuras.

En las rocas volcánicas se observa plegamientos amplios de flancos muy suaves; no se evidencia fallamientos regionales, se supone poca influencia de la orogenia andina en la formación Calipuy. Igual a los sedimentarios, los volcánicos terciario se ven plegados en la misma orientación de los Andes y no han sido fallados de manera importante.

Las rocas intrusivas que muestran notable afloramiento en sentido NW – SE, son afectadas por sistemas de diaclasamiento en sentidos NW – SE; NE – SW y E – W, igualmente estos intrusivos han sido fallados en sentido normal.

3.2.3 Geología económica.

Extendidos en la región se presentan depósitos minerales de tres tipos: vetiforme, pórfidos y diseminados epitermales. En el caso de los depósitos filoneanos, la mineralización predominante es polimetálica, emplazada en la diversa litología que denomina la región; los metales predominantes son la galena, blenda, chalcopirita, enargita, oro relacionados a pirita, cuarzo, calcita, rodocrosita y otros minerales de ganga.

En la actualidad existen algunos depósitos en explotación y otros están abandonados, entre los primeros, los más importantes son Quiruvilca, Santa Rosa, El Toro, Vijos, Sayapullo etc.; también hay abundantes yacimientos abandonados, algunos agotados tales como: Salpo, Milluachaqui, Algamarca, Paredones, Aguinay, Coptos y otros.

Estos depósitos vetiformes se emplazan en rocas volcánicas del Calipuy, sin embargo también se presentan en los sedimentarios ampliamente extendidos.

Entre los depósitos tipo pórfido destaca Michiquillay al Este de Cajamarca, el cual es de importante magnitud y su metal económico principal es el cobre, habiendo además, zinc, molibdeno y otros en menor cantidad.

Al Norte de Cajamarca se ubica el importante depósito de Yanacocha identificado como un diseminado de oro epitermal del tipo ácido – sulfato. Al Sur de Quiruvilca se ubica otro diseminado de oro de menor magnitud, de característica también epitermal pero del tipo cuarzo - sericita con contenidos de oro. Estos diseminados auríferos se forman en volcánicos mayormente tobáceos, en este caso de la formación Calipuy.

La secuencia cretácicas inferior, se intercala con mantos de carbón, en su base, correspondiente a la formación Chimú; como se ve en la lamina correspondiente, los sedimentos cretácicos se hallan ampliamente distribuidos en la región y sumamente disturbados, permitiendo el afloramiento de su base y de estos horizontes carboníferos que han permitido su explotación artesanal. Se conocen muchas minas de carbón en actual explotación como es el caso de Callacuyán; Yanahuanca y La Victoria al NE de Quiruvilca; otras como la Galgada, Ancos, La Limeña, La Pallasquina, Angamarca, etc. El carbón se presenta en pequeñas capas de 0.50 a 1.00 m de ancho por lo general; disturbadas y plegadas; el carbón es bituminoso, sub antracítico y de alto poder calorífico.

3.2.4 Geología local.

La geología local del área de Quiruvilca está constituida por una secuencia estratigráfica que va de las areniscas y ortocuarcitas del Chimu, que afloran al NE del depósito, y que al parecer serían las rocas del basamento del área, sobreyaciendo y en discordancia angular, se tienen coladas andesíticas intercaladas con brechas piroclásticas y algunos tufos lacústricos, todos ellos pertenecientes al grupo Calipuy.

Estructuralmente, los volcánicos Calipuy fueron afectados por los esfuerzos compresionales NW - SE, fracturándose en varios sistemas, el primero de rumbo N 85° - 90° E, el que posteriormente es afectado por fracturas N 30° - 60° E, N 30° - 60° W y N - S; con marcadas reactivaciones de los sistemas, lo que genera la complejidad estructural del distrito. La mineralización de Quiruvilca se emplazó en fallas y fracturas preexistentes, estando constituidas por varios pulsos o periodos mineralizantes. La mineralización del primer sistema está vinculada a minerales de cobre, tal es el caso de la enargita y tetraédrica, con pirita y cuarzo de complemento, el cual emplaza en parte central del distrito [Almiranta]. Un segundo y tercer periodo está constituido por minerales de esfalerita, galena, galena argentífera, calcopitita, algo de tetrahedrita y arsenopirita, siempre acompañado de pirita y cuarzo, con relleno de calcita, rodonita y yeso. Se depositó en mayor cantidad en estructuras periféricas, tal es el caso de vetas del Sistema Central - Satélite por el Norte y Luz Angélica - Deseada por el Sur.

Las vetas de Quiruvilca son de diversas dimensiones, teniéndose estructuras de cizalla, del sistema E - W, que son de gran longitud, profundidad y potencia, con buen relleno mineralizante

[vetas Almirante, Elisa, Luz Angélica entre otras]. Estructuras tensionales, de menores dimensiones pero al igual que las primeras con buen contenido metálico, corresponden al sistema NE – SW [vetas Cienegilla, Papelillo, Dina, Huanso, Zoila Gata, entre otras]; finalmente se tienen vetas secundarias y ramales, de limitada longitud, profundidad y potencia, con mineralización muy irregular. La mineralización se encuentra emplazada en profundidades de 500m, todas de los volcánicos Calipuy.

CAPITULO IV

MINERIA

4.1 Evaluación Geomecánica

En Quiruvilca, en los últimos dos años, la evaluación del macizo rocoso, desde el punto de vista geomecánico por parte de la empresa es poca, por lo que se hace la necesidad de implementar un modulo básico para dicha evaluación y control. Últimamente se tiene una evaluación preliminar por parte de la consultora geomecánica Rock Info, que en resumen es la siguiente:

- En las zonas de explotación – Tajeos; los principales sistemas o familias de discontinuidades presentes, se encuentran distribuidos conservando el mismo rumbo de las zonas mineralizadas, es decir NE - SW. Estos sistemas presentan una fuerte persistencia [continuidad] que varían desde los 3 - 10m, con aperturas abiertas de 1 - 5mm, con rellenos suaves [panizo, arcilla expansiva, piritas descompuestas, carbonatos], rugosidades que van del orden de lisas – estriadas [espejos de fallas] a rugosas - onduladas, asociadas a un grado de intemperismo moderado a fuerte, con un espaciamiento promedio de 6 - 20cm y una condición de aguas subterráneas que van de las condiciones de húmedo a goteo.

La condición de agua subterránea presentes en dichas zonas contribuyen a bajar la calidad de la roca y desfavorece a la estabilidad de los tajeos.

- En las zonas de desarrollo y preparación; los principales sistemas o familias de discontinuidades presentes, se encuentran distribuidos semi paralelos y semi perpendiculares al eje de las excavaciones ejecutadas. En el caso de By Pass [diseñados paralelamente a las estructuras minerales], los principales

sistemas se encuentran semi paralelos al rumbo de la labor; mientras que en las ventanas que anexan los By Pass a los Tajeos, los sistemas principales se encuentran semi perpendiculares al rumbo de la labor.

- Los sistemas principales presentan una persistencia que varia de 1 - 10m, teniendo una apertura cerrada en muchos casos, con rellenos duros [pirita y carbonatos], rugosidades que van del orden de ligeramente rugosa a rugosa, asociadas a una grado de intemperismo ligero a sano, con un espaciamiento promedio de 6 - 20cm y una condición de aguas subterráneas que van de las condiciones de seco a húmedo. La condición de agua subterránea presentes en dichas zonas contribuyen a favorecer la calidad de la roca y por ende controlan la estabilidad de dichas labores.
- Los sistemas de estructuras menores determinadas en cada punto de monitoreo, son formados por discontinuidades de corte, asociadas a los sistemas principales, presentando persistencias que varían de 1m - 3m, con terminaciones de otras discontinuidades, anexadas a las mismas características geomecánicas de las zonas donde se encuentren localizadas [explotación y preparación].
- En general la masa rocosa del yacimiento presenta tres sistemas o familias de discontinuidades más aleatorias. Siendo la principal y la más importante, la relacionada a las fallas longitudinales [falla mineralizada - veta] cuya orientación esta en los rangos de N 20° -55° E.
- La roca intacta tiene Resistencias Compresivas Simples que van desde los rangos de 5MPa - 150MPa. Correspondiendo a las zonas de explotación rangos de 5MPa - 25MPa; mientras que en las zonas de preparación se ha podido verificar rangos de Resistencia Compresiva en el orden de 100MPa - 150MPa

- En las zonas de explotación de ha verificado mayores valores de Resistencia Compresiva en la Caja Piso, siguiendo la Zona Mineral y aportando una menor resistencia la Caja Techo, esta última muy alterada y con presencia de falsas cajas.
- La masa rocosa presente en las zonas de explotación, tiene características de alta a moderada deformabilidad, debido a la presencia de arcillas expansivas y falsas cajas, asociadas a las características del tipo de Relleno que se utilizan luego de la explotación del Nivel [Corte]. La Caja techo presenta mayor deformabilidad conforme a la inspección in situ en cada uno de los puntos de monitoreo.
- La deformabilidad se ira incrementando una vez se desarrolle los siguientes cortes en el Tajo, es decir la deformabilidad será progresiva corte a corte, ello debido a factores como: condición de agua subterránea, activación de arcillas, características del relleno, principalmente.
- La presencia de agua subterránea en las zonas de explotación, en la condición de Mojado a Goteo, contribuye a inestabilidades en los Tajeos. Como es el caso de la ocurrencia en la Veta Zoila Gata por debajo del nivel 280 al 340.
- Los valores de Calidad de Masa Rocosa, aplicando los sistemas de Clasificación RMR y Sistema Q [con las respectivas correlaciones] en los puntos de monitoreo evaluados, reflejan la presencia de masa rocosa diferenciada, una correspondiente a las zonas de explotación y otra a las zonas de preparación.
- En las zonas de explotación la calidad de roca se encuentra en los rangos de Media a Mala - Mala y Muy Mala [III B - IV B]; mientras que en las zonas de preparación la calidad de roca varia en los rangos de Buena a Media - Media a Mala [II B - IIIB].

- Las distribuciones de calidad de roca en las zonas de explotación conforme a los Tajos evaluados corresponden a tener una Caja Techo donde predomina la calidad de roca Mala [IV B], una zona de Mineral de calidad Mala [IV B] y una calidad de Caja Piso de naturaleza Regular [III B].
- El análisis de estabilidad estructuralmente controlada, revela la formación de cuñas tanto en los Tajeos como en las labores de preparación. Siendo la incidencia más severa en los Tajos donde la distribución de cuñas se concentra en los todo el perímetro de la sección. La presencia de cuñas tipo lajas se presentan en la Caja Techo y Piso del Tajeo, mientras que las del tipo acuñamiento se presentan en los techos. Conforme a las simulaciones efectuadas con el Software Geomecánico Unwedge, la formación de cuñas en los Tajos tiene las siguientes categorías: Colapso [ubicada en los techos] y Potenciales a Deslizamientos [ubicada en la roca encajonante].
- El resultado de las evaluaciones en los puntos de monitoreo, verifican que la orientación actual de las labores de explotación, obtienen una orientación desfavorable, lo cual contribuye a problemas de inestabilidad asociados a la calidad de macizo rocoso. De otro lado la ejecución de las labores de preparación obtiene una categoría de mediana favorabilidad, reflejada en un comportamiento de mediana estabilidad y menor formación de cuñas.
- La formación de cuñas en las labores de explotación, se evidencia continua a lo largo de explotación, debido a la continuidad de los sistemas de discontinuidades paralelos y semi paralelos al rumbo de la estructura, sumado a la presencia de discontinuidades menores. Por ello las acciones de sostenimiento en los tajeos son vitales para el control de la estabilidad del mineral y la roca encajonante.

- En las zonas de preparación la ocurrencia de los sistemas principales de discontinuidades semi paralelos al rumbo de la excavación en By Passes, tendrán una ocurrencia media de formación de cuñas [lajamientos y acuñaamientos]; mientras que la ocurrencia de sistemas semi perpendiculares en Ventanas, contribuirán a un mejor control de la estabilidad y por ende una menor formación de cuñas.
- Conforme a los párrafos anteriores se concluye que la dirección - orientación de las labores de explotación obtiene una condición de desfavorable; las labores de preparación - By Pass, obtienen una condición de mediana favorabilidad, mientras que las labores de preparación - Ventanas, obtienen una condición de favorabilidad, para el control de la estabilidad de la masa rocosa. Conforme al actual diseño de la explotación asociado a los sistemas de discontinuidades registrados en la evaluación.
- Respecto a las técnicas de perforación y voladura se ha podido constatar la presencia de daño en las excavaciones producto de estas operaciones unitarias, reflejadas en: sobre roturas, activación de fracturas, formación de nuevas fracturas, relajamientos en los perímetros de las excavaciones, principalmente.
- No se evidencia una asociación entre los parámetros de resistencia compresiva simple de la roca y la orientación de los principales sistemas de discontinuidad, relacionada a los diseños de mallas de perforación, tipo de explosivo y accesorios de voladura, tal como se ha comprobado con la auscultación de los frentes evaluados y los testimonios de los operadores.

4.1.1 Estabilidad del macizo rocoso

A razón de efectuar la estabilidad apropiada del macizo rocoso durante la construcción de la rampa y demás excavaciones se realizaron en primer termino su zonificación geomecánica con base a evaluaciones con instrumentación simple (clavos, picza) y observaciones subjetivas desarrollados en las áreas circundantes y cuya inferencia posibilita someramente una clasificación geotécnica por zonas a lo largo de los 360m. del recorrido y trazo que tiene la rampa en sus dos tipos de roca, para los casos de las labores de exploración, desarrollo y operación mina (cruceos, by pass, ventanas, chimeneas de servicios) necesarios para la explotación del nivel 400, se han definido tres tipos de roca, en el CUADRO NO 4-1 se puede observar la distribución que se ha obtenido.

Las recomendaciones del tipo de soporte o refuerzo para la estabilidad del macizo rocoso producida la excavación propiamente dicha, son diseños basados en los sistemas de aplicación usados por Barton (Q) y Bienawski (RMR): por ello permite determinar el requerimiento en cuanto al consumo de materiales necesarios para el soporte o refuerzo indicado.

4.1.2 Estabilidad estructuralmente controlada

La geometría tridimensional de las excavaciones subterráneas en relación la orientación espacial de los sistemas de discontinuidades, constituyen planos de debilidad influenciando directamente en las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina "estabilidad estructuralmente controlada". Los planos de debilidad, al intersectarse, forman cuñas o bloques en las paredes y techos de las excavaciones, pudiendo colgarse, rotarse o deslizarse.

CUADRO No 4-1 DISTRIBUCION POR TIPO DE ROCA

Evaluación (RMR)	>80	80-60	60-40	40-20	<20
Descripción macizo rocoso	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala
Rampa negativa		X	X		
Crucero Principal Nivel 400		X	X		
By pass, ventanas, estocadas, chimeneas serv.		X	X		
Vetas, chimeneas exploración			X	X	X
Caja piso de la veta			X	X	
Caja techo de la veta				X	X
Tiempo máx. Exposición s/s	10 años	20 meses a 10 años	6 días a 20 meses	3 días a 6 días	24 horas a 3 días
Tipo de sostenimiento en avances (rampa)	1	2	2+3	2+4	5
Donde:					
1	= Pernos aislados				
2	= Pernos sistemáticos espaciados malla 1.2m.x1.2m. de 8"				
3	=Concreto lanzado de 2" de espesor				
4	=Concreto lanzado más fibra de acero de 2"espesor				
5	=Cimbras metálicas				

La evaluación estructuralmente controlada de los puntos de monitoreo se ha desarrollada utilizando la aplicabilidad del Software Geomecánico Unwedge.

Conforme a la evaluación y análisis de cada uno de los registros recepcionados de los puntos de monitoreo, se tiene en forma detallada la forma, orientación, tamaño, volumen, peso, altura, de las cuñas de mayor potencialidad al colapso.

Cabe señalar que por parte de la consultora se ha dejado a disposición del departamento de Planeamiento y Seguridad, el programa de computo Unwedge en el entorno DOS, afín de poder evaluar la estabilidad de alguna zona inestable en la unidad minera.

La información levantada para el estudio de estabilidad, corresponde a:

- Orientaciones espaciales de los principales Sistemas de discontinuidades presentes [DIP = Buzamiento y DIP DIR = Dirección de Buzamiento].
- Dirección de avance del punto monitoreado [rumbo de la labor].
- Resistencia al corte de las discontinuidades, densidad del macizo rocoso y factores de seguridad.

Los resultados de las evaluaciones efectuadas localizadas en las zonas de explotación y desarrollo, verifican los siguientes comportamientos de estabilidad:

A. Zonas de Explotación - Tajeos:

Conforme a las dimensiones de los tajeos evaluados, se verifica la formación de cuñas en la zona de la bóveda de la excavación en la condición de colapso, es decir su caída es inevitable.

Asimismo se verifica la formación de cuñas a manera de lajas distribuidas en la caja techo de la excavación, asociadas

principalmente a alturas en rangos de 0.1m - 0.7m [pese a tener elevados factores de seguridad], las cuales tienen la categoría de potencialmente inestables a deslizamiento. Dicha condición podría colapsar considerando que en muchos casos estas alturas de cuñas [profundidad medida perpendicularmente en la caja techo] esta asociada a la presencia de Falsas Cajas.

De otro lado se puede visualizar también la formación de cuñas distribuidas en la Caja Piso de la excavación, asociadas principalmente a alturas en rangos de 0.15m - 0.95m, las cuales tienen la categoría de potencialmente inestables a deslizamiento.

B. Zonas de Preparación - Rampas, By Pass y Ventanas:

Conforme a las dimensiones de las labores evaluadas, se verifica la formación de cuñas en las zonas comprometidas a la bóveda y hastiales de la excavación, siendo en algunos casos, inevitable la condición de colapso.

Asimismo se verifica la formación de cuñas distribuidas en la bóveda de la excavación, asociadas principalmente a alturas en promedio de 0.45m, las cuales tienen la categoría de inevitable colapso.

Las cuñas se forman por la intersección de tres sistemas de discontinuidades. Esa ocurrencia verifica un debilitamiento de la masa rocosa que se evidencia en los tipos: lajamiento y acuñamiento en tajeos y de la misma forma en las labores de preparación.

Las cuñas que se forman en las esquinas de las excavaciones evaluadas, son de volumen pequeño, motivo por el cual debe incidirse en campañas de desate progresivo y redesate en los frentes de avance, principalmente en las labores de preparación.

Tanto en labores de explotación como en labores de preparación, la formación de cuñas deberá ser considerada como un factor adicional a la calidad de la roca, para la determinación de las recomendaciones de sostenimiento.

4.1.3 Consideraciones sobre el tipo de explosivo adecuado.

4.1.3.1 Calidad de la masa rocosa

Conforme a las evaluaciones geomecánicas realizadas en las zonas de explotación se ha podido verificar una calidad de roca que varía en los rangos de Media a Mala - Mala y Muy Mala [III B - IV B]; correspondiendo la calidad de la roca de la Caja Techo a una roca Mala [IV B], la zona de Mineral de calidad Mala [IV B] y una calidad de Caja Piso de naturaleza Regular [III B].

De otro lado los rangos de calidad de roca en las zonas de preparación varían de Buena a Media - Media a Mala [II B - IIIB].

Dentro del procedimiento de asignaciones de los parámetros para evaluar la calidad del macizo rocoso, ha sido importante la determinación de la Resistencia Compresiva Simple in situ, mediante técnicas de levantamiento de información práctica.

Con ello se ha podido verificar los valores de Resistencias Compresivas de roca; correspondiendo a las zonas de explotación rangos de 5MPa - 25MPa; mientras que en las zonas de preparación se ha podido verificar rangos de 100MPa - 150MPa.

4.1.3.2 Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura

El carácter de las técnicas de perforación y voladura, tienen que estar directamente asociadas al parámetro de respuesta del macizo rocoso, dicho parámetro corresponde al conocimiento de la Resistencia Compresiva Simple de la roca.

Conforme a ello, las operaciones unitarias de perforación y voladura, deberán asociar dicho parámetro a los diseños de mallas de perforación y tipos de explosivos adecuados, a fin de lograr la mínima perturbación del macizo rocoso.

Conforme a los puntos de monitoreo evaluados, se ha podido constatar, que en las labores de preparación existen sobre roturas, producto de los trazos de las mallas de perforación y distribuciones de cantidad de explosivos utilizados. Este mismo resultado de sobrerotura y disturbación de la masa rocosa se ha podido verificar también en las zonas de explotación.

Es importante mencionar que la orientación de los sistemas o familias de discontinuidades están íntimamente asociados a la técnica de perforación y voladura a diseñarse; asociadas a una diversidad de potencias de los explosivos y accesorios de voladura.

La base de tener una conceptualización geomecánica preliminar del macizo rocoso, permite poder interactuar con los proveedores de explosivos; de tal manera que se les proporcionen las características geomecánicas pivot para la selección adecuada del tipo de explosivo, accesorios de voladura y diseño de malla de perforación. Las características más útiles para estos fines son: Resistencia Compresiva Simple,

Orientación de los sistemas de discontinuidades,
Calidad del macizo rocoso, principalmente.

4.1.3.3 Efectos de daño en la masa rocosa

Los mecanismos de daño producto de la voladura tienen efectos realmente nocivos en la estabilidad del macizo rocoso. Las malas técnicas de perforación y voladura a emplearse por el desconocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, producirán efectos nocivos en la estabilidad de la masa rocosa.

Dichos efectos nocivos involucran: generación de nuevas fracturas, aperturas de las discontinuidades existentes, aumento del ritmo de colapso de cuñas y bloques, reducción de la resistencia al corte de las discontinuidades, degradación de la calidad del macizo rocoso, activación de energías geodinámicas en el yacimiento, principalmente.

Es por ello que los programas de perforación y voladura deberán focalizar sus objetivos a minimizar dichos impactos, tratando de conservar la calidad inicial del macizo rocoso antes de ser excavado.

4.2 Áreas de explotación

La mina Quiruvilca cuenta con las siguientes zonas de explotación:
Ver PLANO No 4-1 (en vista de planta se detalla en nivel 220 o cota 3660, que es el nivel de extracción y drenaje principal)

4.2.1 Zona Norte:

Esta zona cuenta con las siguientes áreas

- Zona Central: Nv50, Nv100; Nv160; Nv220

4.2.2 Zona Sur:

Esta zona cuenta con las siguientes áreas

- Zona Luz Angélica Alta: Nv.3720, Nv.3800, Nv.3870
- Zona Luz Angélica Baja: NV.220
- Zona de Profundización: Nv.280, Nv.340

4.3 Método de minado

El método de explotación que se realiza en la mina de Quiruvilca es el corte y relleno ascendente, se utiliza relleno hidráulico y relleno detrítico, cada tajeo consiste en un buzón camino con dos alas que tienen entre 30-35 m de longitud cada una, además como parte de la preparación se tiene como estándar integrar la labor a tajeos contiguos, formando baterías de tajeos que mejora el circuito de ventilación y hace más eficiente la supervisión. Se tienen 2 hasta 3 accesos lo cual reduce el riesgo a accidentarse cuando se trabaja sobre buzón camino ya que en estos casos se ingresa por el acceso auxiliar.

4.3.1 Preparación del block a explotar

- Se corre by pass paralelo a 10 metros de la traza de la veta, y cada 70 metros se conecta a la veta por medio de ventanas, en donde se deja 8 metros de cola de carros y se sella la chimenea para el buzón camino.
- Se arman los echaderos de doble compartimiento, para tolva y camino con anillos de cribbing (cribbing largos: 3m x 6", 3m x 7", 3m x 8" y cribbing cortos: 1.25m x 7", 1.25m x 8").
- Una vez armado el buzón camino, se avanza el subnivel a ambas alas, utilizando winches con tornamesa, porque es importante el subnivel hacia atrás para la comunicación a la preparación anterior y hacia adelante para la exploración y así mantener el by pass lo suficientemente alejado del radio de alteración de la veta.

- Una vez completados los 35 metros de subnivel hacia adelante y comunicado al tajeo anterior esta preparación queda lista para ser explotada.

4.3.2 Explotación del block

- Para comenzar a explotar el block el mineral se arranca por rebanadas horizontales en sentido ascendente, una vez disparado el mineral, este se extrae completamente de la cámara a través de los echaderos.
- Luego se efectúa el relleno del espacio abierto con material estéril o material producto de los relaves de la planta de tratamiento, conocido como relleno hidráulico.

4.3.3 Ventajas del método

Las ventajas que presenta el método son las siguientes:

- Bien llevado el ciclo de explotación, se puede obtener una buena productividad.
- Se puede seleccionar el mineral que se va a extraer, dejando como relleno aquel con bajo contenidos de valores.
- Este método es bastante seguro.
- Se puede ir investigando el yacimiento a medida que se realiza la explotación.
- Se obtiene buena recuperación de mineral.
- La ventilación es buena, siempre y cuando se haya completado la preparación de los tajeos.
- Se tiene poca dilución al momento de la voladura y este se diluye más debido a la caída de la caja techo.

4.3.4 Desventajas del método

Las desventajas que presenta el método son las siguientes:

- Cuando hay déficit de relleno hidráulico los tajeos quedan paralizados y suelen deciclarse (El circuito de relleno solo permite rellenar dos tajeos simultáneamente)

- Resulta muy trabajoso construir y mantener los echaderos o chutes de mineral.
- La dilución es en el momento de la limpieza del mineral del tajeo, ya que se combina con el material estéril de la caída de las rocas de las cajas (se controla con plataformas de escogido, pero se pierde eficiencia)
- Existe el inconveniente de dejar un puente de mineral con buenos valores cuando se tiene un terreno fallado.

4.4 Operaciones mineras

4.4.1 Perforación

La perforación consiste en la utilización de un barreno con una broca descartable en uno de sus extremos, que es golpeado en el otro extremo por el martillo de la perforadora para obtener en la roca cortes sucesivos de circunferencias de acuerdo al diámetro del filo del barreno.

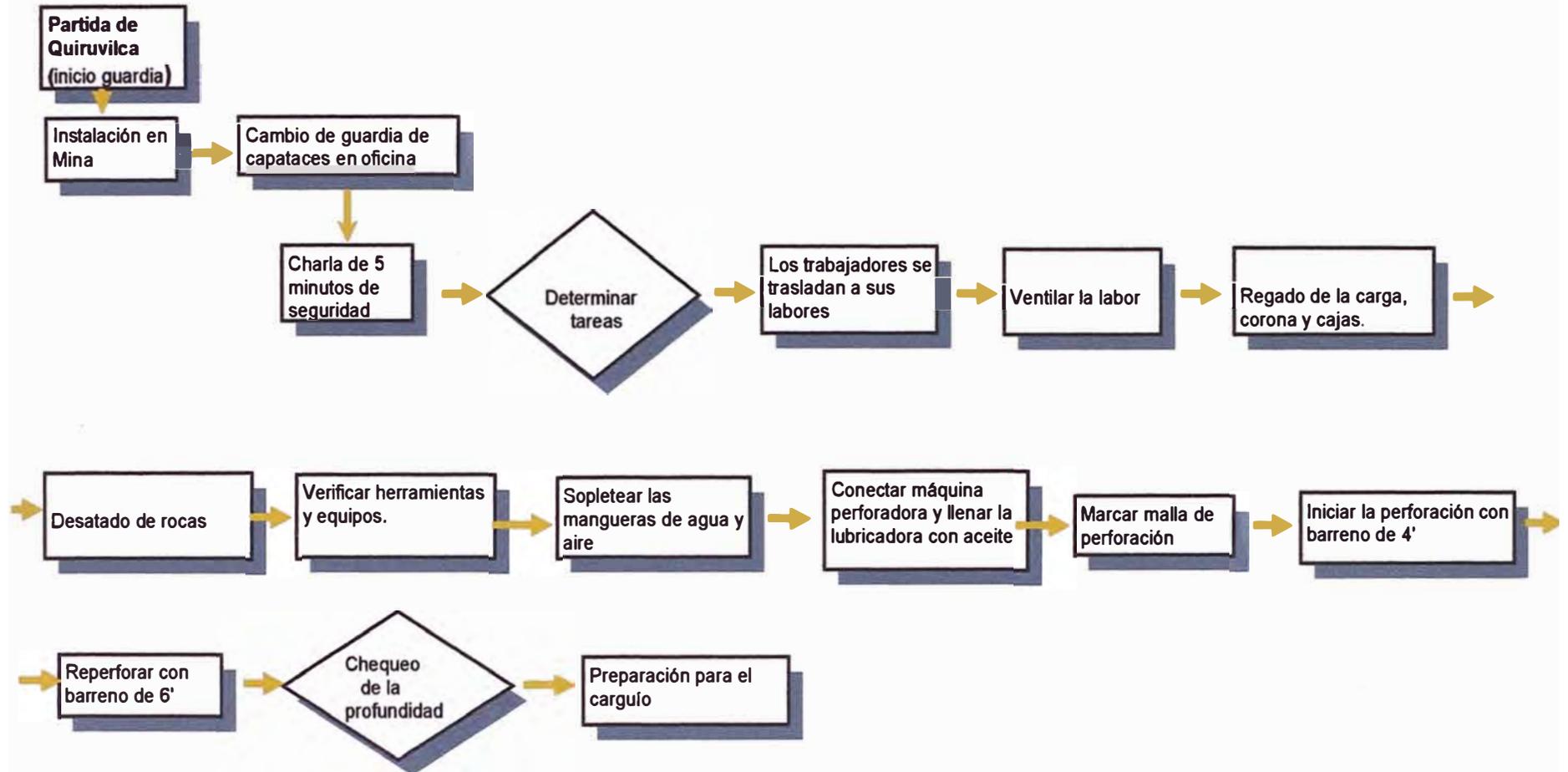
En el DIAGRAMA No 4-1 se muestra el mapa de procesos de perforación.

4.4.1.1 Tipos de perforación

Perforación en tajos

En la mina Quiruvilca se practica la perforación vertical y selectiva con el método del circado, en una labor el ancho mínimo de explotación es de 0.70 metros, con este método se procura obtener diluciones no mayores del 20%

DIAGRAMA No 4-1 MAPA DE PROCESOS DE PERFORACION



Es muy importante el control de dilución, mas aún tratándose de un yacimiento de vetas angostas, con leyes marginales.

Perforación en frentes

En este tipo de labor se practica la perforación horizontal con taladros paralelos, con un grupo de taladros que formaran una cavidad inicial (arranque), seguida del resto de taladros periféricos alrededor del arranque denominados cuadradores, alzas y arrastres. El corte que se utiliza es el corte quemado que consiste en dejar algunos taladros vacíos en el arranque.

El factor de corrección geométrica en estas labores generalmente es 0.90-0.95

4.4.1.2 Equipo de perforación

En la mina de Quiruvilca se utiliza dos tipos de perforadoras:

Perforadora Jackleg

Son perforadoras neumáticas, que por su diseño se usan en perforación de tajos y frentes de desarrollo, pueden usarse también en perforaciones de igual ángulo de inclinación respecto a la horizontal. Su velocidad de penetración es de 1,19 pie/minuto.

Es muy operativa en terrenos en los cuales se presenten caras libres inclinadas, con lo cual esta hace un arranque en abanico desde unos pocos puntos de apoyo.

La operación se basa principalmente desde un solo punto de apoyo, desde el cual, esta hace varios taladros de 4' pies y sin la necesidad de cambiar de

barreno, solo este es cambiado cuando es necesario el cambio de punto de apoyo para hacer una malla adecuada, es en este momento cuando se hace el cambio de barreno a 6 pies de longitud.

Las condiciones requeridas para este tipo de perforadora son

- Altura de perforación mayor a 2.10 metros, a veces hasta menor altura.
- Tener un lugar adecuado donde apoyar la pata de la maquina, utilizando para ello la propia carga del disparo sin la necesidad de un acomodo excesivo de piso.
- Presentar presión de aire no menor a 70 psi.

Perforadora Stoper

La máquina stoper es una perforadora neumática diseñada para perforación vertical pudiendo utilizarse con un ángulo de hasta 75° de inclinación, es diferente por ser completamente rígida y además sus uñas están diseñadas para adaptarse al suelo solo en forma vertical.

Se usan para perforaciones de taladros verticales en chimeneas de preparación o exploración.

La velocidad de penetración es de 1.20 pie/minuto

La stoper hace posible realizar taladros seguidos, esto se consigue utilizando necesariamente barrenos que deben ir desde los 2', 4', 6' pies, y en caso de ser requerido y teniendo una cara libre en la cual pueda perforarse hasta una altura de 8'.

Las condiciones requeridas para este tipo de perforadora son:

- La condición principal para que pueda operar sin dificultad, es tener un piso uniforme y bien empampillado.
- Una altura mínima de corte de 2.10 metros.
- Un techo uniforme en el cual el empatao no sea difícil de realizar.
- Un ancho de labor de 0.70 metros en el cual el perforista pueda desenvolverse adecuadamente.
- Vetas que presenten un buzamiento cercano a la vertical.
- Requiere de una presión de aire no menor a 60 psi.

4.4.2 Voladura

La voladura consiste en introducir dentro de cada taladro que se ha efectuado en la roca, una sustancia química que tiene la propiedad de reaccionar en forma instantánea, generando de esta forma gases que al encontrarse encerrados dentro de los taladros, produciendo fuertes presiones que generan el fracturamiento de la roca.

Para que el fracturamiento de la roca sea óptimo, es necesario que la carga explosiva encuentre una cara libre sobre la que deberán actuar las presiones producidas por los gases generados en un frente como por ejemplo: el corte quemado, corte en cuña, corte en V, etc.

En resumen la voladura depende del tipo de arranque o corte que se ha perforado, el carguio adecuado de los taladros, el paralelismo de los taladros y el tipo de explosivo utilizado

En el DIAGRAMA No 4-2 se muestra el mapa de procesos de voladura

Para la voladura en los tajeos se emplea:

- Dinamita FAMESA pulverulenta 65% 1" X 7"
- Guía de seguridad FAMESA

DIAGRAMA No 4-2 DIAGRAMA DE PROCESOS DE VOLADURA

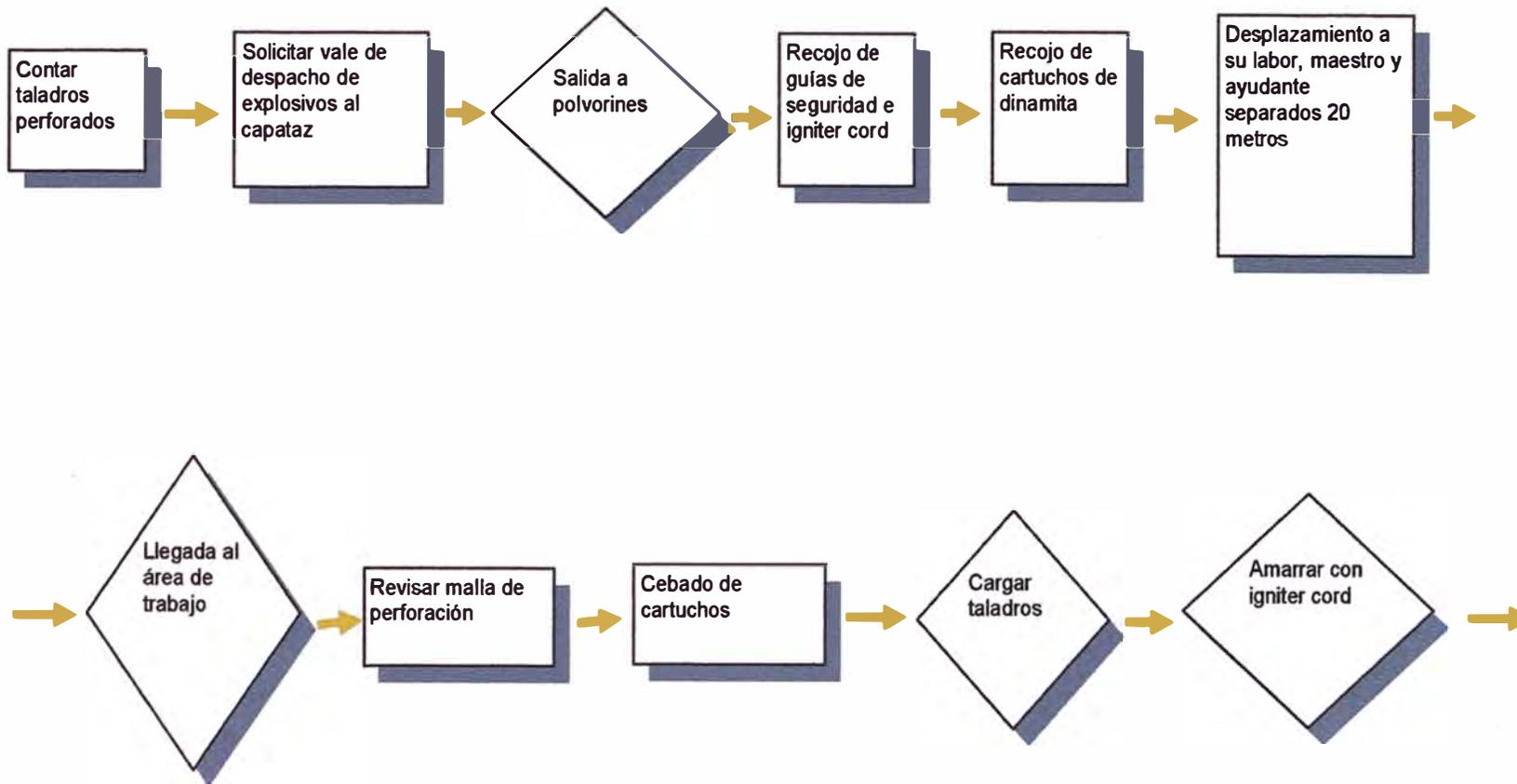
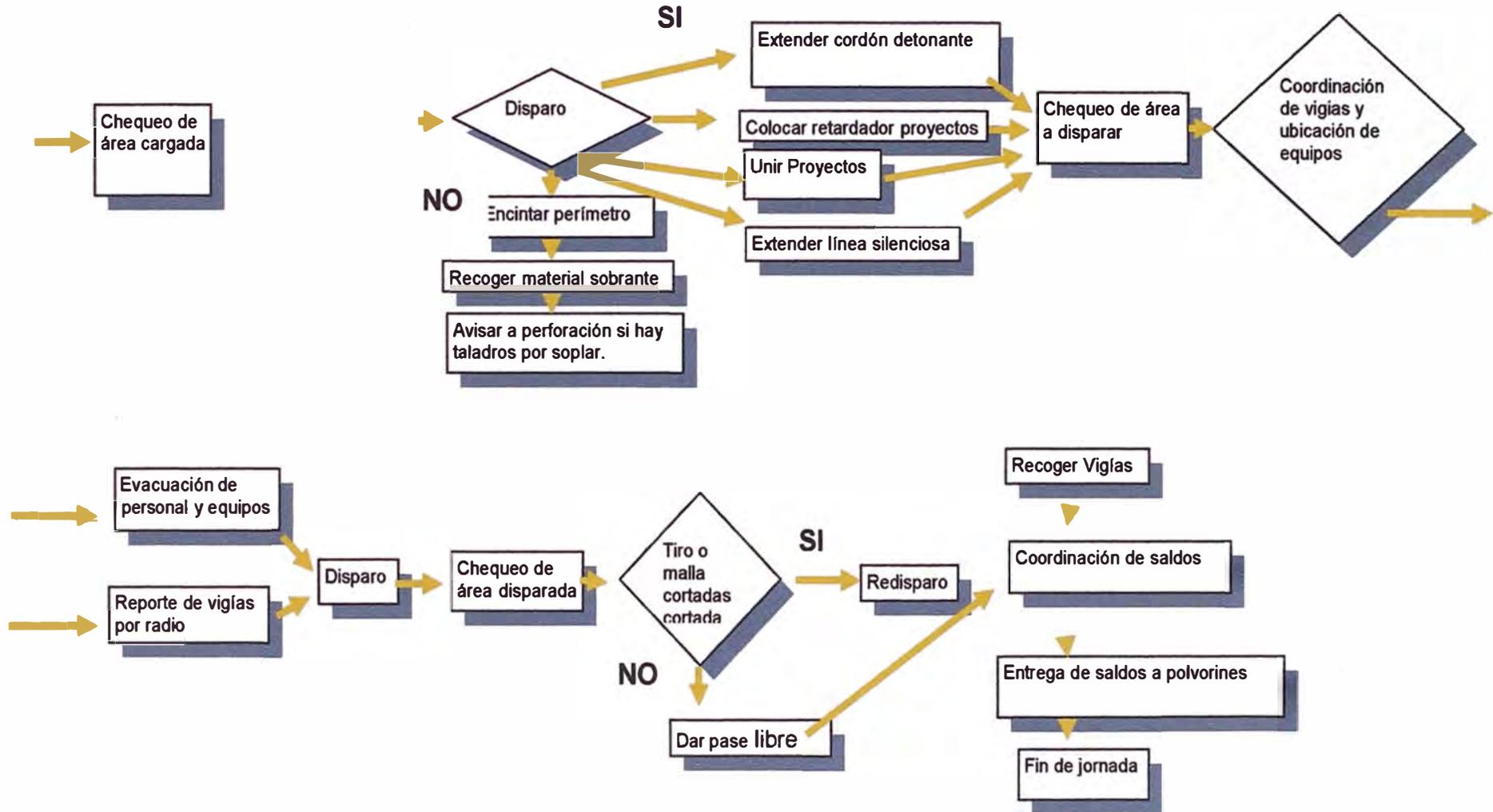


DIAGRAMA No 4-2 DIAGRAMA DE PROCESOS DE VOLADURA



- Fulminante FAMESA N° 6
- Conectores FAMESA
- Mecha rápida FAMESA
- El factor del carguio en tajos es de 4 cartuchos / taladro
- El factor de carguio en frentes es de 6 cartuchos / taladro

4.4.3 Carguio y acarreo

El acarreo de mineral en el Nivel 280 se realiza con una locomotora Goodman de 1.5 Ton, la cual transporta el mineral o desmonte desde los frentes o tolvas de cada labor, hasta el Ore Pass si es mineral o Waste Pass si es desmonte, que es el lugar donde es almacenado para luego ser izado por medio de faja transportadora hasta el Nivel Principal de extracción (Nivel 220). En el Nivel 220 es transportado por locomotora Clayton Trolley hasta la Chancadora si es mineral o Botadero de Superficie si es desmonte.

Las locomotoras que se encuentran aquí son:

Clayton-01 en el Nivel 220

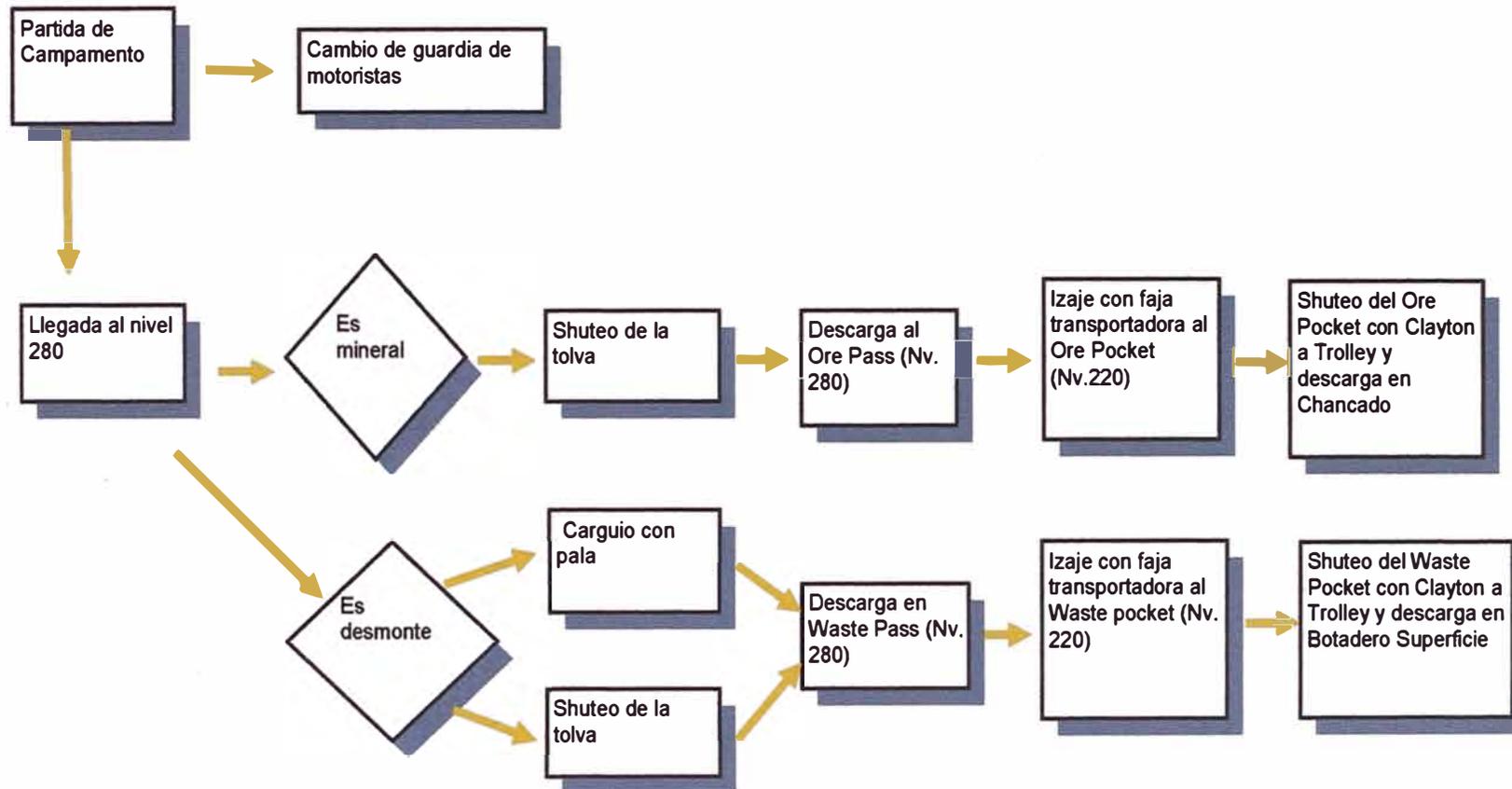
Goodman-01 en el Nv. 280

La Locomotora Clayton jala 10 carros de 6.5 TM y la locomotora Goodman 4 carros de 1.5 TM, aunque sus capacidades de arrastre sea mayor, por la antigüedad de los equipos se evita forzarlos.

En el Nv. 280 el tiempo empleado para el acarreo de mineral es en promedio de 35 minutos de ciclo completo de ida a las tolvas, llenado de sus carros, vuelta al ore pass y vaciado de los mismos.

En el DIAGRAMA No 4-3 se muestra el mapa de procesos para el carguio y acarreo de mineral y desmonte.

DIAGRAMA No 4-3 DIAGRAMA DE PROCESOS DE CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL Y DESMONTE



4.4.4 Sostenimiento

El sostenimiento y fortificación de la mina Quiruvilca tiene como objetivo principal mantener abierta las labores durante la explotación, compensando el equilibrio inestable de las masas de roca que soporta.

Además de ofrecer la mayor seguridad posible para el personal, maquinaria y equipos en dicha labor

4.4.4.1 Sostenimiento en tajos:

Para el sostenimiento en tajos se coloca puntales de línea y puntales de seguridad.

La separación entre puntales de línea y seguridad depende de la estabilidad de las cajas y de la corona de la labor.

A. Puntales de Seguridad

Son postes colocados contra las cajas del tajo, los cuales cumplen la función de sostenimiento.

Los puntales de seguridad están conformados por:

- **Patillas.-** Consiste en una pequeña excavación que se realiza en la caja piso del tajo para alojar el pie del puntal e impedir su deslizamiento.
- **Puntal.-** Son elementos de madera de forma cilíndrica de diversos tamaños dependiendo del ancho de minado que va a sostener. Los diámetros de los puntales varían entre 6", 7", 8" y 9". La longitud de los puntales es de 3m y se corta de acuerdo a la necesidad de cada tajeo.
- **Plantilla.-** Llamado también cabezal, es una tabla de 8"x2'x3" que se coloca entre la cabeza del puntal y la caja techo. Esta tiene como finalidad brindarle al

puntal una mayor área de influencia cuando ejerce mayor presión la caja techo.

Estos tres elementos juntos brindan un apropiado sostenimiento a los tajos.

B. Puntales en Línea

Estos puntales se colocan justo en la corona del tajeo, estos puntales tienen como finalidad bloquear la corona del tajeo para evitar posibles desprendimientos de rocas.

4.4.4.2 Sostenimiento de galerías

El sostenimiento que se utiliza en estas labores son los cuadros de madera y los pernos split set.

A. Empleo de cuadros de madera

Este tipo de cuadros se emplea donde las cajas son poco competentes, tipos de cuadros utilizados:

- **Cuadros cónicos:** se usa estos cuadros en galerías, cruceros, ventanas por presentar mayor resistencia de esfuerzos verticales y evitar el pandeo del sombrero.
- **Cuadros rectos:** se utilizan cuando en las galerías se presentan esfuerzos verticales y horizontales.

B. Empleo de pernos Split set:

El sistema consiste de un tubo de acero de alta resistencia ranurado y una platina. Este es instalado empujándolo dentro de un taladro de dimensiones ligeramente menores y la fuerza radial de recuperación de la deformación generada por la comprensión del tubo de forma de una C, proporciona un anclaje friccional a lo largo de la longitud entera del taladro.

Es un sistema muy rápido y simple de instalar y ha ganado rápida aceptación del entorno minero.

4.4.5 Limpieza del mineral

El objetivo de limpieza de mineral, es extraer el mineral roto, y depende principalmente del rendimiento de los equipos de limpieza para que el ciclo de explotación sea eficiente.

Limpieza en tajo con winche y rastrillo

En los tajos el mineral es limpiado por medio de rastrillos, ellos transportan el mineral desde el lugar donde se encuentra hacia la chimenea de extracción. El movimiento de estos rastrillos es realizado por winches, los cuales pueden ser de dos tipos: neumáticos o eléctricas.

La mina Quiruvilca cuenta con winches eléctricos con una capacidad de 15 – 25 HP, cuenta con:

- Dos tamboras con una capacidad para arrollar 80 m de cable de acero de ½" de diámetro en cada una.
- Rastrillos tipo azadón de 32 pulgadas de ancho y 55 pulgadas de largo.
- El trabajo de rastrillaje se realiza en periodos cortos de tiempo efectivo de trabajo, según los datos obtenidos puede durar de 2 hasta 12 minutos de rastrillaje puro, pasado ese tiempo se tiene que apagar el winche, tanto para romper bancos o desatorar el buzón.

4.4.6 Servicios

Dentro de los servicios más importantes que deben ser cubiertos para el cumplimiento del planeamiento anual se tiene:

4.4.6.1 Ventilación

Para mantener un ambiente adecuado en el interior, es primordial la ventilación de la mina para lo cual se ha establecido el siguiente circuito:

- En la Zona Sur el ingreso de aire fresco es por la rampa del Nv. 220, con un ventilador Joy de 60 Hp (55000 cfm). La salida del aire viciado es por las chimeneas convencionales que comunican del Nv. 340 al Nv. 280, del Nv. 280 al Nv. 220 y del Nv. 220 al Nv. 3720. En el Nv. 3720 existen dos chimeneas que comunica a superficie, por lo que el todo el aire viciado de este nivel y de los niveles inferiores sale por dichas chimeneas.
- En la Zona Norte el aire fresco ingresa por el pique Elvira con ayuda de un ventilador de 40000cfm, y sale por el pique Satélite a superficie. Ver PLANO No 4-2

4.4.6.2 Relleno

Para el relleno de los tajeos se cuenta con una planta de relleno hidráulico (RH) de 4000m³ mensuales programados, y una bomba Geho que bombea relave desde la planta (Santa Catalina) hasta 2 tanques (Luz Angélica y Central) desde donde por gravedad rellena los tajeos. Además también tiene un circuito donde rellena directamente de la planta a los tajeos. El rendimiento promedio de la bomba Geho es 18m³/hora.

Del análisis granulométrico se obtuvo que el relave de mina está con 23.92% de finos en grueso en malla -200 y 8.31% de finos en grueso en malla -325, estando ambos dentro de los rangos establecidos.

El ratio de consumo de energía de la bomba Geho es 7.82kw/m³ en promedio.

En el CUADRO No 4-2 se observa la estadística de la bomba Geho para su control.

4.4.6.3 Drenaje y bombeo de agua.

El agua de toda la mina está canalizada para salir por el Nv. 220 (Bocamina Almirvilca), y llega hasta la planta de tratamiento de agua ácida que se encuentra en este nivel.

En los niveles superiores al Nv. 220 el agua corre por gravedad hasta este nivel.

CUADRO No 4-2 RESUMEN DE OPERACIÓN DE LA BOMBA GEHO (Horas)

RESUMEN	Ene	Feb	Mar	Acum.
Falta de relave	20	20	4	44
Paralización de planta concentradora	151	114	116	381
Paralización de horas punta	40	25	29	94
Reparación mecánica	12	20	17	49
Tiempo de trabajo de asientos y válvulas	1,479	294	700	2473
Ruptura y arenamiento de tuberías y otros	13	23	16	52
Mina no solicito por falta de tajeos	65	50	90	205

En los niveles inferiores (Nv. 280, Nv. 340) existe un circuito de bombeo, que consta de 3 partes:

La primera fase se inicia el Nv. 340, en la parte inferior a este nivel existe una estación de bombeo con 2 bombas estacionarias de 75Hp cada una, de donde se bombea toda el agua del Nv. 340 hacia la siguiente estación que se encuentra en el Nv. 280.

La segunda fase se encuentra debajo del Nv. 280, que consiste en una estación de bombeo con 2 bombas estacionarias de 65 Hp cada una, de donde se bombea el agua del Nv. 280 y del Nv. 340.

La tercera y última fase se encuentra debajo del Nv. 220, que consiste en una estación de bombeo con 2 bombas estacionarias de 75Hp cada una, de donde se bombea el agua captada de la segunda fase y agua de filtración que baja por la rampa.

El agua bombeada de la tercera fase llega a la cuneta del Nv. 220, que llega a la planta de tratamiento de agua ácida.

Este circuito de bombeo da una holgura de 3 horas sin bombeo al Nv. 340 antes que las bombas queden inundadas, por lo que se cuenta con un grupo electrógeno diesel especialmente para el funcionamiento de este circuito en casos de corte de energía.

4.4.6.4 Circuito de aire comprimido.

El aire comprimido sale de una casa fuerza que cuenta con dos compresoras Joy de 250Hp cada una, dos compresoras Joy de 300Hp cada una, tres compresoras Atlas Copco de 350 Hp cada una, y una compresora Ingersol Rand de 200Hp.

El circuito de aire se muestra en el PLANO No 4-3

4.5 Costos de minado

CUADRO No 4-3 COSTOS DE MINADO

REPORTE DE COSTOS - AREA DE MINA: EJECUTADO MAYO VS ABRIL

MES: May-08

		REALIZAD	BUDGET	DIFERENC
PRODUCCION TOTAL	TMS	31,445	30,516	929
LEYES	Ag	235.26	201.57	33.69
	Cu	0.43	0.46	-0.03
	Pb	1.20	1.30	-0.10
	Zn	3.45	3.47	-0.02

COMPARACION CONTRA EL MES ANTERIOR	ANTECEDENTES		ESTE MES		COMPARATIVO	
	EJECUT ABRIL		EJECUTADO MAYO		DIF May. VS Abr.	
	TOTAL	UNIT	TOTAL	UNIT	TOTAL	UNIT
MATERIALES						
TOTAL	153,517	6.11	170,850	5.43	-17,333	-0.32
Explosivos	83,283	2.77	94,673	3.01	-11,390	-0.24
Rieles y accesorios	2,657	0.09	1,090	0.03	1,567	0.05
Aceros de Perforación	11,180	0.37	9,681	0.31	1,499	0.06
Madera	25,722	0.86	35,295	1.12	-9,573	-0.27
Tela Arpillera	1,920	0.06	1,800	0.06	120	0.01
Tuberías	3,413	0.11	2,792	0.09	622	0.02
Clavos, Cadenas, Sogas	3,413	0.11	3,986	0.13	-573	-0.01
Otros materiales y sumin	21,929	0.73	21,534	0.68	395	0.05
MANO DE OBRA						
TOTAL	441,037	14.68	446,830	14.21	-5,793	0.47
Sueldo Empleados	27,145	0.90	30,114	0.96	-2,969	-0.05
Salario Obreros	195,048	6.49	199,973	6.36	-4,925	0.13
Sobretiempo (Emp+Obr)	55,539	1.85	53,487	1.70	2,052	0.15
Bonos de Producción	37,042	1.23	39,069	1.24	-2,027	-0.01
Beneficios Legales	76,106	2.53	80,275	2.55	-4,169	-0.02
Aportaciones Empleador	50,158	1.67	43,914	1.40	6,244	0.27
TERCEROS						
TOTAL	38,044	5.00	151,078	4.80	-834	0.20
Tajeos mina	0,000	0.00		0.00	0	0.00
Transporte de Mineral	27,042	0.90	28,510	0.91	-1,468	-0.01
Exploraciones y Desarrollo	78,000	2.60	73,500	2.34	4,500	0.26
Labores de preparación	34,200	1.14	36,720	1.17	-2,520	-0.03
Labores de operación mina		0.00		0.00	0	0.00
Sostenimiento General		0.00		0.00	0	0.00
Relleno Hidráulico		0.00		0.00	0	0.00
Mantenimiento de Vías		0.00		0.00	0	0.00
Otros Servicios Mina	11,002	0.37	12,348	0.39	-1,346	-0.03
Medio Ambiente Mina		0.00		0.00	0	0.00
TOTAL AREA MINA	632,599	24.79	768,758	24.45	-23,959	0.34

COMPARACION CONTRA EL BUDGET VANCOUVER	ANTECEDENTES		ESTE MES		BUDGET VS. MAYO	
	BUDGET		EJECUTADO MAYO			
	TOTAL	UNIT	TOTAL	UNIT	TOTAL	UNIT
MATERIALES	121,832	3.99	170,850	5.43	-49,018	-1.44
MANO DE OBRA	295,018	9.67	446,830	14.21	-151,812	-4.54
TERCEROS	35,626	1.17	151,078	4.80	-115,452	-3.64
TOTAL	462,476	14.83	768,758	24.45	-316,282	-9.62

CAPITULO V

SITUACION ACTUAL DE LA ZONA ALMIRANTA

5.1 Inspección de los accesos a la zona almiranta

Se tienen tres accesos a la zona almiranta:

- Pique Almiranta
- Zona Norte
- Zona Sur

5.1.1 Pique Almiranta.

El pique Almiranta fue totalmente relleno, debido a que se pensó no volver a trabajar mas adelante. El acceso por esta alternativa es descartada en este momento, pero posiblemente se pueda rehabilitar más adelante, cuando se tengan identificadas las reservas y recursos en los niveles superiores al nivel 220 y realizando la evaluación costo-beneficio.

En el mes de Noviembre del 2006, hubo un hundimiento del piso normal del pique. Este hundimiento fue aproximadamente de 6 metros, lo que se deduce que el agua que existe al pie del pique aumentó considerablemente.

En la inspección realizada se pudieron tomar las fotos que se muestran en las FIG No 5-1, FIG No5-2, FIG No 5-3



FIG No 5-1 Pique Almiranta



FIG No 5-2 Succión de carga en el Pique Almiranta
(Se observa la estructura del Pique)



FIG No 5-3 Zona de hundimiento – Pique Almiranta

5.1.2 Zona Norte.

El By pass 90 E en el nivel 220 conecta hacia Almiranta, el cual podría ser otra opción; se ingreso hasta los 100 metros, donde ya no se pudo tener acceso. Se intentó también por el Pique Elvira, cosa que tampoco dio resultado.

Estos accesos están derrumbados (ver FIG No5-4 y FIG No5-5) y la rehabilitación sería costosa a la vez demandaría más tiempo. Uno de los principales problemas si se ingresase por esta zona rehabilitándola, es que se podría encontrar con las bolsonadas de agua propias de la zona Almiranta; las cuales no se saben con exactitud donde están ubicadas, así que por seguridad esta alternativa queda descartada.



FIG No 5-4 By pass derrumbado



FIG No5-5 By pass derrumbado

5.1.3 Zona Sur.

El By pass 506 E en el NV.220 es el punto mas seguro para ingresar hacia la zona Almiranta para desaguar con sondaje. El oxígeno presente esta dentro de los niveles permisibles, además se cuenta con una roca que es dura, el cual ayudara para el avance hacia la zona Almiranta. Esta alternativa es la más adecuada para poder ingresar con un crucero hacia el Pique Almiranta, por lo que se considerara como la mejor ruta a seguir.

5.2 Descripción de los parámetros ambientales de la zona

5.2.1 Descripción de la calidad de agua en una mina subterránea

Al inundar una mina se crea un acuífero subterráneo artificial allí donde no existía o bien se aumenta la capacidad de uno preexistente, las galerías aumentan la porosidad del macizo rocoso y los procesos de subsidencia producidos por el progresivo derrumbe de las galerías y antiguos talleres aumentan la facturación, de esta manera se produce un aumento de la permeabilidad del "acuífero", este proceso se desarrolla en todos los materiales donde se encontraban encajadas las capas de mineral y se prolonga desde las galerías mas profundas de la mina hasta la superficie del terreno que es ahora mas permeable para la infiltración de las aguas de lluvia

La propia génesis de la formación de los yacimientos de mineral está relacionada con ambientes sedimentarios y con procesos de reducción, muy favorables para el desarrollo de sulfuros de hierro, tanto en los niveles de mineral explotables como en aquellos otros que son considerados como estériles, así como en la roca encajante. A consecuencia de la extracción de

grandes cantidades de mineral en las minas quedan expuestas al aire y al agua grandes superficies de rocas de diferente naturaleza y las capas de mineral que contienen entre otros minerales, sulfuros de hierro que se oxidan dando como resultado ácido sulfúrico y sulfatos metálicos solubles. Esta oxidación penetra profundamente en la roca, a través de las fracturas, y cuando la mina se inunda, los productos de oxidación acidifican y mineralizan el agua allí almacenada. El agua contenida en una mina abandonada se estratifica y en la parte inferior se sitúa el agua de peor calidad, como las vías preferenciales de drenaje suelen ser superficiales esto hace que el periodo con efluentes de mala calidad en los drenes de la mina se pueda prolongar mucho tiempo.

Estas aguas se caracterizan por presentar pH entre 3 y 5 normalmente, aunque se han descrito aguas de mina con pH de 1,8. Contenidos en sulfatos de varios cientos de mg/l, hierro entre 50 y 200 mg/l, así como metales pesados (Pb, Zn, Ni, etc).

Las consecuencias mas importantes es que el agua se hace fuertemente corrosiva con lo que el ecosistema fluvial, al que llegan estas aguas, se degrada hasta ser incapaz de mantener muchas formas de vida acuática, la solubilidad de metales pesados que aumenta con la acidez hace que el agua pueda ser tóxica.

5.2.1.1 Monitoreo en la zona norte de Almiranta

En la zona norte se ingreso con equipo para medir el pH (ver FIG No 5-6 y FIG No 5-7) en diferentes puntos (ver PLANO No 5-1); en los cuales se obtuvo el resultado que se muestra en el CUADRO No 5-1



FIG No 5-5 Medidor digital de pH



FIG No 5-6 Midiendo la acidez del agua

**CUADRO No 5-1 ANALISIS DE ACIDEZ DEL
AGUA BY PASS 90E (ZONA NORTE)**

Punto	Ph	Temperatura (°C)
Punto 1*	1.61	20.0
Punto 2*	1.60	21.5
Punto 3*	1.47	26.5
Punto 4*	1.31	28.4
Punto 5*	1.67	18.6

5.2.1.2 Calculo de la acidez del agua

El pH promedio de estos acuíferos debe ser cercano a 1.47, ya que es el promedio de los monitoreos realizados en esta zona a través de todos sus puntos de analizados en los últimos años

5.2.2 Descripción de la calidad de aire en una mina subterránea

Los gases de detonación y de escape de motores, de instalaciones de secado y de generadores de electricidad movidos por combustibles líquidos, polvaredas provenientes de la circulación de máquinas sobre pistas no revestidas, de las operaciones de fragmentación y de clasificación de materiales, de pilas de almacenamiento, del transporte de minerales en carreteras y vías férreas y de instalaciones de carga y descarga en terminales de desembarque, polvaredas provenientes del desmonte de roca, gases y humos procedentes de instalaciones de piro metalurgia, prácticamente todas las operaciones de explotación minera emiten contaminantes atmosféricos.

Dependiendo del tipo de contaminante, los mecanismos de circulación atmosférica pueden dispersarlos y transportarlos a diferentes lugares, a veces bastante distantes del punto de lanzamiento.

Combinado con el oxígeno en forma de gas sulfhídrico (SO₂), el azufre proveniente de los minerales sulfurados contribuye a la formación de lluvias ácidas, fenómeno que tiene también como una de sus principales causas la utilización de minerales - carbón y petróleo- como combustible en usinas térmicas.

5.2.2.1 Monitoreo en la zona sur de Almiranta

Para poder analizar el resultado que se obtendrá en el monitoreo se tendrá en cuenta la composición del aire y los estándares de la calidad del aire

Composición del aire

Cuando se habla de contaminación del aire, se refiere a la alteración de su composición natural, el aire que se respira está compuesto por los gases que se muestran en el CUADRO No 5-2

CUADRO No 5-2 COMPOSICION DEL AIRE

Gases	Símbolo	Porcentaje
Oxígeno	O ₂	20.95
Nitrógeno	N ₂	78.08
Dióxido de carbono	CO ₂	0.03
Gases Raros y otros		0.94

Fuente:

http://www.sma.df.gob.mx/sma/ubea/educacion/aire/04cont_aire.htm

Los gases raros son Helio (He), Neón (Ne), Argón (Ar) Kriptón (Kr), Xenón (Xe), y Radón (Rn), además la atmósfera contiene cantidades mínimas de metano, polvo, polen, cenizas volcánicas y vapor de agua

Estándares nacionales de la calidad ambiental del aire ⁽²⁾

El consejo Nacional del Ambiente – Perú (CONAM), en julio del 2001, aprobó por D.S. No 074-2001-PCM, el Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad Ambiental del aire

Los estándares de la calidad del aire consideran los niveles de concentración máxima de los contaminantes para un periodo determinado. En el CUADRO No 5-3 se muestran los estándares aprobados para dicho reglamento

CUADRO No 5-3 ESTANDARES NACIONAL DE LA CALIDAD AMBIENTAL DEL AIRE

CONTAMINANTES	PERIODO	VALOR(ug/m3)	FORMATO
Dióxido de azufre	Anual	80	Media aritmética anual
	24 horas	365	NE más de 1 vez al año
PM-10	Anual	60	Media aritmética anual
	24 horas	150	NE más de 3 veces al año
Monóxido de carbono	8 horas	10000	Promedio móvil
	1 hora	30000	NE más de 1 vez al año
Dióxido de nitrógeno	Anual	100	Promedio aritmético anual
	1 hora	200	NE más de 24 veces/año
Ozono	8 horas	120	NE más de 24 veces/año
Plomo	Mensual	1,5	NE más de 4 veces/año

Fuente: Consejo Nacional del Ambiente (CONAM), Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad del Aire 2001

Monitoreo

En la zona sur se ingreso con detector de gases y se monitoreo los gases presentes y el aire hasta el tope en diferentes puntos (ver PLANO No 5-2). Los resultados del monitoreo se muestra en el CUADRO No5-4 y CUADRO No5-5

**CUADRO No 5-4 COMPOSICION DEL AIRE EN EL BY
PASS 506E ZONA SUR DE ALMIRANTA**

PUNTO	HORA	PORCENTAJES			OBSERVACION
		N ₂	O ₂	CO ₂	
Punto 1**	09:00 a.m.	78	20.2	0.0082	Dentro del standard
Punto 2**	09:30 a.m.	78.9	20	0.0104	Dentro del standard
Punto 3**	09:40 a.m.	78.1	20.3	0.0096	Dentro del standard
Punto 4**	09:50 a.m.	78	20.4	0.0092	Dentro del standard
Punto 5**	10:00 a.m.	78	20	0.0084	Dentro del standard

**CUADRO No 5-5 CANTIDAD DE CONTAMINANTES EN EL
AIRE EN EL BY PASS 506E ZONA SUR DE ALMIRANTA**

PUNTO	PERIODO DE MUESTRA	CONTAMINANTES (ug/m ³)		OBSERVACION
		NO ₂	CO	
				Dentro del standard
Punto 1**	8 horas	0	10000	Dentro del standard
Punto 2**	8 horas	0	8000	Dentro del standard
Punto 3**	8 horas	0	8000	Dentro del standard
Punto 4**	8 horas	0	7000	Dentro del standard
Punto 5**	8 horas	0	6000	Dentro del standard

5.3 Descripción del volumen de agua acumulado.

El acuífero en mención se encuentra al Nor-Este del yacimiento de Quiruvilca y comprende las vetas, Almiranta, Zoila Gata, Pupi, Chota, entre otras.

Esta zona es contigua a la zona Sur que se viene operando durante los últimos años, a través de la veta Zoila Gata, que en la mayor parte de niveles se ha trabajado por seguridad dejando un puente horizontal de entre 25 y 40 metros, siendo la zona más próxima a comunicar en el nivel 280; cuyas labores se encuentran aproximadamente a solo

20metros de diferencia de cota entre ambas galerías (Luz Angélica y Almiranta).

La zona Almiranta estuvo comunicada a la Zona Central en el Nivel 220 (ó cota 3660), por donde rebosa agua ácida, pero las últimas inspecciones hechas al pique Almiranta por superficie ha demostrado que aún hay agua acumulada en los niveles superiores al 3660, por lo que por seguridad se está estimando el caso menos conservador que todos los niveles superiores se encuentran inundados. El acuífero se encuentra distribuido desde el nivel 280 (ó cota 3600) hasta el nivel 3980 que se supone se ubicaría nivel estático del acuífero.

5.3.1 Objetivo

El objetivo del cálculo del volumen de agua acumulado es estimar el tiempo de drenaje y la capacidad de bombeo necesarios para la realización de este proyecto.

5.3.2 Método de cálculo

Para encontrar el volumen estimado de agua en esta zona se ha recurrido a la mayor información posible habiendo solo encontrado planos longitudinales de las vetas que cuentan con reservas y están comunicadas a la zona en mención; no habiendo encontrado planos en planta ni de otros detalles como tajeos, chimeneas, etc.

Se ha cubicado todo el laboreo encontrado, el total cubicado son 428,600 m³ de agua estimada. Se detalla en el CUADRO No5-6

CUADRO No5-6 VOLUMEN DE AGUA POR NIVELES Y VETAS (m³)

ZONA		VETA					
COTA	NIVEL	Almiranta	Chota	Moche	Pupi	Zoila Gata	Total General
3980 msnm	3980	8100					8100
3928 msnm	Almiranta	23600				10800	34400
3885 msnm	Sin nombre	33200				20600	53800
3840 msnm	50	38000				22800	60800
3780 msnm	100	33400	4300	3300		22300	63300
3738 msmn	140				6200		6200
3720 msmn	160	44800	5000	10100		16600	76500
3700 msmn	180				15800		15800
3660 msnm	220	18400	4500	10500	12400	13900	59700
3600 msnm	280	7500	600	5000	19200	17700	50000
Total General		207000	14400	28900	53600	124700	428600

5.3.3 Cálculo del tiempo de Drenaje

El Nivel 220 es el nivel principal de drenaje de agua hacia la planta de tratamiento, por lo que se ha considerado el caudal estándar de las cunetas de 0.50m de ancho x 0.50m de profundidad.

En el Nivel 280 se ha considerado instalar una red de bombeo independiente de la existente, ya que con la profundización al Nivel 400 esta red estaría saturada.

	Volumen de Agua (m ³)	Capacidad de bombeo (m ³ /seg.)	Tiempo estimado drenaje (días)
Nv. 220	378600	0.020	219
Nv- 280	50000	0.005	116

5.4 Recursos de mineral

A continuación se detalla las reservas y recursos que se tienen cubicados en la zona Almiranta y Zoila Gata en los niveles 340 y 400 (3540 y 3480 respectivamente).

Ver CUADRO No 5-7, CUADRO No 5-8, CUADRO No 5-9

Como se puede observar en el CUADRO No 5-9, se cuenta con un total de recursos de 657325 TM. Cabe resaltar que no se ha cubicado recursos de Almiranta en el nivel 400, pero con la realización de este proyecto la cubicación de recursos aumentará significativamente. Además de las posibles ganancias por vetas que se pueden encontrar en este proceso de trabajo.

**CUADRO No 5-7 DATOS GEOLOGICOS DE RECURSOS DE LA ZONA
ALMIRANTA**

Veta	NIVEL	TM	Leyes Diluidas			
			grAg	%Cu	%Pb	%Zn
Almiranta	340	34775	162.31	1.96	0.35	0.91
Almiranta FW	340	4195	105.00	2.12	0.51	1.39
Chota	340	805	103.00	1.73	0.81	2.92
Moche	340	17970	132.88	1.40	1.29	4.14
Puppi	340	30485	98.76	2.29	0.49	1.47
Total General		88230	131.09	1.97	0.60	1.80

**CUADRO No 5-8 DATOS GEOLOGICOS DE RECURSOS DE LA ZONA
ZOILA GATA**

Veta	NIVEL	TM	Leyes Diluidas			
			grAg	%Cu	%Pb	%Zn
Zoila Gata	340	192445	112.05	0.66	1.84	6.66
Zoila Gata	400	376650	142.49	0.57	1.76	6.22
Total General		569095	132.20	0.60	1.79	6.37

**CUADRO No 5-10 DATOS GEOLOGICOS DE RECURSOS DE LA
ZONA ALMIRANTA – ZOILA GATA**

Veta	TM	Leyes Diluidas			
		grAg	%Cu	%Pb	%Zn
ALMIRANTA	88230	131.09	1.97	0.60	1.80
ZOILA GATA	569095	132.19	0.60	1.79	6.37
Total General	657325	132.04	0.78	1.63	5.76

CAPITULO VI

DESCRIPCION DEL PROYECTO

6.1 Planeamiento estratégico del proyecto.

6.1.1 Análisis FODA

FORTALEZAS

- Buen clima organizacional en la unidad.
- Buenas relaciones interpersonales.
- Deberes y responsabilidades bien definidas.
- Buena comunicación inter áreas.
- Se tiene experiencia en realización de grandes proyectos por haber desarrollado la profundización al Nivel 340.
- Personal receptivo a los cambios.
- Mejor manejo en cuanto a exploraciones que van dirigidas con mayor criterio.
- Experiencia en el control de la dilución.
- Manejo de costos bajos en la operación minera, se pueden reducir más.
- Manejo de personal técnico y obrero bajo contrato.
- Se tiene un sistema de informática en uso.
- Se cuenta con programas específicos por áreas.
- Existe la cultura de trabajo en equipo.
- Reuniones semanales de trabajo entre áreas.
- Evaluación de gastos y costos.
- Evaluación de índices de gestión de seguridad.
- Dominio del método de explotación.
- Personal altamente calificado.

DEBILIDADES

- Vetas tipo rosario.
- Blocks probados/probables son definidos muchas veces por un solo lado (no están reconocidos en altura), lo que hace una baja recuperación de los blocks.
- Equipos mineros muy antiguos, de bajo performance.
- Bajos índices operativos en avances y producción.
- El uso de madera para sostenimiento, hace lento los avances y de baja productividad.
- Incremento en el costo por bombeo.
- Incremento de los costos de extracción y transporte para la evacuación de material.
- Equipos de cómputos muy antiguos que no permiten la utilización de programas más actualizados.
- Generación drenaje ácido.
- Capacitación técnica limitada.
- Mineralización errática.

OPORTUNIDADES

- Situación económica y financiera actual de la empresa.
- Empresa corporativa.
- Modelo de gestión.
- Mineralogía cambiante.
- Se cuenta con un buen potencial de recursos para convertirlos en reservas a corto plazo.
- Buenos precios de los metales.
- Aumento de probabilidad de la inversión a razón de los buenos precios.
- El mercado cuenta con competitividad para alquiler de equipos en condiciones ventajosas para la empresa.

AMENAZAS

- Agotamiento prematuro de reservas en los niveles superiores.
- Poco tiempo que se dispone para reponer blocks ya explotados.
- Ausencia de la inversión (compra de equipos).
- La decisión del cierre de mina esta todavía presente.
- Baja de precios de los metales.

6.1.2 Estrategia de Gestión

La gestión estratégica, pretende integrar a las personas en el sistema organizacional para vincularse directamente a la estrategia empresarial, su visión, misión y valores, con el objetivo de movilizar creativamente las capacidades y talento de los individuos y equipos, hacia el logro de objetivos de desarrollo corporativo y social.

La estrategia de alcance que se va a aplicar es la de reducción de costos mediante la asignación de la productividad a los costos, el cual pasare a explicar:

Un grave y muy generalizado error consiste en concentrar la atención fundamentalmente en los costos. Se determina su origen, se controlan y se reducen al más absoluto mínimo. Esto podría ser un error por dos razones:

- En primer lugar, el costo no debe desvincularse del rendimiento. La reducción de los costos como objetivo en si produce inevitablemente una reducción del rendimiento. Esto origina una disminución de la productividad en el largo plazo.
- En segundo lugar, en ocasiones debe admitirse un aumento de los costos para alcanzar una meta importante de rendimiento.

La asignación de la productividad a los costos es una técnica para redistribuir el presupuesto correspondiente a las distintas actividades de manera tal que aumente la productividad total. Esta técnica se opone a las tradicionales reducciones lineales de los costos que eliminan lo bueno junto con lo malo. La técnica propuesta determina las partidas de costos que son esenciales, así como la suma de dinero que se necesita para mejorar la productividad.

La base teórica de esta técnica es el análisis y la redistribución de cuatro categorías de costos:

- **Costos suprimibles** : Son todas aquellas actividades que pueden ser evitadas o eliminadas debido a que solo consumen recursos, no generando valor agregado ya sea para la empresa o para sus clientes y consumidores. También podemos mencionar a título de ejemplo actividades innecesarias, duplicidades, actividades que no corresponden con la misión principal de la empresa.
- **Costos reducibles**: Correspondientes a aquellas actividades que mediante su mejora continua, rediseño, utilización de nueva tecnología o tercerización son factibles de reducción. La simplificación, combinación, reordenamiento o eliminación de partes de la actividad, el rediseño de los procesos o de los productos o servicios, conforman distintas posibilidades a los efectos de reducir los costos asignados a estas actividades en el presupuesto.
- **Costos controlables**: utilizados en actividades que no siendo pasibles ni de eliminación, ni de reducción debemos hacer objeto de un sistemático control. La mejor forma de controlar la evolución de dichos costos es mediante la utilización del control estadístico de procesos (CEP). El uso del CEP permite determinar de manera efectiva cuando las

variaciones de los costos son normales al funcionamiento del proceso y cuando son asignables a causas especiales. Mediante la utilización del CEP y la aplicación del Círculo de Deming que consiste en Planear – Realizar – Evaluar y Actuar (PREA), se puede lograr la reducción sistemática de los costos.

- **Costos efectivos o eficaces:** Representan aquellas actividades que por los altos rendimientos generados por cada unidad monetaria invertida o consumida constituyen segmentos del presupuesto a incrementar a los efectos de producir incrementos más proporcionales en las utilidades o beneficios sobre todo en el mediano y largo plazo.

Las actividades esenciales en función de su productividad son:

- Eficacia de los costos
- Control de los costos
- Reducción de los costos
- Redistribución de los costos

En la puesta en práctica de dicha metodología de trabajo pueden representarse gráficamente tanto las actividades realmente efectuadas en el pasado, con sus respectivos niveles de productividad, o bien las actividades presupuestadas para el próximo ejercicio.

- El primer paso consiste en efectuar un listado de todas las actividades realizadas por la empresa, asignando a cada una de ellas los respectivos costos y niveles de productividad.
- En segundo lugar deberán ordenarse estas actividades en función a sus niveles de productividad.

- Tercero: graficar y clasificar las actividades y sus niveles de productividad en función a los tipos de costos antes enunciados.
- Pasar los costos (redistribuir) de actividades eliminables a actividades de alto rendimiento. Las diferencias resultantes de la reducción de costos también deben ser asignadas a las actividades generadoras de alto rendimiento.

A los efectos de evitar temores por parte del personal cuyas actividades sean eliminadas, se debe concientizar a este no solo de dicha necesidad de cambio, sino además asegurarle un destino a actividades más productivas.

Una forma de encarar esta labor desde el punto de vista de las actividades es clasificarlas en necesarias e innecesarias en función al valor agregado para la empresa, y en productivas e improductivas en función a que también son utilizados los recursos. Lo primero a tener en cuenta siempre es la necesidad de una determinada actividad, pues no importa que tan eficientemente esta se desarrolle si no están destinados a lograr un incremento en el valor agregado. Como puede observarse la metodología en cuestión es de fácil interpretación y aplicación. Su principal secreto a la hora de la puesta en práctica es la labor de concientización, asegurando al personal la conservación de sus puestos de trabajo.

La otra forma de aplicarlo es directamente desde la cima organizacional y mediante el apoyo de consultores internos (staff) o externo, aunque en esta opción deberá hacerse frente la resistencia de parte del personal, para lo cual puede hacerse uso de la metodología de campos de fuerza a los efectos de identificar previamente los factores impulsores (favorables al cambio) y restrictivos (que restringen y frenan el

cambio), de manera tal de fortalecer los primeros y reducir la fuerza de los segundos.

Debe quedar claro que el objetivo principal de la metodología en cuestión es la reducción sistemática de los costos por unidad monetaria de ingresos. Es por ello que dicha metodología constituye un complemento indispensable en el Presupuesto Base Cero.

6.2 Características generales del proyecto

El proyecto no solo tiene por objeto facilitar el acceso a las reservas geológicas probadas y probables para su explotación y posterior reconocimiento a las nuevas zonas mineralizadas en el menor tiempo posible sino la de mejorar los estándares actuales de operación. En tal sentido, se hace factible un desarrollo de las excavaciones por etapas, las cuales en líneas generales comprendería las siguientes. Ver CUADRO No 6-1

6.2.1 Primera Etapa

La primera etapa consiste en iniciar los trabajos en el Nivel 220, con la rehabilitación del By Pass 506E, además de la rehabilitación de la Chimenea 506E, para que mejore la ventilación y sobre todo tener una ruta de escape ante cualquier eventualidad.

Una vez rehabilitadas estas dos labores, se inicia la prolongación del By Pass 506E direccionado al pique Almiranta, y dado que en el nivel superior (Nivel 3720) esta zona está totalmente inaccesible, será necesario prever ventiladores que puedan mantener ventilado una longitud de 500 metros, teniendo en cuenta que se va a trabajar con equipos Diesel y que a este by pass se van a comunicar las chimeneas del nivel 340 por donde va a evacuar también gas viciado.

Apenas se completan los 500 metros del by pass, se inicia la construcción de la cámara de perforación para drenaje.

CUADRO No 6-1 ETAPAS DE LAS EXCAVACIONES

ETAPAS	NIVEL	No DE LABORES	DESCRIPCION DE LABOR	TOTAL (mts.)
PRIMERA ETAPA	220	1	Rehabilitación By pass 506 E	400
		1	Rehabilitación Chimenea 506 E	80
		1	Crucero	500
		3	Cámara de sondaje para geología	
		1	Cámara de perforación para drenaje de agua	
		1	Construcción de puerta de alta presión	
		4	Perforación para drenaje del agua	230
SEGUNDA ETAPA	280	1	Rehabilitación Ventana 798 E	650
		1	Crucero	600
		3	Chimenea doble de ventilación	80
		3	Cámara de sondaje para geología	
		1	Cámara de perforación para drenaje de agua	
		1	Construcción de puerta de alta presión	
		1	Construcción de cámara de bombeo	
		3	Perforación para drenaje del agua	80
TERCERA ETAPA			Desarrollos en los niveles 220 y 280	
		1	Comunicación al pique Almiranta BP 506E	200
		1	Comunicación al pique Almiranta VE 798E	50

Realizada la cámara, se inicia la perforación de los 4 taladros, dirigidos al pique Almiranta, de arriba hacia abajo para ir reduciendo la presión hidrostática.

Por el volumen de agua calculado en la zona Almiranta, se estima drenar toda el agua a más tardar en 219 días, a partir de lo cual se continuará con el by pass hasta comunicar al pique Almiranta.

6.2.2 Segunda Etapa

La segunda etapa consiste en iniciar los trabajos en el nivel 280, ya que el nivel superior (Nivel 220) va a dar cabeza a las chimeneas de ventilación y debe drenar primero el agua para reducir la filtración. Se inicia con la rehabilitación por el nivel 280 de la VE 798E, y posteriormente desde el tope de esta ventana iniciar el crucero direccionado al pique Almiranta, el cual está calculado en 600 metros, y ahí es donde se construirá la cámara de perforación para drenaje.

Durante el avance de estos 600 metros de crucero se realizará en lugares estratégicos una chimenea de ventilación que a la vez pueden servir de ruta de escape y finalmente chimenea para bombeo del agua drenada hacia el nivel 220.

Así mismo se realizará una cámara de sondaje para que el departamento de geología avance con la actualización de recursos, y así planificar bien las zonas donde se va a desarrollar el nivel.

Esperando que las perforaciones realizadas en el nivel 220 hayan dejado de drenar agua, se inicia la perforación en el nivel 280, con el mismo criterio, 3 taladros dirigidos al pique Almiranta de arriba hacia abajo para controlar mejor la presión hidráulica.

6.2.3 Tercera Etapa

La tercera etapa consiste en el desarrollo, preparación y explotación de los niveles 220 y 280, los cuales van a cubicar más recursos en los niveles 340 y 400. Así mismo comunicar los by pass al pique Almiranta, ya que al estar cerca se aprovecharía el avance corrido para el drenaje del agua, y así poder evaluar la posibilidad de rehabilitar los niveles superiores desde el pique.

6.3 Metodología de trabajo

Las actividades se desarrollaran en dos turnos, en los mismos horarios que se maneja en Luz Angélica Parte Baja, incluido niveles 220, 280 y 340.

El personal ingresa a su labor y desarrolla lo siguiente:

- Revisión de la labor (IPER).
- Regado de la carga del disparo, si lo hubiere.
- Desatado de la labor.
- Evaluación del frente, si amerita, sostenimiento total en toda la guardia.
- Limpieza de material del frente con el scoop hacia las cámaras de almacenamiento o a los carros mineros U_40.
- Marcado de sección, gradientes y malla de perforación.
- Perforación, utilizando las plataformas.
- Cargado de los taladros y voladura de esta, prendiendo el ventilador antes del chispeo.

Para el personal de servicios:

- Revisión (IPER) cada vez que entra a la labor.
- Con seis ciclos de diferencia del frente, instalación de líneas de aire, agua y mangas de ventilación y/o sostenimiento cada tres ciclos de diferencial del frente.

- El scoop en extracción de las cámaras de almacenamiento hacia los carros mineros U-40 cuando el grupo principal esta en perforación.

6.3.1 Personal

- Para los trabajos de rehabilitación se contará con un maestro y un ayudante en cada labor (BP 506E y CH 506 en el Nv. 220 y VE 798 en el Nv. 280). Se estima 4 semanas para la rehabilitación de la CH 506, 6 semanas para la rehabilitación del BP 506E y 9 semanas para la rehabilitación de la VE 798.
- Veinticinco semanas para completar el metraje de los cruceros y construir las cámaras de bombeo (Nv. 220 y Nv. 280) se contará con un maestro perforista, un ayudante y un operador de scoop en ambos turnos en cada frente.
- Para los trabajos especiales (cámaras diamantinas, pozas de sedimentación, cámaras de bombeo, chimeneas de servicios y escape), se contara con un maestro perforista y un ayudante, en ambos turnos.
- Un maestro en servicios y sostenimiento con un ayudante y un peón, solo en un turno.

Se contara con 1 capataz de orden técnico y un supervisor con la experiencia necesaria para esos trabajos.

El total de personal necesario se resume en el siguiente:

Para el BP 506E: 1 supervisor, 1 capataz, 3 maestros, 2 ayudantes, 1 peón y 2 operadores de scoop las primeras 32 semanas, luego se necesitan 2 maestros perforistas, 2 ayudantes y 2 operadores de scoop para los desarrollos.

Para la CH 506: 2 maestros y 2 ayudantes las primeras 4 semanas para los trabajos de rehabilitación.

Para la VE 798: El mismo supervisor, capataz y personal de servicios del BP 506E mas 2 maestros, 2 ayudantes y 2 operadores de scoop todo el tiempo que dure el proyecto.

6.3.2 Ciclo de trabajo

Las actividades en el ciclo principal se observan en el CUADRO No 6-2

CUADRO No 6-2 ACTIVIDADES EN EL CICLO NORMAL

Actividad	Minutos	Horas
Regado del frente disparo anterior	15	0.25
Desatado	30	0.50
Limpieza con scoop 1.5 yd ³	132	2.20
Marcado sección, grad. Y malla de perforación	15	0.25
Perforación	180	3.00
Voladura (con ANFO)	30	0.50
Tiempo muerto	18	0.30
Tiempo ingreso / salida personal (incluido charlas)	60	1.00
TOTAL	480	8.00

Las otras actividades se harán paralelas y en algunos casos en horarios desfasados:

- Ventilación del frente disparado (entre los dos turnos)
- Extracción de material a la faja (paralela a la perforación)
- Instalación de servicios y mangas de ventilación (en la limpieza)
- Sostenimiento (paralela a la perforación y con tres ciclos de distancia) del frente , salvo que sea inmediato

En ambos caso se cuenta con el tiempo suficiente para desarrollar todas las actividades involucradas en las excavaciones.

6.4 Operaciones unitarias mineras

6.4.1 Perforación

Para la construcción de las labores de exploración, desarrollos y preparaciones (cruceros, by pass y ventanas). Se dispondrá de maquinas perforadoras Jack- Leg con un desgaste medio de su vida útil, lo cual nos permitirá garantizar una velocidad

de penetración para el tipo de roca presente de 1.20 pies/min a 6 bar de presión en la punta.

La malla de perforación se diseña de acuerdo al tipo de roca, de la potencia del explosivo, al grado de fracturamiento que se desea conseguir y del porcentaje de sobre rotura que se debe evitar , el cual se pintara en el frente antes de comenzar la perforación de igual manera se marcara la sección

Parámetros de las excavaciones de cruceros, by pass y ventanas

De acuerdo a la sección (2.2 x2.4 mts) se dispondrá de dos maquinas perforadoras (1 en stand by). Cada turno de perforación constara de un maestro perforista con un ayudante, se avanzara con barrenos cónicos de 6" y brocas desacartables de 38 mm. , para los arranques, se utilizara un escariador de 2 ½, y contaran con caballetes para mantener el paralelismo y horizontalidad en los taladros de las alzas, para la instalación de servicios inicialmente lo hará el grupo de la rampa (1 maestro, 1 ayudante y 1 peón en un solo turno por día).

Los parámetros esperados para la perforación se muestran en el CUADRO No 6-3

CUADRO No 6-3 PARAMETROS PARA LA PERFORACION DE CRUCEROS, BY PASS Y VENTANAS

Parámetro	Valor
Velocidad de penetración (pie/min.)	1.20
Longitud de taladro (pie)	5.40
Números de taladros perf.	29.00
Área total (sección - m ²)	5.02
Parámetro (sección - m)	10.40
Tiempo marcado de malla (min.)	10.00
Numero de perforistas	1.00
Perforista (29 taladros) incluido tiempos muertos (min.)	130.00

6.4.2 Voladura

Accesorios en todos los casos:

- Mini fanel de 2.7 mts en medio segundos
- Cordón detonante 3P
- Carmex de 8 " (guía preparada)
- Mecha rápida

Se usara el precorte y el smoot blasting en las coronas y cuadradas de las secciones para minimizar el daño al macizo rocoso. (EXSA podrá validar los resultados de las voladuras con el uso de sismógrafos y el software que poseen para su asistencia técnica), con ello se minimizara el uso de sostenimiento por efectos del daño al macizo rocoso.

6.4.3 Carguío y acarreo

Para los trabajos que se van a realizar en el Nivel 220, el carguío y acarreo es como sigue:

- Se limpiará el frente de avance con scoop, realizando cámaras de carguío cada 50 metros de avance, y avanzando también la instalación de rieles hasta cada cámara.
- El carguío será a los carros mineros de 4 TM de capacidad, de donde con la locomotora Goodman de 1.5 TM se jalarán 4 carros una distancia de 1000m hasta el echadero de desmonte de superficie.

Para los trabajos que se van a realizar en el Nivel 280, el carguío y acarreo es como sigue:

- Se limpiará el frente de avance con scoop, realizando cámaras de carguío cada 50 metros de avance, y avanzando también la instalación de rieles hasta cada cámara.
- El carguío será a los carros mineros de 4 TM de capacidad, de donde con la locomotora Goodman de 1.5 TM se jalarán 4 carros hasta el waste pass de este nivel.

- Una vez acumulado una cantidad considerable de desmonte en el waste pass, se procederá el izaje por medio de faja transportadora hasta el Waste Pocket del Nivel 220.
- En el Nivel 220 la locomotora Clayton a trolley se encargará de extraer el desmonte del Waste pocket, y voltearlo en el echadero de desmonte de superficie.

6.4.4 Sostenimiento

Una vez ventilado, se procederá al desatado y según el tipo del macizo rocoso, el sostenimiento recomendado, primero el empernado y luego el shorcreteado.

Los pernos cementados a emplear según malla de sostenimiento diseñada para el caso, serán de fierro corrugado de 1" diámetro y una longitud de 8 pies para la rampa negativa y para las demás labores son de $\frac{3}{4}$ " de diámetro y 6 pies de longitud. La dosificación de la mezcla de cemento se hará según especificaciones de fabricante.

El shocreteado será con un espesor de 2", dosificado con cemento y acelerante según especificaciones de fabricante y diseño en un tiempo promedio de 55 minutos.

El sostenimiento se realizara durante la perforación, con un retraso de tres ciclos con el frente de la labor para no afectar el ciclo en todas las excavaciones, ya que la calidad de las rocas en general son del tipo regular a buena, a excepción de algunos casos que será inmediato.

6.4.5 Limpieza extracción

Como se menciona anteriormente, la limpieza y sobre todo la extracción del material (desmonte) es el principal problema o cuello de botella en todo proyecto de mejora o de ampliación, ya que los recursos están dirigidos principalmente a la operación normal de producción.

En el caso de los trabajos de excavación en el nivel 220, se utilizara un scoop de 1,5 yd³ para limpieza de los frentes (1.0 horas por frente), que a su vez serán cargados a los carros U-40 y jalados mediante una locomotora a batería de 5 ton hasta la línea de extracción principal, para ser transportados por la locomotora Clayton al echadero de superficie.

En el caso de los trabajos de excavación en el nivel 280, se utilizara un scoop de 1,5 yd³ para limpieza de los frentes (1.0 horas por frente), que a su vez serán cargados a los carros U-40 y jalados mediante una locomotora a batería de 5 ton hasta el echadero de desmonte de este nivel, el cual será evacuado por medio de faja transportadora al echadero de extracción principal.

6.4.6 Servicios

6.4.6.1 Ventilación

El método de ventilación a emplear es impelente, posesionando la manga del ventilador como máximo a 20 mts del tope.

El tiempo máximo de ventilación para el evacuado de los gases nocivos se calcula en base al tipo de ventilador y al dicto a emplearse en el sistema. El tiempo estimado de ventilación promedio será de 30 minutos.

La instalación de las mangas se hará cada seis ciclos y será efectuado por el personal de servicios considerando en estos grupos que a su vez se encargaran del mantenimiento de estos ductos. (Ver diseño).

Los requerimientos de aire para cada labor son:

$$\begin{aligned} \text{Por No de hombres/Ciclo} &= 8 \times 5\text{m}^3/\text{min} \times 35.3147 \text{ ft}^3/\text{m}^3 \times 1.7 \\ &= 2,401 \text{ cfm} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Por No HP equipo diesel} &= 55\text{HP} \times 3\text{m}^3/\text{min} \times 35.3147 \text{ ft}^3/\text{m}^3 \\ &= 5,827 \text{ cfm} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Por Veloc. Evac.} &= 30\text{mts}/\text{min} \times 5.02\text{m}^2 \times 35.3147 \text{ ft}^3/\text{m}^3 \\ &= 5,318 \text{ cfm} \end{aligned}$$

TOTAL CAUDAL = 13,546 cfm

Por lo que el requerimiento del ventilador será en base al caudal de 15000 cfm requerido y de alta presión (14"H₂O).

Las mangas de ventilación serán con el sistema de pega-pega para no disminuir el área de circulación cuando este apagado el ventilador.

6.4.6.2 Drenaje y bombeo de agua.

El sistema de bombeo del agua empozado irá dirigido al circuito de drenaje ya establecido en la mina.

6.4.6.3 Circuito de aire comprimido.

El aire comprimido necesario para las perforadoras, será abastecido por la línea troncal principal de 6".

Todos los servicios mencionados serán instalados de acuerdo al avance, durante las actividades no compatibles a fin de conseguir simultaneidad de operación. Así, la tubería de aire y agua se instala durante la limpieza, la línea de cauville y de ventilación se instala durante la perforación.

6.5 Selección de equipos y maquinarias

Ver CUADRO No 6-4

6.6 Cronograma de producción estimada

Ver CUADRO No 6-5

6.7 Cronograma de actividades

De acuerdo a las actividades ya mencionadas, se dará origen al siguiente cuadro de actividades. Ver GRAFICO No 6-1

CUADRO No 6-4 SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIAS

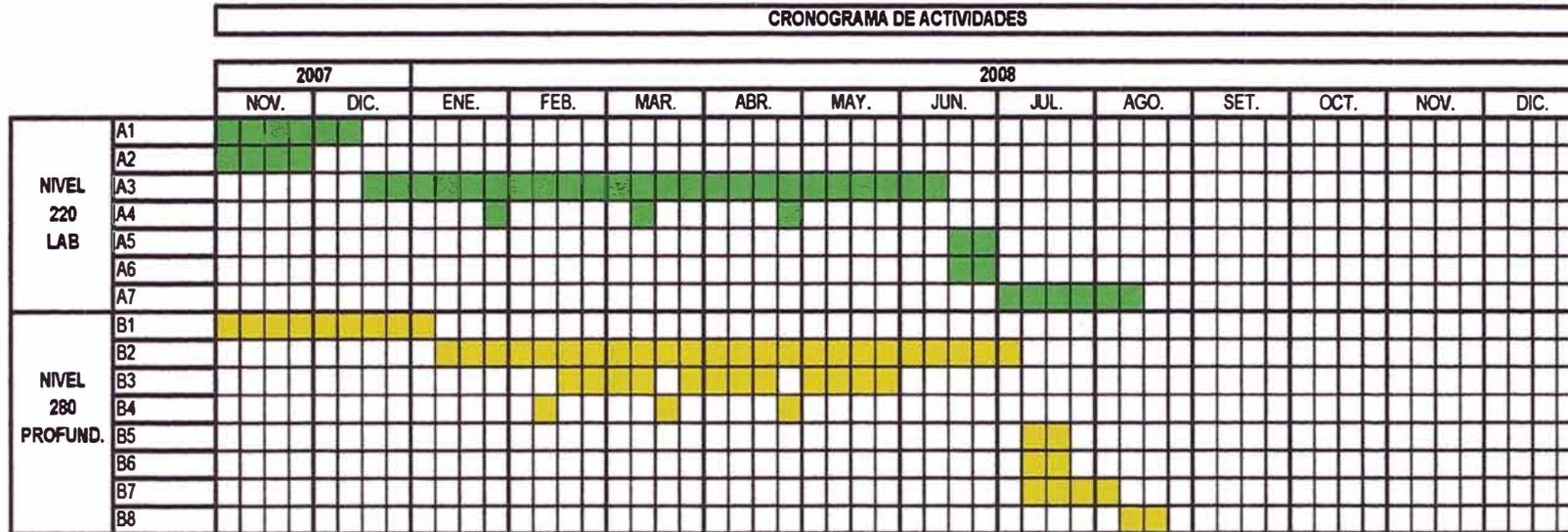
DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD
Perforadoras Jack Leg	Unidad	3
Locomotoras a batería + 4 carros U-40 (Nv 220)	Global	1
Ventilador 5000 CFM	Unidad	3
Bombas para agua	Unidad	2

CUADRO No 6-5 CRONOGRAMA DE PRODUCCION ESTIMADA

Zona	Veta	NIVEL	TM	Leyes Diluidas				Años					Total
				grAg	%Cu	%Pb	%Zn	1	2	3	4	5	
Zona Almiranta	Almiranta	340	34775	162.31	1.96	0.35	0.91	18200	16575				34775
	Almiranta FW	340	4195	105.00	2.12	0.51	1.39			4195			4195
	Moche	340	17970	132.88	1.40	1.29	4.14			7680	10290		17970
	Puppi	340	30485	98.76	2.29	0.49	1.47			16000	14400		30485
Zona Zoila Gata	Zoila Gata	340	192445	112.05	0.66	1.84	6.66	21600	48600	51300	49500	21445	192445
	Zoila Gata	400	376650	142.49	0.57	1.76	6.22	36000	87600	96000	96000	61050	376650
Total general			656520	753.49	0.78	1.63	5.76	75800	152775	175175	170190	82495	

TOTAL	75800	152775	175175	170190	82495
grAg	138.57	134.96	128.26	129.36	134.58
%Cu	0.93	0.75	0.83	0.79	0.59
%Pb	1.44	1.63	1.62	1.65	1.78
%Zn	5.07	5.78	5.71	5.82	6.33

GRAFICO No 6-1 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES



NOMENCLATURA DE ITEMS

A1: Rehabilitacion By pass 506
 A2: Rehabilitacion chimenea 506 E
 A3: Crucero
 A4: Camaras para Geologia
 A5: Camara para Sondeo
 A6: Construccion puerta alta presion
 A7: Sondeo para desaguar

B1: Rehabilitar Ventana 798 E
 B2: Crucero
 B3: Chimenea de ventilacion
 B4: Camara para Geologia
 B5: Camara para Sondeo
 B6: Construccion puerta alta presion
 B7: Construccion estacion de bombeo
 B8: Sondeo para desaguar

6.7.1 Secuencia de actividades en el NV 220

A1: Rehabilitación By pass 506E

Se está considerando 12 metros diarios, con lo que se estima terminar los 400 metros de dicha rehabilitación en 6 semanas. Esta rehabilitación consiste básicamente en ampliar la cuneta, tender riel y sostener con pernos en casi toda la longitud y puntualmente con cuadros cojos.

A2: Rehabilitación de la chimenea 506E

Se está considerando 3.5 metros diarios, con lo que se estima terminar los 80 metros de dicha rehabilitación en 4 semanas. Esta rehabilitación consiste básicamente limpiar la chimenea, cambiar los descansos y reforzar las bases con puntales y tablas, ya que la madera debe estar deteriorada.

A3: Crucero

Se inicia el crucero desde el tope del By pass 506E dirigido hacia el pique Almiranta. Se está considerando 500 metros con scoop y tres disparos diarios (ya que al ser una zona aislada puede manejarse con las precauciones del caso tres disparos diarios), con lo que se estima terminar dicho avance en 6 meses (100 metros mensuales).

A4: Cámaras de sondaje para geología

Se está considerando tres cámaras de sondaje para que geología actualice la data de los recursos en la zona Almiranta, y así terminado el proyecto tener bien definido los trabajos en exploración y desarrollo que se van a realizar.

A5: Cámara para perforación para drenaje de agua.

Se está considerando dejar un pilar de 200 metros para evitar inundaciones. Esta cámara será de 5 metros de ancho x 5 metros de largo y 5 metros de altura. Ver FIG No 6-1



FIG No 6-1 Modelo de Cámara de Drenaje

A6: Construcción puerta alta presión

Para evitar inundaciones ante cualquier eventualidad, se construirá una puerta de alta presión para que en caso que ocurriese un amago de inundación, esta puerta se cierra herméticamente y evita que el agua llegue a los niveles inferiores o a superficie contaminando el medio ambiente

A7: Perforación para drenaje del agua.

Se está considerando 4 taladros de aproximadamente 230 metros cada uno en promedio, que con un avance de 40 metros diarios, se podría estar completando en 4 semanas.

Se ha calculado también el tiempo de drenaje de toda el agua, y es 219 días.

6.7.2 Secuencia de actividades en el NV 280

B1: Rehabilitación ventana 798E

Se está considerando 12 metros diarios, con lo que se estima terminar dicha rehabilitación de 650 metros en 9 semanas.

Esta rehabilitación consiste básicamente en ampliar la cuneta,

tender riel y sostener con pernos y cuadros cojos casi toda la longitud.

B2: Crucero

Se inicia el crucero desde el tope de la ventana 798E, dirigido hacia el pique Almiranta. Se está considerando 600 metros diarios con scoop y tres disparos diarios (ya que al ser una zona aislada puede manejarse con las precauciones del caso tres disparos diarios), con lo que se estima terminar dicha rehabilitación en 6 meses.

B3: Chimenea de ventilación

Se están considerando tres chimeneas dobles que servirán como chimenea de ventilación la primera, ruta de escape y de ventilación la segunda y chimenea para el bombeo de agua y ruta de escape la tercera. Se está considerando 1 mes cada chimenea de aproximadamente 80 metros, que se puede realizar en paralelo con el crucero.

B4: Cámaras de sondaje para geología

Se está considerando tres cámaras de sondaje para que geología actualice la data de los recursos en la zona Almiranta, y así terminado el proyecto tener bien definido los trabajos en exploración y desarrollo que se van a realizar.

B5: Cámara para perforación para drenaje de agua

Se está considerando dejar un pilar de 50 metros para evitar inundaciones. Esta cámara será de 5 metros de largo x 5 metros de ancho x 5 metros de altura.

B6: Construcción puerta alta presión

Para evitar inundaciones ante cualquier eventualidad, se construirá una puerta de alta presión para que en caso que ocurriese un amago de inundación, esta puerta se cierra herméticamente y evita que el agua llegue a los niveles inferiores o a superficie contaminando el medio ambiente

B7: Cámara de bombeo

Se está considerando una cámara para el bombeo del agua que drene de la perforación al pique, esta se estima para albergar un volumen de 125m³, y en esta se instalarán 2 bombas que llevarán el agua del nivel 280 al nivel 220 por la chimenea realizada.

B8: Perforación para drenaje del agua

Se está considerando 3 taladros de aproximadamente 80 metros cada uno en promedio, que con un avance de 40 metros diarios, se podría estar completando en 1 semana.

Se ha calculado también el tiempo de drenaje de todo el agua, y es 1.5 semana.

6.8 Los impactos del proyecto

El efecto ambiental de la industria minera produce contaminantes potenciales que afectan al agua y al aire. En el medio natural los excesos pueden generarse por drenajes de agua de minas, de desmontes o de relaves mineros. La contaminación en el aire se manifiesta a través de polvos y gases contaminantes. El polvo procede de la descarga de mineral y desmonte en camiones, ferrocarriles, tal vez, fajas transportadoras, etc. Por otro lado, los contaminantes gaseosos pueden ser partículas sólidas en suspensión y emanaciones gaseosas, siendo el más significativo el dióxido de azufre

Como impacto sobre el medio antropico entenderemos aquí todo lo que tiene que ver con respecto a la especie humana, sus modos de vivir y producir. Varias clasificaciones de los impactos sobre el medio antrópico serían posibles. Analizaremos dos categorías: impactos sociales, económicos.

6.8.1 Impactos ambientales ⁽³⁾

AIRE

A. Emisiones sólidas

El polvo emitido tiene su origen en las propias actividades extractivas, durante la voladura y arranque de material, o durante los procesos de carga y transporte, o en relación a procesos metalúrgicos.

B. Gases

Los gases emitidos tienen su origen en la combustión de la maquinaria, la emisión natural durante el proceso de extracción (CO₂ , CO) , la emisión en voladuras, y la emisión en procesos directamente relacionados con la actividad minera: combustión de carbón (CO_x, NO_x, SO_x), pirometalurgia (SO₂)

La afectación se daría a la salud del personal de la empresa que labora frente a los puntos de emisión. Además de emisión de CO, se podrían generar óxidos de azufre, que podrían originar afecciones respiratorias.

C. Aerosoles

La formación de aerosoles tóxicos se produce durante la explotación, y sobre todo, durante procesos de hidrometalurgia, que implican el riego por aspersion de pilas de mineral con compuestos a menudo de alta toxicidad.

D. Ruido

La generación de ruido se restringe a la zona de trabajo, fundamentalmente al efecto sonoro sobre el personal cercano a las operaciones debido al movimiento de equipos a utilizarse en el proyecto.

Una segunda esta referida al uso de explosivos para trabajos al interior de By Passes, cruceros, cuyos efectos son mitigados por el cumplimiento del reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

AGUAS (Ver ANEXO No 2)**A. Contaminación por metales pesados y metaloides (As).**

- En coloides en suspensión.
- En especies en disolución: uno de los procesos más relevantes para la movilización de metales desde la fase sólida es el "Acid Mine Drainage" (AMD), además de los procesos de metalurgia por lixiviación y cianuración.
- Se puede producir nuevamente la incorporación de los metales a la fase sólida (sedimentos) por adsorción y/o coprecipitación.

B. Variaciones del pH por el drenaje ácido de mina

- Se produce por la hidrólisis y oxidación de sulfuros, en especial la piritita
- Como resultado se obtienen aguas de pH muy bajo (2-3), cargadas en aniones (sobre todo sulfatos), en las que generalmente son más solubles los metales pesados como Pb, Zn, Cu, As, Cd, etc. (a excepción de Hg).

C. Afectación de Aguas Superficiales

En las pilas de almacenamiento de material se supone habrá infiltración de agua de precipitación y la escorrentía en épocas húmedas (con presencia de precipitaciones), que afectaría el curso del agua del río Moche.

D. Afectación de la calidad de aguas subterráneas o infiltraciones

En el proceso de preparación del proyecto, se prevé afectación involuntaria del agua subterránea por pérdida de hidrocarburos, aceites y grasas en la operación de maquinas, equipos y vehículos motorizados, por infiltraciones de de agua de niveles superiores hacia nivel de drenaje como el Nivel 220.

La afectación de aguas por el nivel más bajo del trabajado (NV. 400) es conocido, mostrándose con filtraciones en las coronas de las labores de desarrollo de la veta Zoila Gata.

TERRENO

A. Desertización

- Deforestación
- Pérdida de suelo fértil.

B. Modificación del relieve

- Impacto visual

C. Peligros geotécnicos

- Desestabilización de laderas por sobrecargas y/o excavaciones y alteraciones en el nivel freático.

SUELOS

A. Pérdida de propiedades físicas

- Variaciones en el régimen hídrico del suelo por alteraciones en el nivel freático, y variaciones texturales y estructurales.

B. Pérdida de propiedades químicas

- Contaminación por metales pesados (Cu, Pb, Cd, Hg, etc.), metaloides (As) e hidrocarburos generada por efluentes líquidos y sólidos.
- Acidificación por acumulación y oxidación de sulfuros y drenaje ácido.

C. Pérdida de la Calidad de Suelos

En almacenamiento de material para el transporte luego de ser extraídos de la mina, provocarían afectación de áreas aledañas por escorrentía de aguas en épocas de lluvia con probables infiltraciones de agua ácida. El efecto de este impacto esta restringido a épocas secas, si son años normales entre Mayo y Noviembre, pero la variabilidad por tiempo y fecha de ocurrencia de precipitaciones líquidas y sólidas hace que este tiempo se acorte o se prolongue.

6.8.2 Principales impactos sobre el medio antropico ⁽⁴⁾

IMPACTOS SOCIALES

Algunos impactos ambientales comunes en la explotación minera, así como también en otros tipos de empresas son los que se presentan a continuación.

A. Impacto visual

Alteraciones no deseadas en el paisaje son la causa de percepción negativa de parte de individuos o grupos sociales.

B. Incomodidad ambiental

Uno de los impactos más comunes resultantes de la explotación minera, las molestias o sensaciones de incomodidad provocadas por algunos contaminantes son una de las mayores causas de conflicto y reclamos por parte de la población. Ruidos, vibraciones, polvo y aguas turbias son algunos ejemplos típicos.

C. Impactos sobre la salud.

La emisión de contaminantes puede ser dañina a la salud humana. Es por esa razón que la reglamentación establece patrones ambientales, así como límites de tolerancia para agentes físicos y químicos que puedan afectar la salud del trabajador. La no observación de esos patrones puede ser causa de enfermedades, crónicas o agudas, casi siempre agravadas por malas condiciones de

D Calificación de mano de obra

Muchos de los puestos de trabajo en la explotación del proyecto exigen un alto grado de especialización y calificación. La implantación de un programa de capacitación y calificación profesional puede ser un factor de potencialización de los impactos positivos de la empresa, la mano de obra así formada tendiendo a ser mejor remunerada y pudiendo también encontrar empleos en otros sectores.

IMPACTOS ECONÓMICOS

Así como en el caso de los impactos sociales, algunos son nítidamente negativos, mientras que otros son indudablemente positivos. Otros además, podrán ser beneficiosos o adversos dependiendo de las circunstancias en que sucedan y como fueren tratados.

A. Aumento de la oferta de empleos. La creación de nuevos empleos, directos e indirectos es vista usualmente como uno de los impactos positivos más importantes del proyecto.

B. Incremento de la actividad económica. Las inversiones necesarias para la implantación del proyecto, así como los gastos de costeo ocasionan un efecto multiplicador de dinamización económica. El suministro de productos y servicios directa o indirectamente ligados a la empresa se refleja en el incremento de la producción y del comercio, lo que se considera como impacto positivo.

C. Incremento en el nivel de ingresos y nivel de vida de trabajadores oriundos de la zona cercana al proyecto. La creación de nuevos puestos de trabajo beneficiara a los trabajadores que viven cerca de la zona de la mina

6.9 Control de impactos del proyecto

Las medidas se han establecido en base al componente o variable ambiental impactada, de acuerdo a la identificación de los impactos identificados, por las diferentes acciones y actividades que involucra el proyecto.

6.9.1 Métodos de control de las emisiones

Para evitar la contaminación del aire, debido a la actividad de transporte del material producto del desarrollo del proyecto, se va a mitigar los efectos secundarios, tales como la afectación de suelos superficiales y pastos, con el regado y/o adicionando

aditivos, como el cloruro de calcio, a las vías de transporte en épocas secas.

La contaminación del aire por emisiones gaseosas debido a la combustión interna de los equipos, será prevenida mediante la revisión técnica y monitoreo de emisiones de las unidades de transporte.

6.9.2 Prevención y control de ruido

Al prepararse un nuevo proyecto de explotación de minas, el ruido debe estar incluido entre las variables ambientales a ser estudiadas. De la misma forma, es necesario administrar las actividades de modo a minimizar las emisiones de ruidos.

Para evitar el efecto sonoro o perturbación acústica, generado por el movimiento de los equipos, se capacitará al personal al uso de EPP adecuado para reducir el impacto de la audición. Además de realizar monitoreo semanal de ruidos en las labores del desarrollo del proyecto.

6.9.3 Minimización de los efectos de las vibraciones ⁽⁵⁾

Se debe actuar por la carga de explosivo. Las investigaciones sobre la propagación de vibraciones mostraron que al detonarse cargas explosivas no simultáneas, los efectos no se suman si el tren de ondas llega en impulsos individualizados. Es suficiente un intervalo de algunas milésimas de segundo para evitar el efecto de superposición de frentes de ondas. De esta manera, la solución más usual consiste en detonar las cargas explosivas de cada fuego en diferentes momentos, pudiéndose agrupar agujeros del mismo fuego o inclusive detonarse agujero por agujero. Esto se hace simplemente con la instalación de micro-retardadores entre las cargas explosivas que se desea

espaciar temporalmente. Son dispositivos simples y baratos ampliamente disponibles en el mercado hoy en día.

Otra manera de reducir las vibraciones es utilizar explosivos con menor velocidad de detonación, como el ANFO en lugar de dinamita.

6.9.4 Afectación de la cantidad y calidad del agua

Para evitar la contaminación de las aguas superficiales y subterráneas en las pilas de almacenamiento se ha de construir canales de coronación para captar y desviar las aguas de escorrentías hacia el pond, sistema de acumulación de agua ácida para posterior tratamiento en la planta de neutralización.

La alta concentración de sólidos en suspensión en los drenajes de la bocamina Almirvilca, han derivado en la construcción de un sedimentador, antes de descargar al cuerpo receptor en el río Moche.

Se estudia también la posibilidad de neutralizar el agua acida desde el interior de mina con pozos de cal, disminuyendo en longitud equivalente horizontal el tramo de agua acida que recorra mas longitud contaminando el medio ambiente. Se realizaran los monitoreos respectivos.

Tratamiento de drenajes ácidos con humedales artificiales

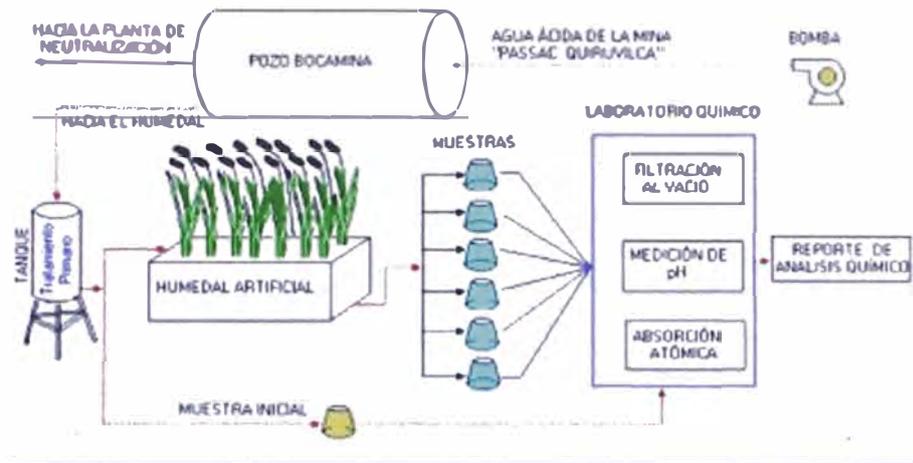
Para mejorar el impacto del drenaje ácido al río Moche, se tiene un programa ambiental desarrollado a través de un sistema de empozamiento utilizando las plantas acuáticas tal como el *Juncus imbricatus* "totora", y el alga del género *Cianophyta* y *Clorophyta* los que contribuyeron en la oxigenación del proceso. Los agentes contaminadores presentes en el DAM tales como pH, FE, Cu, Pb y Zn fueron reducidos considerablemente y el efluente final fue derivado al río Moche sin causar daño alguno. Ver GRAFICO No

Esta novedosa técnica consiste en el tratamiento de drenajes ácidos de minas como son los humedales artificiales de flujo subsuperficial (SFS) con vegetación emergente autóctona denominada comúnmente "ineas" (*Typha latifolia*) los cuales ya son usados en otros países del mundo, sobre todo en climas fríos.

La investigación se realizó utilizando un humedal piloto en Shorey, distrito de Quiruvilca con las siguientes dimensiones del bio-reactor: 1.5m de largo, 0.80m de ancho, 0.75m de profundidad, una pendiente de 3%, utilizando una membrana impermeable de 0.5mm y con una capacidad volumétrica de 1.050m³. Como substrato se usó grava de 32mm y como agente neutralizante una capa de estiércol seco de ganado ovino. Se logró reducir la concentración en un 80% de plomo, 90% de zinc, 99% de hierro y el 99% para el cobre, con un tiempo de residencia hidráulica de dos días y elevándose un pH en el orden de 4.48 a 6.73.

De acuerdo a los resultados obtenidos podemos afirmar que los humedales artificiales de flujo subsuperficial reduce en forma significativa la concentración de metales pesados. La tecnología de humedales construidos ha surgido recientemente en países en vías de desarrollo, como una alternativa para el tratamiento de aguas residuales, puesto que contribuye a la purificación del agua, mediante la retención de nutrientes, sedimentos, metales pesados, y agentes contaminantes, pues las plantas lacustre propias de este humedal funcionan como purificadores naturales de las aguas contaminadas.

GRAFICO No 6-2 DIAGRAMA DE FLUJO DEL TRATAMIENTO DE DRENAJES ÁCIDOS CON HUMEDALES ARTIFICIALES



Evaluación Actual de la Planta de Neutralización.

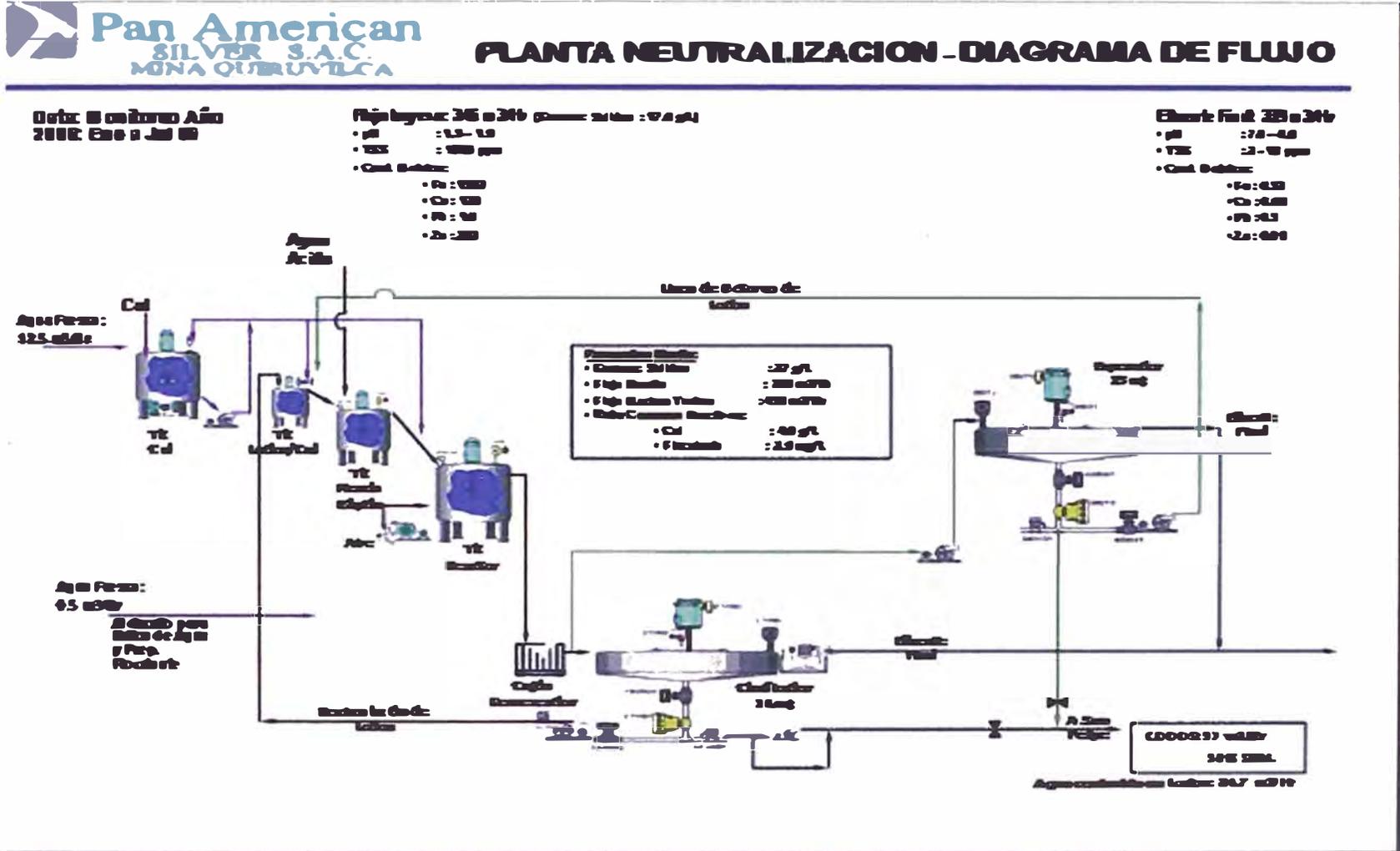
Quiruvilca cuenta con una planta de neutralización actual de una capacidad de 380 m³/hr. A esto se suma otra planta convencional que trata 70 m³/hr, haciendo un total de 450 m³/hr que la planta puede trabajar a capacidad total.

Existe algo para resaltar y tomar en consideración, a partir del mes de junio hasta diciembre se tiene una holgura de 150 m³/hr, esto debido a la estación. Por lo que la planta trabaja a 300 m³/hr, pudiendo tratar más volumen, y este volumen puede ser considerado de los sondeos, el cual podrá ser tratado en la planta de neutralización.

El sondeo debe de ejecutarse dentro de los meses de junio y diciembre para no sobre esforzar el trabajo de la planta de neutralización.

El diagrama de flujo de la planta de neutralización se muestra en el GRAFICO No 6-3

GRAFICO No 6-3 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE NEUTRALIZACION – MINA QUIRUVILCA



6.9.5 Métodos de manejo de residuos sólidos ⁽⁶⁾

La minimización y el reaprovechamiento de residuos es una actividad hasta cierto punto constante en minería. El reaprovechamiento de residuos se efectúa ya por la eventual recuperación de los depósitos de desechos. El método más común de manejo de residuos sólidos en minería es la disposición controlada.

Disposición de desechos

Los desechos pueden ser objeto de disposición superficial, subterránea o subacuática. Este último método ha sido a vía de ejemplo condenado por razones ambientales debido a los impactos negativos que provoca a los ecosistemas acuáticos. La disposición subterránea sólo puede hacerse, obviamente, en minas subterráneas, donde la pulpa de los desechos puede ser enviada de vuelta por bombeo o gravedad. Algunos métodos de explotación subterránea exigen inclusive que los vacíos sean llenados con material competente, lo que indica un buen potencial de disposición subterránea en este caso. El método más difundido, sin embargo, es el de la disposición en cuencas formadas por represas de desechos. Las represas son generalmente construidas en valles y pueden ser de dos tipos principales: de tierra y de relleno hidráulico. Las represas de tierra se construyen con material de préstamo, eventualmente con el estéril de la mina, mientras que las de relleno hidráulico son hechas con los mismos desechos, siempre que ellos presenten condiciones adecuadas para eso.

6.9.6 Control de impactos en el medio antropico ⁽⁴⁾

Es preciso administrar estos impactos, lo que implica la adopción de algunas medidas atenuantes o de valorización socio-cultural.

En el caso de impacto visual, las medidas aspiran a reducir la visibilidad de las instalaciones, ya sea localizándolas de modo de

evitar la percepción visual directa de observadores externos, ya sea levantando barreras visuales las cuales obviamente no deben constituir otra fuente de impacto negativo. De este modo, el empleo de cortinas vegetales o de pilas de estéril convenientemente diseñadas contribuye para la minimización de este impacto.

El problema de la incomodidad ambiental requiere, por un lado, medidas técnicas que tratan de reducir las emisiones contaminantes que la mayoría de las veces son la causa de la percepción negativa de la calidad ambiental. Sin embargo, la experiencia ha mostrado que medidas exclusivamente técnicas son largamente insuficientes, pues no toman cuenta de los aspectos sociales y culturales de la percepción ambiental. La adopción de medidas de compensación o de mitigación de esos impactos requiere un buen conocimiento de la manera como las personas perciben el fenómeno, aliada a las medidas de comunicación y al establecimiento de un canal de negociación y diálogo con las comunidades afectadas.

Los impactos sobre la salud deben ser mitigados, primero, a través del control de las fuentes de contaminación que puedan estar en el origen de eventuales problemas de salud. Por otro lado, estos impactos no siempre son directos, y sí suceden indirectamente en virtud.

6.10 Los riesgos en la ejecución del proyecto y su control

Pan American Silver – Mina Quiruvilca utiliza el sistema ISTEK para la gestión de riesgos.

6.10.1 Sistema ISTEK

El Sistema ISTEK ha sido investigado y publicado por International Safety Training and Technology Company (ISTEK) y ayudará tanto a la gerencia como al personal en el

propósito de cumplir con las responsabilidades financieras, legales y sociales que recaen sobre sus hombros al conducir un negocio.

El Sistema ISTECS está diseñado de manera que su correcta implementación identifica tanto los puntos fuertes como los puntos débiles de cualquier programa de gestión de riesgos. Por ello provee un invaluable sistema de control, mensurable y “amigoso para el usuario”, para evaluar los esfuerzos y la cultura de la empresa. Permite la identificación y evaluación de los esfuerzos de la gerencia. Otro aspecto importante es que el uso de este sistema, cuando se le incorpora la auditoría y calificación asociadas, permite que empleadores y personal reciban un reconocimiento visible por su nivel y logros totales. El Sistema ISTECS ha ayudado a muchas empresas industriales y mineras a lograr y mantener niveles de desempeño que se comparan favorablemente con el resto del mundo industrializado. El sistema ha sido reconocido por grandes empresas internacionales, y actualmente se aplica en varios países del mundo.

Uno de los más grandes retos que enfrenta la gerencia en la actualidad, es el de conservar sus recursos humanos, físicos y financieros. Siguiendo los principios vigentes de gerencia, el sistema ISTECS, con una base científica, se engrana con los procedimientos de trabajo diario en todas las categorías de actividades organizativas y operativas.

6.10.2 Implementación del sistema ISTECS

Para lograr éxito con el sistema ISTECS 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. Para recordar el proceso, se puede utilizar el acrónimo IEDIM-MC:

- * I - Identificación de todas las exposiciones al riesgo
- * E - Evaluación del riesgo en cada exposición
- * D - Desarrollo de planes de control y tratamiento de riesgos
- * I - Implementación de los planes de control, políticas y estándares de riesgos.
- * M - Medición y monitoreo de los programas, estándares y sistemas
- * MC - Mejoramiento Continuo del proceso por medio de la concientización, las auditorías y la capacitación

A. 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/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/incidentes, la posibilidad de incidentes, factores de riesgo e higiene, etc.

B. Evaluación

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.

Desarrollo y selección de medidas para controlar los 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. ISTECH 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.

C. Implementación

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 pensados 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 su estructura.

D. 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 ambiental.

Se recomienda aplicar un proceso de mejoramiento continuo al sistema 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:

- * 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

ISTEC ayudará en la implementación de las sugerencias específicas al establecer los requisitos de diseño y calidad, obtener información del ramo, evaluar las propuestas presentadas y mediante la asesoría continúa hasta terminar el proyecto.

E. Mejoramiento continuado

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 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 “realce 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 ISTECS 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.

El equipo de gerencia superior debe revisar semestralmente todo el programa de gestión de riesgos, junto con los consultores de gestión de riesgos. Esta revisión debe abarcar los objetivos a largo plazo del programa, los cambios en los riesgos, el progreso del control de riesgos, los incidentes de pérdidas, los reclamos de seguros, el mercado de seguros y programas de auto seguro.

6.10.3 Identificación de peligros y evaluación de riesgos.

(Para un mejor entendimiento ver ANEXO No 3)

El proceso de evaluación de riesgos se compone de las siguientes etapas ⁽⁷⁾. Ver GRAFICO No 6-4 y GRAFICO No 6-

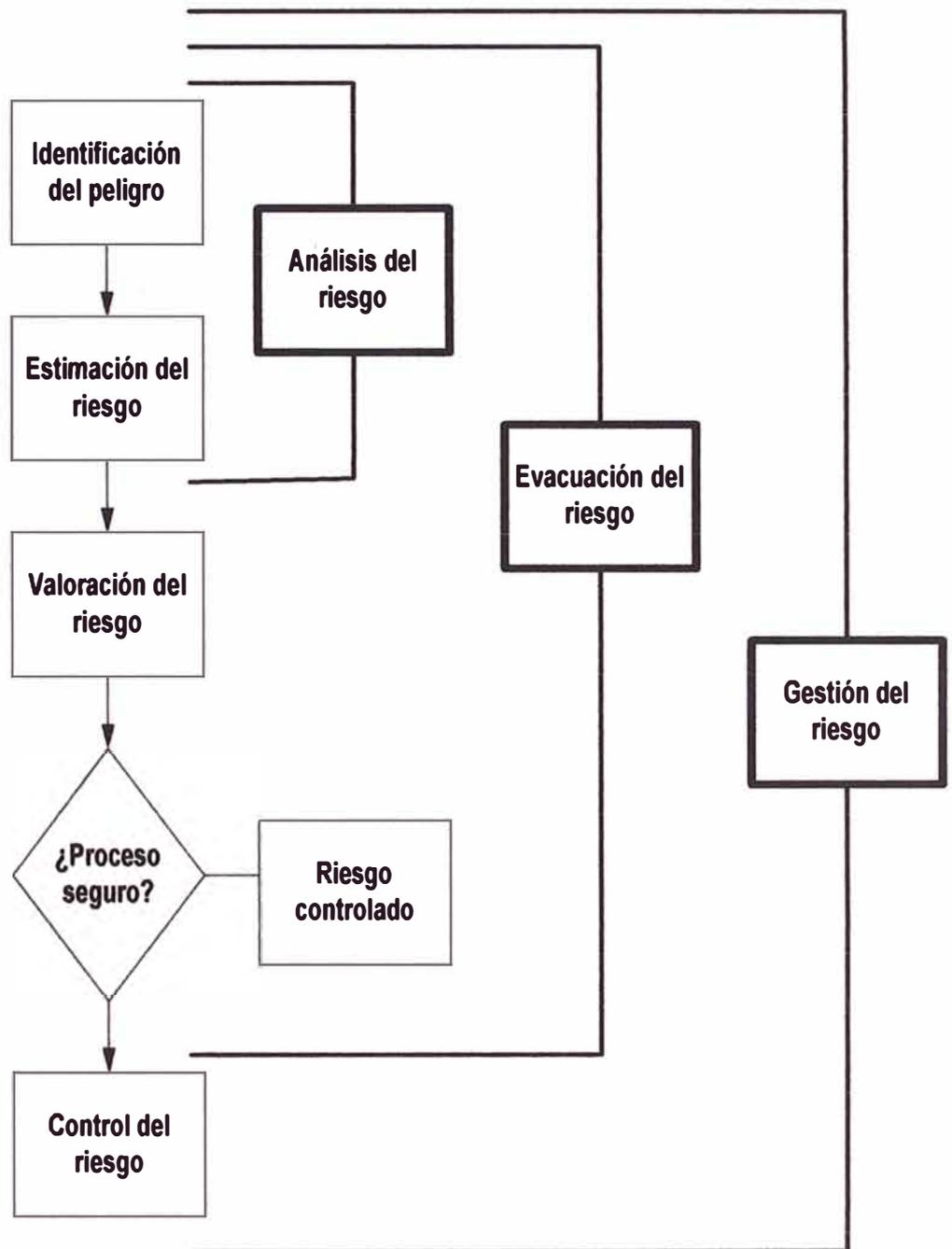
GRAFICO No 6-4 ETAPAS DEL PROCESO DE EVALUACION DE RIESGOS

GRAFICO No 6-5 SECUENCIA DE LA EVALUACIÓN



6.10.3.1 Análisis del riesgo

Mediante el cual se identifica el peligro se estima el riesgo, valorando conjuntamente la probabilidad y las consecuencias de que se materialice el peligro. El análisis del riesgo proporcionará de qué orden de magnitud es el riesgo.

Identificación de peligros

Con el fin de ayudar en el proceso de identificación de peligros, es útil categorizarlos en distintas formas, por ejemplo, por temas: mecánicos, eléctricos, radiaciones, sustancias, incendios, explosiones, etc.

Complementariamente se puede desarrollar una lista de preguntas, tales como: durante las actividades de trabajo, ¿existen los siguientes peligros? Ver CUADRO No 6-6

**CUADRO No 6-6 IDENTIFICACION DE PELIGROS Y
RIESGOS EN LA EJECUCIÓN DEL PROYECTO**

PELIGROS	RIESGOS
Temperatura Alta	Fatiga
	Explosiones Prematuras
Parrillas	Caída de persona
	Luz de riel a riel
Cuadros	Cuadro mal armado
	Cuadro fatigado
Gases	Gaseamiento
	Asfixia
Polvo	Enfermedad Ocupacional
	Falta de visibilidad
	Caída de persona
Perforación	Desprendimiento de rocas
	Explosión de tiros cortados
Roca fracturado	Caída de rocas
	Derrumbe de labores
Scoptram	Choque
	Daño a la propiedad
	Atropello
Explosivos	Tiros cortados
	Explosión prematura
	Manipulación
Fuga de agua acida	Atrapamiento
	Contaminación por mezcla con agua de río
	Inundaciones

Estimación del riesgo

Para cada peligro detectado debe estimarse el riesgo, determinando la potencial severidad del daño (consecuencias) y la probabilidad de que ocurra el hecho.

Para determinar la potencial severidad del daño, debe considerarse:

- Partes del cuerpo que se verán afectadas
- Naturaleza del daño, graduándolo desde ligeramente dañino a extremadamente dañino.

La probabilidad de que ocurra el daño se puede graduar, desde baja hasta alta. En el GRAFICO No 6-6 se da un método simple para estimar los niveles de riesgo de acuerdo a su probabilidad estimada y a sus consecuencias esperadas.

GRAFICO No 6-6 MATRIZ DE EVALUACION DE RIESGO DE QUIRUVILCA

SEVERIDAD	Fatalidad (1) Daño >\$30,000	1	2	4	7
	Incapac. Perm (2) Daño>\$10,000	3	5	8	11
	Incapac. Temp (3) Daño>\$2,000	6	9	12	14
	Trivial (4) Daño>\$0 a \$2,000	10	13	15	16
IPER	Común (A) Todos los meses	Frecuente (B) Cada 3 meses	Poco (C) Frecuente Cada año	Raro (D) Cada 5 años	
	PROBABILIDAD				

6.10.3.2 Evaluación del riesgo

Con el valor del riesgo obtenido, y comparándolo con el valor del riesgo tolerable, se emite un juicio sobre la tolerabilidad del riesgo en cuestión.

Los niveles de riesgos indicados en el grafico anterior, forman la base para decidir si se requiere mejorar los controles existentes o implantar unos nuevos, así como la temporización de las acciones. En el CUADRO No 6-7 se muestra un criterio sugerido como punto de partida para la toma de decisión. También indica que los esfuerzos precisos para el control de los riesgos y la urgencia con la que deben adoptarse las medidas de control, deben ser proporcionales al riesgo.

CUADRO No 6-7 CRITERIOS DE RIESGOS PARA LA TOMA DE DECISIONES

Riesgo	Acción y temporización
Tolerable (TO)	No se necesita mejorar la acción preventiva. Sin embargo se deben considerar soluciones más rentables o mejoras que no supongan una carga económica importante. Se requieren comprobaciones periódicas para asegurar que se mantiene la eficacia de las medidas de control
Moderado (M)	Se deben hacer esfuerzos para reducir el riesgo, determinando las inversiones precisas. Las medidas para reducir el riesgo deben implantarse en un periodo determinado. cuando el riesgo moderado esta asociado con consecuencias extremadamente dañinas, se precisara una acción posterior para establecer, con mas precisión, la probabilidad de daño como base para determinar la necesidad de mejora de las medidas de control
Importante (I)	No debe comenzarse el trabajo hasta que se haya reducido el riesgo. Puede que se precisen recursos considerables para controlar el riesgo. Cuando el riesgo corresponda a un trabajo que se esta realizando , debe remediarse el problema en un tiempo inferior al de los riesgos moderados
Intolerable (IN)	No debe comenzar ni continuar el trabajo hasta que se reduzca el riesgo. Si no es posible reducir el riesgo, incluso con recursos ilimitados, debe prohibirse el trabajo

Si de la evaluación del riesgo se deduce que el riesgo es no tolerable, hay que Controlar el riesgo.

6.10.3.3 Gestión del riesgo

Se denomina así al proceso conjunto de Evaluación del riesgo y Control del riesgo

Si de la evaluación de riesgos se deduce la necesidad de adoptar medidas preventivas, se deberá:

- Eliminar o reducir el riesgo, mediante medidas de prevención en el origen, organizativas, de protección colectiva, de protección individual o de formación e información a los trabajadores.

- Controlar periódicamente las condiciones, la organización y los métodos de trabajo y el estado de salud de los trabajadores.

6.10.4 Herramientas del control de riesgos

6.10.4.1 Reporte de cinco puntos

La implementación de esta herramienta en el proceso nos da cierta confiabilidad para el logro de nuestros objetivos, ya que el reporte elaborado por el trabajador debe ser verificado en el área de trabajo por el supervisor. En circunstancias de que no circule un supervisor, los trabajadores tienen la premisa de trabajar solo cuando las condiciones sean adecuadas y optimas, en caso de presentarse condiciones subestandares que no pudieran eliminar o controlar debe pararse las labores hasta la concurrencia de un supervisor para analizar las circunstancias y determinar si se continua o no trabajando. Ver CUADRO No 6-8

6.10.4.2 Reporte de incidentes / accidentes

Los reportes de los incidentes tienen un gran porcentaje de efectividad y en el cual están basados nuestros objetivos porque plantea una estructura diferente que conlleva al análisis de cada uno de ellos en el cual se involucra a todo el personal, se analiza

¿Por qué ha sucedido?

¿Cómo sucedió?

¿Qué debemos hacer para que no vuelva a suceder?

El levantamiento de las mismas está a cargo del Jefe de zona o Jefe de guardia en personal de la empresa.

Ver CUADRO No 6-9

CUADRO No 6-8 EJEMPLO DEL REPORTE DE CINCO PUNTOS

 Pan American Silver S.A.C. Mina Quiruvilca N°	Area/Zona:													
	Guardia:	A B												
	Fecha:	Hora:												
	Jefe de Area:													
REPORTE DE CINCO PUNTOS														
Labor:	Veta:	Nivel:												
<ol style="list-style-type: none"> 1. Revisar la entrada y el camino hasta la labor 2. ¿Estan en buenas condiciones el lugar de trabajo , los equipos y las herramientas? 3. Estan trabajando todo el personal de manera correcta 4. Hacer un comentario de seguridad durante 5 minutos 5. ¿Pueden y podran los trabajadores seguir laborando correctamente? Comentario		<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="width: 50%;">SI</th> <th style="width: 50%;">NO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td style="height: 15px;"></td><td style="height: 15px;"></td></tr> </tbody> </table>	SI	NO										
		SI	NO											
Reportado por:		Responsable:												
Ejecutado por:		Fecha:												
VoBo Seguridad														

6.10.4.3 Inspecciones

Son un medio fundamental para detectar los actos subestandares y condiciones subestandares y ser corregidas.

Estas inspecciones se realizan a las instalaciones, al personal, equipos y propiedades de la empresa

Las inspecciones deben realizarse:

- Diaria a cargo del jefe de zona e ingeniero de seguridad
- Semanal por el subcomité de seguridad de la zona
- Mensual por el comité de seguridad de las empresas especializadas
- Finalmente por el comité central integrado por los distintos superintendentes y jefes de área en cumplimiento de RSHM No 04 6-01

CUADRO No 6-9 EJEMPLO DE REPORTE DE INCIDENTES

 Nº	Pan American Silver S.A.C. Mina Quiruvilca		Area/Zona:					
			Guardia:	A	B			
			Fecha:	Hora:				
			Jefe de Area:					
REPORTE DE INCIDENTE, CONDICION O ACTO SUB ESTANDAR								
Labor:		Veta:		Nivel:				
Descripción:								
Tipo de ocurrencia: (marcar con una X)								
Sostenimiento		Existencia de gases tóxicos						
Desprendimiento de rocas		Energía eléctrica						
Operación de carga o descarga		Temperaturas extremas						
Acarreo y Transporte		Succión por hundimiento						
Manipulación de materiales		Derrumbe mineral, desmonte o fuga de relaves						
Transp de equipos, matls, otros		Mal uso o mal estado de EPP						
Trabajos mal ejecutados		Actitud negativa						
Operac de equipos y máquinas		Señalización deficiente						
Herramientas		Escaleras y caminos						
Explosivos		Falta de orden y limpieza						
Tránsito		Otros						
Evaluación del Riesgo:								
Severidad		Frecuencia		Severidad	1	2	4	7
1 Fatalidad, Daño >\$30,000		A Común (Todos los meses)			3	5	8	11
2 Incapacitante, Daño >\$5,000		B Frecuente (Cada 6 meses)			6	9	12	14
3 Trivial, Daño >\$1,000		C Poco frecuente (Cada año)			10	13	15	16
4 Menor, Daño \$0 a \$1,000		D Raro (Cada 5 años)						
				Frecuencia				
Acción Correctiva:								
Plazo según riesgo:		Inicio:	Término sugerido	Plazo otorgado:				
Grado de Riesgo 1, 2 ó 3		Inmediato	En 8 horas					
Grado de Riesgo 4, 5, 6, 8, ó 9		Inmediato	En 48 horas					
Grado de Riesgo 7, 10 al 16		Una semana	En 15 días					
Reportado por:			Responsable:					
Ejecutado por:			Fecha:					
VoBo Seguridad				Sistema ISTEQ				

6.10.4.4 Charlas de seguridad

El propósito es fortalecer el desempeño operativo, la actitud conducta y participación del personal a través de comunicaciones, de procedimientos de tareas críticas, análisis de incidentes y programas de gestión

6.10.4.5 Capacitación

Se debe instituir un plan de capacitación que nos permita:

- Detectar las necesidades de capacitación
- Capacitar a los trabajadores
- Registrar la capacitación
- Evaluar el programa de capacitación

6.10.4.6 Observación planeadas de tareas

Ver CUADRO No 6-10 .El propósito es evaluar los PETS (Procedimientos escrito de trabajo seguro) Ver ANEXO No 4.

Nos permite evaluar la capacitación del personal en:

- El desempeño de su labor en función al procedimiento de trabajo establecido.
- El uso correcto de las herramientas e implementos de protección personal.
- Además poder añadir u omitir algunos pasos que sean factibles de corrección.

6.4.10.7 La comunicación

La información que los trabajadores deben recibir esta relacionada con los riesgos que para su seguridad y su salud pueden representar las actividades que desarrollen en la empresa.

El Plan de comunicación deberá convertirse en un documento de trabajo y debe apoyarse en dos líneas

básicas de actuación: un Plan de comunicación externa y otro de comunicación interna, completado por las redes de intracomunicación (que realizan el proceso comunicativo más rápidamente y reducen la probabilidad de generar mensajes contradictorios). Nos estamos refiriendo al uso de correo electrónico, video conferencia, foros y otros canales similares.

CUADRO No6-10 MODELO DE HOJA OBSERVACION PLANEADAS DE TAREAS

 Pan American Silver S.A.C. Mina Quiruvilca N°	Area/Zona:											
	Guardia:	A	B									
	Fecha:	Hora:										
	Jefe de Area:											
MODELO DE HOJA DE OBSERVACION PLANEADA DE TAREAS												
Labor:	Veta:	Nivel:										
Trabajador Observado		Tarea Observada										
<p>El trabajador ha sido informado previamente de la observación</p> <p>¿Las practicas y metodos observados cumplen con las actuales normas y procedimientos ?</p> <p>¿Las practicas observadas podran originar lesiones, daños materiales o perdidas al proceso productivo?</p> <p>¿Las practicas observadas podran tener un efecto perjudicial en la calidad de proceso productivo?</p> <p>¿Ha felicitado al trabajador y le ha dado retroalimentacion positiva?</p> <p>¿El trabajador es competente para realizar esta tarea?</p> <p>DESCRIBA LAS PRACTICAS QUE SE REQUIERE MEJORAR</p> <p>DESCRIBA LAS ACCIONES DE SEGUIMIENTO EN PROVECHO DE LA SEGURIDAD, CALIDAD O PRODUCTIVIDAD</p>		<table border="1"> <thead> <tr> <th>SI</th> <th>NO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>	SI	NO								
SI	NO											
Reportado por:		Responsable:										
Ejecutado por:		Fecha:										
VoBo Seguridad												

6.11 Estrategias para el desarrollo comunitario en concertación con el proyecto

Las operaciones mineras del proyecto necesitan desarrollarse sin interrupciones para garantizar su rentabilidad y para ello se requiere mantener relaciones armoniosas con el ambiente y con la comunidad a fin de que la rentabilidad social del entorno sirva como soporte sostenido del proyecto.

Conseguir relaciones social, económica y ambientalmente sostenibles entre la empresa y las comunidades del entorno , ha sido y es una preocupación que amerita una propuesta técnica y un planeamiento estratégico con miras a conseguir aliados estratégicos dentro de esta relación. Para delinear un plan estratégico, se requiere, en primer lugar, definir los objetivos y filosofía corporativa que garantice el apoyo de las propuestas en forma sostenible. Se asume que la mejor manera de garantizar la no interrupción del proyecto es concertando el desarrollo comunitario.

Siendo que el desarrollo sostenible es valido tanto para la empresa como para la comunidad, la responsabilidad social debe ser concebida como una filosofía , como una visión , dirigida a entender que tanto las comunidades como la empresa deben responder con habilidad y en forma concertada en propuestas de desarrollo considerando las dimensiones social , económica y ambiental.

Si la responsabilidad social es la filosofía la inversión social, son las acciones voluntarias que se realizan para promover el desarrollo sostenible de las comunidades y de la empresa cuyo rol social es el de facilitador.

Es necesidad imperiosa partir de un estudio de línea de base de la comunidad a partir del cual se prioricen las reales necesidades comunitarias mas imperantes y mediante la estrategia de

concertación se ejecuten los proyectos participativos de desarrollo social. A su vez el plan estratégico planteado en forma concertada, debe tener un soporte comunicacional sustentado en un plan de comunicaciones que garantice el real compromiso e involucramiento.

6.11.1 Fases para el tratamiento comunitario

6.11.1.1 Fase 1: Estudio de línea de base

El primer paso para un efectivo tratamiento comunitario es la elaboración de los estudios de línea de base del ámbito influenciado por las operaciones mineras del proyecto. El estudio basal se ha de caracterizar por ser de tipo longitudinal, es decir, debe ser continuamente actualizado de manera que se logre un mejor control de las variables que, con seguridad, varían durante el desarrollo de las etapas del proyecto.

Los resultados del diagnóstico deben tener la contundencia necesaria de manera que, traducidos en estrategias garanticen el desarrollo del proyecto.

Dentro del universo de variables a considerarse para la realización del diagnóstico se debe tener especial atención a:

Actitudes y expectativas respecto al proyecto, es necesario analizar las actitudes poblacionales y de la empresa a fin de descubrir si la dirección frente al proyecto es positiva o negativa.

Percepción de la importancia de la ejecución del proyecto para el desarrollo local, en la medida en que la población logre tener una percepción positiva del proyecto, el proceso de concertación resulta mucho más efectivo.

Grado de confianza de la población respecto a la presencia y compromisos de la empresa

Grado y sentido de las relaciones sociales, no siempre los pobladores de una localidad toman las decisiones, se tiene que investigar las redes sociales porque a veces las decisiones se toman por grupos de poder específicos que ejercen gran influencia sobre la población y, en muchos casos no residen en el lugar.

Percepción de la población respecto de los trabajos realizados por la empresa respecto al desarrollo local, la mejor metodología de evaluación del impacto de responsabilidad social empresarial es la participativa debido a que, la interacción es más directa y permite la recolección de información de primera mano.

6.11.1.2 Fase 2: Plan de relaciones comunitarias

El plan de comunicaciones: echando mano de diversas técnicas de comunicación, la población debe estar muy informada de los planes de desarrollo minero, así como de desarrollo local que se lograra con la ejecución del proyecto. La información constante y oportuna, despeja los grados de desconfianza y, por el contrario, permite que la población internalice con el desarrollo comunitario y establezca compromisos participativos.

El plan de desarrollo local: para elaborar el plan de desarrollo local, debe quedar muy claro la política de responsabilidad social de la empresa así como de la población de manera que los proyectos de desarrollo que se propongan sean actos de concertación

voluntaria. Además, estos deben llevar el sello de sostenibilidad, es decir que tiendan a ser duraderos en el tiempo y espacio sin perjudicar las generaciones futuras.

6.11.2 Plan de desarrollo local efectuado por Pan American Silver

Pan American Silver desde que llegó a Perú, ha demostrado su compromiso con el desarrollo sostenido de las comunidades de su entorno, entre las cuales destacan:

A. Construcción del Coliseo Cerrado de Quiruvilca

Este recinto ha sido escenario de los eventos deportivos culturales más importantes que se han realizado en la localidad. Pues cuando Pan American Silver decidió construir esta infraestructura lo hizo pensando en la población, quienes no contaban con un ambiente adecuado para desarrollar sus actividades deportivas y culturales. La obra que se ejecutó en cinco meses, con una inversión que superó los US\$ 31000 financiados por la empresa comprenden la construcción de un patio de ingreso, proscenio, tribunas, servicios higiénicos, así como la losa multifuncional para la práctica de voley o fútbol.

B. Rehabilitación de la carretera San Felipe – Shorey

Pan American Silver, en convenio con el Ministerio de Transportes y Comunicaciones, a través de Provias Nacional – Zona Otuzco, concluyó con la rehabilitación de la carretera que une el paraje de San Felipe y el caserío de Shorey, en un tramo de 2,1 Kilómetros. La obra demandó una inversión de 400 mil soles y fue ejecutada en aproximadamente seis meses. El trabajo comprendió el perfilado y la compactación de la subrasante y la colocación

de la capa de afirmado. Además se construyó cuatro alcantarillas y se realizaron obras de subdrenaje en puntos críticos

C. Programa de Capacitación Juvenil

Este programa forma parte de la política de responsabilidad social de Pan American Silver y consiste en becar a cinco jóvenes de la zona para que estudien en el Centro Tecnológico Minero (Cetemin) en Corcona- Lima

D. Quiruvilca opera cumpliendo normas y estándares ambientales

En agosto del 2006 el MINEM luego de verificar la ejecución de los proyectos PAMA concluyo que Pan American Silver había implementado y cumplido al 100% la ejecución de sus proyectos y por lo tanto la mina se encuentra ambientalmente adecuada. Es decir, se ha controlado todos los impactos ambientales anteriores a la gestión de Pan American Silver y ahora Quiruvilca opera cumpliendo los estándares nacionales e internacionales, arraigándose como una empresa ambientalmente responsable.

E. Implantación de clubes sociales

A diario los pobladores de Quiruvilca y Shorey encuentran un sano esparcimiento en los clubes sociales, que desde el año 2005, puso a disposición del pueblo Pan American Silver. Cada club cuenta con juegos educativos y de entretenimiento, estos clubes también sirven como local para la realización de diversas actividades como agasajos, cumpleaños, matrimonios, etc.

F. Taller de joyería y orfebrería en Quiruvilca

El taller de joyería-orfebrería, creado en el 2006 por iniciativa de Pan American Silver esta impulsando la formación de talentosos joyeros. Los participantes en su

mayoría jóvenes y amas de casa proveniente del pueblo, ya están produciendo cadenas, brazaletes y collares. El deseo de la empresa es que los participantes fortalezcan sus capacidades innatas en la joyería, para que puedan crear su propia microempresa y de esta manera generar ingresos que les permita mejorar sostenidamente su calidad de vida y la de sus familias.

CAPITULO VII

EVALUACION ECONOMICA Y RENTABILIDAD

Para determinar la evaluación económica o la rentabilidad de un proyecto minero, es indispensable la construcción del respectivo flujo de caja. Asimismo es necesario analizar cinco variables para definir el flujo de caja:

- Las inversiones del proyecto
- Los ingresos del proyecto
- Los costos del proyecto
- El costo del proyecto
- El costo de capital ponderado
- El horizonte del proyecto

Sin embargo, las variables antes mencionadas son dependientes de otras independientes. Así por ejemplo: las inversiones se determinan de acuerdo al tamaño del proyecto, monto de los activos fijos, activos intangibles y capital de trabajo.

Como puede observarse, son muchas las variables independientes que se analizan para elaborar el flujo de caja de un proyecto, siendo los valores más probables que tomarían dichas variables durante la vida del proyecto las que se asignan para la elaboración del flujo de caja. Por consiguiente, al calcular la rentabilidad del proyecto (tasa interna de retorno o TIR, valor actual neto o VAN) se estará obteniendo también los indicadores de rentabilidad más probables.

Como la decisión de ejecutar o no un proyecto minero depende de los valores de los indicadores de rentabilidad, es necesario contar con alguna información sobre su comportamiento frente a variaciones de las variables independientes.

7.1 Inversiones

Una de las variables que tienen importancia en la determinación de la rentabilidad del proyecto son las inversiones o llamados costos de capital, y que son los costos iniciales en que la empresa debe incurrir para poner en marcha la operación

Los gastos de inversión se observa en el CUADRO No 7-1

7.2 Gastos de excavaciones

Los gastos de excavaciones se observan en el CUADRO No 7-2

7.3 Costos de producción

Los costos de producción desde noviembre del 2007 hasta mayo del 2008 y se resume en el CUADRO No7-3

7.4 Precios de los metales

Se tomara como referencia los precios de los metales del año 2007 y de enero y febrero del año 2008.

Ver CUADRO No 7-4 y GRAFICO No 7-1, GRAFICO No 7-2, GRAFICO No 7-3, GRAFICO No 7-4

CUADRO No 7-1 INVERSION EN MAQUINARIA Y EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNIT (\$/UND)	PRECIO TOTAL (\$)
Perforadoras Jack Leg	Unidad	3	Propio	0
Locomotoras a batería + 4 carros U-40 (Nv 220)	Global	1	Propio	0
Ventilador 5000 CFM	Unidad	3	3000	9000
Bombas para agua	Unidad	3	9000	27000
TOTAL				36000

CUADRO No 7-2 GASTOS DE EXCAVACIONES

ETAPAS	DESCRIPCION DE LABOR	PRECIO	UNIDADES	TOTAL (\$)
PRIMERA ETAPA	Rehabilitación Ventana 798 E	210 \$/m	650 metros	136500
	Crucero	300 \$/m	600 metros	180000
	Chimenea doble de ventilación	165 \$/m	3 chimeneas de 80 metros cada una	39600
	Cámara de sondaje para geología	1800 \$/cámara	3 cámaras	5400
	Cámara de perforación para drenaje de agua	2500 \$/cámara	1 cámara	2500
	Construcción de puerta de alta presión	8000 \$/puerta	1 puerta	8000
	Construcción de cámara de bombeo	3800 \$	1 cámara	3800
	Perforación para drenaje del agua	125 \$/m	3 taladros de 80 metros cada uno	30000
Sub - Total Primera Etapa				405800
SEGUNDA ETAPA	Rehabilitación By pass 506 E	210 \$/m	400 metros	84000
	Rehabilitación Chimenea 506 E	80 \$/m	80 metros	6400
	Crucero	300 \$/m	500 metros	150000
	Cámara de sondaje para geología	1800 \$/cámara	3 cámaras	5400
	Cámara de perforación para drenaje de agua	2500 \$/cámara	1 cámara	2500
	Construcción de puerta de alta presión	8000 \$/puerta	1 puerta	8000
	Perforación para drenaje del agua	125 \$/m	4 taladros de 230 metros cada uno	115000
Sub - Total Segunda Etapa				371300
TERCERA ETAPA	Comunicación al pique Almiranta BP 506E	300 \$/m	200 metros	60000
	Comunicación al pique Almiranta VE 798E	300 \$/m	50 metros	15000
Sub - Total Tercera Etapa				75000
TOTAL				852100

CUADRO No 7-3 EVOLUCION DE LOS COSTOS DE PRODUCCION

TMS	29325	28215	32385	31181	29103	30043	30361	210613
AÑO	2007				2008			
AREA	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO	COSTO UNITARIO (\$)
Mina	750115.70	841271.62	867403.34	836870.08	805675.68	835943.97	772457.48	27.11
Planta concentradora	98779.10	99579.34	115771.26	115196.78	114759.89	110041.24	112339.41	3.64
Water Treatment Plant	143204.95	150112.32	170783.65	175788.19	154057.55	97427.30	87617.14	4.65
Planning & Engineering	22611.55	24258.18	22936.60	14911.93	15173.50	16294.60	25755.17	0.67
Geología	56987.51	48385.54	61553.71	44931.18	35969.00	40714.79	35769.34	1.54
Seguridad y Medio ambiente	37754.29	51915.79	68481.60	61276.15	61449.39	63756.98	60916.59	1.93
Mantenimiento General	232866.55	247073.56	269000.09	266580.63	262733.46	262634.46	257536.67	8.54
Electric System	253953.24	250534.08	270796.46	259176.98	251260.84	255154.69	267461.16	8.59
Administration	295059.18	322094.92	314281.04	314525.26	324072.89	318709.97	309785.68	10.44
Gastos Unidad	1891332.08	2035225.35	2161007.75	2089257.18	2025152.21	2000678.01	1929638.64	
Costo Unidad (PBR)	64.50	72.13	66.73	67.00	69.59	66.59	63.56	67.16
Gastos Lima	281632.02	326819.47	331726.51	329214.24	317168.90	341169.66	352602.43	
Costo Lima (PBR)	9.60	11.58	10.24	10.56	10.90	11.36	11.61	10.84
Total Gastos	2172964.09	2362044.82	2492734.27	2418471.41	2342321.10	2341847.67	2282241.07	
Costo de Operación (PBR)	74.10	83.72	76.97	77.56	80.48	77.95	75.17	77.99

CUADRO No 7-4 PRECIOS DE LOS METALES

MES/AÑO	PLATA (\$/OZ)	COBRE(\$/TM)	ZINC (\$/TM)	PLOMO(\$/TM)
Ene-07	12.87	5669.63	3786.66	1666.03
Feb-07	13.95	5676.45	3309.58	1779.60
Mar-07	13.61	6452.49	3271.22	1914.05
Abr-07	13.73	7766.45	3557.38	2000.92
May-07	13.19	7682.17	3830.31	2100.57
Jun-07	13.16	7475.89	3603.26	2425.98
Jul-07	12.95	7973.92	3546.91	3083.55
Ago-07	12.33	7513.51	3252.53	3119.46
Sep-07	12.93	7648.94	2881.44	3226.47
Oct-07	13.72	8008.52	2975.36	3719.64
Nov-07	14.68	6966.71	2541.27	3328.10
Dic-07	14.31	6587.64	2353.00	2595.95
Ene-08	16.19	7061.03	2340.21	2608.07
Feb-08	17.67	7887.71	2438.09	3079.86
PROMEDIO	13.95	7169.36	3120.52	2617.73

GRAFICO No 7-1 EVOLUCION DEL PRECIO DE LA PLATA

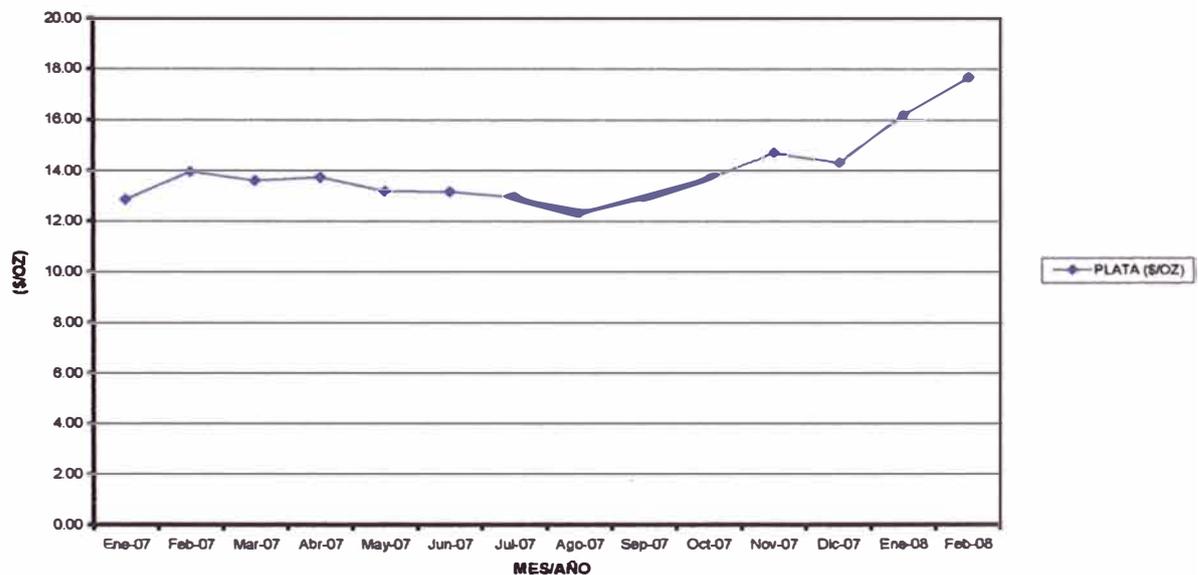


GRAFICO No 7-2 EVOLUCION DEL PRECIO DEL COBRE

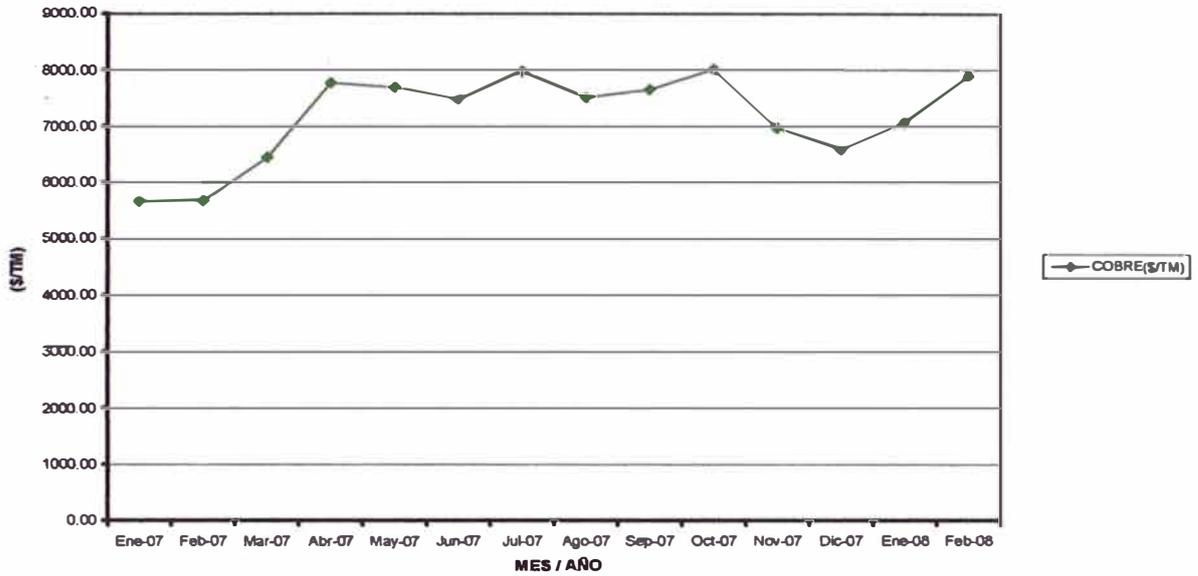


GRAFICO No 7-3 EVOLUCION DEL PRECIO DEL ZINC

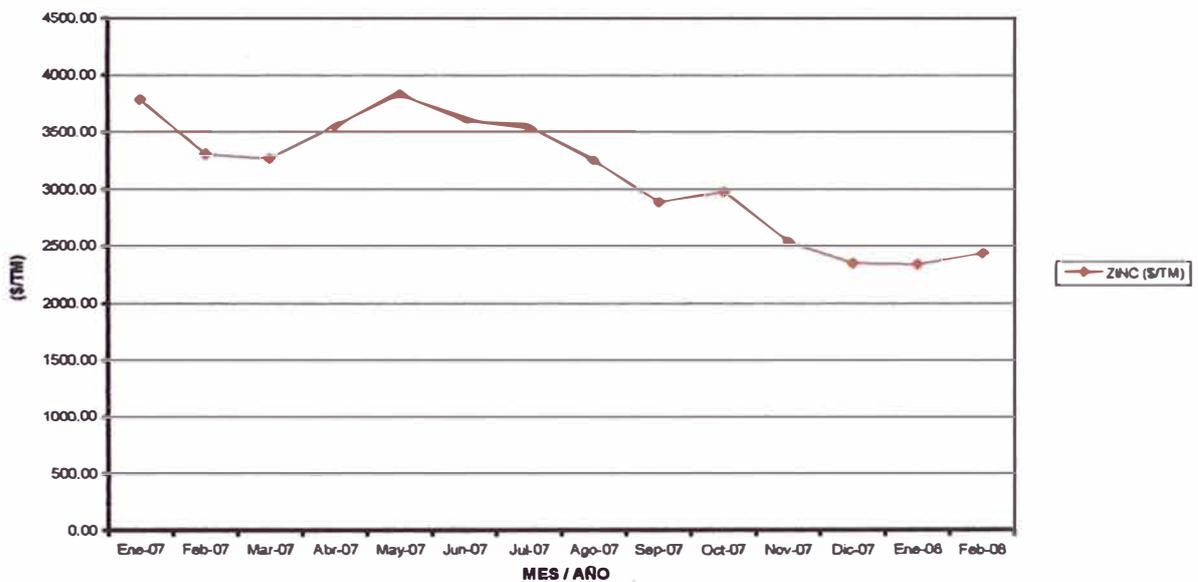
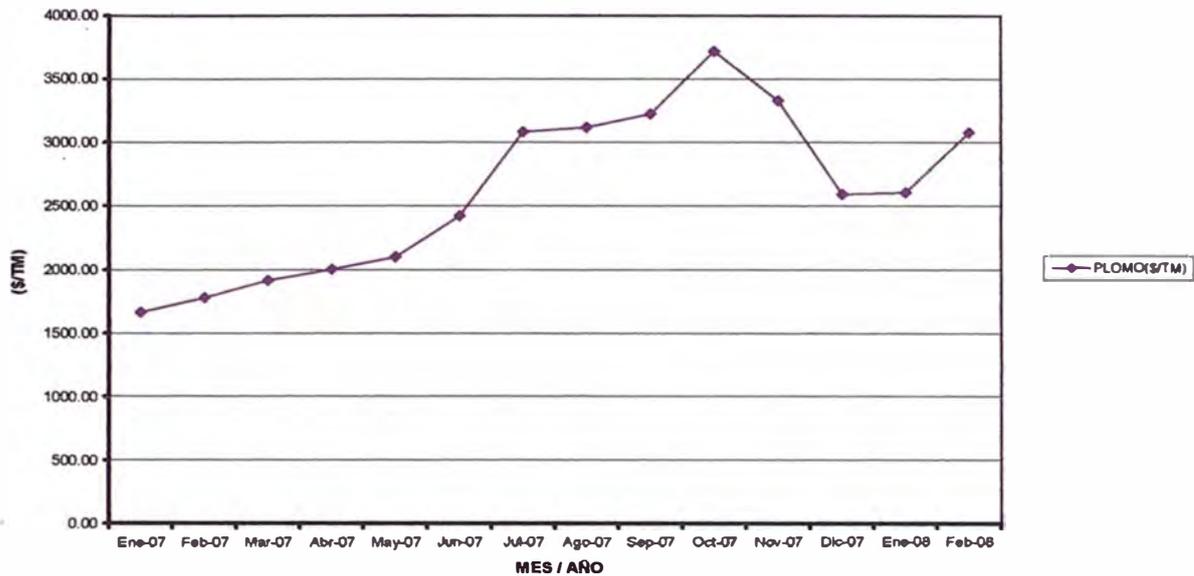


GRAFICO No 7-4 EVOLUCION DEL PRECIO DEL PLOMO

7.5 Análisis Económico

La evaluación económica se ha realizado teniendo en cuenta las inversiones anteriormente mencionadas, los gastos de construcción, costos de operación y las cotizaciones de los metales. Siendo esta última una variable no manejable se ha optado por analizar y sensibilizar la evaluación con tres diferentes escenarios de cotizaciones, que son:

- Escenario Pesimista
- Escenario Conservador
- Escenario Optimista

7.5.1 Estado de Pérdidas y Ganancias

Los componentes del estado de pérdidas y ganancias tienen las siguientes características:

- Ingreso por ventas: valor recuperable por producción anual
- Costo de operación: costo unitario de operación por producción anual. Se considera como costo unitario el valor de 78 \$/TMS
- Participación de trabajadores: 8% de la utilidad operativa

- Regalías: 1% del ingreso por ventas
- Impuesto a la renta: 30%
- Canon minero: 20%
- Depreciación. 2 \$/TMS

7.5.2 Flujo de caja económico

Con los datos del proyecto, es decir inversión inicial, ritmo de producción, precio de los metales, costo de producción y los gastos de construcción en sus tres etapas, se elabora el flujo de caja económico (no financiero) o rentabilidad pura hasta agotar las reservas probadas, probables inicialmente dadas por geología

7.5.3 Indicadores económicos (VAN y TIR)

A. Valor actual neto (VAN)

Mide el valor actual de los desembolsos y de los ingresos, actualizándolos al momento inicial y aplicando un tipo de descuento en función del riesgo que conlleva el proyecto. Si el VAN obtenido es positivo el proyecto es interesante de realizar. Por el contrario, si el VAN es negativo, el proyecto hay que descartarlo.

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{BN_t}{(1+i)_t} - I_0$$

Donde:

BN_t = Beneficio neto de flujo en el periodo t

i = Tasa de descuento= 14%

I_0 = Inversión inicial

B. Tasa interna de retorno (TIR)

Se define como la tasa de descuento o tipo de interés que iguala el VAN a cero.

$$0 = \sum_{t=1}^n \frac{BN_t}{(1+TIR)_t} - I_0$$

Donde:

BN_t = Beneficio neto del flujo en el periodo t

TIR=Tasa interna de retorno

I_0 =Inversión inicial

Este método presenta más dificultades y es menos fiable que el anterior, por eso suele usarse como complementario al VAN.

7.5.4 Índice de Rentabilidad

Nos dice cuántas veces estamos ganando lo invertido. Por ejemplo un índice de rentabilidad de 2 es igual a decir que recuperamos lo invertido y ganamos una vez más el valor invertido, utilizando los flujos descontados o valor real del dinero en el presente.

7.6 Análisis económico para cada uno de los escenarios

7.6.1 Escenario Pesimista

Este escenario considera las cotizaciones que se muestra en el CUADRO No 7-5

CUADRO No 7-5 COTIZACIONES EN EL ESCENARIO PESIMISTA

METAL	PRECIO
PLATA (Ag)	9.50 \$/Oz
COBRE (Cu)	4400 \$/TM
PLOMO (Pb)	1800 \$/TM
ZINC (Zn)	1450 \$/TM

Con estas cotizaciones, se ha procedido a valorizar la producción de finos que se tiene estimado en función a la recuperación metalúrgica, grado de concentrado y otras variables.

Según estas valorizaciones se calcula los ingresos por año que se obtendrán. Ver CUADRO No 7-6

En el CUADRO No 7-7 se muestra el estado de pérdidas y ganancias con las consideraciones que se menciona anteriormente

El flujo de caja económico se muestra en el CUADRO No 7-8

El calculo del VAN y TIR se calcula con una tasa de descuento de 14% y se muestra en el CUADRO No 7-9. En este cuadro también se muestra el índice de rentabilidad y el periodo de recuperación

CUADRO No 7-6 INGRESOS POR AÑO EN EL ESCENARIO PESIMISTA

PERIODO ANUAL		0	1	2	3	4	5
Reservas	TMS diluidas	656520.00	580720.00	427945.00	252770.00	82495.00	0.00
INGRESOS							
Producción	TMS/año		75800.00	152775.00	175175.00	170275.00	82495.00
Ley Ag	gr./TMS		138.57	134.96	128.26	129.34	134.58
Ley Cu	%		0.93	0.75	0.83	0.79	0.59
Ley Pb	%		1.44	1.63	1.62	1.65	1.78
Ley Zn	%		5.07	5.78	5.71	5.82	6.33
VPT	\$/TM		80.61	84.96	83.16	84.18	88.84
Venta de Mineral	\$		6110238.00	12979764.00	14567553.00	14333749.50	7328855.80
TOTAL INGRESOS	\$	0.00	6110238.00	12979764.00	14567553.00	14333749.50	7328855.80

CUADRO No 7-7 ESTADO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS EN EL ESCENARIO PESIMISTA

DESCRIPCION	AÑO				
	1	2	3	4	5
PRODUCCION	75800.00	152775.00	175175.00	170275.00	82495.00
(+) INGRESOS POR VENTAS	6110238.00	12979764.00	14567553.00	14333749.50	7328855.80
(-) COSTO DE OPERACIÓN	5912400.00	11916450.00	13663650.00	13281450.00	6434610.00
UTILIDAD OPERATIVA	197838.00	1063314.00	903903.00	1052299.50	894245.80
(-) DEPRECIACION	151600.00	305550.00	350350.00	340550.00	164990.00
UTILIDAD ANTES DE PARTICIPACION DE LOS TRABAJADORES	46238.00	757764.00	553553.00	711749.50	729255.80
(-) PARTICIPACION DE TRABAJADORES (8%)	3699.04	60621.12	44284.24	56939.96	58340.46
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS	42538.96	697142.88	509268.76	654809.54	670915.34
(-) REGALIAS (1 %)	61102.38	129797.64	145675.53	143337.50	73288.56
(-) IMPUESTO A LA RENTA (30%)	12761.69	209142.86	152780.63	196442.86	201274.60
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS	29777.27	488000.02	356488.13	458366.68	469640.74
(-) CANON MINERO(20%)	5955.45	97600.00	71297.63	91673.34	93928.15
UTILIDAD NETA	-37280.56	260602.37	139514.98	223355.85	302424.03

CUADRO No 7-8 FLUJO DE CAJA EN EL ESCENARIO PESIMISTA

DESCRIPCION	AÑO					
	0	1	2	3	4	5
(+) INGRESO POR VENTAS		6110238.00	12979764.00	14567553.00	14333749.50	7328855.80
(-) COSTO Y GASTO DE OPERACIÓN		5912400.00	11916450.00	13663650.00	13281450.00	6434610.00
(-)PARTICIPACION DE TRABAJADORES (8%)		3699.04	60621.12	44284.24	56939.96	58340.46
(-) REGALIAS (1 %)		61102.38	129797.64	145675.53	143337.50	73288.56
(-) IMPUESTO A LA RENTA (30%)		12761.69	209142.86	152780.63	196442.86	201274.60
(-) CANON MINERO(20%)		5955.45	97600.00	71297.63	91673.34	93928.15
(-) INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	-36000.00					
(-) GASTOS DE EXCAVACIONES	-852100.00					
FLUJO NETO ECONOMICO	-888100.00	114319.44	566152.37	489864.98	563905.85	467414.03

CUADRO No 7-9 CALCULO DEL VAN, TIR Y PERIODO DE RECUPERACION EN EL ESCENARIO PESIMISTA

VALOR ACTUAL NETO				PERIODO DE RECUPERACION CON LOS FLUJOS DESCONTADOS	
	FLUJOS NETOS (\$)	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 14%	FLUJOS DESCONTADOS		
INVERSION INICIAL (\$)	-888100.00		-888100.00	Inversión	-888100.00
FLUJO 1ER AÑO	114319.44	0.88	100280.21	Tres años	866560.98
FLUJO 2DO AÑO	566152.37	0.77	435635.87		
FLUJO 3ER AÑO	489864.98	0.67	330644.91		
FLUJO 4TO AÑO	563905.85	0.59	333877.53	23 días	21539.02
FLUJO 5TO AÑO	467414.03	0.52	242760.20		
		VAN	555098.71		
		TIR	34%		
		IR	1.63		

En el escenario pesimista el valor de la TIR es de 34 % el cual es superior al factor de actualización considerado en el VAN (14%), el VAN es igual a 555098.71 y la rentabilidad igual a 1.63 ;lo que significa que aun en este escenario el proyecto resulta rentable. Además el periodo de recuperación es de tres años y veintitrés días

7.6.2 Escenario Conservador

Este escenario considera las cotizaciones que se muestra en el CUADRO No 7-10

CUADRO No 7-10 COTIZACIONES EN EL ESCENARIO CONSERVADOR

METAL	PRECIO
PLATA (Ag)	11.5 \$/Oz
COBRE (Cu)	5100 \$/TM
PLOMO (Pb)	2000 \$/TM
ZINC (Zn)	1600 \$/TM

Con estas cotizaciones, se ha procedido a valorizar la producción de finos que se tiene estimado en función a la recuperación metalúrgica, grado de concentrado y otras variables

Según estas valorizaciones se calcula los ingresos por año que se obtendrán. Ver CUADRO No 7-11

**CUADRO No 7-11 INGRESOS POR AÑO EN EL ESCENARIO
CONSERVADOR**

PERIODO ANUAL		0	1	2	3	4	5
Reservas	TMS diluidas	656520.00	580720.00	427945.00	252770.00	82495.00	0.00
INGRESOS							
Producción	TMS/año		75800.00	152775.00	175175.00	170275.00	82495.00
Ley Ag	gr./TMS		138.57	134.98	128.26	129.34	134.58
Ley Cu	%		0.93	0.75	0.83	0.79	0.59
Ley Pb	%		1.44	1.63	1.62	1.65	1.78
Ley Zn	%		5.07	5.78	5.71	5.82	6.33
VPT	\$/TM		94.47	99.00	96.92	98.04	103.15
Venta de Mineral	\$		7160826.00	15124725.00	16977961.00	16693761.00	8509359.25
TOTAL INGRESOS	\$	0.00	7160826.00	15124725.00	16977961.00	16693761.00	8509359.25

En el CUADRO No 7-12 se muestra el estado de pérdidas y ganancias con las consideraciones que se menciono anteriormente

El flujo de caja económico se muestra en el CUADRO No 7-13

El calculo del VAN y TIR se calcula con una tasa de descuento de 14% y se muestra en el CUADRO No 7-14 En este cuadro también se muestra el índice de rentabilidad y el periodo de recuperación

CUADRO No 7-12 ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS EN EL ESCENARIO CONSERVADOR

DESCRIPCION	1	2	3	4	5
PRODUCCION	75800.00	152775.00	175175.00	170275.00	82495.00
(+) INGRESOS POR VENTAS	7160826.00	15124725.00	16977961.00	16693761.00	8509359.25
(-) COSTO DE OPERACIÓN	5912400.00	11916450.00	13663650.00	13281450.00	6434610.00
UTILIDAD OPERATIVA	1248426.00	3208275.00	3314311.00	3412311.00	2074749.25
(-) DEPRECIACION	151600.00	305550.00	350350.00	340550.00	164990.00
UTILIDAD ANTES DE PARTICIPACION DE LOS TRABAJADORES	1096826.00	2902725.00	2963961.00	3071761.00	1909759.25
(-) PARTICIPACION DE TRABAJADORES (8%)	87746.08	232218.00	237116.88	245740.88	152780.74
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS	1009079.92	2670507.00	2726844.12	2826020.12	1756978.51
(-) REGALIAS (1 %)	71608.26	151247.25	169779.61	166937.61	85093.59
(-) IMPUESTO A LA RENTA (30%)	302723.98	801152.10	818053.24	847806.04	527093.55
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS	706355.94	1869354.90	1908790.88	1978214.08	1229884.96
(-) CANON MINERO(20%)	141271.19	373870.98	381758.18	395642.82	245976.99
UTILIDAD NETA	493476.50	1344236.67	1357253.10	1415633.66	898814.37

CUADRO No 7-13 FLUJO DE CAJA EN EL ESCENARIO CONSERVADOR

DESCRIPCION	AÑO					
	0	1	2	3	4	5
(+) INGRESO POR VENTAS		7160826.00	15124725.00	16977961.00	16693761.00	8509359.25
(-) COSTO Y GASTO DE OPERACIÓN		5912400.00	11916450.00	13663650.00	13281450.00	6434610.00
(-)PARTICIPACION DE TRABAJADORES (8%)		87746.08	232218.00	237116.88	245740.88	152780.74
(-) REGALIAS (1 %)		71608.26	151247.25	169779.61	166937.61	85093.59
(-) IMPUESTO A LA RENTA (30%)		302723.98	801152.10	818053.24	847806.04	527093.55
(-) CANON MINERO(20%)		141271.19	373870.98	381758.18	395642.82	245976.99
(-) INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	-36000.00					
(-) GASTOS DE EXCAVACIONES	-852100.00					
FLUJO NETO ECONOMICO	-888100.00	645076.50	1649786.67	1707603.10	1756183.66	1063804.37

CUADRO No 7-14 CALCULO DEL VAN, TIR Y PERIODO DE RECUPERACION EN EL ESCENARIO CONSERVADOR

VALOR ACTUAL NETO				PERIODO DE RECUPERACION CON LOS FLUJOS DESCONTADOS	
	FLUJOS NETOS (\$)	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 14%	FLUJOS DESCONTADOS		
INVERSION INICIAL (\$)	-888100.00		-888100.00	Inversión	-888100.00
FLUJO 1ER AÑO	645076.50	0.88	565856.57	1año	527896.37
FLUJO 2DO AÑO	1649786.67	0.77	1269457.27	3 meses y 2 días	360203.63
FLUJO 3ER AÑO	1707603.10	0.67	1152583.45		
FLUJO 4TO AÑO	1756183.66	0.59	1039801.71		
FLUJO 5TO AÑO	1063804.37	0.52	552506.66		
		VAN	3692105.66		
		TIR	120%		
		IR	5.16		

En el escenario conservador el valor de la TIR es de 120 % el cual es superior al factor de actualización considerado en el VAN (14%), el VAN es igual a 3692105.66 y la rentabilidad igual a 5.16; lo que significa que el proyecto resulta rentable. Además el periodo de recuperación es de un año tres meses y dos días

7.6.3 Escenario Optimista

Este escenario considera las cotizaciones que se muestra en el CUADRO No 7-5

CUADRO No 7-15 COTIZACIONES EN EL ESCENARIO OPTIMISTA

METAL	PRECIO
PLATA (Ag)	14.0 \$/Oz
COBRE (Cu)	6000 \$/TM
PLOMO (Pb)	2200 \$/TM
ZINC (Zn)	1800 \$/TM

Con estas cotizaciones, se ha procedido a valorizar la producción de finos que se tiene estimado en función a la recuperación metalúrgica, grado de concentrado y otras variables.

Según estas valorizaciones se calcula los ingresos por año que se obtendrán. Ver CUADRO No 7-16

**CUADRO No 7-16 INGRESOS POR AÑO EN EL ESCENARIO
OPTIMISTA**

PERIODO ANUAL		0	1	2	3	4	5
Reservas	TMS diluidas	656520.00	580720.00	427945.00	252770.00	82495.00	0.00
INGRESOS							
Producción	TMS/año		75800.00	152775.00	175175.00	170275.00	82495.00
Ley Ag	gr./TMS		138.57	134.96	128.26	129.34	134.58
Ley Cu	%		0.93	0.75	0.83	0.79	0.59
Ley Pb	%		1.44	1.63	1.62	1.65	1.78
Ley Zn	%		5.07	5.78	5.71	5.82	6.33
VPT	\$/TM		111.71	116.54	114.10	115.35	121.01
Venta de Mineral	\$		8467618.00	17804398.50	19987467.50	19641221.25	9982719.95
TOTAL INGRESOS	\$	0.00	8467618.00	17804398.50	19987467.50	19641221.25	9982719.95

En el CUADRO No 7-17 se muestra el estado de pérdidas y ganancias con las consideraciones que se menciono anteriormente

El flujo de caja económico se muestra en el CUADRO No 7-18

El calculo del VAN y TIR se calcula con una tasa de descuento de 14% y se muestra en el CUADRO No 7-19. En este cuadro también se muestra el índice de rentabilidad y el periodo de recuperación

CUADRO No 7-17 ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS EN EL ESCENARIO OPTIMISTA

DESCRIPCION	1	2	3	4	5
PRODUCCION	75800.00	152775.00	175175.00	170275.00	82495.00
(+) INGRESOS POR VENTAS	8467618.00	17804398.50	19987467.50	19641221.25	9982719.95
(-) COSTO DE OPERACIÓN	5912400.00	11916450.00	13663650.00	13281450.00	6434610.00
UTILIDAD OPERATIVA	2555218.00	5887948.50	6323817.50	6359771.25	3548109.95
(-) DEPRECIACION	151600.00	305550.00	350350.00	340550.00	164990.00
UTILIDAD ANTES DE PARTICIPACION DE LOS TRABAJADORES	2403618.00	5582398.50	5973467.50	6019221.25	3383119.95
(-) PARTICIPACION DE TRABAJADORES (8%)	192289.44	446591.88	477877.40	481537.70	270649.60
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS	2211328.56	5135806.62	5495590.10	5537683.55	3112470.35
(-) REGALIAS (1 %)	84676.18	178043.99	199874.68	196412.21	99827.20
(-) IMPUESTO A LA RENTA (30%)	663398.57	1540741.99	1648677.03	1661305.07	933741.11
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS	1547929.99	3595064.63	3846913.07	3876378.49	2178729.25
(-) CANON MINERO(20%)	309586.00	719012.93	769382.61	775275.70	435745.85
UTILIDAD NETA	1153667.81	2698007.72	2877655.78	2904690.58	1643156.20

CUADRO No 7-18 FLUJO DE CAJA EN EL ESCENARIO OPTIMISTA

DESCRIPCION	AÑO					
	0	1	2	3	4	5
(+) INGRESO POR VENTAS		8467618.00	17804398.50	19987467.50	19641221.25	9982719.95
(-) COSTO Y GASTO DE OPERACIÓN		5912400.00	11916450.00	13663650.00	13281450.00	6434610.00
(-) PARTICIPACION DE TRABAJADORES (8%)		192289.44	446591.88	477877.40	481537.70	270649.60
(-) REGALIAS (1 %)		84676.18	178043.99	199874.68	196412.21	99827.20
(-) IMPUESTO A LA RENTA (30%)		663398.57	1540741.99	1648677.03	1661305.07	933741.11
(-) CANON MINERO(20%)		309586.00	719012.93	769382.61	775275.70	435745.85
(-) INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	-36000.00					
(-) GASTOS DE EXCAVACIONES	-852100.0					
FLUJO NETO ECONOMICO	-888100.00	1305267.81	3003557.72	3228005.78	3245240.58	1808146.20

CUADRO No 7-19 CALCULO DEL VAN, TIR Y PERIODO DE RECUPERACION EN EL ESCENARIO OPTIMISTA

VALOR ACTUAL NETO				PERIODO DE RECUPERACION CON LOS FLUJOS DESCONTADOS	
	FLUJOS NETOS (\$)	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 14%	FLUJOS DESCONTADOS		
INVERSION INICIAL (\$)	-888100.00		-888100.00	Inversión	-888100.00
FLUJO 1ER AÑO	1305267.81	0.88	1144971.77	Nueve meses	888100.00
FLUJO 2DO AÑO	3003557.72	0.77	2311140.14	y nueve días	
FLUJO 3ER AÑO	3228005.78	0.67	2178811.96		
FLUJO 4TO AÑO	3245240.58	0.59	1921442.94		
FLUJO 5TO AÑO	1808146.20	0.52	939094.48		
		VAN	7607361.28		
		TIR	209%		
		IR	9.57		

7.7 Análisis de sensibilidad

Los análisis de sensibilidad de los proyectos de inversión tienen por finalidad mostrar los efectos que sobre la Tasa Interna de Retorno (TIR) o del Valor Actual Neto (VAN); tendría una variación o cambio en el valor de una o más de las variables de costo o de ingreso que inciden en el proyecto y, a la vez, mostrar la holgura con que se cuenta para su realización ante eventuales cambios de tales variables en el mercado.

Permite evaluar el proyecto en condiciones extremas las cuales pueden afectar al proyecto. Esto nos sirve para tener una idea clara de lo que podemos permitir y no podemos permitir al llevar a cabo un proyecto.

Para el presente proyecto se realizara el análisis de sensibilidad del VAN y del TIR en los tres escenarios: pesimista, conservador y optimista. Los parámetros independientes que se va a variar son: Costo de producción, inversión en maquinaria y equipos y gastos de excavaciones, por ser estos de mayor sensibilidad en el desarrollo del proyecto.

7.7.1 Análisis de sensibilidad en el escenario pesimista

Se muestra las comparaciones del VAN y del TIR para los tres parámetros en el CUADRO No 7-20 y CUADRO No 7-21 y GRAFICO No 7-5. Se observa que si el costo de operación aumenta en mas de 8 % el proyecto no resulta rentable en este escenario, debido a que se tendría un VAN negativo

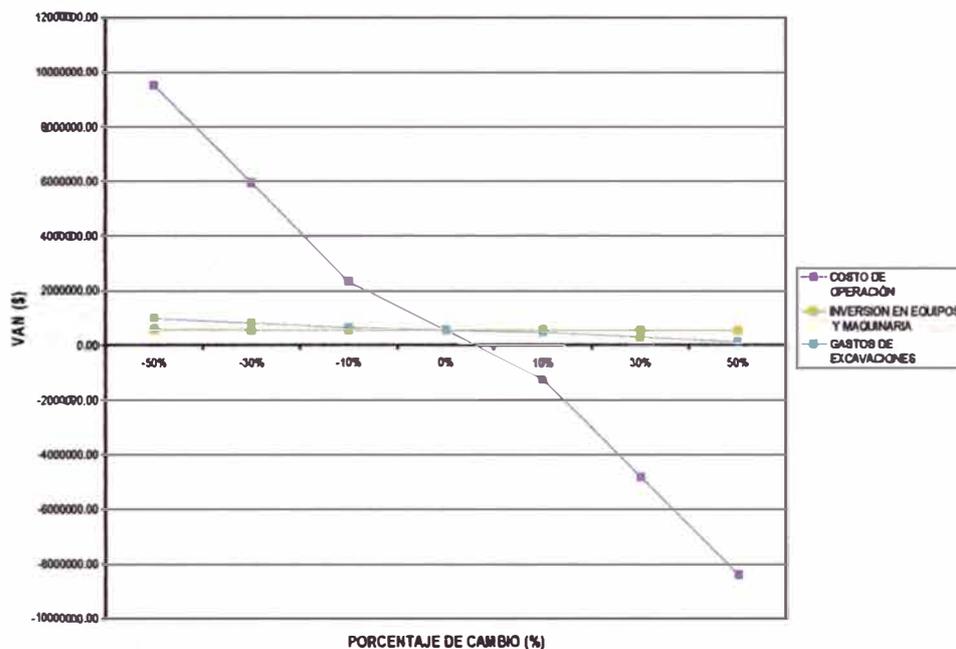
**CUADRO No 7-20 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL VAN EN
EL ESCENARIO PESIMISTA**

PORCENTAJE DE CAMBIO	COSTO DE OPERACIÓN	INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	GASTOS DE EXCAVACIONES
-50%	9515413.60	573098.71	981148.71
-30%	5931287.64	565898.71	810728.71
-10%	2347161.69	558698.71	640308.71
0%	555098.71	555098.71	555098.71
10%	-1236964.27	551498.71	469888.71
30%	-4821090.22	544298.71	299468.71
50%	-8405216.17	537098.71	129048.71

**CUADRO No 7-21 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL TIR EN
EL ESCENARIO PESIMISTA**

PORCENTAJE DE CAMBIO	COSTO DE OPERACIÓN	INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	GASTOS DE EXCAVACIONES
-50%	250.15%	34.91%	70.18%
-30%	172.37%	34.53%	51.16%
-10%	86.36%	34.15%	38.75%
0%	33.96%	33.96%	33.96%
10%	*****	33.77%	29.81%
30%	*****	33.40%	22.97%
50%	*****	33.03%	17.49%

GRAFICO No 7-5 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE VAN EN EL ESCENARIO PESIMISTA



7.7.2 Análisis de sensibilidad en el escenario conservador

Se muestra las comparaciones del VAN y del TIR para los tres parámetros en el CUADRO No 7-22 y CUADRO No 7-23 y GRAFICO No 7-6. Se observa que si el costo de operación aumenta en mas de 20 % el proyecto no resulta rentable en este escenario, debido a que se tendría un VAN negativo

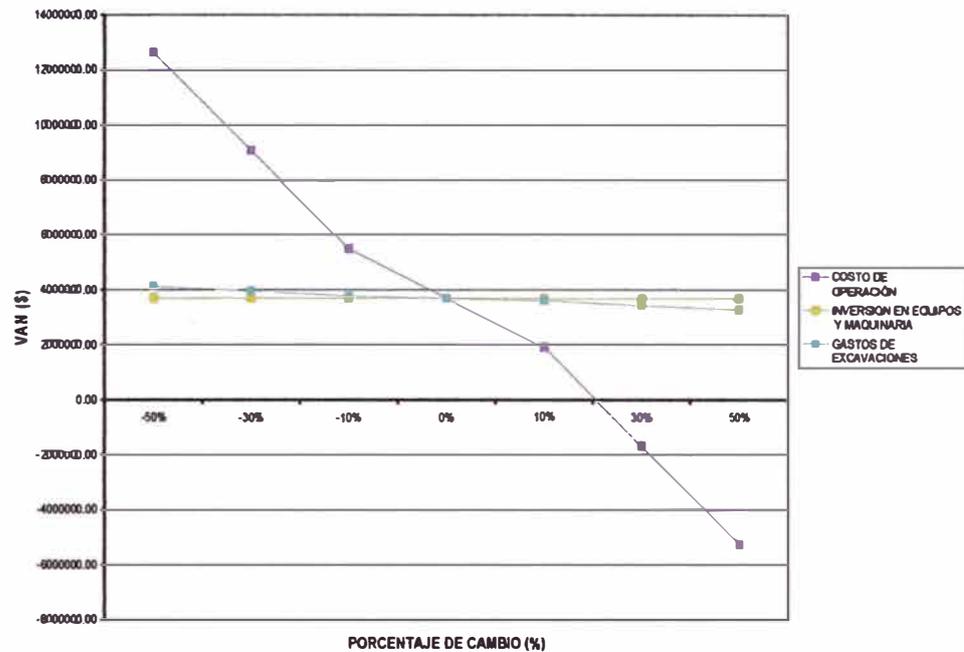
**CUADRO No 7-22 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL VAN EN
EL ESCENARIO CONSERVADOR**

PORCENTAJE DE CAMBIO	COSTO DE OPERACIÓN	INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	GASTOS DE EXCAVACIONES
-50%	12652420.55	3710105.66	4118155.66
-30%	9068294.59	3702905.66	3947735.66
-10%	5484168.64	3695705.66	3777315.66
0%	3692105.66	3692105.66	3692105.66
10%	1900042.68	3688505.66	3606895.66
30%	-1684083.27	3681305.66	3436475.66
50%	-5268209.22	3674105.66	3266055.66

**CUADRO No 7-23 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL TIR EN
EL ESCENARIO CONSERVADOR**

PORCENTAJE DE CAMBIO	COSTO DE OPERACIÓN	INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	GASTOS DE EXCAVACIONES
-50%	315.35%	122.41%	209.16%
-30%	240.61%	121.53%	160.90%
-10%	162.21%	120.66%	131.27%
0%	120.23%	120.23%	120.23%
10%	74.25%	119.81%	110.88%
30%	*****	118.96%	95.80%
50%	*****	118.13%	84.09%

GRAFICO No 7-6 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE VAN EN EL ESCENARIO CONSERVADOR



7.7.3 Análisis de sensibilidad en el escenario optimista

Se muestra las comparaciones del VAN y del TIR para los tres parámetros en el CUADRO No 7-24 y CUADRO No 7-25 y GRAFICO No 7-7. Se observa que si el costo de operación aumenta en mas de 43 % el proyecto no resulta rentable en este escenario, debido a que se tendría un VAN negativo

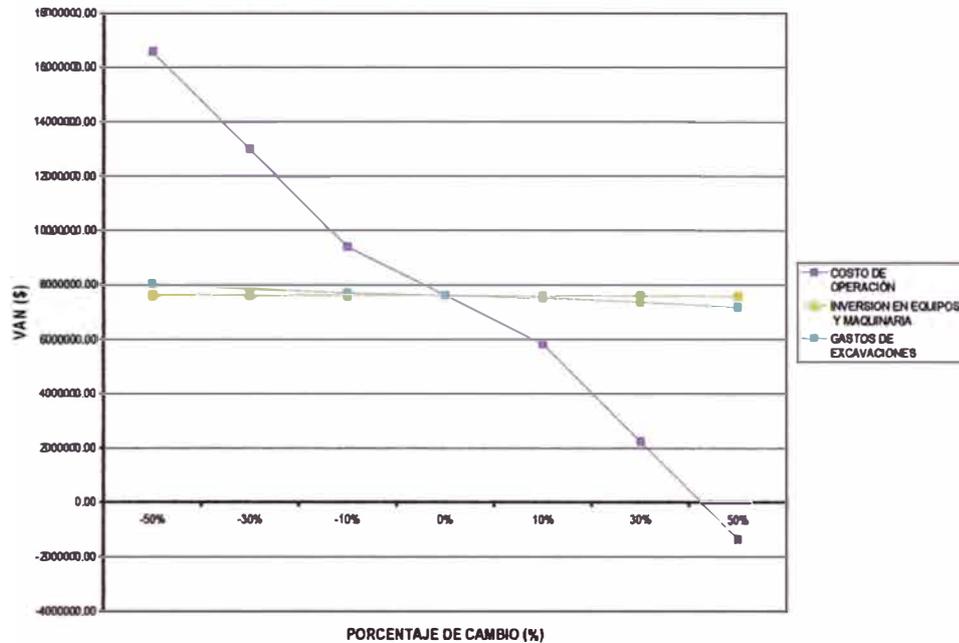
**CUADRO No 7-24 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL VAN EN
EL ESCENARIO OPTIMISTA**

PORCENTAJE DE CAMBIO	COSTO DE OPERACIÓN	INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	GASTOS DE EXCAVACIONES
-50%	16567676.16	7625361.28	8033411.28
-30%	12983550.21	7618161.28	7862991.28
-10%	9399424.25	7610961.28	7692571.28
0%	7607361.28	7607361.28	7607361.28
10%	5815298.30	7603761.28	7522151.28
30%	2231172.34	7596561.28	7351731.28
50%	-1352953.61	7589361.28	7181311.28

**CUADRO No 7-25 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL TIR EN
EL ESCENARIO OPTIMISTA**

PORCENTAJE DE CAMBIO	COSTO DE OPERACIÓN	INVERSION EN EQUIPOS Y MAQUINARIA	GASTOS DE EXCAVACIONES
-50%	394.63%	212.71%	363.28%
-30%	321.90%	211.24%	278.39%
-10%	247.41%	209.78%	227.65%
0%	209.06%	209.06%	209.06%
10%	169.52%	208.35%	193.47%
30%	83.07%	206.94%	168.65%
50%	*****	205.55%	149.68%

GRAFICO No 7-7 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE VAN EN EL ESCENARIO OPTIMISTA



En todas las gráficas se puede apreciar que el proyecto es altamente sensible a las variaciones del costo de operación (línea rosada) el cual se considera un parámetro no controlable, debido a que puede hacer peligrar la rentabilidad del proyecto; medianamente sensible a las variaciones de gastos de excavaciones (línea celeste) el cual se considera parámetro relativamente controlable; y poco sensible a la inversión de equipos y maquinarias (línea amarilla) el cual se considera un parámetro controlable.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES

- 8.1** Dada la situación de la mina Quiruvilca , este proyecto es necesario para que la vida de la mina se prolongue, gracias a la explotación del mineral que se encuentra en la zona almiranta
- 8.2** Existen tres accesos al pique Almiranta: pique almiranta, zona sur y zona norte, entre los cuales la zona sur en el By pass 506E en el nivel 220 resulta el punto mas seguro para ingresar debido a que el oxígeno presente esta dentro de los niveles permisibles, y además se cuenta con una roca que es dura.
- 8.3** Se concluye que la forma más segura, económica y rápida de acceder a la Zona Almiranta es corriendo crucero por la zona Sur (niveles 220 y 280), para acercarse al pique Almiranta y realizar perforaciones para drenaje del agua acumulada.
- 8.4** El costo de correr cruceros es menor que el costo de sondaje, por eso que se propone acercarse lo más posible al pique almiranta con crucero antes de iniciar los taladros para drenaje.
- 8.5** Se tienen cubicados en la zona Almiranta y Zoila Gata en los niveles 340 y 400 un total de recursos de 657325 TM, cuyas leyes son 132.08 gr. Ag 0.78 %Cu 1.63 % Pb 5.76 %Zn explotable para un horizonte de cinco años aproximadamente
- 8.6** El sondeo debe de ejecutarse dentro de los meses de junio y diciembre para no sobre esforzar el trabajo de la planta de neutralización, la cual tiene un holgura de 0.04 m³/seg. durante estos meses , pudiendo tratar mas volumen de agua , y este volumen puede ser considerado el de los sondeos

- 8.7** El proyecto no solo tiene por objeto facilitar el acceso a las reservas geológicas probadas y probables para su explotación y posterior reconocimiento a las nuevas zonas mineralizadas en el menor tiempo posible sino la de mejorar los estándares actuales de operación.
- 8.8** Según el análisis económico realizado, el proyecto resulta rentable en los tres escenarios: pesimista, conservador y optimista, debido a que para los tres casos la TIR es mayor al factor de actualizado considerado (14%), el VAN es positivo y el índice de rentabilidad mayor a 1. Siendo el periodo de recuperación mayor en el caso del escenario pesimista y menor en el escenario optimista.
- 8.9** Con la evaluación en los tres escenarios: pesimista, conservador y optimista; se tiene un valor recuperable promedio de 84.35 \$/TM; 98.32 \$/TM; y 115.7 \$/TM respectivamente; frente a un costo unitario de 78 \$/TM.
- 8.10** El análisis de sensibilidad demuestra que el proyecto es altamente sensible a las variaciones del costo de operación (parámetro no controlable), medianamente sensible a las variaciones de gastos de excavaciones (parámetro relativamente controlable); y poco sensible a la inversión de equipos y maquinarias (parámetro controlable).
- 8.11** Se debe considerar que el proyecto no resulta rentable si se considera:
- Un escenario pesimista y si el costo de operación aumenta en más de 8%
 - Un escenario conservador y si el costo de operación aumenta en más de 20%
 - Un escenario optimista y el costo de operación aumenta en más de 43%.

CAPITULO IX

RECOMENDACIONES

- 9.1** Se debe tener en cuenta el análisis FODA que se ha planteado en la presente tesis; para así poder tener una visión más amplia en el análisis del proyecto.
- 9.2** Se recomienda la ejecución de los métodos mencionados para el control de impactos ambientales y socio-económicos; así como su respectivo seguimiento.
- 9.3** Los trabajadores involucrados con el proyecto, deben hacer de la seguridad parte de su cultura, para que mediante la aplicación de la técnica de la Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos (IPER) se eviten los sucesos de incidentes y accidentes.
- 9.4** Se aconseja considerar los peligros y los riesgos a los que los trabajadores estarán expuestos en la ejecución del proyecto; para su respectivo seguimiento y control.
- 9.5** Se debe propiciar la utilización de las herramientas del control de riesgo para de esta manera evitar accidentes generados durante la ejecución del proyecto.
- 9.6** Se requiere mantener relaciones armoniosas con el ambiente y con la comunidad a fin de que la rentabilidad social del entorno sirva como soporte sostenido del proyecto; para lo cual la empresa deberá mantener su compromiso con el desarrollo sostenido de las comunidades de su entorno.
- 9.7** Se recomienda la cultura de trabajo en equipo y la comunicación en la ejecución del proyecto.
- 9.8** Se debe contratar personal altamente calificado para la ejecución de las labores que involucra el presente proyecto.

- 9.9** Los escenarios escogidos: pesimista, conservador y optimista, se han dado en base a la situación actual del precio de los metales, los cuales deberán ser cambiados, si estos precios cambian.
- 9.10** El análisis de sensibilidad efectuado se trata de un modelo unidimensional, es decir, corresponde al estudio individual de una sola variable; se recomienda utilizar también el modelo matemático multidimensional, es decir, el que corresponde al estudio de dos o más variables que varían simultáneamente en igual o en diferente proporción.

CAPITULO X

REFERENCIA BIBLIOGRAFIA

- (1) PIZARRO LOSILLA, Antonio. "El agua en la mina". Revista de Andorra No 7. Ciudad Andorra 2007. Pag 1al 2 y Pag 7al 9
- (2) reglamento de estándares nacionales de calidad de aire DECRETO SUPREMO No 074-2001- PCM. Pag 17
- (3) LILLO, Javier. "Impactos en la minería en el medio natural". Grupo de geología de la Universidad Rey Juan Carlos. Pag 1al 34
- (4) SANCHEZ, Luis Enrique "Segundo Curso Internacional de Aspectos Geológicos de Protección Ambiental" Capitulo 21 Control sobre el medio antropico. Departamento de Ingeniería de Minas, Escuela Politécnica de Sao Paulo. Campinas, SP Brasil 2000. Pag 315 al 318
- (5) SANCHEZ, Luis Enrique "Segundo Curso Internacional de Aspectos Geológicos de Protección Ambiental" Capitulo 18 Control de vibraciones. Departamento de Ingeniería de Minas, Escuela Politécnica de Sao Paulo. Campinas, SP Brasil 2000. Pag 291
- (6) SANCHEZ, Luis Enrique "Segundo Curso Internacional de Aspectos Geológicos de Protección Ambiental" Capitulo 15 Manejo de residuos sólidos. Departamento de Ingeniería de Minas, Escuela Politécnica de Sao Paulo. Campinas, SP Brasil 2000. Pag 243al 244
- (7)POMA, Mario. "Gestión de riesgos en minería". Convenio Shesa Consulting de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga UNSCH. Perú 2007 Pag 1al 78
- (8) VALDIVIEZO GUZMAN, Luis Alberto. "Seguridad e higiene en la compañía minera Caylloma S.A. "Informe profesional de minas de UNMSM. Lima2003

(9) CRUZ Miguel. "Medición de riesgos en la evaluación de proyectos mineros: El VaR del VaN". Departamento de ingeniería industrial de la Universidad de Chile. Chile 2004

(10) INCHE, Jorge "Gestión de la calidad del aire: causas efectos y soluciones". Instituto de investigación de ingeniería industrial UNMSM. Lima 2004

(11) "Estudio de evaluación ambiental territorial y de planteamientos para la reducción o eliminación de la contaminación de origen minero en la cuenca del Río Moche". Ministerio de Energía y Minas - Dirección general de asuntos ambientales. Perú 1997

(12) "Apell para minería. Guía para la industria minera a fin de promover la concientización y preparación para emergencias a nivel local". PNUMA (Programa de las Naciones Unidas del Medio Ambiente). Río de Janeiro 2004.

Páginas Web:

www.minem.gob.pe

www.panamericansilver.com

www.sislib.unmsm.edu.pe

www.unesco.org.uy

www.conam.gob.pe

www.oit.org.pe

www.mineriadelperu.com

www.snmpe.org.pe

CAPITULO XI APENDICES

ANEXO NO 1: FOTOGRAFÍAS DE CIERRE DE MINA



FIG No 10-1 Relaves derramados en el Río Moche



FIG No 10-2 Celdas totalmente recubiertas con lodos y revegetacion del talud



FIG No 10-3 Desmontes Zoila Gata (Antes)



FIG No 10-4 Desmontes Zoila Gata (A la fecha)



FIG No 10-5 Ex Pique Almiranta (Antes)



FIG No 10-6 Ex Pique Almiranta (A la fecha)

ANEXO No2: CONTAMINANTES MAS COMUNES DE LAS AGUAS EN MINERIA

La singularidad de cada empresa de minería así como el contexto ambiental de cada una determinará los principales problemas de contaminación de las aguas, que pueden ser de los tipos más variados. Mientras que se pueden encontrar algunos contaminantes en prácticamente todas las minas, y otros también, son comunes a un conjunto de empresas con características similares, otros son muy particulares a determinado tipo de yacimiento o de proceso de beneficiamiento.

Esta sección describe los contaminantes más frecuentemente encontrados en minería y sus principales impactos ambientales.

A. PARTÍCULAS SÓLIDAS.

Están presentes en todas las minas, así como en obras civiles, actividades agrosilvopastoriles y diversas otras intervenciones del hombre en la naturaleza. En minería las partículas sólidas poseen tres fuentes principales: drenaje del área de operación de la empresa, focos de erosión y efluentes del beneficiamiento de minerales. Ya, los efluentes de las operaciones de beneficiamiento conteniendo partículas sólidas se presentan generalmente en forma de pulpa con alto porcentaje de sólidos, constituyendo los desechos.

B. ACEITES Y GRASAS.

Contaminantes presentes en todos los tipos de minas, tienen como principales fuentes (i) talleres mecánicos y áreas de abastecimiento de combustibles y lubricación de los equipos de minería y de los vehículos de apoyo; (ii) áreas de lavado de equipos y vehículos; (iii) derrame de tanques de almacenaje de combustibles y lubricantes.

C. ACIDOS.

Provenientes del mismo yacimiento -mineral o estéril- cuando se producen minerales de sulfuros; las áreas de generación de drenaje ácido en minas incluyen la cava, las pilas de estéril y las áreas de disposición

de desechos. La eventual contaminación de las aguas por ácidos puede también tener origen en el transporte y manipulación de ácidos empleados como reactivos en los procesos de beneficiamiento del mineral, por ejemplo la lixiviación ácida del mineral de uranio o el beneficiamiento de caolín.

D. CONTAMINANTES ORGÁNICOS.

También presentes en todas las minas, tienen múltiples orígenes: (i) instalaciones sanitarias; (ii) comedores; (iii) villas residenciales; (iv) detergentes de los talleres de lavado; (v) represas y barreras de desechos inundadas sin previa remoción de la vegetación.

E. REACTIVOS ORGÁNICOS.

Provenientes de algunos procesos de beneficiamiento, especialmente la flotación. Los reactivos más comúnmente utilizados son detergentes, almidón, ácidos grasos y diversos compuestos sintéticos.

F. METALES.

En general provenientes del mismo mineral y por lo tanto pueden tener origen en la mina, en las pilas de estéril, en los patios de almacenamiento de mineral o concentrado, en las áreas de disposición de desechos o en cualquier otro componente de la mina. La contaminación por metales se agrava en el caso de acidez de las aguas, pues la mayoría de ellos presenta mayor solubilidad con bajo pH. La presencia de metales está siempre asociada a la producción de drenaje ácido, pero evidentemente también puede acontecer independientemente de ella. Cualquier metal presente en la corteza terrestre puede transformarse en un contaminante si fuera extraído, pero usualmente las regiones mineralizadas que presentan niveles de fondo (background) elevados y, en consecuencia las aguas superficiales y subterráneas, así como los sedimentos de corriente, contienen ya tenores substanciales de metal. Además, el estudio de las distribuciones anómalas de metales en aguas y sedimentos es un método geoquímico frecuentemente empleado en la prospección geológica.

G. CIANETOS.

Empleados en la lixiviación de mineral de oro. La eventual contaminación por cianetos puede producirse debido a vaciamientos de solución lixiviadora, a infiltraciones en el suelo a partir de pilas de lixiviación o de las cuencas de neutralización o también durante el transporte del insumo, que es el caso que el evento contaminante puede producirse lejos de la mina.

I. ALCALIS.

Pueden provenir del propio substrato geológico, sea del mineral o de las rocas encajantes, caso en que habitualmente la red de drenaje presentará una alcalinidad elevada como sucede en las regiones de ocurrencia de rocas de carbonatos. Una fuente que puede ser más problemática, sin embargo, son los reactivos empleados eventualmente en el beneficiamiento, como es el caso de la soda cáustica utilizada para elevar el pH en la flotación de ciertos minerales: en este caso, un eventual accidente contaminante puede también producirse lejos de la mina.

J. SALES.

Diversos tipos de sales pueden encontrarse en los efluentes líquidos de minas, con origen en el propio substrato geológico o en reactivos. En cuencas de desechos es relativamente común la acumulación de sales, principalmente en regiones de clima árido o semi-árido. Los solubles pueden contaminar las aguas subterráneas.

K. COMPUESTO DE NITRÓGENO Y FÓSFORO.

Provenientes del mineral o de productos utilizados en el beneficiamiento, como reactivos de flotación.

L. RADIONÚCLIDOS.

Presentes evidentemente en minerales radioactivos de uranio, torio, tierras raras y otros, pueden también encontrarse en yacimientos de otros minerales, como aquellos asociados a chimeneas alcalinas, que generalmente presentan alta radioactividad natural.

ANEXO No3 TERMINOS Y DEFINICIONES EN IPER

A.- PELIGRO

Es algo que tiene la potencialidad de causar daño a personas, equipo o al medio ambiente. La habilidad para identificar el peligro depende del entendimiento de cómo este puede causar daño

B.-RIESGO

Es la probabilidad oportunidad o posibilidad de que pueda ocurrir daño a partir de un peligro. Se representa comúnmente como la combinación de un acto subestandar y la condición subestandar



FIG No 10-8 ejemplo de riesgo en mina subterránea

PELIGRO + EXPOSICION = RIESGO

RIESGO = FRECUENCIA X SEVERIDAD

Exposición es el tiempo de riesgo que se corre debido a la proximidad de un peligro

Frecuencia es la cantidad de veces en que se presenta un evento específico por un periodo de tiempo dado

Severidad es la consecuencia de un evento específico y representa el costo del daño perdida o lesión

C.- INCIDENTE

Conocido también como casi accidente. Es un acontecimiento no deseado que pudo haber resultado en un daño físico, lesión o enfermedad ocupacional y/o daño a la propiedad.

Los acontecimientos en los cuales no se han producido pérdidas, se consideran como de alto potencial para producir daños, por lo que se les concede la misma atención especial que se les otorga a los acontecimientos graves que dan pérdidas.

D.- ACCIDENTE

Es un acontecimiento imprevisto no deseado que interfiere el proceso normal de trabajo y que da por resultado un daño físico a personas, daño a la propiedad de la empresa y/o al medio ambiente

El resultado de un accidente es PERDIDA, las más obvias son los daños a las personas, a la propiedad o al proceso. "La interrupción del trabajo" y la "reducción de las utilidades" se consideran como pérdidas implícitas de importancia.

No existe hecho de mayor importancia trascendencia o más dramático que los aspectos humanos derivados de la pérdida

accidental lesiones, dolor, pena, angustia, pérdida de miembros o de funciones del cuerpo, enfermedades ocupacionales, incapacidad, muerte.

La manera más efectiva de que se dispone para minimizarlos es haciendo uso tanto de los aspectos humanos como de los económicos para motivar el control de los accidentes que dan origen a las pérdidas

F. RIESGOS Y CLASES

Los riesgos en general, se pueden clasificar en riesgo puro y riesgo especulativo.

El riesgo especulativo es aquel riesgo en la cual existe la posibilidad de ganar o perder como por ejemplo las apuestas o los juegos de azar. En cambio el riesgo puro es el que se da en la empresa y existe la posibilidad de perder o no perder pero jamás ganar.

El riesgo puro en la empresa se clasifica en:

1. Riesgo inherente.- es aquel riesgo que por su naturaleza no se puede separar de la situación donde existe. Es propio del trabajo a realizar. Es el riesgo propio de cada empresa de acuerdo a su actividad. En la ejecución del proyecto se consideran los siguientes riesgos:

- Inundación de la zona de trabajo por drenaje brusco e intempestivo de la zona de acumulación de agua
- Derrame de combustibles
- Derrumbes
- Caídas de rocas
- Explosiones
- Atrapamiento

2. Riesgo incorporado.- es aquel riesgo que no es propio de la actividad, sino que producto de conductas poco responsables de un trabajador (ACTOS SUBESTANDARES), el que asume otros riesgos con objeto de conseguir algo que cree que es bueno para el y/o para la empresa, como por ejemplo ganar tiempo, terminar antes el trabajo para destacar, etc.

Los riesgos inherentes en el proyecto se deben controlar y/o eliminar los que sean posibles, ya que como estos están en directa relación con la actividad de la empresa si estos no lo asumen no puede existir. Los riesgos incorporados se deben eliminar de inmediato

Cuando un riesgo se sale de nuestro control producen accidentes que provocan muertes, lesiones incapacitantes, daños a los equipos, materiales y/o medio ambiente. Todo esto resulta como pérdida para la empresa, ya que ocurrido un accidente la empresa debe.

- Contratar un nuevo trabajador y prepararlo para esa actividad
- Redistribuir los trabajadores en el área
- Perdidas de tiempo
- Comprar o reparar la maquinaria y/o equipos
- Perdida de tiempo de los trabajadores involucrados en el accidente

ANEXO No 4 EJEMPLO DE PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO

TRABAJO: DESATE DE ROCAS USO EPP OBLIGATORIO

1. Objetivos

Siendo la caída de rocas una de las causas principales de accidentes en las minas, es de prioridad uno empezar la operación con el desate de rocas, en toda las labores e interior mina

2. Alcance

A todo el personal que labora en interior mina

3. Referencias

RSHM DS046-2007 Art. 181, 187 y 226

4. Riesgos

- Caída de rocas
- Gastamiento
- Enfermedades ocupacionales

5. Requisitos

- El personal debe contar con el EPP (Protector, botas, guantes, mameluco con cintas reflectoras, tapón auditivo, correa portalámparas, lentes y ropa de jebe.
- El personal debe ser calificado
- Deben contar con un juego de barretillas de 4, 6, 8, y 12 pies de longitud

6. Procedimiento

PRIMERO: VERIFICAR LA VENTILACIÓN DE LA LABOR. Utilizar el fósforo, ingresar a la labor usando respirador

SEGUNDO: BUSCAR UN LUGAR SEGURO. Efectuando pruebas de estabilidad del terreno con la barretilla, para regar e iniciar el desatado con el juego de barretillas.

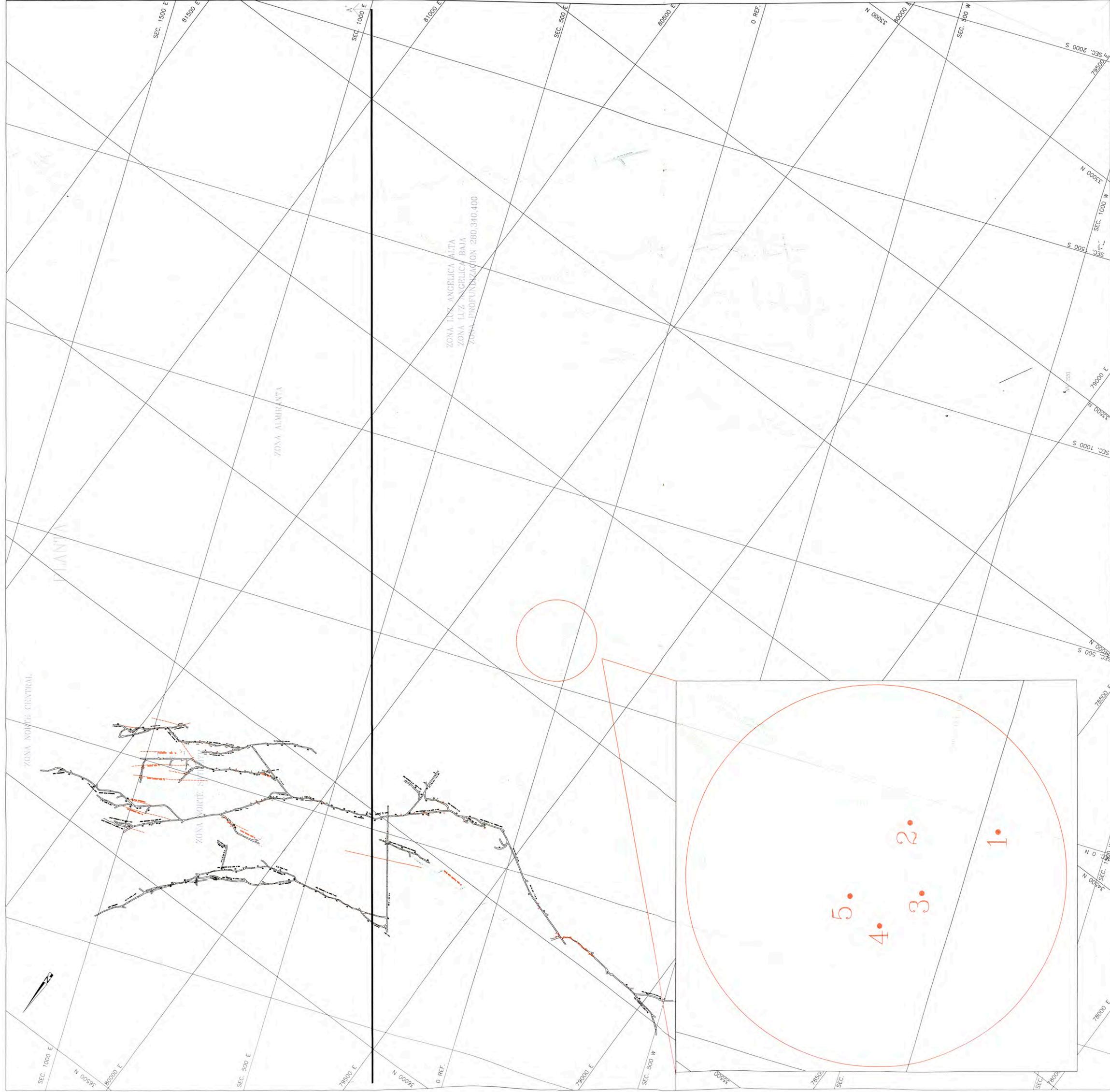
TERCERO: REALIZAR EL REGADO Y LAVADO. La carga, techo y hastiales con agua a presión que alcance cinco metros para hacer el regado hasta el frente, eliminando polvo y gases

CUARTO: PROCESO DE DESATADO DE ROCAS. Ubicándose en lugar seguro el personal debe avanzar al frente desatando techo y hastiales hasta llegar al frente, paralelo a esto el ayudante debe alumbrar el lugar de desate

QUINTO: FIN DEL DESATADO DE ROCAS. Recoger las herramientas y colocar en sus respectivos percheros.

SEXTO: PASO EXTRAORDINARIO. Cuando una roca suelta no se puede desatar o son de grandes dimensiones que no se pueden hacer caer con las barretillas se debe plastear o cachorrear perforando de un lugar seguro y dar a conocer al jefe inmediato, mientras se paraliza todo tipo de trabajo, en el área de condición subestandar

PLANO N°5 | MONITOREO EN LA ZONA NORTE ALMIRANTA



APROBADO		REVISADO		DIBUJADO		FECHA	
1	Ing. P. RAMIREZ	1	Ing. P. RAMIREZ	1	Ing. P. RAMIREZ	1	15/000
2	Ing. P. RAMIREZ	2	Ing. P. RAMIREZ	2	Ing. P. RAMIREZ	2	02/12/07
3	Ing. P. RAMIREZ	3	Ing. P. RAMIREZ	3	Ing. P. RAMIREZ	3	
4	Ing. P. RAMIREZ	4	Ing. P. RAMIREZ	4	Ing. P. RAMIREZ	4	
5	Ing. P. RAMIREZ	5	Ing. P. RAMIREZ	5	Ing. P. RAMIREZ	5	

TITULO: PAN AMERICAN SILVER S.A.C. MINA QUIRUVILCA
ESCALA: 1:5000
FECHA: 02/12/07

