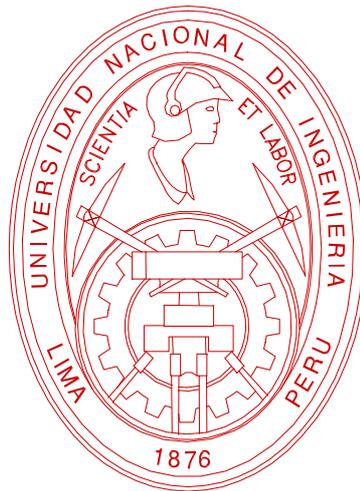


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA
MINERA Y METALURGICA – ESCUELA DE
MINAS**



**“AMPLIACIÓN DE PRODUCCIÓN DE LA UNIDAD
MINERA CHUNGAR DE 2000 TMD A 3000 TMD”**

TESIS

**Para optar el título profesional de
INGENIERO DE MINAS**

MANUEL MARCIAL MUÑOZ BERNARDO

LIMA – PERU

2006

DEDICATORIA

Con mucho amor y cariño dedico este trabajo de tesis a mis:
Padres: Sr. Marcial Muñoz Bernardo, Sra. Florentina Bernardo Huaman
A mi querida familia por su apoyo integro.

AGRADECIMIENTO

Mi especial agradecimiento al Superintendente General de la Empresa, Volcan Compañía Minera S.A.A. - U.E.A. Chungar, Ing. Roberto Maldonado Astorga, por haberme dado la oportunidad de realizar mi trabajo de Investigación en la Unidad Económica Administrativa CHUNGAR y así poder ampliar mis conocimientos teóricos-prácticos adquiridos en mi formación universitaria.

De igual manera mi agradecimiento al Superintendente de Ingeniería y Planeamiento Ing. Jerry Vila Valenzuela y al Superintendente de Mina Ing. Sergio Tasayco, por brindarme las facilidades para desarrollar la presente investigación así mismo cabe mencionar la ayuda prestada por todos los supervisores: Ing. Mario Guerra Aris, Ing. Juan Rojas Rosales, etc. y trabajadores de todas las áreas de la unidad.

**AMPLIACION DE PRODUCCION DE LA
UNIDAD MINERA CHUNGAR DE 2000T/D A 3000T/D**

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
INTRODUCCION	Pág.
I. GENERALIDADES	7
1.1. UBICACIÓN	
1.2. ACCESO	
1.3. CLIMA Y VEGETACION	
1.4. GEOMORFOLOGIA	
1.5. RECURSOS NATURALES	
1.6. HISTORIA	
II. PROPIEDAD MINERA	10
2.1. CONCESIONES ANTIGUAS Y NUEVAS	
2.2. CATASTRO FINAL	
III. GEOLOGÍA	11
3.1. GEOLOGIA REGIONAL	
3.2. GEOLOGÍA LOCAL	
3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	
3.3.1. PLEGAMIENTOS	
3.3.2. INTRUSIVOS	
3.3.3. FRACTURAMIENTO	
3.4. GEOLOGÍA ECONOMICA	
3.4.1. MINERALIZACION	
3.4.2. TIPOS DE MINERALIZACION	
3.4.3. ZONAMIENTO	
3.4.4. PARAGENESIS	
3.4.5. ALTERACION HIDROTERMAL	
3.4.6. CONTROLES DE MINERALIZACION (METALOTECTOS)	
3.4.7. CURVAS ISOVALORICAS	
3.4.8. ESTRUCTURAS VETIFORMES	
3.4.9. CUERPOS MINERALIZADOS	
3.5. RESERVAS Y RECURSOS	
3.6. LEY DE CORTE ACTUAL	
IV. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS Y GEOMECÁNICAS DEL YACIMIENTO	32
4.1. DESCRIPCION DE LAS ESTRUCTURAS VETIFORMES PRICIPALES	

	4.2. DESCRIPCION DE LOS CUERPOS MINERALIZADOS	
	4.3. SOSTENIMIENTO ACTUAL	
V.	SISTEMA DE PRODUCCIÓN ACTUAL	41
	5.1. METODO DE EXPLOTACION	
	5.2. CARACTERISTICAS GEOLOGICAS Y GEOMECANICAS DE LAS AREAS DE PRODUCCION	
	5.3. SOSTENIMIENTO	
	5.4. PLAN DE DESARROLLO	
	5.5. PLAN DE PREPARACIONES	
	5.6. PROGRAMA DE PRODUCCION	
	5.7. VIDA DE LA MINA	
	5.8. SERVICIOS AUXILIARES DE MINA	
	5.9. EXTRACCION DE MINERAL	
VI.	AMPLIACIÓN DE PRODUCCIÓN MINA A 3000 TPD	55
	6.1. PLAN DE EXPLORACIONES Y POTENCIAL	
	6.2. LEY DE CORTE PROYECTADO	
	6.3. PLANEAMIENTO DE MINA PARA 3000 TPD	
	6.4. VDA DE LA MINA PROYECTADA	
	6.5. INFRAESTRUCTURA MINERA	
VII.	PLANTA CONCENTRADORA SITUACION ACTUAL	89
	7.1. CAPACIDAD DE LA PLANTA CONCENTRADORA	
	7.2. BALANCE METALURGICO ACTUAL	
	7.3. EXTRACCION Y RECEPCION DE MINERAL	
	7.4. CIRCUITO DE CHANCADO	
	7.5. CIRCUITO DE MOLIENDA	
	7.6. CIRCUITO DE FLOTACION	
	7.7. ESPESAMIENTO Y FILTRADO	
	7.8. RELAVES	
VIII.	AMPLIACIÓN PLANTA CONCENTRADORA A 3000TPD	95
	8.1. BALANCE METALURGICO PROYECTADO	
	8.2. SECCION CHANCADO	
	8.3. SECCION MOLIENDA	
	8.4. SECCION FLOTACION	
	8.5. SECCION ESPESAMIENTO Y FILTRADO	
	8.6. DEPOSITACION DE RELAVES Y CONSTRUCCION DE PRESA DE RELAVES	
	8.7. AMPLIACION DE LA CAPACIDAD DE AGUA	
IX.	ENERGIA SITUACION ACTUAL	104
	9.1. DEMANDA DE ENERGIA	
	9.2. PRODUCCION DE ENERGIA	

9.3. DEMANDA VS OFERTA	
9.4. PLAN DE GENERACION	
9.5. PROGRAMA DE REPOTENCIACION	
9.6. INVERSION ACTUAL	
X. AMPLACION DE ENERGIA A 3000 TPD	107
10.1. POTENCIAL HIDROELECTRICA DEL AREA	
10.2. ESTUDIO DEFINICION C.H. BAÑOS V	
10.3. ESTUDIO DE DEFINICION ADQUISICION Y REPOTENCIACIÓN C.H. TINGO	
10.4. SISTEMAS DE TRANSMISION	
XI. SERVICIOS GENERALES SITUACION ACTUAL	111
XII. SERVICIOS GENERALES A 3000 TPD	112
12.1. DESCRIPCION DE LAS PROPUESTAS	
XIII. EVALUACION ECONOMICA	115
13.1. ESTIMADO DE COSTOS OPERATIVO	
13.2. INVERSION	
13.3. FLUJO DE CAJA	
13.4. FINANCIAMIENTO	
13.5. VALOR DE LA PRODUCCION	
13.6. EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA (TIR, VAN, ETC.)	
13.7. ESTADO DE PERDIDA Y GANANCIA	
13.8. FLUJO DE FONDO	
13.9. DETERMINACION DE LA RENTABILIDAD	
13.10. ANALISIS DE LA SENSIBILIDAD	
13.11. ANALISIS DE LOS FLUJOS INCREMENTALES	
XIV. IMPACTO AMBIENTAL	126
14.1. INTRODUCCION	
14.2. LINEA DE BASE AMBIENTAL	
XV. ASPECTO SOCIAL	141
15.1. COMUNIDADES	
XVI. CONCLUSIONES	144
XVII. RECOMENDACIONES	151
XVIII. INDICE DE PLANOS, CUADROS Y GRAFICOS	153

RESUMEN

El presente trabajo titulado “Proyecto de Ampliación 2000 TMD a 3000 TPD; de la Mina Chungar”, fue realizado en las diferentes áreas de la unidad Económica Administrativa Chungar de la CIA. Minera VOLCAN SAA., en coordinación con la superintendencia de Minas.

El presente Trabajo está orientado al incremento de Producción de concentrados para mantener los márgenes operativos que requiere la Empresa dada la caída de Precios de los metales en el mercado internacional, se ha elaborado el programa de producción considerando la centralización de los tajeos en 02 vetas (Principal y Maria Rosa) y la mecanización de las operaciones unitarias, dichas medidas nos permitirá incrementar la producción de 2025 a 3000 TMD y la reducción de costo de minado de 33.09 a 22 US\$/ton.

En el presente trabajo, se ha considerado un incremento de Producción escalonado de 2025; 2300; 2500 y 3000 TMD, para lo cual se ha priorizado las preparaciones y infraestructura minera en las 02 vetas principales.

Supuestos Básicos:

- Ampliación de la mina Subterránea de 2000 TMD a 3000 TMD
- Ampliación del Tratamiento de la planta concentradora a 3000 TMD.
- Cotización de los metales, según la información alcanzada por Planeamiento Lima.
- Para la determinación de las reservas minables, se han considerado los siguientes parámetros de recuperación por método de explotación:
 - El 85% para el método de cámaras y pilares
 - El 90% para el método de Corte y Relleno Ascendente

Según los índices arriba indicados, las Reservas y Recursos Geológicas ubicadas al 30 de junio del 2003 son de:

POTENCIAL ANIMÓN	
RESERVAS	4.522.373 T.M.
REC. INDICADOS	262.000 T.M.
REC. INFERIDOS	7.533.000 T.M.
TOTAL:	12.317.373 T.M.

Producción Total Proyectada:

- Mineral de cabeza a tratar: 10.038,809 tms / % Cu 0.39, % Pb 3.43, %Zn 10.57 Oz Ag 2.77
- Concentrado de Cobre: 54.144 tms
- Concentrado de Plomo: 456.22 tms
- Concentrado de Zinc: 1.648,576 tms

Costos de operación:

Para la determinación de los costos, se ha trabajado con los índices logrados en las operaciones unitarias de cada proceso productivo, así mismo se han determinado los Costos Fijos (Mano de Obra, Misceláneos, y otros), de acuerdo a datos estadísticos, para los costos variables (servicios terceros, suministros y alquileres), estos han sido calculados en función a los incrementos de producción. **(Cuadro No. A)**

Como se puede apreciar los costos de la Operación son determinantes en el resultado final de la Unidad, por tanto se controlará estrictamente los costos por áreas de responsabilidad, de acuerdo al Plan de Reducción de Costos que ya se está ejecutando.

Para el cumplimiento de este Planeamiento Operativo, es necesario realizar las siguientes inversiones complementarias por áreas, el detalle es adjuntado al planeamiento.

RESUMEN DE INVERSION PARA LAS 3,000 TPD

MINA ANIMON (1000 U.S. \$)

AÑO	TOTAL
1.- GEOLOGIA	556
2.- MINA	25426
3.- PLANTA	6281,801333
4.- ENERGIA	20417
5.- SERVICIOS GENERALES	6890
TOTAL INVERSIONES/AÑO	59570,80133

El Tiempo de ejecución del estudio esta basada en años dependiendo de la actividad, a un ritmo de trabajo acelerado.

El estudio tiene la finalidad de proporcionar a la UAE. Chungar, una herramienta que permita programar, ajustar y corregir algunas deficiencias en las actividades y cumplimiento del horario de trabajo y así poder alcázar la producción estimada.

INTRODUCCION

La mina Animón es un yacimiento polimetálico de Zinc, Plomo, y Cobre, propiedad de Empresa Administradora Chungar SAC., esta ubicada en los Andes Centrales del Perú en el departamento de Pasco, Provincia de Pasco, distrito de Huayllay a una altitud de 4,600 m.s.n.m. a 46 Km. al sureste desde la ciudad de Cerro de Pasco; que produce concentrados de zinc, plomo y cobre.

OBJETIVO

- El presente Trabajo tiene como objetivo, el incremento el valor de la mina con el desarrollo del plan de exploración y con miras a un **incremento de una producción continua de 2000 a 3000 t/d**, Invirtiendo en la modernización de los equipos de producción y ampliación de los procesos, mejorando los procesos actuales desde la exploración hasta el producto final, con la finalidad de obtener bajos costos y una producción eficiente.
- Minimizar el impacto de las actividades mineras y metalúrgicas en el medio ambiente mediante objetivos integrales de protección del medio ambiente en los planes de producción. Respaldar el desarrollo de tecnologías que reduzcan la emisión de dióxido de carbono a cero y la secuencia de emisiones adicionales.
- Buscar mejorar la calidad de vida de los pobladores rurales de las zonas aledañas mediante el manejo integrado de los recursos naturales y actividades de desarrollo que sean compatibles con el medio ambiente.
- Capacitar para mejorar el ambiente de trabajo y reducir la exposición de los trabajadores a riesgos con lo cual se reduce las pérdidas de tiempo por accidentes y se reduce las enfermedades ocupacionales a cero.

De la misma manera quiero contribuir, mis conocimientos teóricos adquiridas en mi Alma Mater, combinando con las experiencias vividas en los centros mineros a la obtención de minado eficiente controlando los siguientes parámetros:

Costos, Producción y productividad.

HIPOTESIS

La empresa es fundamentalmente la combinación de recursos económicos, físicos y humanos. En el presente trabajo se tratara de medir constantemente la eficiencia de la utilización de dichos recursos, mediante modelos de excelencia o medida de eficiencia distinta para las distintas etapas del proceso productivo como son:

- **RENDIMIENTO ECONOMICO**

Bajo este punto de vista, el objetivo del trabajo es hacer **factible el proyecto para aumentar su valor**, teniendo presente que la utilidad que proporciona a la compañía, será su fuente principal de fuerza para progresar, cambiar e innovar. Esta es la lógica elemental de los negocios ya que los aspectos económicos, financieros y administración financiera están cuidadosamente planificados.

- **RENDIMIENTO OPERACIONAL**

Para el cumplimiento del planeamiento y programación del proyecto se incidirá en el control de los siguientes aspectos:

Planeamiento y programación de la producción

Control de la ley

Control de materiales

Mantenimiento de equipos

Mecanización y automatización

Reducción de costos

Análisis e innovación de métodos

- RECURSOS HUMANOS

Toda empresa es manejada por personas. La manera como estas personas son dirigidas contribuye o limita su aptitud y capacidad para el aporte de contribuciones positivas a la gestión. Para el cumplimiento de los objetivos se debe de diseñar una administración de recursos humanos formal y sistematizada con herramientas de gestión, basada en una motivación constante y con una capacitación continua a los trabajadores a fin de mejorar la competitividad del factor humano, dentro de estos se detallan los siguientes criterios:

Planeación e incorporación del personal

Evaluación del desempeño

Relación con el Sindicato

Estructura de salarios

Sistema de promoción

I. GENERALIDADES

1. UBICACIÓN

La mina Animón es propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.C. y esta ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, geomorfológicamente dentro de la superficie puna en un ambiente glaciario, y la zona presenta un clima frío y seco típico de puna, la vegetación son pastos conocido como “ichus”; Políticamente se ubica en el distrito de Huayllay .

Coordenadas UTM.:

P.P : ANIMON

N : 8'780,728

E : 344,654

La altitud de la mina se encuentra en 4,600 m.s.n.m., dentro de la hoja 23-K - Ondores.

2. ACCESO

La mina Animón es accesible por tres vías: (**Ver Plano No. 1**)

RUTA							Distancia(Km.)	Tiempo (hrs.)	
1	Lima	-	Oroya	-	C. de Pasco	-	Animon	⇒ 328	⇒ 6
2	Lima	-	Huaral	-	Animon			⇒ 225	⇒ 4
3	Lima	-	Canta	-	Animon			⇒ 219	⇒ 4

El acceso a la mina es a través de la vía terrestre las tres rutas.

- El acceso a la mina a través de la ruta Nº 1, es el principal acceso y es por la carretera central Lima - Oroya - Cruce de Villa de Pasco –U.E.A Chungar: haciendo un total de 328 km de carretera asfaltada; ya que es la más transitada por diferentes motivos (comercio, turismo, etc.).
- El acceso a la mina a través de las rutas Nº 2 y 3, tiene un 30% de vía asfaltada y 70% en carretera afirmada, ya que recién se está haciendo los trabajos civiles por esos tramos.

CLIMA Y VEGETACION

La zona presenta un clima frígido y seco, típico de Puna, con temperaturas de: 3 – 4° C bajo cero, entre los meses de Enero y marzo se presentan precipitaciones pluviales y el resto del año es seco con presencia de heladas entre Abril – Junio.

La vegetación en la zona es muy escasa debido al clima frígido, también se puede decir que la vegetación es casi escasa porque la mayor parte existen pocos lugares en los que se encuentra material aluvial favorables a la vegetación.

La vegetación de la zona es típica de la región puna y cordillera, y consta así en su totalidad de pastos **ICHUS** y pastos **SILVESTRES**.

3. GEOMORFOLOGIA

Se halla ubicada dentro de la superficie puna, en un ambiente glaciario, con superficies suaves y altitudes desde 4,200 m.s.n.m.; la Mina está a 4,600 m.s.n.m.

4. RECURSOS NATURALES

La zona cuenta con un recurso vital primario, como es el agua ya que se toma directamente de las Lagunas: Llacsacocha, Naticocha y Huaroncocha; que nos sirve tanto para las actividades mineras como para el consumo doméstico.

La zona no cuenta con otros recursos vitales primarios, por lo que los centros de abastecimiento de material y otros productos son: Lima, Cerro de Pasco, Huancayo, Huanuco, Oroya y las demás ciudades colindantes; los cuales afortunadamente están unidos por carreteras y Ferrocarril.

5. HISTORIA

Por el año 1913 el Sr. Mateo Galjuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha que viene a ser la continuación de la Veta Restauradora que es propiedad de Huarón y se prolonga hacia el oeste por debajo de la laguna Naticocha; al encontrarse libre esta área la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro.

Por el año 1936 el Sr. Galuf inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este sobre la cota 4,610 m.s.n.m. sobre este afloramiento al que denomina como veta Principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes hacia el este con la concesión Restauradora propiedad de Cía. Minera Huarón, durante ese lapso Huarón sustrajo ilícitamente por el sistema de “glory hole” aproximadamente 50,000 T.M.S. desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 metros al oeste del límite de Restauradora. Desde 1947 a 1956 existió un litigio administrativo y judicial por la sustracción indebida por parte de Huarón.

A partir de 1960 se inicia la construcción del pique Montenegro que profundiza hasta el año 1966 al nivel 420, a partir de este año se inicia un desarrollo agresivo de la veta Principal en los niveles 575, 540, 500 y 465 hasta el año 1970; a partir de ese año hasta el año 1982 se trabaja un 30% la zona de Montenegro y un 70% áreas arrendadas de Huarón y Centromin en las concesiones de Bellavista, Demasia Elena, CPH 18, CPH19 y CPH 58.

A partir de 1983 se dio mayor impulso al desarrollo, exploración, preparación y explotación de la Veta Principal y otras estructuras menores: habiéndose extraído a la fecha desde el Nv. 310 a Nv. 540 aproximadamente 1'500,000 TMS de mineral distribuidos de la siguiente manera:

VETAS		T.M.
Veta Principal	⇒	1'050,000
Veta Martita	⇒	51,000
Veta Marlene	⇒	150,000
Veta Zoraida	⇒	185,000
Veta María Rosa	⇒	15,000
TOTAL T.M. :		1'500,000

La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS diarias. A mediados del año 1997 se compraron las concesiones de Centromín C.P.H. 18, 19, 58 y Ranita; y en Set. del 2000 se compraron concesiones de Huarón que han permitido aumentar el potencial y vida de Animón.

I.I. PROPIEDAD MINERA

2.1. CONCESIÓN ANTIGUA Y NUEVA

La mina Animón, propiedad de Empresa Administradora Chungar SAC.; tiene la siguiente secuencia de ampliación de concesión: **(Ver Plano No. 2)**

<u>ITEM</u>	<u>SECUENCIA</u>	<u>FECHA</u>	<u>AREA (Has)</u>
1	CHUNGAR		88
2	1 ^o ADQUISICION	14/09/00	380
	HUARON		
3	2 ^o ADQUISICION	09/07/01	300
	HUARON		

TOTAL 31/09/01 771

2.2. CATASTRO FINAL

El total de Recursos Minerales estimados están ubicados en Derechos Mineros cuya titularidad esta 100% a nombre de la EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR.

La referida Unidad Económica Administrativa, políticamente pertenece al Distrito de Huayllay, Provincia de Cerro de Pasco, Departamento de Pasco, a una altitud de 4,600 m.s.n.m.

Comprende concesiones de propiedad de Empresa Administradora Chungar SAC.: (**Ver Plano No. 3) y (Cuadro No. 1)**)

III. GEOLOGIA

3.1 GEOLOGÍA REGIONAL

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales.

En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza ó verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie

de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina Animón.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al plioceno.

Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glacial la creación de grandes cantidades de lagunas.

3.2 GEOLOGÍA LOCAL

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes.

En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Formación Superior. **(Ver Plano No. 4)**

3.2.1. Formación Inferior

Esta conformado por tres unidades:

- **Unidad Inferior**

Esta constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 mts.

- **Unidad Media**

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 mts. Se distinguen los siguientes horizontes:

1. Horizonte Base.- conformada por el conglomerado Bernabé que es un “metalotecto” importante de la región con un grosor de 40 metros y esta constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa.
2. Horizonte Central.- Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros.
3. Horizonte Techo.- “Metalotecto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

- **Unidad Superior**

En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80 metros. Sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert “redepositados”, sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300 metros.

2. Formación Superior (Serie Abigarrada)

Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silicificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los “metalotectos” importantes de la región conocida como “Conglomerado San Pedro” se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por sulfuros. El Conglomerado San Pedro tiene un grosor de 20 a 50 metros, luego se tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomeradas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30 metros y areniscas margosas. Esta “serie abigarrada” se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha.

3.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

3.3.1. PLEGAMIENTO

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

1. Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W.
2. El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste.
3. El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
4. El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.

1. Las dimensiones de la estructura son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5 Km. al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas preintrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

3.3.2 INTRUSIVO

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales preintrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión ó de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 Km. y se orienta al N 25° w. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de

3 Km. al norte y de 5 Km. hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y premineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento (ver sección transversal).

El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 metros, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85° - 88° al oeste.

Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E-W y $N 85^{\circ}W$ distribuidos en una zona de 300 metros de ancho.

Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400 metros de longitud.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo de

3. *FRACTURAMIENTO*

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al $S 80^{\circ} E$ y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas preminerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en

la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar 2 sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70° - 80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, Restauradora (Principal), Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón.

Al segundo sistema que buza 80° - 90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen pocas fracturas entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrik; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55° - 65° al sur como: Precaución, Cabrillas, Veta 15, Veta 16. Mayormente debido a que las fuerzas de compresión Este-Oeste formadores del anticlinal de Huarón ocasionarán fallas longitudinales al eje del anticlinal y luego una gran ruptura en (x) equis de cizalla, con dos fallas Naticocha-Llacsacocha y Cometa-Huaychao en diferentes edades cada uno que han dividido en cuatro partes el anticlinal de Huarón cada uno con minerales característicos.

El conjunto de fracturas orientados en dirección Norte-Sur que buzan 40° - 55° al oeste y se localizan en la parte W del distrito, se caracterizan por ser fracturas preminerales concordantes con la estratificación. Entre estos se tienen a las fracturas mineralizadas de Fastidiosa, San Narciso y Constancia. El bloque central del distrito, limitado por las fracturas extremas Pozo D. Shiusha, Fastidiosa y Restauradora, ha sido elevado por desplazamientos horsticos unos 600-700 metros con referencia a la parte estable de la zona Norte. Aunque el desplazamiento total se distribuye en varias fracturas, el desplazamiento relativo entre las paredes de cada fractura es de bastante magnitud; lo cual produce una situación de favorabilidad para la extensión y persistencia tanto lateral como en profundidad del fracturamiento pre-mineral.

Los fracturamientos post-minerales han sido de mucho menor magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con los fracturamientos pre-minerales. **(Ver Plano No. 5 Y 6)**

3.4 GEOLOGIA ECONOMICA

3.4.1 MINERALIZACIÓN

Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas pre-minerales los cuales se iniciaron en la parte central del distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita (con poco contenido de plata) lo es en las partes exteriores del área de enargita. A este primer ciclo de precipitación mineral pertenecen las vetas Travieso, Alianza, Veta 4, Tapada, la parte sur de la Veta Fastidiosa y la parte norte de la Veta San Narciso. La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales que hicieron progresar el movimiento hórstico y permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y la formación de nuevas fracturas adyacentes, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura. El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena. El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor diámetro. Al segundo ciclo de mineralización pertenecen las Vetas: Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte oeste de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta 4, Yanacrestón, Patrik, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y las bolsonadas de Bernabé y Sevilla. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales.

La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central se elevara aun más y que las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y que se formaran otras nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitaron la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfas y botroidales y una cristalización fina; lo cual implica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto.

Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos; las cuales se inician con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita argentífera (freybergita), polibasita y chalcopirita. Contienen este tipo de precipitados las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia y Cometa; Veta Restauradora (Principal), Marthita, Nor Este, Andalucía y Precaución; la parte Norte de la Veta Fastidiosa y la parte sur de la Veta San Narciso.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas.

3.4.2 TIPOS DE MINERALIZACION

Los tipos de mineralización del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas ó cuerpos mineralizados y por vetas-manto. Con todos los trabajos de reinterpretación se ha definido la presencia de vetas E-W y en la intercepción de horizontes calcáreos, presencia de cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca.

(Ver Plano No. 7)

a) ESTRUCTURAS VETIFORMES

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1,800 en las Vetas de mayor importancia como:

La Veta Principal y Precaución, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 550 metros en Huarón y en Animón hasta 330 metros (Nv 270). La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros. La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 mts. Las Vetas Este-Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos.

Muy pocas Vetas han sido disturbadas por fallamiento post-mineral transversal ó concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silicificación está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

2. “COLUMNAS METALIFERAS”

Tal vez esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Huarón han actuado de manera diferente de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento ó movimientos distensivos hacia el Oeste coayudados por la reapertura de fracturas pre existente. Esto dio lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización en las “mal llamadas” Vetas Luz, Marleny y Zoraida.

2. CUERPOS MINERALIZADOS

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdoba en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur. La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea.

d) VETAS MANTO

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado 2 Vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha con cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 mts de grosor con mineralización diseminada, estructuralmente para el caso de Huarón existen evidencias que se trata de fallas inversas que tienen orientación Norte-Sur y buzan 30° a 50° al oeste. En cuanto a su mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía ó lejanía de las Vetas Este-Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados, tal como se observa en la galera del Nv 580 de Quimacocha.

3. ZONEAMIENTO

En el distrito minero Animón-Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas.

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central ó núcleo compuesta esencialmente de pirita-enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo ó minerales triples. El mineral característico es la marmatita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena. En esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito. Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización. Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia clara y esfalerita rubia rojiza, galena en megacristales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores. **(Ver Plano No. 8)**

3.4.4 PARAGENESIS

La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura (cuarzo lechoso, pirita, enargita, tetraetrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura (cuarzo lechoso, pirita marmatita y galena) y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura (siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita.

Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización presenta un Zoneamiento concéntrico tridimensional asimétrico: la zona de cobre, conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central o núcleo como a la tetraedrita que se sitúa en la periferia; zona de zinc-plomo constituidos por los minerales de mediana temperatura, el mineral característico es la marmatita acompañado con cristales de pirita triglifa y poca galena, se ubica en la parte intermedia; y la zona de zinc-plomo y plata constituido por minerales de baja temperatura que se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos conforman la zona exterior de mineralización, los minerales

típicos son: esfalerita rubia, esfalerita rubia rojiza, mega cristales de galena y gangas botroidales de siderita, dolomita, barita, rodocrosita y calcita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores. La veta Principal, Maria Rosa, Cabrillas, Marthita y otras vetas menores pertenecen a esta zona exterior. Debido a la renovación de la actividad tectónica posterior al segundo ciclo de mineralización, las fracturas preexistentes de las vetas Principal y Maria Rosa se alargan y profundizan más, en consecuencia la profundidad de la mineralización llegarán mas o menos 600 metros por debajo de la superficie que se confirmará con la ejecución de sondajes diamantinos en el nivel 310. **(Ver Plano No. 9)**

3.4.5 ALTERACION HIDROTERMAL

El primer ciclo de mineralización esta asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico-potásico muy cerca de las Vetas y una alteración propolítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización esta asociada a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización esta asociada a una alteración argilica avanzada a pervasiva.

3.4.6 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN (METALOTECTOS)

3.4.6.1 CONTROL ESTRUCTURAL

Es el principal “Metalotécto” importante del distrito minero, cuyo fracturamiento tensional Este-Oeste sirvieron de ductos favorables para la precipitación de minerales y sus posteriores reaperturas dieron origen a nuevas estructuras tanto al piso y techo de la Veta Principal. **(Ver Plano No. 7)**

2. CONTROL LITOLÓGICO

Es otro “Metalotéctico” de gran importancia en el distrito, especialmente las siguientes unidades: En el conglomerado Bernabé y San Pedro se forman cuerpos de reemplazamientos al interceptarse con las Vetas de orientación Este-Oeste y relleno de fracturas Norte-Sur.

En el Chert de Sevilla y Córdoba se tienen cuerpos disseminados y en los estratos calcáreos en la zona de Quimacocha se tienen “Mantos” disseminados.

2. CONTROL DE ALTERACION

Existe una alteración gradacional cerca a la estructura vetiformes de Animón, mayormente argílica tanto al piso y techo de la Veta Principal, con mayor amplitud hacia el piso, razón por la cual las exploraciones futuras deben encaminarse hacia esa dirección. Las Vetas que tienen buzamiento contrario a la Veta Principal presentan una alteración silicificada a propilitica.

2. CONTROL MINERALÓGICO

La presencia de bandas de “rodocrosita alterada” al centro de la Veta Principal es un mineral guía del tercer ciclo de precipitación de mineral y la continuidad de la estructura; también se observa franjas de “cuarzo amatista” intercalada con el mineral masivo de zinc y plomo. La presencia de cuarzo sacaroide nos indica la reapertura que ha sufrido la fractura original.

3.4.7 CURVAS ISOVALORICAS

3.4.7.1 CURVAS ISOVALORICAS DE LA VETA PRINCIPAL

a) ISOPOTENCIAS

Su configuración nos determina el aspecto volumétrico de la Veta, se localizan horizontes de mayor potencia y receptividad de mineralización en la parte central del Yacimiento de Animón. Su ocurrencia puede estar sujeta a las diferentes deformaciones tectónicas sufridas en diferentes etapas y en ascenso hacia el eje anticlinal.

b) ISOVALORES DE ZINC

Su interpretación está ajustada a una etapa de mineralización asociada al plomo, su zonificación y contenido metálico así como la inyección de flujos mineralizantes se comportan simultáneamente al plomo, con la diferencia que el aporte en zinc ha sido ejecutado con mayor abundancia e inyección constante, distribuyéndose mayormente en el lado oeste de la Veta Principal. El ascenso en dirección oeste a este grada a menor contenido hacia el lado este de la zona superior pero mejorando en profundidad por debajo del nivel 310.

c) ISOVALORES DE PLOMO

Su configuración nos determina una zonificación y ascenso de flujos desde la parte oeste, su dirección de flujo y mayor receptividad en contenido metálico se determina en dirección oeste-este hacia la probable chanela del anticlinal con flujos secundarios en la zona este. Este flujo junto con la del zinc conforma un solo ciclo de mineralización (3era etapa), su alta concentración de plomo en la zona superior, indican su mayor flujo y volatilidad que la zona inferior (Nv 355 y 310).

d) ISOVALORES DE COBRE

Representa una inyección de relleno de espacios o cavidades. El incremento de leyes hacia la profundidad solo se da en la parte central de la estructura, implicando mayor contenido metálico y receptividad.

Por las curvas isovaloricas se puede concluir que los valores de plomo se encuentran distribuidas en los niveles superiores y los valores mas altos de zinc se zonifican en la parte intermedia y profunda; por existir cierta afinidad entre el cobre y el zinc, el cobre tiene una distribución casi similar a la del zinc.

3.4.72. CURVAS ISOVALÓRICAS – ISOPOTENCIAS MARIA ROSA

Esta ha sido elaborada en base a los resultados de la malla de sondajes efectuados, lo que nos indica una dirección de flujo NS-NE con incrementos de potencias tanto hacia el E y W; y con potencias que varían de 0.30 mts. A 6.49 mts. Y con un comportamiento cimoidal y los valores de Zinc da buenas probabilidades de profundizar. **(Ver Plano No. 10)**

3.4.8 DESCRIPCION DE LAS ESTRUCTURAS VETIFORMES

3.4.8.1 ZONA DE ANIMÓN

a) VETA PRINCIPAL

Es la estructura mineralizada más importante del Yacimiento de Animón, es una fractura tensional Este-Oeste rellena con precipitados del tercer ciclo de mineralización cuyo afloramiento desde la zona de Huarón (Restauradora) hasta Animón, alcanza 1.5 Km. con potencias variables de 2 a 3 metros y un buzamiento promedio de 77° a 81° al norte. Debido a la reapertura de las fracturas por efectos tectónicos tanto al piso como en el techo se presentan “Lazos cimoides” cuya amplitud tanto longitudinal como

vertical alcanzan de 50 a 150 metros. La Veta Principal al lado este-oeste de la concesión Montenegro tiene la forma de un arco convexo por efectos de la falla Naticocha-Llacsacocha tipo cizalla en “X”.

b) VETA NOR ESTE

Tiene una dirección N75°E con potencias variables de 0.30 a 1.50 metros con un buzamiento de 77° al norte, esta estructura se intersecta con la Veta Principal a 150 metros al oeste del pique Montenegro y fue reconocida hasta el nivel 355. Mineralogénicamente tiene un mayor contenido de plomo que la Veta Principal.

c)VETA MARTHITA

Es otra fractura tensional de rumbo este-oeste pero con buzamiento de 60° a 65° al sur y potencias variables de 0.50 a 1.50 mts; tienen una concentración homogénea de plomo y zinc marmatítico. En superficie aflora en las concesiones de Huarón pero en profundidad por el buzamiento ingresa a las concesiones de Chungar a partir del nivel 465 y se intersecta con el ramal Techo de la Veta Principal en el nivel 355.

Mineralogénicamente es importante resaltar la presencia de alabandita con inclusiones de tetraedrita y pirargirita.

4. VETA MARIA ROSA

Esta estructura se interceptó en el nivel 390 en el año 1990, con el desarrollo del cruceo hacia el Pique Esperanza, la veta se le encontró fallada con arrastre de mineral y bastante echada con un

buzamiento de 35° al SE y potencia de 0.35 m. A fines de 1996 con el desarrollo del cruce 840 del nivel 355, se cortó la misma estructura pero con una potencia de 3 m. con un rumbo N40°E y un buzamiento de 60° al SE; y esta siendo reconocida actualmente con los desarrollos de los Niveles 465 – 390 – 355 y 310, y ha sido definida con la campaña de sondajes realizadas en Quimacocha.

3.4.8.2 ZONA QUIMACOCHA

a) VETA MARIA ROSA

Aflora desde la parte Norte del pique Esperanza con una potencia de 1.0 a 6.0 mts. (ver Isopacos), buzamiento de 60° a 34° SE con presencia de cuarzo sacarvido bandeado, galena y esfalerita, esta estructura fue desarrollada por Cía. Minera Chungar y por Huarón en los niveles 610, 640, 670 y 700 en las concesiones Precaución, CPH 58, Cabrillas, Demasía Elena y Dalmacia.

Los Geólogos de Huarón por esos años lo denominaron veta Bellavista o veta 11 y 12.

Tiene una extensión longitudinal de 1.5 Km. y en la pampa de Quimacocha se comporta como un arco cóncavo hasta el pique Quimacocha y al interceptarse con horizontes calcáreos y conglomerados se forman cuerpos diseminados y de reemplazamiento.

Por el año 1997 y 1998 se ejecutaron nueve sondajes diamantinos con un total de 2,308 m. y separados unos 200 m. entre sí con la finalidad de reconocer las vetas en profundidad y han definido una zona mineralizada para la veta María Rosa de unos 500 m. de longitud.

Con la finalidad de definir el comportamiento y continuidad de la Veta se realizó dos campañas de Perforación DDH, una realizada en el año 1999 y la otra en Setiembre del 2000; lo que nos da unos recursos estimados de 2'800,000 TM los resultados se presentan en los resúmenes respectivos.

b) VETA CABRILLAS

Esta estructura aflora mayormente en la concesión Precaución propiedad de Cía. Minera Huarón con una potencia de 2 a 3 m. mayormente cuarzosa con un rumbo de N50°E y 55° SE de buzamiento con óxido de manganeso, se interceptó la veta Cabrillas con los sondajes 2A, 3 y 3A con una regular mineralización de esfalerita marmatítica y galena con abundante cuarzo.

Con la primera etapa de sondajes diamantinos se estimó 86,000 TMS de recursos minerales con 2.40 m. de potencia 6.97%Pb, 7.22%Zn. y 0.87%Cu.

c) VETA 15

Tiene un afloramiento de 150 m. en la concesión de CPH 18 con una potencia variable de 0.20 a 0.70 m. con una mineralización mayormente cuarzosa y con diseminaciones de marmatita y galena, tiene un rumbo de N75°E y 70° S de buzamiento. En el nivel 620 se desarrolló en un tramo de 100 m. en la concesión Bellavista y 150 m. en la concesión CPH 18 la mayor parte del desarrollo se realizó en una estructura delgada y de bajo contenido metálico.

Las posibilidades mejorarán al interceptarse con los horizontes conglomerádicos de San Pedro.

d) VETA 16

Su afloramiento es bastante definida con una potencia variable de 0.25 m. a 0.60 m. con regular concentración de esfalerita y galena con una longitud de 100 m. en el CPH 18 y 200 m. en la concesión Bellavista pero al Oeste debe ingresar a las concesiones CPH 18 y CPH 19, de persistir su buzamiento al Sur con 65° su extensión vertical en profundidad va estar limitada al pasar a las concesiones CMH 11 y CMH 8 de Huarón.

3.4.9. CUERPOS MINERALIZADOS

Reconocidas en la base del Horizonte calcáreo (contacto – margas, conglomerados y en calizas parte superior en longitudes de 40 a 50 metros en la intercepción con las vetas E – W.

En los conglomerados – areniscas reemplazando en manchas diseminadas en zonas rodeadas por carbonato con halos de alteración sericita – pirita.

En las calizas que han sido dolomitizadas reemplazando y en Cx Brecha.

(Ver Plano No. 11, 12 y 13).

También se puede observar en el Tajo Nueva Esperanza el cual se obtiene unas muestras. **(Ver Gráficos No.1 y No. 2).**

3.5 RECURSOS Y RESERVAS

Volcán Cia. Minera S.A.A. ha adoptado como norma para los Informes de Recursos y Reservas Minerales al Reglamento Australásico del Instituto Australásico de Minería y Metalurgia (AIMM). Este Reglamento tiene tres principios básicos: la transparencia, total entrega de la información pertinente, e idoneidad del personal evaluador. En este sentido se están tomando las acciones necesarias para aumentar la confianza en los estimados mediante la definición de la metodología de cada etapa y hacerlas sustentables, tan igual que a las técnicas de verificación y validación empleadas para confirmar los resultados.

En el siguiente grafico se muestra la relación secuencial que existe entre la Información de Exploración, Recursos y Reservas. La clasificación de los estimados debe tomar este marco de referencia, de modo tal que reflejen los diferentes niveles de confianza geológica y los diferentes grados de evaluación técnica y económica. Conforme aumenta el conocimiento geológico, es posible que la Información de la Exploración llegue a ser la suficiente como para estimar un Recurso Mineral. Conforme aumenta la información económica, es posible que parte del total de un Recurso Mineral se convierta en una Reserva Mineral. Las flechas de doble sentido entre Reservas y Recursos que se incluyen indican que los cambios en algunos factores podrían hacer que el material estimado se desplace de una categoría a otra.

La importancia relativa de los criterios sugeridos variará en cada yacimiento, dependiendo del ambiente geológico, restricciones técnicas, condiciones legales y normas existentes al momento de la evaluación. **(Ver Grafico No 3)**

De las casi más de 20 vetas existentes, solo se esta trabajando la veta Maria Rosa existiendo el sistema Lorena al Oeste de comportamiento similar a Maria Rosa por explorar lo que aumenta considerablemente los Recursos inferidos para futuros planes de Expansión. **(Ver Plano No. 14, 15,16 y 17)**.En la parte superior de la secuencia estratigráfica existen horizontes calcáreos que en la intercepción con las vetas forman cuerpos que faltan explorar. De acuerdo al último inventario de reservas se está cubicando los siguientes tonelajes por Veta:

Estructura	TMS	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag
Principal	1,013,667	0.48	3.32	12.92	2.25
Marthita	121,393	0.31	5.19	8.54	2.85
Maria Rosa	2,813,724	0.44	4.66	11.70	3.05
Ramal Piso	35,972	0.60	4.74	12.46	0.00
Ramal Techo	43,224	0.25	2.07	8.75	1.65
Nor Este	34,717	0.39	5.78	9.03	0.00
Aurea	10,151	0.23	5.03	6.96	0.00
Elva	180,570	0.37	1.35	12.65	2.44
Paola	50,756	0.40	4.96	10.04	1.36
Ofelia	33,968	0.27	1.45	9.51	2.73
Split Piso	137,378	0.29	2.55	7.06	2.77
Split Techo	46,854	0.35	3.05	9.90	1.89
TOTAL	4,522,374	0.43	4.13	11.68	2.73

3.5 LEY DE CORTE ACTUAL

Para el cálculo del CUT OFF solo se ha tomado en cuenta los costos variables, excluyendo aquellos gastos que tienen naturaleza de fijos, (**Ver Cuadros No. 2 y 3**).

Para el efecto se preparo una matriz estandarizada de costos cuyo resultado final es el siguiente:

Periodo	tms/día	Costo (\$ / TMS)	Cut-Off (% Eq.Zn.)	Cut-Off (US\$ / TM)
		Variables	Produc.	Produc.
2.003	2.025	20,89	3,59%	20,89

IV. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS Y GEOMECHANICAS DEL YACIMIENTO

4.1 DESCRIPCION DE LAS ESTRUCTURAS VETIFORMES PRINCIPALES

Veta Maria Rosa

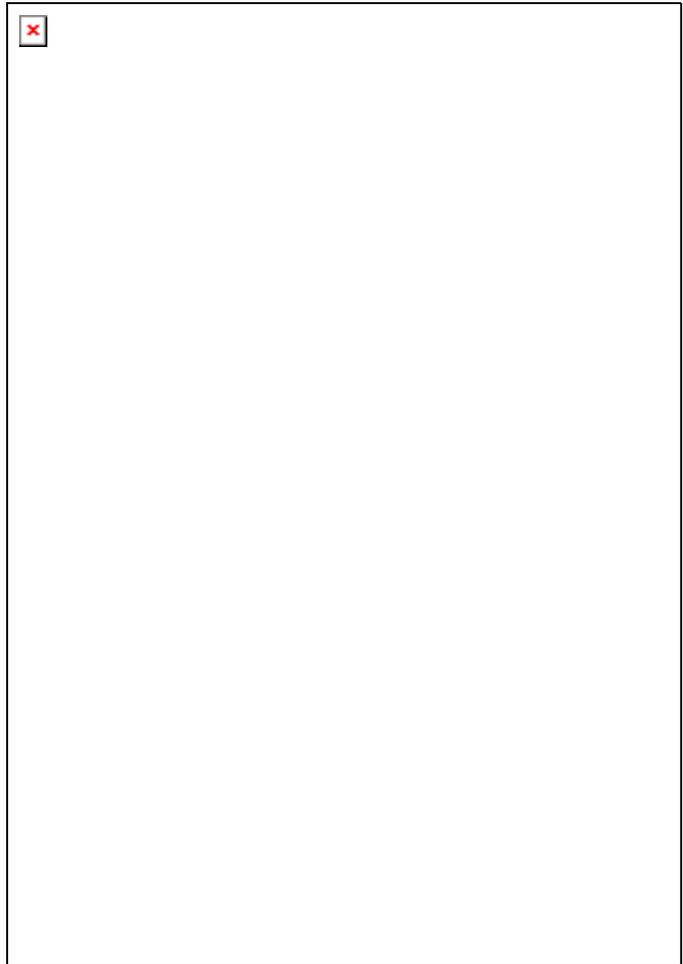
Es la estructura más importante de la mina, tiene una longitud de 1.5 Km. con potencias de 0.30 a 7.00 metros y es un fractura tensional Este – Oeste con cambios de dirección importantes y de inclinación, donde se forman “lazos cimoides” en fracturas tensionales rellenos con mineralización que le dan características de cuerpos, el buzamiento es variable en las partes bajas de 60° en la parte media 30° y la superior 45°.

La mineralización predominante es esfalerita con calcopirita subordinada accesorios pirita y galena, casi como trazos de marcasita pirolusita, tetraedrita-tennantita y boulangerita, la esfalerita es casi masiva, contiene calcopirita tanto en playas que alcanzan varios milímetros como en forma de abundantes inclusiones diminutas. La pirita parcialmente reemplazada por la esfalerita se presenta en cristales euhedrales de gran desarrollo. La galena se encuentra en espacios intersticiales de los sulfuros anteriores. La marcasita forma escasas esferolitas en dimensiones de hasta un milímetro, a menudo incluidas en una matriz de calcopirita. Asociada con la calcopirita se halla la

tetraedrita-tennantita en forma de pequeñas playas; a veces rellena micro fracturas que atraviesan la esfalerita. Las texturas de intercrecimiento entre los sulfuros son relativamente gruesos con excepción de las inclusiones de calcopirita en la esfalerita que serán resistentes a la molienda.

Similar comportamiento tiene la veta Paola que es un Ramal de Maria Rosa.

Veta Maria Rosa



Características Geomecánicas

El comportamiento geomecánico de la Veta Maria Rosa se encuentra dentro de un índice GSI MF/RB en la misma estructura y en las cajas varía de un MF/P-MP.

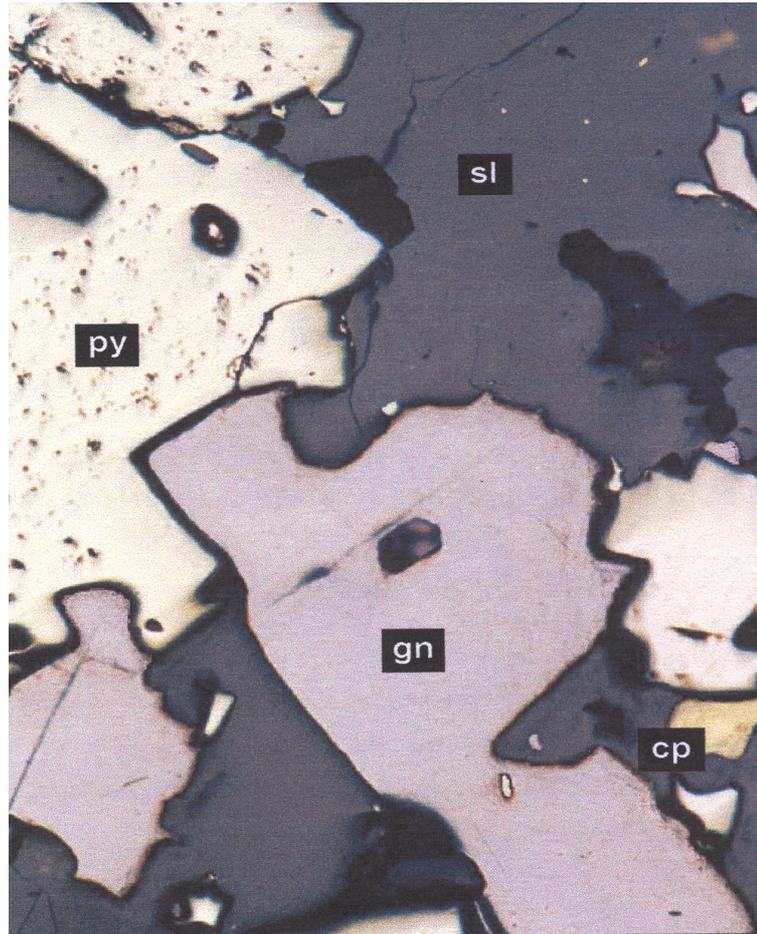
ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00 m.	8.0 Hrs.	B1 – D – E
Caja Techo	MF/P-MP	30 – 40	0.3 – 0.7	3.00 m.	8.0 Hrs.	B1 – D – E
Veta	MF/P-R	40 – 50	0.7 – 2.5	4.50 m.	10.0 Hrs.	B1 - D

Veta Principal

Son producto de fracturas tensionales Este – Oeste, rellena con precipitados del tercer ciclo de mineralización, cuyo afloramiento alcanza 1.5 Km. con potencias de 2 a 3 metros y buzamientos promedios de 77° a 81°, debido a la reapertura de las fracturas por efectos tectónicos se presentan leyes cimoides.

La mineralización se presenta casi masiva, compuesta por esfalerita, pirita y galena subordinada y trazas de calcopirita, siendo el mineral más antiguo la pirita que se encuentra reemplazada por la esfalerita. Son tres sulfuros principales por lo general forman texturas muy gruesas que no presentan problemas de liberación al triturar la mena. La calcopirita forma inclusiones minúsculas en la esfalerita las cuales serán resistentes a la molienda, pero no será preponderante por la cantidad insignificante de la calcopirita.

Veta Principal



Características Geomecánicas

El Nv. de reconocimiento geomecánico de la Veta Principal es el Nv. 310 por lo que el comportamiento para la veta y las cajas se muestra en el siguiente cuadro.

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00 m.	8.0 Hrs.	B1 – E
Caja Techo	MF/R-P	40 – 50	0.7 – 2.5	4.50 m.	10.0 Hrs.	B1 – E
Veta	MF/R-B	50 – 60	2.5 – 7.5	8.00 m.	144.0 Hrs.	B

Veta Marthita

Es otra fractura tensional de rumbo este-oeste pero con buzamiento de 60° a 65° al sur y potencias variables de 0.50 a 1.50 mts; tienen una concentración homogénea de plomo y zinc marmatítico. En superficie aflora en las concesiones de Huarón pero en profundidad por el buzamiento ingresa a las concesiones de Chungar a partir del nivel 465 y se intercepta con el ramal Techo de la Veta Principal en el nivel 355.

Mineralogénicamente es importante resaltar la presencia de alabandita con inclusiones de tetraedrita y pirargirita con comportamiento mineralógico similar a todas las estructuras presenta mayor concentración de cobre (chalcopirita).

Veta Marthita

Características Geomecánicas

Los datos geomecánicos que se observan de la Veta Marthita dan un comportamiento geomecánico resumido en el siguiente cuadro.

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P-MP	30 – 40	0.3 – 0.7	3.50	8.0 Hrs.	B1 – D – C
Caja Techo	MF/P-MP	30 – 40	0.3 – 0.7	3.50	8.0 Hrs.	B1 – D – C
Veta	MF/R	45 – 55	1.0 – 5.0	6.00	48.0 Hrs.	B

Veta Nor Este

Tiene una dirección N 75° E con potencias variables de 0.30 a 1.50 metros con un buzamiento de 77° al norte, esta estructura se intercepta con la Veta Principal a 150 metros al oeste del pique Montenegro y fue reconocida hasta el nivel 355. Mineralogéticamente tiene un mayor contenido de plomo que la Veta Principal y se presenta en forma masiva.

Veta Cabrillas

Esta estructura aflora mayormente en la concesión Precaución propiedad de Cía. Minera Huarón con una potencia de 2 a 3 m. mayormente cuarzosa con un rumbo de N50°E y 55° SE de buzamiento con oxido de manganeso, se intercepto la veta Cabrillas con los sondajes 2A, 3 y 3A con una regular mineralización de esfalerita marmatitica y galena con abundante cuarzo.

Veta 15

Tiene un afloramiento de 150 m. en la concesión de CPH 18 con una potencia variable de 0.20 a 0.70 m. con una mineralización mayormente cuarzosa y con disseminaciones de marmatita y galena, tiene un rumbo de N75°E y 70° S de buzamiento. En el nivel 620 se desarrolló en un tramo de 100 m. en la concesión Bellavista y 150 m.

en la concesión CPH 18 la mayor parte del desarrollo se realizó en una estructura delgada y de bajo contenido metálico.

Las posibilidades mejorarán al interceptarse con los horizontes conglomeradicos de San Pedro.

Veta 16

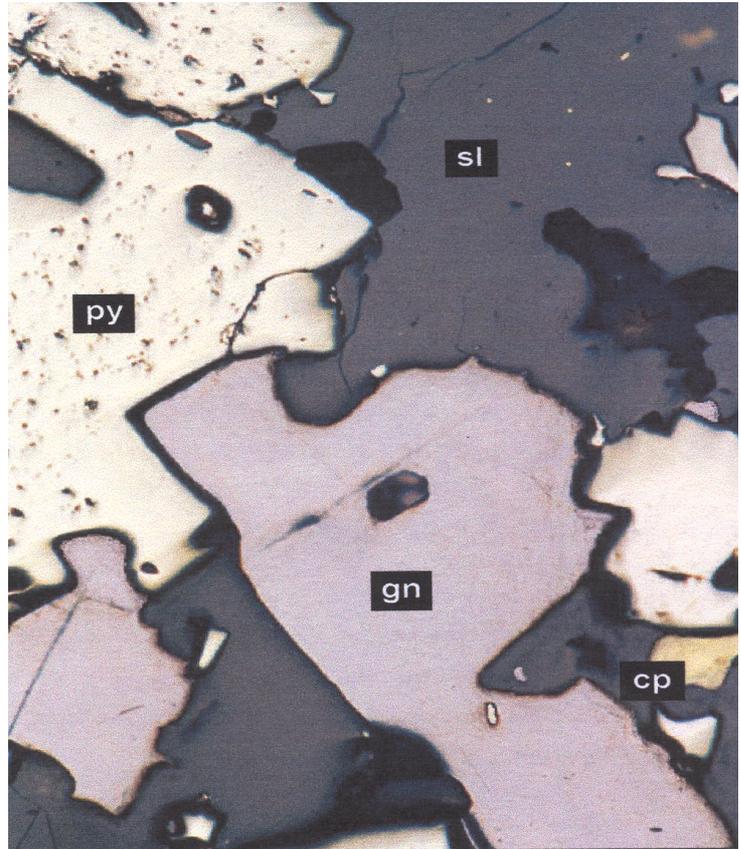
Su afloramiento es bastante definida con una potencia variable de 0.25 m. a 0.60 m. con regular concentración de esfalerita y galena con una longitud de 100 m. en el CPH 18 y 200 m. en la concesión Bellavista pero al Oeste debe ingresar a las concesiones CPH 18 y CPH 19, de persistir su buzamiento al Sur con 65° su extensión vertical en profundidad va estar limitada al pasar a las concesiones CMH 11 y CMH 8 de Huarón.

4.2 DESCRIPCION DE LOS CUERPOS MINERALIZADOS

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdova en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur. La mineralización esta restringida a la matriz calcárea y a pequeñas fracturas de clastos y consiste en esfalerita con galena subordinada asociada con accesorios de pirita. La esfalerita y galena forman manchas diseminadas rodeadas de zonas de carbonato, la esfalerita lleva inclusiones diminutas de calcopirita y la galena asociada con trazas de pirargirita - proustita. La mineralización contiene una cantidad subordinada de ínter crecimientos finos entre la galena y el carbonato que no serán liberados al triturar la mena. Las inclusiones diminutas de calcopirita en esfalerita no tienen importancia por ser escasa cantidad.

Conglomerado

con mineral



Características Geomecánicas

Por ser una estructura consolidada y cementada con carbonatos y mineralización se comporta como una roca competente y sólida cuyas características geomecánicas son:

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Conglomerado	MF/R-P	40 - 50	0.7 - 2.5	4.50 m.	10 Horas	Shotcrete 2" con fibra

4.3 PLAN DE SOSTENIMIENTO

El sostenimiento como parte del ciclo de minado, se ha convertido en una herramienta muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes, en tal sentido se ha elaborado un Plan de Sostenimiento, el mismo que define un tipo de sostenimiento por cada tipo de labor, también se ha querido precisar los volúmenes de concreto lanzado a utilizar por cada mes y por espesores (1", 1 ½" y 2") de acuerdo a las recomendaciones del Dpto. de Geomecánica.

Para cada tipo de roca se ha establecido un sostenimiento diferente, el mismo que será evaluado según la cartilla geomecánica, de acuerdo a la sección abierta, tiempo de exposición y nivel de alteración del terreno

Se ha definido los siguientes tipos de sostenimiento:

Pernos Split Set con Straps; se utilizarán sólo en las labores donde el shotcrete no pueda ser implementado y como sostenimiento de prevención en accesos y cruceros cuya calidad de roca sea de regular a pobre.

Pernos Cementados de refuerzo; en labores de carácter permanentes y en forma sistemática.

Shotcrete, se ha determinado 3 espesores, de acuerdo al tipo de labor (temporal o permanente), sección y parámetros geomecánicos, los cuales se observan en el cuadro adjunto. El shotcrete de diseño no debe ser menor a 210 Kg. / cm² a los 28 días que es el recomendado por la profundidad de nuestras labores y el peso específico de la roca.

Cuadros de Madera, en zonas de derrumbe y colapso.

Cerchas Metálicas con forro de madera, para cubrir zonas de derrumbe donde se producen grandes esfuerzos y se requiere cubrir todo el área disturbada.

Se ha establecido un Programa de Sostenimiento, el cual se basa en los avances y explotaciones de labores, cuyos índices han sido calculados en función del tipo de sección y a la interpretación de la tabla geomecánica. **(Ver Grafico No. 4 y No. 5)**

V. SISTEMA DE PRODUCCIÓN ACTUAL

5.1 METODO DE EXPLOTACION

La explotación de minerales se realiza a través de 6 niveles, desde el Nv. 610 hasta el Nv. 310, en dos zonas (I Y II). La explotación de los tajeos se realiza actualmente desde el Nv. 540 hasta el Nv. 390 y el acceso los tajeos, después de su preparación, después de su preparación y antes de su explotación se realiza un by pass de 3.5m x 3.0m, y desde el cual se inicia una rampa con +13%.

En el “by pass”, la perforación se realiza mediante un jumbo de un brazo, con 11 pies (3.30 m) de longitud de barreno, alcanzando un avance de efectivo/disparo de 3.00 m, diámetro de taladro 45 mm, numero de taladros/frente 25, cargados 22, logrando un avance efectivo de 90 metros/mes, el sostenimiento el sostenimiento se realiza con shotcreteo, solo o con fibra, hasta un espesor de 2” con pernos cementados de 7 pies espaciados a 1.20 m. De igual manera los disparos en cada frente se realizan con voladura controlada (smooth blasting) en el que se utilizan pentacord, fanel y explosivos exadit de 45% de 7/8” x 7”, la malla de perforación es de 0.40 m x 0.40 m. La limpieza se realiza con scoop de 6 yd³.

En los tajeos se preparan dos chimeneas de servicios de 1.20 m x 1.20 m cada uno y dos “ventanas” de + 0% de gradiente, desde la rampa a la veta de 3.0 m x 3.0 m. Los tajeos están conectados a un echadero de mineral de 1.50 m x 1.50 m. **(Ver Plano No. 18).**

Actualmente se describe los sistemas de explotación en cada zona:

ZONA I:

Se tiene los siguientes tajos de explotación:

Nv. 540 Tj. 500

Nv. 500 Tj. (300, 400 y 500)

Nv. 465 Tj. (100 y 300)

Nv. 390 Tj. 200

Rampa de Integración de 3.2m x 3.8m; que integra los niveles (465, 390 y 355)

La perforación en breasting se realiza con jumbos de un brazo (Quasar, Axera), en una altura de corte de 3.0 m x 3.0 m y una densidad de mineral de 3.2 Tn/m³; el avance efectivo en estos tajos es de 6 m/día, considerando ciclos de perforación, disparo, limpieza y sostenimiento en las dos alas de 75 m cada uno, obteniéndose en cada tajeo una producción de 86 tn/disparo o 172 tn/día y un promedio de 1032 tn/día de estos tajos en la Zona I. El mineral roto se trasladaron Dumpers a uno de los “stocks piles” ubicados a una distancia promedio de 250 m del lugar donde se carga con un scoop de 3.5 Yd³ y se extrae por la Rampa Mirko con camiones tipo volquetes N20 de 20 tn. **(Ver Plano No. 19, 20 y 21).**

ZONA II:

Esta zona es 80% convencional ya que se tiene todos los niveles inferiores y se tiene los siguientes tajos en explotación:

Nv. 390 Tj. 400; La explotación son por cámaras y pilares, con pilares de 2.0 m x 2.0 m y cámaras de 2.0 m x 2.0 m, la perforación se realiza con Jack Legs y la limpieza se realiza con rastrillos, la producción por tajeo es en el promedio de 70 Tn/Día.

Nv. 390 Tj. 300 y Nv. 355 Tj. (100 y 200); Explotados con Jumbos Quasar en “breasting” con una producción diaria de 172 Tn/Día.

Nv. 465 Tj. 600 E y W; estos tajos se explotan con maquina Jack Legs, en breasting con cortes de 2.1 m x 2.4 m y densidad de mineral de 3.2 Tn/m³; avance de 1.5 m/disparo

don 2 disparos por día, produciendo se un promedio de 70 Tn por tajeo y 140 Tn/Día en los dos tajeos. La voladura se realiza con explosivos exadit 45%, limpieza con scoop de 1.5 Yd³ y el sostenimiento con cuadro de madera.

De igual manera el promedio de mineral roto de la Zona II (Promedio 750 Tn/día), se realiza por el Pique Esperanza cuya capacidad es de 2000 tmd, que jalando 30 skips /hora, capacidad de cada skip de 3 Tn y trabajando un promedio de 10 hrs./Día se extraería hasta 900 tmd.

Hay que señalar que por centralización de los tajeos, se ha concentrado la explotación en 04 Niveles (500, 465, 390 y 355), con una longitud de explotación de 600 a 450 m por cada nivel. **(Ver Plano No. 22).**

Parámetros Técnicos:

Para la explotación de minerales, en los tajeos se tiene los siguientes parámetros técnicos para el minado con “Breasting” en el corte y relleno ascendente “C&RA-Animon”.

- Dilución : 20% - 25%
- Productividad : 7.20 t/h-gdía
- Consumo de explosivos : 0.25 Kg./t
- Longitud de taladro : 3.00m (con Jumbo)
- Avance efectivo : 3.00 m
- Labores preparatorias : 6.5 m/1000 TM extraídas
- Prod. Labores preparatorias : 10%
- Recuperación de recursos : 90%
- Mineral roto disparado : 86 TM
- Sostenimiento temporal : pernos, shotcrete

Productividad:

Para la explotación de minerales, en los tajeos de la Unidad Chungar (Animon) se tiene la siguiente distribución de trabajadores:

En el Corte y Relleno Ascendente en “Breasting” (Jumbo)

Actividad	H/G	G/Día	H/Día	H/Mes
Perforación y Voladura	2	3	6	180
Acarreo LHD	2	3	6	180
Sostenimiento	3	3	9	270
Servicios	1	3	3	90
TOTAL			24	720

PRODUCTIVIDAD = 7.2 T/H-g día

5.2 CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS Y GEOMECÁNICAS DE AREAS EN PRODUCCION

La Veta María Rosa, es la estructura más importante de la mina, tiene una longitud de 1.5 Km. con potencias de 0.30 a 7.00 metros, presenta un buzamiento variable, en las partes bajas de 60° en la parte media 30° y la superior 45°.

La mineralización predominante es esfalerita, pirita y galena, casi como trazos de marcasita pirolusita, tetraedrita-tennantita y boulangerita, la esfalerita es casi masiva, la pirita se presenta en cristales euhedrales, la galena se encuentra en espacios intersticiales de los sulfuros anteriores.

El comportamiento geomecánico de la Veta Maria Rosa se encuentra dentro de un índice GSI MF/RB en la misma estructura y en las cajas varía de un MF/P-MP.

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00 m.	8.0 Hrs.	B1 – D – E
Caja Techo	MF/P-MP	30 – 40	0.3 – 0.7	3.00 m.	8.0 Hrs.	B1 – D – E
Veta	MF/P-R	40 – 50	0.7 – 2.5	4.50 m.	10.0 Hrs.	B1 – D

5.3 SOSTENIMIENTO:

El sostenimiento como parte del ciclo de Explotación, se hace indispensable en todas sus variantes, se ha definido que en todas los tajos en explotación se refuerce con algún tipo de sostenimiento de acuerdo a las indicaciones del Dpto. de Geomecánica, en tal sentido para el cumplimiento de este planeamiento es muy importante tener los recursos (suministros, equipos y personal calificado) mas adecuados y prevenir requerimientos futuros.

Para cada tipo de roca se ha establecido un sostenimiento diferente, el mismo que será evaluado según la cartilla geomecánica, de acuerdo a la sección abierta, tiempo de exposición y nivel de alteración del terreno.

El comportamiento geomecánico de las estructuras mineralizadas de la Mina Animon, están consideradas dentro de la clasificación MF/R (Muy Fracturado Regular), MF/P (Muy Fracturado Pobre) y MF/MP (Muy Fracturado Muy Pobre), para estructuras especialmente disturbadas. Con bloques angulosos, formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades y un RQD entre 35 a 50 y para aberturas hasta de 4.5 m; los mismos que están comprendidos para llevar acabo un sostenimiento tipo “A”, “B”, “C”, “D1” o “E”. **(Ver Grafico No. 4)**

El de tipo “A”, es sin soporte o perno ocasional (control de los bloques inestables).

El de tipo “B”, requiere uso de pernos sistemáticos aplicados en una malla de 1.50 m x 1.50 m, con malla ocasional o shotcrete de un espesor de 2.5 Cm.

El de tipo “C”, requiere de la aplicación de los pernos sistemáticos a una malla de 1.0 m x 1.0 m, con malla obligatoria de abertura de 0.05 m x 0.05 m o shotcrete de 2.5 cm. de espesor.

El de tipo “D”, requiere uso de pernos sistemáticos con mallas de 1.0 m x 1.0 m con la aplicación de shotcrete de 5 cm. de espesor con fibra metálica con resistencia hasta 30 Kg. /Cm².

El de tipo “D1”, requiere el uso de pernos sistemáticos con la malla 1.0 m x 1.0 m, con shotcrete de espesor 10 cm. Con fibra metálica con resistencia de hasta 40Kg; y

El de tipo “E”, requiere uso de cimbras metálicas o cuadros de madera.

La determinación del tipo de sostenimiento, depende de la experiencia del supervisor, del tipo de estructura de la labor y del astillamiento con las pruebas a golpes de picota o barretilla, considerando que el tipo de autoaporte para estas estructuras es de hasta 10 horas y una corrida de hasta 10 m.

El uso de pernos cementados en tajeos son de fierro corrugado de 5/4” de diámetro x 7 pies de longitud, espaciados entre si de 1.0 m a 1.2 m.

El Cemento utilizado Portland de tipo I, la presión mínima de inyección de cemento al taladro es de 65 PSI y el tiempo de fraguado del cemento es de 24 horas. Para su colocación el perno debe ser perpendicular a la superficie de la roca y orientados a la existencia de bloques y fracturas.

Para el caso de la aplicación del concreto lanzado vía seca en tajeos, se utilizan en promedio 12 bolsas de cemento Portland de tipo I (510 Kg.), arena 35 ft³, fibra de acero de 50 Kg., acelerante (5%) o sea 25.50 Kg. De agua 219 Litros; con que se obtiene una relación de arena / cemento igual a 3.14 en peso y agua / cemento igual 0.43. Los rendimientos que se alcanzan con el concreto lanzado son:

Para un espesor de CL = 0.05 se cubre un área de 13.83 m².

Para un espesor de CL = 0.10 se cubre un área de 6.92 m².

Ambos con una dosificación de 1.35 m³ de mezcla seca y considerando un rebote de 20%.

5.4 PLAN DE DESARROLLO

Se concibe dentro de un plan de desarrollo orientado en poner en evidencia los recursos inferidos que se tiene al oeste en blocks probado probable, para ello se ha programado 2 labores horizontales, la Galería 200 W en el nivel 500 y la Galería 885 W en el nivel 390 las cuales nos permitirán incrementar las reservas probadas probables, y 3 chimeneas de 150 m c/u, las cuales nos permitirán bloquear con labores verticales 150 m.

5.5 PLAN DE PREPARACIONES

Todas las preparaciones son ejecutadas sobre desmonte, solo el subnivel base y las chimeneas de servicios son realizados en mineral, una vez concluido el bloqueo de 150 m con el subnivel y las chimeneas de servicio se procede a realizar un by pass. La explotación de minerales se realiza a través de 6 niveles, desde el Nv. 610 hasta el Nv. 310, en dos zonas (I Y II). La explotación de los tajeos se realiza actualmente desde el Nv. 540 hasta el Nv. 390 y el acceso los tajeos, después de su preparación, después de su preparación y antes de su explotación se realiza un by pass de 3.5m x 3.0m, y desde el cual se inicia una rampa con +13%.

En el “by pass”, la perforación se realiza mediante un jumbo de un brazo, con 11 pies (3.30 m) de longitud de barreno, alcanzando un avance de efectivo/disparo de 3.00 m, diámetro de taladro 45 mm, número de taladros/frente 25, cargados 22, logrando un avance efectivo de 90 metros/mes, el sostenimiento el sostenimiento se realiza con shotcreteo, solo o con fibra, hasta un espesor de 2” con pernos cementados de 7 pies espaciados a 1.20 m. De igual manera los disparos en cada frente se realizan con voladura controlada (smooth blasting) en el que se utilizan pentacord, fanel y explosivos exadit de 45% de 7/8” x 7”, la malla de perforación es de 0.40 m x 0.40 m. La limpieza se realiza con scoop de 6 yd³.

En los tajeos se preparan dos chimeneas de servicios de 1.20 m x 1.20 m cada uno y dos “ventanas” de + 0% de gradiente, desde la rampa a la veta de 3.0 m x 3.0 m. Los tajeos están conectados a un echadero de mineral de 1.50 m x 1.50 m. **(Ver Plano No. 17).**

5.6 PROGRAMA DE PRODUCCION

El Planeamiento 2003 contempla alcanzar un nivel de producción de 2,300 tpd, la planta está en proceso de mejoras para alcanzar las 2300 tpd para el mes de agosto y continuar hacia las 3000 tpd.

Los 02 primeros meses el nivel de producción será de 1,800 tpd, de marzo a mayo subirá a 2000 tpd, de junio a julio de 2200 tpd y de agosto a diciembre 2300 tpd, para lo cual se tendrá que terminar las preparaciones de los tajeos mecanizados.

De acuerdo a la cubicación de las reservas se ha programado 750,809 Tn de mineral de mina con una ley de cabeza promedio de % Cu 0.35, %Pb 4.0, %Zn 10.79 y Oz Ag 3.00, para el cumplimiento de estos objetivos se deberán realizar la adquisición de Equipos; para la perforación se requieren 02 Jumbos Quasar 1F, para la limpieza se requieren 3 Scooptrams de 3.5 Yd3 y 2 de 2.2 Yd3 de capacidad, los mismos que están programados sus llegadas entre Enero y Mayo del 2003.

5.7 VIDA DE LA MINA

De acuerdo a la cubicación de reservas realizada se tiene **12.317.373** Tn de mineral de mina entre Reservas, Recursos Indicados y Recursos Inferidos, y produciendo 2000 tpd, se tendría lo siguiente:

$$2000 \text{ tn/día} * 30 \text{ día/mes} * 12 \text{ mes} / \text{año} = 720000 \text{ tn/año}$$

$$12317373 \text{ tn} \div 720000 \text{ tn/ año} = 17 \text{ años}$$

- Por lo tanto al ritmo de 2000 tn /día; la vida de la mina sería de **17 años**

5.8 SERVICIOS AUXILIARES DE MINA

Dentro de los servicios mas importantes que deben ser cubiertos para el cumplimiento del Planeamiento anual, se tiene los siguientes:

Relleno Hidráulico

Actualmente la planta concentradora de Animn, tiene la capacidad de procesar 2000 Tms/da de mineral de los cuales produce 350 Tpd de concentrado de zinc con un grado de 59 % y 91 % de recuperación; 105 Tpd de concentrado de Plomo con un grado de 65 % y 86 % de recuperación, 11 TPD de concentrado de cobre con un grado de 23% y 36

% de Recuperación; con el que se obtiene un radio de concentración de 4.29, y con una gravedad específica de 3,20 gr/lit.

La planta de Relleno Hidráulico produce relaves cicloneados para ser utilizados como relleno solo y su rendimiento es de 30 m³/hora, con una densidad de pulpa de 1700 gr. /lt a 1900 gr. /lt (Densidad optima de 1950 gr. /lt) y es transportado a mina con una tubería de 3". Se rellenan tajeos en las de 75 m, y de una altura de tajeo de 3.5 m. Se rellenan hasta 3.0 m, dejando 0.5 m de luz como cara libre para un nuevo corte. En algunos tajeos se utiliza relleno es pasta hasta en una relación de 1/6. La presión mínima de bombeo es 12 PSI utilizando bomba Warman 3 x 2 de 25 HP (18.7 Kw.) y de 13.5 PSI con una bomba Weg 5 x 4 de 22 Kw.

Existe un déficit promedio de 46 % en lo referente a relleno hidráulico ya que la producción de relave de planta solo cubre el 54 % del requerimiento, por consiguiente debe de ser cubierto ya sea mejorando el sistema de relleno o por el relleno detrítico provenientes de las labores de preparación y desarrollo.

Se realizo un Análisis Granulométrico del Hidrociclon D – 10, y los resultados se muestran. **(Ver Cuadro No. 4).**

Se presenta luego el Unifilar de Relleno Hidráulico. **(Ver Cuadro No. 5).**

Aire Comprimido

La capacidad de aire comprimido por zonas son las siguientes:

ZONA I 1800 CFM

ZONA II 1200 CFM

TOTAL 3000 CFM

Para ello se cuenta con compresoras Ingersoll Rand, Atlas Copco y Denver.

Sistema de Bombeo

El drenaje general de la mina es el trabajo más importante que se tiene en ejecución a la fecha, se está dando la mayor importancia a los sistemas de drenaje. Actualmente hay 3 frentes en el sistema de drenaje que se están trabajando:

DRENAJE DEL NV. 355 PIQUE MONTENEGRO.- Por la galería de la veta Restauradora del Nv. 355 de Montenegro hay 40 lts/seg. de agua que bajan por el Pique auxiliar al Nv 310 de Montenegro y por la fractura en veta de la galería 815 E del Nv. 310 de Esperanza se dirigen hacia las pozas de bombeo del Pique Esperanza (60 lts/seg.). El sistema está conectado por la fractura en veta entre Montenegro y Esperanza.

Para evitar que esta agua con pocos sólidos en suspensión se contamine se procederá a bombear a superficie de Montenegro por una línea de 4"Ø; además en la zona de Esperanza se deben de tener 40 lts/seg. menos de bombeo. Para lo cual se viene instalando todo un sistema de bombeo: Ya está instalada la tubería de 4"Ø, está tendido el cable eléctrico desde la S.E. de Montenegro, falta que llegue 4 bombas sumergibles de 40 Kw.

FONDO PIQUE AUXILIAR 1 BOMBA SUMERGIBLE 16 KW

NV 355 2 BOMBA SUMERGIBLE 40 KW

NV 465 2 BOMBA SUMERGIBLE 40 KW

DRENAJE DEL NV. 310 PIQUE ESPERANZA.- En el Nv. 310 se está bombeando actualmente 90 Lts/seg. ; 60 lts/seg. Provenientes de la galería 815 E, que está conectada por una fractura con la zona de Montenegro, 20 lts/seg. son las aguas que bajan del Nv. 355 por la Ch. 108 y 10 lts/seg. son las filtraciones que están en el fondo del Pique Esperanza.

NV 310 1 BOMBA SUMERGIBLE 16 KW FONDO DEL PIQUE

3 BOMBA SUMERGIBLE 40 KW POZA DE BOMBEO

1 BOMBA SUMERGIBLE 64 KW POZA DE BOMBEO

NV 355 2 BOMBA ESTACIONARIAS 200 KW ESTACION DE BOMBAS

1 BOMBA SUMERGIBLE 29 KW BOOSTER

2 BOMBA SUMERGIBLE 40 KW 2da. LINEA DE BOMBEO

NV 465 1 BOMBA ESTACIONARIA 200 KW ESTACION DE BOMBAS

4 BOMBA SUMERGIBLE 40 KW 2da. y 3ra LINEA BOMBEO

La bomba Vogel instalada en el Nv. 355 y la bomba Vogel Stand by necesitan realizar una reparación general. Se ha pedido en compra una bomba ABS de igual característica a las que están instaladas. La bomba ABS Stand by también presenta bastante desgaste.

DRENAJE RAMPA MIRKO.- El bombeo se inicia en el Nv. 465 de la Rampa Mirko, con un caudal de 15 lts/seg. Provenientes de las filtraciones del Tajo 100, tajo 300 del Nv. 465 y las aguas provenientes de la perforación y el Relleno hidráulico. En la progresiva 1+300 está la poza No. 3 que capta las aguas del tajo 100 que se bombean desde esta poza en cascada a la poza No. 2, luego a la poza No. 1 ubicada en el Nv 540 y de allí al Nv. 610; para ser evacuada a superficie por la cuneta de este nivel; las pozas son tanques de recolección que recolectan las aguas para ser bombeadas intermitentemente al Nv. 610.

TOTAL DE BOMBAS OPERATIVAS = 3 SUMERGIBLES 40 KW.

STAND BY = 1 SUMERGIBLE 40 KW.

Para mejorar el sistema se ha previsto completar los sedimentadores de la poza No. 2; también el agua que viene del Tajo 100 en el Nv. 465 se captará para usarlo en la perforación de los Nvs. 355, 310. La poza No. 3 será reemplazada por las pozas de sedimentación y bombeo que está proyectada en la rampa de Integración 200.

Ventilación

El ingreso de aire fresco a la mina, en el circuito actual de ventilación es por la Rampa Mirko y la salida del aire viciado es por la zona de Quimacocha. El balance de ventilación al mes de agosto del presente año nos muestra un déficit de aire fresco, solo que cubre un 54 % del aire realmente requerido en mina. (Ver Cuadro No.6 y 7).

Balance de Ingreso y Salida de aire:

UBICACIÓN	CAUDAL (CFM)
INGRESO DE AIRE FRESCO:	
Rampa Mirko	258,256
Raise Borer 03	27,969
Nivel 610 (Pique Esperanza)	42,731
TOTAL INGRESO DE AIRE:	328,946
SALIDA DE AIRE VICIADO:	
Pique Montenegro	13,224
Nv. 610 – Ch. 200 1E	147,225
Nv. 610 – Ch. FP 300	78,966
Nv. 610 – Ch. 270	73,077
TOTAL SALIDA DE AIRE VICIADO:	312,492

De igual manera, las necesidades de aire para el personal, por el uso de equipos Diesel y contaminantes, según se puede mostrar en anexos, se resume lo siguiente:

- Cantidad de Ventiladores Operativos = 10
- Capacidad Nominal = 335,000 CFM
- Ingreso de Aire : 328,946 CFM
- Salida de Aire : 312,492 CFM
- Necesidades : 612,191 CFM
- Cobertura de Aire Fresco : 53.73 %

Del cual, vemos que no se esta cumpliendo, cabalmente con la ventilación de mina; y se corrobora por la presencia de aire contaminado en algunas mas que otras, lo que significa que se tiene que corregir los circuitos de ventilación para aprovechar la capacidad real máxima de los ventiladores; al mismo tiempo que se tendrá que preparar mas chimeneas de ventilación.

5.9 EXTRACCIÓN DE MINERAL

Dentro de las operaciones se considerará el Plan de Extracción y Transporte de Mineral, en cuyo proceso se deben ejecutar trabajos de mantenimiento, reparación de accesos y vías, así como mantenimiento del pique Esperanza.

De acuerdo al Programa Actual de producción se deberá transportar 26,000 Tn promedio mes (45%) de Mineral por el pique Esperanza y 38,000 Tn promedio mes (55 %) de Mineral por la Rampa Mirko.

a. Extracción por Rampa Mirko

La rampa Mirko es la vía de acceso más importante de la mina, tiene una sección de 4 x 4 metros y una longitud proyectada de 2,500 metros de superficie al nivel 310. Actualmente tiene 1,200 metros construidos y se continuará bajando con rumbo a la zona de Quimacocha. La rampa Mirko actualmente, se utiliza como vía de acceso de los equipos, personal, materiales y extracción de mineral con volquetes de 30Tn de capacidad y recorren 1Km desde la cámara de carguío hasta Bocamina.

b. Extracción por Pique

La UEA Chungar cuenta con instalaciones de extracción que sirve para la subida superficie del mineral, bajada y subida de personal, equipos, madera y otros materiales, esta consta de una casa wincha con una máquina de extracción, skips o jaulas, cables de extracción y castillete.

Pique Esperanza:

Esta es una wincha de doble tambora que sirve para dar servicio a varios niveles, y nos permite la producción diaria, pues posee dos skips y un balancín, además según horario establecido, procede al cambio del skip por la jaula para el izaje de personal y

materiales. Esta ventaja nos favorece en la actualidad, pues es el único medio de entrada y salida en la actualidad de la mina.

Producción: 900tm/da.

Estación de Carguio: Nivel 310.

Ciclo de izaje : 1 min., 30seg.

Numero de viajes promedio: 30 viajes/día.

Disponibilidad mecánica: 90%

Profundidad de izaje: 310m

Velocidad de izaje: 4.5 m/s.

Motor eléctrico: 600Hp, 2300V

Peso máximo: 3Kg

Pique Montenegro:

Es una wincha de una sola tambora, se puede utilizar como wincha de servicio o producción, se estaba utilizando como wincha de servicios para izaje de personal y material pero actualmente se encuentra inoperativa.

Peso mximo: 6 pasajeros.

Profundidad de izaje: 265 m/s.

Disponibilidad mecánica: 80%

Estación de Carguio: Nivel 355, 390.

Se adjunta aquí el diagrama del proceso de la Unidad Económica Administrativa Chungar, en la situación actual. **(Ver Grafico No 5).**

VI. AMPLIACIÓN DE PRODUCCIÓN MINA A 3000 T/D

Para justificar una ampliación de operaciones a 3,000 TM/d es necesario contar con Recursos medidos de por lo menos 7 millones. El conocimiento geológico del yacimiento y especialmente las vetas Maria Rosa y Principal nos permite programar un plan de Sondajes Diamantinos que tiene por objetivo medir 2.5 millones de recursos.

6.1 PLAN DE EXPLORACIONES Y POTENCIAL

Con los trabajos geológicos realizados, se ha definido Áreas con potencial mineral que requieren en una primera fase taladros preliminares de evidenciación para luego priorizar áreas importantes con una serie de taladros secuenciales que involucran un Programa General de Perforación y luego hacer taladros progresivos con fines de cubicación de este mineral.

Para definir las áreas y taladros a ejecutarse se han considerado factores de certeza de los recursos, infraestructura operacional, y potencial.

El Potencial de mineral se ha sectorizado por áreas. **(Ver Cuadro No. 8)**

Área 1 María Rosa Oeste. **(Ver Cuadro No. 9)**

Área 2 María Rosa + Principal Inferiores. **(Ver Cuadro No. 10)**

Área 3 Lorena + Elisa + 85. **(Ver Cuadro No. 11)**

Área 4 Andalucía + Magaly + Lupe.

Área 5 Cuerpos conglomerados “San Pedro”.

Área 6 Vetas 15 – 16 Conglomerados. *(Programa por definir)*

Ver cuadros Programa de Inversiones & Exploraciones Animón y Cuadro de Estimación de Reservas y Potencial – Mina Animón. **(Ver Cuadro No. 12)**

Para afianzamiento de las 2,300 t/día se ha escogido las Áreas al Oeste de la Veta Maria Rosa por estar en pleno desarrollo al oeste y el Sistema Lorena + Elisa que esta cerca de toda la infraestructura y fácil de evidenciar y es parte del Programa General DDH.

La veta María Rosa en su actual desarrollo hacia el Oeste sobre reservas minerales y su probable avance de confirmarse su continuidad interceptará al Sistema Lorena – Elisa – 85 que por reinterpretación geológica, correlación, curvas isópacas e isovalores es muy probable que la veta María Rosa tenga continuidad, asimismo la infraestructura se está desarrollando con ésta misma orientación; éste escenario hace factible su preparación y desarrollo a mediano plazo. **(Ver Plano No. 17).**

El programa elaborado para las 2,300 t/día se ejecutaría desde superficie y de interior mina con una máquina con alcance máximo de 500 m e inclinación máxima de - 78°, 4250 m. de longitud, a un costo de \$ 340,000 y se lograrían evidenciar 1,180,000 TMS. El tiempo de ejecución es de 8 meses. **(Ver Cuadro No. 8).**

El programa para las 3,000 t/día, se ejecutará en forma secuencial de acuerdo a la información que se recoja de los taladros preliminares y será parte complementaria a lo ejecutado para las 2,300 t/día.

6. 2 LEY DE CORTE PROYECTADO

Para este proyecto de ampliación de mina mencionamos:

Costos Fijos, Costos Variables, Total y el Punto de Equilibrio.

Para obtener los Costos Fijos, Variables y Totales se ha elaborado una matriz detallada de todos los costos. **(Ver Cuadro No. 13 y 14).**

Para el efecto se preparo una matriz estandarizada de costos cuyo resultado final es el siguiente:

Periodo	tms/día	Costo (\$ / TMS)	Cut-Off (% Eq.Zn.)	Cut-Off (US\$ / TM)
		Variables	Produc.	Produc.
2006 - 2012	3.000	17,90	3,06%	17,90

6. 3 PLANEAMIENTO DE LA MINA PARA 3,000 tpd

El Plan de Producción está centralizado en las 02 vetas mas importantes; la Veta María Rosa y Veta Principal, estas tienen el 80% de las reservas y recursos, en tal sentido se ha visto por conveniente realizar la infraestructura necesaria que nos garantice el incremento de la producción a las 3,000 TPD.

Para la elaboración del Plan de Producción se han tomado las siguientes variables:

PLAN DE DESARROLLO

Se concibe dentro de un plan de desarrollo orientado en poner en evidencia los recursos inferidos que se tiene al oeste en blocks probado probable, para ello se ha programado 5 labores horizontales, la Galería 200 W en el nivel 500, Galería 945 E en el Nv. 465, Galería 885 W en el Nv. 390, Galería 623 W y la Galería 825 W en el nivel 310 las cuales nos permitirán incrementar las reservas probadas probables, y 6 chimeneas de 150 m c/u, las cuales nos permitirán bloquear con labores verticales 150 m.

Por consiguiente, estas mayores reservas permitirían incrementar principalmente la vida de la mina, lo cual es el cimiento para el incremento de producción a 3000 tpd.

PLAN DE PREPARACIONES

Para mejorar el incremento de la productividad, se ha programado un agresivo programa de avances en preparaciones, debido a estos retrasos de avances acumulados a lo largo de este año; estos deberán realizarse en los primeros 06 meses.

La inclusión de nuevos tajeos está en función del período de preparación, el cual se ha determinado con las siguientes labores:

- Subnivel 3.0 x 3.0 m, sobre veta (150m) 1.5 mes
- Chimenea ventilación 1.5 x 1.5m (55m) 1.0 mes

- By pass en estéril 3.0 x 3.0(150 m) 1.5 mes
- Rampa de explotación 3.5 x 3.0 (130m) 1.0 mes
- Ventanas de acceso al tajo (50m) 0.5 mes
- Echadero de mineral 1.5 x 1.5m (15m) 0.2 mes
- Fill pass de desmonte 1.5 x 1.5 m (55m) 1.0 mes

Todos estos avances suman en tiempo aproximadamente 06 meses, que es el período que se ha tomado para estimar la preparación por tajeo.

La secuencia del Planeamiento que se ha tomado es la siguiente:

En el año 2003, se van a explotar los tajos 500 – 400-300 –200 y 100 de la veta María Rosa en los niveles: 500 – 465 – 390 y 355. En este año se deben confirmar las reservas probables a probadas y terminar la preparación de los tajos al oeste de la veta María Rosa en los niveles 355 y 310.

En el año 2004, se continua la explotación al oeste de los tajos 300 –200 - 100 y 0 de la veta María Rosa en los niveles: 500 – 465 – 390 y 355. En este año se deben empezar las preparaciones de los niveles 310 y 270, para lo cual se debe concluir con el Proyecto de drenaje por el túnel 250 e insomnio respectivamente, así mismo concluir la profundización del pique Esperanza hasta el nivel 270.

Se debe iniciar el avance de la Rp. 200 de integración por el tajo 200 hacia el nivel 270 y 210 de la veta María Rosa

Al inicio del año 2005, se deben empezar las preparaciones en la zona de Montenegro y Esperanza de la veta Principal, también se debe estar rehabilitado el Pique Montenegro e iniciar el desarrollo de esta veta en el Nv. 270 hacia Esperanza.

Se debe concluir las preparaciones en Esperanza del nivel 210.

Adicionalmente a estas acciones, se debe empezar en este año un programa de perforaciones Diamantinas hacia la interceptación de la veta María Rosa en los Nv. 355 y 310 al oeste, así como cubicar 2.5 MM ton. de recursos a reservas probadas – probables. **(Ver Cuadro No. 48).**

PLAN DE PRODUCCION

Para lograr el incremento de producción a 3000 tpd, la producción de mineral tendrá un aumento progresivo, debido a que los tajos no cuentan con la infraestructura o preparación adecuada; de tal manera que el año 2003 se iniciara produciendo 2025 tpd luego el año 2004 aumente a 2300 tpd, luego el año 2005 aumentara a 2500 tpd y desde el año 2006 aumente a una producción constante de 3000 tpd hasta el año 2012. (**Ver Cuadro No. 15**).

Cabe de recalcar, que desde el año 2003 hasta el año 2005 se tendrá un agresivo plan de avances de preparaciones, esto nos permitirá contar con mayores frentes de rotura. Los equipos tendrán un mayor aprovechamiento de sus horas disponibles.

De acuerdo a la cubicación de las reservas la mayor producción será de la veta Maria Rosa.

Para la explotación de tajos en “Breasting”, la perforación con malla reajustada, se realizara con los mismos jumbos que se tienen actualmente en operación pero utilizando barrenos de 11 pies (3.30m) y 14 pies (3.90m) de longitud con brocas de 1 ¾” (Taladros de Producción) y 1 ½” (Taladros de voladura Controlada) con lo que se reducirá la cantidad de taladros (de un promedio de 25 a 17), con mallas: Burden hasta 1.10 m y espaciamiento entre taladros hasta 1.20 m , en un área de 3.0 m x 3.0 m, logrando un avance efectivo/disparo de 3.50 m o 7 m/tajeo-día, con el que se espera obtener un mínimo de 100.8 t/frente con un rendimiento de 5.93 t/taladro. La productividad seria de:

$$\text{Productividad} = 100.8 \text{ Tn} / 12 \text{ (Tn/h-gdia)} = 8.4 \text{ Tn/h-gdia.}$$

Considerando que la capacidad nominal del jumbo es de 90 mp/hora, creemos por conveniente ajustarlo a un 90% de efectividad con lo que estaría logrando unos 81 mp/hora (23 Taladros /Hora) y en un día, con dos Jumbos, (Trabajo efectivo de 11 horas/día) se lograría una producción de 3000 Toneladas de Mineral Roto, que con una

efectividad del 94% alcanzaríamos los 2820 tpd, al que si sumamos el tonelaje de mineral de exploraciones, desarrollos, preparaciones y tajeos adicionales por cámaras y pilares (alrededor de 6% de la producción total), lograríamos la producción mínima de 3000 tpd con un total de 12 tajeos en “Breasting”, como mínimo en operación.

PLAN DE PERFORACION Y VOLADURA

La perforación en “Breasting” será reajustado, con el fin de cumplir con las metas trazadas. Como el mayor volumen de mineral se explotara de la veta Maria Rosa, se hizo varios estudios geomecánicos en toda la mina con el fin de determinar su clasificación “GSI (Geological Strength Index)” y su “RMR (Rock Mass Rating)”, tanto para cajas como para la mineralización. Estas estructuras están consideradas dentro de una clasificación MF/B (muy fracturada a muy buena), MF/P (muy fracturado a pobre) y MF/MP (muy fracturada a muy pobre), para estructuras parcialmente disturbadas, con bloques angulosos, formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidad y un RQD entre 35 a 50 y para aberturas hasta 4.50 m; los mismos, que están comprendidos para llevar a cabo un sostenimiento tipo “C”, “D”, y “E”, tal como se puede observar en el siguiente cuadro de acuerdo a la tabla GSI para sostenimiento en labores mineras de desarrollo y explotación para la Unidad Animon.

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	SPAN	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00 m	3.00 m	2 días	D
Caja Techo	MF/P- MP	30 – 40	0.3 – 0.7	3.00 m	1 a 3 m	Inmediato	D – E
Veta	MF/P-B	40 – 50	0.7 – 2.5	4.50 m	3 a 4 m	2 a 4 días	C – D

Al evaluar en forma muy sencilla y concisa los detalles en las áreas abiertas, se ha llegado a la conclusión que el índice de calidad RMR varia de 35 a 50, teniendo 3 tipos de terrenos: Regulas a Bueno – Clase III y malo clase IV. Esto nos indica que el sostenimiento y auto soporte en las labores serán variables para cada tramo.

Es de vital importancia el conocimiento de los aspectos geomecánicos tales como la ubicación de los tajeos respecto a otros y las dimensiones de los mismos; para establecer la dirección correcta del avance de la explotación y la secuencia de minado que se debe de adoptar. Para el logro de una mayor estabilidad de los tajeos, se debe minimizar la sobre excavación y el daño superficial de la roca debido a los disparos. Para evitar esto se implementa un diseño de mallas con voladura controlada, qué es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca.

La voladura controlada se realiza mediante el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre si y disparados simultáneamente, antes o después de la voladura principal para crear y controlar la formación de una grieta continua que delimite la superficie final de un corte o excavación. Las técnicas mas empleados son: EL “Smooth Blasting”, “Pre – Splitting” y el “Tracing”.

El “Smooth Blasting”, consiste en arrancar la ultima capa de roca de la voladura de contorno con cargas moderadas y bien distribuidas.

El “Pre Splitting”, consiste en crear un corte de la roca antes de la voladura principal. Al disparar dos cargas simultáneamente en taladros adyacentes, la colisión de las ondas de choque entre los taladros provoca tensiones transversales y por ende fisuras.

El “Tracing”, involucra una columna de carga con agentes de voladura del tipo NCN (Nitro Carbo Nitratos) granulares o pulverulentos. Esta técnica une al fulminante fanel con cinta aislante un tramo de cordón detonante “3P o 5p”, en los taladros del contorno al iniciar la voladura del “Breasting”. En estos, la velocidad de detonación del cordón detonante (6800 m/s) es mayor que la velocidad de detonación del agente de voladura (2500 a 3500 m/s); el cordón se inicia primero y ocurre el fenómeno de deflagración; es decir, durante el mismo proceso de la voladura se produce una disminución de la concentración de la carga.

Los taladros de voladura normal destrozan la roca por integración de fisuras radiales, mientras que los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo que las fracturas creadas se dirijan hacia los puntos de menor resistencias, es decir de taladro a taladro, alineándose así para formar el “plano de corte”, con lo que se disminuye e incluso se elimina la formación de fisuras radiales alrededor de los taladros.

Para el diseño de las MALLAS DE PERFORACION las variables que se deben controlar son:

GEOMETRICAS: Se refiere al diámetro de taladro, burden, espaciamiento, longitud de carga, acho y altura del tajeo, etc.

FISICO – QUIMICAS: Se refiere al tipo de explosivo, potencia de detonación y sistema de cebado.

TIEMPO: Se refiere a retardos, secuencia de iniciación, etc.

DIAMETRO DE TALADRO: Depende de la producción que se desea obtener, ritmo de la excavación, resistencia de la roca y sobre todo la disponibilidad de los recursos de la empresa. Hay que tener presente que los costos de perforación disminuyen en la mayoría de los casos con el aumento de diámetro de 1 ¼” (45 mm) y para los taladros de voladura controlada se estimo en 1 ½” (38 mm), debido a que se cuentan con estos recursos en la Unidad.

TIPO DE EXPLOSIVO: Depende de las propiedades geomecánicas de la roca que se desea fracturar y de los explosivos para el diseño, Semexsa 65 % para los taladros de producción y Exadit 45 % para los taladros de voladura controlada.

Para el calculo del BURDEN (distancia mínima desde el eje de un taladro a la cara libre) y el ESPACIAMIENTO (distancia entre taladro de una misma fila) se han propuesto numerosas formulas. Para este trabajo se consideran las propuestas de Kenya, López Jimeno y Kenya – Walter.

Según KONYA (1976), tenemos:

DESCRIPCION	TALADROS DE PRODUCCION	VOLADURA CONTROLADA
<p>BURDEN:</p> <p>$B = 3.15 \times D \times (De/Dr)^{0.33}$</p> <p>B: Burden (Pies)</p> <p>D: Diámetro Carga (Pulg.)</p> <p>De: Densidad Explosivos</p> <p>Dr : Densidad de Roca</p>	<p>D : 1 ¾”</p> <p>De : 1.09</p> <p>Dr : 3.20</p> <p>$B = 3.15 \times 1.75 \times (1.09/3.20)^{0.33}$</p> <p>B : 3.86 pies</p> <p>B : 1.17 metros</p>	<p>D : 7/8”</p> <p>De : 0.97</p> <p>Dr : 3.20</p> <p>$B = 3.15 \times 7/8 \times (0.97/3.20)^{0.33}$</p> <p>B : 1.85 pies</p> <p>B : 0.56 metros</p>
<p>ESPECIAMIENTO:</p> <p>$S = ((L + 7 \times B)/8)$</p> <p>Donde:</p> <p>S = Espaciamiento (Pies)</p> <p>L = Long. Taladro (Pies)</p> <p>B = Burden (Pies)</p>	<p>L : 11.50</p> <p>B : 3.86</p> <p>$S = ((11.50 + 7 \times 3.86)/8)$</p> <p>S = 4.81 Pies</p> <p>S = 1.46 metros</p>	<p>L : 11.50</p> <p>B : 1.85</p> <p>$S = ((11.50 + 7 \times 1.85)/8)$</p> <p>S = 3.05 Pies</p> <p>S = 0.93 metros</p>
<p>TACO:</p> <p>$T = 0.7 \times B$</p> <p>Donde:</p> <p>T = Taco (Pies)</p> <p>B = Burden (Pies)</p>	<p>B = 3.27 pies</p> <p>$T = 0.7 \times 3.86$</p> <p>T = 2.7 pies</p> <p>T = 0.82 metros</p>	<p>B = 1.84 pies</p> <p>$T = 0.7 \times 1.84$</p> <p>T = 1.29 pies</p> <p>T = 0.39 metros</p>

Según López Jimeno (1980), tenemos:

$$B = 0.76 \times D \times F$$

Donde:

B : Burden (Metros)

D : Diámetro de Barreno (Pulgadas)

F : Factor de Corrección en función a la clase de roca y tipo de explosivo.

$$F = Fr \times Fe$$

$$Fr = ((2.7 \times 3500)/(Dr \times VC))^{0.33}$$

$$Fe = ((De \times VD^2)/(1.3 \times 3660^2))^{0.33}$$

Siendo:

Dr : Densidad de Roca (gr/cm^3)

VC : Velocidad Sísmica de Propagación del Macizo Rocosos (m/s)

De : Densidad de Explosivo (gr/cm^3)

VD : velocidad de detonación del Explosivo (m/s)

La formula indicada, también es valida para diámetros superiores a los 51 mm hasta los 165 mm. Para los taladros pequeños el valor del burden se afectara por un coeficiente reductor de 0.9.

Para los taladros de producción tenemos:

D : 1 3/4"

Dr : 3.20 gr/cm^3 VC : 3500 m/s De : 1.09 gr/cm^3

VD : 4000 m/s Fr = $((2.7 \times 3500)/(3.20 \times 3500))^{0.33}$

Fr = 0.94 Fe = $((1.09 \times 4000^2)/(1.3 \times 3660^2))^{0.33}$ Fe = 1.00

F = 0.94 x 1.00

$$F = 0.94$$

$$B = 0.90 \times 0.76 \times 1.75 \times 0.94, \text{ de donde : } B = 1.12 \text{ metros}$$

Para los taladros de voladura controlada tenemos:

$$D : 1 \frac{1}{2}''$$

$$Dr : 3.20 \text{ gr/cm}^3$$

$$VC : 3500 \text{ m/s}$$

$$De : 0.97 \text{ gr/cm}^3$$

$$VD : 3300 \text{ m/s}$$

$$Fr = ((2.7 \times 3500)/(3.20 \times 3500))^{0.33}$$

$$Fr = 0.94$$

$$Fe = ((0.97 \times 3300^2)/(1.3 \times 3660^2))^{0.33}$$

$$Fe = 0.85 \quad F = 0.94 \times 0.85$$

$$F = 0.79 \quad B = 0.90 \times 0.76 \times 1.50 \times 0.79, \text{ de donde : } B = 0.81 \text{ metros}$$

Según KONYA Y WALTER (1985), tenemos:

$$B = (((2 \times De)/Dr) + 1.5) \times d$$

Donde:

B : Burden (Pies)

De : Densidad de Explosivo

Dr : Densidad de Roca

d : Diámetro de la Carga

Para los taladros de producción tenemos:

De : 1.09

Dr : 3.20

d : 1 ½”

$$B = (((2 \times 1.09)/3.20) + 1.5) \times 1.5$$

B : 3.27 Pies

B : 0.99 Metros

Para los taladros de voladura controlada tenemos:

De : 0.97 Dr : 3.20

$$d : 7/8” \quad B = (((2 \times 0.97)/3.20) + 1.5) \times (7/8)$$

B : 1.84 Pies

B : 0.56 Metros

Para el cálculo de la LONGITUD DE LA CARGA EXPLOSIVA teniendo en cuenta que se usaran dinamitas para la voladura, se plantean el cálculo empírico que determinan que la columna explosivo no debe ser mayor a los 2/3 de la longitud del taladro. El cálculo del número de cartuchos será:

Para los taladros de producción:

$$\text{No Cartuchos} = ((2/3 \times L)/Le)$$

Donde:

L : Longitud del Taladro (metros)

Le : Longitud del Explosivo (metros)

Por lo tanto:

L : 3.5 metros

Le : 0.3 metros

No Cartuchos = $((2/3 \times 3.5)/0.30)$

No Cartuchos = 8 Cartuchos

Para los taladros de Voladura Controlada:

L : 3.5 metros

Le : 0.22 metros

No Cartuchos = $((2/3 \times 3.5)/0.22)$

No Cartuchos = 12 Cartuchos

En el diseño de las MALLAS DE PERFORACION, para las voladuras con “breasting”, habitualmente, se usan las distribuciones de taladros en cuadrado o rectángulos, debido a la facilidad de replanteo de los puntos. No obstante, los esquemas mas efectivos son los denominados “al estrobillo” y entre ellos el mejor es que forma triángulos equiláteros, ya que es el que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y dirección de salida de la voladura.

En resumen se han desarrollado tres formulas para el cálculo del Burden óptimo para las mallas en los tajeos, los resultados son:

	KONYA		LOPEZ JIMENO		KONYA Y WALTER	
	Producción	Controlados	Producción	Controlados	Producción	Controlados
B	1.17	0.56	1.12	0.81	0.99	0.56
S	1.46	0.93	1.34	0.97	1.18	0.85
T	0.82	0.39	0.78	0.57	0.70	0.38

Las velocidades sísmicas de propagación para algunos tipos de roca que se usarán en la fórmula de López Jimeno, son.

TIPO DE ROCA	VELOCIDADES SISMICAS (m/s)
Igneas	
Granito	3000 – 6000
Granito Meteorizado	1200 – 1600
Gabros	6700 – 7300
Diabasas	5800 – 7100
Sedimentarias	
Arcillas	1000 – 2000
Margas	1800 – 3500
Areniscas	1400 – 4500
Conglomerado	1200 – 7000
Pizarras Sedimentarias	1200 – 2100
Calizas	1500 – 6000
Dolomitas	5000 – 6000
Metamórficas	
Gneis	3000 – 6000
Gneis Meteorizado	1200 – 1600
Cuarcitas	5000 – 6000
Pizarras Metamórficas	1800 – 3000

De igual manera, algunas de las características de los explosivos utilizados son:

PROPIEDADES EXPLOSIVAS	SEMEXA 65 %	EXADIT 45 %
Potencia por Peso (Trazul)	75%	69%
Poder Rompedor (mm)	17	12
Velocidad de Detonación (m/s)	4000	3300
Resistencia al Agua	Muy Buena	Limitada
Categoría de Humos	1 ^{ra}	1 ^{ra}
Densidad	1.09	0.97
Presión de Detonación (Kbar)	80	55
Volumen Normal de Gases (l/Kg.)	920	890
Dimensiones	1 ½" x 12"	7/8" x 8"

Se deja a consideración del supervisor correspondiente el replanteo en el campo y ajuste de las mallas de acuerdo al terreno.

De lo analizado anteriormente, se concluye que las perforaciones con Jumbo, en "breasting", deberán realizarse con mallas de 1.2 m x 1.00 m, lo que nos permitirá alcanzar un mínimo de 81 metros perforados por hora utilizando brocas de 45 mm (1.3/4") para los taladros de producción y de 38 mm (1.1/2") para los taladros de contorno. La perforación efectiva toma un tiempo de 3,5 horas por guardia. De igual manera, considerando un P.e. de 3.2 t/m³ se lograra un rendimiento de hasta 5.93 t/taladro. Cabe destacar que el trabajo en la mina es de 3 guardias/día, lo cual indica que el jumbo utilizara un tiempo neto de operación de 11 horas/día. Por lo que la producción mínima es calculado en. **(Ver Cuadro No. 16).**

Prod./día en "breasting" = 23 tal/h-jumbo x 11 h/día x 5.93 t/tal x 2 jumbos

Prod./día en "breasting" = 3000 t x 94 % (efectividad) = 2820

Producción en exploraciones, desarrollos, preparaciones, y tajeos que se iniciaran = 180 tmd

PLAN DE LIMPIEZA Y ACARREO

La limpieza se realizara con Scooptram cuya capacidad de cuchara en promedio es de 70 t/h cubriendo una distancia promedio de acarreo de 80 m, en un tiempo efectivo de operación de 3.5 horas/guardia, los que determinan un neto de operación con scoop de 10.5 h/día. Por lo que la producción mínima es calculada en **(Ver Cuadro No. 17)**.

$$70 \text{ t/hr} \times 10.5 \text{ h/dia} = 735 \text{ t/dia}$$

PLAN DE SOSTENIMIENTO

El sostenimiento como parte del ciclo de minado, se ha convertido en una herramienta muy importante para el control de accidente por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes y para aplicarlos se hace necesario conocer los tipos de roca que se encuentra en la mina Animon:

ROCA	RMR	Q	SGI	CALIDAD	RESISTENCIA	CASOS
III A	51 - 60	2 - 6	F/R	REGULAR "A"	59 - 126	VETA MASIVA NEGRA
III B	41 - 50	0.7 - 1.9	MF/R	REGULAR "B"	38 - 52	MARGA ROJA, VETA SACAROIDE
IV A	31 - 40	0.2 - 0.6	MF/P	MALA "A"	18 - 36	MARGA GRIS, CONGLOMERADO SATURADO
IV B	21 - 30	0.07 - 0.2	MF/MP	MALA "B"	20 - 10	DISEMINADO ENCAJONANTE SATURADO
V	< 20	< 0.07	IF/MP	MUY MALA	< 10	ROCA ENCAJONANTE SATURADA

Con la resistencia (Mpa) para cada tipo de roca, que se presentan en la tabla, calculamos la resistencia del shotcrete a partir de la masa típica de la roca (2.7 t/m^3) que se presentan a una presión de 13.5 Mpa (1969 PSI) a una profundidad promedio de 500 metros (labores de la zona II).

Trabajando con un factor de seguridad de 1.5 determinamos que el shotcrete debe trabajar soportando a la masa rocosa con una resistencia de:

$$13.5 \text{ Mpa} \times 1.5 = 20.25 \text{ Mpa} \approx 21 \text{ Mpa}$$

por lo tanto, debemos sostener la roca con una resistencia mayor a 210 Kg/Cm^2 o mayor a su equivalencia de 21 Mpa. El espesor del shotcrete esta determinado por la calidad de roca, sección de la labor y tipo de labor (permanente o temporal). En una capa de 2", 1 m^3 de concreto lanzado equivale a 9.36 m^2 shotcreteados; en una capa de 1", 1 m^3 de shotcrete equivale a 12.48 m^2 shotcreteados; mientras que en una capa de 1.1/2", 1 m^3 de shotcrete equivale a 9.36 m^2 shotcreteados.

De igual manera, de acuerdo al tipo de estructura, programado para la ampliación a 3000 tmd, se aplicaran sostenimientos tipo, "C", "D" y "E", de acuerdo a la clasificación geomecánica desde MF/B a MF/MP, tal como se muestra en el siguiente cuadro:

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURAS	SPAN	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00 m	3.00 m	2 días	D
Caja Techo	MF/P- MP	30 – 40	0.3 – 0.7	3.00 m	1 a 3 m	Inmediato	D – E
Veta	MF/P-B	40 – 50	0.7 – 2.5	4.50 m	3 a 4 m	2 a 4 días	C – D

El de tipo "C", requiere la aplicación de pernos sistemáticos en una malla de 1.0×1.0 m, con malla obligatoria de aberturas de 0.05×0.05 m de shotcrete.

El de tipo "D", requiere el uso de pernos sistemáticos con malla de 1.0×1.0 m con la aplicación de shotcrete.

El de tipo "D1", requiere el uso de pernos sistemáticos con malla de 1.0×1.0 m con shotcrete.

El de tipo "E", requiere el uso de cimbras metálicas o cuadros de madera.

De igual manera, como las corridas en vetas pueden realizarse hasta 4 metros en un lapso de tiempo hasta de 4 días como máximo, y en 2 disparos por día se avanza un promedio de 7 metros, nos sugiere que el sostenimiento tiene que ser inmediato.

Para cada tipo de roca se ha establecido un sostenimiento diferente, el mismo que será evaluado según la cartilla geomecánica, de acuerdo a la sección abierta, tiempo de exposición y nivel de alteración del terreno.

RAMPAS	CALIDAD	SECCION	TIPO	TIPO DE SOSTENIMIENTO
	ROCA	LABOR	LABOR	
	MF/R-P	3.8 x 3.2 m	Permanente	
MF/P	3.8 x 3.2 m	Permanente	Shot 2" + Perno Cementados	

ACCESOS	CALIDAD	SECCION	TIPO	TIPO DE SOSTENIMIENTO
	ROCA	LABOR	LABOR	
	MF/R-P	3.0 x 3.0 m	Temporal	
MF/P	3.0 x 3.0 m	Temporal	Shotcrete de 1. ½"	

SUBNIVEL VENTANA CRUCERO	CALIDAD	SECCION	TIPO	TIPO DE SOSTENIMIENTO
	ROCA	LABOR	LABOR	
	MF/-P	3.5 x 3.0 m	Temporal Largo	
MF/MP	3.5 x 3.0 m	Temporal Largo	Shotcrete min 2"	

TAJEOS	CALIDAD	SECCION	TIPO	TIPO DE SOSTENIMIENTO
	ROCA	LABOR	LABOR	
MECANIZADOS	MF/-R	3.0 x 3.0 m	Temporal	Pernos Split Set
BREASTING	MF/MP	3.0 x 3.0 m	Temporal	Shotcrete de 1. 1/2"
CONVENCIONALES	MF/MP	2.4 x 2.1 m	Temporal	Shotcrete de 1"

Se ha definido los siguientes tipos de sostenimiento:

Pernos Split Set con Straps; se utilizarán sólo en las labores donde el shotcrete no pueda ser implementado y como sostenimiento de prevención en accesos y cruceros cuya calidad de roca sea de regular a pobre.

Pernos Cementados de refuerzo; en labores de carácter permanentes y en forma sistemática.

Shotcrete, se ha determinado 3 espesores, de acuerdo al tipo de labor (temporal o permanente), sección y parámetros geomecánicos, los cuales se observan en el cuadro adjunto. El shotcrete de diseño no debe ser menor a 210 Kgr. / cm² a los 28 días que es el recomendado por la profundidad de nuestras labores y el peso específico de la roca.

Cuadros de Madera, en zonas de derrumbe y colapso.

Cerchas Metálicas con forro de madera, para cubrir zonas de derrumbe donde se producen grandes esfuerzos y se requiere cubrir todo el área disturbada.

PLAN DE RELLENO HIDRAULICO

Actualmente la planta concentradora de Animn, tiene la capacidad de procesar 2000 Tms/da de mineral de los cuales produce 350 Tpd de concentrado de zinc con un grado de 59 % y 91 % de recuperación; 105 Tpd de concentrado de Plomo con un grado de 65 % y 86 % de recuperación, 11 TPD de concentrado de cobre con un grado de 23% y 36 % de Recuperación; con el que se obtiene un radio de concentración de 3,237; y con una gravedad específica de 3,20 gr/lit.

Haciendo una proyección para las 3000 Tms/día tratadas la planta concentradora de Animón estaría produciendo 511Tms de concentrado de zinc, 180 Tms de concentrado de plomo y 17 Tms de concentrado de cobre, con el que se obtiene un radio de concentración de 4,237; se obtiene 2292 tmd de relaves que es clasificado en una batería de ciclones D – 10. Con el radio de clasificación de 1.901 (**Ver Cuadro No. 4**); y aplicando las siguientes formulas se obtiene los tonelajes de Ander flor (Relleno Hidráulico), respectivos:

$$RCI = U/O \quad F = U + O$$

Donde:

RCI = Radio de Concentración

F = Alimentación (Relave General)

U = Under Flow (Gruesos = RH)

O = Over Flow (Finos)

Con el cual de los 2292 tmd de relaves clasificados se obtendrá los tonelajes respectivos de R/H (Under Flow) y del Under Flow.

F = 2292 tms (100%)

U = 1502 tms (65,53 %)

O = 790 tms (34,47 %)

Ahora, si consideramos que el requerimiento de R/H en mina, debemos partir de la producción de mineral de mina:

Producción en Tajeos Actuales = 2820 tmd

Prod. (Preparación y otros) = 180 tmd

Producción Proyectada = 3000 tmd

Obteniendo el siguiente cuadro:

Total Producción Mina	3000 tmd
C&RA con R/H	2820 tmd
P.E. de Mineral	3.2 tm/m ³
Densidad R/H (In situ)	1.96 tm/m ³
Volumen de R/H requerido	878 m ³ = 1720 tmd
Producción de Relave para R/H	767 m ³ = 1502 tmd
Perdida de Finos en R/H (5.30 %)	40 m ³ = 78 tmd
Disponibilidad de R/H	788 m ³ = 1536 tmd
Déficit de R/H	90 m ³ = 184 tmd
Relación : R/H / Mineral	1.96 / 3.2 = 0.61

Lo que significa, que para rellenar el espacio dejado al explotar una tonelada de mineral se necesita 0.61 toneladas de relleno. El relleno que se usara tendrá una densidad de 1960 gr/lt, el cual será llevado a la mina con una tubería de 3”, estas van pintadas de acuerdo al código de colores. Se prevé un volumen de 30 m³ de sólido/Hora en 16 h/día, que con un PE de 3.2 alcanzara a rellenarse a un promedio de 1536 t/día; es decir para condiciones mínimas requeridas de operación:

$$30 \text{ m}^3/\text{h} \times 16 \text{ h/día} \times 3.2 = 1536 \text{ tmd}$$

Para el logro de la ampliación de la mina a 3000 tmd, en la planta de Relleno Hidráulico, se debe de mejorar la recuperación de gruesos en el Under Flow para alcanzar una recuperación de 75%, mediante la regulación y cambio de “APEX” de los ciclones. De igual manera, se hace necesario instalar un nuevo nido de 5 ciclones nuevos, válvulas de cuchilla, manómetros, así como la adquisición de 2 bombas 5 x 4, 1 agitador y 1 bomba Warman, para “stand by”.

De igual manera, el déficit existente de Relleno Hidráulico en mina ($90 \text{ m}^3 = 184 \text{ tmd}$), será cubierto con relleno detrítico el 80 % a partir de los frentes de desarrollos y preparaciones (rampas, ventanas y otros) y el 20% a partir de las canteras del que ingresara material de préstamo. Se requiere ubicar canteras de marga rojas, areniscas o cuarcitas, elaborar los diseños y planificar la explotación de acuerdo a las normas de seguridad y medio ambiente. Para la puesta en operación se requiere repotenciar el equipo de perforación Track Drill, alquilar volquetes, cargador frontal y tractor. Asimismo, se deben ejecutar chimeneas de transferencia a los tajeos (Fill Pass) desde los niveles superiores. Para ingresar desmonte provenientes de las de las preparaciones y de superficie se requiere también ubicar cámaras de acumulación para el desmonte.

PLAN DE VENTILACION

El circuito de ventilación actual será mejorado de la siguiente manera:

Los principales conductos de ingreso de aire fresco serán por la rampa Mirko, el Pique Esperanza, el Pique Montenegro, el Raise Borer 03 y el Raise Borer 02 – Montenegro; el flujo de aire fresco se dirigirá por los niveles Este a Oeste desde el nivel 310 hasta el nivel 465 pasando por todas las labores y frentes a través de chimeneas auxiliares de ventilación. El aire viciado será evacuado con extractores ubicados en Raise Borer 06 y Raise Borer 07 – quimacocha y las chimeneas que comunican desde el nivel 610 al nivel 465 (ch. 200 1E, ch. 270, ch. FP 300). Por lo que será necesario adquirir ventiladores adicionales.

El requerimiento de aire proyectado para la ampliación de la producción 3000 tmd (**Ver Cuadro No. 18, 19 y 20**).

NECESIDADES/TURNO	CFM
Personal : 500	105,945
Equipos Diessel : 7,891 HP	835,973
Contaminantes: Para 6 niveles, Sección Prom. 8.40 m ²	74,151
TOTAL (CFM)	1016,069

De igual manera, el balance de ingresos y salidas de aire proyectado es:

DESCRIPCION	CFM
INGRESOS DE AIRE:	
Rampa Mirko	380,374
Pique Esperanza	163,013
Pique Montenegro	19,211
Raise Borer 03	30,618
Raise Borer 02 - Montenegro	28,782
TOTAL INGRESOS DE AIRE:	621,998
SALIDAS DE AIRE:	
Raise Borer 06 – Quimacocha	184,201
Raise Borer 07 – Quimacocha	141,259
Nv. 610 – Ch. 200 1E	105,556
Nv. 610 – Ch. 270	52,407
Nv. 610 – Ch. – FP 300	56,609
TOTAL SALIDAS DE AIRE:	540,032
COBERTURA:	
Ingreso de Aire	621,998
Necesidad de Aire	1016,069
Cobertura de Aire en Mina : 61%	

PLAN DE BOMBEO Y DRENAJE

El objetivo de mejorar y reducir el costo por drenaje, esta siendo orientado al drenaje por gravedad a través del Túnel Insomnio y San José, que en tal sentido se ha elaborado un proyecto que contempla 03 fases en forma paralela, las cuales se pueden resumir en lo siguiente:

Fase 1: Sistema de Drenaje Pique Esperanza

Las obras deben iniciar con la excavación del crucero 873, que servirá como segunda poza de sedimentación de 3 x 3 x 20 mts. Con una gradiente de 18 %. El crucero 869 está concluido, faltando las obras civiles; en el crucero 877 se ubicará las pozas de bombeo y la cámara de bombas (se debe de adquirir 1 Bomba ABS e instalas 2 Bombas Grindex Maxi para evacuar todo el caudal de bombeo que es de 80 l/s al nivel 355. Para el sistema de inundaciones hay que construir una puerta de seguridad en el crucero 900, cerca al crucero 873. Desde el crucero 877 se debe instalar la segunda línea de bombeo de 8" ø hasta el Nv 610 en el tercer compartimiento del Pique Esperanza, con esta tubería se mejorará el drenaje y además se puede determinar que el incremento de un mayor caudal en el Nv. 310 se podrá evacuar el agua por las dos líneas de 8" ø.

Las obras civiles: muros en cruceros 877, 873 y 869; base para bombas, lozas en los sedimentadotes empezarán una vez que concluyan cada uno de estos trabajos. De igual manera la instalación de la tubería de 8" ø se deben de instalar en el Pique Esperanza.

Los decantadores son de mucha importancia; pues, los sólidos se deben quedar en el Nv. 310. De aquí se debe evacuar a superficie por el Pique esperanza. Una vez decantado los sólidos es factible bombear con las bombas sumergibles desde el nivel 310 hasta el nivel 355 que se tiene que instalar una Bomba ABS a la Bomba Vogel y poder evacuar el agua al Nv. 465 en donde se debe de trabajar en forma paralela 2 Bombas ABS y evacuar el agua a superficie.

Fase 2: Rehabilitación del Pique Montenegro

Avanzar la rehabilitación del Pique Montenegro: Limpieza y enmaderado en los 55.34 mts. que faltan rehabilitar; de igual forma el sostenimiento necesario en todo el sector donde se va limpiar, faltando rehabilitar 33 cuadros del Pique, el volumen a limpiar es de 573 m3. En el nivel 310 se debe de rehabilitar el pocket; luego en forma paralela se limpiará el Nv. 310 hasta la intersección de la Gal 854W, para luego construir el Cx. 440 para comunicar a la Ch. 940; la Ch. 940 se debe rehabilitar hasta el Nv. 270. Es por este lugar donde se trasvasará el agua de la zona de Esperanza a Montenegro en el Nv. 310. Simultáneamente se debe rehabilitar hasta el Nv. 270, para luego profundizar el Pique 10 mts. y construir el pocket de este nivel que servirá para realizar la limpieza del Túnel Insomio Nv. 270 que incluye la carga del Pique auxiliar .

PROGRESIVA	SECCION	LONGITUD	TOTAL M3
Pique Montenegro	2 x 3.5 + 67%	55.34	573
Túnel Insomio	2.10 x 2.40	1,105.00	3,063

La limpieza y la rehabilitación del Nv. 250 (Túnel Nevejans) se ha concluido en forma conjunta con Huarón hasta el pozo “A” (Prog. 6+440). Los trabajos de la cuarta etapa están contemplados hasta la Prog. 8+750 donde se incluye el retiro del tapón de concreto de la prog. 8+100, la construcción de la rampa de integración entre el Túnel Nevejans y el Túnel Insomio. La energía eléctrica y el aire comprimido para los trabajos de la cuarta etapa deben ser instalados por el pozo “A” hasta el Nv. 250.

El sistema de drenaje del Nv. 310 Esperanza, la rehabilitación del Pique Montenegro-Túnel Insomio y los trabajos de rehabilitación del Túnel Nevejans Nv. 250 deben ser ejecutados en forma paralela.

Fase 3: Rehabilitación del Túnel Nevejans Nv. 250 - Huaron

Las obras, constituirá en la rehabilitación y sostenimiento desde la Prog. 6+440 hasta la Prog. 8+750.

De acuerdo al convenio realizado con Huarón podemos drenar 100 lts/seg por el Túnel Nevejans y esto implica construir un sistema de tratamiento del agua que se drenará por San José.

DISTANCIA TOTAL ENTRE SAN JOSE Y MONTENEGRO :	9,800 MTS.
TOTAL REHABILITADO :	7,950 MTS.
FALTA REHABILITAR :	1,850 MTS.
DISTANCIA PARA LLEGAR AL TAPÓN :	150 MTS.

En la prog. 7+950 se ha monitoreado 130 lts/ seg de agua. El tapón de concreto realizado por Huarón se encuentra en la prog. 8+100, aquí se construirá un By Pass para drenar el agua mediante taladros largos. En la comunicación entre el Túnel Nevejans y Túnel Insomio (Prog. 8+750) está proyectado una rampa de comunicación. El pique Montenegro se empezará a rehabilitar hasta el Nv. 310 con la finalidad de observar el comportamiento de las filtraciones de agua. Una vez concluido el proyecto de Rehabilitación del Túnel Nevejans y Túnel Insomio las aguas se bombearán desde las pozas de bombeo del Nv. 310 por la galería 815 E hasta la intersección con la galería 854 W, luego se construirá el cruce 440 para comunicar a la Ch. 940 y rehabilitarlo hasta el Nv. 270. Es por este lugar donde se transvasará el agua de la zona de Esperanza a Montenegro en el Nv. 310.

Por la Rampa 30 se está evacuando el desmonte proveniente de la rehabilitación. Se ha contratado un scoop de 3.5 Yd³ y un volquete de 15 m³. El volumen de la limpieza se ha duplicado porque se ha reducido la distancia de acarreo de las locomotoras a sólo

500 mts. Luego este material se saca con volquetes a superficie. Se realizan los trámites para que las cargadoras de las baterías estén cerca de la zona de trabajo; el uso de los carros mineros U35 ya no es una restricción, porque en la zona pueden transitar libremente, no hay cuadros de madera y cimbras que impiden su tránsito.

PLAN DE TRANSPORTE DE MINERAL

Dentro del programa de operación hay que considerar el Plan de Extracción y Transporte de Mineral, en cuyo proceso se debe ejecutar trabajos de mantenimiento, reparación de accesos y vías. Así como mantenimiento del Pique Esperanza. De acuerdo al programa de producción de mineral se deberá transportar:

TM por la Zona I = 1556 tmd (52%)

TM por el Zona II = 1444 tmd (48%)

Tonelaje de Producción/día = 3000tmd (total =100%)

Zona I: Extracción con Volquetes = 1356 tmd

Extracción con Dumper = 200 tmd

Transporte con Volquetes a Planta = 1556 tmd

Zona II: Extracción con Locomotoras (Izaje con Skip por Pique) = 1200 tmd

Extracción con Dumper = 244 tmd

Transporte con Volquetes a Planta = 1444 tmd

TOTAL MINA:

Extracción con Locomotoras (Izaje con Skip por Pique) = 1200 tmd

Extracción con Dumper = 444 tmd

Extracción con Volquetes = 1356 tmd

Transporte Total de Mina con Volquetes a Planta = 3000 tmd

Para el Pique Esperanza, se programará un total de 570 horas de izaje por mes, además del mantenimiento y reparación del enmaderado del Pique (Guías y Cuadro),

Implementación de echaderos y tolvas neumáticas para carguío de mineral a los volquetes.

En la Rampa Mirko, se deberá contar con 4 volquetes/turno, más 1 en stand by. Se programará su mantenimiento y para ello se requiere alquilar un Tractor D – 4, de igual manera, se hará mantenimiento de la carretera desde la Rampa Mirko hasta la tolva de gruesos de la Planta Concentradora.

PLAN DE SERVICIOS POR TERCEROS

Se ha reestructurado la organización de las empresas que brindan servicios especializados, por lo que deberán tener en cuenta las siguientes medidas de control:

Reducir el número de contratistas de mina. Contar con las empresas especializadas más eficientes, eficaces y de mayor envergadura y que nos permitan centralizar las operaciones de acuerdo al programa de ampliación de mina.

Realizar alianzas estratégicas con proveedores de materiales para ventas a consignación.

Contar con un solo contratista para los trabajos de obras civiles. Esto nos permitirá controlar la calidad de obras e incluir en los contratos cláusulas donde se indiquen la garantía de estos trabajos.

Incluir dentro de los contratos de mina, cláusulas sobre penalidades por sobre dilución; esto, permitirá tener un mejor manejo en el control de leyes y por consiguiente una mejora en las leyes de cabeza. Por otro lado, se obtendrá una reducción de costos por concepto de ahorro en transporte y tratamiento de mineral de baja ley.

PLAN DE SEGURIDAD

Durante la ampliación de mina, el programa estará orientado fundamentalmente, a la implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC); y al cumplimiento de las normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, D.S. 046-2001-EM.

Se presenta la Política Ambiental en el siguiente paso:

POLITICA DE SALUD, SEGURIDAD OCUPACIONAL,

MEDIO AMBIENTE y CALIDAD

VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A., empresa dedicada al beneficio de minerales de Zinc, Plata y Plomo, consciente de su misión y responsabilidad social, considera que la Salud, la Seguridad Ocupacional, el Medio Ambiente y la Calidad (SSOMAC), son elementos significativos de su existencia empresarial.

Por esta razón nos comprometemos a:

1. Prevenir enfermedades, lesiones, contaminación ambiental y fallas en los procesos relacionados con los clientes, realizando mejoramientos continuos en todas nuestras actividades y en los mecanismos del Sistema de Gestión.
2. Esforzarnos por conocer y mejorar continuamente la salud, seguridad ocupacional y calidad, así como la situación ambiental generada por nuestras actividades, productos o servicios, realizando consultas en forma continua a todas las partes interesadas, e implementando un Sistema de Gestión que cumpla con los requisitos de la especificación OHSAS 18001 y las normas ISO 9001 e ISO 14001.
3. Cumplir las leyes y reglamentos locales aplicables, así como otros requisitos relacionados. Crear un Comité de Gestión SSOMAC que conduzca la fiel aplicación de esta política y proporcione el marco para establecer, revisar y cumplir los objetivos y metas.
4. Ejecutar continuamente programas educativos de capacitación y entrenamiento en materia de gestión de salud, seguridad, medio ambiente y calidad, con el fin de elevar el nivel de conciencia y participación de nuestros trabajadores, proveedores y comunidades.
5. Sensibilizar con nuestras acciones a todas las partes involucradas sobre la protección de la salud, la seguridad, el medio ambiente y la mejora de la calidad, mediante la permanente difusión de esta política.

El cumplimiento de ambos objetivos implica el logro de las metas propuestas de reducir drásticamente los índices de seguridad. Para ello, se hace necesaria la integración de trabajadores y supervisores en general en Comités de Seguridad por Áreas. En el caso específico de las Empresas Especializadas contarán con su propio Comité y será auditados en forma periódica.

Se compatibilizarán los objetivos planeados bajo la política de la empresa con los requisitos legales existentes, los peligros y riesgos de nuestras actividades.

En todas las actividades de la mina se identificarán peligros y se evaluarán los riesgos de trabajo. Se estandarizarán, actualizarán y ampliarán los Procedimientos de Trabajo Seguro (PETS) que se disponen en la actualidad.

Se implementará, a todo nivel, el plan de preparación y capacidad de respuesta ante emergencias y en concordancia con los requerimientos legales, se efectuarán simulacros de respuesta ante emergencias en forma periódica. De igual manera se mantendrá entrenados a las brigadas de salvamento para actuar en casos de emergencia.

Se efectuará monitoreos de medición para determinar la efectividad y avances de la implementación del sistema; criterios operacionales, cumplimiento de los requerimientos legales, accidentes, incidentes, enfermedades ocupacionales. Se mantendrá una data de las mediciones que permitirá tomar las medidas correctivas.

Se adecuarán los procedimientos existentes para definir las responsabilidades y autoridad para el manejo e investigación de accidentes, incidentes y las No Conformidades y se tomarán acciones para mitigar cualquier consecuencia resultante y se preverá futuras acciones preventivas al respecto.

El sistema estará sujeto de auditorías periódicas para determinar si se cumple con los requerimientos del sistema, si ha sido propiamente implementado y mantenido y evaluar su efectividad con respecto a la Política y Objetivos de la Empresa. Igualmente, mediante las auditorías se efectuará el seguimiento y revisión de auditorías anteriores, además de que se proporcionará a la alta dirección de la empresa información concerniente al sistema.

El sistema estará sujeto a una mejora continua en medida que es necesario optimizar el sistema para obtener mejoras en el desempeño global en concordancia con la Política de la Empresa.

PLAN DE RECURSOS HUMANOS

Nuestra empresa en proceso de franco crecimiento. En relativo corto tiempo ha pasado ha convertirse en competitiva unidad de producción del Grupo Volcan. Es indudable que los resultados obtenidos no solo se debe a la existencia del rico potencial minero y a la tecnología que se ha empezado a emplear, para extraer dichas riquezas, sino fundamentalmente al FACTOR HUMANO, es decir a las personas que conforman nuestra organización.

El personal de la Empresa Administradora Chungar hace posible el logro de los objetivos propuestos desde la extracción hasta el procesamiento del Mineral. Sin duda el potencial mas importante, sin el cual, no seria posible desarrollar el proceso de producción. Es la Fuerza Laboral que debidamente organizada, capacitada y motivada, hará posible el logro de las mas caras aspiraciones de nuestra organización, en un ambiente de seguridad y protegiendo el medio ambiente.

Es nuestro deseo potenciar a esta fuerza laboral aplicando las estrategias mas avanzadas de la gestión de personal, para seguir la línea ascendente, para lo cual durante el tiempo de ampliación de mina y al futuro, nos proponemos sentar las bases de una administración de recursos humanos por competencias, a la par que se brinden al personal servicios de capacitación y entrenamiento formativo y técnico y a su vez se implemente programas de bienestar que permitirá conocer y atender de manera integral a la problemática del trabajador. Esto nos permitirá recoger experiencias del área de recursos humanos de empresas líderes y contrastarlas con nuestro modelo de gestión por competencia para enriquecer y mejorar nuestro proyecto.

Será otra de nuestras metas, el mantener relaciones de cooperación y trabajo cordial con los trabajadores. Sabemos que las negociaciones colectivas de trabajo tiene estricta relación con la situación financiera de la empresa y están ligados a los niveles de producción, ley y precio del metal en el mercado internacional. Entonces, se requiere de una administración eficaz de los convenios colectivos y atención oportuna de sus quejas

y reclamamos que se buscara resolverlos en la etapa de negociación directa en un ambiente de dialogo franco y enriquecedor bajo una política de paz y armonía laboral.

Considerando que la familia juega un papel importante en desempeño del trabajador se buscara mejorar el bienestar de la familia, mediante el desarrollo de cursos, talleres y charlas tendientes a mejorar el nivel de vida del trabajador, su integración y educación familiar y prepararlos para un futuro cierre de minas. Esto implica un arduo trabajo de servicio local. Un estudio Socio-Económico del personal, realizar evaluaciones periódicas y seguimiento de los servicios de comedores y mercantiles autorizados para verificar orden, limpieza, permisos sanitarios y la calidad de menú. Optimizar el servicio de hotelería mediatamente la racionalización de la infraestructura, la atención oportuna y preventiva de salud mediante los servicios de ESSALUD CEPRIT y Empresas privadas de Salud: así como preparar unos programas de visitas a otras unidades mineras (Bench Parking).

Siguiendo la política de integración social al personal de la empresa se organizaran actividades de recreación y cultural tales como talleres sobre cambio de actitud, talleres de integración entre los empleados, la familia y la comunidad. Institucionalizar los jueves culturales con charlas educativas, participación de elencos artísticos, video-cámaras con documentales de la mina y otras empresas mineras similares a la nuestra, programas radiales educativos, entre otros.

Se continuara con la política de proyección a la comunidad, desarrollando programas de aprovechamiento de los recursos naturales y generación de mano productiva. Se organizara cursos y programas preventivos de la salud (Consumo de Agua Hervida, Enfermedades Infecciosas, sida, Orientación Sexual, etc. Se realizaran programas educativos y culturales (Concurso de Leyendas, Cuentos, música y danza). Se preparara un plan de desarrollo que integre las comunidades aledañas a las hidroeléctricas. Es preciso conocer sus necesidades y relacionarse con las autoridades, a fin de apoyarnos en el logro de sus proyectos sociales.

La empresa aunque asume con responsabilidad su política de apoyo al “outsourcing” o empresas especializadas de contratas mineras puesto que la tercerización juega papel importante en el mundo globalizado, se debe asesorarlos para que efectúen adecuada selección de personal y mejore la calidad administrativa y de gestión. Esto incluye dotar

a las empresas especializadas el ambiente, información y asesoramiento. De igual manera, las empresas especializadas deberán contribuir por el seguro complementario de trabajo de riesgo a ESSALUD.

6.4 VIDA PROYECTADO DE LA MINA

De acuerdo a la cubicación de reservas realizada se tiene:

Reservas 4.522.373 tm

Reservas por Probar 2.500.000 tm

Recursos Indicados 262.000 tm

Recursos Inferidos (Z. Esperanza) 5.033.000 tm

TOTAL 12.317.373 tm

Tratamiento de Mineral:

2003 2.025 tpd

2004 2.300 tpd

2005 2.500 tpd

2006-2012 3.000 tpd

Tratamiento Total de Mineral: 10.038.809 tm

Por lo tanto al ritmo ya indicado; la vida de la mina seria de **10 años**

6.5 INFRAESTRUCTURA MINERA

Para alcanzar el incremento a 3,000 tpd, es necesario construir una serie de infraestructura minera que nos permita acceder a nuevas zonas de trabajo de acuerdo al planeamiento de mina; entre las que se puede mencionar. (**Ver Plano No. 23**).

1. La Rampa Mirko
2. Rampa de Integración (Ra. 200)
3. Profundización del Pique Esperanza
4. Niveles Principales de Extracción (Nv 310 y 150)
5. Ampliación del Pique Montenegro
6. Sistema de Drenaje
7. Equipos Mina

Algunos de estos proyectos están en ejecución para afianzar las 2,300 tpd:

1. RAMPA MIRKO.

La rampa Mirko es la vía de acceso más importante de la mina, tiene una sección de 4 x 4 metros y una longitud proyectada de 2,500 metros de superficie al nivel 310. Actualmente tiene 1,200 metros construidos y se continuara bajando con rumbo a la zona de Quimacocha. La rampa Mirko actualmente, se utiliza como via de acceso de los equipos, personal, materiales y extracción de mineral.

2. RAMPA DE INTEGRACION (Ra. 200).

Se esta construyendo con el objetivo de hacer accesible los niveles 390, 355 y 310 a los equipos sobre ruedas, como jumbos, scoops, camiones etc.

3. PROFUNDIZACION DEL PIQUE ESPERANZA.

La profundización del pique Esperanza tiene por finalidad accesar zonas mas profundas al nivel 310. Este pique también se profundizara en dos etapas, la primera del 310 al 210 y la segunda del 210 al 150. Este pique conservara la misma sección actual y se utilizara hasta que el pique Montenegro se termine. **(Ver Plano No. 24).**

4. NIVELES PRINCIPALES DE EXTRACCIÓN.

Los niveles de extracción (310, 270, 210 y 150), tienen por finalidad recolectar el mineral de los niveles superiores y trasportarlos a los piques de izaje. Estos niveles contarán con locomotoras a trolley de 4 o 5 toneladas y rieles de 40 libras.

5. AMPLIACIÓN DEL PIQUE MONTENEGRO.

Para una ampliación de producción a 3,000 tpd, el pique Esperanza no será suficiente debido a su capacidad instalada de 1,800 tpd. Además el pique Montenegro tiene por finalidad de extraer todo el mineral y transferir directamente a la planta concentradora. Este pique circular de 4.5 metros de diámetro se construirá en dos etapas, la primera de superficie nivel 620 al nivel 270 y la segunda del 270 al 150. Este pique también nos permitirá acceder la zona Este del mina.

6. SISTEMA DE DRENAJE.

Tiene por finalidad evacuar el agua de mina inicialmente por un sistema de bombeo y en forma definitiva por el túnel Paul Nevejans del nivel 250 de la Mina Huaron. **(Ver Plano No. 25).**

7. EQUIPOS MINA

Para hacer accesible a las nuevas zonas exploradas por el Programa General de Diamantina es necesario contar con los siguientes equipos para garantizar los desarrollos y explotación.

Los equipos para desarrollos y preparación son:

- 6 Jumbos Quasar 1F
- 2 Scoops EJC 151E
- 4 Scoops EJC 145 E

Para la explotación necesitamos contar con:

- 2 Locomotoras de 8 toneladas
- 2 Scoops ESC 151 E
- 2 Scoops ESC 145 E
- 2 Dumper de 20 toneladas

VII. PLANTA CONCENTRADORA SITUACION ACTUAL

7.1 CAPACIDAD DE LA PLANTA CONCENTRADORA

Actualmente la planta concentradora de Animn, tiene la capacidad de procesar 2000 Tms/da de mineral con leyes de 4.5 % de Plomo, 11.00 % de Zinc; 0.35 % de Cobre y 3.50 Oz /TM de Plata; con una humedad promedio entre 8% y 11% con una gravedad específica de 3,20 gr/lit.

Produce 341 Tpd de concentrado de zinc con un grado de 59 % y 91,4 % de recuperación; 120 Tpd de concentrado de Plomo con un grado de 65 % y 86,5 % de recuperación, 11 TPD de concentrado de cobre con un grado de 23% y 36,5 % de Recuperación.

El mineral predominante de zinc es la esfalerita, el de Plomo es la galena; y el de cobre la calcopirita.

El Flow Sheet actual de la planta concentradora se muestra al final del trabajo en Planos planta concentradora. **(Ver Plano No. 26).**

7.2 BALANCE METALURGICO ACTUAL

Con los parámetros y leyes actuales se tiene el siguiente balance metalúrgico:

PRODUCTO	Peso T.M.S.	% Peso	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				% RECUPERACIONES			
			%Zn	% Pb	% Cu	Oz Ag/t	TMS - Pb	TMS - Zn	TMS - Cu	Oz Ag/t	Pb	Zn	Cu	Ag
Cabeza ensayada	2.000	100,00	11,00	4,50	0,35	3,50	90,00	220,00	7,10	7.000	100,0	100,0	100,0	100,0
Conc. Cu Producido	11	0,56	5,00	12,00	23,00	110,60	1,35	0,56	2,59	1.245	1,5	0,3	36,5	17,8
Conc. Pb Producido	120	5,99	6,60	65,00	1,13	36,27	77,86	7,91	1,35	4.345	86,5	3,6	19,1	62,1
Conc. Zn Producido	341	17,05	59,00	1,87	0,75	3,67	6,38	201,15	2,56	1.251	7,1	91,4	36,0	17,9
Relave Calculado	1.528	76,40	0,68	0,29	0,04	0,10	4,41	10,39	0,60	159	4,9	4,7	8,4	2,3

7.3 EXTRACCION Y RECEPCIÓN DE MINERAL

El mineral proviene del pique Esperanza (40 %) y Rampa Mirko (60 %) . El transporte se realiza en volquetes de 40 Ton. de capacidad y recorren 3.8 Km hasta la tolva de gruesos ubicada en la parte alta de la Planta.

La tolva de gruesos es metálica, esta techada y cerrada para proteger al operador de la lluvia, de la nevada y del aire; tiene una capacidad de 500 Ton. En la parte superior lleva una parrilla de dos secciones con rieles de 60 libras, la primera sección tiene un área total de 25.6m²; conformada por 17 rieles separados a 12” con una inclinación de 30° ; la segunda sección es plana y tiene un área total de 24.5 m², conformada por 22 rieles separados a 8”.

7.4 CIRCUITO DE CHANCADO

El circuito de chancado es abierto y tiene una capacidad de 150 Tm/hr; se realiza en dos etapas: chancado primario y chancado secundario.

En la primera etapa un apron feeder NICO de 42"x18' alimenta a la faja transportadora Nro.1 la misma que descarga sobre un grizzly vibratorio SYMONS de 3'x5'; el over size de éste alimenta a una chancadora COMESA de 24"x36". En esta etapa el mineral es reducido desde un tamaño promedio 100%-12" a 100%-4".

Debajo del apron feeder se ubica una faja auxiliar que capta todos los derrames y los transporta hasta la faja Nro.5.

En la segunda etapa el under size del grizzly y la descarga de la chancadora primaria COMESA 24" x 36" se juntan en la faja transportadora Nro.2 la misma que alimenta este producto a un cedazo SVEDALA modelo banana de 6'x16' de doble deck, los gruesos +1 1/2" de esta clasificación van a la chancadora secundaria cónica standard Symons de 5 1/2"; el producto final chancado 100 % - 1" es captado por la faja Nro.4 y los finos del cedazo -1 1/2" son captados por la faja Nro.3, ambos productos se juntan en la faja 5 y son trasladados por esta a un silo de 1000 Tn. de capacidad que alimenta al circuito de molienda.

7.5 CIRCUITO DE MOLIENDA

Este circuito se realiza en dos etapas: Molienda primaria y molienda secundaria.

La molienda primaria empieza con la descarga de la tolva de finos de 1000 tm a travez de una compuerta manual hacia la faja Nro 7, la misma que descarga a la faja Nro 8 y de esta a la faja Nro 11 que es la que finalmente alimenta al molino de barras 9' x 12' COMESA que opera en circuito abierto.

El control del peso del mineral que ingresa al molino se realiza en la faja Nro 8 pesando en una balanza mecanica de mesa la carga recogida en un balde de un metro lineal de faja. La alimentación es de 84 tms/hr.

La molienda secundaria, consta de un molino de bolas 8' x 10' COMESA que remuele el 60% de la descarga del hidrociclón y un molino 7'x 8' FIMA que remuele el 40% restante en circuito cerrado. La clasificación se realiza en dos ciclones KREBS de 20" de diámetro uno de ellos en stand by con su respectiva bomba FIMA. HM 150; el over flow que ingresa a flotación es de 15% + 70 malla y 52 % - 200 malla con una densidad de 1450 gr/Lt y G.E. 3.20 gr/cm³ .

7.6 CIRCUITO DE FLOTACIÓN

La etapa de flotación consta de 3 circuitos:

- Circuito de flotación Bulk Plomo-Cobre.
- Circuito de separación Plomo-cobre.
- Circuito de Flotación de Zinc.
- **SECCION FLOTACIÓN BULK PLOMO - COBRE**

En el circuito rougher y scavenger se cuenta con una celda RCS 30 (1060 ft³) y 06 celdas RCS 10 (355 ft³) FIMA.

La flotación en esta etapa es convencional; se flota el Pb y Cu (bulk) con xantato Z-11 como colector y espumante Dow Froth 200; se deprime el zinc y la pirita con sulfato de zinc y complejo de cianuro/sulfato de zinc a un pH de 9.0-9.5; el concentrado rougher entra a limpiarse en un banco de 06 celdas DENVER Sub-A Nro. 24 (50 ft³) y el concentrado scavenger se junta con el relave del banco de limpieza bulk y retornan al rougher. El relave general del circuito de flotacion bulk es la cabeza de flotacion de zinc.

Las espumas de la ultima limpieza del concentrado bulk ricas en plomo y cobre entran a la separacion Pb-Cu.

- **SECCION SEPARACION PLOMO – COBRE**

Las espumas de la última limpieza de las celdas DENVER Sub A Nro. 24 (50 ft³) entran a un banco de 08 celdas DENVER Sub-A Nro. 24 para la separación Pb-Cu.

La separación se efectúa deprimiendo el plomo y flotando el Cobre; el plomo se deprime con una solución de bicromato de sodio, carboximetil celulosa de sodio (CMC); fosfato mono sódico y carbón activado, las espumas ricas en cobre entran a limpiarse a un banco de 02 celdas DENVER Sp Nro 18 (18 ft³). El concentrado de la segunda celda es el concentrado final de cobre (24%Cu) y el relave final de todo este circuito es el concentrado final de plomo (64%Pb).

- **SECCION FLOTACIÓN DE ZINC**

Las colas de la flotación bulk son acondicionados a un pH de 11,5–12,0; con sulfato de cobre como activador y flotadas en el circuito rougher usando xantato Z-6 como colector y espumante dow froth 200, la flotación rougher primaria se lleva a cabo en un banco de 2 celdas RCS 30 ; la flotación rougher secundaria en un banco de 3 celdas RCS 10 y el scavenger lo conforman 6 celdas RCS 10.

La limpieza de las espumas del primer rougher se efectúa en una celda RCS-20 (705 ft³); las espumas de esta celda terminan de limpiarse en una celda RCS 5 (175 ft³) cuyas espumas son el concentrado final.

La limpieza de las espumas de la segunda rougher se efectúa en un banco de 06 celdas DENVER Sub-A Nro. 24 de las que se obtiene un concentrado final que se junta con las espumas

de la celda RCS 5 que por gravedad son transportadas hacia los espesadores.

El relave de las limpiadoras RCS 5 y DENVER Sub-A retornan a la cabeza.

El relave de la RCS 20 y el relave del primer rougher es el alimento de la flotación rougher secundaria.

7.7 ESPESAMIENTO Y FILTRADO

La etapa de espesamiento para el concentrado de plomo cuenta con 01 espesador de 18' x 8' y para el filtrado un filtro de discos de 6' x 3 que descarga un producto con 8.5 % de agua promedio.

El O/F tiene un pH entre 7-7.5 y descarga a las cochas de recuperación.

Para el espesamiento del zinc se cuenta con 02 espesadores; el primero de 30'x10' y el segundo 50'x10', el filtrado se realiza en dos filtros de discos de 6'x7' que descarga un producto con 10,5 % de agua promedio.

El O/F de ambos espesadores tienen un pH entre 12 -12.5; el over del espesador No 1 descarga en el espesador No 2 y el over flow de éste descarga en la cancha auxiliar de la cancha de relaves No1; los efluentes de las cochas de recuperación son bombeados a la cancha auxiliar; luego de este punto son bombeados a la cancha de relaves No3.

7.8 RELAVES

El relave generado en la Planta es aproximadamente 1534 Ton/día, el cual es bombeado a travez de 02 bombas HR-150 instaladas en serie hacia un nido de 4 ciclones KREBS de 10" en la parte alta de la Planta, el U/F' es almacenado en dos silos para ser utilizado en la mina en el relleno hidráulico de los tajos; el O/F' se envía por gravedad a travez de una tubería de polietileno de 10" de diámetro de alta densidad hacia un cajón distribuidor en la parte alta lado nor oeste de la cancha de relaves Nro. 3.; éste cajón cuenta con un tubo de rebose de 10" y cinco descargas laterales con tubería de 4" de

polietileno que permiten descargar controladamente el relave en el perímetro de los diques de la relavera.

El agua decantada es drenada por dos quenas de concreto que unidas en su base por una tubería de fierro de 8" transporta el agua clara a una caja registro de concreto que alimenta a un tanque donde se encuentra una bomba hidrostal de 100 HP que recircula el agua hacía la planta concentradora por una tubería de 4" de polietileno; ésta agua es utilizada en el circuito de molienda y flotación.

Al costado del tanque de agua para la recirculación existen tres pozas de contingencia que permiten sedimentar los sólidos.

El nivel de los sólidos en el perímetro de las quenas se controla con costales de poliétileno; conforme sube el nivel; se van cerrando las tapas de las quenas y se impermeabiliza con los costales.

La estabilidad de los diques se tiene controlada con nueve piezómetros instalados: 03 en el dique oeste, 03 en el dique este y 03 en el dique central.

VIII. AMPLIACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA A 3000 T/D

En el presente ítem se detalla sección por sección los trabajos ha desarrollarse en el área de la planta concentradora con el objeto de incrementar el tratamiento actual de mineral de 2000tms a 3000tmsd. El Flow Sheet de la nueva disposición de planta se presenta en el plano Ampliación Planta concentradora 2000 tpd – 3000 tpd. (**Ver Plano No. 27**).

8.1 BALANCE METALURGICO PROYECTADO

Haciendo una proyección para las 3000tmsd tratadas la planta concentradora de Animón estaría produciendo 511Tms de concentrado de zinc, 180 Tms de concentrado de plomo y 17 Tms de concentrado de cobre con los grados y recuperaciones que se indican en el siguiente balance metalúrgico proyectado.

PRODUCTOS	T.M.S	LEYES				CONTENIDO METALICO				RECUPERACIONES			
		% Pb.	% Zn.	% Cu.	Ag. (Oz/T)	Pb.	Zn.	Cu.	Ag.	%Pb.	%Zn.	%Cu	Ag.
CABEZA	3000	4,50	11,00	0,35	3,50	135,000	330,000	10,500	11932,63	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc. Cu	16,66	12,00	5,00	23,00	110,60	1,999	0,833	3,832	1842,65	1,48	0,25	36,49	15,44
Conc. Pb	179,68	65,00	6,60	1,13	36,27	116,790	11,859	2,030	6516,89	86,51	3,59	19,34	54,61
Conc. Zn	511,39	1,87	59,00	0,75	3,67	9,563	301,721	3,835	1876,81	7,08	91,43	36,53	15,73
RELAVE	2292,27	0,29	0,68	0,04	0,74	6,648	15,587	0,802	1696,28	4,92	4,72	7,64	14,22

Una breve descripción de los trabajos a realizar en cada sección se presenta en el plano Ampliación de la planta concentradora Animón y se describen a continuación.

8.1 SECCION CHANCADO

ADQUISICIÓN DE UN GRZZLY VIBRATORIO 3' x 5'

Este equipo será instalado en la descarga de la faja No 01 en reemplazo del grizzly actual que constantemente tiene fallas mecánicas afectando la producción.

ADQUISICIÓN E INSTALACIÓN DE UN ELECTROIMÁN

Este equipo será instalado en la faja No 2.

ADQUISICIÓN E INSTALACIÓN DE UN DETECTOR DE METALES

Para poder cerrar el set de las chancadoras primaria y secundaria, se requiere la adquisición e instalación de un detector de metales, su montaje se realizará en la faja N° 2.

CAMBIO DE LA FAJA N° 5

La actual faja de 24" resulta insuficiente ya que provoca derrames continuos, se prevé reemplazarla por una de 30".

Así mismo se deberá incrementar la velocidad de dicha faja como consecuencia del incremento de tonelaje, para esto se requiere reemplazar el motor actual de 25 HP por uno de 40 HP y 1750 rpm,

REUBICACIÓN DE LA CHANCADORA PEGSON Y ZARANDA 4'X10'EXISTENTE.

Para poder disminuir el tamaño de partícula chancada a $\frac{3}{4}$ " se plantea la reubicación de la chancadora Pegson y zaranda 4'x10' de su ubicación actual en el circuito antiguo a su nueva posición en el circuito nuevo en la descarga de la faja 04; para lo cual ya se cuenta con sus respectivas bases.

MODIFICACIÓN DE LA ACTUAL DESCARGA DE FINOS.

Se requiere realizar estos trabajos para mejorar la alimentación de mineral al molino primario, para lo cual se modificará las dos descargas actuales ampliando su sección transversal, además se reemplazará la faja existente de 24 " por una de 36".

CONSTRUCCIÓN DE UNA NUEVA TOLVA DE FINOS.

Para aumentar el volumen de mineral chancado y poder procesar 3000 Tms/día, se requiere una tolva de finos adicional a la existente, esta nueva tolva deberá tener una capacidad de 1000 Tn.

Cuando esta tolva se encuentre en operación, se podría utilizar para alimentar al molino 9'x 12' y la tolva antigua volvería a su configuración inicial para alimentar al molino 7'x 8'.

8.3 SECCION MOLIENDA.

Para aumentar los volúmenes de tratamiento de mineral y mejorar la calidad del mismo en la entrega a la sección Flotación, se requiere:

COMPRA DE BALANZA.

Esta balanza se requiere para mejorar el control de alimentación a los molinos, estará instalado en la faja 8.

INSTALACION DE UN MOLINO 8'X10', BOMBAS Y CICLONES

Este molino trabajara en molienda primaria con sus respectivas bombas y ciclones de 20". Los hidrociclones se encuentran en la unidad faltando su instalación.

REEMPLAZO DE LAS BOMBAS HM 150 X OTRAS DE MAYOR CAPACIDAD Y EFICIENCIA.

Se requiere sustituir las bombas existentes en el actual circuito por otras de mayor capacidad, de acuerdo a la demanda proyectada.

Se ha hecho las coordinaciones para transferir estos equipos de MARH TUNEL.

ADQUISICIÓN DE UN MOTOR STAND BY PARA LOS MOLINOS 9'X12' Y 8'X10.

Es necesario disponer de un motor en calidad de stand by para cubrir cualquier emergencia que se pueda presentar en los motores de los molinos 9'x 12' y 8'x 10'.

8.4 SECCION FLOTACIÓN

Para incrementar los volúmenes de tratamiento de mineral y mejorar los resultados metalúrgicos de los concentrados, en la sección flotación se requiere realizar las siguientes actividades:

PLANTA DE PREPARACIÓN DE LECHADA DE CAL

Para mejorar la dosificación de cal en los diferentes circuitos de flotación, es necesario contar con una planta de cal, que cuente con áreas de preparación, distribución y recirculación (loop de cal). Esta planta estará ubicada en la parte superior izquierda de la planta concentradora, adyacente a la tolva de gruesos antigua.

PLANTA DE PREPARACIÓN DE REACTIVOS

Su propósito es similar al de la planta dosificadora de cal, y deberá contar con un circuito cerrado de distribución de reactivos en toda la sección.

CAMBIAR LAS BOMBAS HR 150 POR BOMBAS DE MAYOR CAPACIDAD.

Se requiere sustituir estas bombas por otras de mayor capacidad y eficiencia para poder cubrir el mayor volumen de mineral que se proyecta tratar ya que las actuales resultan insuficientes.

Se ha coordinado para transferir de MARH TUNEL.

INSTALACION DE CONTROLADORES DE Ph Y BOMBAS DE DOSIFICACION DE REACTIVOS.

Estos equipos nos permitirán tener un mejor control de los reactivos mejorando la metalurgia; así mismo también nos permitirán bajar el consumo de los mismos.

COMPRA DE UNA CELDA RCS 30 CON MOTOR Y CONTROL DE NIVEL PARA EL CIRCUITO BULK.

Actualmente tenemos 06 celdas RCS10 y 01 RCS 30 con un volumen acumulado de 3150 pies cúbicos. Para procesar 3000 tmsd s requiere un volumen aprox. de 4240 pies cúbicos teniendo un déficit de 1090 pies cúbicos haciéndose indispensable incrementar una celda RCS (1060 pies cúbicos) adicional.

COMPRA DE UN BANCO DE DOS CELDAS SUB A 24 PARA LA LIMPIEZA BULK.

El incremento de estas dos celdas en el circuito de limpieza bulk nos permitirá mejorar el grado y la recuperación del plomo y cobre.

COMPRA DE DOS CELDAS RCS 30 CON MOTOR Y CONTOLADOR DE NIVEL PARA EL CIRCUITO DE ZINC.

Actualmente se tiene 09 celdas RCS 10 y 02 RCS 30 que hacen un volumen total de 5250 pies cúbicos. Para las 3000tmsd se requiere aprox. 7334 pies cúbicos teniendo un déficit de 2084 pies cúbicos, siendo necesario instalar dos celdas RCS 30.

COMPRA DE UN BANCO DE CUATRO CELDAS SUB A 24 PARA LA LIMPIEZA DE ZINC.

El incremento de estas celdas en el circuito de limpieza de zinc nos permitirá mejorar el grado del concentrado; la RCS 5 es una celda que no, nos ha dado resultados como limpiadora por lo que se esta considerando en su reemplazo dos celdas sub - A adicionales.

CAMBIO DE MOTOR ELECTRICO DE 60 HP POR OTRO DE 75HP A CELDA RCS 20

El motor actual de esta celda es de 60HP pero se calienta generando un ligero descontrol en la densidad de la pulpa lo que ocasiona que se pare intempestivamente.

CAMBIO DE LAS BOMBAS VERTICALES POR BOMBAS WILFLEY 5K.

Se ha hecho las coordinaciones para transferir estos equipos de MARH TUNEL. Con la implementación de estas bombas se corregirán los derrames que actualmente tenemos sobre todo en el circuito bulk por capacidad de bombas .Cuando incrementemos a las 3000tmsd el problema va ser mayor.

8.5 SECCION ESPESAMIENTO Y FILTRADO

ADQUISICIÓN DE UN ESPESADOR DE 30´ DE DIÁMETRO X 10´ DE ALTURA PARA PLOMO.

Con la finalidad de disminuir las perdidas de concentrado y poder utilizar el espesador actual de plomo en el concentrado de cobre, es necesario adquirir uno nuevo de 30´x10´.

REUBICACIÓN DE FILTROS DE DISCO E INSTALACION DE UN FILTRO DE 6'X7 PARA EL CONCENTRADO DE PLOMO.

El filtro actual del plomo 6'x3 se usaría para el cobre mejorando la humedad de este concentrado.

El filtro 6'x7 se encuentra en la planta Victoria y se ha hecho las coordinaciones para transferirlo a Animón.

AMPLIACIÓN DE LAS CANCHAS DE CONCENTRADO.

Se requiere ampliar y redistribuir las canchas de concentrado para mejorar la capacidad de almacenaje y de despacho, la actual cancha de plomo se plantea convertirla en cancha de concentrado de cobre y la actual cancha de cobre en cancha de concentrado de plomo previa ampliación, así mismo se construirá desniveles para un mejoramiento del carguio y se evaluará el uso de cargadores multipropósito para disminuir los costos de despacho.

RECONFIGURACION DEL CIRCUITO ACTUAL.

Se deberá efectuar un reordenamiento de los sistemas de tuberías, bombas y demás accesorios de acuerdo a la nueva disposición de espesadores y filtros.

8.6 DEPOSITACIÓN DE RELAVES

AMPLIAR CAPACIDAD DE LA PRESA DE RELAVES N° 3.

Se esta aumentado la capacidad de almacenamiento de la actual cancha de relaves en un volumen de 300,000 m³ de capacidad con el objeto de cubrir la demanda por un período de 18 meses para los niveles de producción proyectados.

CONSTRUCCIÓN DE LA PRESA DE RELAVES N° 4.

Para continuar con nuestras operaciones se requiere en primer lugar y mientras tenga capacidad la presa N° 3, construir la presa 4 fin de garantizar un manejo adecuado de los relaves evitando accidentes ambientales y una operación continua de la planta. (**Ver Plano No. 28**).

REEMPLAZAR LAS BOMBAS HR 150 DE RELAVES.

Se requiere sustituir estas bombas por otras de mayor capacidad, debido al incremento de tonelaje proyectado, así mismo estas serán instaladas en su posición definitiva y con su respectiva bomba stand by.

ADQUIRIR BOMBAS DE MAYOR CAPACIDAD PARA BOMBEO DE AGUA DE LA PRESA.

Se requiere adquirir bombas de mayor capacidad para recircular al 100% el agua decantada de la presa de relave N° 3 y de esta manera cumplir con el PAMA de la unidad, así como disminuir el consumo de agua fresca.

8.7 AMPLIACION DE LA CAPACIDAD DE ALMACENAMIENTO DE AGUA.

AMPLIAR CAPACIDAD DE ALMACENAMIENTO DE AGUA.

Se requiere aumentar el volumen de almacenamiento de agua para satisfacer el mayor consumo debido al incremento del tonelaje de tratamiento, para esto se requiere construir un reservorio de 750 m³ de capacidad en la parte superior de la planta, adyacente al actual reservorio.

ADQUIRIR UNA BOMBA HIDROSTAL PARA BOMBEO DE AGUA FRESCA DE LA ISLA.

Se requiere aumentar el bombeo de agua fresca para cubrir el mayor consumo y poder almacenar en el nuevo reservorio, esta bomba deberá contar con una línea de impulsión independiente.

IX. ENERGIA SITUACION ACTUAL

9.1 DEMANDA DE ENERGIA

Dentro del programa de crecimiento de la Unidad Animón se tiene proyectado que el nivel de producción, en el mes de julio del presente año, sea de 2300 tpd¹, lo cual demandará un consumo de 7.00 Mw de potencia, (**Ver Cuadro No. 21**).

9.2 PRODUCCION DE ENERGIA

La EA Chungar cuenta en la actualidad un conjunto de 10 Centrales hidroeléctricas distribuidas de la siguiente manera:

- **CUENCA DEL RÍO BAÑOS**

Central hidroeléctrica Baños I

Central hidroeléctrica Baños II

Central hidroeléctrica Baños III

Central hidroeléctrica Baños IV

- **CUENCA DEL RÍO CHICRIN**

Central Hidroeléctrica Chicrin I (Cacray)

Central Hidroeléctrica Chicrin II (Yanahuin)

Central Hidroeléctrica Chicrin III (Huanchay)

Central Hidroeléctrica Chicrin IV (Shagua)

- CUENCA DEL RÍO SAN JOSÉ

Central Hidroeléctrica San José I (San José)

Central Hidroeléctrica San José II (Francois)

Las características de cada central y su estado actual se presentan en las tablas adjuntas.

Desde la compra de la EA Chungar por parte de Volcan, se ha iniciado un programa de rehabilitación de las obras civiles, del equipamiento electromecánico de las centrales mencionadas y de las Líneas de transmisión que conducen la energía a la Unidad Animón.

El programa de rehabilitación ha empezado a dar sus frutos a partir de julio del 2002 incrementando de manera progresiva la potencia y por ende la oferta energética, sin embargo a esta producción se ha tenido que agregar energía térmica y el alquiler de la C.H. de Tingo, (**Ver Cuadro No. 22 y 23**).

A febrero 2003 la producción de energía era de 4,920 Kw. de los cuales 1,225 Kw. provienen de las centrales Chicrin I, II y III; 2,800 de las centrales Baños II, III y IV; 750 Kw. de grupos térmicos y 1,375 Kw. del alquiler de la C.H. Tingo, (**Ver Cuadro No. 25, 26 y 27**).

Se debe indicar que están en reparación el grupo N° 1 de la Central de Chicrin III (Huanchay) y la Central de Shagua que en conjunto producen 1,560 Kw. Por lo que la Capacidad real del sistema es de 5,730 Kw., (**Ver Cuadro No. 22**).

9.3 DEMANDA VS OFERTA

Si bien es cierto que con el programa de rehabilitación se ha empezado a mejorar la producción de potencia, este ha resultado insuficiente ya que la demanda empezó a sobrepasar la oferta a partir de abril del 2002 requiriéndose en una primera etapa el apoyo de térmicos y posteriormente recurriendo al alquiler de la C.H. Tingo. A partir de octubre del 2002 se cuenta con el apoyo de ambas fuentes de manera simultánea, (**Ver Cuadro No. 22**).

Se presenta un grafico de oferta y demanda, indicando así mismo el tonelaje de producción diario. (**Ver Cuadro No. 23 y 24**).

Se puede apreciar el precario equilibrio existente entre la oferta y demanda y la relación que entre el aumento de energía y el aumento de producción, (**Ver Cuadro No. 23**).

Como se indico anteriormente en julio del presente año la producción debe ser de 2,300 tpd, para lo cual se requiere una potencia de 7.00 Mw.

9.4 PLAN GENERACION

El plan de generación para lo que resta del año 2003, se presenta (**Ver Cuadro No. 28**), como se puede apreciar en dicho cuadro, en el mes de abril la potencia producida será de 5,214 Kw. De los cuales 1,290 Kw (24.74 %) serán de origen térmico; sin embargo esta fuente será eliminada en el mes de mayo cuando se incorpore al sistema 2,950 Kw. provenientes el grupo 1 de la central de Chicrin III (500 Kw.), la central de Shagua Chicrin IV (850 Kw.), los grupos 1 (1A) y 2 (1B) de la central de Baños I (800 Kw.) y 800 Kw. de la central de San José II con lo que la generación del mes será de 7,146 Kw.

La producción de energía crecerá en el mes de junio, estabilizándose a partir del mes de julio en 7,965 Kw. (Ver Cuadro No. 29).

9.5 PROGRAMA DE REPOTENCIACION

El programa de repotenciación consiste en el afianzamiento hídrico de las lagunas como fuentes reguladoras de caudal y la rehabilitación de las centrales hidroeléctricas dividido en rehabilitación de obras civiles, repotenciación del equipamiento electromecánico y rehabilitación sistemas de transmisión.

9.6 INVERSIÓN

El monto total de la inversión ha realizar en esta I Etapa de afianzamiento del sistema hidroenergético existente en la EA Chungar asciende a US\$. 2'095,086 de los cuales US\$. 575,876 corresponden al sistema Baños, US\$. 279,762 al sistema Chicrin, US\$. 97,411 al sistema San José, US\$. 883,183 a la construcción de la línea de transmisión San José Animón incluyendo subestaciones de salida y llegada y US\$. 259,054 a otros proyectos como el plan de protección y rehabilitación de las Líneas existentes y los estudios de ingeniería básica de la LT Tingo Chicrin V Animón. El detalle de la inversión correspondiente al año 2003 y cronograma de de desembolsos se adjunta, (Ver Cuadro No. 30).

A febrero 2003, falta ejecutar una inversión de US\$ 1'832,43 entre compromisos por pagar y trabajos por ejecutar.

X. AMPLIACION DE LA ENERGIA A 3000 T/D

La EA Chungar, cuenta con un plan de expansión energética, a fin de autoabastecer la demanda del Grupo Volcan. A nivel Corporativo esta es una etapa principal en el cambio de energía de consumidores a autoprodutores y finalmente a vendedores.

Sin embargo para dotar de energía a la unidad Animón a fin de cubrir su demanda que ocasiona la producción de 3000 tpd se propone desarrollar el proyecto que implica menor inversión como es la construcción de la C.H. de Baños V junto con la LT Tingo Animón y de acuerdo a la coyuntura que se pueda presentar la adquisición de la Central Hidroeléctrica de Tingo para su posterior repotenciación. **(Ver Plano No. 29).**

En este capítulo se definen los parámetros técnicos de los proyectos mencionados. Sin embargo la información es preliminar ya que a la fecha se encuentran en desarrollo los diseños respectivos.

El incremento de producción a 3000 tpd requiere 10 MW de potencia de generación

10.1 POTENCIAL HIDROELECTRICO DEL AREA

Dentro del área de influencia de la EA Chungar se cuenta con tres cuencas con potencial energético; la cuenca del río Baños, la del río Chicrin y la del río Chancay que incluye a los dos anteriores como afluentes y al río Vichaycocha.

La cuenca del río baños se encuentra explotada por las centrales descritas anteriormente, sin embargo entre la C.H. de Baños IV y la C.H. de Tingo se dispone de una caída de 325 m de altura que se propone utilizar en la C.H. de Baños V que con un caudal de 2.5 m³/seg. generaría 7.0 MW de potencia.

Aguas abajo de la futura descarga de Baños V se encuentra actualmente la C.H. de Tingo de propiedad de la CIA Minera Santander, esta central viene generando 1.1 MW de potencia con una caída de 445 m utilizando un caudal de 0.5 m³/seg., sin embargo esta central puede ser repotenciada utilizando el caudal disponible aguas abajo de la descarga de la CH de Baños IV que es de 2.5 m³/seg. con lo cual su potencia se incrementaría a 9.5 MW.

10.2 ESTUDIO DEFINICION C.H. BAÑOS V

En el río Baños se ha identificado una caída de 325 m. de altura en la inmediaciones aguas arriba de la bocatoma de la Central Hidroeléctrica del Tingo.

A una topografía y geología favorable por la margen izquierda, se suma la existencia de la carretera Baños-Tingo que conectaría todas las estructuras de conducción de la Central.

El proyecto es de desviación de caudal con un canal de 1,500 m. de longitud desde la bocatoma hasta la cámara de carga, desde allí mediante una tubería de acero de 460 m de longitud se cubre 325 m. de caída para generar una potencia de 7.00 Mw, con un caudal firme de $2.50\text{m}^3/\text{seg}$. La energía media anual aprovechable es 52 Gwh.

ESTADO ACTUAL

A la fecha se esta desarrollando el estudio hidrológico de la cuenca del río Baños y el río Quiles, así como los de afianzamiento de las lagunas de la parte alta de la cuenca del río Quiles, y los afluentes del río Ragrampi (Laguna Quisa, Laguna Uchco Machay y Parcash), debido a que no existen medidas de caudales en la cuenca del río Baños, así mismo se están ejecutando los diseños de las obras civiles y del equipamiento electromecánico.

10.3 ESTUDIO DE DEFINICION ADQUISICION Y REPOTENCIACIÓN C.H. TINGO

La C.H. Tingo en la actualidad pertenece a la CIA Minera Santander y se encuentra prestando servicio a EA chungar en calidad de arriendo, aprovecha el río baños, su captación, para $0.8\text{ m}^3/\text{seg}$., esta ubicada aguas abajo de la CH Baños IV y su caída de 445 m en la confluencia del río Baños con el río Chancay. La Potencia nominal es de 1650 Kw, aunque en la actualidad solo produce 1100 KW debido al estado de los equipos.

Esta central cuenta con un gran potencial energético ya que el río baños cuenta con un caudal mucho mayor a los $0.5\text{ m}^3/\text{seg}$. que actualmente usa esta central. Pudiendo

aprovechar la mayor parte del año 2.5 m³/seg. Con este caudal y la caída de 445 m se podría generar 9.5 MW de potencia. La energía media anual aprovechable es 70 Gwh.

OBRAS EXISTENTES

Actualmente la central cuenta con las obras civiles en estado operativo para producir una potencia de 1100 Kw., sin embargo para repotenciarla se requiere mejorar la toma de la captación, el canal aductor, la cámara de carga, la tubería de presión y el canal de descarga. El equipamiento electromecánico, los sistemas de control y comando serán nuevos, se plantea la implementación de dos grupos de generación de 4.75 MW cada una.

ADQUISICION DE LA CENTRAL

Como se indico, esta central es de propiedad de la CIA Minera Santander, la cual se encuentra en liquidación y venderá este activo en el presente año. Se recomienda su adquisición aprovechando nuestra posición como únicos consumidores de envergadura de la zona. Luego de esto se podrá iniciar su repotenciación de acuerdo a lo linamientos presentados en el Plan de Expansión Energética – Presente y Futuro.

10.4 SISTEMAS DE TRANSMISION

El sistema de transmisión para esta etapa de la ampliación plantea desarrollar la línea de transmisión de Tingo a Animón en una tensión de 138 Kv operando inicialmente en 60 Kv.

XI. SERVICIOS GENERALES SITUACION ACTUAL

Actualmente en la unidad Animón existe un déficit de infraestructura habitacional que se va incrementando en la medida que la producción aumenta, esta situación se ve reflejada en la creciente tugurización de la infraestructura disponible tanto a nivel de vivienda como de oficinas y servicios.

Inicialmente se han rehabilitado las construcciones existentes de La Esperanza en el área conocida como Hotel Staff que cuentan con 4 blocks con una capacidad total de alojamiento de 32 personas, además con un área de comedor, cocina y ambientes de servicios para esta última.

En el área de Montenegro se reacondiciono la ex escuela para alojamiento del servicio de seguridad integral y una sala de capacitación para personal de operaciones.

Debido al vertiginoso crecimiento de la unidad en el año 2002 se construyeron dos módulos prefabricados en la zona denominada Rinconada con una capacidad de 24 personas y un comedor de empleados que ha servido como paliativo por un tiempo momentáneo.

En la actualidad se ha tenido que acondicionar las áreas contiguas a las oficinas en la zona industrial e instalar contenedores en la zona de la Rinconada para albergar al creciente número de personal de operaciones.

En lo que respecta a las oficinas estas se han visto copadas en su capacidad estando en la actualidad turgurizadas y carente de servicios.

Esta situación ha originado un permanente déficit de viviendas, oficinas y servicios que ha obligado a plantear un proyecto de transformación total del área superficial de la mina con un máximo aprovechamiento de los escasos espacios disponibles para conseguir mayores áreas que puedan ser usadas.

El déficit se manifiesta por una falta de vivienda adecuada para aproximadamente 70 personas, áreas de esparcimiento, etc.

En oficinas se debe construir ambientes adecuados para la empresa y contratistas, salas de capacitación, posta médica y demás servicios

XII. SERVICIOS GENERALES A 3000 T/D

El proyecto es un conjunto integral, que materializa de manera ordenada las necesidades de la unidad minera la cual busca revertir el caos actual con respecto a la vivienda, oficinas y demás áreas existentes. **(Ver Plano No. 30).**

El proyecto tiene como objetivo la construcción por etapas de la propuesta urbana siguiendo un orden lógico y prioritario, en función de los recursos disponibles.

Se trata además, que este proyecto de intervención, pueda tener un efecto-demostración e inducir un mejoramiento sustantivo tanto en la dinámica de las personas que laboran como en el necesario mejoramiento de la imagen de la empresa, y que pueda luego

continuarse con coherencia un conjunto de otros proyectos, también identificados como prioritarios en la unidad minera.

El proyecto, propuesto, significa una actuación clara e integradora del espacio público, crea ejes y lugares orientados hacia una actividad específica tanto laboral, habitacional y recreativa cuyas áreas son generadas por las vías de flujo vehicular mejorando la calidad del ambiente urbano.

Una de las actividades específicas es la habitacional para el personal empleado y de staff, para ello se ha creado unos módulos de vivienda capaces de recibir de manera acogedora a sus habitantes y mejorar así su calidad de vida.

El conjunto se dispone como un sistema, en los cuales se fija con claridad el trazado, la geometría, los diseños, materiales y acabados que recibirán tanto los espacios públicos como los interiores.

12.1 DESCRIPCION DE LAS PROPUESTAS

El proyecto urbanístico se ordena, en base a tres sectores, el área de oficinas, alojamiento y recreación.

En torno a la vía de acceso principal en la zona de Rinconada se ubican las oficinas tanto para el personal contratado por la mina así como para las contratadas, continuando por el flujo vehicular se ubica la zona de alojamiento para el personal contratado (en total 128 pers.) así como el comedor principal finalizando el recorrido se encuentra la zona recreativa que cuenta con una cancha de fútbol, (ya existente) frontón, piscina temperada, gimnasio y bar. Solo en la parte superior del proyecto se ubican las viviendas para los superintendentes generales las cuales gozan de una vista panorámica del conjunto a fin de tener un control visual de lo que acontece a su alrededor.

Una constante del proyecto es no forzar niveles de pavimentos, veredas o escaleras y rampas, sino adecuarlos a que acompañen la topografía del terreno, minimizando gastos de contenciones y optimizando su inserción en el paisaje. Otro criterio importante es crear una presencia vegetal y de arborización en la escena urbana.

- **VIVIENDAS PARA JUNIOR**

El módulo de vivienda Jr se ha solucionado en 02 pisos de altura y contiene un programa habitacional según los requerimientos de la unidad minera

El área techada es de 153.60m², distribuidos en una planta típica con un área de 76.80 m² en cada piso cada uno de los cuales contempla los siguientes ambientes: Estar, Cocineta, 4 dormitorios c/u con 1 lavadero y 2 baños c/u con ducha e inodoro, ver planos 2.6-002 y 2.6-003

- **VIVIENDAS PARA STAFF**

El módulo de vivienda para personal Staff plantea un edificio de 02 pisos de altura con una área techada es de 126.90m², de 63.45 m² cada piso.

Cada piso contempla 2 minidepartamentos con accesos independientes para cada usuario y que contempla una sala de Estar, Cocineta, 1 dormitorio y 1 baño con dos accesos.

La propuesta urbana y arquitectónica contempla además áreas de estacionamiento, terrazas y jardín.

- **OFICINAS, AUDITORIO - SALA DE CAPACITACION**

La edificación consta de 2 edificaciones bien definidas, una es el auditorio y la otra son oficinas para el personal

de mina y de contrata; los exteriores contienen veredas y un acceso para 30 vehículos, la distribución interior es como sigue:

- **AUDITORIO**

Cuenta con una área construida total de 824.70 m² el primer piso esta conformado por un atrio de ingreso y un ingreso posterior, un foyer un auditorio para 157 personas, 2 salas de capacitación, servicios higiénicos, vestuarios, sala de reunión y un depósito de limpieza. El segundo piso consta de una cabina de proyección y áreas de circulación.

- **OFICINAS**

El área de oficinas es un conjunto de dos volúmenes iguales, uno destinado a contrata y otro a empresa los que son girados en su dirección norte – sur. En ellos se plantea albergar a las empresas especializadas que trabajan en la unidad y las oficinas de las diferentes áreas de la empresa.

XIII. EVALUACION ECONOMICA

13.1 ESTIMADO DE COSTOS OPERATIVOS

Para el cálculo y estimado de costos de operación, se ha tenido que clasificar estos en Costos Fijos y Costos variables, los mismos que han sido afectados en 03 áreas importantes:

Costo de Mina; para lo cual se ha tenido que detallar un Planeamiento de Producción por tajeos desde el año 2003 hasta el 2006, en cada caso se ha visto por conveniente evaluar el método de explotación a emplearse de acuerdo a los anchos máximos minables entregados por el Dpto. de Geología, a su vez se ha determinado el tipo de equipo a emplearse en perforación, limpieza y acarreo.

Con estos parámetros se ha procedido a calcular los costos unitarios por cada método; el cual incluye las siguientes operaciones unitarias de minado y todos los costos indirectos aplicables a la operación de mina como son:

- Costo de Preparaciones
- Costo de Perforación
- Costo de Voladura
- Costo de Limpieza y Acarreo
- Costo de Sostenimiento
- Costo de Servicios auxiliares (relleno, aire comprimido, ventilación, extracción y drenaje)
- Costo de Servicios Generales (bodegas, talleres, etc.)
- Costo de Supervisión

Dentro de estos costos se han incluido los gastos en energía, talleres y servicios comunes a mina, cuya distribución fue calculada de acuerdo a la potencia instalada de equipos e instalaciones.

Costos de Planta; Siendo el tratamiento una operación mucho mas constante que la mina y por consiguiente los índices de costos se mueven y varían en función al tonelaje de tratamiento, se ha considerado tomar los costos unitarios por cada proceso y escalarlos de acuerdo a los incrementos de producción por año, también se ha considerado como costos fijos los montos en mano de obra, supervisión y mantenimiento, los cuales deberán mantenerse constante en los años.

Al igual que en Mina, se han distribuido los costos de energía y talleres en el proceso de tratamiento, afectando a cada etapa de acuerdo a la capacidad instalada de sus equipos.

Costos de Administración; En el costo de administración se están considerando, todos los gastos que se incurren en las áreas administrativas, como son; Superintendencia General, Geología, Ingeniería, Almacén, seguridad, Recursos Humanos, etc que tienen una comportamiento fijo y constante y no depende de la variación de la producción.

Los detalles de la estimación de los costos operativos se presentan, (**Ver Cuadro No. 31**).

13.2 INVERSION

El costo total de Inversión para llevar a cabo la Ampliación de la UNIDAD ANIMON a 3000 tpd, con el año 2003 será 4'931,000. El resumen por áreas de proyectos y la relación de proyectos se presentan en el cuadro adjunto. **(Ver Cuadros No. 32 y No. 33).**

Los detalles de las propuestas de cada proyecto se adjuntan **(Ver Cuadros No. 34 al No. 46).**

13.3 FLUJO DE CAJA

A continuaciones presenta en forma detallada al análisis de flujo de caja el cual, se detalla en el siguiente cuadro y el flujo de caja se presenta en el siguiente cuadro (**Ver Cuadro No. 47**):

ANALISIS DEL FLUJO DE CAJA			
SUPUESTOS DE CALCULO			
Producción	Reservas	4.522.373	tm
	Reservas por Probar	2.500.000	tm
	Recursos Indicados	262.000	tm
	Recursos Inferidos (Z. Esperanza)	5.033.000	tm
	Total	12.317.373	tm
Tratamiento de mineral			
	2003	2.025	tonne per day
	2004	2.300	tonne per day
	2005	2.500	tonne per day
	2006 – 2012	3.000	tonne per day
Ingresos por venta de energía	95% of excess capacity (2003-2009)		
Precio del Zinc	\$/tmf (800 2003, 2004 - 2012)		
Impuesto a la renta	30%		
Repart. Utilidades a trabajad.	8%		
Maquilas (\$/t) :			
Zinc	175	CIF, Basis \$1,000	
Lead	140	FOB, Basis \$500	
Copper	90	CPT, Basis \$1985	

13.4 FINANCIAMIENTO

Para cubrir los gastos del proyecto de Ampliación de Mina se requiere un total de US\$ 59.570.801 en inversión los que serán cubiertos con un préstamo de US\$ 38.125.313 a un interés simple de 12 % (Pagaderos en 10 años) y los US\$ 21445,488 con el margen de utilidades generadas desde el presente año. La estructura del capital propuesto es el siguiente:

	Inversión (1000 x US \$)	%
Autofinanciación	21445,488	36 %
Préstamo	38.125.313	64 %
TOTAL	59570,801	100 %

En el siguiente cuadro se muestran por intereses y la cuota por pagar anualmente:

	Interés =	12%		
PERIODO	SALDO	INTERES	AMORTIZACION	CUOTA
0	38.125.313			
1	34.312.782	-4.575.038	-3.812.531	-8.387.569
2	30.500.250	-4.117.534	-3.812.531	-7.930.065
3	26.687.719	-3.660.030	-3.812.531	-7.472.561
4	22.875.188	-3.202.526	-3.812.531	-7.015.058
5	19.062.657	-2.745.023	-3.812.531	-6.557.554
6	15.250.125	-2.287.519	-3.812.531	-6.100.050
7	11.437.594	-1.830.015	-3.812.531	-5.642.546
8	7.625.063	-1.372.511	-3.812.531	-5.185.043
9	3.812.531	-915.008	-3.812.531	-4.727.539
10	0	-457.504	-3.812.531	-4.270.035
		-25.162.707	-38.125.313	

13.5 VALOR DE LA PRODUCCION

De igual manera, en el **cuadro No 47**, nos da la valorización de los concentrados, el cual se obtiene valores unitarios para cada metal, considerando la Ampliación de Producción a 3000 tpd, se toma el precio promedio de los metales en el mercado internacional (London Metal Exchange. Kitco. Metal Prices). Y las leyes de cabeza son:

2003 Pb, 470 \$/tm y ley 4,00 %

Zn, 800 \$/tm y Ley 10,73 %

Cu, 1.630 \$/tm y Ley 0,35 %

Ag, 4,80 \$/oz y Ley 93,24 g/t Ag

2004 al 2012 Pb, 500 \$/tm y ley 0,38 %

Zn, 800 \$/tm y Ley 10,53%

Cu, 1.850 \$/tm y Ley 0,38 %

Ag, 5,20 \$/oz y Ley 84,85 g/t Ag

PERIODO	Valor de Concentrado Neto	Valor de Concentrado Neto (US \$ / TM)
2003	47.204.495	62,9
2004	52.529.101	63,4
2005	56.059.279	62,3
2006 AL 2012	65.474.945	60,6

También se puede apreciar detalladamente las inversiones de las preparaciones y desarrollo, exploraciones, energía eléctrica, amortización, depreciación y la vida útil de los tajeos. (Ver Cuadros No 48, 49, 50, 51, 52 y 53)

13.6 EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA (TIR, VAN, ETC.)

Para el cálculo de los indicadores financieros se detalla en el **cuadro No 54**.

A) El Valor Actual Neto (VAN): Que es la diferencia entre el valor presente de los flujos generados por el plan propuesto, a la tasa de interés prevaleciente del mercado y el monto total de la inversión. Un VAN positivo representa el beneficio neto generado al aplicar el proyecto de Ampliación de Mina. Para hallar el VAN del proyecto a partir del flujo neto de caja, considerando un costo de oportunidad que da el inversionista (COK = 13 % tasa de descuento mínimo) con el que actualizan los fondos.

$$VP(\text{Flujo Neto}) = VP(\text{SalDOS de Caja})(\text{Factor de Actualización})$$

$$VAN (13\%) = \Sigma (\text{SalDOS})(\text{Factor}) - \text{Inversiones}$$

El resultado se puede observar en la siguiente Tabla:

Flujo Neto US\$	Factor de Actualización	VANE para COK = 13%	Año
14.054.008	0,88	12.437.175	1
9.222.812	0,78	7.222.815	2
8.958.577	0,69	6.208.743	3
25.245.823	0,61	15.483.736	4
27.144.453	0,54	14.732.922	5
29.042.384	0,48	13.949.595	6
30.168.362	0,43	12.823.384	7
29.930.161	0,38	11.258.525	8
32.487.128	0,33	10.814.472	9
37.773.644	0,29	11.127.675	10
	<i>VP Total =</i>	<i>116.059.042</i>	
	<i>Inversiones =</i>	<i>59.570.801</i>	
	VAN (13%) =	56.488.241	

B) La tasa Interna de Retorno Financiero (TIRF): Que es la tasa a la cual la inversión es repagada con los ingresos generados. Si el TIRF es mayor que el costo de oportunidad, quiere decir que el plan de optimización es una buena alternativa de inversión.

Para el calculo del TIRF, se requiere de una sensibilización a partir de dos VAN, uno Positivo y otro Negativo. Estos se pueden observar en el siguiente cálculo:

Un VANE (+) para un COK = 13% y un VAN (-) para un COK = 120%

VAN1 (+) para una tasa R1 = 13 % es igual a : US \$ 56,488,240

VAN1 (-) para una tasa R2 = 120 % es igual a : US \$ - 48,358,559

$$TIRF = R1 + \left\{ \frac{VPN1(R2-R1)}{VPN1 + VPN2} \right\}$$

$$\text{TIRF} = 0.13 + \left\{ \frac{56,488,240}{56,488,240 + I-48,358,559I} (1.2-0.13) \right\}$$

Al efectuar operaciones se obtiene: **TIRF = 70,65 %** que es mayor al **COK = 13 %**

C) **Índice de Rentabilidad (IR):** Que es la relación Beneficio/Costo, de igual manera para calcular la relación de Beneficio/Costo, primero actualizamos los ingresos y egresos para una tasa del 13 %. La siguiente tabla nos muestra que B/C = 1.233

VP PARA UNA TASA R = 13%		
VP (INGRESOS)	VP (EGRESOS)	AÑO
41.773.889	27.300.980	1
41.137.991	26.836.415	2
38.851.893	25.486.579	3
40.157.010	23.688.014	4
35.537.177	21.151.894	5
31.448.829	18.837.684	6
27.830.822	16.753.288	7
24.629.046	14.677.440	8
21.795.616	13.005.124	9
19.288.156	14.283.548	10
	59.570.801	← Inversiones
322.450.428	261.591.768	← Suma
B/C = VP(i) / VP(e) =	1,233	

D) **El Pay Back**, Que es el periodo de recuperación del capital; a continuación se muestra los flujos actuales:

Años	Flujo Actual	Flujo Actual Acumulado
1	14.267.828,5	14.267.828,5
2	15.248.612,6	29.516.441,1
3	15.842.831,6	45.359.272,7
4	16.937.429,6	62.296.702,3

5	15.318.212,0	77.614.914,3
6	13.826.770,2	91.441.684,5
7	12.466.020,3	103.907.704,8
8	11.140.337,0	115.048.041,8
9	10.017.961,0	125.066.002,8
10	10.189.337,0	135.255.339,8

Según los datos de tabla la recuperación se encuentra en el año 3 el cual se hallara que mes se recuperara la inversión sobrante de:

Inversión Sobrante = Inv. Total – Flujo Actual acum. (Año 3)

Inv Sobrante = 59570801,3 - 45.359.272,7 = 14211528,6

Si: 1 año ----- 16.937.429,6

X años ----- 14211528,6

X años = 0,839 años = 10,069 meses Entonces: **Pay Back = 3 años y 10,069 meses**

D) La Cobertura de la deuda, Que es la capacidad de la proyección de los flujos durante el periodo de amortización de la deuda que se muestra a continuación, refuerza la garantía financiera a corto plazo. Considerando que:

SD = Servicio de la deuda (Interés + Amortizaciones).

FF = Flujo de Fondos Netos Disponibles.

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
SD = Int. + Amort.	8.387.568,9	7.930.065,1	7.472.561,3	7.015.057,6	6.557.553,8	6.100.050,1	5.642.546,3	5.185.042,6	4.727.538,8	4.270.035,1
Flujos de Fondo (FF)	16.122.646,2	19.470.953,5	22.859.574,2	27.616.031,9	28.222.812,7	28.786.668,4	29.327.627,7	29.615.964,2	30.094.375,0	34.588.391,0
Cobertura de la Deuda (SD+FF)/SD	2,9	3,5	4,06	4,94	5,30	5,72	6,20	6,71	7,37	9,10
Flujos de	16.122.646,2	35.593.599,7	58.453.173,8	86.069.205,8	114.292.018,4	143.078.686,9	172.406.314,6	202.022.278,8	232.116.653,8	266.705.044,8

Fondos Acum.										
Cobertura de la Deuda Acumulada	2,9	6,4	10,4	15,4	20,7	26,4	32,6	39,3	46,7	55,8

13.7 ESTADO DE PÉRDIDA Y GANANCIA

En el siguiente cuadro mostramos los resultados económicos de la operación para un periodo de 10 años, calculados de acuerdo a los dispositivos legales. **(Ver cuadro No 55).**

13.8 FLUJO DE FONDO

Los resultados de los flujos de fondos para un horizonte financiero de 10 años se muestran en el siguiente cuadro. **(Ver cuadro No 56).** Donde se podrá notar que el proyecto genera flujos netos positivos desde el primer año, permitiendo apreciar la capacidad del plan de optimización para cubrir sus obligaciones financieras.

13.9 DETERMINACION DE LA RENTABILIDAD

Para el análisis de rentabilidad, se considera el año cero al iniciar el año 2002. El análisis se hace solo para los años que dura la reserva Probado – Probable (10 años.). **(Ver. Cuadros 54)**

Los indicadores utilizados para medir la rentabilidad son los siguientes:

TIRF = 70,65 % que es mayor al **COK = 13 %**

VANF : 56.488.241 > 0

IR (B/C): 1.233 > 1

PAY BACK: Se requiere **3 años y 10,069 meses**, para la recuperación del capital

COBERTURA DE LA DEUDA: Es la capacidad de pago de la proyección de los flujos durante el periodo de amortización de la deuda, que refuerza la garantía financiera a corto plazo, el cual se muestra en el cuadro anterior.

13.10 ANALISIS DE SENSIBILIDAD

Se realizó el análisis de sensibilidad para los flujos del plan de optimización a factores importantes, tales como el valor de ventas (precio de metales), monto de inversión y costo de operación con la finalidad de poder conocer como varía el TIR y/o el VAN. (Ver. Cuadros 57, 58, 59, 60, 61, 62 y 63). En el siguiente cuadro mostraremos las variaciones obtenidas.

Factor Considerado	Variación (-)		Estimado Base		Variación (+)	
Valor de Ventas	(-) 10%		47.204.494,7		(+) 5%	
TIR / VAN \$	53,11%	35.722.433,0	70,65%	56.488.240,6	101%	279.002.148,4
Costo de Operación	(-) 10%		15.685.257		(+) 20%	
TIR / VAN \$	67,93%	62.850.864,1	70,65%	56.488.240,6	58,32%	43.762.993,5
Monto de Inversión	(-) 5%		59570801,33		(+) 15%	
TIR / VAN \$	57,75%	40.684.537,6	70,65%	56.488.240,6	49,87%	34.216.393,05

13.11 ANALISIS DE FLUJOS INCREMENTALES

El análisis de la rentabilidad se hace de los incrementales del aporte propio para llevar a cabo el proyecto de ampliación de Mina Chungar y la diferencial de los flujos netos obtenidos entre la operación de ampliación este año y operación de ampliación del año anterior. El análisis solo se hace para los años que dura la reserva probado - Probable. (Ver. Cuadros 64 al 74).

TIRF = 78,38% VAN (13%) = 4.598.880,0 US\$

IR = 1,652 PAY BACK = 2,894 meses.

COBERTURA DE DEUDA = 5,9 a 20,7

XIV. IMPACTO AMBIENTAL

14.1 INTRODUCCION

Dentro de las actividades nuestro desarrollo minero, E.A. CHUNGAR tiene previsto incrementar la producción de mineral en su unidad Animón, para lo cual ha proyectado la ampliación de sus operaciones tanto para labores mineras como en la planta de beneficios Animón. Consecuentemente se requerirá la ampliación de los servicios generales así como la de los servicios auxiliares, entre los cuales se comprende los depósitos de relaves N° 3 en actual operación, construcción de accesos hacia las labores subterráneas, la ampliación del Pique Montenegro, así como la obra de derivación para el control de las aguas de escorrentía. Todas las obras proyectadas actualmente ocupan terrenos que son propiedad de E.A. CHUNGAR. En caso de la construcción del nuevo Deposito de Relave N° 4, se esta efectuando la adquisición de 80000 m2 adicionales de las comunidades aledañas, para lo cual se están realizando las coordinaciones en este sentido.

La ampliación de las operaciones de la mina involucra la ampliación de Pique Montenegro y la construcción de la Rampa Mirko, igualmente comprende los arreglasen cuanto a las instalaciones en la Planta Beneficio y desmontaje de otros equipos, así como recrecimiento de depósitos de relaves N° 3 y la Construcción de depósitos de relaves N° 4.

En el presente EIA, se establecen los parámetros actualizados de operación tanto de la mina como de la Planta Beneficio, información ambiental relevante actualizada, además de la reingeniería para el recrecimiento de la presa.

OBJETIVO DE MEDIO AMBIENTE

Minimizar el impacto de las actividades mineras y metalúrgicas en el medio ambiente mediante objetivos integrales de protección del medio ambiente en los planes de producción. Respaldar el desarrollo de tecnologías que reduzcan la emisión de dióxido de carbono a cero y la secuencia de emisiones adicionales.

14.2 LINEA DE BASE AMBIENTAL

14.2.1 CLIMA Y METEOROLOGIA

El área del proyecto se ubica en la Cordillera Oriental, zona Alto Andina, entre los 4,000 m y 4800 msnm, dentro de la región natural de la Puna. El clima de esta región corresponde al de “Tundra Seca de Alta Montana” (ETH), el cual predomina en algunas partes de la sierra peruana desde los 8° hasta los 17° Latitud Sur (ING, 1989).

De acuerdo a los reportes del Servicio Nacional e Hidrológica y meteorología (SENAMHI) y los de Chungar, las Temperaturas Mínimas ocurren entre los meses de Mayo y Agosto, y varían entre -9° y -25 °C. Las temperaturas Máximas se producen entre los meses de Setiembre y Abril, y alcanzan valores de hasta 22 °C, siendo la temperatura media del mes más calido del orden de 10 °C. Las precipitaciones pluviales ocurren entre los meses de Octubre y Abril, y la época seca o de lluvias escasas corresponden al os meses de Mayo a Setiembre.

Es importante mencionar que el clima descrito para los Andes esta influenciado por un relieve andino alto en medio de una Zona Tropical, que origina características especiales en los elementos del clima, pudiéndose mencionar variaciones térmicas muy marcadas entre el día y la noche, sol y sombra durante todos los días del año.

Dentro de las principales variables de clima podemos mencionar:

- **TEMPERATURA.-** Durante el verano o estación seca la temperatura varia entre 15 °C y 22 °C, siendo la temperatura medida de 10 °C y 11 °C.

- **PRECIPITACION.-** Los registros de precipitación arrojan un promedio anual de 890 mm (35”). Aproximadamente el 75% (667.5 mm) cae durante los meses de la estación lluviosa.
- **EVAPORACION.-** Para la zona se tiene una evaporación promedio anual de 809 mm (32”), siendo estimada de 821 mm (32.9”). La evaporación promedio mensual estimada, varía desde 98 mm (4”), en época de lluvias hasta 120 mm. (5”) en épocas de sequía.
- **VIENTOS.-** La topografía del área afecta la dirección del viento, se registran vientos de 2 a 32 Km. /Hora, predominantes son los que proceden del Oeste.
- **HUMEDAD.-** La humedad relativa en la zona es de 60% con cielo cubierto y nubosidad baja durante los meses de Enero a Marzo, y una humedad relativa de 50% con cielo despejado y estratos altos durante los meses de Abril a Diciembre.

14.2.2 ECOSISTEMAS

El mapa de Ecorregiones (Brack, 1988) y el Mapa Ecológico del Perú (INRENA, 1995), representa muy buena aproximación a la clasificación de los Ecosistemas del Perú a nivel Regional Amplio.

De acuerdo a ello, el área donde se ubica el proyecto pertenece a la Ecorregion de Puna (Brack, 1988) y a la Zona de Vida tipo Tundra Pluvial – Alpino Tropical (tp-AT) (Mapa Ecológico del Perú, INRENA, 1995).

La Zona de Vida tp-AT, ocupa geográficamente la franja comprendida entre los 4,300 y 5,000 metros de altitud a lo largo de la Cordillera de los Andes. La biotemperatura media anual es de 3.2 °C, el promedio máximo de precipitación total por año es de 1,020.2 mm y el promedio mínimo es de 687.9 mm. Se caracteriza por presentar un relieve dominante abrupto, con modelaje glaciar y afloramientos rocosos. La vegetación de esta zona se reduce al tipo graminal corto y con plantas arrosetadas y almohadillas. En los lugares pedregosos y peñascosos aparecen los líquenes de tallo crustáceos, las gramíneas de porte alto (“ICHUS”) y arbustos espinosos como la “chuquiragua”.

La evaluación **IN SITU** ha permitido la identificación de ecosistemas a un nivel más localizado. Es decir dentro del área de estudios se ha podido determinar la presencia de

Parches de vegetación diferenciados por la formación vegetal dominante según las características del suelo, y que por sus condiciones y características permiten sostener a determinadas especies de fauna, estableciéndose así un sistema interactivo de relaciones interdependientes entre sus componentes bióticos y abióticos.

La perturbación de estos ecosistemas debido a las actividades propias de la explotación minera, construcciones de carreteras(o vías de tránsito), construcción de infraestructura e instalaciones , represamiento, drenado (secado) de lagunas, entre otras; ha permitido desarrollar la **capacidad de resiliencia** de estos ecosistemas, observándose por ejemplo que trascurrido casi dos años de haberse realizado las obras de drenado, represamiento y transvase con la consecuente degradación y transformación de hábitas de la Laguna Naticocha, su paulatina recuperación adaptiva ha permitido que lentamente surja un nuevo orden de equilibrio dentro de su dinámica funcional, teniéndose actualmente una muy discreta presencia de flora y fauna acuáticas tales como *Anas Flavivestris*, “Pato Suro” y *Chloephaga Melanoptera* o algunas especies de Vulnerabilidad o raras tales como *Larus Serranus*, “gaviota serrana” y *Colapses Rupicola* “pito”.

Dependiendo del Manejo Ambiental que se realice en estos ecosistemas degradados, se podrá favorecer la rápida recuperación de los mismos o en su defecto, conducirlos irremediablemente a su desaparición, ocasionando con ello el peligro potencial de la extinción de muchas especies de fauna Andina que actualmente se encuentran sometidas a una situación de fuerte presión adaptativa de evolución – extinción.

14.2.3 FLORA Y FAUNA

- **Flora Terrestre.-** La flora del área de estudio es relativamente diversa y típica de estas condiciones climáticas tan rigurosas y consta aproximadamente de 28 especies distribuidas en 12 familias. **En el cuadro Nº 75** se presenta la lista taxonómica que estima la diversidad florística del lugar. Esta ha sido elaborada mediante el reconocimiento de las plantas In situ empleando el método de *Transectos* (Sectores de Áreas Representativas), de evaluación correspondiente a cada ecosistema terrestre clasificado.

Las familias con mayor número de especies son Poaceae y Asteraceae, las mismas que definen en gran medida el paisaje del área de estudio (Puna).

Por su uso, la flora terrestre silvestre del lugar se clasifica en:

Medicinal: aquellas que son usadas para curar ciertas dolencias de la gente y de los animales

Forraje: las que forman parte de la alimentación del ganado (ovinos y llamas, principalmente).

Combustible: aquella que es usada como leña para coser alimentos; y

Otros: como cobertura de las viviendas, abrigo de animales recién nacidos, etc. Además, ciertas plantas como *Astragalus*, *Marjiricarpus* y *Aciachne* sirven como indicadores de erosión y/o aridez de los suelos.

La composición florística de los ecosistemas definidos por la formación de vegetal dominante se muestra en el **cuadro N° 76**. en ella puede verse que la mayor diversidad de especies se presentan en el pajonal (16 especies en el pajonal bajo y 17 en el pajonal alto). Siguen en orden decreciente, el bofedal con 15 especies y finalmente la ladera rocosa con 9 especies. Sin embargo, la mayor cobertura vegetal se presenta en el bofedal (90%), seguido por el pajonal (75% y 60%) y la ladera rocosa (25%).

- **Flora Acuática.-** La flora es el principal sintetizador de materia orgánica y contribuye significativamente a la productividad de los lagos y a la regulación del metabolismo del ecosistema lacustre.

En el ambiente acuático del área de estudios existen plantas acuáticas en asociaciones, formadas principalmente por *Eloedea* sp. “Chinquil”, *Myriophyllum* sp “Yacu hinojo” y musgos que se combinan con una gran variedad de algas verdes filamentosas.

En las lagunas Macrofitas están restringidas a las dos zonas:

-En el interior del lago existe una vegetación flotante y enraizada por extensos rizomas.

-Debajo de esta área se encuentra la región de Macrofitas Sumergidas.

Según reportes anteriores en la Laguna Naticocha no se observó vegetación acuática durante los trabajos de campo; sin embargo a medida que se drenó a la laguna, se observaron evidencias de la presencia de vegetación y algas, asociadas a diferentes niveles de la columna de agua.

Las algas de las lagunas son fitoplacton que constituyen el primer eslabón de la cadena alimenticia acuática. Los factores ambientales cumplen un rol muy importante dentro de esta cadena, ya que regulan el crecimiento temporal y espacial.

- **Fauna Terrestre.-** Las aves fueron registradas como el grupo dominante, tanto en el ambiente terrestre como en el acuático. Se reportan un registro de 19 especies de aves, las cuales 12 son acuáticas o dependen de mucho del agua, toda vez que de allí consiguen alimentos y refugios. Las especies frecuentemente avizoradas son el “pítico” *Colaptes rupícolas*, “pamperos” *Geositta cunicularis* y “churretes” *Cinclodes atacamensis*, mientras otras como la “lechuza andina” *Glaucidium sp.* Y el halcón (*Geranoaetus melanoleucus*) solamente se observan de manera ocasional debido a sus hábitos alimentarios.

Por preferencia de trabajadores de la Unidad Minera y de algunos pobladores de la zona, se tiene reportes de avisoramientos ocasionales de presencia de venados y zorros en la parte alta de los cerros circundantes a la Unidad Minera.

Asimismo se ha incluido en el presente estudio a la fauna doméstica más importante tales como “alpacas” *Lama Paco* y “ovejas” *Ovis sp.*, por formar parte integral del modelo ecosistémico del área de estudio. Estas se encuentran a menudo pastando en las laderas y pajonales dentro de la concesión de la Unidad Minera, especialmente en las áreas aledañas a la Rampa Mirko, Pique Esperanza, Hotel-Comedor, y Lagunas Huaroncocha y Yanamachay, toda vez

que en estos espacios se presentan mayor abundancia de plantas forrajeras que, luego de la temporada de lluvias han logrado desarrollar bastante.

La lista Taxonómica de la fauna registrada se presenta en el **cuadro N° 77.**, corresponde a observaciones directas y de sus indicios, además a información proporcionada por la gente y trabajadores del lugar.

- **Fauna Acuáticas.-** la fauna es variada y rica en lagos y lagunas. Las comúnmente frecuentadas por las aves acuáticas son las lagunas Naticocha Sur, Naticocha Centro, Huaroncocha, Yanamachay y Llacsacocha. Las aves mas frecuentes son el “Pato Suro” *Anas Flavirostris*, la “Gallareta” *Áulica ardesiaca*, y la “Gaviota Serrana” *Larus Serranus*. Las orillas pantanosas son frecuentadas por el “Yanavico” (*Plegadys ridwari*), aves inseparables de las orillas de los cuerpos de agua.

Se sabe por preferencia de los propios trabajadores que en ciertas épocas del año se presenta mayor diversidad y abundancia de aves, las mismas que han hecho de esta área un refugio para el apareamiento y reproducción, siendo posible así observar a especies raras como los flamencos (*PhoenicopterusChilensis*).

Entre los anfibios el más frecuente es el sapo (*Bufo Spinalosus*), mientras que el pez representativo de los ecosistemas acuáticos andinos es la “Trucha Arco Iris” (*Onchorinchos Mykiss*).

En el **cuadro N° 78**, se reporta la lista Taxonómica de la fauna acuática existente en la zona de estudio.

PLACTON Y BENTOS: Recientes estudios realizados por la empresa contribuyeron a que se tengan información acerca de las especies pelagicas y bentonitas que habitan en la Laguna Naticocha y Huaroncocha, las dos primeras afectadas por los efectos del drenado y secado de la primera de ellas y en la Laguna Quimacocha, que no ha sido afectada directamente por los efectos del drenado. El **fitoplacton** esta compuesto por especies de Cyanophitas (5), Chlorophytas (8), Bacillariophytas (10) y Pyrrophytas (1). Mientras que el **Zooplacton** comprende a los grupos de Rotíferos (3), Cladoceros (3) y dos grupos de Copepodos (Cyclopoida y Calanoida). Los resultados de la evaluación en

los puntos de muestreos de estas comunidades en las Lagunas Naticocha, Quimacocha y Huaroncocha, se presenta en el **cuadro N° 79**.

Las especies de fitoplancton mas predominantes en los puntos de muestreos P4 y P8 fueron *Volvox aureus*, *Peridinium rillei* y *Cymbella sp.* La primera de ellas es típica de ambientes que presentan materias orgánica como fuente de nutrientes, mientras que las dos últimas requieren además de los nutrientes orgánicos algunos sustratos inorgánicos como por ejemplos los silicatos. Las otras especies registradas se consideran escasas en las muestras analizadas. En los puntos P2 y P3 se registraron baja diversidad y abundancia de especies y se presume que esto se deba al desequilibrio que se causa ala laguna Huaroncocha cada vez que se hace el vaciado de las aguas de la laguna Naticocha hacia ella.

La comunidad de **Bentos** esta compuesta por especies de la clases: Oligchaeta, Insecta, Arácnida, Hirudinea y Crustácea. La mayor diversidad y abundancia de estos organismos se registró primeramente en la Laguna Quimacocha, seguida de Huaroncocha y finalmente en Naticocha. El grupo dominante es la familia Chironomidae, con más de cinco especies de “Chinches acuáticos”.

Si analizamos los datos obtenidos en conjunto y los comparamos son los datos de Calidad Química de los sedimentos, se vera que efectivamente el bentos ha sido afectado por el vertido de las aguas contaminadas, cuyos sedimentos contienen altos niveles de metales pesados.

14.2.4 IMPACTO AMBIENTAL

En esta parte se discuten los potenciales impactos ambientales que podrían ser causados por la ejecución del proyecto, es decir, por la expansión de la planta concentradora, el recrecimiento del deposito de relaves en operación y las obras de recrecimiento en el Pique Esperanza y construcción de la Rampa Mirko. Gran parte de los impactos identificados y evaluados a continuación deberán ser considerados como pasivos ambientales, toda vez que son impactos reportados en el PAMA respectivo y en las sucesivas modificatorias de operación minera. De igual modo, también se consideran

aquellos impactos que son ocasionados por las operaciones de explotación minera y recrecimiento de la planta.

La evaluación de los impactos ha sido realizada sobre la base de información de proyecto actual y futuro, además del trabajo de campo e información recopilada de otras fuentes.

La evaluación de los impactos ambientales que podría ser ocasionado por la ejecución del Proyecto Ampliación de Planta de Animon permite establecer las prioridades y objetivos de los planes de manejo ambiental que se detallan adelante, y dichos planes garantizan el control y seguimiento de los impactos y la capacidad de responder a eventos no previstos.

-Descripción y Valoración de Impactos sobre el Ambiente Físico

Las variables ambientales que registran los impactos más significativos son los **recursos minerales**, por ser estos los principales recursos que la empresa explotara durante muchos años, y lamentablemente por tratarse de un recurso no renovable el porcentaje de mitigación será muy bajo.

Como consecuencia de esta actividad, otros componentes ambientales del área de influencia de verán mas seriamente afectados, tal es el caso de la **calidad paisajística** y las **desarmonías del medio visual**, cuya magnitud de los impactos variara entre moderado y alto. Sin embargo, la capacidad de mitigación previstas para estos impactos son bastantes alentadores, aunque hacerlas resultara medianamente trabajoso. Tanto en la fase de construcción como de operación se dará dichos impactos.

La **calidad atmosférica** se ve impactada con mayor intensidad durante la fase de operación, por la producción de gases producto del proceso de voladura de los minerales en las labores subterráneas y la generación de polvos por el constante tránsito de los vehículos de transporte y carga de la empresa, estos impactos son fácilmente mitigables, ya sea mediante el uso de filtro en el caso de la Planta Concentradora, o mediante humedecimiento permanente de las carreteras en el caso de polvos producidos por el transitar de vehículos. Por otro lado la perturbación acústica ocasionada por los molinos y chancadoras de la Planta Concentradora ocasiona moderado impactos, los cuales son bastante difíciles de mitigar.

Los contaminantes suspendidos en el aire, serán las partículas generadas por la manipulación de mineral de cabeza y concentrados, asimismo las partículas por remoción, carguio y transporte, así como los gases nitrosos productos de la ocasional voladura en superficie; que serán evaluados a fin de obtener un estimado cuantitativo de de las partículas inhalables que serán emitidas por los trabajos que se efectúan.

La **calidad de las aguas superficiales** en los sistemas de lagunas sufrirá impactos de baja magnitud debido a la construcción de canales colectores en los alrededores de las lagunas, lo cual evitara la contaminación de estas por aguas escorrentía arrastrando sólidos contaminantes. El impacto mas severo esta presentando por el vertimiento de efluentes con alta carga de contenido de sólidos lo cual se evitara mediante la sedimentación de estas aguas en pozas de decantación antes de su vertimiento al cuerpo receptor.

En el sector aledaño al proyecto de expansión Mina E – W, la perturbación inmediata será en la etapa de construcción, lo cual se proveerá de unas zanjias de desviación para llevar la escorrentía de las faldas de los cerros y alrededores del área del proyecto y pique esperanza con la finalidad de prevenir la posibilidad de descargar incontroladas adoptando las medidas paliativas especificas como el control de drenaje y practicas prudentes en el manejo de fluidos.

Referente a la decantación de la cancha de relaves, esta se recirculara en su totalidad a la Planta de Beneficio. Se tiene en consideración los puntos de monitoreos de agua existentes.

La **calidad de las aguas subterráneas** sufrirá bajos o moderados impactos debido mayormente a los trabajos de explotación en las vetas, afectando básicamente a las aguas subterráneas del interior de las minas. La mitigación de este impacto representa en términos generales un grado de dificultad moderada.

El agua decantada de relaves y las aguas pluviales serán controladas mediante canales o zangas de desviación, que encausaran el drenaje, se estima que esta acción no tendrá un efecto significativo o permanente sobre los patrones de flujo de aguas subterráneas cercanas a la superficie.

El proyecto de ampliación, construcción y operación de planta concentradora no afectara la calidad de las aguas subterráneas, a menos que haya una fuga en los canales de drenaje. En el control de aguas subterráneas se identificara cualquier fuga y se efectuara las investigaciones necesarias para determinar la acción correctiva.

Referente a las operaciones de Planta y Mina, podrían producirse filtraciones hacia los niveles colindantes con los trabajos del proyecto, lo cual no alterara mayormente la calidad y flujo de agua por los canales circundantes de drenaje, sobre todo en el sector de las pilas de desmonte.

El **relieve y topografía** del área de proyecto se verán medianamente impactadas por los trabajos de ampliación de la Planta y Reacaecimiento de diferentes instalaciones e infraestructuras, ocasionando mayormente la erosión e inestabilidad de los suelos alterados. Debido a las operaciones efectuadas en la Unidad Animon, se alterara aproximadamente 2.35 Has. de suelo superficial cuyas áreas corresponden a:

- | | |
|---|-----------|
| • Instalación de Mina (Pique Esperanza) | 0.50 Has. |
| • Planta Concentradora | 0.35 Has. |
| • Cancha de Desmonte | 0.50 Has. |
| • Carreteras | 1.00 Has. |

TOTAL AREA DISTURBADA **2.35 Has.**

Las actividades de impacto sobre la topografía incluyen las carreteras de acceso afirmadas, Ampliación de Planta Concentradora y Mina con rampas exteriores, pilas de desmonte y mineral de almacenamiento temporal.

La carreteras afirmadas perturban aproximadamente 1.00 Has., y provocara una modificación permanente y significativa de la topografía, ya que se prevé que estas continuaran como tales para favorecer el transito y comunicación entre las poblaciones cercanas, una vez culminado el periodo de concesión y cierre de la Unidad Minera.

Alternativamente el acceso hasta un tramo de 1 Km. De la carretera es utilizado por empresas de transporte para transitar hacia el poblado de Huayllay.

Por otro lado la topografía tendrá un efecto permanente en el área de ampliación del Pique Esperanza y Rampa de acceso a la Mina (Rampa Mirko), lo cual provocara una modificación de la superficie del terreno por los trabajos de excavación, voladuras, remoción de escombros, carguio y transporte que se efectúa. El desmonte se ubicara en las áreas del talud del Nivel 4,610 y quedaran como pilas permanentes luego de ser reconfiguradas las pilas de desmonte, las cuales cubrirán aproximadamente 0.50 Has.

Referente a la Planta Concentradora (Antes de su Ampliación) se encuadra en parte de las 60 Has. del denuncia, con un área de 1,200 m². La ampliación se efectuará en la misma área, así como las instalaciones complementarias de tolvas de gruesos y finos, y los molinos respectivos, por lo que se ocasionará un impacto de mediana magnitud y baja mitigabilidad.

Durante la fase de operación dichos componentes, además de las formaciones geológicas, se verán fuertemente impactados debido a las acciones permanentes de voladuras, perforaciones y excavaciones; siendo las opciones de mitigabilidad moderadamente trabajosas.

-Descripción y Valoración de Impactos sobre el Ambiente Biológico

La **Flora**, tanto terrestre como acuática se vera mayormente afectada durante los trabajos de construcción, ya que se tendrá que remover y alterar la cubierta vegetal de algunas áreas cubiertas de vegetación herbácea de pajonal o de bofedal. Sin embargo esta acción tiene alta mitigabilidad toda vez que concluida las labores de recrecimiento de la planta se podrá hacer redoblamiento de áreas perturbadas con comunidades vegetales endémicas. Durante la fase de operación, los mayores impactos se dará sobre la flora acuática, ya que el constante vertimiento de aguas residuales de mina accionara la modificación de las condiciones de características limnológicas de los ambientes lénticos afectados, siendo los principales afectados los organismos planctónicos que forman el primer eslabón de las cadenas tróficas de estos ambientes.

La **Fauna** no será mayormente afectada durante la fase de construcción, salvo emisiones de gases y polvos provenientes de vehículos y maquinarias pesadas, o a las perturbaciones por ruidos y vibraciones, que podría modificar a conductas de los animales y obligarlos a desplazarse hacia otras áreas menores perturbadas. Sin embargo el mayor impacto se dará sobre la fauna acuática, ya que las alteraciones en el balance hídrico, transvase, recarga de los cuerpos acuáticos y calidad de sus aguas repercutirán notablemente en el equilibrio de los ecosistemas acuáticos (a pesar que se han vertido dentro de los L. M. P. para usos del tipo III, según la Ley General de Aguas) podrían conducirlos a condiciones extremas de su capacidad de resiliencia, ya que precisamente las lagunas oligotrópicas son las que menor rango de adaptación a condiciones desfavorables presentan.

Sin embargo, es preciso señalar que la adopción de los límites para calidad de aguas del tipo III no se ajustan del todo a la realidad del ambiente, toda vez que la presencia de la diversidad biológica en estas lagunas amerita mayores esfuerzos para contribuir a su conservación, por lo que serian necesarios adoptar los límites de calidad de aguas para uso del tipo VI, la cual es destinada para zonas de preservación de fauna acuática y pesca recreativa o comercial.

En tal sentido cabe mencionar que las lagunas ubicadas dentro de las áreas de proyecto representan hábitas específicos para numerosas especies endémicas de la Eco región de la Puna, tal es el caso de la “Gaviota Serrana” *Larus Serranus*, el “Pato Puna” *Anas Puna* o la “Gallereta” *Fulica Ardesiaca*, las cuales estacionalmente se concentran en las lagunas para aparearse y anidar, además las lagunas cuentan diversos organismos que son aprovechados por estas especies para la construcción de sus nidos o para alimentación. De igual modo, el ecosistema aprovecha la presencia masiva de estas especies para captar los elementos necesarios que permitan fertilizar sus aguas y propiciar así una mayor productividad entre sus organismos. Es allí precisamente donde radica la importancia de conservar estos ecosistemas en su integridad para mantener su equilibrio natural.

Por otro lado, el “Pitio” *Colapses Rupícolas* es un ave que debido a que en la zona altiplánica no existen árboles, sino arbustos menores o plantas pequeñas, se han

adaptado para hacer sus nidos en las cuevas de los barrancos y laderas rocosas, y busca su alimento en el suelo o entre las rocas, el cual consiste en larvas de insectos o insectos adultos. La degradación constante de las laderas de los cerros para la construcción de carreteras afirmadas o nuevas infraestructuras puede ocasionar el desplazamiento de estas especies hacia otras áreas en donde tendrá un competidor por refugio y alimentación con sus moradas habituales. Cabe resaltar además que *Colaptes Rupícola* es un ave que esta catalogada como especie rara por el CITES y por el estado peruano, favoreciendo su conservación y el de sus habitas naturales.

Una situación diferente resulta con la fauna domestica de la zona, conformada por grupos de “Alpacas” *Llama Paco*, “Llama” *Llama Lamo* y “Ovejas” *Ovis sp.*, los cuales acostumbran pastar en áreas comprendido dentro del limite de propiedad de las Empresas. Esto podría causar a mediano plazo la bioacumulación de metales en órganos específicos de estos animales, toda vez que los pastos de los cuales se alimentan están permanentemente cubiertas por partículas metálicas y otros elementos, que se produce en estas áreas de extracción minera y en los depósitos de relaves. Esta situación que se produce en las áreas de extracción minera y en los depósitos de relaves. Esta situación puede repercutir negativamente sobre aquellos pobladores que consumen estos animales potencialmente contaminados. Es necesario que la empresa llegue a un acuerdo con los propietarios de estos ganados para evitar que la situación persista e informe sobre las consecuencias que aquello les acarrearía a mediano plazo.

En vista que no existe **restos arqueológicos** o de **interés histórico** dentro del área de influencia directa del proyecto, no corresponde la aplicación de interacciones de impactos sobre estos componentes.

-Descripción y Valoración de Impactos sobre el Ambiente Socio Económico

La población de Huayllay, se vera ampliamente favorecida debido a que durante la construcción de la Planta Concentradora se dará inicialmente empleo a 26 personas, dos ingenieros, cuatro técnicos, los obreros proceden principalmente del distrito de Huayllay. Cuando se inicie las operaciones, la empresa empleara directamente 42 personas, el costo social del desplazamiento de la fuerza laboral será mínimo, por la cercanía del distrito de Huayllay y otros medios aledaños.

El proyecto de ampliación de Planta Concentradora y Operaciones de Mina se desarrollara en un sector donde la población no tiene viviendas, por la cercanía del poblado de Huayllay, por lo que no habrá desplazamiento de viviendas ni núcleos familiares.

El **impacto sobre uso de tierra**, se estima que los trabajos de la ampliación de la Planta Concentradora y trabajos de mina, tendrá un impacto sobre 1.92 Has. de terreno actualmente utilizado con agricultura esporádica e incipiente y poco pastoreo de ganado lanar vacuno, por la pendiente de sus suelos y sectores rocosas.

El **impacto sobre los servicios e infraestructura**, el Centro de Operaciones pertenece al distrito de Huayllay, es de esperarse la mayor fuerza laboral habite en dicha zona y se traslado diariamente con movilidad proporcionada por la empresa de las labores. En la ciudad de Huayllay existe un hospital anexo al Ministerio de Salud con una capacidad de 15 camas, dos centros educativos primaria y secundaria, el relativo impacto que tendrá una fuerza laboral de 40 personas provenientes un 80 % de la ciudad de Huayllay será pequeño.

La empresa evaluara cada cierto tiempo la necesidad de contribuir al mejoramiento de servicio de la ciudad, en función a la disponibilidad de recursos.

La mayoría de las mejoras se harán en las carreteras existentes construyéndose asimismo nuevos segmentos de pista afirmada. Del mismo modo, esto beneficiara a los agricultores locales, ya que podrán reducir el costo de transporte de sus productos a los mercados de la ciudad.

- Impactos sobre los Recursos Arqueológicos y Culturales

De acuerdo al Informe Técnico de la Etapa de Reconocimiento de Campo en el área comprendida dentro de las concesiones de EACH Unidad Animon efectuada por el Arqueólogo adscrito al Instituto Nacional Cultural; no se ha evidenciado presencia de alguna de restos arqueológicos en el área del estudio así como tampoco se ha encontrado evidencias documentarias o fotográficas al respecto a estas, por lo cual no corresponde la aplicación de interacciones de Impacto sobre estos componentes.

XV. ASPECTO SOCIAL

Los pobladores de la unidad se dedican exclusivamente a prestar servicios en las labores propias de la actividad minero-metalúrgica y proveniente en su gran mayoría de las poblaciones más cercanas que son La Cruzada, Haychao y Huayllay, cuya actividad principal es la ganadería. Las posibilidades de desarrollar una actividad agrícola sostenida es bastante limitada por no ser de acuerdo los terrenos y porque el clima no permite el desarrollo de especies comerciales a excepción de la Maca.

Las apreciaciones al respecto se basan en el desarrollo de la ampliación de la planta Concentradora; y los trabajos de mina. En la ampliación de mina el objetivo es buscar mejorar la calidad de vida de los pobladores rurales de las zonas aledañas mediante el manejo integrado de los recursos naturales y actividades de desarrollo que sean compatibles con el medio ambiente. Los impactos asociados en el desarrollo potencial de otro yacimiento contiguo no se evaluaron.

15.1 COMUNIDADES

La población de la Unidad Chungar se halla integrada en su mayoría por trabajadores en la Empresa que no se incrementa con la presencia de sus familiares por residir en el poblado adyacente de Huayllay.

La población de Huayllay, se vera ampliamente favorecida debido a que durante la construcción de la Planta Concentradora se dará inicialmente empleo a 26 personas, dos ingenieros, cuatro técnicos, los obreros proceden principalmente del Distrito de Huayllay.

Cuando se inicie las operaciones, en la empresa emplearan directamente a 42 personas, por la cercanía del distrito de Huayllay otras comunidades medianamente aledañas, se considera que contribuirá en algo a compensar el problema de la desocupación.

- UTILIZACION DE TIERRA

Las operaciones en Planta Concentradora se emplazan 61 Has. de terreno superficial. Las instalaciones para la construcción de la Planta Concentradora a 3000 TM/DIA de capacidad en tratamiento, se emplaza en las mismas instalaciones de la Planta Concentradora inicial con las modificaciones de ampliación.

Debido a las operaciones a realizarse en la Unidad Animon, se estima que aproximadamente 2.35 Has., de suelo superficial será impactado directamente.

La tierra perturbada corresponde a terreno con rocas fracturadas, utilizadas con agricultura esporádica e incipiente y pocos pastoreos de ganado lanar y vacuno, por la pendiente de sus suelos y sectores rocosos.

- SERVICIOS E INFRAESTRUCTURA

Debido a la cercanía de la Concesión de Beneficios con el distrito de Huayllay, la fuerza laboral habita en los pueblos mencionados y se transportan con movilidad proporcionada por la Empresa y por sus propios medios.

En el distrito de Huayllay existe un centro de salud atendida por cuatro médicos, seis enfermeras y la infraestructura necesaria para la atención regular, los casos de gravedad son derivados a Cerro de Pasco o a Lima.

Existen escuelas que brindan educación primaria y secundaria, cuentan con maestros titulados. El impacto de un incremento de la fuerza laboral no es relevante puesto que la

mayoría de trabajadores habitan en Huayllay y en pueblos circundantes, además las actividades del proyecto considera la ampliación de la planta a una capacidad de 1000 TM/DIA y trabajos de minería subterránea en forma regular, por tanto el incremento de personal no requiere de una fuerza laboral y el impacto que tendría sobre la población sería pequeño.

La empresa evaluara cada cierto tiempo la necesidad de contribuir al mejoramiento de servicios de la ciudad, en función a la disponibilidad de recursos.

La mayoría de la mejoras se harán en las carreteras existentes construyéndose asimismo nuevos segmentos de pista asfaltada. De mismo esto beneficiara a los agricultores locales, ya que podrán reducir el costo de transporte de sus productos a los mercados de la ciudad.

XVI. CONCLUSIONES

Se concluye que:

1. Las reservas de mineral cubicadas permiten cumplir holgadamente un programa de ampliación de mina a 3000 tpd, explotando las 2 vetas: La Veta Maria Rosa cuyas reservas cubicadas son 2.813.724 tms con 0,44 %Cu, 4,66 %Pb, 11,70 % Zn y 3,05 oz. Ag y La Veta Principal con 1.013.667 tms con 0,48 % Cu, 3,32 %Pb, 12,92 %Zn y 2,25 oz. Ag; y si ha esto le agregamos las reservas de las vetas Aurea, Marthita, Ramal Piso, Ramal Techo, Nor Este, Elva, Paola, Ofelia Split Piso y Techo y el incremento de futuras reservas, se puede asegurar que la vida de la mina es por mas de 10 años.
2. Dichas reservas justifican técnicamente y económicamente llevar a cabo el plan de ampliación de producción propuesto en la Unidad Chungar.
3. La Ley de Corte (CUT OFF), al aplicar el plan ampliación de Mina es de 17,9 US \$/TM y expresando en ley de Zn (%) es de 3.06, para un precio conservador de Zn 800 \$/TM, 500 \$/TM de Pb y 1850 \$/TM de Cu; mientras que aplicando la operación actual la Ley de Corte es de 20,89 y expresando en ley de Zn (%) es de 3.59, para los precios de los metales conservadores. Por lo tanto podemos concluir en este aspecto que el plan de ampliación es más ventajoso.

En cuanto a las exploraciones y con los trabajos geológicos realizados, se ha definido Áreas con potencial mineral que requieren en una primera fase taladros preliminares de evidenciación para luego priorizar áreas importantes con una serie de taladros secuenciales que involucran un Programa General de Perforación y luego hacer taladros progresivos con fines de cubicación de este mineral. Para definir las áreas y taladros a ejecutarse se han considerado factores de certeza de los recursos, infraestructura operacional, y potencial.

4. En cuanto a las exploraciones, con los trabajos geológicos realizados, se ha definido Áreas con potencial mineral que requieren en una primera fase taladros preliminares de evidenciación para luego priorizar áreas importantes con una serie de taladros secuenciales que involucran un Programa General de Perforación y luego hacer taladros progresivos con fines de cubicación desarrollos se aplicara un Programa General de Perforación y Luego hacer

taladros progresivos con fines de cubicación de este mineral. Para definir áreas y taladros a ejecutarse se han considerado factores de certeza de los recursos, infraestructura operacional y potencial, este programa tiene un Costo Total de \$ 1.702.500.; y en desarrollo Nv. 310, 270, 210, 150 y Rampa de Integración tiene un Costo Total de \$ 3.00.000.

5. Debido a que los tajos no cuentan con la infraestructura o preparación adecuada, se hará una campaña intensiva de preparaciones: rampas de explotación de 3,5 m X 3,0 m, echaderos centrales fuera de los tajeos, ventanas de carguio de volquetes en os “by pass”, echaderos “Fill pass” en los ejes de las rampas de accesos,”by pass2 de extracción paralelos al piso de la veta entre otros.
6. La clasificación geomecánica de las estructuras mineralizadas de la mina Animon, se consideran como **MF/R**, **MF/P** y **MF/MP** que comprenden estructura parcialmente disturbadas, con bloques angulosos, formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades y un RQD entre 35 a 50 en el que permite tener aberturas de hasta 4,50 m, aplicando un sostenimiento adecuado con Split Set, Shotcrete, Cerchas Metálicas o Madera.
7. Los tajeos tendrán una sección de 3 m X 3 m, con una longitud de 150 m (en dos alas de 75 m) y las perforaciones se harán con Jumbos en “Breasting”, con mallas de 1,2 m X 1,0 m, aun promedio de 81 mp/h, utilizando brocas de 45 mm y se lograra un rendimiento hasta de 5.93 t/taladro con el que obtendrá una producción de 3000 Toneladas de Mineral Roto, que con una efectividad del 94% alcanzaríamos los 2820 tpd, al que si sumamos el tonelaje de mineral de exploraciones, desarrollos, preparaciones y tajeos adicionales por cámaras y pilares (alrededor de 6% de la producción total), lograríamos la producción mínima de 3000 tpd con un total de 12 tajeos en “Breasting”, como mínimo en operación.
8. La productividad actualmente del tajeo en rotura en Corte y Relleno Ascendente en Breasting en donde se perfora con Jumbo es de 7.2 Tn/h-gdia; mientras que en este mismo tajeo implementando un diseño de mallas con voladura controlada, tomando en cuenta las informaciones geomecánicas del terreno la productividad es de 8.4 Tn/h-gdia. Por lo tanto la segunda alternativa es mejor.
9. Actualmente el 54 % del requerimiento de relleno hidráulico es enviado a mina a 30 m³ / hora, a una presión de 13 PSI, con una densidad de pulpa de 1950 gr/lit para rellenar tajeos en alas de 75 m. y una altura de 3 m. dejando cara libre de

0.5 m de luz para un nuevo corte, a favor de una cara libre, mientras que el 46 % restante se cubre con relleno detrítico desde los mismos tajeos o desde superficie. Para este proyecto se harán mejoras en la planta de relleno hidráulico y que para las 3000 tpd explotados se necesitaran 1720 tmd de relleno, lo que considerando la disponibilidad de 1536 tmd de relleno existirá un déficit de 184 tmd lo que representa la falta solo de 12 % del cual el 80% se cubrirá con el relleno detrítico de los frentes de desarrollo y preparaciones (Rampa, Ventanas y Otros) y el 20 % a partir de canteras del que se ingresara material de préstamo.

10. A medida que aumenta la mecanización de la Mina Animon también se incrementa la necesidad de mayor aire fresco. Actualmente se ingresa 328,946 CFM de aire con 10 ventiladores y solo se cubre el 53.73 % de un total de 612,246 CFM requeridos. Sin embargo, para la ampliación a 3000 tpd de adquirirá 6 ventiladores mas de 30,000 CFM cada uno, se rediseñara el circuito de ventilación y se espera ingresar 621,998 CFM y alcanzara una cobertura del 61 % de 1016,069 CFM de aire fresco requerido.
11. El actual sistema de extracción de minerales (45 % por Pique Esperanza y 55 % por Rampa Mirko) será mejorando, trabajando a mayor capacidad de izaje en el Pique Esperanza (40 %) y el (60 %) por la Rampa Mirko, para el que se harán mantenimientos y reparaciones continuas en las vías de accesos. En promedio 1200 tmd serán extraídos con locomotoras hacia el Pique Esperanza, 444 tmd con Dumper hacia zonas de carguio; todo esto mas 1356 tmd (total 3,000 tmd) serán transportado con volquete hacia la Planta Concentradora.
12. El agua existente en la mina y planta concentradora satisface las necesidades de estas.
13. Se mejorara el sistema de entrega de energía eléctrica y de aire comprimido. De igual manera, se mejorara el sistema de drenaje por gravedad a partir de los piques Esperanza y Montenegro y los Túneles Insomnio, San José y Navejans.
14. El programa de Seguridad esta orientado a la implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC); al cumplimiento de las normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, D.S. 046-2001-EM. Sin embargo se implementara, a todo nivel, un plan de preparación y capacidad de respuesta ante emergencias de acuerdo a un plan establecido de contingencia y se prevé una mejora continua a través de un monitoreo periódico.

15. Para cumplir con el programa de manejo ambiental se adquirirán equipos para monitoreo de calidad ambiental. De igual manera, se considera un programa ambiental para la Laguna Naticocha, manejo de agua de mina y manejo de la calidad de agua para consumo humano; monitoreo de la calidad de agua y aire así como para el manejo de residuos, y planes de recuperación de terrenos y cierre de mina.
16. En lo que respecta a responsabilidad Social y Comunitaria es política de empresa sentar las bases de una administración de recursos humanos por competencias, a la par que se brinde al personal servicios de capacitación y entrenamiento formativo y técnico, y a su vez implementen programas de bienestar que permitan conocer y atender de manera integral la problemática social del trabajador y se implantaran la política de Bench Parking para lograr integrarlos mejor a la empresa. Asimismo, se continuara con la política de proyección a la comunidad, desarrollando programas de aprovechamiento de los recursos naturales y generación de mano productiva.
17. La empresa asume con responsabilidad su política de apoyo al “outsourcig” o empresas especializadas de contratas mineras para el que se compromete brindarle asesoramiento para que efectúen adecuada selección de personal y mejoren su calidad administrativa y de gestión.
18. Para lograr la ampliación de la producción a 3000 tpd, la producción de mineral tendrá un aumento progresivo; de tal manera que de tal manera que el año 2003 se iniciara produciendo 2025 tpd luego el año 2004 aumente a 2300 tpd, luego el año 2005 aumentara a 2500 tpd y desde el año 2006 aumente a una producción constante de 3000 tpd hasta el año 2012; haciendo una proyección para las 3000tmsd tratadas la planta concentradora de Animón estaría produciendo 511Tms de concentrado de zinc, 180 Tms de concentrado de plomo y 17 Tms de concentrado de cobre; para esto la planta concentradora incrementara el tratamiento actual de mineral de 2000tms a 3000tms, para esto se realizaran varios cambios, reparaciones y mejoras para cumplir con el objetivo. De igual manera para cumplir con este incremento de producción se harán inversiones hasta por un monto US \$ 59.570.801,3 en exploraciones y desarrollos, equipos, equipos e infraestructura minera, equipos e infraestructura de planta, energía, equipos para seguridad e higiene minera, equipos para la gestión ambiental, para

asuntos ambientales y cierre de mina; y para responsabilidad social y comunitaria.

19. Utilizar el aumento de producción como mecanismo para reducir los costos, la reducción de costos esta directamente ligada al aumento de producción por tal motivo y ante una situación incierta de la tendencia del precio de los metales se hace necesario el incremento a 3000 tpd, para una producción de 2025 tpd se tiene un costo unitario de operación de 20.89 \$/Tn y para una producción de 3000 tpd se tiene un costo unitario de operación de 17.9 \$/Tn, como se puede apreciar los costos de la operación son determinantes en el resultado final de la operación.
20. Para cubrir los gastos del proyecto de Ampliación de Mina se requiere un total de US\$ 59.570.801 en inversión los que serán cubiertos con un préstamo de US\$ 38.125.313 a un interés simple de 12 % (Pagaderos en 10 años) y los US\$ 21445,488 con el margen de utilidades generadas desde el presente año.
21. La rentabilidad del aporte propio, calculado para el aporte propio y los flujos netos para el plan de ampliación de mina a realizar se muestra los siguientes índices:

TIRF = 70, 65

VAN (13%) = 56.488.240,6 US\$

IR = 1,233

PAY BACK = 3,839 años.

COBERTURA DE DEUDA = 2,9 a 55,8

Los índices calculados para el periodo de amortización y con una cotización de los metales conservadora. Estos indican que la inversión del Plan de Ampliación de Mina es rentable y que esta plenamente garantizados los prestamos requeridos.

22. El Análisis de Sensibilidad nos confirma que el plan de optimización es rentable aun cuando en el caso pesimista el valor de ventas disminuya en un 10% es decir el TIRF bajaría a 53,11% y el VAN(13%) bajaría a 35.722.433. Si el costo de operación sube en 20% entonces el TIRF bajaría a 58,32% y el VAN(13%)

bajaría a 43.762.993,5. Si el monto de la inversión sube en 15% entonces el TIRF bajaría a 49,87% y el VAN(13%) bajaría a 34.216.393,05.

23. Considerando la rentabilidad que genera el plan de optimización y la factibilidad técnica de su implementación, se recomienda llevar a cabo dicho plan.

24. La rentabilidad del aporte propio, calculado para el aporte propio y los flujos Incrementales netos para el plan de ampliación de mina a realizar se muestra los siguientes índices:

$$\text{TIRF} = 78,38\%$$

$$\text{VAN (13\%)} = 4.598.880,0 \text{ US\$}$$

$$\text{IR} = 1,652$$

$$\text{PAY BACK} = 2,894 \text{ meses.}$$

$$\text{COBERTURA DE DEUDA} = 5,9 \text{ a } 20,7$$

Los índices calculados para el periodo de amortización y con una cotización de los metales conservadora. Estos indican que la inversión del Plan de Ampliación de Mina es rentable y que esta plenamente garantizado los prestamos requeridos.

25. El Análisis de Sensibilidad de los Flujos Incrementales nos confirma que el plan de optimización es rentable aun cuando en el caso pesimista el valor de ventas

disminuya en un 10% es decir el TIRF bajaría a 72,75% y el VAN(13%) bajaría a 3.970.268,4 Si el costo de operación sube en 20% entonces el TIRF bajaría a 75,07% y el VAN(13%) bajaría a 4.215.252,27. Si el monto de la inversión sube en 15% entonces el TIRF bajaría a 72,91% y el VAN(13%) bajaría a 4.160.739,33.

XVII. RECOMENDACIONES

Se recomienda que:

1. Se debe de proporcionar el financiamiento para las exploraciones, lo cual permitirá cubicar mas reservas probadas y probables, se estima subir de las 4, 212,812 Tn actuales a 12, 317,373 Tn. Por consiguiente, estas mayores reservas permitirán incrementar la vida de la mina, lo cual es el cimiento de producción a 3000 tpd.
2. Cumplir con el programa de exploraciones, desarrollos y las preparaciones de bloques para tajeos, para evitar paralizaciones o bajas de producción de minerales.
3. El departamento de geomecánica deberá de capacitar y controlar permanentemente, para el diagnostico del tipo de roca y la aplicación de sostenimiento en forma inmediata, para evitar demoras en el ciclo de la producción.
4. El incremento de la productividad se lograría yendo a la vanguardia con la tecnología, considerando la mecanización, instrumentación y automatización de los procesos como factor importante en la disminución de costos. (Automatización en el área de ingeniería, mecanización de las minas, automatización de plantas concentradoras, etc.). También es necesario implementar software de última generación (Datamine). Otro aspecto a tomar en cuenta es el factor humano por lo que no se debe descuidar su capacitación constante.
5. Transferir a terceros los procesos parciales o totales de las áreas operativas y de soporte técnico y a todo costo sobre la base de solvencia técnica, económica y competitividad del contratista. (Perforación diamantina, desarrollo horizontal y vertical de labores mineras, explotación de tajos, mantenimiento de equipos, etc.).
6. continuar con la promoción permanente de la imagen institucional a través de acciones de apoyo social a la comunidad, se debe también promocionar mas intensamente la importancia del desarrollo minero de la región y las acciones que se toman para el cuidado del medio ambiente.

7. Es recomendable tener un sistema para poder evaluar los indicadores de Gestión de la Empresa el cual nos permita un mejor control, planeamiento y conducción.
8. Todo ingeniero de minas, dentro de su formación profesional, debe considerar un espacio para su formación en gestión de empresas y de las herramientas que esta utiliza para su mejor desempeño, toda vez que en algún momento puede tener la oportunidad de dirigir o participar en la dirección de una empresa minera.
9. Los jefes de guardia deberán ser responsables del trazado de mallas en los frentes y de la verificación de la longitud de taladros con el fin de cumplir con los avances efectivos programados.
10. Cambiar algunos tramos de la línea de tubería de relleno hidráulico donde hay escapes y da lugar a demoras en el relleno de tajeos con relleno hidráulico.
11. Hacer cumplir estrictamente los estándares y procedimientos de trabajo seguro para lograr mayor efectividad tanto en los avances como en la rotura de mineral, con calidad, seguridad y control ambiental.
12. La medición de la concentración de gases debe ser permanente y debe mejorarse el circuito de ventilación y mejorar la distribución de caudal de aire en mina a través de un regulador en la Rampa -200 de integración para que extraiga por el Raise Borer 06 el aire viciado de la zona de carguio No 3 y aminorar la concentración de gases que se forma en esa zona: modificar la construcción de las compuertas en el nivel 610 (existe fugas), para aprovechar al máximo la potencia de los ventiladores instalados en ese nivel.
13. Evitar que se pierda el aire fresco por labores antiguas, para poder llegar a los puntos mas críticos que están ubicados en el nivel 465, construyendo reguladores o tapones según sea la necesidad.

XVIII. INDICE DE PLANOS, CUADROS Y GRAFICOS

16.1 INDICE DE PLANOS

- 1. Ubicación y Accesibilidad de U.E.A. Chungar.*
- 2. Concesión Antigua y Nueva de U.E.A. Chungar.*
- 3. Catastro Final de U.E.A. Chungar.*
- 4. Columna Estratigráfica Generalizada.*
- 5. Plano Geológico de U.E.A. Chungar.*
- 6. Esquema estructural & Modelo 3D.*
- 7. Yacimiento Mineral Modelo Geológico.*
- 8. Zoneamiento*
- 9. Paragenesis.*
- 10. Curvas Isovaloricas – Isopotencias Maria Rosa.*
- 11. Cuerpos Mineralizados – Veta Maria Rosa.*
- 12. Conglomerado Mineralizado – Arenisca Mineralizada.*
- 13. Conglomerado Mineralizado – Dolomita Mineralizada.*
- 14. Reservas Minerales por Años.*
- 15. Reservas Minerales por Vetas.*
- 16. Reservas Minerales por Niveles.*

- 17. Total de Reservas y Recursos.*
- 18. Diseño del Método de Explotación C&RA.*
- 19. Diseño del Método de Explotación C&RA – Secuencia de Acceso a la Veta.*
- 20. Diseño del Método de Explotación C&RA – Secuencia de Minado.*
- 21. Diseño del Método de Explotación C&RA – Secuencia de las Operaciones Unitarias.*
- 22. Sistema de Explotación Corte y Relleno Ascendente con Winche de Arrastre y Relleno Hidráulico y Detrítico.*
- 23. Infraestructura Minera y Recursos Ampliación a 3000 tpd.*
- 24. Profundización del Pique Esperanza.*
- 25. Sistema de Drenaje por el Túnel Never Hans.*
- 26. Flow Sheet Actual de Planta Concentradora (2000 tpd).*
- 27. Flow Sheet de Ampliación de Planta Concentradora de 2000 tpd a 3000 tpd.*
- 28. Construcción de Presa de Relave No 4.*
- 29. Ampliación de Energía a 3000 tpd.*
- 30. Servicio General a 3000 tpd.*

16.2 INDICE DE CUADROS

A. Evolución de los Costos (1999-2002) y Plan (2003-2012).

1. Catastro Final.

2. *Clasificación de Costos Fijos y Variables (Actual).*
3. *CUT OFF – Chungar (Actual).*
4. *Análisis de Ciclón de Planta de Relleno Hidráulico de Hidrociclón D – 10.*
5. *Unificar de Relleno Hidráulico.*
6. *Caudal Requerido de Aire Fresco.*
7. *Inventario de Ventiladores.*
8. *Estimación de Reservas y Potencial.*
9. *Cuadro resumen para la decisión de taladros estratégicos-Exploración Mina.*
10. *Programa de sondajes de exploraciones-Áreas 1 – 3.*
11. *Programa de sondajes de exploraciones-Áreas 2.*
12. *Programa de sondajes de exploraciones-Áreas 3.*
13. *Clasificación de Costos Fijos y Variables (3000 tpd).*
14. *CUT OFF – Chungar (3000 tpd).*
15. *Plan de producción a largo plazo (2003 – 2009)-U.E.A.CHUNGAR*
16. *Resumen de control de equipos Jumbo en operación mina.*
17. *Calculo de rendimientos de equipos LHD.*
18. *Plan de Ventilación a 3000 tpd.*
19. *Requerimiento de Aire Fresco (3000 tpd).*
20. *Cantidad de equipos Diesel en Mina (3000 tpd).*
21. *Demanda de energía por nivel de producción.*

22. *Potencia Generada.*
23. *Oferta y Demanda (Kw.).*
24. *Demanda Vs. Oferta de Potencia 2003.*
25. *Centrales Hidroeléctricas de Baños.*
26. *Centrales Hidroeléctricas San José.*
27. *Centrales Hidroeléctricas de Chicrin.*
28. *Plan de Generación Energética (Kw.) - 2003.*
29. *Energía Total Disponible (Kw.).*
30. *Proyecto Ampliación Frontera Energética U.E.A. CHUNGAR.*
31. *Costo de la Mina Chungar (3000 tpd).*
32. *Resumen de Inversiones para las 3000 tpd.*
33. *Inversiones detalladas para las 3000 tpd.*
34. *Detalle de Inversiones en Equipos Mina.*
35. *Pique Circular con Acero – Montenegro.*
36. *Nuevo Sistema de Bombeo Esperanza (Fase 1).*
37. *Nuevo Sistema de Bombeo Esperanza (Fase 2).*
38. *Profundización Pique Esperanza, Integración por Rampas.*
39. *Mejoras para un tratamiento sostenido de 3000 tpd.*
40. *Construcción de Cancha de Relave No 4.*
42. *Adquisición y Repotenciación de la Central Hidroeléctrica de Tingo.*

43. *Construcción de Central Hidroeléctrica Baños V.*
44. *Línea de Transmisión Tingo.*
45. *Presupuesto de Habilitación Urbana – Unidad Animon.*
46. *Relación de actividades Plan de Cierre de Unidad Animon.*
47. *Flujo de Caja.*
48. *Desarrollos, Rampas de Integración y Rampa Mirko.*
49. *Exploración.*
50. *Energía Eléctrica.*
51. *Amortizaciones.*
52. *Depreciación.*
53. *Vida útil de tajeos.*
54. *Calculo de Indicadores Financieros.*
55. *Estado de Pérdidas y Ganancias Proyectado.*
56. *Flujos de Fondos.*
57. *Análisis de Sensibilidad Valor de Ventas (-10 %).*
58. *Análisis de Sensibilidad Valor de Ventas (+5 %).*
59. *Análisis de Sensibilidad Costo Operación (+20 %).*
60. *Análisis de Sensibilidad Costo Operación (-10 %).*
61. *Análisis de Sensibilidad Inversión (-5 %).*
62. *Análisis de Sensibilidad Inversión (+15 %).*

63. *Resumen de la Sensibilidad.*
64. *Flujo Incrementales.*
65. *Indicadores Financieros – Proyectado con Flujos Incrementales.*
66. *Estado de Pérdidas y Ganancias – Proyectado con Flujos Incrementales.*
67. *Flujo de Fondos – Proyectado con Flujos Incrementales.*
68. *Análisis de Sensibilidad Valor de Ventas (-10 %) con Flujos Incrementales.*
69. *Análisis de Sensibilidad Valor de Ventas (+ 5 %) con Flujos Incrementales.*
70. *Análisis de Sensibilidad Costo de Operación (+ 20 %) con Flujos Incrementales.*
71. *Análisis de Sensibilidad Costo de Operación (- 10 %) con Flujos Incrementales.*
72. *Análisis de Sensibilidad Inversión (+ 15 %) con Flujos Incrementales.*
73. *Análisis de Sensibilidad Inversión (- 5 %) con Flujos Incrementales.*
74. *Resumen de la Sensibilidad con Flujos Incrementales.*
75. *Flora Registrada en el Área de Estudio.*
76. *Composición Florística de los ecosistemas.*
77. *Fauna Terrestre Registrada en el Área de Estudio.*
78. *Fauna Acuática Registrada en el Área de Estudio.*
79. *Evaluación de Comunidades Planctónicas.*

16.3 INDICE DE GRAFICOS

1. Tajo Nueva Esperanza

2. Muestras

3. Clasificación y Relación entre Recursos y Reservas Minerales

4. TABLA GSI y su Metodología de Aplicación (Evaluación de la calidad de terreno y tipo de sostenimiento).

5. TABLA GSI y su Metodología de Aplicación (Evaluación de la calidad de terreno y tipo de sostenimiento).

6. Animon : Diagrama de Procesos.

1

2