

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



**“REVISION Y ANALISIS DEL METODO DE  
EXPLOTACION SUBTERRANEO DE LA MINA  
CERRO DE PASCO”**

**INFORME DE INGENIERIA**

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

**RICHARD RENE CONTRERAS VILCA**

**LIMA – PERU**

**2000**

**ASESOR**

**Dr. LUIS FERNANDO VARELA PINEDO**

**REVISION Y ANALISIS DEL METODO DE**  
**EXPLOTACION SUBTERRANEO DE LA MINA CERRO**  
**DE PASCO**

**INDICE**

**DEDICATORIA**

**RESUMEN**

**INTRODUCCIÓN**

**CAPITULO I: GENERALIDADES**

1.1. Ubicación y Acceso .....	1
1.2. Clima .....	1
1.3. Descripción de la Propiedad .....	2
1.4. Unidades, Moneda y Nomenclatura.....	2

**CAPITULO II: GEOLOGÍA**

2.1 General.....	3
2.2 Geología Local.....	3
2.3 Geología Estructural .....	3
2.4 Depósitos de Mineral .....	3

**CAPITULO III: RECURSOS Y RESERVAS**

3.1 General.....	5
3.2 Estimación de Reservas .....	6

3.2.1	Dilución del Mineral .....	6
3.2.2	Recuperación del Mineral .....	7
3.3	Reservas de Mineral.....	7
3.4	Análisis de las Reservas.....	8

#### **CAPITULO IV: MECÁNICA DE ROCAS**

4.1	Mecánica de Rocas .....	14
4.1.1	Calidad de la Masa de Roca.....	14
4.2	Diseño de los Tajeos .....	14
4.2.1	Corte y Relleno Ascendente.....	15
4.2.2	Corte y Relleno Descendente.....	16
4.2.3	Longhole Stopping usando Equipo Alimak.....	16
4.3	Sostenimiento.....	17
4.3.1	Shotcrete .....	20
4.3.2	Cable Bolting .....	22
4.4	Voladuras .....	22
4.5	Relleno .....	23

#### **CAPITULO V: ACCESO A LA MINA Y TRANSPORTE**

5.1	General.....	27
5.2	Capacidad del Sistema .....	28
5.3	Acceso a los Bloques de Tajeos.....	28

#### **CAPITULO VI: DISEÑO DE LA MINA**

6.1	Filosofía del Diseño .....	30
6.2.	Criterios de Selección de los Métodos Subterráneos.....	31
6.2.1	Corte y Relleno Ascendente.....	31
6.2.2	Corte y Relleno Descendente.....	32
6.2.3	Tajeos Longhole con Relleno Posterior .....	33
6.3.	Planeamiento de Minado.....	33

## **CAPITULO VII: VENTILACIÓN**

7.1	General.....	45
7.2	Incremento de Temperatura debido al Mineral de Pirrotita.....	45
7.3	Tajcos .....	46

## **CAPITULO VIII: INFRAESTRUCTURA MINERA**

8.1	General.....	48
8.2	Comunicaciones.....	48
8.3	Suministro de Energía.....	50
8.4	Drenaje de Agua de la Mina .....	51
8.5	Instalaciones de Mantenimiento .....	52
8.6	Movimiento de Material .....	52
8.7	Movimiento de Personal .....	53

## **CAPITULO IX: SELECCIÓN DE EQUIPO**

9.1	General.....	54
9.1.1	Cálculo de la Flota del Equipo.....	54
9.1.2	Comparación de Requerimientos de Equipo en la Operación Existente.....	55
9.2	Perforación.....	55
9.2.1	Desarrollo.....	55
9.2.2	Corte y Relleno Ascendente.....	56
9.2.3	Tajeos Longhole.....	56
9.2.4	Perforación General .....	56
9.2.5	Empernado de Roca .....	57
9.3	Equipo de Carga.....	57
9.3.1	Tajeos de Corte y Relleno.....	57
9.4	Equipo Auxiliar.....	58

9.4.1 Vehículos Servicio de Mina .....	58
--	----

## **CAPITULO X: FUERZA LABORAL**

10.1 General.....	60
10.1.1 Comparación de la Productividad de la Fuerza Laboral .....	60
10.1.2 Evaluación de la Fuerza Laboral por KSLP.....	61
10.2 Sistema de Bonos.....	63
10.3. Bonos de Producción .....	65

## **CAPITULO XI: PROGRAMAS DE PRODUCCIÓN**

11.1 General.....	69
11.2 Criterios de Producción.....	69
11.3 Corte y Relleno Ascendente.....	70
11.4 Corte y Relleno Descendente.....	71
11.5 Desarrollo.....	71

## **CAPITULO XII: COSTOS OPERATIVOS DE MINA**

12.1 General.....	73
12.2 Costos Operativos Mina Cerro de Pasco .....	73
12.2.1 Breve Descripción de las Operaciones Mineras Canadienses Comparables .....	75
12.3 Revisión de Costos de Cerro de Pasco por KSLP.....	76
12.3.1 Estimado de Costo de KSLP.....	76
12.3.2 Mano de Obra.....	77
12.3.3 Madera/Explosivos/ Barrenos.....	77
12.3.4 Servicios Misceláneos.....	78

### **CAPITULO XIII: COSTOS DE CAPITAL**

13.1	General.....	80
13.2	Costos Capital Mina.....	80

### **CAPITULO XIV: EVALUACIÓN ECONÓMICA**

14.1	General.....	84
14.2	Evaluación Económica Financiera.....	85

### **CAPITULO XV: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

15.1.	Conclusiones.....	90
15.2	Recomendaciones .....	96

<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	103
---------------------------	-----

### **PLANOS**

## ABREVIATURAS Y SÍMBOLOS

<b>Peso</b>		<b>Volumen</b>	
mg	- microgramo	m <sup>3</sup>	- metro cúbico
kg	- kilogramo	L	- Litro
ton	- tonelada métrica	yd <sup>3</sup>	- yarda cúbica
		USg	- Galón americano
oz	- onza troy (31.1034 g)	USgpm	- Galones americanos por minuto.
g	- gramo		
lb	- libra	t/d	- toneladas métricas por día.
dwt	- tonelada de carga	t/a	- toneladas métricas por año.
st	- tonelada corta	stpd	- tonelada corta por día
dmt	- tonelada métrica seca	stpa	- tonelada corta por año
wmt	- tonelada métrica húmeda	ft <sup>3</sup>	- pies cúbicos
<b>Distancia</b>		SCFM	- pié cúbico estándar minuto.
mm	- milímetro	Nm <sup>3</sup> /h	- metros cúbicos normales por hora.
cm	- centímetro		
m	- metro	ACFM	- piés cúbicos reales por minuto
km	- kilómetro		
in	- pulgada	A m <sup>3</sup> /h	- metros cúbicos reales por hora
ft	- pié		
dia	- diámetro	bbl	- barriles
		L/s	- litros por segundo
<b>Área</b>		<b>Time</b>	
cm <sup>2</sup>	- centímetro cuadrado	s	- segundo
m <sup>2</sup>	- metro cuadrado	min	- minuto
ha	- hectárea	h	- hora
km <sup>2</sup>	- kilómetro cuadrado	d	- día
ft <sup>2</sup>	- pies cuadrado	yr	- año
in <sup>2</sup>	- pulgadas cuadradas	a	- año (annum)

**Energía**

KWh - kilowatt-kilovatio-hora

cal - caloría

kcal - kilocaloría

MWh - megavatio – hora

A - amperio

Btu - Unidad Termal Británica

V - voltio

W - vatio

J - joule

**Temperatura**

°C - Grados Celsius

°F - Grados Fahrenheit

°K - Grados Kelvin

**Velocidad**

mph - millas por hora

km/h - kilómetros por hora

ft/s - piés por segundo

m/s - metros por segundo

**Potencia**

hp - caballos de fuerza

kW - kilovatio

KVA - kilovatio – amperios

MW - megavatio

MVA - megavatio – amperios

**Concentración**

g/L - gramos por litro

g/t - gramos por tonelada

ppm - partes por millón

gr/m<sup>3</sup> - gramos por metro cúbicogr/ft<sup>3</sup> - gramos por pié cúbico

Opt,oz/st - onzas por tonelada corta

Oz/t - onzas por tonelada métrica

**Dinero**

US\$ - Dólar americano

Usc - centavos americanos

C\$ - Dólar canadiense

Cc - centavos canadienses

**Presión**psig - Libras por pulgada  
cuadrada calibrador

psia - libras por pulgada

kPa - Kilopasca

**Prefijos**

K - Kilo ( mil )

M - mega ( millón )

G - giga ( billón )

**Texto**

USA - Estados Unidos de América

## **A MIS PADRES**

Que con su aliento forjaron en mi, día a día , esta noble profesión que me satisface plenamente y de la cual estoy eternamente agradecido.

## **RESUMEN**

El presente trabajo titulado “Revisión y Análisis del Método de Explotación Subterráneo de la Mina Cerro de Pasco” que era propiedad de Centromin Perú S.A. y que le encargó a la empresa Kilborn SNC-Lavalin Perú S.A. (KSLP) para llevar a cabo la auditoria técnicas de la operaciones de Cerro de Pasco en la cual participé como uno de los Auditores de KSLP cuyo resultado es este informe.

La propuesta medular de KSLP está dirigida a la introducción de equipos de mayor capacidad para lograr el incremento de la productividad; sabemos que uno de los factores que limitan el tamaño de los equipos son las características del cuerpo mineralizado, que no es el caso de Cerro de Pasco, en donde trabaja con aberturas de más de 4 x 4 metros.

La mina de Cerro de Pasco viene siendo trabajada hace más de 100 años y la infraestructura que posee estuvo orientada al uso del equipo convencional (como rieles), luego se han realizado modificaciones en los últimos 20 años, que permiten el ingreso de equipos mecanizados de menor capacidad. Esta limitación debe ser enfrentada ahora, en forma agresiva dada la bondad del yacimiento.

Para la introducción de estos equipos se requerirá continuar con la construcción de rampas a todos los niveles de la mina, para brindar flexibilidad y aprovechar al máximo la capacidad de los equipos, este incremento en el tamaño de las labores traerá los siguientes beneficios:

Posibilidad de usar equipos de mayor tamaño (Jumbos, Scoops, Camiones, etc.).

Incremento de la productividad.

Reducción del números de tajeos.

Mejor supervisión por menos frente de trabajo.

Ingreso de mayor aire para ventilación.

Mejor utilización del aire (menos frente de trabajo para un mismo volumen ingresado).

Situación similar para los servicios como energía y el aire comprimido.  
Posibilidad de utilizar ANFO.

La selección de equipo considera que la duración de los ciclos unitarios debe ser equilibrada, es decir una apropiada relación entre el tiempo que toma la perforación, limpieza, sostenimiento y el relleno. El desequilibrio origina desfase en el ciclo y como consecuencia la pérdida de productividad por la baja utilización de algunos equipos, en desmedro de otros que no tienen la misma capacidad.

KSLP esta de acuerdo con la selección del corte y relleno ascendente como método del minado y luego del análisis de los ciclo unitarios, recomendamos poner en práctica una serie de recomendaciones con el fin de optimizar los ciclos unitarios y elevar la productividad de la operación.

Este es pues, el contenido del presente informe que nos solicitará el Comité Especial de Privatización (CEPRI) para una auditoria.

Esperando que este informe ayude a enriquecer el conocimiento del quehacer minero quedo de ustedes.

## **INTRODUCCIÓN**

Centromín ha ejecutado el plan de privatización de sus operaciones diseñado por el Comité Especial de Privatización (CEPRI) y sus asesores. Se solicitó a Kilborn SNC-Lavalin Perú S.A (KSLP) para llevar a cabo la auditoria técnica de las operaciones de Cerro de Pasco y que diera sus comentarios sobre la operación existente y sugiriera los cambios que aumentarían la productividad y redujeran los costos operativos.

El alcance del trabajo de KSLP se limitó a lo siguiente:

- Inspección de la mina de Cerro de Pasco y los trabajos subterráneos.
- Evaluación de la capacidad de producción.
- Análisis y evaluación de los ciclos unitarios.
- Optimización de los métodos de minado e introducción de nuevos métodos de explotación.
- Evaluación del equipo existente y del equipo requerido.
- Revisión de los costos operativos de la unidad.
- Evaluación del suministro y demanda de energía eléctrica, aire comprimido y relleno hidráulico.

La metodología adoptada por KSLP para el estudio consistió de las siguientes actividades:

- Visita a las oficinas de la mina y los trabajos subterráneos por trece días.
- Revisión de los datos proporcionados por Cerro de Pasco.
- Desarrollo independiente del costo estimado operativo conceptual para los diferentes métodos de minado.
- Comparación de los costos operativos de Cerro de Pasco con minas con métodos de explotación y una ocurrencia mineralizada similar.
- Todos los costos mencionados en el informe están en dólares americanos (US\$).

Los siguientes aspectos del proyecto no se incluyeron en el alcance del trabajo y no han sido revisados por KSLP: procesamiento, arreglo de servicios superficies, infraestructura de superficies y evaluación de los aspectos medioambientales y sus impactos.

Los siguientes aspectos del proyecto no se incluyeron en el alcance de trabajo pero fueron revisados y comentados para entender el impacto que pudieran tener en los cambios propuestos: geología, reservas de mineral, mecánica de rocas y ventilación.

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1 UBICACIÓN Y ACCESO**

Cerro de Pasco está situado en el Departamento y provincia de Cerro de Pasco, en el distrito de Simón Bolívar, Chaupimarca y Yanacancha a un promedio de altitud de 4,340 metros sobre el nivel del mar (m.s.n.m.) La mina está sobre el flanco occidental de la cordillera central en la sierra central del Perú . Las operaciones mineras primarias de la unidad comprenden un área de aproximadamente 2,734 hectáreas. La mina está localizada, en la coordenada zona 18 Este 362353 y Norte 8819845 según el Universal Transverse Mercator (UTM).

El acceso de Lima a Cerro de Pasco es una vía pavimentada de la Carretera Central que conecta con la Oroya. También hay una ruta de 410 km no pavimentada, en malas condiciones que pasa a través de Canta y conecta a Lima con Cerro de Pasco.

#### **1.2 CLIMA**

Cerro de Pasco tiene dos estaciones distintas: la estación húmeda que se extiende de Noviembre a Abril la cual tiene lluvias frecuentes y nieve, y la estación seca que se extiende de Mayo a Octubre, la cual tiene mínimas lluvias. La precipitación varía entre 32 mm y 235 mm por mes y hace un promedio de 910 mm/año. Las temperaturas mensuales varían considerablemente, entre una alta de 13.6°C en el verano y una baja de 0°C en el invierno, y promediando 6.8°C. Las tasas de evaporación (promedio de 1,100 mm/año) son altas debido a la altitud y a las altas temperaturas estacionales.

### **1.3 DESCRIPCIÓN DE LA PROPIEDAD**

La siguiente información fue proporcionada por Centromín Perú S.A:

Cerro de Pasco mantiene 44 concesiones: 34 concesiones, que totalizan 27,318 hectáreas, están inscritas en el Registro Público De Minería, y diez concesiones, que totalizan 8,100 hectáreas se encuentran en procesos de Registro. El grueso totaliza 35,418 hectáreas . Las concesiones de terceros y que tiene reclamos ó denuncios anteriores a Centromín totalizan aproximadamente 4,848 hectáreas son tenidas en condominio con terceros y 1,252 hectáreas constituyen área superpuestas. Un área de 29, 315 hectáreas es tenida exclusivamente por Centromín.

### **1.4 UNIDADES, MONEDA Y NOMENCLATURA**

Las unidades de medidas están basadas en el sistema métrico que se especifique de otro modo. Todos los costos están expresados en Dólares Americanos, segundo trimestre de 1998, a menos que se especifique de otro modo.

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA**

#### **2.1 GENERAL**

La revisión de la geología estaba fuera del alcance de este informe. Los siguientes comentarios son para proveer sustento al informe y anotar áreas a las que impactará el diseño de mina.

#### **2.2 GEOLOGÍA LOCAL**

Las rocas intrusivas y volcanoclásticas llenan una estructura volcánica semicircular de aproximadamente 2.5 km en diámetro que representa el cuello volcánico de Cerro de Pasco.

#### **2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

Ocho grupos de sistemas de fracturación han sido reconocidos, siendo los dos siguientes los más importantes respecto al diseño de la mina. La falla longitudinal es una zona de corrimiento que contiene agua con una potencia de más de 100 m, paralela al plegamiento regional N-S mineralizado e inclinada 60° a 65° Este. Un sistema de fracturación transversal corta la zona de falla longitudinal y las zonas mineralizadas proveyendo así un canal que da acceso al agua a las zonas de mineral. Los reportes de flujo de agua varían de 300 a 3000 galones americanos por minuto.

#### **2.4 DEPOSITOS DE MINERAL**

Cerro de Pasco está compuesto de varios depósitos minerales situados principalmente al Este y Sur de un cuello volcánico. Estos cuerpos de sulfuro se forman al contacto con la caliza Pucará, particularmente cerca de la base de la caliza, cerca de su contacto con la subyacente fillitas Excelsior. De un gran depósito inicial de mineralización de pirita- sílica, ella misma en contacto con

sulfuros de plomo- zinc, continúa en dirección Este dentro de secciones más altas de Pucará. Venas de cobre – plata de estados tardíos cortan a través el cuello volcánico en dirección E-O, y estos fueron los principales focos de la original Cerro de Pasco Corporation.

En el presente el interés económico está centrado en la mineralización plomo-zinc-plata, la cual aparece como un reemplazo de la caliza o en la forma de brechas intrusivas dentro de esta mineralización. Algunos de estos reemplazos están en forma de manto y siguen la estratificación de la caliza

## **CAPITULO III**

### **RECURSOS Y RESERVAS**

#### **3.1 GENERAL**

La revisión de la estimación de los recursos y reservas estaba fuera del alcance de este informe. Los siguientes comentarios, sin embargo, se anotan para proveer fundamento al informe y para anotar las áreas que impactan el diseño de la misma.

El calculo de las reservas de mineral en el depósito de Cerro de Pasco está siendo realizado por el Departamento de Geología de la Unidad. Como resultado de muchos años de experiencia minera los geólogos de Cerro de Pasco han acumulado un profundo conocimiento de la distribución de las leyes de mineral y la geología del depósito.

Los geólogos en Cerro de Pasco estiman las reservas utilizando el método convencional de bloque. Para la mina subterránea, los cuerpos minerales están delineados entre niveles, espaciados 200 pies, por socavones de exploración, cruceros y perforación diamantinos. Los sondajes diamantinos son instalados cada 150 pies y luego se perforan cuatro taladros diamantinos, dos a cada lado del frente. Dos huecos se perforan horizontales y los otros dos se perforan a una inclinación negativa entre 30 y 45 grados. Solamente en el último año es que los cuatro (4) taladros han sido perforados como un estándar. Cada taladro es perforado en un largo de 750 pies. La mina es dividida en bloques de 200 pies x 200 pies x 200 pies de alto, por lo tanto el bloque potencial tiene 226, 500 m<sup>3</sup> u 847,270 toneladas de mineral por 3,000 metros de perforación o 282 toneladas/metros perforadas.

## **3.2 ESTIMACIÓN DE RESERVAS**

Al estimar las reservas hay dos factores muy importantes: dilución y recuperación. Las reservas minadas deben ser calculadas del bloque modelo por medio de contornos superimpuestos o los bloques del bloque modelo encima del cut off calculado. Todos los costos operativos incluyendo laboreo, procesado, refinamiento, general y administración y la proporción de gastos generales de la oficina principal y el mercadeo a ser asignado a Cerro de Pasco deberá ser incluido en el cálculo del cut off.

### **3.2.1 Dilución del Mineral**

Hay dos formas de dilución: planeada y no planeada. La dilución planeada consiste de material con ley subeconómica deliberadamente incluido dentro de los límites del diseño de excavación por razones prácticas de laboreo. Una más alta dilución planeada es aceptada con frecuencia para asegurar la completa extracción de mineral de alta ley. La dilución no planeada proviene de material con ley subeconómica que se origina fuera de los límites diseñados debido a falla de las cajas, prácticas pobres de voladura, perforación incorrecta y otras fuentes similares.

La dilución planeada se explica en la estimación del bloque de minado diseñado o tajeo. La ley es reducida por inclusiones del material con ley subeconómica. La dilución no planeada es explicada por la estimación de un aumento del tonelaje minado, con frecuencia expresado como un porcentaje del tonelaje del bloque o una sobre excavación de las cajas que será de minado más allá de los límites del contorno del mineral. El porcentaje de sobre excavación estimado depende del método de minado, la geometría seleccionada del tajeo, la calidad de la masa de roca y la estabilidad prevista. La dilución no planeada puede tener alguna ley o no puede tener ley en absoluto, dependiendo de la naturaleza de la mineralización del depósito.

La metodología adoptada por Cerro de Pasco para calcular la dilución no planeada como un porcentaje del mineral minado parece ser razonable. Se estima una dilución del 10%. Se necesitará la información geológica para determinar si la dilución tiene leyes. KSLP recomienda el enfoque más conservador, el cual asumiría ley de cero.

### **3.2.2 Recuperación del Mineral**

La recuperación es definida como el mineral que dentro del diseño de los bloques de tajeos es izado. Se puede presentar pérdidas debido a extracción incompleta en una excavación, recuperación parcial de pilares, extracción exagerada de los pilares en la extracción minera primaria dejando un pilar muy angosto para el minado, descarga equivocada de mineral en los Waste Pass, y derramamiento general. La recuperación deberá estar entre 90% y 95% de la extracción planeada.

KSLP recomienda que se implementa un control más estricto de topógrafos y perforistas al hacer las primeras excavaciones. Esto se podría conseguir por medio de una instrucción adicional de la cuadrilla, cuando encuentren dificultades en el trabajo. Una revisión en el terreno indicó que en algunas áreas se pierden pilares en porcentajes tan altos como 20% debido a las malas prácticas mineras.

## **3.3 RESERVAS DE MINERAL**

Las reservas de mineral de Cerro de Pasco a Enero de 1998 se muestran en la Tabla 3.3-1. La mina se divide en 4 zonas : Zona I se extiende desde el nivel 800 hasta el 1000; Zona II se extiende desde el nivel 1000 hasta el 1200, Zona III se extiende desde el nivel 1200 hasta el nivel 1600 y Zona VI ( CNB Cola) se extiende desde el nivel 600 hasta el 800 ( Ver Figura 4.1 en Planos).

En el cálculo de las reservas económicas, se aplica el cut off geológico, el cual es igual a los costos de minado, concentradora y gastos generales y administrativos.

Este nivel de cut off se aplica para comparar con los valores de cada bloque y determinar si es mineral ó desmonte, es obtenido por una formula empírica. Esta formula contiene los precios de los 3 metales principales, sus recuperaciones y constantes que provienen de registros históricos.

### Reservas de Mineral por Zonas a Enero de 1998

Tabla 3.3-1

Área	Toneladas	% Pb	% Zn	Gm Ag	Valor (\$t)	%
Zona I	555,880	4.0	10.7	121.5	59.7	3.7
Zona II	5,914,000	3.3	9.0	169.2	54.1	39.2
Zona III	7,072,100	2.4	9.1	199.1	55.1	46.9
Zona VI	1,540,870	4.1	10.6	112.2	58.9	10.2
<b>Total</b>	<b>15,082,850</b>	<b>2.9</b>	<b>9.3</b>	<b>175.6</b>	<b>55.3</b>	<b>100</b>

Fuente: Centromin

### 3.4 ANÁLISIS DE LAS RESERVAS

A partir del inventario de reservas a Enero de 1998, se han elaborado una serie de tablas con los siguientes resultados:

Tabla 3.4 – 1, para fines de planeamiento de infraestructuras y servicios se debe tener en cuenta que: el 86% del total de las reservas están ubicadas en la zona II y III, el 63% de las mismas están en los niveles 1200 y 1400 . La ley de plata del total de reservas excede en más del 80 % al promedio extraído en los últimos 3 años. Existen en el nivel 1400 un 23 % de las reservas que tienen 332 grs. de plata vs. los 175 gr. de Ag. del total de las reservas.

Tabla 3.4- 2 y Tabla 3.4 – 4, según la actual clasificación por tipo de roca y de allí el método de explotación a utilizar, el 90 % de las reservas se debe explotar por corte y relleno ascendente y el saldo por corte y relleno descendente.

También es necesario tener en cuenta la mayor parte de este tipo de reservas está en el nivel 12 y exactamente ubicada en la colas de los cuerpos CNA y CNB.

Tabla 3.4 – 3 el mayor porcentaje de reservas se encuentra en los cuerpos Cayac Noruega A y J – 337 – B (aprox. el 83 % ) , se debe indicar que existen 6 cuerpos en menos de 100,000 toneladas que deben ser explotados mediante sistemas por resultados para no distraer infraestructura a la zona central.

TABLA N° 3.4.1

CLASIFICACION DE RESERVAS POR NIVEL Y POR ZONA

NIVEL	Datos	ZONA				Total
		I	II	III	VI	
4	TMS				23,270	23,270
	% Pb				3.23	3.23
	% Zn				9.18	9.18
	Ag gr				76.45	76.45
	\$/TM				48.77	48.77
6	TMS				196,910	196,910
	% Pb				4.40	4.40
	% Zn				9.04	9.04
	Ag gr				73.25	73.25
	\$/TM				49.63	49.63
8	TMS	51,980			727,660	779,640
	% Pb	4.01			4.21	4.20
	% Zn	9.48			10.49	10.42
	Ag gr	83.27			102.43	101.16
	\$/TM	51.78			57.96	57.55
10	TMS	503,900			593,030	1,096,930
	% Pb	3.96			3.77	3.86
	% Zn	10.36			11.31	10.87
	Ag gr	125.45			138.59	132.55
	\$/TM	60.54			63.47	62.13
12	TMS		5,914,000			5,914,000
	% Pb		3.26			3.26
	% Zn		9.04			9.04
	Ag gr		169.19			169.19
	\$/TM		54.12			54.12
14	TMS			3,575,080		3,575,080
	% Pb			2.48		2.48
	% Zn			7.24		7.24
	Ag gr			332.56		332.56
	\$/TM			56.99		56.99
16	TMS			2,415,360		2,415,360
	% Pb			2.38		2.38
	% Zn			10.20		10.20
	Ag gr			65.12		65.12
	\$/TM			51.71		51.71
18	TMS			1,081,660		1,081,660
	% Pb			2.00		2.00
	% Zn			11.36		11.36
	Ag gr			56.95		56.95
	\$/TM			56.05		56.05
TOTAL	TMS	555,880	5,914,000	7,072,100	1,540,870	15,082,850
	% Pb	3.96	3.26	2.37	4.05	2.95
	% Zn	10.27	9.04	8.88	10.60	9.17
	Ag gr	121.51	169.19	199.07	112.23	175.62
	\$/TM	59.72	54.12	55.04	58.88	55.24

**CLASIFICACION DE RESERVAS POR NIVEL Y POR METODO**

NIVEL	METODO		Total
	OCF	UCF	
4	23,270		23,270
6	64,230	132,680	196,910
8	224,140	555,500	779,640
10	1,096,930		1,096,930
12	4,999,220	914,780	5,914,000
14	3,575,080		3,575,080
16	2,415,360		2,415,360
18	1,081,660		1,081,660
<b>Total</b>	<b>13,479,890</b>	<b>1,602,960</b>	<b>15,082,850</b>

TABLA N 3.4.3

**CLASIFICACION DE RESERVAS POR CUERPO Y POR ZONA**

CUERPO	ZONA				Total
	I	II	III	VI	
CNA		4,948,600	5,570,040	476,450	10,995,090
J-337-B	153,580	314,220	1,075,270	15,770	1,558,840
J-337-A	402,300	187,970	160,830	28,460	779,560
CCNB				695,280	695,280
K-327-B		352,780	126,550	19,250	498,580
K-327-A		79,600	26,570	144,110	250,280
CNB				88,030	88,030
J-337-D				61,620	61,620
F-310		30,830	24,660		55,490
F-317			44,500		44,500
F-328			43,680		43,680
O-325-C				11,900	11,900
<b>Total</b>	<b>555,880</b>	<b>5,914,000</b>	<b>7,072,100</b>	<b>1,540,870</b>	<b>15,082,850</b>

TABLA N° 3.4.4

CLASIFICACION DE RESERVAS POR METODO, CUERPO Y NIVEL

METODO	CUERPO	NIVEL							Total	
		4	6	8	10	12	14	16		18
OCF	CNA				476,450	4,386,600	2,485,470	2,042,600	1,041,970	10,433,090
	CNB			88,030						88,030
	CNBC				7,100					7,100
	F-310					30,830	24,660			55,490
	F-317						24,720	19,780		44,500
	F-328						24,270	19,410		43,680
	J-337-A	14,230	14,230	13,640	388,660	187,970	160,830			779,560
	J-337-B	3,320	12,450	38,340	115,240	314,220	702,010	333,570	39,690	1,558,840
	J-337-D	5,720	37,550	18,350						61,620
	K-327-A			62,990	81,120	79,600	26,570			250,280
	K-327-B			2,790	16,460		126,550			145,800
	O-325-C				11,900					11,900
Subtotal OCF		23,270	64,230	224,140	1,096,930	4,999,220	3,575,080	2,415,360	1,081,660	13,479,890
UCF	CNAC					562,000				562,000
	CNBC		132,680	555,500						688,180
	K-327-B					352,780				352,780
Subtotal UCF		0	132,680	555,500	0	914,780	0	0	0	1,602,960
Total		23,270	196,910	779,640	1,096,930	5,914,000	3,575,080	2,415,360	1,081,660	15,082,850

## CAPITULO IV

### MECÁNICA DE ROCAS

#### 4.1 MECÁNICA DE ROCAS

La revisión de la mecánica de rocas estaba fuera del alcance de este informe . Los siguientes comentarios, sin embargo, son anotados para proveer fundamento al informe y anotar las áreas que impactará el diseño de mina.

##### 4.1.1 Calidad de la Masa de Roca

#### Clasificación de la Masa de Roca

Tabla 5.5.1-1

<b>Tipo de Roca</b>	<b>Definición</b>	<b>Características</b>
Tipo I	Roca competente ( RQD sobre 75%)	<ul style="list-style-type: none"><li>• Difícil de romper con martillo</li><li>• Sin restricción para perforación y voladura</li><li>• No requiere sostenimiento.</li></ul>
Tipo II	Medio competente ( RQD 50 A 75 %)	<ul style="list-style-type: none"><li>• Relativamente fácil de romper con martillo.</li><li>• Con restricción para perforación y voladura.</li><li>• Necesita sostenimiento ( pernos de anclaje, split sets, madera por ejemplo)</li></ul>
Tipo III	Incompetente ( RQD debajo de 50% )	<ul style="list-style-type: none"><li>• Fácil de romper con martillo</li><li>• Dificultad para perforado/voladura</li><li>• Necesita sostenimiento permanente (entibado, arco de acero)</li></ul>

#### 4.2 DISEÑO DE LOS TAJEOS

Los cuerpos mineralizados tienen forma irregular y son comúnmente elongados en dirección N-S hasta 450 m. por 210 m. en sección horizontal y tienen una extensión vertical de hasta 390 metros en el norte y 60 metros en el sur. Los

cuerpos minerales se inclinan entre 70° y 90°. Un cuerpo mineralizado, el Cola Cayac Noruega B ( CNB Cola ) está localizado en el extremo sur del tajo abierto sobre el nivel 800 ( 240 metros por debajo de la superficie). Este cuerpo mineral tiene una sección horizontal de 370 por 30 metros con una extensión vertical de 270 metros y una inclinación de 60°.

Cerro de Pasco ha proyectado bloques de minado para cada cuerpo mineralizado, usando el método de corte y relleno como el método principal de minado. En las áreas en que la roca es competente, roca tipo I – II, se usa corte y relleno ascendente y en roca mala, roca tipo III se usa el método de corte y relleno descendente. Se ha designado un área en la mina para ensayar un método de minado por taladros largos. La calidad de roca de esta área está entre los tipos I y II.

#### **4.2.1 Corte y Relleno Ascendente**

KSLP está de acuerdo con el diseño de minado por corte y relleno ascendente con perforación horizontal ( Breasting) y relleno compacto. En la voladura se debe hacer provisión para una voladura controlada de los techos de la labor. También deberá examinarse la provisión de un relleno fuerte con pre- refuerzo en el primer corte para permitir que el minado vaya desde el nivel inferior hasta el fondo del primer corte. El relleno con pre-refuerzo deberá ponerse en un primer corte de 15 pies en los tajeos de corte y relleno.

En las dimensiones del frente se deben considerar tanto el tamaño de la cámara como de los pilares. La modelación numérica se realizará para examinar el tamaño óptimo de las cámaras y de los pilares.

#### **4.2.2 Corte y Relleno Descendente**

En áreas de rocas débiles se emplea corte y relleno descendente por aproximadamente el 10% de la producción. El minado se dirige hacia abajo con el relleno del tajeo formando el techo del próximo corte ubicado en el piso inferior. El tercio más bajo del relleno está formado por relleno de cemento y relaves en proporción de 1 a 6 y la diferencia, por la mezcla de cemento y relaves en proporción de 1 a 30. Además del cemento, se instalan cuadros de madera debajo de los frentes como soporte adicional.

Las aberturas parecen estar estables. Sin embargo, KSLP cuestionan la economía de este método dado el extensivo uso de sostenimiento.

#### **4.2.3 Longhole Stopping Usando Equipo Alimak**

Cerro de Pasco ha contratado el minado de un lente cónico inverso entre el nivel 1800 y 1600. El contratista ha elegido trabajar el área con minado por taladros largos con chimeneas Alimak.

Dos chimeneas Alimak serán excavadas hasta el medio de las lentes. Una vez que se ha logrado la comunicación, hasta el próximo nivel y la estación Alimak es ubicada en el nivel más alto, el Alimak será bajado en la chimenea y usado como una plataforma de perforación para perforar una serie de taladros horizontales alrededor de la plataforma. Una vez que comienza la voladura, se sacará el material del tajeo para hacer espacio para la próxima voladura.

Cuando el tajeo haya sido volado y extraído el mineral y éste vacío, se introducirá el relleno.

Dada la geometría de los lentes de mineral el método sugerido parece apropiado. Sin embargo, debido a la proximidad de la zona de falla longitudinal (conteniendo agua, KSLP recomienda que se perforen taladros dentro de los lentes para determinar si esta área producirá agua).

### **4.3 SOSTENIMIENTO**

Es una observación general que el uso de sostenimiento es limitado.

No es raro ver que el 50% de muertes es causado por caída de rocas. Si se está usando jumbos para abrir tajeos de hasta 5 metros de alto por 5 metros de ancho, se necesitará alguna forma de sostenimiento. Cobriza que usa un tamaño similar de excavación emplea jumbos desatadores hidráulicos Teledyne para sacar las rocas sueltas del techo del tajeo, sin tener que instalar pernos de roca.

Sin embargo, vale la pena anotar que Cobriza también tuvo 6 accidentes fatales el año pasado, principalmente como resultado de caídas de rocas. Aún cuando los jumbos desatadores hidráulicos son muy efectivos para desprender rocas sueltas en grandes tajeos, se necesita claramente sostenimiento. Este puede ser una combinación de cable bolting, pernos inyectados con resina, split sets, shotcrete y poliuretano.

Intentar la perforación de taladros de 15 metros de largo con un rockbolting jumbo requiere un segundo brazo (boom) con una canasta para cambiar los barrenos de acero o equipar las unidades con cambiadores automáticos de varillas.

Deberá tomarse en cuenta que en cada caso se requiere un centralizador hidráulico diseñado para coger firmemente los couplings para permitir sacar las varillas.

La canasta es la configuración más común, desde que ella permite la instalación manual de una variedad de diferentes tipos de pernos. Se coloca un rockbolter automático para la instalación de un solo tipo de perno, y está normalmente limitado a tipos de perno, simplemente tal como split sets y pernos mecánicos que no requieren la inyección de cemento o resina.

En muchas situaciones se requiere pernos inyectados con cemento o resina. Los pernos mecánicos requieren contacto del perno con la roca para ser efectivos y no trabajan bien en roca suelta. Los split sets pueden ser considerados como soporte temporal, pero son generalmente inferiores a los pernos inyectados con cemento o resina en casi todas las aplicaciones.

Los jumbos para taladros largos son diseñados para operar en sub-niveles de aproximadamente de 3.5 metros de alto por 3.5 metros de ancho. No pueden usarse en techos de 5 metros de alto sin construir una plataforma con desmonte por lo menos de 1.5 de alto. Sin embargo, en un área donde se está usando tajeos de subniveles, ellos son excelentes para la instalación de cables y pre-soportar las cajas desde que ellos están normalmente equipados con un cambiador automático de barras.

El pre-soporte de las cajas requiere control geológico del taladro para identificar el contacto de desmonte y sobre perforar el taladro por la longitud al perno requerido, digamos 2.4 metros. Se empapan en una paila de agua varios cartuchos de cemento seco por unos cuantos minutos y se insertan en el taladro seguidos por un perno de anclaje, equipado con un alambre de púas para evitar que el perno se deslice hacia fuera del taladro.

El perno de anclaje es empujado hasta el fondo del taladro usando un palo cargador flexible, una manguera cargadora de ANFO, o la cuerda del taladro, dependiendo de la longitud del taladro. Los cartuchos de resina requieren un mezclado cuidadoso y requerirían que el perno sea conectado mecánicamente a la cuerda del taladro para permitir rotación en el fondo del taladro. Los cartuchos

de cemento no requieren rotación del perno para la mezcla y permiten el uso de palos cargadores livianos o mangueras para instalaciones.

El pre-sostenimiento usa los taladros de disparos normal para la instalación de pernos. El resto del taladro es cargado neumáticamente con ANFO o cartuchos de emulsión y volado normalmente. Esto evita el deslizamiento de la caja con una reducción significativa de la dilución, comparada con el dejar una caja no soportada expuesta durante el ciclo de acarreo.

En Canadá se usan comúnmente camiones tijera como plataforma de empernado. Sin embargo trabajar con stoppers en una plataforma elevada es un trabajo lento, difícil y peligroso, y el nivel de destreza requeridos es casi igual al de un perforista de chimenea Alimak. Sin embargo, los camiones tijera nunca han tenido aceptación en el Perú y los jumbos rockbolting hidráulicos son fuertemente recomendados para esta aplicación, ya que son más seguros y más eficientes.

En el minado por corte y relleno ascendente se pueden usar cable bolting de, digamos, 15 metros de largo en una malla de 2 m<sup>2</sup>. Esto permite trabajar 2 ó 3 cortes antes de que se necesite el próximo juego de cables. Los cable bolting distribuyen hacia fuera de la excavación altos esfuerzos del terreno inducidos por el minado, con una mejora notable en las condiciones generales del sostenimiento. Sin embargo, los cables bolting deben ser considerados como un sostenimiento en general y no como sostenimiento local. Usualmente se necesita sostenimiento local adicional con pernos donde se requiera entre los cable bolting.

En áreas de alto contenido de pirrotita es importante sellar el techo y paredes con shotcrete o poliuretano tan pronto como sea posible para evitar oxidación y liberación de calor. El poliuretano es una opción interesante ya que evita muchos de los problemas de manejo de materiales y de equipo, que se asocian al uso de shotcrete. La velocidad de colocación del shotcrete del tipo seco, de 75 mm de

espesor, es aproximadamente de 10 m<sup>2</sup> por hora y requiere 7 días para llegar al 75% de su rendimiento final de fuerza en minutos. El costo de ambos sistemas es más o menos el mismo a unos US\$ 30 por m<sup>2</sup> (75 mm de shotcrete son equivalentes a 2mm de poliuretano)

El tractor agrícola modificado puede ser usado como transporte completamente autónomo para la aplicación de poliuretano. Esto requiere una canasta montada en la parte posterior para llevar los cilindros de poliuretano y la unidad de bombeo. Un compresor de aire tipo tornillo rotatorio de conectará a la energía del tractor para proveer de aire comprimido para hacer funcionar las bombas pulverizadas. Una plataforma de trabajo en el techo del tractor permitirá pulverizar el techo del túnel sin equipo adicional como cucharón, balde o andamio.

El máximo tamaño de la cámara para el minado por corte y relleno está determinado por las condiciones del sostenimiento y por consideraciones de seguridad. Para alcanzar 5 metros de altura de un paso de minado, una capa de 1-2 mm de poliuretano se estira hasta 0.5 metros antes de un derrumbe, cualquier movimiento de la roca será notado visualmente mucho antes de la falla final.

#### **4.3.1 Shotcrete**

Un buen número de áreas de la mina tiene arcos de acero, cuadros de madera, y sistemas soldados de refuerzo. Estos sistemas son lentos y caros de instalar y pueden ser considerados como temporales en naturaleza. Una práctica popular en rocas pobres de Norteamérica es el uso de shotcrete con un sistema de refuerzo que usa malla de alambre soldada o fibras de refuerzo de acero o de plástico.

Las fibras plásticas ofrecen muchas ventajas incluyendo resistencia a la corrosión y desgaste grandemente reducido en el equipo de shotcrete. La proporción de dosificación de fibras plásticas es de típicamente 2 kg por

metro cúbico, mientras que la proporción del dosaje de fibras de acero entre 40 y 60 kg por tonelada debido al peso unitario mucho más alto de cada fibra.

Los aditivos para shotcrete, tales como aceleradores y silica fume, deberán ser cuidadosamente considerados. Los aceleradores no pueden ser económicamente justificados a menos que el tiempo sea crítica y esto sólo da una reducción de aproximadamente el 50% del tiempo normal fraguado. El silica fume tiene muchas ventajas significativas y es fuertemente recomendado sobre la base de rutina desde que produce un shotcrete más denso, con mucho más altas propiedades de adhesión. Esto resulta en menos rebote, más baja permeabilidad al agua y oxígeno y mucho más resistencia.

Debería tomarse nota de que la pirrotita se oxidará en contacto con el aire y creará problemas de sostenimiento. Cualquier sistema de sostenimiento en mineralización sulfurosa que no evite el ingreso de oxígeno fallará finalmente requiriendo en el futuro lentos y peligrosos programas de rehabilitación.

Una interesante alternativa al shotcrete es el uso de sistemas de poliuretano. La proporción de su aplicación es aproximadamente 100 m<sup>2</sup> por hora con los sistemas de shotcrete secos. Se considera que una capa de 2 mm de poliuretano es equivalente a 50 mm hasta 75 mm de shotcrete, pero se solidifica a los pocos segundos de aplicación y es esencialmente impermeable al oxígeno.

Los poliuretanos son aplicados a altas presiones llenando pequeñas rajaduras y hueco. Esto estabiliza la masa de roca y evita el proceso de falla de la roca desde su inicio y elimina o reduce grandemente futuros requerimientos de sostenimiento. También se puede perforar a través del

poliuretano con seguridad y fácilmente, lo que es importante en galerías de perforación en subniveles.

En áreas de rocas malas, el poliuretano puede ser rápidamente aplicado después de cada voladura y el próximo disparo puede ser hecho dentro de los 15 minutos después de la aplicación sin reporte de daños al revestimiento ya instalado. El equipo de pulverizado deberá estar permanentemente montado sobre un pequeño vehículo transportados tal como un tractor agrícola para permitir un rápido armado y despliegue cuando quiera que sea necesario.

#### **4.3.2 Cable Bolting**

Los cables bolting son diseñados para soportar zonas en rocas altamente tensionados o ablandados en la caja techo y en la caja piso. Para el método de minado por taladros largos propuesto entre los niveles 1600 y 1800 se deberá ejecutar un análisis de los esfuerzos para determinar si los cable bolting deberán ser instalados.

KSLP recomienda que ese análisis sea hecho antes de que comience el minado de taladros largos.

#### **4.4 VOLADURAS**

Se deberá hacer provisión para voladuras controladas del techo de la labor y de paredes con aberturas con desarrollo a largo plazo tales como los inclinados, rampas de acceso al nivel principal. El techo de los tajeos de corte y relleno, drawpoints, deberán ser voladuras controladas. La minimización de daños por voladura se reflejará en una superior performance del soporte instalado y la consiguiente reducción de los requerimientos de rehabilitación.

## 4.5 RELLENO

Un sistema de distribución del relleno está fuera del alcance del trabajo. Sin embargo, presentamos una discusión general para entender el impacto que tendría sobre el método actual del tajeo y el método propuesto.

El presente sistema de relleno ha sido modificado para aceptar el flujo de un ciclón directamente en tanques mezcladores de relaves, y los silos de relaves cicloneados han sido modificados por el uso de silos de cemento. La alimentación hacia dentro de la mina es por gravedad. La instrumentación de la planta no es funcional y la mezcla es hecha visualmente. La inspección de los trabajos subterráneos mostró huecos en exceso de un metro entre el relleno y el techo de la labor, incluyendo áreas de alta mineralización de pirrotita. La calidad del encofrado del relleno es pobre, las tuberías de distribución del relleno tienen pobre mantenimiento, y en la mayor parte de las áreas de la mina hay evidencia de derrames masivos de relleno.

El contenido de agua es crítico en las especificaciones de mezcla de relleno. Desde que no hay capacidad de moverse entre el ciclón y el tanque de mezcla, y todo el flujo es por gravedad, el relleno entregado a la mina está probablemente debajo del 55% de sólidos en promedio. Esto significa que la mayor parte del cemento es lavada, sacada del relleno y termina en las rampas y galerías, según se ha observado. Desde que el minado por corte y relleno continúe para dar una proporción significativa de la producción de la mina, se requerirá un producto de relleno convencional capaz de producir un piso consistente para el equipo pesado.

Desde que todo el flujo es por gravedad no se puede usar tachos de limpiar (pigs) en las líneas de tuberías, con el resultado de que será necesario un intenso chorro de agua, lavando hacia fuera cemento adicional y creando problemas de agua adicionales en la mina.

Un producto convencional de relleno capaz de producir un piso para equipo pesado es lo requerido. No se considera que sea práctico construir una segunda planta para producir un relleno en pasta para su aplicación en el minado por taladros largos. La solución preferida es producir un producto de relleno convencional universal de alta densidad con 70% de sólidos.

El flujo de ciclón está normalmente en el rango de 60% a 85% de sólidos, permitiendo pulverizadores de agua a alta presión para limpiar el producto de bajo flujo del ciclón. Este producto requiere constante agitación en un tanque de suficiente capacidad para manejar por lo menos una hora de operación de la concentradora. La dificultad está en tratar de alcanzar el 70% de sólidos ya que en este tipo de sistema no hay capacidad de desaguar.

Alternativamente se puede usar un espesador de alta efectividad para dar capacidad de movimiento y control del contenido de agua. El 70% de sólidos correspondientes al producto del ciclón puede ser entonces bombeado hacia el tanque mezclador de tandas y mezclado con la cantidad apropiada de cemento. Luego se usa una bomba de desplazamiento positivo para bombear el producto del relleno al interior de la mina.

La bomba de desplazamiento positivo puede ser normalmente operada a presión negativa. Esto significa que ella está operando esencialmente como una bomba medidora para conseguir una tasa de flujo constante. Sin embargo, cuando se requiera, la presión está accesible, como para llenado apretado del techo, largas corridas de tubería horizontal, o enviar hacia abajo tacos para limpiar.

Los silos de cemento cargados neumáticamente requieren una bolsa en el tope del silo para eliminar el aire cargado de polvo durante el llenado del silo. El presente arreglo tiene un tubo saliente en la parte superior de los silos ya que ellos fueron diseñados para relaves y no cemento. Se recomienda fuertemente una nueva bolsa para cada silo si es que se va a continuar usándolos para cemento.

El sistema de tubería subterránea usa tubería plástica y otros tipos de tubos que nunca fueron diseñados para manejar lechadas abrasivas bajo presión y que fallan constantemente. El sistema de tubería subterránea requiere urgente rediseño y reemplazo por un apropiado sistema de tubería de alta presión y resistente a la abrasión.

El encofrado de relleno es de pobre calidad y muestra evidencia de fallas frecuentes. Se necesita diques de drenaje a todo lo largo del tajco para promover el rápido drenaje del relleno y evitar que se genere carga hidrostática en el encofrado.

El vaciado del relleno requiere numerosos puntos de descarga a través de todo el largo del tajeo para asegurar un nivel uniforme de colocación, cerca del techo de la labor. La práctica presente es echar directamente de la cerca de relleno, con el resultado de que el relleno nunca alcanza al techo, dejando una gran brecha. Estas brechas originan la oxidación de pirrotita con el resultado de altas temperaturas que no pueden ser controladas con el sistema de ventilación existente.

Las cercas de relleno requieren un medio de sellado de geotextil Fabrene a la pared y un soporte adecuado para soportar el peso del relleno. Esto se puede hacer manualmente con lechada de cemento o con shotcrete. En cualquier caso se usa malla de alambre soldada para respaldar el Fabrene. El asignar a la cuadrilla de madereros para limpiar los derrames causados por mano de obra defectuosa en la construcción de las cercas de relleno, ha sido demostrado por COMINCO que es efectivo para un mejoramiento dramático de la calidad del trabajo. Alternativamente, se usa “shotcrete-fill-fence”, una cerca de relleno con shotcrete, que está ganando popularidad en Norteamérica. Ella fue introducida por Falconbridge y desde entonces ha sido adoptada por las operaciones de COMINCO.

La shotcrete-fill-fence se construye con dos capas de malla de alambre, aproximadamente 100 mm espaciados, la cual está extendida a través de la

abertura. La segunda capa de malla de alambre está cubierta de Fabrene, que es el lado más cercano al tajeo. La tubería de relleno se instala por encima del tope de la cerca y corre a lo largo del techo de la labor hasta el extremo de la excavación. Luego se puede completar en un turno y el relleno vertido al siguiente día. El agua de descarga es muy clara lo que significa que el cemento permanece en el tajeo.

KSLP recomienda que la planta de relleno sea revalorizada al producir un relleno de calidad que cumpla con las especificaciones. También recomienda el cambio del método de descarga del relleno, de descargarlo directamente de la cerca de relleno a, ya sea, numerosos puntos de descarga a través del largo del tajeo o descargando el relleno al extremo del tajeo permitiendo que el agua salga hacia la cerca del relleno. Finalmente, KSLP recomienda que se usen cercas de relleno para reemplazar las de madera que se usan ahora.

## **CAPITULO V**

### **ACCESO A LA MINA Y TRANSPORTE**

#### **5.1 GENERAL**

La mina tiene un pique para izar mineral y desmonte (Lourdes N°1). Este pique también es usado para el personal, para ventilación, para servicios, agua y electricidad. Las estaciones subterráneas del pique que proveen acceso a la mina están localizadas cada 200 pies (60 metros) desde el nivel 400, hasta el nivel 1900. En adición al pique Lourdes N°1. Existen otros 2 piques equipados con pequeños winches, pero se usan principalmente para servicios y ventilación y son el Pique Excelsior desde la superficie hasta el nivel 1400 y el Lourdes N°2 desde el nivel 800 hasta el nivel 2125

Varios puntos de ingreso existen en las rampas del tajo abierto que permiten el ingreso a la mina. La rampa Jotas accede a la Zona I desde el lado norte del pit, haciendo camino hacia abajo hasta 1000 pies. Una segunda rampa de acceso subterráneo en la parte sur del tajo está en el nivel 625. El tercer acceso subterráneo, Rampa Gal.894, está en el actual desarrollo, aproximadamente falta construir 1000 pies (300 metros). La ubicación de esta rampa es el lado norte del tajo está en el nivel 800. La excavación ha sido contratada y su culminación está programada para Julio 1998, después del cual el mineral y desmonte será extraído de mina y vaciado en el tajo. Cargadores frontales y camiones serán usados para transportar el material a los stockpiles en superficie.

Los planes son extender la rampa Jotas o la rampa principal desde el nivel 900 hasta el nivel 1800. La rampa entonces será usada por camiones con mineral o desmonte y también facilitarán el movimiento de equipo, material y personal entre los niveles.

## **5.2 CAPACIDAD DEL SISTEMA**

El pique Lourdes N° 1 tiene una capacidad de izaje de 90,000 TMS/mes. Este equipado con 2 baldes de 6 toneladas de capacidad para el izaje de mineral o desmonte. El material es izado 20 horas por día, 6 días por semana, 8 horas el domingo, ó 26 días por mes.

Cuando el desarrollo de la rampa Gal.894 conecte la rampa principal con el pit se podrá manejar toda la producción de la Zona I (20,000 toneladas por mes). Este tonelaje debería normalmente moverse a través del sistema de echaderos de mineral hasta el nivel 1800 donde es descargado sobre la faja que alimenta a las facilidades de carguío del pique Lourdes N° 1.

En el año 2001, el tonelaje mensual estable producido por la mina será 140,000 toneladas. Este tonelaje saldrá de la Zona II,III y IV, ya que las reservas de la Zona I, estarán agotadas para entonces. Parte del tonelaje de la Zona II, 15,000 toneladas, será transportada por la rampa principal. El pique Lourdes N° 1 izará los tonelajes de las zonas II y III, 40,000 y 50,000 toneladas respectivamente. El tonelaje de la Zona VI, 35,000 toneladas, será sacado de la rampa ubicada en el lado Sur del tajo abierto.

## **5.3 ACCESO A LOS BLOQUES DE TAJEOS**

Un sistema de rampa interna se está desarrollando o se planea desarrollar para cada bloque de mineral. Se ha planeado que cada bloque tenga un sistema de carguío de mineral y desmonte que esté ubicado centralmente que y lleve a niveles intermedios de transporte. El mineral es transportado por carros al Ore Pass N°5 o al Waste Pass N°4.

Un nuevo Ore Pass, el N°6, está en desarrollo y estará ubicado al Norte del Pique Lourdes N°1, para manipular mineral del bloque de mineral 337 A y

337B. El nuevo sistema reducirá el tiempo de transporte y reducirá los requerimientos futuros de equipo y de fuerza laboral.

KSLP recomienda la reducción del número de rampas internas planeadas, ubicándolas entre los bloques de mineral. KSLP está de acuerdo que, un sistema de rampas internas permite más flexibilidad en el movimiento de equipo y material dentro y fuera de los tajos, que pueden resultar en tiempo de viaje reducido sobre el método convencional una chimenea de servicios. Las reducciones podrías resultar en menos horas-equipos requeridas y un aumento en la productividad.

## **CAPITULO VI**

### **DISEÑO DE LA MINA**

#### **6.1 FILOSOFÍA DEL DISEÑO**

La configuración del cuerpo mineral, con potencias variables tanto en la dirección horizontal como en la vertical, permite usar corte y relleno como el principal método de minado. Este método permite recuperar el mineral hasta en 100%, maximización de las leyes y establece un ancho de minado estable.

El método predominante elegido es corte y relleno, ascendente en las Zonas I, II y III adoptando el 90% del tonelaje de producción. El resto se hace con el método corte y relleno descendente, usado en parte de la Zona VI.

Centromín ha reconocido que para permanecer competitivo en la economía de mercado de hoy deben ir hacia una mayor mecanización y ser menos dependientes de los métodos de mano de obra intensiva con el objeto de alcanzar una mayor productividad. Centromín han introducido perforadoras jumbo para reemplazar a las perforadoras jackleg. También ha tomado a un contratista minero norteamericano para introducir el método “ long-hole”.

El enfoque está orientado a un método mecanizado, similar al de la minas en Canadá y Australia las que minimizan los requerimientos de mano de obra. La introducción de estos conceptos en la fuerza laboral que está familiarizada con el método minero tradicional puede crear un desafío. El pensamiento estratégico de Centromín es tomar contratistas que estén familiarizados con estos métodos mineros mecanizados e introducirlos a la mina vía contratos y luego hacer que los contratistas entrenen a los empleados en los referidos métodos.

Un aspecto a ser considerado por Centromín sería la introducción de un efectivo esquema de bonos (ver sección 10, Esquema de Bonos), esquemas de superior remuneración, introducir el uso de ANFO para reemplazar a la dinamita y revisar el sistema de ventilación para manejar los requerimientos de voladuras en masa.

## **6.2 CRITERIOS DE SELECCIÓN DE LOS METODOS SUBTERRANEOS**

KSLP recomienda dar importancia a algunos cambios en el diseño según se describe más abajo.

### **6.2.1 Corte y Relleno Ascendente**

El corte y relleno ascendente (OCF) es el principal método que aporta aproximadamente el 90% de la producción. Un tajeo típico se inicia con un ancho promedio de 4.57 metros y una altura de 4.57 metros en la dirección del bloque de mineral. El bloque está dividido en tajeos primarios y secundarios del mismo tamaño (en centros de nueve metros). Los tajeos primarios son minados a través del bloque hasta el límite del bloque. Una vez que estos tajeos son minados a través del bloque hasta el límite del bloque. Una vez que estos tajeos son minados y rellenos, los tajeos secundario son también minados y rellenos. La longitud de los tajeos varía de 15 metros a 45 metros. La perforación es hecha mayormente con jackleg, excepto en el nivel 1400 donde se emplea un jumbo de 1 brazo. El mineral roto es cargado de los tajeos usando scooptrams de 2.2 yarda cúbica y 3.5 yarda cúbica.

Los tajeos vacíos son rellenos usando relleno hidráulico con una mezcla de relave y cemento 1:30. Después del minado y relleno de los pilares interpuestos el socavón de acceso longitudinal es relleno hasta dos metros. Esto provee de plataforma de trabajo hasta el próximo corte

de 4.6 metros. En áreas donde las condiciones del suelo son pobres, las dimensiones de los tajeos son reducidos a 2.7 metros de ancho por 2.7 metros de alto.

Centromín ha comprado unidades jumbo para reemplazar las perforadoras jackleg. KSLP está de acuerdo con la estrategia de Centromín para eventualmente reemplazar las cuadrillas de perforadoras jackleg por cuadrillas jumbo. Se ha comprado dos (02) jumbos adicionales y se espera que estén en la mina en el tercer trimestre de 1998. Los scooptrams son de suficiente tamaño y pueden manejar el tonelaje generado por el equipo de perforación.

Con el objeto de minimizar la pérdida del relleno, KSLP recomienda verter suelos más consistentes, preparados con una mezcla de 1:10 de cemento y relave más grueso, observar el siguiente procedimiento de carguío. Después de una serie de voladuras deberá cargarse el mineral dejando una capa de un (1) pie sobre el suelo. El mismo procedimiento deberá seguirse hasta que el tajeo haya sido minado y cargado dejando un (1) pie de capa de mineral sobre el relleno. Una limpieza final de corte deberá ser hecha entonces donde la capa de un pie es cuidadosamente sacada del relleno junto con un revestimiento fino de relleno para asegurar la recuperación de finos.

### **6.2.2 Corte y Relleno Descendente**

En áreas de terreno débil, se usa el corte y relleno descendente. Las dimensiones típicas del tajeo son 4.3 metros de ancho por 4.3 metros de alto, con una longitud que varía entre 15 metros y 45 metro. El laboreo se dirige hacia abajo con el relleno formando el techo del próximo corte de trabajo. El tercio inferior del relleno es una mezcla de cemento y relave de gruesos 1:6 y la parte restante una mezcla de 1:30.

En las áreas visitadas en la Zona IV se observó que para soportar estas áreas se usaba madera además de la alta proporción de cemento, en el tercio del fondo del piso, KSLP recomienda que el método de laboreo de esta área sea reevaluado. Se han escrito estudios sobre un método de minado en el que cada corte es minado en ángulos rectos entre sí (Ver figura 7.1 en el Anexo A y la sección en los estudios pertinentes). (P)

### **6.2.3 Tajeos Longhole con Relleno Posterior**

Es necesario realizar una evaluación más amplia de las variaciones de tajeos longhole. Se requiere análisis de esfuerzos para determinar las dimensiones de los tajeos y los pilares temporales para minimizar la dilución y maximizar la recuperación de mineral.

La elección de tajeos longhole utilizando una chimenea hecha con Alimak puede no ser lo óptimo si se encuentra que la geometría es variable encima del intervalo. Esto se hará evidente con los resultados de la perforación detallada. La perforación de chimenea Alimak debería demorarse hasta que el modelo del cuerpo mineral sea bien definido para evaluar su geometría y estructura. Las áreas adyacentes tienen problemas de agua relativos a la falla longitudinal. Sería más oportuno perforar una serie de huecos de ensayo que indiquen si el agua será un problema. La sección 3.0 discute la perforación de agua con relación al cuerpo mineral.

## **6.3. PLANEAMIENTO DE MINADO**

El planeamiento de minado estaba fuera del alcance de este informe, sin embargo se ha preparado un modelo de planeamiento fundamentalmente para la selección de personal y equipo, pero este debe ser actualizado en función a los resultados del estudio de mecánica de rocas y de los avances en preparación y desarrollos. Se incluyen las tablas 6.3-1 a 6.3-9 que se explican por sí mismas.

Adicionalmente se mencionan algunas pautas para estructurar el planeamiento de corto y largo plazo.

El proceso de planeamiento esta dividido en tres partes: Estándares de rendimiento de operación, Planeamiento de minado y Reporte de Mina.

**Estándares de Rendimiento de Operación** .- Los estándares serán desarrollados para definir de manera realista los objetivos que puedan lograrse sobre la base de los recursos disponibles con un costo unitario calculado.

**Planeamiento de Minado** .- El planeamiento se desarrolla para el corto y largo plazo. El largo plazo usualmente contempla un período de 5 años y el plan de vida de la mina. El corto plazo cubre un período de un año con cronogramas mensuales. El comité de planeamiento esta conformado por el superintendente de mina, jefe de seguridad, ingenieros de mina y mantenimiento.

Se programan reuniones en cada área de producción, 10 días antes del fin mes, con anticipación a la reunión, luego que los geólogos y supervisores de área ó capitanes han visitado sus áreas y determinado cuales son los frentes de trabajo disponibles para los próximos tres meses. Basados en los objetivos del plan anual de la mina y de los estándares desarrollados ellos determinarán cual es el aporte de cada área.

El propósito de desarrollar el “ Programa móvil de 3 meses”, para permitir suficiente tiempo para programar los frentes de desarrollo para nuevas áreas, la preparación de facilidades para ventilación, programación de mantenimiento de equipo. Estos son algunos casos donde se requiere programación con mas de un mes de anticipación.

Luego que el plan de producción preliminar ha sido preparado, este será revisado por el comité de planeamiento. El jefe de seguridad revisará sus estadísticas de los meses anteriores e identificará los problemas que deben tenerse en cuenta.

Los problemas identificados serán asignados para desarrollar un plan de acción con responsables para su ejecución y fechas de culminación.

El ingeniero encargado de la ventilación identificará los cambios en el requerimiento de ventilación desde el mes anterior. Estos cambios son convertidos en órdenes de trabajo y asignado bajo responsabilidad y plazo de ejecución. El equipo de relleno estará informado de cuantos y cuales tajos requieren relleno. Una copia del programa de producción y necesidades de relleno se entregará al superintendente de planta, el mismo que identificará cualquier conflicto que pueda existir con relación a sus programas de mantenimiento.

Una vez que todas las áreas han sido revisadas, se complementará el programa. Luego el programa de producción total será comparado con el programa anual. Si existiera un déficit, entonces el superintendente tendrá que identificar las áreas donde se han generado el déficit y se reunirán con las personas involucradas para corregirlo y discutirán los planes de acción correspondientes.

**Reporte Mina** .- El propósito del reporte de mina es identificar diariamente las áreas que no cumplen el programa mensual. Las razones deben estar incluidas en el reporte y se discutirá en la reunión diaria de producción con participación de los miembros del comité de planeamiento, quienes fueron responsables de su formulación. Ellos revisarán los resultados de los días previos, los planes de acción, las variaciones y proponer nuevos planes para su ejecución. Este proceso se repite diariamente.

TABLA N° 6.3-1

PROGRAMA DE DESARROLLOS

Descripción	Unidades	Costo US \$	1998			1999			2000		
			Longitud m	Duración meses	Monto US \$	Longitud m	Duración meses	Monto US \$	Longitud m	Duración meses	Monto US \$
<b>NIVEL 8</b>											
Rampa principal 4.5 m x 4.0 m	ml	561.00	0	0	0		0	0		0	0
Galería principal 4.0 m x 4.0 m	ml	525.00		0	0		0	0		0	0
Desquinche	m3	34.65	1,200	2	41,580		0	0		0	0
Subniveles 3.5 m x 3.5 m	ml	415.00		0	0		0	0		0	0
Chimenea Alimak 1.8 m x 1.8 m	ml	489.00		0	0		0	0		0	0
Labores auxiliares	Suma Alzada	20,000.00	2		40,000		0	0		0	0
<b>NIVEL 10</b>											
Rampa principal 4.5 m x 4.0 m	ml	561.00		0	0		0	0		0	0
Galería principal 4.0 m x 4.0 m	ml	525.00	100	1	52,500		0	0		0	0
Desquinche	m3	34.65	1,710	3	59,252	1140	2	39,501		0	0
Subniveles 3.5 m x 3.5 m	ml	415.00	240	2	99,600		0	0		0	0
Chimenea Alimak 1.8 m x 1.8 m	ml	489.00	60	1	29,340		0	0		0	0
Labores auxiliares	Suma Alzada	20,000.00	2		40,000		0	0		0	0
<b>NIVEL 12</b>											
Rampa principal 4.5 m x 4.0 m	ml	561.00	250	3	140,250	250	3	140,250		0	0
Galería principal 4.0 m x 4.0 m	ml	525.00	100	1	52,500		0	0		0	0
Desquinche	m3	34.65	300	1	10,395		0	0		0	0
Subniveles 3.5 m x 3.5 m	ml	415.00	120	1	49,800	120	1	49,800		0	0
Chimenea Alimak 1.8 m x 1.8 m	ml	489.00	60	1	29,340	60	1	29,340		0	0
Labores auxiliares	Suma Alzada	20,000.00	1		20,000	2		40,000		0	0
<b>NIVEL 14</b>											
Rampa principal 4.5 m x 4.0 m	ml	561.00		0	0	500	6	280,500		0	0
Galería principal 4.0 m x 4.0 m	ml	525.00		0	0	200	2	105,000		0	0
Desquinche	m3	34.65		0	0	400	1	13,860		0	0
Subniveles 3.5 m x 3.5 m	ml	415.00		0	0	360	3	149,400		0	0
Chimenea Alimak 1.8 m x 1.8 m	ml	489.00		0	0	360	6	176,040		0	0
Labores auxiliares	Suma Alzada	20,000.00		0	0	4		80,000		0	0
<b>NIVEL 16</b>											
Rampa principal 4.5 m x 4.0 m	ml	561.00		0	0	500	6	280,500		0	0
Galería principal 4.0 m x 4.0 m	ml	525.00		0	0	200	2	105,000		0	0
Desquinche	m3	34.65		0	0	400	1	13,860		0	0
Subniveles 3.5 m x 3.5 m	ml	415.00		0	0	360	3	149,400		0	0
Chimenea Alimak 1.8 m x 1.8 m	ml	489.00		0	0	360	6	176,040		0	0
Labores auxiliares	Suma Alzada	20,000.00		0	0	4		80,000		0	0
<b>NIVEL 18</b>											
Rampa principal 4.5 m x 4.0 m	ml	561.00		0	0	250	3	140,250	250	3	140,250
Galería principal 4.0 m x 4.0 m	ml	525.00		0	0	200	2	105,000		0	0
Desquinche	m3	34.65		0	0		0	0	400	1	13,860
Subniveles 3.5 m x 3.5 m	ml	415.00		0	0		0	0	360	3	149,400
Chimenea Alimak 1.8 m x 1.8 m	ml	489.00		0	0		0	0	360	6	176,040
Labores auxiliares	Suma Alzada	20,000.00		0	0		0	0	4		80,000
					664,557						2,153,741
											559,550

TABLA N° 6.3-2

PROGRAMA DE PRODUCCION ANUAL PARA EL PERIODO 1998 - 2004

ZONA	CUERPO	METODO	NIVEL	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	TOTAL
I	J-337-A	OCF	8								0
I	J-337-B	OCF	8	8,000							8,000
I	J-337-A	OCF	10	158,000	236,000	96,000					490,000
I	J-337-B	OCF	10	74,000	4,000						78,000
II	CNA	OCF	12	165,000	204,000	354,000	442,500	369,000	405,700	598,000	2,538,200
II	CNAC	UCF	12			30,000	31,500	106,500	194,000	200,000	562,000
II	F-310	OCF	12								0
II	J-337-A	OCF	12	42,000	16,500						58,500
II	J-337-B	OCF	12	144,000	144,000	36,000	36,000	34,500			394,500
II	K-327-A	OCF	12				30,000	30,000	19,500		79,500
II	K-327-B	UCF	12	15,000	55,500	60,000	60,000	60,000	60,000	42,000	352,500
III	CNA	OCF	14	60,000	60,000	96,000	168,000	168,000	168,000	168,000	888,000
III	F-310	OCF	14							73,000	73,000
III	F-317	OCF	14								0
III	F-328	OCF	14								0
III	J-337-A	OCF	14								0
III	J-337-B	OCF	14	180,000	180,000	160,000	60,000	60,000			640,000
III	K-327-A	OCF	14								0
III	K-327-B	OCF	14				36,000	36,000	36,000	36,000	144,000
III	CNA	OCF	16	114,000	132,000	144,000	196,000	196,000	196,000	224,000	1,202,000
III	F-317	OCF	16							19,000	19,000
III	F-328	OCF	16								0
III	J-337-B	OCF	16				96,000	96,000	96,000	52,000	340,000
III	CNA	OCF	18	48,000	48,000	80,000	104,000	104,000	108,000	268,000	760,000
III	J-337-B	OCF	18						58,000		58,000
VI	J-337-A	UCF	4						19,900		19,900
VI	J-337-B	UCF	4						3,300		3,300
VI	J-337-D	OCF	4								0
VI	CNBC	OCF	6						14,200		14,200
VI	J-337-A	OCF	6	40,800	48,000	48,000	48,000	48,000	18,700		251,500
VI	J-337-B	OCF	6								0
VI	J-337-D	OCF	6								0
VI	CNBC	OCF	8						38,000		38,000
VI	CNB	OCF	8	61,200	72,000	132,000	129,900	72,000	24,800		491,900
VI	J-337-D	OCF	8						14,800		14,800
VI	K-327-A	OCF	8			33,900	47,200				81,100
VI	K-327-B	OCF	8								0
VI	CNBC	OCF	10			110,100	134,900	193,700	207,100		645,800
VI	CNA	OCF	10								0
VI	K-327-A	OCF	10			60,000	60,000	24,500			144,500
VI	K-327-B	OCF	10								0
VI	O-325-C	OCF	10					81,800			81,800
<b>TOTAL GENERAL ( TM )</b>				<b>1,110,000</b>	<b>1,200,000</b>	<b>1,440,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>19,470,000</b>

TABLA N° 6.3-3

PROGRAMA DE PRODUCCION ANUAL POR METODO DE EXPLOTACION PARA EL PERIODO 1998 - 2004

ZONA	CUERPO	METODO	NIVEL	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	TOTAL
I	J-337-A	OCF	8								0
I	J-337-B	OCF	8	8,000							8,000
I	J-337-A	OCF	10	158,000	236,000	96,000					490,000
I	J-337-B	OCF	10	74,000	4,000						78,000
II	CNA	OCF	12	165,000	204,000	354,000	442,500	369,000	405,700	598,000	2,538,200
II	F-310	OCF	12								0
II	J-337-A	OCF	12	42,000	16,500						58,500
II	J-337-B	OCF	12	144,000	144,000	36,000	36,000	34,500			394,500
II	K-327-A	OCF	12				30,000	30,000	19,500		79,500
III	CNA	OCF	14	60,000	60,000	96,000	168,000	168,000	168,000	168,000	888,000
III	F-310	OCF	14						73,000		73,000
III	F-317	OCF	14								0
III	F-328	OCF	14								0
III	J-337-A	OCF	14								0
III	J-337-B	OCF	14	180,000	180,000	160,000	60,000	60,000			640,000
III	K-327-A	OCF	14								0
III	K-327-B	OCF	14				36,000	36,000	36,000	36,000	144,000
III	CNA	OCF	16	114,000	132,000	144,000	196,000	196,000	196,000	224,000	1,202,000
III	F-317	OCF	16							19,000	19,000
III	F-328	OCF	16								0
III	J-337-B	OCF	16				96,000	96,000	96,000	52,000	340,000
III	CNA	OCF	18	48,000	48,000	80,000	104,000	104,000	108,000	268,000	760,000
III	J-337-B	OCF	18						56,000		56,000
VI	J-337-D	OCF	4								0
VI	CNBC	OCF	6						14,200		14,200
VI	J-337-A	OCF	6	40,800	48,000	48,000	48,000	48,000	18,700		251,500
VI	J-337-B	OCF	6								0
VI	J-337-D	OCF	6								0
VI	CNBC	OCF	8						38,000		38,000
VI	CNB	OCF	8	61,200	72,000	132,000	129,900	72,000	24,800		491,900
VI	J-337-D	OCF	8						14,800		14,800
VI	K-327-A	OCF	8			33,900	47,200				81,100
VI	K-327-B	OCF	8								0
VI	CNBC	OCF	10			110,100	134,900	193,700	207,100		645,800
VI	CNA	OCF	10								0
VI	K-327-A	OCF	10			60,000	60,000	24,500			144,500
VI	K-327-B	OCF	10								0
VI	O-326-C	OCF	10					81,800			81,800
<b>APORTE TM MINERAL OCF</b>				<b>1,095,000</b>	<b>1,144,500</b>	<b>1,360,000</b>	<b>1,588,500</b>	<b>1,513,500</b>	<b>1,402,800</b>	<b>1,438,000</b>	<b>9,532,300</b>
II	CNAC	UCF	12			30,000	31,500	106,500	194,000	200,000	562,000
II	K-327-B	UCF	12	15,000	55,500	60,000	60,000	60,000	60,000	42,000	352,500
VI	J-337-A	UCF	4						19,900		19,900
VI	J-337-B	UCF	4						3,300		3,300
<b>APORTE TM MINERAL UCF</b>				<b>15,000</b>	<b>55,500</b>	<b>90,000</b>	<b>91,500</b>	<b>166,500</b>	<b>277,200</b>	<b>242,000</b>	<b>937,700</b>
<b>TOTAL GENERAL ( TM )</b>				<b>1,110,000</b>	<b>1,200,000</b>	<b>1,440,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>1,680,000</b>	<b>10,470,000.00</b>

TABLA N° 6.3-4

REQUERIMIENTO DIARIO DE MINERAL PARA EL PERIODO 1998 - 2004

ZONA	CUERPO	METODO	NIVEL	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
I	J-337-A	OCF	8	0	0	0	0	0	0	0
I	J-337-B	OCF	8	26	0	0	0	0	0	0
I	J-337-A	OCF	10	506	756	308	0	0	0	0
I	J-337-B	OCF	10	237	13	0	0	0	0	0
APORTE TM MINERAL ZONA I				769	769	308	0	0	0	0
II	CNA	OCF	12	529	654	1,135	1,418	1,183	1,300	1,917
II	F-310	OCF	12	0	0	0	0	0	0	0
II	J-337-A	OCF	12	135	53	0	0	0	0	0
II	J-337-B	OCF	12	462	462	115	115	111	0	0
II	K-327-A	OCF	12	0	0	0	96	96	63	0
II	K-327-B	UCF	12	48	178	192	192	192	192	135
APORTE TM MINERAL ZONA II				1,173	1,346	1,442	1,822	1,582	1,555	2,051
III	CNA	OCF	14	192	192	308	538	538	538	538
III	F-310	OCF	14	0	0	0	0	0	0	234
III	F-317	OCF	14	0	0	0	0	0	0	0
III	F-328	OCF	14	0	0	0	0	0	0	0
III	J-337-A	OCF	14	0	0	0	0	0	0	0
III	J-337-B	OCF	14	577	577	513	192	192	0	0
III	K-327-A	OCF	14	0	0	0	0	0	0	0
III	K-327-B	OCF	14	0	0	0	115	115	115	115
III	CNA	OCF	18	365	423	462	628	628	628	718
III	F-317	OCF	18	0	0	0	0	0	0	61
III	F-328	OCF	18	0	0	0	0	0	0	0
III	J-337-B	OCF	18	0	0	0	308	308	308	167
III	CNA	OCF	18	154	154	256	333	333	346	859
III	J-337-B	OCF	18	0	0	0	0	0	179	0
APORTE TM MINERAL ZONA III				1,288	1,346	1,538	2,115	2,115	2,115	2,692
VI	J-337-A	UCF	4	0	0	0	0	0	64	0
VI	J-337-B	UCF	4	0	0	0	0	0	11	0
VI	J-337-D	OCF	4	0	0	0	0	0	0	0
VI	CNBC	OCF	6	0	0	0	0	0	46	0
VI	J-337-A	OCF	6	131	154	154	154	154	60	0
VI	J-337-B	OCF	6	0	0	0	0	0	0	0
VI	J-337-D	OCF	6	0	0	0	0	0	0	0
VI	CNBC	OCF	8	0	0	0	0	0	122	0
VI	CNB	OCF	8	196	231	423	416	231	79	0
VI	J-337-D	OCF	8	0	0	0	0	0	47	0
VI	K-327-A	OCF	8	0	0	109	151	0	0	0
VI	K-327-B	OCF	8	0	0	0	0	0	0	0
VI	CNBC	OCF	10	0	0	353	432	621	664	0
VI	CNA	OCF	10	0	0	0	0	0	0	0
VI	K-327-A	OCF	10	0	0	192	192	79	0	0
VI	K-327-B	OCF	10	0	0	0	0	0	0	0
VI	O-325-C	OCF	10	0	0	0	0	262	0	0
APORTE TM MINERAL ZONA VI				327	385	1,231	1,346	1,346	1,092	0
TOTAL GENERAL ( TM)				3,558	3,948	4,615	5,385	5,385	5,385	5,385

TABLA N° 6.3-5

SELECCIÓN DE EQUIPO DE PERFORACION PARA EL PERIODO 1998 - 2004

ZONA	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
APORTE TM MINERAL ZONA I	769	789	308	0	0	0	0
Productividad Jumbo 2 Brazos	0.0111 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	0.71	0.71	0.28	0.00	0.00	0.00	0.00
APORTE TM MINERAL ZONA II	1,173	1,348	1,442	1,822	1,582	1,555	2,051
Productividad Jumbo 2 Brazos	0.0111 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	1.09	1.25	1.33	1.69	1.46	1.44	1.90
APORTE TM MINERAL ZONA III	1,288	1,348	1,538	2,115	2,115	2,115	2,892
Productividad Jumbo 2 Brazos	0.0111 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	1.19	1.25	1.42	1.96	1.96	1.96	2.49
APORTE TM MINERAL ZONA VI	327	385	1,231	1,346	1,346	1,092	0
Productividad Jumbo 2 Brazos	0.0111 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	0.30	0.36	1.14	1.25	1.25	1.01	0.00
<b>TOTAL GENERAL ( TM )</b>	<b>3,568</b>	<b>3,848</b>	<b>4,815</b>	<b>5,385</b>	<b>5,385</b>	<b>5,385</b>	<b>5,385</b>
Productividad Jumbo 2 Brazos	0.0111 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	3.29	3.56	4.27	4.98	4.98	4.98	4.98
<b>Eficiencia 80 %</b>	<b>4.11</b>	<b>4.46</b>	<b>5.34</b>	<b>6.23</b>	<b>8.23</b>	<b>6.23</b>	<b>8.23</b>

**TABLA N° 6.3-6**

**SELECCIÓN DE EQUIPO DE CARGUIO PARA EL PERIODO 1998 - 2004**

ZONA	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
APORTE TM MINERAL ZONA I	769	769	308	0	0	0	0
Productividad Scoop 3.5 YD	0.0166 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	0.99	0.99	0.40	0.00	0.00	0.00	0.00
APORTE TM MINERAL ZONA II	1,173	1,346	1,442	1,822	1,682	1,555	2,051
Productividad Scoop 3.5 YD	0.0166 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	1.52	1.74	1.86	2.35	2.04	2.01	2.65
APORTE TM MINERAL ZONA III	1,288	1,346	1,538	2,115	2,115	2,115	2,692
Productividad Scoop 3.5 YD	0.0166 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	1.66	1.74	1.99	2.73	2.73	2.73	3.48
APORTE TM MINERAL ZONA VI	327	385	1,231	1,348	1,348	1,092	0
Productividad Scoop 3.5 YD	0.0166 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	0.42	0.50	1.59	1.74	1.74	1.41	0.00
<b>TOTAL GENERAL ( TM)</b>	<b>3,558</b>	<b>3,846</b>	<b>4,615</b>	<b>6,385</b>	<b>6,385</b>	<b>6,385</b>	<b>6,385</b>
Productividad Scoop 3.5 YD	0.0166 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	4.60	4.97	5.96	6.96	6.96	6.96	6.96
<b>Eficiencia 70%</b>	<b>6.66</b>	<b>7.10</b>	<b>8.52</b>	<b>9.94</b>	<b>9.94</b>	<b>9.94</b>	<b>9.94</b>

TABLA N° 6.3-7

SELECCIÓN DE EQUIPO DE EXTRACCION PARA EL PERIODO 1998 - 2004

ZONA	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
MINERAL EXTRAIDO POR RAMPA	96	385	1,164	1,923	1,923	1,923	1,923
Productividad Camion MT-413	0.0338 Hr/TM						
No Unidades Requeridas	0.27	1.08	3.25	5.42	5.42	5.42	5.42
Eficiencia 70 %	0.39	1.55	4.64	7.74	7.74	7.74	7.74

**TABLA N° 6.3-8**

**ESTIMADO DE LA FUERZA LABORAL**

ACTIVIDAD	PERFOR.	VOLADURA	CARGUÍO	ACARREO	SOSTENIM.	RELLENO	TOTAL
<b>DESARROLLO</b>							
<b># Unidades</b>							
ZONA I							
ZONA II	1	1	1		1		
ZONA III	1	1	1		1		
ZONA VI							
<b># Hombres x Unidades</b>							
ZONA I	2	2	1	1	2		
ZONA II	2	2	1	1	2		
ZONA III	2	2	1	1	2		
ZONA VI	2	2	1	1	2		
<b>Personal Asignado</b>							
ZONA I	0	0	0	0	0	0	0
ZONA II	4	4	2	0	4	0	14
ZONA III	4	4	2	0	4	0	14
ZONA VI	0	0	0	0	0	0	0
<b>SUBTOTAL</b>	<b>8</b>	<b>8</b>	<b>4</b>	<b>0</b>	<b>8</b>	<b>0</b>	<b>28</b>
							<b>5385</b>
TM/Hombre Turno							<b>192.31</b>
TM/Hora-Hombre (8 Hr)							<b>24.04</b>
<b>CORTE Y RELLENO ASCENDENTE</b>							
<b># Unidades</b>							
ZONA I							
ZONA II	2	2	3	2	2	2	
ZONA III	2	2	3		2	2	
ZONA VI	1	1	2	4	1	1	
<b># Hombres x Unidades</b>							
ZONA I	2	2	1	1	2	3	
ZONA II	2	2	1	1	2	3	
ZONA III	2	2	1	1	2	3	
ZONA VI	2	2	1	1	2	3	
<b>Personal Asignado</b>							
ZONA I	0	0	0	0	0	0	0
ZONA II	8	8	6	4	8	12	46
ZONA III	8	8	6	0	8	12	42
ZONA VI	4	4	4	8	4	6	30
<b>SUBTOTAL</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>16</b>	<b>12</b>	<b>20</b>	<b>30</b>	<b>118</b>
							<b>5385</b>
TM/Hombre Turno							<b>45.63</b>
TM/Hora-Hombre (8 Hr)							<b>5.70</b>

**TABLA N° 6.3-9**

**ESTIMADO DE LA FUERZA LABORAL**

ACTIVIDAD	PERFOR.	VOLADURA	CARGUÍO	ACARREO	SOSTENIM.	RELLENO	TOTAL
<b>CORTE Y RELLENO DESCENDENTE</b>							
<b># Unidades</b>							
ZONA I							
ZONA II	1	1	1		1	1	
ZONA III							
ZONA VI	1	1	1		1	1	
<b># Hombres x Unidades</b>							
ZONA I							
ZONA II	2	2	2	1	2	2	
ZONA III							
ZONA VI	2.5	2.5	2.5	1	2.5	2.5	
<b>Personal Asignado</b>							
ZONA I	0	0	0	0	0	0	0
ZONA II	4	4	4	0	4	4	20
ZONA III	0	0	0	0	0	0	0
ZONA VI	5	5	5	0	5	5	25
<b>SUBTOTAL</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>0</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>45</b>
							<b>5385</b>
<b>TM/Hombre Turno</b>							<b>119.66</b>
<b>TM/Hora-Hombre (8 Hr)</b>							<b>14.96</b>
<b>MANO OBRA DIRECTA</b>							
ZONA I	0	0	0	0	0	0	0
ZONA II	16	16	12	4	16	16	80
ZONA III	12	12	8	0	12	12	56
ZONA VI	9	9	9	8	9	11	55
<b>SUBTOTAL</b>	<b>37</b>	<b>37</b>	<b>29</b>	<b>12</b>	<b>37</b>	<b>39</b>	<b>191</b>
							<b>5385</b>
<b>TM/Hombre Turno</b>							<b>28.19</b>
<b>TM/Hora-Hombre (8 Hr)</b>							<b>3.52</b>
<b>MANO DE OBRA INDIRECTA</b>				<b>FACTOR</b>	<b>1.1</b>		<b>210</b>
<b>TOTAL MANO DE OBRA ( DIRECTA E INDIRECTA )</b>							<b>401</b>

## **CAPITULO VII**

### **VENTILACIÓN**

#### **7.1 GENERAL**

La revisión de la ventilación estaba fuera del alcance de este informe y está siendo revisado por el grupo de ingeniería de Cerro de Pasco. Sin embargo los siguientes comentarios se anotan para dar sustento al informe y para resaltar las áreas que impactan al diseño de la mina.

#### **7.2 INCREMENTO DE TEMPERATURA DEBIDO AL MINERAL DE PIRROTITA**

En Cerro de Pasco existen zonas que producen incómodas temperaturas de trabajo debido a la rápida oxidación de la Pirrotita cuando es expuesta al aire. Esto puede ser controlado disminuyendo el área de superficie expuesta al aire, ya sea con la aplicación de un sellador o por el llenado hermético con relleno hidráulico.

El actual sistema de relleno hidráulico tiene muchas deficiencias las que se discuten separadamente. El relleno hidráulico tiene también una porosidad relativamente alta, lo que significa que bajará la reacción de la Pirrotita, pero no la elimina.

Un procedimiento estándar en las zonas de Pirrotita que no contienen mineral explotable sería aplicar inmediatamente una capa selladora para evitar futura oxidación, el cual incrementa la temperatura. En el caso del shotcrete, la adición de silica fume es fuertemente recomendada para reducir la permeabilidad del oxígeno.

En las minas profundas de Sudáfrica, donde la calefacción/refrigeración son parte integral del diseño de ventilación, algunas de sus prácticas para reducir el calor en el trabajo podrían ser aplicables a la operación de Cerro de Pasco. Anteriores operaciones mineras profundas sudafricanas han usado métodos intensivos que permiten la explotación de ampolla húmeda a temperaturas de hasta 32 grados C como evidencia fisiológica significativa que indica que el riesgo de golpe de calor era bajo. Este límite podría servir como una guía para determinar si el calor generado por la Pirrotita es importante.

Si el calor generado por la Pirrotita es más alto que el umbral límite, entonces se podrían instalar enfriadores. Estas unidades tienen aproximadamente una dimensión de 6 x 2 x 2 metros. Otro método es el uso de pulverizadores de agua para reducir el calor del ambiente. Estas son sólo unas cuantas sugerencias para dar al trabajador un mejor ambiente de trabajo que produzca ganancias en productividad para Centromín

### **7.3 TAJEOS**

Los tajeos longhole requieren formas de carguío neumáticas. Esto elimina el uso de dinamita y de sticks de carga. El explosivo cargado neumáticamente puede ser ANFO en terreno seco y emulsiones en suelo más húmedo.

Queda entendido por los autores que la ley peruana establece que para usar ANFO se requiere una velocidad mínima de flujo de aire de 20 metros por minuto. Debido a que la mayoría de minas no pueden proveer este requerimiento mínimo, se usa dinamita. Otro enfoque sería diseñar un sistema primario y secundario de ventilación de modo tal que el humo es eliminado de todas las áreas de trabajo dentro de los 30 minutos después del disparo, sin atender al tipo de explosivo usado.

Un beneficio secundario de flujo de aire incrementado será la temperatura reducida del aire de los tajeos. La capacidad de enfriamiento del aire se aumenta insuflando más aire a través de tajeo.

Una solución común en las minas con falta de ventilación es trabajar dos turnos de 8 horas por día, intercalando espacios de 4 horas entre ellos para permitir que el humo del disparo se disipe. Otra práctica común en las minas, especialmente entre contratistas mineros es trabajar turnos de 12 horas. El resultado de esta práctica es no sólo más tonelaje por turno sino que también es más alta que en los mineros que trabajan turnos de 8 horas, y en algunos casos tanto como el 100%.

## **CAPITULO VIII**

### **INFRAESTRUCTURA MINERA**

#### **8.1 GENERAL**

En general, los servicios tales como almacenes, comedores, polvorines y subestaciones eléctricas han sido adecuadamente proporcionados. Volviéndose más mecanizada, los servicios tales como garajes, estaciones de combustible y la infraestructura de manejo de materiales tendrá que ser revisada en mayor detalle que en el alcance de este informe. La ubicación de garajes en cada nivel o de garajes satélite y estaciones combustibles están en función de maximizar la vida de las instalaciones. La infraestructura del manejo de materiales envolverá procedimientos operativos detallados de cómo manejar el material desde la superficie hasta el frente de trabajo.

#### **8.2 COMUNICACIONES**

Las comunicaciones efectivas son esenciales para asegurar que no ocurran paralizaciones debido a falta de materiales, autorización de supervisor, o de repuestos. Las dos opciones básicas son: o un sistema de teléfono subterráneo o un sistema de radio subterráneo.

El sistema de radio de tipo alimentador dispersivo (leaky feeder) usa actualmente un cable plástico que cuesta aproximadamente US\$ 5.00 por metro y es altamente resistente al deterioro. Los cables telefónicos de cobre multiconductores cuestan varias veces más esta suma y se dañan fácilmente en ambientes subterráneos.

El costo total instalado de los sistemas de teléfono y radio subterráneo es aproximadamente el mismo. Sin embargo, la preferencia de los operadores,

alrededor del mundo está casi universalmente en favor de los sistemas de radio debido a su conveniencia y flexibilidad.

La amplitud de banda en un cable es suficiente para permitir hasta 20 canales de voz o informes simultáneamente con 6 canales de video. Esto permite cámaras de monitoreo remoto y control remoto de equipo ubicados en cualquier área de la mina equipada con radio.

Los radios son los mismos de tipo Motorola de mano (Walkie), comúnmente usados por los guardias de seguridad, y operados en la misma frecuencia VHF, instalando un repetidor en la superficie y una antena, se puede tener comunicación directa entre superficie y la zona subterránea.

Equipos móviles subterráneos tales como scoops, jumbos y tractores están normalmente dotados de radios fijados para evitar pérdida y daño, y aprovecha la energía directamente de la batería del vehículo. Esto permite el despacho del equipo por medio del radio, así como, la inmediata notificación al personal de mantenimiento en el caso de una avería mecánica.

Los sistemas de radio subterráneos típicamente producen un incremento del 10% hasta 12% en la productividad o decremento en los costos operativos de la mina, debido a la disminución de tiempo perdido por falta de comunicaciones efectivas.

La investigación del uso potencial de sistemas de radio subterráneo está fuera del alcance de este informe, pero es fuertemente recomendada. La comunicación instantáneamente también produce una mentalidad de tiempo real y un cambio cultural positivo en muchas compañías mineras.

### 8.3 SUMINISTRO DE ENERGÍA

A 4,000 m.s.n.m. la presión barométrica es de aproximadamente 60% de aquella en el nivel del mar. Los compresores de aire al nivel del mar sólo convierten aproximadamente el 8% de la energía ingresada en energía útil de salida. El otro 92% es convertido en calor.

Sobre los 4,000 m, la eficiencia es reducida a menos del 5% antes de considerar pérdidas en líneas debido a fugas. El resultado es que grandes cantidades de energía se usan para pequeños efectos. Por eso es que la perforación eléctrica hidráulica ha reemplazado a la perforación neumática en el Perú.

Sin embargo, la perforación electro-hidráulica ya sea para excavación en taladros largos, frentes de perforación, requiere un aceptable sistema de distribución de energía. Esto requiere de tramos relativamente largos de cable eléctrico, que requieren mayor voltaje para reducir pérdidas en línea y dar la máxima capacidad posible para un tamaño de cable dado.

Los más antiguos sistemas de distribución primaria subterránea de energía son usualmente diseñados para 2,300 voltios. Sin embargo, con la incrementada demanda de moderno equipo eléctrico subterráneo, los actuales sistemas de distribución subterránea de energía son comúnmente diseñados para 4,160 voltios. Voltaje más altos tales como 7,200 ó 9,000 voltios podrían ser considerados, pero no son generalmente requeridos.

Un transformador reductor a 440 voltios se requiere en cada una de las áreas de trabajo. Estos transformadores deberán ser de tipo seco y montados sobre largueros para su portabilidad. Los interruptores y tomacorrientes de contacto rápido están usualmente adjuntos al transformador. Este tipo de configuración es conocido como un centro subterráneo de energía y puede comprarse comercialmente.

El centro de energía montado en largueros puede ser puesto en una estación de corte (cut - out) (de digamos 2 m por 3 cm.) con un piso de losa de concreto de aproximadamente 0.5 metros sobre la rampa, para evitar el ingreso de agua. Se coloca una cerca de malla de alambre con puerta y chapa para evitar el acceso sin autorización. Los electricistas y mecánicos usan dispositivos de seguridad para evitar que el equipo sea encendido durante el trabajo de mantenimiento en el equipo.

En la mayor parte de países del mundo se requiere, por ley, protección contra fuga de corriente a tierra, y se diseña en los más modernos equipos eléctricos subterráneos. Esto requiere el uso de cables especiales con acción conductora hacia afuera como un escudo alrededor de los conductores trifásicos. Cualquier flujo de corriente hacia el conductor escudo, dispara los cortacircuitos de desconexión, evitando una posible electrocución.

Aunque no es requerido por ley en el Perú, se recomienda fuertemente que el sistema de distribución de electricidad sea diseñado e instalado incorporando protección contra fuga de corriente a tierra. Este tipo de legislación puede ser esperado en el Perú para el futuro y el costo de proveer protección contra fuga de corriente a tierra es insignificante comparado con el reemplazo de todo el sistema de distribución de energía.

#### **8.4 DRENAJE DE AGUA DE LA MINA**

Se ha terminado un extenso estudio sobre las fuentes de afluencia de agua en las minas. Otra alternativa para controlar el ingreso de agua en la mina, especialmente de la falla longitudinal, sería la inyección de lechada de cemento (grouting). Se debe dar importancia al desarrollo de una cortina de lechada de cemento entre la zona de la falla longitudinal y el cuerpo mineral. Esta cortina de lechada de cemento podría ser establecida excavando una serie de socavones de desarrollo con un espacio vertical de 15 metros. Se deberá perforar un agujero de explotación de 10 m. Antes de la serie. Si se encuentra

agua, el agujero deberá ser inyectado con grout y se perforarán huecos adicionales para determinar si será necesaria una inyección adicional. Este proceso se deberá continuar en toda la longitud de la zona de falla.

Aún los mejores programas de inyección no detienen el ingreso de agua, en consecuencia es imperativo establecer un sistema de drenaje debajo de los niveles desarrollados, para recolectar toda el agua dentro de un sumidero y luego ser bombeado a la superficie.

## **8.5 INSTALACIONES DE MANTENIMIENTO**

Las facilidades de reparación subterránea se limitan a reparaciones a locomotoras, carros de mineral, bombas, perforadoras neumáticas, winches y scoop. Se necesitara poner talleres satélites en las áreas de menor producción. Estos talleres satélites estarán restringidos a realizar servicios de mantenimiento de rutina en equipo móvil.

KSLP recomienda que el principal garaje esté ubicado en el nivel 1400, en el área CNA, que daría servicio a los niveles 1200 y 1600. El tonelaje del nivel 1800 en el área CNA es relativamente liviano y en consecuencia debería recibir servicio de un taller satélite. Un taller satélite adicional debería estar ubicado en el nivel 1400 para dar servicio a las áreas J-337 A, J-337B, K-327 A, y K-327B.

## **8.6 MOVIMIENTO DE MATERIAL**

La auditoria del sistema de manejo de materiales no era parte del alcance de trabajo de KSLP. Sin embargo, éste se considera un aspecto importante del diseño de mina y KSLP tiene los siguientes comentarios. La mina fue inicialmente diseñada para minería convencional, usándose cuadros de madera, postes extensibles, perforadoras neumáticas, winches y transferencias de materiales entre los niveles a los tajeos, a través de chimeneas. KSLP

recomienda que se considere el transporte sobre ruedas para el movimiento de suministros y componentes de equipo a los talleres de reparación subterránea.

## **8.7 MOVIMIENTO DE PERSONAL**

Se ha observado que el personal camina hacia su lugar de trabajo. Si un vehículo de pasajeros o un tractor modificado fuera facilitado, el tiempo disponible por el laboreo aumentaría.

## **CAPITULO IX**

### **SELECCIÓN DEL EQUIPO**

#### **9.1 GENERAL**

Cerro de Pasco ha basado la selección de equipo y su distribución en su pasada experiencia operativa. Esta filosofía puede haber sido apropiada cuando se estaba usando equipo convencional. El alto costo de capital del equipo mecanizado y los más altos niveles de pericia requeridos en el personal operativo hace necesario el maximizar la utilización de equipo.

##### **9.1.1 Cálculo de la Flota del Equipo**

Cerro de Pasco necesitará calcular la capacidad de equipo basado en detallados tiempos de ciclo, usando la información recibida de proveedores de equipo, en la propia experiencia operativa cuando esté disponible y de minas relacionadas.

La mina opera dos turnos de 8 horas. Los turnos corren de 7 a.m. á 3 p.m. y luego de 7.00 p.m. á 3.00 a.m. 45 minutos de almuerzo están incluidos en las horas de trabajo, los cuales corren entre las 11 y las 11.45. En el turno de noche no hay almuerzo pero en su lugar existe un período de 45 minutos de descanso.

Se tiene permitido un período de tiempo para el traslado al lugar de trabajo.

KSP ha asumido un promedio de 80% y 70% de disponibilidad mecánica para las unidades de perforación y unidades de acarreo, respectivamente, y 50 minutos/hora en cálculos de ciclo.

## 9.1.2 Comparación de Requerimientos de Equipo en la Operación Existente

La Tabla 9.1.2-1 resume la selección de equipo de producción en existentes operaciones canadienses que un tonelaje anual similar.

### Resumen de la Lista de Equipos

Tabla 9.1.2-1

Compañía, Mina	Tonelaje Anual Minera	Produc. Equipo Perforac.	Equipo Carguio	Camión	Distancia Promedio Acarreo (m)
Cerro de Pasco	1,680.000	9	13	9	400
Operaciones Canadienses					
Aur Louvicourt	1,600.000		7	2	
Cominco, Polaris	1,040.000		6	6	250
Falconbridge, Fraser	1,100,500		8	2	1800
Inco, McCreedy	1,156,250				
Inmet, Winston Lake	320,000			3	200
Nanisivik	848,400	4	3	5	1675
Westmin, Myra Falls	1,300.000		19		186

\* Fuente: 1998 Mining Sourcebook

Las operaciones canadienses son relativamente maduras y a través del tiempo las flotas originales de producción tienden a expandirse, y su equipo reemplazado no está siendo descartado.

## 9.2 PERFORACIÓN

### 9.2.1 Desarrollo

Los frentes de exploración son avanzados usando cargadores sobre rieles en combinación con carros mineros de 2 toneladas. Las rampas internas usadas para desarrollar tajeos fueron excavados usando jaklegs y scooptrams.

KSLP recomienda que Cerro de Pasco considere el completar toda la exploración y desarrollo de tajeos usando una combinación de jumbo y scooptram. La estandarización de los métodos de desarrollo permitirá más flexibilidad para mover el equipo y también para reducir el número de habilidades especiales e inventario de repuestos.

### **9.2.2 Corte y Relleno Ascendente**

Un jumbo Gardner Denver MK-20 HE de 1 brazo, ha sido asignado al nivel 1,400 para producción y desarrollo. El programa de inversiones de largo plazo requiere un total de 8 unidades para la mina para el año 2,000. Tres de ellas serán mini jumbos electrohidráulicos.

KSLP estima que 9 equipos jumbo serán adecuados para producción y como para desarrollo, 7 y 2 respectivamente. Estas cantidades incluyen 2 unidades de reserva para permitir una disponibilidad de equipo del 80%. Los cálculos se basaron en la proyección de 22 disparos de producción de 4.57 m por 4.57 m, y 8 disparos de desarrollo por día.

### **9.2.3 Tajeos Longhole**

No se han planeado jumbos para este método en el plan de largo plazo. El resultado de la prueba determinará si ese método deberá ser usado.

### **9.2.4 Perforación General**

Las dos perforaciones neumáticas down-the-hole de la empresa están siendo utilizadas actualmente para perforar huecos de drenaje en toda la mina. El plan de largo plazo es una máquina de reemplazo para ser comprada en 1,999.

### **9.2.5 Empernado de Roca**

Actualmente, el empernado de roca está limitado a las áreas de suelo malo. La práctica general es no empernar rocas en el techo de la labor ni en las paredes.

KSLP recomienda que el empernado de roca se instale en bases regulares usando como patrón de forma un diamante de 4 pies x 5 pies.

Los cálculos de KSLP indican que se necesitarán 9 elevadores de tijera. Este número se basó en la provisión de una unidad por cuadrilla jumbo. Dos unidades de la flota servirán como reserva basada en una disponibilidad de 80%.

## **9.3 EQUIPO DE CARGA**

### **9.3.1 Tajeos de Corte y Relleno**

La actual flota fue hecha de quince unidades LHD. Trece fueron LHD eléctricos que fueron utilizados en corte y relleno ascendente y descendente. Las otras dos unidades eran diesel y fueron usadas para frentes de desarrollo donde requieren largas distancias de acarreo.

KSLP recomienda que 13 unidades de 3.5 yardas cúbicas cumplirán requerimientos de producción y desarrollo, con 11 y 2 respectivamente. Estas cantidades incluyen tres unidades que servirán de reserva. KSLP ha asumido un promedio de 70% de disponibilidad mecánico y 50 minutos/hora en cálculos.

## **9.4 EQUIPO AUXILIAR**

### **9.4.1 Vehículos Servicio de Mina**

La cantidad de horas efectivas de trabajo en un turno está determinada por el tiempo perdido o no productivo, tal como caminar al lugar de trabajo y tiempo en el comedor. Una vez en el lugar de trabajo, la productividad está regida por la llegada puntual de suministros, repuestos y cuadrillas de mantenimiento.

Hay un ejemplo importante para los turnos de 12 horas como es generalmente practicado por los contratistas, y discutido en otra parte. Sin embargo, un mayor incremento en el número efectivo de horas de trabajo puede ser ganado por el transporte mecanizado.

En las minas canadienses se usan comúnmente tractores agrícolas modificados, para el transporte subterráneo de hombres y materiales. El costo de capital y costo operativo de un tractor modificado es aproximadamente igual a una camioneta pick up (US\$ 35,000 precio de compra, US\$ 14 por hora, costo total operativo incluyendo operador, combustible, mantenimiento, y depreciación).

Los scooptramps tienen un costo operativo total que está en el orden de US\$ 50 por hora y un costo de capital de US\$ 250,000 en el rango de 3.5 a 5.0 yardas cúbicas.

Sin embargo, un tractor equipado con una canasta puede transportar 12 hombres o 2 toneladas de materiales a 10 km. por hora en un rampa de 15% . Esto no es posible con un scooptramp o una camioneta pick - up. Los tractores son diseñados como máquinas industriales heavy-duty y pueden soportar varios años de servicio subterráneo con pocos problemas. Las camionetas pick - up modificadas raramente sobreviven

## **CAPITULO X**

### **FUERZA LABORAL**

#### **10.1 GENERAL**

La filosofía de Cerro de Pasco es que la futura dotación de mano de obra esté basada en los niveles de productividad comparables con las normas internacionales actuales para operaciones mineras. Esto debería ser logrado a través de la introducción de la tecnología relevante y teniendo una fuerza de trabajo que sea seleccionada y entrenada hasta los niveles apropiados de pericia. Se necesitará establecer una cultura de organización y desempeño dedicada a capacidades de alto nivel y productividad con mínima fuerza laboral.

KSLP recomienda que Cerro de Pasco apunte a una productividad de trabajo de 13.5 toneladas molidas/hombre/día. Este es el factor 1.2:1 de mejora sobre la presente operación. La configuración de los cuerpos de mineral en Cerro de Pasco permitirá que los métodos mecanizados y múltiples frentes de trabajo logren este objetivo.

KSLP recomienda que Cerro de Pasco centralice sus esfuerzos en los siguientes aspectos:

- Entrenamiento y desarrollo de los actuales empleados.
- Tamizado y selección de empleados adecuados.
- Condiciones del empleo.

#### **10.1.1 Comparación de la Productividad de la Fuerza Laboral**

La siguiente Tabla 10.1.1-1 compara la dotación laboral subterránea planeada para la mina Cerro de Pasco con operaciones de tamaño similar en Canadá. Basándose en la comparación, la productividad de Cerro de Pasco

parece baja, pero, sin embargo, debería tenerse en cuenta que las minas enumeradas producen la mayor parte del tonelaje de las operaciones con el método longhole stoping. El corte y relleno es un método menos productivo. Basándose en el turno de 8 horas, la productividad calculada de Cerro de Pasco es de 1.47 toneladas por hora ó 11.7 toneladas por hombre turno. Esta productividad está en el rango de entre 4 a 1.5 veces menos que la mayor parte de operaciones mineras canadienses.

### Trabajo Subterráneo en la Mina

**Tabla 10.1.1-1**

<b>Compañía, Mina</b>	<b>Tonelaje Anual Mineral</b>	<b>Hombres Trabajando</b>	<b>Product.U/G (t/hr/hombre)</b>
Cerro de Pasco	1,680,00	459	1.47
<b>OPERACIONES CANADIENSES</b>			
Aur Louvicourt	1,600,000	133	5.66
Cominco, Polaris	1,040,000	86	4.94
Falconbriggs, Fraser	1,100,000	245	2.43
Nanisivik	848,000	59	6.32
Westmin, Myra Falls	1,300,000	289	2.15

\*Fuente: 1998 Mining Sourcebook

#### 10.1.2 Evaluación de la Fuerza Laboral por KSLP

La Tabla 10.1.2-1, muestra el cálculo estimado de KSLP de la fuerza laboral requerida y se compara con los niveles actuales de Cerro de Pasco. El estimado de KSLP de los trabajadores de servicio se basa en una proporción de 1.1. de trabajadores servicio a producción. Este estimado detalla los trabajadores en mina subterránea cada día.

**Estimado de la Fuerza Laboral por Día - KSLP**

**Tabla 10.1.2-1**

	Planilla Actual de Cerro de Pasco	Perfor	Volad.	Carg. Scoop	Transp Camión	Sosten.	Relleno	total	Dif
<b>Producción</b>									
Zona I									
Zona II		16	16	12	4	16	16	80	
Zona III		12	12	8	0	12	12	56	
Zona IV		9	9	9	8	9	11	55	
<b>Total Mincros</b>	<b>337</b>	<b>37</b>	<b>37</b>	<b>29</b>	<b>12</b>	<b>37</b>	<b>39</b>	<b>191</b>	<b>(146)</b>
<b>Servicios</b>									
Motoristas	52								
Enmaderadores	37								
Servicios	34								
Ventilación	19								
Relleno	30								
Otros	45								
<b>Subtotal</b>	<b>217</b>							<b>210</b>	<b>(7)</b>
<b>Total</b>	<b>554</b>							<b>401</b>	<b>(153)</b>

Los cálculos de KSLP indican que el personal total diario de extracción mineral en condiciones estatales será de 401. Esto iguala una productividad de 1.69 toneladas/hora hombre a 13.5 toneladas por turno hombre. KSLP basó su predicción de trabajadores de producción sobre la dotación de hombres necesarios para operar la flota de equipo. La diferencia con los actuales hombres en la planilla de Cerro de Pasco es de 153 trabajadores subterráneos menos.

Al calcular la fuerza laboral de servicios, el enfoque de KSLP fue permitir 1.1 hombre de servicio por cada hombre en producción. La proporción de Cerro de Pasco es de 0.64.

## 10.2 SISTEMA DE BONOS

La mayoría de minas canadienses ha adoptado un sistema de bonos que permite al trabajador ganar un pago adicional por lograr objetivos de seguridad y producir tonelaje adicional. La recomendación de KSLP es que Cerro de Pasco considere la implementación de un sistema de bonos para los trabajadores subterráneos, que se base en el desempeño en seguridad y producción. Los siguientes comentarios intentan explicar este propósito y cómo trabaja el sistema.

El sistema efectivo de bonos debe ser simple y directo. Una gran cantidad de esquemas de bonos intentan combinar muchos factores sobre los cuales el minero no tiene control, y el pago final no es suficiente para dar ningún verdadero incentivo. Estos esquemas se convierten esencialmente en una forma de pago adicional por asistir al trabajo sin beneficio de costo.

Un sistema mucho más efectivo es establecer un costo total de labor por toneladas basado en un grupo de jumbo de digamos 12 mineros (6 miembros por turno de 12 horas). El grupo jumbo consistiría de perforadores, operadores de scoop, operarios de sostenimiento, cargadores de explosivos, etc.

Por ejemplo, una tasa de US\$ 1.00 por tonelada a 15,000 toneladas por mes resultaría en un pago total de grupo de US\$ 15,000. Esto daría como resultado un pago total de US\$ 1,250 por minero por mes, hecho de digamos US\$ 600 en salarios y US\$ 650 en bonos.

Esto puede parecer una proporción alta de bonos, sin embargo, el actual costo directo de labor está probablemente en el orden de US\$ 3.00 por tonelada (digamos US\$ 24 por día a 8 toneladas por turno hombre). Bajo este tipo de esquema de bonos, no se pagaría ningún bono desde que la productividad es demasiado baja para estar en capacidad de pagar aun los salarios básicos.

Este tipo de bonos requiere una productividad de 50 toneladas por turno/hombre. Las primeras 24 toneladas por turno/hombre van a la compañía para pagar los salarios de los mineros. Por debajo de este nivel de productividad, no se paga bonos.

Para lograr este tipo de productividad se requiere un planeamiento minero profesional para asegurar que una infraestructura suficiente, equipo y frentes de trabajo estén presentes para soportar la proporción requerida de producción.

Obviamente, si las facilidades apropiadas de mantenimiento, los repuestos, combustibles, explosivos, etc., no están disponibles en la cantidad, lugar y tiempo adecuado, no es posible el aumento de la productividad. La tasa de labor será establecida en US\$ 3.00 por tonelada sólo para pagar los salarios de los mineros, sin beneficio para la compañía a través de la reducción de costos.

Esto significa que cada grupo de trabajo jumbo tendría que tener también a un ingeniero de planeamiento minero y aun geólogo asignado al grupo. Desde que este tipo de sistema de bonos es accionado por dinero y productividad, la competencia es prontamente premiada y la incompetencia es prontamente eliminada.

Las leyes estimadas por el geólogo se usan para determinar la ley que debería estar saliendo del área. Si las muestras del carro que va a la concentradora son más bajas que la ley estimada, se determina lo que se llama generalmente "Mine Call Factor". Al final del mes, la ley de cabeza de la concentradora se compara para ver si las muestras de carro son realmente representativas y se puede hacer un ajuste final del "call factor".

Sin un "call factor" en una particular área de trabajo es, por ejemplo, 85% de la ley diluida esperada en esta área, esto indica que existe una dilución adicional y ha sido obtenida por malas prácticas mineras. Esto frecuentemente significa que el área no tiene suficientes tajeos desarrollados, echaderos de mineral y

desmante, ni áreas disponibles para stockpile para cumplir con la tasa de producción requerida. La única forma de lograrlo se convierte en echar desmante en los echaderos de mineral, con una caída de la ley de cabeza.

En el caso de un 80% “mine call factor (MCF) de un área particular, la tasa de labor es multiplicada por el MCF, de modo que la tasa de labor se hace US\$ 0.80 por tonelada. Esto tiene el efecto inmediato de bajar, el bono de cada minero en US\$ 250 de US\$ 650 a US\$ 400 por mes. Los mineros rápidamente aprenden a no sustituir mineral por desmante y organizar correctamente su stockpile para evitar que ocurra.

Sin embargo, las leyes diluidas son calculadas con una tolerancia para la inclusión de desmante en el mineral. El aprender cómo separar el desmante para usarlo como relleno en lugar de enviarlo a la concentradora puede conducir al efecto contrario. El MCF puede exceder el 100%, con 110% siendo razonablemente posible. Esto tendría el efecto de incrementar la tasa de labor a US\$ 775 por mes.

El resultado total es el mismo nivel de productividad, un 80% MCF resulta US\$ 400 por mes en bonos y un 110% MCF da US\$ 775 por mes en bonos. Esto da por resultado un estímulo económico poderoso para observar prácticas de buen control de leyes.

### **10.3 BONOS DE PRODUCCIÓN**

En forma paralela a la optimización de los ciclos unitarios es preciso establecer un programa de incentivos al personal sencillo que se basa en el desempeño en seguridad y producción. Se adjunta 2 alternativas a considerar para su aplicación.

Tabla 10.3 – 1, se empieza a pagar bonos con rendimientos superiores a 40 Toneladas / hombre para el grupo de producción y por consiguiente requiere de mayor infraestructura en equipos y servicios completando con apoyo logístico.

Tabla 10.3 – 2, se empieza a pagar luego de definido el estándar en función de los ahorros obtenidos por la dilución de los costos fijos considerando que los costos variables se mantienen fijos con el incremento de la producción.

**TABLA N° 10.3-1**

**CALCULO SISTEMA DE BONOS**

**Alternativa # 1**

**1.1. DISTRIBUCION DEL PERSONAL x GRUPO DE PRODUCCION**

Ocupación	x guardia	x día
Perforistas	2	
Voladura	2	
Cargulo	1	
Traslado	1	
Sostenimiento	2	
Relleno	3	
<b>Total</b>	<b>11</b>	<b>22</b>

**1.2. CALCULO DE BONO PARA GRUPO DE PRODUCCION**

Costo Mano Obra directa estimado por Kilborn :	1.0123 US \$/TM
Salario promedio en planilla diaria :	742 US \$/mes
Personal asignado al grupo de producción :	22.00 personas
Personal de desarrollo y otros no incluido :	5.16 personas

Aumento de Producción %	Producción Incrementada TM/mes	Costo Estim. Mano Obra US \$/mes	Ahorro Obtenido US \$	Bono Unitario Otorgado US \$
0%	19,909	20,153	0	0
10%	21,899	22,169	2,015	183
20%	23,890	24,184	4,031	366
30%	25,881	26,199	6,046	550
40%	27,872	28,215	8,061	733
50%	29,863	30,230	10,077	916

**1.3. FACTORES DE CORRECCION**

**Dilución :** El monto hallado debe ser corregido en función a la variación entre la ley extraída y la ley programada.

**Seguridad :** El bono debe ser corregido en función a la evaluación de las condiciones de seguridad de la labor y/o índices de frecuencia y severidad.

**TABLA N° 10.3-2**

**Alternativa # 2**

**2.1. PRODUCCION PROPUESTA 98**

	<b>Mes</b>	<b>Diaria</b>
Producción	78,250	3,010

**2.2. ESTRUCTURA DE COSTOS SEGÚN PRESUPUESTO 98**

<b>Costos Unitarios</b>	<b>US \$/TM</b>	<b>%</b>
C.Fijo	12.17	47.0%
C.Variable	13.70	53.0%
<b>C.Total</b>	<b>25.86</b>	

**2.3. REDUCCION DE COSTO POR INCREMENTO DE PRODUCCION**

<b>Aumento de Producción %</b>	<b>Producción Incrementada TM/mes</b>	<b>Costo Total US \$/mes</b>	<b>Costo Unitario US \$/TM</b>	<b>Ahorro Unitario US \$/TM</b>
0%	78,250	2,023,765	25.86	
5%	82,163	2,077,356	25.28	0.58
10%	86,075	2,130,948	24.76	1.11
15%	89,988	2,184,539	24.28	1.59
20%	93,900	2,238,131	23.84	2.03
25%	97,813	2,291,722	23.43	2.43
30%	101,725	2,345,314	23.06	2.81

**2.4. CALCULO DE BONO PARA GRUPO DE PRODUCCION**

De acuerdo al programa de producción propuesto para 1998, se puede determinar una producción estandar de 16,000 TMS/mes para un grupo 22 personas por ejemplo. La siguiente tabla nos muestra los montos que podrían otorgarse suponiendo que se distribuye con el personal el 50% de los ahorros obtenidos.

<b>Aumento de Producción %</b>	<b>Producción Incrementada TM/mes</b>	<b>Diferencia TM</b>	<b>Ahorro Obtenido US \$</b>	<b>Bono Unitario Otorgado US \$ 50%</b>
0%	16,000			
5%	16,800	800	463	11
10%	17,600	1,600	1,770	40
15%	18,400	2,400	3,808	87
20%	19,200	3,200	6,488	147
25%	20,000	4,000	9,732	221
30%	20,800	4,800	13,475	306

**2.5. Se utilizarán factores de corrección similares a alternativa # 1**

## **CAPITULO XI**

### **PROGRAMAS DE PRODUCCIÓN**

#### **11.1 GENERAL**

Cerro de Pasco planea incrementar su producción, de 1,000,000 en 1998 a 1,680,000 toneladas/año en el 2001. Los elementos claves de este plan, algunos de los cuales están actualmente en marcha son :

- Extensión de la rampa principal desde superficie hasta el nivel 1800, la cual será usada para acarreo de mineral en camión y facilitará el movimiento de equipo, materiales y personal entre los niveles.
- Construcción de Orepass N° 6 del nivel 1000 al 1800 y la conexión de la faja transportadora del nivel 1800 desde este Orepass hasta la estación de carga No. 1 del pique.
- Ventilación adicional y chimeneas de drenaje.

#### **11.2 CRITERIOS DE PRODUCCIÓN**

Se ha identificado que es vital que Cerro de Pasco mejore las horas perdidas en el frente de trabajo. La dotación de obreros ha sido calculada asumiendo una operación de 6 días e incorporando una operación de dos turnos/día. Las cuadrillas de mineros trabajarán 8 horas/turno/día y un turno efectivo de 6 horas. El plan requiere 26 días operativos/mes.

A producción plena, el año 2001, se estima una producción mineral de 140,000 toneladas por mes, tal como se indica en la Tabla 11.2-1

## Distribución del Tonelaje Mensual Producido

Tabla 11.2-1

Descripción	Izado (ton/mes)	Rampas (ton/mes)	Total (ton/mes)	(%)
Desarrollo en desmonte	0			
Zona I (Nivel 800 a 1000)	0			
Zona II (Nivel 1400 a 1600)	40,000	10,000	50,000	36
Zona III (Nivel 1400 a 1600)	50,000	5,000	55,000	39
Zona VI (CNB Cola)		35,000	35,000	25
Total	90,000	50,000	140,000	100

### 11.3 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Los cálculos de KSLP indican que a plena producción se requerirá un promedio diario de 22 tajeos de corte y relleno ascendente de 4.57 m por 4.57 m para ser volados y limpiados. También se ha estimado que se requiere mantener diariamente activos un total de 70 tajeos. Actualmente se mantienen activos 76 tajeos sobre una base diaria de la mitad del tonelaje programado. En consecuencia, no se anticipan problemas para el desarrollo de la cantidad adecuada de frentes de trabajo para cumplir los requerimientos de la futura producción.

#### **11.4 CORTE Y RELLENO DESCENDENTE**

Los cálculos de KSLP indican que se requerirá para ser volado y limpiado un promedio diario de 3 tajeos de corte y relleno descendente, de 4.57 m por 4.57 m ó equivalente y se tendrá que mantener activos 14 frentes de trabajo en total.

#### **11.5 DESARROLLO**

Se ha estimado que a plena producción se requerirá 21 m/día de desarrollo ó la producción de 700 ton/día de desmonte para mantener la producción.

El presente análisis es para asignar equipos a producción o a desarrollo en base a los requerimientos del programa. La experiencia ha demostrado que cuando las prioridades de producción y desarrollo están mezcladas, los requerimientos de producción siempre ganan.

Es una recomendación de KSLP que los requerimientos de producción y desarrollo estén separados y también sus propios recursos dedicados. Deberá establecerse un equipo de desarrollo, dedicado, de alta prioridad, con equipo dedicado, cuya única función será avanzar todo el desarrollo para la mina.

Los cálculos de KSLP indican que se requerirá, para ser volados y limpiados de desmonte, 8 frente de desarrollo cada día para mantener la producción de 140,000 tons/ mes de mineral. Se necesitará un mínimo de 12 frente activos, dos para cada parte del ciclo: perforado, carga y voladura, limpieza, soporte de terreno, relleno y stand by.

En la siguiente página, Tabla 11.5-1, se indica el Plan Anual a Largo Plazo.

**Plan Anual a Largo Plazo, Producción de Mina Subterránea  
Tabla 11.5-1**

		Reservas	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	Total
Zona I	MT	555.880	240.000	240.000	96.000					576.000
Niveles: 800	%Pb	4	3,57	3,31	3,45					3,44
1000	%Zn	10,7	9,45	9,33	9,99					9,49
	g Ag/ton	121,5	112,6	108,13	108,18					110,00
Zona II	MT	5.914.000	366.000	420.000	480.000	600000	600000	660000	840000	3.966.000
Nivel 1,200	%Pb	3,3	2,81	2,76	3,22	3,27	3,28	3,49	3,66	3,29
	%Zn	9	8,66	8,69	9,13	9,01	9,01	8,98	8,96	8,94
	g Ag/ton	169,2	77,86	79,72	100,27	112,95	113,42	132,67	145,11	114,82
Zona III	MT	7.072.100	402.000	420.000	480.000	660000	660000	660000	840000	4122000
Nivel 1,400	%Pb	2,4	2,31	2,34	2,38	2,48	2,53	2,44	2,25	2,39
1,6	%Zn	9,1	8,45	8,45	9,24	9,51	9,17	9,21	9,14	9,09
	g Ag/ton	199,1	61,25	61,12	61,68	67,43	68,2	73,31	62,08	65,49
Zona VI	MT	1.540.880	102.000	120.000	384.000	420000	420000	360000		1.806.000
CNB Cola	%Pb	4,1	4,41	4,5	3,48	3,43	3,71	3,56		3,66
	%Zn	10,6	9,7	9,7	8,31	8,31	9,15	9,34		8,88
	g Ag/ton	112,2	41,6	41,6	132,96	132	95,74	101,26		106,53
Total	MT	15.082.860	1.110.000	1.200.000	1.440.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	10.470.000
	%Pb	3,0	2,94	2,90	3,02	3,00	3,09	3,09	2,96	3,01
	%Zn	9,3	8,85	8,84	9,01	9,03	9,11	9,15	9,05	9,02
	g Ag/ton	175,6	76,02	75,08	96,65	99,83	91,24	102,62	103,60	93,70

Fuente: Centromin

## **CAPITULO XII**

### **COSTOS OPERATIVOS DE MINA**

#### **12.1 GENERAL**

Cerro de Pasco ha estimado el costo operativo de la mina basándose en datos históricos de costos ajustados para cumplir con los objetivos y luego ajustados a la inflación. Los costos de mina reflejan la mezcla de diferentes métodos de minado e incluyen los costo de desarrollo. Los costos operativos estimados consisten de mano de obra , consumibles, mantenimiento , reparación de equipo y servicios . Transporte , izaje y los costos generales de mina se han basado también en costo históricos .

#### **12.2 COSTOS OPERATIVOS MINA DE CERRO DE PASCO**

La tabla 12.2-1 resume los costos operativo de la mina de Cerro de Pasco en comparación con las operaciones mineras subterráneas mineras canadienses . El costo anual de Cerro de Pasco solo incluye el costo de extracción del mineral. El costo mensual promedio actual para 1997 fue de US\$ 14.59 por tonelada, el cual refleja la mezcla de los métodos usados (corte relleno ascendente y descendente) el uso de jackleg y jumbo. El costo incluye perforación, limpieza, transporte, voladura, soporte, servicios, reparación de equipo y mantenimiento, pero excluye costos de energía.

Los costos mineros canadienses fueron extraídos del Mining Sourcebook de 1998, los costos de energía fueron excluidos del total. El factor de conversión de dólar canadiense a dólar americano fue asumido a CN\$1.0 por US\$ 0.71.

**Costo de Minado Subterráneo (US\$/Tonelada)**

**Tabla 12.2-1**

	<b>Método de minado</b>	<b>Tonelaje Mineral Anual</b>	<b>Total US\$ / t</b>
Cerro de Pasco (1997)	C & R M 100%	861,486	14. 59
<b>OPERACIONES CANADIENSES</b>			
Aur, Louvicourt	Longhole	1,600,000	11. 43
Cominco, Polaris	Sublevel Longhole	1,040,000	6.67
Nanisivik	C&P 70%; C&RM 30%	848,400	11. 61

1998 Mining Sourcebook C&RM= Corte y Relleno Mecanizado; C&P= Cámaras y Pilares;  
LH = LongHole Stopping.

Los costos de minado canadienses tienden a ser mas bajos que el costo de Cerro de Pasco debido al más alto porcentaje del minado longhole con un menor número de trabajadores empleados . La operación Cominco, Polaris usa el 100% del sublevel longhole y su costo operativo fue de US\$ 6.67 la tonelada. Nanisivik es una operación con cámaras y pilares , con 30% de corte y relleno, y un costo de US\$ 11.61 . En todos los casos el costo refleja condiciones estables.

La proporción de los costos de Cerro de Pasco con las minas canadienses de tonelaje similar esta en el rango de 2.2:1 a 1.3:1.

Esto esta de acuerdo con un costo esperado mas alto de los métodos de minado corte y relleno con respecto al longhole. La mina de Cerro de Pasco debiera disfrutar más bajos costos de mano de obra sobre la comparación de hombre a hombre pero la baja productividad hace subir los costos en general. En general el costo de Cerro de Pasco parece comparable.

### **12.2.1 Breve Descripción de las Operaciones Mineras Canadienses Comparables**

#### **Aur, Louvicourt**

Los minerales recuperados son cobre , zinc, plata y oro de su operación subterránea situada en el norte de Quebec. El tonelaje diario es de 4,300 tm mineral y 425 tm desmonte. El tipo de mineral es sulfuro masivo alojado en roca volcánica y sedimentaria.

Las leyes de mineral son: 3.64% Cu, 1.52% Zn, 28.9% Ag, g/t Ag y 84 g/t Au. El método de minado usado es open longhole stoping. El relleno de pasta es bombeado por tuberías a tajeos a un ritmo diario de 2,500 tm.

#### **Cominco, Plaris**

Galena y esfalerita son los minerales extraídos en la operación Polaris situada en el territorio noroeste. El tonelaje diario es de 2,850 tm de mineral y 180 tm de desmonte .

El tipo del mineral puede ser descrito como reemplazo epigenético de caliza dolomitizada formando venitas, venas, lentes y zonas tabulares de mineral. La roca huésped es dolomita . Las leyes son: 4.0% Pb, 14% Zn. El método minero más usado es Sublevel longhole. El tonelaje diario de relleno es de 3,000tm.

#### **Nanisivik**

Operación subterránea plomo zinc plata situada en el territorio noroeste . El tonelaje promedio diario es de 2,200 tm de mineral y 200 tm de desmonte. El tipo de mineral es de sulfuro masivo bandeado alojado en roca dolomitica . Las leyes del mineral son: 8.5% Zn, 0.3% Pb, 40g/t Ag.

Los métodos de minado usados son cámaras y pilares (70%) y corte y relleno (30%).

### 12.3 REVISIÓN DE COSTOS DE CERRO DE PASCO POR KSLP

La Tabla 12.3-1 ilustra los resultados de los cálculos están divididos en dos partes . La primera parte casi duplica la descomposición de cifras de los costos de extracción de minerales de Cerro de Pasco. La segunda parte re- estima el costo de extracción de mineral basado en primeros principios.

#### Análisis del Costo de Extracción de Minerales de Cerro de Pasco

Tabla 12.3 – 1

Área	Cerro de Pasco	KSLP	Variación
Mano de Obra	5.80	3.08	(2.72)
Madera/ Explosivos/Barrenos	1.59	2.79	1.20
Materiales	0.25	0.25	--
Servicios Misceláneos	4.88	5.73	0.85
Mantenimiento	0.80	0.80	--
Contratistas	1.27	--	(1.27)
Total	14.59	12.65	(1.94)

#### 12.3.1 Estimado del Costo de KSLP

KSLP estimó el costo operativo con los siguientes principios, considerando el tiempo del ciclo para las horas de labor y equipo, productividad y uso de consumibles. Los costos unitarios de mano de obra y consumibles se basaron en los valores actuales de mano de obra, cargas y consumibles.

El estimado de KSLP fue luego comparado con la descomposición estimada del costo de extracción del mineral de Cerro de Pasco el año pasado. La variación del costo total de extracción del mineral indicó un ahorro estimado de US\$ 1.94 por tonelada a producción plena. Más adelante se discute una descripción de las diferencias de los estimados.

### **12.3.2 Mano de Obra**

KSLP calculó los niveles directos de la mano de obra dotando de personal a cada equipo de producción, es decir, jumbos, cargadores, equipo de empernado. La mano de obra de soporte fue derivada usando un múltiplo de la fuerza laboral directa de 1.1.

No se hicieron cambios a los salarios y a los niveles de staff profesional. KSLP estima que Cerro de Pasco podría operar con 401 obreros en lugar de 554 hombres resultando un ahorro potencial de US\$ 2.72 por tonelada o un ahorro mensual de US\$ 380,000.00

### **12.3.3 Madera / Explosivos / Barrenos**

#### **Madera (Sostenimiento)**

KSLP calculó el costo por sostenimiento basado por proveer pernos mecánicos, 2.4m de longitud en los frentes de desarrollo y producción. La configuración incrementada de sostenimiento resultó en un incremento estimado de US\$0.09 por tonelada ó un incremento mensual de US\$ 12,600.

#### **Explosivos**

En todos los frentes se usó el explosivo del tipo dinamita. Se sugiere el uso del nitrato de amonio y petróleo (ANFO) debido a las condiciones relativamente secas del frente de trabajo. La diferencia del costo entre la dinamita y el ANFO es muy significativa, el costo estimado en US\$ 3.45/

Kg. para la dinamita y US\$ 0.68/Kg para el ANFO. Esto se traduce en un ahorro potencial de US \$ 0.17 por tonelada o un ahorro mensual de US\$ 23,800.00.

La revisión de KSLP de los costos reportados por explosivos indica que cambiando la dinamita por ANFO el costo por tonelada aumentaría en US\$ 0.40 por tonelada o un incremento de mensual de US\$ 56,000.00. Esto puede solo sugerir que algunos de los costos fueron reportados a otros a otras áreas. Otras minas que se han cambiado de ANFO han bajado su costo de explosivo por tonelada.

### **Brocas y Barrenos**

Se usaron brocas y barrenos para jackleg y jumbo. La vida de las brocas y barrenos del jumbo esta basado en informes de los jefes de turno. Sin embargo estos informes no fueron verificados.

El frente de 4.57m por 4.57 fue examinado y KSLP estimó que el número de taladros era el correcto. Se estima un incremento de costo como resultado de usar mas brocas y barrenos jumbo, sobre los costos actuales. El costo estimado es de US\$0.17 por tonelada o un incremento de US\$99,400.00.

### **12.3.4 Servicios Misceláneos**

#### **Costo de Equipo y Reparación**

KSLP ha revisado las tasas operativas horarias del equipo. Se ha estimado que el costo se incrementaría en US\$ 0.85 por tonelada o un incremento mensual de US\$ 119,000.00.

El incremento es largamente superior debido al uso de camiones para llevar el material a la superficie. Si la capacidad de izar pudiera ser

incrementada entonces los costos de reparación de equipo podrían ser reducidos. La tabla 12.3.4-1 ilustra los costos de operación horarios de equipos estimados por KSLP excluyendo mano de obra, combustible, lubricación y la depreciación de equipo. Las cantidades están cotizadas en US\$ de 1998 por hora operativa.

### Costos de Operación Horarios de Equipos

Tabla 12.3.4-1

Unidad Móvil	Unidad	Total \$ US / hr.
LHD	3.5 yd 3	\$36.66
Camiones	JDT 413	\$ 40.48
Jumbo de 2 Brazos		\$ 17.84
Motoniveladora de servicio		\$ 18.19
Camión plataforma		\$ 17.19
Camión Explosivos		\$ 20.38
Elevador de tijera		\$ 17.40
Transportador Personal		\$ 16.45
Vehículos Pequeños		\$ 13.55
Máquina Shotcrete		\$ 9.00

### Contratistas

El costo operativo de KSLP se basó en el reemplazo de los contratistas. Esto resultaría en un ahorro en costos de US \$ 1.27. por tonelada ó un ahorro de costo mensual de US\$ 177, 900.00

## **CAPITULO XIII**

### **COSTOS DE CAPITAL**

#### **13.1 GENERAL**

El costo total de capital estimado por Cerro de Pasco por compras de equipo e infraestructura de mina estuvo en el rango de US\$ 16,512.000. El presupuesto de infraestructura cubre el costo de la perforación diamantina futura y la construcción de los echadores de mineral No. 6 y 7. El echadero de mineral No. 6 esta siendo excavado actualmente y la ubicación del echadero de mineral No. 7 estaba todavía por decidirse.

Basado en los cálculos de KSLP según se discute en la sección 9, selección de equipo, se hizo una revisión al programa de requerimiento de equipos. Los resultados de los cambios incrementaron la solicitud de capital a US\$ 22,056.000. un incremento de US\$ 5,544.000, adicionalmente se debe incluir US\$ 3,378,000. Para labores de acceso a los nuevos equipos.

#### **13.2 COSTOS DE CAPITAL DE MINA**

Cerro de Pasco presenta paquetes detallados de gastos de capital a la gerencia de Centromín para aprobación. Cada paquete esta soportado por una justificación del gasto. No se aplico escalamiento ni imprevistos al estimado.

Típicamente, los estudios de factibilidad de KSLP están basados en dólares constantes en una fecha particular, por ejemplo, primer trimestre de 1998 y se agrega 15% por imprevistos. Este enfoque es aceptable para la mayor parte de instituciones financieras.

KSLP no tuvo el tiempo suficiente para examinar el gasto de costo de capital propuesto, pero el sistema de estimación y aprobación parece ser razonable.

La tabla 13.2-1 refleja los cambios a los requerimientos de capital de equipo como se discute en la sección 9. Los mayores cambios en equipo pueden verse en las áreas de producción y servicio. En el área de producción se hicieron los siguientes cambios, los 5 jumbos de 1 brazo fueron cambiados por 6 jumbos de 2 brazos, los 8 scooptrams de 2.5 yd , fueron cambiados por 8 scooptrams de 3.5 yd cu. Los scooptrams de 2.5 cu yd. estaban siendo programados para reemplazar la añeja flota. Se incremento de 1 a 7 camiones de 13 toneladas en el estimado de capital de Cerro de Pasco. El estimado de costo de KSLP esta basado en la compra de equipo nuevo. Este estimado podría ser revisado si se comprara equipo de segunda mano, obteniendo un menor nivel de inversión. También se debe considerar que se requiere construir labores mineras de mayores dimensiones para el acceso de estos equipos de mayor tamaño y capacidad.

### Comparación del Costo Capital entre Cerro de Pasco y KSLP

Tabla 13.2-1

Área	Cerro de Pasco	KSLP	Variación
Equipo Producción	5,732,000	10,561,000	4,829,000
Equipo Servicio	3,294,000	4,009,000	715,000
Equipo Estacionario	1,006,000	1,006,000	
Infraestructura	6,480,000	9,858,000	3,378,000
Total	16,512,000	25,434,000	8,922,000

El actual sistema de izaje esta limitado a 90,000 toneladas/mensuales comparado con el programa de producción de mina de 140,000 toneladas. Si la capacidad de izamiento pudiera ser incrementada, entonces el número de camiones podría ser disminuido. El costo de mover una tonelada de material por camión es aproximadamente US\$ 5.00 comparado con US\$ 0.05 por izamiento (hoisting).

En el área de servicio se agregaron 7 elevadores de tijera complementando un total de nueve unidades, permitiendo uno por cada cuadrilla jumbo y 2 de

reserva. En el área de personal los 2 vehículos más caros US\$ 80,000, fueron reemplazados por 5 tractores más baratos a US\$ 35,000 por unidad.

En la Tabla 13.2-2, el programa detallado de equipo, indica que la mayor compra de equipo será en 1999. En los siguientes dos años, el saldo del equipo será comprado para coincidir con el plan de Cerro de Pasco de estar a producción plena. No mas compras están indicadas hasta 2003 cuando 4 scoops serán compradas para reemplazar los más antiguos de la flota.

**Cambios Sugeridos al Programa de Inversión en Equipos de Cerro de Pasco**

**Tabla 13.2-2**

AREA	Cerro de Pasco			Cambios sugeridos por KSLP											Var
	Total	OH	Req't	US\$	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	SubT	OH	Total	
<b>Producción</b>															
Jumbo E.H.	5		5	310000											-5
Jumbo E.H.2Bm				555174		4	1	1				6		6	6
Mini Jumbo	3	1	2	350000	2							2	1	3	0
Scoop 3.5 yd	5	5		315000	2	2					4	8	5	13	8
Scoop 2.5 yd	18	10	8	285000									10	10	-8
Camiones	1		1	250000	1							1		1	0
Camiones				400000		2	3	2				7		7	7
JDT413															
<b>Servicios</b>															
Elevador tijera	2		2	100000		7	1	1				9		9	7
Tractor				35000		3	2					5		5	5
Supervisión Veh.	2		2	80000											-2

## CAPITULO XIV

### EVALUACIÓN ECONÓMICA

#### 14.1 GENERAL

El incremento de la inversión en US\$ 8,922,00 para la compra de los equipos y construcción de labores mineras como se sugiere en la Sección 13, Inversión de Capital, resultara en un potencial ahorro en los costos operativos de US\$ 1.94 por tonelada de mineral como se describe en la Sección 12 , Costos Operativos de Mina. La Tabla 14.1-1 indica los potenciales Valores Actuales Netos (VAN) a varias tasas de descuento. El periodo de recuperación del capital es de 36 meses y la tasa Interna de Retorno (TIR) es 56.5% sobre el horizonte de evaluación de seis ( 6 años ).

#### Valores Actuales Netos Estimados

En Miles ( US\$ )

Tabla 14.1-1

Tasas de Descuento ( % )	Valores Actuales Netos
15	\$ 3,623
10	\$ 4,964
5	\$ 6,811
0	\$ 9,392

La Tabla 14. 1-2 muestra en detalle el flujo de caja, con las inversiones y los ahorros en costos operativos. Los cambios incrementales del capital están resumidos en la Tabla 13.2-2 y los cambios incrementales al costo de operación están resumidos en la Tabla 13. 2-1.

## **14.2 EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA**

Para la evaluación se ha considerado un enfoque marginal, considerando una inversión inicial mayor y una disminución posterior del costo operativo.

Centromín actualmente tiene resultados financieros positivos por lo que es posible aprovechar el beneficio tributario de la reinversión de utilidades con un aumento de producción.

Posteriormente la depreciación de esta inversión se ha acumulado en forma lineal y considerando un 25% cada año, este hecho hace que se tenga una menor renta imponible.

En ambos casos se considera el 30% con impuesto a la renta.

Las Tablas 14.2-1 no muestra de manera comparativa las modificaciones que ha hecho KSLP al plan de inversión de Cerro de Pasco.

La Tabla 14.2-2 nos muestra el flujo de caja a partir de los enunciados antes descritos y posteriormente se ha hecho sensibilidad a la variación de la inversión y al ahorro operativo que podría obtenerse. Los resultados se muestran en los gráficos siguientes.

**Análisis del Flujo de Caja de KSLP - Cambios Sugeridos(US\$)**

**Tabla 14.1-2**

<b>Descripción</b>	<b>1998</b>	<b>1999</b>	<b>2000</b>	<b>2001</b>	<b>2002</b>	<b>2003</b>	<b>2004</b>	<b>Total</b>
Toneladas Anuales	1.110.000	1.200.000	1.440.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	1.680.000	10.470.000
Incremento Inversión Capital	-509.000	-3.816.000	-1.739.000	-1.019.000	56.000	781.000	0	-6.246.000
Ahorro Costo Operativo	0	1.684.000	2.419.000	2.931.000	3.040.000	2.986.000	2.577.000	15.637.000
Flujo de Caja (US\$)	-509.000	-2.132.000	680.000	1.912.000	3.096.000	3.767.000	2.577.000	9.391.000

TABLA N° 14.2-1

PROGRAMA DE INVERSION DE CAPITAL CERRO DE PASCO

AREA	Cerro de Pasco			US \$ miles	1,998	1,999	2,000	2,001	2,002	2,003	2,004	Subtotal	OH	TOTAL	VAR
	Total	OH	Req't												
<b>Producción</b>															
Jumbo E.H. 1Brazo	5		5	310.0		1				4		5	0	5	0
Jumbo E.H. 2Brazo				555.2								0	0	0	0
Mini Jumbo	3	1	2	350.0	2							2	1	3	0
Scoop 3.5 yd.	5			315.0								0	0	0	-5
Scoop 2.5 yd.	18	10	8	284.0	2	2				4		8	10	18	0
Camiones	1		1	250.0	1							1	0	1	0
Camiones JDT 413				400.0								0	0	0	0
<b>Servicios</b>															
Scissor-Lift	2		2	100.0		2						2	0	2	0
Tractor				35.0								0	0	0	0
Supervision Vehic.	2		2	80.0		1			1			2	0	2	0
					1,518	1,158	0	0	80	2,376	0	5,132			

PROGRAMA DE INVERSION DE CAPITAL SUGERIDO POR KILBORN

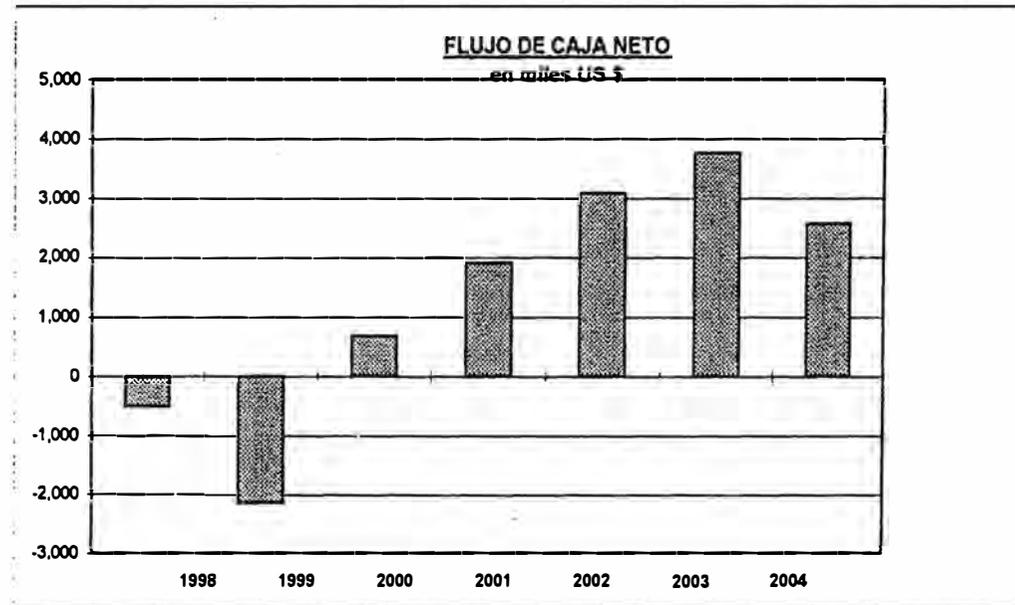
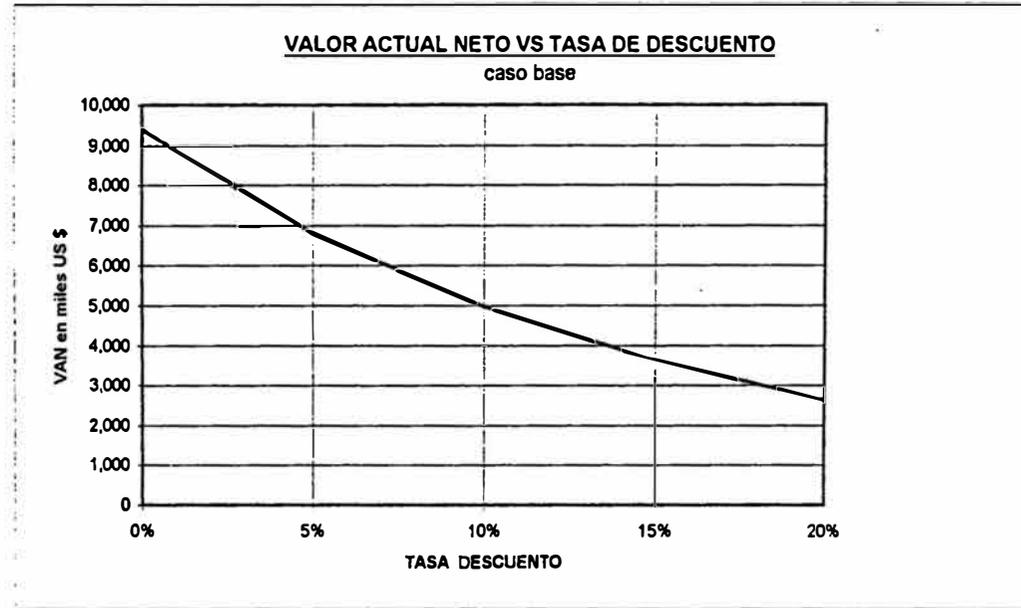
AREA	Cerro de Pasco			US \$	1,998	1,999	2,000	2,001	2,002	2,003	2,004	Subtotal	OH	TOTAL	VAR
	Total	OH	Req't												
<b>Producción</b>															
Jumbo E.H. 1Brazo	5		5	310.0								0	0	0	-5
Jumbo E.H. 2Brazo				555.2		4	1	1				6	0	6	6
Mini Jumbo	3	1	2	350.0	2							2	1	3	0
Scoop 3.5 yd.	5	5		315.0	2	2				4		8	5	13	8
Scoop 2.5 yd.	18	10	8	284.0								0	10	10	-8
Camiones	1		1	250.0	1							1	0	1	0
Camiones JDT 413				400.0		2	3	2				7	0	7	7
<b>Servicios</b>															
Scissor-Lift	2		2	100.0		7	1	1				9	0	9	7
Tractor				35.0		3	2					5	0	5	5
Supervision Vehic.	2		2	80.0								0	0	0	-2
<b>Infraestructura</b>															
Labores mineras					665	2,154	560								
					2,245	6,609	2,485	1,455	0	1,260	0	12,054			

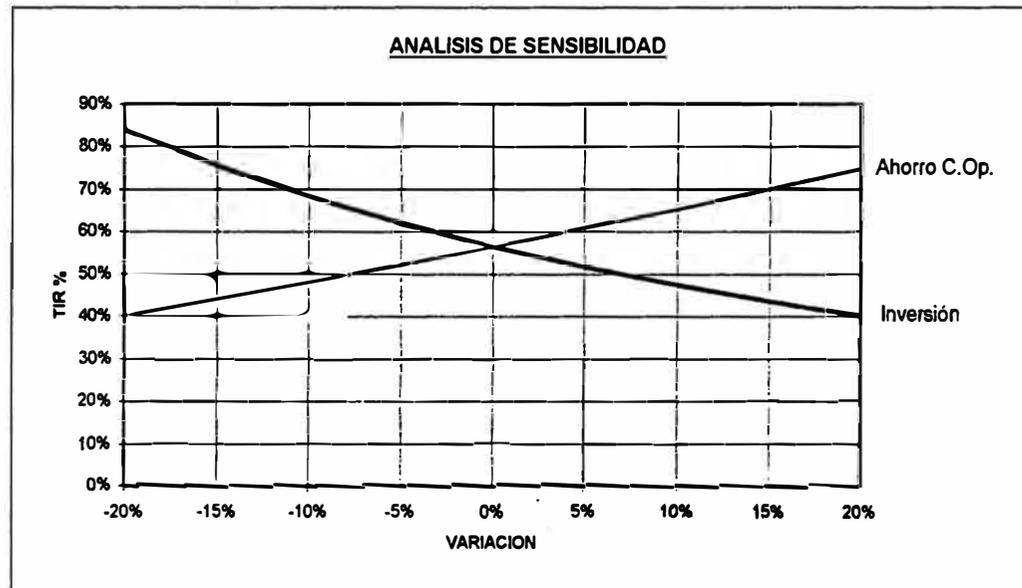
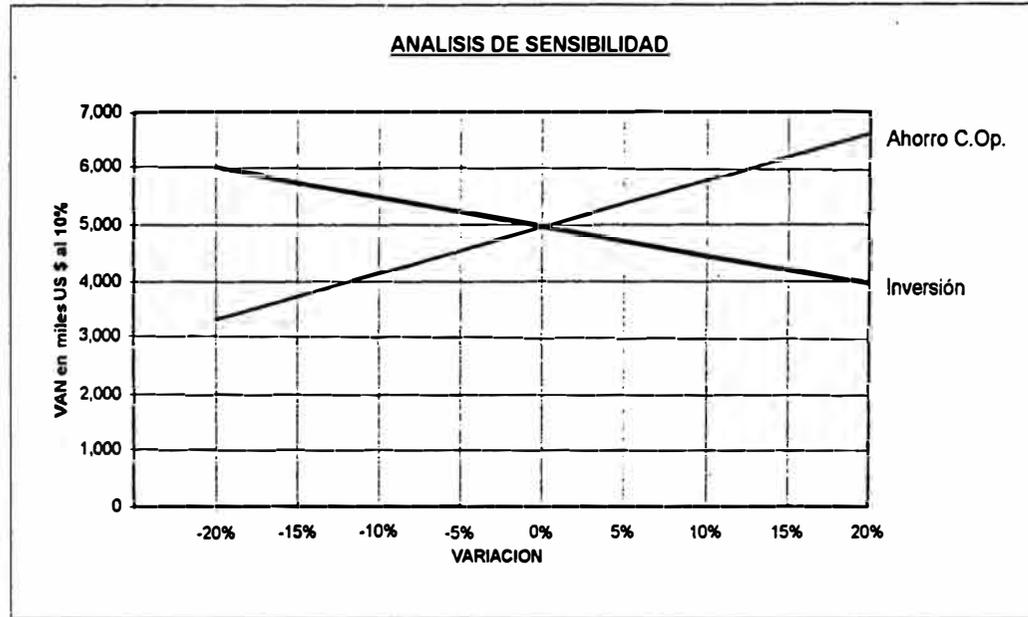
<b>INCREMENTO INVERSION DE CAPITAL</b>					727	5,451	2,485	1,455	-80	-1,116	0	8,922			
--	--	--	--	--	-----	-------	-------	-------	-----	--------	---	-------	--	--	--

TABLA N° 14.2-2

EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA CON CAMBIO SUGERIDOS

DESCRIPCION		1,998	1,999	2,000	2,001	2,002	2,003	2,004	TOTAL
TONELAJE ANUAL ( TM x mil )		1,110	1,200	1,440	1,680	1,680	1,680	1,680	10,470
<b>INCREMENTO INVERSION CAPITAL</b>									
Subtotal incremento Inversión Capital		727	5,451	2,485	1,455	-80	-1,116	0	8,922
Varianza	0.00%	0	0	0	0	0	0	0	
Total incremento Inversión Capital		727	5,451	2,485	1,455	-80	-1,116	0	8,922
Ahorro x Reinversion	30.00%	-218	-1,635	-745	-437	24	335	0	-2,677
<b>INCREMENTO NETO INVERSION CAPITAL</b>		<b>509</b>	<b>3,816</b>	<b>1,739</b>	<b>1,019</b>	<b>-56</b>	<b>-781</b>	<b>0</b>	<b>6,245</b>
<b>COSTO OPERATIVO</b>									
Costo Operativo Actual									
Subtotal		14.59	14.59	14.59	14.59	14.59	14.59	14.59	
Costo Operativo Proyectado									
Subtotal			12.65	12.65	12.65	12.65	12.65	12.65	
Ahorro									
Subtotal Ahorro Costo Operativo		0.00	1.94	1.94	1.94	1.94	1.94	1.94	
Varianza	0.00%	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
<b>TOTAL</b>		<b>0.00</b>	<b>1.94</b>	<b>1.94</b>	<b>1.94</b>	<b>1.94</b>	<b>1.94</b>	<b>1.94</b>	
<b>AHORRO COSTO OPERATIVO</b>		<b>0</b>	<b>2,328</b>	<b>2,794</b>	<b>3,259</b>	<b>3,259</b>	<b>3,259</b>	<b>3,259</b>	<b>18,158</b>
Impuesto a la Renta	30.00%	0	644	375	328	219	273	682	2,521
<b>AHORRO NETO COSTO OPERATIVO</b>		<b>0</b>	<b>1,684</b>	<b>2,419</b>	<b>2,931</b>	<b>3,040</b>	<b>2,986</b>	<b>2,577</b>	<b>15,637</b>
<b>FLUJO DE CAJA NETO</b>		<b>-509</b>	<b>-2,132</b>	<b>680</b>	<b>1,913</b>	<b>3,096</b>	<b>3,767</b>	<b>2,577</b>	<b>9,392</b>
<b>VALOR ACTUAL NETO</b>	0.00%	9,392							
	5.00%	6,811							
	10.00%	4,964							
	15.00%	3,623							
	20.00%	2,636							
<b>TASA INTERNA DE RETORNO</b>		<b>56.5%</b>							





## **CAPÍTULO XV**

### **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

#### **15.1 CONCLUSIONES**

El sistema actual con perforadoras manuales y barrenos de hasta de 8 pies, no es el más adecuado por las siguientes razones:

Para las dimensiones del tajeo (15' x 15' ) se necesita entre 4 o 5 tandas de perforación para completar la sección total, esto implica el mismo número de tandas voladuras y limpieza, haciendo lenta su explotación.

Existe discordancia entre la duración del ciclo de perforación y la limpieza, lo que origina la falta de frentes listos para limpiar o un número excesivo de tajeos.

Existe baja presión de aire comprimido en los frentes de trabajo haciendo más lenta la perforación.

KSLP esta de acuerdo con la selección del corte y relleno ascendente como método de minado, la utilización de perforación horizontal (Breasting) y la voladura controlada de techos de la labor, son prácticas que deben continuarse, y otorgan una mayor estabilidad para el terreno dando una mayor seguridad a la labor.

La utilización de equipos de mayor capacidad trae como consecuencia el incremento del tamaño de las labores, y las necesidades de ventilación, pero reduce el número de tajeos, y permite la mayor utilización de recursos y supervisión, con el incremento de la productividad. Por ejemplo esto posibilitaría el uso masivo de ANFO.

La productividad y costo del corte y relleno descendente se verán mejorados con la aplicación de las recomendaciones en cuanto a perforación, voladura, sostenimiento y relleno.

En la aplicación de Long Hole Method se sugiere la perforación de taladros largos para prever la presencia de agua.

Se ha reconocido ocho grupos de sistema de fracturación siendo los dos siguientes los más importantes con respecto al diseño de la mina. La falla longitudinal es una zona de corrimiento que contiene agua, con una potencia de más de 100 m paralela al repliegue regional N-S mineralizando e inclinada 60° a 65° Este. Un sistema de fractura transversal corta la zona de la falla longitudinal y las zonas mineralizadas, proveyendo así un canal que da acceso del agua a las zonas de mineral. Los reportes de flujo de agua varían desde 300 hasta 3000 galones americanos por minuto.

La evaluación de las reservas minerales en el depósito de Cerro de Pasco está siendo llevada a cabo por el Departamento de Geología de la Mina. Como resultado de largos años de experiencia minera, los geólogos de la Cerro de Pasco han acumulado profundo conocimiento de la distribución de las leyes y geología del depósito. Las reservas minerales de Cerro de Pasco al mes de enero de 1998 fueron 15,082,850 toneladas, con 2.9% Pb, 9.3% Zn, 175.6gm Ag, con un valor asignado de US\$ 55.30 por tonelada.

Para calcular la vida de la mina en reservas, se aplica la ley de corte mínima (cut-off) que iguala los costos de explotación, concentración, y los gastos generales y administrativos. Este cut-off es aplicado a los valores de los bloques determinados si es mineral o desmonte y su valor se calcula por medio de fórmulas empíricas para bloques subterráneos. Las fórmulas incorporan precios de los tres metales principales, su recuperación y constantes que son derivadas de los datos históricos.

Cerro de Pasco ha trazado bloques de minado para cada cuerpo mineral usando cut off and fill como el principal método de explotación. En las áreas donde la roca es competente, roca tipo I – II se usa corte y relleno ascendente y en terreno pobre, roca tipo III, se usa el método de corte y relleno descendente. Se ha designado un área en la mina para probar un método de minado con taladros largos. La calidad de roca en esta área entre el tipo I y II.

KSLP está de acuerdo con el diseño de minado corte y relleno ascendente con perforación tipo breasting y relleno compacto. Se debe hacer provisión en la voladura para el volado controlado de los techos de la labor. También debe examinarse la provisión de un relleno fuerte con pre- refuerzo en el primer corte para permitir el laboreo desde abajo y permitir la explotación de todo el bloque. El relleno debe colocarse sólo en el primer corte de 15 pies en el corte y relleno ascendente.

Respecto a las dimensiones de la veta hay que considerar el tamaño de las cámaras y pilares. Se debe hacer modelos numéricos para examinar el tamaño óptimo de cámaras y pilares.

En áreas de roca mala se emplea el corte y relleno descendente, en aproximadamente el 10% de la producción. El minado se dirige hacia abajo con el relleno del tajeo formando el techo del próximo piso inferior de trabajo. El tercio más bajo del relleno está compuesto por una mezcla de cemento y relave en una proporción de 1:6, las dos terceras partes con una mezcla de cemento relave de 1:30. Además del cemento hay maderamen instalado en el frente del relleno inferior para soporte adicional.

Las aberturas parecen ser estables. Sin embargo, KSLP cuestionan la economía de este método dado el uso extensivo de sostenimiento.

Cerro de Pasco contrató la explotación de un lente cónico inverso entre el nivel 1800 y 1600. El contratista eligió explotar el área con minado por taladros

largos, usando chimeneas Alimak. Dos chimeneas Alimak serán excavados hasta el medio de los lentes. Una vez que se ha hecho el avance hasta el nivel superior y la estación Alimak se ha restablecido en el nivel superior el Alimak será bajado a través de la chimenea y usado como una plataforma de perforación para perforar una serie de taladros horizontales alrededor de la plataforma. Una vez que comienza la voladura, el exceso de mineral será extraído del tajeo con el objeto de hacer sitio para la próxima voladura. Cuando el tajeo ha sido completamente volado y extraído el mineral, se introducirá el relleno.

Debido a la geometría de los lentes de mineral, el método sugerido parece apropiado. Sin embargo, dada proximidad de la falla longitudinal que contiene agua, KSLP recomienda que se perforen taladros dentro de los lentes para determinar si esta área producirá agua.

La mina tiene un pique para izar mineral y desmonte. Este pique también es usado para el personal, pique de ventilación, para agua y electricidad. En adición a Lourdes N°1, dos otros piques están equipados con pequeños winches, pero ellos son principalmente usados para ventilación y servicios. Además de los piques, también se tiene acceso a la mina por varios puntos de ingreso por rampas a través del tajo abierto.

El pique Lourdes N°1 tiene capacidad para izar 90,000 toneladas por mes. Está equipado con 2 baldes de 6 toneladas de capacidad para el manejo de mineral o desmonte. El mineral y el desmonte son izados 20 horas al día, seis días a la semana y 8 horas los domingos ó 26 días por mes.

Un sistema interno de rampa está desarrollado o planeado por cada bloque de mineral. Se ha planeado que cada bloque tenga un sistema de carguío de mineral y desmonte centralmente localizado que conduzca a niveles intermedios de acarreo. El mineral es luego transportado ya sea al Ore Pass de mineral N°5 o al Ore Pass de desmonte N°4.

La configuración del cuerpo mineral, con potencias variables tanto en los planos horizontal como vertical permite usar el corte y relleno como el principal método de laboreo. Este método permite potencialmente la recuperación del 100% del mineral, maximización de la ley de mineral y establece un ancho de minado estable.

El método de minado predominante elegido es corte y relleno ascendente en las zonas I, II y III, las cuales hacen el 90% del tonelaje de producción. El saldo lo da el corte y relleno descendente, que es usado en la zona VI.

Centromín ha reconocido que para permanecer competitivo en la economía de mercado de hoy, deben mecanizarse más y ser menos dependientes de métodos intensivos de mano de obra con el objeto de conseguir más alta productividad. Centromín ha introducido equipos jumbo para reemplazar a los equipos jackleg en la perforación. Ellos también han tomado los servicios de un contratista minero norteamericano para introducir el minado de taladros largos.

El enfoque total está dirigido a un método de minado mecanizado similar al usado en las minas de Canadá y Australia que minimiza los requerimientos de mano de obra. La introducción de estos conceptos a la fuerza laboral familiarizada con su método de minado tradicional puede crear un reto. El pensamiento estratégico es trabajar con contratistas que estén al tanto de estos métodos de minado mecanizados e introducirlos a la mina por la vía de contratos de explotación y luego hacer que los contratistas entrenen a los empleados en los métodos.

En Cerro de Pasco existen zonas de Pirrotita que tienen temperaturas de trabajo incómodas debido a la rápida oxidación de la pirrotita cuando está expuesta al aire. Esto puede ser controlado reduciendo el área de superficie expuesta al aire, ya sea con la aplicación de un sellador (shotcrete o poliuretano), ó por una capa delgada de relleno hidráulico.

Es del entendimiento de KSLP, que la ley peruana exige para el uso de ANFO, una velocidad mínima de 20 metros por minuto para el flujo de aire. Debido a que la mayoría de minas no pueden proveer este requerimiento mínimo, se usa dinamita. Otro enfoque sería diseñar un sistema primario y secundario de ventilación de modo tal que el humo sea eliminado de todas las áreas de trabajo dentro de los 30 minutos del disparo (como se hace en Canadá) sin atender al tipo de explosivo usado.

Un beneficio secundario del incremento del flujo de aire será reducción de la temperatura en las excavaciones. La capacidad de enfriamiento de aire se aumenta introduciendo más aire a través de la excavación.

En general los servicios, tales como almacenes, comedores, polvorines, subestaciones eléctricas, y los requerimientos de infraestructuras han sido provistos adecuadamente. Al volverse más mecanizados, la logística de servicios tales como garajes, estaciones de combustibles y la infraestructura de manejo de materiales tendrá que ser revisada en mayor detalle que el alcance de este informe. La instalación de garajes satélite y estaciones de combustible es una función de la geometría del cuerpo mineralizado, vida de la mina y vida de la instalación. La infraestructura del manejo de materiales incluirá la preparación de procedimientos operativos detallados de cómo manipular material de la superficie a la excavación.

Cerro de Pasco ha basado la selección y distribución de equipo sobre su experiencia operacional del pasado. Esta filosofía puede haber sido apropiada cuando el equipo convencional estaba siendo usado, pero el alto costo de capital del equipo mecanizado y los altos niveles de destreza requerida para el personal operativo llama a maximizar la utilización del equipo.

## 15.2 RECOMENDACIONES

Actualmente se utiliza dinamita de 60 % a 75 %, fanel, cordón detonante y guía blanca, con buenos resultados, este sistema se podría optimizar con el uso de ANFO, no solo para disminuir el costo sino para darle mayor velocidad al ciclo.

La limpieza de los frentes de mineral se realiza con los scooptramp de 2 y 3.5 yd<sup>3</sup>. Este sistema se puede optimizar utilizando los equipos con un radio de acción de no más de 300 pies; mejorando las vías de acceso y asignando echaderos de mineral y desmonte.

Actualmente se utiliza la madera como elemento principal de sostenimiento, para dar mayor velocidad y estar acorde con, los otros ciclos unitarios debe tenderse al mayor uso del shotcrete y del poliuretano.

Se recomienda analizar el uso del cable Bolting con taladros de 15 mts en una malla de 2 m<sup>2</sup>, esto permite trabajar 2 ó 3 cortes antes que se necesite el próximo juego de cables pero con una mejora notable en el terreno.

KSLP sugiere el uso de poliuretano como una alternativa al shotcrete, 2 mm de poliuretano reemplazan 50 mm hasta 75 mm de shotcrete, a un costo similar US\$ 30 m<sup>2</sup>. Adicionalmente el poliuretano se seca muy rápido y alcanza su capacidad de sostenimiento en minutos, pudiendo hacer perforaciones y voladuras casi inmediatamente.

El sistema de relleno actual muestra ciertas deficiencias, como pobre calidad de encofrado, pérdidas de relleno, exceso de agua, huecos hasta un metro en la parte superior del relleno y el techo de la labor. Para la optimización del sistema se sugiere reparar y/o cambiar el sistema de instrumentación, modificar el sistema para entregar un producto de relleno convencional con alta calidad de sólidos (70 %), rediseño del sistema de tuberías. El vaciado de relleno requiere varios puntos de descarga, estar ubicados cerca del techo de la labor y la

utilización de cercas de relleno con shotcrete.

La introducción de equipos de mayor capacidad debe estar aparejada con la mejora con los servicios en las comunicaciones, transporte de personal, acceso a energía eléctrica, talleres, etc. KSLP recomienda la implementación de los sistemas de comunicación más efectivos, alcance desarrollado en la sección 8:

También se sugiere utilizar un sistema complementario para el ingreso del personal hacia el lugar de trabajo con el fin de reducir el tiempo improductivo.

Asimismo recomendamos la implementación de talleres con una ubicación estratégica mejorar la productividad (Taller en el nivel 1400, talleres satélites. p. ej.)

El traslado del mineral se realiza por 2 vías:

Sistema convencional: Mediante locomotoras desde los echaderos auxiliares hasta el echadero principal, luego utilizando la faja del nivel 1800 y finalmente el mineral es izado por el pique Lourdes; este sistema se puede mejorar mediante:

- La renovación de las locomotoras y carros mineros.
- La reparación de las labores (dimensiones gradientes) y el cambio de la trocha de 18 a 30” para utilizar carros mineros de gran capacidad.
- Mantenimiento adecuado de la faja transportadora (polines, faja).
- Cambio de los skips actuales de fierro por skips de aluminio.

Sistema Trackless: mediante el uso de los scooptramp y camiones a través de galerías y luego la rampa principal hasta el tajo abierto. Este sistema se puede optimizar mediante:

- La reparación de las labores de acceso (dimensiones).
- La mejora de la ventilación.

El mineral de la zona I, VI debe ser extraído por medio de las rampas en el futuro, parte del mineral de la zona II, aproximadamente 15,000 TM, también será extraído de estas forma. Asimismo se recomienda la reducción del número de rampas mediante una mejor ubicación.

KSLP recomienda reducir el número de rampas internas planeadas localizándolas entre los bloques de mineral. KSLP acepta que un sistema interno de rampas permite más flexibilidad en el movimiento de equipos y materiales que entran y salen de los tajeos, lo cual puede resultar en la reducción del tiempo de transporte del personal con respecto al método convencional de chimeneas. Esta disminución podría resultar en menos horas – equipo requeridas y en un aumento de la productividad.

Un aspecto a ser considerados por Centromín sería introducir un esquema de bono efectivo (Ver sección 10).

Un procedimiento estándar, en el caso de zonas de pirrotita que no contienen mineral explotable, sería aplicar inmediatamente una capa selladora para evitar futura oxidación. En el caso de shotcrete, la adición de silica fume es fuertemente recomendada para reducir la permeabilidad al oxígeno.

La filosofía de Cerro de Pasco es que el complemento futuro de la mano de obra será basado en niveles de productividad comparables a las normas internacionales de hoy para operaciones mineras mecanizadas. Esto debería ser

internacionales de hoy para operaciones mineras mecanizadas. Esto debería ser conseguido a través de la introducción de la tecnología pertinente y por la tenencia de una fuerza laboral seleccionada y entrenada a niveles apropiados de destreza. Se necesitará establecer una cultura de organización y rendimiento, la cual está dedicada a destrezas de alto nivel y productividad con un mínimo de fuerza laboral.

KSLP recomienda que Cerro de Pasco apunte a una productividad del personal de 13.5 toneladas rotas/ hombre/día. Este es un factor de 1.2:1 de mejora sobre la operación presente. La configuración de los depósitos en Cerro de Pasco permitirá el uso de métodos mecanizados y múltiples frentes para conseguir este objetivo.

KSLP recomienda que Cerro de Pasco centralice sus esfuerzos en los siguientes aspectos:

- Entrenamiento y desarrollo de los actuales empleados.
- Evaluación y selección de empleados adecuados.
- Condiciones del empleo.

El cálculo de KSLP indica que el total del personal de extracción de mineral en condición estable sería de 401. Esto iguala a una productividad de 1.69 toneladas/hora –hombre o 13.5 toneladas por hombre guardia. KSLP basó su predicción de fuerza laboral necesario para operar la flota de equipos. La diferencia con los hombres en planilla de Cerro de Pasco actualmente es 153 trabajadores menos en labores subterráneas.

Al calcular la fuerza laboral de servicios el enfoque de KSLP fue permitir 1.1 hombres de servicios por cada hombre en producción. La proporción de Cerro de Pasco es de 0.64 hombre en servicios por cada hombre en producción.

Cerro de Pasco planea incrementar su producción de 1,100,000 en 1998 a

1,680,000 toneladas/ año en 2001. Elementos clave de este plan, algunos de los cuales están actualmente en marcha, son:

- Extensión de la rampa principal, desde superficie hasta el nivel 1800, la cual será usada para acarreo de mineral en camiones y facilitará el movimientos de equipo, material y personal entre los niveles.
- Construcción del orepass N°6 nivel 1000 hasta el 1800 y la conexión de la faja transportadora del nivel 1800 desde este orepass a la estación de carga en el Pique N° 1.
- Ventilación adicional y chimeneas de drenaje.

Los cálculos de KSLP indican que en producción plena se requerirá un promedio diario de 22 frentes de tajeos en corte y relleno ascendente de 4.57 m por 4.57 m ó equivalentes. También se ha estimado que se requiere mantener activos 70 tajeos en total. Actualmente se mantienen activos 76 tajeos sobre una base diaria de la mitad del tonelaje programado.

En consecuencia, no se anticipan problemas en el desarrollo de un apropiado número de frentes para cumplir con los futuros requerimientos de producción.

Los cálculos de KSLP indican que un promedio diario de 3 tajeos de corte y relleno descendentes de 4.57 m por 4.57 m ó equivalentes serán requeridos a ser disparados y limpiados , también se ha estimado que se requieren mantener activos 14 frentes en total sobre la base diaria.

Se estima que a producción plena se requerían 700 toneladas/días/ o 21 m/día de desarrollo sobre desmonte para mantener la producción. La presente exposición razonada es para asignar equipo a la producción o desarrollo basada en requerimientos de programación. La experiencia ha demostrado que cuando las prioridades de producción y desarrollo están mezcladas, siempre ganan los requerimientos de producción.

Es una recomendación de KSLP que los requerimientos de producción y desarrollo estén separados y provistos de sus propios recursos. Deberá establecerse un equipo de desarrollo dedicado, de alta prioridad, con equipo dedicado, cuya única función sería avanzar todo el desarrollo para la mina.

Cerro de Pasco ha estimado los costos operativos de mina basado en datos históricos de costo ajustados para cumplir con los objetivos de los años siguientes y luego ajustados por la inflación. Los costos de minado reflejan la mezcla de diferentes métodos de minado e incluyen costos de desarrollo. Los estimados de costo operativo consisten de mano de obra, consumibles, mantenimiento, reparación de equipos y servicios. El transporte, pique y costos generales de mina se han basado también en costos históricos.

El promedio real mensual de costo de minado para 1997 fue de US\$ 14.59 por tonelada lo cual refleja los varios métodos de minado, mezcla de jackleg y jumbo, corte y relleno ascendente y descendente. El costo incluye perforación, voladura, limpieza, transporte, sostenimiento, servicios, reparación de equipos y mantenimiento, pero excluye costos de energía.

KSLP estimó el costo operativo desde el principio considerando el tiempo de ciclo para mano de obra, horas de equipo, productividad y uso de consumibles. Los costos unitarios de mano de obra y consumibles estuvieron basados en las tasas de mano de obra actuales de Cerro de Pasco, en los beneficios sociales y costos unitarios de los consumibles. Luego el estimado de KSLP fue comparado con el desagregado estimado de KSLP del costo de extracción de mineral por Cerro de Pasco el año pasado. La variación del costo total de extracción de mineral indicó un nuevo ahorro estimado de US\$ 1.94 por tonelada a producción plena.

El costo total de capital estimado por Cerro de Pasco por compras de equipo e infraestructura de la mina estaba alrededor de US\$ 16,512.000. El presupuesto

Ore Pass N°6 y 7 . El Ore Pass N° 6 está siendo excavado actualmente y la ubicación del N° 7 está todavía pendiente.

Sobre la base de los cálculos de KSLP de acuerdo a la Sección 9, Selección de Equipo, se hizo una revisión del programa de inversión de equipo. Los resultados de los cambios aumentaron el requerimiento de capital a US\$ 22,056,000, es decir, un incremento de US\$ 5,544,000, adicionalmente se debe incluir US\$ 3,378,000 para labores mineras de acceso a los nuevos equipos.

La inversión estimada de US\$ 5,544,000 adicionales para compra de equipo y US\$ 3,378,000 para labores mineras, como se sugiere en la sección 13, Costos de Capital, dará por resultado un ahorro potencial de US\$ 1.94 en los costos operativos, según se describe en la sección 12, Costos Operativos de Mina. El período estimado de recuperación del capital (Payback) es de 36 meses y la Tasa Interna de Retorno estimado (TIR) es 56.5% para un horizonte de evaluación de seis (6) años.

## **BIBLIOGRAFIA**

Hoek, E. Y Brown, E.T.(1985). “Excavaciones Subterranas en Roca”. Ediciones Mc Graw Hill de México S.A.,1985.

Hustrulid, W.A.(1982). “Underground Mining Method”, Handbook. New York, AIME.

Peele, R. Mining Engineering Handbook.

Cemal Biron, Ergin Arioglu. (1982). “Design of support in mines”. John Wiley & Sons, Inc.

Howard, L. Hartman. “ Introductory Mining Engineering”. The University Alabama. Tuscaloosa, Alabama.

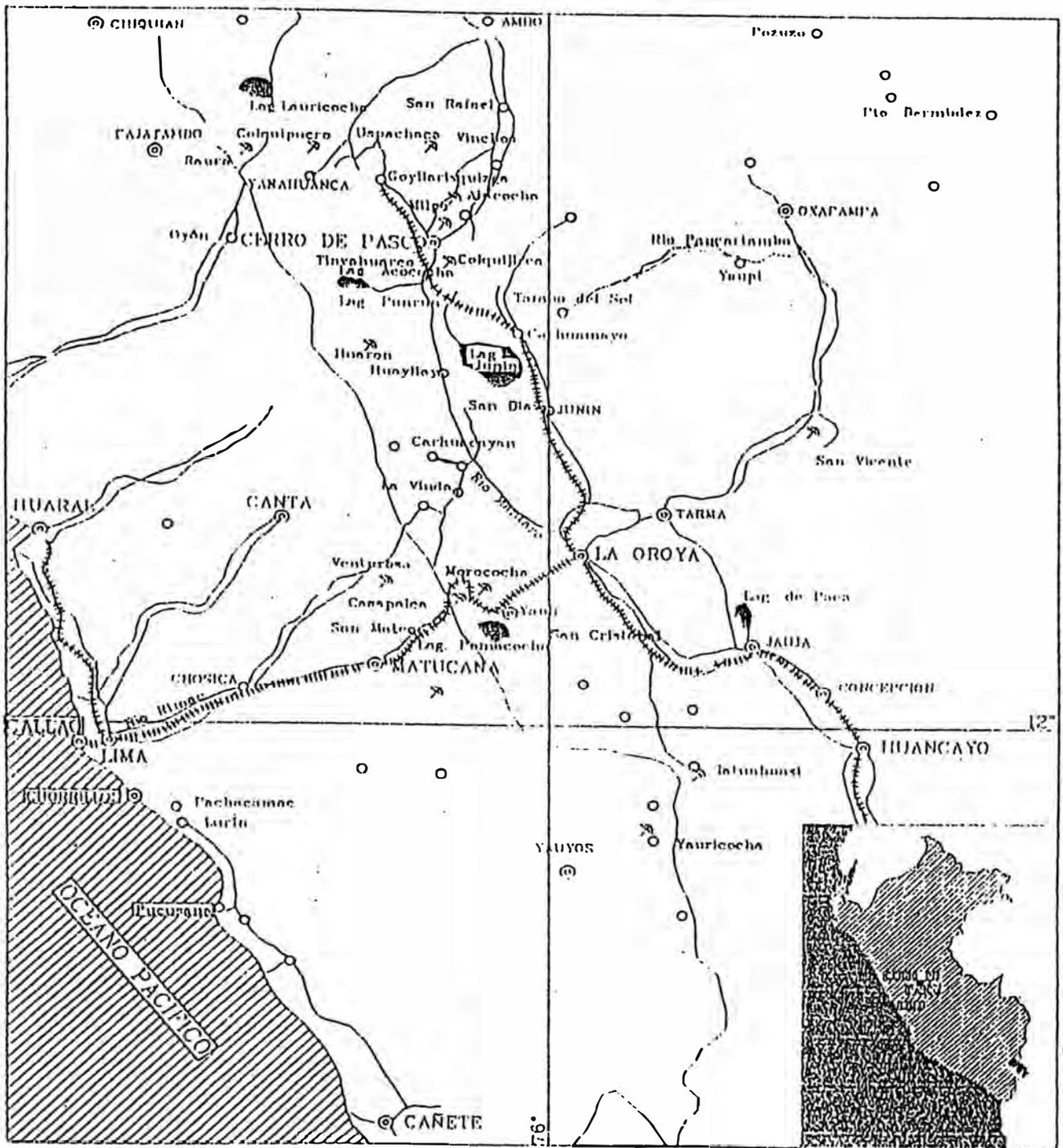
Benjamin Franklin Tillson. “Mine Plant”. New York, AIME

A. Samaniego.; Mecánica de Rocas. Curso Pontificia Universidad Católica del Perú.

Reportes e Informes de Centromin Perú S.A. – Cerro de Pasco.

Centromin Perú S.A.- Dpto. de Capacitación. Mecánica de Rocas.

# **PLANOS**



### LEYENDA

VIAS DE ACCESO A CERRO DE PASCO	
CARRETERA	
CALLAO - CERRO DE PASCO	315 Km
LIMA - CANTA - CERRO DE PASCO	410 Km
FERROCARRIL	
CALLAO - OROYA	222 Km
OROYA - CERRO DE PASCO	132 Km

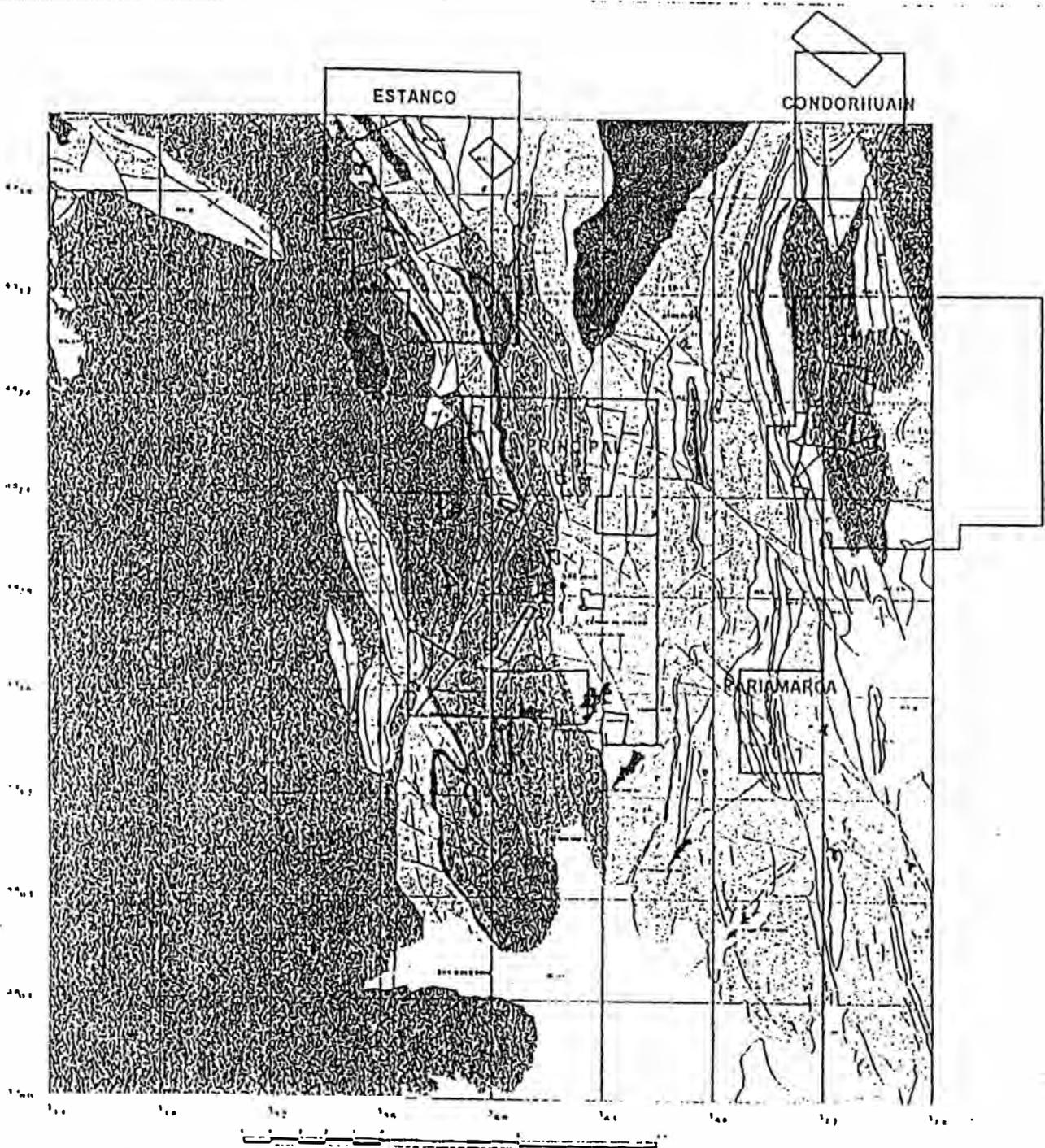


**CENTROMIN PERU S.A**

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA U.N. CERRO DE PASCO

## PLANO DE UBICACION

DIRECCION GENERAL DE INGENIERIA DIVISION DE INGENIERIA DEPARTAMENTO DE INGENIERIA	FECHA: JUNIO 1964 FECHA: JUNIO 1964 FECHA: JUNIO 1964	ESCALA: 1:50,000 ESCALA: 1:50,000 ESCALA: 1:50,000
---	---	--



**LEYENDA**

Depositos Aluviales	[Pattern]
Volcanico Rumlallaga	[Pattern]
Dacita, Cuarzo, Laita	[Pattern]
Formacion Gasablica	[Pattern]
Grupo Gayllaraguilga	[Pattern]
G. Pucara (F. Chimbora)	[Pattern]
Grupo Mitu	[Pattern]
Grupo Hualajar	[Pattern]
Complejo Marañon	[Pattern]
Bacinas Geologicas	
Estacion de Perforacion	[Symbol]
Falta Infrida	[Symbol]
Area de Exploracion	[Symbol]

EMPRESA MINERA PARAGSHA S.A.

LIMITE DE LAS CONCESIONES MINERAS

ESCALA 1:100000      Fecha SET. 1999      FIGURA 22

LEYENDA

TERCIARIO

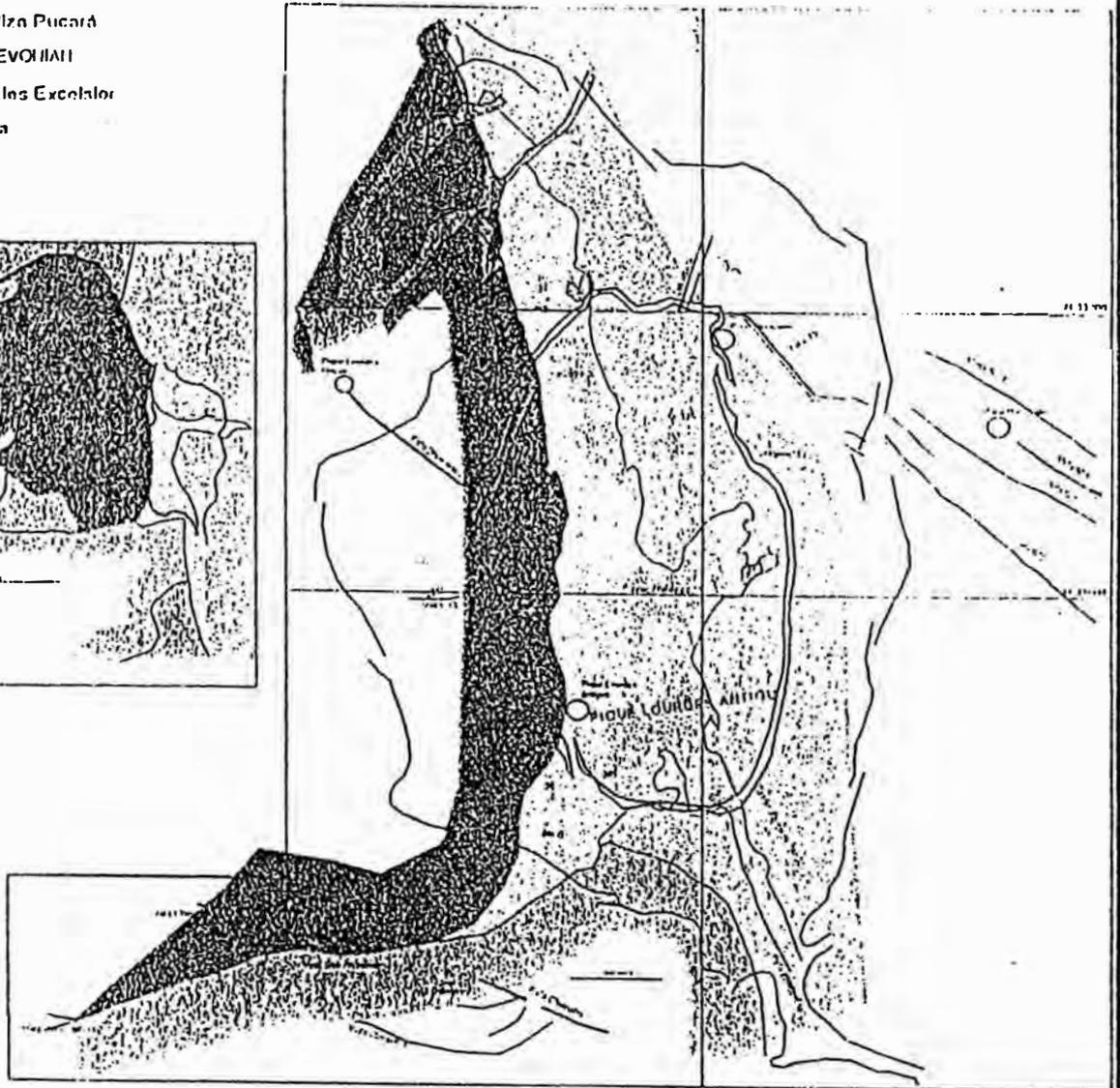
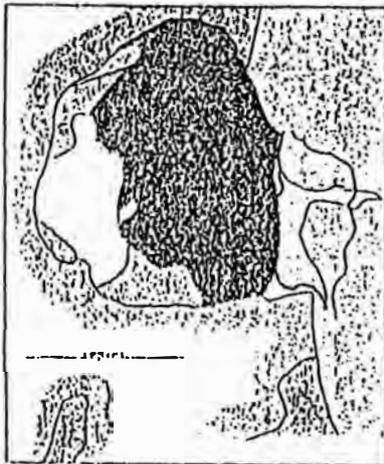
-  Cuerpos de Pb-Zn
-  Cuerpos de Pirita
-  Cuarzo Monzonita
-  Volcanico Rumiallana
-  Conglomerado Shuco

JURASICO-TRIASICO

-  Calza Pucará

SILURIAN-DEVONIANO

-  Series Escalator
-  Veta



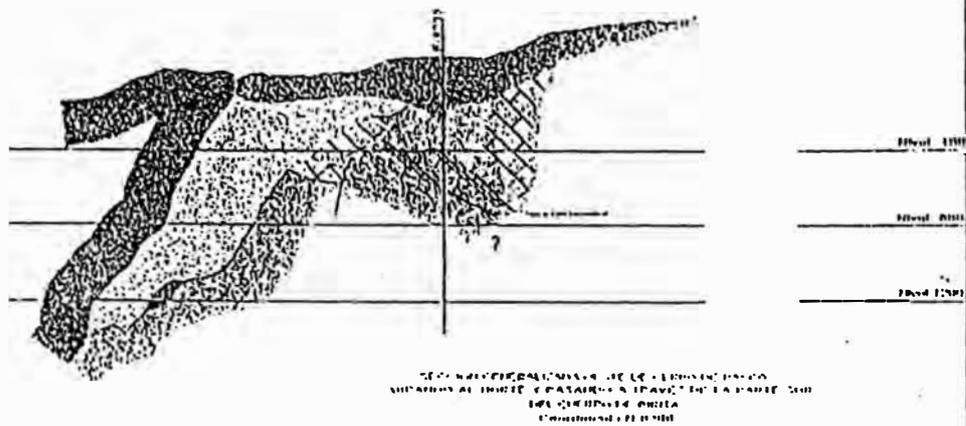
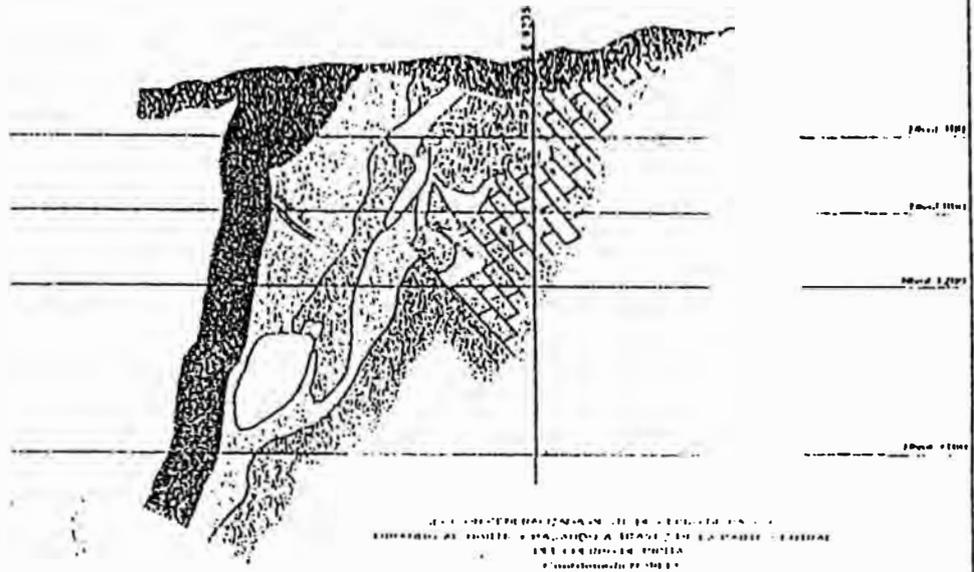
CENTROMIN PERU-CERRO DE PASCO

MAPA DEL NIVEL 400  
MINA CERRO DE PASCO

ESCALA 1:300

Fecha ENE. 1998

FOLIO 30

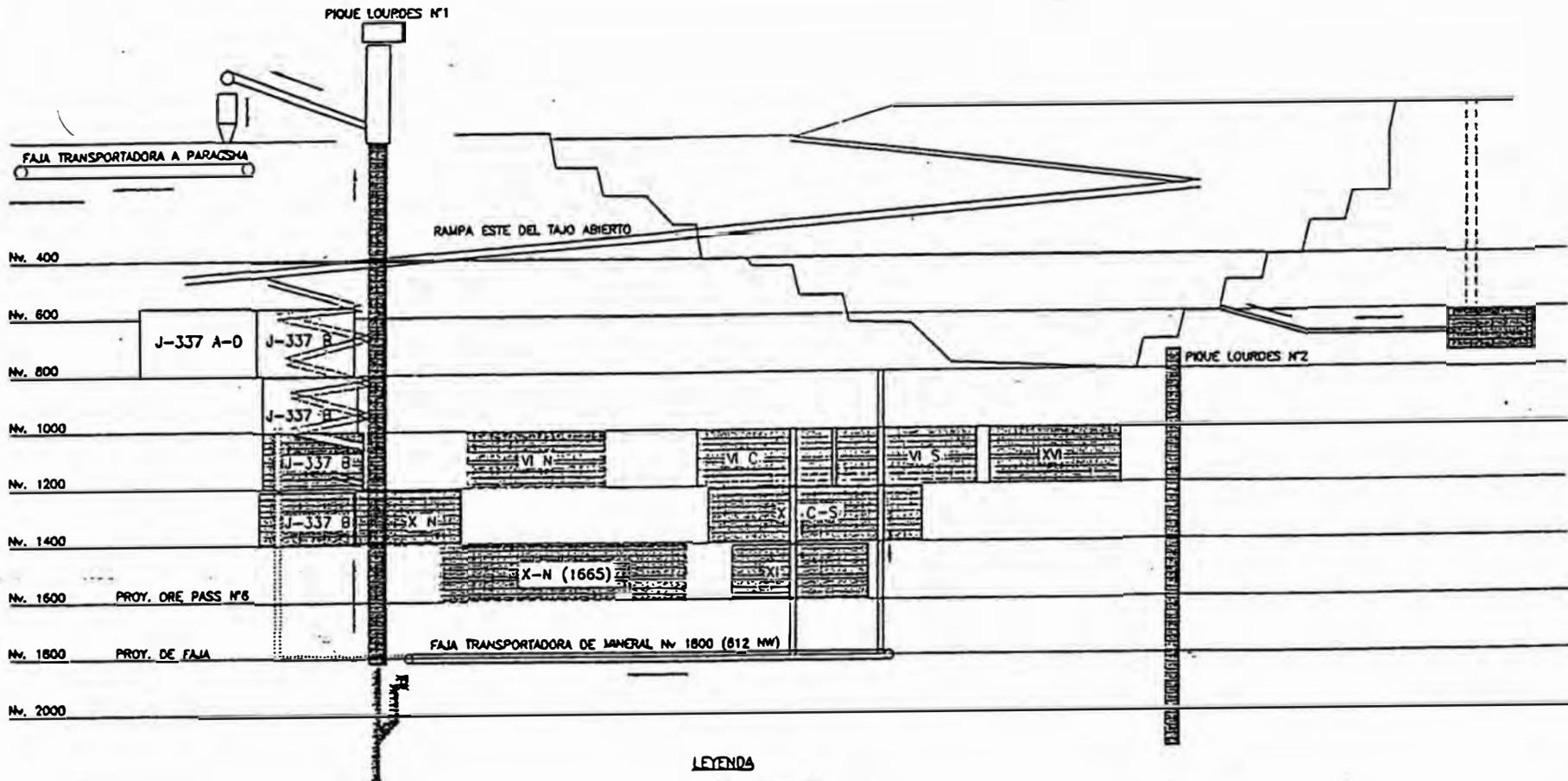


- Cerrajería de Pasco
- Cerrajería de Pasco
- Pasco
- Pasco
- Pasco
- Pasco
- Pasco
- Pasco

CENTROMIN PERU—CERRO DE PASCO

SECCION LONGITUDINAL MIRANDO AL ESTE

ESCALA 1: Fuente: INC, 1998 FIGURA 32



LEYENDA

- ZONA I
- ZONA II
- ZONA III
- ZONA IV

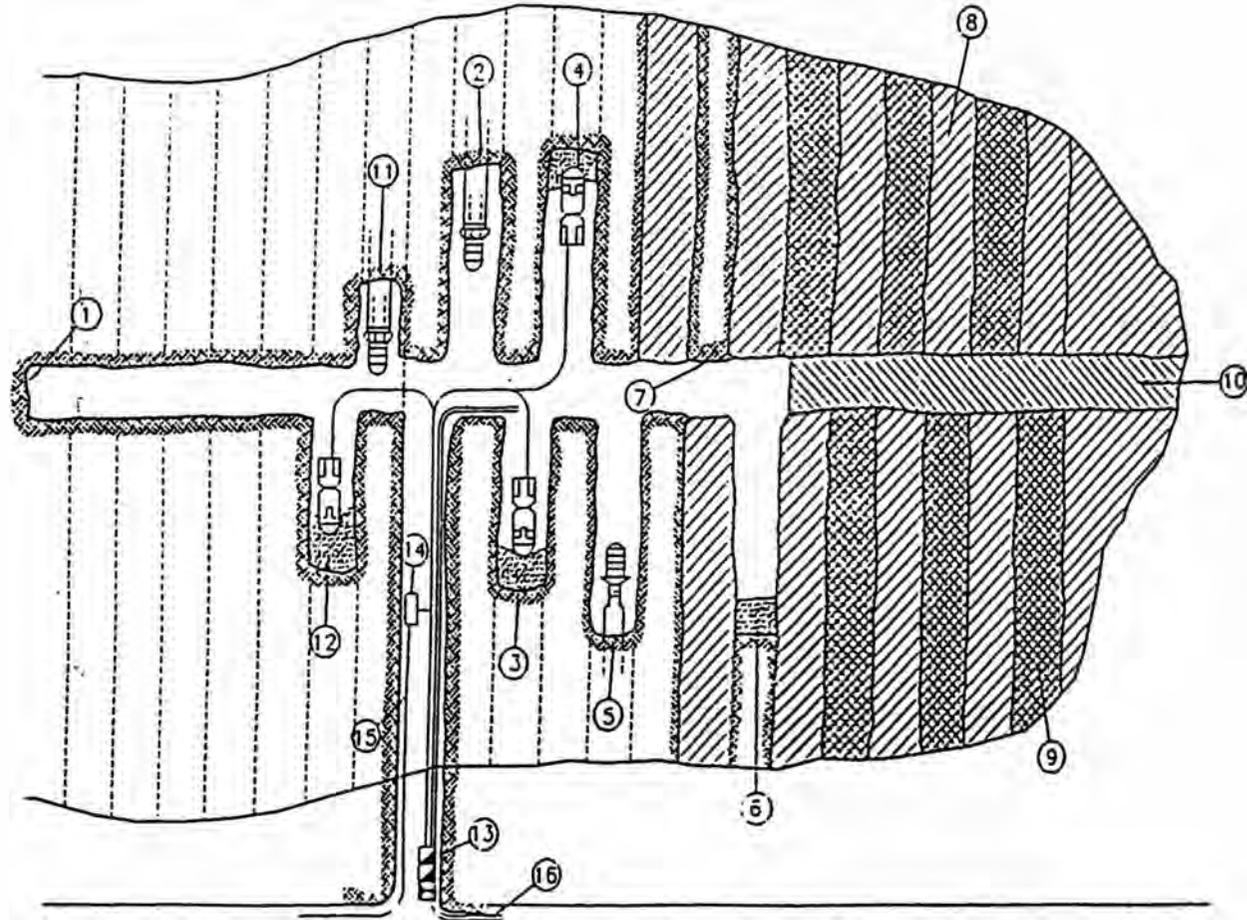
SECCION: MINAS	CUENTE: EMP. MINERA PARAGSHA S.A.
TOTAL: 3/E	
DISEÑADO: A.O.L. JUN '98	UBICACION: CERRO DE PASCO
DESEÑADO: H.E.M.B. JUL '98	
REVISADO: JUN '98	LOS DATOS DE MEDICION DE ESTE CHILLO SON SOLO PARA EL PROPOSITO Y PROYECTO PARA EL QUE FUE DISEÑADO.
APROBADO: JUL '98	
A ENTREGADO PARA REVISION	JUL '98
N°	FECHA POR

**Kilbom**  
INGENIERIA DE DETALLE  
ARREGLO GENERAL

ARCH/DISE: FIG. 4-1.DWG
EQUIP./MATERIALES
PROJECT N° DIVISION N°
POSZ 15
PLANO N° REY
<b>FIG. 4-1 A</b>

**LEYENDA**

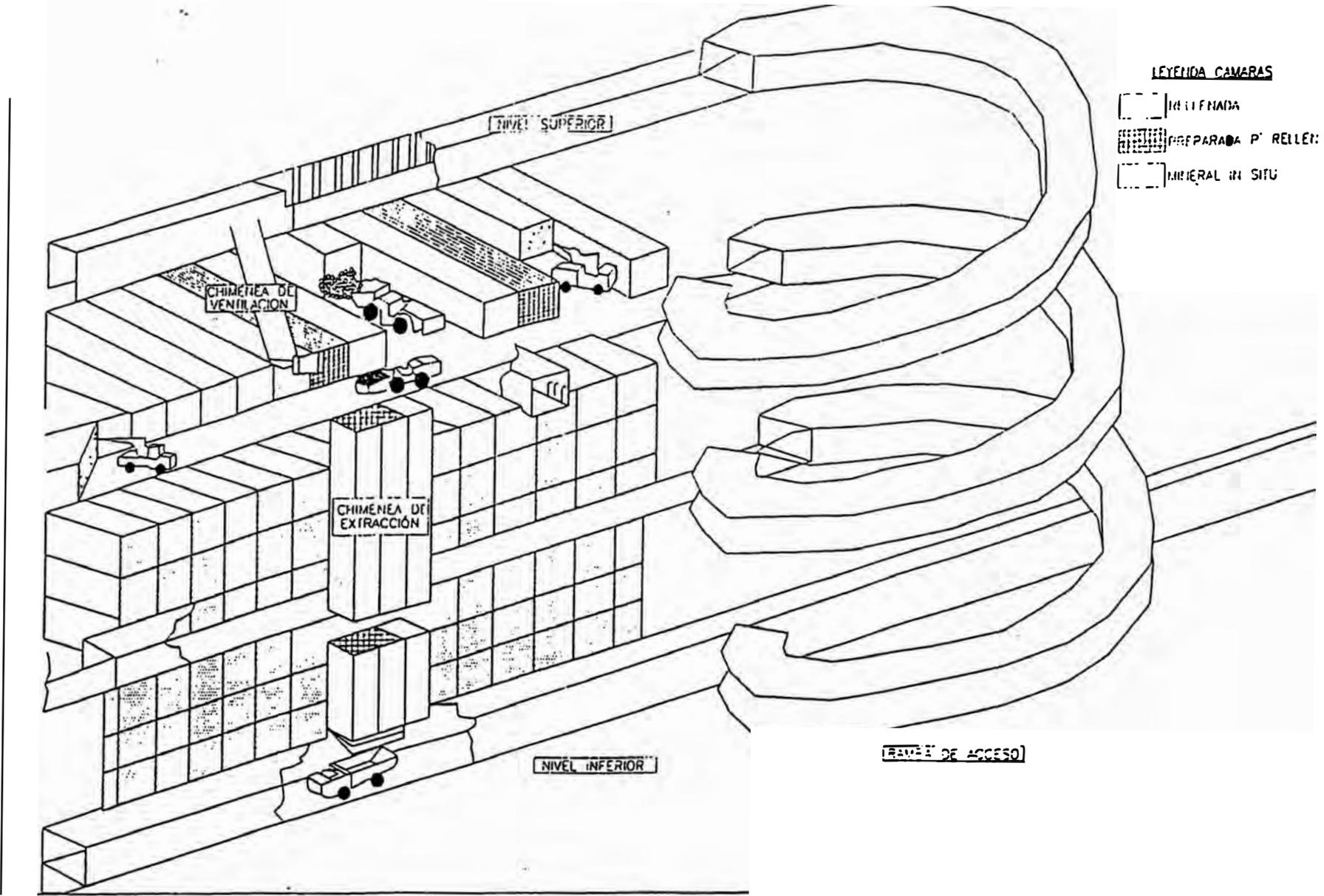
- ① SUBNIVEL DE ATAQUE EN PREPARACION
- ② CAMARA LISTA PARA PERFORAR
- ③ CAMARA LISTA PARA LIMPIAR
- ④ CAMARA EN LIMPIEZA
- ⑤ CAMARA EN PERFORACION
- ⑥ PILAR LISTO PARA LIMPIAR
- ⑦ PILAR LISTO PARA PERFORAR
- ⑧ CAMARA RELLENADA
- ⑨ PILAR RELLENADA
- ⑩ SUBNIVEL DE ATAQUE RELLENADA
- ⑪ CAMARA LISTA PARA PERFORAR
- ⑫ CAMARA LISTA PARA LIMPIAR
- ⑬ HECHADERO DE MINERAL
- ⑭ TOMA DE CORRIENTE
- ⑮ CABLE ELECTRICO
- ⑯ LINEAS DE AIRE Y AGUA



RAMPA PRINCIPAL G=12%

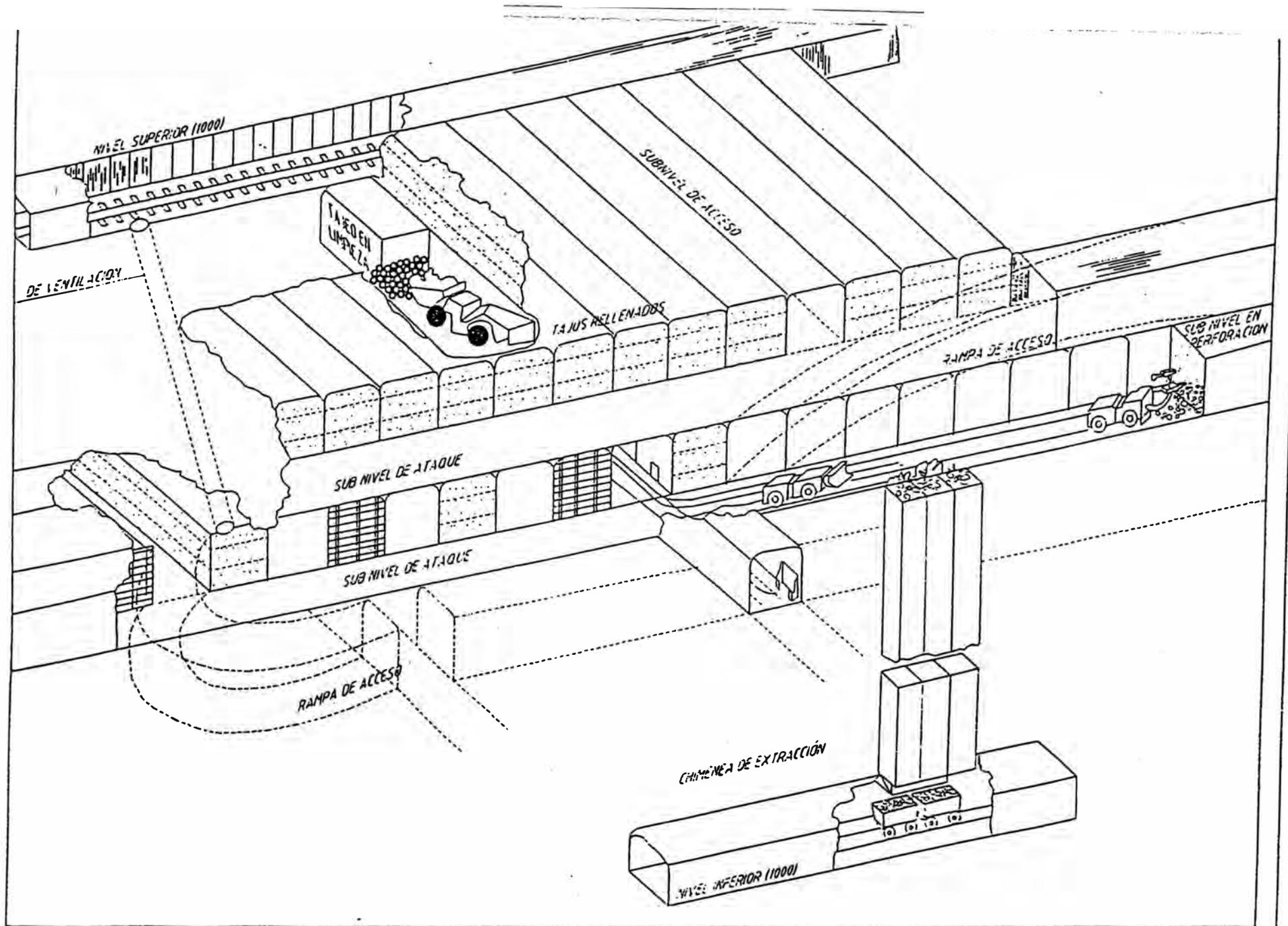
CENTROMIN PERU S.A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA  
 CERRO DE PASCO  
 PLANO TIPOICO DEL METODO CORTE Y RELLENO  
 ASCENDETE MECANIZADO





CENTROMIN PERU S.A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA  
 CERRO DE PASCO  
 SECCION ESQUEMATICA METODO EXPLOTACION  
 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE





CENTROMIN PERU S.A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA  
 CERRO DE PASCO  
 SECCION ESQUEMATICA METODO EXPLOTACION  
 CORTE Y RELLENO DESCENDENTE



