

Universidad Nacional de Ingeniería

**Facultad de Ingeniería Geológica
Minera y Metalúrgica**



**"Cubicación de Reservas de la
Compañía Minera Colquirrumi S.A."**

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

EINAR CARREÑO OCÓN

LIMA PERU

1995

INDICE

INTRODUCCION

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CAPITULO I.- ASPECTOS GENERALES

1.1.- UBICACION.-

1.2.- GEOGRAFIA.-

CAPITULO II.- ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1.- GEOLOGIA REGIONAL

2.2.- ESTRATIGRAFIA

2.2.1.- Formación Goyllarisquizga.-

2.2.2.- Formación Inca.-

2.2.3.- Formación Chulec.-

2.2.4.- Formación Pariatambo.-

2.2.5.- Formación Yumahual.-

2.2.6.- Rocas Intrusivas.-

2.3.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA

2.4.1 Minerales de Mena.-

2.4.2 Minerales de Ganga.-

2.4.3 Principales minerales.-

2.4.4 Tipos de Depósito.-

2.4.4.1.- Vetas .-

2.4.4.2.- Mantos.-

2.4.4.3.- Cuerpos.-

2.4.5.- Contacto Metasomático

2.4.6.- Pórfido Cu-Mo Stockwork.-

2.5 .- GEOLOGIA DE LA ZONA DE POZOS RICOS

2.5.1.- Horizonte Pozos Ricos.-

2.5.2.- Horizonte Intermedio.-

2.5.3.- Horizonte Porcia.-

2.6.- GEOLOGIA DE LA ZONA DE SAN AGUSTIN.-

2.6.1.- Vetas de relleno de fisura.-

2.6.2.- Mantos.-

2.7.- GEOLOGIA DE LA ZONA DE FIRENZE

CAPITULO III.- CALCULO DE RESERVAS

3.1.- MINERALES ECONOMICOS

3.1.1.- Clases de minerales.-

3.1.1.1.- Clasificación por continuidad de mineralización

3.1.1.2.- Clasificación por su contenido de mineral

3.2 CUBICACION DE RESERVAS POR METODOS DE BLOQUES

3.3.- ERRORES DE LEYES

3.4.- DIMENSION DE LOS BLOCKS

3.4.1.- Promedio de leyes.-

3.4.2.- Gravedad Específica.-

CAPITULO IV.- CALCULO DE LA LEY DE CORTE

4.1.- LEY MINIMA EXPLOTABLE

4.1.1.- Valorización de Concentrado de Plomo

4.1.2.- Valorización de Concentrado de Zinc

4.2.- CALCULO DE LA LEY MINIMA EXPLOTABLE.-

4.2.1.- Valores en el Concentrado de Zinc.-

4.2.2.- Valor por metal.-

4.2.3.- Valores en el concentrado de plomo.-

4.2.4.- Valor por metal.-

4.2.5.- Valor de cada Metal por Tonelada de Cabeza.-

4.2.6.- Ley equivalente.-

CAPITULO V.- EXPLORACION Y DESARROLLO

5.1.- LABORES DE EXPLORACION Y DESARROLLO

5.1.1.- Exploracion y Desarrollo.-

5.1.2.- Ganancia neta de mineral.-

**5.2.- DESCRIPCION DE LOS TRABAJOS DE EXPLORACION Y
DESARROLLOS, PERFORACION DIAMANTINA Y PRODUCCION**

5.2.1.- Zona de Cerro Jesús.-

5.2.1.1.- Nivel 29.-

5.2.1.2.- Nivel 28 (Socavón Real)

5.2.2.- Zona de San Agustín.-

5.2.3.- Zona Pozos Ricos.-

5.2.4.- Zona de Mancita.-

5.2.5.- Perforación Diamantina.-

5.2.6.- Perforación de Extension (Long Hole).-

5.3.- PRODUCCION.-

5.4.- INVENTARIO DE RESERVAS AÑO 1989.-

5.4.1.- Inventario reservas probado-probable
1,992

5.4.2.- Veta 780 Mina Pozos Ricos.-

5.4.3.- Veta 810 Mina Pozos Ricos.-

5.4.3.- Veta Socorro - Mina Pozos Ricos.-

5.4.4.- Veta Socorro II - Nivel 62-E Zona Pozos
Ricos

5.4.5.- Veta 210 - Mina Pozos Ricos

5.4.6.- Cuerpo I Porcia - Concesion Porcia
Nivel 62 - Zona Pozos Ricos

CAPITULO VI.- EXPLOTACION MINERA

6.1.- METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.-

6.1.1.- Reconocimiento Geológico.-

6.1.2.- Reconocimiento Geotécnico.-

6.1.3.- Condiciones de aplicación.-

6.1.4.- Preparación.-

6.1.5.- Explotación.-

6.1.5.1.- Perforación y voladura.-

6.1.5.2.- Ventilación y limpieza.-

6.1.5.3.- Sostenimiento.-

6.1.5.4.- Subida de echaderos y caminos.-

6.1.5.5.- Relleno.-

6.2.- METODO DE CAMARAS Y PILARES CON RELLENO.-

6.2.1.- Condiciones de aplicación.-

6.2.2.- Preparación.-

6.2.2.1.- Arranque.-

6.2.2.2.- Limpieza.-

6.2.2.3.- Relleno.-

6.2.2.4.- Transporte.-

6.2.3.- Ventajas del método.-

6.2.4.- Desventajas del método.-

6.3.- METODO DE EXPLOTACION POR CAMARAS Y PILARES.-

6.3.1.- Condiciones de aplicación.-

6.3.2.- Labores preparatorias.-

6.3.3.- Perforación.-

6.3.4.- Voladura.-

6.3.5.- Limpieza y acarreo.-

6.3.6.- Sostenimiento.-

6.3.7.- Ventajas del método de explotación.-

6.3.8.- Desventajas del método de explotación.-

6.4.- RECUPERACION DE PILARES EN MINA MANCITA.-

6.4.1.- Pilares de roca suelta.-

6.4.2.- Pilares de madera y roca.-

6.4.3.- Ventajas.-

6.4.4.- Desventajas.-

CAPITULO VII.- PLANTA DE BENEFICIO

7.1.- SECCION RECEPCION DE MINERAL.-

7.2.- SECCION CHANCADO DEL MINERAL.-

7.2.1.- Chancadora Tolsmith (primaria).-

7.2.2.- Chancadora Lokono (Secundaria).-

7.2.3.- Zaranda Vibratoria.-

7.3.- SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION.-

7.4.- SECCION FLOTACION.-

7.5.- SECCION ESPESAMIENTO, FILTRADO Y DESPACHO DE CONCENTRADOS.-

7.5.1.- Espesadores.-

7.5.2.- Filtros.-

7.5.3.- Almacenamiento y despacho de concentrados.-

7.6.- SECCION RELAVE

7.7.- BALANCE METALURGICO

INTRODUCCION

El presente informe presenta una descripción del trabajo que realicé en la Cía. Minera Colquirrumi S.A., durante al año 1992.

En el presente informe se hace una descripción general de los aspectos geográficos y geológicos de los yacimientos que la compañía minera explota.

También se presenta la descripción de los diferentes métodos de explotación utilizados, así como la descripción de los ciclos que comprenden cada método de minado.

Como parte de este trabajo se hace el cálculo de la ley de corte y la ley equivalente con la que se trabaja y la metodología empleada en su valoración, posteriormente se enfoca el tema de las reservas y el manejo de ellas, parte fundamental en la vida de la operación minera.

Por último tocamos muy superficialmente las labores en la parte de beneficio en donde presento las operaciones unitarias del proceso así como el balance metalúrgico.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 1.- No existe un plan de búsqueda de reservas debido a la difícil situación económica de la empresa debido al alto costo del capital y la fluctuación de precios de los metales.
- 2.- En esta operación se trabaja con leyes de cabeza relativamente bajas que hace que una pequeña fluctuación ya sea de precios o económica se vea inmediatamente reflejada en su utilidad.
- 3.- Existe un bajo rendimiento operacional en las labores unitarias, sobre todo en perforación, donde muchas veces no se completa el número de taladros por realizar dos disparos guardia, elevando el costo debido a la mala fragmentación de la roca.
- 4.- Existe pérdida de presión de aire, por la fuga de aire ya sea por las malas conexiones, válvulas deterioradas o por los agujeros que presentan muchas tuberías, esto dificulta la operación de perforación y eleva el costo de la misma.
- 5.- En el sostenimiento de ciertas galerías el enmadadero no está completos, faltan generalmente los tirantes, lo cual hace que las estructuras de sostenimiento no funcionen

adecuadamente, por lo que se recomienda colocar tirantes y bloquear los cuadros.

6.- El factor común es el poco mantenimiento de los accesos a las labores que hace encarecer el costo de acarreo.

7.- Debería de realizarse charlas de seguridad, dandose instrucciones por parte del departamento de seguridad sobre el desatado de rocas y de todo lo que signifique evitar accidentes.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.- UBICACION.-

El distrito minero de Hualgayoc está situado en el norte del Perú, departamento de Cajamarca; sus coordenadas geográficas son N 76°87' y E 6°46'. Está comunicado con 100 Km de carretera afirmada a la ciudad de Cajamarca, ciudad que está comunicada con el resto del país con carreteras y un aeropuerto.

El principal campamento de la compañía se sitúa en CEMSA a 3 Kms. del pueblo de Hualgayoc en dirección N 65° E; la mina Pozos Ricos, la unidad más importante, se halla a 1 Km. al NW de la misma población.

La unidad minera se encuentra a 3,260 metros sobre el nivel del mar.

1.2.- GEOGRAFIA.-

El distrito de Hualgayoc se encuentra en el flanco oriental de la divisoria de aguas de la cordillera de los Andes.

La serranía de la región es considerablemente baja, en comparación a las regiones del centro y sur de la serranía peruana, las elevaciones más altas son el cerro Jesús 3,900

m.s.n.m., el paso Caymolache, punto más alto de la carretera Cajamarca-Hualgayoc está a 3,700 m.s.n.m., con glaciares y con valles agudos en forma de "V" a lo largo de las corrientes principales y en sus partes bajas, estas aguas pertenecen a la cuenca Hidrográfica del Marañon.

CAPITULO II

ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1.- GEOLOGIA REGIONAL

Las rocas que afloran en el distrito minero de Hualgayoc son generalmente series cretácicas; atravezadas por stocks de intrusivos terciarios.

En el cañón que forma el rio Hualgayoc al cortar el anticlinal del mismo nombre, se puede observar la base del cretáceo, perteneciente a la Formación Goyllarisquizga.

2.2.- ESTRATIGRAFIA

La secuencia estratigráfica es continua y pertenece al ciclo deposicional andino con una facie intermedia entre la cuenca y la plataforma, su edad va del aptiano al santoniano, siendo la estratigrafía la siguiente:

2.2.1.- Formación Goyllarisquizga.-

Esta unidad forma el núcleo del anticlinal, está formado por estratos gruesos de ortocuarcitas blancas a grises con intercalaciones de lutitas negras.

2.2.2.- Formación Inca.-

Lo constituye areniscas silico-calcáreas verdosas, grises y rojizas con intercalaciones de lutitas margosas del mismo color. No se conoce su potencia completa ya que ha sido asimilada en gran parte por el sill diorítico inferior.

2.2.3.- Formación Chulec.-

Lo constituye margas basales grises laminares, intercaladas con lutitas negras y brechas intraformacionales que progresa a bancos métricos de caliza gris oscura. La diversidad de facies litológica basal indica factores de inestabilidad y acarreo de material de relleno a la cuenca.

2.2.4.- Formación Pariatambo.-

Está constituido por calizas y margas bituminosas negras, de potencia delgada y profundidad, con tramos silicificados de la serie en los bordes de los intrusivos, se le ha medido 150 metros de potencia.

2.2.5.- Formación Yumahual.-

Lo constituye margas grises y calizas oscuras macizas, nodulares, bituminosas con intercalaciones de areniscas silíceas marrones con estratificaciones cruzadas.

2.2.6.- Rocas Intrusivas.-

En la zona se tiene el stock de los cerros San José y Jesús, con una formación alargada de más de 3 km de largo por 1 Km de ancho siguiendo una dirección longitudinal N 160° E, fallado y fracturado, asociado en el lado oriental por tres fallas que emplazan concordantemente en la serie cretácica sub-horizontal. El espesor de los sills no es constante, bifurcandose en varios segmentos, principalmente el sill superior; siendo los más regulares el sill intermedio y el inferior con espesores de 50 a 70 metros.

El stock Jesús-San José tiene una composición intermedia, granodiorita dacita de grano grueso, observándose a simple vista, cuarzo, feldespatos potásicos, plagioclasas en fenocristales y anfíboles; estando el stock caolinizado y cloritizado en su mayor parte, sobre todo en las zonas fracturadas.

Los sills, son dioríticos-andesíticos de textura porfirítica a micro granulares con plagioclasas, serpentizados con calcita como accesorio.

Además se reporta en toda la zona dikes ácidos que atraviezan a las series sedimentarias como a los stocks y sills.

La secuencia de emplazamiento de las diferentes facies, sería una sucesión discontinua de los más básicos a los más

ácidos; correspondiendo a los sillis dioríticos, una acción precursora al emplazamiento del cuerpo principal granodiorítico.

Posteriormente o contemporáneamente se habría producido una acción de metamorfismo de contacto con skarn en partes calcáreas de la serie cretásica, con reemplazamientos en mantos a las que se ha impuesto una acción hidrotermal de relleno de fracturas y zonas cizalladas para finalmente haber una profusa actividad tectónica que ha molido las cajas de algunos sistemas de fracturas (Pozos Ricos).

2.3.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

En el área estudiada los rasgos estructurales más relevantes lo constituyen las intrusiones presentes en la región, el anticlinal de Molinopampa (cuyo plano axial está orientado al N 45°-50° W y buza 65°-70° SW) y las fallas y fracturas tensionales.

Antes de la mineralización y en relación al anticlinal de Molinopampa el plegamiento ocurrido a fines del cretáceo habría originado fracturas en cuatro sistemas principales.

El segundo sistema es de rumbo N 45° E y buzamiento 60- 70 NW; el tercer sistema de rumbo casi EW, forma un ángulo de 45° con el eje del plano axial y buza 60°-70° al Norte. Hay un cuarto sistema de rumbo EW muy importante paralelo al anticlinal menor

La Chugurana.

La secuencia de formación tectónica de la región habría ocurrido en las siguientes etapas:

Primera Etapa.- Se produce esfuerzos compresionales que originan el plegamiento regional y por supuesto el anticlinal asimétrico de Molinopampa, así como la reactivación de estructuras antiguas (de rumbo N 65°-70° W) que afectan el basamento. Posteriormente se produjo el emplazamiento de los intrusivos (pórpidos andesíticos primero y dacíta-granodiorita después), siguiendo el alineamiento general de estas estructuras la continuidad de esfuerzos compresionales ocasionó tensiones perpendiculares al plano axial. El plano de mayor deformación se habría desarrollado paralelamente al eje del pliegue, a lo largo del cual se produjeron fracturas longitudinales (tensionales) que buzaban al NE y que cortan tanto a los intrusivos como a las rocas sedimentarias; estas fracturas corresponden al primer sistema.

Segunda Etapa.- En esta etapa se habría producido el fracturamiento del segundo, tercer y cuarto sistema de fracturas (estos dos últimos de rumbo EW) como consecuencia de la acción continua de los esfuerzos compresionales, los cuales tendrían que haber variado su orientación original. En esta etapa se habrían formado los espacios abiertos y brechas así como suaves pliegues

(anticlinal y sinclinal) y estas fracturas menores asociadas a éstos sistemas de fracturas como ocurre en la zona de Pozos Ricos.

Tercera Etapa.- Luego de la deformación de las fracturas antes dichas como consecuencia del levantamiento epirogenético de los andes y la consecuente reactivación de esas estructuras, se formaron los gravens y horts. Los bloques del techo de los tres sistemas de fracturas parece haber bajado con respecto al piso.

La mineralización hipógena se habría emplazado en una etapa ligeramente anterior a este evento.

A causa de estos movimientos y otros menores. Las estructuras mineralizadas de la zona, los sills y mantos mineralizados han sido notoriamente desplazados, como puede observarse en las áreas de Molinopampa y Chulipampa.

2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA

La mineralización en las zonas están emplazadas desde las areniscas Goyllar hasta las calizas Pariatambo y en los intrusivos, cerro Jesús, sills etc. Los principales elementos económicos son la plata, plomo y zinc.

2.4.1 Minerales de Mena.-

Andorita, (Pb-Ag-Sb-S), miargirita (Ag-Sb-S), tetrahedrita, galena, esfalerita, chalcopirita,

jamesonita, covelita, enargita.

2.4.2 Minerales de Ganga.-

Pirita, baritina, calcita, cuarzo, rodocrosita y andorita.

2.4.3 Principales minerales.-

Entre los principales minerales tenemos la galena, esfalerita, chalcopirita, andorita, miargirita, tetrahedrita.

2.4.4 Tipos de Depósito.-

Los tipos de depósito que se presentan son vetas, mantos, cuerpos, contactos metasomáticos y pórfido Cu-Mo Stockwork. Las vetas, cuerpos y mantos son los más exploradas.

2.4.4.1.- Vetas

Las vetas se encuentran en toda la serie sedimentaria desde la formación Goyllar hasta la formación Pariatambo.

En la zona de San Agustín tenemos vetas mesotermales, siendo las más importantes Murciélago, Paccha, Delia, Atahualpa que se emplazan rellenando fisuras que atraviezan desde la formación Goyllar a Chulec

incluyendo intrusivos terciarios, presentan buenos valores de plata, plomo, zinc y cobre; también tenemos las vetas del cerro Jesús (intrusivo) de potencia delgada en rosario con buenos valores de plata.

En la zona de Pozos Ricos las vetas son de menor temperatura casi epitermales, se presentan en la serie calcárea de la formación Pariatambo, así tenemos las vetas Chabuca, Pozos Ricos, C D 780 y Socorro I, entre otras.

2.4.4.2.- Mantos.-

Otras estructuras predominantes son los mantos presentando de igual forma dos tipos de reemplazamiento, de estratos favorables y cuya extensión es amplia y el otro en forma de lenguas manteadas, irregulares de corta extensión.

En el primero tenemos el manto Lola que sería el mismo que el manto I Mancita; el manto 328 de San Agustín, los mantos piritosos y de bajos valores en Mancita, el manto Fátima que se presenta piritoso, es decir se circunscribe a la zona de San Agustín.

Entre las lenguas manteadas tenemos los mantos que salen de las vetas de Pozos Ricos, en forma de aletas cortas, de igual forma se presentan en la mina Porcia, teniendo los mantos 2 y 3, manto 1-N etc., que a veces

presentan una variación mixta de vetas a manto.

2.4.4.3.- Cuerpos.-

Es la más importante de las estructuras, se restringe a la zona de pozos Ricos; se presenta en la forma de cuerpos elongados controlados por fallas a los lados. Mientras que el piso y techo presenta un control litológico y le da un carácter vetoide, siendo un mineral de plata en ganga silicificada, entre cajas alteradas calcáreas.

2.4.5.- Contacto Metasomático

Se tiene indicios de pequeñas mineralizaciones en la zona adyacente al intrusivo Corona en contacto con las calizas Pariatambo al Sur de la mina Forcia; lo mismo en la mina Lola con el sondaje 05-80, se cortó una secuencia de skarn y granates en la formación Chulec.

2.4.6.- Pórfido Cu-Mo Stockwork.-

El cerro Corona tiene características de una mena pórfido de Cu-Mo o por lo menos de Stockwork, se ubica en concesiones ajenas. Los principales controles de mineralización en el distrito de Hualgayoc son: estructurales, estratigráfico-litológico.

Haremos una descripción por zonas, teniendo en cuenta en que cada una de ellas difieren estructuralmente, litológicamente y en los tipos de mineralización.

2.5 GEOLOGIA DE LA ZONA DE POZOS RICOS

La zona de Pozos Ricos se ubica a 1 km al NW del pueblo de Hualgayoc, teniendo al Este al intrusivo granodiorítico del cerro Jesús y al SW al pórfido Stockwork del cerro Corona, a quien probablemente está ligada la mineralización.

Esta zona se ubica estratigráficamente en las calizas Pariatambo presentando tres horizontes favorables a la mineralización económica conocido como "Horizonte Pozos Ricos o Inferior", "Horizonte Intermedio", "Horizonte Forcia o Superior". Los estratos presentan un rumbo general de N 30°-60° W con un buzamiento de 12° a 30° al Oeste.

2.5.1.- Horizonte Pozos Ricos.-

Se trabaja en los niveles 55 y 50 siendo un paquete de calizas gris azuladas con una potencia aproximada de 60 metros. Las estructuras que tenemos son: Vetas rellenando fracturas de tensión de corta profundidad que se cierra al Este en dirección al cerro Jesús, su alineamiento preferencial es E-W y secundariamente N 40° W. Estas estructuras están controladas litológicamente, de allí a que tengan ensanchamientos muy pronunciados que llegan a

los 10 metros de potencia, cerrandose paulativamente a 1 metro al llegar al piso-trampa del referido horizonte. Estas estructuras en general tienen un "plunge" de 9 al Oeste producto del entrampe litológico, algunos estratos muy favorables han sido remplazados para formar mantos cortos que salen de las estructuras principales. Hay que anotar que existen texturas de removilización karstica en proporción.

Los tipos de mineral que presentan estas estructuras son tres, así tenemos:

- **Mineral silicificado.**- Con buenos valores de plata y bajo plomo-zinc, cuyas leyes se estiman en 12 oz/Ag, 2.0 % Pb y 4.0 % de Zn, dureza 6; su mineralogía económica consiste en sulfosales de plata, entre ellos miargirita, andorita, galena argentífera, esfalerita caramelo en venillas y en solución sólida con el cuarzo concentrado en lentes por lixiviación hidrotermal.

Todo ello en una ganga cuarzosa gris verdosa, porosa, microfacturada con disseminación de pirita, baritina y calcita en porosidades.

Mineral Terroso.- Con buenos valores de Pb-Zn y baja plata sus leyes se estiman en 1.5 Oz/Ag, 4.0 %Pb, 10 %Zn, dureza 3; su mineralogía económica consiste en galena fina, esfalerita marrón oscura algo marmatítico en una masa de

pirita masiva.

El mineral silicificado se halla en forma de cuerpos elongados, bolsonadas pequeñas, ubicadas en el centro y parte superior de la estructura, teniendo al piso en forma de cubeta y a los costados mineral terroso de plomo-zinc. El mineral cristalizado se ubica hacia el Oeste en cuerpos pequeños y mantos limitados a unos estratos que se ubican en el centro y parte superior del horizonte y controlados por vetas de rumbo N 40° W.

Las estructuras conocidas en este horizonte son: A,B,C,D, Pozos Ricos, Chabuca, 810, 780, 780 "A", Socorro, etc.

2.5.2.- Horizonte Intermedio.-

Se trabaja en el nivel 62 E, es un paquete de calizas grises, algo arcillosa, de una potencia promedio de 18 metros; las estructuras que tenemos son cuerpos silicificados elongados con cubetas y cajas de Pb-Zn, obedeciendo a un control litológico ligado a los controles estructurales.

Se ha reconocido 2 estructuras ligadas entre sí y son Socorro II-N y Socorro II-S. Sus valores son irregulares debido a su cercanía a superficie, donde la lixiviación a modificado sus tenores. Su mineralogía es semejante a los minerales del horizonte Pozos Ricos.

2.5.3.- Horizonte Porcia.-

Se la trabaja en el nivel 62, siendo un paquete de calizas grises con intercalaciones margosas, su potencia se estima de 20 a 25 m, las estructuras predominantes son cuerpos de sílice y mantos de plomo-zinc terrosos cortos.

Estos cuerpos están controlados litológica y estructuralmente y son elongados, así tenemos el cuerpo 1 Perené silicificado; las cajas de estas estructuras están ligadas a mantos de mineral terroso de Pb-Zn irregulares y cortos como son: manto 4 Sur, manto 2, manto 3 y otros.

En cuanto a leyes de las estructuras, los valores de plata de los silicificados son menores a los de Pozos Ricos, dependiendo del fracturamiento de la masa silícea, por ello se ubican dentro de las estructuras, franjas de riqueza ligadas a micro-macro fracturamientos por donde se han emplazado múltiples venillas de sulfosales acompañadas de una generación de cuarzo. En cuanto a las estructuras de mineral terroso, también son menores en valores que la de Pozos Ricos, probablemente debido al menor volumen de elementos metálicos y a la irregularidad de los componentes de la roca almacén.

En la zona también se tiene el sistema de vetas ricas en plata del cerro Jesús; con una serie de vetas delgadas de

0.30 a 1.0 m, en rosario de rumbo N 80° W del tipo de relleno de fisuras, su mineralogía consiste en sulfosales de plata complejas, galena argentífera y calcita relleno de cavidades porosas.

Asimismo en la zona se tiene el cerro Corona, que tiene aspectos de ser un mena pórfido de Cu-Mo, o por lo menos un stockwork incompleto, por referencia sus leyes en cobre tienen 0.5% en forma de chalcopirita, estando la molibdenita relleno de venillas y fracturas delgadas. A este intrusivo se le asocia la mineralización de la zona de Pozos Ricos, tal vez sub-económica según las perforaciones diamantinas realizadas.

2.6.- GEOLOGIA DE LA ZONA DE SAN AGUSTIN.-

La zona de San Agustín se ubica al N-E del pueblo de Hualgayoc, en las zonas bajas topográficamente hablando que coinciden con la parte bajas de la estratigrafía de Hualgayoc, la secuencia que atravieza las labores y estructuras van desde las cuarcitas-areniscas basales de la formación Chulec.

Los tipos de estructuras son: vetas de relleno de fisura y mantos de reemplazamiento.

2.6.1.- Vetas de relleno de fisura.-

La zona en general presenta dos sistemas de vetas-falla uno

paralelo al eje axial del anticlinal N 45° W y el otro forma un ángulo de 58°-65° teniendo una dirección S 76° W; las vetas murciélago y Polvorilla pertenecen al primer sistema y las vetas Paccha, Atahualpa y 365 al segundo.

En general son vetas delgadas y en rosario con potencias que varían de 0.10 a 1.0 m, estando ubicada la mejor mineralización en los estratos ortocuarcíticos de la formación Goyllar, al pasar a estratos lutáceos se cierra la estructura para ensanchar después al llegar a capas favorables de la formación Inca-Chulec, así como a los sills dioríticos.

Los controles para la mineralización, son el litológico y el estructural siendo negativos ciertas inflexiones y el bajo buzamiento.

Los minerales de veta son pirita, esfalerita marrón, galena argentífera, galena, calcopirita, tetrahedrita, magnetita, pirrotita, buornita en gangas de cuarzo, calcita y/o rodocrocita.

2.6.2.- Mantos.-

Son estructuras de reemplazamiento de estratos favorables (sílico-calcáreos) ligados a conductos abiertos (vetas), la textura que presenta son típicas de reemplazamiento con caja alteradas y caolinizadas, así como se conserva

bandeamientos sedimentarios diferenciados al reemplazarse los minerales económicos los controles para la mineralización económica son: el litológico, siendo el favorable la composición silícico-calcárea, al pasar el estrato a una facie de areniscas, tiende a piritizarse con valores de cobre, al pasar a un facie calcárea, se deposita la esfalerita en venillas y ojos, así también el contacto con lentes de carbonatos son concentraciones de mayor riqueza. Otro control es la zona de oxidación, al haber una concentración por lixiviación y la ondulación en el buzamiento.

Se reporta en la zona varios mantos, con concentraciones económicas se tiene el manto Lola, correlacionado con el manto Mancita (formación Inca), el manto 328 de mayor irregularidad (Goyllar) y otros piritosos que se ubican en la formación Inca donde las condiciones de entrappe son favorables.

Los minerales de manto son: pirita, esfalerita, galena pirrotita, tetrahedrita, calcopirita, jamesonita en ganga de cuarzo y calcita.

2.7.- GEOLOGIA DE LA ZONA DE FIRENZE

La zona de Firenze está ubicada en el flanco occidental del anticlinal de Molinopampa, en la margen izquierda del río Pílancones que deja al descubierto las formaciones Chulec y

Pariatambo, estando en estas segundas, los afloramientos de los cuerpos y vetas.

En el flanco Norte del valle se tiene un stock con geometría de sill de naturaleza diorítica y textura porfirítica.

Los gossans de Firenze se encuentran alineados perpendicularmente al contacto caliza-intrusivo, a varias decenas de metros del contacto y lateralmente estaría controlado por la falla regional Firenze "La Unica" de dirección N 152° E.

Las calizas buzan contra la pendiente con promedio de 20° y de rumbo N 80° E; alineándose los gossans en dos estructuras definidas, atravezadas por otras vetas menores; dando apariencia en partes de estar estratificadas y en gran parte como cuerpos.

Se ha hecho dos sondajes para comprobar su potencial fallando en su intento; aparentemente debe ser su forma geométrica semejante por su ubicación estratigráfica a la zona de Pozos Ricos, con ensanchamientos y cuerpos en la intersección con las vetas, notándose en la habilitación de la galería antigua, mineral de Pb-Zn terroso, karztificación asociadas a la otra fase de mineralización fina de Plomo-Zinc y Plata del tipo cristalizado masivo.

Es importante anotar que la sobre dimensión de los gossans sea producto de la erosión en un nivel donde las calizas han sido favorables a la mineralización.

CAPITULO III

CALCULO DE RESERVAS

b 3.1.- MINERALES ECONOMICOS

3.1.1.- Clases de minerales.-

En el yacimiento minero se tiene minerales en forma de sulfuros de zinc, sulfuros de plomo con contenidos de plata y sulfuros de cobre.

3.1.1.1.- Clasificación por continuidad de mineralización.-

De acuerdo a las labores realizadas, la confianza de la continuidad de la mineralización, el conocimiento geológico de las estructuras y la experiencia minera, los blocks de mineral se clasifican en probables y probados.

Probado, es el mineral muestreado, debido a que ha sido controlada su mineralización en todo su contorno y en donde el riesgo de continuidad de la misma es mínima, el tonelaje calculado y las leyes estimadas, se aproximarán a lo que se obtendrá en la explotación.

Probable, es el mineral en donde el riesgo de

continuidad es mayor que en el block probado debido a los menores desarrollos en su contorno, pero existen indicios que permiten asumir la continuidad del mineral probado.

3.1.1.2.- Clasificación por su contenido de mineral

Por su contenido de mineral los clasificamos como: mena, marginal y submarginal.

Mena, es aquel mineral comercial cuyo valor cubre en su totalidad los costos de operación, depreciación y gastos financieros y administrativos, y que genera utilidades.

Marginal, es aquel mineral que cubre los gastos de operación en su totalidad y el 50% de los gastos de administración, depreciación y financieros. Este mineral no genera utilidades pero genera un flujo de caja.

En la explotación programada se realiza una programación de tal manera de explotar zonas con menas de alta y baja ley de tal manera de hacer un compósito que resulte económico en este balance.

Las reservas de mineral será la suma de mena mas el total o una parte del mineral marginal siempre que la

ley ponderada de esta suma sea inferior a la ley mínima usada para catalogar a la mena. En este cálculo se ha considerado mineral marginal y mena como Reserva de Mineral.

Mineral Sub-Marginal, es aquel mineral no comercial por cuánto cubrirá los gastos los costos de operación, que por lo tanto no debe explotarse en la actualidad, pero ante una eventual subida de los precios de los metales, la posibilidad de un cambio radical en los métodos de explotación u otros factores puedan hacer posible su extracción. El tonelaje de los blocks submarginales no será sumado a las reservas de minerales.

3.2 .- CUBICACION DE RESERVAS POR METODOS DE BLOQUES

Los métodos de bloqueo considerados en la presente cubicación, son los siguientes:

- **Secciones Transversales**, las cuales son equidistantes cada 10 metros para la zona de Pozos Ricos donde predominan cuerpos y estructuras irregulares.

- **El Convencional**, para las vetas y mantos definidos.

Cada uno de estos métodos tiene que tener en cuenta como consideración especial el ancho mínimo de minado y la dilución,

por ello se ha considerado un ancho mínimo de 0.60 m para las vetas de San Agustín donde es posible un circado, 0.70 m para las vetas de Pozos Ricos, 1.20 m para los mantos; asimismo se ha considerado una dilución de 0.30 m para las vetas y 0.30 m para los mantos.

3.3.- ERRORES DE LEYES

Se ha considerado una ley errática para cualquier elemento metálico, cuando su valor está por encima de la suma de las leyes adyacentes, en este caso se ha reemplazado esta ley por el promedio de las leyes de muestreo adyacentes.

Cuando el error tiende a ser constante, esta ley se sustituye por la semi-suma de la ley errática y los dos adyacentes.

En el caso de que haya fuertes discrepancias entre el promedio de las leyes de muestreo y las leyes de producción se ha aplicado un castigo de hasta un 25% según los casos.

3.4.- DIMENSION DE LOS BLOCKS

La altura mínima del block es de 10 metros, esta altura se ha fijado de acuerdo a la información disponible con criterio geológico, así como la técnica del bloqueo considerado 25% de su longitud para block probado y 20% o en algunos casos 12.5% para block probable. En la zona de Pozos Ricos debido a la

irregularidad la dimensión de los blocks se ha definido por la interpretación geológica determinada en las secciones transversales o longitudinales.

3.4.1.- Promedio de leyes.-

El promedio de las leyes de los blocks, son con anchos diluïdos, leyes con promedio pesado, las que previamente han sido castigadas. En la zona de Pozos Ricos donde las estructuras tienen más de 1.70 m de potencia se ha castigado el promedio del block con un 10% como mínimo y un máximo de 25% obviándose la dilución, esto como factor de corrección con la producción. El área y volumen de los blocks se determina por procedimientos geométricos.

3.4.2.- Gravedad Específica.-

La gravedad específica considerada para el mineral de cada mina es la siguiente:

Mineral Perené	2.8
Mineral Porcia	2.8
Mineral Pozos Ricos	2.8
Mineral Mesa de Plata	2.8
Mineral Mansita, Lola	3.2
Mineral San Agustín, Atahualpa	3.0
Mineral Lambayèque-Ulrica	3.0
Mineral de Cerro Jesús	2.8

CAPITULO IV
CALCULO DE LA LEY DE CORTE

4.1.- LEY MINIMA EXPLOTABLE

Para el cálculo de la ley mínima explotable, en primer lugar consideramos las cotizaciones internacionales de los metales, que a precios promedio del año 1991:

METAL	COTIZACION
PLATA	US\$ 5.85 Oz
ORO	US\$ 400 /Oz
PLOMO	US\$ 28.6 c/lb
ZINC	US\$ 1500/Tm

El balance metalúrgico y las recuperaciones de los concentrados producidos en la Planta Concentradora de San Agustín es:

	T.M.S.	% Pb	% Zn	gr Ag
CABEZA	1000.000	2.50	7.10	133
CONC. PLOMO	33.885	48.33	10.06	2,536
CONC. ZINC	111.550	2.73	50.61	198
RELAVE	854.585	0.65	1.30	29

El radio de concentración para los concentrados de plomo y zinc son:

Concentrado de Plomo = 29.51158

Concentrado de Zinc = 8.96620

RECUPERACION METALURGICA			
	Pb	Zn	Ag
CABEZA	100.0	100.0	100.0
CONC. PB	65.5	4.8	64.6
CONC. ZN	12.2	79.5	16.6
RELAVE	22.3	15.7	18.8

4.1.1.- Valorización de Concentrado de Plomo

Peso Seco : 1.076
 % de Agua : 8.00
 Peso Húmedo : 1.1696
 Peso del Agua : 0.0936
 Merma 1% : 0.0108
 Tonelaje neto seco : 1.0652

DESCUENTOS METALURGICOS		
	FLATA	ORO
COTIZACION INTERNAC.	5.85	400.0
DESCUENTO	0.35	10.0
PRECIO NETO	5.50	390.0

Las leyes promedio son las siguientes:

	LEY
PLOMO	48.32 %
PLATA	81.527 oz
ORO	0.07 oz
ARSENICO	1.8 %
ANTIMONIO	1.8 %
BISMUTO	0.06 %

La liquidación del concentrado de plomo sigue el siguiente procedimiento de cálculo:

Pagos:	US \$/TM

Pb : $(48.32\% - 1\%) \times 0.22046 \times 28.6$	283.241
Ag : $81.5206 \text{ Oz} \times 95\% (\text{CD } 1.608) \times 5.50$	425.945
Au : $0.07 \text{ oz} \times 95\% (\text{CD } 0.048) \times 400$	8.492
	=====
Valor Bruto por TM :	717.678
Deducciones:	US \$/TM

Gastos de tratamiento	159.00
Base Pb: 280 Lb/TM	
Ajustes : $(360 - 280.0) \times \$ 0.25$	20.00
Penalidad As	32.00
Penalidad Sb	32.00

Penalidad Bi	7.50
	=====
	250.50
VALOR NETO DEL CONCENTRADO DE PLOMO US\$/TM	467.178
VALOR NETO DEL CONCENTRADO EN US\$/TMS	462.510

4.1.2.- Valorización de Concentrado de Zinc.-

Peso Seco	:	1.078804
% de Agua	:	8.00
Peso Húmedo	:	1.173
Peso del Agua	:	0.094
0.75 % de Merma	:	8.030
TONELAJE NETO SECO	:	1.071

Las leyes promedio son las siguientes:

	LEY
ZINC	50.609 %
PLATA	6.3644 oz
CADMIO	0.36 %
MERCURIO	120 ppm

La liquidación del concentrado de zinc sigue el siguiente procedimiento de cálculo:

Pagos:	US \$/TM

Zn: 50.609% x 85%(DM 8 Unid)= 42.609 x 1500	639.145

Ag: (6.3644 - 3) Oz x 70 % x 5.85	13.777
Cd: (0.36 - 0.2 %) x 60 %	15.873

Valor Bruto por TM :	668.796
----------------------	---------

Deducciones:	US \$/TM
---------------------	----------

Gastos de tratamiento	153.500
-----------------------	---------

Base Zn: US\$ 900 = ctvs 38.706	
---------------------------------	--

Ajustes : (68.04 - 38.706) x 3.25	95.330
-----------------------------------	--------

Hg: \$0.8/ppm/120ppm y \$0.2/ppm/100ppm	4.000
---	-------

	252.830
--	---------

VALOR NETO DEL CONCENTRADO DE ZINC US\$/TM	415.966
--	---------

VALOR NETO DEL CONCENTRADO EN US\$/TMS	412.850
--	---------

Descuentos comerciales:	
-------------------------	--

Flete Maritimo 38 \$/TMH	41.300
--------------------------	--------

Seguro 0.275 %	1.140
----------------	-------

Descarga \$/TMH 3.2	3.480
---------------------	-------

VALOR NETO TOTAL EN US/TMS :	366.930
------------------------------	---------

4.2.- CALCULO DE LA LEY MINIMA EXPLOTABLE.-

Las leyes de cabeza son las siguientes:

LEY DE CABEZA	
ZINC	7.10 %
PLOMO	2.50 %
PLATA	133.00 gr

El radio de concentración calculado es:

RADIO DE CONC.	
CONCENT. ZN	8.96619
CONCENT. PB	29.51158

4.2.1.- Valores en el Concentrado de Zinc.-

	VALOR BRUTO US\$/TM	DEDUCCIONES US\$/TM	VALOR NETO US\$/TMS
CONC. ZINC	639.15		359.37
PLATA	13.78		7.56
CADMIO	15.87		
TOTAL	668.80	301.87	366.93

4.2.2.- Valor por metal.-

- Concentrado de zinc = $359.37 / 8.96619 = 40.08$
- Plata en Conc. zinc = $7.56 / 8.96619 = 0.84$

4.2.3.- Valores en el concentrado de plomo.-

	VALOR BRUTO US\$/TM	DEDUCCIONES US\$/TM	VALOR NETO US\$/TMS
CONC. PLOMO	383.24		182.53
PLATA	425.95		279.97
ORO	8.49		
TOTAL	717.68	255.17	462.51

4.2.4.- Valor por metal.-

- Concent. de plomo = $182.53 / 29.5115 = 6.18$
- Ag-Au en conc.de Pb = $279.97 / 29.5115 = 6.48$

4.2.5.- Valor de cada Metal por Tonelada de Cabeza.-

	CONC. PB	CONC. ZN	TOTAL
PLOMO	6.19		6.19
ZINC		40.08	40.08
PLATA	9.49	0.84	10.33

4.2.6.- Ley equivalente.-

De acuerdo a lo que muestra el cuadro anterior, observamos que el metal que representa el mayor valor es el zinc, de tal manera que la ley equivalente estará expresada en términos de zinc.

Leyes por Dólar:

0.17 % Zn = 1 US\$
0.40 % Pb = 1 US\$
12.87 gr Ag = 1 US\$

Ley Equivalente referida a zinc:

2.35 % Pb = 1 % Zn
75.70 gr Ag = 1 % Zn

	LEY DE CABEZA	LEY EQUIVAL.
ZINC	7.10 %	7.10 %
PLOMO	2.50 %	1.06 %
PLATA	133.00 gr	1.75 %
EQUIVALENTE EN ZINC :		9.91 %

CAPITULO V
EXPLORACION Y DESARROLLO

5.1.- LABORES DE EXPLORACION Y DESARROLLO

5.1.1.- Exploracion y Desarrollo.-

En el año 1991 se ha corrido 1,150.90 m en exploraciones y desarrollos lo que nos da una relación positiva de 40.90 TMS por metro de avance (mientras que el año 1990 fue de 29.90 TMS/m).

La relación por zonas es : San Agustin (49.40 TMS/m), Mansita (43.30 TMS/m) Cerro Jesús incluido Lambayeque (48.10 TMS/m). En Fozos Ricos en cambio ésta relación es negativa se ha corrido en exploraciones-desarrollos 173.60 mts y se produjeron 30,372 TMS de mineral. Debemos mencionar que se hicieron trabajos de exploración en la veta Flor sin cubicación por el bajo encampame que tiene y requiere todavía de trabajos complementarios.

5.1.2.- Ganancia neta de mineral.-

Reservas de Mineral	1,991	257,575
Menos: Producción	1,991	
De Reservas	57,085	
De Explorac. y Desarr.	5,916	63,001

Balance de Reservas	1,991	194,574
Reservas	1,991	272,980
GANANCIA BRUTA DE MINERAL EN EL AÑO		78,406

5.2.- DESCRIPCION DE LOS TRABAJOS DE EXPLORACION Y DESARROLLOS, PERFORACION DIAMANTINA Y PRODUCCION

En este acápite se hace una descripción de los principales trabajo de exploración-desarrollo, perforación diamantina y explotación en la mina durante el año 1991, en las principales labores.

5.2.1.- Zona de Cerro Jesús.-

5.2.1.1.- Nivel 29.-

En este nivel se ha explorado dos vetas Ulrica y Jimena.

La veta Ulrica se ha seguido por 112.50 m en galería y pequeños cruceros en sus ramales. Con 45.60 m por chimeneas y 28.10 m por subniveles, especialmente en su ramal NW rico en valores de Ag. No se ha tenido éxito deseado en la exploración de esta veta especialmente en el desarrollo de la galería 435-E por la veta Ulrica. La estructura se presenta potente pero muy piritosa.

La veta Jimena es una estructura semi paralela a Ulrica al Sur de ésta especialmente con valores altos de Ag. Se ha explorado en 75.60 m de galería y con 25.0 m de Chimeneas.

5.2.1.2.- Nivel 28 (Socavón Real).-

Se han explorado las vetas Ulrica, Poderosa y el Rey.

La veta Ulrica solo ha sido interceptada por el crucero principal. En este crucero se tuvo que avanzar 15.50 m para cortar esta estructura que se presenta piritosa.

La veta poderosa se corta avanzando la galería 785-0 presentándose oxidada de 0.40 m de potencia con valores de Ag y regulares de molibdeno.

La veta el Rey fue explorada con 84.70 m de galería y 28.60 m de Chimeneas. Con buenos resultados, se ha ganado reservas a pesar del avance vertical. La veta es tipo rosario con clavos ricos de Ag.

5.2.2.- Zona de San Agustín.-

En la mina Lola se explora y desarrolla la veta Atahualpa. Durante el año se han realizado 46.70 m de Chimeneas.

En el nivel 36 la veta se ha estrangulado perdiendo el buen aspecto que presentaba antes.

Con la Chimenea-20, del nivel 29 se desarrolló la veta Atahualpa y exploró la capa guía y el manto Fátima que se encontró piritoso en medio intrusivo.

5.2.3.- Zona Pozos Ricos.-

La veta 780 fue desarrollada con 24.0 m de Chimeneas y por 22.0 m de subnivel en el nivel 45 no se tuvo buenos resultados ya que la estructura se presentó pobre hacia el lado Este de la zona de trabajo.

La veta 810 fue seguida con 29.40 m de subniveles en el nivel 50 ganandose algo de mineral.

La veta Socorro ha sido desarrollada con 50.30 m de subniveles y 21.00 m en la Chimenea-1. Verificando su continuidad. La estructura siempre brechosa con mineral terroso.

5.2.4.- Zona de Mancita.-

1-4

Se continuó explorando y desarrollando la franja 2 hacia el Este y Sur de la misma. El manto sufre a veces desplazamientos verticales por fallas de gravedad. Se han realizado en total de 311.60 m de Subniveles y 7.00 m de

pequeñas chimeneas, con los que se ha ganado reservas.

5.2.5.- Perforación Diamantina.-

Este año se trabajó sólo con la máquina Winke, se hicieron 9 sondajes, haciendo un total de 280.30 metros.

En la zona de Meche se hicieron 5 drill-holes para explorar la veta Socorro y posibles mantos. Dos de ellos con buenos resultados, los otros tres cortaron mineral oxidado.

- En Lola del nivel 36 hacia abajo, se exploró el manto Fátima. Se cortó una estructura piritosa.

Por último en la zona de Mancita quedó uncluso el último drill-hole, cuando faltaba muy poco para llegar a la proyección del manto.

5.2.6.- Perforación de Extension (Long Hole).-

Se hicieron 65.30 m con resultados diversos.

5.3.- PRODUCCION.-

En el año 1991 se ha tratado 63,001 TMS de mineral con leyes promedio de 2.15 % Pb, 7.09 % Zn, 95 Gr/Ag.

La producción de 1990 fué de 88,941 TMS de mineral con leyes promedio de 2.83 % Pb, 7.68 % Zn y 99 Gr/Ag.

RESUMEN DE AVANCES POR ZONAS DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS 1,991					
Zonas	Frentes Chimeneas Subniveles			Totales	%
Pozos Ricos	24.00	22.00	46.00	4.00
Mesa de Plata	21.00	106.60	127.60	11.10
Cerro Jesús	292.80	99.30	34.20	425.30	37.00
Mancita	45.40	256.30	301.60	26.20
Lola	68.20	131.60	42.80	242.70	21.10
San Agustín	6.70	6.70	0.60

Contiene	Frentes Chimeneas Subniveles			Totales	%
Total 1,991	361.00	321.30	468.60	1,150.90	100
Total 1,990	1,414.50	358.30	232.10	2,004.90	174
Total 1,989	1,323.60	551.00	485.20	2,359.20	205
Total 1,988	1,316.40	888.70	816.30	3,021.40	263

5.4.- INVENTARIO DE RESERVAS AÑO 1992.-

5.4.1.- INVENTARIO RESERVAS PROBADO-PROBABLE 1,992.-

T.M.S	Gr/Ag	% Pb	% Zn	Eq-Zn	US\$/TMS
272,980	146	3.0	7.6	10.9	61.53

Debemos anotar que el incremento de reservas es regular, y que el valor por tonelada de mineral ha subido en un 22%

con respecto al año pasado.

Promedio de valor año 1,992 : \$ 61.53/TMS

Promedio de valor año 1,991 \$ 50.15/TMS

La ley promedio equivalente en Zinc es de 10.9% de nuestras reservas; encontrándose por lo tanto, en un 33% sobre la ley de equilibrio que es de 8.15% en el año 1,991.

También ha subido nuestro radio de cubicación de 29.9 TMS/m en el año 1,990 a 41.0 TMS/m en el año 1.991.

Los procedimientos para los cálculos del inventario de minerales han sido hechos empleándose secciones longitudinales sobre estructuras y en el caso de Pozos Ricos completándose con secciones transversales equidistantes cada 10 metros con la finalidad de cubicar estructuras irregulares.

En el inventario acusa una ganancia bruta de 15,405 TMS con respecto al año pasado. Debemos hacer notar que este año se han introducido 22,240 TMS de mineral de Pozos Ricos consideradas inaccesibles requiriendo de trabajos complementarios para extraerlas. También se ha incluido 6,960 TMS de la veta 365 y 2,091 TMS de la veta Atahualpa, por encontrarse sobre el Cut Off actual.

Considerando las 63,001 TMS con una ley promedio de 95 gr de plata (3.05 Oz/Ag), 2.15 % Pb, 7.09 % Zn tratadas en planta; se tiene una ganancia bruta de 78,406 TMS con respecto al año 1991. A esto tenemos que descontar las 22,240 TMS inaccesibles cubicadas este año en Pozos Ricos; las 6,960 TMS de la veta 365 y las 2,091 TMS de la veta Atahualpa consideradas bajo el Cut Off actual.

Teniendo entonces 47,115 TMS netas ganadas en el año, esta cifra en relación con los 1,150.90 metros de avances en exploraciones y desarrollos nos da una relación de 41 TMS por metro de avance.

En el presente año se considera 4 zonas de trabajo de acuerdo a su ubicación de las minas en producción: Pozos Ricos, San Agustín, Cerro Jesús y Mancita; siendo el volumen de producción en el mismo orden.

La zona de Pozos Ricos sigue siendo la unidad de producción más importante y continúa con buenas perspectivas, para ello se necesita explorar y desarrollar este año.

CUADRO COMPARATIVO DE PRODUCCION Y RESERVAS POR MINAS

Minas	Cubicado	Explotado	Cubicado	Ganancias
Pozos Ricos	86,960	30,372	84,973	28,385
Concesión Porcia	46,880		41,940	4,940
Lambayeque	4,863	5,160	9,225	9,552
Socavón Real	6,271	3,594	13,630	10,953
Mancita	5,334	8,705	9,704	13,075
Lola	43,524	10,084	49,164	15,724
San Agustín	30,198	5,086	30,769	5,657
Santa Marta	8,030	-----	8,030	-----
Firenze	25,515	-----		-----
TOTAL	257,575	63,001	272,980	78,406

PRODUCCION POR MINAS TMS

Minas	I Semestre	II semestre	Total	%
Pozos Ricos	12,634.872	5,483.912	18,118.784	28.80
Mesa de Plata	7,577.539	4,675.739	12,253.278	19.40
Lambayeque	3,351.173	1,808.351	5,159.524	8.20
Socavón Real	1,671.865	1,922.734	3,594.599	5.70
Lola	5,312.964	3,392.295	8,705.259	13.80
San Agustín	6,309.908	3,733.863	10,083.771	16.00
Mancita	3,163.874	1,922.372	5,086.296	8.10
	40,022.195	22,979.266	63,001.461	100.00

MINA POZOS RICOS NIVELES 59 - 55 - 50 - 45
RESUMEN POR ESTRUCTURAS

ESTRUCTURA	T.M.S	Pot.	Gr/Ag	% Pb	% Zn	Eq-Zn
Veta 780	36,115	5.30	121	3.30	8.30	11.40
Veta 810	1,584	1.49	52	5.80	9.10	12.40
Veta Socorro	33,279	5.10	33	2.50	7.70	9.20
Veta Socorro II	1,240	2.40	39	3.50	7.30	9.40
Veta 210	8,525	1.60	98	4.30	8.80	12.00
Veta 205	4,230	0.67	37	2.40	7.90	9.50
	84,973	4.45	78	3.10	8.10	10.50

5.4.2.- VETA 780 - MINA POZOS RICOS.-

Esta veta, principal del sistema Pozos Ricos, se ha recorrido por más de 300 m en los niveles 55, 59, 62, 50 y 45.

De rumbo N 75° W (paralelo al anticlinal Chugurano) y buzamiento de 65°S, tiene una potencia de 1 a 15 metros.

El control litológico es muy importante, variando el volumen y calidad del mineral según el horizonte litológico.

En el horizonte Pozos Ricos la veta ha reemplazado la caja techo a una distancia de 15 m, produciéndose un cuerpo de sílice poco fracturado y poroso con altos valores de plata en freibergita, miargirita y otras sulfosales.

En el horizonte intermedio, nivel 59, se ha producido una mineralización más reducida con reemplazamientos uniformes de sílice criptocristalino con esfalerita rubia, galena, pirita. En gran parte este Horizonte está oxidado.

En el horizonte superior o Porcia-Perené se han reemplazado irregularmente 3 horizontes calcáreos con pirita, dentro de estos hay franjas de mineral económico con esfalerita botroidal y galena en rosetas dentro de geodas en una sílice criptocristalina de pirita.

5.4.3.- VETA 810 - MINA POZOS RICOS.-

Esta estructura muy definida, se ha desarrollado y explotado por 250 m de largo en el nivel 55, presentando al Oeste un rumbo promedio E-W y al Este un rumbo N 70° W, con la que cruza la veta Chabuca y se une con la veta Pozos Ricos. Su buzamiento promedio es de 70° al Sur siendo su potencia variable de 0.80 a 7.0 metros.

Presenta mineralización zonificada tanto en altura como longitudinalmente, al Este los clavos silicificados lixiviados se encuentran intercalados amorfamente con mineral terroso de Pb-Zn.

Su mineralización consiste principalmente de: esfalerita, galena, miargirita, andorita y otras sulfosales de Plata, en ganga de sílice, pirita, baritina, calcita brechosa y

arcillas.

5.4.3.- VETA SOCORRO - MINA POZOS RICOS.-

En esta estructura definida, de rumbo promedios E-W y buzamiento 70°-76° al Sur, se ubica al norte de las estructuras en trabajos del nivel 55, su potencia varia de 0.60 a 8.0 metros en los clavos.

Se ha desarrollado por 280 metros en el nivel 55 y 120 metros en el nivel 59, encontrándose oxidado hacia el Este en ambos niveles. Se ha determinado que presenta dos clavos de mineral Zn-Pb terroso, quienes se tienden al Oeste con un "plunge" de 10 producto de su control litológico.

Esta estructura se une al Oeste con la veta 780. Es conveniente recalcar que el mineral es exclusivamente terroso de Pb-Zn, situandose los clavos, uno en la base del horizonte favorable "Pozos Ricos" y el otro debajo del techo del referido horizonte con un tramo de angostamiento y de bajos valores, creemos que a esta secuencia le falta o está minimizado el emplazamiento de las bolsonadas de sílice argentífera.

Los minerales que presenta son: esfalerita fina, galena fina en una ganga compuesta por arcilla, caliza brechosa, baritina y pirita.

5.4.4.- VETA SOCORRO II - NIVEL 62-E ZONA POZOS RICOS

Esta estructura conocida en el nivel 62-E de rumbo ondulante E-O y buzamiento 70° al Sur, se ubica en el horizonte intermedio correlacionandolo hacia abajo con la veta 780. Presenta una potencia de 2.0 a 8.0 metros y de unos 12 m de altura, enterrándose con un "plunge" de 10 al W debido al control litológico.

El tipo de mineral que presenta es de silicificado-lixiviado dado su cercanía a superficie, por lo que se cree que sus valores aumentarán al W, así mismo en las bases y cajas presenta mineral terroso de Pb-Zn.

5.4.5.- VETA 210 - MINA POZOS RICOS Nv-45.-

Esta veta de rumbo promedio N 60°-70° E en las calizas al pasar al intrusivo granodiorítico del Cerro Jesús inflexiona al Oeste-Este, manteniendo su buzamiento de 70° al Sur. En las calizas se le ha recorrido por 80 metros en el Nv-45 con la galería 45-210, en el nivel 48 se le ha recorrido por 100 metros en la galería 48-223; en general en las calizas la estructura es irregular, tendiendo a ser en rosario, el mineral es de tipo cristalino masivo brechado producto del movimiento posterior de las cajas de una matriz de panizo, brecha de caliza, calcita y pirita. La potencia varía de 0,20 a 1.50 metros en los ensanchamientos, presenta desplazamiento cortos al Norte,

al lado Este por fallas, así como se encuentra perturbado por un dique en el Nv-45.

Su minerología económica consiste en galena y esfalerita marrón en una matriz de pirita masiva.

En el intrusivo se le ha explorado con el Crucero 45-334 y Crucero 45-222 notándose delgada, en rosario y con mineralogía pobre, el relleno de veta pirita algo sulfatada, escasa sílice, calcita y abundante panizo de roca, como sabemos la veta del Cerro Jesús son ricos en plata cuando tienen un buen contenido de sílice.

5.4.6.- CUERPO I PORCIA - CONSECIÓN PORCIA NIVEL 62 - ZONA POZOS RICOS

El cuerpo I Porcia, es una estructura elongada de rumbo N 85° W, con una sección transversal tendiendo en forma anticlinal, buzando 30-60 en el flanco Sur y 45 a irregular en el flanco Norte. Se le ha reconocido en una longitud de 180 metros, notandose que ase entierra al Oeste con un "plunge" de 8.

Esta estructura, contiene un 70% de mineral silicificado con buenos valores de Ag, teniendo en sus bordes mineral de Pb-Zn rellenando fracturas, y mineral terroso de Plomo-Zinc hacia el Este o irregularmente a los bordes.

Su control litológico-estructural, ubicándose estratigráficamente en el horizonte Porcia-Perené del Pariatambo y localmente en contacto al Sur con apófisis del intrusivo Corona (metapórfido de Cu-Mo).

Los minerales económicos son la esfalerita rubia, galena fina, sulfosales de Ag en una ganga de cuarzo verde grisáceo. La baritina en hojuelas grandes delimita la aureola de mayor riqueza además de evidenciar una textura de lixiviación hidrotermal, donde la galena es botroides, la barita y cristales finos de esfalerita rubia le dan mayor contenido.

CAPITULO VI

EXPLOTACION MINERA

La explotación ha seguido diversos métodos de explotación debido a las diversas formas de la distribución espacial del yacimiento, en donde se puede observar desde mantos, vetas y cuerpos.

Así tenemos el método de Corte y Relleno Ascendente aplicado en la mina de pozos Ricos. Cámaras y Pilares con relleno aplicado en la mina de Fozos Ricos. Cámaras y Pilares aplicado en la mina Mancita. Recuperación de pilares en mina Mancita.

Este conjunto de minas se hallan distantes una de otras, así como de la planta Concentradora por ello se tiene la necesidad de utilizar volquetes para el transporte del mineral, para lo cual la compañía cuenta con cuatro volquetes que realizan esta operación trabajando dos turnos de 12 horas cada uno, en épocas de lluvia el transporte se hace muy difícil por el mal estado de las vías de transporte como consecuencia de las lluvias que caen entre los meses de Diciembre hasta el mes de Abril, época en la cual la producción de las minas decae apreciablemente, para que entre los meses de Mayo a Octubre se recupere la producción mensual y se tenga un promedio de 7,000 TMH/mes.

6.1.- METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.-

Este método consiste en cortar el mineral en rebanadas horizontales, el cual es reemplazado por material estéril como relleno, que sirve de piso de trabajo y medio de sostenimiento, pero antes de rellenar los tajeos se tiene que encribar los echaderos y caminos.

Este método de minado tiene como características que da un alto costo/tonelada, alta recuperación y baja dilución.

El mineral puede ser explotado con taladros horizontales o bien con taladros dirigidos hacia arriba, que nos permite tener una excelente productividad y permite acumular taladros a lo largo del tajeo.

La explotación va lentamente, abastece poco mineral por tajo y no permite ningún almacenamiento, ni adelantarse a una operación.

Las condiciones impuestas por el método antes de la explotación son constituidos por el reconocimiento Geológico y Geotécnico, así como de la estructura en si del yacimiento.

6.1.1.- Reconocimiento Geológico.-

El reconocimiento geológico comprende:

- Trazo de niveles principales.

- Trazo de niveles distanciados: Subniveles
- Apertura de las verticales (Chimeneas).

6.1.2.- Reconocimiento Geotécnico.-

El reconocimiento geotécnico consiste en determinar la resistencia de las cajas y el relleno mineral.

6.1.3.- Condiciones de aplicación.-

- Mineral de alto valor económico
- Yacimiento de potencia promedio entre 0.20 a 1.50m -
Buzamiento de la veta entre 45 a 90
- Mineral y cajas relativamente inestables.
- Mineral de regular ley.
- Dimensiones de tajo.
 - a.- Longitud varía de 25 a 40 metros.
 - b.- Separación de nivel a nivel: 50 ó 100 m
- Disponibilidad de material de relleno.

6.1.4.- Preparación.-

La galería destinada a permitir la evacuación del mineral de los blocks a explotar es la primera que se realiza para que a partir de esta se corran dos chimeneas que empalmen al nivel superior, destinados a permitir la ventilación, en nuestro caso el relleno será insitu, y el objetivo principal de estas chimeneas será el de la ventilación.

Las chimeneas a correr serán excavadas con la ayuda de una perforadora Stoper, con enmaderamiento ligero (puntales) que sirven de andamio de perforación, siendo la sección de acuerdo a la veta.

Se termina la instalación de la base de los blocks con corrida de subniveles dejando puentes sobre la galería base de 12.0 pies.

Se armarán para dos tajeos a preparar 5 tolvas, 3 chutes simples y 2 chute-caminos.

6.1.5.- Explotación.-

La explotación del mineral en los tajeos comienza con la acumulación de los taladros a lo largo de todo el tajeo, para que después el mineral sea disparado por tandas de 30 taladros como máximo hasta completar todo el tajo y luego limpiado por tajadas ascendentes sobre el relleno anterior, dejandose entre el relleno y el mineral insitu un espacio que permite la perforación y disparo. Los materiales para el relleno serán disparados en el mismo tajeo, sea por desquinches de las cajas cuando la veta es angosta o bien por estocadas de relleno o "huecos de perro" cuando la veta es ancha.

6.1.5.1.- Perforación y voladura.-

Los equipos y materiales de perforación y voladura que

se usarán consta de:

- Barrenos de 7/8" hexagonales marca Coromat, estando cada juego formado por un patero de 3' (2.40 m) y un seguidor de 5' (1.50 m), con un diámetro de pastilla de 41 y 40 mm respectivamente.

- Perforadoras neumáticas del tipo Jackleg marca Atlas Copco, Stoper marca Toyo y Jackleg marca Montabert estas trabajan a una presión de 80 lbs/pulg² (5.9 kg/cm²) y consumen 120 ft³/min standar de Aire (3.4 m³/min).

- Se usará dinamita Semexa de 65%, 45% y Exadit de 65%.

- En cuanto a accesorios de voladura se utilizarán fulminantes nacionales Famesa N-6, guías de Seguridad nacional MESUR de longitud de 6', para el chispeo mechas de 3', o bien el equivalente de fulminantes conectores con cordón de ignición cuando se realiza por algún motivo disparos superiores a los 30 taladros.

- Para cargar los explosivos se usarán primeramente un soplador para desalojar el agua y detritus de los taladros, luego con atacador de madera a pulso se cargan los cartuchos de dinamita.

Las 5 relaciones básicas adimensionales para el diseño de una tanda de voladura serán calculados según el método de Ash.

a.- Burden ratio (kb) es la relación de longitud del burden en pies al diámetro de la carga explosiva en pulgadas.

$$k_b = 12 B / D_e \dots (1)$$

Explosivo : dinamita Semexa 60%

Dimensión : 1 1/8" x 7"

Gravedad Específica : 1.08 gr/cm³

Velocidad de detonación : 3,800 m/s

Con $k_b = 20$ y $k_b = 17$ obtenemos un rango para el valor de B que debe hallarse entre 24" y 20", esto se debe a que la dureza de la roca varía dentro de un mismo yacimiento.

b.- Hole-Depth Ratio (Kh), es la relación de la profundidad del taladro con respecto al burden ambos medidos en pies.

$$K_h = H/B \dots (2)$$

El valor promedio de uso frecuente de acuerdo a la profundidad total y para todo tipo de roca es 2.6, pero por comodidad se tomará para nuestros cálculos 2.5.

$$\text{De (2) } H = B \times K_h$$

$$H = 2 \times 2.5 = 5 \text{ pies} = 1.5 \text{ m.}$$

En la práctica se usa $H = 4 B = 4 \times 2 = 8.0'$, entonces esta profundidad del taladro se halla dentro de las consideraciones prácticas.

La inclinación de los taladros verticales se controlará con los dos primeros taladros o con el primer taladro y para una correcta inclinación se podrá incorporar escuadras de perforación.

La dimensión de la cara libre (L) se obtiene teniendo en cuenta las respectivas inclinaciones, según:

$$L = H / \text{Sec } a$$

Donde: a = ángulo que forma las direcciones de los taladros con la vertical, con una H de $5'$, se tiene un $a = 30$, entonces:

$$L = 5.0 / \text{Sec } 30 = 4.3' = 1.3 \text{ m.}$$

c.- Sub-Drilling Ratio (Kj).- Es la relación de la sobreperforación usado con respecto al Burden ambos medidos en pies.

$$Kj = J/B \dots\dots\dots(3)$$

Este parámetro depende de la estructura de la roca, de la densidad de la misma y la inclinación del taladro.

STANDARD DE LA SOBUPERFORACION (Kj) :

- Considerando inclinación, la estructura y la densidad de la roca. Kj
- Para todo tipo de roca e inclinación 0.3

De (3) y considerando $K_j = 0.3$ calculamos el valor de J:

$$J = K_j \times B = 0.3 \times 2.0 \text{ ft} = 0.6 \text{ ft} = 18 \text{ cm.}$$

Donde J es la perforación adicional por debajo del piso en el caso de taladros inclinados se requerirá poca sobreperforación y tiene poca importancia cuando la perforación es en tajo como es nuestro caso de aplicación.

d.- Spacing Ratio (Ks).- Es la relación de la dimensión del espaciamento con respecto al Burden ambos medidos en pies.

$$K_s = S / B \dots\dots\dots(4)$$

Donde S = f(espesor e intervalo del encendido)

STANDARD DEL ESPACIAMIENTO (Ks):

- De acuerdo al intervalo de iniciación de los tableros (encendido) Ks
- Para retardos cuyos intervalos de tiempos son grandes 1.0

Para el diseño de perforación y voladura la experiencia arroja para $K_s = 1.0$.

De (4) Obtenemos $S = K_s \times B = 1 \times 2' = 2' - 60 \text{ cm.}$

e.- Stemming Ratio (Kt). - Es la relación de longitud del taco o cola (collar) con respecto al Burden ambos medidos en fts.

$$Kt = T / B \dots\dots(5)$$

Por consideraciones experimentales debe ser igual a la dimensión del Burden, (B), pero por seguridad puede ser reducido hasta obtener un valor de $0.7 - Kt - 1.0$.

STANDARD DEL COLLAR (Kt) :

De acuerdo a la altura del atacado	Kt
Para todo tipo de roca	0.7 a 1.0

Para la mina de Colquirrumi tomamos un valor de $Kt = 0.9$, por lo tanto:

$$T = Kt \times B = 0.9 \times 2.0 \text{ ft} = 1.8 \text{ ft} - 55 \text{ cm.}$$

Con respecto a la Carga Explosiva (PC) que comprende al cebo iniciador (b) y el explosivo rompedor (e), tenemos lo siguiente:

$$PC = H \quad T$$

Entonces tenemos:

$$PC = 5.0 \text{ ft.} - 1.8 \text{ ft} = 3.2 \text{ ft.}$$

La calidad de explosivo (E), esta dado por:

$$E = De \times PC \times N$$

Donde: N = número de taladros.

PC = columna explosiva en ft

De = peso del explosivo 0.447 lbs/pie
del explosivo : 1 1/8"

STANDARD PARA EL ESPESOR (B) :

Características de la Roca y del explosivo.	Tajo Abierto	Subterráneo
a) Para Rocas muy duras y explosivos densos :	40	20
b) Para Rocas de dureza Intermedia	35	17
c) Para Rocas de dureza suave	20-30	10-15

B, es la distancia desde el taladro a la cara libre más proxima medida perpendicularmente a esta, siendo la distancia de menor resistencia. Con explosivos livianos de una densidad entre 0.75 a 1.10 gr/cc y cuando la densidad de la roca está entre 2.8 a 3.2 que es el rango de la densidad de los minerales que existen en el distrito minero de Hualgayoc, tomaremos un rango de $Kb = 20$ ó $Kb = 17$.

$$\begin{aligned} \text{De (1)} \quad B &= Kb \times (1/12) De \\ &= 20 \times (1/12) \times 1.2 = 2.0 \text{ ft} = 24 \text{ "} \end{aligned}$$

Diámetro del explosivo = 1.2", se toma así porque al atacarse se produce un aumento del diámetro del cartucho de dinamita.

Con $K_b = 17$, $B = 1.7 \text{ ft} = 20"$

Reemplazando los valores tenemos el valor de E:

$E = 0.447 \text{ lb/pie} \times 3.2 \text{ pies} \times 1 \text{ taladro} = 1.4304 \text{ lbs/tal}$. Esto equivale a 5.5 cartuchos de dinamita por taladros, de cada cartucho de 118.23 gr, de 1 1/8" x 7".

6.1.5.2.- Ventilación y limpieza.-

La ventilación será natural, no teniendo necesidad de tener ventilación mecánica, las chimeneas que empalman el nivel de base al nivel superior que es lo que nos permite una rápida evacuación de los gases del disparo. La longitud de estas dos chimeneas son de 100 metros y están ubicadas cada 40 metros.

La limpieza en el Tajeo es una etapa especial, pues ante una potencia promedio corta y no contando la mina con winches de rastrillaje se aplica la limpieza manual utilizando lampas lo que ayudará a la selectividad, mientras que los echaderos estarán ubicados cada 20 metros la cual ayudará a aumentar la eficiencia ya que el mineral se echará máximo a una distancia de 10 metros.

El desatado del techo y el rompimiento de bancos son dos operaciones que influyen sobre el rendimiento, pero mediante una buena operación de perforación y voladura se puede lograr anular riesgos de fracturamiento de las cajas y así evitar los accidentes por caídas de rocas.

6.1.5.3.- Sostenimiento.-

El sostenimiento esta dado por el relleno que se utiliza después de la limpieza del mineral, siendo este mediante mineral estéril procedente del mismo tajeo. Este ciclo consiste en dos acciones. La subida de los echaderos y caminos e inmediatamente después el relleno hasta alcanzar la altura del encribado de los echaderos.

6.1.5.4.- SUBIDA DE ECHADEROS Y CAMINOS.-

El método de explotación tiene por particularidad dejar echaderos y caminos en los rellenos, este incluye que todo el mineral del tajeo pasará necesariamente por estos echaderos. El número de echaderos por tajeo será de un chute-camino al centro y limitando los costados del tajeo se tendrá un echadero simple a una distancia de 40 metros. El servicio al tajeo por el camino del chute-camino, el cual juega un rol importante como son acceso,

transporte de materiales, tubería de aire comprimido, tubería de agua, movimiento de personal, ventilación, etc.

Para mantener la abertura de los echaderos y caminos se adoptará el uso de puntales confeccionados de madera de eucalipto de 8" de diámetro. Los echaderos simples consistirán en dos puntales forrados interiormente con tablas de 2" x 8" x 5', el forrado exterior puede ser de la misma forma. Los chute-camino consistirá en 3 puntales con forro de tablas. Para ambos casos la distancia vertical entre puntales será de 1.30 metros mientras que la distancia horizontal entre puntales será de 1.00 m, tanto para los echaderos como para los caminos.

La naturaleza del mineral de Pozos Ricos esta considerada como mineral que produce atraque en los echaderos y del tipo abrasivo, lo que indica un mantenimiento estricto. Un cálculo rápido del mineral que pasará por los echaderos será:

$40 \text{ mts} \times 50 \text{ mts} \times 1.0 \text{ mts} \times 2.8 \text{ Ton/m}^3 = 5,600 \text{ Ton.}$

$5,600 \text{ Tons} / 3 = 1,867 / \text{echadero.}$

El mantenimiento de los echaderos debe realizarse constantemente, como así de los caminos, especialmente cuando los tajeos esten elevandose.

6.1.5.5.- Relleno.-

El relleno para los tajeos será obtenido en las mismas labores mediante desquinces de las cajas en caso de ser la veta angosta, menor de 0.70 mts. y mediante estocadas de relleno o "huecos de perro" cuando la veta es de una potencia mayor a los 0.70 mts.

En caso de desquinces de cajas el relleno se pone insitu casi solo, necesitandose solo de un pequeño "pampilleo". En caso de los estocadas de relleno hacia la caja techo, el relleno que cae debe ser puesto a pulso a lo largo del tajeo.

Cuando la potencia mineralizada es inferior a la anchura mínima para el tránsito normal del personal, considerado como de 0.80 m, para alcanzar este ancho de labor la explotación es conducida de la siguiente manera. Se dispara el mineral, el cual es evacuado inmediatamente, luego se procede al ensanchamiento del tajeo rompiendo las cajas hacia el techo del tajeo, tanto de la caja piso como de la caja techo de la veta, cuyos productos servirán de relleno. El tajeo será por lo tanto lo suficiente ancho como para comenzar el ciclo de abastecimiento del mineral.

Si la potencia es superior a los 0.70 m se haran cámaras hacia la caja techo, para esto, primeramente

se ha diseñado la estocada de relleno que tenga una inclinación de 30° , para que el relleno pueda ser jalado con alguna facilidad de este subnivel, además estas estocadas nos servirán para realizar algunas exploraciones.

6.2.- METODO DE CAMARAS Y PILARES CON RELLENO.-

Este método de explotación es aplicado en la mina Fozos Ricos. El método en sí es como su nombre lo indica, consistiendo en dejar pilares como sostenimiento y las cámaras que son las áreas de extracción. Este método de minado se aplica en mantos o vetas que tienen potencias promedios mayores de 2,50 metros.

6.2.1.- Condiciones de aplicación.-

- 1.- Potencia media del manto o veta mayor de 2,5 m.
- 2.- Las cajas deben ser semicompetentes.
- 3.- Buzamiento del manto o veta entre $70^\circ - 80^\circ$.
- 4.- Naturaleza del mineral discontinuo.

6.2.2.- Preparación.-

Se abre la galería de extracción dejando un pilar de más o menos de 3.0 metros, se comienza a extraer el mineral formandose las cámaras y pilares. Los chutes se construyen de acuerdo al ancho del tajeo.

La explotación en este método se divide en las siguientes etapas:

6.2.2.1.- Arranque.-

El arranque consiste en explotar las cámaras por rebanadas horizontales.

6.2.2.2.- Limpieza.-

El mineral arrancado es acarreado utilizando carretillas a los echaderos.

6.2.2.3.- Relleno.-

El material de relleno para las cámaras ya explotadas son materiales estériles que son echados por las chimeneas que comunican a superficie, este material una vez que se encuentra en los tajeos se procede a la distribución uniforme en el área explotada que sirve de piso para el siguiente arranque. También son rellenos con material de las cajas que se derrumban.

6.2.2.4.- Transporte.-

El transporte del mineral roto se realiza por medio de locomotoras a batería de 2,250 Kgs. con cuatro carros mineros U-35. A partir de los chutes de los tajeos

hasta una tolva que se halla en superficie. de ésta, el mineral es transportado por camiones volquetes de 8 - 14 TM hasta la Planta Concentradora.

6.2.3.- Ventajas del método.-

El consumo de madera es mínimo, solamente para los chutes y caminos.

Se deja como pilares las partes estériles.

Se tiene buena ventilación

Se puede mecanizar.

6.2.4.- Desventajas del método.-

Difícil la recuperación de los pilares.

En el relleno se pierde mucho mineral fino.

Baja recuperación del mineral.

Las máquinas que se usa para la perforación son de la misma marca que se utiliza en la mina San Agustín. Los trazos son en zig-zag; también se utiliza el Corte Quemado. Para la voladura se emplea los mismos materiales que se utilizan en todas las minas de la compañía, como son Dinamita Semexsa, mechas Mesur y fulminantes Famesa N° 6.

6.3.- METODO DE EXPLOTACION POR CAMARAS Y PILARES.-

Este método de minado se aplica en la unidad minera Mancita,

debido a los tipos de depósito que existen en esta zona del distrito minero de Hualgayoc que son mantos casi horizontales y de potencia promedio de un metro.

El método de cámaras y pilares consiste en dejar pilares con el fin de soportar la caja techo. El factor económico más importante de este método es el tamaño de los pilares y la distancia entre ellos. El esquema de disposición de pilares necesita una buena planificación. Las pérdidas de mineral (que varían entre 10% y 25%) es función del esquema de disposición de pilares y de la calidad de la caja techo.

La minería por cámaras y pilares es un método altamente eficiente. Las diferentes operaciones que conlleva este método, excepto de minar depósitos muy delgados como es el caso de mina Mancita en donde la mecanización es imposible por la potencia del manto. La perforación de producción y el trabajo de preparación puede normalmente llevarse a cabo con las mismas máquinas. Puede alcanzarse muy alta productividad. Este método de minado proporciona costos de minado y dilución intermedia. La recuperación es mala, si los pilares residuales no son recuperados posteriormente.

6.3.1.- Condiciones de aplicación.-

Yacimientos con poco buzamiento: horizontales o casi horizontales de poca potencia.

- Techo de mineral relativamente estable.

Mineral con buena estabilidad.

En estratos de buzamiento comprendido entre los 20° y 30°, el arranque se efectúa avanzando hacia arriba.

6.3.2.- Labores preparatorias.-

En los yacimientos horizontales o casi horizontales también llamados mantos. Las labores preparatorias consisten en la ejecución de caminos de transporte de mineral y accesos para el personal que ingresa a las labores. Esto se hace a la vez frecuentemente junto con el arranque, es decir a través de la zona explotada. Una vez hecha la exploración del manto se procede a la preparación para el tajeo del mineral mediante galerías que como en el caso de mina Mansita se realiza mediante subniveles que también nos servirán para el acceso y acarreo de mineral de los frentes.

6.3.3.- Perforación.-

En los yacimientos horizontales o mantos, la voladura de mineral puede compararse a la perforación de galerías en donde la anchura y la altura del tajo corresponden a las dimensiones de la potencia del manto.

Para la perforación se usan máquinas perforadoras del tipo Jackleg y de las siguientes marcas como: Montabert, Toyo y Atlas Copco, usándose además barrenos integrales marca

Coromant de diámetro de varilla de 7/8" con longitudes de 4' y 5' y diámetro de pastillas de 41 y 40 m respectivamente, la malla de perforación tiene por arranque un corte en pirámide con cuatro taladros.

6.3.4.- Voladura.-

La voladura en esta unidad minera es totalmente convencional usándose como explosivos dinamita SEMEXA o EXADIT de 80% y 65% respectivamente, guía de seguridad MESUR de color blanco y fulminante nacional marca FAMESA N° 6.

6.3.5.- Limpieza y acarreo.-

La limpieza de mineral roto de los frentes de disparo se realiza mediante el uso de lampas para el llenado de las carretillas las cuales posteriormente serán llevadas hasta el echadero. El mineral una vez en las tolvas es llevado a la tolva de superficie mediante carros mineros U-35 que recorrerán la línea Decauville que tiene una pendiente bastante pronunciada para lo cual se hace uso de tres personas para el traslado del carro minero vacío, uno jala y dos empujan, cuando el carro minero sale cargado de mineral a la superficie se usa dos tacos de madera colocados en los costados inferiores de las ruedas posteriores para que realicen el trabajo de frenar al carro minero para evitar que se descarrile.

6.3.6.- Sostenimiento.-

El sostenimiento en las zonas ya explotadas se realiza mediante puntules de madera, de diámetro 8" o 10" colocados verticalmente a las cajas. En esta mina la caja techo es competente, solamente teniendo necesidad de realizar sostenimiento en algunos sectores que se presenta la caja techo con posible desprendimiento, colocandose puntales de acuerdo a la necesidad.

6.3.7.- Ventajas del método de explotación.-

- No se necesita relleno.
- Consumo de madera es mínimo.
- No se requiere condiciones especiales de capacitación del personal que labora en interior mina.
- La explotación es totalmente convencional.
- Casi ningun gasto de mantenimiento.
- La explotación puede adaptarse con facilidad a las fluctuaciones de mercado.

6.3.8.- Desventajas del método de explotación.-

- La potencia del manto hace imposible la mecanización de la operación minera.
- La ventilación es dificultosa.
- La pérdida de explotación es grande por la no recuperación de los pilares dejados.

Gran número de galerías preparatorias.

El rendimiento por hombre-guardia es bajo.

El transporte o acarreo de mineral de los frentes es dificultosa debido a la poca altura de las aberturas.

6.4.- RECUPERACION DE PILARES EN MINA MANCITA.-

El minado por Cámaras y Pilares tiene la desventaja de pérdidas de explotación entre 20% y 30%, los pilares dejados son recuperados posteriormente, ya que las leyes del mineral son altos, teniendo leyes promedio de 15% de zinc.

La recuperación de los pilares se realiza en retirada, es decir, empezando del fondo hacia afuera para evitar los derrumbes, para reemplazar a los pilares que se van a explotar se construyen estructuras de sostenimiento como pilares de roca suelta y pilares de madera y roca, según la consistencia de la roca de la caja techo.

6.4.1.- Pilares de roca suelta.-

Son estructuras constituidas de pura roca realizandose una pirca en un área de 6' x 6' estos trozos de roca no son de gran tamaño (mayores de 10") pues quedarían vacíos considerables, sin embargo siempre habrá vacíos que se deben rellenar con materiales finos.

Actualmente este tipo (pircas) de sostenimiento se usa muy

poco en labores horizontales de minas metálicas, no por ello deja de ser efectivo como se demuestra el uso en esta unidad minera cuyas estructuras son mantos de potencia promedio de un metro.

La ventaja principal de estos pilares es que pueden ser contruidos rápidamente, y de un material relativamente de muy bajo costo y fácil es conseguir en la mina.

En cambio se desventaja puede ser la dificultad de contruirlos muy sólidos y el hecho que cuando fallan se derrumban.

6.4.2.- Pilares de madera y roca.-

Son contruidos con madera redonda, la sección de las piezas de madera son de 6" de diámetro, el área de los pilares es comunmente de 4' x 4', los puntales son colocados para que formen una estructura posterior. El relleno de dicha estructura lo constituyen trozos de roca en los que se deben colocar lajas (trozos planos) de roca entre los espacios vacios de la estructura exterior formándose una pirca para darle forma de pilar, deben ser bien colocados para una mejor compactación y resistencia a la comprensión.

6.4.3.- Ventajas.-

Buena resistencia en zonas de mucha carga, como en terrenos muy quebradizo, zonas de fallas, pequeños derrumbes, etc.

Buen sostenimiento en zonas grandes a los cuales no se puede proporcionar relleno.

- Fácil y rápida construcción.

Relativamente bajo costo, debido a la pequeña sección de la madera.

6.4.4.- Desventajas.-

- Dificultad de construirlos muy sólidos, generalmente las cuatro esquinas actúan como soportes hasta que se carga un peso considerable de la caja techo.

Tendencia a derrumbarse cuando fallan, dificultando el acceso a las labores.

CAPITULO VII

PLANTA DE BENEFICIO

La Cía minera Colquirrumi S.A. cuenta con una planta Concentradora ubicada en CEMSA, cuya capacidad instalada es de 350 TMH por día, de mineral de cabeza, pero que actualmente no trabaja a su real capacidad tratando en la actualidad por día, 250 TMH, produciendo concentrado de plomo con contenido de plata y concentrado de zinc.

Esta planta concentradora se encuentra a una distancia de 3 km de la mina Pozos Ricos, 2.2 Km de la mina Mancita y 0.5 Km de la mina Lola.

7.1.- SECCION RECEPCION DE MINERAL.-

La recepción o abastecimiento de minerales se realiza por medio de volquetes de aproximadamente 12 TMH de capacidad. El promedio de alimentación a la planta concentradora es actualmente de 250 TMH/día con una ley de plata de 59 gr Ag/TMH, 3.0 % de Pb y 7.5 % de Zn., y con una humedad del 10%.

El control del tonelaje de mineral que llega a la planta se realiza con una balanza marca Exacta de 60 TM de capacidad, luego del pesado del mineral se procede a la descarga en cualquiera de las dos tolvas de gruesos de capacidad de 80 TMH y 35 TMH.

La descarga de las tolvas de gruesos se realiza mediante alimentadoras de cadena Ross, dos por cada tolva. Estas consisten en cadena giratorias que permiten un suave y continuo descenso del mineral hacia la faja transportadora.

7.2.- SECCION CHANCADO DEL MINERAL.-

La operación de chancado permite obtener pequeños trozos a partir de grandes, el cual debe tener un determinado tamaño pre-establecido; para llegar a estas condiciones se usan diversas máquinas y procedimientos acordes con la necesidad de la planta.

Esta operación comienza con el transporte de mineral por medio de la faja que va de la tolva de gruesos, hasta la zaranda vibratoria; esta selecciona el material grueso que debe ser triturado por la chancadora primaria y el fino (3" ϕ) pasa directamente a otra faja transportadora, luego el mineral es llevado a otra zaranda vibratoria que se encuentra antes de la chancadora secundaria, luego el mineral es transportado a las tolvas de finos (dos de 100 TMH de capacidad cada uno).

7.2.1.- Chancadora Tolsmith (primaria).-

Consiste en dos superficies de acero, una fija y la otra móvil, con una ligera inclinación. Su radio de reducción es de 3", o sea su grosor máximo de entrada entre el grosor de salida es de, 12:4.

7.2.2.- Chancadora Lokono (Secundaria).-

Esta consiste en un tronco de cono revertido internamente de acero extra duro, ya que contra esto procede la presión de la excentrica que gira dentro de él, su radio de reducción es de 2.0.

7.2.3.- Zaranda Vibratoria.-

Tiene una tamiza de 3' x 8' con una abertura de 1", su inclinación es de 15°, además tiene un movimiento vibrante lo cual hace que la máquina solo deja pasar el mineral fino, y el grueso vuelve a la chancadora.

7.3.- SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION.-

El objetivo principal de esta sección es separar la sustancia valiosa de la estéril, de tal manera que el concentrado sea comercial es decir económico, de esto depende mucho el óptimo rendimiento de la recuperación del mineral valioso.

En la planta comienza el circuito con el molino de bolas de 8' x 12' que es alimentado por un sistema de fajas, este molino descarga la pulpa al clasificador de espiral Atkins de 36" x 18' del cual el material fino sale por el rebose y es la cabeza para la concentración. Los gránulos gruesos los lleva el clasificador a un molino de bolas 7' x 12' que también descarga en el clasificador

El circuito de remolienda comienza con la clasificación mediante ciclones que son alimentados con el relave de las celdas Roughers y las espumas de cuarto Scavenger, los finos pasan y alimentan el primer Scavenger y las gruesas al molino de bolas 6' x 6' la cual sale la pulpa y regresa a los ciclones.

7.4.- SECCION FLOTACION.-

Es la sección donde se separa el material valioso de la pulpa acuosa, utilizando reactivos químicos y aprovechando las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas. La separación de la parte valiosa se hace flotandolo mediante burbujas de aire.

Para la concentración del zinc se tiene dos acondicionadores, un banco Rougher y un Scavenger, y también uno de limpieza.

Para la obtención del concentrado de P_g-Ag se tiene dos bancos de celda Rougher, bancos de celdas Scavenger y de limpieza.

La cabeza de tratamiento de Zn proviene del relave del último banco Scavenger Pb-Ag, en donde la ley de plata es considerablemente baja.

Entre los reactivos usados podemos citar: el Z-6, A-31, CuSO₄.

Los bancos Rougher y Scavenger consta de celdas tipo Denver, los de limpieza también son Denver.

El relave del circuito Ag-Pb es la cabeza de tratamiento de Zinc, el relave de Zn es desechado y depositado en canchas de relave

7.5.- SECCION ESPESAMIENTO, FILTRADO Y DESPACHO DE CONCENTRADOS.-

7.5.1.- Espesadores.-

Son tanques cilíndricos en los cuales los sólidos se separan del agua por sedimentación. La planta cuenta con un espesador para el concentrado de Pb-Ag.

7.5.2.- Filtros.-

Se cuenta con dos tipos de filtros, de prensa, para el concentrado de Pb-Ag y de discos (cuatro) para el concentrado de Zinc.

7.5.3.- Almacenamiento y despacho de concentrados.-

El almacenamiento se realiza por separado, y en lugar techado y dentro de la planta, el despacho se realiza usando un cargador frontal.

7.6.- SECCION RELAVE

El relave es conducido hacia una cancha para su almacenamiento mediante un canal.

7.7.- BALANCE METALURGICO

El balance metalúrgico se obtendrá a partir de la producción mensual teniendo en cuenta la producción de concentrado cuyas leyes se tiene como datos que serán presentados para los cálculos.

Datos de la producción de mineral Agosto 1992:

Producción mina TMH : 7,396.35 T.M.H

% Húmeda de mineral de mina : 10%

Producción mina TMS :

$$T.M.H = 7,396.35 * 0.90 = 6,656.72 TMS$$

$$1 T.M. = 1.1023 T.C.S$$

Producción mina TCS :

$$T.C.S = 6,656.72 TM * 1.1023 T.C.S$$

$$= 7,337.30 T.C.S$$

LEYES DEL MINERAL DE MINA (Promedio de mes de agosto 1992)

%Pb	%Zn	Kg Ag / T.C.S
2.90	7.40	0.053

Datos de producción de concentrados (Planta San Agustín)
mes de agosto:

Conc. Pb : 247.7 T.C.S (**)

Conc. Zn : 852.9 T.C.S

(**) También incluye el tonelaje de Conc. de Ag. ó sea Conc. Pb-Ag.

Leyes de concentrados.-

Ley Conc. Pb-Ag : % Pb = 56.40 %

Ag = 1.017 Kg.Ag

Ley Conc. Zn : Zn = 50.61 %

Leyes de relave.-

% Pb = $(34.50/100) * 2.9 = 1.0005\%$

Ag = $(35.40/100) * 0.053 = 0.019$ Kg

% Zn = $(20.50/100) * 7.40\% = 1.517 \%$

Recuperaciones.-

Pb = 65.5 %

Ag = 64.5 %

Zn = 79.5 %

CALCULOS

A) Cálculos del tonelaje de concentrados

Conc. Pb = $\frac{\text{Mineral de cabeza, ley de cab. recuperación}}{\text{Ley del concentrado}}$

$$\text{Conc. Pb} = \frac{7,737.3 \text{ T.C.S} \times 2.9 \% \times 65.5/100}{100}$$

54.4 %

$$\text{CONCENTRADO DE PLOMO} = 247.7 \text{ T.C.S}$$

$$\text{Conc. Zn} = \frac{7,337.3 \text{ T.C.S} \times 7.4 \% \times 79.5/100}{100}$$

50.61%

$$\text{CONCENTRADO DE ZINC} = 852.9 \text{ T.C.S}$$

B) Contenido fino de concentrado.- Es la cantidad de metal en peso en el concentrado:

$$\text{Cont. Fino del Conc.} = \text{Peso seco del cc} \times \text{Ley del cc.}$$

$$\begin{aligned} \text{Cont. Fino del Conc.Pb} &= 247.7 \text{ T.C.S} \times 56.4/100 \\ &= 139.40 \text{ T.C.S} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Cont. Fino del Conc.Ag} &= 247.7 \text{ TC} \times 1.017 \text{ Kg} \\ &= 251.27 \text{ Kg} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Cont. Fino del Conc.Zn} &= 852.9 \text{ T.C.S} \times 50.61/100 \\ &= 431.67 \text{ T.C.S} \end{aligned}$$

C) Recuperación (R).- Nos mide la eficiencia del proceso

$$R = \frac{\text{Metal contenido en el concentrado}}{\text{Metal contenido en la cabeza}} \times 100 \%$$

$$RPb = \left(\frac{139.4 \text{ T.C.S.}}{212.8 \text{ T.C.S.}} \right) \times 100\%$$

RECUPERACION Pb = 65.5%

$$RAg = \left(\frac{251.27 \text{ Kg}}{388.88 \text{ Kg}} \right) \times 100 \%$$

RECUPERACION Ag = 64.6 %

$$RZn = \left(\frac{431.67 \text{ T.C.S.}}{542.96 \text{ T.C.S.}} \right) \times 100 \%$$

RECUPERACION Ag = 79.5 %

D) Ratio de concentración metalúrgica (R.C.M).- Nos indica la cantidad en peso de mineral de cabeza que se necesita para obtener una de concentrado.

$$R.C.M = \frac{\text{Peso mineral cab.}}{\text{Peso concentrado}} = \frac{\text{Ley Conc.} - \text{Ley Relave}}{\text{Ley Cabeza} - \text{Ley Rola.}}$$

$$R.C.M. \text{ Pb-Ag} = \frac{7,337.3 \text{ TCS}}{227.7 \text{ TCS}} = \frac{56.4 \% - 1.0005 \%}{2.9\% - 1.0005 \%}$$

$$R.C.M. \text{ Pb-Ag} = 29.62 : 1$$

$$R.C.M. \text{ Zn} = \frac{7,337.3 \text{ TCS}}{852.9 \text{ TCS}} = \frac{50.61 \% - 1.517 \%}{7.40 \% - 1.517 \%}$$

$$R.C.M. \text{ Zn} = 8.60 : 1$$

E) Contenido fino de metal de la cabeza.- Es la cantidad de metal en peso de la alimentación a la planta.

C.F.Metal Cabeza = Peso mineral cabeza x Ley de cabeza

C.F.Metal Cabeza Pb = 7337.3 TCS x 2.9/100 = 212.8 TCS

C.F.Metal Cabeza Ag = 7337.3 TCS x 0.053 Kg/TCS = 388.88 Kg

C.F.Metal Cabeza Zn = 7337.3 TCS x 7.4/100 = 431.67 TCS

7.7.- RESUMEN BALANCE METALURGICO MES AGOSTO 1992

	TCS	%Pb	PB FIN	% Pb	ZN FINO	gr AG	AG FINO
HEAD	7337.3	2.9	212.8	7.40	542.96	53	388.88
CC PB	247.7	56.4	139.4	10.06		1017	251.27
CC ZN	852.9	2.73		50.61	431.67	9	
RELAV	6236.7	0.65		1.30		10	

El radio de concentración para los concentrados de plomo y zinc son:

Concentrado de Plomo = 29.62

Concentrado de Zinc = 8.60

RECUPERACION METALURGICA			
	Pb	Zn	Ag
CABEZA	100.0	100.0	100.0
CONC. PB	65.5	4.8	64.6
CONC. ZN	12.2	79.5	16.6
RELAVE	22.3	15.7	18.8