

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

*Facultad de Ingenieria Geologica
Minera y Meralurgica*

ESCUELA DE MINAS

INFORME PROFESIONAL

**POSIBILIDADES DE REACTIVACION DE LA MINA
"SAN JUAN DE LUCANAS"**

Adolfo Jacinto Torre Gonzales

Promocion 79 - I

LIMA

1993

PERU

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCION

ANTECEDENTES

MARCO REFERENCIAL DE LA SITUACION ACTUAL DE LA

EMPRESA

OBJETIVOS

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

- I.1.- Ubicación y acceso.**
- I.2.- Descripción general de la Empresa**
 - I.2.1.- Geología**
 - I.2.2.- Mina**
 - I.2.3.- Planta concentradora**
 - I.2.4.- Mantenimiento**
 - I.2.5.- Seguridad**
 - I.2.6.- Servicio Social**
 - I.2.7.- Hospital**
- I.3.- Organización actual de la Empresa**
 - (organigrama)**

CAPITULO II

EVALUACION DE LA EMPRESA - AREAS PROBLEMA

- 2.1.- RESERVAS - Relaves antiguos**
- 2.2.- PROCESO - Planta de lixiviación**
- 2.3.- ENERGIA - Sistema de generación eléctrica**
- 2.4.- COSTOS - . Mano de obra**
 - . Materiales**
 - . Gastos generales**

CAPITULO III

DESARROLLO DE LA EVALUACION

PRESENTACION

- 3.1.- RESERVAS - Relaves antiguos**
 - 3.1.1.- Antecedentes**
 - 3.1.2.- Objetivos**
 - 3.1.3.- Ubicación**
 - 3.1.4.- Muestreo**
 - 3.1.5.- Ubicación**
 - 3.1.6.- Resultados**
- 3.2.- PROCESO - Análisis de costos de la planta de lixiviación**
 - 3.2.1.- Antecedentes**
 - 3.2.2.- Objetivos**
 - 3.2.3.- Datos históricos y definiciones**

- 3.2.4.- Curva de costos de clauuración vs. flotación**
- 3.2.5.- Curva de recuperaciones de clauuracuón vs. flotación**
- 3.2.6.- Resultados del año 1,983 para el circulto de clauuración vs. flotación**
- 3.2.7.- Aplicación de las curvas en proyecciones**
- 3.3.- ENERGIA - Sistema de generación eléctrica**
- 3.3.1.- Antecedentes**
- 3.3.2.- Objetivos**
- 3.3.3.- Fuente hidroeléctrica**
- 3.3.4.- Generación termoeléctrica**
- 3.3.5.- Consumo energético**
- 3.3.6.- Estado actual de la central hidroeléctrica N° 1**
- 3.3.7.- Estado actual de la central hidroeléctrica N° 2**
- 3.3.8.- Embalses de regulación de Tacracocha e Iruro**

ANEXO FOTOGRAFICO

- 3.4.- COSTOS- Mano de obra**
- 3.4.1.- Síntesis de la fuerza laboral existente**
- 3.4.2.- ópciones de solución a la fuerza laboral**

CAPITULO I V

JUSTIFICACION TECNICA-ECONOMICA DE LOS ACAPITES DESARROLLADOS

- 4.1.- Relaves antiguos**
- 4.2.- Planta de lixiviación**
- 4.3.- Sistema de generación eléctrica**

4.4.- Mano de obra

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

ANEXO

BIBLIOGRAFIA

PARA ADOLFO, CARLOS Y ENZO

INTRODUCCION

Uno de los fenómenos mas notables de este siglo, es el rápido crecimiento y complejidad de las organizaciones humanas y/o hombre máquina. Los errores pueden ser tremendamente costosos, y una sola decisión equivo-cada puede requerir años para rectificarse.

Mas aún, el ritmo de la empresa moderna es tal, que las decisiones se requieren más rápidamente que nunca, cual es el caso del Ingeniero de minas caracterizado por su optimismo y decisiones rápidas.

La Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A., afronta una de sus peores crisis económicas, originada principalmente por:

- Depresión de precios de los metales en el mercado Internacional.**
- Costos altos de materiales é insumos.**
- Ser una empresa prácticamente monometálica. Dependiendo sus ingresos del precio de la plata, hoy en día muy deprimida.**

- **Baja productividad.**

Las relaciones laborales no son las mejores.

El presente estudio, analiza éste problema y corrigiendo ciertos sectores-problema, la Empresa pueda ser rentable y en consecuencia demostrar la factibilidad de su privatización.

EL AUTOR.

ANTECEDENTES

El yacimiento argentífero San Juan de Lucanas, ha sido explotado desde la época colonial, quedando aún vestigios de éstas labores coloniales (medias barretas, pozos, etc.) en las partes superficiales de las diferentes veta

El yacimiento, desde el año 1951, fué trabajado con técnicas de minería convencional por el CONSORCIO MINERO DEL PERU, quién dejó de operar el 6 de Diciembre de 1966. Durante este período se generó una producción acumulada de 21'41,718 onzas de plata y 4,050 kilogramos de oro.

A partir del año 1967, el BANCO MINERO DEL PERU se adjudica los activos de la CIA. MINERA SAN JUAN DE LUCANAS, reiniciando las operaciones el año 1968. Al cierre del año 1990 (22 años de operación) ha producido 4'000,000 de onzas de plata y 725 kilogramos de oro.

De acuerdo al Decreto Legislativo Número 216, la EMPRESA MINERA SAN JUAN DE LUCANAS S.A., es una empresa estatal de derecho privado, constituida por el D.L. N° 23205 del 19 de Julio de 1980 y regularizada por Ley N° 23251 del 13 de Mayo de 1981 al amparo del Art. 39 de la Ley Orgánica del Banco Minero del

Perú, como una empresa con autonomía orgánica, administrativa y económica, que se rige por la Ley de Sociedades Mercantiles y las normas que señalan sus estatutos. El accionariado corresponde al Banco Minero del Perú (100%) y la actividad principal es la extracción, concentración y comercialización de concentrados de plomo-plata.

En el año 1,992, el Banco Minero del Perú es liquidada, quedando la Empresa Minera San Juan de Lucanas en una incertidumbre legal.

MARCO REFERENCIAL DE LA SITUACION ACTUAL DE LA EMPRESA.

A los 39 años de explotación de este rico yacimiento argentífero, se nota un decrecimiento progresivo en las leyes del mineral de cabeza. La mina en actual operación, ha entrado a una etapa con tendencia al agotamiento, que por su antigüedad era de esperar.

Las labores de extracción de mineral se encuentran cada vez más dispersas entre sí, aumentando los costos de extracción. Adicionados a estos problemas, los bajos precios de la plata en el mercado internacional, encarecimiento de los materiales e insumos, marco legal incierto respecto de su accionista (Banco Minero del Perú), han influido a que la empresa en la actualidad esté soportando una grave crisis económica y administrativa.

La crisis que atravieza la empresa, puede ser contrarrestada en parte, aplicándose políticas de austeridad, reducción de costos y aumentando la productividad vía el mejor aprovechamiento de sus recursos humanos, materiales y de infraestructura.

El yacimiento tiene buen potencial prospectivo, ya que está ubicada en la **FRANJA ARGENTIFERA DEL SUR.**

Una buena política, en la que respecta a prospección y exploración, lograría ubicar nuevos yacimientos para reemplazar a los actuales, ya bastante explotadas. Esta solución, naturalmente, requiere de plazos relativamente largos.

La única forma de reactivar la Empresa, es variando radicalmente su conducción, ya que los sistemas vigentes han devenido en deficientes e improductivos : La **Eficiencia general de la Empresa es 0.4 Ton/Hbre.-Gdla,** valor considerado

bajísimo en el sector de la Pequeña Minería. Los problemas críticos analizados en el presente trabajo son

- RESERVAS - Cancha de relaves antiguos.**
- ENERGIA - Sistemas de generación eléctrica.**
- PROCESAMIENTO - Planta de Lixiviación.**
- COSTOS - Mano de obra.**

Sin embargo, solo una privatización integral de la Empresa o en su defecto una administración de CONTRATAS y SUB-CONTRATAS por operaciones unitarias, podrán llevar al depósito a ser racionalmente viable.

OBJETIVOS

Objetivos centrales:

- Evaluar a la Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A. , como una entidad estatal, en base a las operaciones o secciones que más afectan a su productividad.
- Las empresas estatales, en la actualidad, tienden a ser privatizadas; Por lo tanto, es necesario conocer aspectos críticos de sus operaciones, con la finalidad de que éstos sirvan de base para efectuar las mejoras respectivas y ayuden a la toma de decisiones.

Objetivos específicos:

- 1.- Cubicación de relaves antiguos, como posible alternativa para un futuro tratamiento.
- 2.- Estudio del sistema operativo de energía eléctrica y las posibilidades de optimizarlo.
- 3.- Evaluación de costos del circuito de LIXIVIACION por cianuración.
- 4.- Evaluación de la Mano de Obra.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

I.I.- UBICACION Y ACCESO

La mina se ubica en el Anexo de UTEC, distrito de San Juan, provincia de Lucanas, Departamento de Ayacucho. Jurisdicción de la Jefatura Regional de Minería de Ica.

Sus coordenadas geográficas son:

74°10' ----- 74°16' Longitud oeste.

14°35' ----- 14°44' Latitud sur

2800 m.s.n.m. Altitud.

El acceso desde la ciudad de Lima, es el siguiente:

LIMA - NAZCA 450 Km. - 6 horas carretera asfaltada -

NAZCA- UTEC 146 Km. - 4 horas carretera afirmada -

Ver: G-H (plano de ubicación).

I.2.- DESCRIPCION GENERAL DE LA EMPRESA

I.2.1.- GEOLOGIA

El distrito minero San Juan de Lucanas, está ubicado en la franja de rocas volcánicas del terciario medio al superior. La mineralización argentífera está emplazada en una secuencia de lavas y piroclásticos, pertenecientes a la formación Puquilo y Volcánico Castrovirreyna.

Intrusivos hipabisales andesítico-dacítico, de textura porfirítica que alberga a la mayoría de las vetas conocidas en actual explotación, intruyen a los volcánicos de la formación Puquilo y los volcánicos Castrovirreyna en su base.

Desde el punto de vista metalogénico, el distrito minero se ubica en el extremo occidental de la franja argentífera PUQUIO-CAILLOMA, que se caracteriza por la presencia de yacimientos filoneanos argentíferos con oro en volcánicos terciarios de la cordillera occidental.

En cuanto al tipo de yacimiento, San Juan de Lucanas constituye un yacimiento epigenético, hidrotermal, filoneano de relleno de fisura.

Las asociaciones mineralógicas, texturas y estructuras, indican condiciones de precipitación a presiones y temperaturas moderadas a bajas, del tipo mesotermal a epitermal.

Referente al sistema de vetas se pueden clasificar en tres conjuntos:

- Uno orientado en dirección NE.
- Otro en dirección N-S.
- Un tercero orientado en dirección E-O.

Las vetas del conjunto NE presenta mayor persistencia de afloramiento, son los más potentes y contienen mayor volumen de minerales. En éste conjunto se distinguen dos sistemas; Uno, localizado en la parte NO del distrito y está constituido por las vetas YANARRUMI-SARAMARCA con rumbo $N45^{\circ}E$ y buzamiento $70^{\circ}-80^{\circ}NE$, otro localizado en la parte SE conformado por las vetas LIDIA-CONCEPCION-RAQUEL, con rumbo $N60^{\circ}-70^{\circ}E$ y buzamiento $70^{\circ}-80^{\circ}NO$.

Las vetas del conjunto N-S ocupan la parte central del distrito, presentan menor persistencia de afloramiento, contienen buenas columnas mineralizadas. A éste conjunto pertenecen las vetas SANTA ROSA y ALFA ROMEO.

Las vetas del conjunto E-O son lenticulares, poca persistencia de mineralización. A éste conjunto pertenecen las vetas AYACUCHO, PORVENIR, las que no están definidas claramente. Al respecto, necesitan mayores trabajos de exploración.

Ver : G-I-2-I (Plano geológico).

1.2.2.- MINA

Actualmente la mina trabaja dos zonas bien definidas:

- ZONA A · Llamada RAQUEL-CONCEPCION, que aportan el 50% de la producción.

- ZONA B : Llamada ALFA-ROMEO-YANARRUMI, que aporta el 50% restante aproximadamente.

La extracción de mineral se realiza a un ritmo de 7000 TMS/mes, en promedio. Las leyes de cabeza promedio son de 8.00 Onz. Ag/TM y 1.00 Gr.Au/TM., éstas leyes son históricamente las más bajas de la empresa, debido naturalmente, al agotamiento de las zonas ricas. Ver : C-1-2-2 (Producción anual).

El método de explotación es el CORTE Y RELLENO ASCENDENTE convencional. El relleno se realiza con material detrítico.

Los equipos que se utilizan en los diferentes ciclos de minado son convencionales: Perforadoras manuales (Jackleg y Stoper), Winches eléctricos y locomotoras con línea de trolley.

Los tajeos se encuentran muy esparcidos entre sí, acarreado por esto dificultades en las operaciones de transporte e izaje de mineral.

1.2.3.- PLANTA CONCENTRADORA

La planta concentradora con que cuenta la empresa es antigua, razón por la cual, su capacidad instalada de 500 TMPD es imposible de lograr. En términos promedio podemos considerar que la capacidad utilizada es de 300 TMPD, o sea que en la actualidad la planta sólo puede operar eficientemente al 60% de su capacidad de diseño.

Se tiene además, una planta de lixiviación que trataba las colas de la planta de flotación. El circuito de cianuración, no trabaja desde Enero de 1984.

Los resultados históricos se pueden ver en el cuadro de producción anual: C-I-2-2.

I.2.4.- MANTENIMIENTO

El departamento de Mantenimiento presta servicios de:.

- Transporte de servicios generales.
- Maestranza.
- Mantenimiento mecánico y eléctrico, solo en superficie, debido a que interior mina tiene sus respectivos mecánicos y electricistas.
- Hidroeléctricas N°1 y N°2.
- Grupos electrógenos N°s. 1, 2, 3.
- Casa de fuerza.

El departamento de Mantenimiento es de vital importancia para la reactivación de la empresa, debido a que el sistema de generación eléctrica necesita ciertas deficiencias que corregir y que están incidiendo negativamente en los costos.

I.2.5.- SEGURIDAD

Las actividades de éste departamento, se realizan en forma normal, cumpliéndose en un alto porcentaje lo programado.

El personal que labora en el programa de seguridad es:

- Un Ingeniero Jefe de Seguridad.
- Dos Inspectores de Seguridad (Mina y Superficie).

- 15 vigilantes guardianes, los cuales cumplen funciones de vigilancia y guardiana dentro de las instalaciones de la empresa, cubriendo los turnos de día y noche.

I.2.6.- SERVICIO SOCIAL

Esta sección funciona con una sola Asistente Social, quien cumple múltiples funciones de Bienestar Social con una población aproximada de 3500 personas (población adulta, joven e infantil) considerando especialmente al servidor y familia, ya que de este total aproximadamente 480 son servidores obreros y empleados, o sea 7 dependientes por cada trabajador en promedio.

Como todo campamento, éste tiene sus problemas. Si se cumplieran algunos objetivos específicos por parte de ésta sección, se solucionaría, en parte, los problemas latentes de la población.

Entre algunos objetivos esenciales, podemos citar:

- Incentivar en el trabajador el cuidado y mantenimiento de instalaciones e inmuebles proporcionados por la empresa.
- Dar solución, en lo posible, al problema de hacinamiento, incluso promiscuidad en el servidor y familia.
- Control sobre el cumplimiento de sus labores.
- Soldarizar y armonizar las relaciones entre servidores y la administración.
- Uso adecuado del tiempo libre.
- Desviar vicios y malas costumbres con distracciones que no dañen la economía familiar.

1.2.7.- HOSPITAL

EL hospital se encuentra ubicado en el Anexo de UTEC . Tiene acciones específicas sobre previsión, tratamiento y hospitalización de los trabajadores y sus familiares

Dada la ubicación de éste centro de salud , se proporciona también atención médico-hospitalaria a la población de la comunidad, como una contribución a su bienestar.

Los recursos con que cuenta el hospital son:

- 17 camas para hospitalización.
- 4 salas para hospitalización de mujeres, varones, pediatría y obstetricia respectivamente.
- Equipos Dental, Rayos X y Laboratorio.
- Servicios de Farmacia, Tópico, Lavandería y Estadística.
- Entre los recursos humanos tenemos a 2 médicos, 1 odontólogo y una obstetrix. Además, de 6 auxiliares, 1 boticario y una secretaria.

1.3.- ORGANIZACION ACTUAL DE LA EMPRESA

Para la realización de sus actividades, la empresa cuenta con el personal ejecutivo, técnico, administrativo y de operación, necesarios para alcanzar sus objetivos.

En mina (actividad esencialmente de extracción y tratamiento de mineral) se encuentra agrupada la fuerza laboral, incluyendo los departamentos de

mantenimiento y servicio, bajo la autoridad de un Superintendente General y Superintendencias de Mina y Planta.

En Lima se encuentran los organismos directivos, técnico y de apoyo logístico, cuyas funciones están orientadas a la emisión de políticas y directivas, así como del suministro eficiente y oportuno de materiales é insumos necesarios para el normal funcionamiento de la empresa.

Ver: C-I-3 (Organigrama general de la empresa).

C A P I T U L O I I

EVALUACION DE LA EMPRESA - AREAS PROBLEMA

2.1.- RESERVAS - Relaves antiguos

Como se dijo anteriormente, el yacimiento en actual producción, entró a una etapa con tendencia al agotamiento. El buen potencial prospectivo de sus concesiones mineras, necesitan de trabajos previos, principalmente las de exploraciones y desarrollos.

Lo que se dá a conocer en el capítulo siguiente, es el tonelaje y las leyes de los relaves antiguos en cancha, como una posible alternativa para su explotación, mientras se planifiquen los trabajos de exploración y desarrollo de las zonas vírgenes en el futuro. Estas reservas de relaves se estiman en 241,875 TMS, suficientes para 2.5 años de operación a un ritmo de producción de 8,000 TMS/día.

2.2.- PROCESO - Planta de lixiviación

La empresa cuenta con un circuito de lixiviación por cyanuración, con una capacidad instalada de 300 TMSPD. La planta operó hasta Enero de 1984, tratando las colas de los relaves de flotación. La empresa decidió su paralización por múltiples factores, esencialmente mecánicos.

El presente trabajo, realiza un análisis de costos esencialmente, con el propósito de dar a conocer si la planta de cyanuración es rentable o no para la Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A..

2.3.- ENERGIA - Sistema de generación eléctrica

El servicio de energía eléctrica en la empresa las proporcionan dos centrales hidroeléctricas y una central térmica diesel.

Mediante líneas de 6600 V, 2300 V y sub-estaciones de distribución de 2300-440-230 V, alimentan a los distintos centros de consumo de la empresa.

Los problemas principales que se tienen son:

- El mal estado del canal de alimentación de agua para las hidroeléctricas.
- Las redes eléctricas están en pésimas condiciones, presentando caídas de tensión y de potencia. Las últimas mediciones del FACTOR DE POTENCIA han arrojado valores que oscilan entre 0.55 y 0.65.

Debido a éstos problemas, se tiene que utilizar los grupos electrógenos, incidiendo negativamente en los costos por el excesivo consumo de combustibles, lubricantes y mantenimiento de maquinaria.

2.4.- COSTOS

Son los elevados costos generales, como problema principal, que afronta la Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A.. Estos costos, para visualizar mejor, los distribuiremos de la siguiente manera:

- MANO DE OBRA

En la empresa, este rubro tiene un costo elevado y difícil de controlar, debido principalmente a las demandas salariales y los pactos colectivos vigentes.

En el año 1982, este rubro representaba el 38.36% de los costos generales, cifra que se considera alta en industrias del sector, donde el rubro de materiales e insumos representan los mayores costos.

Año tras año, el problema se fué agravando, tal es que en el año 1986 el rubro de mano de obra representó el 61.76% del costo total. En 1990 la mano de obra aumentó hasta un 72.13% del costo total.

Ver: C-2-4. (Cuadro de distribución de costos generales)

- MATERIALES E INSUMOS

Este costo es mas controlable, pero hasta cierto limite, pasado los cuales se genera desabastecimiento en la empresa y que podrían ocasionar serios problemas en la producción.

En nuestro caso, este rubro que representaba el 30.40% en el año 1982, fué decreciendo, llegando a 21.98% en el año 1986 y de 11.30% en 1990. Esta baja se explica como una compensación a los altos costos de la mano de obra, o sea, la empresa se vió obligada a una mejor utilización de los recursos materiales con la consecuente reducción de los stocks.

Actualmente, se ha consumido los stocks de seguridad de los almacenes, y la tendencia es operar la mina con stock cero. Esto, naturalmente, producen paradas intempestivas en el centro de operaciones por falta de materiales y/o demoras en la adquisición de los mismos.

Ver: C-2-4. en el Anexo.

- GASTOS GENERALES

Este rubro que también se puede controlar, representó para la empresa en el año 1982 el 31.24% del costo total. Fué decreciendo hasta 16.26% en 1986. En el año 1990 se mantuvo en 16.57% del costo total. Todo esto, como resultado de mejoras en los contratos de compra-venta de concentrados de plomo-plata y aciertos administrativos basados en austeridad. Otro factor de disminución en este rubro, es la no inversión en maquinaria y equipo nuevo.

Ver : C-2-4.

C A P I T U L O I I I

DESARROLLO DE LA EVALUACION

PRESENTACION

Las acciones que a continuación se presentan, tiene como objetivo fundamental Identificar las Areas-Problema de la Empresa, evaluarlos y dar posibles soluciones. Naturalmente,el Estado y los inversionistas interesados en la compra de ésta Empresa Minera Estatal,deben conocer éstos aspectos esenciales y sirva de base en el campo técnico, para fijar un precio justo de transacción.

El presente trabajo es un aporte del autor en su calidad de ex-trabajador y agradece a todas las áreas de trabajo por su colaboración en el aporte de datos.

3.1.- RESERVAS - Relaves antiguos

3.1.1.- ANTECEDENTES

Las canchas de relaves antiguos provienen de las colas de flotación únicamente, las que corresponden a la época en que operaba el CONSORCIO MINERO DEL PERU, o sea antes del año 1966:

3.1.2.- OBJETIVOS

- Determinar la cantidad de relaves antiguos acumulados, lo que es lo mismo realizar una cubricación.
- Determinar los valores de dichos relaves (Leyes).

3.1.3.- UBICACION

La cancha está ubicada en una pendiente, a una cota de 2500 m.s.n.m.. Tiene una cota de 170 mts. por debajo, con respecto a la planta de beneficio actual.

Ver: G-3-I-3 (Plano de ubicación de relaves antiguos).

3.1.4.- MUESTREO

Para el dimensionamiento del depósito, el Dpto. de GEOLOGIA de la Empresa Minera San Juan de Lucanas realizó muestreos sistemáticos con malla 4 x 4 mts. y una profundidad de pozo promedio de 2.50 mts., de los cuales se obtuvieron 1092 muestras.

Adicionalmente y ubicados estratégicamente, se realizaron 20 pozos más de comprobación y dimensionamiento total del depósito.

3.1.5.- CUBICACION

Las reservas se han dividido en dos categorías:

- **Probadas de relaves a tratarse** : Las que están en función de la profundidad del muestreo.

- **Probable de relaves a tratarse** Halladas por interpolación de las cotas determinadas.

3.1.6.- RESULTADOS

Como resultado del muestreo se efectuó un zoneamiento, determinándose tres sub-canchas de relaves en base a los valores determinados. El peso específico determinado por el laboratorio arrojó 2.5 gr./c.c.

RESERVAS ESTIMADAS

CANCHAS	PROBADO (TMS)	PROBABLE (TMS)	TOTAL	AG Onz/Tms	AU Gr/Tms
1	48,125	57,750	105,875	3.02	Trz.
2	27,500	27,500	55,000	2.42	0.5
3	45,000	36,000	81,000	2.26	0.5
TOTAL:	120,625	121,250	241,875	2.63	

3.2.- PROCESO - Análisis de costos de la planta de lixiviación

3.2.1.- ANTECEDENTES

Los relaves provenientes del circuito de flotación, son derivados al circuito de clauuración para recuperar una parte de la plata y oro contenida en las partículas sólidas, mediante su tratamiento con una solución de clauuro de sodio (NaCN) a una concentración determinada.

Para mejor comprensión del funcionamiento de éste circuito, ver el diagrama de flujo del proceso de obtención de plata y oro (ANEXO G-3-2-1).

3.2.2.- OBJETIVOS Y ALCANCES

- Obtener una relación, en cuanto a valores y costos se refiere, entre los circuitos de flotación y clauuración de la Empresa.
- Dar a conocer si la operación del circuito de clauuración fué óptima o nó, para la Empresa.
- Mediante proyecciones, demostrar si el circuito de clauuración puede entrar en operación, trabajando en las mismas condiciones.

3.2.3.- DATOS HISTORICOS Y DEFINICIONES PARA EL ANALISIS

Consideremos el año 1,983, como ideal para nuestro análisis por los motivos siguientes:

- En el referido año, no se realizaron problemas laborales, ni paralizaciones de consideración.

- Trabajaron regularmente, los circuitos de flotación y cianuración durante los 12 meses.

NOTACIONES Y/O DEFINICIONES PARA EL ANALISIS :

Cc : Costo de cianuración, representa el costo total en un determinado tiempo (mes), para producir cierta cantidad de plata fina (onzas) en el circuito de cianuración.

Cf : Costo de flotación, en nuestro caso, representa la diferencia del costo de producción menos el costo de cianuración (Cc), en un determinado tiempo (mes).

Rc : Porcentaje de recuperación por el método de cianuración

Rf : Porcentaje de recuperación por flotación

El CUADRO N°1, nos da a conocer las recuperaciones de plata y los costos de todos los meses del año 1,983. Estos datos fueron tomados de los reportes del Dpto. de Costos de la Empresa y que nos servirá de base para determinar curvas de regresión y realizar nuestras proyecciones.

El CUADRO N°2 nos indica en forma global las recuperaciones y resultados de oro para el año 1983. Datos que fueron tomados también del Dpto. de COSTOS de la Empresa.

3.2.4.- CURVA DE COSTOS CIANURACION VS.FLOTACION

Para determinar la curva ó relación existente entre los costos de cianuración versus costos de flotación (Cc. vs.Cf), emplearemos las premisas siguientes :

- El tipo de cambio promedio para el año 1,983, utilizado en la Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A. fué de 1,628.583 Soles /U.S.\$.

CUADRO Nº 1

TRATAMIENTO, RECUPERACION Y COSTOS AÑO 1983

MES	MINERAL TRATADO (TMS)	LEY AG (ONZ/TM)	RECUPERACION AG (%)		COSTOS DE CIANURACION	COSTOS DE PRODUCCION
			FLOTACION	CIANURACION		
ENE.	7361.346	12.38	77.14	10.10	87'677,623	464'247,696
FEB.	3679.006	11.90	78.40	9.75	78'292,904	443'828,236
MAR.	5570.163	8.87	83.65	9.13	99'324,138	510'378,484
ABR.	8724.760	8.81	79.91	8.40	104'895,980	701'165,416
MAY.	7105.958	9.97	72.92	10.03	128'852,243	777'481,838
JUN.	5927.340	10.09	75.82	8.62	121'008,800	805'889,412
JUL.	6350.687	11.54	84.40	7.54	125'331,141	956'914,252
AGO.	7244.545	10.03	75.67	6.98	163'513,358	1306'753,823
SET.	6179.058	10.03	78.17	9.67	165'568,177	920'666,340
OCT.	5992.592	8.62	73.55	12.30	153'186,328	866'428,160
NOV.	7832.035	9.90	75.35	11.32	207'501,669	1024'854,234
DIC.	8126.209	10.06	77.04	8.25	256'688,222	1509'142,482
TOTAL :	80093.699	10.12				

NOTAS: - Los costos estan en soles del año 1983.
 - Datos extraidos del Dpto. de costos de la EMSJL.

CUADRO N°2**RECUPERACION DE ORO AÑO 1983**

MINERAL TRATADO (TMS)	: 80,093.699
LEY DE CABEZA (Gr.Au/TMS)	: 1.302
TOTAL ORO (Gr.)	: 104,282
TOTAL ORO EN CONCENTRADOS (Gr.)	: 66,855
TOTAL Au RECUP.X CIANURACION(Gr.)	: 6,976
RECUPERACION Au x FLÓTACION (%)	: 64.11
RECUPERACION Au x CIANURACION(%)	: 6.69
RECUPERACION TOTAL ORO (%)	: 70.80

FUENTE : Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A.

- Los costos (en soles del año 1,983) del CUADRO N°1, la dolarizaremos de acuerdo al tipo de cambio anterior para cada mes y obtener así el CUADRO N°3.

En el CUADRO N°3 (costos 1,983), están tabulados los valores del costo de clausuración (Cc) y costo de flotación (Cf) en U.S.\$ x 1000. De éste cuadro, tal como se explica, se determina analíticamente de acuerdo a la técnica de REGRESION, la relación existente entre Cc y Cf.

$$C_c = 0.16078 C_f + 15.8888 \quad . . . \quad \text{Ecuación 1}$$

Esta ecuación (1), puede determinarse también gráficamente ploteando los costos Cc y Cf correspondientes a cada mes del año 1,983, el cual podemos observar en el GRAFICO N°1.

$$b = \frac{n \sum (C_f)(C_c) - (\sum C_f)(\sum C_c)}{n \sum C_f^2 - (\sum C_f)^2}$$

$$a = \bar{C}_c - b\bar{C}_f$$

reemplazando :

$$b = \frac{12 (508263.1) - (5278.1) (1038.9)}{12 (2640669.4) - (5278.1)^2}$$

$$b = 0.160780271$$

$$a = 86.6 - 0.1607803 (439.8)$$

$$a = 15.8888$$

CUADRO N°3**COSTOS AÑO 1,983 (EN U.S. \$ X 1000)**

MES	COSTO DE FLOTACION	COSTO DE CIANURACION	(Cf)²	(Cf)(Cc)
n	Cf	Cc		
ENE	231.3	53.8	53,499.7	12,443.9
FEB	224.4	48.1	50,355.4	10,793.6
MAR	252.4	61.0	63,705.8	15,396.4
ABR	366.1	64.4	134,029.2	23,576.8
MAY	398.3	79.1	158,642.9	31,505.5
JUN	420.5	74.3	176,820.2	31,243.1
JUL	510.6	77.0	260,712.4	32,316.2
AGOS	702.0	100.4	92,804.0	70,480.8
SET	463.6	101.7	214,925.0	47,148.1
OCT	437.9	94.1	191,756.4	41,206.4
NOV	501.9	127.4	251,903.6	63,942.1
DIC	769.1	157.6	591,514.8	121,210.2
Σ	6,278.1	1,038.9	2'640,669.4	508,263.1
=====				
Cf Prom.	439.8			
Cc Prom.	86.6			

Costo Cálculo (C.C.)

Costo de Materiales (C.M.)

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

Costo de Mano de Obra (C.M.O.)

Costo de Materiales (C.M.)

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

Costo de Materiales (C.M.)

Costo de Mano de Obra (C.M.O.)

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

1000

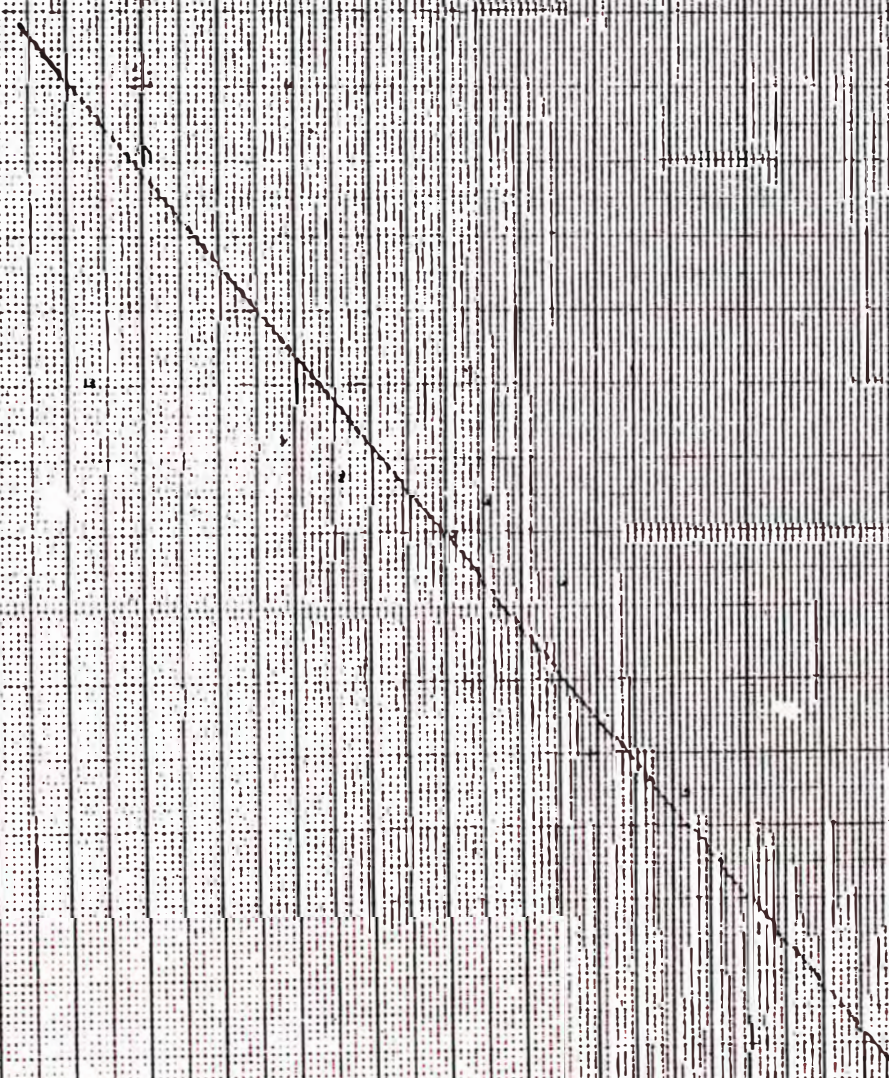
1000

1000

1000

1000

Costo de Materiales (C.M.)
Costo de Mano de Obra (C.M.O.)



Por lo tanto, la ecuación que relaciona los costos de flotación y cianuración es :

$$C_c = 0.16078 C_f + 15.8888$$

3.2.5.- CURVA DE RECUPERACION CIANURACION VS. FLOTACION

Para determinar la curva ó relación de recuperación de plata entre

- Recuperación por flotación (Rf)
- Recuperación por cianuración (Rc)

Utilizaremos los valores del CUADRO Nº1, para todos los meses del año 1,983. En base a ésto y utilizando la técnica de REGRESION que se explica en el CUADRO Nº4, se determina analíticamente la relación entre Rc vs.Rf:

$$R_c = - 0.20538 R_f + 26.29 \quad \dots \quad \text{Ecuación 2}$$

Ploteando los valores de Rc y Rf para todos los meses del año 1,983, obtenemos gráficamente dicha relación,

Ver GRAFICO Nº2 (Curva de recuperaciones cianuración vs. flotación).

De :

$$b = \frac{n \sum R_f R_c - (\sum R_f)(\sum R_c)}{n \sum R_f^2 - (\sum R_f)^2}$$

$$a = R_c - b R_f$$

Reemplazando :

$$b = \frac{12 (8676.34) - (932.02)(112.08)}{12 (72528.31) - (932.02)^2} \quad ; \quad b = - 0.2053822$$

$$a = 9.34 - (- 0.2053822)(77.67)$$

$$a = 25.29$$

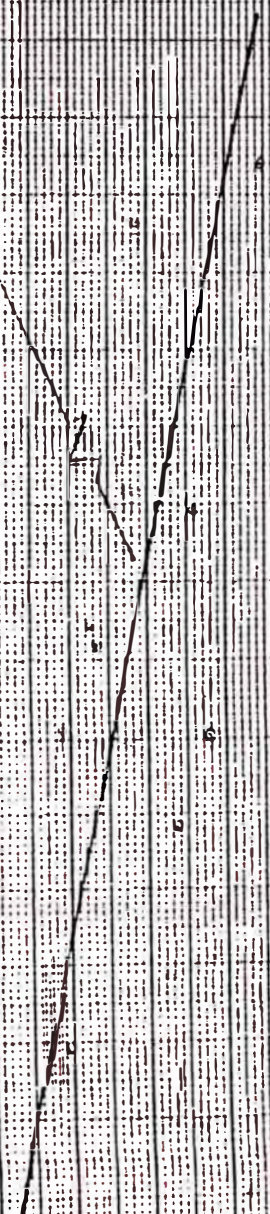
CUADRO N° 4**RECUPERACIONES DE PLATA (%) PARA EL AÑO 1,983**

MES (n)	RECUPERACION X FLOTACION (Rf)	RECUPERACION X CIANURACION(Rc)	(Rf)²	(Rf)(Rc)
ENE	77.14	10.10	5950.58	779.11
FEB	78.40	9.75	6146.56	764.40
MAR	83.65	9.13	6997.32	763.72
ABR	79.91	8.40	6385.61	671.24
MAY	72.92	10.03	5317.33	731.39
JUN	75.82	8.62	5748.67	653.57
JUL	84.40	7.54	7123.36	636.38
AGO	75.67	6.98	5725.95	528.18
SET	78.17	9.67	6110.55	755.90
OCT	73.55	12.30	5409.60	904.66
NOV	75.35	11.31	5677.62	852.21
DIC	77.04	8.25	5935.16	635.58
Σ	932.02	112.08	72528.31	8676.34
- Rf	77.67			
- Rc		9.34		

Amplitude (RC)

25.09

KC = 0.20018



% (RC)

Gruppe

1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26 27 28 29 30 31 32 33 34 35 36 37 38 39 40 41 42 43 44 45 46 47 48 49 50 51 52 53 54 55 56 57 58 59 60 61 62 63 64 65 66 67 68 69 70 71 72 73 74 75 76 77 78 79 80 81 82 83 84 85 86 87 88 89 90 91 92 93 94 95 96 97 98 99 100

Por lo tanto, la ecuación de recuperación por flotación (Rf) versus recuperación por cianuración (Rc) es

$$R_c = - 0.20538 R_f + 25.29$$

3.2.6.- RESULTADOS DEL AÑO 1,983 PARA EL CIRCUITO DE CIANURACION

La Empresa reportó para el año 1,983 los siguientes resultados :

PRODUCCION DE PLATA X CIANURACION(Onz)	: 68,023
PRODUCCION DE ORO X CIANURACION (Grs)	: 6,970
COSTO DE CIANURACION (*)	: S/. 1691'840,583
COTIZACION PROMEDIO DE LA PLATA (Onz)	: U.S.\$. 11.44
COTIZACION PROMEDIO DEL ORO (Onz)	: U.S.\$. 310
TIPO DE CAMBIO PROMEDIO (*)	: S/. 1628.583/U.S.\$

(*) En soles del año 1,983.

Con éstos datos y con la Información de CUADRO N°2 (referente al oro recuperado), podemos hallar el costo unitario real de cianuración :

$$\text{Costo Unitario} = \frac{1,691'840,583}{(68,023 + 6970) \times 1,628.583}$$

$$\text{Costo Unitario} = \text{U.S.}\$. 13.85$$

En la aplicación de ésta fórmula, estoy considerando que :

$$1 \text{ Gr. Oro} = 1 \text{ Onz. Plata}$$

Esto, en cuanto a valor se refiere.

Si tenemos en cuenta que la cotización promedio de la plata en el año 1,983 fué de U.S.\$ 11.44, la pérdida efectiva para recuperar una onza de plata por el método de cianuración fué de :

$$\text{U.S.}\$ 13.85 - \text{U.S.}\$ 11.44 = \text{U.S.}\$ 2.41$$

3.2.7.- APLICACIONES DE LAS CURVAS EN PROYECCIONES

Para realizar un mejor estimado utilizando valores para el oro, se puede considerar que la recuperación por cianuración del oro respecto de la ley de cabeza, es 50 % menor al aplicar la ECUACION 2 de recuperación por cianuración de la plata (esto sólo para la Empresa Minera San Juan de Lucanas).

En términos matemáticos, se puede afirmar que

$$\text{Rc Au} = 0.5 (\text{Rc}) \dots \text{Ecuación 3}$$

Para verificar ésta fórmula, utilizaremos los valores reales del CUADRO Nº2 (recuperación de oro año 1,983), los que reemplazando en la Ecuación 3 tenemos:

$$\text{Rc Au} = 0.5 (- 0.20583 \text{ Rf} + 25.29)$$

$$\text{Rc Au} = 0.5 (- 0.20583 (64.11) + 25.29)$$

$$\text{Rc Au} = 0.5 (12.09)$$

$$\text{Rc Au} = 6.045 \%$$

El valor real de la recuperación de oro por el método de cianuración en el año 1,983 fué de : 6.69 % , valor que es aproximadamente similar a lo hallado por la ecuación 3.

Con la ayuda de las ECUACIONES 1, 2, 3 y los resultados reales de flotación, se pueden proyectar los valores para el circuito de clauuración si éste hubiera trabajado en las mismas condiciones de entonces. Como ejemplo, realizaremos la proyección para el año 1,990 :

DATOS DE LA EMPRESA AÑO 1,990

Costo de producción (nuevos soles)	1'463,273.06
Cambio promedio (nuevos soles / \$)	: 0.24
Costo de producción (U.S.\$)	: 6'096,971
Ley de plata (Onz./TMS)	: 9.797
Ley de Oro (Grs./TMS)	: 1.10
Recuperación de plata (%)	: 87.00
Recuperación de Oro (%)	: 82.26
Mineral tratado (TMS)	: 47,466.248

VALORES PROYECTADOS AÑO 1,990

a) Costo de clauuración (en U.S.\$)

De la ecuación 1

$$Cc = 0.16078 Cf + 15.8888$$

reemplazando :

$$Cc = 16078 (6'096,971) + 15.8888$$

$$Cc = \text{U.S.}\$ 980,287$$

b) Recuperación de plata por clauuración

De la ecuación 2 :

$$R_c = - 0.20538 R_f + 25.29$$

reemplazando :

$$R_c = - 0.20538 (87) + 25.29$$

$$R_c = 7.42 \%$$

c) Contenido fino de plata

$$47,466.248 \times 7.42 \% \times 9.797$$

$$= 34,505 \text{ Onzas de plata.}$$

d) Recuperación de Oro por clauuración

De la ecuación 3 :

$$R_c \text{ Au} = 0.5 R_c$$

reemplazando :

$$R_c \text{ Au} = 0.5 (- 0.20583 R_f + 25.29)$$

$$R_c \text{ Au} = 0.5^3 - 0.20583 (82.26) + 25.29$$

$$R_c \text{ Au} = 4.18 \%$$

e) Contenido fino de Oro.

$$47,466.248 \times 1.10 \times 4.18 \% = 2,182 \text{ gramos de Oro.}$$

f) Costo unitario de clauuración.

Para el año 1,990, las cotizaciones promedio de la plata y Oro fueron :

- Ag : 4.08 U.S.\$/Onz.

- Au : 384 U.S.\$./Onz.

Podemos considerar en cuanto a valor se refiere, para el año 1,990 que

1 Gr. Au = 3 Onz. de Ag

entonces tenemos :

$$\text{Costo Unitario} = \frac{980,287}{34,505 + 3(2,182)}$$

Costo Unitario = U.S.\$ 23.88

O sea, de haber trabajado el circuito de cianuración, la pérdida efectiva para producir una Onza de plata por el método de cianuración en la Empresa Minera San Juan de Lucanas hubiera sido :

$$23.88 \text{ U.S.} \$ - 4.08 \text{ U.S.} \$ = 19.8 \text{ U.S.} \$.$$

3.3.- ENERGIA - Sistema de generación eléctrica

3.3.1.- ANTECEDENTES

La Empresa Minera San Juan de Lucanas S.A., dispone de un sistema de generación eléctrica compuesta de:

- Dos centrales hidroeléctricas (1470 Kw nominales en total).
- Un parque térmico de tres grupos generadores (1730 Kw nominales en total).

3.3.2.- OBJETIVOS

- Presentar un diagnóstico y apreciaciones sobre el estado del sistema de abastecimiento eléctrico de la unidad operativa de la empresa, en especial de sus

dos centrales hidroeléctricas, las cuales significan la fuente fundamental de producción energética.

- Formular recomendaciones para la mejor operación y utilización del sistema de abastecimiento eléctrico en general. Las recomendaciones corresponden a aquellas que merecen un tratamiento inmediato, a fin de garantizar la operación del sistema, así como aquellas que permitirán en el mediano plazo una mayor utilización del potencial hidroenergético existente en la zona.

3.3.3.- FUENTE HIDROELECTRICA

La Empresa dispone de dos centrales hidroeléctricas ubicadas según el curso del río San José, en una zona cercana a su centro de operaciones.

Las centrales se encuentran en cascada y son denominadas: C.H.Nº1 y C.H.Nº2. Las características principales se muestran en los CUADROS N°5 y N°6 respectivamente.

La potencia nominal total en las turbinas asciende a 1497 Kw, sin embargo, por razones de eficiencia disminuida por el desgaste de equipos, se obtiene una potencia total efectiva del orden de 1200 Kw a nivel de bornes de los generadores.

En cada central hidroeléctrica se encuentra instalado un grupo generador, los cuales tienen una operación regular. Dependiendo, el volumen de producción de energía, de la disponibilidad de agua en el río San José, así como de las paradas por averías y mantenimientos en cada central hidroeléctrica.

CUADRO N°5

CARACTERISTICAS DEL GRUPO HIDROELECTRICO INSTALADO EN LA CENTRAL HIDROELECTRICA N° I

A.- TURBINA

- Tipo de turbina : Francis de eje horizontal.
- Marca : Escher WYSS (Sulza).
- Carga neta nominal : 118 m.
- Caudal : 0.8 m³/seg.
- Potencia nominal : 1045 C.V. (778 Kw).
- Velocidad angular : 1200 r.p.m.
- N° fabricación : 9663.

B.- REGULADOR

- Marca : Escher Wyss (Sulza).
- Tipo : Z 150 - Serie 795.
- N° fabricación : 3928.

C.- GENERADOR

- Marca : Oerlcon (Sulza).
- Tipo : GI-72.

- Voltaje : 2300 V.
- Amperaje : 231 A.
- Potencia nominal : 920 KVA (736 Kw).
- Frecuencia : 60 Hz.
- Velocidad angular : 1200 r.p.m.
- Cos ϕ : 0.8.
- N° fabricación : 811572 M OI.

D.- OBRAS CIVILES

- Cota aproximada de captación : 2865 m.s.n.m.
- Longitud aprox.(canal de conducción) : 2800 m.
- Cota aprox. de la cámara de carga : 2853 m.s.n.m.
- Cota aprox. de la turbina : 2728 m.s.n.m.
- Desarenador : Ubicado a 500 m. aguas abajo de la toma.
- Canal : Cubierto.
- Longitud de tubería forzada : 221 m.
- Diámetro de tubería forzada : Telescópica de 107m. con 26", 60m. con 24", 64m. con 22".
- Casa de máquinas : Al exterior.

CUADRO N° 6

CARACTERISTICAS DEL GRUPO HIDROELECTRICO INSTALADO EN LA CENTRAL HIDROELECTRICA N° 2.

A.- TURBINA

- Tipo de turbina : Francis de eje horizontal
- Marca : Escher Wyss (Suiza)
- Carga neta nominal : 81.8 m.
- Caudal : 1.02 m³/seg.
- Potencia nominal : 965 C.V. (719 Kw).
- Velocidad angular : 1200 r.p.m.
- N° fabricación : 112058.

B.- REGULADOR

- Marca : Escher Wyss (Suiza).
- Tipo : Z-150.
- N° fabricación : 6124.

C.- GENERADOR

- Marca : Oerlikon (Suiza).
- Tipo : GI-72.6

- Voltaje : 2300 V.
- Amperaje : 231 A.
- Potencia nominal : 920 KVA (736 Kw).
- Frecuencia : 60 Hz.
- Velocidad angular : 1200 r.p.m.
- Cos ϕ : 0.8
- Nº fabricación : 906235 M O1.1

D.- OBRAS CIVILES

- Cota aprox. de captación : 2720 m.s.n.m.
- Longitud aprox. canal de conducción : 1800 m.
- Cota aprox. cámara de carga : 2718 m.s.n.m.
- Cota aprox. de la turbina : 2635 m.s.n.m.
- Desarenador : Ubicado a 200 metros, aguas abajo de la toma.
- Canal : Casi cubierto
- Conducto forzado : Galería en subterráneo con ducto de 26" y longitud de 90 m.
- Casa de máquinas : En caverna.

3.3.4.- GENERACION TERMOELECTRICA

La empresa dispone de un parque térmico compuesto por tres grupos generadores, accionados por motores diesel de marca Caterpillar.

Los grupos generadores se encuentran interconectados con las centrales hidroeléctricas y su operación se limita a cubrir la demanda por potencia y energía en los casos de insuficiente producción de las hidroeléctricas en períodos de sequía ó, cuando se encuentran paradas por averías y mantenimiento, y eventualmente para cubrir demandas PUNTA que exceden a la disponibilidad de las hidroeléctricas.

El parque térmico está compuesto por dos grupos generadores con capacidad nominal de 600 Kw. cada uno(a 2300 m.s.n.m.), y un grupo con capacidad nominal de 530 Kw.(a nivel del mar).

3.3.5.- CONSUMO ENERGETICO

La Jefatura de mantenimiento de la Empresa Minera San Juan de Lucanas, realiza mediciones y edita un reporte mensual de producción y consumo de energía eléctrica en los diferentes sectores de producción.

En el CUADRO Nº7 se observa la producción de energía de las centrales hidroeléctricas y el total de generación térmica para un período contemporáneo de operación: 1973 - 1984.

El promedio anual de generación energética de dicho período es de aproximadamente 7500 MW-h, de los cuales el 62% corresponde a fuente hidráulica y el 38% a fuente térmica. Se observa que el período de menor utilización de las centrales hidroeléctricas, es coincidente con el período de

CUADRO N° 7

ESTADISTICA DE PRODUCCION DE ENERGIA ELECTRICA PERIODO 1973 - 1984 (Mw - h)

AÑO	CENTRAL HIDROELECTRICA			% HIDROS	CENTRAL TERMICAS	% TERMICO	GENERACION TOTAL
	C.H. N°1	C.H. N°2	TOTAL				
1973	4427	2489	6916	91	696	9	7612
1974	4772	2765	7537	83	1577	17	9114
1975	4437	2887	7326	87	1117	13	8443
1976	1421	3395	4816	63	2840	37	7656
1977	2307	2266	4573	68	2192	32	6765
1978	3308	1288	4596	63	2712	37	7308
1979	2043	918	2961	39	4628	61	7589
1980	1915	899	2814	37	4833	63	7647
1981	2105	1050	3155	42	4333	58	7488
1982	3692	----	3692	48	3986	52	7678
1983	1365	554	1919	30	4500	70	6419
1984	3781	2013	5799	93	423	7	6222
MEDIAS :	2964	1710	4674	62	2820	38	7494

sequía ocurrido entre 1979 a 1983 en la región donde se ubican las cuencas productoras de agua para la operación de las hidroeléctricas.

1984, año que se puede considerar como medio a húmedo, la generación hidroeléctrica alcanzó el 93% de la producción.

Se aprecia, que de haber agua suficiente todo el tiempo, solo las centrales hidroeléctricas abastecen las demandas por energía eléctrica, incluso en el año pico 1974 en que la generación alcanzó a 9114 MW-h, equivalente a una potencia continua anual de 1040 Kw. Claro está, que en éstos casos la fuente térmica cumple el papel de reserva del sistema y necesariamente asume la producción en los lapsos de mantenimiento o de picos mayores a la capacidad de las plantas hidroeléctricas.

En cuanto al consumo por sectores de labores, se muestran valores promedios en el CUADRO N°8. Se observa, que la mayor demanda por energía eléctrica proviene de la planta de beneficio con un 46% del total. Un sector importante del consumo está constituido por el alumbrado y el servicio doméstico que se brinda y que representa el 22%.

Resulta sugerente realizar una campaña de conservación y uso racional de la energía, con el fin de disminuir el consumo.

En el CUADRO N°9 se puede notar la proporción en cuanto a costos se refiere (en soles de ese entonces) de energía eléctrica entre GRUPOS ELECTROGENOS vs. CENTRALES HIDROELECTRICAS. Se observa que en el período 1973-1984, el costo de producción de energía eléctrica mediante grupos electrógenos es aproximadamente 4.5 veces el costo de producción de las centrales hidroeléctricas, en promedio.

CUADRO N° 8**DISTRIBUCION PORCENTUAL PROMEDIO DEL CONSUMO DE ENERGIA
POR SECTORES DE LABORES**

<u>SECTORES DE LABORES</u>	<u>% DE CONSUMO</u>
A.- <u>Planta de beneficio</u>	
Agltadores, Laboratorio, Chancadoras, Filtros, Cianuración, Molinos, celdas	
1. de flotación, Compresora de planta	46
B.- Mina	
Lampareria, Herreria, Winches, Otros	7
C.- <u>Maestranza</u>	
Compresoras, Bomba Nv. 2680, aserradero, Maestranza, Bombas ACOLA (para beneficio y servicio doméstico)	25
D.- <u>Alumbrado</u>	
Empleados, Obreros	22
T O T A L :	100%

FUENTE: Dpto. Mantenimiento EMSJI.

CUADRO N° 9

**PROPORCIONALIDAD DE COSTOS DE ENERGIA ELECTRICA ENTRE
GRUPOS ELECTROGENOS VERSUS CENTRALES HIDROELECTRICAS**

AÑO	COSTO POR KW-H (EN SOLES)			RELACION DE GRUPOS VS. CENTRALES
	CENTRALES HIDROELECTR.	GRUPOS ELECTROG.	PROM. TOTAL	
1973	0.31	1.07	0.38	3.45/1
1974	0.31	1.21	0.41	3.90/1
1975	0.33	1.77	0.48	5.36/1
1976	1.23	1.92	1.49	1.56/1
1977	1.30	3.99	2.17	3.07/1
1978	1.42	8.61	4.09	6.06/1
1979	3.37	13.26	9.26	3.93/1
1980	6.01	20.15	14.98	3.35/1
1981	13.90	62.72	42.08	4.51/1
1982	20.25	115.17	69.52	5.69/1
1983	108.28	238.65	199.68	2.20/1
1984	64.07	641.69	181.29	10.02/1
=====				
PROMEDIO :				4.42/1

FUENTE : Dpto. de COSTOS de la EMSJL.

3.3.6.- ESTADO ACTUAL DE LA CENTRAL HIDROELECTRICA N°1

- TOMA Y DESARENADOR

Frente al bocal del ingreso de la toma, el río ha transportado unos bolones de roca con diámetro medio estimado en 0.8 m. y que dificultan el ingreso de agua (ver foto N° 1).

Es necesario colocar los rieles de protección del bocal de entrada que han sido deterioradas. A la fecha, no existe ninguna rejilla protectora para el ingreso de materiales flotantes.

A unos 200 m. aguas arriba de la toma, en la margen izquierda existe un deslizamiento activo de cierta magnitud; Puesto, que su actividad significa un riesgo para la operación de la central hidroeléctrica, conviene estudiar la posibilidad de su estabilización (ver foto N° 2).

El DESARENADOR se observa como una estructura eficiente, sin embargo convendría limpiar la berma lateral que se ha cubierto de piedras y malezas y construir una cuneta de eliminación de las aguas de lluvia que viene por la ladera con sedimentos y descargan al desarenador.

- CANAL DE CONDUCCION

El canal de conducción actual cuenta con numerosas modificaciones al trazo original, dando como resultado diversas secciones de caja, así como de gradiente y capacidad de conducción. En la mayoría de los tramos se observa que el canal trabaja a plena capacidad; Es decir, sin borde libre con el nivel del agua, golpeando las tapas que lo cubren en toda su extensión. Esta forma de operación del canal es riesgoso, pues al rebalsarse origina zonas de inestabilidad en las



FOTO N°1 : Bocal de la toma sobre el río San José de la C.H N°. Obsérvese la bolonería frente al bocal y que dificulta el ingreso del agua (márgen izquierdo).



FOTO N°2 : Deslizamiento activo de la ladera de la margen izquierda del río San José, 200 mt. aguas arriba de la toma de la C.H.N°1.

laderas del trazo y que ya significaron muchos derrumbes, con el consiguiente deterioro del canal (ver foto N° 3).

El caudal del canal se estimó en $0.8 \text{ m}^3/\text{seg}$ y permitía generar 600 Kw en la Central Hidroeléctrica N° 1.

- CAMARA DE CARGA

La cámara de carga presenta un inconveniente en la reducida dimensión de los orificios de la rejilla para evitar el ingreso de elementos flotantes.

Se observó que aún cuando la TURBOMAQUINA demandaba mayor cantidad de caudal, el agua rebalsaba por el aliviadero de la cámara de carga y el agua se remansaba en el canal hasta el nivel llmite (tapas de concreto). Está claro que esto se producía por la dificultad de paso del agua por la rejilla de ingreso al conducto forzado y que el caso se agrava si hubiese material flotante que cubriera parcialmente la rejilla, desperdiciando agua que podría utilizarse en generación de energía y haciendo trabajar el canal en límites de capacidad y riesgos.

Es conveniente retirar la rejilla y colocar barrotes de acero ($5/8''$) separados a 2 cm., no debe perderse de vista que la causa de deterioro y desgaste de los elementos de la tubería es fundamentalmente la arena transportada por el flujo, la cual poco tiene que ver con las dimensiones de la rejilla (ver foto N° 4).

En cuanto a la tubería forzada, se presentan dos tipos de problemas; Uno, debido a su largo periodo de trabajo (35 años aprox.) la tubería ha sufrido desgaste interior, dando lugar a picaduras que tienen que ser soldadas, por lo que conviene una inspección rigurosa del estado del conducto a fin de descartar el riesgo de un colapso imprevisto. Otro problema, es que la tubería no tiene ningún



FOTO N°3 : Sector del canal de la C.H. N°1 con la tapa deteriorada. Observese que el flujo ocupa toda la caja del canal y está a punto de rebalsar.



FOTO N°4 : Rejilla para capturar elementos flotantes en el ingreso a la tubería de presión de la C.H. N° 1. Obsérvese las pequeñas rendijas (9x20 mm) que originan un remanso y el vertido de agua de exceso en la cámara de carga, sin que la turbina hubiese llegado a su plena capacidad.

mantenimiento exterior, presentándose oxidada y con las juntas de dilatación semi-enterradas, resultando conveniente hacer un mantenimiento exterior con abrasivos para eliminar el óxido, pintado de la tubería y limpieza de la maleza (ver foto N° 5).

- TURBOMAQUINA

La turbomáquina se encuentra en buena condición de operación, considerando el largo período de trabajo que tiene. El mantenimiento es realizado íntegramente en los talleres de la mina. Cada año se procede a preparar un juego de elementos sujetos a desgaste y se intercambian en un período corto de tiempo, quedando la máquina en condiciones de operación normal.

3.3.7.- ESTADO ACTUAL DE LA CENTRAL HIDROELECTRICA N°2

- TOMA Y DESARENADOR

Debe considerarse el reforzamiento de la cimentación del muro de encausamiento de la margen izquierda, aguas abajo del barrage, el cual está próximo a colapsar (ver foto N°6). Debe darse una adecuada protección a los muros contra el efecto erosivo en el cauce, mediante el colocado de enrocamientos en las cercanías de los muros, al pie de las cimentaciones.

En cuanto al desarenador, se observa que presenta muy poca eficiencia. Si bien la C.H.N°2 funciona con el agua turbinada de la C.H.N°1, a la cual se le adiciona el agua captado en su propia toma y por lo tanto no es de esperarse mayor aporte de sedimentos, sin embargo en la práctica es difícil y complejo fijar con precisión el caudal de $0.2 \text{ m}^3/\text{seg.}$ que se requeriría captar en la toma para adicionar al agua turbinada en la C.H.N°1, ocasionando un mayor ingreso de agua con los



FOTO N°5 : Conduto forzado de la C.H. N°1. Obsérvese el oxidamiento del tubo, así como el enterrado de una junta por falta de mantenimiento.



FOTO N°6 : Encauzamiento de la margen izquierda del río San José en la zona de toma de la C.H. N° 2. El agua ha erosionado el cauce por debajo de la cota de cimentación y aflora hacia el lado externo del encauzamiento

sedimentos del caso y que no pueden ser evacuados en el pequeño desarenador disponible. Es recomendable por lo tanto, la ampliación del desarenador.

- CANAL DE CONDUCCION

El canal de conducción presenta diversos tramos con dificultades por efecto de deslizamientos. Los principales puntos son dos sectores cercanos a la cámara de carga, que corresponden a deslizamientos activos que son estimulados durante el período de lluvias y también por los rebales del canal. Se aprecia que una labor de contención sería costosa y con mucha incertidumbre de éxito por la alta gradiente de talud y el grado de alteración de la roca. Es obvio que la solución más conveniente consiste en salvar éstos tramos, que se estiman en una longitud de 600 m., mediante túneles parietales revestidos y que comprometan roca más competente (ver foto N°7).

- CAMARA DE CARGA Y TUBERIA FORZADA

Al igual que en el caso de la C.H.N°1, es necesario proceder a cambiar la rejilla de ingreso del agua a la tubería forzada por barrotes con la separación ya indicada. Igualmente la tubería forzada que va en galería, requiere de una inspección y de una definición sobre su reparación o cambio (ver foto N°7).

- TURBOMAQUINA

Son aplicables las observaciones planteadas para la turbomáquina de la C.H.N°1.

Un aspecto muy importante es lo relativo a la ventilación de la caverna, observándose que el generador trabaja sin ventilación especial y se aprecia fuerte irradiación de calor. Si bien ésta situación es técnicamente factible, debe



FOTO N°7 : Obsérvese la cámara de carga de la C.H. N° 2 hacia la derecha se observa la prolongación en tubería metálica corrugada de la Chimenea de ventilación de la caverna de la casa de máquinas. Arriba, se observa un notable deslizamiento activo que origina fugas en el canal de conducción.

considerarse que está limitando el periodo operativo de los materiales del generador y crea un riesgo de incendio o de inutilización del grupo.

3.3.8.- EMBALSES DE REGULACION DE TACCRACOCHA E IRURO

La E.M.S.J.L. ha desarrollado dos embalses de regulación en las lagunas de TACCRACOCHA é IRURO respectivamente, con el objeto de afianzar la generación hidroeléctrica en los periodos de estiaje.

La laguna de TACCRACOCHA se halla embalsada según dos diques de aproximadamente 4 m. de altura útil. Se estima que su capacidad de embalse es del orden de $1.5 \times 10^6 \text{ m}^3$. La cota del espejo de agua está aproximadamente en la 4240 m.s.n.m.

El cierre de la laguna comprende dos umbrales de desague. El dique principal está dotado de una compuerta de desague de fondo.

Al no estar dotado de un vertedero de excedencias, una vez que se ha llenado la laguna, el agua vierte por encima de los diques. En las fotos N°8 y N°9 se muestran los diques principal y secundario respectivamente. Se observa que el agua vierte en varios sectores por encima de la cresta de los diques, lo cual está ocasionando problemas de erosión al pé de los diques, así como el deterioro del concreto, especialmente en el dique secundario (ver foto N°9).

La laguna de IRURO se encuentra inmediatamente aguas abajo de la laguna de Taccracocha y almacena principalmente los excedentes de ésta última.

El agua almacenada en el dique alcanza una altura de 1.0 m. y se observa fugas en la cimentación. En la foto N°10 se observa el desague de fondo del embalse y se advierte que el mayor flujo no proviene precisamente de la descarga de fondo.



FOTO N°8 : Dique principal de regulación de la laguna Taccracocha . Obsérvese que se encuentra lleno y que el agua está vertiendo por un sector de la corona.



FOTO N°9 : Dique secundario de regulación de la laguna Tacracocha. Obsérvese el deterioro del concreto y las fugas por la cimentación.



FOTO N°10: Conducto de desague de la laguna Inuro .

Se observa el poco caudal evacuado por el conducto. La mayoría del flujo procede de filtraciones por la cimentación.

Considerando conservadoramente que el volumen útil almacenado en ambas alcanza a $1.5 \times 10^6 \text{ m}^3$, significa un aporte a la generación, en el periodo de estiaje a las centrales hidroeléctricas, del orden de 650000 Kw-h; Es decir, alrededor del 10 % del promedio anual de producción de energía. En consecuencia, la importancia de estas lagunas es trascendente y se justifica un programa intensivo de mantenimiento y precisión en su operación.

3.4.- COSTOS - Mano de obra

Se vió en el Capítulo II, que en 1990 el costo por Mano de Obra representó para la Empresa el 72.13 % del costo total. Esta cifra refleja el grado de incidencia del rubro de la Mano de Obra, en la actual crisis de la Empresa.

3.4.1.- SINTESIS DE LA FUERZA LABORAL EXISTENTE

El cuadro siguiente nos indica la distribución de la carga laboral existente en la Empresa.

TRABAJADORES	OBREROS	EMPLEADOS	PLLA. SUPERIOR	TOTAL
MINA	282	6	4	292
PTA.BENEFICIO	47	6	4	57
MANTENIMIENTO	50	3	1	54
GEOLOGIA	8	2	2	12
SEGURIDAD	17	-	1	18
HOSPITAL	1	7	4	12
CONTABILIDAD	11	14	-	25
RELACIONES	6	3	1	10
ING.INDUSTRIAL	-	-	1	1
SUPERINTENDENCIA	-	1	1	2
OFICINA LIMA	-	26	7	33
TOTAL :	422	68	26	516

Prosiguiendo con el análisis, veremos como están distribuidos los 282 obreros de Mina :

INTERIOR MINA (DOS GUARDIAS)

EXPLOTACION	114 HOMBRES
EXTRACCION	48 "
DESARROLLO (4 FRENTES)	16 "
REPARACION	10 "
SUPERVISION	13 "
BODEGAS	15 "
SERVICIOS AUXILIARES	19 "
TRABAJO ADECUADO	15 "
VACACIONISTAS	20 "
ENFERMOS	8 "
PERMISOS (SINDICATOS, COMUNIDAD)	4 "

TOTAL : 282 OBREROS

$$\frac{\text{Personal Explotación } 114}{\text{Personal total Mina } 282} = 40.4 \%$$

$$\frac{\text{Personal Explotación } 114}{\text{Personal total Empresa } 516} = 22.1 \%$$

Podemos concluir entonces, que en la Empresa solo el 22.1 % de la fuerza laboral extrae mineral.

3.4.2.- OPCIONES DE SOLUCION A LA FUERZA LABORAL

Del análisis anterior, tendremos dos opciones básicas para dar solución al problema laboral

a) Reducción de personal al mínimo necesario

El siguiente cuadro es la que proponemos, con la observación de que mantenemos constante los 114 obreros de explotación :

INTERIOR MINA (DOS GUARDIAS)

EXPLOTACION	114	HOMBRES
EXTRACCION	24	"
DESARROLLO (4 FRENTES)	16	"
REPARACION	4	"
SUPERVISION	4	"
BODEGAS (4 NIVELES)	8	"
SERVICIOS AUXILIARES	4	"
TRAB. ADECUADO Y ENFERMOS	4	"
VACACIONISTAS	14	"

TOTAL : 192 OBREROS

TOTAL PERSONAL EMPRESA

TRABAJADORES OBREROS EMPLEADOS PLLA. SUPER TOTAL

MINA	192	2	2	196
PTA. BENEFICIO	20	2	2	24
MANTENIMIENTO	20	2	2	24
GEOLOGIA	4	2	2	8
SEGURIDAD	2	2	1	5
HOSPITAL	1	4	2	7
CONTABILIDAD	4	6	-	10
RELACIONES	1	1	1	3
SUPERINTENDENCIA	-	1	1	2
OFICINA LIMA	1	6	4	11

TOTAL : 246 28 17 290

PERSONAL EXCEDENTE : 226 HOMBRES = 43.8 %

Personal explotación 114
 = $\frac{114}{192}$ = 59.4 %
 Personal total Mina 192

$$\frac{\text{Personal Explotación } 114}{\text{Personal total Empresa } 290} = \frac{114}{290} = 39.3 \%$$

b) Privatización de la Empresa

Como segunda opción se tendría que privatizar la Empresa, pudiéndose trabajar por el sistema de CONTRATAS Y SUB-CONTRATAS, sistema que están optando muchas empresas mineras con buenos resultados. El problema para aplicar éstos sistemas, es la determinación del tope máximo de pago por TMS de mineral de cabeza extraída de la mina. Para tal efecto, en el presente trabajo clasificaremos el costo de producción estimado de acuerdo a las operaciones unitarias en U.S.\$/TMS y en porcentaje. El cuadro N°10 se determinó en base a los datos proporcionados por el Dpto. de COSTOS de la EMSJL.

CUADRO N°10

COSTO DE PRODUCCION DE LA EMSJL

OPERACION UNITARIA	COSTO DE PRODUCCION U.S.\$/TMS	%
Extracción y rellenos	26.36	45.62
Desarrollos	7.36	12.74
Preparación mina	4.79	8.29
Flotación	13.64	23.60
Gastos administrativos y financieros	5.63	9.75
TOTAL :	57.78	100.00

En consecuencia, con éstos valores se puede determinar el Cut-Off actual de explotación.

DATOS

- Costo de producción	U.S.\$57.78/TMS
- Cotización AG (estimado)	U.S.\$4.00/onz
- Recuperación AG (estimado 1990)	87%
- Ley Au (mínimo)	1.0 gr./TMS
- Relación (Au-Ag)	1 gr. Au=3 onz Ag
- Factor liquidable estimado (maquila,fletes,etc.)	88%

Aplicando la fórmula:

$$\text{Cut-Off} = \frac{\text{Costo de Producción}}{\text{Cotización Ag x factor liquidable x Recuperación}}$$

Reemplazando :

$$\text{Cut-Off} = \frac{57.78}{4.0 \times 0.88 \times 0.87} = 18.87 \text{ Onz. Ag}$$

Si tenemos que 1Gr. Au = 3 Onz. Ag

Cut-Off real = 18.87 Onz. Ag - 3 Onz. Ag

Cut-Off real = 15.87 Onz. Ag/TMS

Por lo tanto, con éste Cut-Off real, la Empresa entró a una situación crítica, ya que las leyes de cabeza actuales oscilan entre 10.0 a 11.0 Onz.Ag/TMS

Ver : G-3-4-2 (Costos de Producción estimados de la EMSJL)

Para hallar el Cut-Off con reducción de personal al mínimo necesario visto en el acápite 3.4.2, se deduce, que si hay un exceso de 43.8 % en la mano de obra y que ésta representa el 72.13 % del costo total de la Empresa, entonces :

$$72.13\% \times 43.8\% = 31.59 \%$$

Este porcentaje (31.59 %) o su equivalente (18.25 U.S.\$/TMS), representa el exceso en el costo de producción actual (sin reducción de personal), por lo que se determina un costo de producción con reducción de personal de :

$$67.78 \text{ U.S. } \$/\text{TMS} - 18.25 \text{ U.S. } \$/\text{TMS} = 39.53 \text{ U.S. } \$/\text{TMS}$$

El nuevo Cut-Off con reducción de personal sería entonces :

$$\text{Cut-Off} = \frac{39.53}{4.0 \times 0.88 \times 0.87} = 12.91 \text{ Onz. Ag}$$

Si : 1 Gr. Au = 3 Onz. Ag

$$\text{Cut-Off nuevo} = 12.91 - 3 = 9.91$$

Cut-Off nuevo = 9.91 Onz. Ag/TMS

Se demuestra entonces, que la Empresa en las mismas condiciones actuales, pero con reducción de personal a 290 hombres, puede seguir operando.

CAPITULO IV

JUSTIFICACION TECNICA - ECONOMICA DE LOS ACAPITES DESARROLLADOS

4.1.- RELAVES ANTIGUOS

- Justificación económica

. Las reservas probadas-probables estimadas de relaves antiguos, son del orden de las 241,875 TMS, cantidad que en promedio arroja una ley de 2.63 Onz. de Ag/TMS y aproximadamente 0.3 gr. Au/TMS. (0.9 Onz.Ag/TMS). Expresando estas leyes en términos de ley de plata, se tendría en total: $2.63 + 0.9 = 3.53$ Onz. Ag.

Considerando la cotización actual de la plata en 4.0 U.S.\$/Onz y una recuperación metalúrgica de 70 % se tiene:

$$241,875 \text{ TMS} \times 3.53 \text{ Onz.Ag/TMS} \times 4.0 \text{ \$/Onz Ag} \times 0.70 \\ = \text{U.S. \$ } 2'390,692$$

Cifra, que sería mucho mayor de estar la plata en su nivel normal de cotización.

Sin embargo, esto constituye un reto para inversionistas, así mismo para los técnicos en materia de recuperación de valores (tecnología adecuada).

. Los relaves antiguos, por el hecho de estar ubicados en la superficie (cancha), significan ahorros sustanciales en muchas operaciones unitarias (perforación, voladura, extracción, izaje, etc.), que pueden ser aprovechados convenientemente.

- Justificación técnica.

Existen muchas alternativas para un óptimo resultado técnico, las cuales son materia de estudio e investigación. El objetivo de la presente tesis no es ésta investigación, sin embargo se propone el siguiente estudio

. Investigar la máxima recuperación y grado del concentrado que se puede alcanzar mediante el método de flotación.

. Investigar la aplicación del proceso convencional de clauuración optimizado; O sea, mejorando el sistema del circuito de clauuración actual.

. Preconcentrando los relaves por cualquier método barato y lixiviando luego éste preconcentrado, se reducen los costos de producción notablemente, aunque también la recuperación; Pero, la operación final es mas rentable por los costos de producción involucrados.

. Realizar pruebas para determinar la bondad del Heap Leaching con el clauuro de sodio.

4.2.- PLANTA DE LIXIVIACION

- Justificación económica

Se ha demostrado en el acápite 3.2.7 que si el circuito de clauuración trabajara, ésta acarrearía pérdidas a la Empresa.

El Inversionista y/o interesados debe comprender que para reactivar éste circuito, se requiere de muchos cambios mecánicos y técnicas en el proceso.

Ver : G-3-2-I en el Anexo.

4.3.- SISTEMA DE GENERACIÓN ELÉCTRICA

- Justificación económica

. Es muy marcada la diferencia de costos entre grupos electrógenos y centrales hidroeléctricas. Si vemos el CUADRO N° 9, nos indica que para el período 1,973-1,984, los costos promedio por Kwh de los grupos electrógenos fueron 4.42 veces más que los costos de las centrales hidroeléctricas.

. Por múltiples motivos, las centrales hidroeléctricas no tienen un trabajo continuo (generalmente por descuido en el mantenimiento de los canales de conducción). El promedio de trabajo para el mismo período (CUADRO N° 7) de las centrales hidroeléctricas es del orden del 62 % , mientras que de los grupos electrógenos es de 38 % . Se sabe también que las centrales hidroeléctricas pueden abastecer el consumo total de energía de la Mina. Lo que se debe buscar es prescindir de los grupos electrógenos y para esto no se necesita de inversión significativa.

- Justificación técnica

. Técnicamente, es factible aumentar el porcentaje de utilización de las centrales hidroeléctricas. Para esto, se debe poner en práctica las recomendaciones del acápite 3.3.6 al 3.3.8.

4.4.- MANO DE OBRA

- Justificación Técnica

Técnicamente es factible la reducción de personal de 516 hombres a 290 hombres a nivel de Empresa analizados en el acápite 3.4.

Así mismo, la privatización se viene realizando en algunas Empresas del sector Estatal, Ejm. Minera Condestable, Hierro Perú, Tratativas con Centromin Perú, etc..

- Justificación económica

Si sabemos que en el año 1,990 el costo por el rubro de la mano de obra fué de 72.13 % del costo total, se deduce que la actual crisis de la Empresa es debido principalmente a éste rubro. 516 hombres es exagerado para producir un promedio de 8000 TMS/mes de mineral de cabeza.

La reducción del costo de la mano de obra es por lo tanto, imperativo en la Empresa. Esto se logra sustancialmente con la reducción de personal a 290 hombres (mínimo necesario), con los cuales la Empresa puede viabilizarse económicamente, si en caso se decide no privatizarse.

CONCLUSIONES

- **Existen en las canchas de la Empresa 241,875 TMS de relaves antiguos con valores de plata y oro que pueden ser aprovechadas.**
- **El circuito de claustración no es rentable para la Empresa, en las circunstancias actuales y en las mismas condiciones.**
- **El costo promedio por Kw-h de los grupos electrógenos es 4.42 veces más que los costos por Kw-h de las centrales hidroeléctricas.**
- **Las centrales hidroeléctricas pueden cubrir toda la demanda de energía de la Mina. Para esto no es necesario una inversión significativa, solo de mantenimiento de la infraestructura de las hidroeléctricas.**
- **El mayor costo de la Empresa representa la mano de obra con un 72.13 % del costo total.**
- **El Cut-Off actual de la Empresa es de 15.87 Onz. Ag/TMS, tomándose imposible su operación, ya que la ley de cabeza oscila entre 10 - 11 onz. Ag/TMS.**

- Con 290 hombres (mínimo necesario), la Empresa puede seguir operando. En este caso el Cut-Off determinado es de 9.9l onz. Ag/TMS.

RECOMENDACIONES

- Del punto de vista técnico, se recomienda privatizar la Empresa. Esto conllevaría factores como reducción y/o liquidación de personal, mejor utilización de equipos y materiales, etc., obviamente la Empresa puede reactivarse en un lapso de tiempo corto.

- Del punto de vista social y regional, se recomendaría como única alternativa la reducción de personal a 290 hombres, cifra con el que se demostró, la Empresa operaría sin pérdidas.

El personal excedente (226 hombres) , sería liquidado, naturalmente por tratarse de una Empresa Minera Estatal, el costo sería asumido por el Estado.

- Para ámbos casos, se recomienda la utilización exclusiva de las hidroeléctricas. Salvo en los casos de emergencia, los grupos electrógenos pueden utilizarse, pero en forma restringida.

A N E X O S

G-1 Plano de ubicación.

G-1-1 Plano geológico

C-1-2-2 Producción anual

C-1-3 Organigrama general de la Empresa

C-2-4 Distribución de costos generales

G-3-1-3 Plano de ubicación de relaves antiguos

G-3-2-1 Diagrama de flujo del proceso de obtención
de la plata y oro

G-3-4-2 Costo de producción estimado de la EMS.II.

BIBLIOGRAFIA

BANCO MINERO DEL PERU. "Manual de estudios de factibilidad"

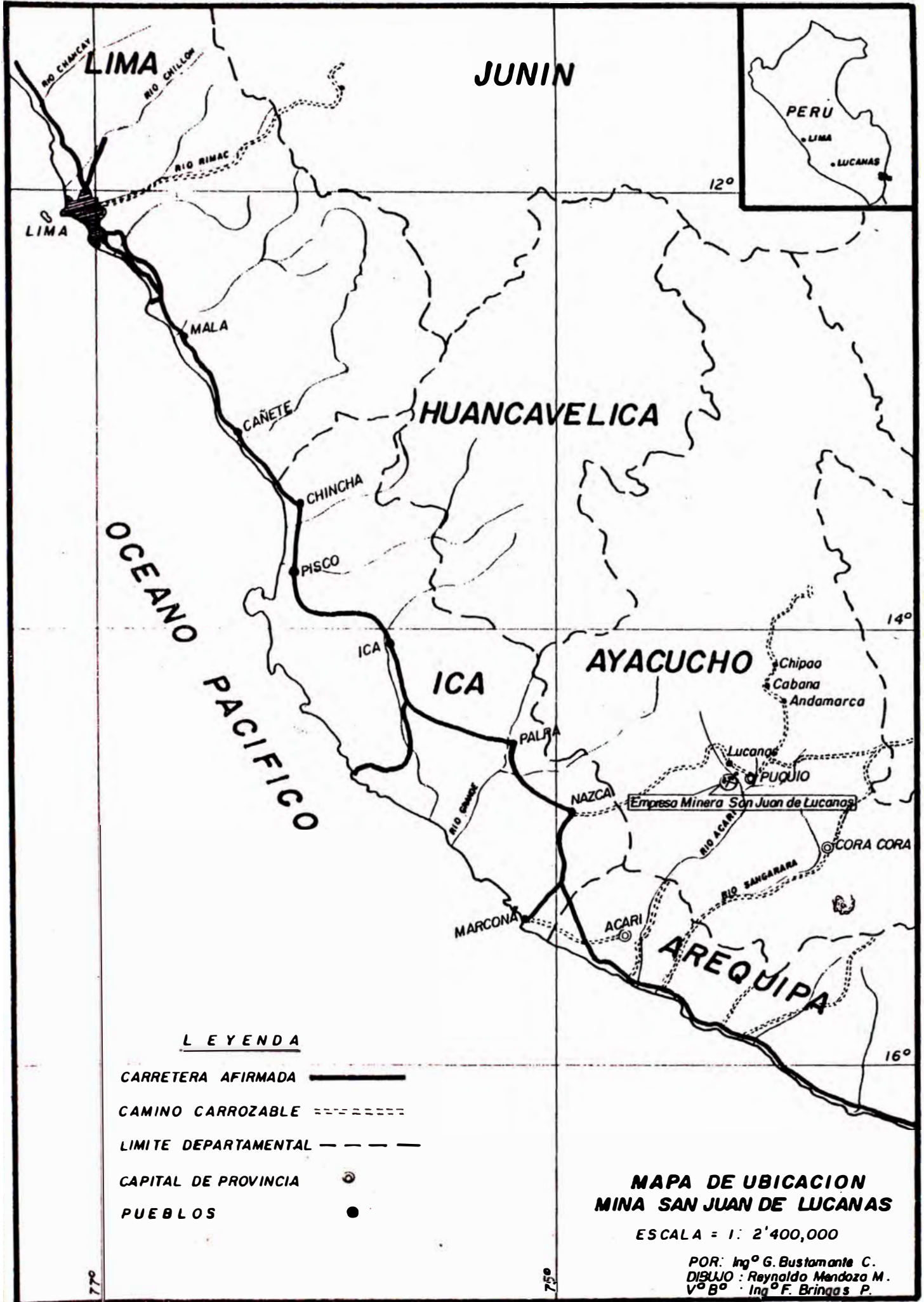
BOWER, Albert H. "Estadística para Ingenieros"

EMPRESA MINERA SAN JUAN DE LUCANAS . Memorias Anuales

STOLBERG, Robert . Física

TAYLOR, Gorge A. "Ingeniería Económica"

TORRE GONZALES, Adolfo. "Perfil Empresarial de la EMSJL" 1987



LEYENDA

- CARRETERA AFIRMADA
- CAMINO CARROZABLE
- LIMITE DEPARTAMENTAL
- CAPITAL DE PROVINCIA
- PUEBLOS

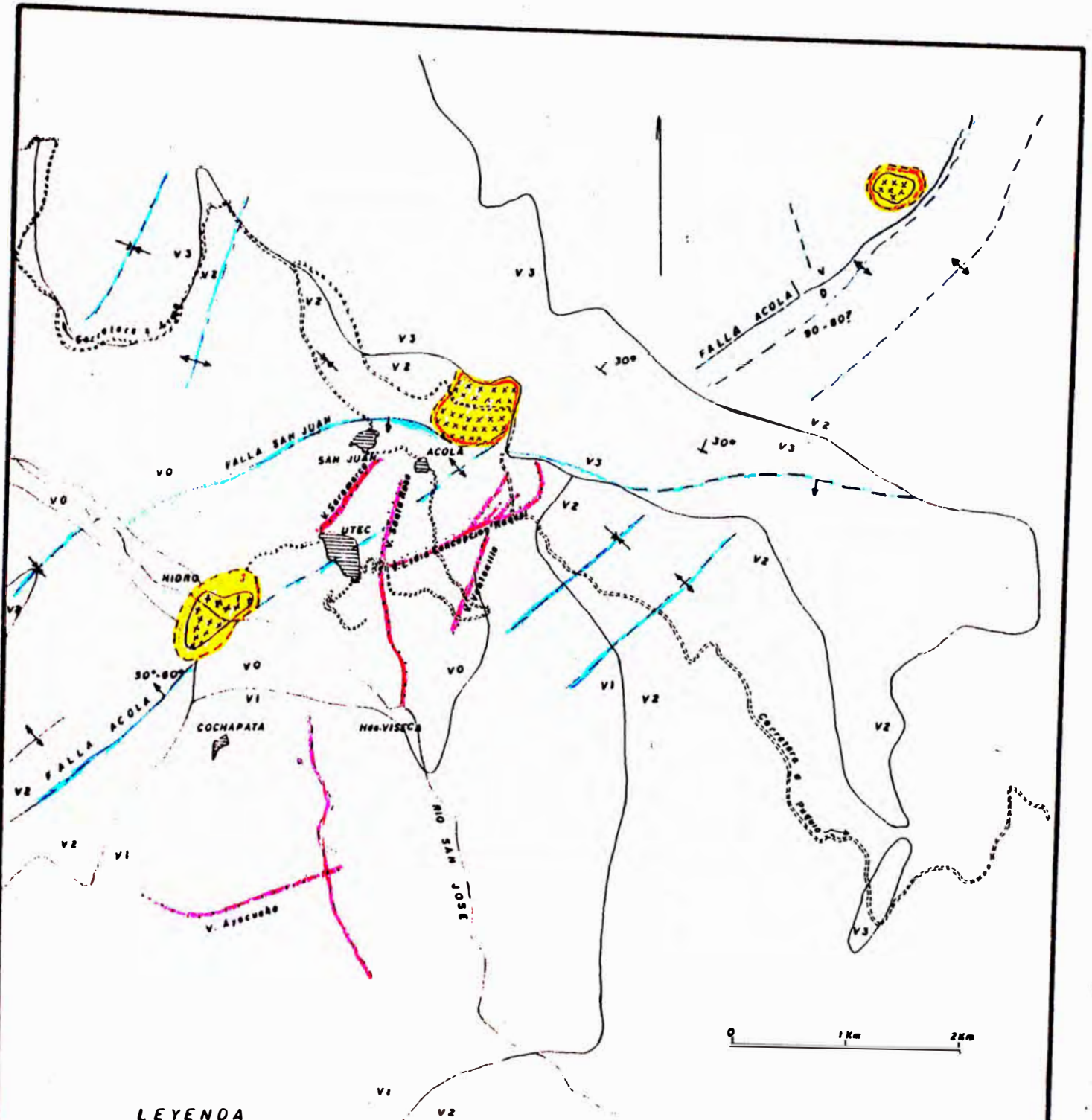
**MAPA DE UBICACION
MINA SAN JUAN DE LUCANAS**

ESCALA = 1: 2'400,000

POR: Ing. G. Bustamante C.
DIBUJO: Reynaldo Mendoza M.
V.º B.º: Ing. F. Bringas P.

77°

75°



LEYENDA

- ZONA DE ALTERACION HIDROTHERMAL
- INTRUSIVOS ANDESITICOS
- PIRCLASTICOS (TIPOS DACITICOS) GRIS CLAROS. F. BILLAPACA.
- PIRCLASTICOS (TIPOS BRUNOS ROJISO) F. TACASA.
- BRECHA Y AGLOMERADOS (BRUNO ROJISO) F. TACASA.
- LAVAS LATITICAS (BRUNO-ROJISAS) F. TACASA.
- ANTICLINAL
- SINCLINAL
- VETAS
- FALLAS
- RUMBO Y BUZAMIENTO DE CAPAS

EMPRESA MINERA SAN JUAN DE LUCANAS S. A.

**PLANO GEOLOGICO
DEL YACIMIENTO MINERO SAN JUAN DE
LUCANAS**

POR:

TOPOGRAFIA: I. G. M.

Ing: NELSON RIVERA G.

DIBUJO: Reynaldo Mendoza M

ESCALA: 1:50,000

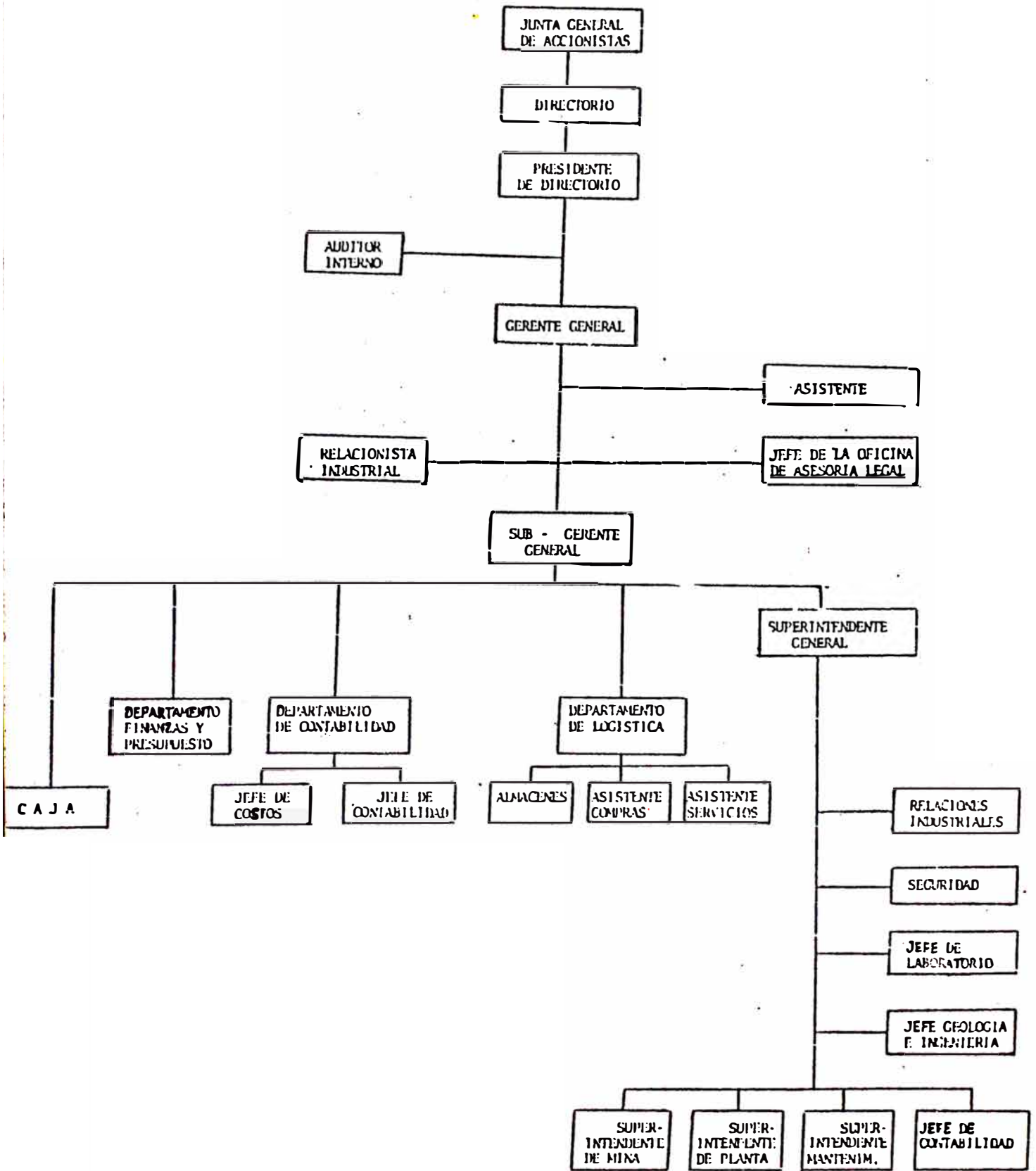
Nov. de 1982

PLANO Nº

C-1-2-2

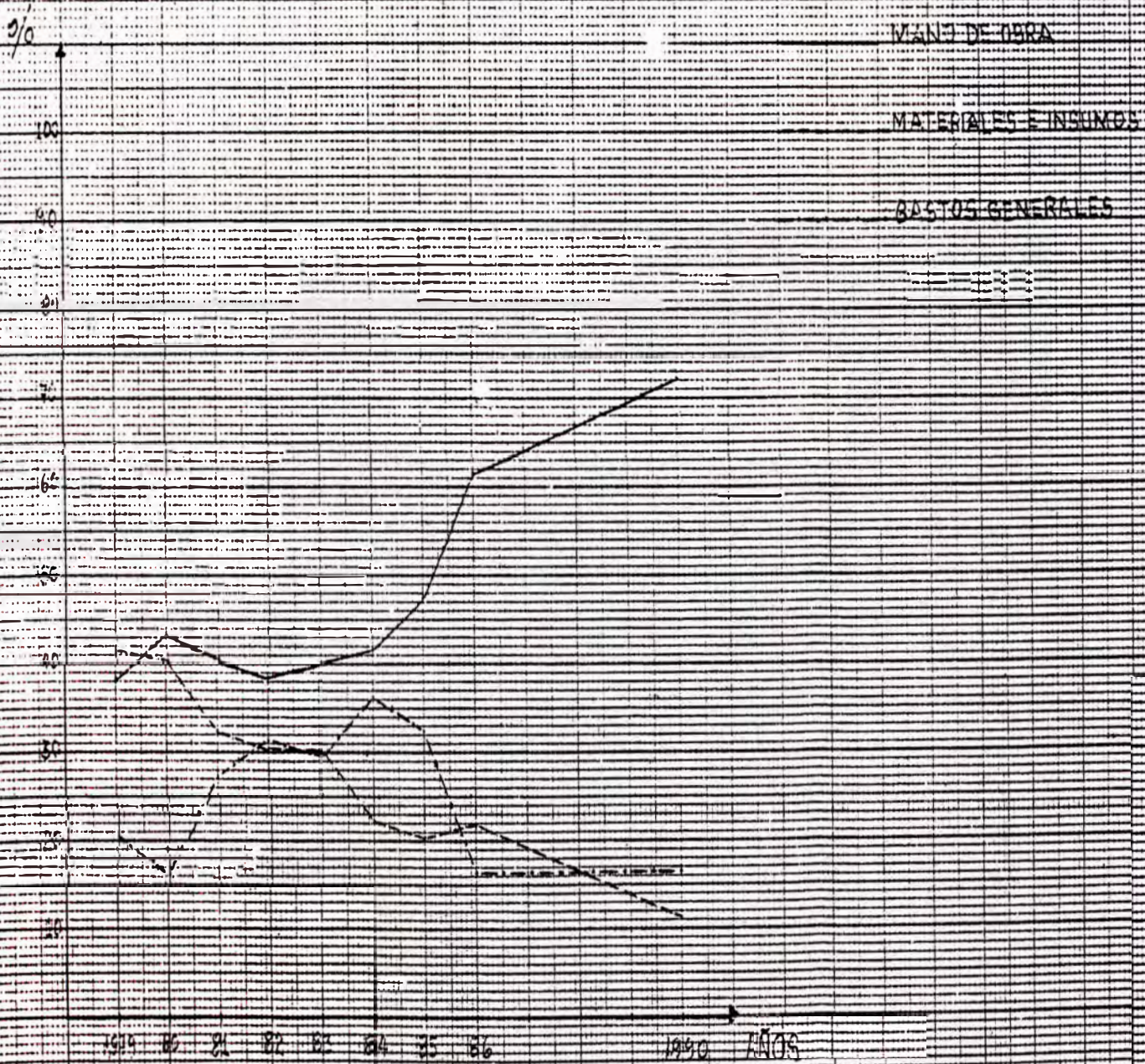
PERIODO	AÑO	MINERAL TRATADO (T. M. S.)	CONTENIDO CABEZAS				CONTENIDOS RECUPERABLES				RECUPERACIONES		COLAS		RATIO	OBSERVACIONES		
			Ag. Oz./TM	Au. Gz./TM	% Pb	% Zn	Ag. Oz.	Au. Kg.	Pb/TMS	Zn./TMS.	Ag. %	Au %	Ag.Oz./TM	Au.Gz./TM				
	1	1951	25,965	15.68	6.06					241,152	114.5			59.19	72.77	6.40	1.65	
	2	1952	50,050	16.83	5.20					519,074	208.08			61.62	80.23	6.46	1.03	
	3	1953	52,525	13.42	4.01					601,686	197.70			85.36	93.86	1.96	0.24	
	4	1954	67,190	16.76	3.78					843,009	233.60			74.86	91.97	4.21	0.30	
	5	1955	73,627	15.71	3.35					912,454	217.30			78.88	88.10	3.32	0.40	
	6	1956	87,803	15.32	4.06	0.50				1,049,301	325.80	65.75		78.00	91.39	3.37	0.35	
	7	1957	90,267	13.28	3.03	1.14				944,327	273.00	103.18		78.89	99.81	2.80	0.01	
	8	1958	99,966	16.48	4.07	0.30				1,399,823	405.00	297.3		84.97	99.54	2.47	0.02	
	9	1959	107,532	21.16	5.02	0.60	0.64			2,002,635	526.00	502.4	453.54	88.01	97.84	2.54	0.13	
	10	1960	117,159	18.29	2.71	0.54	0.32			1,877,021	298.60	462.	370.	87.64	94.36	2.26	0.15	
	11	1961	138,839	17.78	1.06	0.66	0.46			2,009,405	142.40	654.	445.	83.32	98.04	2.96	0.01	
	12	1962	157,906	17.87	1.52	0.81	0.83			2,432,210	231.40	1,084	570.	86.19	96.41	2.46	0.05	
	13	1963	154,557	15.82	1.01	1.05	0.90			2,398,777	153.30	1,499	577.	98.10	98.20	0.30	0.05	
	14	1964	155,890	15.90	1.73	0.75	1.25			1,903,981	232.	898	269.	88.12	98.88	1.88	0.02	
	15	1965	97,083	15.88	5.84	0.78	1.45			870,584	331.	400	516	96.04	99.29	0.63	0.04	
	16	1966	83,747	18.00	2.00					1,136,279	158.61			84.79	94.39	2.43	0.11	EL 06/12/66 (CERRO CONSORCIO)
	SUB-TOTAL		1,496,908	16.65	2.87					21,141,718	4,050.00			84.68	95.42			
	1	1967																No se trabajo
	2	1968	43,115	14.11		0.31	0.83			509,642	9.78	75.	116.	80.46		2.89		Inicio 05/04/68 Flotacion
	3	1969	66,187	13.31	0.22	0.30	0.77			770,057	14.50	148.	252.	90.90	95.67	1.42		Flotacion + Concentracion 01/07/69
	4	1970	81,367	15.43	0.08	0.29	0.58			1,228,895	6.30	184.	303.	97.83		0.74		"
	5	1971	75,487	14.24	0.02	0.26	0.45			1,007,575	2.08	150.	245.	98.17		0.74		"
	6	1972	60,913	14.40	TR2.	0.33	0.60			838,635		148	216	96.17		0.20		"
	7	1973	55,854	12.41	0.001	0.32	0.63			652,610	0.08	109	189	94.57		0.71		"
	8	1974	58,736	8.62	0.23	0.40	0.76			572,189	11.97	125	124	88.51		0.77		"
	9	1975	70,923	9.55	0.34	0.33	0.62			845,005	18.22	150	133	86.74		1.03		"
	10	1976	74,130	10.22	0.63	0.73	1.13			819,609	21.19	256	183	88.83		1.16		"
	11	1977	61,732	8.84	0.51	0.64	0.95			488,171	17.36	232	230	89.42		0.87		"
	12	1978	64,984	8.87	0.60	0.75	1.15			421,236	17.96	236	180	94.93		0.61		"
	13	1979	56,779	9.26	0.84	0.63	0.92			489,577	29.25	228	169	93.14		0.84		"
	14	1980	70,887	8.91	1.62	0.42	0.88			583,084	88.47	204	126	92.60		0.65		"
	15	1981	65,212	8.48	1.52	0.34	0.84			570,270	73.53	210	141	92.21		0.77		"
	16	1982	78,838	10.84	1.44	0.40	0.82			738,491	74.14	218	186	87.82		1.25		"
	17	1983	80,084	10.22	1.30	0.28	0.84			700,291	73.80	220	185	85.51	71.03	1.45	0.37	"
	18	1984	100,804	10.58	1.18	0.30	0.70			832,143	82.81	250	180	78.12	55	2.38	0.37	Solo Flotacion
	19	1985	83,842	10.03	1.13	0.29	0.66			655,988	67.79	216	133	78.01	71.42	2.25	0.13	"
	20	1986	86,137	8.15	1.05	0.33	0.80			552,328	61.01	247	130	78.04		1.83	0.33	"
	SUB-TOTAL		1,913,879	10.84	0.72					15,276,161	450.84	3,606	3,401	88.30				
	TOTAL																	

ORGANIGRAMA
EMPRESA MINERA SAN JUAN DE LUCANAS S.A.

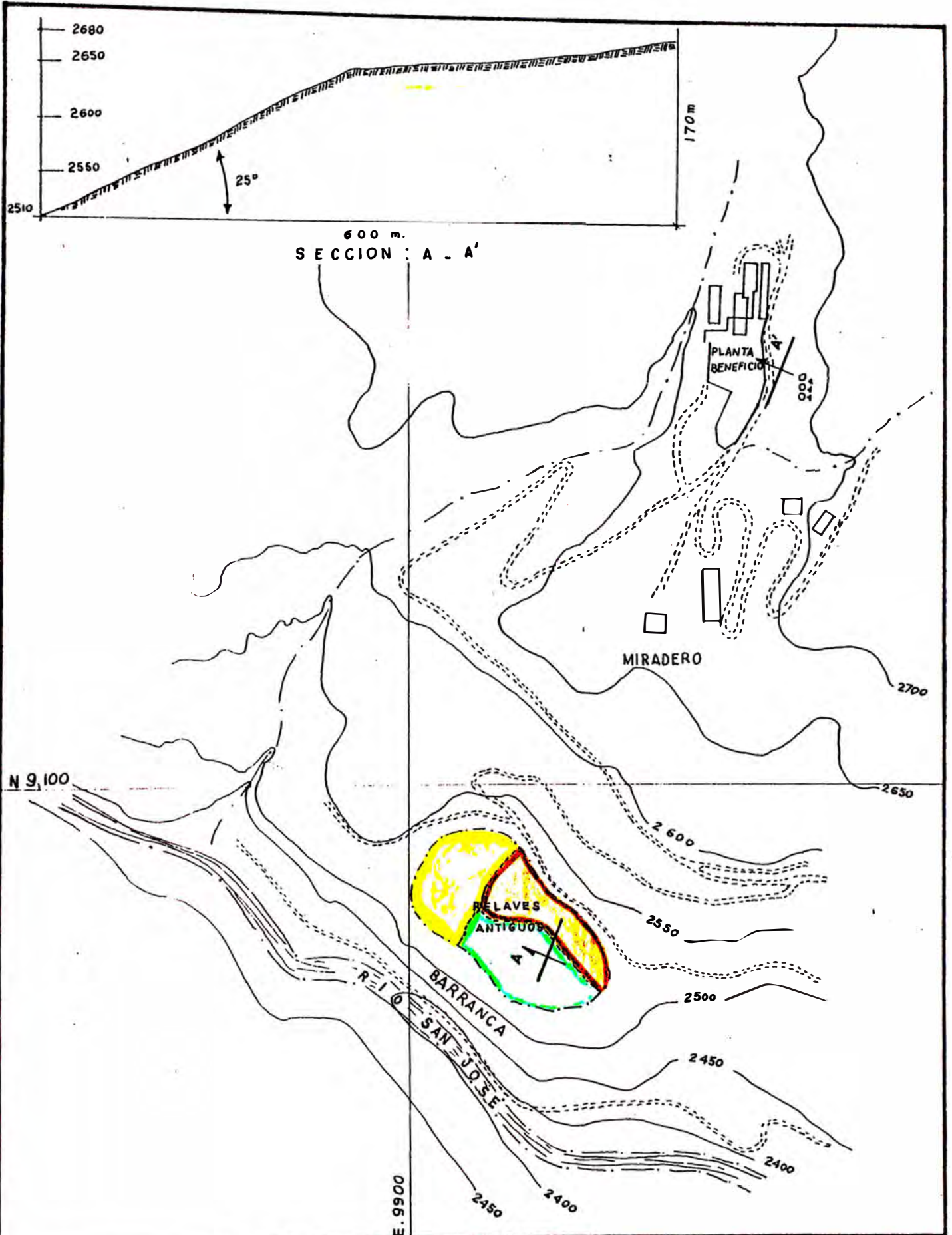


C-2-4

DISTRIBUCION DE COSTOS GENERALES (EN PORCENTAJE)



FUENTE: DPTO. COSTOS EMP. MINERA SAN JUAN DE LUCANAS



CANCHA Nº1 " 2 " 3	DPTO. GEOLOGIA-INGENIERIA		ESCALA:	EMPRESA MINERA SAN JUAN DE LUCANAS S.A.	
	POR :	Ing. B. Bustanante C.	1:5000	PLANO DE UBICACION RELAVES Nivel 2,500	
TOPOG.	C. Espinoza R.	FECHA:	Nº		
DIBUJO:	R. Mendoza M.	Dic. 4/1989			
vº Bº:	Ingº C. Paredes T.				

MINERAL DE PLATA

250 TMS/día

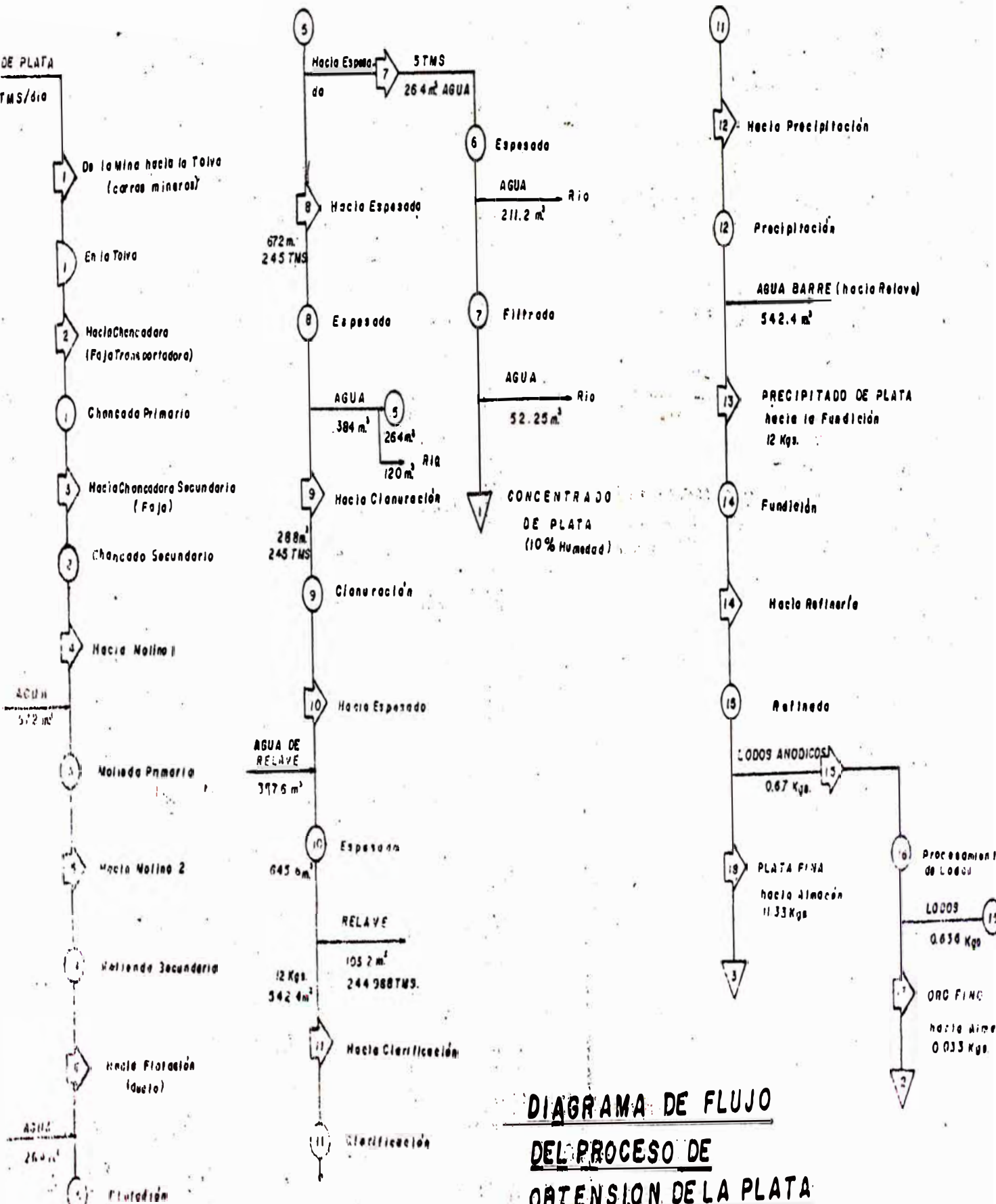
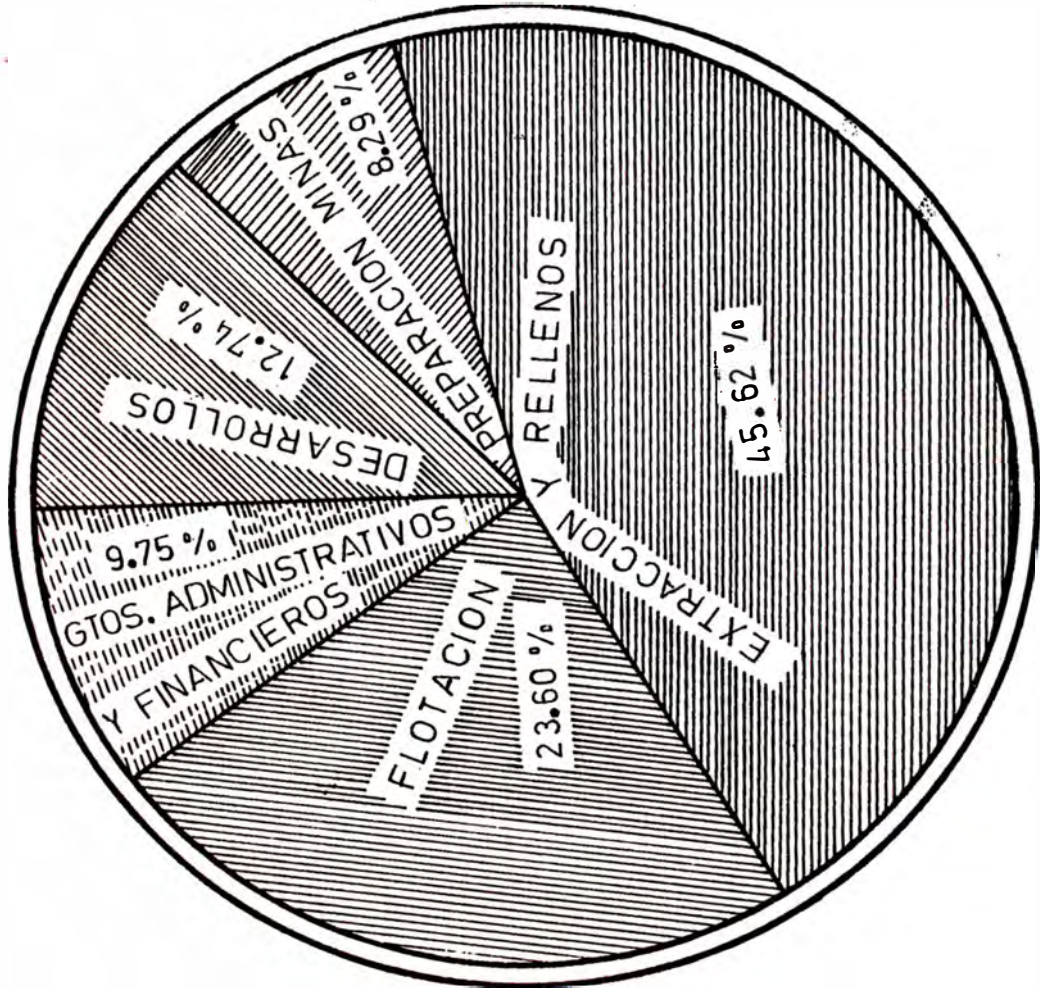


DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE OBTENCIÓN DE LA PLATA

COSTOS DE PRODUCCION ESTIMADOS DE LA EMSJL

G-3-4-2



▨	\$ 7.36	→	12.74 %
▧	\$ 4.79	→	8.29 %
▩	\$ 26.36	→	45.62 %
▪	\$ 13.64	→	23.60 %
▫	\$ 5.63	→	9.75 %
<hr/>			
	\$ 57.78	→	100.00 %

COSTO POR TMS MINERAL EN %