

Universidad Nacional de Ingeniería

**PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



Proyecto Antamina:
Estudio Técnico Económico
Alternativo 2500 tmpd Oct. 1981

TRABAJO PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TÍTULO DE

INGENIERO DE MINAS

Atahualpa A. Jessen Rojas

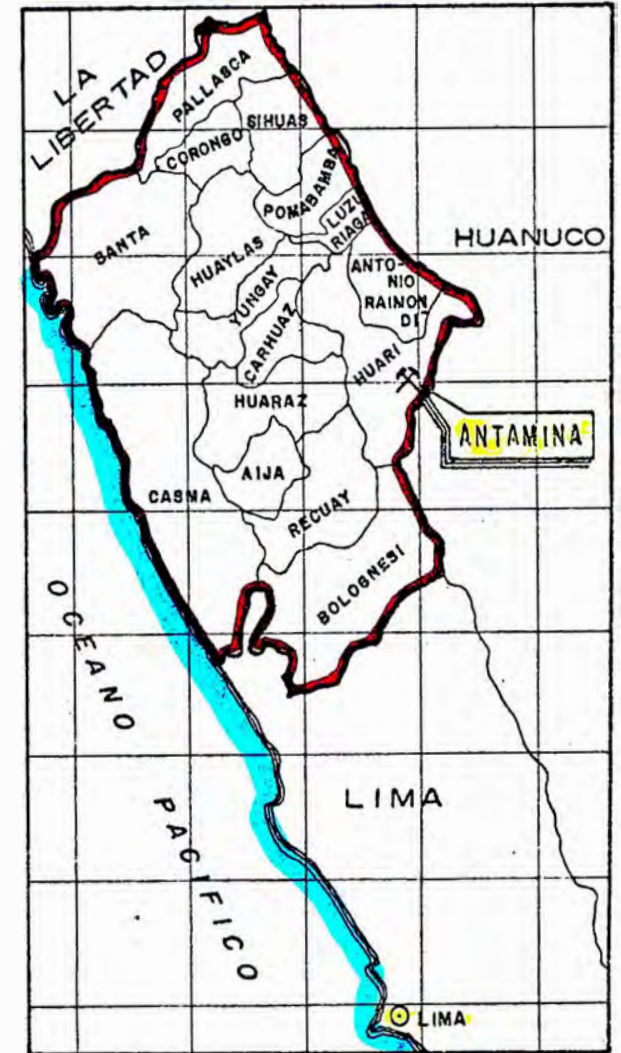
LIMA ★ PERU ★ 1983

PROYECTO
A N T A M I N A
ESTUDIO TECNICO ECONOMICO
ALTERNATIVA 2500 TMPD
OCTUBRE - 1981

LIMA - PERU



DEPARTAMENTO DE ANCASH



YACIMIENTO ANTAMINA
PLANO DE LOCALIZACION

AGRADECIMIENTO

Por su participación activa en el desarrollo del presente Estudio, expreso mi más sincero reconocimiento a los ingenieros Antonino Tarazona E., de la Dirección de Minería y A. Liu L., Jefe de la Dirección de Sistemas Técnicos, así como a los señores E. Ríos, P. Pérez y D. Ulloa, dibujantes de la Gerencia Técnica de MINERO PERU S.A.

INDICE

- I. INTRODUCCION
- II. CONCLUSIONES
- III. INFORMACION GENERAL
 - 3.1 Ubicación
 - 3.2 Acceso
 - 3.3 Clima
 - 3.4 Topografía
- IV. DESCRIPCION DEL PROYECTO
- V. GEOLOGIA
 - 5.1 Historia y trabajos previos
 - 5.2 Geología
 - 5.3 Estudio Geofísico
 - 5.4 Técnica de Exploración
 - 5.5 .. Proceso de Análisis
 - 5.6 Estimado de Reservas
 - 5.7 Exploraciones Futuras
 - 5.8 Costos de Exploración y Desarrollo
- VI. MINA
 - 6.1 Análisis de Reservas
 - 6.2 Sistema de Minado
 - 6.3 Planeamiento de Minado
 - 6.4 Selección y Diseño de Equipo
 - 6.5 Servicios Auxiliares Mina
 - 6.6 Costos de Operación
 - 6.7 Inversión
 - 6.8 Anexos
- VII. CONCENTRACION
 - 7.1 Introducción
 - 7.2 Descripción del Proceso
 - 7.3 Descripción de la Planta Concentradora
 - 7.4 Balance Metalúrgico - Area de Flotación Cu- Zn
 - 7.5 Relación de Equipo

- 7.6 Planta de Separación de Cu - Mo
- 7.7 Reactivos del Proceso
- 7.8 Requerimiento de Agua
- 7.9 Requerimiento de Energía
- 7.10 Laboratorios
- 7.11 Estimado Costos de Operación
- 7.12 Inversiones
- 7.13 Disposición de Relaves

VIII. SERVICIOS AUXILIARES

- 8.1 Suministro de Energía
- 8.2 Suministro de Agua
- 8.3 Talleres
- 8.4 Almacenes
- 8.5 Casa de Compresoras
- 8.6 Oficinas Administrativas
- 8.7 Seguridad Industrial
- 8.8 Laboratorio
- 8.9 Centro Habitacional
- 8.10 Carreteras de Acceso
- 8.11 Transporte de Concentrados

IX. ORGANIZACION

- 9.1 Introducción
- 9.2 Organización General
- 9.3 Organización Mina
- 9.4 Organización Concentradora
- 9.5 Organización Geología - Ingeniería
- 9.6 Organización Mantenimiento
- 9.7 Organización de Servicios
- 9.8 Organigrama

X. CRONOGRAMA DE CONSTRUCCION

XI. EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA

- 11.1 Inversión
- 11.2 Capital de Trabajo
- 11.3 Costos
- 11.4 Depreciación y amortización
- 11.5 Valor de Venta
- 11.6 Financiación y Estados Financieros
- 11.7 Rentabilidad
- 11.8 Anexos

1. INTRODUCCION

I. INTRODUCCION

Como una alternativa de desarrollo del Proyecto Antamina tal como fue concebida en el Estudio de Factibilidad, con regímenes de producción escalonadas a 10,000 TMPD (en los primeros siete años) y 20,000 TMPD (años 8 - 20), se ha elaborado el presente estudio para un nivel de Producción de 2,500 TMPD, con el propósito de contar con un informe sobre la factibilidad técnico-económica de llevar a cabo a la brevedad posible la ejecución del Proyecto Antamina utilizando los menores recursos económicos.

El logro del objetivo involucra además la condición de que la nueva alternativa de explotación, a un ritmo de 2500 TMPD, considere la utilización de la planta de concentración que quedaría disponible en la mina Cobriza de Centromín Perú S.A., al poner en funcionamiento la nueva planta en su operación a 10,000 TMPD; así como también que no sea excluyente con la alternativa de explotación integral del Proyecto, tal como se describe en el Estudio de Factibilidad antes señalado.

El presente trabajo fue elaborado en base al Estudio Técnico-Económico que para una producción de 2,500 TMPD fuera preparado por la ex-Empresa Minera Especial Antamina S.R.L. en Octubre de 1981, con la participación, además del suscrito, ex-Gerente General de la citada Empresa, de los ingenieros Silvio Ratto D., J. Céspedes A., L. Valverde B., Ch. Moncada R. y Alberto Liu, el que ha sido ampliado y mejorado obteniéndose los siguientes resultados:

	<u>Proyecto Original</u>	Proyecto Actual
Inversión (1981 x mill.)	101.46	81.97
Ingreso bruto anual	41.13	41.13
Costo operativo US\$/TM tratado	20.31	15.79
Tasa Interna de Retorno Financiera (12%)	10.27	30.95

Para la preparación del presente documento, también se juzgó útil emplear:

La información existente en Centromín Perú S.A. sobre las características y situación de la planta de 2,500 TMPD.

La experiencia obtenida de las operaciones en Centromín Perú S.A., tanto en el minado como en la concentración.

La información de proveedores de equipo para las cotizaciones de nuevas partidas de inversión.

El estudio involucra el análisis de los aspectos geológicos, minero-metalúrgicos, suministro de energía, agua, carreteras, servicios de apoyo y vivienda, así como aspectos económicos y financieros que consideramos servirá para tomar la decisión de seguir o no con el Proyecto a una escala menor, mientras mejoren las condiciones de mercado de capitales y se pueda poner en operación el Proyecto Integral.

El objeto del presente trabajo además del señalado en el primer párrafo de la parte introductiva es el de obtener TITULO DE INGENIERO DE MINAS, y a la vez, recomendar a la Empresa Minera del Perú S.A. - MINERO PERU, que se continúe con el desarrollo de la Ingeniería del Proyecto, llevándolo a un nivel en que sea posible su ejecución.

II. CONCLUSIONES

II. CONCLUSIONES

- 2.1 Del análisis de las reservas se han estimado que para este Proyecto existen 18.5 millones de TM de mineral, las que permitirán operar durante 21 años a un ritmo de explotación de 875,000 TMPA.
- 2.2 Las reservas antes señaladas corresponden a la zona del yacimiento conocido como LABERINTO entre los bancos 4155 - 4335 y las reservas longitudinales AA' y HH' (N 45°E).
- 2.3 El cuadro de reservas geológicas entre los niveles 4155 y 4335, y los planos verticales coincidentes con los perfiles longitudinales sería el que se muestra en el cuadro adjunto.
- 2.4 En el estudio no se contempla inversiones o costos elevados en Exploraciones por existir reservas probado-probables, a una ley de Corte de 1.5% de cobre para 22 años, a la producción de 2,500 TPD.
- 2.5 La ley de corte adecuada para una producción a 2,500 TPD sería de de 1.5% cobre, lo que daría solo para el área descrita en 2.3 una reserva de 18.5 millones de toneladas de reserva con leyes promedio de 2.44% cobre, 2.09% de zinc, 0.95 onz. de plata y 0.06 de molibdeno.
- 2.6 El minado sería selectivo, empleándose una combinación del método de tajeo abierto relleno con el de corte y relleno

YACIMIENTO ANTAMINA

CUADRO RESUMEN DE RESERVAS GEOLOGICAS PROBADAS ENCIMA DEL NIVEL -4170 (Nivel -50)

ZONA LABERINTO

1.- <u>Mineral de Cu-Zn</u>		<u>Mineral</u>	<u>% Cu</u>	<u>% Zn</u>	<u>oz/Ton.Ag.</u>	<u>% Mo</u>
<u>Niveles</u>	<u>Ley de Cu(%)</u>	<u>(TM)</u>				
4365-4170	≥ 1.5	12'371	2.39	3.00	1.34	0.07
	< 1.5	15'518	0.68	1.60	0.56	0.03
Total (Cu-Zn)		27'889	1.43	2.20	0.81	0.05
2. <u>Mineral de Cu</u>						
4275-4170	≥ 1.5	6'171	2.55	0.25	0.26	0.03
	< 1.5	6'934	0.98	0.25	0.22	0.05
Total (Cu)		13'105	1.72	0.25	0.24	0.04
GRAN TOTAL (Cu-Zn + Cu)		40'994	1.52	1.58	0.62	0.04
	≥ 1.5	18'542	2.44	2.09	0.85	0.06
	< 1.5	22'452	0.78	1.18	0.45	0.03

ascendente, lo que permitirá darle mayor valor agregado al producto a extraer.

- 2.7 El costo de operación de mina proyectado a 2,500 TPD sería del orden de 4.12 \$/TM.
- 2.8 El costo promedio de operación estimado es de US\$ 15.792 TM de mineral tratado.
- 2.9 La producción anual estimada es de 72,820 TM de concentrados de Cu, conteniendo 524,798 onzas de Ag, 28,916 TM de concentrados de Zn y 525 TM de concentrados de Mo.
- 2.10 Es posible utilizar los equipos de la concentradora de Cobriza para el tratamiento de los minerales del Sulfuro de Cobre-Zinc del yacimiento Antamina, complementándolo con ciertos equipos para tal fin, cuyo costo está incluido en la inversión requerida.
- 2.11 También se considera posible y a partir del 2° año de producción la separación del cobre-molibdeno, a partir de una producción del concentrado de cobre, para lo cual se prevee una primera etapa de flotación rougher-Mo, seguida de la flotación limpieza del concentrado rougher en 7 etapas sucesivas con adición de Cianuro de Sodio y Asmol. El relave que se obtiene en la etapa Flotación Rougher - Mo será de concentrado de cobre; y, el concentrado de molibdeno se obtendrá en la séptima etapa de limpieza.

- 2.12 Los concentrados serán transportados al Callao vía Antamina - San Marcos - Catac - Huacho - Lima (Callao) en vehículos de 20/30 tons., con un recorrido total de 453 Kms.
- 2.13 Se estima que se requerirán 300 trabajadores para la operación del Proyecto distribuidos en 24 ejecutivos, 59 empleados y 217 obreros, a quienes se les dotará de las viviendas respectivas.
- 2.14 Se estima que el proyecto se construirá en 36 meses.
- 2.15 La inversión fija estimada durante los 3 años de construcción es de US\$ 71.37 millones constantes a Junio de 1981, de los cuales US\$ 55.39 millones en moneda nacional y 18.58 millones en moneda extranjera.
- 2.16 Asumiendo una estructura financiera de 30% de capital, y 70% de financiamiento, la inversión total en términos de dólares constantes, incluyendo Capital de Trabajo e intereses pre-operativos es:

	<u>US\$/mill.</u>
Inversión	71.37
Capital de Trabajo	2.59
Intereses pre-operativos	<u>8.01</u>
	81.97

- 2.17 Habiéndose considerado el año 1983 como el inicio de la ejecución del Proyecto, la inversión total en términos de dólares corrientes suma:

	<u>US\$/mill.</u>
Inversión	92.41
Capital de Trabajo	3.50
Intereses pre-operativos	<u>10.13</u>
Inversión total	106.04

2.18 La Tasa Interna de Retorno Financiera considerando un aporte propio del 30% del Valor de la Inversión Total y en términos de US\$ constantes es de 30.95.

III. INFORMACION GENERAL

III. GENERALIDADES

3.1 UBICACION

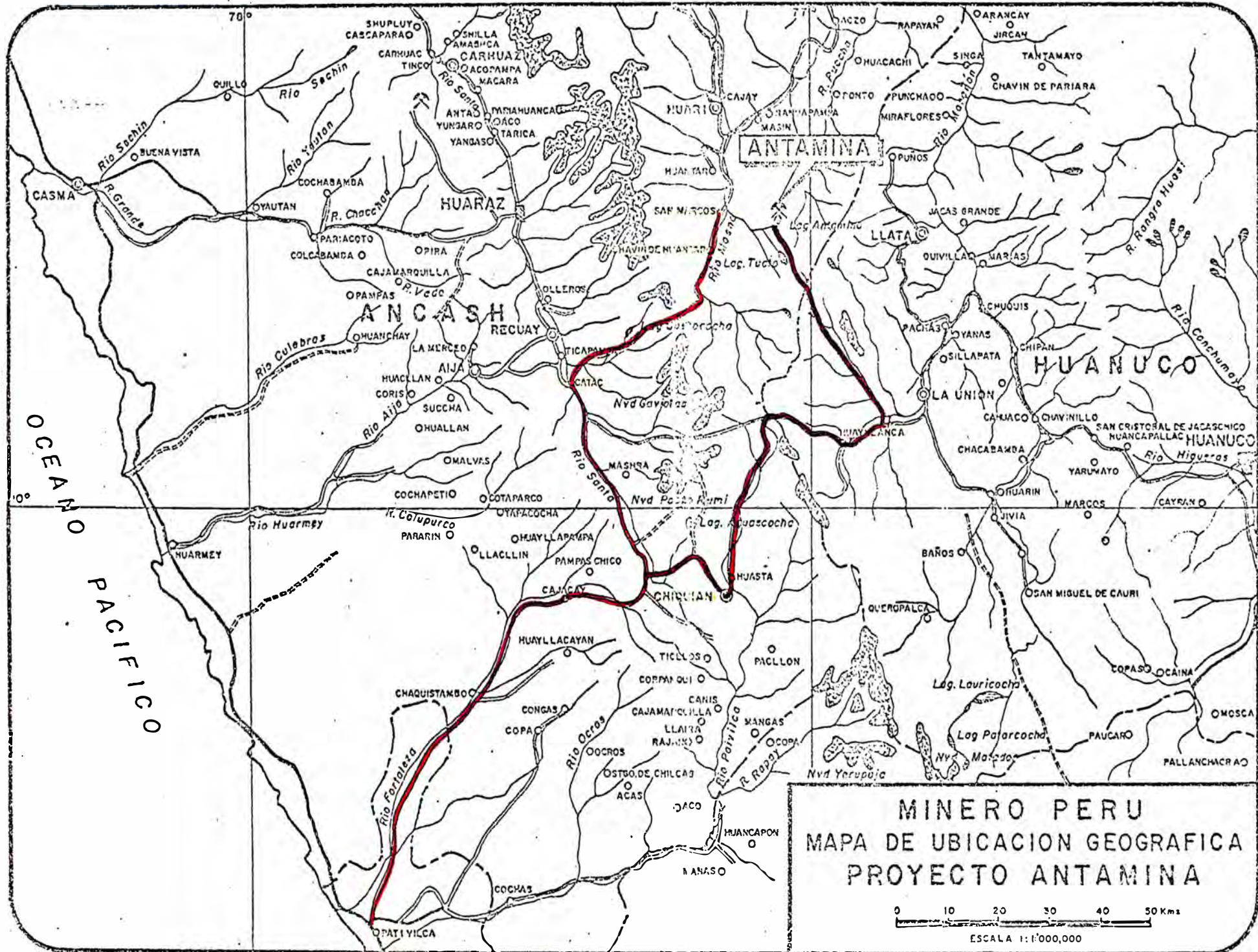
Antamina está situada en el distrito de San Marcos, provincia de Huari, departamento de Ancash. Sus coordenadas geográficas son 9° 32' Sur y 77° 55' Oeste. La población más cercana es la de San Marcos ubicada a una distancia de 22 Km. y tiene comunicación mediante un sendero peatonal.

El área de explotación y los futuros trabajos están localizados sobre las extensiones del valle glacial ANTAMINA, a 4,200 m.s.n.m. Las cumbres del valle llegan a una altura de 5,000 mts. El ingreso a la mina por el principal nivel de explotación está a 4,167 m.s.n.m. y actualmente se le conoce como Nivel 50.

3.2 VIAS DE ACCESO

La principal ruta de acceso a la región, es la carretera asfaltada de doble vía, que se inicia en el desvío de la carretera Panamericana Norte, en la localidad de Pativilca y continúa hasta Huaraz. A la altura de la localidad de Catac, se desvía hacia la carretera de vía afirmada que va a Huari. Esta ruta cruza la Cordillera Blanca con un túnel de 480 mts. de largo, ubicado en Cahuish, a una altitud de 4,500 m.s.n.m. y continúa por las poblaciones de Chavín de Huantar, San Marcos, Huari etc. Desde San Marcos por el sendero peatonal de 22 Kms.

Actualmente es posible llegar a Antamina por un acceso carretero que se inicia antes de llegar a Catac y que se desvía por Huanzala, Huallanca, Intipunco y La Unión. Desde Intipun



co, puede llegarse a Antamina, por un camino carrozable de 47 Kms. construído entre 1956-57. Es posible ingresar por esta ruta solamente cuando el camino cuenta con un normal mantenimiento, después de la época de lluvias.

Distancias desde Antamina al puerto de embarque, Callao.

Callao-Pativilca: Carretera asfaltada de 1° orden, de doble vía	180 kms.
Pativilca-Catac : Carretera asfaltada de 2° orden, de doble vía	164 kms.
Catac-San Marcos carretera afirmada de una vía	87 kms
San Marcos-Antamina: Proyectada nueva carretera de dos vías	<u>22</u> kms 453 kms.

3.3 CLIMA

El clima de la zona de Antamina es el típico de Puna de la Cordillera de los Andes.

Durante los meses de Abril-October, es clima frío y seco, con temperatura promedio de 12° C en el día y 0° C en la noche.

De Noviembre a Marzo, el clima es frío y lluvioso con temperaturas de 10° C y 3° C.

La dirección de los vientos es de NE a SO con velocidades de 7-15 m/seg.

TOPOGRAFIA

La zona de Antamina esta comprendida en el Valle Glacial de Antamina que empieza en la Laguna Antamina a 4260 m.s.n.m. y desemboca en la quebrada de Pampa Moruna a 3,650 m.s.n.m.

El valle Antamina tiene cimas montañosas en ambas vertientes, siendo las más características, Tornillo al Oeste con 5009 m.s.n.m. y Teléfonos al Este con 4750 m.s.n.m.

La quebrada Pampa Moruna desciende hasta el NO en el Valle Carash a 2 Km. aguas abajo de San Marcos en el río Mosna, afluente del río Marañón.

IV . DESCRIPCION DEL PROYECTO

IV.

DESCRIPCION DEL PROYECTO

En el yacimiento de Antamina, ubicado dentro de la zona minera del Callejón de Conchucos, caracterizada por producción de concentrados de Pb, Zn, Ag y minerales de carbón, se hicieron trabajos de cateos en el pasado siglo por Antonio Raimondi y Leonard Pflucker continuando éstos a menor escala hasta la primera guerra mundial.

En 1925 se hicieron los primeros trabajos de exploración superficial y en 1954 la Cerro de Pasco exploró a base de perforaciones diamantinas y labores subterráneas para luego en 1958 realizar las apreciaciones de posibilidades comerciales de Antamina.

En 1972 revirtieron las concesiones a Minero Perú S.A. realizándose a partir de 1974 los estudios a escala de 10 a 20 mil toneladas diarias; estudios estos ejecutados por la Empresa Geomín de Rumanía con la participación de Minero Perú.

Por encargo de la Gerencia General de Minero Perú y con la participación activa de su personal del área técnica y económica, así como la del Gerente General y el personal técnico de la Empresa Minera Especial Antamina S.R.L., se realizó el presente estudio de factibilidad técnico económico, con el objeto de instalar la planta concentradora actual de Cobriza de 2500 TMPD, que quedaría disponible al entrar en operación la nueva planta concentradora que se encuentra en construcción. La referida planta sería acondicionada para producir concentrados de Cu, Zn y Mo.

Para la producción se prevé explotar tan solo parte del mineral de la zona. Este yacimiento conocido con el nombre de Laberinto y comprendido verticalmente entre los Bancos 4155 (N-50) y 4335 (Nivel - 34), y horizontalmente entre las secciones longitudinales AA' y HH' (N y SE).

Asimismo se ha tenido en cuenta los dos tipos de mineral existente en el área: Mineral de Cu y Mineral de Cu-Zn considerándose tan solo el mineral de ley igual o mayor a 1.5% de Cu para su explotación subterránea, usando un método combinado de tajo abierto relleno con corte y relleno ascendente.

El Proceso de Flotación es el convencional para este tipo de mineral (2.44% Cu, 2.08% Zn, 0.98 onz/ton. de Ag y 0.06% de Mo), estimándose una producción anual de concentrados de Cu de 72,820 TM, de Zinc 28,916 TM, de Molibdeno 525 Tm y contenido de Ag en el Bulk de Cobre de 524,798 onzas, los mismos que serán transportados por camiones de 20 - 30 tons. desde la planta Antamina hasta el Puerto Callao (Lima), distantes 453 Kms.

El estudio además considera, el suministro eléctrico de 9.6 Mw de energía, 0.15 m³/seg. de agua para el proceso industrial, la construcción de 22 Kms. de carretera de Catac a Antamina y la reparación de 87 Kms. desde Catac a San Marcos, la reparación de 47 Kms. de Intinpunco-Antamina, un Centro Habitacional para 1,500 personas y servicios necesarios para el funcionamiento del Proyecto.

V. GEOLOGIA

5.0 GEOLOGIA

5.1 HISTORIA Y TRABAJOS PREVIOS

Los primeros trabajos que se conocen de Antamina datan del siglo pasado, Leonardo Pflucker fue en 1850 el primer dueño de la mina.

En 1860, Antonio Raimondi visitó Antamina, quien habla de los trabajos coloniales y de una pequeña fundición en Juproj, donde se fundía minerales de plomo, zinc, cobre y plata.

Desde 1860 hasta la primera guerra mundial fue trabajada periódicamente en pequeña escala.

Los estudiosos y técnicos que se interesaron en conocer la geología y potencial de este yacimiento fueron los siguientes: Vicente Lezameta (1903), Jorge Delgado (1912), Rosamei Lovatón (1914), E. Diez Canseco (1919), D.H. Mc Laughlin (1920), J.I. Glidden (hizo un informe para el señor Agustín Arias Carracedo), A.H. Means (Para Northern Peru), George Petersen (1935) examinó el molibdeno, D.T. Podestá y W.H. Swayne (1947) para Anaconda y U.S.G.S., respectivamente. En 1950, el señor Leonidas Vanini, quien poseía un número de concesiones en Antamina, ofreció dichas concesiones a la Cerro de Pasco Corporation. En Noviembre de 1954, el Ing. Alberto Benavides, entonces Jefe de Exploraciones de la Cerro de Pasco, examinó Antamina encontrando que la mina tenía buen potencial y recomendó un programa de exploración a base de huecos diamantinos y trabajos subterráneos.

Después de comprar en opción un número de concesiones en el Distrito, la Cerro de Pasco Copper Corporation decidió explotar el área para determinar el potencial minero.

Los trabajos de exploración comenzaron en los primeros meses del año 1952 y continuaron hasta fines de 1953. Durante este período, se desarrolló 1299 metros de galerías, 30 metros de chimenea y 6 huecos diamantinos desde la superficie con un total de 497.60 metros. El descubrimiento más importante que se hizo durante este período fue del cuerpo mineralizado "A", en la zona de Laberinto indicando buenas posibilidades de encontrar un millón de toneladas con leyes de más de 3% de cobre.

En 1955 fue levantado un plano aerofotográfico de la región de Cerro de Pasco a Antamina, para evaluar las posibilidades de la mejor ruta para transportar el mineral hacia La Oroya. En 1956, se estudió la construcción de una carretera provisional entre Antamina e Intipunco, para conectar a la carretera La Unión-Huallanca. La construcción comenzó en 1956 y fue concluída en 1957.

De 1955 a 1967 se hicieron un total de 2,521.20 metros de galerías y 154.50 metros de chimeneas.

En los años 1956 y 1957 se perforaron seis taladros subterráneos ubicados en los diferentes niveles cuya longitud total fue de 428.50 metros.

Durante 1958 se hicieron 15 trincheras en Laberinto y 11 en Usupallares para ser muestreadas. En este mismo año se hizo el mapeo de superficie 1:500 de la mayoría de los afloramientos.

Durante la estación seca de 1968, se envió un equipo de perforación diamantino "wire line", habiéndose realizado desde superficie dos taladros con un total de 271.00 m. con recuperación promedio de 71%.

En los años 1969 y 1970 las exploraciones se reiniciaron bajo la dirección del Departamento de Exploraciones - Lima de la Cerro de Pasco Corporation con la intervención de los ingenieros Alejandro Ascencios, Luis Saessarini y Alfredo Solano. En este tiempo se abrieron 1,274 m. de galerías y 38 m. de chimeneas en los niveles 42 y 46 de Laberinto. Además se perforaron diez taladros diamantinos "wire line" totalizando 1,615.55 m., correspondiendo 6 taladros a Laberinto y 4 a Taco con 972.79 m. y 642.76 m., respectivamente, obteniéndose una recuperación promedio de 83%.

En Enero de 1971, caducaron diversas concesiones de Antamina que en el mes de Enero de 1972, fueron entregadas a Minero Perú como Derechos Especiales del Estado.

El 19 de Setiembre de 1973 fue firmada la Constitución Social entre Minero Perú y Geomín de Rumanía con el objeto de realizar la exploración de Antamina con miras a cubicar reservas para una producción mínima de 10,000 TM diarias.

GEOLOGIA

5.2.1 Estratigrafía

Tres formaciones del Cretácico han sido reconocidas en el Valle de Antamina y en los cerros circundantes:

Formación CHULEC: Lutitas interestratificadas con margas (Cretácico Inferior).

Formación PARIATAMBO: Calizas bituminosas en estratos delgados (Cretácico Inferior)

Formación JUMASHA: Caliza gris oscura, masiva en estratos gruesos (Cretácico Superior).

La formación usada como "llave" es la Pariatambo, que aflora al NE del Cerro Buque. En ambos casos la formación Pariatambo subyace a la formación Jumasha y sobreyace a la Formación Chulec. La Formación Pariatambo también aflora en el domo de Antamina, a ambos lados del valle, aunque es menos reconocible por el metamorfismo y mineralización ocurridos en su fina estratificación.

5.2.2 Rocas Igneas

A lo largo de un cinturón NS de aproximadamente 15 Km. afloran una serie "stocks" de intrusivos con sus respectivos apófisis, agrupados en tres centros: Contonga en el Norte, Antamina en el Centro y Yolanda-Huinchos El Serrano en el Sur.

El intrusivo en Antamina ocupa la parte central del domo, prolongándose al NE y SO, aflorando en las zonas Oscarina, Rosita de Oro y Usupallares. También el intrusivo corta a las calizas encajonantes en forma de diques o "sills".

El estudio petrográfico realizado con nueve muestras representativas de la unidad litológica, ha de terminado que la componente es la monzonita, con algo de cuarzo, llegando este mineral a ser esencial (Pórfido Adamelítico o Monzonita Cuarzófera), y con ligeras variaciones en el contenido de Ortosa (Traquita). En las monzonitas, con algo de cuarzo, se nota un ligero aumento en las piroxenas y presen tan un gran desarrollo de los fenocristales de feldespatos potásicos en relación con los fenocristales de plagioclasas y cuarzo evidenciando un alto contenido de volátiles y de potasio.

El pórfido Adamelítico o Monzonita-Cuarzófera presenta mayormente fenocristales de feldespato potásico y ocasionalmente de plagioclasa, llegando ambos hasta 3 cm. de diámetro.

Los fenocristales de cuarzo son de menor tamaño, bastante desarrollados (1 cm. de diámetro).

El intrusivo hacia las zonas de Oscarina, Poderosa y Usupallares muestran con respecto a la parte central un incremento en la proporción de fenocristales de cuarzo.

Cabe también anotar que algunas variaciones en la composición del intrusivo (zona del contacto con el Skarn), es debido a la alteración, no variando en sí la composición original. En cuanto a su estructura interna, cabe anotar que el Pórfido Cuarzo monzonítico muestra una fracturación predominante con rumbo NO-SE y en menor proporción NE-SO. Hacia el túnel Laguna, el fracturamiento del intrusivo es del tipo "Stock work" habiéndose encontrado a lo largo de dichas fracturas algo de chalcopirita- molibdenita.

La alteración supérgena queda manifiesta con la presencia de minerales arcillosos, clorita y epidota. La evidencia de la actividad hidrotermal se puede resumir en dos tipos de alteración que son las siguientes:

- a) FILICA: sericita, muscovita, cuarzo. Esta alteración se observa en el Túnel Laguna y Nor-Oeste de Antamina. En esta zona se puede observar características de mineralización porfirítica.
 - b) PROPILITICA: clorita, epidota, calcita, pirita.
- Es de suponer que el intrusivo se ha emplazado de fines del Cretácico al Terciario Inferior.

5.2.3 Rocas Metamórficas

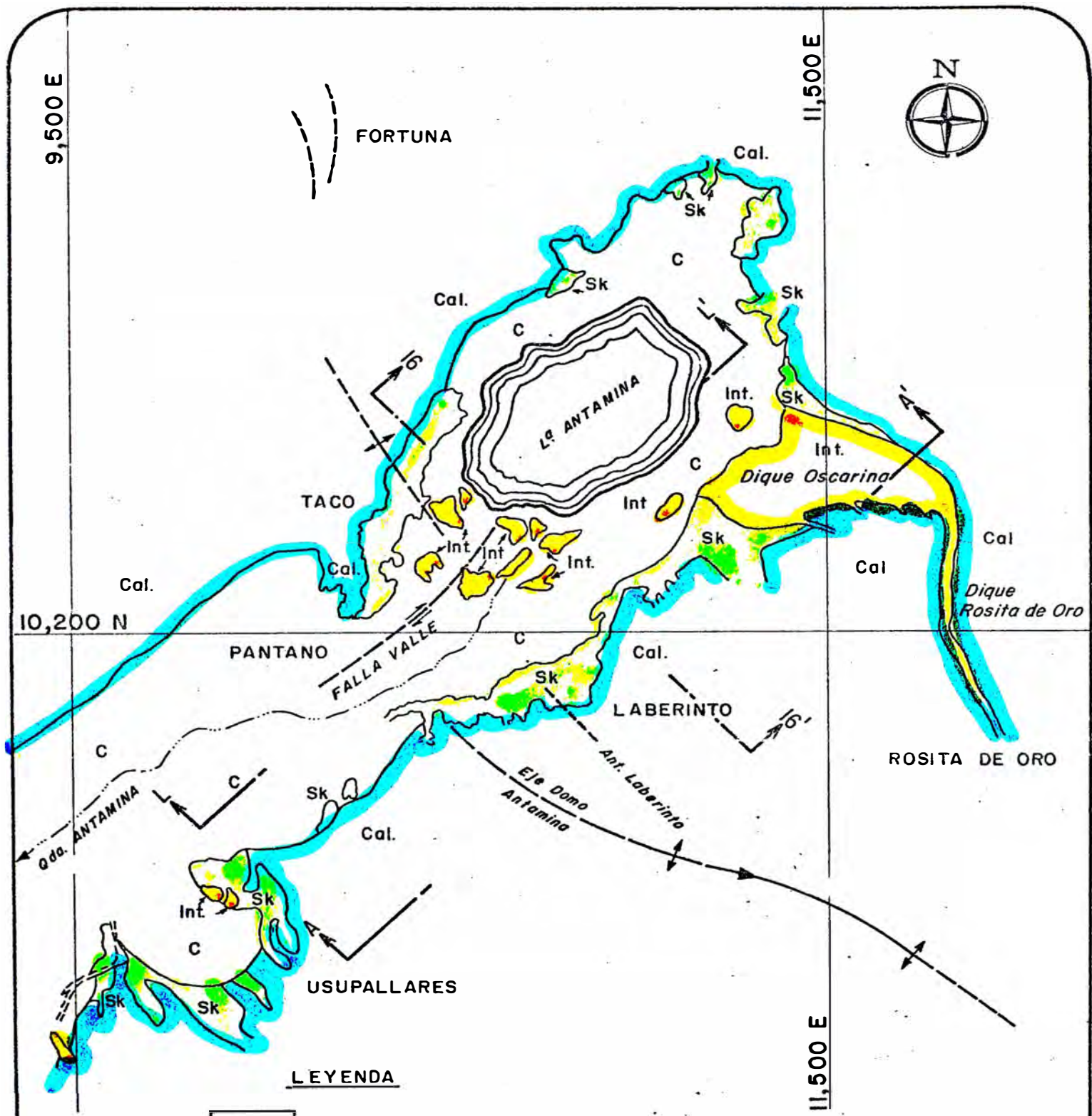
Antamina es un típico ejemplo de un "Depósito Mineral de Contacto Metamórfico" entre el intrusivo y la caliza.

El Skarn o Tactita rodea a todo el intrusivo aflorando parcialmente en las zonas de Laberinto, Usupallas, Pantano y Taco. También se encuentra en algunos horizontes de la Caliza. Ocupa en superficie aproximadamente, un área de 32 a 40 hectáreas. Está formada principalmente por granates, wollastonita y mármol.

El granate cerca al intrusivo es de color marrón a rojizo cambiando a verde claro hacia la caliza, tal como se ha observado en los cruceros de las labores subterráneas ubicadas en diferentes niveles y en las perforaciones diamantinas. Esta variación de color posiblemente se deba al contenido de Titanio en los granates, ya que una cantidad bastante alta de titanio produce un granate negro (melanita).

La textura que se observa en el granate marrón es de masiva a densa, mientras que en el granate verdoso presenta una textura porosa.

En muestras de granate se efectuaron análisis por difracción de Rayos "X" habiéndose determinado



LEYENDA

- CUATERNARIO
- SKARN
- INTRUSIVO
- CALIZA
- ANTICLINAL
- CONTACTO
- FALLA

**YACIMIENTO ANTAMINA
ESQUEMA GEOLOGICO**

REVISADO : A. JESSON R. DIBUJADO : E. RÍOS R.

una composición intermedia entre Grossularia y Andradita. Al mismo tiempo fueron expuestas a la luz ultravioleta y al escintilómetro dando resultados negativos de scheelita y minerales radioactivos; sin embargo, en una muestra procedente de la mina, se encontró scheelita en proporción irregular y débil.

La wollastonita está en contacto con la caliza recristalizada o mármol, es decir, entre el granate y la caliza.

La caliza recristalizada o mármol se encuentra rodeando a la wollastonita hacia la parte exterior. Dentro del mármol se observan vetillas e inclusiones de granate que a la intemperie se presentan como bandas oscuras. En la zona de Taco se ha observado que la caliza recristalizada es más potente que en Laberinto. Taladros perforados en Pantano han demostrado que la caliza recristalizada tiene más de 100 m. de potencia suprayaciendo al Skarn.

En cuanto a su origen existen dos tipos de Skarn:

Endoskarn

Exoskarn

- El Endorkarn ha sido formado por el reemplazamiento del intrusivo principalmente por granates observándose todavía la textura ígnea original y algunos remanentes del intrusivo. La epidota se encuentra reemplazando mayormente a la hornblenda; otros componentes en cantidades menores son: dióxido, cuarzo, clorita, calcopirita, etc.
- El Exoskarn ha sido formado por el reemplazamiento de los sedimentos calcáreos por granates y wollastonita mostrando algunos remanentes de caliza no reemplazada. La característica mineralógica del exoskarn es la predominancia de los minerales de zinc sobre los minerales de cobre.

5.2.4 Estructuras

Regionalmente el rasgo principal es el plegamiento moderado que han sufrido las rocas sedimentarias mesozoicas y una falla inversa o sobre escurrimiento de fuerte ángulo. Los ejes de los pliegues y del sobre-escurrimiento tienen rumbo predominante NO. El sobre-escurrimiento que aflora en Antamina ha sido reconocido 60 Km. y 80 Km. al Norte y Sur, respectivamente, donde las rocas sedimentarias arenosas más antiguas Goyllar, están por encima de las rocas calcáreas más modernas.

Antamina está en un cinturón de una estructura muy compleja tan igual como las que ocurren en las partes más altas de los Andes.

La existencia de la falla inversa de Antamina ha sido justificada por el desplazamiento dextral del eje del domo existente. En ambos lados del valle fue confirmado por el mapeo detallado y por el estudio estratigráfico de J. Wilson (1958), quien encontró diferencias de elevación de algunos horizontes en ambos lados del valle.

El sistema de fracturamiento de Antamina tiene un rumbo predominante NO-SE y en menor proporción NE-SO.

5.2.5 Depósitos Minerales

En el área de Antamina existen tres tipos de depósitos minerales que son:

- 5.2.5.1 Vetas y Mantos .- Se encuentran emplazados dentro de las calizas que circundan al Skarn de Antamina. Estas estructuras mineralizadas están caracterizadas por la abundancia de galena argentífera, esfalerita y calcita; arrojando valores altos de Ag, Pb y Zn.

En cuanto al volumen son bastante pequeños por lo que han sido trabajados por pequeños mineros.

5.2.5.2 De Reemplazamiento Metasomático .- Esta zona es la más importante por su gran volumen. La mineralización se presenta dentro del Skarn caracterizado por minerales de Cu, Zn, Ag, Mo, etc. La mineralización se presenta en forma diseminada, en lentes u ojos, en vetillas y en cuerpos masivos.

5.2.5.3 Diseminada.- Se presenta en la zona de la Laguna Antamina, presentando una estructura de tipo "stock work" de Cu-Mo. El muestreo realizado en el Túnel Laguna en una longitud de 60 m. ha arrojado un promedio de 0.08% Cu y 0.03% Mo, siendo valores bastante significativos para una zona lixiviada.

5.2.6 Mineralogía

Los minerales metálicos más comunes dentro del Skarn son: pirita, chalcopirita, esfalerita, molibdenita, bornita, chalcocita , covelita, pirrotita, pirargirita, sulfubismuturos, marcasita, magnetita, etc..

Los metales nativos, óxidos y carbonatos son: cobre, cuprita, malaquita, azurita, hematita, etc..

En los cuadros 1,2, 3 y 4 se puede ver la composición mineralógica, análisis racionales, análisis

químicos y análisis espectrales, respectivamente, de seis muestras tomadas de las diferentes zonas mineralizadas dentro del Skarn. El último análisis muestra el contenido de una gama de minerales raros, siendo su mineralogía bastante compleja que requiere ser investigada.

5.2.7 Oxidación y Enriquecimiento Supergénico

En los primeros 10 m. desde la superficie existe una oxidación donde el 80% de la mineralización está constituida por sulfuros, mientras que los óxidos representan un 20%.

El enriquecimiento secundario está prácticamente ausente con algunas excepciones encontradas en ciertos lugares de Laberinto, Taco y Usupallares, no siendo importantes por su pequeño volumen.

Por tanto no se puede hablar de la existencia de óxidos que necesitarían un tratamiento metalúrgico especial.

La bornita se tiñe rápidamente de un color azul negro oscuro, dando a simple vista el aspecto de chalcocita hecho que exagera la idea de la presencia de un enriquecimiento secundario.

ANALISIS RACIONALES PARA COBRE Y ZINC

Cuadro N° 2

COMPONENTE QUIMICO %	MUESTRAS					
	1	2	3	4	5	6
Cu bajo la forma de sulfatos	trazas	trazas	trazas	0.0015	0.0017	0.0015
Cu bajo la forma de óxidos y carbonatos	0.0039	0.044	0.085	0.036	0.015	0.006
Cu bajo la forma de sulfuros	2.09	2.19	1.68	2.13	1.32	1.58
Cu total	2.129	2.234	1.765	2.1675	1.3367	1.5875
Cu bajo la forma de minerales óxidos, del total	1.83	1.98	4.80	1.78	1.25	0.472
Cu bajo la forma de sulfatos	0.004	0.004	0.003	0.0041	0.003	0.0037
Zn bajo la forma de óxidos y carbonatos	0.096	0.146	0.115	0.128	0.046	0.068
Zn bajo la forma de silicatos	0.100	0.090	0.069	0.620	0.135	0.314
Zn bajo la forma de sulfuros	4.870	5.755	0.315	7.270	1.920	9.980
Zn total	5.070	5.995	0.499	8.0221	2.104	10.3657
Zn bajo la forma de minerales óxidos del total	3.94	4.00	37.40	9.38	9.08	3.72

ANALISIS QUIMICO DE LAS MUESTRAS

Cuadro N° 3

Compo nente Quí- mico	Unidad de Medida	MUESTRAS					
		1	2	3	4	5	6
Cu	%	2.22	2.34	1.907	2.47	1.36	1.74
Zn	%	5.16	6.10	0.410	8.30	2.075	10.62
Pb	%	0.07	0.065	0.032	0.145	0.062	0.394
S	%	4.72	5.12	26.03	6.25	22.75	8.29
Mo	%	0.063	0.075	0.0034	0.170	0.004	0.028
W	%	0.022	0.041	0.0055	0.007	0.003	0.010
Fe	%	17.00	11.58	32.60	11.70	28.45	12.45
SiO ₂	%	28.82	28.50	16.80	39.70	19.25	25.75
Al ₂ O ₃	%	4.43	4.05	3.95	6.15	2.15	3.95
CaO	%	27.41	28.70	9.10	16.83	16.25	25.50
MgO	%	1.13	2.65	2.08	1.25	1.20	1.85
Mn	%	0.28	0.32	0.15	0.28	0.14	0.41
As	%	--	Trazas	--	Menos de 0.02	Menos de 0.02	Menos de 0.02
Au	g/t	0.40	0.40	Menos de 0.10	0.20	0.10	0.40
Ag	g/t	14.60	20.40	14.00	29.80	13.00	69.80

ANALISIS ESPECTRAL DE LAS MUESTRAS

Cuadro N° 4

Compo- nente g/t(ppm)	MUESTRAS					
	1	2	3	4	5	6
Ti	520	400	260	1,300	165	1,000
V	46	18.5	65	50	48	38.5
Sn	53.5	12.0	40	36	125	48.0
Ga	12.5	6.0	17	18.5	23	11.5
Co	80.0	120.0	103	125	23	95
Cd	148.0	145.0	-	240	70	300
Bi	21.0	175.0	23	155	55	560
Be	--	--	4.5	2.0	2.8	2.4
Nb	11.0	10.0	10.0	---	---	---
Zr	44.0	34.0	---	65.0	---	47
Y	5.0	4.5	8.5	---	---	---
Se	---	---	---	1.6	---	1.5
Ge	---	---	---	6.5	17.5	8.5
In	---	---	---	7.2	9.5	215
Cr	43.5	28	20	34	31.5	33
Ni	10	11.5	12	15	12.5	18

ESTUDIO GEOFISICO

El estudio geofísico fue realizado por el Dr. J. Arce, entre los días 2 y 21 de Junio de 1974, empleándose el método de Polarización Inducida (IP).

El volumen de los datos consignados fue el siguiente:

Extensión Estudiada: 300 has.

Líneas levantadas: 24, con 55 Km en total

Perfiles geofísicos: 72, con 150 Km en total

Lecturas de cargabilidad: 3,084

Configuración de Electrodo: Polo-Polo, a 50-100-200-400 m.

Penetraciones máximas de registro: 75-150-300-600 m.

Días brigada de campo: 20

Sondajes verticales: 6

Configuración de electrodos: Schlumberger

Días brigada: 2

De la interpretación geológica de la geofísica realizada en comparación con los ensayos de las labores subterráneas y perforaciones diamantinas de Laberinto, se ha llegado a la conclusión de que las curvas entre 30 y 40 milisegundos coinciden con las zonas mineralizadas.

Teniendo como base esta conclusión, se han perforado varios tajados diamantinos en la Línea "C" de Pantano donde hay una secuencia de caliza variando en potencia entre 30 y 180 m. cubriendo el Skarn.

Las anomalías más altas que llegan a 80 milisegundos han coincidido con zonas de calizas piritizadas y con abundante agua.

5.4 TECNICA DE EXPLORACION

5.4.1 Perforación Diamantina

De 1925 a 1970 la Cerro de Pasco Copper Corporation perforó un total de 40 taladros totalizando 3,966.45 m., de los cuales 2,350.90 m. fueron perforados antes de 1969 con una recuperación promedio que está por debajo de 50% y 1615.55 m. entre 1969 y 1970 con una recuperación promedio mayor de 80%.

Entre 1974 y 1975 la Empresa Minera Especial Antamina S.R.L. perforó 99 taladros, totalizando 11,870.35 m. Además, por la mala recuperación de varios taladros se han reperforado un total de 832.66 m. La mayor parte de los taladros han sido hechos en la zona Taco. A continuación se dará la información de los taladros perforados después de 1970.

El sistema de perforación en Antamina, consistió en la ejecución de taladros verticales. El espaciamiento de la perforación fue de 50 a 60 m. en las zonas Taco y Laberinto, de 80 a 100 m. en la zona central; de 80 m. a lo largo de la Sección "C" en Pantano y dos taladros ubicados indistintamente al Oeste y Sur Este de Usupallares. En la perforación de los 99 taladros se han utilizado cuatro máquinas perforadoras tipo SG-300 "wire line" (tres diesel y una eléctrica) equivalentes a las máquinas Long Year 34.

La distribución porcentual del metraje perforado con diferentes brocas fue:

NQWL : 85%

BQWL 3.3%

Brocas Vidia: 92/54 y 75/54: 11.7%

Las recuperaciones pesadas para diferentes rocas fueron:

En la monzonita: 79%

En el Skarn : 84%

En la caliza : 98%

5.4.2 Perforación de Labores Subterráneas

De 1952 a 1970 la Cerro de Pasco Copper Corporation hizo 4,313.17 m. de galerías y 222.30 m. de chimeneas casi todas en la zona Laberinto.

De 1974 a 1975 la Empresa Minera Especial Antamina S.R.L. abrió 917.64 m. de galerías en Laberinto. En el nivel 4,365 m.s.n.m. se hicieron ocho cruceros de diferentes longitudes ubicados a cada 50 m. entre las líneas de sección 14 y 22, con el objeto de dar acceso a las estaciones de perforación diamantina subterránea, las que no se ejecutaron por falta de la infraestructura necesaria. De estas labores se sacaron parte de las muestras utilizadas para las pruebas metalúrgicas. Se ha prolongado también la galería principal del nivel 42 con el objeto de chequear el contacto del Skarn con el intrusivo, habiéndose interceptado granate con intercalaciones de mármol, wollastonita e intrusivo. Asimismo, esta labor ha servido para la extracción de muestras para pruebas metalúrgicas.

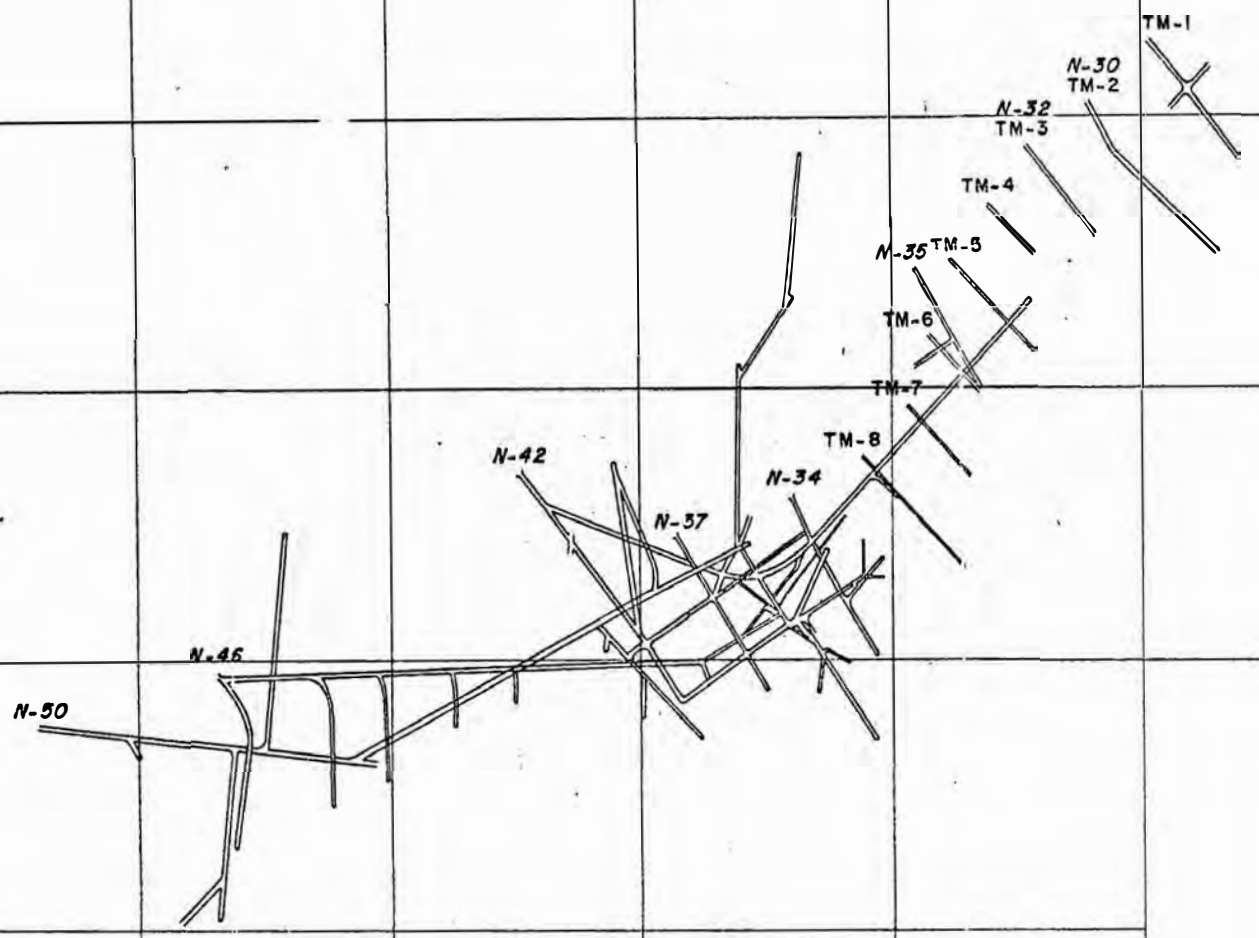
Labores subterráneas perforadas por la Empresa Minera
Especial Antamina S.R.L.

Labores

Cruceros 1,2,3,4,5,6,7,8	4365 m.s.n.m.	655.81 m.
Galería Nivel 42	4242.25 m.s.n.m.	<u>261.83 m.</u>
Total		917.64 m.

Las labores subterráneas ejecutadas por la Cerro de Pasco y la Empresa Minera Especial Antamina han sido muestreadas a ambos lados de las galerías y cruceros por medio de canales a intervalos de un metro.

V-2



NIVELES		COTAS
	N-50	4 167.84
	N-46	4 201.56
	N-42	4 242.25
	N-37	4 303.96
	N-35	4 318.69
	N-34	4 331.33
TM-4		4 336.84
TM-5		4 338.67
TM-6		4 344.33
TM-3	N-32	4 344.84
TM-7		4 349.69
TM-8		4 354.54
TM-2	N-30	4 365.02
TM-1		

**YACIMIENTO ANTIMINA
PLANO DE LABORES**

YACIMIENTO ANTAMINA

PERFORACIONES DIAMANTINAS

AÑO	EMPRESA	No. DE TALADROS	LONGITUD TOTAL MTS.	RECUPERACION
1925	NORTHERN	8	778	NO EXISTEN DATOS.
1952 - 1953	C de P	6	500	27%
1956 - 1957	C de P	6*	429	44%
1967	C de P	8*	375	33%
1968	C de P	2	271	71%
1969 - 1970	C de P	10	1,615	83%
1974 - 1975	E.M.E.A. S.R.L.	100	11,870	83%
TOTAL		140	15,838	

* TALADROS DE LABORES SUBTERRANEAS

LABORES SUBTERRANEAS

AÑO	EMPRESA	GALERIAS	CHIMENEAS
1952-1953	C de P	1,299	30
1955-1967	C de P	2,520	154
1969-1970	C de P	1,274	38
1975	E.M.E.A. S.R.L.	917	---
TOTAL		6,010	222

5.5 PROCESO DE ANALISIS

Los análisis de las perforaciones diamantinas y de las labores subterráneas se han realizado en los siguientes laboratorios:

Laboratorio de Absorción Atómica de Antamina.

Laboratorio de Absorción Atómica del Banco Minero del Perú.

Laboratorio Plenge

Los análisis realizados son:

Individuales.- Se han analizado por Cu y Zn en cada corrida de las perforaciones diamantinas y cada metro con las labores subterráneas.

Compósitos de 15 m. por Cu, Zn, Ag y Mo.

Compósitos de 45 m. por Fe, As y S.

Se han analizado un total de 17,622 muestras de las cuales 16,169 son unitarias, 1034 compósitos de 15 m. y 419 compósitos de 45 m.

5.6 ESTIMACION DE RESERVAS

5.6.1 Métodos Empleados

Como en el yacimiento de Antamina se han ejecutado perforaciones diamantinas y labores subterráneas, para la estimación de reservas se han utilizado los siguientes métodos:

5.6.1.1 Método de Polígonos

Este método se ha aplicado en el área donde se han hecho perforaciones diamantinas. Este método se ha escogido especialmente con la idea de que la explotación de la mina se haría por el sistema a "cielo abierto".

5.6.1.2 Método de Bloques

Aplicado a la zona explorada por el sistema de labores subterráneas.

5.6.2 Clases de Reservas

5.6.2.1 Probadas

Es la reserva que entra dentro del polígono o bloque, con una influencia de 30 m.

5.6.2.2 Probables

Es el mineral que se extiende horizontalmente hacia la periferia del polígono con una longitud de 25 a 30 m. de influencia. En el sentido vertical se han tomado dos bancos de 15 m. cada uno o sea 30 m. a partir del último banco a donde llega el taladro.

En este tipo de reservas se han clasificado también los polígonos de los taladros con baja recuperación. En el caso de los bloques de mina, el mineral probable se ha dado tanto vertical como horizontalmente, con 30 m. de influencia a partir del límite del bloque probado.

5.6.2.3 Prospectivas

Es la reserva estimada con una influencia de 50 m. a partir de los límites de la reserva probable siempre y cuando sea de la misma litología.

5.6.2.4 Potenciales

Esta reserva también se ha estimado para zonas de igual litología, teniendo en cuenta la interpretación geológica.

5.6.3 Gravedad Específica

En los testigos de perforación diamantina, se ha determinado la gravedad específica por cada corrida. En el Departamento de Sistemas de Minería Perú se procedió a calcular la gravedad específica para bancos de 15 metros teniendo como nivel de referencia la cota 4200 m.s.n.m.

A continuación se tiene la gravedad específica para cada tipo de roca:

En Intrusivo = 2.42

En Skarn = 3.15

En Caliza = 2.70

5.6.4 Procedimiento de la Estimación de Reservas

5.6.4.1 Operación con 20,000 TMPD.- Para la estimación de reservas probadas y probables se ha seguido el siguiente procedimiento:

- a) En un plano topográfico y geológico 1:2000, se han ploteado todos los taladros de superficie, hechos por la Cerro de Pasco y la Empresa Minera Especial Antamina S.R.L. Se han trazado líneas de sección transversales N 45°O y longitudinales N 45° E con un intervalo de 50 m.
- b) A lo largo de cada línea de sección se ha preparado el perfil topográfico correspondiente.
- c) En cada perfil topográfico se ha puesto la siguiente información:
 - La geología de superficie
 - Cada taladro diamantino con su litología
 - Las labores subterráneas con su litología
 - Leyes de Cu, Zn, Ag y Mo para cada banco de 15 m. de altura, coloreando los bancos diferenciando con diferentes colores de acuerdo al contenido de Cu.
- d) En cada sección se han delimitado los contactos geológicos.
- e) Se han trazado planos de bancos cada 15 m. Alrededor de cada taladro se ha trazado su polígono correspondiente, determinándose mediante el método de bisectores perpendiculares a las líneas entre taladros contiguos.

f) En cada plano de banco se ha puesto la siguiente información:

La curva de nivel correspondiente al nivel base del banco.

Las labores subterráneas correspondientes.

Los contactos geológicos a partir de las secciones litológicas.

Se han puesto los valores de Cu, Zn, Ag y Mo en cada polígono y bloque.

Se ha delimitado el mineral probado y probable.





- g) En cada plano de banco se han medido las áreas de los polígonos y bloques usando un planímetro, teniendo cuidado de tener la misma litología.
- h) El área determinado en el punto (g) se ha multiplicado por la altura para tener el volumen.
- i) El tonelaje en cada caso se determinó multiplicando el volumen de cada prisma por su gravedad específica correspondiente.
- j) Se han tabulado los tonelajes y leyes de los polígonos y bloques para los siguientes intervalos de leyes de Cu:
- De 0.05% a 0.25%
- De 0.26% a 0.50%

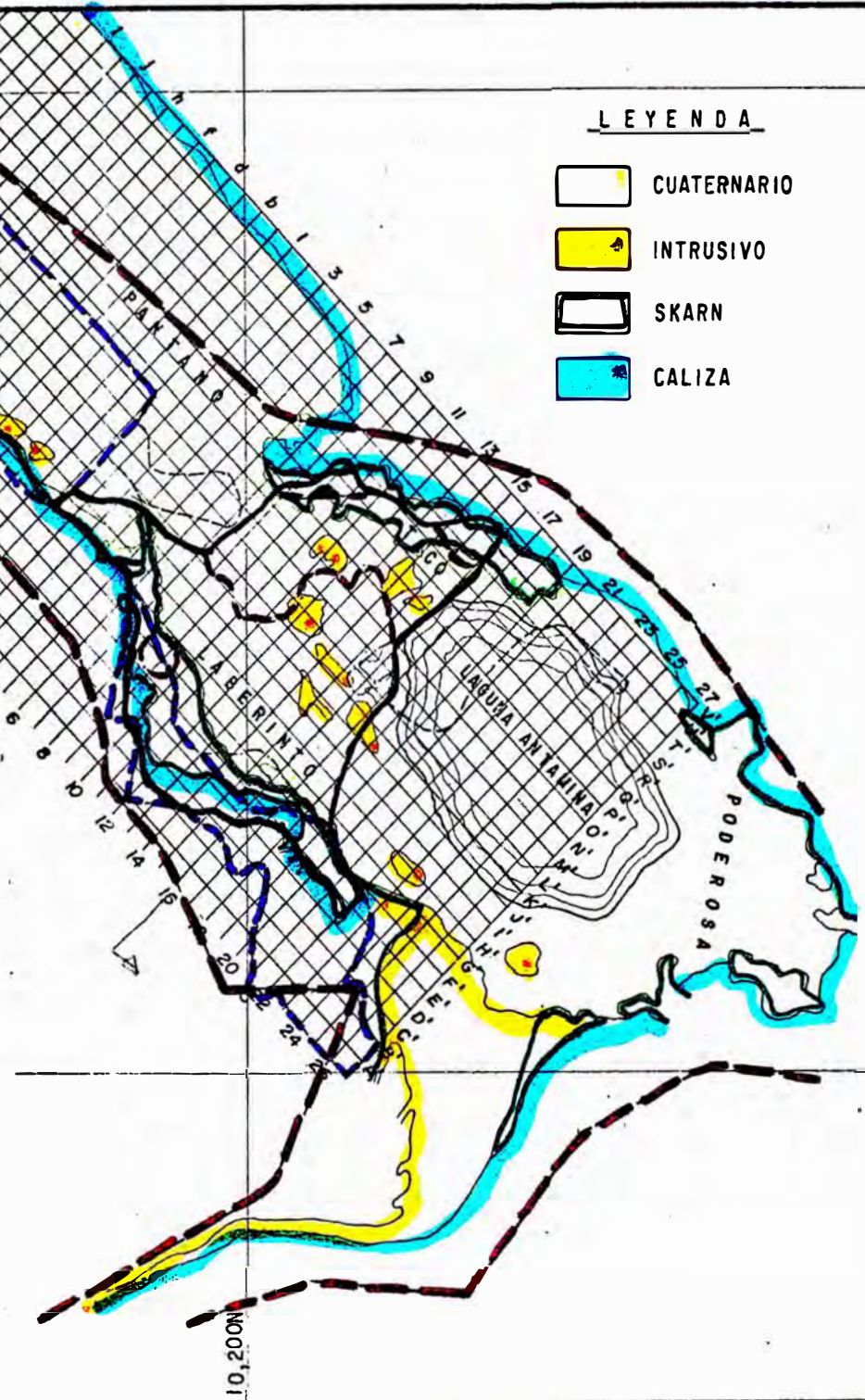
9,500 E

LEYENDA

-  CUATERNARIO
-  INTRUSIVO
-  SKARN
-  CALIZA

LEYENDA

-  PERIMETRO EN EL CUAL SE HAN CALCULADO LAS RESERVAS 120,000 Ton.
-  PERIMETRO EN EL CUAL SE PROPONEN TRABAJOS DE EXPLORACION EN EXTENSION
-  LIMITE DEL YACIMIENTO A 4,000 m. DE ALTURA
-  ZONA DE RESERVAS DE OXIDOS



11,500 E

**PROYECTO ANTAMINA
PLANO GEOLOGICO**

SECCIONES TRANSVERSALES Y LONGITUDINALES

REVISADO : A. Jessen Rojas

DIBUJADO : E. Ríos Reaño

10,200m

De 0.51% a 0.75%

De 0.76% a 1.00%

De 1.01% a 1.25%

De 1.26% a 1.50%

De 1.51% a 1.75%

De 1.76% a 2.00%

5.6.4.2

Operación a 2,500 TMPD

Las reservas de mineral para la operación de 2,500 TMPD se han calculado en base a las reservas probadas obtenidas según el método y procedimiento descrito anteriormente y que fueran definidas en el Estudio de Factibilidad para la Operación a 10,000 - 20,000 TMPD. Estas reservas están ubicadas en el área de Laberinto y comprendidas verticalmente entre los Bancos 4155 (Nivel 50) y 4335 (Nivel-34) y horizontalmente, entre las secciones longitudinales AA' y HH' (N° 45° E).

Así mismo, se ha tomado en cuenta los dos tipos de mineral existentes en el área : Mineral de Cu y Mineral de Cu-Zn; considerándose tan solo el mineral de ley igual o mayor a 1.5% Cu, para su explotación.

Las reservas estimadas se pueden ver en el Cuadro N° 6.

YACIMIENTO DE ANTAMINA

CUADRO GENERAL DE RESERVAS GEOLOGICAS

CUADRO N° 5

Categoría de Reservas	Cut-off % Cu	Cobre		Zinc		Plata		Moolibdeno	
		TM	% Cu	TM	% C	TM	A	TM	% Mo
Probadas	0.05	104'900,401	1.42	104'900,407	1.11	101'357,750	0.44	101'346,880	0.04
	0.26	94'030,091	1.57	94'030,091	1.57	90'633,750	0.48	90'622,880	0.04
	0.51	83'983,831	1.71	83'983,831	1.31	81'469,470	0.52	81'469,590	0.04
	0.76	74'568,191	1.85	74'568,191	1.33	72'488,866	0.54	72'488,986	0.04
	1.01	65'097,061	1.99	65'097,061	1.35	63'390,966	0.58	63'391,086	0.04
	1.26	55'150,321	2.14	55'150,321	1.30	53'561,746	0.61	53'561,866	0.04
	1.51	41'699,691	2.39	41'699,691	1.36	40'043,316	0.64	40'043,316	0.04
	1.76	31'212,621	2.65	31'212,621	1.29	30'164,276	0.62	30'164,276	0.04
	2.00	24'973 380	2.84	24'973 380	1.21	24'096 410	0.61	24'096 410	0.04
Probables	0.05	61'280,430	1.09	56'739,776	1.08	54'605,872	0.54	54'560,864	0.04
	0.26	50'504,576	1.29	48'862,080	1.25	46'920,112	0.61	46'875,104	0.04
	0.51	44'579,584	1.41	43'781,392	1.37	42'398,768	0.67	42'398,768	0.04
	0.76	36'574,704	1.58	36'352,720	1.47	35'617,808	0.70	35'617,808	0.04
	1.01	30'982,976	1.70	30'852,800	1.54	30'304,352	0.77	30'304,352	0.04
	1.26	24'250,176	1.86	24'250,176	1.43	23'701,728	0.80	23'701,728	0.04
	1.51	18'239,568	2.03	18'239,568	1.59	17'691,136	0.89	17'691,136	0.05
	1.76	9'122,580	2.45	9'122,580	1.30	8'889,220	0.75	8'889,220	0.04
	2.00	6'906 610	2.63	6'906 610	1.36	6'710 550	0.73	6'710 550	0.04
	0.05	166'160,830	1.30	161'640,183	1.10	155'963,622	0.48	155'907,744	0.04
Probadas y Probables	0.26	144'534,667	1.47	142'892,171	1.24	137'553,862	0.52	137'497,984	0.04
	0.51	128'563,415	1.61	127'765,223	1.33	123'868,238	0.57	123'868,358	0.04
	0.76	111'142,895	1.76	110'920,911	1.38	108'106,674	0.59	108'106,794	0.04
	1.01	96'080,037	1.90	95'949,861	1.41	93'695,318	0.64	93'695,438	0.04
	1.26	79'400,497	2.05	79'400,497	1.34	77'263,474	0.67	77'263,594	0.04
	1.51	59'939,259	2.28	59'939,259	1.43	57'734,452	0.72	57'734,452	0.04
	1.76	40'335,201	2.60	40'335,201	1.29	39'053,496	0.65	39'053,496	0.04
2.00	31'879,990	2.79	31'879,990	1.24	30'806,960	0.64	30'806,960	0.04	

Prospectivas Totales:	78'400,000	
En Skarn	47'800,000	1.22
En Intrusivo	30'600,000	0.26

Potenciaies totales:	834'400,000
En Skarn	494'400,000
En Intrusivo	340'000,000

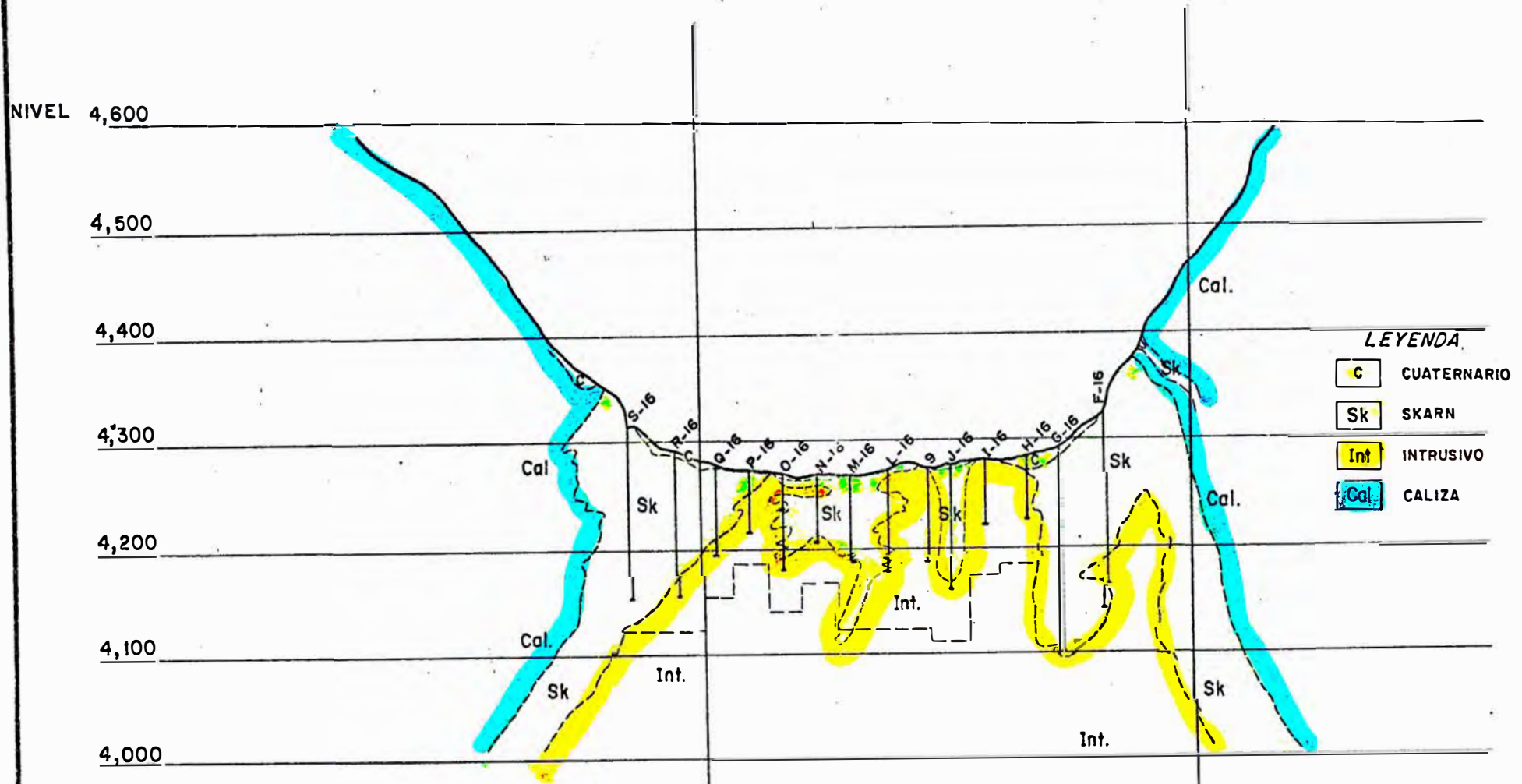
CUADRO RESUMEN DE RESERVAS GEOLOGICAS PROBADAS ENCIMA DEL NIVEL -4170 (Nivel -50)

ZONA LABERINTO

1.- <u>Mineral de Cu-Zn</u>		<u>Mineral</u>	<u>% Cu</u>	<u>% Zn</u>	<u>oz/Ton.Ag.</u>	<u>% Mo</u>
<u>Niveles</u>	<u>Ley de Cu(%)</u>	<u>(TM)</u>				
4365-4170	≥ 1.5	12'371	2.39	3.00	1.34	0.07
	< 1.5	15'518	0.68	1.60	0.56	0.03
Total (Cu-Zn)		27'889	1.43	2.20	0.81	0.05
2. <u>Mineral de Cu</u>						
4275-4170	≥ 1.5	6'171	2.55	0.25	0.26	0.03
	< 1.5	6'934	0.98	0.25	0.22	0.05
Total (Cu)		13'105	1.72	0.25	0.24	0.04
GRAN TOTAL (Cu-Zn + Cu)		40'994	1.52	1.58	0.62	0.04
	≥ 1.5	18'542	2.44	2.09	0.85	0.06
	< 1.5	22'452	0.78	1.18	0.45	0.03

YACIMIENTO ANTAMINA

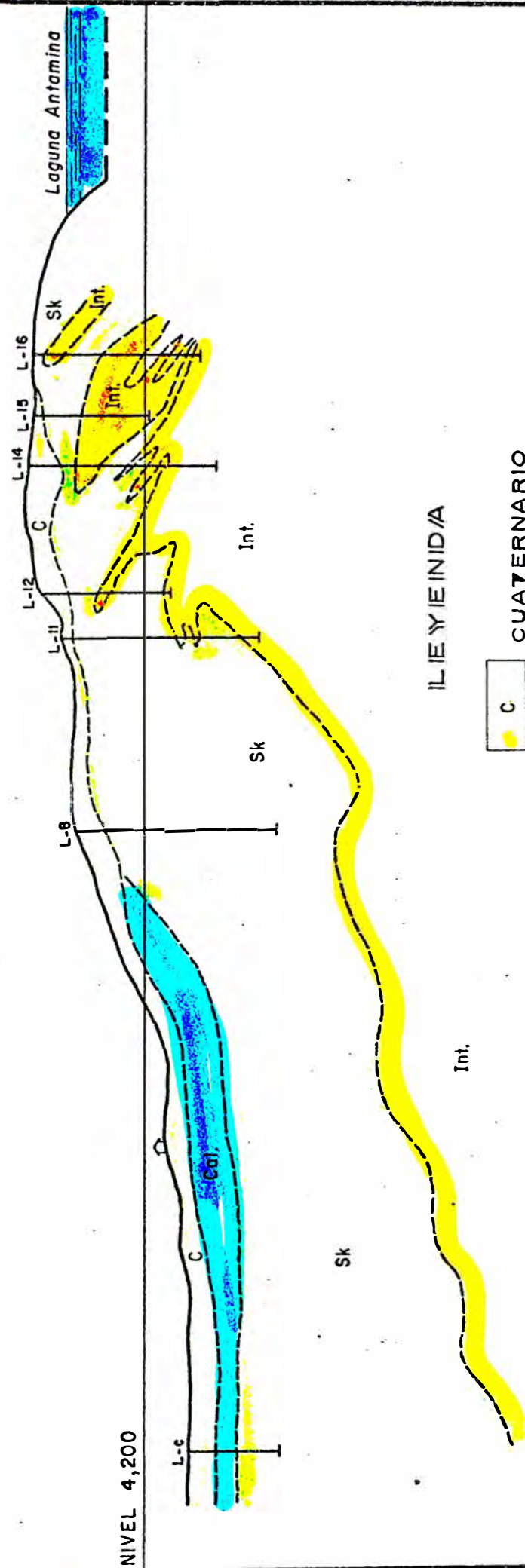
SECCION 16 - 16' (NOR-ESTE)



V-33

YACIMIENTO ANTAMINA

SECCION L-L' (N 45° E)



ILIE Y E I N I D / A

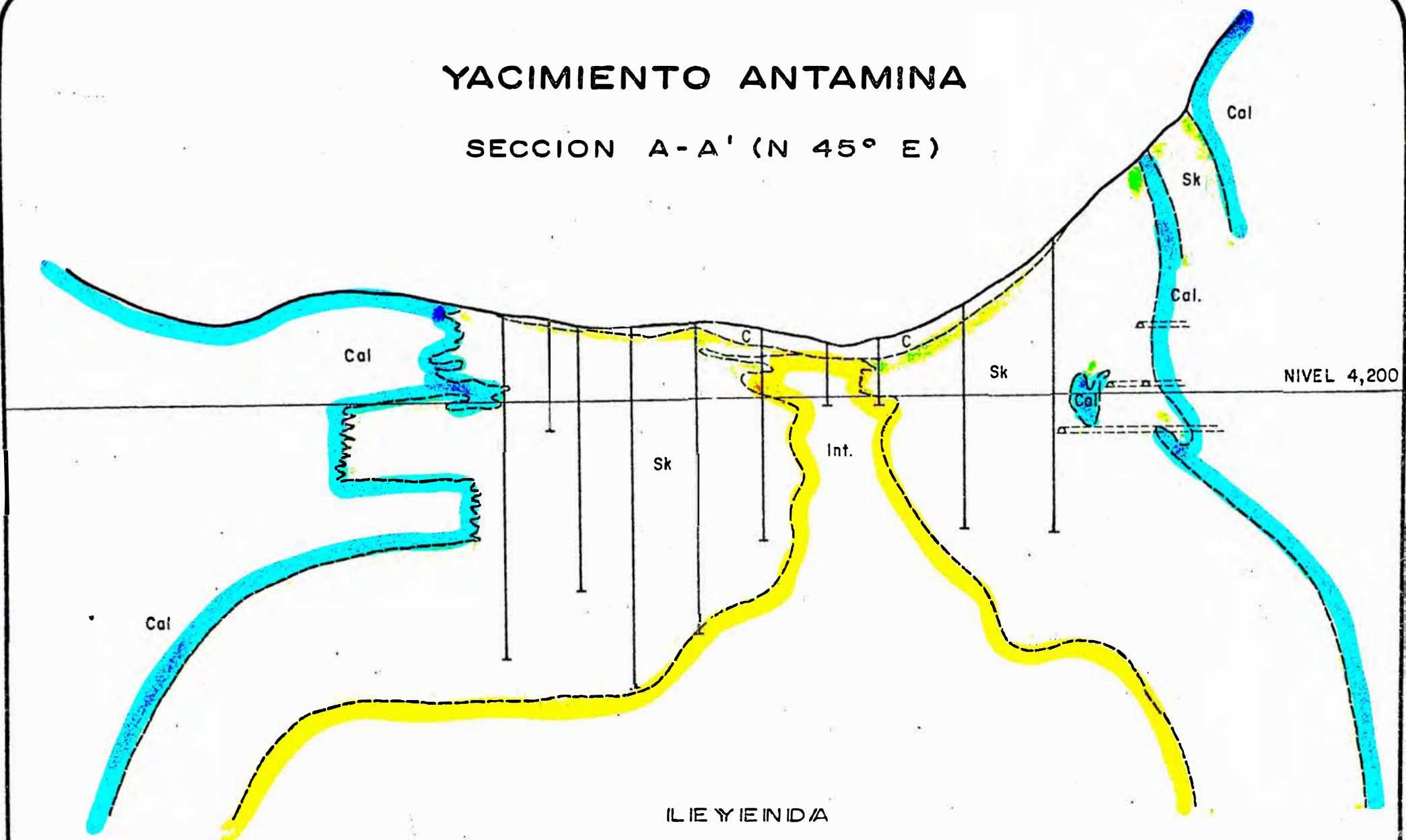
- C CUATERNARIO
- Int. INTRUSIVO
- Sk SKARN
- Cal CALIZA
- PERFORACION DIAMANTINA

NIVEL 4,200

YACIMIENTO ANTAMINA

SECCION A-A' (N 45° E)

V-35



ILIE Y EINDA

C	CUATERNARIO	Cal	CALIZA
Int.	INTRUSIVO		PERF. DIAMANTINA
Sk	SKARN	△	LABOR SUBTERRANEA

5.7 EXPLORACIONES FUTURAS

Para el estudio de Factibilidad de una explotación subterránea de 2,500 TM diarias en la zona de Laberinto, con una ley mínima de 1.50% de Cu, se tiene actualmente 18'542,000 TM de reservas probadas que son suficientes para 21 años de operación, por lo que no se justifica ejecutar ninguna exploración adicional en la etapa de inversión del proyecto.

Un conocimiento integral del área mineralizada requeriría de los siguientes trabajos en previsión de futuras ampliaciones:

Apertura de 3000 m. de labores subterráneas en las zonas de topografía abrupta para delimitar el contacto Skarn-caliza y dar acceso a las perforaciones diamantinas subterráneas.

• Ejecución de 55,000 m. de perforaciones diamantinas dentro del Skarn.

Perforación de taladros diamantinas pilotos después de desaguar la laguna Antamina con el objeto de investigar la posible mineralización diseminada de Cu-Mo dentro del intrusivo.

5.8 COSTOS DE EXPLORACION Y DESARROLLO

Los costos de exploración y desarrollo para una producción de 2,500 TM diarias ascienden a US\$ 852,225 anuales o US\$ 0.974 por TM.

V-37

10 400N

10 200N

E 10 700

E 10 900

E 11 100

15

H'

INT

SK/CUAT.

TM2-20

TM2-20 PBL

21-22 3022

PBL

TM2-19

PBL

G-18

G-17

H-16

G-16

F-16

H-14

10

F-15

H-13

H-12

F-14

E-14

H-11

F-13

I-10

H-10

L-11-70

G-10

L-2-70

L-3-70

L-2-68

L-5-70

SK/CUAT

CAL

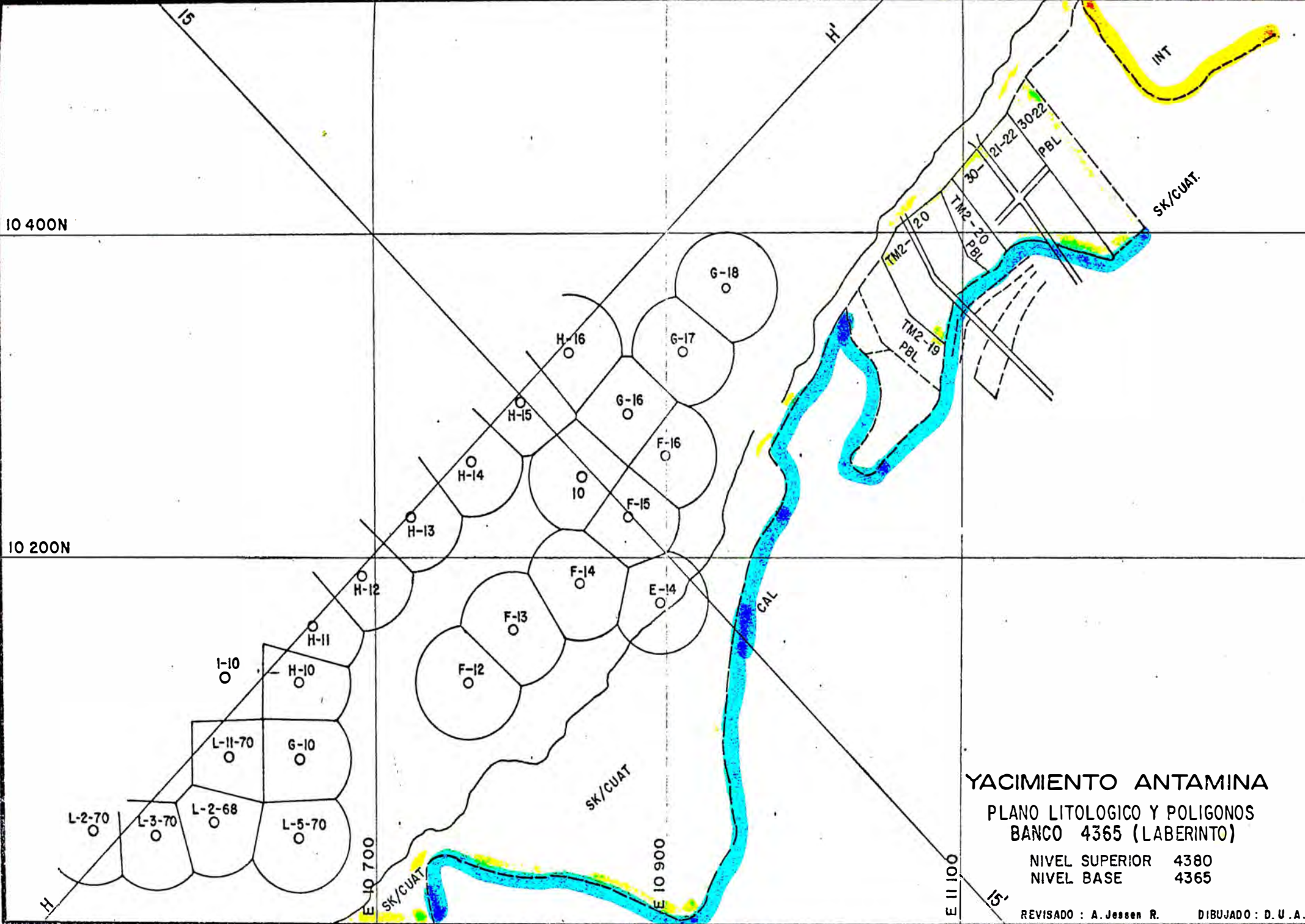
SK/CUAT

YACIMIENTO ANTIMINA

PLANO LITOLÓGICO Y POLÍGONOS
BANCO 4365 (LABERINTO)

NIVEL SUPERIOR	4380
NIVEL BASE	4365

REVISADO : A. Jessen R. DIBUJADO : D. U. A.



88-7

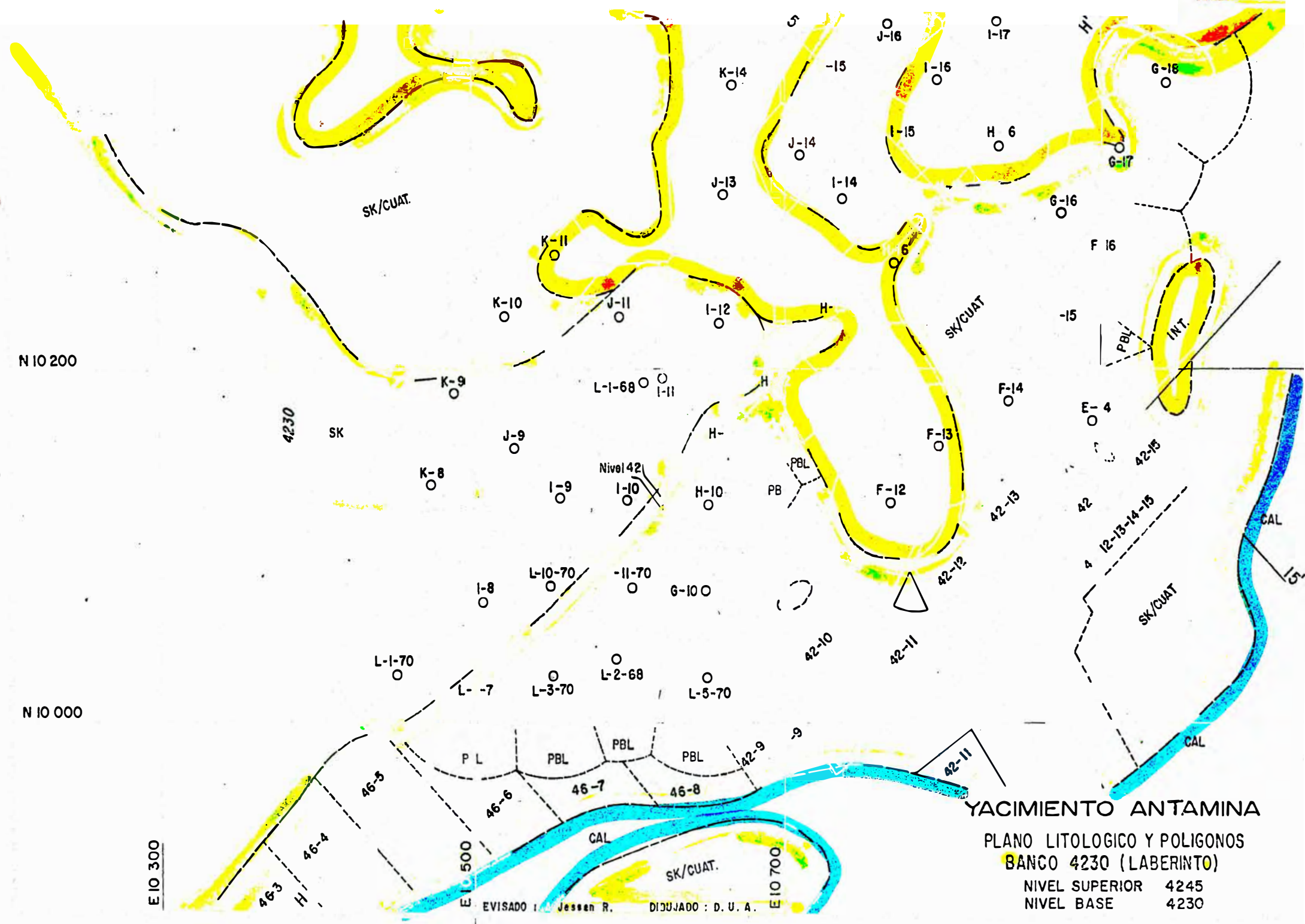
N 10 200

N 10 000

E 10 300

E 10 500

E 10 700



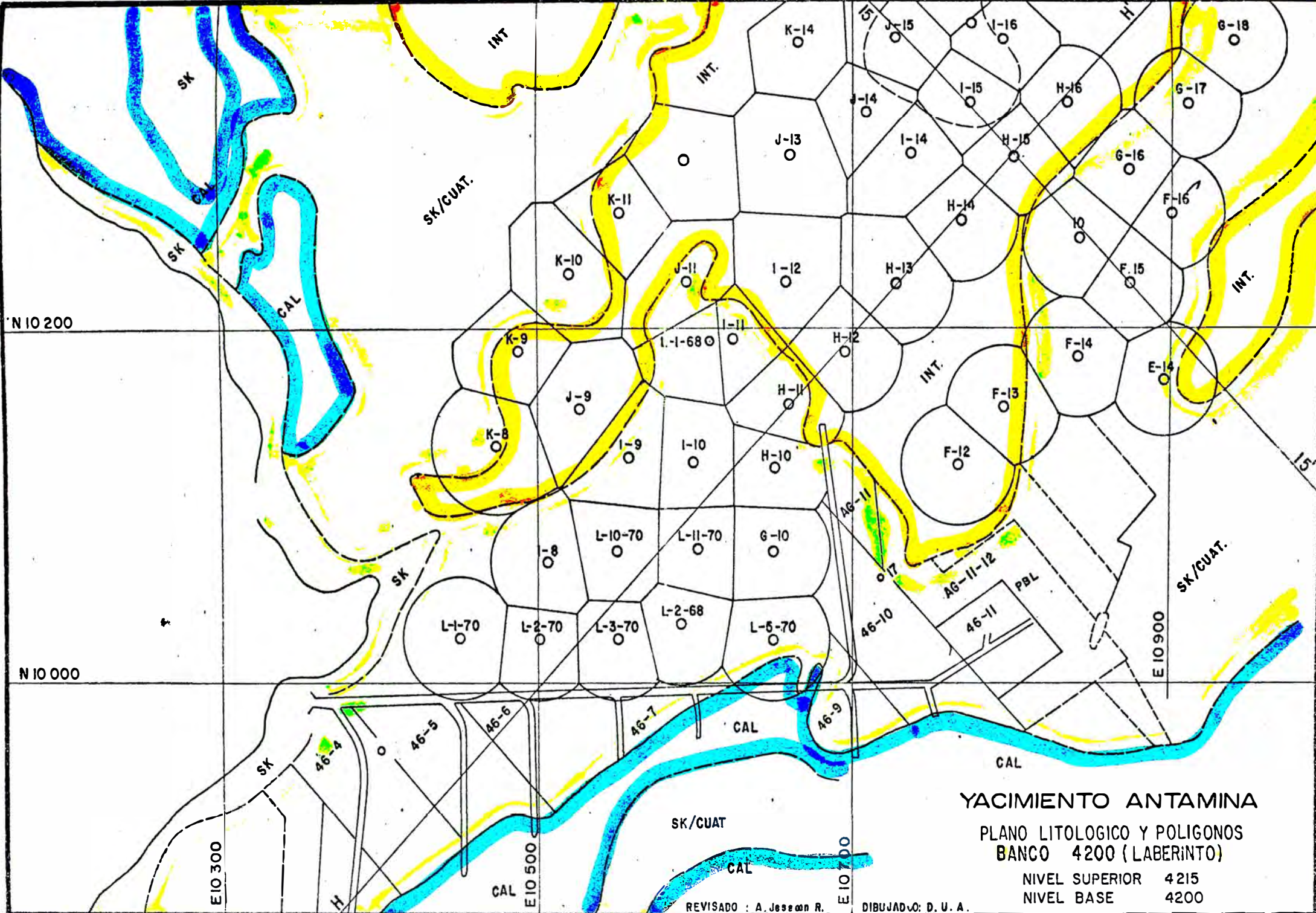
YACIMIENTO ANTAMINA

PLANO LITOLÓGICO Y POLÍGONOS
 BANCO 4230 (LABERINTO)

NIVEL SUPERIOR 4245
 NIVEL BASE 4230

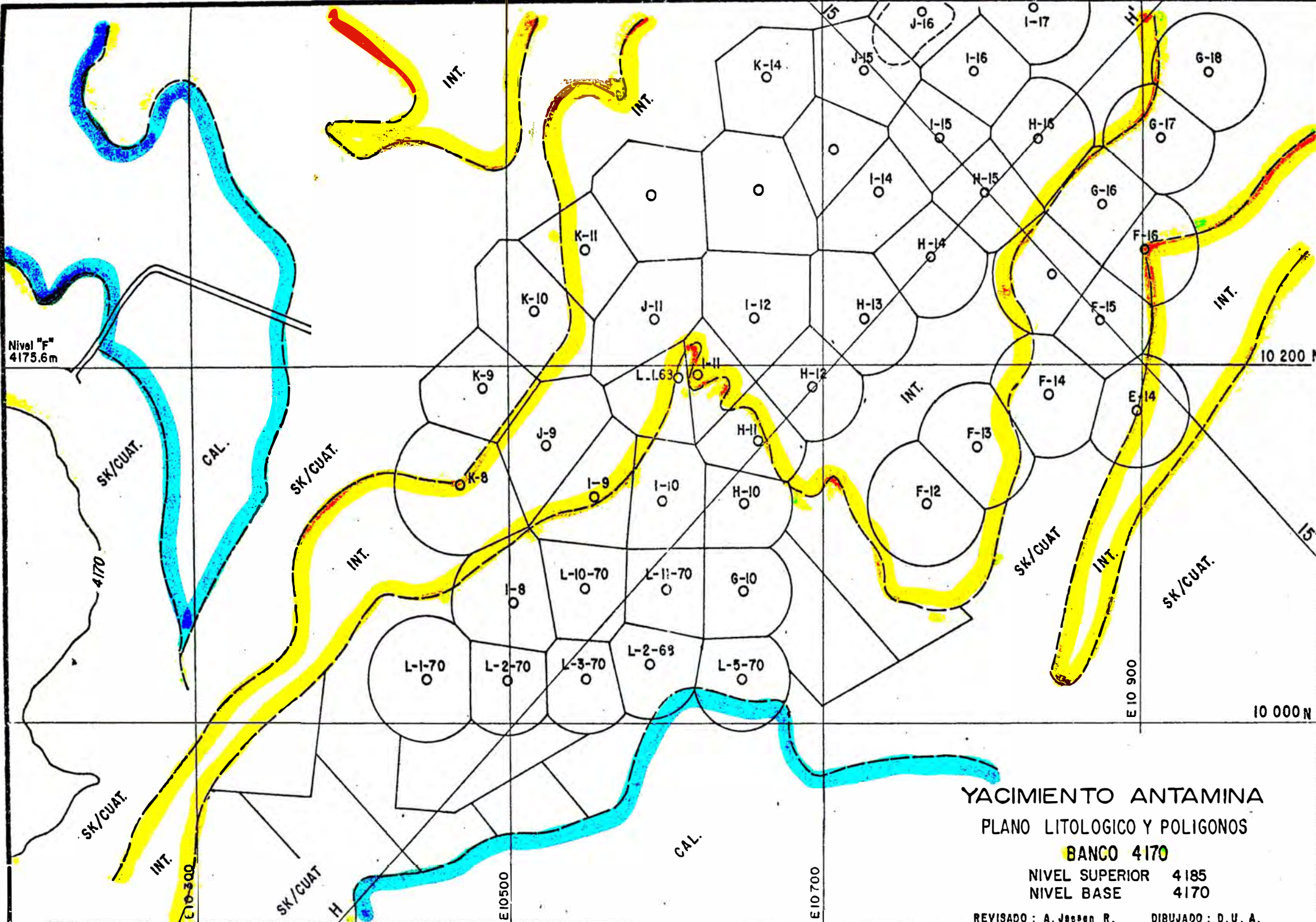
E. EVISADO | Jessen R. DIBUJADO : D. U. A.

68-71



YACIMIENTO ANTIMINA
PLANO LITOLOGICO Y POLIGONOS
BANCO 4200 (LABERINTO)
 NIVEL SUPERIOR 4215
 NIVEL BASE 4200

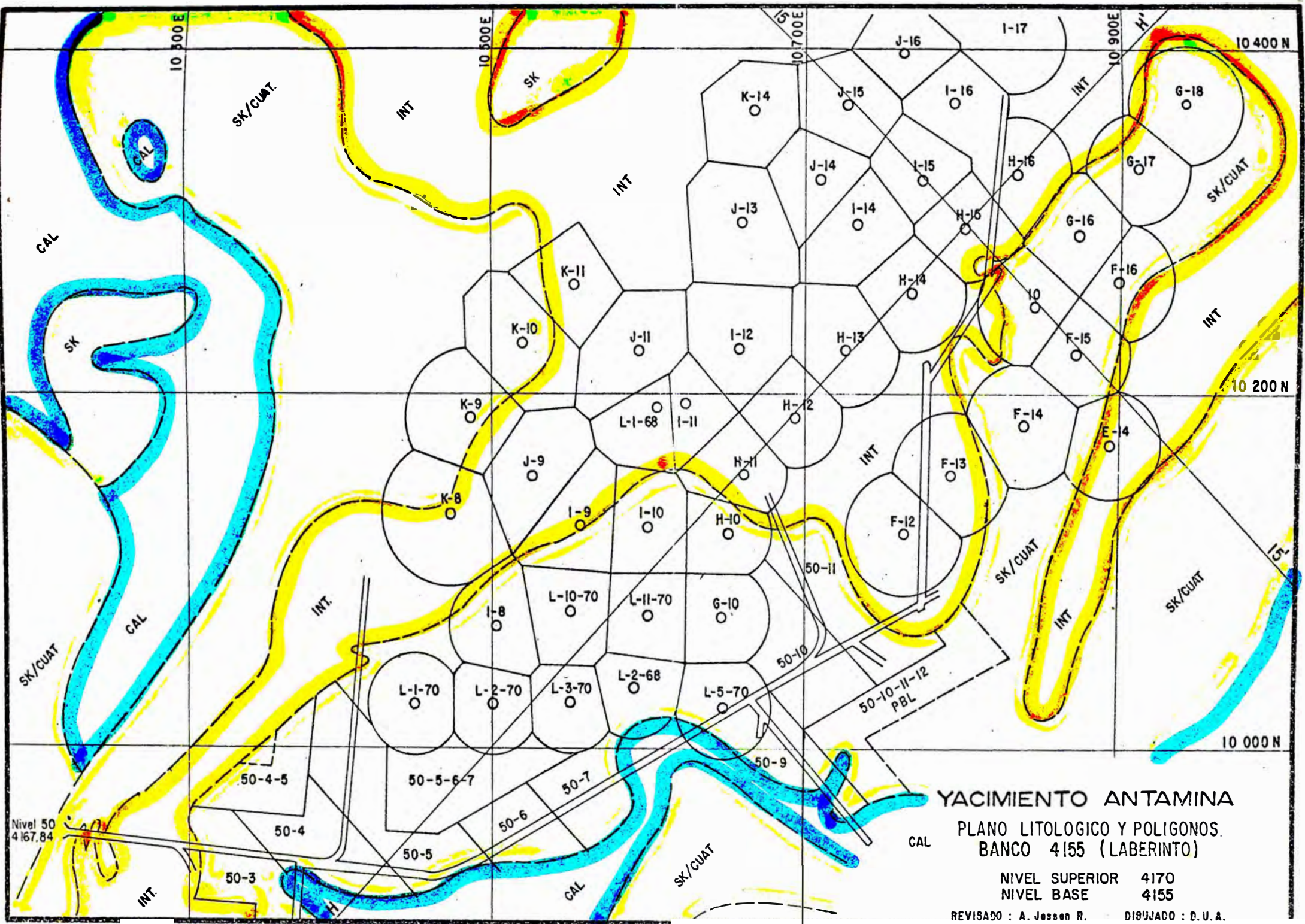
REVISADO : A. Jesean R. DIBUJADO: D. U. A.



YACIMIENTO ANTAMINA
PLANO LITOLÓGICO Y POLÍGONOS
BANCO 4170

NIVEL SUPERIOR 4185
 NIVEL BASE 4170

REVISADO : A. Jansen R. DIBUJADO : D. U. A.



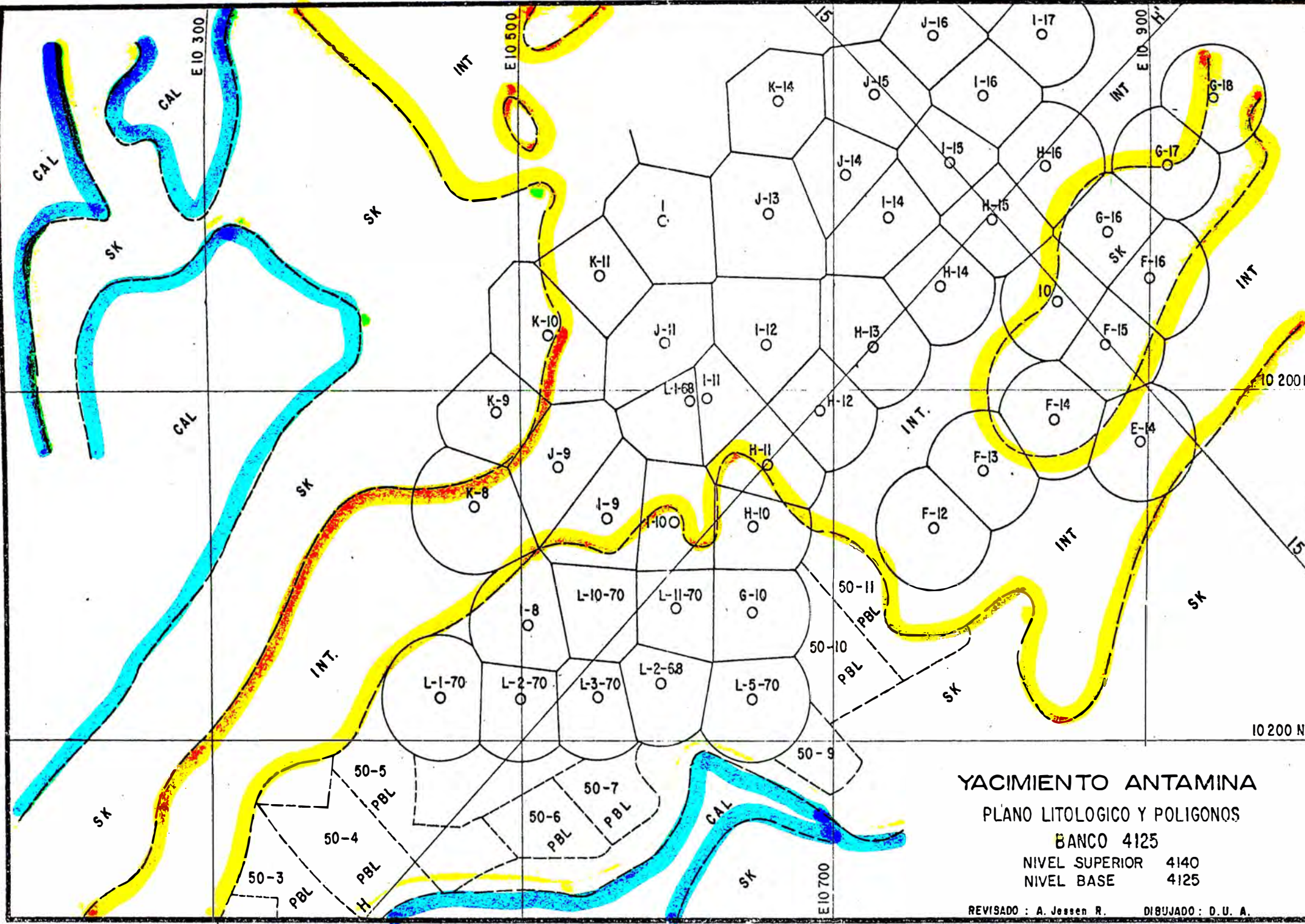
Nivel 50
4 167,84

YACIMIENTO ANTAMINA
PLANO LITOLÓGICO Y POLÍGONOS.
BANCO 4155 (LABERINTO)

NIVEL SUPERIOR 4170
 NIVEL BASE 4155

REVISADO : A. Jessen R. DIBUJADO : D. U. A.

V-42



YACIMIENTO ANTIMINA

PLANO LITOLOGICO Y POLIGONOS

BANCO 4125

NIVEL SUPERIOR	4140
NIVEL BASE	4125

REVISADO : A. Jansen R. DIBUJADO : D.U.A.

VI. MINA

VI. MINA

6.1 ANALISIS DE RESERVAS

En el desarrollo del Estudio se ha dado prioridad a la interpretación técnico-económica de las reservas sujetas al parámetro de producción de 2,500 TMPD.

El universo geológico para el yacimiento Antamina a diferentes leyes de corte tiene la siguiente información:

Ley de Corte	Cu		Zn		Ag		Mo	
	TM	%	TM	%	TM	onz.	TM	%
0.05	166.8	1.3	161.6	1.10	155.9	0.48	155.9	0.04
0.51	128.5	1.61	127.7	1.33	123.8	0.57	123.8	0.04
0.01	96.0	1.90	95.95	1.41	93.70	0.64	93.70	0.04
1.51	59.9	2.28	59.94	1.43	57.73	0.72	57.73	0.04
2.00	31.88	2.78	31.88	1.24	30.81	0.64	30.81	0.04

Si aceptamos el principio de que la explotación minera puede extraer mineral de igual o mayor contenido metálico que 1.5% de Cu como ley de corte, sin necesidad de romper mineral que económicamente no es rentable, es decir, haciendo un minado más selectivo, estaríamos hablando de la posibilidad de explotar el yacimiento a diferentes volúmenes de producción con leyes promedios superiores a las consideradas en el Estudio de Factibilidad de 10,000 - 20,000 TMPD que daría un mayor valor por tonelada explotada a costos de operación no necesariamente más elevados.

De cálculos económicos preliminares efectuados, se determinó la ley de corte $\geq 1.5\%$ para una producción de 2,500 TMPD.

A continuación se aprecia un cuadro resumen de reservas de mineral sobre el Banco 4155 (Nivel-50), en la zona de Laberinto, en donde se aprecia que para una producción de 2,500 TMPD ó 875,000 TMPA, se tendría para más de 21 años de explotación, tiempo considerado en el presente análisis.

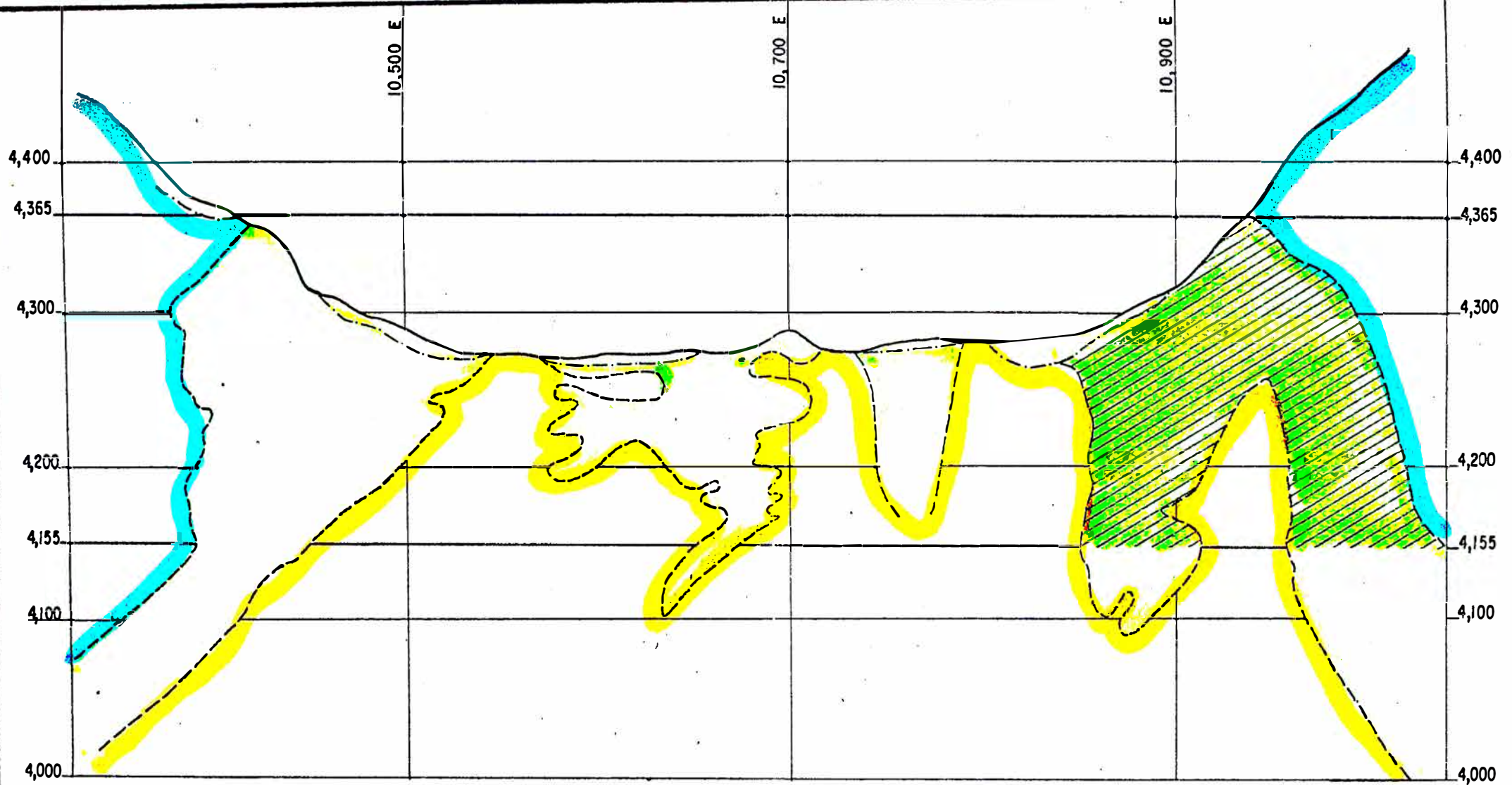
MINERAL MINABLE SOBRE EL BANCO 4155 (N-50)

ZONA LABERINTO






Tipo de Mineral	Mineral TM x 1000	% Cu	% Zn	Onz Ag/TM	% Mo
Cu - Zn	12'371	2.39	3.00	1.34	0.07
Cu	<u>6'171</u>	<u>2.55</u>	<u>0.25</u>	<u>0.26</u>	<u>0.03</u>
Total	18'542	2.44	2.09	0.98	0.06

6.2 SISTEMA DE MINADO

El análisis de reservas se efectuó teniendo en cuenta la explotación de una parte del yacimiento a través de minado subterráneo, centralizando la operación en el flanco Oeste del Valle de Antamina, conocido con el nombre de Laberinto y descrito en el punto 5.6.4.2, tratando de que ésta operación no sea excluyente con la alternativa de explotación integral del yacimiento (TACOCENTRAL-LABERINTO), por el método de open pit, tal como



LEYENDA

- | | | | |
|---|-------------|---|--|
|  | CUATERNARIO |  | ZONA CONSIDERADA PARA MINADO SUBTERRANEO |
|  | INTRUSIVO | | |
|  | SKARN | | |
|  | CALIZA | | |

PROYECTO ANTAMINA
SECCION TRANSVERSAL

SECCION: 16-16' N — 45° E



ESCALA GRAFICA

REVISADO : A. Jessen R. DIBUJADO : E. Ríos R.

se considera en el Estudio de Factibilidad a escala de producción de 10,000 – 20,000 TMPD.

La zona de Laberinto es de relieve muy accidentado y está constituida por calizas, como estéril, de carácter compacta y friable, con estratificación discordante con las pendientes del terreno y concordante con el buzamiento del yacimiento.

Las reservas de la zona descrita son del orden de 40.9 millones de TM, sin embargo, tan solo se han considerado 18.5 millones de TM para ser explotadas por más de 21 años de operación. El estudio no ha considerado el mineral probado-probable existente debajo del Nivel-50, ni el correspondiente a la zona Central y Taco.

6.2.1 Parámetros de Diseño

Toneladas por día planta	2,500 ton.
Toneladas por día Mina	2,920 ton.
Días de operación semana	6
Días de operación año	300
Guardias/día - Mina	2
Guardías/día - extracción	2
Horas/guardia	8
Horas/guardia efectiva	5
Densidad del mineral Ton/m ³	3.15
Densidad del mineral (skarn) Ton/m ³	2
Contenido de humedad (%)	5
Tamaño máximo de mineral	14"

6.2.2 Selección del Método

Teniendo en cuenta las características del yacimiento, su mineralización y el carácter selectivo del minado, se analizaron varios métodos de minado, habiéndose seleccionado la utilización del método Tajo Abierto Rellenado y el Corte y Relleno por las razones que se dan a continuación:

A: Método de Cámaras y Pilares

Ventajas

- Minado selectivo
- Se puede controlar el planeamiento de minado
- Se puede controlar la resistencia de la Caja Piso
- Se puede mecanizar
- La inversión en preminado no es muy elevada
- Método seguro

Desventajas

- Se tendría que rellenar las aberturas o dejar mucho mineral de pilares.
- Se necesitaría muchos frentes de ataque para cumplir la producción.
- Demandaría mucha Mano de Obra a pesar de su mecanización.
- De ir a una mayor producción el planeamiento de minado sería más complicado controlarlo así como su ley promedio.
- No es de buena productividad.

C. Método Tajeo Abierto - Rellenado

Ventajas

- Método selectivo
- Alta mecanización
- Inversión menor en preminado
- De alta productividad
- Costo de operación menor que el de Cámaras y Pilares
- Se puede incrementar la producción fácilmente
- Planeamiento de Minado Controlado
- Minado seguro
- Puede hacerse combinado con el método de Corte y Relleno

Desventajas

- Se tiene que rellenar
- El Costo de Operación puede ser mayor que el de Cámaras y Pilares
- No es muy conocido en el ámbito minero

D. Método Corte y Relleno Ascendente

Condición: Tener cajas rellenas y potencia de 10 mts.

Ventajas

- Mejor control de la explotación y de la resistencia de las cajas
- Minado selectivo
- Se puede mecanizar

- Existe experiencia
- Se adapta a la variación del método de tajeo abierto relleno en los blocks minados

Desventajas

- Costo de operación elevado

6.2.3 Descripción del Método

(Tajeo Abierto Rellenado y Corte Relleno Ascendente).

El método consiste en dividir el cuerpo de Laberinto en su dirección longitudinal en blocks de 15 metros y 10 metros por cada tajeo, los que tendrán una longitud transversal variable de 20 a 180 mts., acordes con el cuerpo mineralizable; la preparación consistirá además en dividir verticalmente cada 45 metros, partiendo del nivel 4155 hacia arriba.

Cada block a minar con taladros largos tendría entonces un ancho de 15 mts. por una longitud variable de 20 a 100 mts. de largo dependiendo del espesor del cuerpo con una profundidad de 45 mts., que sería explotado dejando un block a manera de pilar, es decir se tajea un block de 15 mts. de ancho y se deja otro block de 10 mts. de ancho de pilar y se tajea el siguiente: Mientras se tajea un block se debe rellenar el otro block.

Los tajeos dejados como pilares serán explotados con el método de Corte y Relleno ascendente.

En la explotación del tajeo abierto la perforación utilizada será la de taladros largos con brocas de 4-1/2 de diámetros de 39 metros de profundidad aproximadamente.

En los desarrollos y preparación se utilizarán los vagones de perforación neumática de dos brazos contando para la extracción con cargadores de bajo perfil de 5 yd³ de capacidad, y para acarreo camiones de bajo perfil de 25 TN/cada uno.

El nivel de acceso estará fuera de la zona minable de una sección de 3 x 3.5 mts. distante a unos 6 mts. del cuerpo de ser posible. De no ser posible estaría dentro de la mineralización de baja ley o de una ley de corte entre 0.05% a 0.5% Cu.

Los cruceros perpendiculares al nivel de acceso irán por un lado del block explotado teniendo en una sección de 3 x 3 mts. que a su vez tendrán cruceros perpendiculares de 12 mts. de largo espaciados a 12 mts. unos de otros.

Los pilares dejados de un ancho de 10 mts. cada uno tendrá como cajas, relleno hidráulico cementado y serán explotados utilizando el método convencional de Corte y Relleno Ascendente en donde se utilizará un Jumbo Neumático de dos brazos y

un cargador de 5 yd³ de capacidad para su limpieza a echaderos verticales fuera del tajeo sobre las galerías de extracción que irán subiendo a medida que la explotación avance. El equipo utilizado estará cautivo durante su minado. La preparación consistirá en abrir primero un corte a manera de desquinche de 4 mts. de alto en todo el nivel inferior con acceso por el nivel superior e inferior, los cuales se unirán con una chimenea de 42 mts. a ambos extremos del tajeo.

Durante el minado se tendrán dos tajeos en operación; uno en explotación y el otro en relleno de manera de no paralizar la producción.

El avance por corte será de 4 a 6 mts.

6.3 PLANEAMIENTO DE MINADO

6.3.1 Pre-Minado

Habiéndose decidido empezar la explotación en la zona de Laberinto, sobre el nivel 4155 se hace necesario desarrollar y preparar las siguientes labores :

GALERIA NIVEL 4155

Servirá de nivel Principal de Extracción : La dirección será paralela al cuerpo mineralizado en caja techo, dentro del Skarn marmolizado.

Sección 4 x 3.5 m.

Longitud 500 mts.

GALERIA NIVEL 4200

Servirá para dar acceso a la explotación del mineral, su ubicación será similar al nivel 4155 y servirá para ventilación y acceso del equipo de perforación.

Sección 4 x 3.5 m.

Longitud 500 mts.

CRUCEROS A CUERPO NIVEL INFERIOR

Estos conectarán la galería principal de extracción al cuerpo mineralizado así como su desarrollo longitudinal del tajeo para el caso de tajeo abierto y el de tajeo de corte y relleno; en el tajeo abierto se efectuarán cruces paralelos a nivel principal de extracción, transversal al tajeo de 12 mts. de largo, cada uno espaciados cada 12 m. para que sirvan de puntos de carguío del mineral roto.

Sección 3.5 x 30 mts.

Longitud 200 mts.

CRUCEROS A CUERPO NIVEL SUPERIOR

Conectarán la galería de acceso a los tajeos por explotar atravesándolos longitudinalmente, tanto al tajeo abierto como al tajeo de corte y relleno; en el primer caso servirá para dar acceso a la perforación y en el segundo caso para realizar una chimenea R.B.* de conexión entre los niveles del tajeo, efectuada sobre el nivel principal de extracción.

Cruceros

Sección 3.5 x 30 m.
Longitud 150 m.

* Raise Boring

DESQUINCHE NIVEL SUPERIOR

El Tajeo Abierto deberá ser desquinchado en todo su ancho para poder efectuar la perforación D.H.D. hacia el nivel 4155.

Sección 10 x 4 mts.
Longitud 50 mts.

DESQUINCHE NIVEL INFERIOR

Para empezar el Corte y Relleno se debe abrir todo el primer piso a fin de poder perforar verticalmente lo planificado.

Sección 6.5 x 4 mts.
Longitud 50 mts.

CHIMENEAS

Se hará 4 chimeneas de 45.0 mts. cada una de una sección de 5 pies de diámetros.

6.3.2 Programa de Producción

La producción de la mina estará dado por

	TN/DIA	TN/AÑO
Tajeo Abierto Relleno	1,976	592,800
Tajeo Corte y Relleno	724	216,200
Desarrollo y Preparación	220	66,000
Producción Mina/diaria	2,920	875,000

LEYES DE EXPLOTACION CONSIDERADAS

Cobre	2.44 %
Zinc	2.09%
Plata	0.85 oz.
Molibdeno	0.06 %

6.4 SELECCION Y DISEÑO DE EQUIPO

6.4.1 Para desarrollo y preparación

Se prevee la necesidad de un Jumbo Neumático de dos brazos para la perforación, así como la adquisición de un cargador de bajo perfil de 5 yd³ de capacidad para su limpieza.

El transporte del mineral y/o desmonte sería cubierto por camión de Bajo Perfil de 25 ton. de capacidad.

6.4.2 Para Explotación

a) En Tajeo Abierto Relleno

En perforación se utilizara una vagoneta de Perforación con taladro dentro del Down Hole Drill de 4 1/2" de diámetro.

ESTIMADO DE PRODUCCIONMINAA: RESERVA MINABLE (LEY 1.5% Cu) × 1000 TM

Tipo Minera	Mineral (TM)	LEYES			
		Cu (%)	Zn (%)	Ag (oz/ton)	Mo (%)
Cu - Zn	12'371	2.39	3.00	1.34	0.07
Cu	6'171	2.55	0.25	0.26	0.03
TOTAL	18'542	2.44	2.09	0.85	0.06

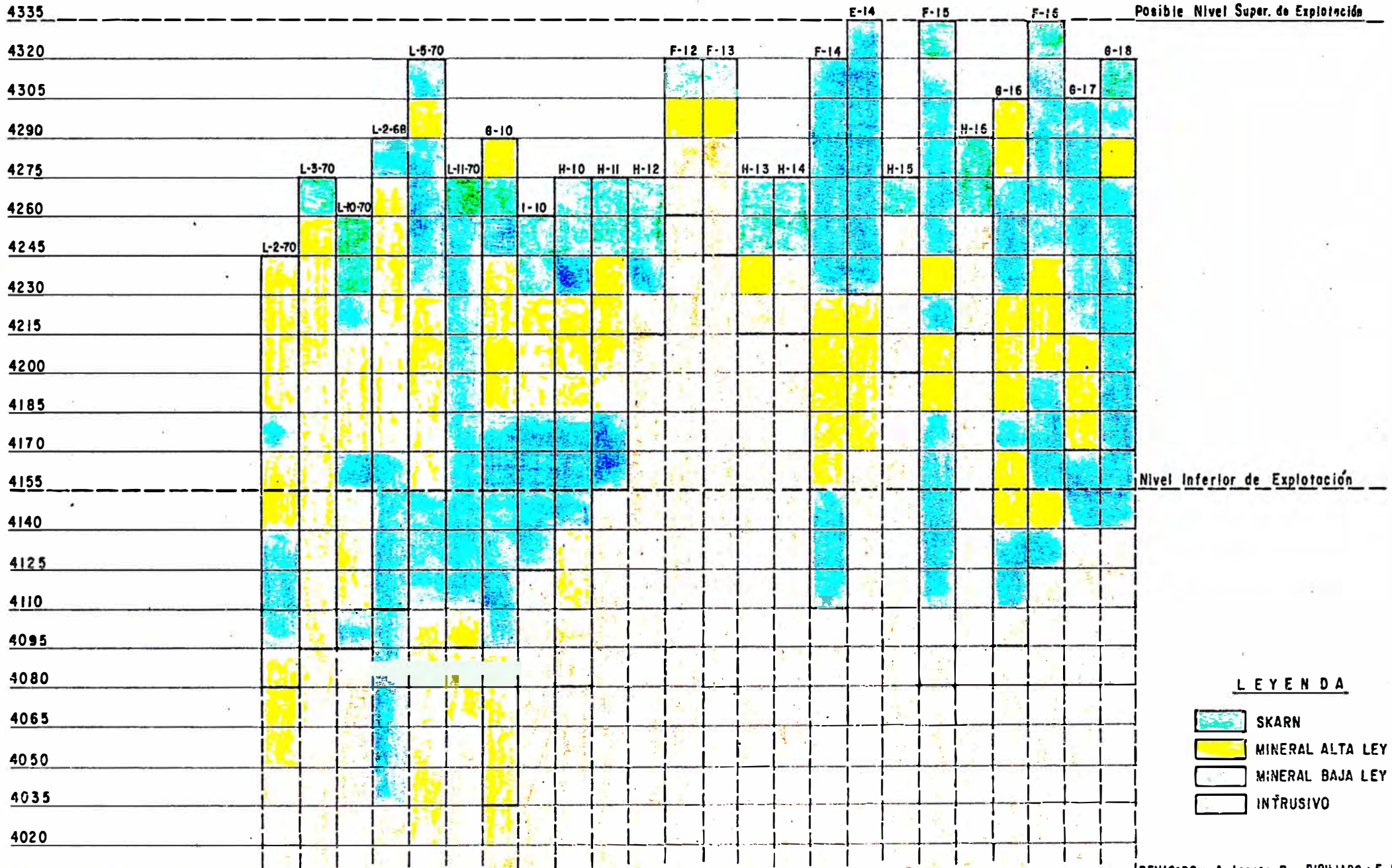
B: PRODUCCION DE MINERAL (2,500 TMPD)

	Años	TMPA	MINERAL
			TOTAL (Tons.)
1. <u>MINERAL Cu-Zn</u>			
	I	440,000	440,000
	II - XXI	586,000	11'720,000
	XXII	211,000	211,000
Sub Total			12'371,000
2. <u>MINERAL Cu</u>			
	I	217,000	217,000
	II - XXI	289,000	5'780,000
	XXII	174,000	174,000
Sub Total			6'171,000
3. <u>GRAN TOTAL (1+2)</u>			
	I	657,000	657,000
	II - XXI	875,000	17'500,000
	XXII	385,000	385,000
TOTAL : (1) + (2)			18'542,000

PERFIL LONGITUDINAL - AREA DE LABERINTO

TALADROS PROYECTADOS EN LA LINEA "H"

4350 m.s.n.m.



VI-14

LEYENDA

- SKARN
- MINERAL ALTA LEY
- MINERAL BAJA LEY
- INTRUSIVO

El carguío del mineral se efectuará con un cargador frontal de bajo perfil de 5 yd³ de capacidad.

b) En Tajeo Corte y Relleno

Para la explotación se prevee dos tajeos en operación en donde cada tajeo tendrá un Jumbo neumático de dos brazos o Fan Drill con un cargador Frontal de Bajo Perfil de 5 yd³ de capacidad.

c) Para Transporte de Mineral.

Se utilizará camiones de Bajo Perfil de 25 Tons. de capacidad.

En tajeo abierto	2
En corte y relleno	1
Desarrollo y preparación	1

d) Para Servicios Mina

Se prevee la necesidad de tener

Una Motoniveladora de Bajo Perfil para mantenimiento del acceso.

Un cargador frontal tipo 950 para carguío de desmonte de Superficie.

Un tractor D8 para movimiento de materiales detritus en superficie.

Dos volquetes de 20 ton. cada uno para relleno neumático de superficie.

Ventiladores de 100,000 CFM

Dos compresoras de 1,500 CFM cada una y una de 500 CFM de alta presión.

Bómbas

Camioneta de Supervisión, camiones de servicios.

6.4.3

Listado de Equipo

	Regulador de Oper.	Stock	Por adquirir.
- Down Hole Drill de 4 1/2" Ø	1	1	2
- Jumbo Neumático 2 brazos	3	1	4
- Cargador Bajo Perfil 5 yd ³	4	2	6
- Camión Bajo Perfil 25 ton.	4	2	6
- Tractor D4	1	-	1
- Cargador Frontal 95	1	-	1
- Volquete 20 ton.	2	1	3
- Ventiladores 100,000 CFM	2	1	3
- Compresora 500 CFM Alta Tens.	1	1	2
- Compresoras 1,500 CFM	2	1	3
- Motoniveladora B. Perfil	1	-	1
- Bombas 250 HP	2	1	3
- Camión de Servicios	2	1	3
- Camionetas de Supervisión	3	1	4
- Perforador Jack Legs	1	2	3
- Perforador Stoper	1	2	3

6.5 SERVICIOS AUXILIARES MINA

6.5.1 Aire Comprimido

Las necesidades de aire comprimido son:

De 3270 CFM

D.H.H. 420

Jumbos 2500

Perf.

Secund. 350

Total 3,270 CFM

6.5.2 Agua

El requerimiento de agua en la mina estará dado por:

- Agua de perforación
- Agua para relleno hidráulico

Perforación

- Cañones/minuto = 35

- Mts/hora = 8

- Horas/día = 10

Sub-Total m³/
día = 80

6.5.3 Relleno Hidráulico

Metros cúbicos hora = 40

Nos. de horas por día 24

Sub-Total metros cú-
bicos 960

Total m³/día 860

6.5.4 Ventilación

Los datos base de cálculo son:

HP equivale a 120 CFM

Hombre equivale 200 CFM

	HP	Nº	HP	Factor	HP Consumo
Cargador Bajo Perfil	180	4	720	0.85	612
Camión Bajo Perfil	300	4	1,200	0.85	1,020
TOTAL HP =					1,632
CFM Requeridos por equipo = 195,840					
CFM requeridos por personal					
150,200 x 35 = <u>5,250</u>					
TOTAL CFM = 201,090					

6.5.5 Energía

	<u>HP</u>	<u>KW</u>
2 Compresoras 1,500 CFM	800	597
1 Compresora 500 CFM	150	112
2 Ventiladores 100,000	300	224
2 Bombas	500	373
Varios	<u>107</u>	<u>80</u>
TOTAL	1857	1386

Factor de Simultaneidad - $F_s = 0.90$

Potencia máxima del conjunto $J_{max} = 1386 \times 0.90 = 1247 \text{ Kw.}$

Factor de carga $F_c = 0.85$

Energía anual : $1247 \times 0.85 \times \frac{24 \times 365.25}{1000} = 9292 \text{ Mwh}$

6.5.6 Accesos

Los accesos que deben realizar serán de la Planta a los Niveles 4155, 4200 y 4245, lo que representa un recorrido total de 4 Km. a efectuarse.

6.6 COSTOS DE OPERACION

Los costos de operación anuales en la Sección Mina será US\$ 3'602,736 ó US\$ 4.12 por TM.

Personal	1.63	1'422,216
Materiales	0.62	543'260
Servicios	<u>1.87</u>	<u>1'637,260</u>
Total	4.12	3'602,736

6.7 INVERSION

La inversión requerida para el sistema MINA es del orden de US\$ 10'647,550.

ANEXOS DE DATOS TECNICOS

TAJEO ABIERTO

TAJEO PERFORACION DOWN HOLE DRILL

Diámetro de Perforación	4 1/2"
Velocidad de Penetración (m/hora)	12
Profundidad de Perforación (m)	39
Tiempo de perforación efectivo-taladro (hrs.)	3.25
Número de guardias por día	2
Número de taladros por día	2
Toneladas rotas por taladro	988
Toneladas rotas por día	1,976
Factor de Potencia (ANFO) lbs/ton.	1.2

PERFORACION Y VOLADURA

CONSUMO MATERIALES P-V

TALADRO

CONSUMO

ANFO	1200 lbs ó 552 Kgs.
Cebo 65%	1
Pentacord	45 mts.
Broca 4 1/2" Ø	0.15
Barras 8' x 4" Ø	0.30
Coplas	0.12
Culatines	0.05

PERSONAL/GUARDIA

Un perforista	1
Ayudante	1
- Operador Scoop 5 yd ³	1
Operador Camión 255 n	2
- Voladura	2
- Rellenadores	3
	<hr/>
	10
Por día	20

DATOS TECNICOS DE CORTE Y RELLENO
POR TAJEOS

PERFORACION VOLADURA

- Perforación vertical e inclinada grados	70°
- Velocidad de penetrar pie/mt. Jumbo	2
- Pies perforados por taladro	14
- Tiempo de perforación taladro	7 mts.
- Tiempo efectivo de perforación/Guardia	240 mnts.
- N° de taladros posibles de perforar por día	68
- Diámetro de perforación	2"
- Toneladas rotas por taladro	6.56
- Toneladas rotas por guardia	400
- Factor de potencia ANFO Kg/Ton.	0.68

CONSUMO DE MATERIALES TALADRO

- ANFO	3.94 lbs. ó 1.81 Kgs.
- Cebo	1
- Fulminante	1
- Conectores	1
- Pies de guía	16
- Ignitecord pies	3.8
- Broca 2" 1/2	0.02
- Barras 8 x 1" 1/2	0.02
- Copla	0.01
- Culatines	0.008

GUARDIA/DIA

- Perforista	2
- Ayudante Perforista	2
- Operador Scoop	2
- Operador Camión	1
- Voladura	2
- Rellenadoras	<u>3</u>
	12
	<hr/>
Por día	24

CICLO DE EXTRACCION MINERAL

TAJEO ABIERTO

- Cargador Frontal de Bajo Perfil	5 yd3
- Camión de Bajo Perfil	25 Ton.
- Distancia promedio de acarreo camión	1000 mts.
- Toneladas a extraer por día de tajeo abierto	2,400
- Tiempo de carguío del C.F.P.P. 5 yd3	1.3 mts.
- Carga útil por viaje	7 ton.
- Tiempo de carga de camión	5.2 mt. - 6 mt
- Tiempo de transporte camión	10 minutos
- Número de viajes efectivos camión hora	6
- Número de camiones por guardia	2
- Número de guardias por día	2
- Capacidad de acarreo por camión/guardia	750 ton.
- Capacidad de acarreo en dos camiones/g.	1,500 ton.
- Tonelaje requerido a extraer guardia	950 ton.

TAJEO CORTE Y RELLENO

- Camión de Bajo Perfil	25 ton.
- Distancia promedio de acarreo volquete	1000 ton.
- Toneladas a extraer por día tajeo (2 guardias)	724
- Cargador de Bajo Perfil	5 yd3
- Capacidad horario de C.B.P.	90 ton.
- Distancia promedio de acarreo	50 mts.
- Horas efectivas C.B.P.	5.5
- Capacidad de extracción por Guardia	362 ton.
- Ciclo completo de transporte camión	12 mnts.
- Número de viajes por hora	5
- Capacidad de transporte hora	125 ton.
- Capacidad de extracción guardia	625 ton.

COSTO DE OPERACION TAJEO ABIERTO PERFORACION-VOLADURA

<u>MATERIALES J</u>	<u>PRECIO</u>	<u>COSTO TALADRO</u>	<u>IMPORTE</u>
ANFO	0.50	552	276
CEBO	4	1	4
PENTACORD	0.12	45	5.4
RETARDADORA	2.65	1	2.65
BROCA	500	0.15	75
BARRAS	260	0.30	78
COPLAS	60	0.11	6.6
CULATAS	80	0.04	<u>3.2</u>
			450.80

N° de toneladas/taladro - 1000

\$/Ton. = 0.457

N° Toneladas/año = 592,800

Importe anual - \$ 270,720

COSTO DE MATERIALES DE PERFORACION TAJEO CORTE Y
RELLENO

<u>MATERIALES</u>	<u>Precio</u> \$	<u>Consumo</u> Taladro	<u>Importe</u> Taladro \$
ANFO	0.50	1.81	0.905
CEBO	0.15	1	0.15
FULMINANTES	0.15	1	0.15
Conectora	0.10	1	0.10
Pies de 6	0.05	16	0.80
Ignitecord	0.05	3.8	0.19
Broca 2" 1/2	140.00	0.01	1.40
Barras 8" x 1" 1/2	150.00	0.007	1.05
Coplas	40.00	0.008	0.32
Culatines	60.00	0.008	<u>0.48</u>
			<u>5.545</u>
		TON/TALADRO	5.38
		\$/TON.	1.032
		Nº Tonelada/año	216,200
		Importe Anual \$	233,152

VII. CONCENTRACION

7.0 CONCENTRACION

7.1 INTRODUCCION

El estudio tiene como objetivo implementar una planta de concentración de minerales de cobre, zinc y plata con una capacidad de 2,500 TMPD, para tratar los minerales del yacimiento de Antamina.

Los parámetros de diseño han sido inferidos a base de los resultados de investigación metalúrgica que a escala laboratorio y pilotaje se realizaron en el país y en Rumanía, tal como se muestran en el Estudio de Factibilidad del Proyecto Antamina a una producción modular de 10,000 a 20,000 TMPD realizado por GEOMIN - Rumanía.

También se ha tenido en consideración referencias sobre la experiencia obtenida en las plantas concentradoras de CENTROMIN.

El Estudio analiza la alternativa de producir concentrados de cobre y zinc de exportación utilizando la planta de concentración actual de Cobriza que quedará disponible al entrar en operación la Nueva Planta del Proyecto Cobriza.

La ubicación de la Planta sería la zona TRES CRUCES (± 2 Km. del Límite de la Mina), la misma que podría tratar hasta 3,000 TMPD de mineral de mina.

La disposición de los equipos y demás facilidades se basan en el Diagrama de Flujo desarrollado para el Estudio antes señalado,

en el que se ha considerado la incorporación de la Sección de Filtrado, Secado y Carguío en el recinto de la Planta.

La chancadora primaria, tendría la ubicación prevista en el Estudio de Factibilidad antes señalado, y a una distancia de 1,000 mts. del Nivel de extracción (N-50).

7.2 DESCRIPCION DEL PROCESO

7.2.1 General

El desarrollo del esquema del proceso considera el beneficio del mineral de sulfuros, con un limitado grado de oxidación, por lo que el mineral con un mayor grado de oxidación o netamente oxidado no podrá ser tratado económicamente en esta concentradora.

El proceso adoptado es el de flotación convencional selectivo, a fin de obtener separadamente concentrados de cobre y de zinc. Adicionalmente se considera la recuperación del molibdeno contenido en los concentrados de cobre.

El mineral de sulfuros se transporta desde las labores mineras de Laberinto a la concentradora para proceder con las operaciones de beneficio. Estas operaciones corresponden a las siguientes áreas:

Chancado

Molienda

Flotación cobre-remolienda

Flotación zinc - remolienda

Separación cobre-molibdeno

referente al esquema del proceso que se propone para el Área de Separación Cobre-Molibdeno, se presenta en sección aparte.

7.2.2 Chancado

El mineral que se recibe de la mina, con tamaño máximo de 14 pulgadas, requiere de una reducción a 1/2 pulgada de tamaño; para este propósito se considera tres etapas de chancado. A fin de armonizar las operaciones, resulta recomendable disponer de almacenamiento intermedio para el mineral, después del chancado primario.

El producto final, con tamaño a 1/2 pulgada, se almacena en tolvas o pilas con capacidad útil equivalente a un mínimo de 24 horas de operación de la concentradora.

7.2.3 Molienda

En el Estudio de Factibilidad Antamina, realizado por GEOMIN, se establece que para el proceso de flotación selectiva, la molienda primaria debe ser llevada hasta obtener un producto de 70% menos 200 mallas. Con el propósito de racionalizar la energía de molienda y lograr mejores condiciones de eficiencia del proceso, en términos de grado y recuperación de los valores metálicos contenidos en los concentrados de cobre y zinc; se estima por conveniente revisar el esquema que considera

molienda primaria y remolienda de productos intermedios.

Este esquema puede desarrollarse bajo los lineamientos que a continuación se presentan.

7.2.3.1 Molienda Primaria

La molienda primaria debe efectuarse hasta lograr una primera fase de liberación de los minerales de cobre, que asegure la máxima recuperación posible, al aplicarse la flotación rougher-scavenger. De la experiencia con los minerales de cobre de Cobriza y de otras unidades mineras, la primera fase de liberación se puede lograr con un grado de molienda promedio de 60% menos 200 mallas.

7.2.3.2 Remolienda Producto Intermedio de Cobre

El segundo parámetro que mide la eficiencia del proceso, grado o calidad del concentrado, se logra en el circuito de flotación limpieza del concentrado rougher de cobre. La combinación del relave del circuito de limpieza con el concentrado scavenger, constituyen un producto intermedio con baja ley de cobre, y que requiere de una segunda fase de liberación de los minerales de cobre, suficiente como para asegurar la obtención de concentrados de cobre con un grado aceptable y comercial.

A este nivel de consumo de energía, solo se ha asegurado una forma de lograr liberación eficiente de los minerales de cobre.

7.2.3.3 Remolienda Producto Intermedio de Zinc

El relave de flotación cobre representa el alimento del circuito de flotación zinc; en este producto se puede establecer que se ha conseguido una primera fase de liberación de los minerales de zinc. Resulta recomendable, por tanto, efectuar una primera etapa de flotación rougher a fin de recuperar el zinc que se encuentra adecuadamente liberado del resto de los minerales de ganga.

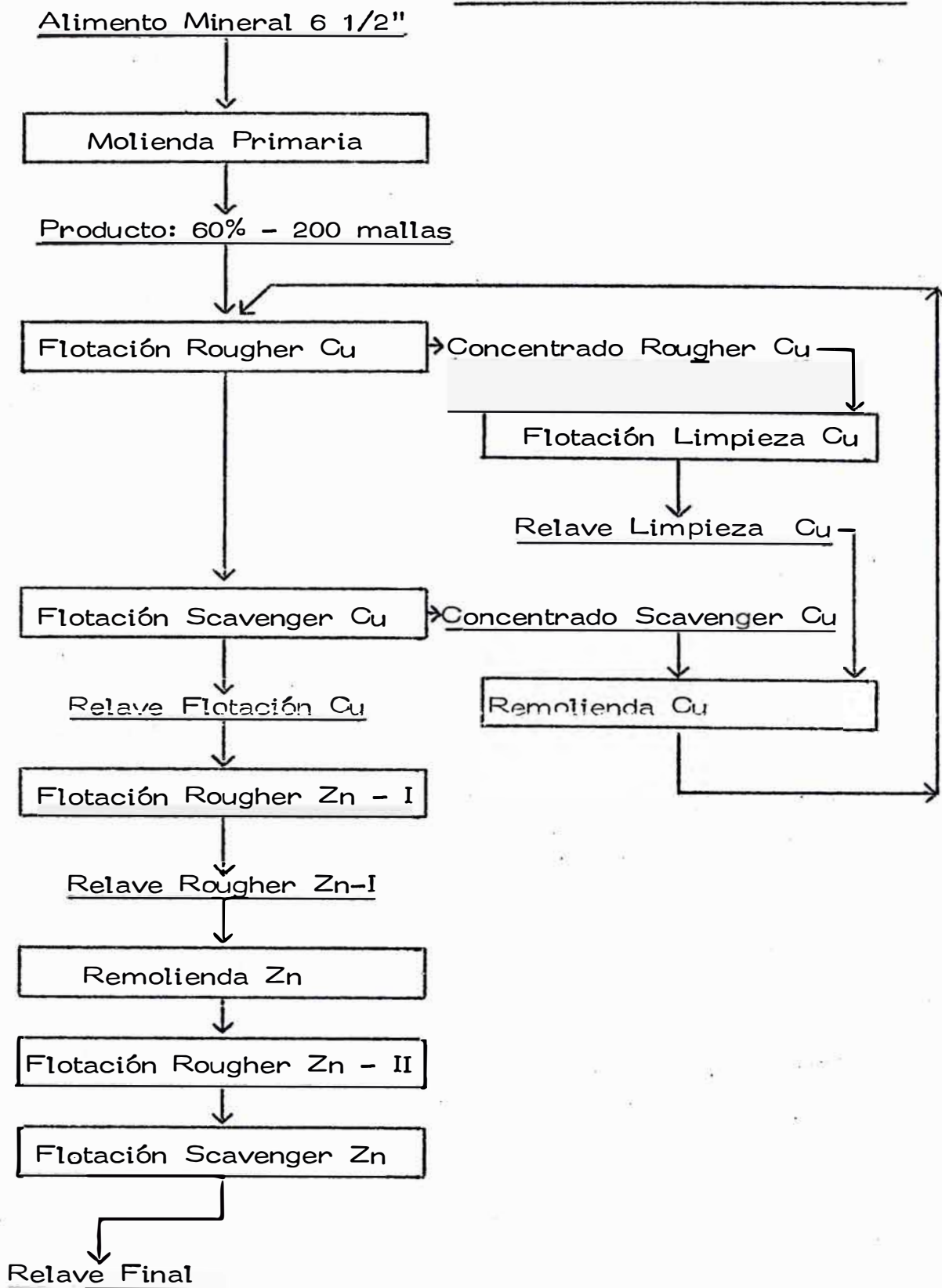
El relave de esta flotación rougher - I, representa el producto intermedio de zinc que requiere de remolienda hasta lograr el 70% menos 200 mallas que se indica en el estudio de factibilidad de GEOMIN.

El esquema de molienda y remolienda que se ha descrito y que se propone para revisión a nivel de pruebas metalúrgicas, se presenta en la Lámina adjunta.

7.2.4 Flotación Cobre

El producto que se obtiene del área de molienda primaria (aproximadamente con 60% menos 200 mallas), constituye el alimento de la sección flotación cobre. La adición de reactivos en la molienda y/o en la etapa de acondicionamiento

ESQUEMA DE MOLIENDA Y
REMOLIENDA



tiene el propósito de promover la flotación selectiva de los minerales de cobre, mientras que se mantiene deprimido a los sulfuros de hierro y de zinc, así como al resto de minerales de ganga.

La flotación selectiva considera tres circuitos: rougher Cu, scavenger Cu y limpieza Cu. El producto intermedio, resultante de la mezcla del concentrado scavenger con el relave de limpieza se somete a remolienda a fin de completar la liberación de los minerales de cobre y conseguir de esta manera concentrados con leyes comerciales de cobre y máximas recuperaciones posibles.

Los concentrados de cobre son enviados a la sección respectiva de espesamiento, filtrado y secado para su ulterior despacho al puerto de embarque. El relave scavenger Cu es enviado a la sección flotación zinc.

El grado de alcalinidad de pulpa, de flotación rougher-scavenger, está dado por el valor de pH de 10.8 a 11.4, y el de flotación limpieza de 11.8 a 12.0.

7.2.5 Flotación Zinc

El relave de flotación cobre constituye el alimento para la flotación zinc. En dos primeras etapas de acondicionamiento, la esfalerita es activada mediante la adición de sulfato de cobre, mientras que los minerales de hierro son deprimidos con la adición de cal.

La flotación de minerales de zinc, comprende de una primera etapa de flotación rougher, luego el relave de esta etapa se envía al circuito de remolienda a fin de obtener un producto con tamaño de partículas del 70% menos 200 mallas. Este producto, con mayor fineza de partículas, regresa a una tercera etapa de acondicionamiento, para luego proseguir con las etapas de flotación rougher Zn-II y scavenger Zn.

Los concentrados rougher Zn-I y rougher Zn-II, son enviados a un circuito de limpieza de donde se obtiene el concentrado final de zinc. Este producto se envía a la sección respectiva de espesamiento, filtrado y secado, para su ulterior transporte al puerto de embarque.

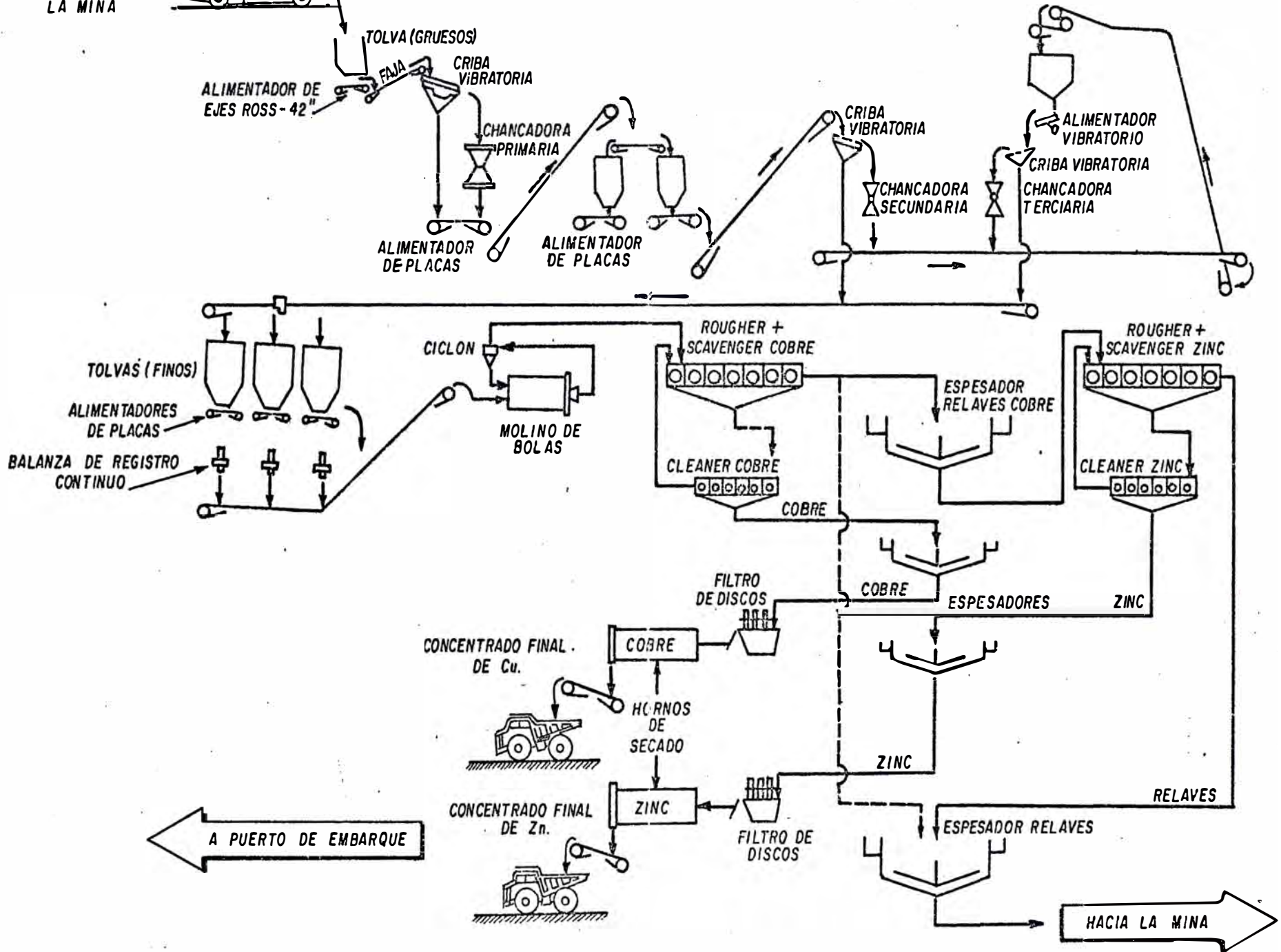
El concentrado scavenger Zn y el relave del circuito de limpieza regresan, respectivamente, a las etapas II y III de acondicionamiento. El relave de flotación scavenger Zn constituye el relave final del proceso; este producto es espesado hasta alcanzar el 40-45% de contenido de sólidos, para luego ser transportado por gravedad hacia las canchas de almacenamiento de relaves.

La alcalinidad de pulpa, para la flotación rougher-scavenger Zn, está dado por un valor de pH 11.2 a 11.8; mientras que la flotación limpieza Zn se realiza a un pH de 12.0 a 12.5.

PLANTA CONCENTRADORA - DIAGRAMA DE FLUJO TECNOLÓGICO

— ANTAMINA —

MINERAL DESDE LA MINA



6-IIA

7.2.6

Recuperación de Agua en Proceso

Es posible que se requiera la definición y establecimiento de un sistema adecuado de recuperación de agua de proceso y de tratamiento, a fin de reusarlo en los circuitos de molienda, remolienda y flotación. Para este propósito será necesario efectuar trabajos de investigación, que permitan determinar el efecto del agua recuperada sobre los resultados metalúrgicos y establecer el costo diferencial entre el bombeo total de agua fresca frente a la alternativa de recuperación y tratamiento del agua de proceso.

El producto de rebose del espesador de relaves, constituye parte del agua que puede regresar al circuito de remolienda del relave rougher Zn I. Otra posibilidad es la de coleccionar las aguas recuperadas de los tres espesadores (de relaves, concentrado cobre y de concentrado zinc), para luego de un previo tratamiento, recircularlas a la sección de molienda primaria.

7.3

DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA

7.3.1

Alternativa Uso de Equipos Concentradora Cobriza

General

Esta alternativa de implementación de la planta concentradora para tratamiento de minerales de sulfuros de cobre-zinc y cobre del yacimiento Antamina a razón de 2500/3000 TMPD, con

sidera como base los equipos de la actual planta concentradora de Cobriza, que quedará disponible al entrar en operación la nueva concentradora del Proyecto Cobriza.

En el presente capítulo se incluye la relación de equipos y elementos auxiliares para la implementación de la concentradora en Antamina.

El criterio de implementación es la de adaptar la planta de chancado de Cobriza para atender mineral chancado a 1/2", así como el resto de equipos de la concentradora Cobriza, complementándose con la adquisición de equipos nuevos, que resulte necesario para completar el esquema de proceso a fin de obtener separadamente concentrados de cobre y de zinc.

7.3.2 Sección Chancado

La implementación de la sección Chancado deberá efectuarse desde el principio para atender mineral chancado a 1/2", a las operaciones de concentración a un ritmo de 2500/3000 TMPD.

El arreglo adoptado para la sección chancado de Antamina comprende de tres etapas que se describen a continuación:

7.3.2.1

Chancado Primario

Las operaciones de minado, en lo posible, deberá implementar medios que permitan limitar la presencia de trozos de mineral con tamaño mayores a 14", a fin de evitar voladuras secundarias y/o el uso de martillos o quebrantadores portátiles.

En una primera fase de construcción y operación, el mineral procedente de la mina será recibido en una tolva con capacidad útil de 800 ton., la misma que llevará una parrilla de entrada con separación de rieles de 14". Para la descarga del mineral de esta tolva, se usará el alimentador de ejes Ross de Cobriza. En la segunda fase, se completará una segunda unidad de tolva, parrilla de entrada y alimentador de descarga.

En atención al poco contenido de humedad del mineral se estima por conveniente contar con una parrilla vibratoria 48" x 6'. La fracción gruesa, de tamizaje de la parrilla, se alimenta a la chancadora de quijada de 24" x 36"; el producto de descarga de esta chancadora y la fracción fina de la parrilla constituyen el producto de la primera etapa de chancado. Este producto de chancado grueso (-6") se almacena, durante la primera fase de implementación, en una tolva o pila con capacidad útil de 800 ton; para la descarga se sugiere el uso de (2) alimentadores de placas..

Con el arreglo propuesto de los equipos y para el programa de dos turnos por día, 7 horas por turno y 14 horas por día, durante 6 días a la semana, correspondiente a la primera eta pa de chancado, es posible lograr la capacidad requerida de 210/250 TMPH.

7.3.2.2 Chancado Secundario

El chancado secundario comprende desde la descarga del mineral grueso, que se almacena en (2) tolvas o pilas con capacidad útil total de 1600 ton., tamizaje en cedazo vibratorio de doble piso Ty Rock 6' x 12' (C), hasta obtener el producto de descarga (-3") de la chancadora cónica Symons 4'Ø, tipo estandar (C).

Con el propósito de "ganar" capacidad de chancado y tamizaje, sobretodo en la tercera etapa de chancado, se estima por conveniente que la fracción fina que pasa a través de la malla inferior del cedazo Ty Rock 6' x 12', sea producto final de 1/2" (aprox. 12% peso) y por tanto enviado directamente a las tolvas de mineral fino. Ambas fracciones gruesas de las dos mallas (superior e inferior), se alimentan a la chancadora cónica secundaria, de donde el producto de descarga constituye alimento de la tercera etapa de chancado.

Para una segunda fase de implementación es posible que la fracción gruesa de la malla inferior (aprox. 40% peso) se envíe directamente a la chancadora terciaria; ésto es que solo la fracción gruesa de la malla superior se alimente a la chancadora secundaria.

7.3.2.3

Chancado Terciario

El arreglo de la tercera etapa de chancado incluye básicamente a la chancadora cónica Symons 5 1/2' \varnothing , del tipo de cabeza corta (C), la misma que operada en circuito cerrado con el cedazo vibratorio de simple piso Allis Chalmers 6' x 16' (C).

La fracción gruesa del tamizaje (aprox. 150% peso) representa la carga circulante que se genera en esta tercera etapa de chancado y que se alimenta a la chancadora terciaria. La fracción fina constituye el producto de la tercera etapa de chancado y que al juntarse con la fracción fina de la malla inferior del cedazo secundario, conforman el producto final de la sección chancado.

Este producto final se almacenará en tres tolvas con capacidad útil total de 2,500/3,000 ton., desde donde se alimentará de mineral fino de 1/2" a la sección de molienda primaria. En una primera fase, se pueden implementar las (2) tolvas metálicas procedentes de Cobriza.

Los arreglos de equipos, conforme han sido descritos para la segunda y tercera etapa de chancado, y para el programa propuesto de 3 turnos por día, durante 7 días por semana, 6 horas por turno y 18 horas por día, es posible alcanzar la capacidad requerida de 140/167 TMPH.

7.3.3

Sección Molienda

El arreglo general de la sección molienda primaria considera dos etapas, en las que los molinos de bolas operan en circuito cerrado con hidrociclones clasificados. Asimismo, de la relación de equipos y elementos auxiliares, aquellos que llevan la sigla C significa que pueden ser tomados del área de molienda de la concentradora Cobriza.

Para la selección del resto de equipos se han observado los criterios siguientes:

- a. Facilitar la implementación durante el período de construcción.
- b. Ofrecer flexibilidad a las operaciones de molienda y clasificación, y
- c. Mantener uniformidad o estandarización en el equipamiento.

Como parámetros de operación también se considera recibir el alimento de mineral con chancado fino a 1/2" y obtener un producto con el 60% menos 200 mallas, en una pulpa con el 38% de sólidos. La capacidad requerida de la sección molienda es de 105/125 TMPH y un programa de operaciones de tres turnos diarios, durante los siete días de la semana.

7.3.3.1

Primera Etapa de Molienda

El arreglo básico considera que los (2) molinos de bolas MARCY 8'Ø x 9' y (1) molino de bolas COMESA 8'Ø x 10', tomados de

la concentradora Cobriza, reciben independientemente el alimento de mineral fresco. Estos molinos operan en paralelo y en circuito cerrado con su respectiva línea de clasificación bomba-hidrociclón.

Para una carga circulante de 250% peso, en cada línea de clasificación se estima la selección de una bomba horizontal centrífuga de 8" x 6" y un hidrociclón de 20" \varnothing . El control del radio de alimentación de mineral, a cada uno de los tres molinos, considera la inclusión de alimentadores de velocidad variable y de una balanza de registro continuo instalada en la respectiva faja de alimentación al molino.

Los productos de rebose de los hidrociclones son enviados a un distribuidor rotatorio de 2 vías, a fin de compartir la alimentación de pulpa a los dos módulos de la siguiente etapa de molienda.

7.3.3.2 Segunda Etapa de Molienda

La segunda etapa de molienda recibe la pulpa de rebose de los dos hidrociclones de 20" \varnothing de la primera etapa. En esta etapa se debe lograr la reducción del tamaño del mineral a un promedio de 60% menos 200 mallas. Para este propósito se considera la adquisición de dos (2) molinos de bolas de 8' \varnothing x 10' para operar en paralelo y en circuito cerrado con su respectiva línea de clasificación bomba-hidrociclón. Teniendo en

cuenta que los dos (2) flujos de alimento de pulpa se reciben separadamente en cada línea de clasificación y considerando 250% peso de carga circulante, cada línea de clasificación estará conformada por una bomba horizontal centrífuga de 10" x 8" y una batería de tres (3) hidrociclones de 15" Ø, dos en Operación y uno en reserva. El producto de rebose de los hidrociclones representa el alimento inicial (pulpa con 38% de sólidos) de la sección flotación cobre, con el siguiente estimado promedio de características:

Tonelaje de sólidos:	125 TMPH
Gravedad específica:	3.15
Granulometría:	7% más 65 mallas 60% menos 200 mallas
Flujo de pulpa:	1070 GPM
Densidad de pulpa:	38% sólidos

7.3.4 Sección Flotación Cobre y Remolienda

El arreglo del esquema de flotación Cu consiste en dos módulos de acondicionamiento de pulpa totalmente independientes, flotación rougher-scavenger Cu - primera etapa y el de flotación limpieza Cu; además se incluye el circuito de remolienda de la carga circulante que resulta de la combinación del concentrado scavenger - Cu con el relave del circuito de limpieza.

Para el dimensionamiento y selección del equipo y de facilidades auxiliares, se establecen los siguientes estimados de pará-

metros y condiciones de operación promedios.

a) Características Alimento de Pulpa

Tonelaje de sólidos:	105-125 TMPH
Gravedad específica:	3.15
Granulometría:	60% menos 200 mallas
Flujo de pulpa:	1070 GPM
Contenido de sólidos:	38%

b) Características del Concentrado de Cobre

Tonelaje de sólidos:	7.7 - 9.2 TMPH
Gravedad específica:	4.2
Granulometría:	72% menos 325 mallas
Flujo de pulpa:	94 GPM
Contenido de sólidos:	32.5%

c) Condiciones Generales de Operación

	Cont. Sólidos (%)	Ret. (minut.)	Valor del ph
Acondicionamiento Cu	34.9	11.4	10.8 - 11.4
Flotación Rougher Cu	34.4	10.5	10.8 - 11.4
Flotación Scavenger Cu	33.5	11.4	10.8 - 11.4
Flotación Limpieza Cu	25.2	22.2	11.8 - 12.0

7.3.4.1 Acondicionamiento de Pulpa

La pulpa de rebose de las dos baterías de hidrociclones de la segunda etapa de molienda, se reciben separadamente en cada módulo de acondicionamiento, en donde se realiza la homogeneización y acondicionamiento de la pulpa con los reactivos de flotación, para tal fin se utilizarán los dos (2) tanques acondicionadores de 12' Ø x 12' existentes.

7.3.4.2 Flotación Rougher - Scavenger Cu

Este circuito mantiene el arreglo en dos (2) módulos con un total de 20 celdas Agitair No. 48, tomadas de la concentradora Cobriza. El arreglo de celdas sería el siguiente:

- (2) Bancos de 4 celdas Agitair No. 48 Flotación Rougher Cu I
- (2) Bancos de 3 celdas Agitair No. 48 Flotación Rougher Cu II
- (2) Bancos de 4 celdas Agitair No. 48 Flot.Scav. Cu

7.3.4.3 Flotación Limpieza Cu

El circuito considera un solo módulo de tres etapas dispuestas en cascada, conformadas por un total de 28 celdas Agitair No. 48 existentes en Cobriza. Los concentrados rougher Cu I y rougher Cu II son alimentados a las etapas II y I respectivamente.

El arreglo de celdas sería el siguiente:

- (1) Banco de 14 celdas Agitair No. 48 Flotación Cu I
- (1) Banco de 14 celdas Agitair No. 48 Flotación Cu II

7.3.4.4 Circuito de Remolienda de Carga Circulante

La implementación del circuito de remolienda de carga circulante (concentrado scavenger Cu + relave flotación limpieza Cu) a fin de completar la liberación de los minerales de cobre, es tará conformado por dos molinos de la concentradora Cobriza:

- (1) Molino de Bolas DENVER 6' Ø x 12'
- (1) Molino de Bolas MARCY 8' Ø x 6'

Cada uno de estos molinos opera en circuito cerrado con una batería de tres hidrociclones de 10" Ø (dos en operación y el

otro en situación de reserva), y una bomba horizontal centrífuga de 6" x 6".

El arreglo del circuito de remolienda, considera a la clasificación por tamaño de partículas de la carga circulante, luego la fracción gruesa se remuele en los molinos de bolas, cerrándose el circuito con hidrociclones clasificadores.

7.3.5 Sección Flotación Zinc y Remolienda

El arreglo del esquema de flotación zinc y el de remolienda consiste en dos (2) módulos de acondicionamiento de pulpa en tres etapas totalmente independientes, flotación rougher-scavenger Zn, circuito de flotación limpieza Zn y circuito de remolienda y clasificación del relave rougher Zn I.

Para el dimensionamiento y selección de equipos y facilidades auxiliares, se establecen los siguientes estimados de parámetros y condiciones de operación:

a) Características Alimento de Pulpa (relave flotación Cu)

Tonelaje de sólidos:	115.8 TMPH
Gravedad específica:	3.1
Granulometría:	60% menos 200 mallas
Flujo de pulpa:	1200 GPM
Contenido de sólidos:	33%

b) Características Concentrado Zn

Tonelaje de sólidos:	3.3 TMPH
Gravedad específica:	4.05
Granulometría:	80% menos 325 mallas
Flujo de pulpa:	32 GPM
Contenido de sólidos:	33.6%

c) Características Relave General

Tonelaje de sólidos:	112.5 TMPH
Gravedad específica:	3.07
Granulometría:	70% menos 200 mallas
Flujo de pulpa:	1560 GPM
Contenido de sólidos:	26.2%

d) Condiciones Generales de Operación

	Cont. de Sólidos (%)	Retenc. Minutos	Valor del PH
Acondicionamiento Zn - I	33.0	5.3	11.2 - 11.8
Acondicionamiento Zn - II	32.8	4.7	11.2 - 11.8
Acondicionamiento Zn - III	27.9	3.7	11.2 - 11.8
Flotación rougher Zn - I	32.6	3.8	11.2 - 11.8
Flotación rougher Zn - II	27.6	4.5	11.2 - 11.8
Flotación scavenger Zn	26.8	7.1	11.2 - 11.8
Flotación limpieza Zn	23.4	36.4	12.0 - 12.5

7.3.5.1

Acondicionamiento de Pulpa

Los dos productos de relave que se obtienen separadamente de los dos módulos de flotación scavenger Cu, se reciben en sendos módulos de acondicionamiento de dos etapas. El propósito de este acondicionamiento es de lograr la activación con sulfato de cobre de los minerales de Zn, mientras que los minerales de Fe son deprimidos por la acción de la cal. La tercera etapa de acondicionamiento, también dispuesta en dos módulos es para recibir el producto de remolienda del relave rougher Zn-I.

La distribución de equipos de acondicionamiento de pulpa es la siguiente:

- (2) tanques agitadores de 8' \varnothing x 10' Acondicionamiento Zn I
- (2) tanques agitadores de 8' \varnothing x 10' Acondicionamiento Zn II
- (2) tanques agitadores de 8' \varnothing x 10' Acondicionamiento Zn III

7.3.5.2 Flotación Rougher - Scavenger Zn

La distribución de celdas para el circuito de flotación rougher-scavenger Zn de dos módulos en la siguiente:

- (2) Bancos de 4 celdas Agitair No. 60 - Rougher Zn I
- (2) Bancos de 2 celdas Agitair No. 120 Rougher Zn II
- (2) Bancos de 3 celdas Agitair No. 120 Scavenger Zn

7.3.5.3 Flotación Limpieza Zn

Se considera operar los dos módulos de flotación de limpieza Zn con las 48 celdas restantes de la concentradora de Cobriza.

La distribución de celdas es la siguiente:

- (1) Bancos de 24 celdas Agitair No. 48 - Limpieza Zn I
- (1) Banco de 24 celdas Agitair No. 48 - Limpieza Zn II

7.3.5.4 Circuito de Remolienda - Relave Rougher Zn - I

Los dos productos de relaves que se obtienen de la etapa de flotación rougher Zn I, son enviados separadamente al circuito de remolienda de dos módulos. Las condiciones promedio para cada módulo se estiman en:

Relave Rougher Zn I

	<u>Antes de Remolienda</u>	<u>Despues de Remolienda</u>
Tonelaje de sólidos (TMPH)	61.8	61.8
Gravedad específica	3.12	3.12
Granulometría prom.	130	96
Flujo de pulpa (GPM)	655	740
Contenido de Sólidos (%)	32.4	29.4

El esquema de arreglo del circuito de remolienda, considera la clasificación por tamaño de partículas del relave rougher Zn I y que opera en circuito cerrado con los respectivos molinos de bolas.

El circuito de remolienda considera la selección de los siguientes equipos:

- (2) Molinos de Bolas de 7' \varnothing x 10' (medidas al interior de los forros.
- (2) Baterías de tres hidrociclones de 15" \varnothing dos en operación y uno en reserva.
- (2) Bombas horizontales centrífugas de 10" x 8".

7.3.6

Sección Manipulación de Concentrados

Esta sección toma en cuenta la producción de concentrados de Cu y Zn; en capítulo aparte se presenta la alternativa de implementar la planta de separación Cu-Mo a partir de concentrados de cobre.

El arreglo del esquema que se incluye en el estudio para el manipuleo de los concentrados desde la obtención del respectivo circuito de flotación Cu o de Zn, hasta las facilidades de

despacho al puesto de embarque, comprende las etapas siguientes:

Espesamiento

Filtrado y

Secado

Las características de pulpa de concentrados de Cu y Zn, tal como se espera obtener de los respectivos circuitos de flotación,

son:

	<u>Antes de Remolienda</u>	<u>Despues de Remolienda</u>
Tonelaje de sólidos (TMPH)	9.2	3.3
Gravedad específica	4.20	4.05
Porcentaje menos 325 mallas	72	80
Flujo de Pulpa	94	32
Porcentaje de sólidos	32.5	33.6

La etapa de espesamiento considera:

(1) Espesador 60' \varnothing x 12' para concentrados de cobre

(1) Espesador 50' \varnothing x 10' para concentrados de zinc

El producto de descarga de cada espesador, con un contenido estimado de 60-65% de sólidos, se transfiere a la etapa de filtrado mediante el uso de bombas horizontales centrífuga 2" x 1-1/2"

El producto de rebose, de ambos espesadores, constituye parte del agua recuperada del proceso.

La etapa de filtrado considera la selección siguiente:

(1) Filtro de 8' 10" \varnothing x 10 discos para el concentrado de cu.

(1) Filtro de tambor de 8' \varnothing x 12' para el concentrado de zn.

(1) bomba de vacío Nash 1003

La humedad promedio de la torta filtrada se estima en 12.5% y 14.0% H₂O para el Cu y Zn respectivamente.

A fin de reducir estos contenidos de humedad a un promedio de 6-8% H₂O, se utilizarán hornos rotatorios para la etapa de secado:

(1) horno rotatorio 42" Ø x 18' para Cu.

(1) horno rotatorio 30" Ø x 16' para Zn.

7.4 BALANCE METALURGICO - AREA DE FLOTACION CU-ZN

7.4.1 Balance Metalúrgico Estimado - Area de Flotación Cobre y Zinc

<u>Producto</u>	<u>% Peso</u>	<u>% Cu</u>	<u>Leyes</u>		<u>Distribución</u>		
			<u>Oz Ag/TM</u>	<u>% Zn</u>	<u>Cu.</u>	<u>Ag.</u>	<u>Zn.</u>
Cabeza	100.0	2.44	0.980	2.09	100.0	100.0	100.0
Concentrado Cu*	8.38	25.9	7.40	2.86	89.0	63.3	11.75
Concentrado Zn	2.13	3.15	6.57	50.0	2.75	13.95	80.8
Relave General	89.49	0.23	0.245	0.18	8.25	22.75	7.5

Radio de Concentración :

- Concentrado Cu : 11.93 a 1.0
- Concentrado Zn : 46.95 a 1.0

* Nota.- Concentrado Cobre antes del proceso de separación Cu-Mo.

0.814 Onz/ag. TM = 0.739 Onz. Ag/TC.

7.4.2 Estimado de Producción de Concentrados

7.4.2.1 Alimento Mineral

Tonelaje : $2500 \frac{\text{TM}}{\text{día}} \times 350 \frac{\text{día}}{\text{año}} = 875,000 \text{ TM/año}$

Leyes : Cu : 2.44%

Mo : 0.06%

Zn : 2.09%

Ag : 0.980 Oz/TM 0.890 Oz/TC 30.4 grs/TM

Contenidos : Cu : 47'055,400 lb/año

$$\frac{(875,000 \times 2.44 \times 1.102 \times 2000)}{100}$$

Mo : 1'157,000 lb/año

Zn : 40'305,650 lb/año

Ag : 857,500 Oz/año

7.4.2.2 Producción Concentrado Bulk de Cobre

- Estimados

Recuperación Cu : 89%

Ley de Cu : 25.9%

Recuperación Mo : 63.0%

Recuperación Ag : 63.3%

Contenido de Cu : 47'055,400 x 0.890
= 41'879,306 lb/año

* Tonelaje de concentrado Bulk de Cobre :

$$\frac{41'879,306}{2.204} \times \frac{1}{0.259} = 73,364.9 \text{ TM/año}$$

Contenido Mo : 1'157,100 x 0.63 = 728,973 lb/año

Contenido Ag : 857,500 x 0.633 = 524,798 Oz/año

7.4.2.3 Producción Concentrado Zinc

- Estimados :

Recuperación Zn : 80.8

Ley de Zn : 51.1

Contenido de Zn : 40'305,650 x 0.808 = 32'566,960 lb/año

Tonelaje Concentrado Zn :

$$\frac{32'566,960}{2,204} \times \frac{1}{0.511} = 28,916.4 \text{ TM/año}$$

7.4.2.4 Producción Concentrado Molibdeno

Estimados :

Recuperación Mo

Total General : 50.0%

Leyes, Mo : 50.0%

Cu : 1.88%

Contenido de Mo : $1'157,100 \times 0.5 = 578,550$ lb/año

Tonelaje Concentrado Molibdeno

$$\frac{578,550}{2,204} \times \frac{1}{0.50} = 525 \text{ TM/año}$$

Recuperación Mo con respecto al contenido de Mo en el concentrado Bulk de Cobre :

$$578,550 \times 100/728,973 = 79.4\%$$

Desplazamiento cobre :

$$525 \times 2,200 \times 0.0188 = 21,714 \text{ lb/año}$$

7.4.2.5 Producción Concentrado Cobre

Tonelaje estimado en concentrado Bulk de cobre : 73,364.9 TM/año

Tonelaje concentrado Cu : $73,364.9 - 525 = 72,839.9$ TM/año

Contenido de Cu : $41'879,306 - 21,714 = 41'857'592$ lb/año

PRODUCCION DE CONCENTRADOS

INTERVALO DE PRODUCCION (Años)	PRODUCCION DE MINERAL (Ton.)	LEY DE METALES EN MINERAL					CANTIDAD DE METALES EN MINERAL					RECUPERACION DE METALES EN LOS CONCENTRADOS				CANTIDAD DE LOS METALES RECUPERADOS EN LOS CONCENT.				CANTIDAD DE CONCENT. (Tons.)			LEY DE METALES EN CONCENTRADOS			
		Cu.	Zn.	Ag.	Ag.	Mo.	Cu.	Zn.	Ag.	Ag.	Mo.	Cu.	Zn.	Mo.	Ag.	Cu.	Zn.	Mo.	Ag.	Conc.	Conc.	Conc.	Conc.	Cu.	Zn.	Mo.
		%	%	oz/T	G/T	%	(ton.)	(ton.)	(oz.)	(ton.)	(ton.)	T	ton.	%	%	ton.	ton.	ton.	ton.	Cu.	Zn.	Mo.	%	/t	%	%
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

A. MINERAL DE COBRE Y ZINC

I	440,000	2.89	3.00	1.34	41.5	0.07	10,516	13,200	589,600	-	303	88	80.8	-	64.9	9,254	10,665	-	11,851	35,730	20,955	-	25.9	230	509	-
II - XXI	586,000	2.39	3.00	1.34	41.5	0.07	14,005	17,580	785,240	-	410	88	80.8	57.6	64.9	12,324	14,205	236	15,783	47,218	27,583	472	26.1	269	51.5	50
XXII	211,000	2.39	3.00	1.34	41.5	0.07	5,282	6,630	296,140	-	155	88	80.8	57.6	64.9	4,648	5,357	90	5,952	17,808	10,402	130	26.1	289	51.5	50
TOTAL (Cu. - Zn.)	1,238,000	2.39	3.00	1.34	41.5	0.07	295,898	371,430	1,659,980	-	8,665	88	80.8	57.6	64.9	260,390	300,115	4,810	337,463	997,898	583,017	9,620	26.1	289	51.5	50

B. MINERAL DE COBRE

I	217,000	2.55	0.25	0.26	8.1	0.03	5,534	543	56,420	-	65	90	-	-	50.9	4,981	-	-	0,896	18,306	-	-	25.8	79	-	-
II - XXI	289,000	2.55	0.25	0.26	8.1	0.03	7,370	723	75,140	-	37	90	-	51	50.9	6,638	-	44	1,192	25,610	-	88	25.9	84	-	50
XXII	174,000	2.55	0.25	0.26	8.1	0.03	4,437	435	45,240	-	32	90	-	51	50.9	3,993	-	27	0,717	15,416	-	54	25.9	84	-	50
TOTAL (Cu.)	616,000	2.55	0.25	0.26	8.1	0.03	15,737	15,438	1,604,460	-	1,857	90	-	51	50.9	141,634	-	907	25,453	546,922	-	1,914	25.9	84	-	50
GRAN TOTAL	1,854,000	2.44	2.09	0.98	00.0	0.06	453,269	386,868	1,819,500	-	10,520	89	80.0	54	63.3	402,024	300,115	5,717	362,916	1,544,820	583,017	11,434	25.9	84	-	50

7.5 Relación de Equipos-Cobriza

A. AREA DE CHANCADO

Partida

<u>Nº</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
A-1	(2)	Tolva de mineral de mina-Capac. 800 ton.	(1) C
A-2	(2)	Alimentador de ejes Ross	(1) C
	(2)	Motor : 10 HP	(1) C
A-3	(1)	Faja transportadora 36" x 50' cc	
	(1)	Motor: 10 HP	
A-4	(1)	Parrila vibratoria 48" x 6'	
	(1)	Motor: 10 HP	
A-5	(1)	Chancadora de quijada 24" x 36'	(1) C
	(1)	Motor: 100 HP	
A-6	(1)	Faja transportadora 36" x 126'	(1) C
	(1)	Motor: 20 HP	(1) C
A-7	(1)	Faja transportadora 36" x 20' (re- versible)	
	(1)	Motor: 3 HP	
A-8	(2)	Tolva de Mineral grueso - Capac. 800 ton.	
A-9	(4)	Alimentador de placas	
	(4)	Motor: 7.5 HP	
A-10	(1)	Faja transportadora 36" x 130'	
	(1)	Motor: 15 HP	
A-11	(1)	Cedazo vibratorio de doble piso 6' x 12'	(1)
	(1)	Motor: 20 HP	(1)
A-12	(1)	Chancadora cónica-Symons Std. 4'	(1)
	(1)	Motor:125 HP	
A-13	(1)	Faja transport adora 36" x 160'	(1)
	(1)	Motor: 20 HP	

Partida			
<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
A-14	(1)	Faja transportadora de 36" x 130'	(1) C
	(1)	Motor: 20 HP	(1) C
A-15	(1)	Cedazo vibratorio de simple piso 6' x 16'	(1) C
	(1)	Motor: 20 HP	
A-16	(1)	Chancadora cónica - Symons S.H.5 1/2'	(1) C
	(1)	Motor: 200 HP	(1) C
A-17	(1)	Faja transportadora 30" x 326'	(1) C
	(1)	Motor: 30 HP	(1) C
A-18	(1)	Esparcidor de mineral (1)	(1) C
A-19	(3)	Tolva de mineral fino-capa. 1000 ton	(2) C
A-20	(1)	Detector de metales	
A-21	(1)	Sistema recuperación de polvos 40,000 pies ³ /min.	
	(1)	Total motores : 60 HP	

B. AREA DE MOLIENDA

Partida			
<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
B-1	(6)	Alimentador de faja	(4) C
	(6)	Motores: 5 HP	(4) C
B-2	(3)	Faja transportadora 24"	(3) C
	(3)	Motor: 5 HP	(3) C
B-3	(3)	Balanza de registro continuo	(2) C
B-4	(2)	Molino de bolas 8' ø x 9'	(2) C
	(2)	Motores: 400 HP	(2) C
B-5	(1)	Molino de bolas 8' ø x 10'	(1) C
	(1)	Motor : 300 HP	(1) C
B-6	(3)	Bomba horizontal 8' x 6"	(3) C
	(3)	Motor : 30 HP	(3) C

Partida			
<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
B-7	(3)	Hidrociclón de 20" ϕ	
B-8	(1)	Distribuidor de pulpa rotatorio de dos vías	
	(1)	Motor : 3 HP	
B-9	(2)	Molino de bolas 8' ϕ x 10'	
	(2)	Motor : 400 HP	
B-10	(2)	Bomba horizontal 10" x 8"	
	(2)	Motor : 40 HP	
B-11	(2)	Batería de 3 hidrociclones de 15" ϕ	

C. AREA DE FLOTACION DE COBRE

Partida			
<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
C-1	(2)	Tanque acondicionador 12' ϕ x 12	(2) C
	(2)	Motor: 20 HP	(2) C
C-2	(2)	Bancos de 10 celdas agitair N° 48	(2) C
		Flotación Rougher Cu-I, A&B	
	(10)	Motor : 18 HP	(10) C
C-3	(2)	Banco de 8 celdas Agitair N° 60	
		Flotación Rougher Cu II, A & B	
	(8)	Motor : 40 HP	
C-4	(2)	Banco de 4 celdas Agitair N°120	
		Flotación Scavenger; A&B	
	(16)	Motor : 25 HP	
C-5	(2)	Banco de 6 celdas Agitair N° 48	(2) C
	(2)	Banco de 8 celdas Agitair N° 48	(2) C
		Flotación limpieza Cu, A&B	
	(14)	Motores : 18 HP	(14) C
C-6	(4)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	

Partida

<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
	(4)	Motor : 5 HP	
C-7	(4)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	
	(4)	Motor: 5 HP	
C-8	(4)	Bomba vertical 2 1/2"	
	(4)	Motor : 5 HP	
C-9	(2)	Bomba horizontal 5" x 5"	
	(2)	Motor : 20 HP	
C-10	(1)	Distribuidor de Pulpa rotatorio de dos vías	
	(1)	Motor: 1 HP	
C-11	(1)	Molino de bolas 6' ϕ x 12'	(1) C
	(1)	Motor : 200 HP	(1) C
C-12	(1)	Molino de bolas 8' ϕ x 6'	(1) C
	(1)	Motor: 250 HP	(1) C
C-13	(2)	Bomba horizontal 6" x 6"	
	(2)	Motor : 40 HP	
C-14	(2)	Hidrociclón 15" ϕ	
C-15	(2)	Ventilador de aire - 6800 pies ³ /min c/u.	(2) C
	(2)	Motor: 20 HP	(2) C
C-16	(6)	Muestreadores automáticos	(3) C
	(6)	Motor: 1.5 HP	

D. AREA DE FLOTACION ZINC

Partida

<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
D-1	(4)	Tanque acondicionador 8' ϕ x 10'	
	(4)	Motor: 15 HP	
D-2	(2)	Banco de 4 celdas Agitair N° 60, Flotación Rougher Zn I;	
	(4)	Motor: 40 HP	

Partida

<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
D-3	(2)	Tanque acondicionador 8' ϕ x 10'	
	(2)	Motor: 15 HP	
D-4	(2)	Banco de 2 celdas Agitair N° 120	
		Flotación Rougher Zn II,	
	(8)	Motor: 25 HP	(1) C
D-5	(2)	Banco de 3 celdas Agitair N° 120,	
		Flotación Scavenger Zn;	(1) C
	(12)	Motor: 25 HP	(6) C
D-6	(2)	Banco de 10 celdas Agitair N° 48	(2) C
	(2)	Banco de 6 celdas Agitair N° 48	(2) C
	(2)	Banco de 8 celdas Agitair N° 48	(2) C
		Flotación limpieza Zn;	
	(24)	Motor : 18 HP	(24) C
D-7	(4)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	
	(4)	Motor: 5 HP	
D-8	(4)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	
	(4)	Motor: 5 HP	
D-9	(6)	Bomba vertical 2 1/2"	
	(6)	Motor : 5 HP	
D-10	(4)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	
	(4)	Motor: 5 HP	
D-11	(4)	Bomba horizontal 5" x 5"	
	(4)	Motor: 20 HP	
D-12	(2)	Molino de bolas 7' ϕ x 10'	
	(2)	Motor : 250 HP	
D-13	(2)	Bomba horizontal 10" x 8 "	
	(2)	Motor: 40 HP	
D-14	(2)	Batería de 3 hidrociclones 15" ϕ	
D-15	(2)	Ventilador de aire - 6800 pies ³ /min.	
		c/u	(1) C

Partida

<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
	(2)	Motor: 20 HP	(1) C
D-16	(6)	Muestreadores automáticos	
	(6)	Motor: 1.5 HP	

E. AREA MANIPULACION DE CONCENTRADOS

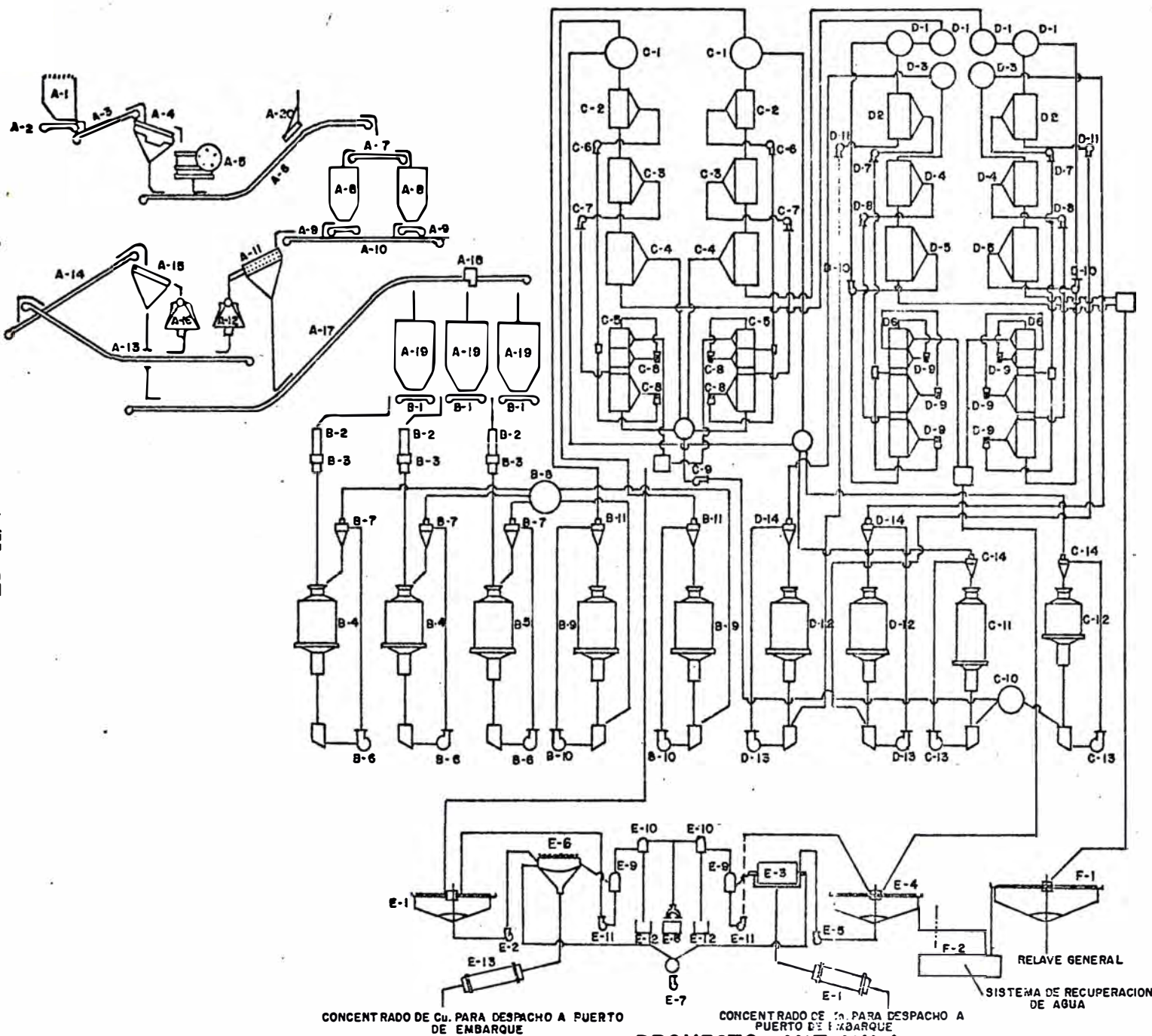
Partida

<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
E-1	(1)	Espeador 60' ϕ x 12'	
	(1)	Motor : 4 HP	
E-2	(2)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	
	(2)	Motor: 10 HP	
E-3	(1)	Filtro de tambor 8' ϕ x 12'	(1) C
	(2)	Motor 3 HP, 5 HP	(2) C
E-4	(1)	Espeador 50' ϕ x 10'	(1) C
	(1)	Motor : 3 HP	(1) C
E-5	(2)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	(1) C
	(2)	Motor: 5 HP	(1) C
E-6	(1)	Filtro de discos 8'-10" ϕ x 10 discos	(1) C
	(2)	Motor: 3 HP, 5 HP	(2) C
E-7	(2)	Soplador de aire de baja presión	
	(2)	Motor: 7.5 HP	
E-8	(3)	Bomba de vacío	(1) C
	(3)	Motor: 75 HP	(1) C
E-9	(3)	Tanque receptor de vacío	
E-10	(2)	Trampa de humedad	
E-11	(2)	Bomba horizontal 2 1/2" x 1 1/2"	
	(2)	Motor : 3 HP	
E-12	(2)	Poza de sello barométrico	
E-13	(1)	Horno rotatorio 42" ϕ x 18	
	(1)	Motor: 10 HP	

Partida

<u>N°</u>	<u>Cant.</u>	<u>Descripción</u>	<u>Observaciones</u>
E-14	(1)	Horno rotatorio 30" Ø x 16'	
	(1)	Motor: 7.5 HP	
E-15	(4)	Fajas transportadoras 24"	
	(4)	Motor: 7.5 HP	
E-16	(2)	Balanza electrónica de registro continuo	
E-17	(2)	Cargador frontal de 3 yd ³ .	

VII-37



- AREA DE CHANCADO**
- A-1 2 TOLVA DE MINERAL DE MINA - CAP. 800 TON.
 - A-2 2 ALIMENTADOR DE EJES ROSS 42" x 6"
 - A-3 1 FAJA TRANSPORTADORA 36" x 80"
 - A-4 1 PARRILLA VIBRATORIA 42" x 6"
 - A-5 1 CHANCADORA DE QUIJADA 24" x 36"
 - A-6 1 FAJA TRANSPORTADORA 36" x 126"
 - A-7 1 FAJA TRANSPORTADORA 36" x 20" (REVERSIBLE)
 - A-8 2 TOLVA DE MINERAL GRUESO - CAP. 800 TON.
 - A-9 4 ALIMENTADOR DE PLACAS
 - A-10 1 FAJA TRANSPORTADORA 36" x 130"
 - A-11 1 CEDAZO VIBRATORIO DE DOBLE PISO 6' x 12'
 - A-12 1 CHANCADORA CONICA - SYMONS STD. 4'
 - A-13 1 FAJA TRANSPORTADORA 36" x 180"
 - A-14 1 FAJA TRANSPORTADORA 36" x 130"
 - A-15 1 CEDAZO VIBRATORIO DE SIMPLE PISO 6' x 18'
 - A-16 1 CHANCADORA CONICA - SYMONS SH. HD 5 1/2'
 - A-17 1 FAJA TRANSPORTADORA 30" x 326"
 - A-18 1 ESPARCIDOR DE MINERAL
 - A-19 3 TOLVA DE MINERAL FINO - CAP. 1000 TON.
 - A-20 1 DETECTOR DE METALES
 - A-21 1 SISTEMA DE RECUPERACION DE POLVOS 40.000 PIES³/MIN.

- AREA DE MOLIENDA**
- B-1 6 ALIMENTADOR DE FAJA
 - B-2 3 FAJA TRANSPORTADORA 24"
 - B-3 3 BALANZA DE REGISTRO CONTINUO
 - B-4 2 MOLINO DE BOLAS 6' x 9'
 - B-5 1 MOLINO DE BOLAS 8' x 10'
 - B-6 3 BOMBA HORIZONTAL 8" x 6"
 - B-7 3 HIDROCICLON DE 20"
 - B-8 1 DISTRIBUIDOR DE PULPA ROTATORIO DE DOS VIAS
 - B-9 2 MOLINO DE BOLAS 8' x 10'
 - B-10 2 BOMBA HORIZONTAL 10" x 8"
 - B-11 2 BATERIA DE 3 HIDROCICLONES DE 15"

- AREA DE FLOTACION COBRE**
- C-1 2 TANQUE ACONDICIONADOR 12' x 12'
 - C-2 2 BANCOS DE 10 CELDAS AGITAIR No. 8 FLOTACION ROUSHER
 - C-3 2 BANCO DE 8 CELDAS AGITAIR No. 60 FLOTACION ROUSHER
 - C-4 2 BANCO DE 4 CELDAS AGITAIR No. 120 FLOTACION SCAVENGER
 - C-5 2 BANCO DE 8 Y 8 CELDAS AGITAIR No. 48 FLOTACION LIMPIEZA CU.
 - C-6 4 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - C-7 4 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - C-8 4 BOMBA VERTICAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - C-9 2 BOMBA HORIZONTAL 5" x 5"
 - C-10 1 DISTRIBUIDOR DE PULPA ROTATORIO DE DOS VIAS
 - C-11 1 MOLINO DE BOLAS 6' x 12'
 - C-12 1 MOLINO DE BOLAS 8' x 6"
 - C-13 2 BOMBA HORIZONTAL 6" x 6"
 - C-14 2 HIDROCICLON 15"
 - C-15 2 VENTILADOR DE AIRE - 600 PIES³/MIN. C/U
 - C-16 6 MUESTREADORES AUTOMATICOS

- AREA DE FLOTACION ZINC**
- D-1 4 TANQUE ACONDICIONADOR 8' x 10'
 - D-2 2 BANCO DE 4 CELDAS AGITAIR No. 80 FLOT. ROUSHER ZN
 - D-3 2 TANQUE ACONDICIONADOR 8' x 10'
 - D-4 2 BANCO DE 2 CELDAS AGITAIR No. 120 FLOTACION ROUSHER ZN
 - D-5 2 BANCO DE 3 CELDAS AGITAIR No. 120 FLOTACION ROUSHER ZN
 - D-6 2 BANCO DE 10, 8 Y 8 CELDAS AGITAIR No. 48. F. LIMPIEZA ZN
 - D-7 4 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - D-8 4 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - D-9 6 BOMBA VERTICAL 2 1/2"
 - D-10 4 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - D-11 4 BOMBA HORIZONTAL 5" x 5"
 - D-12 2 MOLINO DE BOLAS 7' x 10'
 - D-13 2 BOMBA HORIZONTAL 10" x 8"
 - D-14 2 BATERIA DE 3 HIDROCICLONES 15"
 - D-15 2 VENTILADOR DE AIRE - 600 PIES³/MIN. C/U
 - D-16 6 MUESTREADORES AUTOMATICOS

- AREA MANIPULACION DE CONCENTRADOS**
- E-1 1 ESPESADOR 60' x 12'
 - E-2 2 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - E-3 1 FILTRO DE TAMBOR 8' x 12'
 - E-4 1 ESPESADOR 30' x 10'
 - E-5 2 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - E-6 1 FILTRO DE DISCOS 8'-10" x 10 DISCOS
 - E-7 2 SOPLADOR DE AIRE DE BAJA PRESION
 - E-8 3 BOMBA DE VACIO
 - E-9 3 TANQUE RECIBIDOR DE VACIO
 - E-10 2 TRAMPA DE HUMEDAD
 - E-11 2 BOMBA HORIZONTAL 2 1/2" x 1 1/2"
 - E-12 2 POZA DE SELLO BAROMETRICO
 - E-13 1 HORNO ROTATORIO 42" x 18"
 - E-14 1 HORNO ROTATORIO 30" x 18"
 - E-15 4 FAJAS TRANSPORTADORA 24"
 - E-16 2 BALANZA ELECTRONICA DE REGISTRO CONTINUO
 - E-17 2 BANCADOR FRONTAL DE 3 YD. 3

CONCENTRADO DE Cu. PARA DESPACHO A PUERTO DE EMBARQUE

CONCENTRADO DE Zn. PARA DESPACHO A PUERTO DE EMBARQUE

PROYECTO ANTIMINA

**FLOW SHEET-MOLIENDA Y CHANCADO Cu.-Zn.
EQUIPO CONCENTRADORA COBRIZA**

7.6 PLANTA DE SEPERACION COBRE-MOLIBDENO

7.6.1 Descripción del Proceso

La separación cobre-molibdeno, a partir de la producción diaria de concentrado cobre (210 TMPD), que en adelante llamaremos concentrado bulk Cu-Mo, se basa en la aplicación del proceso de flotación selectiva con Asmol.

Este proceso consiste en la depresión de los minerales de cobre (chalcopirita) con cianuro de sodio y el reactivo Asmol que resulta de la mezcla de 80% peso de sulfuro de sodio con 20% de trióxido de arsénico, mientras que se flota la molibdenita.

De acuerdo a lo establecido en la Ref. 1, se prevé una primera etapa de flotación rougher de molibdeno, seguida de la flotación limpieza del concentrado rougher Mo, en 7 etapas sucesivas con la adición de cianuro de sodio y Asmol. Después de la segunda etapa de limpieza, se considera la inclusión de una etapa de remolienda de tal manera de obtener una fineza del orden al 85% menos 325 mallas (44 micrones de abertura).

El relave que se obtiene de la etapa de flotación rougher-Mo constituye el concentrado cobre que se envía al respectivo circuito de espesamiento, filtrado y secado que ya se ha descrito en sección aparte. El concentrado de molibdeno, que se obtiene en la sétima etapa de limpieza, es igualmente espesado, filtrado y secado hasta un 8% de humedad.

7.6.2 Parámetros y Datos Utilizados

7.6.2.1 General

7.6.2.1.1 Características Mineral Fresco

Tonelaje	:	$\frac{2500 \text{ TMPD}}{105 \text{ TMPH}}$ 875,000 TMPA
Leyes, Cu	:	2.44%
Mo	:	0.06%
Contenido, Mo	:	741,500 lb/año

7.6.2.1.2 Obtención concentrado Bulk Cu-Mo

Tonelaje	:	73,364.9 TMPA
Leyes: Cu	:	25.9%
Mo	:	0.451%
Contenido Mo	:	728,973 lb/año
Recuperación Mo	:	63%
Relación de concentración	:	11.93 a 1

7.6.2.1.3 Obtención concentrados Cu y Concentrados de Mo

(Productos de separación Cu-Mo)

	<u>Conc. Cu</u>	<u>Conc. Mo</u>
Tonelaje TMPA	72,839.9	525
Leyes, Cu	26.1	1.88
Mo	0.08	50.0
Recuperación, Cu	99.95	0.05
Mo	20.6	79.40
Contenidos, Cu lb/año	41'857,592	21,714
Mo lb/año	128,431	578,550

7.6.2.1.4 Programa de Operación - Planta de Separación Cu-Mo

Capacidad de planta: $73,364.9/350 = 210$ TMPD
 3 turnos por día
 7 días por semana
 350 días por año

7.6.3 Balance Metalúrgico Estimado

<u>Productos</u>	<u>% Peso</u>	<u>Leyes</u>		<u>Recuperaciones</u>	
		<u>% Cu</u>	<u>% Mo</u>	<u>% Cu</u>	<u>% Mo</u>
Concent. Bulk	100.0	25.90	0.386	100	100
Concent. Mo	0.716	1.88	50.0	0.05	79.4
Concent. Cu	99.284	26.09	0.08	99.95	20.5

Radio de Concentración: 139 a 1

7.6.4 Reactivos

7.6.4.1 Base

Alimento mineral fresco: 875,000 TMPA

Concentrado Bulk Cu-Mo: 73,364.9 TMPA

7.6.4.2 Consumo de Reactivos

	<u>Kg/TM de Mineral Fresco</u>	<u>1000 x Kg/año</u>
Cianuro de sodio	0.05	43.8
Downfroth D-200	0.002	1.8
Hidróxido de sodio	0.074	64.8
Asmol	0.9	787.5

7.6.4.3 Estimado de Costos

	<u>S/. x Kg.</u>
Cianuro de sodio	680
Downfroth D-200	1,125
Hidróxido de sodio	795
Asmol	460

US\$ 1 = < > 600 soles

7.6.5 Relación de Equipos y Elementos Auxiliares

- (2) Tanques agitadores de 10' \varnothing x 9' - (2) x 20 HP
- (2) Banco de 12 celdas de 24 pies³ - Flot. Rougher Mo.- (12) x 7.5 HP
- (2) Tanques acondicionadores 8' \varnothing x 10' - (2) x 15 HP
- (7) Banco de 6 celdas de 12 pies³ - Flot. Limp. Mo (21) x 0.5 HP
- (1) Molino de bolas 4' \varnothing x 6' - (1) x 50 HP
- (2) Bomba horizontal centrífuga 2 1/2" x 1 1/2" - 2 x 5 HP
- (1) Bomba Horizontal Centrífuga 3' x 2" - (1) x 10 HP
- (1) Hidrociclón de 4" \varnothing
- (4) Muestreador Automático para pulpa - (4) x 1 HP
- (2) Bomba horizontal centrífuga 1 1/2" x 1 - (2) x 3 HP
- (1) Espesador 10' \varnothing - (1) x 2 HP
- (2) Bomba horizontal centrífuga 1 1/2" x 1" - (2) x 3 HP
- (1) Filtro 2' \varnothing x 3 discos (1) x 3 HP
- (1) Horno de plancha con quemador de petróleo

7.6.6 Potencia Instalada (Resumen)

- Según relación equipo en 7.6.5	356
- Misceláneos : reactivos + servicios + alumbrado	<u>44</u>
Total (HP)	400

7.6.7 Datos para Costo de Operación

7.6.7.1 Personal Requerido

<u>Labor diaria</u>	<u>N° Turnos</u>	<u>Total</u>
(1) Flotador Mo	(3)	3
(1) Despachador Concent. Mo.	(2)	2
(1) Ayudante	(3)	3
(1) Oficial de relevo	(1)	1

7.6.7.2 Costo de Mantenimiento

Se considera el 4% anual del valor de la inversión en la planta de separación Cu - Mo.

7.6.7.3 Costo de Manipulación y Despacho de Concentrado de Molibdeno

Aproximadamente 30 soles x TM de concentrado bulk Cu - Mo.
(600 soles $\leftarrow \rightarrow$ US\$ 1)

7.7 REACTIVOS DE PROCESO

7.7.1 Relación de Reactivos

La relación y estimado de consumo de reactivos para llevar a cabo el proceso de flotación selectiva y para propósito de espesamiento de pulpas (floculantes), así como para tratamiento de agua recuperada, del proceso (poli-fosfatos), se resumen a continuación:

A. Circuito Cobre

	<u>Kg/TM</u>
Cal	3.0
Sulfato de zinc	0.57
Cianuro de sodio	0.08
Bisulfato de Sodio	0.3
Xantato Z-II	0.06
Dowfroth D-200	0.10
Superfloc 127	0.0125 (1)

B. Circuito Zinc

Cal	2.55
Sulfato de Cobre	0.9
Xantato Z-II	0.04
Dowfroth D-200	0.05
Superfloc 127	0.0125 (2)

Sistema Relaves Recuperación Agua de Proceso

	<u>Kg/TM</u>
Superfloc 127	0.01 (3)
Ablandador	0.025 (3)

Nota.-

(1) Estimado producción concentrado Cu: 73,300 TM/año

(2) Estimado producción concentrado Zn: 28,900 TM/año

(3) Estimado producción relaves: 772,800 TM/año

7.7.2 Almacenamiento Reactivos

De acuerdo a los estimados de consumo y a la procedencia de adquisición de los reactivos, a continuación se presentan los estimados de almacenamiento mínimo en el sitio (Antamina).

	<u>Proced.</u> <u>Adquisición</u>	<u>N° de</u> <u>Envases</u>	<u>Peso neto</u> <u>con envase</u>	<u>Stock *</u> <u>Mínimo Kg.</u>
Cal viva (aprox. 85% CaO)	Local	----	Granel	300,000
Sulfato de zinc	Local	700 bolsas	50 Kgs.	35,000
Cianuro de Sodio	Import.	160 cilind.	200 lb.	14,500
Bisulfito de sodio	Local	80 cilind.	500 lb.	18,100
Xantato Z-II	Local	60 tambores	100 Kg.	6,000
Dowfroth D-200	Import.	130 cilind.	445 lb.	26,200
Sulfato de cobre	Local	----	Granel	54,000
Superfloc 127	Import.	80 bolsas	50 lbs.	1,800
Polifosfato	Import.	180 bolsas	50 lbs.	4,100

* En el cálculo se considera aprox. 20 y 60 días, respectivamente, para los reactivos de adquisición local e importada.

7.7.3 Sistema de Preparación de Reactivos

7.7.3.1 Cal

Se asume que el suministro de cal vendrá en trozos de tamaño máximo de 3-4 pulgadas; se considera almacenamiento para 250 TM y en las inmediaciones a la planta de preparación de lechada de cal, una tolva de 50 TM de capacidad.

Para la reducción de los trozos de cal, hasta obtener la lechada de cal en solución primaria, se considera un programa de operación de ocho (8) horas diarias y la siguiente selección de equipos principales:

(1) Triturador de martillos de 12" x 10 3/4"

(1) Transportador helicoidal 9" Ø x 14'

(1) Molino de bolas 4'Ø x 4'

(1) Bomba horizontal centrífuga de 2 1/2" x 1 1/2"

(1) Tanque agitador 10'Ø x 12'

La solución primaria de lechada de cal se diluye para ser almacenada en tres tanques de 10'Ø x 12', desde donde se alimenta a los puntos de adición del proceso para control de alcalinidad de la pulpa de flotación.

7.7.3.2 Sulfato de Zinc

De acuerdo al consumo horario de sulfato de zinc se establece la preparación de solución al 10% peso en un tanque agitador 8'Ø x 10'.

Para la distribución a los puntos de adición del proceso se selecciona otro tanque agitador 6'Ø x 8'. La capacidad total de almacenamiento es como para 26 horas de operación de planta.

7.7.3.3 Cianuro de Sodio

La preparación de este reactivo considera una solución de 5% peso en un tanque agitador de 6'Ø x 8'. Para la distribución se selecciona un tanque agitador de 4' Ø x 6'. En resumen se dispone de una capacidad de almacenamiento equivalente a 30 horas de operación de planta.

7.7.3.4 Bisulfito de Sodio

Se considera la adquisición de bisulfito de sodio en solución, en cilindros de 55 galones. Para la distribución se selecciona un tanque de 4' Ø x 6' con agitación lenta, proporcionando una duración de aproximadamente 60 horas de operación de planta.

7.7.3.5 Xantato Z-II

Este reactivo corresponde al Xantato Isopropílico de sodio. Es necesario tomar en cuenta que su preparación en solución al 5% peso no podrá exceder de 16 horas de operación de planta; cualquier sobrante de solución es preferible descartar su uso.

Para la preparación y distribución de la solución de Xantato, se selecciona un tanque de 6'Ø x 8' y otro de 4'Ø x 6', respectivamente.

7.7.3.6 Dowfroth D-200

La adquisición de este reactivo se efectúa en cilindros de 55 galones; para la adición, a los puntos de consumo del proceso, se considera utilizar los mismos cilindros y no se requiere dilución adicional. Cada cilindro representa aproximadamente 10 horas de operación de planta.

7.7.3.7 Sulfato de Cobre

La preparación y distribución de solución de sulfato de cobre al 10% peso, deberá realizarse, respectivamente, en un tanque de madera de 10' Ø x 12' y de 6' Ø x 8'. También se puede seleccionar otros tanques de capacidad equivalente, construidos con material aparente como para evitar la corrosión del sulfato de cobre.

La capacidad total estimada, es del orden de 27 horas de operación de planta.

7.7.3.8 Superfloc 127

La forma de preparación y de distribución de este reactivo es de especial importancia a fin de obtener los resultados deseados de incrementar la valoridad de sedimentación de las partículas finas de sólidos con el menor entrapamiento de humedad.

Se considera la selección de un tanque 4'Ø x 6 para la preparación de una solución al 1% peso. La distribución a los puntos de consumo se efectúan a una mayor dilución (0.1% peso) y se considera dos tanques de 6'Ø x 8'.

La capacidad total equivalente es como para 22 horas de operación de planta.

7.7.3.9 Polifosfato

La selección apropiada del polifosfato deberá efectuarse en función a la calidad de tratamiento que se desee aplicar al agua, que se recupera de los reboses de los dos espesadores de concentrados y el de relaves.

Para la preparación y distribución de este reactivo, en solución al 2% peso, se selecciona (2) tanques de 4'Ø x 6' para obtener una capacidad equivalente del orden de 14 horas de operación de planta.

7.8 REQUERIMIENTOS DE AGUA

El estimado de consumo de agua, para las operaciones propias de la concentradora Antamina a 2,500 TMPD de capacidad, es del orden de 1790 GPM (113.0 lt/seg.).

Considerando que del total de agua recuperada, se recircula de regreso al proceso, solamente el agua del rebose del espesador de relaves (600 GPM), entonces los requerimientos de agua fresca será del orden de 1200 GPM(76.0 lt/seg.)

Para el almacenamiento de agua fresca para uso de la concentradora, se deberá disponer de tanques con capacidad total de almacenamiento para 300,000 galones. Es importante considerar el tratamiento del agua recuperada (con polifosfatos) a fin de evitar o reducir el encostramiento de tuberías y tanques con carbonatos.

7.8.1 Estimado consumo de agua

7.8.1.1 Balance Consumo de agua

<u>Entradas</u>	<u>GPM</u>
En alimento de mineral, 3% H ₂ O	17.0
Adición 1ra. etapa de molienda	604.6
Adición 2da. etapa de molienda	275.8
Adición flotación cobre	221.1
Adición flotación zinc	<u>388.6</u>
Total entrada de agua	<u>1507.1</u>
 <u>Salidas :</u>	
En pulpa concent. cobre	84.0
En pulpa concent. zinc	28.5
En pulpa relave final	<u>1394.6</u>
Total salida de agua	<u>1507.1</u>

7.8.1.2 Eliminación de Agua en Productos

	<u>GPM</u>
Torta concent. cobre (12.5% H ₂ O)	5.8
Torta concent. zinc (14.0% H ₂ O)	2.4
Arenas espesador relaves	<u>605.1</u>
Total agua eliminada en productos	<u>613.3</u>

7.8.1.3 Recuperación de Agua de proceso

	<u>GPM</u>
Rebose espesador cobre	78.2
Rebose espesador zinc	26.1
Rebose espesador relaves	<u>789.5</u>
Total agua recuperada	893.8
Estimado de agua recirculada	600.0
Agua no recirculada	293.8

7.8.1.4 Requerimientos de Agua Fresca

	<u>GPM</u>
Agua eliminada en productos	613.3
Agua no recirculada	293.8
Agua para preparación reactivos, limpieza y otros.	<u>299.9</u>
Total agua fresca requerida	<u>1207.0</u>

76.14 lt/seg.

7.9 REQUERIMIENTO DE ENERGIA

Estimado Potencia Instalada

Total Potencia Instalada HP

Base Cobriza (Kw)

Chancado	524
Molienda	1655
Flotación Cu	1367
Flotación Zn	1478
Manipulación concentrados	258
Reactivos proceso	101
Planta Cu-Mo	400
	5783
	==
	==

Factor de simultaneidad = 0.90

Potencia máxima del conjunto, $J_{max} = 5783 \times 0.9 = 5200 \text{ Kw.}$

Factor de carga $F_c = 0.85$

Energía Anual: $E = 5200 \times 0.85 \times \frac{24 \times 365}{1000} = 38,720 \text{ Kwh.}$

7.10 LABORATORIOS

7.10.1 Laboratorio Analítico

Las áreas a ser consideradas para la operación normal de laboratorio son:

Recepción y preparación de muestras

Bodega y almacenamiento de muestras

Cuarto de balanzas

Análisis químicos vía clásica

Cuarto para análisis por instrumentación (absorción atómica) - opcional

Oficina

7.10.2 Laboratorio Metalúrgico

Criterio

Efectuar pruebas metalúrgicas que incluyan molienda y flotación principalmente. Las áreas requeridas comprenden:

Recepción y preparación de muestras

Bodega y almacenamiento de muestras

Local para efectuar pruebas de molienda y flotación

Oficina

Relación de Equipos

(2) Secadores de muestras

(1) Juego de mallas con vibrador mecánico (Rotap)

(3) Filtro a presión de aire de 18" Ø (para desaguar pulpas)

- (2) Molinos de laboratorio
- (2) Pulverizadores de anillos (o de discos)
- (2) Celdas de flotación DENVER o equivalente
- (1) Lote de equipo auxiliar (balanzas, bandejas, vidriería Pyrex, etc.)

7.11 ESTIMADO COSTO DE OPERACION

Los costos unitarios de operación de la planta concentradora serán de US\$ 5.138 ó US\$ 4'495,556 por año.

	<u>US\$/TM</u>
Personal	1.613
Materiales	2.775
Servicios	0.750
Total	5.138

7.12 INVERSION

La inversión requerida para la planta concentradora será de US\$ 10'267,800 usando equipo de la Planta de Cobriza.

Es importante señalar que con esta inversión la planta está preparada para tratar hasta 3,000 TMPD.

7.13 DISPOSICION DE RELAVES

7.13.1 Espesamiento de Relaves

La producción de relaves se estima en un promedio del 90% del tonelaje total de alimento de mineral fresco a la concentradora. Estos relaves estarán contenidos en una pulpa con las características promedios siguientes:

Tonelaje sólidos:	92.5 TM/hora
Gravedad específica:	3.07
Granulometría:	70% menos 200 mallas
Flujo de pulpa:	1560 G.P.M.
Contenido de sólidos:	26.2%
Contenido de agua:	1395 G.P.M.

La pulpa de relaves se envía por gravedad a un espesador a fin de recuperar parte del agua contenida en este producto. Teniendo en cuenta que el tonelaje total de relaves será finalmente transportado por gravedad, hacia las canchas de almacenamiento, se considera que el producto de descarga del espesador de relaves deberá presentar las características promedios siguientes:

Tonelaje de sólidos:	92.0 TM/hora
Gravedad específica:	3.07
Granulometría:	70% menos 200 mallas
Flujo de pulpa:	770 GPM
Contenido de sólidos:	45.0%
Contenido de agua:	605 GPM

De acuerdo con estos estimados promedios, se infiere que el agua de proceso que se puede recuperar de los relaves, como producto de rebose del espesador, es del orden de 790 GPM.

Para las condiciones estimadas de operación, se considera la selección de un tanque espesador de 180 pies de diámetro.

7.13.2 Almacenamiento de Relaves

El presente estudio considera que los relaves serán conducidos por gravedad, en una pulpa con el 45% sólidos, hacia canchas o depósitos especialmente acondicionados que permitan el almacenamiento de los sólidos y la eliminación final del agua clarificada del proceso hacia las vertientes naturales.

En términos generales, la adecuación de las canchas de almacenamiento de relaves tiene en consideración los lineamientos siguientes:

Producción promedio anual de 772,800 TM de relaves.

Construcción inicial de un dique principal con material especialmente preparado, para continuar con la construcción de peldaños sucesivos, utilizando la fracción "gruesa" de los relaves que se obtiene mediante cicloneo.

Eliminación del agua clarificada a través de la colocación previa de tubería metálica, encerrada en canal de concreto y en dirección transversal al dique principal del depósito.

Conforme se vaya levantando los peldaños con relaves, el agua clarificada se capta mediante tubos verticales que se van situando hacia el

extremo interior del depósito y se conexionan con el tubo principal de salida.

VIII .SERVICIOS AUXILIARES E INFRAESTRUCTURA

VIII. SERVICIOS AUXILIARES E INFRAESTRUCTURA

8.1 SUMINISTRO DE ENERGIA ELECTRICA

8.1.1 Introducción

La demanda de energía eléctrica será de 7,147 kw , la cual será satisfecha mediante una central hidroeléctrica que aprovechará las aguas del río MOSNA con una potencia instalada de 9600 Kw y 22 km de línea de transmisión de 30 kv. y las respectivas subestaciones de salida y entrada.

La demanda considerada se ha planteado de acuerdo a la información existente de la potencia instalada de los equipos de mina y concentradora, así como del estimado de demanda de los componentes del proceso minero industrial, cuyo detalle es el siguiente :

	<u>Pot. Máxima de Conjunto (kw)</u>	<u>Energía Anual (kw-h)</u>
Mina	1,247	9,292.
Concentradora	4,820	35,914
Bombeo de agua	675	5,531
Uso doméstico y de ofic.	<u>405</u>	<u>1,775</u>
TOTAL	7,147	52,512

8.1.2 Análisis de Alternativas

8.1.2.1 Alternativas Consideradas

Se han planteados dos (2) alternativas de suministro eléctrico con generación propia, al haberse descartado, por el nivel de demanda y el aislamiento de ANTAMINA, la interconexión del sistema eléctrico del río Santa de ELECTROPERU.C.H.E. de Huallanca.

Alternativa 1 : C.H.E ., con aprovechamiento de las aguas del río MOSNA. La potencia instalada estimada es de 9,600 kw., requiriéndose 22 km de línea de transmisión de 30 kv. y sus respectivas subestaciones de salida y llegada.

Alternativa 2 : C.T. Diesel ; que se ubicaría en el pueblo de San Marcos con facilidades de transporte En el supuesto caso de ubicarse en las inmediaciones de la concentradora, resultaría siempre mejor la opción de C.H.E. por diferencia de costos de kwh. La potencia instalada considerada es de 8,000 kw., requiriéndose además una línea de transmisión de 14 km. de longitud y 30 kv. de tensión de transmisión y las subestaciones de salida y llegada.

La capacidad de la C.H.E. se ha fijado en 9600 kw. por razones de optimizar el uso del agua y la caída existente y previéndose la inclusión de la carga de la localidad de San Marcos y Poblados aledaños.

En ambas alternativas, las líneas de transmisión son de doble circuito, y con capacidad de transmisión de hasta el 80% de la generación; con la finalidad de proveer la adecuada confiabilidad al suministro.

La lámina adjunta muestra los esquemas unifilares de ambas alternativas .

8.1.2.2 Costos de Construcción

<u>Descripción</u>	U.S.\$ x 100	
	<u>I</u>	<u>II</u>
- Equipamiento electrónico y construcción de la C.H.E. (9600 kw)	14'300	-
- Equipamiento electrónico y construcción de la Central Térmica (C.T.) de 8000 Kw.	-	10'560
- Subestación de salida 10 Mva, 2.3/30 kv.	660	620
- Línea de transmisión de 30 Kv. con postes de madera de pino de oregón (22 y 14 Kms)	880	560
- Subestación de llegada, 10 Mva. 30/0.44 Kv	<u>700</u>	<u>700</u>
TOTAL US\$ x 1000	16'540	12'440

8.1.2.3 Costos de Inversión

Costos determinados por el método del costo anual considerando un interés del capital del 15% anual lo que da como resultado las siguientes anualidades :

<u>Descripción</u>	<u>Alternativas</u>	
	<u>I</u>	<u>II</u>
- Equipamiento electromecánico 25 años de vida útil	15.45%	-
- Equipamiento electromecánico 10 años de vida útil	-	19.20%
- Subestaciones, vida útil 25 años	15.45%	15.45%
- Línea de transmisión, 15 años de vida útil	17.10%	17.10%

8.1.2.4

Costos de Operación y Mantenimiento

<u>Descripción</u>	<u>Alternativas</u>	
	<u>C.H.E.</u>	<u>C.T.</u>
<u>Costos variables (\$/Kwh)</u>		
- Combustibles	no hay	52,000
- Lubricantes	no hay	5,750
<u>Costos fijos (\$/año)</u>		
- Personal de operaciones (3 operadores, 4 torneros, 1 obr. de mantenimiento, 1 supervisor, 4 mecánicos)	78,240	-
- Personal de operación (3 operadores, y 2 obreros de mantenimiento)	-	30,500
Sub Total	78,240	88,250
<u>Costos de Mantenimiento</u>		
- Central 2% del costo de equipo electromecánico (\$/año)	56,000	-
- Central, 5% de costo de la central (\$/año)	-	528,000
- Línea de transmisión 600 \$/km-año (\$/año)	13,200	8,400
- Subestaciones, 0.5% de la inversión	6,800	6,600
TOTAL MANTE. (\$/año)	76,000	543,000

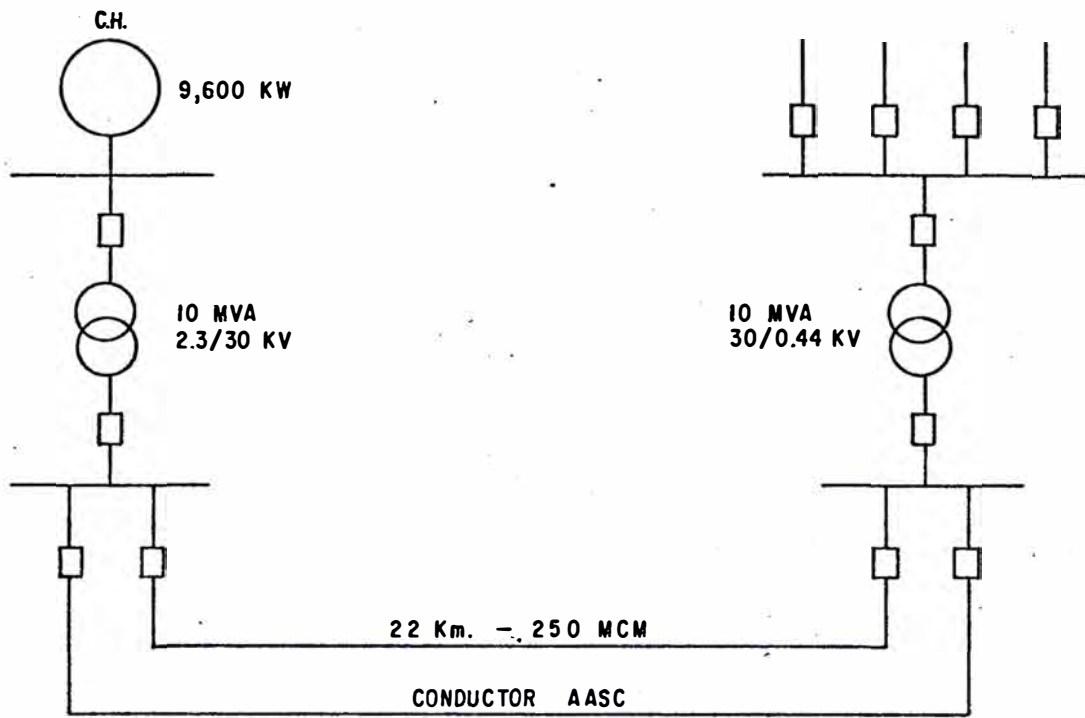
8.1 2.5

Costos de Operación

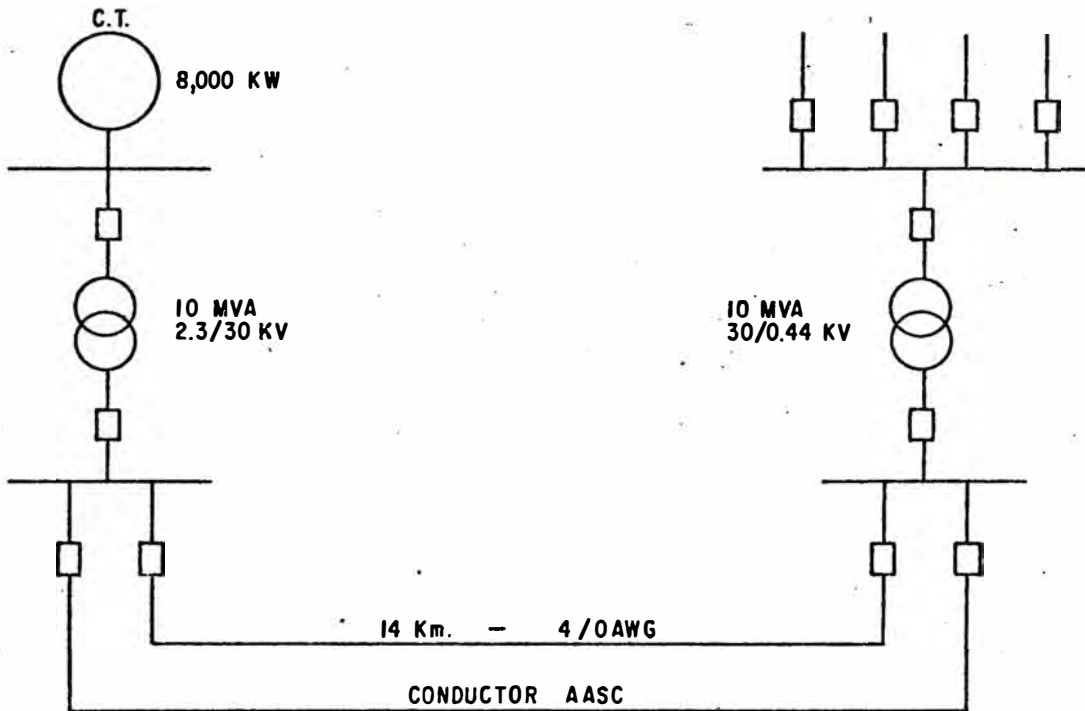
<u>Descripción</u>	<u>Alternativas</u>	
	<u>I</u>	<u>II</u>
- Inversión	2'569,000	2'370,000
- Operación	78,240	88,250
- Mantenimiento	76,000	543,000
TOTAL (\$)	2'723,240	3'001,250
- Mw Año	69,120	57,600
- Costo por MWH (\$)	39.40	52.10
- Costo por KWH (S/.) (1 US\$ = S/ . 630)	24.82	32.82

SUMINISTRO ELECTRICO - ANTIMINA

ALTERNATIVA CON CENTRAL HIDROELECTRICA



ALTERNATIVA CON CENTRAL TERMICA



8.2 SUMINISTRO DE AGUA

8.2.1 Demanda

Los requerimientos de agua para el proyecto se estiman en 0.150 m³/seg. o 2,376 GPM. distribuída en la siguiente forma :

	<u>m³/seg.</u>	<u>G.P.M.</u>
Mina	0.001	16
Concentradora	0.079	1250
Uso doméstico (1)	0.021	334
Usos varios (2)	<u>0.049</u>	<u>774</u>
TOTAL	0.150	2,376

(1) Se ha tenido en cuenta la cantidad de 300 trabajadores, 5 miembros por familia y un consumo de 400 lts. per cápita por día, triplicándose éste en los momentos de punta se tiene : $5 \times 300 \times 0.4 \times 3/86,400 = 0.21$

(2) Para enfriamiento, lavado, riego, etc.

La fuente de aprovisionamiento será la cuenca del río Chahuanga en el callejón de Conchucos, que en los meses de lluvia (Octubre-Mayo) cubre a satisfacción la demanda. En los meses de sequía (Abril-Setiembre), se requerirá almacenar agua en el vaso de Chahuanga en un volumen de 1.5 Hm que es el volumen requerido en un año de precipitación mínima para lo que se construirá una presa de tierra de 13.5 m. de altura y una longitud de 250 m; para el bombeo se construirán dos (2) casas de bombas.

8.2.2 Esquema Hidráulico

Las aguas del río Shaguanga y Huproj serán captados unos 500 m. aguas arriba de su confluencia (3900 m.s.n.m.), luego de su desarenamiento, discurrirán por un canal abierto de 550 m. con pendien

te $S = 0.003$ hasta llegar a la Casa de Bomba N° 1 (3,895 m.s.n.m.) siendo bombeada por una tubería de 12" de \varnothing 7825 m. de longitud hasta la Casa de Bombas N° 2 (4,100 m.s.n.m.). Un segundo bombeo transportará las aguas hasta la boca del túnel (4,300 m.s.n.m) usando tubería de 12" \varnothing y 920 m. de longitud .

Con la finalidad de evitar una zona rocosa y abrupta, se atravesará el contrapunte con un túnel de sección mínima y pendiente de $S=0.003$ y longitud de 960 m., llegando a su punto de salida de esta 4299 m.s.n.m. de donde las aguas discurrirán a través de un canal abierto de 1,200 m. de longitud y de pendiente $S=0.003$ hasta un reservorio regulador de 200 m³ de capacidad (4295 m.s.n.m.).

Para suplir el déficit de agua de los meses de estiaje se usará el vaso de Shaguanga como reservorio de almacenamiento. Una presa de tierra de 135 m. de altura máx. y una longitud de corona de 250 m. permitirá un almacenamiento de 1.5 Hm³ que es el volumen requerido en un año de precipitación mínima.

El uso de este recurso se hará a través de una tubería de 12" de \varnothing que va desde la cota 4175 m.s.n.m (salida de la presa) hasta la Casa de Bombas N° 2 a 2000 m.

8.2.2.1 Régimen Operacional

Considerando un régimen operacional en un año seco a fin de encontrar parámetros menos favorables, en los que las Casas de Bombas N°1 trabaja durante los 6 meses lluviosos (Oct. - Marz.) y la Casa de Bombas N° 2 durante los meses de estiaje (Abr.- Set.) se ha estimado que en la Casa de Bombas N° 1 se instalarán 2 bombas de 250 kw c/u y en la Casa de Bombas N° 2, se instalarán una de 400 Kw. y otra de 250 Kw. requiriéndose un total de 1150 Kw.

8.2.3

Inversiones

A: <u>Construcciones</u>	<u>US\$</u>
Bocatoma Shaguanga	43,390
Desarenador	31,980
Casa de Bombas (1 y 2)	23,040
Canales	223,500
Tuberia	716,000
Tunel	532,500
Reservorio de Regulacion	51,050
Presa Shaguanga	<u>610,400</u>
	2'231,860
Imprevistos (10%)	223,200
Ingeniería y Supervision (10%)	<u>223,040</u>
TOTAL US\$	2'678,100
B: <u>Equipo</u>	
3 Unidades de bombeo de 250 Kw . (a 250 \$/Kw)	187,500
1 Unidad de bombeo de 400 Kw (a 240 \$/Kw)	<u>96,000</u>
TOTAL (B)	283,500
C: <u>Gran Total de Inversion</u>	
En construcción (M.N.)	2'678,100
En equipo (M.E.)	<u>283,500</u>
Gran Total \$	2'961,600

8.2.4

Costos anuales de Operacion

Persona : 8 Operadores y 1 Supervisor US\$	98,304
Servicios	<u>67,800</u>
TOTAL US\$	166,104

TALLERES

Se implementará un servicio de mantenimiento y reparaciones de equipos de mina y afines de la unidad minera de Antamina.

Dichos servicios consistirán de talleres equipados suficientemente de tal manera de brindar servicios de reparaciones de emergencia, así como trabajos de mantenimiento periódico de todos los equipos, vehículos mina y afines.

El servicio de mantenimiento cubrirá las áreas de : garaje, taller mecánico y taller eléctrico.

La organización operativa será la siguiente :

1 Jefe de mantenimiento

3 Supervisores de área, uno (1) por área

6 Empleados

30 obreros

Cada área de mantenimiento tendrá una función definida, tal como se señala a continuación :

- Garaje

Entre otras funciones

- Principalmente será de mantenimiento de equipos móviles (pesados y livianos) que se utilicen para las operaciones de mina, comprendiendo :
 - Equipo pesado
 - Equipo liviano
 - Servicio de Llantas
- Reparaciones de emergencia y las consideradas menores.
- También se efectuarán servicios de mantenimiento,

inspección, lavado y engrase.

Las reparaciones mayores se realizarán en talleres especializados.

- Taller Mecánico

Su función será efectuar las reparaciones de los equipos de mina y tendrá dos (2) zonas de servicios :

- Reparación de equipos de mina
- Servicios de maestranza

- Taller Eléctrico

Se efectuarán servicios de mantenimiento y reparaciones de motores eléctricos, equipos y accesorios afines, elementos de subestaciones eléctricas, eventualmente se realizarán servicios de mantenimiento a las instalaciones eléctricas de oficinas, talleres, alumbrado exterior y servicios similares.

En el edificio de talleres se tendrían distribuidas además, las áreas de oficinas, almacén y servicios higiénicos.

El área total del edificio techado se ha considerado aprox. de 500 m² con la siguiente distribución.

<u>Zonas</u>	<u>Area (m²)</u>
Oficinas	40
Talleres eléctricos	40
Almacenes	80
Maestranza	40
Soldadura	20
Reparac. de equipo pesado	100
Reparac. de equipo liviano	80
Reparación de llantas	40
Area de Transito	60
Area total techada	504 m ²
Area de Patio sin techar	250 m ²
Area de lavado techado	40 m ²

8.4

ALMACENES

Existirán almacén para combustible y almacén general, el primero con capacidad para almacenamiento de 4 semanas de operación y serán dotados de sistemas de recepción y de alimentación para sus respectivos surtidores de petróleo Diesel y gasolina. El almacén general servirá para depositar los insumos de las operaciones de Antamina.

El área propuesta para el almacén general será de 750 m² (15 x 50) y deberá estar ubicado en una zona cercana a la mina para el normal suministro de insumos.

8.5

CASA DE COMPRESORAS

Se construirá un edificio para la estación de compresoras similar al edificio para taller y requerirá de un área techada de 200 m², se ubicará en la zona mas cercana a la boca de la mina. El equipamiento consistirá de 3 (tres) compresoras de 2,500 CPM, de las cuales 2 estará en operación y una para "stand by". Los recipientes de aire comprimido se ubicarán en la parte exterior del edificio de compresores, y mediante un sistema de tubería se suministrará aire comprimido para los equipos neumáticos.

Talleres, Almacenes y CompresorInversiónA: Edificaciones y Obras Civiles

<u>Descripción</u>	<u>Area</u> <u>m²</u>		<u>Costo</u> <u>S/./m²</u>	<u>Total</u> <u>S/.</u>
1. Taller de mina	504	x	200,000	= 100'800,000
2. Area lavado	40	x	150,000	= 6'000,000
3. Estación de combust.			Estimado	30'000,000
4. Almacén General	750	x	200,000	= 150'000,000
5. Estación de compre.	200	x	200,000	= 40'000,000
				<u>S/ .326'800,000</u>

B: Equipamiento

<u>Descripcion</u>	<u>Monto Estimado</u>
1. Equipo para taller de mina	150'000,000
2. Estación de combustibles	75'000,000
3. Almacén general	35'000,000
4. Estación de compresoras	<u>40'000,000</u>
	<u>300'000,000</u>

8.6 OFICINAS ADMINISTRATIVAS Y OFICINAS DE MINA, COMEDORES Y VESTIDORES

Se prevee la construcción de 600 m² de oficinas para albergar los requerimientos del presente proyecto.

Se considera áreas para la Superintendencia General, RR .II. , Contabilidad, Tiempo, Ingeniería, Geología, Seguridad Legal, Oficinas de Mina, Comedores y Vestidores.

La oficina de mina estará constituida por la oficina para el Superintendente de Mina, Jefes de Guardia, sobreestantes y sala de reuniones. Estará ubicada en las cercanías a la mina.

Contigua a esta oficina se ubicará el comedor y vestidor de supervisores.

8.7 SEGURIDAD INDUSTRIAL

Se ha previsto que su oficina estará dentro del perímetro de ubicación de las oficinas administrativas y prestará servicios tanto para las operaciones mineras y de construcción como para las

actividades conexas en superficie.

8.8 LABORATORIO

Se ha considerado tener un laboratorio con una área de 250 m² en la que se dispondrán facilidades para preparación de muestras, laboratorio químico y espectrográfico y así como laboratorio metalúrgico. Su ubicación es en una área cercana a la planta concentradora.

8.9 CENTRO HABITACIONAL

8.9.1 Generalidades

- El desarrollo del Proyecto Antamina y posteriormente su operación requiere de un Centro Habitacional el cual estará constituido fundamentalmente por un número adecuado de viviendas y por las edificaciones de servicios pertinentes; tales como : escuelas básicas; centro comercial - cívico con oficinas de correo, teléfonos, comisaría y tiendas, un centro de salud y servicio social, clubes sociales y dos hoteles uno para obreros y otro para empleados y supervisores.
- La topografía abrupta que se presenta desde el túnel Canuish hasta San Marcos, limita en la zona las posibilidades de construir el Centro Habitacional en condiciones favorables a obtener en desarrollo urbano sin dispersión de servicios y viviendas.
- La ubicación del Centro Habitacional será en las proximidades al centro poblado San Marcos como fuera considerado en el Estudio de Factibilidad del Proyecto Integral a 10,000 - 20,000 TMPD, distante a 10 km. en línea recta de Antamina.

8.9.2 Demanda

Se han estimado en 300 el número de trabajadores del complejo minero; si asumimos que el grupo familiar promedio está constituido por 5 miembros, podemos pronosticar que la población del Proyecto Antamina alcanzará a 1500 personas, Por otra parte y según datos históricos de otros centros mineros, se puede desgregar el total de trabajadores en la siguiente forma :

Supervisores	24
Planilla mensual (E)	59
Planilla diaria (O)	<u>217</u>
TOTAL	300

Normalmente, las necesidades serían cubiertas por un 30% de casas de 2 dormitorios, un 40% de casas de 3 dormitorios, un 20% de casas de 4 dormitorios y un 10% por hospedaje individual en el Hotel. Sin embargo, dada la tendencia reemplazar a las empleadas de servicio doméstico por familiares o allegados, se ha visto por conveniente proponer : 25% de casas de 3 dormitorios, 50% casas de 4 dormitorios y 25% hospedaje en el Hotel.

Se ha planeado la construcción de 18 casas residenciales para personal de planilla administrativa superior (supervisores), 11 bloques multifamiliares de 2 pisos cada uno para personal de planilla mensual (empleados) y 14 bloques multifamiliares de 3 pisos cada uno para personal de planilla diaria (obreros).

8.9.3 Agua Potable

En lo que respecta al suministro de agua, la captación se realizaría en el río Mosna, para lo cual se ha previsto la construc -

cion y equipamiento de la Planta de Tratamiento de agua potable equipo hidromecánico para la impulsión de agua a los reservorios y redes de distribución.

Demanda Promedio

Volumen diario = $1,500 \times 0,4 = 600 \text{ m}^3$

Caudal promedio (2) = $600/86,400 = 0.007 \text{ m}^3/\text{seg.}$

Demanda Máxima (Qmax)

Por simultaneidad y régimen de uso :

$Q_{\text{max}} = 3 Q = 0.021 \text{ m}^3/\text{seg.}$

Prácticamente 25 litros por segundo

8.9.4 Electrificación

El centro habitacional contará con una central de generación eléctrica, equipada con dos grupos de 815 Kw cada uno, su capacidad efectiva unitaria sería de 734 Kw por el efecto de conexión por altura del centro poblado con relación al nivel del mar.

Demanda Promedio

A: <u>Potencia Máxima</u>	<u>Potencia Kw</u>
Viviendas : 258 x 1.58	405
Agua potable	355
Escuelas	1
Posta medica y S.S.	2
Mercantil	3
Club	4
Hotel 1 a	20
Hotel 2 a	10
Oficinas	<u>5</u>
TOTAL potencia (J max)	815

Por simultaneidad

$$J_{\max} = 0.9 \times 815 = 734$$

Factor de carga (F_c) = 0.50

B: Energía (E)

$$\text{Energía anual : } E = 734 \times 0.50 \times 24 \times \frac{365.25}{1000} = 3,217 \text{ Mw.h.}$$

8.10

CARRETERA DE ACCESO

Carretera Catac - Centro Habitacional (San Marcos)

Los trabajos de mejoramiento de esta carretera sólo han incluido trabajos de ensanche de la plataforma y tan solo en el tramo Catac Cahuish, trabajos que tampoco incluyeron obras de arte, por tal razón en el Proyecto se considera completar el mejoramiento integral de toda la ruta hasta el Centro Habitacional, incluyendo los trabajos de drenaje en el túnel Cahuish (87 kms.)

Carretera Centro Habitacional (San Marcos) - Antamina

Esta nueva carretera será de doble vía con plataforma, será afirmada y con las obras de arte necesarias para su normal funcionamiento. Esta carretera será de uso exclusivo del proyecto Antamina, debiendo considerarse como una carretera industrial, por lo que su mantenimiento será por cuenta del Proyecto.

Carretera Intimpunco Antamina

Teniendo en cuenta que la Ingeniería y la construcción de la carretera de acceso San Marcos - Antamina, demorará dos (2) años y considerando que ésta ruta es el obligado apoyo para desplazar toda la infraestructura de equipo y personal para la construcción de las obras industriales en Antamina, se ha programado su recons-

trucción, mejorando sus elementos geométricos en el trazo, haciéndola transitable.

A esta actividad se le debe otorgar la primera prioridad de ejecución, la que deberá quedar concluída a fines del primer año de desarrollo del Proyecto.

8.11

TRANSPORTE DE CONCENTRADOS

El transporte de los concentrados y materiales para la operación se hará vía terrestre en camiones de 20-30 tons., a través de servicio de terceros, usando el trazo TRES-CRUCES- San Marcos-Catac - Pativilca - Lima (Callao), con un total de 474 Km. de los cuales 365 Kms. son asfaltados y 109 kms afirmados carrozables.

IX. ORGANIZACION

9. ORGANIZACION

9.1 INTRODUCCION

Para la operación del Proyecto Antamina se requiere de 300 personas de las cuales 217 serán obreros y 59 empleados y 24 de la Planilla Administrativa Superior (P.A.S.). La organización básica está compuesta por una Gerencia General, Superintendencias de Mina y Concentradora, Jefatura Geología-Ingeniería, Jefatura de Mantenimiento, Jefatura de Seguridad y Jefatura de Servicios.

9.2 Organización General

El esquema general de organización estará compuesto por las siguientes posiciones:

- Gerente General
- Jefe del Programa de Seguridad
- Superintendente de Mina
- Superintendente de Concentradora
- Jefe de Geología - Ingeniería
- Jefatura de Mantenimiento
- Jefatura de Servicios

9.3 ORGANIZACION DE MINA

6 P.A.S. - Superintendente de Mina, Asistente Superintendente, Jefe de Mina, 3 Ingenieros de Mina
1 Empleado.- Secretaria.

76 obreros.-	<ul style="list-style-type: none"> 4 capataces 8 perforistas D.H.D. y Jumbo 8 ayudantes D.H.D. y Jumbo 16 operadores, cargadores Equipo bajo perfil 8 operadores de volquete, tractor, motoniveladora 4 operadores de servicios 20 disparadores y rellenos 2 compresoristas 2 perforadores secundarios 2 ayudantes perforadores 2 peones
--------------	---

9.4 ORGANIZACION DE LA CONCENTRADORA

4 P.A.S.-	<ul style="list-style-type: none"> Superintendente Concentradora Asistente Superintendente Ingeniero Metalurgista Jefe de Mantenimiento Concentradora
-----------	---

13 empleados.-	<ul style="list-style-type: none"> 4 jefes de guardia 3 sobrestantes: Mecánico-eléctrico y metalurgia 1 jefe laboratorio químico 2 sobrestantes laboratorio 1 secretario 2 oficinistas
----------------	--

63 obreros.-	<ul style="list-style-type: none"> 8 mecánicos 2 electricistas 3 soldadores y cortador 4 oficiales 2 herramentero y chofer 6 ensayadores 8 varios 7 panilleros, chancadoristas 6 molineros y oficiales 6 flotadores 5 relaveros 2 reactivistas 3 muestreros 3 despachadores de concentrados
--------------	---

9.5 ORGANIZACION GEOLOGIA - INGENIERIA

3 P.A.S.: Jefe Geología - Ingeniería
2 Geólogo - Topógrafo

4 empleados: Secretaria
Auxiliar de Oficina
2 Dibujantes

11 obreros: 2 choferes
1 capatáz de muestrero
8 muestreros

9.6 ORGANIZACION DE MANTENIMIENTO

4 P.A.S.: Jefe de Mantenimiento
3 supervisores mecánico, eléctrico y
garage

6 empleados
30 obreros

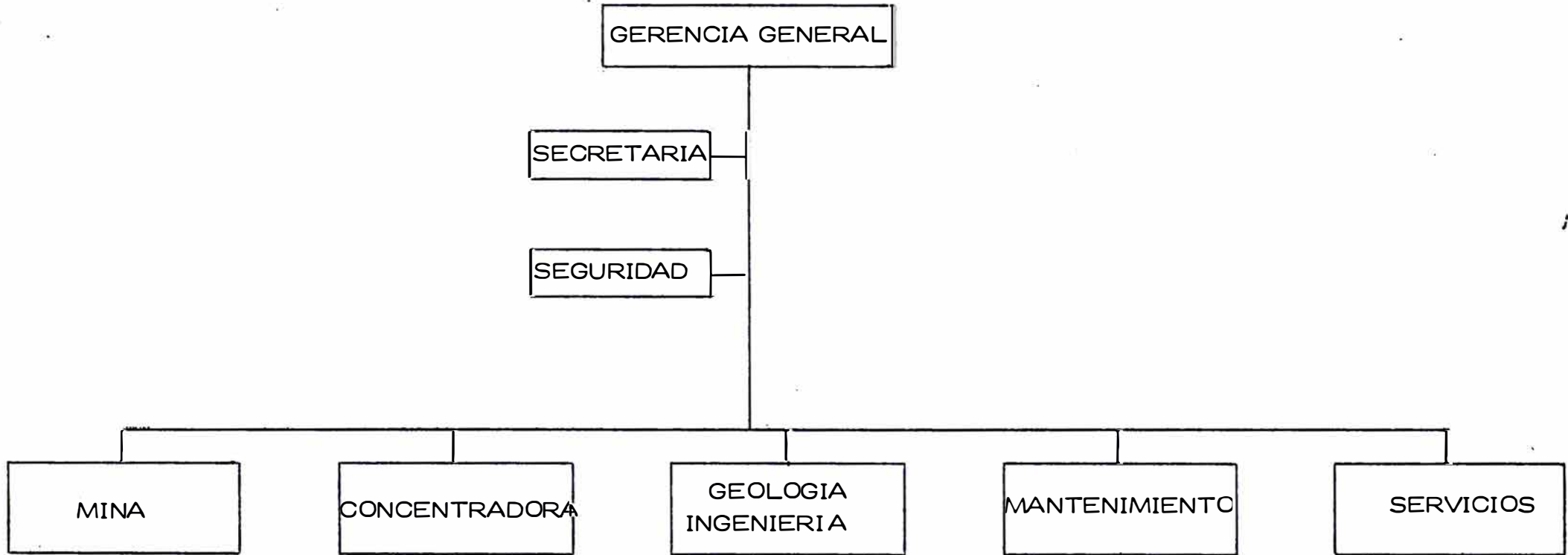
9.7 ORGANIZACION DE SERVICIOS

5 P.A.S.: Jefe Servicios
Jefe RR.II.
Jefe Hospital
Jefe Ventas
Jefe Planta Eléctrica

35 empleados: Supervisor de Aguas
3 operadores de planta eléctrica
1 jefe de compras
6 supervisores
2 médicos
2 enfermeras
12 secretarias
8 oficinistas

37 obreros: 8 operadores suministro agua
8 mecánicos - torneros
11 de mantenimiento
10 conserjes

ORGANIGRAMA ESTRUCTURAL GENERAL



X. CRONOGRAMA DE CONSTRUCCION

10. CRONOGRAMA DE CONSTRUCCION

10.1 PERIODO DE CONSTRUCCION

Se ha estimado como fecha de partida el año 1983, habiéndose previsto para la ejecución del Proyecto un período de 3 años. Las principales actividades a ejecutarse en dicho período se resumen como sigue:

1er. año

Estudios Geotécnicos y de Riesgo Sísmico

Teniendo en cuenta el alto grado de sismicidad de la región, se prioriza la ejecución de estos trabajos, los cuales permitirán definir un eficiente diseño estructural que garantice la estabilidad de las estructuras ante eventos telúricos.

Diseños y Estudios

Paralelamente se desarrollará la ingeniería del Proyecto de acuerdo a un rol de actividades que permitan agilizar las obras de ejecución prioritaria.

Carreteras de Acceso

La rehabilitación y mejoramiento del camino entre Intinpunco y Antamina (47 Kms.) es de gravitante importancia pues permitirá lograr un rápido acceso a los equipos livianos y pesados, al personal y a los materiales necesarios para la construcción de las obras industriales en Antamina.

A fines del 1er. año deberá quedar expedito este acceso, que es independiente de la carretera principal prevista y que además permitirá trabajar por dos frentes la carretera Antamina-San Marcos (22 Kms.)

Selección de los Contratistas de Obras Civiles

A fines del 2º semestre se iniciará el concurso para seleccionar a los contratistas que ejecutarán los tramos de carretera entre Catac-Centro Habitacional (87 Kms.) y el Centro Habitacional Antamina (22 Kms.).

Equipos

Se colocarán las órdenes de compra y/o fabricación de los principales equipos industriales tanto de adquisición nacional como los importados.

2º año

Carretera de Acceso

Mejoramiento de la Carretera Catac-Centro Habitacional (87 Kms.), se dará inicio a estos trabajos estimándose que durante todo el año se logre un avance del 70% de la obra.

Construcción Carretera Centro Habitacional - Antamina (22 Kms.)

A mediados del 1er. semestre se dará inicio a la construcción estimándose que a fines de año se obtendrá el 50% de avance de la obra.

Obras Industriales, habitacionales y equipamiento urbano

Para lograr las metas propuestas en el Cronograma se dará impulso a la ejecución de estas obras, realizándose todas ellas en forma simultánea.

Suministro de Agua y Suministro Eléctrico

Rigen los mismos considerandos anotados en el acápite anterior. El suministro eléctrico es la Actividad Crítica de todo el Proyecto.

Equipos

Se completará la colocación de las órdenes de adquisición y/o fabricación de los equipos nacionales e importados, incluyendo los requeridos para el suministro de agua y el eléctrico.

3er. año

Durante este período se terminará la construcción de todas las fases del proyecto; incluido el montaje de los equipos y las pruebas de funcionamiento y ajustes.

10.2 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

En el cronograma de actividades adjunto para la construcción del Proyecto se muestra el programa a desarrollar y las acciones anteriormente comentadas.

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

DESCRIPCION	1er. AÑO		2do. AÑO		3er AÑO	
	I. S	2º S	1º S	2 S	1º S	S
1.0 GEOLOGIA Y EXPLORACIONES						
1.1 PRUEBAS GEOTECNICAS						
1.2 RIESGO SISMICO						
2.0 MINA						
2.1 DESARROLLO DE MINA (PRE-MINADO)						
2.2 EQUIPO DE MINA , INCLUIDO MONTAJE						
2.3 EVACUACION DE AGUAS						
2.4 CAMINOS DE ACCESO						
3.0 CONCENTRADORA						
3.1 PLANTA , EQUIPOS CON MONTAJE , SER. , OF.						
3.2 DEPOSITO DE RELAVES						
3.3 PLANTA DE MOLIBDENO						
3.4 LABORATORIO PILOTO						
4.0 TALLERES						
5.0 SUMINISTRO ELECTRICO						
5.1 EN ANTAMINA : EQUIPOS Y REDES - SUB-ESTACIONES - MONTAJE						
6.0 SUMINISTRO DE AGUA ANTAMINA						
7.0 CENTRO HABITACIONAL						
7.1 CENTRO URBANO						
7.2 GRUPO ELECTROGENO Y REDES						
7.3 SUMINISTRO DE AGUA						
8.0 CARRETERAS DE ACCESO						
8.1 CATAC - SAN MARCOS						
8.2 SAN MARCOS - ANTAMINA						
8.3 INTIPUNCO - ANTAMINA						
9.0 SERVICIOS						
9.1 BALANZAS						
9.2 COMUNICACIONES						
10.0 ORGANIZACION DE OBRA						
11.0 INGENIERIA Y SUPERVISION						

X

XI. EVALUACION ECONOMICO-FINANCIERA

11. EVALUACION ECONOMICO-FINANCIERA

11.1 Inversión Fija

Los diferentes componentes de la inversión para el Proyecto, han sido estimados teniendo como fuentes el Estudio de Factibilidad de 10,000 y 20,000 TMPD, así como los de su Ingeniería Básica, por entonces en plena ejecución, los mismos que en algunos casos son análogos o proporcionales a los del presente análisis. Sin embargo, hubo necesidad de revisar las inversiones de ciertos rubros tales como: Mina - Concentradora - Suministro Eléctrico y Transporte.

El monto total de la inversión fija asciende a US\$ 71'374,000 a precios de Junio de 1981, originado fundamentalmente por el Sistema Eléctrico con US\$ 16.5 millones, siguiéndole en importancia la Construcción de la Planta Concentradora con US\$ 13.0 millones, y en tercer orden se encuentra la inversión en mina con US\$ 10.5 millones.

A continuación se presentan los montos de inversión a precios constantes desagregado en sus componentes nacionales (MN) y extranjeros (ME):

	<u>Precios Constantes (Miles de US\$)</u>		
	<u>MN</u>	<u>ME</u>	<u>Total</u>
1.0 <u>Geología y Exploración</u>	365	121	486
- Pruebas Geotécnicas	300	---	300
- Riesgo Sísmico	38	62	100
- Equipo	27	59	86

2.0	<u>Mina</u>	6,015	4,632	10,647
	- Pre-minado	1,236	---	1,236
	- Equipo de mina	2,871	4,632	7,503
	- Evacuación de agua	170	---	170
	- Accesos	80	---	80
	- Planta de relleno	1,500	---	1,500
	- Varios	158	---	158
3.0	<u>Concentradora</u>	7,964	2,304	10,268
	- Planta, equipos, montaje y servicios	6,605	2,188	8,793
	- Depósito de relaves	500	---	500
	- Planta de Molibdeno	795	108	903
	- Laboratorio	64	8	72
4.0	<u>Talleres</u>	749	246	995
	- Construcciones	519	---	519
	- Equipos	230	246	476
5.0	<u>Suministro Eléctrico</u>	9,392	7,148	16,540
	- Equipos	3,212	7,148	10,360
	- Redes, sub-estaciones y montaje	6,180	---	6,180
6.0	<u>Suministro de Agua</u>	2,766	196	2,962
	- Construcciones	2,678	---	2,678
	- Equipo	88	196	284
7.0	<u>Centro Habitacional</u>	8,393	472	8,865
	- Centro Urbano	7,155	---	7,155
	- Grupos electrógenos y redes	296	444	740
	- Suministro de agua	942	28	970
8.0	<u>Carreteras de Acceso</u>	8,512		8,512
	- Catac - San Marcos	2,827		2,827
	- San Marcos - Antamina	5,215		5,215
	- Intimpunco - Antamina	470		470
9.0	<u>Servicios</u>	396	714	1,110
	- Vehículos	233	465	698
	- Comunicaciones	100	150	250
	- Balanza (concent.)	63	99	162

10.0	Organización de Obra (Administ.)	615	55	670
11.0	Ingeniería y Supervisión	2,831	999	3,830
	Sub-Total	47,998	16,887	64,885
	Imprevistos (10%)	4,800	1,689	6,489
	Sub-Total General	52,798	18,576	71,374
	Capital de trabajo	2,593	---	2,593
	Total inversión (precios constantes - 1981)	55,391	18,576	73,967
	%	75	25	100

La inversión fija estimada, agrupada por su naturaleza de gastos es la siguiente: (monto en miles de US\$)

<u>Rubro</u>	<u>MN</u>	<u>ME</u>	<u>TOTAL</u>	<u>%</u>
Construcción	40,756	2,383	43,139	58.3
Equipo	4,653	16,195	20,848	28.2
Gastos importación	7,387	---	7,387	10.0
Capital de trabajo	2,593	---	2,593	3.5
TOTAL	55,389	18,578	73,967	100.0

Cabe comentar que en el rubro Organización de Obra, se ha considerado la construcción e implementación de un campamento que incluye oficinas administrativas y equipo auxiliar para el personal de Control de Obra y de la Empresa.

En el rubro Ingeniería y Supervisión se encuentran comprendidos la realización de los Estudios de Factibilidad y de Ingeniería Básica, igualmente los de la Ingeniería de Detalle. En este rubro se ha estimado invertir 6% del sub-total de las partidas 1 a 10 inclusive.

Para el cálculo de los requerimientos de capital adicional por concepto

de escalamiento, se han utilizado para 1981 y 1982 los factores de escalamiento del 9% y 8% respectivamente. A partir de 1983 se empleó un factor del 7%.

En lo referente al pago de los derechos a la importación de bienes y servicios de procedencia extranjera, éstas suman US\$ 7'387,000, y se encuentran incluidos dentro de los gastos de inversión en moneda nacional.

En el Anexo No. XI-I se aprecia el detalle de la inversión según su naturaleza de gastos.

En el Anexo No. XI-2, se aprecia el Cronograma de Inversiones, durante la etapa de construcción.

11.2 Capital de Trabajo

Se ha estimado conveniente contar en el último año de ejecución de las obras, con medios necesarios para costear los futuros gastos que resulten de las operaciones de por lo menos tres meses del primer año de actividades. Dicho monto se ha calculado en US\$ 2'953,000, expresados en términos constantes y de US\$ 4'460,000 en términos corrientes.

En los casos de necesitarse mayores requerimientos de Capital de Trabajo para cubrir, tanto los incrementos de producción, así como los costos de comercialización incluidos los de Beneficio, por la venta de concentrados que usualmente se negocian a noventa días, se ha considerado que éstos deberán obtenerse de los recursos que se gene

ren durante los dos primeros años de la etapa productiva.

Los cálculos al respecto se muestran en el Anexo No. XI-3.

11.3 Costos

11.3.1 Costos de Operación

Los costos de operación estimados para el Proyecto han sido calculados sobre la base de precios constantes referidos a 1981.

El costo de operación se expresa en US\$ por tonelada métrica de mineral tratado y en su importe anual, agrupándolo de acuerdo a su centro de costo respectivo y su naturaleza de costo.

El costo de personal tanto de empleados como obreros considera el 100% de adicional al básico por concepto de Bienes y Servicios, adicionalmente al costo de remuneraciones de obreros se ha considerado un 15% por concepto de ausentismo.

11.3.2 Resumen del Costo Total de Operaciones

El resumen del costo de operación expresado por su centro respectivo es:

<u>Centro</u>	<u>US\$/TM</u>	<u>Costo Anual Miles de US\$</u>
Geología	0.974	852,225
Mina	4.116	3'602,736
Planta concentradora	5.138	4'495,556

Mantenimiento	0.840	734,400
Agua	0.178	154,804
Electricidad	0.259	227,016
Administración	<u>4.287</u>	<u>3'751,120</u>
TOTAL	15.792	13'817,857

Del cuadro anterior se desprende que los centros de costos de Planta, Mina y Administración (que incluye transporte de concentrados) son los que originan los mayores costos; en general el costo unitario es de 15.792 US\$/TM y el costo total anual llega a 13.8 millones de US\$ a precios constantes.

El Centro de Operaciones expresado por su naturaleza tiene mayor peso que el de Servicios con 6.427 US\$/TM, el desagregado es el siguiente:

<u>Naturaleza</u>	<u>US\$/TM</u>	<u>Costo Anual Miles de US\$</u>
Personal	5.677	4'967
Materiales	3.688	3'228
Servicios	<u>6.427</u>	<u>5'623</u>
TOTAL	15.792	13'818

En el Anexo No. XI-4, se aprecia el Cuadro Resumen de Costos de Operación expresado por su Centro de Costo y su naturaleza de gasto.

11.4 Depreciación y Amortización

De acuerdo a lo establecido en el Decreto Legislativo No. 109, Ley General de Minería, se ha considerado utilizar para los cálculos de los estados financieros del Proyecto, un factor del 20% anual por depreciación y amortización de la Inversión Fija.

11.5 Valor de Venta

Para el cálculo de los ingresos por Ventas se han establecido los siguientes valores promedios de los metales:

Cu	0.95 US\$/lb.
Zn	0.43 US\$/lb.
Mo	6.50 US\$/lb.
Ag	9.00 US\$/onza troy

En los Anexos Nos. XI-5 y XI-6, aparecen las liquidaciones de los concentrados de Cu-Ag, Zn y Mo por TM.

11.6 Financiación y Estados Financieros

11.6.1 Financiación

En el presente análisis se examina detalladamente un solo esquema de financiamiento, el cual está formado por el 30% de aportes (en efectivo) y 70% por créditos de proveedores y créditos bancarios de libre disponibilidad. Las líneas de crédito tienen las siguientes características:

<u>Fuente</u>	<u>Interés</u>	<u>Período de Gracia</u>	<u>Período de Repago</u>
Crédito de Proveedores	10%	4 años	7 años
Crédito de Libre Disponibilidad	14%	4 años	5 años

Los usos y fuentes del financiamiento del Proyecto son los siguientes:

<u>USOS</u>	<u>A Precios Constantes US\$/Mill. (1)</u>	<u>A Precios Escalados (US\$ / Mill.) (2)</u>
Inversión Fija	71,370	92,408
Capital de Trabajo	2,590	3,503
Intereses Pre-Operativos	<u>8,011</u>	<u>10,132</u>
TOTAL	81,971	106,043

FUENTES

Crédito de Exportación	21,160	27,522
Crédito de Libre Disponibilidad	36,220	46,708
Aporte Propio	<u>24,591</u>	<u>31,813</u>
TOTAL	81,971	106,043

(1) Precios a Junio de 1981

(2) Inicio de construcción 1983

En el Cuadro No. X-2, aparecen los Cronogramas de Usos y Fuentes durante los tres años de ejecución del Proyecto.

1.6.2 Estados Financieros

En el Cuadro No. X-3 aparece los resultados de los Estados Financieros del proyecto con el esquema de financiamiento antes propuesto, a precios constantes.

Para los Estados de Pérdidas y Ganancias se ha tenido en consideración lo siguiente:

- En el primer año se operará al 75% de la máxima capacidad. En el Cuadro No. VI-1 se detallan los estimados de producción anual.
- Los Ingresos por Ventas se encuentran resumidos en el Anexo No. XI-7.
- El concepto Impuestos y Gastos de Ventas se descompone de la siguiente manera:
 - 2.5% por Bienes y Servicios, 1 % por comisión de ventas y 1% por gastos generales de embarque.
- El costo de Operación y Administración es de US\$ 15.79 TM de mineral extraído.
- La Depreciación y Amortización es aplicada al ritmo de 20% anual.
- El Impuesto a la Renta es del orden del 50% habiéndose aplicado el beneficio tributario del D. Legislativo No. 109 por concepto de recuperación de Inversión Fija.
- El Total Comunidad Minera e INGEMMET asciende a 11% de la utilidad después de impuestos.
- El valor de rescate se ha estimado en un 20% del monto de la Inversión Fija.

Para el Flujo de Fondos se tuvo en cuenta lo siguiente:

- El Crédito Impuesto Comunidad es utilizado como una fuente de fondos.
- La Inversión Fija a partir del primer año de operación es por Reposición de Equipos.
- Capital de Trabajo para el 1º y 2º año de operaciones. Ver Anexo No. XI-3.

11.7 Rentabilidad

La rentabilidad a calcularse se basa en el índice de la Tasa Interna de Retorno (TIR) que resulta del análisis del Flujo de Fondos Netos disponibles con el cual se mide la liquidez del proyecto.

11.7.1 Rentabilidad Financiera

La TIR financiera resultante de la estructura examinada, 30% de aporte propio, en términos de dólares constantes es de 30.9.

Los Estados de Pérdidas y Ganancias, así como el Flujo de Fondos para el cálculo respectivo aparecen en el Cuadro No. X-3.

11.8 ANEXOS

CUADRO: INVERSION A PRECIOS CONSTANTES

US\$ x 1000

Descripción	Construcción			Equipo		Gastos de Imp. (MN)	Equipo T	TOTAL		
	MN	ME	T	MN	ME			MN	ME	T
1. Geología y Explor.	338	62	400	-	59	27	86	365	121	486
2. Mina	3,144	-	3,144	786	4,632	2,085	7,503	6,015	4,632	10,647
3. Concentradora	4,054	837	4,891	3,250	1,467	660	5,377	7,964	2,304	10,268
4. Talleres	519	-	519	119	246	111	476	749	246	995
5. Suminist. Eléct.	6,180	-	6,180	-	7,148	3,212	10,360	9,392	7,148	16,540
6. Suminist. de agua	2,678	-	2,678	-	196	88	284	2,766	196	2,962
7. Centro habitacional	8,181	212	8,393	-	260	212	472	8,393	472	8,865
8. Carretera de acces.	8,512	-	8,512	-	-	-	-	8,512	-	8,512
9. Servicios	-	-	-	75	714	321	1,110	396	714	1,110
10. Org. de Obra (Administración)	615	55	670	-	-	-	-	615	55	670
11. Ingenier. y Superv.	2,831	999	3,830	-	-	-	-	2,831	999	3,830
Sub Total	37,051	2,166	39,217	4,230	14,722	6,715	25,667	47,998	16,887	64,885
Imprevistos (10%)	3,705	216	3,921	423	1,472	672	2,567	4,800	1,689	6,489
Sub Total General	40,756	2,382	43,138	-	16,194	7,387	28,234	52,798	18,576	71,374
Cap. de Trabajo	-	-	-	-	-	-	-	2,593	-	2,593
Inversión Total (P. Constantes)	40,756	2,382	43,138	4,653	16,194	7,387	28,234	55,391	18,576	73,967

DESCRIPCION	1er. año				2do. año				3er. año				Totales
	1er. Semestre		2do. Semestre		1er. Semestre		2do. Semestre		1er. Semestre		2do. Semestre		
	MN	ME	MN	ME	MN	ME	MN	ME	MN	ME	MN	ME	
1.0 <u>Geología y Exploración</u>													
1.1 Pruebas Geotécnicas	300												300
1.2 Riesgo Sísmico	38	62											100
1.3 Equipo	27	59											86
2.0 <u>Mina</u>													
2.1 Desarrollo Mina			247		247		371		371				1,236
2.2 Equipo Mina			395	614	659	1,025	1,057	1,639	760	1,354			7,503
2.3 Evacuación Aguas							51		119				170
2.4 Caminos de Acceso					80								80
2.5 Planta de Relleno					260		455		455		320		1,500
2.5 Varios											158		158
3.0 <u>Concentradora</u>													
3.1 Planta, equipos			990	330	1,650	550	2,640	870	995	330	330	108	8,793
3.2 Depósito relaves					100		200		200				500
3.3 Planta de Molibdeno							44	6	398	54	397	54	903
3.4 Planta Piloto					20	2	44	6					72
4.0 <u>Talleres</u>					250	82	250	82	249	82			995
5.0 <u>Suministro Eléctrico</u>													
5.1 Equipos					803	1,787	803	1,787	803	1,787	803	1,787	10,360
5.2 Redes					1,545		1,545		1,545		1,545		6,120
6.0 <u>Suministro Agua</u>					692	49	692	49	691	49	691	49	2,952
7.0 <u>Centro Habitacional</u>													
7.1 Urbano					1,789		1,789		1,789		1,788		7,155
7.2 Grupo Electrógeno					59	89	89	133	89	133	59	89	740
7.3 Agua					188	6	283	8	283	8	188	6	970
8.0 <u>Carreteras de Acceso</u>													
8.1 Catac-San Marcos 87 Kms.			251		881		881		814				2,827
8.2 San Marcos-Antamina 22 Kms.					1,202		1,442		1,683		888		5,215
8.3 Habilitación Intimpunco-Antamina 47 Kms.	94		376										470
9.0 <u>Servicios</u>													
9.1 Balanzas					9	15	25	40	29	44			162
9.2 Comunicaciones							15	22	50	75	35	53	250
9.3 Vehículos	35	70			35	70			163	325			698
10.0 <u>Organización Obra</u>	93	8	93	8	123	11	123	11	123	11	60	6	670
11.0 <u>Ingeniería</u>	280	100	280	100	550	200	550	200	550	200	621	199	3,830
Sub-Total	867	299	2,532	1,052	11,142	3,886	13,305	4,847	12,159	4,452	7,893	2,351	64,885
Contingencias	87	30	263	105	1,114	389	1,331	485	1,216	445	789	235	6,489
TOTAL	954	329	2,895	1,157	12,256	4,275	14,636	5,332	13,375	4,897	8,682	2,586	71,374

CUADRO RESUMEN
CRONOGRAMA DE INVERSIONES

Valores Constantes (1981)

US\$ x 1'000,000

	<u>- 3</u>	<u>- 2</u>	<u>- 1</u>	<u>Total</u>
Inversión M.E.	1.48	9.61	7.48	18.57
Inversión M.N.	2.67	22.97	19.77	45.41
Impuestos	1.18	3.92	2.29	7.39
Capital de Trabajo	-	-	2.59	2.59
Sub Total	5.33	36.50	32.13	73.96
Intereses pre-operativos	<u>0.22</u>	<u>2.21</u>	<u>5.58</u>	<u>8.01</u>
TOTAL	5.56	38.71	37.71	81.97

CRONOGRAMA DE UTILIZACION DE FUENTES

	<u>- 3</u>	<u>- 2</u>	<u>- 1</u>	<u>Total</u>
Crédit. Proveedores	14.80	9.61	10.07	21.16
Crédit. Bancario	21.30	18.32	15.77	36.22
Aporte propio	<u>19.43</u>	<u>10.78</u>	<u>11.87</u>	<u>24.59</u>
TOTAL	55.53	38.71	37.71	81.97

CRONOGRAMA DE REINVERSIONES
REPOSICION DE EQUIPO

<u>Años</u>	<u>US\$ x 1000</u>
1	550
2	150
3	150
4	650
5	250
6	850
7	2100
8	800
9	150
10	1100
11	550
12	1500
14	1600
15	750
16	750
18	800
TOTAL	<u>12'700</u>

CAPITAL DE TRABAJO1. Ultimo año de Ejecución de Obra

Se requerirán recursos de capital para cubrir los gastos que resulten de tres meses de actividad operativa.

TMPA.	Costo Unit. US\$ / TM	Costo Operación Anual US\$	Capital de Trabajo Requerido US\$
657,000	15.79	10'374,000	$10'374,000 \times \frac{3 \text{ meses}}{12}$ = 2'593,000

2. Primer año de Operaciones

Se requerirán recursos para cubrir los costos de comercialización incluidos los de beneficio por un período de tres meses, lapso de tiempo que usualmente emplean los compradores de concentrados para cancelar sus obligaciones.

$$\text{US\$ } 10'374,000 \times \frac{3 \text{ meses}}{12} = \text{US\$ } 2'593,000$$

3. Segundo año de Operaciones

A partir del 2° año, cuando se opere a plena capacidad se necesitarán US\$ 2'329,000 para cubrir los mayores gastos de producción.

RESUMEN COSTO DE OPERACION

US\$

SISTEMAS	Personal		Materiales		Servicios		Total	
	\$/TM	Anual	\$/TM	Anual	\$/TM	Anual	\$/TM	Anual
- Geología	0.348	304,725	0.005	4,200	0.621	543,300	0.974	852,225
Mina	1.625	1'422,216	0.620	543,260	1.871	1'637,260	4.116	3'602,736
Planta Concentradora	1.613	1'411,356	2.775	2'428,000	0.750	656,200	5.138	4'495,556
Mantenimiento	0.707	618,000	0.133	116,400	-	-	0.840	734,400
Agua	0.113	98,304	-	-	0.065	56,500	0.178	154,804
- Electricidad	0.187	163,716	-	-	0.072	63,300	0.259	227,016
Administración	1.084	948,720	0.155	135,800	3.048	2'666,600	4.287	3'751,120
Sub Total	5.677	4'967,037	3.688	3'227,660	6.427	5'623,160	15.792	13'817,857

XI-16

LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE
COBRE

		<u>Años de Producción</u>			
		<u>UNIDAD</u>	<u>I</u>	<u>II-XXI</u>	<u>XXII</u>
1. <u>Leyes</u>					
1.1	Cobre	%	26	26	26
1.2	Plata	oz/TM	7.4	9.3	9.3
2. <u>Liquidación Cobre</u>					
2.1	Cotización	¢/Lbr.	95	95	95
2.2	Refinación	¢/Lbr.	9.5	9.5	9.5
2.3	Precio Neto	¢/Lbr.	85.5	85.5	85.5
2.4	Ley Pagada	%	25	25	25
2.5	Cantidad	Lbr/TM	551	551	551
2.6	Pagos (2.3) (2.5)	\$/TM	471.11	471.11	471.11
2.7	Flete y Seguro	\$/TM	30	30	30
2.8	Fundición	\$/TM	65	65	65
2.9	Valor FOB	\$/TM	376.11	376.11	376.11
3. <u>Liquidación Plata</u>					
3.1	Cotización	\$/onz.	9	9	9
3.2	Refinación	\$/onz.	4.0	4.0	4.0
3.3	Precio Neto	\$/onz.	5.0	5.0	5.0
3.4	Ley Pagada	oz/TM	6.4	8.3	8.3
3.5	Pagos (3.3) (3.4)	\$/TM	32	41.5	41.5
4.	<u>Valor FOB</u>	\$/TM	<u>408.11</u>	<u>417.61</u>	<u>417.61</u>
(Valor Neto Franco depó sito Puerto de Embarque)					

A. LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE ZINC

	<u>Unidades</u>	
1. Ley de Concentrado	%	51.5
2. Cotización	\$/TM	948.0 (43 ¢/lbr)
3. Ley Pagada	%	43.5
4. Pagos	\$/TM	412.38
5. Costo de Fundición	\$/TM	130.00
6. Flete y Seguro	\$/TM	30
7. Valor FOB	\$/TM	252.38

B. LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE MOLIBDENO

	<u>Unidades</u>	
1. Ley de Concentrado	%	50
2. Cotización	\$/TM	14,326
	\$/Lbr.	6.50
3. Cantidad de metal en concentrado	Lbr./TM	1,102.30
4. Pagos	\$/TM	7,165
5. Flete, Seguro, Costo Metalurgia	\$/TM	351
6. Penalidades	\$/TM	101
7. Valor FOB	\$/TM	<u>6,713</u>

INGRESO POR VENTAS

		<u>1° Año</u>	<u>II°- XXI° Año</u>	<u>XXII° Año</u>	
1.	<u>Producción de concentrados:</u>				
	Cu + Ag	Tons.	55,036	72,828	33,224
	Zn	"	20,955	27,583	10,402
	Mo	"	-	560	234
2.	<u>Precio FOB</u>				
	Cu	\$/Tons.	408.11	417.61	417.61
	Ag	"	-	-	-
	Zn	"	252.38	252.38	252.38
	Mo	"	-	6,713	6,713
3.	<u>Valor FOB</u>				
	Cu + Ag	\$/mil	22,460.7	30,413.7	13,874.7
	Zn	"	5,288.6	6,961.4	2,625.3
	Mo	"	-	3,759.3	1,570.8
	Total (\$ x 1000)		27,749.3	41,134.4	18,070.8

Nota: Cu 0.95 US\$/lb
 Zn 0.43 US\$/lb
 Ag 9.00 US\$/onz.
 Mo 6.50 US\$/lb.

29.09.81

MODULO 1

CRONOGRAMA DE INVERSION VALORES CONSTANTES 1981.

	-3	-2	-1	TOTAL
INVERS. M.FXT.	1480.00	9610.00	7480.00	18570.00
INVERS. M.NAC.	2670.00	22970.00	19770.00	45410.00
IMPUESTOS	1180.00	3920.00	2290.00	7390.00
CAP. DE TRABAJO	0.0	0.0	2590.00	2590.00
*SUB-TOTAL	5330.00	36500.00	32130.00	73960.00
INT. PRE-OPER.	223.08	2209.16	5579.49	8011.72
*** TOTAL ***	5553.07	38709.16	37709.49	81971.69

CRONOGRAMA DE UTILIZACION DE FUENTES

	-3	-2	-1	TOTAL
CRED. PROVEEDOR	1480.00	9610.00	10070.00	21160.00
CRED. LIBRE DISP.	2129.66	18321.49	15769.08	36220.23
APORTE PROPIO	1943.41	10777.66	11870.40	24591.48
*** TOTAL ***	5553.07	38709.15	37709.48	81971.69

CRONOGRAMA DE INVERSION ESCALADO. INICIO DE LA CONSTRUCCION 1983.

	-3	-2	-1	TOTAL
INVERS. M.FXT.	1748.77	12150.02	10119.02	24017.80
INVERS. M.NAC.	3154.87	29041.20	26745.07	58941.13
IMPUESTOS	1394.29	4956.09	3097.94	9448.31
CAP. DE TRABAJO	0.0	0.0	3503.78	3503.78
*SUB-TOTAL	6297.92	46147.20	43465.80	95911.00
INT. PRE-OPER.	262.45	2743.39	7126.64	10132.47
*** TOTAL ***	6560.36	48890.59	50592.44	106043.44

CRONOGRAMA DE UTILIZACION DE FUENTES ESCALADO

	-3	-2	-1	TOTAL
CRED. PROVEEDOR	1748.77	12150.02	13622.80	27521.58
CRED. LIBRE DISP.	2500.13	23014.18	21154.58	46708.89
APORTE PROPIO	2311.47	13726.49	15775.05	31813.02
*** TOTAL ***	6560.37	48890.69	50592.44	106043.44

ANALISIS FINANCIERO

-3. * -2. * -1. * 1. * 2. * 3. * 4. * 5. * 6. TOTAL

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

INGRESO POR VENTAS	0.0	0.0	0.0	27749.00	41134.00	41134.00	41134.00	41134.00	41134.00	233419.00
IMPUESTOS Y GASTOS DE VENTAS	0.0	0.0	0.0	1248.70	1851.03	1851.03	1851.03	1851.03	1851.03	10523.84
COSTOS DE OPERAC. Y ADMINISTA	0.0	0.0	0.0	10364.00	13818.00	13818.00	13818.00	13818.00	13818.00	79454.00

RENTA BRUTA	0.0	0.0	0.0	16136.29	25464.97	25464.97	25464.97	25464.97	25464.97	143461.00
-------------	-----	-----	-----	----------	----------	----------	----------	----------	----------	-----------

TOTAL DEPREC. Y AMORTIZAC.	0.0	0.0	0.0	15876.34	15986.34	16016.34	16046.34	16176.34	350.00	80451.69
INTERESES OPER. LARGO PLAZO	0.0	0.0	0.0	7186.82	6199.49	4893.04	3566.59	2250.13	933.68	25019.75

RENTA NETA	0.0	0.0	0.0	-6926.88	3279.14	4565.59	5852.04	7038.49	24181.29	37989.66
------------	-----	-----	-----	----------	---------	---------	---------	---------	----------	----------

AMORTIZACION DE PERDIDAS	0.0	0.0	0.0	0.0	3279.14	3647.74	0.0	0.0	0.0	6926.88
UTILIDAD IMPONIBLE	0.0	0.0	0.0	-6926.88	0.0	917.85	5852.04	7038.49	24181.29	31062.79
IMPUESTO A LA RENTA	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	252.39	1662.67	3042.83	10626.68	15594.57
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS	0.0	0.0	0.0	-6926.88	0.0	665.46	4189.37	3995.66	13554.60	15478.22
TOTAL COMUN. MINERA F INGENMET	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	73.20	460.83	439.52	1491.01	2464.56
RESERVA DE REINVERSION	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	150.00	650.00	250.00	850.00	1900.00
VALOR DE RESCATE	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0

UTILIDAD NETA	0.0	0.0	0.0	-6926.88	0.0	442.26	3078.54	3306.14	11213.59	11113.56
---------------	-----	-----	-----	----------	-----	--------	---------	---------	----------	----------

* FLUJO DE FONDOS *

FUENTES DE FONDOS

FINANCIAMIENTO LARGO PLAZO	3609.66	27931.49	25839.08	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	57389.23
CREDITO IMPUESTO COMUNIDAD	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	15.14	99.76	182.57	637.60	935.07
CREDITO IMPUESTO REINVERSION	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	41.25	184.68	108.08	373.54	707.54
UTILIDAD NETA	0.0	0.0	0.0	-6926.88	0.0	442.26	3078.54	3306.14	11213.59	11113.56
AMORTIZAC. DE PERDIDAS	0.0	0.0	0.0	0.0	3279.14	3647.74	0.0	0.0	0.0	6926.88
RESERVA DE REINVERSION	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	150.00	650.00	250.00	850.00	1900.00
TOTAL DEPREC. Y AMORTIZAC.	0.0	0.0	0.0	15876.34	15986.34	16016.34	16046.34	16176.34	350.00	80451.69

TOTAL FUENTES DE FONDOS	3609.66	27931.49	25839.08	8949.47	19265.48	20312.73	20059.32	20023.13	13424.73	159414.94
-------------------------	---------	----------	----------	---------	----------	----------	----------	----------	----------	-----------

USOS DE FONDOS

INVERSION FIJA	5320.00	36500.00	29540.00	550.00	150.00	150.00	650.00	250.00	850.00	73970.00
INTERESES PRE-OPERATIVOS	223.08	2209.16	5579.49	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	8011.72
CAPITAL DE TRABAJO	0.0	0.0	2590.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	2590.00
PAGO FINAN. LARGO PLAZO	0.0	0.0	0.0	0.0	10266.90	10266.90	10266.90	10266.90	10266.90	51334.49

TOTAL USOS DE FONDOS	5553.07	38709.16	37709.49	550.00	10416.90	10416.90	10916.90	10516.90	11116.90	135906.06
----------------------	---------	----------	----------	--------	----------	----------	----------	----------	----------	-----------

FONDOS NETOS DISPONIBLES	-1943.41	-10777.67	-11870.41	8399.47	8848.58	9895.83	9142.42	9506.23	2307.83	23508.87
--------------------------	----------	-----------	-----------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	----------

VALOR PRESENTE NETO 10%	-1766.74	-8907.18	-8918.43	5736.97	5494.29	5585.96	4691.54	4434.75	978.75	7329.22
-------------------------	----------	----------	----------	---------	---------	---------	---------	---------	--------	---------

XI-21

ALTERNATIVA 2,500 TM/D - 30 % APORTE PROPIO
 PRECINSO CU 95 CTVS/LB, AG 9 US/DZ, 7N 43 CTVS/LB, MO 6.5 US/LB.

29.09.81

ANALISIS FINANCIERO

	-3.	* -2.	* -1.	* 1.	* 2.	* 3.	* 4.	* 5.	* 6.	TOTAL
SUMA V.P. NETO 10%	-1766.74	-10673.91	-19502.34	-13855.38	-8361.08	-2775.12	1916.42	6351.17	7329.02	
VALOR PRESENTE NETO 14 %	-1704.75	-8293.08	-9012.21	4973.18	4595.70	4508.43	3653.68	3332.52	709.68	3763.16
SUMA V.P. NETO 14 %	-1704.75	-9997.82	-19010.03	-13036.95	-8441.16	-3932.73	-279.05	3053.47	3763.16	
VALOR PRESENTE NETO 18 %	-1646.56	-7740.36	-7224.71	4232.36	3867.81	3665.75	2870.05	2529.04	520.32	1173.90
SUMA V.P. NETO 18 %	-1646.56	-9387.32	-16612.03	-12279.67	-8411.86	-4746.11	-1876.06	652.98	1173.30	
TASA INTERNA DE RETORNO	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	9.81	13.40	19.33	29.31	

XI-22

ANALISIS FINANCIERO

7. * 8. * 9. * 10. * 11. * 12. * 13. * 14. * 15. TOTAL

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

| | | | | | | | | | | | |
|--------------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|------------|-----------|
| INGRESO POR VENTAS | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 603625.00 |
| IMPUESTOS Y GASTOS DE VENTAS | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 27163.39 |
| COSTOS DE OPERAC. Y ADMINISTA | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 203816.30 |
| RENTA BRUTA | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 372645.44 |
| TOTAL DEPREC. Y AMORTIZAC. | 410.00 | 800.00 | 930.00 | 830.00 | 1000.00 | 940.00 | 820.00 | 660.00 | 950.00 | 87791.69 | |
| INTERESES OPER. LARGO PLAZO | 377.86 | 75.57 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 25473.18 |
| RENTA NETA | 24677.11 | 24589.39 | 24534.97 | 24634.97 | 24464.97 | 24524.97 | 24644.97 | 24804.97 | 24514.97 | 2459380.69 | |
| AMORTIZACION DE PERDIDAS | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 6026.89 | |
| UTILIDAD IMPONIBLE | 24677.11 | 24589.39 | 24534.97 | 24634.97 | 24464.97 | 24524.97 | 24644.97 | 24804.97 | 24514.97 | 252453.31 | |
| IMPUESTO A LA RENTA | 10844.84 | 10907.81 | 10876.98 | 11119.52 | 11139.74 | 11215.75 | 11417.38 | 11540.83 | 11502.95 | 116246.31 | |
| UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS | 13832.27 | 13681.58 | 13657.99 | 13515.45 | 13325.23 | 13309.22 | 13227.59 | 13264.14 | 13012.02 | 136207.56 | |
| TOTAL COMUN. MINERA E INGENMET | 1521.55 | 1505.41 | 1491.38 | 1485.70 | 1465.77 | 1464.01 | 1455.03 | 1459.05 | 1431.32 | 15744.78 | |
| RESERVA DE REINVERSION | 2000.00 | 800.00 | 150.00 | 1100.00 | 550.00 | 1500.00 | 0.0 | 1600.00 | 750.00 | 10350.00 | |
| VALOR DE RESCATE | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | |

UTILIDAD NETA 10310.71 11380.17 11916.61 10928.75 11309.45 10345.20 11772.55 10205.08 10830.69 110112.75

* FLUJO DE FONDOS *

FUENTES DE FONDOS

| | | | | | | | | | | |
|------------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|-----------|
| FINANCIAMIENTO LARGO PLAZO | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 57380.23 |
| CREDITO IMPUESTO COMUNIDAD | 650.69 | 654.23 | 658.62 | 667.17 | 668.38 | 672.94 | 685.04 | 692.45 | 690.18 | 6974.77 |
| CREDITO IMPUESTO REINVERSION | 878.54 | 354.75 | 67.11 | 496.51 | 250.43 | 685.98 | 0.0 | 744.42 | 351.92 | 4537.59 |
| UTILIDAD NETA | 10310.71 | 11380.17 | 11916.61 | 10928.75 | 11309.45 | 10345.20 | 11772.55 | 10205.08 | 10830.69 | 110112.75 |
| AMORTIZAC. DE PERDIDAS | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 6026.89 |
| RESERVA DE REINVERSION | 2000.00 | 800.00 | 150.00 | 1100.00 | 550.00 | 1500.00 | 0.0 | 1600.00 | 750.00 | 10350.00 |
| TOTAL DEPREC. Y AMORTIZAC. | 410.00 | 800.00 | 930.00 | 830.00 | 1000.00 | 940.00 | 820.00 | 660.00 | 950.00 | 87791.69 |
| TOTAL FUENTES DE FONDOS | 14250.34 | 13989.14 | 13722.34 | 14022.42 | 13778.27 | 14144.12 | 13277.59 | 13901.95 | 13572.78 | 284073.63 |

USOS DE FONDOS

| | | | | | | | | | | |
|--------------------------|---------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|-----------|
| INVERSION FIJA | 2100.00 | 800.00 | 150.00 | 1100.00 | 550.00 | 1500.00 | 0.0 | 1600.00 | 750.00 | 82520.00 |
| INTERESES PRE-OPERATIVOS | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 9011.72 |
| CAPITAL DE TRABAJO | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 2590.00 |
| PAGO FINANC. LARGO PLAZO | 3022.86 | 3022.86 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 57380.23 |
| TOTAL USOS DE FONDOS | 5122.86 | 3822.86 | 150.00 | 1100.00 | 550.00 | 1500.00 | 0.0 | 1600.00 | 750.00 | 150501.59 |
| FONDOS NETOS DISPONIBLES | 9127.48 | 10166.29 | 13572.34 | 12922.42 | 13228.27 | 12644.12 | 13277.59 | 12301.95 | 12822.78 | 133571.94 |
| VALOR PRESENTE NETO 10 % | 2519.07 | 3563.26 | 4324.61 | 3743.21 | 3493.46 | 3026.04 | 2889.63 | 2433.91 | 2306.33 | 36620.32 |

X-123

ANALISIS FINANCIERO

| | 7. | 8. | 9. | 10. | 11. | 12. | 13. | 14. | 15. | TOTAL |
|--------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|
| SUMA V.P. NETO 10% | 10848.55 | 14412.25 | 18736.86 | 22480.06 | 25963.52 | 28990.46 | 31880.09 | 34314.00 | 36620.32 | |
| VALOR PRESENTE NETO 14 % | 2462.11 | 2405.55 | 2817.10 | 2352.91 | 2112.72 | 1771.42 | 1631.73 | 1326.17 | 1212.56 | 21855.30 |
| SUMA V.P. NETO 14 % | 6225.26 | 8630.80 | 11447.90 | 13800.70 | 15913.42 | 17694.84 | 19316.57 | 20642.74 | 21855.30 | |
| VALOR PRESENTE NETO 18 % | 1743.55 | 1646.13 | 1862.41 | 1502.74 | 1303.65 | 1056.00 | 939.75 | 737.88 | 651.80 | 12617.59 |
| SUMA V.P. NETO 18 % | 2917.25 | 4563.38 | 6425.78 | 7928.52 | 9232.16 | 10288.16 | 11227.91 | 11965.79 | 12617.59 | |
| TASA INTERNA DE RETORNO | 23.12 | 25.15 | 26.91 | 28.12 | 28.93 | 29.48 | 29.88 | 30.14 | 30.42 | |

ANALISIS FINANCIERO

| | 16. | * 17. | * 18. | * 19. | * 20. | * 21. | * 22. | * 0. | * 0. | TOTAL |
|----------------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|------|------|-----------|
| ***** | | | | | | | | | | |
| *ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS* | | | | | | | | | | |
| ***** | | | | | | | | | | |
| INGRESO POR VENTAS | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 41134.00 | 18071.00 | | | 868500.00 |
| IMPUESTOS Y GASTOS DE VENTAS | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 1851.03 | 813.19 | | | 39082.45 |
| COSTOS DE OPERAC. Y ADMINISTA | 12818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 13818.00 | 5070.00 | | | 291724.00 |
| RENTA BRUTA | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 25464.97 | 12187.80 | | | 537622.81 |
| TOTAL DEPREC. Y AMORTIZAC. | 880.00 | 920.00 | 620.00 | 780.00 | 460.00 | 310.00 | 678.00 | | | 92439.69 |
| INTERESES OPER. LARGO PLAZO | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 25473.18 |
| RENTA NETA | 24584.97 | 24544.97 | 24844.97 | 24684.97 | 25004.97 | 25154.97 | 11509.80 | | | 419710.05 |
| AMORTIZACION DE PERDIDAS | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 6926.88 |
| UTILIDAD IMPONIBLE | 24584.97 | 24544.97 | 24844.97 | 24684.97 | 25004.97 | 25154.97 | 11509.80 | | | 412783.19 |
| IMPUESTO A LA RENTA | 11682.16 | 11882.22 | 12126.30 | 12243.95 | 12601.43 | 12901.77 | 4881.59 | | | 194565.50 |
| UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS | 12902.81 | 12662.75 | 12718.66 | 12441.02 | 12403.54 | 12253.20 | 6628.21 | | | 219217.50 |
| TOTAL COMM. MINERA E INGEMMET. | 1416.31 | 1392.50 | 1359.05 | 1368.51 | 1364.39 | 1347.85 | 729.10 | | | 24765.89 |
| RESERVA DE REINVERSION | 750.00 | 0.0 | 800.00 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 11900.00 |
| VALOR DE RESCATE | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 14000.00 | | | 14000.00 |
| UTILIDAD NETA | 10733.50 | 11269.84 | 10519.61 | 11072.51 | 11039.15 | 10905.35 | 19899.11 | | | 195551.53 |
| ***** | | | | | | | | | | |
| * FLUJO DE FONDOS * | | | | | | | | | | |
| ***** | | | | | | | | | | |
| FUENTES DE FONDOS | | | | | | | | | | |
| FINANCIAMIENTO LARGO PLAZO | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 57380.23 |
| CREDITO IMPUESTO COMUNIDAD | 700.93 | 712.93 | 727.58 | 734.64 | 756.09 | 774.11 | 292.90 | | | 11673.92 |
| CREDITO IMPUESTO REINVERSION | 356.32 | 0.0 | 390.46 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 5284.43 |
| UTILIDAD NETA | 10733.50 | 11269.84 | 10519.61 | 11072.51 | 11039.15 | 10905.35 | 19899.11 | | | 195551.53 |
| AMORTIZAC. DE PERDIDAS | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 6926.88 |
| RESERVA DE REINVERSION | 750.00 | 0.0 | 800.00 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 11900.00 |
| TOTAL DEPREC. Y AMORTIZAC. | 880.00 | 920.00 | 620.00 | 780.00 | 460.00 | 310.00 | 678.00 | | | 92439.69 |
| TOTAL FUENTES DE FONDOS | 12420.80 | 12902.77 | 13057.65 | 12587.14 | 12255.23 | 11989.45 | 20870.00 | | | 381156.50 |
| USOS DE FONDOS | | | | | | | | | | |
| INVERSION FIJA | 750.00 | 0.0 | 800.00 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 84070.00 |
| INTERESES PRE-OPERATIVOS | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 8011.72 |
| CAPITAL DE TRABAJO | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 2590.00 | | | 5180.00 |
| PAGO FINAN. LARGO PLAZO | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | | | 57380.20 |
| TOTAL USOS DE FONDOS | 750.00 | 0.0 | 800.00 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 2590.00 | | | 154641.59 |
| FONDOS NETOS DISPONIBLES | 12670.80 | 12902.77 | 12257.65 | 12587.14 | 12255.23 | 11989.45 | 18280.00 | | | 226514.81 |
| VALOR PRESENTE NETO 10 ? | 2071.81 | 1917.95 | 1656.41 | 1546.31 | 1368.67 | 1217.26 | 1687.21 | | | 48085.94 |

X-25

ALTERNATIVA 2.500 TM/D - 30 A APORTE PROPIO
 PRECIOSO-CU 95 CTVS/LB. AG 9 US/OZ, 7M 43 CTVS/LB, MO 6.5 US/LB.

29.09.81

ANALISIS FINANCIERO

| | 16. | * 17. | * 18. | * 19. | * 20. | * 21. | * 22. | * 0. | * 0. | TOTAL |
|--------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|------|------|----------|
| SUMA V.P. NETO 10% | 38692.14 | 40610.08 | 42266.49 | 43912.90 | 45181.47 | 46398.73 | 48085.94 | | | |
| VALOR PRESENTE NETO 14 % | 1051.04 | 938.85 | 782.37 | 704.74 | 601.89 | 516.53 | 690.82 | | | 27141.54 |
| SUMA V.P. NETO 14 % | 22906.34 | 23845.18 | 24627.55 | 25332.30 | 25934.19 | 26450.72 | 27141.54 | | | |
| VALOR PRESENTE NETO 18 % | 545.82 | 471.03 | 379.22 | 330.01 | 272.30 | 225.76 | 291.70 | | | 15133.42 |
| SUMA V.P. NETO 18 % | 13163.41 | 13634.44 | 14013.66 | 14343.67 | 14615.97 | 14841.72 | 15133.42 | | | |
| TASA INTERNA DE RETORNO | 30.57 | 30.69 | 30.78 | 30.84 | 30.89 | 30.92 | 30.95 | | | |

XI-26