

Universidad Nacional de Ingeniería

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS



EL COBRE OXIDADO DE LA PROV. DE ICA Y
LA POSIBILIDAD DE SU APROVECHAMIENTO

TESIS DE GRADO

Promoción 1958

MARCO ANTONIO FLOREZ OLIVERA

LIMA - PERU

1966

A MIS QUERIDOS

HERMANOS

CON TODO CARINO

A MI MADRE.

C O N T E N I D O

PAGINA

- I.- INTRODUCCION: Objeto de la Tesis.
-Trabajo de campo.
-Información disponible.
- II.- PRIMERA PARTE: EXPLORACION DE PROSPECTOS MINEROS 1 - 18
-Métodos de trabajo.
-Exploracion.-Desarrollo.-Explotación.-Concentración.
-Evolución de la industria extractiva de cobre de Ica.
-Mano de obra.-Desarrollo.-Producción.
-Producción y venta.- Equipos e instalaciones.
- III.- SEGUNDA PARTE: GEOGRAFIA, -GEOMORFOLOGIA Y TOPOGRAFIA.- 19 - 38-A
-Petrografía: Descripción de rocas.
-Geología Estructural: Fallas y vetas
-Geología Histórica.
Geología Económica.
- IV.- TERCERA PARTE: DESCRIPCION DE LAS ZONAS 39 - 73
-Factibilidad de las zonas; Los Molinos, Canza, Yauca y Tingue.
- V.- CUARTA PARTE : EL PROCESO DE SEGREGACION 74 - 94
-Factores que controlan el proceso.
-Resultados típicos.-Costo de instalación.- Costos de Operación.-
-Viabilidad en escala industrial.
- VI.- QUINTA PARTE : PROYECTO DE OPERACIONES 95 - 109
-Zonas de abastecimiento.-Desarrollo del proyecto.- Inversiones necesarias al proyecto.- Costo del mineral.- Amortización de las inversiones.-Costos de operación.-
Costos totales.-

VII.- SEXTA PARTE : BALANCE ECONOMICO

110 - 115

- Valor de los concentrados.-
- Valor de los minerales.-Minerales
comerciales.
- Utilidades.

RESUMEN Y CONCLUSIONES.- Las Minas.- La segregación

INVERSIONES Y CAPITALAS- Balance Económico

CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA.-

I N T R O D U C C I O N

La Tesis de Grado que presento se denomina "EL COBRE OXIDADO DE LA PROVINCIA DE ICA Y LA POSIBILIDAD DE SU APROVECHAMIENTO".

Ha sido preparada tomando como base las observaciones hechas en unos 73 prospectos, de los que 48 se hallan distribuidos en las zonas de Canza , Tingue, Yauca, San - José de los Molinos, Ocucaje, Palpa, Ingenio Nazca y Aca-rí, todos ellos incluidos en la Provincia de Ica, Departamento de Ica, y los restantes se encuentran en las regiones de Ocros, Sayán, Departamento de Ancash, y de Lurín, Mala y Coayllo, Departamento de Lima.

Las visitas se hicieron con el objeto de tentar la posibilidad de fomentar y alentar la pequeña minería, mediante la instalación de una o varias plantas de beneficio, previa verificación de los tonelajes y métodos de concentración que justifiquen dichas inversiones.

Aunque el objetivo de estos estudios era descubrir nuevos yacimientos o áreas de interés, la mayor parte de ellos han sido a prospectos de propiedad de particulares con doble propósito:

1º.-Pesar las posibilidades de producción de mineral y las

necesidades para conseguirlo.

2º.- Enseñar al pequeño minero la técnica y sistema de trabajo para conseguir economía, producción, seguridad y permitir la mayor vida o duración del yacimiento, evitando el desperdicio y procurando la explotación de canchas para mantener el ritmo de beneficio en la Planta.

Como se verá más adelante al tratar de las minas, en general hay poca exposición del yacimiento por lo cual la información directa es escasa, y las numerosas lagunas deben ser llenadas por el Ingeniero con criterio técnico.

Con respecto a los informes de las zonas y prospectos son concisos tanto para mayor claridad de lo que se expone, como para permitir objetivizar los yacimientos.

Con esto, es evidente que se ha logrado evitar divagaciones científicas que no tengan fin práctico, deteniéndonos alrededor de una circunstancia sólo cuando esta sea clave para la mina estudiada, de tal modo que se expondrá hechos concretos con deducciones claras.

Por lo expuesto, el presente trabajo resulta original en muchos aspectos, ya que el problema es actual - en lo que ha desarrollo regional se refiere, y en lo que

concierno al método de tratamiento de los minerales eva luados (óxidos y sulfuros), conocido con el nombre de la Segregación de Cobre, sistema que ha reportado favorables resultados en pruebas realizadas para minerales englobados en gangas calcíticas y silicatadas, pero - que aún se halla en la etapa EXPERIMENTAL.

TRABAJO DE CAMPO

El suscrito ha tenido la suerte de ser asesorado por el Ing. Walter Suazo, Ingeniero que ha participado en las visitas a todos los prospectos y gran conocedor de las zonas, con el que se han extraído las muestras, las cuales han sido ensayadas en el Laboratorio de la Casa Mauricio Hoshchild.

INFORMACION DISPONIBLE

No existen planos regionales, topográficos ni de minas, de precisión ni completos, lo cual ha sido subsanado en parte con copias de algunos planos antiguos y con croquis preparados por el Ing. Giraldez.

Los datos estadísticos y diversos han sido obtenidos del Anuario de la Industria Minera y del Eng. and Mining Journal respectivamente.

Sobre el sistema de Segregación se ha tenido co

mo fuente de consulta el informe de Carl Rampacek, W.A. Mckinney; P.T.Waddleton del Buró de Minas.

Debe mencionarse además los informes de los Ings. Rex Robilliard principalmente, sin el cual este trabajo no hubiera salido a la luz. A.Giraldez y Robert Rother.

Antes de hacer la descripción de las zonas mineras, creo conveniente exponer, a manera de preámbulo y a grandes rasgos el sistema de trabajo de los pequeños mineros.

"EL COBRE OXIDADO DE LA PROVINCIA DE ICA
Y LA POSIBILIDAD DE SU APROVECHAMIENTO"

PRIMERA PARTE

EXPLORACION DE PROSPECTOS MINEROS.
METODOS DE TRABAJO DE LOS PEQUEÑOS MINEROS.

METODOS DE LOS PEQUEÑOS MINEROS

Por falta de capitales y equivocada apreciación de la riqueza real de un yacimiento, la mayoría de las pequeñas minas pasan directamente de la prospección rudimentaria a la explotación sin exploración ni desarrollos ni preparaciones adelantadas más de unos pocos metros.

EXPLORACION

Aunque al primer paso le llaman pomposamente - Exploración, el caso general es que ni siquiera se identifica la estructura o la continuidad del yacimiento. En cuanto a relaciones geológicas para percibir - sus posibilidades es obvio que sólo emplean la intuición en los prospectos nuevos.

Su idiosincracia les hace supervalorizar todo prospecto o mina y ello trae problemas para los técnicos, y las empresas. Las dimensiones de afloramientos son confundidos casi siempre con los anchos de derrame de los sombreros de fierro, con la hipotética continuidad de puntos aislados que a menudo resultan siendo mineralizaciones interrumpidas. La riqueza de algunos o

jos o muestras especiales, la asimilan arbitrariamente a toda la extensión.

Los pequeños mineros son en realidad grandes prospectores. Recorren y conocen inmensas regiones y localizan innumerables yacimientos, aunque gran cantidad resulta sin valor. Entonces hacen los "cateos"; pican o desentieran el mineral o más bien, donde parece haberlo por ínfimos indicios, queda mineral expuesto o se descubre que bajo la superficie desaparece. Si aparecen valores a los pocos metros, siguen una labor de cualquier forma sobre el mineral para su extracción directa, o sea que ya están en la etapa de explotación. Si no hay valores que paguen los gastos, pronto se paraliza la exploración y viene el abandono o el ataque en otro frente promisor.

D E S A R R O L L O

En cuanto a desarrollar la mina, siendo ésta la operación más costosa y con menor producción relativa de mena, es natural que no se realice en las pequeñas minas donde no hay mineral probado. Generalmente - no se hace si no una mediabarreta para explotación directa. Solo cuando ya un sector produce para pagar gas

tos y las condiciones topográficas no dan otra solución o cuando un derrumbe lo deja como única alternativa, entonces se abre un socavón de cortada o un pique para acceso.

Las galerías subterráneas las hacen los pequeños mineros cuando el rendimiento en producción o el bajo costo las hacen comparables a tajeos.

Casi siempre son detenidas porque en su estrechez y mala pendiente dificulta el transporte, y entonces se explota mineral derribando irregularmente del alza, pero más comunmente -por innata tendencia- sacando de los planes.

Estas galerías y algunas chimeneas, piques y cruceros no son realmente desarrollos en el sentido que entiende la industria por que no se hacen para permitir otras labores o para facilitar los servicios de transporte, izaje, ventilación u otros, ni para rodear el mineral que luego será extraible; nó, estas labores (cuando se hacen) son preparaciones que tienen el objetivo de "entrar en mineral", de ahí que no se planean sino que se improvisan, de ello resulta que a menudo se construyen varias, independientemente distanciadas, al capricho, sin intercomunicaciones útiles- y a veces que--

dan sorpresivamente comunicadas indirectamente por derrumbes.

Por economía el enmaderado no se emplea o se reduce a un mínimo dándole un empleo temporal, lo que es la razón de la poca duración de las labores. La estrechez y la irregularidad de sus formas son también características frecuentes.

EXPLOTACION

Generalmente empieza con tajos abiertos o media barretas muy baratas al comienzo pero que limitan la explotación económica debido a la profundidad; a este límite se llega más pronto en las vetas angostas porque para bajar el costo, los desmontes van quedando en el interior aumentando progresivamente.

Cuando hay algunos desarrollos, se escogen las columnas u ore shots que son rápidamente vaciadas sin ningún plan. En todo caso se extrae sólo el mineral más rico y los tajeos se ensanchan hasta llegar a producir el derrumbe que significa la terminación del sector como productor.

Para el sostenimiento quedan puentes naturales

o pilares por su pobreza sin ninguna regla de distribución.

Cuando un sector malogrado por los derrumbes o se requiere avanzar en una zona estéril, se prefiere localizar otra bolzonada y proceder a su explotación, dando tiempo a la destrucción total de las labores dejadas. En esta forma los pequeños mineros -en mayor grado cuanto más pequeño- solo extraen una pequeña parte del mineral disponible en su propiedad.

Más ruinoso aún es con el acostumbrado sistema de arrendamiento o con los contratistas; uno u otro ganan por el mineral extraído. No les preocupa el futuro de la mina que pronto queda rellena de desmontes, o vaciada únicamente en las lentes ricas, haciendo anti-económica la explotación del grueso de mineral para los que vengan despues.

CONCENTRACION

La mayoría de los pequeños mineros simplemente tratan de conseguir un producto vendible, así es que -- escogen a mano o concentran por métodos rústicos en el grado necesario para recibir aceptación en las casas compradoras.

El escogido a mano o "pallaqueo" es común en casi todas las zonas y dentro de lo rústico y barato de su sistema (chancado con combas livianas y separación al ojo) resulta eficiente recuperándose de $2/3$ a $3/4$ de los valores.

De este modo se llegan a obtener concentrados de minerales de cobre con 20% y hasta de 35%. De todos modos las recuperaciones son bajas quedando en las canchas tanto nuevas como antiguas toneladas de minerales susceptibles de ser recuperados con métodos modernos de beneficio.

EVOLUCION DE LA INDUSTRIA EXTRACTIVA
DE COBRE DE ICA

1.- DESARROLLO DE LA PRODUCCION DE COBRE

En los últimos 13 años, la producción de minerales de cobre en Ica, ha crecido considerablemente; en ello han intervenido varios factores entre los cuales el más importante es la gran riqueza de minerales de cobre oxidado en ese Departamento. En el Gráfico N°1, que se incluye, se muestra la evolución de la producción de cobre en el período comprendido entre 1952-1964.

Es imposible obtener una información exacta de la cantidad de cobre fino que se recupera de los minerales de Ica, ya que la gran mayoría se vende a casas compradoras para ser fundidas y refinadas.

La velocidad de crecimiento anual de la producción ha variado de año en año y, aunque han habido épocas de retroceso, la tendencia ha sido siempre hacia un aumento muy importante del volumen de la producción.

Al incluir el concepto de tendencia, se ha tropezado con las dificultades de poder definirla, pero en general se establece como un movimiento suave y continuo de producción de un determinado tiempo.

Para la determinación de la tendencia de una serie cronológica en general, es necesario previamente hacer el ajuste de ciertas curvas a las series cronológicas. Sus objetivos son:

- a).- Describir la tendencia general mediante una línea más sencilla que la poligonal original.
- b).- Proporcionar una idea acerca del comportamiento futuro de la serie;

Una de las formas más ventajosas del ajuste de una curva es por el método de los mínimos cuadrados debido a que facilita el poder efectuar extrapolación, y permite hacer predicciones a corto plazo.

La función más simple utilizada como ajuste, es la de primer grado o en línea recta, cuya expresión analítica es:

$$y = bx + C$$

en esta oportunidad se efectuará un ajuste a datos de -

la producción anual del Departamento Ica, mediante el método de mínimos cuadrados.

La disposición del cuadro para el ajuste es el siguiente:

AÑO	PRODUCCION.	Log.Y	X	X ²	X Log Y	
1952	32,638	4.51372	-6	36	-27.08232	A-4.05704 - 11,404
1953	24,747	4.39353	-5	25	-21.96765	
1954	15,402	4.18758	-4	16	-16.75032	
1955	11,714	4.06871	-3	9	-12.20613	
1956	12,461	4.09556	-2	4	- 8.19112	
1957	20,942	4.32102	-1	1	- 4.32102	
1958	332	2.52114				4.29546
1959	35,146	4.54588	1	1	4.54588	
1960	42,488	4.62827	2	4	9.25654	
1961	35,319	4.54802	3	9	13.64406	
1962	35,021	4.54433	4	16	18.17732	
1963	51,624	4.71285	5	25	23.56425	
1964	57,600	4.76042	6	36	28.56252	B-4.53388 - 34192
		55.84103	182		+ 7.23201	

Tenemos:

$$\frac{7.23201}{182} = 0.039736 \therefore \text{TASA} = 9.58\%$$
$$4.05704 \therefore A = 11.404$$
$$4.29546 + 0.23842$$
$$4.53388 \quad B = 34.192$$

En líneas generales, es posible distinguir dos períodos con diferente ritmo de crecimiento.

El primer período abarca desde 1952-58 con una tendencia fuertemente negativa debido a que en 1958 se produjo una caída total de precios de todos los minerales y por consiguiente la producción de todas las pequeñas mineras.

Pero a partir de 1958-64 la tendencia es positiva, siendo el promedio de la tasa anual de crecimiento para todo el período 1952-64 de 9.58%.

EVOLUCION MINERA

La gran mayoría de los mineros inicia sus operaciones, produciendo minerales escogidos para exportación

de las diversas minas habiendo tenido gran éxito con los minerales oxidados. Las compañías ya constituidas, no solamente han explotado las especies oxidadas, sino también - han desarrollado labores, pasando luego al tratamiento de sulfuros flotables, pero que les han ocasionado fuertes - pérdidas (Mina Cabeza de Negro-Tingue).

Ultimamente se han tratado algunos sulfuros flo- tables principalmente de enriquecimiento secundario encontrados en algunas minas y en una cancha antigua, pero se está tendiendo hacia la exclusiva operación de minerales oxidados que tienen mejor rendimiento económico.

El programa de explotación de especies sulfuradas llevó a formar organizaciones costosas, a cubrir labores - mineras que no resultan reproductivas, y a adquirir equi- - pos y material en exceso, todo lo cual ha gravado los gas- tos y el pasivo de las sociedades formadas.

La decisión de trabajar exclusivamente los minerales oxidados tienen un camino seguro pero lento que es ex- plotar los minerales ricos en escala reducida.

Actualmente se abre una nueva posibilidad que es utilizar los minerales oxidados o sulfo-oxidados, de leyes relativamente bajas, en escala de 50 a 100 T.M. diarias, - tratándolas por el método de segregación.

Tanto para la operación en pequeña escala (100 a 150 T.M. mensuales de mineral escogido) como para una escala industrial (1500 a 2500 T.M. mensuales de mineral de baja ley), existe la dificultad de que las áreas de explotación son distanciadas y que dentro de cada zona las labores están muy espaciadas: todo lo cual significa gran dispersión haciendo difícil la vigilancia y la administración. A más de esto, se suma a complicar el problema la necesidad de proveer de agua y de provisiones a los varios campamentos desde un solo punto.

MANO DE OBRA

La distribución aproximada de personas que laboran es:

	<u>RECONOCI</u> <u>MIENTOS</u>	<u>OXI.ESCO</u> <u>GIDO</u>	<u>SULF.CONC.</u>	<u>TOTAL</u>
FORTUNA	5	3	-	8
SAN PEDRO, CONTRA				
DICCIÓN	2	8	-	10
ADELAIDA	-	8	8	16
CABEZA DE NEGRO	5	20	-	25
CHAVEZ, NOVIEMBRE	4	6	-	10
LUCIANA	-	3	-	3

Estos laboran generalmente 12 horas, o sea que - emplean unas 90 tareas diarias, sumando un total de jornales de alrededor de \$/80,000.00

Los jornales en la localidad actualmente fluctúan entre \$/18/20 para peones y de \$/25/25 para barreteros y \$/35/40 para capataces, choferes y mecánicos.

DESARROLLO

Se han efectuado exploraciones y desarrollos en - varias minas. Las labores pequeñas son en su mayoría avances sobre mineral con fines de explotación, más bien que desarrollos en su amplio sentido.

Se ha notado que únicamente en dos minas se han corrido labores importantes para el encampane de mineral, y ellas son: San Pedro y Santo Domingo.

En la primera mina, fueron excelentemente reproductivos los desarrollos sobre todo en las labores de la parte alta que permitieron extraer más de 1,000 TM. de mineral - escogido de alta ley reuniéndose canchas con varios miles de Tons. aprovechables posteriormente.

En cambio en Santo Domingo, el mineral que se desarrolló por un nivel inferior, mediante un socavón largo de cortada no justificó la inversión.

Como ilustración de los desarrollos realizados en las diferentes minas y prospectos, se reproduce en el Cuadro N° 2 un resumen de las corridas efectuadas.

CUADRO N° 2

AVANCES EN METROS	CORTADA	GALERIA	SUBNIV. CHIME- NEAS	PIQUE	TOTAL
Molinos Azurita	40	---	---	14	54
"	--	21	26	14	62
" Coquimbana	--	120	---	45	165
" Cuartillo	--	--	42	18	60
Cancha Raquel	--	--	29	12	41
" Sol Brillante	--	20	6	18	44
" Contradicción	--	18	---	4	22
" San Fernando	--	--	30	20	50
" San Pedro	50	220	131	15	416
" Tapadita	(600)	3	12	14	629
" Adelaida	500	41	---	22	561
Yauca St. Domingo	390	105	115	42	652
Humay Aguada Baja	--	38	---	4	42
" Luque	--	108	---	41	129
" Montecristo	--	28	---	3	31

PRODUCCION

En el siguiente cuadro, se presenta la producción de minerales escogidos para exportación y de concentrados producidos mediante el tratamiento de minerales sulfurados, en la Planta Los Frailes (actualmente no funciona) de propiedad de la Comp. Minera Canza, de las diferentes minas anteriormente anotadas.

CUADRO N° 3

PRODUCCION POR MINAS	MINERAL ESCOGIDO		CONCENTRADOS	
	T.M.	Cu%	T.M.	Cu%
Molinos Fortuna	21.532	14.92		
" Cuartillo	44.152	20.30	5.660	21.55
Canza San Fernando			33.870	30.52
" San Pedro	1,219.195	18.83		
" Adelaida	339.528	16.61	63.219	30.00
" Cancha Adelaida			22.437	24.50
Yauca Santo Domingo	59.397	12.21	246.560	28.36
Tingue Chavez	43.307	16.33		
T O T A L :	1,727.111	18.0	371.746	28.40

PRODUCCION Y VENTA

La producción tomada es de nueve meses agrupadas en Trimestres

TRIMESTRE	MINERAL ESCOGIDO		CONCENTRADOS		VALOR LIQUIDO US\$
	T.M.N.S.	Cu%	T.M.N.S.	Cu%	
Enero/Marzo	231.841	17.0	33.878	26.0	18,668.98
Abril/Junio	131.355	15.9	160.671	30.7	29,394.82
Junio/Sept.	186.713	15.1	164.932	27.4	26,541.65
TOTAL 9 MESES:	549.909		359.481		74,605.45

RESULTADOS METALURGICOS

M I N A S	TONELAJE		RATIO CONC.	LEY CABEZA	Cu CONCENTRADO	% RELAVES	RECUPE- %
	Cabeza	Concentrados					
Cuartillo	154.860	5.660	27.32	1.55	21.55	.79	50.90
San Fernando	283.190	33.870	8.36	3.87	30.52	.25	94.31
Adelaida	567.460	63.219	8.98	3.52	30.00	.20	94.95
Canchas Adelaida	260.460	22.437	11.62	2.84	24.50	.80	74.25
Santo Domingo	2634.000	246.560	10.68	2.99	28.36	.37	88.78
	3899.970	371.746		3.06			

EQUIPOS E INSTALACIONES

Los equipos e instalaciones halladas en los antiguos campamentos de la Cía. Minera Canza comprenden construcciones, maquinarias, materiales, etc.

Además de lo anteriormente citado, existen abundantes recursos disponibles; aquí sólo se hace un recuento de algunos servicios y equipos de especial atención.

A g u a .- Se cuenta con un pozo de 70 metros con columna de 30 metros, con bomba de 20 H.P. y tubería de 5". Tiene una capacidad de 2,000 m³ en 24 horas.

Con estos antecedentes, las únicas limitaciones para las necesidades metalúrgicas, de perforación o domésticas, son el costo de bombeo, mantenimiento de equipo y el transporte del agua a los lugares de uso.

E n e r g í a .- Se cuenta con un total de 435 H.P. constituido por dos generadores D-17000 de 150 H.P. cada uno (ampliamente suficiente para todo el equipo de la concentradora), un grupo generador D-315 de 50 H.P., y un grupo generador Ud-14A de 85 H.P.

C o m p r e s o r a s .- Hay 3 estacionarias Gardner-Denver (totalizan 395 H.P. y capacidad de 1260 p.c.p.m.) y 4 portátiles de diferentes marcas (total 180 H.P. y con una capacidad de 626 p.c.p.m) De este equipo, una compresora

GEOGRAFIA.- GEOMORFOLOGIA.

Las áreas estudiadas pertenecen a la región denominada Costa, y su topografía muestra tres zonas marcadamente diferentes, y muy conocidas ya. Estas son:

- A) -Zona de acantilados y playas.
- B) -Zona de las pampas.
- C) -Zona de las estribaciones andinas.

Aunque la gran mayoría de las minas estudiadas - están ubicadas en la zona de las estribaciones andinas se describirán las tres zonas para delinear debidamente la - región denominada Costanera.

La primera zona, está definida por el borde litoral y el área adyacente. Este borde es mayormente recto - con una orientación NW-SE con las excepciones correspondientes a bahías, puntas y caletas.

En cuanto se refiere al relieve, los acantilados y las playas se alternan, correspondiendo los acantilados a los restos de la Cordillera de la Costa.

La segunda zona, viene a continuación y se determina por ser una llanura. Esta es suave, con pocos accidentes, y si es que los hay son de poca magnitud; tiene - una ligera inclinación hacia el Oeste. Están cubiertas de

arenas (en los escasos valles se exhibe vegetación) y no sobresalen ni numerosos ni grandes afloramientos.

La zona de las estribaciones andinas están situadas hacia el interior del continente. Está conformada por los primeros cerros que forman el borde occidental de la Cordillera de los Andes. Son cerros de altura moderada, pocos son los que pasan de los 1500-2000 mts. y forman parte del batolito de granodiorita, teniendo en sus cumbres restos de rocas o "roof Pendants".

Las rocas que cubren las zonas o que sólo aparecen como intrusiones en las vecindades de las vetas son: granodiorita (Pisco-Ica); diorita (Chincha), pórfido andesítico y andesita. Se encuentran además en las cumbres tufos volcánicos y grandes zonas cubiertas de cenizas.



PETROGRAFIA

Para tener una idea de la Petrografi de l e áreas e tu diadas, se ha tenido el cuidado d recoger muestra de las caj y de la roca local. De este modo se ha esta lecido una cierta - homogeneidad de la roca encajonante, al observa muestr s de la diferentes áreas estudiadas.

La mayoría de las minas estudiadas se encuentran o. c a- vadas en el batolito de granodiorita, m su arte enomi d fa- cies de bordura (por estar c rca d su límite en este c so occi- dental.

Se acepta a la diorita como una grad ción local de l ra nodiorita y la andesita y dacita porfirítica como fac es uper- ficiales de la roca ambiente. A continuación se proporciona una somera descripción de las rocas:

GRANODIORITA.- Se ha advertido cuarzo en proporción que varía - del 10 al 15%; predominancia de plagioclasa con algo de ortosa (20 al 25%). Se encuentran presentes elementos ferromagnesianos, distinguiéndose la hornblenda y muy poco biotita. Todos estos - elementos forman una pasta homogénea, granular y holocristalina.

En secciones delgadas, se observa el cuarzo que aparec anedral rellenando vacíos o sea intersticial; en algunas pla- yas presenta inclusiones. La ortosa se halla en pequeña cantidad y muchas veces macladas con la ley de Carlsbad. La plagioclasa predomina en todas las playas en cristales euhedrales y su ca- racterística macla polisintética, según (010) gl. La hornblenda

se presenta en láminas, con bordes algo rasgados, a semejanza de la biotita, pero teniendo estas formas más redondeadas. La hornoblenda y la biotita aparecen euhedrales, mientras que el cuarzo y la ortosa se presentan anhedrales, por ser de posterior cristalización.

DIORITA.- Predominan las plagioclasas y la hornoblenda. A simple vista no se distingue la biotita. Los elementos forman una pasta homogénea, granular holocristalina; es de color oscuro, a causa del porcentaje de ferromagnesianos que contienen.

Al microscopio, destacan las plagioclasas en todas las playas, con macla polisintética; la hornoblenda está algo alterada hacia epidota, y la biotita que se halla en pequeña cantidad, también se encuentra alterada hacia clorita.

ANDESITA/- Se describe como el equivalente superficial de la diorita, en el caso que nos ocupa está compuesta de plagioclasas y hornoblenda como dicha roca, pero aquellos en granos grandes, de modo que se le puede considerar como una andesita porfirítica.

Al microscopio, se vió que los componentes se presentan en la forma acostumbrada en las rocas anteriores, salvo la textura que era porfídica.

Se notó alteración de la hornoblenda hacia epidota.

GEOLOGIA ESTRUCTURAL

FALLAS.-

El borde occidental del Batolito Andino, presenta una serie de fallas, que forman sistemas en escala local. Se puede establecer dos tipos de fallas: una mineralizadas, y otras post-mineralización. Todas son fallas normales.

En el área de Ica, las fallas mineralizadas forman un sistema de rumbo E-W, y si no son verticales (Coquimbana) tienen un buzamiento al N que varía entre 80° - 85° . Las fallas post-minerales (Adelaida) tienen un rumbo NW-SE, y buzan indistintamente a uno y otro lado, -- existiendo numerosas fracturas que se extienden sobre una faja de 10 Km. de ancho y más de 50 Km. de largo en aquella dirección. Casi todas las fracturas principales tienen azimuts 90° á 110° variando ligeramente hacia el Norte, exceptuando las vetas Angela (Los Molinos), Contradicción (Canza) y la mayoría de vetas de Tingue, estas últimas tienen corrientemente dirección 50° ó sea -- muy diferentes a la generalidad de la región.

Las fracturas se hallan a menudo en diques ande

síticos o en rocas profundas cerca al contacto con las intrusivas.

VETAS.- Corrientemente la mineralización no es en fracturas abiertas amplias sinó en las aberturas de contacto o en aberturas de la roca (siempre hay clavos estériles) y a veces impregnando las rocas porosas, pues las fracturas amplias están ocupadas por andesita o por calcita.

Por lo tanto estas vetas no son regulares; están mas bien presentando columnas de riqueza cada cierto espacio en sentido horizontal, separadas por zonas pobres. Las fracturas secundarias que se han mineralizado con cuarzo y compuestos de Fe y de Cu, se han ampliado por esfuerzos de corte que son notorios por las estrías de resbalamiento comunmente visibles en las cajas. Según la intensidad de la fuerza, y la posición más o menos favorable de los planos de fractura, la mineralización se concentra en columnas o lentes con grandes segmentos estériles intermedios.

Las cajas se presentan frecuentemente metamorfoseadas (Anfíboles, clorita, caolín) y el relleno lo constituye: cuarzo, magnetita, sulfuros de Fe y chalcopirita, que por oxidación han generado hematita, limonita, crisocola, malaquita, brochantita, cuprita, etc. Atravezando las fracturas principales aparecen otras menores, unas -

veces splits de tensión mineralizadas, y fall s que controlan l mineraliz ción.

GEOLOGIA HISTORICA

Las áreas estudiadas estuvieron en un principio ocupadas por el extremo occidental del Geosinclinal Andino, del que se tiene evidencia en el Perú a partir del Jurásico.

El estudio efectuado por diversos autores, del Geosinclinal andino, ha permitido conocer la existencia de varias transgresiones y regresiones en el transcurso de su existencia, hasta llegar al Cretaceo, época en que se destaca el Plegamiento Peruano que causó el levantamiento del Geosinclinal y el comienzo de la Formación de la Cordillera.

Al mismo tiempo o algo después, comenzó a emplazarse el Batolito de Granodiorita, el que terminó de definirse a comienzos del Terciario, formándose poco después las estructuras principales.

Posteriormente a la consolidación del Batolito, y probablemente asociada a un vulcanismo, se presentó la mineralización de Cu, en todo el límite occidental del mismo, en forma de soluciones epi-mesotermales. No está probado que estas soluciones hayan sido simultáneas en todas las localidades, pero sí se puede afirmar que estuvieron comprendidas dentro de una etapa más o menos bre-

ve de mineralización, fijada como la Epoca Metalogénica.

Los sucesivos levantamientos ocurridos en el Terciario y principalmente al comienzo del Cuaternario, han dado por resultado que en las unidades litológicas del Geosinclinal Andino, actúen activamente la erosión y denudación borrando con ellos todo vestigio de su existencia, quedando solamente en los sitios en que se encuentran las minas, algunos restos como roof-pendants.

Debido a estas manifestaciones, y por la presencia de abundantes lluvias, las aguas superficiales modificaron los sulfuros primarios en otros más ricos; al venir un clima árido, descendió la mesa de agua formándose la zona de óxidos comerciales que se explotan hoy en día.

GEOLOGIA ECONOMICA

La zona de oxidación parece alcanzar hasta los 50 mts. de profundidad pasando a una zona de enriquecimiento secundario (chalcocita, covelita, bornita, Cu nativo). No existe regla estricta sobre la profundización de las zonas y las calidades, y así es frecuente encontrar mezcladas las especies oxidadas con los sulfuros primarios.

A continuación se dá a conocer la mineralogía de las áreas estudiadas.

A.- Mineralogía.-

a) Tipo de mineralización.

La mineralogía de las áreas de estudio, es bastante sencilla y homogénea, ya que todos los minerales son de cobre.

Se ha dividido en dos zonas: de sulfuros y de óxidos, puesto que los minerales se presentan en estas dos formas.

A continuación se les nombra en orden de importancia:

Zona de sulfuros: Chalcopirita

Pirita

Magnetita

Bornita

Zona de Oxidos: Cobre chocolate o Chalcopisi
ta.

Malaquita

Crisocola

Brochantita

Cuprita

Melaconita

Atacamita

Azurita

Ganga:

Cuarzo

Calcita

Hematita

Limonita

Yeso

Turmalina

Rodocrosita

Habitualmente se encuentran asociaciones de mi
nerales, tales como: chalcopisita, pirita y bornita. O
chalcopisita, malaquita y crisocola, así como crisocola,
malaquita y melaconita. La chalcopisita en muchos casos,

contiene en su masa granos o "c i pas" de ch
y bornita.

En el caso de las minas Ad laida y Tapadita (I
ca) se notaron dos clases de chalcopirita: una pur y o
tra chalcositizada.

La ganga la constituye principalmente el cuar-
zo y calcita; se presenta hematita, pero en inferior
cantidad.

b) Descripción mineralógica .

A continuación se describe brevemente cada una de
las especies encontradas, por su orden de importancia
considerando la forma en que se encuentra, color, brillo,
etc. Para objetivizar los casos, se mencionan las minas
en las que se han encontrado.

Chalcopirita.-

Se le halla en agregados masivos de color amaril
lo bronce característico, de brillo metálico; se disting
ue por su dureza (se deja rayar por la cuchilla) y por
su raya verduzca. En algunos casos su superficie muestra
una coloración azul verdosa, como si estuviera experimenu
tando una chalcositización (Adelaida y Tapadita-Ica)mienu
tras que en otros casos está cubierta por una película -
de bornita (San Pedro-Ica).

La chalcopirita es de origen hidrotermal de media a alta temperatura; puede ser secundaria (aunque aquí no se ve este caso)

Está asociada frecuentemente con la pirita, y en menor cantidad con la magnetita.

Pirita.- Se halla en forma masiva, y también en forma cristalizada (Tapadita-Ica); de color amarillo característico, brillo metálico. Se distingue por su alta dureza (no se deja rayar por la cuchilla) y por las estrías que llevan sus caras; dá raya color negro.

La pirita es un mineral hidrotermal de alta temperatura. Está asociada con la chalcopirita y con la magnetita (Canzas-Ica) En algunas muestras se han distinguido cristales aislados de pirita emplantados dentro de la masa de cuarzo (Adelaida-Ica).

Magnetita.- Se encuentra en forma masiva o cristalizada - (Tapadita-Ica). Es de color gris acero, con ciertas iridisciencias azul verdosas de brillo metálico; es de gran dureza (no se deja rayar por la cuchilla) presenta el fenómeno de magnetismo, por el cual se confirmó la presencia de esta especie. Da raya negra.

La magnetita es de procedencia hidrotermal, de alta temperatura y se encuentra asociada con la pirita, y en

menor proporción con la chalcopirita.

Bornita.- Se halla en agregados laminares, recubriendo a la chalcopisita (Adelaida-Ica); es de color azul con iridaciones violeta característicos, de brillo metálico y baja dureza; en todos los casos observados, al rayar la bornita se veía dentro de sí, a la chalcopisita.

Chalcopisita o cobre chocolate.-

Se presenta en agregados amorfos, de color marrón (a lo que debe su nombre), sin brillo, fractura regular a subconcoidea; raya marrón. Se deja rayar por la cuchilla, por lo cual se diferencia de la hematita. Es el mineral más común, y a base de él se trabajan las labores. Es un mineral secundario, producto de soluciones calientes sobre la masa original de sulfuros. A menudo se encuentran en su "masa" chispas de chalcopirita y bornita esparcidos. Está asociada con malaquita y crisocola.

Malaquita.-

Se presenta en agregados amorfos, irregulares y esparcidos en desorden en las muestras. En pocos casos se presenta fibrosa, acicular. De dureza baja y rayable por la cuchilla. Efervece en HCl. Es un mineral secundario, producido por acción de aguas carbonatadas sobre compuestos de cobre supérgeno.

Se encuentra conjuntamente con la crisocola, bro--

chantita, melaconita y el cobre chocolate. Presente en todas las minas.

Crisocola.-

Se le encuentra en agregados compactos, amorfos, a veces terrosos (Eliana-Pisco); de color verde botella; brillo vítreo a graso. De semi-transparente a opaco. Dureza variable; y en función de su estado de alteración; raya color blanco-verdoso.

La crisocola es un mineral secundario, producido por la acción de la sílice sobre otros minerales de cobre. Aparece en las partes altas de los afloramientos, y está asociada preferentemente con la malaquita. Se le encuentra en todas las minas.

Brochantita.-

Ocurre en agregados botrioidales, arrimados; de color verde esmeralda a verde negruzco; de brillo deslustrado; dureza baja; raya color verde claro. Se diferencia de la malaquita porque no efervesce con el HCl.

Se le encuentra en pequeñas cantidades y es originada por soluciones sulfatadas sobre compuestos de cobre supérgeno. Asociada a menudo con la malaquita. Presente en todas las minas.

Cuprita.-

Se presenta en agregados informes, compactos, te

rosos; de color rojo; brillo deslustrado; dureza baja - (rayable con una moneda) da raya color rojo-pardusco.

De origen secundario, ha sido formado durante la oxidación y alteración de los compuestos de cobre. Es mineral típico de la zona oxidada. Se le encuentra asociada a la limonita (Coquimbana-Ica).

Melaconita.-

Se denota en agregados terrosos pulverulentos; - frágiles, de color negro que ensucia los dedos; brillo - mate.

La forma de presentarse el mineral, ha determinado que no se pueda establecer su dureza. La melaconita - es un producto de oxidación que se le halla en lugares - que han experimentado una mayor oxidación que la necesaria para producir cuprita. Asociada aparece con la malaquita. Presente en Montecristo (Pisco).

Atacamita.-

Se le encuentra en agregados cristalinos desordenados, con granos de pequeña dimensión (1 mm). Color verde petróleo y brillo diamantino da raya color verde manzana. No se ha determinado su dureza.

La atacamita es un mineral secundario, producto de oxidación por posible presencia de NaCl, de la que ha

bría tomado el ión Cl; se supone que su presencia es - índice de ambiente desértico. Asociada con la malaquita (Azurita-Ica).

Azurita.-

Aparece en agregados botrioidales, de color azul-celeste, de brillo mate o deslustrado; de dureza regular, rayable con la cuchilla.

La azurita es un producto de reacciones químicas entre soluciones carbonatadas, y compuestos de cobre supérgenos. Se encuentra asociada con la malaquita, pero solamente determinada en la mina Azurita (Ica).

Cuarzo.-

Se le encuentra en agregados cristalizados y amorfos; en forma cristalizada es incolora y cuando es amorfo, es blanco (cuarzo lechoso) De brillo vítreo y - fractura concoidal.

El cuarzo es de origen netamente hidrotermal, de variada temperatura; se le encuentra como ganga principal en la mayoría de las minas.

Calcita.-

Presente en agregados cristalizados y amorfos; en ambos casos es siempre blanca, pero a veces algo amarillenta. Brillo vítreo, de dureza regular (se raya con la

cuchilla). Se identifica fácilmente por su clivaje y por su efervescencia con HCl.

Es de origen hidrotermal de baja temperatura; es ganga acompañante en la mayoría de los yacimientos. A veces se encuentra junto con el cuarzo.

Hematita.-

Se presenta en agregados amorfos, de color gris a gris parduzco y rojizo a veces; de dureza regular; es rayada por la cuchilla, dando una traza gris brillante (con lo cual se le diferencia de la chalcopisita) raya gris negruzca.

Mineral de origen hidrotermal de alta temperatura. Se le encuentra en algunos depósitos como ganga ocasional.

Limonita.-

Se presenta en agregados macizos, amorfos de color amarillo ladrillo o anaranjado. Siempre de brillo mate o deslustrado; de dureza baja; es rayada por una moneda. Color de su raya: rojo-ladrillo.

Es mineral de alteración y se encuentra en la parte superior de la zona oxidada, a menudo en los afloramientos; es ganga ocasional en algunas minas, y casi siempre - junto a la hematita.

Yeso.-

Se presenta en agregados fibrosos, delgados; de color blanco y brillo craso; es de muy baja dureza. Permite ser rayada por la uña.

Aparece en forma de banda delgada (de 1 cm. aproximadamente) entre la masa mineral y la turmalina. Se le ha encontrado únicamente en la mina San Pedro (Ica). Su presencia puede deberse a causas metasomáticas.

Turmalina.-

Ocurre en agregados fibrosos irregulares, con cristales aciculares, entrelazadas unas con otras; color verde, brillo vítreo, de gran dureza (raya al vidrio).

Mineral de origen hidrotermal y muy alta temperatura. Se le encuentra como ganga solamente en la mina San Pedro (Ica).

Rodocrosita.-

Aparece como un agregado amorfo, compacto, de color rosado y brillo opaco; es de regular dureza, rayable por la cuchilla.

Es un mineral hidrotermal, y se le ha encontrado solamente en San Pedro (Ica) asociada a la calcita.

SUMARIO DE LAS CARACTERISTICAS DE LAS MINAS

En lo que sigue, se describen las minas (o vetas) principales, reunidas en 4 zonas con la denominación ya antes adoptada (Plano N° 1).

En lo referente al laboreo y reservas minerales, siempre la explotación va al pie de reconocimientos y preparaciones por lo cual no existen reservas importantes - probadas sino probables supuestas al factor personal de apreciación.

A más de esto, para ciertas vetas o zonas importantes, se ha considerado necesario hacer una estimación de reservas posibles o especulativas, y que para el presente trabajo que motiva esta Tesis hay que pensar un tanto más lejos que lo permitido por las reservas tangibles existentes. A continuación se presenta un cuadro resumen con los caracteres principales.

VETA	DIRECCION	BUZAM.	CAJAS	ESPECIES PRINC.		TM PROBAB.		ESPEC.
				GANGA	DE Cu	CAN-CHA,	MINA	
FORTUNA	90°	90°	—	Cuarzo	Malaquita	1000	2000	— x
CUARTILLO	115°	50 N	Dior.		Mal, S Sec.	2000	3000	— x
ANGELA	90°	S	Dior.		Cris, Cupr	—	2500	— x
CUCHILLA	95°	85°	Ande.	Calc.	Malaquita	—	500	— x
TOTAL ZONA DE LOS MOLINOS						3000	8000	
MONTE ROSAS	90°	85N	Ande	Cuarzo	Crisocola	2000	12000	30,000
SOL BRILLANTE	85°	65N			Crisocola	—	500	—
CONTRADICCION	110°	60S	Dior.	Calc.	Cris, S. Sec	—	2000	5000
SAN PEDRO	105°	70N	Ande.	Calc.	Cris, Mal.	4000	2500	—
TAPADITA	90°	85N			mal, S Sec	500	2000	— x
ADELAIDA	90°	85N		Calc.	Cris, Mal, S. Sec.	3000	6000	10,000 x
TOTAL ZONA DE CANZA						9500	25000	45,000
CABEZA DE NEGRO	110°	75N	Ande	Calc.	Chalcp.	—	—	—
CABEZA DE NEGRO E	90-110	65N	Ande.	Calc.	Crisocola	—	1000	—
VETA 1			Ande.	Calc.	Cris, Mal.	—	1000	5,000
VETA 2W	90°	60N	Gran.	Calc.	Malaquita	—	500	—
E	110°	85N	Dior.	Cuarzo	Crisocola	—	500	5,000
VETA 3	110°	25N	Gran.	Cuarzo	Cris, Mal.	—	1000	5,000
VETA 4	90°	70N	Gran.	Cuarzo	Crisocola	—	500	—
VETA 6		75N	Gran.	Cuarzo	Crisocola	—	—	—
VETA 7		85N	Gran.	Cuarzo	Crisocola	—	1000	5,000
ALTA		85N		Cuarzo	Crisocola	—	500	5,000
AGUADA		85N	Gran.	Cuarzo	Crisocola	—	1000	5,000
VARIOS STO. DO						500	—	10,000
MINGO						500	—	— x
LUCIANA	65°	70				—	—	—
TOTAL ZONA DE YAUCA						1000	7000	40,000

x Minas no visitadas. Descrip. y reservas según referencia

— Tonelajes no significativos dentro del conocimiento actual.

BUENAVISTA	45°	80S	Ande.	Calc.	Malaquita	1000	500	—
ESPAÑOLITA	55	88S	Ande.	—	Mal, S Sec	—	500	—
CHAVEZ	55	75S	Ande	Cal.	Malaquita	1000	1000	—
NOVIEMBRE	115	62N	Ande	Cal.	Crisocola	—	1000	5,000
VARIOS DE TINGUE						1000	1000	5,000
TOTAL ZONA DE TINGUE						3000	4000	10,000
TOTAL GENERAL						16500	44000	95,000

— Tonelajes no significativos dentro del conocimiento actual

ZONA DE LOS MOLINOS.-

VETA FORTUNA .- (Plano N° 2)

La descripción de esta mina es la siguiente:

La fractura tiene potencias muy variables, con relleno silicoso y unas pocas concentraciones de carbonatos de cobre que se notan en las labores superficiales.

En el Oeste existe un pique de 25 m. que comunica con una galería de 20 mts. Se ha explotado una cantidad - apreciable de mineral del pique, pero aún existe mineral comercial de baja ley, por lo menos sobre una de las ca--ras del pique, en anchos de 50 a 110 cm.

En la parte central se encuentra una galería de 70 mts. de largo comunicada por un crucero de cortada desde el flanco Sur del cerro. Existen labores por la parte alta y baja de la galería, con mineral pobre, excepto en la zona cercana a la superficie.

Sobre una parte pequeña y prolongada de terreno - de la parte Este existen varias labores de limitada pro--fundidad, evidenciándose buena mineralización en sólo una labor que tiene de corrida 10 mts. sobre una lente conte--niendo bastante malaquita y crisocola en 1 mt. de poten--cia.

Parece que los valores meneralizados se presentan

en bolsonadas con grandes soluciones de continuidad y que no profundizan. Esta es entonces la razón que no obstante, estar probada la continuidad de la fractura, solamente se estiman 2,000 TM de reservas con valor comercial para un proceso metalúrgico de ley del 3.9% Cu.

En cuanto a la calidad de las canchas es dudosa, pero se han estimado en 1,000 TM con ley de 4%.

VETA CUARTILLO (Plano N° 3.- Lado izquierdo)

Existen dos fracturas principales de 60 y 120 cmts. con mineral en venas incluídas a lo largo de la fractura, y en fracturas transversales de tensión, llegando a ocurrir en las intersecciones lentes hasta de 5 mts. de potencia.

A 20 mts. bajo superficie se encuentra una zona rica de sulfuros secundarios, de la que se han extraído minerales pallaqueados con 20% de cobre en un volumen de 2,000 TM. Aquí los sulfuros de 2da. que fueron tratados por flotación fueron pobres y de resultados metalúrgicos bajos.

Debido a que los valores son de caracter discontinuo, se han estimado para la zona de óxidos un total de 60 mts. de largo con 20 mts. de profundidad, lo que equi-

vale a 3,000 TM con una ley promedio de 4.4% de cobre y - en canchas 2,000 TM con ley de 4.3%. Hay que advertir que se necesitará remover mucho mineral pobre para encerrar - en límites determinados y explotar los lentes con valor - comercial.

VETA ANGELA (Plano N° 3 .- Lado derecho)

Consiste en una fractura localizada al Este de la mina Cuartillo, pero con rumbo y buzamiento diferentes.

La potencia total de la fractura varía entre 50 y 90 cmts. encerrando crisocola, cuprita, malaquita, etc. rellenando una parte que fluctúa entre los 15 y 30 cmts.

La veta está cruzada por una falla que ha controlado la mineralización supérgena, de tal forma que son pobres las vecindades de la falla, y luego existe mineral rico a ambos lados, particularmente hacia la caja techo . Se estiman para la mina 2,500 TM de reservas con una ley de 3.8% de Cu.

VETA CUCHILLA.- (Plano N° 4)

Esta mina está ubicada en los cerros que limitan el valle de Ica, en su margen izquierda.

Es accesible desde Canza, por medio de una carre-

tera suave de 24 Km. Una fractura casi vertical atraviesa la andesita próxima al contacto con la diorita, desde el valle hasta la parte posterior de una cumbre de 150 mts. de altura. El ancho es de 1 m. incluyendo caballos de andesita y relleno de calcita, cuarzo, magnetita, con sulfatos o carbonatos de Cu.

Los valores diluídos son por lo común bajos, excepto en los lugares en que se han formado zonas de concentración (ojos) debido a fracturas de tensión de dirección NE-SW (la fractura principal tiene dirección E-W) que es lo producido en el frontón de la galería baja y en el fondo de la media barreta en la falda del cerro, lugar en donde las muestras han acusado una ley del 4% Cu.

Por las características antes mencionadas, en la opinión que la mineralización es errática, se supone que existirán ojos de mineral comercial en algunas intersecciones de fracturas y por lo tanto es imperioso asignarle como reservas máximas estimadas 500 TM. como una ley del 3% Cu.

ZONA DE CANZA

VETA MONTE-ROSAS (Plano N° 5)

Varios afloramientos y labores parecen denotar la continuidad de esta veta por más de 1,500 mts. que cruzan varios cerros distanciados algunos kilómetros de la quebrada de Canza. El acceso más directo podría por otra quebrada paralela y situada al Norte de la de Canza. Existen diversas labores en el W. en el que se denota un afloramiento de 1 m. de potencia conteniendo chalcopirita, y algunos cateos al extremo Este.

Además se han reconocido las labores centrales en la cumbre, y otras en vetas paralelas, situadas en la parte inferior, próximas a los antiguos campamentos y a 2.5 Kmts. de la quebrada de Canza.

Con respecto a la mineralización, se ha podido establecer que está asociada a la intrusión de un pórfido - con fenocristales de hornoblenda y biotita, incluida en una pasta de cuarzo o adularia.

El acceso más importante, lo constituye un pique - antiguo, accesible hasta unos 40 mts. de profundidad y rellenado 20 ó 30 mts. adicionales desde hace algunos años . El pique tiene 4 mts. de ancho, pero ha sido ensanchado ha

cia la parte superior hasta 30 mts. para explotar la parte alta, presentando pequeños trabajos o subniveles a los 20 ó 30 mts. de profundidad. El reconocimiento de la zona accesible indica buena mineralización en una columna de aproximadamente 20 mts. de longitud sobre un ancho promedio de 1 mt. † observándose la presencia de mineral rico (crisocola) que aparece en bandas con anchos que varían entre - los 10 cms. a 40 cms., constituyendo la otra fracción mineral pobre con asociación de cuarzo y óxidos de Fe.

Por referencias, se sabe que los 20 ó 30 mts. finales del pique, ha tenido buen mineral conteniendo chalcocita.

Al W del pique y a 100 mts., han tratado de cortar la veta desde el Sur, pero despues de obrar un crucerito , han corrido varios metros sobre la caja, sin poner a la - vista la veta, la que ha quedado pegada a la caja de la galería.

Al E. del pique y unos 150 a 200 mts. probablemente sobre la misma veta se ha reconocido una galería y tajo abierto de 30 mts. horizontales con una estructura semejante, pero de un valor no tan rico.

En esta labor y en el pique se pueden notar un sigtema de diaclasas de poco buzamiento (visibles al W. en el

pique y al Este en la galería) que seccionan el relleno - en paquetes o planchas (blocks); estas diaclasas no han - sido mineralizadas, pero han jugado algún rol importante en la mineralización supérgena, pues se denota diferencias de concentración entre un paquete y otro.

Más hacia el Este en el mismo alineamiento o evidentemente sobre fracturas paralelas al lado Sur existen varias labores pequeñas; un conjunto de estas labores demuestran una formación continua en una longitud de 100 m. con una veta de potencia variable entre los 10 a 20 cm. a asociada con cuarzo en una fractura de 50 a 100 cm. Las de mas labores indican formaciones interesantes, que se recom iendan para realizar mayores y profundos reconocimientos. Debido a la dificultad del trazado de los planos y por las soluciones de continuidad entre las diversas labores no - hay una correlación precisa entre los numerosos afloramient os o labores, y el esquema común se complica más con las numerosas fallas que seccionan las vetas y con las alterac iones de dirección de ésta. Pero aún así, es evidente - que la veta Monte-Rosas, o más precisamente el conjunto - de vetas, es muy interesante por la presencia de numerosas fracturas, por la amplitud de sus bolsonadas y por sus bue nas posibilidades de profundización, de tal manera que el potencial de reservas de mineral económico en un proceso -

metalúrgico puede estimarse entre 20,000 a 30,000 T.M.

A cerca de las reservas probables es aceptable la cifra de 12000 TM con una ley promedio de 4.5% Cu. Así mismo en cuanto al tonelaje existente en canchas se puede establecer una reserva de 2000 TM con una ley de 3.8% Cu, siendo en general de buena calidad debido a la íntima asociación con cuarzo, habiéndose obtenido minerales escogidos de alta ley cuando los minerales estaban en ojos en venas limpias.

VETA SOL BRILLANTE (Plano N° 6)

Existen un conjunto de labores pequeñas en una distancia total de 500 mts. La mineralización está constituida por crisocola de 20 cm., pero por lo común el mineral se presenta en capas muy delgadas o muy brozadas. Se puede decir que la veta es de naturaleza más bien pobre y se le puede asignar como reservas probables tan sólo 500 TM con ley del 2.4% de Cu.

VETA CONTRADICCION (Plano N° 7)

Examinada en forma discontinua en una longitud total de 500 mt. con diferencias del rumbo entre los extremos. Se aprecia en cantidad la calcita; la mineralización está conformada por crisocola con cuprita y algunas veces con sulfuros secundarios.

De un pique de 6 m. se ha tomado una muestra M-1016 sobre un ancho promedio de 19 cm. el cual ha determinado un resultado de ensaye de 6.4% de Cu. La ubicación del pique está cercana a una fractura de rumbo 30° y un buzamiento de 66° al W mineralizada con crisocola y óxido de Fe entre calcita.

Las demás labores son muy superficiales, y parece ser que la ley media en la veta es inferior a las de las muestras, pero éstas pueden ser ciertas por la presencia de cuprita disuelta en la crisocola y otras especies ricas.

Es por lo tanto, que se puede decir, que esta veta es interesante con buenas probabilidades de persistencia, y de arrojar buenas leyes (sobre todo en vetas angostas) a profundidad propicia. Sería interesante correr una galería de reconocimiento a partir de la falda Este del cerro. Se estiman como reservas probables 2,000 TM con 4.2% de cobre, y favorables posibilidades para ubicar mayores tonelajes.

VETA SAN FERNANDO

Es probable que sobre esta veta corre la galería abierta al nivel de la quebrada y bajo las labores de la veta San Pedro. Esta galería se ha corrido sobre sulfuros primarios, de los cuales se extrajo, para el tratamiento por flotación 283 TM tratadas en la Planta de Canzas y con una

ley de cabeza de 3.9% de cobre.

VETA SAN PEDRO (Plano N° 8)

Se llega a esta mina mediante una carretera de 15 Km. desde Canza. Los niveles denominados como 2, 1 y 0 se encuentran ubicados sobre el mismo cerro a 70, 110 y 120 m de altura.

La roca es una andesita fracturada en varios metros de ancho y que han sido rellenados por calcita, observándose la presencia de epidota y otras especies metamórficas. Además se ha denotado al W el resbalamiento de las cajas en dirección horizontal o inclinada, así como también se ha evidenciado la presencia de fallas o fracturas transversales.

En lo que se refiere a la mineralización, ésta se manifiesta en compuestos de Fe y Cu, y que ocurre sobre reaperturas del filón de calcita a lo largo de ella o en escalones, en 1, 2 o 3 venas próximas o distanciadas hasta 2 m.

Nivel 0.- Existe una galería con tajeos que llegan hasta superficie y hacia abajo se profundizan hasta el Nivel 1. Presenta vetillas ricas de 5 a 20 cms. de crisocola. Los afloramientos hasta la cumbre también han sido tajeados en parte.

Nivel 1.- Presenta fuerte mineralización (oxidados de fie-

ro y de Cu) en los primeros 40 mts. para luego seguir un trecho pobre y luego aparecer otra bolsónada de 25 mts. - de largo. En los 15 mts. finales se evidencia una sola veta mineralizada que se estrecha y desaparece. De existir otra bolsónada más hacia el W, a causa del poco encampane, será más sencillo hacerlo desde la superficie.

Pique de nivel al nivel 2.- Realizado sobre la mejor columna, denota buenos valores de minerales oxidados hasta los 20 mts. y se empobrece progresivamente hasta donde por una chimenea vertical de 10 mts. fué comunicado desde el - Nivel 2.

Nivel 2.- Existe un socavón de cortada y una galería que - penetra desde el Este. Los primeros 90 mts. puede decirse que son estériles, aunque existe una lentecita de pirita , algo de chalcocina y bornita.

A este tramo, siguen 10 mts. con esporádicos ojos de crisocola y sulfuros incluidos dentro de una masa de andesita, calcita, anfíboles y óxidos de fierro (muestra M-1015 tomada en el centro de este tramo evidenció una potencia de 80 cms. y arrojó 3.0% de Cu).

Los 8 mts. finales de galería son muy pobres, con limitada presencia de mineral oxidado de Cu (la muestra M-1014 con 60 cms. de potencia dió 11.25% de Cu).

Se puede decir, que son poco halagueños las posibilidades de otra veta o guía importante a un lado de esta galería, y la comunicación vertical por chimenea al pique que viene del nivel 1 no establece que la veta haya quedado encima, si no que la veta se para y por esta razón se a delgazan las fracturas y acontece el empobrecimiento. Sin embargo es casi seguro que este nivel se encuentra en el límite favorable de óxidos ricos.

Esta mina ha producido 1200 TM de mineral escogido de 19% de Cu, y han quedado canchas de las cuales se pueden separar 4000 TM con ley aprovechable en horno de segregación. En veta, solamente pueden apreciarse 2500 TM de mineral probable con ley comercial (cerca de 4%), reservas que podrán ser acrecentadas con reconocimientos en superficie (lado W del cerro) y quizá con un sub nivel apartir del pique.

En lo referente a las canchas, se descarta la correspondiente a la del Nivel 2 a causa de la calidad de veta atravesada; de las otras dos existentes sólo ha sido posible calcular volúmenes y tomar algunas muestras ilustrativas:

N #	1 NIVEL	UBICA CACIÓN	PROFUN DIDAD	ELIMI- NA+1/2	Cu%	OBSERVACIONES
M-1017	0	Talud	0.5 m	50%	5.2	Común 2 pozos
M-1018	1	Plataf.	0.7 m	25%	5.4	" 1 pozo
M-1019	1	"	0.6 m	35%	3.4	" 1 pozo
M-1020	1	Talud	----	50%	4.2	" graba (contaminado por derrumbes recientes)

Se ha calculado volúmenes de 500 y 5400 TM para las canchas correspondientes a los niveles 0 y 1 respectivamente. Efectuando el zarandeado del material quedarán 250 y 3750 TM de finos, lo que hace un total de 4000 TM con una ley de alrededor de 4.5% de Cu.

VETA TAPADITA.- (Plano N° 9)

Consiste de una fractura larga pero angosta, con lentes de alta ley (presentes cuprita, chalcocita, malaquita, covelita, bornita). Se ha explotado 7000 TM con leyes de 6 a 7% de sulfuros de cobre (bornita).

La veta tiene rumbo E-W y buzamiento al N. 85:

El nivel de sulfuros tiene su entrada por la misma cortada de Adelaida; a los 50 mts. se encuentra la cortada de Tapadita, que se extiende por 600 mts. más o menos, in-

cluyendo la correspondiente a la corrida sobre veta. El mineral es similar al de Adelaida, aunque parece existir más chalcopirita.

La zona de óxidos está conformada por varias labores abandonadas por agotamiento, excepto una situada en la parte superior de la quebrada, correspondiente a un pique de 14 mts. sobre veta, en cuyo final se ha empezado un nivel, de 3 mts. de corrida. La mineralogía está constituida por malaquita, cobre chocolate con chalcopirita, con ganga de hematita; existe cuprita pero en pequeña cantidad.

Se ha estimado en un plan muy conservador 2000 TM de reservas.

VETA ADELAIDA (Plano N° 10)

Esta mina consta de 2 secciones: la de sulfuros (paralizada) y la de óxidos (en explotación). Ambas se desarrollan sobre veta, la que tiene un rumbo E-W con buzamiento N 80°. La fractura está rellena de calcita, y dentro de ésta, hay vetas angostas de minerales de Cu. Aproximadamente la potencia varía de 0.60-1 m.

La sección de sulfuros consiste en una cortada y su correspondiente corrida sobre mineral, alcanzando 500 mts. en total. La mineralización la compone la pirita, Chalcopirita y magnetita, en proporciones parecidas, con ganga de

cuarzo y turmalina. Esta mineralización no es continua, si no que presenta enriquecimientos locales.

La sección óxidos comprende varios trabajos en diferentes niveles. Por falta de mapeo no se ha podido establecer si se trata de la misma veta, o si son varias paralelas cerca una de otra, ya que en todas partes se nota el mismo rumbo E-W, y con un buzamiento al N. de 80-85°. Se han extraído alrededor de 25,000 TM de minerales oxidados de Cu.

Encima del nivel 1160 queda una zona de 60 metros de encampane, sin desarrollos; la galería del nivel 1220 está fuera de veta; el tajeo denominado A muestreado en común a todo su largo arroja una ley de 5.2% de Cu con una potencia promedio de 90 cms., siendo rica en óxidos de Cu y bornita.

Al W, del pique central, en la parte alta se ha tajado una veta y queda un block íntegro en otra veta con ley media de 8% para una potencia de más de 1 mt.

Considerando 10 mts. arriba y abajo del tajo A (abierto, por medio de una cortada desde superficie) y el block superior al W del pique, se puede establecer un tonelaje de 4500 TM de mineral de 7% de cobre. Tanto chimeneas, como las galerías, (en la zona de sulfuros) están -

en buen estado y facilitarán efectuar desarrollos y extracciones de las partes altas (minerales oxidados).

Estos antecedentes y la observación del plano alientan a no sólo aceptar el tonelaje de reservas estimadas, si no a acrecentarlas a 6,000 TM de ley suficiente para tratamiento metalúrgico, y a estimar 10,000 TM adicionales como reservas posibles en minerales oxidados sobre la bolsonada bastante larga de minerales sulfurados ya reconocida y explotada.

CANCHA.-

Hay una cancha cuyo volumen se ha calculado trazando un perfil y descomponiendo la figura en prismoides. La cancha tiene un largo total de 66 mts, un ancho promedio de 20 mts. y el espesor medio resulta ser 7.1 m. Volumen total 9,400 m³ o sea 20,000 TM (P.E. medio 2.75, espacio vacío o porosidad estimada 25%).

De todo este volumen, solo una parte tiene ley admisible (3.5% de Cu) por las siguientes razones:

- 1ª El mayor laboreo ha sido ejecutado en las zonas de sulfuros para flotación, desestimando sólo desmontes leyes muy bajas (Waste).
- 2ª Las segundas correspondientes a la época antigua de explotación por óxidos han sido ya volteadas y repara

lladas;

- 3º Anteriormente se ha extraído unas 300 TM de un estrato con sulfuros de 2.8% que ha quedado ya prácticamente extinguido.

Como resultado, se ha estimado que el tonelaje aprovechable que quedaba sería menor al 25% del volumen total y que sería como mínimo igual a una capa de 1 m. de espesor en toda la extensión de la cancha, debido a que en varios puntos en que ésta ha sido cortada muestra un estrato con material menudo comprendiendo especies oxidadas de Cu.

Si se estima una deducción de 20% por material grueso improductivo contenido en ese estrato, se arriba a la conclusión de que el tonelaje efectivo estará aproximadamente a las 3000 TM. La ley será similar a las de las muestras que se numeran más abajo, tomadas sobre el estrato en cuestión:

UBICACION	ESPE SOR	Cu%	
M-1009 Plataforma superior, a 14 m del borde	43cm.	7.0%	300
M-1010 " " " 9 m " "	22cm.	7.4%	163
M-1011 " " " 4 m " "	39cm.	5.8%	226
M-1012 " " pared W	140cm.	8.2%	1150
M-1013 " " " E	90cm.	9.8%	882
	<hr/>		
	334cm.		2721

ZONA DE YAUCA

Es la más cercana viniendo desde CANZA. Consiste de una veta angosta muy trabajada desde antiguo y que se le dedicó a producir minerales oxidados escogidos. Se han estimado 500 TM de mineral aprovechable con ley de 4.6% de Cu en canchas y no hay volumen cubicable en mina.

VETA CABEZA DE NEGRO (Plano N° 11)

Situada al pie del cerro del mismo nombre. La labor principal se encuentra al extremo de una carretera de 47 Kmts. que viene desde Canza, de muy fuerte pendiente en las proximidades de la mina. Está a escasos Kmts. en línea recta, pero separado por varios grandes cerros.

El socavón principal, (cota 1320) consiste de una galería de 100 mts. de W á E. desarrollada sobre una fractura de dirección 110° y busamiento 75° al N.

La roca presente es una andesita serpentinizada en las cajas y es por esto que es muy deleznable en muchos trechos. La potencia es de 80 cms. pero pasa de 2 mts. en un tramo central de 35 mts.

La mineralización se manifiesta con pirita (pirrotita) y chalcopirita a partir de la entrada, pero sólo alcanza una ley del 4% Cu o más en el tramo ancho central. Acompañada

pañan a los sulfuros cuarzo, calcita, oxidos de Fe y algo de carbonato de Cu.

Posteriormente de la bolsonada los sulfuros disminuyen y en los últimos 10 mts. son tenues, pero en cambio aumentan los minerales oxidados pero siempre pobres.

Las bolsonadas de sulfuros ha sido trabajada bajo el nivel 1320, y ha sido agotada alcanzando unos 40 mts. a cuya profundidad sólo se percibe poca pirrotita (se anota más en el W), trazas de chalcopirita y minerales secundarios de Cu (más en el E.) en pequeñas cantidades: sulfato, cobre, cuprita, y Cu nativo. La fractura se hace más angosta y la presión de cajas es más evidente.

A 70 mts. más abajo del nivel principal se encuentra otro nivel consistente en un socavón de cortada de más de 300 mts. de largo, que atravieza varias fracturas sin valor y que alcanza a la veta principal en una lente que tiene sólo 20 mts. de largo y 8 mts. de altura con anchos de 1 a 3 mts. y leyes de 3 a 5% Cu. Esta lente ha sido también explotada. Al proseguir la galería en ambas direcciones la veta se angosta y empobrece mostrando pocos sulfuros de Fe y trazas de chalcopirita, con cuarzo (a veces cristalizado) y calcita.

Encima de la lente rica, a los 18 mts. de altura -

(reconocido por medio de una chimenea fuera de veta y cru
cero) la veta es tan pobre como en el resto de la galería.

Una chimenea abierta en el E. halló óxidos pobres a los 8 mts. y así siguió hasta alcanzar los sulfuros - que posteriormente fueron extraídos por esta labor.

En resumen los sulfuros comerciales han estado re-
ducidos a bolsonadas restringidas ya vaciadas y no se de-
notan concentraciones comerciales de óxidos. Al W. al o-
tro lado de la quebrada las leyes de los minerales han si
do también muy bajos.

Más al E. detrás de una lomada existen dos vetas -
paralelas que tienen una distancia entre sí de 10 mts. -
con dirección 90° en el flanco W y 110° en el lado E. con
algunos cateos y labores pequeñas, y con una labor antigua
de cierta magnitud en la cota 1375. Potencia de veta 40-100
cms. con relleno de calcita, cuarzo en bandas, esponja de
cuarzo con óxido de Fe, crisocola azul y parda libre o ad-
herida profundamente al cuarzo, malaquita, pocos sulfatos
y algunas veces atacamita. Se muestran fallas transversa-
les que ejercen control local de la mineralización. Las -
cajas están compuestas de andesita gris o morada.

La labor más desarrollada consiste en un tajeo tra-
bajado por rebajes relleno en partes y ahora accesible -

hasta unos 20 mts. de profundidad, hallándose aquí galerías en ambas direcciones que alcanzan un total de 35 mts. reconocidos de extremo a extremo. Una columna mineralizada con ley de 4% de Cu con una potencia de 80-100 cmts. tuvo una longitud de 15-20 mts.; a continuación la mineralización empobrece hasta menos de 2% Cu con 30 cmts. de potencia.

Se estima como reservas probables únicamente 1000 TM, ya que la pequeñez de las labores y afloramientos, muestran que la mineralización es discontinua y que a toda broza sólo se obtendrán ley comercial en pequeños tramos.

Hay alguna probabilidad de alguna bolsonada mayor como la del tajeo grande ya descrita.

VETAS 1, 2, 3, etc. (Plano N° 12)

Al N. de la veta Cabeza de Negro existen una serie de vetas exploradas parcialmente por pequeñas labores, la mayor parte de ellas con el objeto de extraer minerales escogidos. La dirección es 90° a 110° según los tramos, siendo los busamientos muy variados y siempre hacia el N. La roca presente es un granito de cristales grandes en casi toda la zona en mención, y gradación a diorita en sectores localizados.

Como relleno de las fracturas, se observan cuarzo,

magnetita, oligistos, limonita, calcita, crisocola, malaquita, azurita, atacamita, etc.

Comunmente el mineral da chance para una selección a mano, pero la explotación a toda broza puede permitir aprovechar los compuestos íntimamente asociados con cuarzo y el cobre contenido en los óxidos de Fe, en los clavos de roca o en caolín. Se puede pensar que con ciertas precauciones y ligero desbroce, la mayoría de las fracturas exploradas podrían producir un mineral de ley superior a 3.5% de Cu.

A continuación se describen brevemente algunas labores de las vetas de mayor importancia:

VETA 1.- Próxima a la quebrada Maicillo existe un tajeo de poco desarrollo con 10 mts. de largo, un crucero de 5 mts. debajo del tajeo continuando con 8 mts. de galería, y un pique de 10 mts. bajo la galería. La potencia de enriquecimiento varía entre 10 y 50 cms. La muestra M-1021 extraída en la frente W de la galería, sobre una capa de 45 cms. dió 3.0% de Cu.

A los 200 mts. ó 300 mts. al W. hay una galería de 15 mts. de corrida, en cuyo frente se tomó una muestra M-9734 sobre una potencia de 45cms., ensayando una ley de 8.9% de Cu.

VETA 2.- En el franco W de la quebrada la fractura tiene una dirección de 90° con un ancho de 40 cms., en promedio de buen

mineral entre cajas de granito.

Cerca a la caja piso de un pique se tomó la muestra M-1023 con una potencia de 70 cms. la cual ensayó -- 11.45% de Cu, que aparentemente es superior al promedio -- general de la labor.

En el lado E. de la quebrada la roca es diorita, teniendo la fractura una dirección de 110° , buzamiento 82° al N. y una potencia que fluctúa entre los 30-50 cms. de potencia con fajas de magnetita, crisocola con cuarzo, caolín con carbonatos de Cu, etc. Los porcentajes son constantes y la veta está bien definida, con favorables probabilidades de persistencia horizontal y vertical. De una galería que tiene 10 mts. de corrida, con una potencia media de 40 cms. se ha tomado un común extraído de las alzadas muestras M-1024 que ha arrojado una ley de 3.8% de Cu.

VETA 3.- Existe una galería de 20 mts. en la que se deposita una veta muy echada, con dirección 110° , buzamiento 25° N con una potencia de mineralización que fluctúa entre -- los 5-40 cms. de mineral rico de Cu, localizada en una -- fractura de 30-100 cms.

VETA 4.- Dirección 90° ; buzamiento 70 al N. La fractura -- está rellena de cuarzo, de forma consolidada, conformada

con hematita y crisocola. En una trinchera practicada de 2 mts. de profundidad por 8 mts. de longitud, se ha muestreado con el # 1025 que representa el común de toda la labor sobre una potencia media de 56 cms., y ha ensayado 10.25% de Cu.

VETA 6.- Ubicada en el lado E de la quebrada, consiste de una galería de 8 mts. de corrida sobre una veta con ricas localizaciones de crisocola hasta de 10 cms., pero que no llegan a tener características de persistencia. - Puede ser explotable, previa selección a mano, pero que a toda broza no parece tener valor.

VETA 7.- En el lado W de la quebrada existe un corte de 8 mts. de altura y 2 galerías, una encima de otra, totalizando 15 mts. horizontales explorados y explotados, sobre una fractura de 80-100 cms. que abarca una caja de roca descompuesta y magnetita, y 30-70 cms. de oligisto, cuarzo y crisocola en bandas. La muestra M-1026 es común correspondiente a 10 mts. de esta labor, sobre una potencia media de 40 cms. y ha arrojado un ensaye de 3.8% de Cu.

OTRAS VETAS.- Los afloramientos siguen hacia el E. pasan un gran curro. Debido al gran encape del terreno y por --

falta de exploraciones, en realidad sólo se perciben indicios muy erráticos de la continuación de las fracturas desde la quebrada Maicillo hasta 500 á 1,000 mts. más al Este.

A los 50 á 1,000 mts. bajo la cumbre del cerro, se ha determinado una veta B, que tiene una potencia de 85 - cms. muy parecida a la veta 7 y reconocida por desencape de 5 mts. La muestra M-1027 tomada del frontón arrojó 5.6% de Cu.

A unos 250-300 mts. más abajo, y en la parte E. de la quebrada denominada Agua Salada, cerca de un pozo, entre granito, dos labores muy cercanas han explorado prácticamente 20 mts. de otra veta (llamada de la Aguada).

La fractura tiene 1 mt. de potencia, con abundante cuarzo con óxidos de Fe y crisocola distribuída en forma muy irregular. La veta parece ser continua, pero aunque existen buenos ojos fáciles de escoger a mano, no se puede afirmar si la ley media a toda broza será comercial, pero en todo caso, se pueden obtener suficientes con una adecuada eliminación de trozos de evidencias estériles.

FACTIBILIDAD DE LA ZONA DE YAUCA.

De la mina Luciana, se puede decir, por lo explotado, que ha consistido en una columna de metal de 25 mts.

de largo, con una potencia media de 30 cms., que actualmente viene a ser un rajo, y cuyo volumen máximo en canchas es de 500 TM con una ley de 4.6% de Cu.

De la zona denominada Santo Domingo (Cabeza de Negro, quebrada Maicillo, quebrada Agua Salada) sí tiene ciertas perspectivas favorables.

Se estima un total de 1,500 TM en canchas y 3,500 TM en minas. Las canchas conocidas están dispersas y son pequeñas, y no deben incluirse las canchas correspondientes a las de los Nvs. 1250 y 1320 de Cabeza de Negro, de donde se han extraído desmontes y sulfuros para tratarlos por concentración, por cuya razón es de esperar no hallar minerales de valor comercial, por lo que se aceptan 500 TM como un total de material con valor comercial que podrá ser seleccionado de las pequeñas canchas dispersas.

En lo que se refiere al tonelaje en minas, existen dos condiciones contradictorias: la primera es que existen más de 10 vetas, prácticamente intactas, y la segunda condición es que las exploraciones practicadas en todas ellas son muy superficiales, y que no permiten por esta razón calcular reservas probadas o probables en la proporción que la primera situación haría esperar. Por estas circunstancias toda estimación de reservas será ne

cesariamente especulativa y estará sujeta en alto grado al factor personal.

Mayor importancia reviste los tonelajes que pueden estimarse como reservas posibles o especulativas, tomando en cuenta las numerosas vetas y la admisible extensión de algunas -aunque fuera en forma discontinua- en más o menos 1 km. Una sola veta con 5 columnas de 20 mts. de longitud, 30 mts. de profundidad y 75 cms. de potencia aportaría 6,000 TM. Se opina, que las reservas posibles o especulativas que deben tomarse en cuenta por el momento - serán del orden de 40,000 TM.

ZONA DE TINGUE

MINA CHAVEZ.- (Plano N° 13)

Siguiendo la carretera Ica-Córdova se halla el caserío de Huarangal, cerca del cual existe un desvío de 5 Km. que llega al pie de la misma mina. La distancia total a Canza es de 49 Km.

La mina ubica en un recodo de un cerro atravesada por 5 fracturas con grandes labores, de los que quedan varias canchas parcialmente superpuestas entre sí y también removidas. Las chanchas son de diversas según su origen, y es complejo apreciar el volumen total, siendo aún más poder determinar los volúmenes con valores aprovechables.

Las vetas corren con dirección SW 55° y buzan 75° S. Una de las vetas tienen socavones a todo lo ancho del recodo al W, es decir unos 300 mts. totales de extensión horizontal.

No ha sido posible el acceso a profundidad debido a derrumbes y rellenos. Otra de las vetas a sido de óxidos de Fe.

La veta más importante llamada Chavez tiene acceso por medio de un crucero a partir del cual sigue una -

galería al E. (con derrumbe) y una galería al W. de 150 mts., logrando encampanes de 40 mts. En la galería que quedan tajeos hasta de una altura mínima de 20 mts. con algunos puentes ricos, que son testimonio de las bolsonadas extraídas; hacia abajo hay también piques y subniveles a unos 15 mts. de profundidad; en su mayor longitud de la galería, inclusive en el frontón, corre sobre esteril. La roca de caja es andesita y el movimiento de las cajas, por las estrías, indica que ha sido vertical.

Tras una loma, se han efectuado algunos cateos, habiéndose encontrado mineral sobre la misma veta Chávez. La mayor exploración tiene 3 mts. de profundidad y a descubierto una fractura con calcita, roca descompuesta impregnada de carbonatos de Cu, óxidos de Fe, caolín, etc. La muestra M-1187 extraída del frontón - sobre 1.20 mts. de ancho dió 3.38% de Cu.

MINA CAMBORDA (Plano N° 13)

Se ha determinado la veta Españolita, con rumbo, SW 55° y buzamiento casi vertical. Se le ha distinguido como una fractura bien definida con una potencia que varía de 30-80 cm. con 1 ó 2 capas de carbonatos de Cu, tajeada totalmente en unos 40 mts. horizontales por 40 mts. verticales. Hacia el W el mineral se hace pobre y

hacia abajo hay un pique que ha reconocido 15 a 20 mts. adicionales, en donde se percibe la presencia de buen mineral, enriquecido con chalcocita.

Se encuentra también, una cancha con 1000 TM. de material grueso sin valor comercial llampos de ley aparentemente aprovechable.

A los 50 mts, al S. de la veta Españolita se ubica otra fractura paralela con un buzamiento 68° al S. (es decir que las 3 vetas son convergentes abajo).

Se ha constatado, que empieza como una fractura de 1 m. de potencia, pero a los 10 mts. de profundidad se estrecha a sólo 20 cms.

VETA BUENA VISTA (Plano N° 13).

Se encuentra a 1.5 Km. al NE de las minas Chavez y Camborda. Consta de una galería de 25 mts. que desembocan a pique vertical de más de 30 mts.; el piso de la galería está desquinchado, de tal forma que junto al pique el alza queda a 8 mts. de altura, existiendo en el pique subniveles. Delante de la bocamina se ha constatado una cancha con 1,500 TM., con la que se puede establecer la importancia de las labores.

La roca presente es una diorita, estando la ve-

ta dentro de una intrusión andesítica, y tiene una dirección 45° , y un buzamiento de 78° al S. La potencia es de 1.20 mts. y está conformada por roca descompuesta, limonita, caolín, cuarzo poroso e impregnaciones de carbonatos de Cu. Se han tomado tres muestras:

M-1028	Puente sobre galería y delante del pique	Pot. 1.20 m.	5.4%Cu
M-1029	Compósito 2 puntos accesibles: alzas de la galería	1.20	7.8%Cu
	Promedio:	1.20	6.6%Cu
M-999	Canal en la plataforma de la cancha, long. de 5 mts., y profundidad de 0.30		3.8%Cu

A 20 mts. por debajo de la galería descrita, se encuentra una media barreta de 6 m^2 de sección y 5 mts. de profundidad sobre una fractura de calcita con capas de óxidos de Fe y trazas de mineralización de Cu, mispickel (pirita arsénical) que arrojó una ley de 1.49% de Cu; la media barreta corre 2 ó 3 mts. como una estocada a la caja S.A menos que se trate de otra fractura próxima, esta labor establece que la veta Buena Vista no profundiza o que sólo hay mineralización importante más anteriormente en la columna donde se desarrolla la labor del nivel superior.

VETA NOVIEMBRE (Plano N° 13)

Desencapada recientemente, por medio de trincheras que corren a lo largo de una estrecha cuchilla hasta una altura de 20 mts. sobre el nivel de la terraza al pie de los cerros. La cuchilla se prolonga hacia el S.E. en sentido ascendente, y es de recomendar seguir explorando por trincheras. Esta veta está localizada a un Km. al SW de la mina Chavez. Tiene una dirección media de 115° , y buzamiento 62° al N., con lo que se podría establecer que pertenece a un sistema semejante a la generalidad de las otras zonas, mientras que Chávez, Españolita y Buena Vista tenían rumbo SW-Ne que no se había encontrado en otras áreas, excepto en splits, fallas y otras fracturas menores.

Las exploraciones realizadas, aunque superficiales aceptan confiar en establecer mínimos de 50 mts. de longitud y 15 mts. de profundidad, con perspectivas de mayor extensión como para constituir una formación importante que no ha sido tocada, ya que las otras vetas reconocidas han sido muy explotadas.

La potencia de la veta muestreada en los cateos varía de 40-100 cm, y están constituidas por calcita, siderita, hematita, cuarzo y complejo de Cu. (crisocola, cu

prita, bornita). La muestra M-1186 tomada sobre 50 cm. - de ancho (igual a una zirca o selección parcial) ensayó 4.2% de Cu.

OTRAS VETAS.- Existen en el área, además de las vetas - descritas, otras como Los Ciegos (situada al NE de Chá-- vez y al W de Buena Vista, Santa Clara que son vetas - bien formadas y ubicadas en la parte más próxima a la - quebrada y pampa de la faja plana del río Ica. Estas ve- tas están separadas por espacios cortos de más o menos 8 a 20 mts. La dirección es N 230 E, Buzando todas al N - 140 E. La inclinación varía entre 50 y 80° y su potencia 0.80 mts. a 1.20 mts.

Existen diferentes piques y socavones, siendo los más importantes los rajos abiertos llevados a cabo en - las vetas, que dejan establecer la gran cantidad de mineral extraído.

RESERVAS MINERALES EN LA ZONA DE TINGUE.

No hay elementos para una estimación aproximada. ^{que} De las canchas ~~se~~ han chequeado se podrá recuperar un - máximo de 2,000 TM., y si se considera el resto de demás canchas existentes, el total podría alcanzar probable-- mente a 3,000 TM.

Como reservas probables, es decir con cierta ba-

se de apoyo, se pueden estimar los siguientes tonelajes:

M I N A S		TONELAJES
BUENA VISTA,	unos 200 m ² de veta explotable	500 TM.
ESPAÑOLITA,	saldos en los planes del tajeo y en restos	500 "
CHAVEZ,	restos recuperables y mineral de cateos actuales	1,000 "
NOVIEMBRE,	500 m ² de veta con 70 cm. de potencia	1,000 "

Todo lo cual suma 3,000 TM. a lo que podría añadirse 1,000 TM. asumidos para Ciegos, y otras pequeñas vetas.

Como reservas posibles o especulativas, se piensa en primer término en el hallazgo de la veta Noviembre, y por asociación geológica en la posibilidad de encontrar nuevas vetas ocultas a la vista. Se ha podido constatar que son raras las exposiciones de roca desnuda y los terrenos están cubiertos por escombros, tierra y cenizas.

Además es de considerar, en revisar las minas antiguas para explotar los minerales que en ellas pudieran haber quedado por tener valores marginales, y también algunos rellenos. Se puede opinar, sin llegar a pecar de gran

optimismo, a asignar reservas especulativas de 5,000 TM.
a la veta Noviembre y otras ^{5'000} TM. para otras vetas de la -
zona.

EL PROCESO DE SEGREGACION

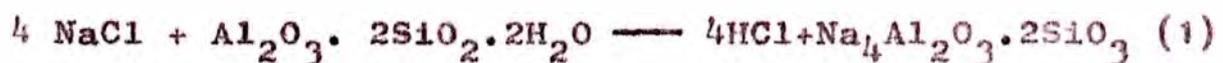
Investigaciones recientes, han demostrado que el proceso de segregación es efectivo para el tratamiento de minerales de Cu oxidados y las mezclas de oxidados y sulfurados, que no pueden ser directamente concentrados por flotación.

El proceso comprende el calentamiento del mineral triturado con sal y coke u otras sustancias carbonosas, a una temperatura aproximada de 700°C , para producir finas hojuelas de Cu, el cual es recuperado por medio de los métodos usuales de flotación.

El fundamento químico del proceso es el siguiente:

1º.- Formación de HCl o Cl nascente por reacción de la sal con una arcilla.

El Cloruro de Sodio reacciona con las arcillas de los minerales hidratados, tales como la montmorillonita y kaolinita, para liberar ácido clorhídrico por la siguiente reacción:



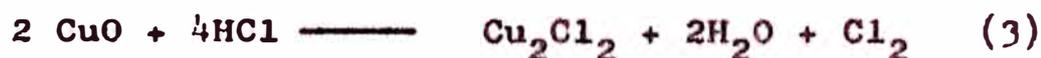
Esta reacción se desarrolla rápidamente entre 700 a

750°C en presencia de trazas de vapor de agua, resultante en la deshidratación progresiva de los silicatos minerales y de la humedad de la hulla o coke, usada para la reducción.

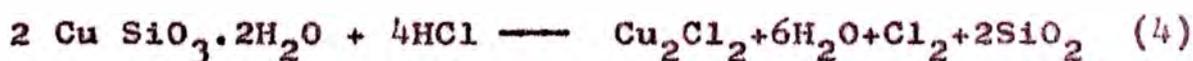
El ácido clorhídrico, se forma por la reacción de - la sal, vapor de agua y sílice en la carga mineral.

2º.- Formación de Cloruro de Cu (volátil) por reacción - del HCl o el Cl sobre los compuestos óxidados de Cu.

El HCl liberado en la reacción (1), ataca a los óxidos de Cu minerales, para formar cloruros cuproso y cúprico volátiles, de acuerdo a las reacciones (2) y (3).

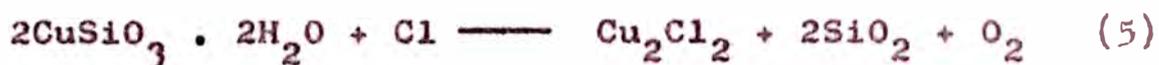


Desde que el Cloruro Cúprico es inestable a temperaturas elevadas y se descompone en cloruro cuproso y cloro, el cloruro cuproso probablemente es el producto principal de la reacción. Un mineral conteniendo crisocola, por ejemplo, responde como sigue:



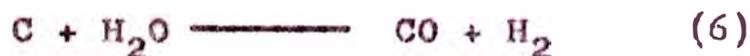
Una vez que las reacciones de volatilización se han

iniciado, el Cl formado también ataca a los minerales - de Cu para formar más cloruro de acuerdo a la reacción (5).



3º.- Reacción de los vapores de Cloruro de Cu con el Hidrógeno o el CO para precipitar Cu metálico directamente o pasando por el estado intermedio de óxido de Cu.

La condición ideal para la segregación es una atmósfera débilmente reductora compuesta principalmente de CO. Bajo estas condiciones los cloruros de Cu volátiles son reducidos a Cu metálico sobre las partículas de carbón. Basándose en los experimentos efectuados con cloruro de cobre, carbón y humedad a 750°C, las reacciones básicas que pueden efectuarse están expresadas en las ecuaciones siguientes:





La reacción (6) es la conocida para producir gas de agua que suple pequeño porcentaje de hidrógeno hallado en los gases del horno durante la segregación. A pesar de las débiles condiciones reductoras en la atmósfera del horno, el cobre se precipita sólo en las superficies de las partículas de carbón.

Las reacciones en las ecuaciones (1) al (16), representan las condiciones ideales, y la segregación del cobre se obtiene a menudo en la práctica.

Algo de cobre metálico se reduce "in situ", probablemente por el CO e hidrógeno en los gases del horno. Se requiere molienda fina para liberar este Cu y recuperarlo por flotación.

El Cu metálico precipita casi totalmente sobre las partículas de carbón, en copos menores de 0.2 mm., que en el proceso continuo se aglomeran en nódulos blandos de Cu-Carbón-ganga como frijoles. Los nódulos pueden ser separados del total de la ganga por una clasificación cuidadosa a mano, pero ellos se quiebran en una mesa vibratoria. Pasando el tiempo de segregación, la carga se enfría rápidamente, se muele finamente y se efectúa la separación del Cu por flotación.

FACTORES QUE CONTROLAN EL PROCESO

Las condiciones óptimas y exactas proporciones de reactivos varían para cada mineral, de modo que se determinarán experimentalmente para cada proceso industrial.

De esto se deduce la necesidad de estandarizar en lo posible la calidad y composición, (minerales y gangas) para asegurar buenos resultados.

Los factores (unos más críticos que otros) de los que dependen los resultados metalúrgicos del proceso son: Temperatura.- La relación entre recuperación de Cu y temperatura de segregación, cuando los minerales típicos, silicosos y calcáreos son tostados durante una hora se -- muestran gráficamente en la FIG. N°3.-

Buenas segregaciones se han logrado con los minerales silicosos entre 600 a 850°C. El mineral calcáreo por otro lado requiere aproximadamente 750°C para buenas segregaciones, aunque moderadamente una buena segregación sobre este tipo de mineral se obtiene a 700°C.

Luego la temperatura es óptima alrededor de 750°C con amplia tolerancia para minerales silicosos, y crítica para minerales calcáreos.

Tiempo.- El tiempo requerido para una buena segregación varía con la temperatura de tostación. La FIG. N°4, muestra la relación entre la recuperación de Cu y el tiempo de segregación, tanto para minerales silicosos como para calcáreos.

El calentamiento del mineral silicoso por 15 minutos a 700°C dá buenas segregaciones como la obtenida con un tiempo de contacto de 60 minutos.

Para minerales calcáreos se requieren ser tratados por lo menos 60 minutos para una segregación efectiva a 700°C.

Estas pruebas sugieren que es deseable un tiempo de contacto de aproximadamente 30 minutos a 750°C para una buena segregación de la mayoría de los minerales. Es-

to sugiere tiempo y a la temperatura que aquellos que con tienen apreciables cantidades de calcita, caliza, dolomita, hematita o magnetita.

Humedad.- El contenido libre de humedad en el alimento, tiene un efecto pronunciado sobre la segregación, particularmente a bajas temperaturas de tratamiento. La FIG. N^o 5 muestra la relación entre recuperación de Cu y humedad libre en las cargas. A 700^oC aproximadamente 3% o más de agua agregada es favorable para una buena segregación.

La influencia de la humedad sobre la segregación, es mucho más pronunciada para cargas segregadas continuamente que para aquellas tratadas en forma discontinua. La segregación continua de cargas secas a poca humedad libre, dan resultados inferiores a una temperatura de reacción de 750^oC. Estos resultados se pueden atribuir a la diferencia en la composición, a la reacción del gas en los hornos o a una acción catalítica de la humedad sobre la segregación.

Tenemos que 3% de agua libre es necesaria para la generalidad de los minerales, menor humedad requiere más temperatura y mayor tiempo de contacto.

INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE LAS PARTICULAS DE SAL Y COKE

La FIG. 6, muestra la influencia del tamaño de las partículas de la sal en la segregación de los minerales silicosos y calcáreos. La malla 20 dá tan buenos resultados en la segregación como la malla 100 con respecto al cloruro de sodio, pero la segregación es ligeramente inferior en la malla 10.

Los distintos resultados de segregación en una etapa, tanto para minerales silicosos como calcáreos y para diferentes tamaños de coke, se presentan en la FIG.7.

Usando 0.5% de coke de -10 mallas y 2.5% de ClNa , muestra que la recuperación del Cu se incrementa de 72 a 84%.

TIPO DE AGENTE REDUCTOR.

Se han efectuado diferentes pruebas, para comparar los méritos del coke del petróleo, carbón bituminoso, carbón de madera.

Hay poca diferencia entre coke, hulla, carbón vegetal etc., dependiendo la decisión del rendimiento comparado con el precio; se necesita entre 0.25 y 1.00% (más rinden los carbones bituminosos). El tamaño si es crítico, alrededor de 0.4 mm. (forzosamente entre mallas 28 y

48 tamaño fino límite).

ALIMENTACION DEL HORNO.-

Las pruebas de segregación continua y discontinua se han realizado para determinar los efectos del tamaño del alimento sobre la segregación del Cu. Los resultados se muestran gráficamente en la FIG. 8.

El tamaño del mineral, generalmente debe ser menor de 1.6 mm. (malla 10)

MOLIENDA PARA FLOTACION.-

Se obtiene una alta recuperación de Cu, solo por molienda del producto segregado que pasa por malla -100.

Las recuperaciones de Cu, son más bajas, cuando los alimentos más gruesos han de ser flotados.

OBSERVACIONES IMPORTANTES

El calentamiento previo antes de la mezcla, puede producir pérdidas por volatilización de cloruro de cobre, ya sea por haber cloruros activos en el mineral o por haber Cu. nativo que a alta temperatura reaccionará rápidamente sin dar tiempo a la acción reductora.

No se logra buena segregación con minerales que contengan mucho carbonato de calcio, aunque se incremente la temperatura y la proporción de sal, pues se forma clo-

ruro de calcio que es poco activo.

La ley del concentrado final está limitado a que se contamina con magnetita activada por el tratamiento - térmico y a que existe cloruro de cobre que levanta las gangas silíceas que lo han absorbido. Entre otras impurezas menores se encuentra el carbón no reaccionado (las 3/4 partes del total alimentado al horno.

Las pérdidas en colas de flotación son esencialmente debidas al cloruro de Cu ocluido en las gangas y - en los esqueletos de sílice.

El oro y la plata no son segregados por sí, pero se recuperan entre el 60 y 80% transportados por el cobre.

Los minerales silicosos o aluminicos son más dóciles al proceso, consumen menos sal, y los factores de Temperatura, Tiempo de contacto y Humedad son menos criticos que para los minerales ricos en caliza, dolomita, hematita o magnetita.

La calidad de segregación se aprecia claramente por el color de las calcinas que serán gris oscuras cuando la segregación ha sido buena y rojiza o marrones cuando no ha sido buena.

RESULTADOS TIPICOS.

A continuación se dan los resultados obtenidos -

con pruebas cerradas (batch test) sobre algunos minerales (se han escogido los resultados extremos) y los de prueba continua sobre los minerales que han sido probados:

PRUEBA CERRADA (Batch)	CaO	Fe	SiO ₂	H ₂ O	Cu%	Cu%	Recup.
	+MgO		+Al ₂ O ₃	Comb		Oxid S	
Cuarcita conteniendo -- crisocola	1.6	8.2	75.2	---	<u>1.03</u> NIL	<u>9.59</u> 22.38	<u>78.5</u> 61.1
Granito alterado con - crisocola, brochantita - malaq., chalcocita	1.9	3.3	78.7	---	<u>0.85</u> 0.99	<u>10.07</u> 21.48	<u>90.3</u> 77.6
Cuarcita hematítica, cal cárea, conteniendo criso cola.	10.9	24.1	45.2	5.2	<u>2.18</u> NIL	<u>26.91</u> 46.28	<u>89.2</u> 82.5
Cuarcita hematítica cal cárea conteniendo criso cola	12.3	14.6	54.2	5.1	<u>1.35</u> NIL	<u>26.51</u> 51.82	<u>85.0</u> 81.3
Granito alterado conte niendo crisocola y poco malaquita	1.4	1.6	79.7	2.0	<u>2.78</u> NIL	<u>6.75</u> 76.14	<u>93.2</u> 83.3
Granito con crisocola, cuprita, malaquita, piri ta y chalcocita	1.5	2.3	78.3	---	<u>4.45</u> 0.50	<u>36.42</u> 62.49	<u>96.2</u> 93.6
<u>ALIMENTACION</u>					<u>FLOT. %Cu</u>		
PRUEBA CONTINUA	Mine ral. Cu%	Sal	Coke	H ₂ O	% Mo lien -M-200	CAB Rough Clean	REL Re cu
Cuarcita hematítica, cal cítica conteniendo criso cola	2.25	1.6	1.0	3.2	83.4	2.4 <u>15</u> 26.15	0.34 8
Cuarcita hematítica cal cítica conteniendo criso cola	1.40	1.9	0.6	2.9	67.5	1.52 <u>15</u> 27.10	0.19 8

Probablemente se necesitarán relimpiadores de varias etapas para producir concentrados finales de 40 a 45% de Cu.

Con minerales de las minas Monte-Rosas, Santo Domingo, Tingue, se han efectuado algunas pruebas que no pueden considerarse definitivas, debido a que por las altas leyes de alimentación se comprende que esos minerales son escogidos, es decir que no son típicos con la real proporción de gangas y probablemente con sólo determinadas especies de Cu. Además, las pruebas han sido de batch-test y no de proceso continuo, lo cual significa mayor posibilidad de buenos resultados. A continuación se dan las cifras de las pruebas

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE SEGREGACION DE MINERALES DE COBRE (ICA)

	% Cu	%Fe	% SiO ₂	% CaO
Monte Rosas	5.07	9.10	40.3	9.35
Tingue	5.18	6.15	21.3	38.60
Sto.Domingo	6.21	17.86	19.3	----

Monte Rosas.-

P-1

500 grs. 1/4"
Carbón 5%
ClNa 5%
Temp. 700°C
Tiempo 30 min.

Método: Segregación Indirecta

Flotación

Molienda 43% -200m.
 Densidad de pulpa 4:1
 Ph 6.6
 Reactivos Xantato 2-5 : 0.050 KTM
 Aceite Pino : 0.100 MTM

PRODUCTOS	PESO %	% Cu	EXTRACCION % Cu
Cabeza	100.00	5.07	100.00
Concentrado	7.0	56.80	74.78
Middlings	3.5	2.50	1.64
Relaves	89.5	1.40	23.58
Cab. Cal.	100.00	5.31	100.00

P-2 Igual al anterior, pero el tamaño de molienda 1/8"

Cabeza	100.00	5.07	100.00
Concentrado	7.3	57.50	76.60
Middlings	4.0	3.00	2.19
Relaves	88.7	1.31	21.21
Cab. Cal	100.00	5.47	100.00

P-3.- Al obtener un alto relave en la flotación se repitió la P-2 en las mismas condiciones usando una mesa tipo Wilfley para concentrar el cobre laminado que no flotaba. Se obtuvo;

PRODUCTOS	PESO %	% Cu	EXTRACCION (%Cu)
Cabeza	100.00	5.07	100.00
Concentrado	7.0	57.90	80.16
Midd.Flotaación	2.0	3.55	1.40
Cons, Mesa	2.2	27.95	12.14
Midd. Mesa	2.0	0.71	0.28
Relaves	86.8	0.35	6.02
Cab.Cal	100.00	5.05	100.00

TINGUE

(P-1) 1." tamaño inicial

De molienda para la flotación en 47.5% como -200 m.

Resultados

PRODUCTOS	PESO	%Cu	EXTRACCION (%Cu)
Cabeza	100.00	5.18	100.00
Concentrado	8.00	58.30	89.17
Middlinge	4.5	5.00	4.30
Relaves	87.5	0.39	6.53
Cab.Calc.	100.00	5.23	100.00

P-2.- En iguales condiciones que la anterior, pero con tamaño inicial 1/8"

PRODUCTOS	PESO	%Cu	EXTRACCION (%Cu)
Cabeza	100.00	5.18	100.00
Concentrado	7.5	61.15	88.88
Middlings	4.0	6.15	4.76
Relaves	<u>88.5</u>	<u>0.37</u>	<u>6.36</u>
Cab. Calc.	100.00	5.15	100.00

SANTO DOMINGO

(P-1).- Realizado en las mismas condiciones de Monte Rosas y Tingué.

Tamaño inicial 1/4"

Molienda de flotación 45% a -200 m.

Resultados:

PRODUCTOS	PESO	%Cu	EXTRACCION (%Cu)
Cabeza	100.00	6.21	100.00
Concentrado	9.00	61.30	90.68
Middlings	3.00	4.22	2.08
Relaves	<u>88.00</u>	<u>0.50</u>	<u>7.24</u>
Cab. Calc.	100.00	6.10	100.00

(P-2).- Iguales condiciones que las anteriores tamaño inicial -1/8". Resultado:

PRODUCTOS	PESO	%Cu	EXTRACCION (%Cu)
Cabeza	100.0	6.21	100.00
Concentrado	9.3	60.10	92.02
Middlings	4.0	5.03	3.29
Relaves	86.7	0.33	4.69
Cab. Calc.	100.00	6.11	100.00

Resumiendo:

El mineral de Monte Rosas es un cobre oxidado en ganga silicosa-calcífera que presenta dificultades en la flotación, debido a que el Cu se segrega en tamaño relativamente grande en comparación con las otras muestras y al molerse - se lamina obteniéndose un relave de flotación alto 1.4% de Cu. Es posible recuperarle con una mesa, aumentando la ex--tracción.

En cuanto al mineral de Tingué es un cobre oxidado - en ganga calcífera. No presenta dificultades de concentra--ción por este método.

Referente al mineral de Santo Domingo es un cobre - oxidado en ganga silicosa-ferruginosa. No presenta dificul--tades.

COSTO DE INSTALACION

En base a datos e informes técnicos, los gastos para una planta de 100 TM. diarias se estiman así:

Equipo especial para 100 TM diarias (horno, cooler, ladrillos refractarios etc) Valor en E.U. -----	US\$ 64,000
Flete marítimo, impuestos, gastos de aduana, trans- porte terrestre hasta el lugar de instalación (Canza)	12,000
Equipo adicional: tolvas, molinos de rodillos, cedazos, fajas, instalaciones para sal y car- bón, tanque de petróleo, etc. -----	30,000
Obras civiles, modificaciones, ensamble y armado general, materiales varios -----	30,000
Pasajes, honorarios y gastos de estadía de per- sonal técnico especializado durante 3 meses pa- ra poner en marcha la planta -----	15,000
Pérdidas en el tratamiento de los primeros lo- tes, por experimentación y ajustes.-	
Se ha estimado igual al valor de 1,500 TM de - mineral -----	20,000
Diversos imprevistos (aproximadamente al 15% - del total) -----	29,000
	<hr/>
	US\$ 200,000

COSTOS DE OPERACION.- Basándose en los datos obtenidos en -
las pruebas continuas y discontinuas, de el informe del --
Bureau Of Mines se estima que para una planta de 1,000 TM.
diarias, los costos directos de tratamiento y la planta de
flotación consiguiente será de US\$3.00/TM. Tomando como ba-
se esa estimación y considerando una planta pequeña (100TM/d),

se actualizarán los dos datos a la realidad nacional para -
elaborar un estimado aproximado.

	US\$/TM	
	INFORME	ACTUAL
	1000 TM	100 TM
El calor requerido para la tostación se ha estimado 2800000 BTU/TM o sea 5 ú 6 gal. de Fuel Oil -----	0.77	0.60
Mantenimiento del horno, considerando problemas mecánicos no previstos en laboratorio, patentes, fletes etc. -----	0.44	0.66
Fuerza y mano de obra, considerando el mayor costo por Kwh en Perú y la menor eficiencia para planta pequeña ---	0.17	0.32
Sal, incluido transporte y molienda ----	0.13	0.20
Carbón, probablemente se usará el carbón vegetal de la región (el coque importado sería elevado); lo costoso será la molienda y buena clasificación perdiendo los finos -----	0.28	0.20
Molienda y Flotación; es despreciable la reducción en el horno; debe considerarse el alto grado de molienda exigida, el costo de reactivos mayor que lo normal para sulfuros y la necesidad de varias etapas de re limpiadores -----	1.48	2.80
Total estimado:		
Costo Directo de tratamiento US\$/TM	3.27	4.78

VIABILIDAD EN ESCALA INDUSTRIAL

Existe una planta en Arizona (E.U) que trata con éxito silicatos de Cu de baja ley. Basándose en el mismo principio, pero con procesos diferentes hay en Santa Lucía (Lampa-Puno-Perú) una planta de segregación que trata minerales de Ag con bajo contenido de Cu englobada en una ganga terrosa con mucho manganeso y cal, mezclándolos con sílice y sulfuros de otras minas. Es por eso y confirmando las pruebas de laboratorio, puede asegurarse que es factible beneficiar minerales de Cu en compuestos oxidados, que es el tipo de mineral que se ha prospectado en el departamento de Ica y alrededores.

Unicamente faltaría chequear algunos puntos como:

- 1º.- Comprobación de los costos estimados.
- 2º.- Costo real de la inversión necesaria, incluyendo instalación y repuestos necesarios en stock.
- 3º.- Contar con la suficiente cantidad de mineral de características similares (mineral homogéneo), pues por los experimentos realizados al variar las proporciones de especies mineralógicas de Cu y de ganga, se requieren reajustes en reactivos, en temperaturas y en tiempo de contacto.
- 4º.- La resolución de problemas mecánicos y de constructión.

ción de una planta de operación continua en la escala que se desea para la zona.

5º.- Detalles varios como calidad de carbón disponible, facilidad de entrenamiento de personal, porcentaje de la inversión recuperable o negociable al agotarse los yacimientos vecinos, etc.

----- • -----

PROYECTO DE OPERACIONES.-

ZONAS DE ABASTECIMIENTO PARA LA PLATA DE SEGREGACION

Por lo expuesto en páginas anteriores, se puede establecer que no hay ninguna mina con desarrollos que permitan ubicar reservas probadas de mineral en cantidad considerable, pero sí pueden estimarse tonelajes probables y señalarse ciertas potencialidades, que necesitarán de reconocimientos y desarrollos para lograr conseguir esas reservas a la vista. El compendio de las estimaciones dan las siguientes cifras en TM.

	CANCHAS	MINA	
		PROBABLE	ESPECULATIVA.
Zona de los Molinos.-Total varias minas	3,000	8,000	---
Zona de Canza.-Moterrosas,	2,000	12,000	30,000
Sol Brillante.-Contradicción y San Pedro.	4,000	5,000	5,000
Tapadita y Adelaida	3,500	8,000	10,000
Zona de Yauca.-Mina Sto. Domingo	500	7,000	40,000
Luciana	500	---	---
Zona de Tingue.-Total varias minas	<u>3,000</u>	<u>4,000</u>	<u>10,000</u>
TOTALES TODA LA REGION	65,000	44,000	95,000

Es por esto, que para un proyecto de explotación en escala de 100 TM. diarias de minerales oxidados de Cu, en la primera fase el abastecimiento podría ser de las zonas de Los Molinos y Canza que están situados cerca a las instalaciones centrales de la antigua planta de Los Frailes o Canza, y que encierran 12,000 TM. en canchas y 33,000 TM - probables en mina fácilmente alzables con preparaciones rápidas.

Pero las francas posibilidades de éxito económico están en los tonelajes grandes, no desarrollados ni bien reconocidos aún, que pueden esperarse por diversas razones en algunas áreas. Es así entonces, que son importantes solamente -al menos por lo actualmente conocido- el área de Moterosas, y el área de Santo Domingo con 30,000 y 40,000 TM. respectivamente de reservas estimadas como posibles o especulativas, desarrollables en plazo relativamente corto.

DESARROLLO DEL PROYECTO

Con estos juicios, y sin considerar todavía los otros factores (capital, costos, valor del mineral, necesidad de preparación etc.) se justificaría la instalación de una planta de tratamiento con capacidad para 100 TM. diarias (30,000 TM. anuales), debido a que existen reservas prácticamente aseguradas para 2 años de operación y es factible lograr reser-

vas para otros 3 años, habiendo la oportunidad de beneficiar minerales de otras pequeñas minas que se irán integrando a la producción a medida que se avance en los trabajos. Una operación en menor escala subiría en exceso el costo unitario.

En lo referente a la ubicación de la planta de segregación, parece que esta deberá ser en Canza, debido a su posición central en la región y a contar con instalaciones aprovechables (planta de flotación, agua, talleres, oficinas). No se conoce ninguna zona particularmente tan importante como para merecer una instalación completa exclusiva.

La zona de Canza tiene un volumen de reservas probables superior a las otras 3 zonas juntas; es por esto que esta zona proveerá primeramente a la proyectada planta. Para el futuro abastecimiento se pueden indicar como importantes por su potencialidad las áreas de Mote Rosas (dentro de la zona de Canza) y Santo Domingo (zona de Yauca). Así también tienen importancia la zona de Tingué en conjunto, y las vetas vecinas a Monte Rosas con la que pueden formar una sola unidad.

Siendo obvia la conveniencia de que las operaciones estén centralizadas al máximo, y siendo de necesidad asegurar reservas importantes de mineral, es recomendable

programar la operación futura dentro de los siguientes términos:

1º.- Principiar la producción en la zona de Canza, cancha por cancha y mina por mina, hasta agotar cada una con la sólo limitación exigida por la necesidad de mezclas convenientes para lograr buenos resultados metalúrgicos. Debido a su cercanía a Canza y por ser algo relativamente pequeño, la zona de los Molinos, puede ser explotada con aquello. A continuación deben seguir las zonas de Yauca y de Tingue.

2º.- Deben proyectarse reconocimientos y desarrollos con un ritmo de eficiencia, de tal modo que antes de 2 años se puedan cubicar siquiera 90,000 TM. entre reservas probadas y probables (actualmente existen en cancha 16,500 TM., y en mina no más de 10,000 TM., probadas en las reservas probables suman 44,000 TM). Para lograr este tonelaje será necesario no sólo hacer la preparación de las reservas probables existentes, sino explorar y desarrollar nuevas reservas reemplazando los tonelajes en producción y en un exceso adicional de 30,000 TM.

3º.- Debe iniciarse lo más pronto posible la preparación de las minas para proveer 100 TM/diarias, comenzando por las secciones más conocidas de Adelaida, Tapadita, San Pedro, Contradicción, Monte Rosas,.... aproximadamente en ese orden.



4º.- Desde el momento en que se inicie la etapa de producción y la operación de la planta de segregación, deberán efectuarse exploraciones por trincheras o cateos, reconocimiento de los descubrimientos favorables por medio de piques, y desarrollo por galería, principalmente en la veta Monte Rosas en toda su extensión, y en las vetas -- próximas.

5º.- Idéntico plan de reconocimientos y preparaciones - se deben llevar a cabo en Santo Domingo, pero a posteriori y comenzando con sólo cateos por una pequeña cuadrilla, para despues llegar a la etapa de desarrollo cuando las - minas cercanas a Canza han sido completamente reconocidas.

6º.- El diagrama de programación de abastecimiento de mi neral sería en líneas generales como sigue:

	APORTES EN MILES DE TM. POR SEMESTRE									
	1º	2º	3º	4º	5º	6º	7º	8º	9º	10º
Fortuna, Cuartillo, etc.	Prep.	8.0	---	---	---	---	---	---	---	---
Idem, Canchas		3.0	---	---	---	---	---	---	---	---
Monte Rosas, San Pedro etc.	Prep.	0.5	7.0	10.0	15.0	12.0	7.5	---	---	---
Idem, Canchas		6.0	---	---	---	---	---	---	---	---
Tapadita, Adelaida		5.5	2.5	5.0	5.0	---	---	---	---	---
Idem, canchas		3.5	---	---	---	---	---	---	---	---
Sto. Domingo	Explor.		Recon.		Prep.	3.0	7.5	15.0	12.0	9.5
Idem, Canchas		0.5	---	---	---	---	---	---	---	---
Luciana	No hay reservas									
Idem, Canchas		0.5	---	---	---	---	---	---	---	---
Buena Vista, Chavaz, etc.		---	---	Explor.	Rec.	Pre	para		2.0	---
Idem Canchas		---	3.0	---	---	---	---	---	---	---
Noviembre, etc.		---	---	Explor.	Rec.	Pre	para cion		1.0	5.5

INVERSIONES NECESARIAS AL PROYECTO

A más del costo de la planta de segregación, es primordial garantizar el abastecimiento: preparando la mina, desarrollando reservas para unos 3 años, arreglando o construyendo carreteras para el transporte de mineral, teniendo un stock suficiente de materiales con campamentos y servicios para el personal, en resumen poniéndose en condiciones de sostener económica y eficiente producción por largos plazos de 100 TM/diarias de mineral de calidad.

Al tratar del proceso de segregación, se ha indicado que el valor aproximado de instalación de la planta, incluyendo cambios en la actual planta de flotación y puesta en marcha del proceso era de US\$200,000.

Para cubrir reservas de 90,000 TM se tienen 16,500 TM en canchas, siendo necesario terminar la preparación de las 44,000 TM. de reservas probables existentes, y teniendo que realizar exploraciones y desarrollos para ubicar 30,000 TM adicionales.

En adelante las reservas de 90,000 TM se mantienen con el costo respectivo que se carga a cada TM producida para reemplazarla con otra TM que se explora y desarrolla.

Para remover, escoger y clasificar a bajo costo los minerales de canchas, se necesita un equipo de scrapers, -

fajas, zarandas, etc, cuyo valor total será de aproximadamente US\$8,000, ya que se dispone en la zona de algunos equipos fácilmente reintegrables.

Las 44,000 TM de reservas probables se encuentran en diferentes grados de preparación, pero por lo menos ya están ubicadas las bolsonadas y se pueden preparar a un costo promedio de US\$0.50/TM, o sea en total US\$22,000. La explotación de canchas dará un margen de tiempo para finalizar las preparaciones.

Para poder ubicar 30,000 TM adicionales el planeamiento del trabajo será explorar por trincheras, reconocer por piques en los clavos o bolsonadas alentadoras, y desarrollar con galerías y otras labores necesarias esos clavos. Incluyendo tentativas, unos cuantos fracasos, y algunos cross-cut en estéril, una bolsonada de 2,000 TM resultará preparada con un costo probable de US\$2,000; se advierte que los primeros trabajos han de ser lentos pero baratos hechos a pulso, y que posteriormente se acelerarán con perforadoras neumáticas, tendido de líneas decauville, etc. Estimando el costo medio de US\$1.00 por TM desarrollada, la inversión total para el tonelaje adicional que se desea ubicar será de US\$30,000.

Para transportar económicamente los minerales y aún

para la etapa de desarrollos, es necesario mejorar las trochas existentes y construir algunas nuevas. Debido a las irregularidades del terreno, se cree que se puede cubrir estas necesidades con US\$20,000

Se estima un gasto adicional para campamentos y otros servicios -siempre propendiendo a la centralización- en las áreas más importantes en donde habrá más concentración de personal. Este gasto puede estimarse en US\$10,000.

Para acrecentar en forma debida los stocks en almacén correspondientes a reactivos, repuestos de máquinas y otros materiales, se puede establecer la cantidad de US\$ 25,000.

Por fin es necesario considerar el capital de trabajo, que puede ser equivalente al costo directo de 2 meses de producción o sea aproximadamente US\$50,000.

COSTO DEL MINERAL

AMORTIZACION DE LAS INVERSIONES

En primer lugar se establece que ciertas inversiones necesariamente previas o inmediatas a la puesta de producción y otras serán progresivas aceptando ciertos plazos -- que empiezan a correr con la iniciación de la producción. Aún más, algunas de las inversiones son reembolsables o di

feridas que se recuperarán al término de la operación por lo que únicamente puede exigírseles pago de intereses.

En resumen de las inversiones es el siguiente:

INVERSIONES ANTERIORES A LA PRODUCCION	NO RECUPERABLE US\$	DIFERIDA
Instalación de la planta de segregación -----	150,000	50,000
Equipo para explotación de canchas	---	8,000
Campamentos y serv. en áreas de trabajo	10,000	---
Mayor stock de almacén -----	---	25,000
Capital de trabajo (2 meses de produc.)	---	50,000
INVERSIONES PROGRESIVAS	US\$	
Preparación de las reservas actuales - de mina -----		22,000
Explotación y desarrollo 30,000 TM. a- dicionales -----		30,000
Mejoramiento y construc.de nuevas tro- chas. -----	20,000	---
	180,000	185,000
TOTALES US\$	180,000	185,000
TOTAL GENERAL US\$	365,000	

En la actualidad pueden contarse con 60,000 TM. de mineral en reservas probables (canchas y minas) y se consideran 45,000 TM como volumen posible de ser desarrollado en los próximos años, lo que vale decir, que habría que establecer un plazo de 5 años para las amortizaciones (a razón de 30,000 TM. anuales).

Si se toma en cuenta la opción de tratar minerales de otras minas vecinas y las posibilidades de las áreas propias correspondientes a la materia de este proyecto que por el momento son desconocidas o no bien estudiadas, es razonable aceptar un tiempo de 7 años para las amortizaciones.

Si se estima para el capital un interés anual del 8% (considerado como generoso, debido a que los pagos serán en moneda firme) tenemos que, una anualidad de 1 durante 7 años tiene un valor actual de 5.206. Por lo tanto, para amortizar la inversión no recuperable de US\$180,000 se requerirá una anualidad de:

$$\frac{180,000}{5,206} = 34,600 \text{ US\$}$$

Para una producción anual de 30,000 TM esta amortización significa:

$$\frac{34,600}{30,000} = 1.15 \text{ US\$/TM}$$

Para la parte correspondiente a las inversiones diferidas o recuperables, el 8% de interés alcanza:

$$\frac{8 \times 185,000}{100} = 14,800 \text{ US\$/anuales}$$

ó lo que equivale a:

$$\frac{14,800}{30,000} = 0.50 \text{ US\$/TM}$$

$$(1) \quad \$34,600 \times 7 \text{ años} = \frac{242,200}{180,000} = \text{Factor } 1.35$$

$$(2) \quad \$14,800 \times 7 = 103,600 \text{ No recuperado } \$ 81,400 = 44\%$$

Por lo tanto, el costo debido a las inversiones suman US\$1.65/TM.

$$(1.15 \text{ US\$/TM} + \text{US\$ } 0.50/\text{TM} = 1.65 \text{ US\$})$$

COSTOS DE OPERACION

PREPARACION DE MINERAL

Si bien en las vetas más propicias como Monte Rosas (que será de las primeras en explorarse y desarrollarse para acrecentar las reservas) una bolsónada puede tener el promedio:

$$25 \times 30 \times 1 \times 2.8 = 2,100 \text{ TM.} \quad \text{Preparables.}$$

A un costo de US\$2,000 hay que tener presente que existen diversas condiciones como son: potencia de veta, densidad de bolsónadas en relación con el largo total, profuncización, accesibilidad topográfica, etc., por lo cual se tomará como promedio general de Costo de Explotación y Desarrollos US\$1.20/TM.

Debido a que las canchas no necesitan exploraciones ni desarrollos previos, y el hecho de que se ha considerado solamente US\$0.50/TM para preparación de las reservas ya conocidas, no deben inducir a calcular un costo general más bajo, pues ello sólo va a influir (y así se ha calculado) en el monto de las inversiones, pero para reemplazar esos minerales hay que considerar la misma cantidad de US\$ 1.20 que se invertirá en otro lugar.

EXPLOTACION

Existen condiciones ventajosas: tratarse de minas - de poca profundidad, buen clima, fácil ventilación, minerales blandos, cajas generalmente fuertes, etc., y hay algunas desventajas como son: vetas angostas, falta de agua para perforación, etc.

Se estima que para una escala de operaciones de 100 TM. diarias, el costo total de derribo, acarreo y cierto - desbroce, será alredecor de US\$2.80 por TM. de mineral de mina. Para canchas el costo será de aproximadamente US\$1.30/ TM.

TRANSPORTE

El traslado de las minas, hasta la carretera se hace con acémilas, pero posteriormente terminadas las trochas hasta las minas y mejoradas todas en general, el único transporte será en camiones (el promedio, algo más lejos que ahora) y el valor aproximado será:

		<u>ACTUAL</u>	<u>FUTURO \$</u>
Desde zona Los Molinos	S/.	30.00	1.20
" " Canza		24.00	1.00
" " Yauca		50.00	2.00
" " Tingue		60.00	2.20

Promedio pesado según reservas probables y posibles US\$1.55/TM.

TRATAMIENTO

En la parte correspondiente en que se trata del proceso de segregación, se ha hecho una estimación del costo probable para 100 TM diarias y en las condiciones locales. Este costo será aproximadamente de US\$4.80/TM de mineral.

GASTOS GENERALES

Por derechos de canon territorial, sueldos administrativos, impuestos, conservación de campamento, movilidad, escuela y servicios obreros, etc., puede estimarse un gasto anual aproximado de 36,000 US\$ o sea 1.20 \$/TM.

OTROS GASTOS

Las regalías y fletes de concentrados los deduciremos del valor de los productos vendidos, por lo que no se incluye ahora directamente en el costo.

Se tendrá en cuenta y se agregará por concepto de imprevistos y varios US\$0.45/TM

COSTOS TOTALES

Recopilando los items anteriores, tenemos que el Costo Medio será:

Amortización e Intereses de Capital -----	1.65 US\$/TM
Preparación, Exploraciones y Desarrollo ----	1.20 "
Explotación, desde el derribo hasta puesto en tolvas (a) -----	1.30/2.80US\$/TM
Transporte del mineral hasta la Planta (b) -	1.00/2.20 "
Tratamiento -----	4.80 US\$/TM
Gastos Generales -----	1.20 "
Imprevistos, varios -----	0.45 "

COSTO TOTAL (no incluido regalías, ni flete
de concentrado) ----- 11.60/14.30US\$/TM

COSTO PROMEDIO GENERAL PESADO ----- 13.50 US\$/TM

(a)-1.30 para las 16,500 TM de canchas, 2.80 para las 44,000 TM. de reservas probables en mina, las 95,000 TM de reservas posibles y para todos los tonelajes futuros. El promedio pesado sería de US\$2.65/TM.

(b).-Propicio para las zonas, de los Molinos y Canza, desfavorable para las zonas de Yauca y Tingue. El promedio pesado es US\$1.55/TM.

BALANCE ECONOMICO

VALOR DE LOS CONCENTRADOS.-

Por ahora no se conoce la verdadera calidad de los concentrados que se adquirirán en la Planta de Concentración que se proyecta.

Se harán los primeros cálculos sobre varias leyes de Cu (conteniendo Au, en proporción constante de 0.12 -- Grs/TM por cada 1% de Cu) y con diferentes cotizaciones del Cu.

Las valorizaciones de los concentrados teóricos puestos en Pisco y sin descontar derechos de exportación, según los cálculos efectuados por las casas compradoras de minerales son las siguientes:

LEY CONCENT.	25% Cu	40% Cu	55% Cu	70% Cu
	VALOR BRUTO	LIQUIDACION	CONCENTRADO.	EN PISCO US\$/TMNS
30 ¢	119.50	214.50	309.50	404.00
32 ¢	127.00	226.00	328.00	430.00

Estas valorizaciones son en la práctica más bajas, a causa probablemente de que en éstas no se ha descontado la comisión de las casas compradoras, la que varía entre el 3% y el 10% del valor.

Para encontrar el valor neto (para los productores)

aproximados de los mismos concentrados, a la salida de la planta, se descontará 5% por impuestos y derechos portuarios, 2% por mermas, 5% por comisión de intermediarios, 8% por regalías según contrato con la casa compradora US\$3.00/TM. por concepto de ensecado y fletes de los concentrados.

Luego dividiendo entre las leyes respectivas se encontrará el valor neto por unidad de ley.

LEY CONCENT.	25% Cu	40%Cu	55%Cu	70%Cu
VALOR NETO DE LOS CONCENTRADOS, EN CANZA US\$/TM				
Lb.Cu a US¢ 30	92.70	163.50	244.40	320.00
Lb.Cu a US¢ 32	98.90	180.00	260.00	341.00

VALOR NETO DE LOS CONCENTRADOS, EN CANZA UD\$ POR UNIDAD%				
Lb.Cu a US¢ 30 (1)	3.708	4.212	4.436	4.574
Lb.Cu a US¢ 32 (2)	3.950	4.500	4.720	4.890

$$(1) \frac{92.70}{25\%} = 3.708$$

$$(2) \frac{98.90}{25\%} = 3.956$$

VALOR DE LOS MINERALES

Este valor se encontrará multiplicando la ley del mineral por la recuperación metalúrgica y por el valor de cada unidad de ley en el concentrado, se calculará primero el valor de un mineral con 1% de ley para recuperaciones de 80%;

y luego de 90% se tiene así:

$$1 \times 0.8 \times 3.708 = 2.9664 \approx 2.966 \text{ (1)}$$

LEY DE CONCENT	25%Cu	40%Cu	55%	70%
VALOR DEL MINERAL CON RECUPERACION DEL 80%(US\$/TM DE 1%Cu)				
Lb.Cu a US\$ 30 (1)	2.966	3.370	3.549	3.659
Lb.Cu a US\$ 32	3.160	3.600	3.770	4.910

$$(1) (1\% \times 0.8 \times 3.708 = 2.966)$$

VALOR MINERAL CON RECUPERACION DEL 90% (US\$ POR TM DE 1%Cu)				
Lb.Cu a US\$ 30	3.337	3.791	3.992	3.664
Lb.Cu a US\$ 32	3.500	4.050	4.250	4.400

Estos cuadros hacen notar la importancia de la Ley de concentrados. Así se puede verificar que entre 40% y 55% la influencia de esta ley sobre el valor del mineral es en cifras redondas US\$0.20 por TM para 1% de Cu, o sea aproximadamente US\$0.80 por TM del mineral que se va a tratar (el mineral a tratar es de 4% de Cu = $4\% \times 0.20 \text{ US\$} = 0.80 \text{ US\$/TM}$)

Pero entre 40% y 25% la influencia será más del doble ($3.370 - 2.966 = 0.404 \approx 0.40$; $4\% \times 0.4 = 1.6 \text{ US\$/TM}$).

La influencia de la recuperación es también, variando el valor del mineral entre promedio US\$ 1.70/TM de di-

ferencia para los minerales de 4% que se espera beneficiar, según que la recuperación sea de 80 ó 90%. Se demuestra -- así, la gran importancia que tienen los resultados metalúrgicos y la necesidad de pruebas para arribar a conclusiones definitivas sobre la conveniencia de aplicación de este tipo de operación.

MINERALES COMERCIALES

Establecidas las diferencias que acontecerán de acuerdo a los resultados metalúrgicos, para proseguir con el análisis, en adelante se considerará que los concentrados tendrán Ley del 40%Cu, que la recuperación será 80% ; que la cotización del Cu sea 32 ¢/lb, entonces el valor de los concentrados será aproximadamente US\$1.74.25/TM.

$$(180.00 + 168.50 = \frac{348.50}{2})$$

y el valor del mineral sería US\$3.48 ($3.370 + \frac{3.670}{2} \approx 3.48$) por cada 1%Cu.

Ya hemos calculado los costos de operación del mi-

neral indicando que serán diferentes para cancha y mina; y para una ú otra zona. Si dividimos esos costos entre - US\$3.48 encontraremos las leyes marginales respectivas.

	LOS MOLINOS	CANZA	YAUCA	TINGUE	PROM.
	COSTOS DE OPERACION				
CANCHAS	11.80	11.60	12.60	12.80	12.15
MINAS	13.30	13.10	14.10	14.30	13.65

	LEYES MARGINALES PARA CONDICIONES ARRIBA INDICADAS (%Cu)				
CANCHAS	3.39	3.34	3.62	3.68	3.54
MINAS	3.91	3.81	3.09	4.20	3.94

UTILIDADES

Se ha determinado que la inversión total necesaria al proyecto es de US\$365,000, siendo la mitad recuperable y habiendo contado intereses del 8% anual tanto para la parte que debe amortizarse como para la parte recuperable.

Puede estimarse suficiente capital de US\$250,000 ya que el saldo de inversiones puede financiarse por préstamos (avío minero) o por operaciones bancarias pues queda ampliamente respaldado por las mismas inversiones realizadas en la adquisición de la planta y gozará del interés del 8% anual.

Si se considera que el costo del mineral representa

el 90% del valor de los minerales, la utilidad debe ser US\$1.50/TM.

Esta utilidad representaría:

$$30,000 \text{ TM/año} \times 1.50 \text{ US\$/TM} = 45,000 \text{ US\$ al año}$$

$$\text{ó sea el } 18\% \text{ sobre el capital } \left(\frac{45,000 \times 100}{250,000} = 18\% \right)$$

(además del 8% de intereses por inversiones cargado a todo el costo).

Si la utilidad fuera del 12% sobre el capital, resultaría US\$1.00/TM ($0.12 \times 250,000 = 30,000 \text{ US\$}$;

$$\frac{30,000 \text{ US\$}}{30,000 \text{ TM/año}} = 1.00 \text{ US\$/TM}$$

En la página anterior, se han tabulado las Leyes Marginales de los minerales, (es decir que cubrirían los costos, sin dejar utilidad). Ahora se darán las Leyes necesarias para obtener utilidades de US\$1.00 y 1.50 \$/TM

	LOS MOLINOS	CANZA	YAUCA	TINGUE	PROMEDIO
LEYES NECESARIAS PARA UTILIDAD US\$1.00/TM (%Cu)					
CANCHAS	3.68	3.64	3.91	3.97	3.77
MINAS	4.10	4.05	4.34	4.40	4.23
LEYES NECESARIAS PARA UTILIDAD US\$1.50/TM					
CANCHAS	3.82	3.79	4.09	4.20	3.94
MINAS	4.26	4.19	4.49	4.54	4.40

RESUMEN Y CONCLUSIONES

Las operaciones mineras, han tenido éxito relativo explotando minerales oxidados escojidos, y han originado - fracasos al dedicarse a sulfuros flotables, conforme lo demuestran las estadísticas de desarrollo, producción, cos--tos y ventas de los productos que han operado en la zona.

Para poder operar en escala industrial sobre esos - minerales oxidados, lo único factible es aplicarles un método de beneficio determinado y esto solamente podría hacerse por el moderno método de segregación.

Existen suficientes equipos e instalaciones abandonadas que pueden servir de base, para un proyecto de operación en escala industrial, debiendo agregarse las inversiones que posteriormente se indicarán.

LOS PROSPECTOS Y MINAS

Las Minas, materia del presente anteproyecto, forman parte de una provincia metalogénica que lleva el nombre de Provincia Cúprifera Costanera, por ser una área que contiene minerales de cobre que responden a la analogía siguiente: origen, composición mineralógica y condiciones similarea de formación.

En zonas diferentes existen una serie de vetas con -

muchos reconocimientos, sin haber reservas importantes probadas, pero dejando estimar en total 16,500 TM de mineral - en canchas y 44,000 TM probables en minas. Por lo estudiado se puede decir que se estima, además, en 95,000 TM de reservas posibles o especulativas que podrían descubrirse y prepararse en pocos años.

No se tienen pruebas suficientes de la ley media de estos - minerales, pero los tonelajes referidos son estimados como de ley alrededor de 4% de Cu.º

De las 4 zonas en que se han agrupado las minas, la de Los Molinos es insignificante, la de Canza tiene los mayores tonelajes probables y posibles; la zona de Yauca está muy atrasada en preparaciones pero presenta excelentes posibilidades futuras, y la zona de Tingué se encuentra sin - minerales preparados pero es interesante y con posibilida--des por aclarar.

EL METODO DE SEGREGACION

El proceso de tratar minerales oxidados de Cu con - sal y carbón a alta temperatura para lograr un producto concentrable por flotación, es utilizado por una compañía mine- ra en EE.UU. y por otra en Puno Perú, pero no existen sufici- entes publicaciones para enterarse de los problemas y re-

sultados efectivos que se tendrán al aplicar este proceso a los minerales de Ica.

Los experimentos dados, en detalle, a conocer en un Boletín del año 1959 sobre pruebas realizadas permite adelantar algunos puntos importantes como: influencia de la ganga que acompaña al mineral; necesidad de controles exactos sobre varios factores del proceso, escala muy abierta de leyes de concentrado y de recuperación que pueden obtenerse, y que se puede decir, que no es posible asegurar resultados con cierto grado de aproximación. En otras palabras para formarse un juicio definido de los resultados económicos que pueden esperarse del proceso sobre determinado mineral, es necesario conocer los resultados, limitaciones y detalles de operación de una Planta ya instalada, y probablemente ejecutando una campaña de prueba con ese mineral.

Aunque no se disponen de datos suficientes, como primera aproximación se han estimado los gastos necesarios para instalación de una planta en Canza en US\$200,000, y el costo directo de tratamiento en US\$4.80/TM.

INVERSIONES Y CAPITAL

Para producir y beneficiar 100 TM diarias de minera-

les oxidados, se necesitaría invertir US\$365,000 en adquisición e instalación de la Planta de Segregación, equipos adicionales, almacén, campamentos y carreteras, desarrollos y preparación de mina.

La mitad de la inversión es recuperable y la otra - debe ser redimida en 7 años. Contando con intereses del 8% anual sobre toda la inversión y amortización sobre la parte no recuperable, se tendrá una carga de US\$1.65/TM de mineral.

Se estima que el capital necesario será US\$250,000 para realizar el proyecto, pudiendo la diferencia de inversión financiarse por créditos que gozarán un interés de 8% anual y que estarán garantizados por las mismas inversiones.

Considerando una renta de 12% anual (además del 8% - de intereses) la utilidad deberá ser US\$1.00/TM, y si se considera 18% de renta anual la utilidad deberá ser de US\$ 1.50/TM

BALANCE ECONOMICO

Las consecuencias económicas de la operación dependen de los siguientes factores principales: costo de producción; ley del mineral, resultados metalúrgicos y cotización del Cu. El valor del mineral puesto en Planta se ha calcula

do en un promedio general de US\$13.50 incluyendo la carga por inversiones. Este costo se modificará para cada caso según se trabaje las canchas o el mineral de veta, y de acuerdo a la distancia del lugar de donde se transporte a la planta que se ubicará en Canza.

Se han dado valores de variación del valor de concentrados con diferentes leyes y bajo diferentes cotizaciones del Cu y de los minerales con recuperaciones de 80 y 90%, recuperaciones que son las usuales que se obtienen en los procesos metalúrgicos altamente mecanizados (además se ha considerado constantes un contenido de 0.12 grs/TM de Au por cada 1% de Cu.

Asumiendo que los concentrados tendrán ley del 40% de Cu, con recuperación del 80%, bajo cotización de 31US\$ la libra de Cu, con 5% de comisión para los compradores de los productos y descontando mermas, regalías y transporte de concentrados, se ha calculado que:

1 TM de concentrados, en planta vale US\$174.25

1 TM de minerales en planta vale US\$3.48 para 1% de Cu.

De aquí se ha deducido que para las mismas condiciones la ley media marginal será de 3.54% de Cu para las canchas y 3.94% para minas, y que para tener US\$1.50/TM de utilidad las leyes medias será 3.94%Cu para canchas y 4.40%Cu para minas.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 1º.- La mineralogía de la Provincia Cuprífera Costanera, es simple, por tener sólo formas de mineralización de cobre: óxidos en la parte superior, y sulfuros en la parte inferior.
- 2º.- Las vetas no son homogéneas, sino que ofrecen enriquecimiento o columnas mineralizadas, con características similares en cada zona.
- 3º.- Las minas de la zona de Canza y zonas vecinas ofrecen perspectivas favorables en cuanto a capacidad de producir 100 TM/día de minerales oxidados de Cu con ley alrededor de 4% Cu, durante algunos años.
- 4º.- Las primeras estimaciones sobre los resultados económicos, sindicaron como marginal la operación proyectada de explotación y segregación a escala de 100TM/día, por existir muchos factores críticos -- (costos, ley del mineral, ley de concentrados, recuperación metalúrgica, condiciones de venta), que con pequeña variación pueden hacer el balance positivo o negativo. Una menor escala de operaciones debe descartarse por que los costos unitarios serían más altos aún.

RECOMENDACIONES

- a) -Levantamientos de planos topográficos y geológicos - de áreas más importantes, con muestreo sistemático de afloramientos y labores en vetas con mayores reservas probables o posibles.
 - b) -Estudios y pruebas de los minerales en la Universidad de Concepción (Chile) o en plantas de Estados Unidos, Japón, etc.
 - c) -Si se logran resultados favorables, se recomienda lo siguiente:
 - a) -Centralizar las operaciones en no más de 2 zonas a la vez, pudiéndose explorar o desarrollar áreas alejadas por medio de contratistas independientes.
 - b) -Prospecciones geoquímicas, geofísicas y fotogeología, para determinar o localizar masas mineralizadas de gran encape.
-

B I B L I O G R A F I A

- BOLETIN DEL CUERPO DE INGS. DE MINAS N° 26; Región Cuprífera de los alrededores de Ica y Nazca.
Federico Fuchs.
- REVISTA DE LA FACULTAD DE QUIMICA.-Universidad de San Marcos.-1952
Investigación Mineralógica, Química y Metalúrgica de un mineral oxidado de cobre en la región de Ica.
Luis Lembcke V.
- ENGINEERING AND MINING JOURNAL.-Nov. 1960
Arizona Copper Silicates Respond to Segregation
- MUESTREO, LEYES, TONELAJES.- 4.1.61
W. Suazo
- COPPER SEGREGATION.- Ica.- 21.261
R.R. Knobler
- INFORME SOBRE PROYECTO DE SEGREGACION DE COBRE DE ICA.-Feb. 1961
Robert Rother
- ANUARIO DE ESTADISTICA MINERA.-Cuerpo de Ing.de Minas.- Informe del Proyecto Segregación de Cobre.-Enero 1962
Robert Rother
- WORLD MINING.- Agosto 1962
Beneficiation of Chilean oxidized Copper.
By Alexander Sutulov; Head of the Mineral Dressing Department University of Concepción
- PRUEBAS METALURGICAS SOBRE COBRE OXIDADO.- 4-61
J. Bellina.
- BURO OF MINES E.U. .- Informe sobre el Sistema de Segregación
Carl Rampacek; W.A. McKinney and P.T. Waddleton.
-