

Universidad Nacional de Ingeniería

FACULTAD DE MINAS

EXPLOTACION MINERA EN PALCA

Proyecto de Grado
para optar el Título de
INGENIERO DE MINAS

MARINO GARCIA CASTILLO

Promoción "C. Pareja Marmanillo" 1958

LIMA . PERU

1 9 6 0

Dedico este trabajo
A MIS PADRES y
a mi tío BACILIO E. CASTILLO
quienes se sacrificaron para
culminar mi carrera.
Para ellos mi eterno agradecimiento

P R O L O G O

En este trabajo se hace un estudio de la Geología y Minería de la región de Palca.

He abordado con mas detenimiento los problemas de explotación tratándoles de darle solución buscando siempre la economía para la compañía.

Quiero hacer público mi agradecimiento al Superintendente de la Compañía Minera Palca S. A. Ingeniero Fausto Zavaleta por haberme prestado las facilidades para llevar a cabo este trabajo.

Igualmente agradezco al resto de Ingenieros de la Compañía que han colaborado conmigo.

I N D I C E

Págs.

I. - G E N E R A L I D A D E S

Situación	1
Accesibilidad	1
Distancias importantes	2
Recursos naturales	2
Aprovisionamiento	2
Mano de Obra	3
Condiciones generales	3
Breve historia de la mina	4

II. - G E O M O R F O L O G I A

A.- <u>ATMOLOGI A</u>	6
Clima	6
Temperatura	6
Vientos	6
Presión atmosférica	6
Acción de la atmósfera:	7
a).- Cambios físicos	7
b).- Cambios químicos	8
B.- <u>HI DROLOGI A</u>	8
Glaciología	8
Limnología	8
Aguas procedentes de la fusión de las nieves	9
Aguas corrientes	9

III. - H I S T O R I A G E O L O G I C A D E L A R E G I O N D E L T I T I C A C A

Estructuración geológica de la región	11
Historia geológica de la región del Titicaca	12

IV. - F O R M A C I O N G E O L O G I C A D E L A R E G I O N D E P A L C A

Rocas ígneas: Andesitas, traquitas y brechas	17
Estructuras: Dikes y vetas	17

V.- G E O L O G I A E C O N O M I C A

Estructuras y sistemas de fracturación	20
Sistemas de vetas con rumbo general N45°E	20
Sistema de vetas con rumbo general N30°E	24
Mineralización de las fracturas	25
Clasificación de los yacimientos	25
Mineralización hipógena	26
Paragénesis y estructura de estos minerales	28

VI.- M I N E R I A

1.- PROSPECCION Y EXPLORACION 31

Generalidades	31
Exploración mediante galerías	31
Exploración mediante sondeos	32

2.- DESARROLLO Y PREPARACION

Labores de acceso	35
Labores de desarrollo propiamente dicho. Di- mensiones.	35
Factores que limitan la distancia entre nive- les y chimeneas	35
Preparación del tajeo mismo	36
Relación cronológica entre la preparación y la explotación.	37

3.- EXPLOTACION

Selección del método de explotación	39
Explotación por corte y relleno horizontal	41

4.- TRANSPORTE DE MINERAL

Transporte de mineral de la veta B a la plan- ta de beneficio	45
--	----

VII.- C U B I C A C I O N 46

VIII.- P R O C E S O D E P R E - C O N C E N T R A -
C I O N : S I N K A N D F L O A T 50

IX.- E C O N O M I A P A R A L A C O M P A Ñ I A

1.- ARRANQUE DE MINERAL

Estudio comparativo entre el uso de brocas Craig y barrenos Coromant	68
---	----

	<u>Págs.</u>
Economía en el consumo de barrenos mediante el uso de pastillas de carburo Continental.	69
<u>2.- SOSTENIMIENTO</u>	
a).- En galerías	72
b).- En tajeos	72
Estudio comparativo entre el sistema de buzones con cuadros; forrados con tablas y sin forrar y el sistema de buzones con cribbing de puntales.	
<u>3.- TRANSPORTE DE MINERAL A LA PLANTA DE BENEFICIO</u>	
Transporte de mineral de la veta B a la planta de beneficio por medio de carreros por el nivel 850. Economía anual en comparación con el sistema actual.	80
<u>4.- TRANSPORTE DE CONCENTRADOS</u>	
Carretera Palca-Santa Lucía	86



I.- GENERALIDADES

SITUACION.- Las propiedades de la Compañía Minera Palca se encuentran en el distrito de Palca, provincia de Lampa del departamento de Puno, en la cordillera Occidental en los parajes llamados: Choquepirhua, Quilca, Yancume y Culine.

Sus coordenadas geográficas son aproximadamente: 15° 20' de latitud Sur y 70° 40' longitud Oeste.

ACCESIBILIDAD.-Existen dos vías importantes que unen Choquepirhua con centros poblados y son:

1) La carretera que une Choquepirhua con Cabanillas. Esta carretera pasa por Yanaja, Palca y Lampa. En Cabanillas esta carretera encuentra a la línea férrea y a la carretera que une Juliaca y Arequipa.

2) La carretera que une Choquepirhua con Juliaca, tiene aproximadamente 100 Kms., siendo la distancia de Juliaca - Lampa de 32 Kms. Esta vía es la que utiliza la Compañía para llevar materiales, equipo y para transportar con centrado que es dejado por los camiones en Juliaca.

De Lampa a Choquepirhua esta carretera es de uso exclusivo de la compañía.

DISTANCIAS IMPORTANTES

Por carretera:

Juliaca-Lampa:	32 Kms.
Lampa-Palca:	40 "
Palca-Choquepirhua:	23 "
Cabanillas-Lampa:	33 "
Cabanillas-Juliaca:	28 "
Mollendo-Arequipa:	138 "
Arequipa-Cabanillas:	430 "

Por ferrocarril:

Juliaca-Arequipa:	304 Kms.
Arequipa-Cabanillas:	271.2 Kms.
Mollendo-Arequipa:	172 Kms.

RECURSOS NATURALES.- Estos son muy escasos.

En el reino animal se reduce a palmípedos y auquénidos.

En el reino vegetal sólo existen algunas gramíneas y pequeños arbustos.

APROVISIONAMIENTO.- Los materiales para la explotación, tales como; madera, combustibles y en general todo lo necesario incluyendo víveres es llevado de Lima, Arequipa, Juliaca, etc..

MANO DE OBRA.- En cuanto al capital humano tenemos que decir lo siguiente: todos son pastores y agricultores no encontrándose por consiguiente gente minera como ocurre en otros centros de trabajo. Esta gente viene sólo por temporadas y desaparece sobre todo en épocas de cosecha y algunas fiestas tradicionales como son los Carnavales y Todos los Santos. Otro factor que coopera a que la gente se vaya son las inclemencias del clima.

Teniendo un personal inexperto y que trabaja esporádicamente, es lógico que el rendimiento sea bajo. Últimamente ya se tiene aproximadamente un 60 % del personal minero estable.

CONDICIONES GENERALES.- Actualmente la Compañía Minera Palca está explotando la veta "B" que se encuentra en el cerro Choquepirhua y que es la principal también la mina Raquel situada a 11 Kms. de Choquepirhua. En exploración se encuentran varias vetas en la zona de Choquepirhua como la veta A- A' - C. San Juan. También se está explorando la mina Quilca situada a 11 Kms. de Choquepirhua.

Para todos estos trabajos se cuenta con el equipo necesario de compresoras y perforadoras, así como de la casa de fuerza y para concentrar el mineral se dispone de una planta de beneficio con una capacidad de 200 toneladas métricas diarias.

La generación de corriente eléctrica, se realiza

por medio de motores Diesel debido a la falta de caídas de agua, para una hidroeléctrica.

La planta de beneficio se abastece de agua por medio del bombeo de las lagunas que existen cerca a ella.

La compañía cuenta también con una escuela fiscalizada para los hijos de sus servidores.

Para conservar el capital humano existe un hospital a cargo de un Médico. En el hospital se atiende a obreros, empleados y familiares.

También la compañía cuenta con casas para empleados y campamentos para la clase obrera.

La mercantil tiene artículos de primera necesidad. La altitud es la causa del clima frígido.

BREVE HISTORIA.- El distrito minero de Lampa que comprende las regiones de Pomasi, Culini y Vila Vila ha sido laborado desde la época de los españoles. Las actividades mineras de aquella época eran muy rudimentarias y en pequeña escala concretándose a la extracción de minerales de plata, los que eran beneficiados en los Ingenios por el método de amalgamación después de haber sido triturados en los trapiches.

En 1826 don Eduardo de Rivero y Urtaris en su libro "Colección de Memorias Científicas" hace mención a minas ricas, situadas en las regiones antes mencionadas y también describe numerosos Ingenios para la extracción de la

plata.

El año 1892 visitó la región de Pomasi el señor Carlos Posh y en su informe aconseja la apertura de trabajos debajo de la laguna.

En 1936 los señores Díaz y Herrera denunciaron la propiedad llamada "La Inmaculada" que fue la base para la formación de la Compañía Minera Paratía S.A., ésta tuvo como socio capitalista al señor Pedro Hani. Debido a la baja de precios se disolvió esta sociedad, adquiriendo todas las acciones el señor Pedro Hani, quien en 1941 denunció la propiedad denominada "La Recuperada".

Las minas Inmaculada y Recuperada fueron entregadas en 1948 a don Jorge Butrón para su exploración y explotación. El señor Butrón vendió mineral de exportación al Banco Minero de Arequipa y a la casa Mauricio Hochschild.

La Cerro de Pasco Corporation tuvo una opción sobre las minas las que fueron estudiadas por el Ingeniero Fernando De Las Casas.

Al finalizar el año 1952 don Pedro Hani entró en negociaciones con los socios de la futura compañía M. Palca S.A., la que se fundó el 12 de mayo de 1953, fecha de la promulgación del Código de Minería del que es autor el actual Director-Gerente.

II.- G E O M O R F O L O G I A

A.- ATMOLOGIA

CLIMA.- Debido a la altitud que tienen las labores mineras el clima es frígido pero sano.

Se notan dos estaciones bien marcadas Verano lluvioso e Invierno seco.

TEMPERATURA.- En los meses de Verano la temperatura fluctúa entre 15 y 16°C sobre cero durante el día y al sol, bajando en las noches hasta 2 - 3°C bajo cero.

En el Invierno en el día y al sol la temperatura es casi la misma que en el Verano, bajando en las noches de 10 a 17°C bajo cero.

VIENTOS.- La región de Choquepirhua se halla sometida a la acción de los vientos alisios y vientos locales llamados cordilleranos, estos vientos efectúan la acción de transporte de partículas pequeñas.

Los vientos soplan con más intensidad en los meses de Julio y Agosto sobre todo en las noches.

PRESION ATMOSFERICA.- Esta zona tiene una presión atmosférica relativamente baja, posiblemente se halla bajo las 8 lib/pul².

PRECIPITACIONES ATMOSFERICAS.- Las precipitaciones atmosféricas en Choquepirhua son sólidas, ya sea en forma de nieve que es lo general o en forma de granizo no habiendo pre

cipitación líquida.

En los meses de Diciembre a Marzo se nota acumulación de nieve hasta unos 0.50 mts.

Es en esta época que los obreros nuevos no se acostumbran al trabajo.

ACCION DE LA ATMOSFERA.- Se manifiesta en:

a) Cambios físicos, por los cuales los materiales son desintegrados a causa de los cambios de temperatura y la acción de las heladas.

La helada es un agente irresistible de rotura de las rocas. Cuando el agua penetra por las fisuras de las rocas y debido a la temperatura que llega por debajo de 0°C se congela, aumenta en un 10% de su volumen y ejerce una presión rompiente de 146 Kg/cm², de este modo el agua actúa como una cuña rompiendo las rocas en fragmentos los que ruedan a las partes más bajas si están en las laderas.

Las rocas expuestas al sol llegan a calentarse en el día y como consecuencia de ello la costra superficial se dilata y tiende a separarse como una corteza de las capas que se encuentran frías.

En los bordes y esquinas las rupturas son curvas debido a que el incremento de temperatura penetra allí más profundamente en la roca que donde se exponen superficies planas.

Cuando las rocas se vuelven a enfriar la contrac

ción resultante se ve aliviada con la formación de grietas perpendiculares a la superficie.

b) Cambios químicos, producen la descomposición de los minerales, su disolución y desmenuzamiento, así como la Kaolinización.

La alteración y disolución del material de las rocas por medio de procesos químicos se realiza en gran parte por el agua de lluvia que es portadora de oxígeno y anhídrido carbónico disueltos.

B.- HIDROLOGIA

GLACIOLOGIA.- En Choquepirhua situada en la Cordillera Occidental de los Andes Meridionales, la glaciación ha sido poco intensa correspondiendo la estructura "superficie de Puna" debido a que los glaciares en su movimiento han originado valles en forma de U y perfiles de cerros aborregados. Esta superficie ha sido modificada al final del Terciario y principios del Cuaternario por un extenso manto de derrames volcánicos principalmente andesitas, tufos y cenizas.

En la actualidad se nota ausencia de glaciares en las cumbres de Choquepirhua y se limita sólo a pequeñas zonas como Quilca, Pomasí y las cubetas labradas en las Andesitas.

LIMNOLOGIA.- Existen varias cubetas de origen

glaciar donde se acumula el agua que constituye las lagunas. Estas cubetas están en forma escalonada y tienen una alimentación pluvioglaciar por la altitud.

Muchas de estas lagunas acumulan agua sólo en la época de Verano.

El agua de estas lagunas se utiliza para la Planta de Flotación, para la refrigeración de los Motores Diesel, en la mina para la perforación. También se están represando para aumentar su capacidad.

AGUAS PROCEDENTES DE LA FUSION DE LAS NIEVES

Se distribuyen en la siguiente forma:

- 1.- Agua que corre por el suelo y vá a los barrancos, arroyos.
- 2.- Agua que se infiltra en el terreno.
- 3.- Agua que se evapora.

De estos tres grupos el más importante es el primero ó sea las aguas corrientes sobre todo en la estación de Verano, cuando caen las nevadas corre bastante agua por la superficie.

AGUAS CORRIENTES.- Las aguas que se forman al disolverse las nevadas y corren por la superficie no forman ríos, sólo torrentes que van a dar a los ríos cercanos: Palca, Pomasi y Culine.

La alimentación de estos torrentes es fluvioglaciar y de esta manera su caudal varía en Invierno y Verano.

III.- HISTORIA GEOLOGICA DE LA REGION DEL LAGO TITICACA

GEOLOGIA DE LA REGION DEL TITICACA

ESTRUCTURA GEOLOGICA DE LA REGION.- Existe dificultad para reconocer la estructura regional debido a la presencia de masas trituradas y por estar cubierto por depósitos aluviales recientes y también por rocas volcánicas extensas áreas.

Según Newell han sido reconocidas 4 regiones geológicas que se enumeran a continuación:

- 1.- La Cordillera Occidental
- 2.- El Altiplano.
- 3.- El Sinclorium de Putina.
- 4.- La Cordillera Oriental.

La Cordillera Occidental, se encuentra cubierta de extrusivos excepto la parte situada a lo largo del margen Noreste donde la erosión ha descubierto rocas sedimentarias.

El Altiplano es una planicie aluvial, donde se encuentran rocas devónicas, pérmicas, cretácicas y terciarias.

La cubeta del Lago Titicaca y su proyección NW en el área Ayaviri es una estructura sinclinal que ha sido deformada.

Entre las planicies aluviales del Altiplano y la Cordillera Oriental yace justamente terrenos elevados de rocas cretácicas, esta área forma el Sinclorium de Putina que se caracteriza por pliegues isoclinales invertidos y

fallas inversas.

La cordillera Oriental está constituida de shales argiláceos, pizarras, filitas y cuarcitas pertenecientes a los sistemas preDevónico y Devónico. Estas rocas han sufrido la intrusión de batolitos granodioríticos probablemente de edad Miocena.

En resumen las cuatro provincias difieren estratigráfica y petrográficamente.

La cordillera occidental contiene todos los volcánicos exceptuando áreas pequeñas en el Altiplano alrededor del lago Arapa y el estrecho de Tiquina.

Los volcánicos de la cordillera occidental pertenecen al grupo Sillapaca y formación Tacaza. Estas rocas son generalmente horizontales pero en Palca inclinados. Comúnmente estas rocas son traquitas profiríticas, dacitas y andesitas.

En el Altiplano se encuentra también la enorme capa de red beds terciaria del grupo Puno.

El Sinclorium de Putina contiene espesas rocas del cretácico superior que no se encuentran en otra parte de la región.

HISTORIA GEOLOGICA DE LA REGION DEL TITICACA

Muy poco se conoce del Paleozoico.

En la parte norte del Altiplano hay restos no bien

definidos que parecen pertenecer al CAMBRICO.

Se cree que durante el ORDOVICICO, SILURICO y DEVO
NICO se depositaron grandes cantidades de sedimentos.

Según Newell las rocas más antiguas son las devó
nicas que se han encontrado en la zona comprendida entre La
Raya y el lago Titicaca y han sido clasificadas como del deu
vónico inferior y medio.

Entre la deposición del devónico medio y el pérmi
co inferior el área fue estable notándose un paralelismo
continuo en el Sur del Perú y Oeste de Bolivia entre las
rocas del devónico y el pérnico.

Debido a que las rocas del pérmico son paralelas
a las del devónico y las rocas jurásicas son discordantes
con aquellas puede suponerse que los primeros movimientos
orogénéticos se produjeron entre el pérmico inferior y el
jurásico.

El contacto entre el devónico y el jurásico cerca
a Maravillas y Las Huertas nos sugiere una antigua peniplan
icie.

El triásico no ha sido identificado en la región
del Titicaca.

Durante el jurásico inferior, la costa sur del Per
ú fue probablemente el asiento de una intensa actividad
volcánica y una enorme capa de volcánicos fue depositado ceru
ca de Arequipa. Las intercalaciones con capas de caliza deu

muestran que algo de los volcánicos fueron submarinos.

No se han encontrado restos del jurásico inferior y medio en Bolivia tampoco en los Andes del Sur del Perú.

La segunda orogénesis parece haberse producido dentro del jurásico superior como se observa en la disconformidad de Lagunillas.

Cuando el mar volvió a cubrir el área lo hizo sobre los terrenos antiguos de bajo relieve como se indica por la disconformidad observada en MUNI y HUANCANE donde hay depósitos de calizas jurásicas y devónicas.

Un gran movimiento orogenético precede y acompaña la deposición del material del grupo Puno y el retroceso de la fase marina.

Se presume que el diastrofismo haya comenzado en el cretácico y puede haber sido acompañado por un volcanismo en el Oeste de la cordillera de donde provendría el material volcánico característico del grupo Puno.

La cordillera occidental y el altiplano muestran el movimiento del cretácico.

La deposición entre el cenoniano en un horizonte marino y capas continentales del terciario inferior han sido encontrados como continuos entre el Sur de Bolivia y el Norte de Argentina.

El plegamiento que siguió a la deposición del grupo Puno terminó probablemente en el Mioceno para luego produ

cirse un proceso de peniplanicie.

La formación Tacaza como la de Palca es el resultado de este proceso de volcanismo.

Posteriormente el área fue sometida a una gran erosión hasta formar la superficie de Puna actual.

El plegamiento que se produjo en el Plioceno y que afectó a la cordillera de los Andes puede haber fallado indirectamente el NW del Altiplano formando la cuenca del Titicaca de allí que las fallas inversas que se observan en Tacaza no se notan en el Altiplano.

IV. FORMACION GEOLOGICA DE LA REGION DE PALCA

FORMACION GEOLOGICA DE LA REGION DE PALCA

1.- ROCAS IGNEAS

La estructura importante de la región es la formación volcánica constituida por andesitas, traquitas y brechas las que se formaron durante el terciario inferior y medio en que la actividad magmática llegó a su máxima intensidad.

ANDESITAS.- En estas rocas se encuentran los yacimientos mineralizados, de ahí su importancia.

Estas rocas volcánicas se presentan de color verdusco, violáceos, rojizos hasta negruzcos con fenocristales de plagioclasas.

TRAQUITAS.- Estas rocas se encuentran formando drusas con fenocristales de Sanidina. Presentan una masa porosa y áspera.

En la hacienda Palca se encuentran en abundancia.

BRECHAS.- Se han encontrado en el fundo Umpaní, son de color rojo.

2.- ESTRUCTURAS

a.- DIQUES.- Existen diques de cuarzo porfirítico de potencia variable que atraviesan la formación de andesitas y tienen buzamientos próximos a la vertical.

b.- VETAS.- Existen dos sistemas de vetas:

1.- Vetas cuyo rumbo es N 45° E y 2) Vetas cuyo rumbo es N 30° E. El primer sistema es el más importante.

V.- GEOLOGIA ECONOMICA

GEOLOGIA ECONOMICA

ESTRUCTURAS Y SISTEMAS DE FRACTURACION

Observando los planos se nota en la zona de Palca andesitas atravesadas por 2 sistemas de vetas: a) vetas cuyo rumbo general es N 45° E, b) vetas cuyo rumbo general es N 30° E.

Las fracturas son casi verticales ocupadas por diques de cuarzo.

El sistema de vetas con rumbo general N 45° E es el más importante por su potencia, ley y persistencia encontrándose en ella la veta "B" que es la que dá el mayor porcentaje de la producción minera a la Compañía.

Los filones del segundo sistema, se caracterizan por ser angostas y pobres.

Los dos sistemas parecen ser coetáneos.

SISTEMA DE VETAS CON RUMBO GENERAL N 45° E

Estructuralmente es irregular presentando inflexiones y empobrecimientos así como también se encuentran bolsónadas ricas que llegan a tener una potencia de 3 - 4.00 mts. ricas en Galena y Blenda dando leyes altas.

La potencia promedio es de 1.00 m.

Los buzamientos varían desde 55° en ambos sentidos pasando por la vertical.

Los movimientos orogénicos post-minerales no han sido intensos a ello se debe que existen fallas de es caso desplazamiento y seguramente esto ha determinado fracturas angostas que constituyen la mayoría de las vetas.

En la zona se nota bastante Slickensides.

De acuerdo a las experiencias de Daubré y por la dirección que siguen las fracturas mineralizadas se puede atribuir como causa de éstas, la tensión paralela al eje del plegamiento.

Entre las vetas que forman este primer sistema tenemos: la veta A - B - C - D de Recuperada, las de Culline, etc.

VETA A.- Tiene un buzamiento muy cerca a la ver tical. Los primeros metros de galería se ha seguido sobre mineral llegando a encontrar una falla que ha desplazado la veta. Actualmente se está explorando mediante estocadas como puede verse en el plano.

VETA B.- En esta veta que como ya se ha dicho es la principal tenemos los siguientes niveles de arriba abajo.

Nivel 1020

" 970

" 920

" 890

" 850

" 840

El nivel 1020 es el nivel superior se encuentra aproximadamente a 5020 mts. sobre el nivel del mar. Tiene una longitud de 306 mts. de galería. La potencia es variable desde algunos centímetros hasta 4 - 5 mts. como se observa en la explotación del tajo 4. Es el mejor mineralizado con poca ganga y abundancia de galena y blenda. La ganga principal es el cuarzo.

La diferencia de nivel promedio entre la galería 1020 y la superficie es de unos 15.00 m.

Nivel 970.- Tiene una longitud de galería de 500 mts. La distancia vertical al nivel 1020 es de 60 mts.

De la bocamina hasta unos 70.00 mts. es estéril pero a partir de este punto se encuentra una buena mineralización con una potencia variable de 0.60 a 5.00 mts.

Nivel 920.- Tiene una longitud de galería de 692 mts. La veta tiene potencia variable. En la entrada de la galería la veta es pobre, pero a medida que avanza al frente se encuentran zonas bien anchas con varios ramales, en parte con caballos.

La distancia vertical al nivel 970 es de 74 mts.

Nivel 890.- La galería tiene una longitud de 162 mts. En esta galería la veta se vuelve muy angosta. La distancia vertical al nivel 920 es de 40 mts.

Nivel 850.- Esta galería se ha empezado perforando en la veta A y luego se ha hecho una cortada para

comunicar a la veta B. Esta galería tiene 500 mts. siendo los últimos en esteril hacia el S.W.

En la galería NE que se está perforando en dos frentes existe mineral algo oxidado.

Es el nivel de extracción de mineral de los niveles superiores por medio de las chimeneas 0 y 6.

Actualmente se está subiendo tubería de aire al nivel 920 por la ch - 4 para evitar que vaya por superficie y es aquí donde en épocas de helada se congela el agua y no deja pasar el aire.

Nivel 840.- Tiene 25 mts. de galería. Se encuentra junto a la laguna de la Planta de Beneficio. No tiene comunicación con las otras galerías. Se nota buena mineralización con una potencia promedio de 0.80 mts. El mineral de este nivel se saca con carretilla a la bocamina y de aquí se carga en volquetes a la planta de beneficio.

En el afloramiento se observa que todavía hay para seguir desarrollando galerías en mineral. Aproximadamente tiene una profundidad reconocida de 250 mts. encontrándose galena y blenda en el nivel 840.

La veta B tiene un buzamiento muy cerca a la vertical variando de 55° NW a 55° SE pasando por la vertical.

La potencia varía llegando hasta 4 - 5.00 mts. en los niveles superiores y volviéndose angosta en los ni-

veles inferiores. En promedio la potencia es de 1.00 m.

Los tramos ricos y pobres alternan tanto en horizontal como en vertical.

Las cajas de la veta están fracturadas y bien alteradas, aunque hay zonas con cajas fuertes.

En esta veta se observa la estructura en echelon hacia el S.W. Esto se ha encontrado en los desarrollos y mucho más en la explotación.

SISTEMA DE VETAS CON RUMBO GENERAL N 30° E

Este sistema comprende a la veta C - San Juan y otros.

Veta C.- Tiene una galería de 55 mts., con una potencia promedio de 1.50 m., buza 65 SE. El mineral se encuentra bandeado en algunas zonas con un bandeamiento paralelo a la dirección de la veta. Se está explotando.

San Juan.- Tiene una galería de 84 mts. La potencia promedio es de 0.80 mts. con un buzamiento de 55° SE. Tiene cajas fuertes. No se ha encontrado movimientos post minerales.

Se ha explotado una parte.

Actualmente se está siguiendo un pique en la galería.

MINERALIZACION DE LAS FRACTURAS

Posteriormente a la deposición de las capas volcánicas se produjeron movimientos orogénicos que dieron origen a las fracturas que se iban a mineralizar después.

Las soluciones hidrotermales son las que depositaron las menas. De tal manera que la mineralización es posterior al fracturamiento.

El efecto de la circulación de las soluciones hidrotermales sobre las cajas se refleja solamente en la piritización, propilitización y silicificación.

CLASIFICACION DE LOS YACIMIENTOS

Según la clasificación de Lindgren corresponden a los depósitos formados por concentración producida por introducción de sustancias a la roca relacionadas con actividad ígnea, por soluciones calientes ascendentes.

Según Alan M. Bateman los yacimientos pertenecen al grupo de vetas formadas por relleno de fracturas.

En la clasificación de Aguilar Revoredo corresponden al grupo de yacimientos primarios formados por acción magmática directa. Son epigenéticos por haber sido introducidos en las fisuras con posterioridad a la roca encajonante.

Según este mismo autor corresponden a los depósitos filonianos mesotermiales depositados a profundidad

intermedia no mayor de 2500 m. y a temperatura comprendida entre 200 y 300°C y a presiones altas.

Como no se nota ningún afloramiento de intrusivo al que se puede relacionar los yacimientos los denominamos criptomagmáticos y criptobatolíticos.

Estos filones se supone que profundizan de 300 a 400 mts. como se está probando con el nivel 840 hasta don de hay una diferencia de nivel de 261 mts. con respecto al nivel superior 1020.

MINERALIZACION HIPOGENA

Nos referimos a los más importantes.

1.- Galena.

Fórmula PbS

Sistema cúbico.

Peso específico 7.45

La galena se encuentra asociada unas veces a la blenda y otros a la chalcopirita. Se encuentra generalmente en cristales grandes que pertenecen al sistema cúbico. Contiene algo de Plata en su masa.

Este mineral es común a todas las vetas.

2.- Blenda.

Fórmula ZnS

Sistema cúbico

Peso específico 4.1.

Se encuentra en las variedades esfalerita y mar-
matita. En su masa contiene algo de Cadmio.

3.- Chalcopyrita.

Fórmula FeCuS_2

Sistema tetragonal.

Peso específico 4.3

Se encuentra asociada a la galena, blenda y al
cuarzo y también diseminado en la andesita.

4.- Pirita.

Fórmula FeS_2

Sistema cúbico.

Peso específico 5.1

Se le encuentra acompañando a todos los minerales
y también en las cajas.

5.- Oro y Plata.

Fórmula Au y Ag.

Estos minerales parecen venir en solución sólida
o incluido en la pirita el oro y en el plomo la plata.

6.- Cuarzo.

Fórmula SiO_2

Sistema hexagonal

Peso específico 2.65

Es la ganga principal. Se presenta cristalizado y amorfo.

7.- Baritina

Fórmula SO_4Ba

Sistema Ortorrómico.

Peso específico 4.7.

Es la ganga en algunas labores como en el tajo 4 del nivel 970 de la veta B.

PARAGENESIS Y ESTRUCTURA DE ESTOS MINERALES

Se notan las siguientes asociaciones:

1.- Galena - blenda - pirita - cuarzo, esto se ve en las vetas A B C D.

2.- Chalcopirita - blenda - pirita - cuarzo. Pertenecen a este grupo las vetas E y F.

La estructura es maciza es decir que la mena y la ganga se encuentra asociada en forma de masa compacta.

VI.- MINERIA

PROSPECCION Y EXPLORACION

M I N E R I A

PROSPECCION Y EXPLORACION

GENERALIDADES.- En la zona de Palca es fácil reconocer la existencia de un yacimiento por las características siguientes:

1.- Los filones se notan por depresiones donde la andesita es más resistente al intemperismo y por farallones donde la fractura mineralizada es más resistente que la andesita.

2.- En los alforamientos se nota la presencia de trozos de mineral como galena, cuarzo, chalcopirita, pirita.

3.- Los afloramientos se ven de un color amarillento o rojizo que se deben a los óxidos de Fe, como la limonita que resulta de la descomposición de las piritas. Pero estos indicios no bastan para una explotación en grande es necesario hacer estudios de carácter técnico-económico y hacer un reconocimiento de todas las vetas.

Este reconocimiento se debe hacer mediante galerías, sondeos o empleando ambos sistemas.

EXPLORACION MEDIANTE GALERIAS.- Este método reúne varias ventajas: a) no requiere equipo especial pudiendo hacerse la perforación a pulso o con aire comprimido.

b) Se puede cubrir parte de los gastos con el mineral que salga de estas labores.

c) Simultáneamente se pueden explorar varias vetas.

d) A la postre las galerías de reconocimiento pueden convertirse en labores de desarrollo.

c) Se colocan en puntos críticos para probar la mineralización.

EXPLORACION MEDIANTE SONDEOS.- Este sistema es mucho más barato que las galerías. Los sondeos permiten obtener informaciones de zonas accesibles e inaccesibles.

El más apropiado para estas exploraciones es el sondeo diamantino (diamond-drill) que dá testigos de 7/8" a 2 1/2". Tiene como características: se presta para roca dura y es aquí donde dá un mejor testigo; los taladros se perforan en cualquier ángulo con la horizontal; el testigo dá una información geológica acerca de la textura, paragénesis de los minerales, estructura.

El inconveniente es su costo inicial pero que podría ser pagado tal como se encuentra la mineralización sobre todo en la veta B y Quilca.

Otro inconveniente es que no se pueden seguir varias labores simultáneamente.

Es recomendable un sistema mixto es decir explorar mediante galerías una cierta distancia y luego probar la existencia longitudinal y en profundidad del yacimiento mediante sondeos diamantinos.

Para una mejor distribución de las labores de exploración hechas por cualquier método, es indispensable hacer levantamientos topográficos de la zona y un relleno geológico.

Se tratará de ubicar las labores de exploración a la misma altura.

En la veta B se sigue el método de exploración por galerías espaciadas de 50 a 80 metros y hasta la fecha todas las galerías están con mineral.

Con el nivel 840 se ha probado que dicha veta tiene una extensión vertical aproximadamente de 300 mts.

También se está explorando por el mismo sistema las vetas A - A' - C - F - San Juan.

DESARROLLO Y PREPARACION

DESARROLLO Y PREPARACION

LABORES DE ACCESO.- Constituyen las galerías que se abren unas veces sobre veta y en otros casos se hacen cortadas para alcanzar la veta cuando la topografía del terreno no permite seguir la labor sobre veta.

Estas galerías están lo suficiente espaciadas para tener blocks de altura considerable.

LABORES DE DESARROLLO PROPIAMENTE DICHO.- Están constituidos por las galerías y chimeneas que dividen al yacimiento en cuarteles rectangulares y delimitan los tajos que forman unidades de explotación.

DIMENSIONES DE LAS LABORES DE ACCESO Y DESARROLLO.-

En Palca estas labores tienen las siguientes dimensiones:

Galerías y cruceros: 2.00 x 1.80 mts.

Chimeneas: 1.70 x 1.70 mts.

Las chimeneas sirven para echar relleno, para fines de ventilación, para votar madera y como echaderos de mineral ya que a todos ellos se les pone buzón.

FACTORES QUE LIMITAN LA DISTANCIA ENTRE NIVELES

- a) Cantidad de mineral comprendido entre dos galerías.
- b) Método de explotación.
- c) Costo

- d) Extracción.
- e) Posición de la veta.
- f) Seguridad

Una altura que satisface estas condiciones con el método de corte y relleno es de 40 a 60 metros.

DISTANCIA ENTRE CHIMENEAS.- Era de 40 metros.

Las últimas chimeneas se han separado 30.00 mts. para facilitar el relleno.

Como no se dispone de medios mecánicos había que rellenar los tajos llevando desmonte en carros mineros e igualando dentro del tajo con lampa lo que traía como consecuencia una demora y muchas veces nos ganaban los derrumbes.

De esta manera se tienen preparados tajos de 40 x 30 m. ó 60 x 30 m.

PREPARACION DEL TAJEO MISMO.- Delimitado el tajo se enmadera la galería con cuadros rectangulares o dejando puentes en las zonas estériles.

La longitud de los tajos es de 30 metros y como toda chimenea tiene su buzón sólo es necesario colocar un buzón con su camino al centro del tajo ó un camino con sus 1 buzón a cada lado de esta manera cada tajo llega a tener 3 a 4 buzones, 2 de ellos comunes con otros tajos.

ENMADERADO.- En las labores de preparación se utilizan cuadros rectangulares siendo recomendable cuadros

trapezoidales por ser el trapecio la figura que menos se deforma.

Los cuadros tienen las siguientes dimensiones:

Postes 2.00 m. de luz.

Sombreros 1.50 " " "

Tirantes 1.50 " " "

RELACION CRONOLOGICA ENTRE LA PREPARACION Y LA

EXPLOTACION.- Lo ideal sería hacer el desarrollo completo del yacimiento para tener una buena información, en la práctica esto no es posible porque significa una fuerte inversión de capital por un lado y por otro sube este desembolso con los gastos de mantenimiento.

El desarrollo y la preparación debe ir lo suficientemente adelantado a la explotación como para asegurar una producción constante y con posibilidades de incrementar en cualquier momento.

Como en épocas de lluvia se hace casi imposible trabajar en los niveles superiores sobre todo en el 1020 se tienen preparados varios tajeos en el nivel 850 para explotarlos en esta época.

E X P L O T A C I O N

E X P L O T A C I O N

Una mina ideal es aquella donde el nivel superior se encuentra explotado, el nivel siguiente en explotación y el nivel inferior en preparación. De esta manera el primer nivel abastece de relleno a los tajos del nivel inmediato inferior sin ninguna interferencia y el último nivel sirve para el transporte.

En la veta B no se puede empezar a explotar por completo los niveles superiores y luego ir bajando a los inferiores debido a que la mineralización no es uniforme observándose que a medida que profundiza la veta empobrecce.

Si quisiéramos llegar al caso ideal de explotación, el resultado sería una época de producción con muy buenas leyes y otra en que las leyes sean demasiado bajas trayendo consecuencias funestas para la compañía.

Por lo expuesto actualmente se están explotando los niveles 1020 y 970 con buenas leyes y el nivel 920 con leyes relativamente bajas dando un promedio de ley, que es comercial.

SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION.- Para elegir el método de explotación de un yacimiento se toma en cuenta las siguientes condiciones:

- 1.- Condiciones físicas ó internas.

2.- Condiciones externas.

3.- Condiciones económicas.

Condiciones físicas o internas del yacimiento:

a) Yacimientos angostos.

b) Buzamiento cercano a la vertical.

c) Cajas relativamente fuertes.

d) Con menas que necesitan escogido.

e) De regular extensión longitudinal.

f) Con minerales fáciles de tratar por flotación.

Condiciones externas:

a) De fácil acceso.

b) Con lluvias que interrumpen el transporte y en general el acarreo.

c) Con mano de obra escasa y no eficiente.

Condiciones económicas:

Con minerales que soportan las bajas de precio como son el Pb, la Ag.

Por las características expuestas del yacimiento tenemos que concretarnos a los métodos de explotación para vetas angostas y escoger uno de ellos, entre estos métodos tenemos:

Tajeo abierto

Almacenamiento provisional.

Corte y relleno.

El tajeo abierto se descarta porque en muchas zo

nas hay cajas muy descompuestas que necesitarían enmaderar además con este método los tajos servirían de depósitos de agua que se filtrarían a los niveles inferiores.

El método de almacenamiento provisional también se descarta por el escogido que hay que hacer debido a que la veta tiene caballos.

Entonces nos queda el método de corte y relleno horizontal que se presta para el escogido dentro del tajeo.

EXPLOTACION POR CORTE Y RELLENO HORIZONTAL

Una vez preparado el tajo que queda delimitado por 2 chimeneas ubicadas de 30 a 40 mts. y 2 galerías, cuya distancia es de 40 - 60 mts., para la explotación en las partes estériles se dejan puentes pero por lo general se saca el mineral y se enmadera en el primer corte.

La perforación se hace con máquinas Jack Hammer con pata neumática (Jack-leg).

El corte se empieza del centro del tajo donde se encuentra el camino con un buzón. Instalada la perforadora en este sitio se abre como una especie de chimenea y luego se arranca del centro hacia una chimenea como si fuera un frontón pero con 2 caras libres.

Una vez llegado a la chimenea se empieza a perforar del centro del tajo hacia la otra chimenea, mientras se hace esto la otra ala del tajo se está relleno y así

se va alternando arranque y relleno.

El mineral arrancado es echado a los buzones por medio de lampa después de haber sido escogido previamente.

Los buzones están espaciados 10 metros y se hacen de cribbing de madera redonda con una luz de 0.95 x 0.95 mts.

Los caminos también se construyen del mismo material que los buzones y lo único que varía son las dimensiones. La luz de un camino es de 1.25 x 0.95 mts. colocando el cribbing de 1.25 m. de luz a lo largo de la veta para que dé cabida a las escaleras y tubería.

Se aconseja un relleno casi a ciego para tener un mejor arranque.

En cuanto al relleno tenemos que decir lo siguiente:

Nivel 1020: los tajos se rellenan sin ninguna interferencia y todo el relleno viene de la superficie donde hay abundante cascajo. Este relleno por lo general se echa con lamperos trayendo como consecuencia demoras algunas veces se echa con tractor lo que acelera el trabajo notablemente.

Nivel 970: para rellenas estos tajos tropezamos con la dificultad debido a la interferencia de carros que tienen que sacar mineral de los tajos del nivel 1020, es por esto que se recomienda que las chimeneas futuras del nivel 970 comuniquen debajo de las chimeneas del 1020 para

poder echar relleno desde la superficie.

Nivel 920: los tajos 3 - 4 - 5 y 6 que son los que actualmente se están explotando tienen chimeneas que comunican a superficie y no hay ninguna interferencia de tal manera que se rellenan con facilidad.

El problema del relleno se agudiza en la época de lluvias por el barro que se forma dificultando el lampeo.

En vista de todo esto sería recomendable poner el tractor a disposición de la mina o comprar scraper, cualquiera de ellos significa eliminar una buena cantidad de gente que se tiene para el relleno.

TRANSPORTE DE MINERAL

TRANSPORTE DEL MINERAL DE LA VETA B A LA PLANTA DE BENEFICIO.

El acarreo interior se hace con carreros en la siguiente forma:

Nivel 1020: el mineral sale a una tolva de superficie.

Nivel 970: el mineral sale a una tolva de superficie.

Nivel 920: el mineral de este nivel es echado por las chimeneas 0 y 6 del 850 y sacados de este nivel con carreros hasta la tolva de la planta.

El mineral que quedó en las tolvas de los niveles 970 y 1020 es conducido posteriormente por medio de volquetes a la tolva de la planta. Hay que hacer notar que este transporte cuesta mucho, recomendándose echar mineral de los niveles superiores hasta el 850 y de aquí sacar con carreros a la tolva de la concentradora que es mucho más económico.

CUBICACION AL 30 DE JUNIO DE 1960

NIVEL	V E T A		"B"		P A L C A		TONELAJE TOTAL
	POTEN CIA	TONELADAS METRICAS.	LEYES % Pb	DILUIDAS % Zn	% Cu	Blocks con más 3 % Pb. Oz Ag T c	
1020	0.872	4,663.10	4.31	5.49	0.32		
970	1.145	26,130.10	9.32	11.67	0.58		
920	1.230	107,732.50	5.43	7.23	0.39		
890	1.130	59,587.40	5.96	7.04	0.53		
850	1.161	32,107.50	4.83	5.53	0.97		
-850	1.461	32,699.50	4.05	5.68	0.91		
	1.212		5.67	7.19	0.57		262,920.10
Blocks con - 3 % Pb.							
890	0.699	3,838.20	2.32	4.12	0.42		
850	1.162	31,038.60	1.79	3.74	0.39		
-850	1.319	12,690.20	1.22	2.26	0.18		
	1.166		1.68	3.37	0.34		47,567.00
V E T A Q U I L C A , M I N A Q U I L C A							
Blocks con más 3 % Pb.							
1060	1.028	20,294.70	5.42	3.43	1.20	3.31	
-1060	1.038	38,495.80	6.86	3.45	1.08	4.60	
	1.034		6.36	3.44	1.12	4.15	58,790.50
Blocks con - 3 % Pb.							
1060	1.116	10,907.50	1.51	2.46	0.96	2.68	
-1060	1.124	13,488.00	1.28	2.41	0.97	2.29	
	1.120		1.38	2.43	0.96	2.46	24,395.00
V E T A "B", M I N A R A Q U E L							
850	1.277	13,621.05	3.95	5.97	0.15	6.27	
-850	1.840	14,464.85	4.55	5.91	0.14	7.34	
	1.566		4.27	5.93	0.14	6.82	28,085.90

CUBICACION VETA "B", PALCA.- AL 30 DE JUNIO DE 1960.

Blocks con más 3 % Pb.

NIVEL	BLOCK N°	POTENCIA m.	SUPERFICIE m2	VOLUMEN m3	TONELADAS Mineral	LEYES MUESTREO			LEYES DILUIDAS			OBSERVACIONES
						% Pb	% Zn	% Cu ozAg	% Pb	% Zn	% Cu ozAg	
1020	5	1.027	565.00	1,580.20	1,566.50	7.08	10.38	0.51	6.02	8.82	0.43	
1020	6	0.794	1,500.00	1,191.00	3,096.60	4.05	4.47	0.31	3.44	3.80	0.26	
		0.872			4,663.10				4.31	5.49	0.32	Prom. Niv. 1020
970	4	1.457	1,176.00	1,713.40	4,626.10	8.19	15.04	0.55	6.96	12.78	0.47	
970	5	1.327	1,155.00	1,532.60	4,444.50	17.96	18.49	0.89	15.27	15.72	0.76	
970	6	1.085	1,019.00	1,105.60	3,095.60	12.91	14.21	0.73	10.97	12.08	0.62	
970	7	1.104	1,310.00	1,446.20	4,049.30	13.59	15.20	0.60	11.55	12.92	0.51	
970	8	0.897	1,256.00	1,126.60	3,041.80	6.40	9.03	0.69	5.44	7.67	0.59	
970	9	1.080	1,665.00	1,798.20	4,855.10	7.71	10.38	0.60	6.55	8.82	0.51	
970	10	0.735	918.00	747.30	2,017.70	8.38	11.79	0.86	7.12	10.02	0.73	
		1.145			26,130.10				9.32	11.67	0.58	Prom. Niv. 970
920	2	0.546	638.00	307.20	798.70	4.09	4.47	0.91	3.48	3.80	0.77	
920	3	1.026	1,250.00	1,262.50	3,334.50	4.80	3.24	0.14	4.08	2.75	0.12	
920	4	1.210	1,040.00	1,258.40	3,271.80	4.39	4.13	0.36	3.73	3.51	0.31	
920	5	1.411	1,240.00	1,749.60	3,994.90	6.82	7.54	0.39	5.80	6.41	0.33	
920	6	1.086	2,240.00	2,432.60	6,324.70	3.32	6.89	0.38	2.82	5.86	0.32	
920	7	1.006	2,490.00	2,504.90	6,763.20	6.92	8.49	0.40	5.88	7.22	0.34	
920	8	1.280	2,698.00	3,453.40	9,324.10	6.55	6.92	0.55	5.57	5.88	0.47	
920	9	0.831	3,276.00	2,722.30	7,350.20	6.23	9.05	0.65	5.29	7.69	0.55	
920	10	1.039	3,276.00	3,403.70	9,190.00	9.12	8.08	0.47	7.75	6.87	0.40	
920	11	0.820	2,700.00	2,214.00	5,977.80	6.52	6.36	0.44	5.54	5.41	0.37	
920	12	1.126	2,160.00	2,432.10	6,566.60	8.50	10.26	0.40	7.22	8.72	0.34	
920	13	1.141	2,160.00	2,464.50	6,654.10	6.31	9.95	0.44	5.36	8.46	0.37	
920	14	1.667	2,160.00	3,600.70	9,721.90	5.58	10.58	0.40	4.74	8.99	0.34	
920	15	1.166	2,196.00	2,560.50	6,657.30	4.62	10.21	0.40	3.93	8.68	0.34	
920	16	0.871	2,363.00	1,845.50	4,798.30	3.89	4.76	0.69	3.31	4.05	0.59	
920	17	1.925	1,073.00	2,065.50	5,576.80	7.34	12.88	0.41	6.24	10.95	0.31	
920	18	1.934	1,017.50	1,967.80	5,313.00	6.80	8.60	0.50	5.78	7.31	0.42	
920	19	1.653	1,156.25	1,911.20	5,160.20	8.56	11.31	0.63	7.28	9.61	0.53	
920	20	0.735	481.00	353.50	954.40	8.38	11.79	0.86	7.12	10.02	0.73	
		1.230			107,732.50				5.43	7.23	0.39	Prom. Niv. 920

CUBICACION VETA "B", PALCA.- AL 30 DE JUNIO DE 1960

Blocks con más 3 % Pb.

NIVEL	BLOCK N°	POTENCIA m.	SUPERFICIE m2	VOLUMEN m3	TONELADAS Mineral	LEYES MUESTREO			LEYES DILUIDAS			OBSERVACIONES	
						% Pb	% Zn	% Cu	ozAg	% Pb	% Zn		% Cu
890	0-N	0.920	1,345.50	1,237.80	3,342.00	5.65	14.20	1.09		4.80	12.07	0.93	
890	0	1.089	1,345.50	1,465.20	3,956.00	5.37	9.22	0.70		4.56	7.84	0.59	
890	1	0.787	1,380.00	1,086.00	2,823.60	4.80	8.75	0.37		4.08	7.44	0.31	
890	2	0.793	2,098.75	1,664.30	4,993.60	6.87	11.60	0.76		5.84	9.86	0.65	
890	4	0.591	1,460.00	862.80	2,329.50	6.61	12.19			5.62	10.36		
890	5	0.602	1,770.25	1,065.70	2,877.30	7.46	8.43			6.34	7.16		
890	9	0.790	1,916.25	1,513.80	4,087.20	6.38	6.23			5.42	5.29		
890	7	1.493	1,387.00	2,070.80	5,798.20	11.88	5.75	0.73		10.10	4.89	0.62	
890	8	1.997	1,277.50	2,551.10	6,887.90	7.38	6.83	0.68		6.27	5.80	0.59	
890	9	0.860	1,660.75	1,428.20	3,856.10	7.68	8.77	0.86		6.53	7.45	0.73	
890	10	1.176	1,660.75	1,953.00	5,273.10	7.11	5.28	0.43		6.04	4.49	0.36	
890	12	1.228	1,095.00	1,344.60	3,630.40	8.70	6.23	0.34		7.39	5.29	0.29	
890	13	0.984	1,095.00	1,077.40	2,908.90	6.10	8.57	0.54		5.18	7.28	0.46	
890	14	1.384	1,095.00	1,515.40	3,940.00	3.90	8.12	0.54		3.31	6.90	0.46	
890	15	0.982	1,113.25	1,093.20	2,951.60	5.58	10.60	0.37		4.74	9.01	0.31	
890	16	0.487	328.50	160.00	432.00	6.38	4.16	0.57		5.42	3.54	0.48	
		1.130			59,587.40					5.96	7.04	0.53	Prom. Niv. 890
850	0-N	1.127	1,354.00	1,525.90	4,119.90	5.76	7.66	1.34		4.90	6.51	1.14	
850	2-N	0.981	1,980.00	1,942.30	5,050.00	4.16	6.54	0.84		3.54	5.56	0.71	
850	3-N	0.940	360.00	338.40	947.50	16.00	6.06	0.69		13.60	5.15	0.59	
850	2	1.515	2,397.00	3,631.40	9,441.60	4.71	5.16	1.52		4.00	4.39	1.29	
850	3	1.054	2,322.00	2,447.30	6,607.70	5.73	7.55	1.34		4.87	6.42	1.14	
850	5	0.930	2,366.00	2,200.30	5,940.80	6.77	6.70	0.52		5.75	5.69	0.44	
		1.161			32,107.50					4.83	5.53	0.97	Prom. Niv. 850
-850	0-N	1.719	870.00	1,495.50	3,888.30	3.35	5.54	1.73		2.85	4.71	1.47	
-850	2-N	1.074	1,200.00	1,288.80	3,350.80	3.71	7.05	0.72		3.15	5.99	0.61	
-850	3-N	0.981	360.00	353.10	988.60	16.00	6.06	0.69		13.60	5.15	0.59	
-850	0	1.873	1,200.00	2,447.60	5,843.70	3.18	7.77	0.64		2.70	6.60	0.54	
-850	1	1.790	1,200.00	2,148.00	5,584.80	3.33	6.73	0.20		2.83	5.72	0.17	
-850	2	1.515	1,410.00	2,136.10	5,553.80	4.71	5.16	1.52		4.00	4.39	1.29	
-850	4	1.068	1,440.00	1,537.90	4,152.30	5.81	8.23	2.33		4.94	6.99	1.98	
-850	5	0.824	1,500.00	1,236.00	3,337.20	8.12	6.47	0.72		6.90	5.50	0.61	
		1.461			32,699.50					4.05	5.68	0.91	Prom. -850

CUBICACION VETA "B", PALCA.- AL 30 DE JUNIO DE 1960.

Blocks con - 3 % Pb.

NIVEL	BLOCK N°	POTENCIA m	SUPERFICIE m2	VOLUMEN m3	TONELADAS Mineral	LEYES MUESTREO				LEYES DILUIDAS				OBSERVACIONES
						% Pb	% Zn	% Cu	ozAg	% Pb	% Zn	% Cu	ozAg	
890	1-N	0.727	810.75	589.40	1,473.50	2.90	6.37	0.82		2.46	5.41	0.70		
890	11	0.682	1,387.00	945.90	2,364.70	2.63	3.89	0.28		2.23	3.31	0.24		
850	1-N	1.203	1,535.25	1,846.90	4,432.50	1.87	3.15	0.68		1.59	2.68	0.59		
850	0	1.456	2,040.00	2,970.20	7,425.50	2.80	6.55	0.69		2.38	5.57	0.59		
850	1	1.293	2,040.00	2,637.70	6,594.20	2.90	5.79			2.46	4.92			
850	6	0.683	2,550.00	1,741.60	4,179.80	1.60	3.56	0.25		1.36	3.03	0.21		
850	7	1.085	2,040.00	2,213.40	5,312.10	1.41	3.06	0.24		1.20	2.60	0.20		
850	8	0.903	1,428.00	1,289.40	3,094.50	0.98	1.45	0.21		0.83	1.23	0.18		
		1.162			31,038.60					1.79	3.74	0.39	Prom. Niv. 850	
-850	1-N	1.830	937.50	1,715.60	4,289.00	2.11	2.43			1.79	2.91			
-850	6	0.752	1,500.00	1,128.00	2,707.20	1.20	2.70	0.22		1.02	2.29	0.19		
-850	7	1.345	1,200.00	1,614.00	3,873.60	1.09	2.37	0.21		0.93	2.01	0.18		
-850	8	0.903	840.00	758.50	1,820.40	0.98	1.45	0.21		0.83	1.23	0.18		
		1.319			12,690.20					1.22	2.26	0.18	Prom. -850	

Este informe cubre la investigación sobre las posibilidades físicas que presentan los minerales de Palca, Raquel y Quilca para un sistema de preconcentración por medios densos.

Las muestras se trituraron hasta un máximo de $3/4''$ y se cribaron lavando sobre una malla 8. El producto superior a esta malla fue objeto de pruebas con líquidos densos. Estas experiencias consistieron en la separación de un sink en primer lugar; luego se pasaba el float por otro medio denso de menor densidad tratando de obtener otro sink de tipo medio. Al final quedaba el float que era clasificado sobre mallas de $1/2''$ y de $1/4''$ para poder analizar posteriormente la distribución de valores en tres tamaños de partículas de float.

MINERAL DE PALCA

La muestra fue tomada de los carros y camiones que alimentan la Tolva de Gruesos de la Concentradora durante ocho días, excluyendo los camiones de Quilca y Raquel. Aproximadamente 1500 kgs. de muestra fueron reducidos a combo hasta $2''$ como máximo y en estas condiciones se verificó un cuarteo a lampa, para sacar aproximadamente 70 kg. de muestra representativa, que fue traída a Lima.

La muestra representativa fue triturada hasta un máximo de $3/4''$ para efectuar la prueba de Líquidos densos.

1.- Float - 2.72 -

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
F-3/4" ÷ 1/2"	46.7	0.79	0.31	1.00	6.48	84.80	0.034	60.7	66.7	40.5	50.5	46.9	48.5
F-1/2" ÷ 1/4"	31.1	0.45	0.10	1.51	5.57	83.60	0.034	22.9	14.3	40.5	28.8	30.8	33.3
F-1/4" ÷ m8	22.2	0.45	0.20	1.00	5.57	85.00	0.030	16.4	19.0	19.0	20.7	22.3	18.2
FLOAT	100.0	0.61	0.21	1.16	5.90	84.47	0.033	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

El Float es un producto con leyes adecuadas para ser desechado. Parece que hay necesidad de una reducción general de la cabeza a 1/2" para no tener float.
 - 3/4" ÷ 1/2" con 0.79% del Pb y 0.31% de Cu.

2.- Sink - ÷ 2.78 y ÷ 2.72

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
S ÷ 2.78	76.5	14.88	0.51	18.74	8.30	33.80	0.150	96.6	69.6	93.5	74.8	60.6	85.2
S ÷ 2.72	23.5	1.70	0.72	4.23	9.09	71.40	0.084	3.4	30.4	6.5	25.2	39.4	14.8
SINK	100.0	11.78	0.56	15.33	8.49	42.64	0.135	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Se puede observar la importancia de sacar un segundo sink el cual aporta al sink total un importante porcentaje de cobre, el cual es indudable que se encuentra fuertemente diseminado en el cuarzo. Su porcentaje en peso con respecto al sink es de 23.5% y con respecto a la alimentación del cono es de 11.4%. Siendo apreciable esta última cifra, es posible establecer un punto crítico de separación por medios densos. Solamente queda esclarecida la necesidad de un gran cuidado para separar una fracción que aparentemente es parecida al float.

3.- Alimentación al cono.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Sink	48.6	11.78	0.56	15.33	8.49	42.64	0.135	94.9	71.1	92.5	57.3	32.3	79.5
Float	51.4	0.61	0.21	1.16	6.00	84.47	0.033	5.1	28.9	7.5	42.7	67.7	20.5
<u>ALIM. CONO.</u>	<u>100.0</u>	<u>6.03</u>	<u>0.38</u>	<u>8.05</u>	<u>7.21</u>	<u>64.14</u>	<u>0.083</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>

Las recuperaciones de Pb y Zn son adecuadas, pero las de Cu y Ag son bajas por la diseminación de estos valores en la ganga. Sin embargo, el alto porcentaje en peso de float: 51.4%, abre la posibilidad de incorporar más cobre y plata al sink, utilizando una densidad del medio ligeramente inferior a 2.72.

4.- Preconcentración o Nueva Cabeza de Planta.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Sink	40.0	11.78	0.56	15.33	8.49	42.64	0.135	51.3	31.0	55.3	40.9	34.1	52.9
Finos-8m	60.0	7.47	0.82	8.26	8.18	55.00	0.080	48.7	69.0	44.7	59.1	65.9	47.1
<u>PRECONC.</u>	<u>100.0</u>	<u>9.19</u>	<u>0.71</u>	<u>11.09</u>	<u>8.31</u>	<u>50.06</u>	<u>0.102</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>

Se aprecia que los finos aportan peso y valores a la nueva cabeza de planta en proporción importante. Especialmente el aporte de cobre hace pensar en la anterior anotación de reducir aún más el tamaño del mineral de cabeza, hasta 1/2".

5.- Cabeza Mina.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Preconc.	70.3	9.19	0.71	11.09	8.31	50.06	0.102	97.3	89.3	95.8	76.9	58.4	87.8
Float	29.7	0.61	0.21	1.16	5.90	84.47	0.033	2.7	10.7	4.2	23.1	41.6	12.2
<u>CABEZA</u>	<u>100.0</u>	<u>6.64</u>	<u>0.56</u>	<u>8.14</u>	<u>7.59</u>	<u>60.28</u>	<u>0.082</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>

Aquí se puede observar la recuperación final de la Preconcentración, con el aporte de los finos, habiendo sido materia de separación por medios densos el 57.8% en peso del mineral de cabeza. Esta recuperación es muy aceptable. Solamente el cobre y la plata se quedan en 89.3% y 87.8% por la razón ya observada de su diseminación en la ganga. Sin embargo hemos visto también que hay la posibilidad de disminuir la cantidad de float para mejorar estas cifras.

Las leyes de cabeza aumentan así:

Pb - 38.4 %

Cu - 26.8 %

Zn - 36.2 %

Ag - 24.4 %

El float tiene un porcentaje en peso de 29.7% que es muy interesante porque da margen a una Relación de 1.422 : 1 permitiendo aumentar la capacidad de una Planta en 42.2%.

6.- Cabeza Mina - Integración de Productos.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
S. 2.78	21.5	14.88	0.51	18.74	8.30	33.80	0.150	48.2	19.7	49.5	23.6	12.1	39.0
S. 2.72	6.6	1.70	0.72	4.23	9.09	71.40	0.084	1.7	8.9	3.4	7.9	7.8	7.3
F- m8	42.2	7.47	0.82	8.26	8.18	55.00	0.080	47.4	60.7	42.9	45.4	38.5	41.5
F-3/4" ÷ 1/2"	13.9	0.79	0.31	1.00	6.48	84.80	0.034	1.7	7.1	1.7	11.9	19.6	6.1
F-1/2" ÷ 1/4"	9.2	0.45	0.10	1.51	5.57	83.60	0.034	0.6	1.8	1.7	6.6	12.7	3.7
F-1/4" ÷ m8	6.6	0.45	0.20	1.00	5.57	85.00	0.030	0.4	1.8	0.8	4.6	9.3	2.4
CABEZA	100.0	6.64	0.56	8.14	7.59	60.28	0.082	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Se observa que los finos tienen el 60.7% del Cu y el Sink solamente el 28.6%; y además que el float - 3/4" ÷ 1/2" tiene el 11.9% del cobre, confirmándose la necesidad de la reducción del mineral a 1/2".

Una planta de Flotación de 100 T.M. necesitará 142.2 T.M. de alimentación a la Preconcentración y un cono capaz de pasar en 20 horas 82.2 T.M. (142.2 x 57.8%).

Me permito recomendar el sistema de Preconcentración por medios densos para el mineral de Palca.

MINERAL DE RAQUEL

La muestra fue proporcionada por el Departamento de Geología de Palca, y fue preparada en la misma forma ya indicada, para la prueba de Líquidos Densos.

1.- Float - 2.70

Pdots.	%	<u>L E Y E S</u>						<u>D I S T R I B U C I O N</u>					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
F-3/4" ± 1/2"	10.2	0.33	0.10	2.27	3.75	87.60	0.083	13.1	100.0	12.2	10.1	10.2	7.1
F-1/2" ± 1/4"	66.1	0.22	-	1.81	3.86	87.40	0.120	65.2	-	63.5	67.8	65.8	69.9
F-1/4" ± m8	23.7	0.22	-	1.93	3.52	89.20	0.110	21.7	-	24.3	22.1	24.0	23.0
FLOAT	100.0	0.23	0.01	1.89	3.76	87.85	0.113	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Las leyes del float, a excepción de la de plata, son adecuadas para la eliminación. Las leyes negativas de cobre arrojaron Trazas.

2.- Sink ÷ 2.75 ÷ 2.72

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
S ÷ 2.75	92.6	3.03	-	6.81	5.34	63.40	1.253	98.9	-	96.40	93.0	91.1	99.2
S ÷ 2.72	7.4	0.44	0.10	2.72	5.00	77.20	0.126	1.1	100.0	3.1	7.0	8.9	0.8
SINK	100.0	2.84	0.07	6.51	5.31	64.42	1.169	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

El Sink medio aporta principalmente cobre en el cuarzo.

3.- Alimentación al cono.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Sink	43.8	2.84	0.007	6.51	5.31	64.42	1.169	90.5	34.8	72.9	52.5	36.4	88.9
Float	56.2	0.23	0.01	1.89	3.76	87.85	0.113	9.5	65.2	27.1	47.5	63.6	11.1
A.CONO	100.0	1.37	0.00862	3.91	4.44	77.59	0.576	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Las recuperaciones son importantes si se tiene en cuenta las leyes bajas de alimentación al cono. La ley de plomo se duplica con una recuperación de 90.5%.

4.- Preconcentrado de Nueva Cabeza de Planta.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Sink	50.5	2.84	0.007	6.51	5.31	64.42	1.169	39.7	3.4	62.0	51.4	47.7	79.0
Finos-8m	49.5	4.38	0.20	4.09	5.11	72.00	0.316	60.3	96.6	38.0	48.6	52.3	21.0
PRECONC.	100.0	3.60	0.1025	5.31	5.21	68.17	0.747	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

La plata es aportada principalmente por el sink, y el Pb y el Cu principalmente por los finos-malla 8.

5.- Cabeza Mina.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Preconc.	60.6	3.60	0.1025	5.31	5.21	68.17	0.747	96.0	93.9	81.3	68.1	54.4	91.0
Float	39.4	0.23	0.01	1.89	3.76	87.85	0.113	4.0	6.1	18.7	31.9	45.6	9.0
CABEZA	100.0	2.27	0.066	3.96	4.64	75.92	0.498	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Puede apreciarse como los finos han normalizado las recuperaciones de valores , haciéndolas adecuadas.

Las leyes de cabeza aumentan así:

Pb - 58.6 %

Cu - 55.3 %

Zn - 34.1 %

Ag - 50.0 %

El float tiene un porcentaje en peso de 39.4 que es muy interesante porque da margen a una relación de 1.649 : 1; permitiendo aumentar la capacidad de una Planta en 64.9%.

Ha entrado a la Preconcentración en el cono el 70% de la cabeza necesitándose para abastecer a una Planta de flotación de 100 T.M. que requiere 164.9 T.M. de mineral de cabeza, un cono capaz de tratar 115.43 T.M. en 20 horas (164.9 T.M. x 70 %).

6.- Cabeza Mina - Integración de Productos.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N						
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag
Sink 2.25	28.3	3.03			6.81	5.34	63.40	1.253	37.9		48.7	32.5	23.6	71.3
Sink 2.72	2.3	0.44	0.10		2.72	5.00	77.20	0.126	0.4	3.0	1.5	2.6	2.3	0.6
Finos-8m	30.0	4.38	0.20		4.09	5.11	72.00	0.316	57.7	90.9	31.1	33.0	28.5	19.1
F-3/4" ÷ 1/2"	4.0	0.33	0.10		2.27	3.75	87.60	0.083	0.4	6.1	2.3	3.2	4.6	0.8
F-1/2" ÷ 1/4"	26.0	0.22	-		1.81	3.86	87.40	0.120	2.7	-	11.9	21.6	29.9	6.2
F-1/4" ÷ 8m	9.4	0.22	-		1.93	3.52	98.20	0.110	0.9	-	4.5	7.1	11.1	2.0
CABEZA	100.0	2.27	0.066		3.96	4.64	75.92	0.498	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Creo que el mineral de la Mina Raquel es apropiado para una Preconcentración por medios densos.

MINERAL DE QUILCA

La muestra fué proporcionada por el Departamento de Geología de Palca, habiendo sido cuidadosamente tomada; y fue preparada en la misma forma ya indicada, para la prueba de Líquidos densos:

1.- Float 2.72

Pdts.	%		<u>L E Y E S</u>					<u>D I S T R I B U C I O N</u>					
	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag
F-3/4" ÷ 1/2"	16.9	0.44		1.47	3.63	87.40	0.033	21.9		24.3	19.4	16.3	11.3
F-1/2" ÷ 1/4"	57.7	0.33		0.90	2.95	90.40	0.056	59.4		50.5	54.0	57.7	60.4
F-1/4" ÷ m8	25.4	0.22		1.02	3.29	92.40	0.060	18.7		25.2	26.6	26.0	28.3
FLOAT	100.0	0.32		1.03	3.15	90.40	0.053	100.0		100.0	100.0	100.0	100.0

Los ensayos de cobre arrojaron trazas.
Las leyes son apropiadas para la eliminación.

2.- Sink ÷ 2.75 y ÷ 2.72

Pdts.	%		<u>L E Y E S</u>					<u>D I S T R I B U C I O N</u>					
	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag
S ÷ 2.75	92.4	12.69	1.94	3.06	6.93	62.40	0.266	99.6	97.8	96.6	95.2	89.9	97.2
S ÷ 2.72	7.6	0.67	0.51	1.36	4.20	85.40	0.087	0.4	2.2	3.4	4.8	10.1	2.8
SINK	100.0	11.78	1.83	2.93	6.72	64.15	0.253	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Se aprecia que el sink medio con 85.4% de insoluble hace pequeños pero importantes aportes de valores, revelando la gran diseminación de éstos en el cuarzo.

3.- Alimentación al cono.-

Pdts.	%	<u>L E Y E S</u>						<u>D I S T R I B U C I O N</u>					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Sink	60.4	11.78	1.83	2.93	6.72	64.15	0.253	98.2	100.0	81.2	76.5	52.0	87.9
Float	39.6	0.32		1.03	3.15	90.40	0.053	1.8		18.8	23.5	48.0	12.1
A.CONO	100.0	7.25	1.11	2.18	5.31	74.55	0.174	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Las recuperaciones son buenas en la fase de preconcentración. La de zinc se justifica por la baja ley, de alimentación y la de plata también si fijamos la atención en las leyes del float que tiene 90.40% de insoluble y 0.053 Kg/T.M. de Ag. confirmando la alta diseminación de este valor.

4.- Preconcentrado o Nueva Cabeza de Planta.-

Pdts.	%	<u>L E Y E S</u>						<u>D I S T R I B U C I O N</u>					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Sink	63.5	11.78	1.83	2.93	6.72	64.15	0.253	67.0	64.8	70.5	63.2	61.7	78.5
Finos-8m	36.5	10.11	1.73	2.15	6.82	69.20	0.120	33.0	35.2	29.5	36.8	38.3	21.5
Preconc.	100.0	11.17	1.79	2.64	6.76	66.00	0.205	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

El sink hace más aporte de valores que los fines.

5.- Cabeza Mina.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
Preconc.	70.6	11.17	1.79	2.64	6.76	66.00	0.205	98.9	100.0	86.1	83.7	63.7	90.1
Float	29.4	0.32		1.03	3.15	90.40	0.053	1.1		13.9	16.3	36.3	9.9
CABEZA	100.0	7.98	1.26	2.16	5.70	73.18	0.161	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Con el aporte razonable de los finos se normalizan las recuperaciones. La de zinc está de acuerdo a la ley de alimentación de mina.

Las leyes de cabeza aumentan así:

Pb - 40.0 %
 Cu - 42.1 %
 Zn - 22.2 %
 Ag - 27.3 %

El float tiene un porcentaje en peso de 29.40% que da margen a una relación de 1.416 : 1, que permite un aumento de capacidad de 41.6% en una Planta de Flotación.

Ha entrado a la Pre-concentración en el cono el 74.2% de la cabeza, necesi-
 tándose para abastecer a una Planta de Flotación de 100 T.M. que requiere 141.6 T.M.
 de mineral de cabeza, un cono capaz de tratar 105.1 T.M. (141.6 T.M. x 74.2 %) en
 20 hrs.

6.- Cabeza mina - Integración de Productos.-

Pdts.	%	L E Y E S						D I S T R I B U C I O N					
		Peso	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Insol
S-2.75	41.4	12.69	1.94	3.06	6.93	62.40	0.266	65.9	63.5	58.8	50.3	35.3	68.9
S-2.72	3.4	0.67	0.51	1.36	4.20	85.40	0.087	0.3	1.6	1.8	2.5	4.0	1.9
Finos-m8	25.8	10.71	1.75	2.35	6.82	69.20	0.120	32.7	34.9	25.5	30.9	24.4	19.3
F-3/4" ÷ 1/2"	4.9	0.44		1.47	3.63	87.40	0.033	0.3		3.3	3.1	5.8	1.2
F-1/2" ÷ 1/4"	17.0	0.33		0.90	2.95	90.40	0.056	0.6		6.9	8.8	21.0	6.2
F-1/4" ÷ m8	7.5	0.22		1.02	3.29	92.40	0.060	0.2		3.7	4.4	9.5	2.5
CABEZA	100.0	7.98	1.26	2.16	5.70	73.18	0.161	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

El ensayo de cobre en el float, repito, arroja Trazas.

El mineral de Quilca, se comporta satisfactoriamente en la experiencia y se recomienda para su beneficio el sistema de preconcentración por medios densos.

C O N C L U S I O N E S

Una Planta de Sink y Float para los minerales de Palca, Raquel y Quilca requiere una alimentación del mineral con ley uniforme, lo cual se puede conseguir mediante una mezcla sistemática en una Tolva de Gruesos para el caso.

A través de las experiencias se puede apreciar que al eliminar el float en el mineral de las tres minas citadas, se libera a la Molienda Fina de una fracción de alta dureza, principalmente Quilca como se desprende de las leyes de insoluble, aumentando la capacidad del Molino y disminuyendo también el costo de operación, aparte del beneficio natural que aporta la Preconcentración al aumentar la ley del mineral que constituye la nueva cabeza de Planta.

La necesidad de reducir hasta 1/2" el mineral de Palca, obligaría a adaptar las instalaciones de Preconcentración después de la Trituración Secundaria, lo que resulta prácticamente razonable para el caso particular del mineral de Palca que necesita liberación de cobre en menores tamaños.

Creo que la conveniencia de una Planta de Preconcentración por Medios Densos depende de varios factores que es necesario estudiar:

1° El comportamiento físico del mineral frente al procedimiento, que para el caso presente es positivo.

2° Las reservas de minerales que la justifiquen.

3° La ley promedio del mineral disponible

4° La capacidad actual de la Planta de Beneficio.

5° Condiciones locales y propias de la Empresa,

como son: costo de fletes, abastecimiento de agua, disponibilidad de fuerza eléctrica, plan de inversiones, etc., etc.

ECONOMIA PARA LA COMPAÑIA

ARRANQUE DE MINERAL

COMPARACION ENTRE EL USO DE BARRENOS COROMANT Y BROCAS CRAIG

TAJEOS DEL NIVEL 920.- En estas labores donde la mineralización es mas pobre que en los niveles superiores y existe abundante cuarzo el consumo de acero es como sigue:

BARRENOS COROMONT:

1 juego de barrenos de 3 y 5' aguantan unas 11 perforaciones con un promedio de 60 pies/perforación ó sea $60 \times 11 = 660$ pies.

Es decir perforar 660 pies cuesta:

1 barreno Coromant de 3'	\$.346.88
" " " de 5'	375.52
	<hr/>
	\$.722.40

BROCAS CRAIG.- En las mismas condiciones cada broca perfora un promedio de 4 pies luego para perforar 660 pies necesitamos $660 : 4 = 165$ brocas cuyo precio es de $165 \times 4.21 = \$.694.65$.

TAJEOS DEL NIVEL 970.- Esta zona es mucho más rica en galena y blenda, en comparación con el nivel 920 se nota menos cuarzo. El consumo de acero es el siguiente:

BARRENOS COROMANT:

1 juego de barrenos de 3 y 5' soportan 20 perforaciones ó sea $20 \times 60 = 1,200'$.

El precio de los 2 barrenos es de \$722.40.

BROCAS CRAIG.- Aquí cada broca perfora un promedio de 6 pies es decir para perforar 1200' se necesitarían $1200 : 6 = 200$ brocas cuyo precio es de $200 \times 4.21 = \$842.00$.

De lo expuesto se deduce que en el nivel 920 es más económico usar brocas Craig y en los niveles 970 y también 1020 barrenos Coromant.

Pero con el uso de pastillas de acero de tungsteno Continental en los barrenos gastados se obtienen barrenos cuyo precio es inferior a V.S. \$ 3.00 lo que representa una economía considerable al lado de las brocas Craig.

ECONOMIA EN EL CONSUMO DE BARRENOS

Se podrían reducir estos costos considerablemente mediante la aplicación de pastillas de carburo "Continental" preparando los barrenos en la maestranza de la mina.

Como materia prima se usa acero de perforación ó barrenos cuyas pastillas hayan sido gastadas.

La preparación de los barrenos con pastillas gastadas sigue los siguientes pasos:

1.- Se corta la cabeza del barreno calentándolo al rojo.

2.- En una aguzadora corriente de barrenos y a base de aire comprimido se forja una nueva cabeza. La for

ma de esta nueva cabeza es plana con un pequeño canal en el centro. Esta forma se obtiene mediante la matriz preparada de hierro dulce.

3.- La temperatura para forjar el acero es alta, similar, a las temperaturas usadas con las aguzadoras de aire comprimido.

4.- La cabeza del barreno es redonda, de superficie plana, con canal y aún no hay conexión del conducto de agua.

Para darle esta forma se usa una barra de soldadura mediante la cual se cortan los dos lados de la cabeza en forma de chaflán, se perfora la cabeza para conectar el conducto de agua y se cortan los rebarbados del barreno en los extremos del canal para la pastilla, así se obtiene también el ángulo que debe tener el barreno con la pastilla para la perforación.

5.- El canal para la pastilla es limado y cubierto con soldadura. También se cubren los costados y la base de la pastilla con la misma soldadura.

Se coloca la pastilla en el canal y se le revisa nuevamente con esta soldadura quedando la pastilla entonces firmemente colocada en el barreno.

Todas las pastillas nuevas son de 40 mm. Cuando éstas se reducen por desgaste son usadas nuevamente en barrenos de menor diámetro o seguidores. Los barrenos gas

tados son calentados al rojo y de esta forma se recupera la pastilla fácilmente, cortando luego la cabeza para forjar una nueva en la misma forma como se ha descrito.

COSTOS.- Tenemos mano de obra y materiales.

Vamos a tomar como ejemplo los costos de la Compañía Minera Huanca S.A. que son como sigue:

JORNALES

En los talleres de la Cía. Minera Huanca S.A. el trabajo se ha organizado con una cuadrilla de 5 hombres quienes se distribuyen en la siguiente forma:

1 hombre maneja el horno.

1 hombre maneja la aguzadora

1 hombre corta las cabezas en forma de chaflán, perfora el cabezal para el conducto de agua y corta los costados del canal.

2 hombres aplican la soldadura, preparan los insertos y los colocan en su sitio.

La cuadrilla fabrica 100 barrenos por guardia.

Luego la mano de obra consiste en 5 jornales por cada 100 barrenos.

MATERIALES.- Tenemos soldadura y pastilla de carbono de tungsteno "Continental".

En resumen el costo por barreno preparado es:

Mano de obra \$ 2.00

Soldadura	\$ 1.00
Pastilla	\$ 2.45

Como se puede ver estos barrenos resultan a un costo bajo aproximadamente \$ 2.6 cada uno y dan los mismos resultados que un barreno original cuyos precios son:

Barreno Coromant de 3'	\$ 346.88
5'	375.52
7'	454.80

2.- SOSTENIMIENTO

a.- En galerías.

El sostenimiento en galerías se hace colocando cuadros y no se dejan puentes de mineral porque aquel sistema es más económico.

b.- En tajeos.

Estudio comparativo entre el sistema de buzones con cuadros: forrados con tablas y sin forrar y el sistema de buzones con cribbing preparado de puntales.

Buzón con cuadros: luz 1.20 x 1.20 altura 1.50 m.

Materiales:

4 postes	4 x 21.50	86.00
2 sombreros	2 x 21.50	43.00
2 tirantes	2 x 21.50	43.00
12 rajados para soportar el relleno que salen de 6 puntales 6 x 21.50 . . .		129.00
24 clavos para los rajados	1/2 kilo .	3.36
		<hr/>
	Total	\$ 304.36

Jornales:

1 Enmaderador	3 tareas	3 x 14.00	42.00
1 Ay enmad	3 tareas	3 x 13.00	39.00
			<hr/>
		Total	\$ 81.00

Costo total para levantar 1.50 m. de cuadro en un
buzón:

$$304.36 + 81.00 = \$ 385.36$$

Buzón con cuadros forrado interiormente con tablas 1.20 x
1.20 m. 1.50 altura.

Materiales:

4 postes	4 x 21.50	86.00
2 sombreros	2 x 21.50	43.00
2 tirantes	2 x 21.50	43.00
12 rajadas	6 x 21.50	129.00
24 tablas de 2" x 8" x 5' ó sea 12 ta- blas de 2" x 8" x 10'.	12 x 36.60	439.20
clavos 2 kilos	2 x 8.63	17.26
		<hr/>
	Total	\$ 757.46

Jornales:

1 enmaderador	4 tareas	1 x 14.00	56.00
1 Ay enmad	4 tareas	4 x 13.00	52.00
			<hr/>
Total:			\$.108.00

Costo total: 757.46 + 108.00 = \$.865.46.

Buzones con cribbing de puntales de 8" de diámetro: luz 0.95 x 0.95 m. y 0.95 x 1.20 en los caminos. Cálculo para 1.00 m. de cribbing.

Materiales:

14 cribbing = 7 puntales de 8" 7 x 21.50 150.50

Jornales:

Preparar 14 cribbing cuesta 14.00

Colocar 1.00 m. de cribbing cuesta:

1 enmaderador 1/2 tarea 7.00

1 Ay enmad 1/2 tarea 6.50

Total: \$. 178.00

Para levantar 1.50 m. de cribbing se gastará:

\$.267.00

Hay que aclarar que los carpinteros que preparan cribbing tienen como tarea: 2 hombres deben hacer 25 cribbing.

Jornal de los carpinteros 2 x 12.50 = \$.25.00

Preparar un cribbing cuesta $\$25.00 : 25 = \1.00

Luego cada vez que se levante 1.50 m. de buzón en los tajeos la economía será de $385.36 - 267.00 = \$118.00$ por buzón fuera del mantenimiento.

En el caso de buzones forrados interiormente con tablas la economía será de $865.46 - 267.00 = \$598.46$ por buzón.

VENTAJAS DEL USO DEL CRIBBING SOBRE LOS CUADROS EN LOS BUZONES

A parte del costo el sistema del cribbing tiene las siguientes ventajas:

1.- El mantenimiento es más económico, pues se nota en la mina que desde que se inició a colocar cribbing que fue en el mes de Agosto de 1959 hasta la fecha ninguno de estos buzones necesita reparación, en cambio con los cuadros teníamos el problema de reparación después de cada corte, a medida que el tajo se iba rellenando, reparación que en muchos casos demoraba 15 días o más causando dificultades por tener que sacar mineral por buzones que estaban lejos con carretilla y subiendo el costo de explotación.

2.- Se presta mejor que el cuadro para darle la inclinación de acuerdo al buzamiento de la veta, es cuestión de las espigas.

3.- Se puede colocar hasta la altura que uno ne

cesita desde algunos centímetros hasta alturas considerables y a veces hasta sostener el techo del tajo.

4.- Una vez preparado el cribbing para colocarlo no necesita un enmaderador especializado ya que cualquier obrero puede colocarlo rápido.

En consecuencia este trabajo reúne las 3 condiciones que debe tener todo trabajo de Ingeniería: seguridad, economía y rapidez.

ESCALERAS PREPARADAS DE TABLAS DE 2" x 10" x 10' y de cuar
tones de aguano.

Con tablas de 2" x 10" x 10'

De una tabla salen 2 escaleras de las siguientes dimensiones: 2" x 2.5" x 10'.

luz 12"

Distancia entre peldaños 1'

Dos hombres en 8 horas hacen 4 escaleras de tal manera que el costo de 4 escaleras sería el siguiente:

Materiales:

2 tablas de 2" x 10" x 10'	2 x 36.60	73.20
36 peldaños de 2" x 2" x 16" necesita 1 tabla		36.60
72 clavos 1 kilo		8.63
	Total	\$ 118.43

Jornales

2 carpinteros a \$12.50 c/u 25.00

Costo total de 4 escaleras 118.43 + 25.00 = \$143.43

Costo de 1 escalera \$35.86

Con cuartones de aguano

Materiales

2 cuartones de aguano \$25.44 c/u \$50.88

de aquí se ve que sin incluir jornales es más económico uti

lizar tablas de 2" x 10" x 10'.

PISOS DE LOS CAMINOS.- Se necesitan 2 tablas de 2" x 10" x 5' ó sea que una tabla de 2" x 10" x 10' satisfaga estas condiciones.

CUADROS DE GALERIA.- Se colocan postes con 2.00 m. de luz. Los sombreros y tirantes tienen 1.50 m.

CONCLUSIONES SOBRE EL ENMADERADO

De todo lo expuesto se deduce que la madera que se necesita en la mina debe tener las dimensiones que a continuación se indica y hacer el pedido en la proporción indicada:

Puntales de 2.50 m. para cribbing de echadero.

Puntales de 3.00 m. para cribbing de camino y cuadros de galería.

Tablas de 2" x 10" x 10' para escaleras, pisos de los caminos.

Carapas de eucalipto para tender en el piso de los tajos y evitar que se mezcle desmonte y mineral.

La proporción en que deben pedirse estos materiales es la siguiente:

1	2	3	4
Tablas de 2" x 10" x 10	Puntales de 3.00 m.	Carapas	Puntales de 2.50 m.

TRANSPORTE DE MINERAL A LA PLANTA DE BENEFICIO

TRANSPORTE DE MINERAL DE LA VETA BALA PLANTA DE BENEFICIO
POR EL NIVEL 850 CON CARREROS

En primer lugar sacamos un promedio del número de carros de mineral que sale de cada nivel, para esto se ha tomado 5 días:

18-6-60

					total
Nivel	1020	26	23	=	49 carros
	970	150	85	=	235
	920	45	54	=	99

Total en 2 guardias: 383 carros

20-6-60

Nivel	1020	50	28	=	78
	970	149	92	=	241
	920	48	45	=	93

Total = 312

21-6-60

Nivel	1020	26	36	=	62
	970	106	116	=	222
	920	53	45	=	98

Total = 382

22-6-60

Nivel	1020	37	32	=	69
	970	112	98	=	210
	920	33	56	=	89
<hr/>					
		Total		=	368

24-6-60

Nivel	1020	35	35	=	70
	970	113	123	=	236
	920	35	35	=	70
<hr/>					
		Total		=	376

Promedios: Nivel 1020 $49 \div 78 \div 62 \div 69 \div 70 : 5 = 65$
970 $235 \div 241 \div 222 \div 210 \div 236 : 5 = 228$
920 $99 \div 93 \div 98 \div 89 \div 70 : 5 = \underline{89}$
Promedio total: $= 382$

En el nivel 1020 sale un promedio de 65 carros dia rios sacando a la tolva de superficie. Para el caso que estamos tratando todo este mineral tendría que bajar al nivel 970 por las chimeneas 6-7 y 8 alternando en el caso de rellenarse por una de ellas.

Los 65 carros pueden ser sacados por 4 carreros con un margen de seguridad amplio. El jornal de estos 4 carreros sería:

$$4 \times 13.00 = S/. 52.00$$

El mineral que debe ser sacado del nivel 970 y echado a la chimenea 6 del nivel 920 será igual al mineral que sale de los tajos del 970 más el mineral echado del 1020.

El promedio de carros que sale al día en el 9.70 es de 228 según esto el mineral que debe salir del 970, debe ser igual:

$$228 \div 65 = 293 \text{ carros}$$

Esta cantidad puede ser sacado utilizando carreros en la siguiente forma:

Guardia de día:

8 carreros con sobretiempo hacen 10 tareas

Guardia de noche:

8 carreros con sobretiempo hacen 12 tareas

TOTAL: 22 tareas

Considerando como tarea 14 carros en 8 horas tendríamos:

$$14 \times 22 = 308 \text{ carros}$$

lo que nos dá un margen de seguridad para los casos en que falte personal o no hagan sobretiempo.

El jornal de estos carreros poniendo a un promedio de S.. 14.00 porque algunos ganan S/, 13.00 y otros S/. 15.00 sería:

$$22 \times 14 = \text{S.. } 308.00$$

El mineral que debe ser sacado del nivel 920 y echa

do a las chimeneas 0 i 6 del nivel 850 será igual a la suma de carros de mineral de los niveles 1020 y 970 más los que salen de las labores del nivel 920 o sea:

$$228 \div 65 \div 89 = 382 \text{ carros.}$$

El mineral que baja del nivel 970 no necesita carros porque sigue bajando por la chimenea 6 del 850 que comunica con la ch - 6 del 920.

Entonces solo se necesitan carreros para sacar el mineral propiamente del nivel 920.

El mineral que salga de los tajos 4 - 5 y una parte del 6 se echará a la ch - 0 del 850 para esto necesitamos 2 carreros por guardia en total, 4 carreros.

Para sacar el mineral a partir del buzón 11 del tajo 6 para adentro se necesitan 3 carreros por guardia total, 6 carreros.

En total en el nivel 920 se necesitan 10 carreros, cuya suma de jornales sería $10 \times 13.00 = S/. 130.00$.

Del nivel 920 sale un promedio de 89 carros, los cuales se reparten así 39 bajan por la ch-0 y 50 por la ch-6 del 850.

Ahora tenemos todo el mineral de la veta B en los buzones de las chimeneas 0 y 6 del nivel 850 distribuidos en esta forma: 39 carros en la chimenea 0.

$$(382-39) = 343 \text{ carros en la ch-6.}$$

Los 39 carros de la ch-0 pueden ser sacados por 2 carreros dándoles una tarea de 16 carros en 8 horas necesitan

trabajar 10 horas cada uno o sea 1 1/4 tarea cada uno.

Jornal de 2 carreros 1 1/4 x 2 x 13.00 = S/. 32.50

Ahora nos quedan los 343 carros en la ch-6 que lo sacamos en la siguiente forma:

Aclarando que la tarea para sacar mineral de la ch-6 del 850 a la tolva de la planta por estar lejos es de 14 carros/8 horas.

Luego en la guardia de día 1 carrero que trabaja 10 horas debe sacar 18 carros.

En la guardia de noche 1 carrero que trabaja 12 horas debe sacar 21 carros.

Con estas consideraciones en la guardia de día debe salir 156 carros con $156:18 = 9$ carreros.

En la guardia de noche debe salir 187 carros con $187:21 = 9$ carreros jornales:

ch-0

2 carreros 1 1/4 x 2 x 13.00 = S/. 32.50

ch-6

9 carreros 1 1/4 x 9 x 13.00 =

9 carreros 1 1/2 x 9 x 13.00 321.75

Total 354.25 S/

En resumen el personal y jornal serían los siguientes:

Nivel	1020	4 carreros	S/. 52.00
	970	16 carreros	308.00
	920	10 carreros	130.00
	850	20 carreros	<u>354.25</u>
		Total	844.25

Esta operación ahorra el gasto que se hace al transporte el mineral de los niveles 970 y 1020 con volquetes, estos gastos trabajando 2 volquetes son:

Guardia de día:

2 choferes - 30.00 S/. - 1 1/4 tarea	75.00
2 tolveros 12.50 1 1/4	31.25

Guardia de noche:

2 choferes - 30.00 - 1 1/2 tarea	90.00
2 tolveros - 12.50 - 1 1/2 tarea	37.50
40 galones gasolina S/. 3.92 galón	156.80
1/2 galón aceite 10 20 30 ...	
a S/. 31.41 el galón	<u>7.86</u>
	S/. 398.41

Considerando 25 días de trabajo al ahorro mensual para la compañía sería de $398.41 \times 25 = S/.9960.25$.

En un año el ahorro sería de $9960.25 \times 12 = S/.119,523.00$



TRANSPORTE DE CONCENTRADOS DE Pb y Zn

TRANSPORTE DE CONCENTRADOS DE PALCA A MOLLENDO

El transporte de concentrados de Plomo y Zinc se hace en la siguiente forma:

Palca-Juliaca por carretera, la distancia es de 100 kilómetros y el costo de transporte es de S/. 80.00 por tonelada de concentrados.

Juliaca-Mollendo por ferrocarril, siendo el costo de transporte de S/. 160.00 para el Plomo y S/. 130.00 para el concentrado de Zinc.

COSTO TOTAL DE TRANSPORTE POR TONELADA DE CONCENTRADO DE PALCA A MOLLENDO

Para concentrado de Pb

Palca-Juliaca S/. 80.00

Juliaca-Mollendo 160.00

Costo por tonelada S/.240.00

Para concentrado de Zn

Palca-Juliaca S/. 80.00

Juliaca-Mollendo 130.00

Costo por tonelada S/.210.00

Actualmente se está construyendo la carretera Palca-Santa Lucía, utilizando esta vía el costo de transporte por tonelada de concentrados sería el siguiente:

Concentrado de Pb

Palca-Santa Lucía S/. 48.00

Santa Lucía-Mollendo 120.30

Costo por tonelada S/. 168.30

Concentrado de Zn

Palca-SantaLu Lucía	S/.	48.00
Santa Lucía-Mollendo		<u>102.15</u>
Costo por tonelada	S/.	150.15

ECONOMIA ANUAL UTILIZANDO LA VIA PALCA-SANTA LUCIA

Mensualmente se transportarán en promedio 500 toneladas de concentrado de Pb y otras 500 dde Zn.

La diferencia de precios en el transporte por tonelada comparando la vía Juliaca con la vía Santa Lucía es la siguiente:

Para concentrado de Pb

Vía Juliaca	S/.	240.00
Vía Santa Lucía .		<u>168.30</u>
	S/.	71.70

Para concentrado de Zn

Vía Juliaca	S/.	210.00
Vía Santa Lucía .		<u>150.15</u>
	S/.	59.85

La economía mensual en el transporte de concentra- dos será:

Para el Pb

$$71.70 \times 500 = 35,850.00$$

Para Zn

$$59.85 \times 500 = S/. 29925.00$$

En un año la economía será:

Para Pb

$$35850 \times 12 = \text{S/} \quad 430,200.00$$

Para Zn

$$229925 \times 12 = \text{S/} \quad 359,100.00$$

$$\text{Economía Total} \quad \text{S/} \quad 789,300.00$$

El costo de la carretera Palca-Santa Lucía es S/. 8000.00 por kilómetro siendo la distancia de 40 kilómetros el costo total sería de $8000 \times 40 = \text{S/} \quad 320,000.00$

Esta cantidad se puede pagar con la economía que se hace por concepto de transporte comparando con el que se gastaría por la vía Juliaca.

La carretera Palca-Santa Lucía además de bajar el costo de transporte de concentrado también baja el costo de transporte de suministros uniendo la mina con la ciudad de Arequipa.

El costo de conservación de la carretera será menor por ser la vía más corta.

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

- Elementos de Minería: G. J. YOUNG.
- Geología del Perú: G. Steinmann.
- Geología Estructural: FERNANDEZ CONCHA.
- Geología Estructural: DAVID TORRES VARGAS.
- Geología Práctica: F. LAHÉE.
- Geología Física: ARTHUR HOLMES.
- Yacimientos Minerales: FRANCISCO AGUILAR.
- Tratado de Mineralogía: KLOCKMAN.
- Economic Mineral Depósitos: BATEMAN.
- Región Minera de Palca: FAUSTO ZAVALETA.
- Palca: HUGO CORAZAO.
- Contribución al conocimiento de la Geología Económica en
Puno: JUAN AYZA RIESCO.
- Sink and float: ALFONSO GUZMAN DE SILVA.

F O T O G R A F I A S

- 1.- En esta vista se nota la disyunción columnar.
- 2.- Vista del valle glaciar en forma de U
- 3.- Veta "F"
- 4.- Vista parcial de los campamentos
- 5.- Se observa el nivel 840 de la veta "B" y la cubeta de la laguna erosionada por los glaciares.
- 6.- Cerro Choquepirhua
- 7.- En esta vista se aprecia el hotel de empleados y la cancha de relaves.
- 8.- Vista tomada siguiendo la dirección de la veta. Se notan los niveles 850 - 890 y 920.
- 9.- Casa de fuerza, laboratorio y planta de beneficio.
Laguna de donde se bombea el agua para la planta.
- 10.- Planta de beneficio, mercantil y parte de los campamentos.
- 11.- Aquí se nota la forma en U del valle glaciar.



-1-









- 5 -



- 6 -



-7-





- 9 -



- 10 -



- 10 -