

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE MINERIA

PROYECTOS PARA LA MINA RIO PALLANGA:

**1º PREPARACION DEL PIQUE Nº 4
2º APROVECHAMIENTO DEL FLOAT
COMO RELLENO EN LA MINA**

**TESIS DE GRADO PARA OPTAR
EL TITULO DE INGENIERO DE
MINAS**

Alfredo Marchese Rossi

Promocion: "MARIO SAMAME B."

LIMA - PERU

1962

Lima, Agosto de 1962.

Señor Decano

de la Facultad de Minería, Universidad Nacional de Ingeniería.

Presente.

S.D.

Presento a su consideración, la tesis: PROYECTOS PARA LA MINA RIO PALLANGA, en cumplimiento de uno de los requisitos para optar el grado de Ingeniero de Minas, que otorga su digno decanato.

Ruego a Ud. Señor Decano, se sirva designar el Jurado que habrá de examinar dicha tesis.

Aprovecho esta oportunidad para testimoniarle los sentimientos de mi mayor consideración.

A MI ALMA MATER

AGRADECIMIENTO

Mi sincero reconocimiento al Gerente del Sindicato Minero "Río Pallanga", S.A., Sr. Ing° Alberto Ramírez S. por haberme autorizado realizar el presente trabajo.

También mis agradecimientos, al Sr. Ing° Renán Cueva P., Superintendente de la Mina "Río Pallanga" y a los demás Ingenieros y Personal Técnico, que me han prestado de sinteresadamente su muy valiosa colaboración.

Debo dejar además constancia de mi más profundo agradecimiento, a todos los catedráticos de la Facultad de Minería, por las sabias enseñanzas y consejos recibidos durante mi permanencia en los claustros universitarios.

INTRODUCCION

Presento el siguiente trabajo, en cumplimiento con uno de los requisitos necesarios para optar el título de Ingeniero de Minas, que otorga la Facultad de Minería de la Universidad Nacional De Ingeniería.

La Tesis consiste en dos Proyectos:

1° PREPARACION DEL PIQUE N° 4.

2° APROVECHAMIENTO DEL FLOAT COMO RELLENO EN LA MINA.

Comprende tres partes, a saber:

En la primera, hago una descripción general con el fin de dar una información en lo que respecta al yacimiento "Río Pallanga".

En la segunda parte, me ocupo de los dos Proyectos mencionados anteriormente, figuran los cálculos respectivos y la forma en que se llevarían a cabo.

En la tercera y última parte, me ocupo de las Conclusiones de los dos Proyectos, haciendo además dos recomendaciones generales que podrían llevarse a cabo muy satisfactoriamente, con el fin de mejorar la técnica de explotación.

Esta tesis ha sido realizada con fines académicos, no por ello carece de valor en el orden técnico.

Primera Parte

CAPITULO I

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

A- FACTORES FISICOS Y GEOGRAFICOS

1.- UBICACION.

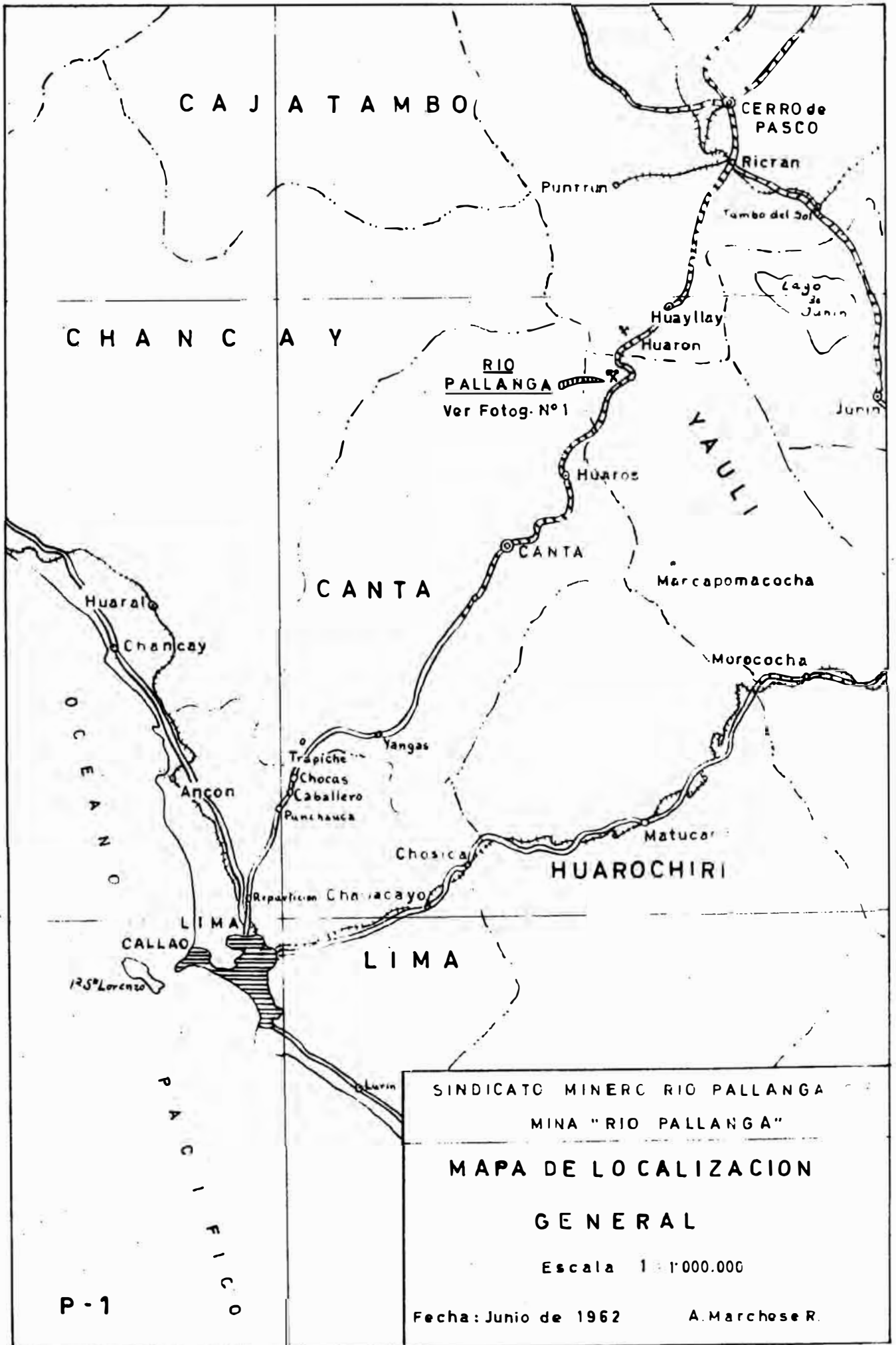
El yacimiento "Río Pallanga", se encuentra ubicado en las estribaciones orientales de la Cordillera Occidental de los Andes, a los 76° 27' de Longitud y 11° 07' de Latitud. Se encuentra a una altura de 4,600 metros sobre el nivel del mar. Políticamente la concesión minera pertenece al Distrito de Carhuacayán, Provincia de Yauli, Departamento de Junín.

Aproximadamente, la mina se encuentra al SW de la ciudad de Cerro de Pasco, a una distancia de 85 kilómetros. La capital del Distrito dista 35 kilómetros del campamento, al NW de él.

Las propiedades mineras de la Compañía están comprendidas dentro de la Jefatura Regional de Minería de La Oroya.

2.- ACCESIBILIDAD.

Existen dos vías principales de acceso a esta región minera, la primera: Lima - Canta - Cuyllaguay - Cerro de Pasco, existiendo en el kilómetro 190 de esta carretera un desvío, que después de recorrer 5 kilómetros, se llega a la Planta de Beneficio, la cual se encuentra a 200 metros de la Mina, o sea en total se recorren 195 Kms. La segunda carretera es la Lima - La Oroya - Cerro de Pasco - Río Pallanga,



CAJATAMBO

CERRO de PASCO

Ricran

Puntrun

Tambo del Sol

Lago de Junin

CHANCAY

Huayllay Huaron

RIO PALLANGA
Ver Fotog. N°1

YAULI

Huaros

CANTA

Marcapomacocha

Huarato

Chancay

Morococha

OCEANO

Yungas
Trápiche
Chocas
Caballero
Punchauca

Ancon

Chosica

HUAROCHIRI

Matucana

LIMA

República Chiriquayo

LIMA

125° Lorenzo

PACIFICO

SINDICATO MINERO RIO PALLANGA
MINA "RIO PALLANGA"

**MAPA DE LOCALIZACION
GENERAL**

Escala 1 : 1'000.000

P-1

Fecha: Junio de 1962

A. Marchese R.

con una longitud de 405 Kms. Este recorrido es más largo y pasa por las minas de la Compañía Francesa de Huarón, distantes 40 kilómetros de Río Pallanga.

Ambas carreteras fueron construidas por el Estado, en la mayoría de su kilometraje han sido solamente afirmadas, haciéndose dificultoso su paso en épocas de lluvias. Son reparadas por cuadrillas designadas por el Ministerio de Fomento, durante la época de sequía (Junio, Julio y Agosto).

Una tercera vía pero menos concurrida es la que partiendo de Río Pallanga, pasa por el asiento minero Santander y de allí a Huaral para unirse con la carretera Panamericana Norte, a la altura de Chancay.

De las tres carreteras mencionadas, la primera es la más recomendada puesto que en automóvil o camioneta se emplea solamente 5 horas y media.

3.- CLIMA. -

El clima de la región es el típico y característico de "Punas" o Mesetas elevadas, con cotas de 4,000 ó más metros, esto quiere decir que es frígido y seco.

La temperatura media anual es de 8° C., aunque en las noches muy frías desciende hasta -4° C.

Las máximas precipitaciones acuosas se registran en la estación de Verano (Diciembre - Marzo), siendo el promedio de la altura de precipitación de 900 milímetros anuales. En esta misma época se producen precipitaciones de granizo y nieve por la baja temperatura, generalmente se realizan duran



FOTOGRAFIA N°1.- Vista general de las Instalaciones de Rio Pallanga .

te la noche.

La evaporación de las superficies libres es de 5 milímetros por día en promedio, o sea 1.82 metros anual.

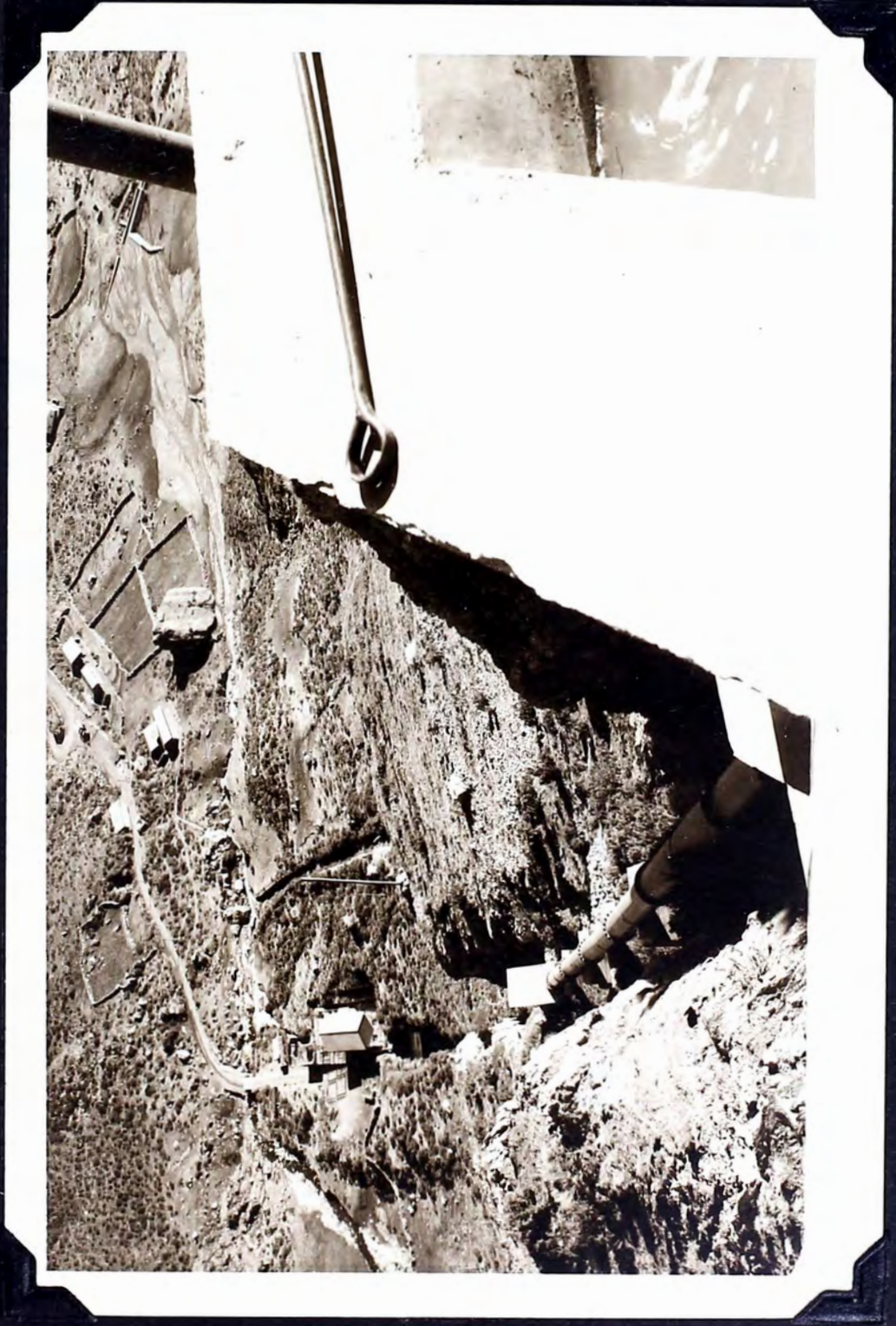
Debido a la oscilación de la temperatura entre el día y la noche, no existen cultivos de plantas útiles, sino escasamente yerbas raquílicas (ichu y pastos pobres). En las partes más bajas (3,500 metros sobre el nivel del mar) hay cultivos de papas.

En estas alturas las haciendas se dedican exclusivamente a la cría de ganado lanar, aprovechando de los pastos naturales.

4.- DISPONIBILIDAD DE FUERZA MOTRIZ.

En la zona en que está ubicado el yacimiento "Río Pallanga" no existe volúmen de agua suficiente para el desarrollo de fuerza hidráulica; motivo por el cual la Compañía se vió obligada a instalar su planta hidroeléctrica a 25 kilómetros en línea recta desde la mina. Esta planta recibe el nombre de Hidroeléctrica de "Sango", está situada sobre el río Raños, en donde se toman sus aguas por un canal conductor de tres kilómetros de longitud, obteniéndose un salto vertical de 231.00 metros, haciendo girar tres turbinas "Pelton". Cada una de estas turbinas producen 540 HP. En total la planta Hidroeléctrica de "Sango" produce 1,620 HP.

Posteriormente la Compañía se vió en la necesidad de instalar una segunda planta, esta vez la Hidroeléctrica de "Raños", aprovechando también las aguas del mismo río



FOTOGRAFIA N°2.- Central Hidroeléctrica de Sango.

con un salto vertical de 132.31 metros. Esta hidroeléctrica cuenta con dos turbinas "Pelton", obteniéndose de cada una 730 HP.

En resumen, las plantas Hidroeléctricas de "Sango" y "Raños" producen un total de 3,080 HP.

5.- DISPONIBILIDAD DE SUMINISTROS.

a) Materias primas para la alimentación.- El centro de abastecimiento más cercano de las materias primas para la alimentación es la ciudad de Cerro de Pasco. Dos veces por semana se envía un camión a dicha ciudad para hacer las compras necesarias.

b) Combustibles.- Entre los materiales empleados como combustibles se tiene los siguientes:
Carbón de piedra (antracita), proviene de la mina "Fuachapo" situada en Yanahuanca; el precio es de S/ 4.00 quintal.
Leña: mensualmente la Compañía reparte gratuitamente a sus servidores, la madera de eucaliptus inservible en la mina.
Kerosene: se emplea también como combustible, vendiéndose a S/ 1.70 el galón.

c) Madera.- La variedad de madera que se emplea en las labores subterráneas es el Eucalyptus, proviene de Matahuasi, valle de Jauja.

En ciertas épocas del año hay escasez de madera, pero se resuelve este problema adquiriéndola de algunos pequeños vendedores de Canta.

También se emplea la variedad Pino Oregón, pero

en menor escala que el Eucalyptus; es traída directamente de Lima. Se le utiliza en el enmaderado de pique.

6.- TOPOGRAFIA.

El suelo de Río Pallanga es muy accidentado, se encuentra en un valle de origen glaciario, como lo demuestra su típica sección transversal en "U", con un perfil longitudinal en gradines.

La Divisoria Continental se encuentra a pocos kilómetros del campamento, constituye la forma de relieve más notable de la región. La Cordillera Puaganca forma parte de la Divisoria Continental, consiste de una cadena de ocho picos escabrosos de caliza gris oscura, que soporta en sus superficies nevados pernetuos. La altura máxima de los picos es de 5,400 metros, elevándose 600 a 700 metros sobre el área circundante.

Entre otros accidentes notables cabe mencionar: al Norte el Calzón Verde, al Sur el Gasgan Machay y al Oeste los cerros Carolina y San Carlos. La mayoría de estos alcanzan alturas de más de 5,000 metros sobre el nivel del mar.

B- FACTORES HISTORICOS.

1. - RESEÑA HISTORICA DEL YACIMIENTO "RIO PALLANGA."-

El yacimiento "Río Pallanga" fué reconocido y explotado por los españoles en el tiempo de la conquista, no pudiéndose precisar con certeza el año. El mineral explotado fué la plata, que latrataron por el sistema de amalgamación, en una superficie circular de seis metros de diámetro, pisados por caballos y luego recogidos para su conducción en llamas hasta Lima. Posteriormente fué abandonado por los mismos españoles, según parece por la crisis política que se presentó en aquella época.

Por los años 1,895 a 1,911, el Sr. De La Torre tomó posesión del entonces rico yacimiento en plata de Río Pallanga, siguiendo el mismo método de los referidos españoles: se los relatos obtenidos de algunos de sus servidores. Durante esos años trabajó la mina con 30 hombres, siendo transportado el mineral que beneficiaba en llamas, al asiento minero de Casapalca para su debida refinación.

Al fallecer el Sr. De La Torre, su hijo propuso al yugoeslavo Sr. Mateo Galjuf la explotación en sociedad de las propiedades de su señor padre, comenzando a trabajarlas más o menos en el año 1,920. Pasados unos cuantos años, la ley de plata fué disminuyendo cada vez más, teniendo pérdidas considerables estos dos señores, fué así que creyeron conveniente en abandonar la explotación de dicho yacimiento.

Posteriormente quedó posesionado de la mina el Sr.

Zamalloa, explorador de modesta condición económica, que al carecer de los medios suficientes para financiar la explotación del yacimiento, propuso al Sr. Pablo Dallago la opción de compra de la propiedad.

En el año 1,935 el Sr. Pablo Dallago, empezó los trabajos con 35 hombres. El mineral extraído era transportado en llamas hasta el paraje denominado Palón, distante de la casa administración de la mina más o menos 4 kilómetros y de allí conducidos a Lima en camiones. En esta fecha quedó terminada la carretera que construyó el Gobierno: Lima - Canta - Cuyllaguay - Cerro de Pasco. Con los trabajos empezados con barreteros, dejó a la vista el filón San Gregorio y San Juan Bautista, esto le dió la seguridad necesaria para que formara la sociedad, que posteriormente la organizó en el año 1,938 con un capital inicial de S/ 300,000.00 .

Por el año 1,945 la compañía atravesó por una etapa crítica, creyendo conveniente los miembros de su directorio preparar la mina: pero debido al gran dinamismo del Sr. Pablo Dallago, se salvó este inconveniente, subiendo posteriormente las acciones de S/ 14.00 a S/ 35.00 hasta ponerse a la altura en que hoy día se encuentra, colocada entre una de las minas más florecientes del país.

En 1,953 la planta de beneficio trataba 180 toneladas diarias: posteriormente se ha ido aumentando progresivamente la capacidad de dicha planta, hasta llegar hoy en día a 400 toneladas diarias.

El capital con que opera actualmente el Sindicato

Minero "Río Pallanga" S.A. es de S/ 80'000,000.00 distribuidos en sus tres minas: Alpamarca, Carhuacayán y Río Pallanga.

C- FACTORES POLITICOS Y SOCIALES.

1.- DISPONIBILIDAD DE LA MANO DE OBRA.-

En años anteriores la escasez de la mano de obra representaba un grave problema para el desembolvimiento de los trabajos, es así que la Compañía se vió obligada a formar dos guardias de 12 horas cada una con el personal que disponía.

Hoy en día la situación ha cambiado; continuamente se presenta nuevo personal solicitando empleo, los cuales son admitidos de acuerdo a las necesidades de la mina.

Según he podido observar: de las 12 horas de trabajo que consta cada guardia, el obrero en realidad realiza un trabajo efectivo de 8 horas; este es un punto que podría remediarse reduciendo las horas de trabajo en cada guardia a 8 horas y exigiendo al personal hacer efectivo su trabajo para esa cantidad de horas; porque es casi imposible que un obrero pueda realizar una labor eficiente en 12 horas de trabajo.

En general la mano de obra es abundante y proviene principalmente de los departamentos de Junín, Pasco y Huánuco, siendo escasa la concurrencia de obreros de la costa.

2.- CONDICIONES LOCALES. -

Las comodidades con que cuenta este centro minero son como sigue:

a- Campamentos. - *Se disponen de 27 campamentos para obreros, que suman un total de 438 departamentos. Estos han sido construidos en la mayoría con paredes de tapial y techos de calamina: algunos son preconstruídos, los cuales han sido traídos directamente de Lima. Los últimos campamentos que se han construido han sido hechos de ladrillos, estos ladrillos se fabricaron en Río Pallanga, obteniéndose de esta manera una mayor economía.*

Cada departamento para obrero consta de dos habitaciones y cocina, con una superficie de diez metros cuadrados, que les satura plenamente para todas sus necesidades. Las viviendas de los empleados son similares, con la diferencia que poseen una habitación más.

Los Ingenieros casados gozan de un chalet con todas las comodidades posibles: en total suman tres.

Los Ingenieros solteros se alojan en la casa Hotel, consta de nueve habitaciones, además se dispone de una sala de juegos (mesa de billar, pin pon, etc.).

El centro minero Río Pallanga, tiene una población de 2,600 habitantes.

b) Hospital. - *Cuenta con todos los servicios modernos: Equipo de Rayos X, debidamente equipado; Botica, provista de toda clase de medicamentos para atender a los accidentados y*

enfermedades que puedan sufrir los obreros del campamento o sus familiares: Sala de Operaciones, sala de recuperación para hombres, sala de recuperación para mujeres, cuarto para empleados: todos estos con sus respectivas comodidades. El hospital está bajo la dirección de un Médico.

c) Mercantil.- La mercantil dispone de artículos de primera necesidad y objetos de uso personal. Dos veces por semana (martes y sábados) sale un camión de la Compañía a la ciudad de Cerro de Pasco para comprar verduras y carne.

La mercantil tiene en existencia mercadería por un valor de S/ 1'800,000.00, moviendo mensualmente un capital de S/ 350,000.00 .

d) Escuela.- La Compañía cuenta con una escuela mixta Fiscalizada, con el fin de dar educación a los hijos de sus servidores . En total concurren 152 alumnos, de los cuales 70 son mujeres y 82 son hombres. La enseñanza está a cargo de cuatro maestras; el grado de instrucción que se imparte llega hasta el 3er año de primaria.

e) Deportes.- El elemento trabajador necesita en cierto modo momentos de distracción, para lo cual se han organizado seis Clubs Deportivos que practican el foot ball y el basket ball, disponiéndose de las canchas necesarias.

Además existe un Club Social para empleados y obreros en general, equipado de una biblioteca y mesas de juego.

D- FACTORES JURIDICOS

1. DE LA JURISDICCION. -

Los yacimientos del Sindicato Minero "Río Pallanga" S.A. están comprendidos dentro de la circunscripción de la Jefatura Regional de Minería de La Oroya.

Las actividades mineras de esta Compañía, al igual que todas las del país, están regidas por el Código de Minería y sus Reglamentos, promulgada por Decreto Ley N° 11357 del 12 de Mayo de 1950.

2. VALIDEZ DE LOS TITULOS DE PROPIEDAD. -

La Compañía posee concesiones por Exploración y Explotación, haciendo un total de 27, abarcando una extensión de 526.86 Hectáreas. Todas ellas han sido adquiridas legalmente por denuncios hechos por la Compañía, según aparece en el Padrón General de Minería.

Las concesiones reciben los nombres siguientes:

Tirol N° 1	20	Has.
Tirol N° 2	20	"
Tirol N° 3	10	"
Tirol N° 4	40	"
Tirol N° 5	10	"
Tirol N° 6	64	"
Tirol N° 7	20	"
Tirol N° 8	20	"
Tirol N° 9	20	"

Tirol N° 10	2	Has.
Tirol N° 11	2	"
Tirol N° 12	2	"
Tirol N° 13	2	"
Tirol N° 14	18	"
Tirol N° 15	20	"
Tirol N° 16	24	"
Tirol N° 17	4	"
Tirol N° 20	1.33	"
Tirol N° 21	4	"
Tirol N° 24	108	"
Tirol N° 25	10	"
Tirol N° 26	45	"
Tirol N° 27	20	"
Tirol N° 28	12	"
San Gregorio (1)	20	"
San Gregorio (2)-Demasia.....	0.53	"
San Juan Bautista	8	"

En estas tres últimas se encuentra propiamente la veta "Río Pallanga".

3. CONTRATOS EXISTENTES DE LA COMPAÑIA. -

La Compañía tiene contratos de venta de mineral con las siguientes firmas: Cerro de Pasco Corporation, y Mauricio Hochschild y Cía. Ltda.

A la primera se le vende los concentrados de Plomo, mientras que a la segunda los concentrados de Zinc.

CAPITULO II

G E O L O G I A

1. - GEOLOGIA DE LA ZONA. -

Las formaciones geológicas existentes en el área de Río Pallanga, están constituidas por formaciones calcáreas de edad cretácica, superyacidos por capas rojas y volcánicos terciarios.

En los alrededores de la mina, se presenta además una formación dada por una brecha tufácea, que cubre las calizas y las capas rojas. (Según estudio del Dr. Harrinson)

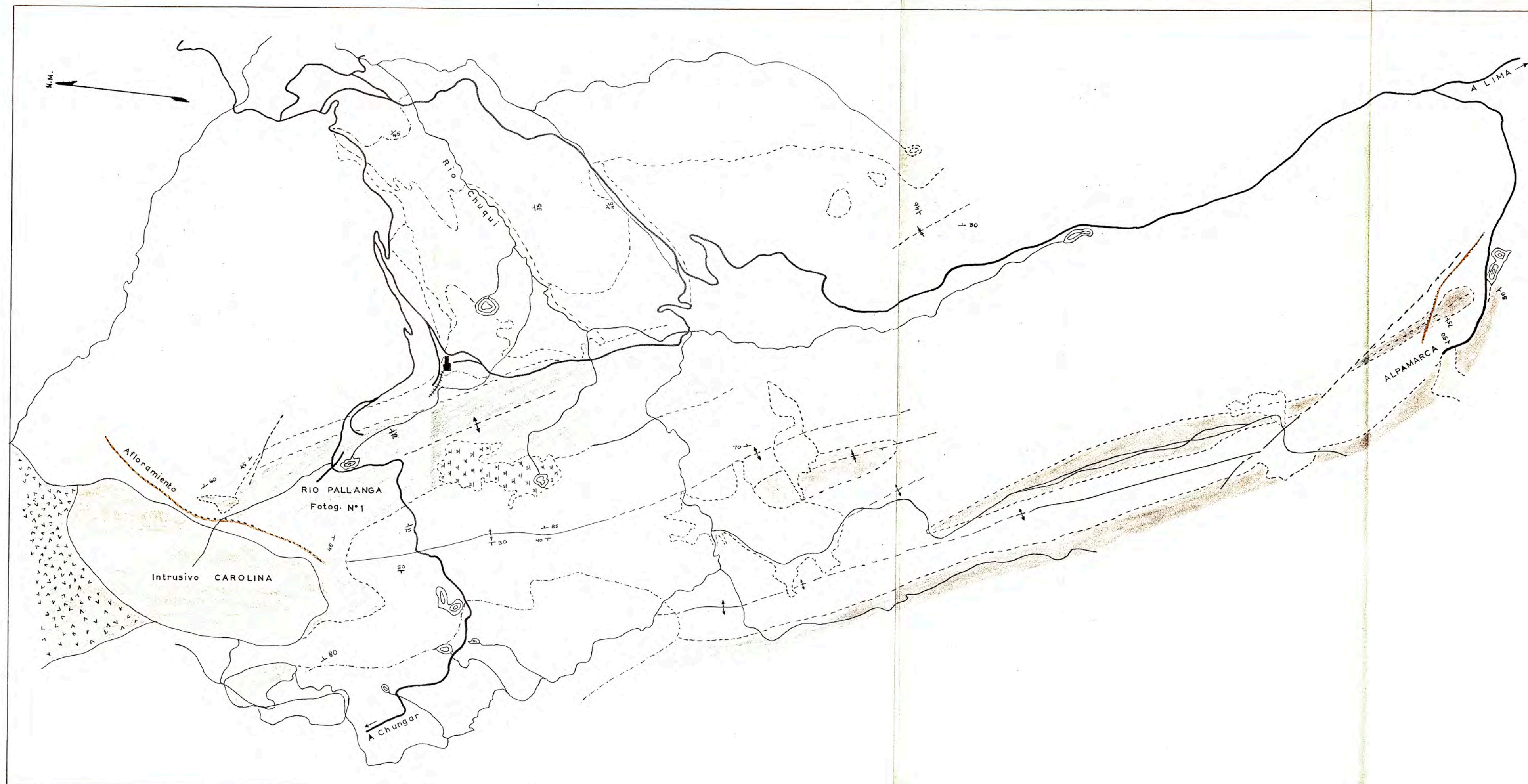
Las rocas más antiguas son cuarcitas y areniscas que se presentan bajo las calizas y se les considera como del Cretácico inferior.

Las rocas estratificadas han sido atravesadas por un pórfido diorítico, que constituye el Stock Carolina, el cual se halla al NW de Río Pallanga.

La Cordillera de Puhaganca, está compuesta de caliza y lutita interestratificada. Esta caliza aflora con un ancho de 4 kilómetros, se extiende desde 5 kilómetros al SE de Santander, por más de 16 kilómetros hacia el NW de Chungar.

Las capas se encuentran bien plegadas y forman un anticlinal muy ancho, de unos 4 ó 5 kilómetros de diámetro, cuya ala septentrional atraviesa la zona minera de Río Pallanga.

El plegamiento extraordinariamente fuerte, de las capas del NW se debe a la intrusión del pórfido (Stock Caro



LEYENDA

- CUATERNARIO**
 - ALUVION
 - MORRENAS
- TERCIARIO**
 - INTRUSIVO CAROLINA
 - INTRUSIVOS VARIOS
 - ROCAS VOLCANICAS
 - CAPAS ROJAS
- CRETASICO**
 - ARENISCAS
 - CALIZAS
 - TUFO BRECHOSO
- Limite de Morrenas
- ↔ Eje de Anticlinal
- * Eje de Sinclinal
- - - Falla

SINDICATO MINERO RIO PALLANGA S.A.
MINA "RIO PALLANGA"

PLANO GEOLOGICO
RIO PALLANGA Y ALREDEDORES

Escala 1 : 20,000

Fecha: Mayo de 1962 A. Marchese R.

lina), que ha levantado los estratos de areniscas que ya antes tenían sus pliegues afectados por el movimiento general andino.

2.- GEOLOGIA REGIONAL.-

Tomando las referencias del estudio del Dr. J. V. Harrison, se considera para la región las siguientes formaciones:

Mesozoico.

Cretásico Inferior: Grupo de Cuarcoitas.

Cretásico Inferior: Grupo de Areniscas.

Cretásico Superior: Grupo de Calizas.

Cenozoico.

Terciario: Serie de Capas Rojas.

Terciario: Serie de Tobas grises.

Terciario: Serie Abigarrada.

Terciario: Grupo Volcánico de colores claros.

Descripción.

a) Cuarcoitas.- Tienen una potencia de 400 metros y son de color gris o blanco. Se presentan a 14 Kms. al Sur de Río Pallanga, en el lugar denominado Pico Yanqui, del que continúa en una faja alargada hacia el NW.

b) Areniscas.- Aflora igualmente en el lugar denominado Pico Yanqui, continuando en una faja angosta desde este punto, hasta el NW de Río Pallanga. Su potencia es de 1,000 metros y se compone principalmente de cuarzo blanco, superpuesta de arenisca de colores.

c) Calizas.- El grupo calizo forma en la región la mayoría de las cumbres y gran parte de la divisoria continental.

La parte superior de la formación es una caliza de color gris, asociada con algunas capas menos resistentes. La parte inferior es más bien delgada y se intercala con pizarras y margas.

La formación se considera más potente en la sección meridional y cerca de las cumbres de Puhaganca, donde están expuestas a lo largo de la carretera a Sango, formando las laderas meridionales de la cadena.

Una banda de cuarcita y arenisca, separa la caliza de Puhaganca de otra gran área de caliza más hacia el Oeste. Al Este, una franja de Capas Rojas separa la caliza de Puhaganca de las de Río Pallanga.

d) Capas Rojas. - Esta formación cubre las calizas del Cretácico, su potencia alcanza hasta 1,500 metros como máximo. Los estratos están inclinados, en ocasiones hasta la vertical, pero generalmente mucho menos.

La principal área occidental de la Serie de Capas Rojas, lo forma una banda de ancho variable desde las alturas de Chungar al NW de Río Pallanga, hasta más allá de Yantac, por el SE.

Considera el Dr. Harrison, que esta serie ocurre en forma discontinua en las vecindades de la Divisoria Continental, en donde puede interdigitarse con rocas volcánicas o estar reemplazadas por ellas.

e) Serie de Tobas Grises. - Son rocas de grano grueso, ripiosas o conglomeráticas y algunas de sus capas exceden de los 30 metros de potencia. La apertura de diaclasas transversales las ornamentan: están en parte interestratificadas con el horizonte superior de las Capas Rojas y en parte se encuentran sobre ellas.

El Dr. Harrison, las considera como un producto de acción volcánica, que empezara al final de las Capas Rojas.

f) Serie Abigarrada. - Esta formación tiene una potencia de 1,100 metros, sobre la cual reposa el Grupo Volcánico de colores claros. Consiste de capas de colores brillantes, la que está restringida a una angosta faja que comienza a lo largo del flanco occidental de la zona de Puhaganca y se ensancha en el extremo Sur, extendiéndose más allá de Yantac en el SE.

g) Grupo Volcánico de Colores Claros. - Consiste en un grupo irregular de rocas volcánicas, entre las que predominan los tufos de color gris claro y las brechas tufáceas; ocupan una banda de terreno de 5 a 10 kilómetros.

Este grupo constituye la formación más joven, excluyendo los depósitos superficiales de material no consolidado (detritus glaciares).

3. GEOMORFOLOGIA. -

El asiento minero Río Pallanga, se encuentra ubicado en un valle en el cual se observan evidencias de erosión Glaciar. El paso del glaciar a dado lugar a un modelado en forma de artesa, con una sección transversal en forma de "U" y paredes laterales con fuerte pendiente.

El glaciar al desplazarse ha englobado fragmentos de rocas y arenas; estos materiales al ser acarreados han ido erosionando y denudando las rocas existentes, dándoles un pulimiento redondeado formándose de esta manera las rocas aborregadas. Otro particular de este tipo de rocas, es la presencia de una serie de peldaños debidos evidentemente al desprendimiento de bloques rocosos que semejan a una peluca rizada colocada con la cara abajo.

La porción alargada resultante del glaciar que actualmente se aprecia entre las paredes del valle y que es propiamente la lengua del glaciar, cuya mayor masa de hielo la ocupó en época anterior, forma hoy en día la extensa zona ocupada por los campamentos.

Las acumulaciones de cantos arrancados de las laderas abruptas en la parte alta de la cuenca del glaciar, ha dado lugar a la formación de morrenas. Según observaciones se ha constatado la presencia de morrenas laterales y una morrena frontal, la cual se formó posiblemente al permanecer estacionario el frente del glaciar durante varios años.

En resúmen los fenómenos de glaciación existentes,

son como siguen:

- 1.- *Formación del valle a manera de "U".*
- 2.- *Paredes laterales con fuerte pendiente.*
- 3.- *Pulimiento y estriación de las rocas circundantes.*
- 4.- *Presencia de morrenas laterales y una gran morrena terminal.*

4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL. -

Generalidades. - *La veta "Río Pallanga", aflora conspicuamente por una longitud horizontal de alrededor 1,600 mts.*

El cuerpo mineralizado en explotación tiene una longitud de 750 metros: la exploración ha reconocido los extremos de la veta solamente hasta una longitud máxima de 1,100 metros.

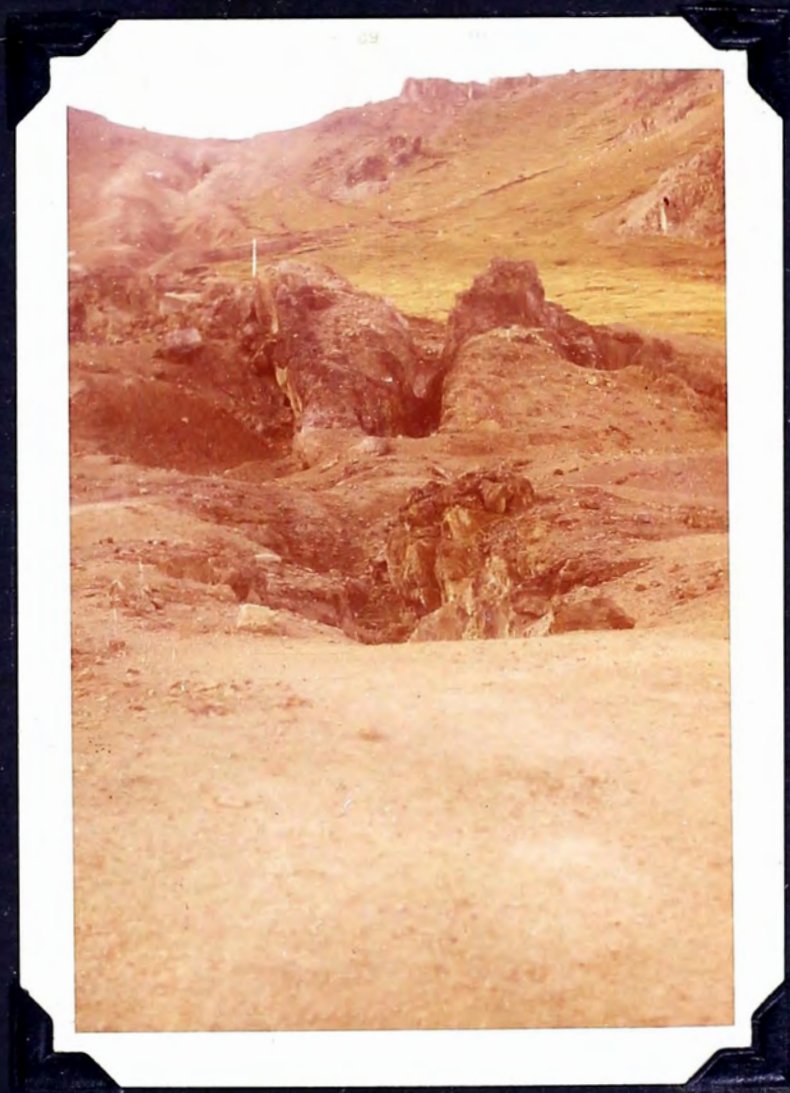
Las características estructurales de la veta, son:

Dirección..... N 20° E N 85° E

Buzamiento..... 85° E

En algunos tramos, el buzamiento se acerca a la perpendicularidad.

En la sección Norte de la veta, es notable la presencia de un ramal con un rumbo promedio de N 30° E. El ramal se origina en los alrededores de la coordenada N 10,700 y lleva mineralización económica en los niveles 100 - 300 y 500: en cambio en los niveles 600 - 800 y 1,000 parece ser muy pobre y se presenta solo como una fractura bien formada. En los niveles 1,300 y 1,400 el ramal lleva mineralización económica.



FOTOGRAFIA N°3. Afloramiento de
la veta Rio Pallanga

En los niveles inferiores, los dos ramales de la veta na han sido aún completamente estudiados.

a) Plegamientos.- La estructura regional consiste en una serie de pliegues con dirección NW, cortadas por varias fallas de sobreescurreamiento que corren más o menos paralelamente a los ejes de los pliegues.

El plegamiento comenzó después de la deposición de las Calizas del Cretácico Inferior y continuó durante la deposición de las Capas Rojas y de las Capas Abigarradas.

La Cordillera Puhaganca, consiste en una serie de estratos de caliza, presentándose fuertemente plegados. El flanco oriental buza hacia el Oeste.

Las Capas Rojas aparecen inclinadas, formando un pequeño sinclinal abierto, aproximadamente al NW de los campamentos de Río Pallanga.

Al Este de las Capas Rojas se encuentra un gran anticlinal asimétrico, en sus flancos presenta pliegues pequeños. Este anticlinal es cortado cerca de su eje por el Stock Carolina.

b) Fallas.- Las fallas observadas en el yacimiento "Río Pallanga" son pequeñas y todas ellas del tipo normal: muchas veces con desplazamientos casi imperceptibles. La falla de mayor importancia, se encuentra en el nivel 400, ha originado un desplazamiento horizontal de dos metros aproximadamente a la veta principal, Esta falla empieza al término



FOTOGRAFIA N° 4.- Vista de los Nevados del Pujhanca.

del tajeo 452.

La veta se angosta y ramifica hacia las partes superiores; las ramificaciones tienen una dirección promedio de N - NE.

En los terminales del afloramiento, se encuentran diaclasas rellenas con minerales de Antimonio.

Otras Fallas. - Según estudios realizados en esta región por el Dr. Harrison, ha localizado cinco fallas importantes:

1° Puhaganca.

2° Chungar - Pico Yanqui.

3° Verdecocha.

4° Pico Yanqui - Yantac.

5° Santo Domingo.

El intrusivo Carolina está bordeado al Este y al Oeste, por fallas ocupadas en la actualidad por vetas de cuarzo bien definidas.

5. GEOLOGIA ECONOMICA

A. - ORIGEN DEL YACIMIENTO. -

El origen de la mineralización de la veta "Río Pallanga", puede explicarse de la siguiente manera:

Al producirse el derrame magmático en la superficie, este sufrió un enfriamiento brusco que produjo una gran fractura, la que manifiesta ser formada a no mucha profundidad, pues fué producida por movimientos de la roca misma durante el proceso de enfriamiento.

Posteriormente se produjeron otros movimientos en la

región, dando origen probablemente a unas pocas fracturas que mantuvieron cierta concordancia con la primitiva. Estas fracturas posteriores al levantamiento principal, sirvieron como vías de circulación a las soluciones mineralizantes que emergieron del fondo magmático, permitiendo la mineralización o relleno de la principal fractura, constituyendo la veta objeto de nuestra actual explotación.

B. CLASIFICACION DEL YACIMIENTO. -

El yacimiento Río Pallanga, goza de las características propias de los yacimientos superficiales Epigenéticos, o sea formados posteriormente a la roca encajonante; este ya cimiento Epigenético, se presenta en forma filoneana.

Según la clasificación de Lindgren, pertenece al tipo de yacimientos Hidrotermales, dentro del rango Epitermal.

C. CARACTERISTICAS GENERALES. -

La veta en explotación es de potencia irregular, va ría desde 0.60 metros hasta 3.0 metros, de modo que en promedio es de 1.80 metros.

La roca encajonante presenta alteración hidrotermal: en las cercanías a la veta se halla silicificada; los restos calcáreos, recristalizados, presenta algo de pirita diseminada y están cruzados por venillas de cuarzo y calcita.

D. MINERALOGIA. -

El yacimiento Río Pallanga ofrece minerales comerciales de: Plomo - Zinc - Plata y Cobre.

Minerales de Plomo.-

GALENA: SPb

Sistema cristalino: Cúbico.

Cristalizada se presenta en cubos, octaedros, solos o combinados. También en agregados lamelares; masas compactas y formas arracimadas.

Propiedades físicas: clivaje cúbico perfecto; fractura subconcoidal; dureza 2.5; brillo metálico; color gris de plomo.

Se halla asociado generalmente con la blenda y minerales argentíferos.

Minerales de Zinc.-

BLENDA: SZn

Sistema cristalino: Cúbico.

Cristalizada se presenta en tetraedros, rombododecaedros y hexaedros, solos o combinados. También en agregados lamelares, granulares; formas arracimadas y masas compactas.

Propiedades físicas: clivaje perfecto, según las caras del rombododecaedro; fractura concoidal y terrosa; dureza 3.5; brillo adamantino; color: se presenta en tres variedades, marrón amarillento pálido, marrón amarillento y marrón.

Es más abundante que la galena, se halla asociada a esta: también con sulfuros de cobre.

Minerales de Plata.-

ARGENTITA: SAg_2

Sistema cristalino: Cúbico.

Cristalizado en cubos, octaedros, solos o combinados. Masas irregulares compactas y diseminado.

Propiedades físicas: *clivaje subconcoidal; dureza 2.5; brillo metálico; color gris de plomo oscuro.*

Este sulfuro, es el mineral de plata más importante. Se halla asociada principalmente a la galena.

Minerales de Cobre.-

TETRAEDRITA: $S_{13}Sb_4(Cu, Fe, Zn, Ag)_{12}$

Es un sulfoantimoniuro complejo de cobre y fierro con cantidades variables de zinc, plata, mercurio y arsénico. En el caso de este yacimiento, los dos últimos elementos están ausentes.

Sistema cristalino: *Cúbico.*

Se presenta en cristales tetraédricos, combinados con otras formas de la misma clase cristalina. También en agregados granulares; masas compactas; diseminado.

Propiedades físicas: *fractura concoidal; dureza 4.0; brillo metálico brillante; color gris de acero, negro de fierro.*

Se presenta comunmente asociado con pirita, blenda y galena.

Otras Especies Minerales.

Bajo este título me ocuparé de todos los demás minerales que encierra la veta "Río Pallanga", sin ser estos explotados por carecer de importancia económica.

CUARZO: SiO_2

Sistema cristalino: *Romboédrico.*

Generalmente se presenta cristalizado, en diferentes combinaciones de romboedros con prisma ditrigonal. También se presenta en agregados granulares; masas compactas. Propiedades físicas: fractura concoidal; dureza 7; brillo vitreo; color blanco, incoloro y de las más diversas coloraciones.

Es uno de los minerales de Silicio más corrientes, se halla como constituyente esencial en la mayoría de las rocas.

CALCITA: CO_3Ca

Sistema cristalino: Romboédrico.

Formas cristalizadas: Romboedros, prismas, pirámide, pinacoides basal. Se presenta también en agregados lamelares; masas compactas; formas arracimadas.

Propiedades físicas: clivaje romboedral; fractura concoidal; dureza 3.0; brillo vitroso y terroso; color blanco a incoloro, grisáceo, rosado.

Este carbonato constituye la ganga más abundante del yacimiento Río Pallanga.

DOLOMITA: $CO_3 (Ca, Mg)$

Sistema cristalino: Romboédrico.

Se presenta cristalizado generalmente en romboedros. También se encuentra en agregados granulares, lamelares, terrosos; masas compactas.

Propiedades físicas: clivaje romboedral; fractura subconcooidal; dureza 3.5; brillo perlado, vitroso, mate; color blanco,

pardo a negro, incoloro.

Se presenta asociado a la mena, pero no en abundancia, generalmente formando vetillas.

PIRITA: S_2Fe

Sistema cristalino: Cúbico.

Formas cristalizadas: cubos, piritoedros, octaedros, solos o combinados. También en agregados granulares; formas arriñonadas, globulares; masas compactas; diseminado.

Propiedades físicas: fractura concoidal; dureza 6; brillo metálico brillante; color amarillo latón, amarillo de oro.

Es uno de los minerales más comunes, se le encuentra tanto en el filón, como ampliamente diseminado en toda la roca ignea.

REALGAR: SAs

Sistema cristalino: Monoclínico.

Formas cristalinas: en pequeños cristales prismáticos, cortos o alargados. También en agregados granulares finos o gruesos; eflorescencias, incrustaciones y diseminado.

Propiedades físicas: clivaje según el clinopinacoide; fractura concoidal; dureza 1.5 a 2.0; brillo resinoso; color rojo (aurora).

Aparece en las fracturas de los otros sulfuros formando manchas y vetillas en las cajas de la veta. Comunmente asociado a Oropimente.

OROPIMENTE: S_3As_2

Sistema cristalino: Monoclínico.

Formas cristalinas: con poca frecuencia cristales prismáticos. Comúnmente en agregados lamelares y aciculares; costras pulverulentas.

Propiedades físicas: clivaje perfecto según el clinopinacoide; dureza 1.5 a 2; brillo perlado, resinoso; color amarillo limón de varios tonos.

Se le encuentra en las mismas condiciones que el Realgar y generalmente asociado a este.

ESTIBINA: S_3Sb_2

Sistema cristalino: Ortorrómbico.

Formas cristalinas: cristales prismáticos gruesos y delgados, a menudo estriados. También en agregados fibrosos, aciculares; masas compactas.

Propiedades físicas: clivaje perfecto; fractura astillosa; dureza 2 a 2.5; brillo metálico brillante; color gris de plomo a gris de acero.

Se presenta en los extremos Norte y Sur de la veta.

Silicatos.

CAOLIN: $Si_4O_{10}Al_4(OH)_8$

Sistema cristalino: Monoclínico.

Formas cristalinas: cristales pequeños de apariencia hexagonal. Generalmente en agregados granulares; masas terrosas, sueltas, compactas.

Propiedades físicas: clivaje basal perfecto; fractura terrosa; dureza 1 a 2; brillo terroso; color blanco, parduzco, grisáceo.

Se presenta como alteración de los feldespatos, procedentes del pórfido diorítico.

OXIDOS.-

Los más comunes HEMATITA: Fe_2O_3 y LIMONITA: $FeO(OH) \cdot n H_2O$.

Se encuentran en pequeñas cantidades en las partes oxidadas del yacimiento.

E. PARACENESIS. - (Según estudio realizado por el Ing. Edgardo Ponzoni.)

El primer mineral en depositarse fué cuarzo cristalino, especialmente en la sección norte de la veta, seguido por cuarzo lechoso que reemplaza y rellena fracturas en el cuarzo anterior. Estos cuarzos rellenaron la fractura preexistente formando una veta compacta. Las zonas de cambio de rumbo se caracterizan porque la fractura no está bien formada y la veta se halla constituida en este caso por venillas que ocupan las zonas de cizallamiento. Existen además venillas de cuarzo en la caja Este de la veta.

Luego, probablemente se depositaron los carbonatos, principalmente calcita y algo de dolomita y comenzó a depositarse la pirita. La tetraedrita se depositó a continuación,

probablemente al comienzo de la deposición de la mineralización de zinc, la que continuó acompañada por algo de pirita, después del cese de la deposición de las tetraedritas.

La galena (algo argentífera) comenzó a depositarse a continuación y se le encuentra relleno los espacios vacíos y reemplazando a los minerales anteriores, especialmente a la esfalerita rubia. Es posible que después se depositara una nueva generación de pirita.

El final de la actividad mineralizante estuvo marcada por la deposición de realgar y oropimente, minerales que se encuentran en forma de costras y venillas delgadas cortando a los minerales más antiguos.

F. DISTRIBUCION DE LOS MINERALES. -

Blenda. - La blenda se halla distribuida algo irregularmente en todo el cuerpo mineralizado.

a) Hacia el Norte del cuerpo mineralizado se le observa formando un clavo de alta ley desde el nivel 100 hasta el nivel 1,400, con una extensión lateral de alrededor de 200 metros. A partir de este nivel la mineralización disminuye y se angosta; en el nivel 1,600 se presenta como lentes pequeños discontinuos. En el nivel 1,800, se hallan también estos lentes .

b) Hacia el centro del cuerpo mineralizado, la blenda forma un clavo de límites irregulares especialmente notable en los niveles superiores, desde el nivel 100 al 1,200, con mayor abundancia de mineral en el nivel 600. Este cuerpo

tiene una extensión lateral de alrededor 150 metros y su límite Norte es gradacional con el anteriormente descrito. En el nivel 1,400, la blenda forma numerosos lentes ricos unidos por zonas de baja ley. Las leyes son aún menores en el nivel 1,600 donde prácticamente no se le observa. En el nivel 1,800, se observa sin embargo, una mayor cantidad de blenda y parece posible que exista otros lentes a mayor profundidad.

c) Hacia el Sur del cuerpo mineralizado, la blenda forma un clavo muy irregular con abundantes zonas de baja ley entre las zonas ricas. El mineral es abundante en el nivel 1,000, hacia los niveles superiores hay lentes aislados de alta ley. Por debajo del nivel 1,000 la blenda disminuye notablemente y forma lentes aislados a la altura de los niveles 1,400 y 1,600. En el nivel 1,800 se observa sin embargo, una zona con leyes altas, que parece indicar la continuación en profundidad de esta mineralización.

Galena. - La galena tiende a formar cuerpos lenticulares de longitudes variables (150 metros de largo como máximo).

a) En el Norte, existen 3 lentes: el superior se halla entre los niveles 200 y 400, tiene 70 metros de extensión lateral y 90 metros de profundidad; es seguido por otro lente más pequeño, notable en el nivel 800, donde tiene 80 metros de largo y 80 metros de profundidad. El tercer

lente es de forma más alargada tiene alrededor de 130 metros de largo y 150 metros de profundidad. Este lente se extiende desde el nivel 1,000 alcanzando su mayor desarrollo en el nivel 1,200 y se adelgaza progresivamente hasta el nivel 1,600.

b) Hacia el centro del cuerpo mineralizado existe un clavo de galena, cuyo mayor desarrollo está en el nivel 600, donde alcanza una extensión lateral de 150 metros. Este clavo se adelgaza hacia arriba presentando zonas de baja ley. En profundidad se vuelve notablemente irregular y se extiende como lentes delgadas, muchos de ellos aislados hasta el nivel 1,400. El clavo está ausente en el nivel 1,600. En el nivel 1,800 se observan algunas leyes altas que parecen corresponder a este clavo.

c) Hacia el Sur, la galena ocurre como un clavo irregular con una extensión lateral de alrededor 150 metros. Las zonas de alta ley tienden a ser estrechas y lenticulares unidas por zonas de leyes intermedias. El clavo se halla desarrollado entre los niveles 400 a 1,400, donde se angosta rápidamente para desaparecer en parte en el nivel 1,600. En el nivel 1,800, se están encontrando zonas de alta ley que representan las partes inferiores de este clavo.

Argentita. - *Este mineral de plata se halla presente principalmente en los niveles superiores donde forma un cuerpo de alta ley.*

a) En el extremo Norte abarca desde el nivel 100

hasta el nivel 1,000, donde el clavo se angosta bruscamente y forma lentes aislados que alcanzan hasta el nivel 1,400. En el nivel 1,600 las leyes son bajas y solo se encuentra un pequeño lente.

b) Hacia el centro del cuerpo mineralizado, se le encuentra abundante en los niveles altos, llegando en profundidad hasta cerca del nivel 1,000. Hacia abajo de este nivel se encuentra una zona de leyes bajas donde la mineralización de plata ocurre como pequeños lentes, está ausente en el nivel 1,600 y aparece esporádicamente en el nivel 1,800.

c) Hacia el Sur, la argentita está distribuida irregularmente, formando lentes que tienden a angostarse en los niveles inferiores. Las zonas con mayor cantidad de este mineral se encuentran en los niveles 600, 800 y 1,000. Hacia abajo de estos niveles, los lentes son más irregulares y prácticamente desaparecen en el nivel 1,600. En el nivel 1,800, se observan pequeños lentes en la proyección de este cuerpo.

Tetraedrita. - Este mineral es menos abundante que los anteriores descritos.

a) En el Norte, la tetraedrita forma un clavo de regular ley, siendo más abundante entre los niveles 100 y 400. Entre los niveles 600 y 800 existe una zona de leyes más bajas, pero vuelve a aumentar entre los niveles 800 y

1,000. Bajo estos niveles se presenta como lentes alargados que se estrechan hasta desaparecer en el nivel 1,600.

b) Hacia el centro del cuerpo mineralizado se encuentran leyes altas en los niveles superiores, entre los niveles 200 y 600. En profundidad las leyes son irregulares y desaparecen en el nivel 1,400. En el nivel 1,800 se encuentran en la proyección de esta zona, dos muestras con altas leyes en cobre.

c) Hacia el Sur, forma lentes pequeños y discontinuos, que rara vez pasan de los 5 metros de profundidad y 20 metros de extensión lateral. En profundidad disminuyen notablemente hasta el nivel 1,400. Bajo este nivel las leyes altas desaparecen completamente.

G. RESERVAS DE MINERAL. -

Como resultado de la cubicación realizada al 31 de Diciembre de 1,961, se han obtenido las cantidades siguientes:

Toneladas	% Zn	% Pb	% Cu	Onz/Tn Ag
650,444.390	3.80	2.89	0.181	4.08

Para la realización de los cálculos de Reservas, se han tenido en cuenta los siguientes pasos:

a) DELIMITACION.

Un block en una veta queda delimitado por dos galerías y dos chimeneas. Para la explotación de este yacimiento, las galerías se han separado una de otra por una distancia vertical de 47.0 metros, mientras que las chimeneas se han hecho a una distancia horizontal de 50.0 metros una de otra.

b) MUESTREO.

El muestreo para los efectos de la cubicación del mineral se ha realizado por medio de canales transversales. Las dimensiones de los canales son de 4 a 5" de ancho, 1 a 2" de profundidad y una longitud igual a la potencia de la veta.

Las galerías han sido muestreadas a una equidistancia de 2 metros. En las chimeneas se han tomado muestras cada 3 metros de equidistancia.

c) CLASIFICACION DEL MINERAL.

Una vez delimitados los blocks de mineral, se ha procedido a clasificarlos de acuerdo al muestreo realizado. Así tenemos:

Mineral "Probado", se da esta denominación a todo block en el que no existe ningún riesgo de discontinuidad de la mineralización, y

Mineral "Posible", a aquellos blocks en los que hay algún riesgo, pero no obstante se puede asumir la continuidad del mineral.

En los cálculos de reservas, se ha tenido en cuen

ta solamente los dos tipos de mineral mencionados anteriormente.

Se tiene además mineral "Posible": se considera como tal, aquel mineral que no puede tomarse como dato seguro para la explotación, el cálculo de este mineral es dudoso y toda suposición corre un riesgo grande al tratar de predecir siquiera un valor y un tonelaje aproximado, por esta razón no puede considerársele como reservas minerales. Pero eso sí: se le tendrá en cuenta para futuros cálculos de reservas.

d) CALCULO DE RESERVAS.

Como lo que se trata de averiguar es el tonelaje y la ley del mineral, se necesita obtener la ley promedio y el peso.

Ley Promedio.- Para calcular la ley promedio del mineral en un block, se toman muestras en las galerías y en las dos chimeneas que delimitan al block, hecho esto es necesario obtener un promedio de todas las leyes halladas, esto se consigue mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Ley Promedio} = \frac{\text{Suma de Potencias} \times \text{Ley}}{\text{Suma de Potencias}}$$

Peso.- Para obtener el peso, se considera al block como un prisma de base rectangular (dada por la distancia entre las dos chimeneas y por la distancia entre los dos niveles) y el ancho (dado por la potencia promedio de

la veta). Luego el peso se obtendrá aplicando las siguientes fórmulas:

$$(1) \text{ Potencia Promedio} = \frac{\text{Suma de Potencias}}{\text{N}^\circ \text{ de muestras}}$$

$$(2) \text{ Volúmen} = \text{Area de la base} \times \text{Potencia Promedio.}$$

$$(3) \text{ Tonelaje} = \text{Volúmen} \times \text{Peso específico.}$$

Este es el proceso del que me he valido para confeccionar los cuadros de cubicación.

DISTRIBUCION POR NIVELES DEL MINERAL "PROBADO".

El presente cuadro representa las Reservas de Mineral "Probado" que se tiene en los diferentes niveles, con sus respectivos porcentajes.

M I N E R A L P R O B A D O						
Niveles	%	T.M.	% Zn	% Pb	% Cu	Oz/tn. Ag
Príncipe	11.75	62,915.591	3.87	2.63	0.134	2.86
100	4.72	25,291.266	4.44	3.05	0.648	18.35
200	6.03	32,313.515	2.79	2.09	0.210	4.30
400	0.96	4,851.561	6.02	5.46	0.550	14.55
800	1.12	6,250.530	2.93	1.41	0.086	4.07
1,200	15.52	83,148.287	4.93	3.19	0.280	5.04
1,300	4.34	23,272.266	4.34	2.80	0.129	3.80
1,400	8.91	47,730.060	5.81	3.94	0.243	4.39
1,600	21.31	114,116.117	4.48	3.30	0.175	3.49
1,800	25.34	135,725.415	3.87	2.77	0.960	2.66
Total	100.00	535,614.608	4.01	3.17	0.178	4.30

DISTRIBUCION POR NIVELES DEL MINERAL "PROBABLE".

El próximo cuadro nos da una idea de las Reservas de Mineral "Probable" que se disponen de los diferentes niveles.

<u>M I N E R A L P R O B A B L E</u>						
<i>Niveles</i>	<i>T. M.</i>	<i>Pot.</i>	<i>% Zn</i>	<i>% Pb</i>	<i>% Cu</i>	<i>Oz/Tn Ag</i>
<i>Princine</i>	14,229.077	1.23	5.43	2.70	0.217	4.29
200-S	2,528.560	1.20	2.63	1.86	0.102	2.22
1,000-N	6,455.883	1.47	3.81	2.39	0.301	8.25
1,000-S	4,453.769	1.31	4.35	2.63	0.102	2.92
1,200-N	7,343.574	1.38	1.03	0.69	0.027	2.66
1,200-S	3,013.296	1.20	0.15	0.05	0.000	0.04
1,300-N	7,173.168	1.28	2.34	0.06	0.063	2.35
1,400-N	15,168.929	1.53	2.41	1.44	0.099	3.80
1,600-N	6,273.198	1.80	5.41	2.36	0.320	7.54
1,600-S	1,453.108	1.46	1.90	0.16	0.000	0.19
1,800-N	1,875.793	1.20	2.58	1.49	0.085	1.83
1,800-S	4,848.486	1.90	0.44	0.21	0.000	0.03
1,800	29,694.179	1.74	3.80	2.48	0.970	2.67
TOTAL	114,829.782	1.45	2.81	1.60	0.195	3.06

RESERVAS MINERALES TOTALES - 1,962.

En el cálculo de las Reservas minerales totales, se han tomado en cuenta el porcentaje que aportan tanto el mineral Probado como el mineral Probable.

RESERVAS MINERALES TOTALES						
Mineral	%	T. M.	% Zn	% Pb	% Cu	Oz/Tn Ag
PRORADO	82.35	535,614.608	4.01	2.91	0.178	4.30
PROBABLE	17.65	114,829.782	2.81	1.60	0.195	3.06
Total	100.00	650,444.390	3.80	2.89	0.181	4.08

GANANCIA DE RESERVAS. -

1,961.- Toneladas Extraídas de Mina.....	121,788 +
1,962.- Reservas Totales.....	<u>650,444</u>
Total.....	772,232 -
1,961.- Reservas Totales.....	<u>619,914</u>
1,962.- Ganancia en Reservas Minerales.....	<u>152,318</u>

Relación de Toneladas Ganadas á Toneladas Extraídas en 1961.

Toneladas Ganadas.....	<u>152,318</u> = 1.25
Toneladas Extraídas en 1961.....	121,788

Relación de Toneladas Ganadas por Metro de Desarrollo.

Ganancia en Reservas Minerales.....	152,318.00
Desarrollo y Exploración en 1961.....	1,911.27
$152,318.00 / 1,911.27 = 79.694 \text{ Tn/mts.}$	

CONCLUSIONES. -

Comparando las Reservas de los últimos 3 años, tenemos:

<u>Años</u>	<u>Toneladas</u>	<u>% Zn</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Cu</u>	<u>Onz./Tn Ag</u>
1959	517,402.2	5.44	3.93	0.29	5.67
1960	570,737.8	4.70	3.30	0.24	4.98
1961	619,914.9	4.78	3.04	0.23	4.58
<hr/>					
59 - 60	+53,335.6	-0.74	-0.63	-0.05	-0.69
60 - 61	+49,177.1	+0.08	-0.26	-0.01	-0.40
61 - 62	+30,529.5	-0.98	-0.15	-0.05	-0.50

1.- Vemos que las leyes promedios generales conforme se ha profundizado y se ha llegado a determinados topes en las galerías que se han desarrollado, van disminuyendo paulatinamente, compensando a esta baja de leyes el incremento de un tonelaje superior en los últimos años pasados.

2.- Que al efectuarse la comparación entre las leyes de Yacimiento y las extraídas de la Mina a pasarse por

<u>Planta tenemos:</u>	<u>% Zn</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Cu</u>	<u>Onz./Tn Ag</u>
1961.- Extraídas de Mina:	5.31	3.26	0.20	4.12
1962.- Reservas Totales:	<u>3.80</u>	<u>2.89</u>	<u>0.18</u>	<u>4.08</u>
DIFERENCIA:	-1.51	-0.37	-0.02	-0.04

Ahora, comparando con el mineral Probado que se va a explotar de inmediato en el año 1962, se tiene:

(Sigue a la vuelta)

	<u>% Zn</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Cu</u>	<u>Onz./Tn Ag</u>
1961.- Extraídas de Mina:	5.31	3.26	0.20	4.12
1962.- Mineral Probado :	<u>4.01</u>	<u>3.17</u>	<u>0.19</u>	<u>4.30</u>
DIFERENCIA:	-1.30	-0.09	-0.01	+0.18

3.- Que las leyes que se pasarán por Planta seguirán siendo inferiores a la de años anteriores, salvo la ley de plata que tendrá un ligero aumento para este año, en cuanto a mineral Probado se refiere.

H. VIDA PROBABLE DE LA MINA. -

Tomando en cuenta el total de Reservas calculadas (Probadas más Probables) y el tonelaje que anualmente se extrae de la Mina, tenemos que la vida probable de la mina será:

$$\frac{650,444.390}{121,788.000} = 5.34 \text{ Años}$$

Vida Probable de la Mina: Cinco Años.

CAPITULO III

M I N E R I A

1.- LABORES DE EXPLORACION.

A) GEOQUIMICA.

a) Generalidades.- La Exploración Geoquímica de depósitos minerales, comprende la investigación é interpretación de anomalías químicas, relacionadas directa o indirectamente a la mineralización, en una amplia gama de sustancias naturales, tales como rocas, suelos, aguas naturales y vegetación, con el objeto de ayudar a la localización de depósitos minerales ocultos. Se trata de un nuevo campo del esfuerzo científico que se ha desarrollado en los últimos años.

b) Exploración Geoquímica en Río Pallanga.- Con el fin de incrementar sus reservas, el Sindicato Minero "Río Pallanga", S. A. está ejecutando un programa de Exploración Geoquímica. La extensión que comprende esta exploración es de un kilómetro de radio, tomando como centro los campamentos de la Mina Río Pallanga.

c) Materiales Empleados.- Entre estos tenemos los siguientes:

1 Juego de aros de madera para malla.

2 Cucharitas de plástico para medida.

2 Probetas graduadas de 25 ml. con tapa esmerilada.

1 Probeta graduada de 50 ml. con tapa esmerilada.

- 1 Frasco de plástico para agua desmineralizada.
- 1 Frasco de plástico grande para el extractor concentrado.
- 1 Frasco de plástico chico para el extractor diluido.
- 1 Frasco de plástico chico para Amoniaco.
- 1 Frasco de plástico chico para Ditizona concentrada.
- 1 Frasco de plástico chico para Ditizona diluida.
- 1 Cubeta de plástico.

d) Reactivos.- Los reactivos utilizados en los análisis para la determinación de indicios de metales, son:

- 10 Cápsulas de gelatina.
- 100 mgr. de Ditizona (Diphenyl Thio Carbazone).
- 2 lbs. de Tolueno.
- 500 cc. de Solución Extractora concentrada.
- 100 cc. de Amoniaco.
- 5 litros de agua desmineralizada.
- 1 papel para PH 8.5.
- Tela de nylon para malla.

Composición de la Solución Extractora:

- 20 gr. de Cloruro de Hidroxilamina.
- 100 gr. de Citrato de Amonio.
- 200 cc. de Tetracloruro de Carbono.
- 100 mgr. de Ditizona.
- 100 cc. de Amoniaco.

e) Plan de Trabajo.- En primer lugar se ha hecho un Plano de Drenaje de la zona en exploración, a partir de aero-

fotografías. De acuerdo a este plano, se están tomando muestras en los cauces de riachuelos (tanto secos como activos) y en las partes bajas de las quebradas. Las muestras consisten en sedimentos tomados en el fondo o a los lados de los lugares mencionados. Estas son analizadas en el Laboratorio, aunque podría realizarse el ensayo en el mismo campo, pero muchas veces las muestras obtenidas se encuentran húmedas, necesitando en primer lugar un secado completo.

El análisis se lleva a cabo de acuerdo a técnicas colorimétricas, o sea la cantidad del elemento buscado está indicada por cambios de color o tono de las soluciones.

La sensibilidad de los reactivos orgánicos empleados es de orden 0.1 a 10 partes por millón, razón por la cual debe tenerse mucho cuidado en obtener reactivos muy puros y prevenir toda contaminación causada por recipientes sucios o reactivos impuros.

Hasta la fecha la Exploración Geoquímica se encuentra en esta etapa de trabajo. El siguiente paso será: registrar los resultados en un plano, que generalmente se hacen de la misma escala que los planos geológicos de la zona en estudio. Una vez ploteados los resultados de los análisis, los puntos de concentraciones iguales de un metal se juntan por medio de líneas de contorno para demostrar la configuración de la distribución del metal.

f) Interpretación. - En la interpretación de estos Planos "Metalométricos", debe tomarse en cuenta toda clase

de datos: topografía, movimiento de aguas subterráneas, condiciones del suelo, etc., antes de llegar a cualquier decisión respecto a la ubicación de la fuente de dispersión.

B) GEOFISICA.-

Se tiene planeado un programa de Exploración Geofísica a cargo del Ing. Parker Gay, con el fin de reconocer los límites de la veta del yacimiento "Río Pallanga" en sus extremos Norte y Sur.

Para lo cual cuenta con un aparato modernísimo que lleva por nombre "AFMAG" (1). El método por aplicarse sería el ELECTRO - MAGNETICO.

Las mediciones se harán como he mencionado anteriormente a lo largo de la veta, a partir de los extremos Norte y Sur (600 metros de longitud en cada ala) y (400 metros de ancho).

De realizarse este trabajo, se tendrá conocimiento de los límites económicos del yacimiento, dato que hasta el momento se ignora.

(1): Audio Frecuencias Magnéticas.

2.- LABORES DE PREPARACION Y DESARROLLO.

A- ACCESO.-

Para llegar a las labores en explotación se dispone de una cortada, cuya longitud es de 1,500 metros, recibe el nombre "Pardo" y corta a la veta en el nivel 800. A partir de este nivel baja un pique con una longitud de 250 metros, dando comunicación a los niveles: 1000, 1200, 1400, 1600 y 1800. Este pique es el N° 3, consta de tres compartimientos, dos de ellos son de izaje y el tercero para escalera, tuberías de aire y agua. El enmaderado se ha hecho con madera Pino Oregón.

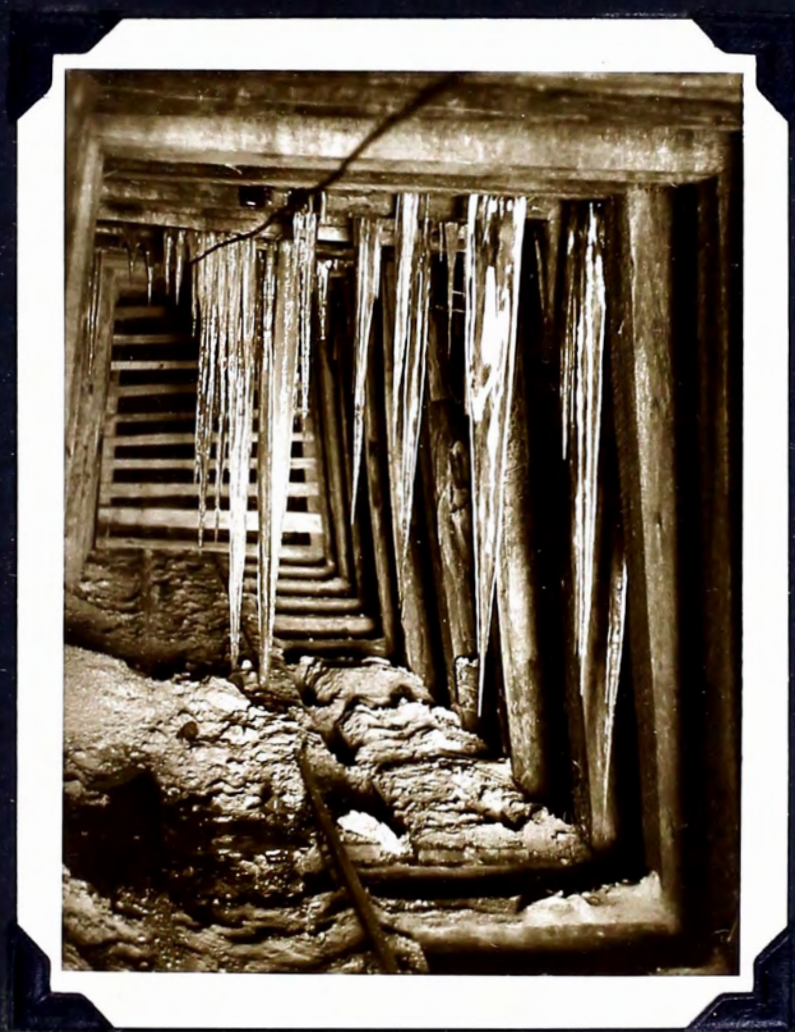
Cortada "Pardo".- La cortada "Pardo" es de una sola vfa (ida y vuelta); su sostenimiento es eventual, en algunas partes se ha colocado solamente puntales, en otras cuadros de dos piezas, en las zonas en las cuales el terreno no es lo suficiente duro, se ha armado cuadros rectangulares.

La pendiente que se le ha dado es de 5 por 1,000.

Esta cortada además de servir para la extracción del mineral, sirve de desagüe, pues toda el agua proveniente de los niveles superiores (200, 400 y 600) va a parar al nivel 800, desaguando a la superficie por la cortada "Pardo".

Cortada "Chuqui".- Corta a la veta en el nivel 1400, tiene una longitud de 3 kilómetros. Fue hecha con el fin de desaguar las aguas de los niveles inferiores.

Se le emplea además cuando se necesita introducir madera, la cual es usada en las labores de los niveles 1600 y 1800.



FOTOGRAFIA N°5. Cortada Chuqui.

B- PREPARACION Y DESARROLLO.

Las labores de preparación y desarrollo nos permiten determinar la posición, tamaño y características del mineral, así como también de la roca encajonante.

a) Galerías. - Son hechas sobre veta, a una equidistancia de 47 metros una de otra; su sección es de 8' x 10'.

Enmaderado. Se encuentran enmaderadas de Norte a Sur con cuadros trapezoidales, estos constan de los siguientes elementos y dimensiones:

2 postes de 8" x 8" x 7'1"

1 sombrero de 8" x 8" x 66"

2 tirantes de 5" x 8" x 40"

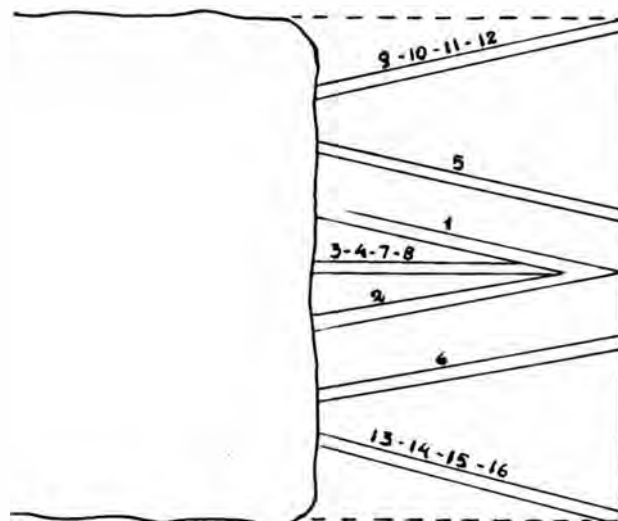
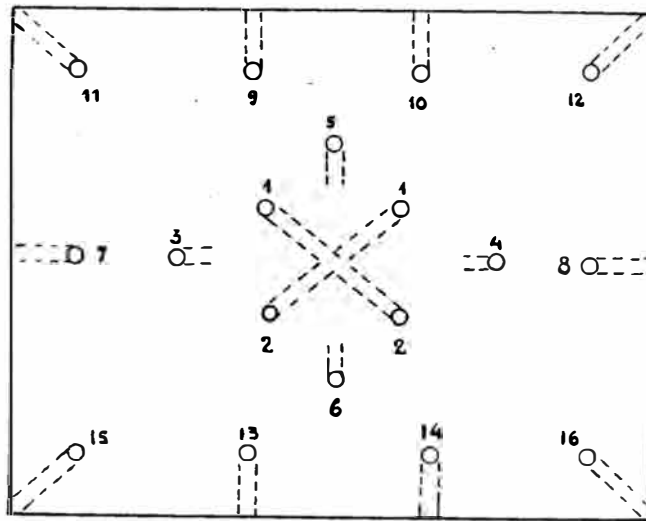
1 solera de 5" x 8" x 10'

Los cuadros a lo largo de toda la galería son enrejados con tablas de 2" x 6" x 7'. En la parte superior va colocada la camada. A veces se coloca un doble sombrero de sección 5" x 8", esto se hace cuando los cuadros tienen que soportar mucha carga.

Perforación. Las máquinas empleadas para la perforación de frontones, se emplean también en los tajeos, se hace esto por la característica de tener movimiento articulado.

Los barrenos utilizados en la perforación son huecos y de sección hexagonal. Se usan de dos tamaños: la perforación se empieza con el patero cuya longitud es de 3', luego se introduce el pasador, el cual tiene una longitud de 5'.

TRAZO PARA FRONTON



De modo que la longitud máxima de los taladros es de 5'.

El trazo de perforación de los taladros lo muestro en el Plano adjunto. El orden de encendido es el siguiente: 1° los arranques (cuñas), 2° los ayudas, 3° los alzas, 4° los cuadros y 5° los arrastres. El número de taladros es de 18 á 24 (varía de acuerdo a la dureza del material por disparar), son cargados con 4 ó 5 cartuchos por taladro, dando un consumo de 72 á 120 cartuchos por frente disparado.

Dinamita. - La dinamita empleada tanto en frontones, chimeneas y tajeos es de fabricación nacional (EXSA), los tamaños son los siguientes:

7" x 7/8" de 45%

7" x 1 1/8" de 65%

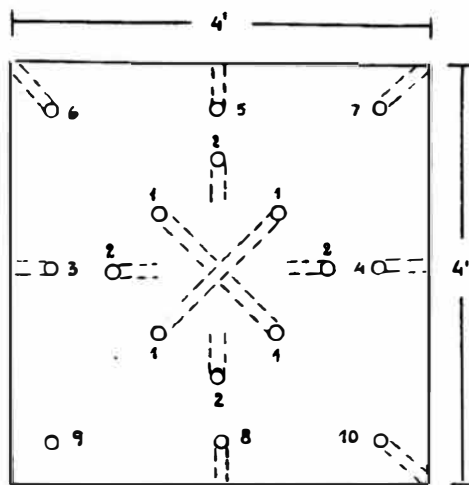
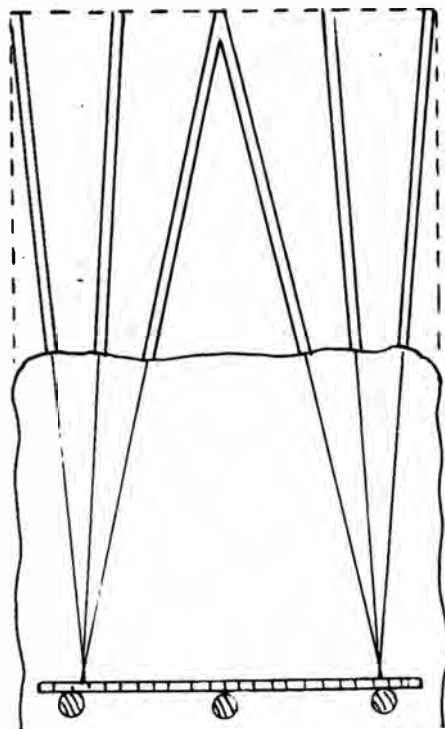
Los fulminantes son de N° 6. Las guías de 5 a 6' de largo.

b) CHIMENEAS. - Cada tajeo está limitado en sus extremos por dos chimeneas. Su sección es de 4' x 4', con una longitud de 47 metros, distanciadas una de otra 50 metros. Son utilizadas única y exclusivamente para ventilación; con el proyecto que presento bajo el título "Proyecto para emplear como relleno, el desmonte del Sink and Float de la Planta de Beneficio" se podrían utilizar además para echar el desmonte y rellenar de esta manera los tajeos.

Perforación. - El tipo de máquina que se emplea en la perforación de chimeneas es la Torpedo ó Stoper.

Los barrenos, dinamita, fulminantes y guías son del mismo

TRAZO PARA CHIMENEA



tipo que los descritos para la perforación de galerías. La longitud de las guías se vá aumentando conforme avanza la perforación de la chimenea.

El número de taladros es de 14 a 18, variando estos según la dureza de la roca.

El trazo de perforación de los taladros, lo muestro en el plano adjunto.

3. LABORES DE EXPLOTACION.

El Sindicato Minero Río Pallanga, S.A., viene explotando este yacimiento durante 25 años ininterrumpidos. Cada año se está tratando de aplicar más técnicas en la explotación, con el fin de obtener mayor eficiencia, debido a que las labores profundizan cada vez más.

A- METODO DE EXPLOTACION. -

El método de explotación que se emplea en esta mina, es el que se conoce con el nombre de "Corte y Relleno".

Las razones por las cuales se aplica este método, son las siguientes:

- 1° Cajas no muy fuertes.*
- 2° Potencia promedio de la veta 1.80 mts.*
- 3° Buzamiento de la veta de 80 a 85°.*
- 4° Posibilidad de realizar un escogido del mineral.*

a) Descripción. -

Este método consiste en dividir la veta en blocks, limitados en su parte superior e inferior por galerías y en sus extremos izquierdo y derecho por chimeneas. Cada block tiene una longitud de 50 metros y una altura de 47 metros; el ancho está dado por la potencia de la veta, en promedio es de 1.80 metros.

Una vez limitados los blocks, el arranque se efectúa levantando el techo con uno o dos disparos encima de los cuadros de la galería. Luego se coloca encima de los cuadros,

rajados, formando de esta manera la camada. Una vez formada la camada se procede a disparar el techo. El mineral disparado se saca por los echaderos situados al centro de cada tajeo, los cuales se van levantando con cribes, conforme va subiendo el tajeo.

Las dimensiones de los cribes utilizados, es como sigue:

Cribes para Echadero: 4" x 8" x 50"

4" x 8" x 39"

Cribes para Escalera: 2" x 8" x 36"

Una vez sacado el mineral, se procede a rellenar el tajeo, dejando una luz no menor de 1.20 mts.; y así sucesivamente.

b) Derribo. -

Para la explotación de los diferentes tajeos en trabajo, contamos con las siguientes máquinas perforadoras:

<u>NIVEL</u>	<u>MARCA</u>	<u>NUMERO</u> (de la máquina)
Principal	Joy	28 - 30
Principal	Meudón	84 - 85
1200	Joy	5 - 7 - 29 - 61 - 63 - 64 - 68 - 75
1200	Meudón	18 - 25 - 27
1200	Taisei	90 - 95
1400	Joy	8 - 10 - 65 - 74
1400	Meudón	22 - 26
1400	Taisei	91
1600	Joy	15 - 31 - 67 - 76
1600	Meudón	24

1600	Taisei	92 - 93 - 96
1800	Joy	71 - 72
1900	Taisei	94

De todas estas máquinas, la más moderna es la Taisei (Modelo: LDF 340-S) es de fabricación Japonesa, su precio es de S/ 9,650.49 muy inferior al precio de cualquier otra perforadora. Según la relación anterior, se dispone solamente de 7 máquinas de este tipo.

Los barrenos utilizados son huecos y de sección hexagonal, de 39 y 40 mm. de diámetro y de 3 y 5' de longitud.

La dinamita que se emplea tiene las siguientes características:

7" x 7/8" de 45%

7" x 11/8" de 65%

Fulminantes del N° 8. Guías de 5 a 6' de largo.

c) Sostenimiento. -

En los tajeos en los cuales las cajas o el techo se presentan algo débiles, se usa madera redonda de 6" de diámetro y de longitud variable, de acuerdo a las necesidades. Para las cajas, se colocan los puntales un poco inclinados, para el techo normal a éste, usando patilla en un extremo y plantilla en el otro.

Cuando las necesidades del caso lo requiere, se arman cuadros de sección cuadrada o redonda.



Fotog. N°6._ TAJEO 1608: Sostenimiento por medio
de puntales.

d) Relleno. -

En años anteriores cuando el nivel más profundo era el 800, todo el desmonte que se necesitaba para rellenar los tajeos, provenía de tres Glory Hole, ubicados en la superficie, los cuales estaban conectados por las chimeneas R-1, R-2 y M-1.

Hoy en día los trabajos profundizan hasta el nivel 1800 (aproximadamente 500 metros desde la superficie), las chimeneas antiguas que servían para echar el desmonte se han derrumbado, formándose grandes bovedones y a la vez se han obstruido, de manera que es imposible en la actualidad rellenar los tajeos en la forma como se hacía 7 años atrás.

Es por eso que la medida más inmediata que se ha tomado para obtener desmonte y rellenar los tajeos es haciendo estocadas.

Las estocadas se hacen a una distancia de 5 a 10 metros una de otra y de una sección de 2 x 2 metros.

Este procedimiento ha traído consigo un aumento en el costo de explotación: según las posibilidades que he visto, sería posible cambiar este método por otro más económico, en este caso introduciendo a la mina el Float de la Planta de Beneficio.

4.- SERVICIOS AUXILIARES A LA EXPLOTACION.

a) Transporte Interior.-

El mineral roto en los tajeos es lampeado y transportado en carretillas a las tolvas o echaderos, de aquí baja al nivel principal de descarga, para ser luego cargado en carros. Una vez llenos los carros, son llevados por fuerza humana hasta la estación del Pique.

Los carros utilizados para el transporte de mineral tienen las siguientes características:

Dimensiones del cajón: largo = 4'

ancho = 2'6"

alto = 2'

Capacidad = 20 pies cúbicos

Carga máxima = 0.900 Tn. (húmedas)

Se dispone de 100 carros de este tipo para el transporte de mineral.

b) Izaje.-

Para el izaje de los carros se cuenta con el Pique N° 3, es de tres compartimentos: dos para jaula y uno para escalera. Las dimensiones de los compartimentos para jaula es como sigue: 5' x 4'.

Los carros ubicados en la estación de cada nivel, son izados hasta el Nivel 800, y de aquí halados por las locomotoras a través de la Cortada Pardo para ser extraídos a la superficie.

Winche. - El winche del Pique N° 3, es de dos tambores, el cable se enrrolla tres veces. Su velocidad es de 420 pies/min. Es accionado por un motor Westinghouse Electric, cuyas características doy a continuación:

Tipo : CWP
Fases : 3
HP : 75
Ciclos : 60
Voltios : 440
Amperes : 91
R. P. M. : 1,170

c) Transporte Exterior. -

La locomotora parte de la estación del Nivel 800 del Pique N° 3 halando 16 carros, después de 1.5 Kms. de recorrido (longitud de la Cortada Pardo) llega a la superficie, de aquí recorre 200 metros más para llegar a las tolvas de almacenamiento de la Planta Concentradora.

Se dispone de dos locomotoras "General Electric" de trolley para este tipo de transporte. Sus características son las siguientes:

Potencia del motor: 40 HP

Corriente continua: 220 Voltios

Normalmente puede halar 16 carros, que son aproximadamente 15 toneladas.

d) Aire Comprimido.-

Para este servicio contamos con dos compresoras Ingersoll-Rand, que funcionan en paralelo. Las características son como siguen:

	Nº 1	Nº 2
Tipo	XRE	XRE
Serie (ldo. der.)	BE - 2343	BE - 3647
" (lado izq.)	BE - 2342	BE - 3646
Cilindros	11" x 12"- 20" x 12"	11" x 12"- 20" x 12"

Características del motor:

Tipo	: TS
HP	: 150
R.P.M.	: 300
Voltaje	: 440
Amperaje	: 36.5
Fases	: 3
Ciclos	: 60

Se tiene dos tanques recibidores colocados en serie, de dimensiones: 3'4" x 8'11". La presión de descarga al servicio de la mina es de 100 lbs./pulg.².

El aire comprimido ingresa a la mina por la Cortada Pardo, a través de una tubería de 6" de diámetro. Baja por el Pique Nº 3 por una tubería de 4" de diámetro, en los niveles es reducida a 3", llegando a los tajeos por una tubería de 1".

e) Agua. -

En el Nivel 200 se tiene instalado un tanque de almacenamiento, de donde baja en una tubería de 2" para ser distribuida a los diferentes niveles por tuberías de 1", llegando a los tajeos por tuberías del mismo diámetros anterior.

f) Ventilación. -

La ventilación es de tipo natural; el aire ingresa por la Cortada Pardo y por la Cortada Chuqui.

Todas las labores están dotadas de una red de chimeneas bien distribuidas destinadas a la ventilación; reinando así en los tajeos una temperatura ambiente favorable al buen rendimiento del personal.

g) Desaque. -

Los niveles inferiores se caracterizan por la gran abundancia de agua, proveniente de las filtraciones de la superficie, ya sea desde arroyos, lluvias o lagunas, o depósitos de aguas subterráneas.

El agua de los tajeos desciende al nivel correspondiente y de aquí por las chimeneas a los niveles inferiores hasta llegar al Nivel 1800.

Equipo de Bombeo. - En el nivel más inferior (1800) se tienen instaladas tres bombas sumergibles, marca Aturia, con una capacidad de 1,900 lts./min. cada una. La primera funciona en forma continua: la segunda bombea durante 25 minutos, luego



Fotog. N° 7. NIVEL 1300 Compuerta
de seguridad.

se le hace parar 5 minutos, así sucesivamente. La tercera se emplea solamente para reemplazo.

El agua es bombeada hasta el Nivel 1400 (96mts.) de aquí sale por medio de un canal a lo largo de la Cortada Chuqui.

Cuando la Planta Concentradora no se abastece con el agua de la superficie, se hace accionar una cuarta bomba instalada en el Nivel 1400, elevando esta hasta el Nivel 800, de aquí sale a la superficie por la Cortada Pardo. Esto sucede en los meses de sequía.

5.- RENDIMIENTOS Y CONSUMOS.

a) Rendimientos.-

El tonelaje total extraído de la mina durante el año 1961 ha sido de 121,789 toneladas, lo que representa el 17% más de lo extraído en el año 1960; año en que se sacaron 104,146 toneladas. Este aumento de tonelaje ha permitido mejorar la producción de concentrados, aún cuando las leyes de mina han sido mucho más bajas que en años anteriores.

El tonelaje extraído de la mina durante el año ha ido incrementándose poco a poco mensualmente, habiéndose lle^ggado en el último més a la cantidad de 11,401 toneladas, siendo el promedio mensual de 10,149 toneladas.

A continuación el cuadro de rendimientos:

Rendimientos y Controles

<i>Producción anual de Tajeos.....</i>	<i>104,850</i>	<i>Tn.</i>
<i>Producción anual Preparación y Des.....</i>	<i>16,939</i>	<i>Tn.</i>
<i>Producción anual Total.....</i>	<i>121,789</i>	<i>Tn.</i>
<i>Días útiles en el año.....</i>	<i>307</i>	<i>días</i>
<i>Producción diaria promedio.....</i>	<i>396.7</i>	<i>Tn.</i>
<i>Tareas en el año.....</i>	<i>57,535.6</i>	<i>Tareas</i>
<i>Rendimiento por tarea.....</i>	<i>1.82</i>	<i>Tn/tar.</i>

Como se observa, el rendimiento promedio del año es de 1.82 Tn/tar., considerando los rendimientos mensuales se tiene que el máximo es de 2 Tn/tar. logrado en el mes de Diciembre, y el mínimo de 1.70 Tn/tar. en Agosto. El número de tareas máximo corresponde a Diciembre con 5,432.5 y el mínimo en Febrero con 4,132.0 tareas.

Estudiando los meses en que los rendimientos han sido más altos, se observa que también en esos meses han habido mayor número de tareas, por ejemplo los cuatro meses de mayor rendimiento han sido Setiembre, Octubre, Noviembre y Diciembre con sus respectivos rendimientos de 1.85, 1.96, 1.94 y 2.00, así mismo estos meses son los únicos que pasan las 5,000 tareas, siendo estas en el mismo orden: 5,021, 5,105, 5,260 y 5,432. También los rendimientos más bajos corresponden a los meses de menor número de tareas, de manera pues que sin mucho error, como veremos más adelante, se llega a la conclusión de que el rendimiento aumenta proporcio-

nalmente con el número de tareas. La explicación sería la siguiente: la capacidad de izaje y transporte, supera a la capacidad de explotación y en el mejor de los casos pueden ser iguales, es decir que la baja producción en algunos meses se ha debido fundamentalmente a la baja capacidad de explotación en los tajeos; ahora analizando el trabajo en los tajeos se ve que en realidad las únicas secciones que influyen directamente en el tonelaje explotado son las de derribo (perforación) y extracción (lampeo), no se considera el transporte secundario en los niveles porque este también supera a los anteriores. Al seguir analizando y comparando las capacidades de derribo y de extracción, llegamos a la conclusión de que el problema fundamental está en esta última (lampeo). El promedio de lampeo varía entre 7 a 10 toneladas por hombre.

En la mina tenemos que atender otros trabajos impostergables, tal es el sostenimiento, reparaciones, conservación, rellenos, etc. estos trabajos por su carácter mismo, como ya lo dije, son impostergables sobre todo los dos primeros y además absorben una cantidad de personal sencillamente constante, entonces cuando hay menos personal por enfermedades, vacaciones, faltas injustificadas, etc. además como se tiene que mantener el mismo personal para los trabajos indicados, nos vemos obligados a disminuir la extracción, que como se ha visto es prácticamente el único que va a influir en el rendimiento general de la mina, es

por esta razón que en los meses que se ha dispuesto de mayor personal, se han logrado los mejores rendimientos y por lo tanto los costos más bajos por este concepto.

b) Consumos. -

En el cuadro que se expone a continuación, se presenta un resumen de los resultados de operación durante el año 1961. En este cuadro se colocan los totales tanto en unidades como el valor en soles de los materiales y jornales, así como sus respectivos costos.

Jornales

Tareas.....	57,535.6	S/	2'152,186.02	20.53 S//Tn.
-------------	----------	----	--------------	--------------

Explosivos

Dinamita....	566,978 cart.	"	814,225.76	7.77 S//Tn.
--------------	---------------	---	------------	-------------

Fulminantes	173,489	"	63,699.05	0.61 "
-------------	---------	---	-----------	--------

Guia.....	1'017,504 pies	"	206,052.29	1.96 "
-----------	----------------	---	------------	--------

Madera

Aserrada....	97,954 ps. ²	"	141,774.00	1.35 "
--------------	-------------------------	---	------------	--------

Bruto.....	152,277 Kg.	"	33,862.71	0.32 "
------------	-------------	---	-----------	--------

Perforación

Barrenos, aire, etc.....		S/	698,521.27	6.66 "
--------------------------	--	----	------------	--------

Diversos.....		"	12,361.70	0.12 "
---------------	--	---	-----------	--------

TOTAL Explosivos.....		S/	1'083,977.10	10.34 "
-----------------------	--	----	--------------	---------

TOTAL Madera.....		S/	175,636.71	1.67 "
-------------------	--	----	------------	--------

TOTAL Perforación.....		S/	710,882.97	6.78 "
------------------------	--	----	------------	--------

Resumen:

COSTO DE MATERIALES	18.79	S//Tn.
COSTO DE JORNALES	20.53	S//Tn.
<u>COSTO TOTAL</u>	<u>39.32</u>	S//Tn.

Observaciones.- En terminos generales la explotación se lleva a cabo en forma normal, sin embargo siempre se presentan algunos problemas, siendo los de mayor importancia dos:

a) Sostenimiento.- Debido a las características físicas de la roca encajonante así como del relleno mineralizado, tenemos una gran parte de la mina formada por zonas deleznables, estas las tenemos especialmente en el Sur y en los extremos Norte de todos los Niveles, de tal manera que se presenta continuamente serios problemas en lo que respecta a sostenimiento, empleándose para dichos fines un gran porcentaje de madera.

b) Perforación.- Las dificultades que tenemos en la perforación se deben a varios factores; en primer lugar podemos citar el estado en que se encuentran las máquinas, el desgaste es tal que a parte del excesivo consumo de repuestos, su rendimiento en la perforación es muy bajo, el promedio es aproximadamente 8"/min., si bien se han comprado algunas perforadoras Japonesas marca "Taisei", el número de estas no alcanzan las necesidades. Después tenemos la falta de aire comprimido suficiente, lo cual se debe al número de perforadoras principalmente en trabajo.

CAPITULO IV

BENEFICIO

1. GENERALIDADES. -

La actual Planta Concentradora está en funcionamiento desde el año 1952; cada año se ha tratado de superar su capacidad, llegando hoy en día aproximadamente a 400 toneladas diarias, lo que equivale a 10,000 toneladas mensuales. Está ubicada a 200 metros de la entrada a la Cortada Pardo.

2. CARACTERISTICAS DEL MINERAL. -

Las leyes promedios del mineral que se trata actualmente, acusan los siguientes porcentajes:

Zn%	Pb%	Cu%	Ag Onz/Tn
5.32	3.26	0.20	4.09

El peso específico promedio del mineral es de 2.72: teniendo una humedad que varía de 5 a 8%, según la estación del año.

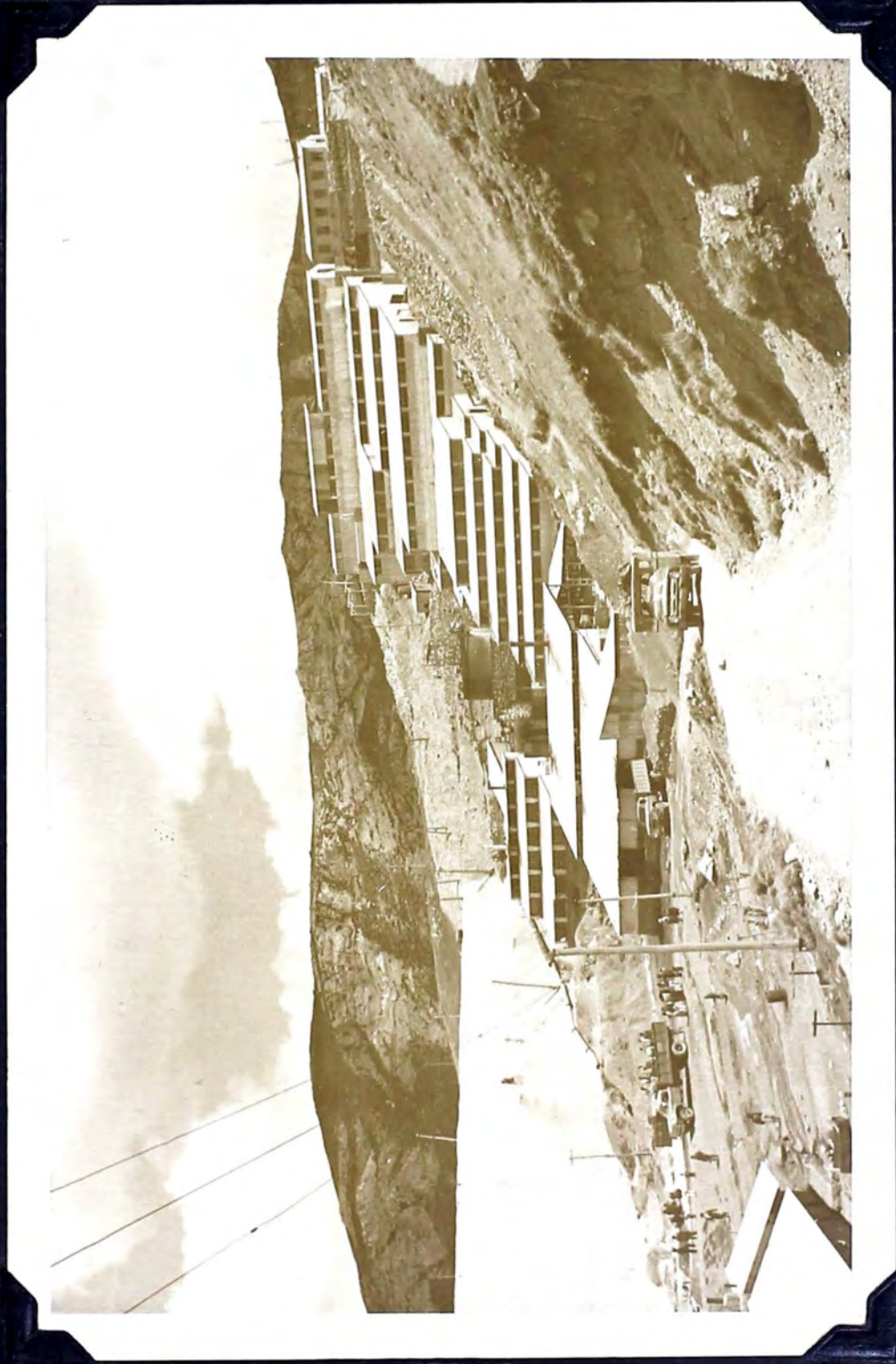
3. INSTALACIONES GENERALES. -

Las instalaciones con que cuenta esta Planta para el beneficio de los minerales, pueden agruparse en las siguientes secciones:

A. - Chancado.

B. - Separación por Medios Densos (Sink and Float).

C. - Molienda Intermedia.



FOTOGRAFIA N° 8.- Vista general de la Planta Concentradora .

D. - Molienda Fina.

E. - Flotación.

F. - Decantado y Secado.

A. - Chancado. -

El mineral que sale de la mina es depositado en 13 tolvas de almacenamiento, de las cuales 6 tienen una capacidad de 30 toneladas, otras 6 de 15 toneladas y una última de 50 toneladas, dando un total de 320 Tn.. El mineral que ingresa a estas tolvas, pasa por una parrilla de 5" de abertura.

Las tolvas alimentan a una faja transportadora de 18" x 32 mts., esta faja descarga a una parrilla de 1" de abertura, separándose dos productos: el +1" pasa a una chancadora Kue-Ken de 30" x 12"; el -1" cae a otra faja transportadora de 16" x 13 mts. que se une con el producto de la chancadora de la misma dimensión.

Este mineral pasa al circuito de Separación por Medios Densos.

B. - Separación por Medios Densos. -

La planta de Separación por Medios Densos es del tipo Tambor, con una capacidad de 20 toneladas hora.

a) Instalaciones. - Consta de las siguientes instalaciones:

1° Zaranda Preparatoria, Denver 4' x 14'.

2° Tambor Separador, Promecan 6' x 6'.



Fotog. N° 9. Instalaciones del Sink and Float.

3° Zaranda de Productos, Allis Chalmers 3' x 16'.

4° Bomba de Circulación del Medio, Wenco 4".

5° Separador Magnético, tipo imán permanente,
Stearns 30" x 30".

6° Bomba para la recuperación de Medios, Wenco 1½".

7° Densificador tipo Akins, Promecan 24" x 17'.

8° Bobina desmagnetizadora, Dings Magnetic 3".

9° Compresora de 200 pies cúbicos.

b) Operación. -

El mineral una vez chancado a -1", es alimentado a la Zaranda Preparatoria que consta de dos pisos, cuyas mallas tienen las siguientes dimensiones:

Piso inferior..... 3/16"

Piso superior..... 3/4"

de donde se obtienen tres productos:

+3/4"..... que va al Tambor Separador

-3/4" y +3/16".. también va al Tambor Separador

-3/16"..... que va a un clasificador de espiral (Denver, 24" x 12'), para la recuperación de arenas que se enviarán al molino, y las lamas que salen por el rebose van al espesador (Denver, 8' x 24"), cuya recuperación pasa al molino.

La misión de la zaranda preparatoria, tiene por objeto el cernido y lavado del mineral por medio de chisquetes de agua a presión, con el fin de eliminar en lo máximo posible los tamaños finos y desaglomerar el material, eliminando

de esta manera los materiales muy finos adheridos a los gruesos, permitiendo una alimentación regular y homogénea de partículas limpias.

Tambor Separador: el material que viene de la zaranda preparatoria entra al Tambor Separador por un canal de 20° de inclinación, siendo ayudado por el medio denso que es bombeado a este canal.

La densidad del medio fluctúa entre 2.60 a 2.65. Aquellos materiales cuya densidad es inferior a la densidad del medio emergerán a la superficie para luego salir del tambor por el rebose (Float). Aquellos cuya densidad sea mayor sumergirán al fondo del tambor, de donde por medio de unas paletas colocadas en la pared interna del tambor, son llevados para caer a un canal instalado en la parte central del tambor, y luego salir por este ayudado por el medio denso que es bombeado a este canal (Sink).

Zaranda de Productos: Los productos que salen del tambor separador, caen a una Zaranda Vibratoria, con una malla de orificios de 1/8". Esta zaranda está dividida longitudinalmente en dos secciones, de manera que el Sink y el Float se traten separadamente. Durante los primeros pies de la zaranda, la operación de esta se reduce a un drenado del medio, mientras que en la segunda sección los productos se someten a un lavado con chisquetes de agua a presión. Estos productos drenan el medio diluido pasando al Separador Magnético. El Float que sale por una de las secciones longitudinales de

la Zaranda de Productos, es almacenado en una tolva de donde se extrae en carros mineros para su acarreo a la cancha de desmonte.

El Sink cae directamente a una faja transportadora de 18" x 12 mts., pasando luego por un cedazo vibratorio: Lippmann 3' x 6' de 3/4" de abertura.

El producto +3/4" pasa a la Molienda Intermadia, mientras que el -3/4" cae a una faja transportadora de 16" x 9 mts. llevándolo a la tolva de finos.

El Circuito de Reacondicionamiento o limpieza del Medio, está compuesto por un Separador Magnético, cuya eficiencia se traducirá en un aumento o disminución en el consumo del medio. El medio limpio que sale adherido al cilindro del Separador Magnético, es lavado por unos chisquetes de agua cayendo en una tolva del mismo aparato, de donde pasa a una bomba de 1 1/2" que lo envía al densificador.

El Densificador es un clasificador de espiral, cuya operación consiste en eliminar la mayor parte del agua que acompaña el medio que viene del Separador, para luego agregarlo lentamente al sumidero que alimenta a una bomba de 4" de recirculación del medio.

Robina Desmagnetizadora: el medio que se descarga del Densificador, ha quedado algo magnético por haber pasado por el Separador Magnético, por lo cual antes de llegar al sumidero atraviesa el campo desmagnetizador de una bobina.

c) Características del Medio.-

El material que se usa para formar el Medio Denso, consiste en una mezcla de Magnetita con Ferro-Silicio.

Las proporciones de estos, es como sigue:

Magnetita.....95%

Ferro-Silicio.....5%

El consumo de Magnetita es de 0.610 Kg./Tn. y el de Ferro-Silicio es de 0.029 Kg./Tn.

d) Resultados.-

Solo el 60.50% de la alimentación a la Planta de Concentración se trata por Sink and Float. Este porcentaje se descompone en:

25.97%Sink

34.53%Float

Los porcentajes tomando en consideración solo lo alimentado en el Sink and Float, sería Sink: 43.09% y Float 56.91%, con las leyes siguientes:

	T.M.	Zn%	Pb%	Cu%	Ag Onz./Tn.
Cabeza	73,679	4.21	2.88	0.19	3.40
Sink	31,744	8.22	6.32	0.50	7.22
Float	41,935	1.19	0.26	0.04	0.52

Las eficiencias en la operación de Sink and Float son:

Zn%	Pb%	Cu%	Ag%
83.5	94.7	89.5	91.2

C. - MOLIENDA INTERMEDIA.

El producto (Sink) que sale de la Separación por Medios Densos, se une con el producto (under flow) del Clasificador de arenas para alimentar a una zaranda vibratoria Lippmann 3' x 6' de 3/4" de abertura. El material 3/4" pasa a una chancadora giratoria Traylor de 1'8", cuyo producto se junta con el -3/4" de la Zaranda y se conduce por una faja transportadora que conectada a un tripper de 16", deposita este producto a una tolva de finos de 220 toneladas de capacidad.

D. - MOLIENDA FINA.

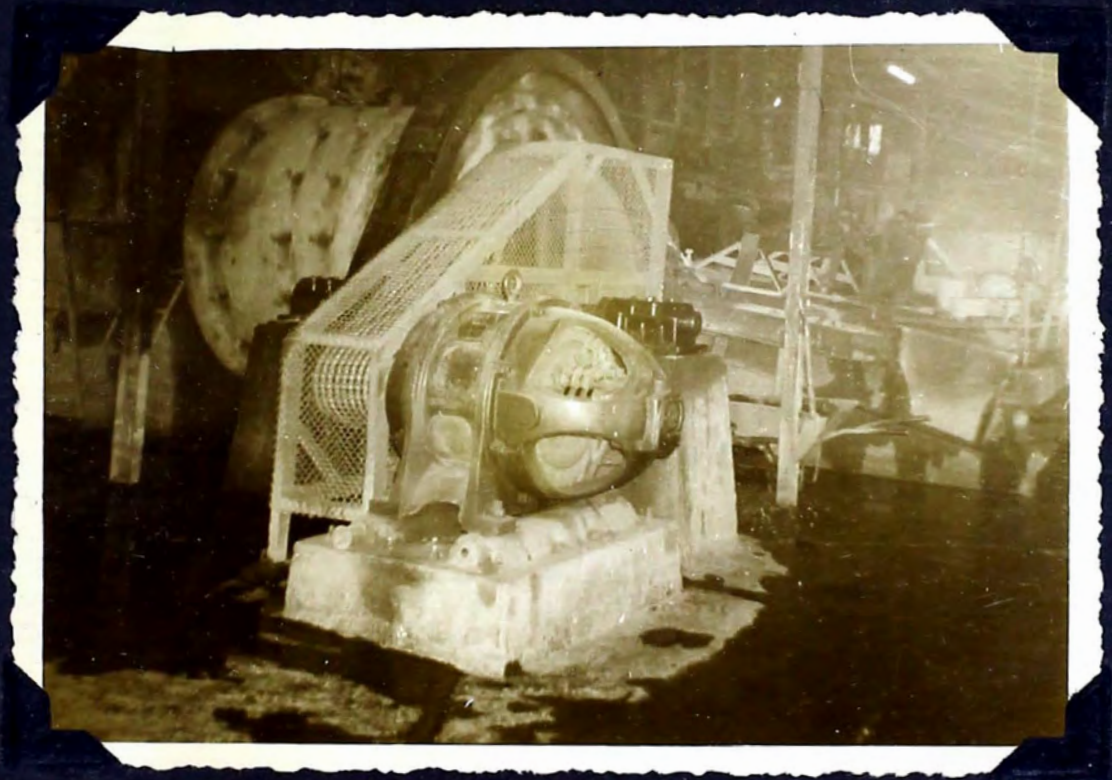
El mineral de la tolva de finos alimenta a una faja transportadora de 16" x 18 mts. por medio de un alimentador Falk de 16", pasando luego al Molino de Bolas, Marcy 6' x 6' que trabaja en circuito con un clasificador de rastillos duplex, Denver 6' x 18'.

El consumo de bolas y forros de molino es el siguiente:

Bolas de acero de 4".....0.924 Kg/Tn.
Forros.....0.182 Kg/Tn.

Análisis granulométrico de la salida del clasificador:

<u>Malla</u>	%	<u>Malla</u>	%
48	24.9	150	25.6
65	18.2	200	3.3
100	4.4	-200	23.6



Fotog. N° 10. - SECCION MOLIENDA FINA: Molino
de bolas Mercy.

E. - FLOTACION.

La pulpa proveniente del clasificador con una densidad de 1480 y 48% de sólidos, va al circuito de flotación Plomo, compuesto de 10 celdas Denver N° 21, 38" x 38"; la alimentación se produce en la celda N° 1.

Las cuatro primeras trabajan como cleaner y concentrado final; la N° 5 y 6 como rougher y las celdas N° 7, 8, 9 y 10 como scavenger.

Aquí termina el circuito flotación Plomo.

Las colas de este circuito pasan a un Acondicionador (Denver, 6' x 6') donde se le agregan los reactivos para el circuito Flotación Zinc.

El PH de la pulpa es de 9.5 a 10.0 .

El Circuito Flotación Zinc consta de 12 celdas, Denver N° 21, 38" x 38"; la alimentación se hace en la celda N° 3. Las celdas N° 1 y 2 trabajan como cleaner y concentrado final, las celdas N° 3, 4 , 5 y 6 como rougher y las N° 7, 8, 9, 10, 11 y 12 como scavenger.

Consumo de reactivos por Tonelada Beneficiada:

<u>Circuito Plomo</u>	<u>Kg/Tn.</u>
Thiocarbonalid 130.....	0.124
Frother 70.....	0.032
Cianuro de Sodio.....	0.006
Sulfato de Zinc.....	0.247
Silicato de Sodio.....	0.230
Xanthato Amyl Z-5.....	0.011

<u>Circuito Zinc</u>	<u>Kg/Tn.</u>
Cal.....	2.349
Sulfato de Cobre.....	0.620
Dowfroth N° 250.....	0.005
Sodium Aerofloat.....	0.101

Balance Metalúrgico de la Flotación.

	T.M.	Zn%	Pb%	Cu%	Ag Onz/Tn.
Cabeza	79,412	7.01	5.05	0.41	7.89
Conc. Pb	7,103	6.84	53.74	3.97	82.50
Conc. Zn	7,516	59.32	0.39	0.17	3.77
Relaves	64,793	0.91	0.21	0.06	0.63

Recuperaciones.

Las recuperaciones obtenidas son como siguen:

Zn%	Pb%	Cu%	Ag%
81.57	95.65	84.52	89.44

F. - DECANTADO Y SECADO.

Los concentrados de plomo se llevan por un canal de madera a los pozos decantadores, estos son 6, teniendo una capacidad de 38 T.M.H. c/u. El concentrado se lleva en forma progresiva y el rebose de agua cada vez más limpia, va a dar a dos pozos de recuperación de lamas.

Una vez llenado uno de los pozos, con una humedad aproximada de 20% es llevado a los hornos de Secado por medio de vagonetas tipo balancín. En este horno los concentra



Fotografia N°11. Cancha de Relaves.

dos salen con una humedad de 7 a 8%.

En el caso de los concentrados de Zinc, siguen el mismo procedimiento, con la única diferencia que la capacidad de los pozos decantadores es de 26 T.l.H. c/u.

Los concentrados una vez secados son despachados en camiones a las firmas compradoras.

G. - RELAVES.

Los relaves son conducidos por un canal de madera a una cancha de decantamiento de aproximadamente 500 x 250 metros (ver fotog. N° 11). En esta cancha se tiene instalada una bomba Wilfley de 3" para ganar altura.

3. OFICINA DE ENSAYES. -

Esta sección dispone de un laboratorio para análisis químicos, determinando diariamente las leyes de las muestras de minerales que se toman en la Mina y Planta. Es tos análisis se hacen por: Fe, Zn, Pb, Cu y Ag.

CAPITULO V

E C O N O M I A

1.- ORGANIZACION.

La Compañía es de propiedad de los accionistas, los cuales eligen en asamblea ordinaria a comienzos de cada año el Directorio y su Presidente, que regirá los destinos de la Empresa.

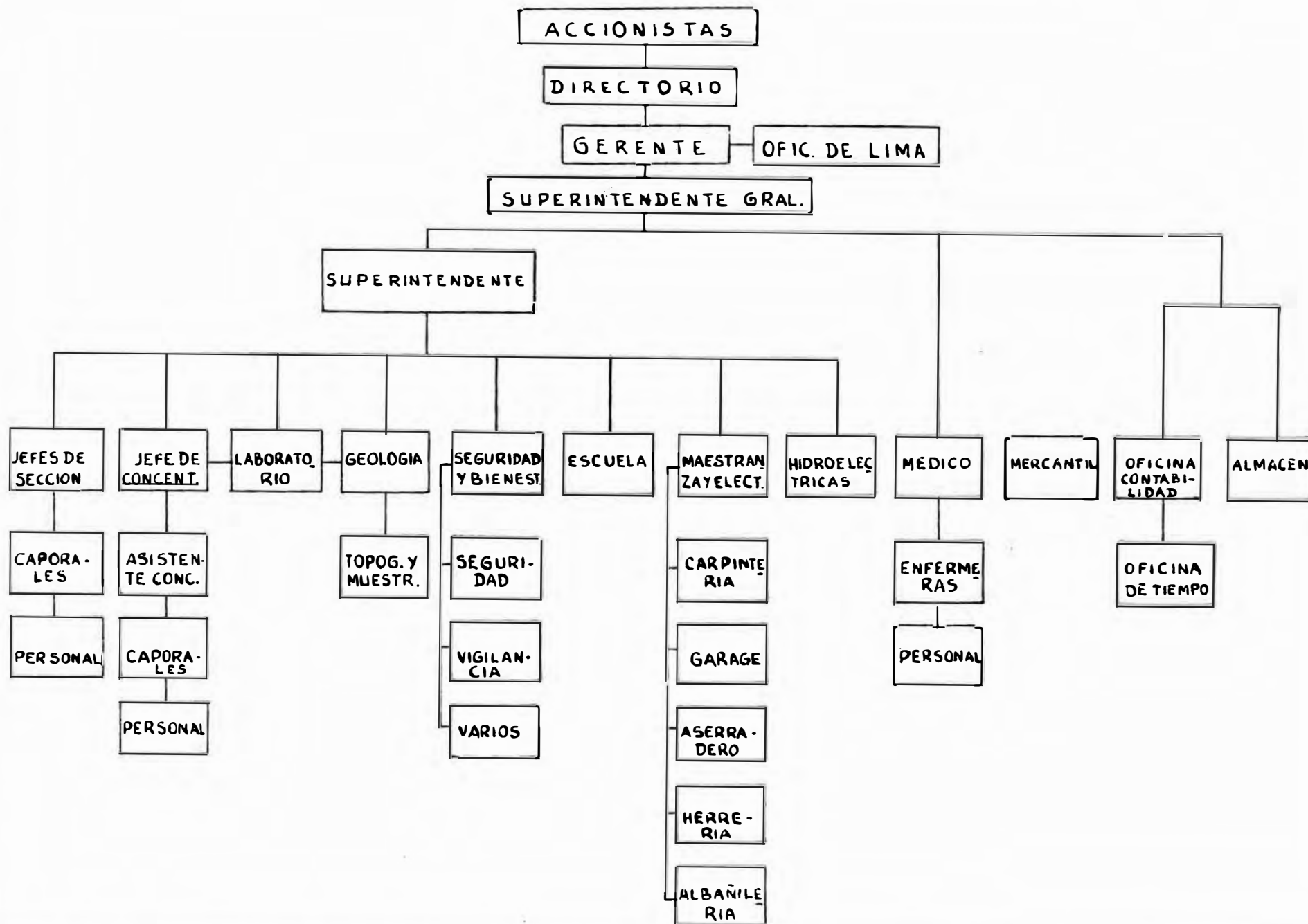
El Gerente, será el encargado de llevar a cabo los acuerdos que se tomen en el Directorio, tendrá para dichos fines la cooperación de un cuerpo auxiliar, compuesto de las siguientes secciones: Jurídica, Técnico, de Personal, de Compras y de Contabilidad.

El Superintendente General, es el responsable de la marcha de las minas de la Compañía, tiene bajo su control a todo el personal de mina.

El Superintendente, se encarga de llevar adelante los planes de explotación de la mina, todas las demás secciones cooperan al logro de estos fines. El Superintendente para las labores de explotación de la mina, está asesorado por los Jefes de Sección, que en número de dos tienen a su cargo determinados niveles, dependiendo de estos últimos el personal subalterno, dado por los capataces y los obreros.

A continuación presento el cuadro general de la organización del Sindicato Minero Río Pallanga, S.A. (Mina Río Pallanga).

ORGANIZACION DEL SINDICATO MINERO RIO PALLANGA, S.A.
MINA "RIO PALLANGA"



2.- CONTABILIDAD.

a) Costos de Mina.-

Los costos de mina por Tonelada métrica correspondientes al año 1961, son los siguientes:

1° Preparación y Desarrollo.....	S/ 17.43
2° Explotación.....	S/ 39.32
3° Transporte.....	S/ 7.63
4° Gastos Gnrls. Oper.....	<u>S/ 26.85</u>
Costo Mina/T.M.	S/ 91.23

b) Costos de Beneficio.-

Los costos de beneficio por Tonelada métrica tratada correspondientes al año 1961, son los siguientes:

1° Jornales.....	S/ 8.15
2° Materiales.....	S/ 6.61
3° Lubricación.....	S/ 0.53
4° Reactivos.....	S/ 7.59
5° Reparaciones.....	S/ 1.15
6° Repuestos.....	S/ 5.78
7° Fuerza.....	S/ 0.84
8° Sueldos.....	S/ 1.95
9° Leyes Sociales.....	<u>S/ 1.38</u>
Costo Beneficio/T.M.	S/ 33.98

c) Costos de Operación.-

Costo de Mina =	S/ 91.23
Costo de Beneficio =	<u>S/ 33.98</u>
<u>Costo de Operación</u>	<u>S/ 125.21</u>

d) UTILIDADES.

Toneladas Cortas de Concentrados:

Plomo: 7,103 T.M. x 1.1023 = 7,829.64 T.C.

Zinc : 7,516 T.M. x 1.1023 = 8,284.87 T.C.

Ingresos por Venta de Concentrados:

Según las Liquidaciones, el valor de 1 T.C. para los concen-
trados de Plomo y Zinc es:

Plomo..... \$ 104.92/T.C.

Zinc..... \$ 51.44/T.C.

luego:

7,829.64 x \$ 104.92 = \$ 821,485.82

8,284.87 x \$ 51.44 = \$ 426,173.71

Ingreso bruto = \$1'247,659.53

Considerando el Dollar a S/ 26.81, se tendrá que:

Ingreso bruto = S/ 33'449,752.00

Toneladas Tratadas: 121,790 T.M.

Valor de 1 Tonelada Métrica Tratada:

$$\frac{33'449,752.00}{121,790} = \underline{\underline{S/ 274.65}}$$

Utilidad Neta de 1 T.M.

Valor de 1 T.M. tratada..... S/ 274.65

Costos de Operación..... S/ 125.21

S/ 149.44

Gastos de Venta..... S/ 22.00

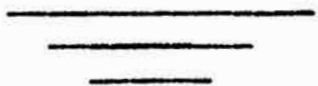
Ganancia de Operación S/ 127.44

Ganancia de Operación.....	S/ 127. 44
Gastos Of. de Lima	S/ 25.48
Agotamiento (15% Gan. Oper.)	S/ 19.11
Impuestos	<u>S/ 26.32</u>
	S/ 70.91 <u>S/ 70.91</u>
<u>Utilidad Neta por T.M.</u>	<u>S/ 56.53</u>

Utilidad Anual (1961)

$$121,790 \times S/ 56.53 = S/ 6'884,788.70$$

UTILIDAD ANUAL = S/ 6'884,788.70



SEGUNDA PARTE

Primer Proyecto:

PREPARACION DEL PIQUE N° 4

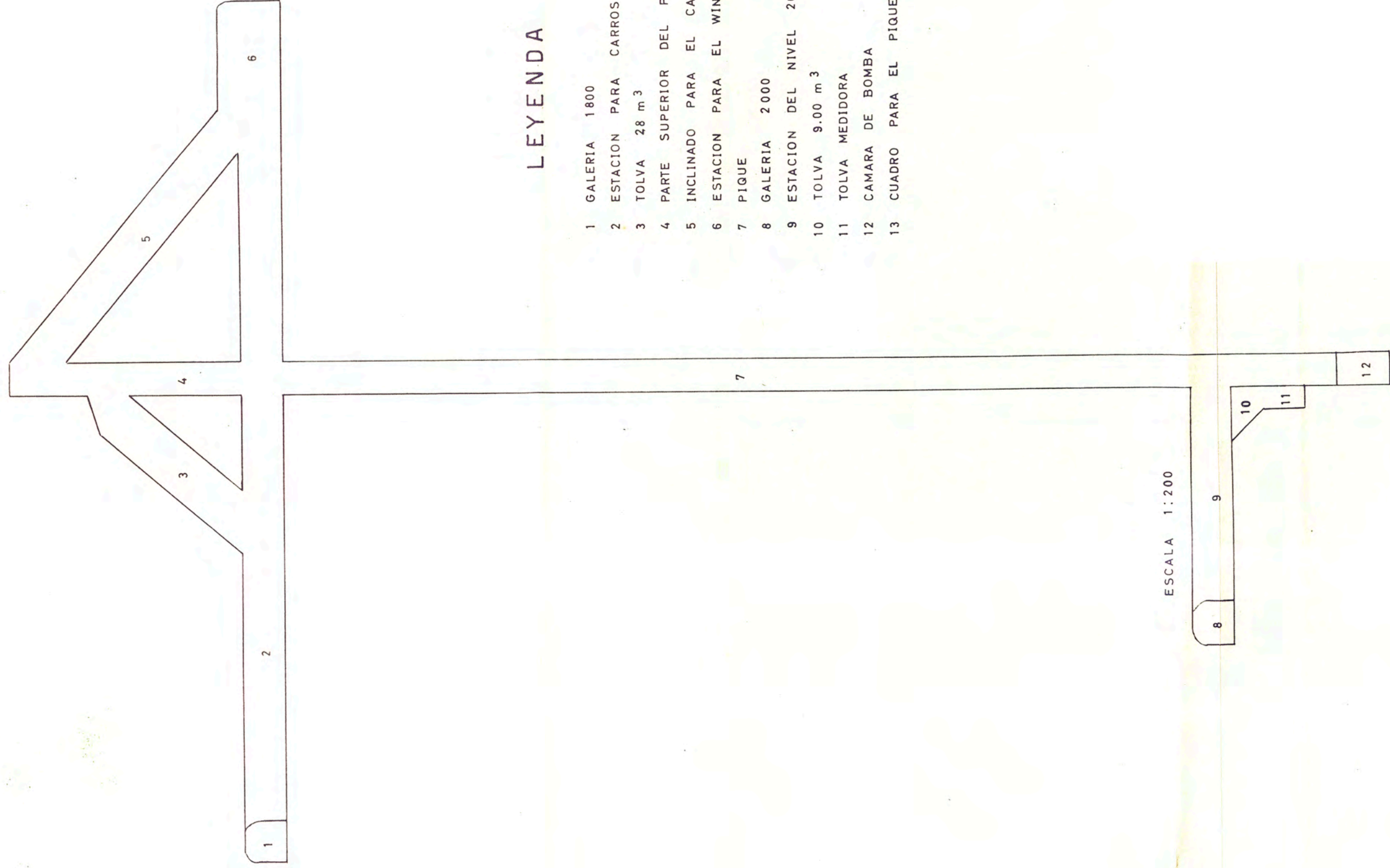
Generalidades.- En la actualidad se dispone del Pique N° 3 para la extracción del mineral de los niveles 1200, 1400, 1600 y 1800. Estando en su límite de capacidad el winche de este pique, sería conveniente hacer otro (esta vez el N° 4) a partir del Nivel 1800, con el fin de preparar el Nivel 2000 y en el futuro el Nivel 2200.

Según estudios geológicos, la mineralización de la veta "Río Pallanga" parece profundizar hasta el Nivel 2200, es por eso que me limito en hacer los cálculos solamente hasta este nivel.

Justificación.- Haciendo el Pique N° 4, se incrementaría en menor tiempo que profundizando el Pique N° 3 las reservas del yacimiento, puesto que el avance diario podría ser de 1 metro, mientras que para el segundo solamente de 0.60 mts./día.

La economía que se obtendría preparando el Pique N° 4 sería de S/ 5,430.00 por metro de pique (según cálculos que hago posteriormente), con respecto a la profundización del Pique N° 3, pues el costo de este último ha sido de S/ 8,000.00 metro.

A continuación los cálculos correspondientes a este proyecto:



LEYENDA

- 1 GALERIA 1800
- 2 ESTACION PARA CARROS
- 3 TOLVA 28 m³
- 4 PARTE SUPERIOR DEL PIQUE
- 5 INCLINADO PARA EL CABLE
- 6 ESTACION PARA EL WINCHE
- 7 PIQUE
- 8 GALERIA 2000
- 9 ESTACION DEL NIVEL 2000
- 10 TOLVA 9.00 m³
- 11 TOLVA MEDIDORA
- 12 CAMARA DE BOMBA
- 13 CUADRO PARA EL PIQUE

ESCALA 1:200

ESCALA 1:50

SINDICATO MINERO RIO PALLANGA S. A.
 MINA "RIO PALLANGA"

PROYECTO PARA EL PIQUE Nº 4

Escala Ver Dibujos

Fecha: Junio de 1962 A Marchese R.

Cálculo de SKIP, CARLE y WINCHE, para el Pique N° 4.

NIVEL 2200

SKIP

Capacidad por 12 horas.....	100	Tn.
Tiempo útil.....	7	horas
Capacidad por hora.....	15	Tn.
Tiempo de carga.....	1.0	min.
Tiempo de descarga.....	0.5	min.
Tiempo de viaje.....	<u>1.5</u>	min.
Tiempo Total.....	3.0	min.

N° de viajes por hora: $60 / 3 = 20$

Capacidad por viaje = $\frac{15}{20} = 0.750$ Tn.

Volúmen = 0.42 m^3

Dimensiones = $0.70 \times 0.70 \times 1.00 \text{ m.}$

CABLE

Carga Estática.-

Peso del Skip = 900 lbs.

Peso del mineral = 1,650 "

Peso del cable (1/2") = 200 "

Carga Estática: 2,750 lbs.

Carga de Aceleración.-

Velocidad = 250 pies/min. = 4.2 pies/seg.

$$a = \frac{v}{t} = \frac{4.2}{5} = 0.84 \text{ pies/seg.}^2$$

$$\text{Carga Estática} = 2,750 \text{ lbs.}$$

$$\text{Peso Polea} = \underline{350} \text{ "}$$

$$\text{Peso Total} = 3,100 \text{ lbs.}$$

$$\text{Esfuerzo de Aceleración} = \frac{3,100 \times 0.84}{32.2} = 81.0$$

$$\text{Esfuerzo de Aceleración} = 81 \text{ lbs.}$$

Esfuerzo de Flexión.-

$$d = 1/2''$$

$$D = 1/2 \times 51 = 26''$$

$$\text{Esf. Flexión} = \frac{288,000 \times 1/2^3}{26} = 1,400 \text{ lbs.}$$

$$\text{Esf. Total} = \text{Carga Est.} + \text{Esf. Acel.} + \text{Esf. Flexión}$$

$$\text{Esf. Total} = 2,750 + 81 + 1,400$$

$$\text{Esf. Total} = 2.12 \text{ Tn.}$$

Según el catálogo de la American Steel & Wire, se tiene:

Cable: 6 x 19 Monitor Improved Plow Steel

Esfuerzo de rotura: 11.5 Tn.

$$\text{Factor de seguridad Efectivo} = \frac{11.5}{2.12} = 5.4$$

$$\text{Factor de seguridad Estático} = \frac{11.5}{1.4} = 8.2$$

Cable: Monitor AA Steel 6 x 19

Esfuerzo de rotura: 13.3 Tn.

$$\text{Factor de Seguridad Efectivo} = \frac{13.3}{2.12} = 6.3$$

$$\text{Factor de Seguridad Estático} = \frac{13.3}{1.4} = 9.5$$

Nota.- De los dos tipos de cable calculados, el 2° ofrece un mayor índice de seguridad, aunque para la naturaleza del trabajo que se va a realizar es suficiente el primer tipo.

WINCHE

1. MOTOR

Carga Total:

$$\text{Carga Estática} = 2,750 \text{ lbs.}$$

$$\text{Peso Polea} = 350 \text{ "}$$

$$\text{Peso Tambor} = \underline{1,000} \text{ "}$$

$$\text{Total} = 4,100 \text{ lbs.}$$

Esfuerzo de Aceleración:

$$\text{Esf. de Acel.} = \frac{4,100 \times 0.84}{32.2} = 110$$

$$\text{Esf. de Acel.} = 110 \text{ lbs.}$$

2. CONTRAPESO

$$\text{Carga Estática} = 2,750 \text{ lbs.}$$

$$\text{Carga Variable} = \underline{1,650} \text{ "}$$

$$\text{Diferencia} = 1,100 \text{ lbs.}$$

$$\frac{1}{2} \text{Carga Variable} = \underline{825} \text{ "}$$

$$\text{Peso Contrapeso} = 1,925 \text{ lbs.}$$

3. POTENCIA DEL MOTOR

$$\text{Peso Total} = 825 + 110 = 935 \text{ lbs.}$$

$$\text{Potencia} = \frac{935 \times 250}{33,000 \times 0.75} = 9.45$$

$$\underline{\text{POTENCIA}} = \underline{10 \text{ HP}}$$

4. TAMBOR

$$\underline{\text{Diámetro:}} \quad 1/2" \times 51 = 26" \text{ (mínimo)}$$

Longitud:

Mínima:

$$\text{Longitud de una vuelta} = 2.07 \text{ metros}$$

$$\text{Longitud del cable} = 60 + 10 + 55 = 125 \text{ mts.}$$

$$\text{Número de vueltas} = 61$$

$$\text{Para dos hileras} = 31 \text{ vueltas por hilera}$$

$$\underline{\text{Longitud del Tambor para 31 vueltas: } 20"}$$

Máxima:

$$\text{Distancia de polea a tambor} = 16 \text{ metros}$$

$$\text{Distancia entre centros} = 85 \text{ cm.}$$

$$\underline{\text{Ancho máximo: } 40 \times 2 = 80 \text{ cm.} = \underline{32"}}$$

5. FLEET ANGLE

$$\text{Tang } \alpha = \frac{0.40}{16} = 0.025$$

$$\alpha = 1^\circ 26' < 1^\circ 30'$$

CAPACIDAD NIVEL 2000.

Al hacer el Pique N° 4, el primer nivel que entraría en explotación sería el Nivel 2000, he aquí los cálculos correspondientes a la capacidad que tendría este nivel:

Tiempo de carga..... 1.00 min.
Tiempo de descarga... 0.50 "
Tiempo de viaje..... 0.78 "
Tiempo Total = 2.28 min.

Número de viajes por hora: $\frac{60}{2.28} = 26$ viajes

Capacidad por hora: 26×0.750 Tn.

Capacidad por hora = 19.5 Tn.

Capacidad por 12 horas:

Tiempo útil = 7 horas

$19.5 \times 7 = 136.5$ Tn.

CAPACIDAD NIVEL 2000 = 136.5 Tn./guardia

COSTO.

Calcularé el costo por metro de avance de pique.

a) Perforación. -

Jornales:

2 Perforistas de 1a., 46.20 c/u

2 x 46.20 x $1\frac{1}{2}$ tarea..... S/ 138.60

2 Ayudantes, S/ 40.35 c/u

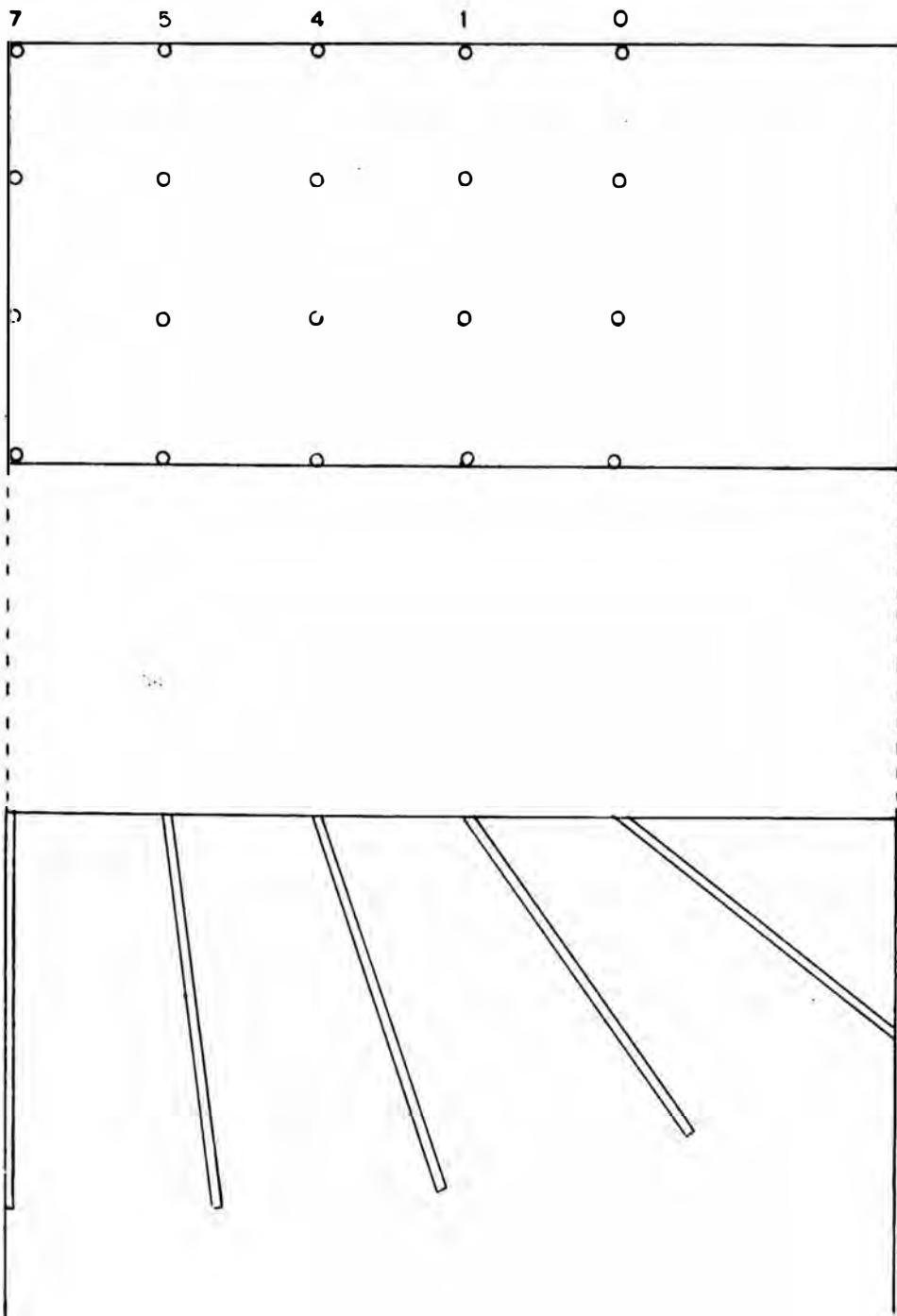
2 x 40.35 x $1\frac{1}{2}$ tarea..... S/ 121.06

2 Lamperos, S/ 39.00 c/u

2 x 39.00 x $1\frac{1}{2}$ tarea..... S/ 117.00

TRAZO DE PERFORACION PARA EL

PIQUE N°4



1 cm. = 1'

Leyes Sociales y Seguro Obrero.. S/ 30.12 S/ 406.78

Materiales:

1 Perforadora Taisei, Modelo

LDF 340-S, S/ 9,650.49; conside
rando un 10% de depreciación

S/ 965.05 S/ 17.55
55 mts

Parrenos, 1 juego S/ 572.70

572.70 x 14.4% (desgaste)..... S/ 82.47

Dinamita, 80 cart. de 1¹/₈ x 75"

80 x S/ 2.34.....S/ 187.20

Fulminantes elect. N° 0-1-4-5-7

20 x S/ 6.03.....S/ 120.60

Alambre elect. 128 mts x S/0.30..S/ 38.40 S/ 446.34

Total por metro de Perforación..... S/ 853.12

b) Enmaderado. -

Jornales:

1 Enmaderador, S/ 46.20 x 1¹/₂ tar. S/ 69.30

1 Ayudante, S/ 40.35 x 1¹/₂ tarea.. S/ 60.35

Leyes Sociales y Seguro Obrero S/ 10.38 S/ 140.21

Materiales:

2 longarinas de 8"x 8"x 11'

74 pies² x S/ 5.37..... S/ 397.38

2 sombreros de 8"x 8"x 4'

43 pies² x S/ 5.37..... S/ 230.91

2 tirantes, 5"x 8"x 4' = 27 ps²

27 x S/ 5.37.....S/ 144.99

8 postes, 8"x 8"x 7' = 298.5 ps²

298.5 x S/ 5.37 x 50%S/ 802.74 S/ 1,576.02

Total por metro de enmaderado..... S/ 1,716.23

El monto total por metro de pique costaría:

Costo de perforación + Costo de enmaderado

S/ 853.12 + S/ 1,716.23 = S/ 2,569.35

METRO DE PIQUE = S/ 2,570.00

=====
=====

Segundo Proyecto:

APROVECHAMIENTO DEL FLOAT COMO RELLENO EN
LA MINA

1. Generalidades. - Uno de los factores que encarecen el costo de explotación en la Mina "Río Pallanga", es el costo del desmonte que se usa como relleno en los tajeos.

Considerando que el relleno necesario para explotar de 9,000 a 10,000 Tn. mensuales de mineral, es aproximadamente de 5,000 a 6,000 Tn. de desmonte, descontando el que queda en los tajeos por escogido, se tendrá que aproximadamente el 70% de toda la mina se rellena con estocadas y solamente el 30% con desmonte de los desarrollos.

Si en lugar de disparar estocadas se aprovechara el Float de la Planta Concentradora para relleno, se tendría una economía por tonelada de relleno de S/ 18.63, como se deduce de los análisis de costos que se hacen más adelante.

Aún en el caso de no usar integralmente el Float para rellenar la mina, sino solamente unas 3,000 Tn. mensuales, cantidad que con seguridad se puede obtener de la Planta y que he tomado como base para los cálculos, se tendría una economía mensual de $18.63 \times 3,000 = S/ 55,890.00$ y durante el año sería de S/ 670,680.00 . Sin embargo la economía puede ser mayor, ya que se puede aprovechar en la mina mucho más de las 3,000 toneladas mensuales.

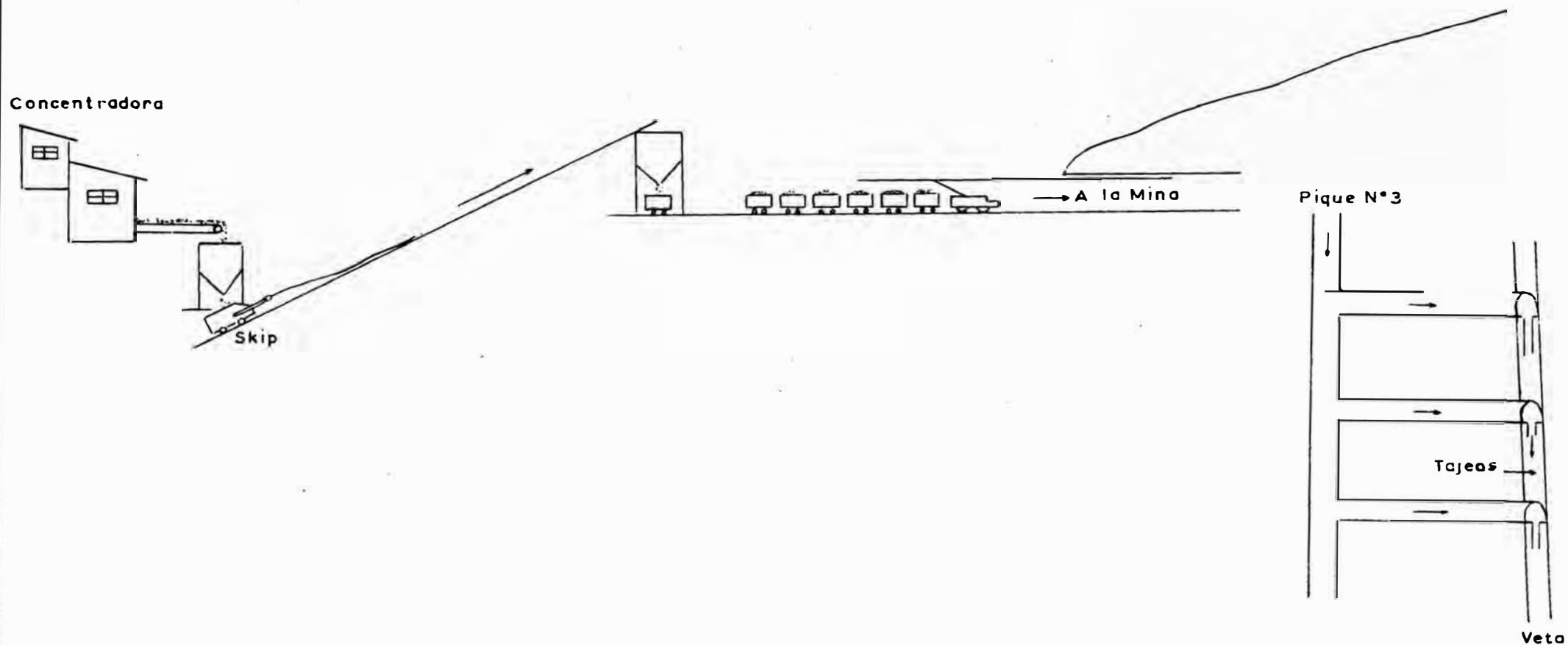
2. Manera de Operación. - Para comorender el costo del Float puesto en la mina, conviene tener una idea de la forma como se operaría.

El Float que sale de la Planta se depositaría en una tolva que estaría lo más cercana posible, de esta tolva se subiría el Float con un skip inclinado hasta otra tolva, la cual descargaría en los carros mineros que regresan vacíos a la mina. Estos carros serían llevados por la locomotora en su viaje de retorno hasta el Pique, donde se balancearían con los carros de mineral que salen de los diferentes niveles; una vez en las estaciones de los niveles, se llevarían a las correspondientes chimeneas jalados por medio de locomotoras..

En cuanto al Skip, por ser una instalación sencilla y de una velocidad bastante baja, el gasto de operación y mantenimiento sería mínimo, sobre todo si se tiene en cuenta que se va a emplear los cables que se dejan de usar en el Pique N° 3 y que la potencia necesaria es solamente de 12 HP, como se verá en los cálculos respectivos.

El transporte hasta el pique sería el problema principal con el sistema actual: debido a que la locomotora que está en trabajo no se abastece para producir más en la mina, lo cual se agravaría si todavía tuviera que regresar con desmonte (float): por lo tanto la única solución sería trabajar con dos locomotoras, que a parte de poder transportar el float al pique, traería la ventaja de poder

Croquis mostrando el transporte del Float:
Planta Concentradora - Mina



augmentar la producción hasta cerca de 300 carros por guardia (actualmente 222).

En cuanto a los Niveles: en el 1400 no habría problema porque tiene locomotora, en cambio el 1200 sí necesitaría dotarlo de esta máquina ya que la misma extracción del mineral tal como se hace con carreros es ineficiente, sobre todo porque algunos tajeos están bastante alejados para este tipo de trabajo, el cual se complicaría aún más si habría que transportar desmonte hasta las chimeneas del 1400. Por esta razón la ventaja de poner locomotora en este Nivel no solo resolvería el problema de repartir desmonte, sino que también se reflejaría en una mayor capacidad de extracción de mineral. Quizas la locomotora más recomendable para este Nivel, sería la de "batería" por ser más maniobrable, independiente y de dimensiones más adaptables a esta galería.

3. Instalaciones y Equipos necesarios. - En resumen, las instalaciones y equipos necesarios para poder aprovechar el float como relleno en la mina, serían los siguientes:

2 Tolvas de 100 Toneladas de capacidad.

1 Skip con winche de 12 HP.

1 Locomotora de Trolley.

1 Locomotora de Batería.

El costo total de estas instalaciones y equipo, sería más o menos equivalente a la economía que se podría obtener al cabo de un año.

A continuación se hacen los análisis de costos del desmonte en estocadas y del float, así como los cálculos del Skip y la Locomotora.

4. Análisis de Costos de Desmonte en Estocadas.-

Jornales:

1 Perforista de 2a. S/ 43.55
43.55 x 1½ tarea x 50 % ... S/ 32.66
1 Ayudante, S/ 40.35
40.35 x 1½ tarea x 50 % ... S/ 30.26
Leyes Sociales y Seguro Obro. S/ 5.03 S/ 67.95

Materiales:

Barrenos, 1 juego S/ 572.70
572.70 x 10 % S/ 57.27
Dinamita, 80 cart. 11/8-65%
80 x S/ 1.94 S/ 155.20
Fulminantes N° 8, 20 x 0.39.. S/ 7.80
Gufa, 120 pies x 0.21 S/ 25.20 S/ 245.47
Total S/ 313.42

Tonelaje de Desmonte

Sección: $2 \times 2 = 4 \text{ m}^2$

Avance : 1.20 mts.

Volúmen: $4 \times 1.20 = 4.8 \text{ m}^3$

Densidad: 2.6 Tn/m^3

Tonelaje = 12 Tn. de Desmonte, equivalentes a 15 carros.

Costo por Tonelada:

$$\frac{313.42}{12} = S/ \underline{26.12}$$

5. Análisis de Costos del Float.-

Jornales.

Skid:

1 Winchero, S/ 43.55
43.55 x 1½ tarea..... S/ 65.32
1 Chutero, S/ 39.00
39.00 x 1½ tarea..... S/ 57.00
Leyes Sociales y Seguro Obrero S/ 9.78

Locomotoras:

2 Motoristas, S/ 48.00 c/u
2 x 48.00 x 1½ tarea..... S/ 144.00
2 Ayudantes, S/ 43.55 c/u
2 x 43.55 x 1½ tarea..... S/ 130.64
Leyes Sociales y Seguro Obro 11.55
S/ 286.19

Para 60 Tn le corresponde:

$$\frac{60}{280} x 286.19 \dots\dots\dots S/ 60.09$$

Jaula:

2 Timbreros, S/ 49.50 c/u
2 x 49.50 x 1½ tarea..... S/ 148.50
2 Ayudantes, S/ 47.30 c/u
2 x 47.30 x 1½ tarea..... S/ 141.90

Leyes Sociales y Seg. Obro. S/ 24.63

S/ 315.03

Para 60 Tn. le corresponde:

$\frac{60}{280} \times 315.03 \dots\dots\dots$ S/ 66.15

Vaciado en los Niveles:

2 Ayudantes, S/ 40.35 c/u

2 x 40.35 x 1 $\frac{1}{2}$ tarea..... S/ 121.04

Leyes Sociales y Seguro Obrero..... S/ 9.68

TOTAL S/ 389.06

Tonelaje:

3,000 Toneladas mensuales en 25 días útiles

Por día: 3,000/25 = 120 Tn./día

Por guardia = 60 Tn.

Costo de Jornales:

$\frac{389.06}{60} =$ S/ 6.48

MANTENIMIENTO Y REPARACIONES.

Locomotoras:

El gasto promedio mensual es de

S/ 2,000.00 c/u x 4 locomotoras.. S/ 8,000.00

Tonelaje total: 9,000 + 3,000 12,000 Tn.

Costo por Tonelada..... S/ 0.67

Skip y Winche:

Gasto mensual aproximado S/ 1,000.00

Tonelaje mensual..... 3,000 Tn.

Costo por Tonelada..... S/ 0,34

COSTO TOTAL DEL FLOAT PUESTO EN LA MINA:

$$\text{Costo} = \text{S/ } 6.48 + \text{S/ } 0.67 + \text{S/ } 0.34 = \underline{\text{S/ } 7.49}$$

$$\underline{\text{COSTO}} = \underline{\text{S/ } 7.49}$$

DIFERENCIA DE COSTOS:

$$\text{S/ } 26.12 - \text{S/ } 7.49 = \underline{\text{S/ } 18.63}$$

$$\text{Al m\u00e9s: S/ } 18.63 \times 3,000 = \text{S/ } 55,890.00$$

$$\text{Al a\u00f1o: S/ } 55,890.00 \times 12 = \text{S/ } 670,680.00$$

En la siguiente p\u00e1gina, los c\u00e1lculos correspondientes para el Skip, Winche y Cable.

6. CALCULO DEL SKIP. -

Tendría las siguientes características:

Capacidad para 12 horas: 100 Tn.

Trabajo efectivo: 8 horas

Capacidad por hora: $100/8 = 12$ Tn.

Distancia recorrida: 200 pies.

Pendiente: 30°

Velocidad media: 200 pies/min.

Tiempo de carga: 1.0 min.

Tiempo de descarga: 0.5 "

Tiempo de viaje: 2.0 "

Tiempo Total 3.5 min.

Nº de viajes por hora: $60/3.5 = 17$ viajes.

Capacidad por viaje: $12/17 = 700$ Kg.

Cargas. -

Peso del Skip = 400 Kg.

Peso del float = $\frac{700}{1,100}$ " = 2,420 lbs. = 1.1 Tn.

Peso cable de $3/4 = 0.84 \times 200 = 168$ lbs. = 0.09 Tn.

Estática:

$P_g = (1.1 + 0.09) \text{ Sen } 30^\circ = 0.65$ Tn.

$P_g = 1,300$ lbs.

Fricción:

$P_f = (1.1 \times 50 + 0.09 \times 100) \text{ Cos } 30^\circ$

$P_f = 53$ lbs.

Aceleración:

$$\text{Velocidad} = 200 \text{ pies/min.} : 60 = 3.4 \text{ pies/seg.}$$

$$\text{Tiempo de aceleración} = 10 \text{ seg.}$$

$$\text{Aceleración} = \frac{3.4}{10} = 0.34 \text{ pies/seg.}^2$$

$$P_a = \frac{P_g + P_f}{g} \times a = \frac{1,353}{32.2} \times 0.34 = 14.2 \text{ lbs.}$$

$$\text{Carga Total (Pt)} = 1,300 + 53 + 14$$

$$\underline{Pt} = \underline{1,367 \text{ lbs.}}$$

7. CALCULO DEL WINCHE. -

$$\text{Velocidad} = 200 \text{ pies/min.}$$

$$Pt = 1,367 \text{ lbs.}$$

$$\text{Eficiencia} = 70\%$$

Potencia del Motor:

$$\text{Potencia} = \frac{Pt \times V}{33,000 \times Ef} = \frac{1,367 \times 200}{33,000 \times 0.7}$$

$$\underline{\text{Potencia}} = \underline{12 \text{ HP}}$$

8. CALCULO DEL CARLE. -

El esfuerzo de trabajo será de 1,367 lbs., esto equivale a 0.684 Tn. más el esfuerzo de flexión que sería aproximadamente de 0.2 Tn., se tendría para el cable, un esfuerzo total de 0.88 Tn.

Se sugiere cable de 3/4" a fin de poder emplear los cables usados que se cambian en el winche del Pique N° 3 ya que por más desgastados que se encuentren al reemplazar-

los, tendrán un margen de seguridad bastante elevado para trabajar con el esfuerzo relativamente bajo de 0.88 Tn. que se tendría en el Skip.

9. LOCOMOTORAS. -

La capacidad de carga de la locomotora de regreso al Pique, es de 18 Tn. incluyendo su propio peso, el convoy tendría un peso de 15 Tn.. Si consideramos que trabajemos con 12 carros y si todos regresaran cargados se tendría un peso de:

$$12 \times 0.450 = 5.4 \text{ Tn.}$$

$$12 \times 0.800 = \underline{9.6 \text{ "}}$$

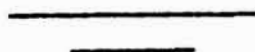
$$15.0 \text{ Tn.}$$

Que sería la capacidad máxima, pero como solamente se necesita transportar 60 Tn. por guardia de 12 horas y esto se hará en los 24 viajes de las dos locomotoras, por viaje se llevaría:

$$60/24 = 2.5 \text{ Tn.}$$

que sumadas con las 5.4 Tn. de los carros vacíos se tendría 7.9 Tn., es decir aproximadamente la mitad de la capacidad de la locomotora.

Además estas 2.5 Tn. se podrían llevar perfectamente en tres carros por viaje lo cual es bastante poco y no causaría mayores inconvenientes en la operación de las jaulas, transporte en los niveles, etc.



Tercera Parte

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

1. CONCLUSIONES.

A. - PREPARACION DEL PIQUE N° 4.

Realizando el presente proyecto, se tendría:

1° Una economía de S/ 5,430.00 por metro de pique, con respecto a la profundización del Pique N° 3, pues el costo de este último ha sido de S/ 8,000.00 metro.

2° Al hacer el Pique N° 4, el Nivel 2000 entraría en explotación en menor tiempo, que si se tendría que profundizar el actual pique. El avance diario podría ser de un metro, mientras que para el Pique N° 3 solamente de 0.60 mts. por día.

3° Para explotar el Nivel 2000 con el actual Pique N° 3, sería necesario cambiar el Winche, por estar este en su límite de capacidad. Este cambio representaría un desembolso de S/ 950,000.00.

4° Preparando el Pique N° 4, el mineral subiría por medio de un Skip hasta el Nivel 1800 y de aquí en carros mineros hasta el Nivel 800 por el Pique N° 3.

5° Profundizando el Pique N° 3, nos encontraríamos con el grave problema del agua, puesto que las bombas están instaladas al pié de este: mientras que preparando el

Pique N° 4 no se tendría este problema, porque se haría al lado opuesto de la zona de desague.

B. - APROVECHAMIENTO DEL FLOAT COMO RELLENO EN LA MINA.

Mediante este proyecto se obtendría:

- 1° Mayor economía en relleno, pues de S/ 26.12 que es el actual costo por tonelada, se llegaría a bajar a S/ 7.49.*
- 2° Se aumentaría la capacidad de producción de la mina.*
- 3° Al dejar de perforar estocadas, lo que absorbe un gran porcentaje de máquinas, se podría disponer de su suficiente cantidad de aire comprimido para trabajar con rastrillos, mejorando así los rendimientos, lo que permitiría trabajar con leyes más bajas y a menor costo.*

2. - Recomendaciones Generales.

- 1° A fin de evitar un mayor descenso de las leyes del mineral que ingresa a la Planta de Concentración, se debe mantener un escogido previo en los stops de Mina.*
- 2° El rendimiento en la perforación con las actuales máquinas perforadoras es muy bajo (8"/min.), esto se debe al desgaste excesivo que tienen.

*Se dispone solamente de 7 perforadoras nuevas marca "Taisei", estas máquinas tienen un costo que representa 37% menos comparado con el precio de otras marcas**

de perforadoras.

El problema podría solucionarse renovando las máquinas restantes, por las de marca "Taisei", además de tener un costo bajo, tienen un rendimiento bastante apreciable (1'/min.).

Si bién se tendría con esto un desembolso mínimo de S/ 95,000.00, se vería justificado en poco tiempo, por la disminución casi completa del excesivo consumo de repuestos.

FIN

3. - BIBLIOGRAFIA.

- Elementos de Mineralogía..... Rutley - Read.*
Geología Física..... Holmes Arthur.
Gufa Minera..... Vásquez Rosas H.
Yacimientos Minerales..... Bateman Alan M.
Handbook of Mineral Dressing..... Taggart.
El Ingeniero Geologo (Boletín N° 4)..... Escuela de Geología.

I N D I C E

	<u>Pág.</u>
<i>Agradecimiento.....</i>	<i>I</i>
<i>Introducción.....</i>	<i>II</i>
<u>PRIMERA PARTE</u>	
<u>CAPITULO I : GENERALIDADES</u>	
<i>A.- FACTORES FISICOS Y GEOGRAFICOS</i>	
1.- <i>Ubicación.....</i>	<i>1</i>
2.- <i>Accesibilidad.....</i>	<i>1</i>
3.- <i>Clima.....</i>	<i>2</i>
4.- <i>Disponibilidad de Fuerza Motriz.....</i>	<i>3</i>
5.- <i>Disponibilidad de Suministros.....</i>	<i>4</i>
6.- <i>Topografía.....</i>	<i>5</i>
<i>B.- FACTORES HISTORICOS</i>	
1.- <i>Reseña Histórica del Yacimiento "Río Pallanga".....</i>	<i>6</i>
<i>C.- FACTORES POLITICOS Y SOCIALES</i>	
1.- <i>Disponibilidad de la Mano de Obra.....</i>	<i>8</i>
2.- <i>Condiciones Locales.....</i>	<i>9</i>
<i>D.- FACTORES JURIDICOS</i>	
1.- <i>De la Jurisdicción.....</i>	<i>11</i>
2.- <i>Validéz de los Títulos de Propiedad.....</i>	<i>11</i>
3.- <i>Contratos existentes de la Compañía.....</i>	<i>12</i>
<u>CAPITULO II : GEOLOGIA</u>	
1.- <i>Geología de la Zona.....</i>	<i>13</i>
2.- <i>Geología Regional.....</i>	<i>14</i>
3.- <i>Geomorfología.....</i>	<i>17</i>

4.- Geología Estructural.....	18
5.- Geología Económica.....	20

CAPITULO III : MINERIA

1.- Labores de Exploración:	
A) Geoquímica.....	40
B) Geofísica.....	43
2.- Labores de Preparación y Desarrollo:	
A) Acceso.....	44
B) Preparación y Desarrollo.....	45
3.- Labores de Explotación:	
A. Método de Explotación.....	48
a) Descripción.....	48
b) Derribo.....	49
c) Sosténimiento.....	50
d) Relleno.....	51
4.- Servicios Auxiliares a la Explotación.....	52
5.- Rendimientos y Consumos.....	56

CAPITULO IV : BENEFICIO

1.- Generalidades.....	61
2.- Características del Mineral.....	61
3.- Instalaciones Generales.....	61
4.- Oficina de Ensayes.....	70

CAPITULO V : ECONOMIA

1.- Organización.....	71
2.- Contabilidad.....	73

SEGUNDA PARTE1.- Primer Proyecto:PREPARACION DEL PIQUE N° 4

a) Generalidades.....	77
b) Justificación.....	77
c) Cálculo del Skip.....	78
d) Cálculo del Cable.....	78
e) Cálculo del Winche.....	80
f) Capacidad Nivel 2000.....	82
g) Costos.....	82

2.- Segundo Proyecto:APROVECHAMIENTO DEL FLOAT COMO RELLENO EN LA MINA

1. Generalidades.....	85
2. Manera de Operación.....	86
3. Instalaciones y Equipos necesarios.....	87
4. Análisis de Costos de Desmonte en Estocadas.....	88
5. Análisis de Costos del Float.....	89
6. Cálculo del Skip.....	92
7. Cálculo del Winche.....	93
8. Cálculo del Cable.....	93
9. Locomotoras.....	94

TERCERA PARTE

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

1.- Conclusiones:	
a) <i>Primer Proyecto</i>	95
b) <i>Segundo Proyecto</i>	96
2.- Recomendaciones Generales	96
3.- Bibliografía	98