

Universidad de Ingeniería

FACULTAD DE MINAS

Proyecto de Explotación de la Mina San Salvador N° 2 de la Anglo French Ticapampa

TESIS DE GRADO

ERNESTO ROSALES G.

Promoción 1954

LIMA — PERU

A mis queridos padres a quienes

tanto les debo

AGRADECIMIENTO

Mi mas profundo agradecimiento a la Universidad Nacional de Ingenieria, y en particular a la Facultad de Minas, donde estructuré mis conocimientos profesionales, y me saturé del espíritu de solidaridad de la gran familia minera.

Mis agradecimientos al Sr. Decano de la Facultad Ing° Mario Samamé Boggio, al Ing° Manuel Llosa P., é Ing° Carlos Pareja M., que me ayudaron a finalizar este trabajo.

También tengo que agradecer al Ing° Rafael Cáceres gerente de la The Anglo French Ticapampa, y al Ing°. Stephan Kroupnitzki, que me estimularon durante el tiempo que laboré en la citada compañía, y no me negaron su ayuda cuando la necesité.

INTRODUCCION

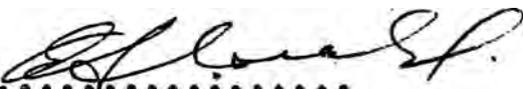
Decidí realizar el pte. trabajo; sobre una mina que puede entrar en producción; porque permite recordar muchas de las cosas aprendidas en nuestra querida Ex-Esuela de Ingenieros; y además porque fué una mina que conocí; pues laboré en ella; y tiene el interés de ser la esperanza de la empresa minera propietaria, que vé agotar sus reservas de las minas que durante tantos años fué su fuente de producción .

Tomé la producción de San Salvador, de 50 tons. con el 50 % del total de las minas; y si es cierto que actualmente solo se pasa 70 tons. diarias, también es cierto ^{que} habilitando un molino de bolas adicional se pueden elevar el tonelaje a 100 Tons., disminuyendo de esa manera los costos fijos, que graban mucho los minerales de Tica-pampa.

Para el efecto de costos no he calculado todo como equipo nuevo, sinó equipo ya pagado que viene sirviendo a las minas de la empresa, donde hace bastante tiempo, y q' se pueden emplear ventajosamente en San Salvador.

El tema está dividido en capítulos, habiéndome extendido en el de Minería; por ser un proyecto de explotación.

De ~~esta~~ manera pongo a consideración de los Señores miembros del jurado, este modesto trabajo, que seguramente adolece de muchos defectos y errores


.....
Ernesto Rosales G.

I N D I C E

CAPITULO I - GENERALIDADES

Pag.

Ubicación - Accesibilidad - Fuerza Motriz	
Mano de obra - Recursos de Vida - Vegetación	
Aprovisionamiento - Propiedad Minera i Instalaciones y Construcciones - Historia.	1 - 9

CAPITULO II GEOLOGIA

Fisiografía - Geo Atmología - Acción de la Temperatura - Efectos químicos de la atmósfera - Oxidación - Efectos mecánicos de la Atmósfera- Hidrología - Glaciología - Potamología + limnología - Pluviología - Aguas subterráneas- labor degradacional de los agentes atmo - hidrológicos	
Acción de la vegetación sobre la litósfera - Sig mología- Geología Histórica de la Cordillera Negra	
Geología de San Salvador- Fallas - Geología Económica - Origen de las fracturas - Relleno de las fracturas- Estructura del relleno - Estructura del yacimiento Clasificación del yacimiento - Interpretación de acuerdo a la teoría zonal - ,enriquecimiento secundario - Persistencia de la veta en profundidad.....	10 - 26

CAPITULO III - MINERIA

Descripción de las vetas: Veta N° 1 - Veta N° 2 - Veta N° 3 - Veta Rosario - Veta Perú - otras vetas - Descripción de las labores existentes - Pozo principal - Nivel 1 Frente N. E - Nivel 2 - Nivel 3 - Método de exploración	
---	--

Ensayes - Leyes de muestras - Cálculo de promedio de leyes y potencia - Cubieación - Preparación de la veta N° 1 - Costo de ensanche del Pozo - Preparación Exterior.....	27 - 55
Proyecto de Explotación - Selección del método - Descripción del método - Cálculo de la producción de Mineral - Perforación de tajeos- Desarrollo - Preparación - Disposición de la perforación en tajeos - Sostentamiento - Transporte Mina - Elección de la locomotora y cálculo - Cálculo de rieles - Eclisas - Pernos y tuercas - Escarpas - Durmientes - Transporte Mina Planta - Izamiento - Cálculo del winche - Bomba - Selección de la tubería - Cálculo de la bomba - Equipo necesario - Ventilación - Alumbrado.....	56 - 95

CAPITULO IV - AIRE COMPRIMIDO Y FUERZA MOTRIZ

Compresor - su cálculo - tamaño del compresor necesario - ,Potencia Requerida - Capacidad del recibidor - Planta de Fuerza Maquinarias	96 - 103
--	----------

CAPITULO V,- PLANTA DE BENEFICIO

Planta de Concentración - Características del mineral de San Salvador - Descripción de la maquinaria de la Planta - Preparación de las soluciones - Marcha del tra-

tamiento..... 104 - 111

CAPITULO VI ORGANIZACION Y COSTOS

Organización del personal - Organización de la Mano de Obra.....	112
Costos - Costo de administración mensual- Costo de desarrollo - Costo de Preparación- Costo de Explotación - Costo Transporte - Mina Planta - Costo laboratorio Química Costo talleres - Costo de tratamiento - Costo por Leyes Sociales - Organización de los costos	112 - 132

CAPITULO VII - ASPECTO FINANCIERO

Importe de la tonelada de concentrado de plomo - Costos de T, M. N. S. de concentrado de Plomo puesto en Supe - Vida de la mina - Valor actual de la mina.....	132	136
Conclusiones.....	137	138
Recomendaciones	139	

C E P I T U L O I

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

GENERALIDADES

UBICACION

El yacimiento "San Salvador N° 2" se encuentra en el Departamento de Ancash, Provincia de Recuay, Distrito de Ticapampa, zona de Carhuarumi, paraje de Macpacancha, estando dentro de la comprensión de la Jefatura Regional de Minas de Huáras y a 4,200 m. sobre el nivel del mar.

La mina queda al S. W. del Distrito de Ticapampa y con los siguientes coordenados geográficos:

77° 31' 12" de longitud desde el Meridiano de Greenwich.

9° 44' 39" 12 de latitud Sur.

La declinación magnética es N 6° 30' W.

La concesión "San Salvador N° 2" es el centro de varios denuncios que han ido redeándolo al punto cuenta de la bondad de sus minerales, casi todos ellos efectuados por la Anglo French Ticapampa.

ACCESIBILIDAD

Para llegar al centro minero de Ticapampa, capital del distrito, donde tiene sus oficinas la Anglo French Ticapampa, se puede emplear varias vías: vía aérea, carretera, y carretera ferrocarril.

a) Vía Aérea

Por este medio se puede llegar de Lima a Caraz en una hora y media de vuelo y luego volver por carretera hasta Ticapampa con un recorrido de 111 Km. Hay aviones los Domingos, Miércoles y Viernes, que salen a las 10 a. m.

Es un medio con poca ventaja, ya que del aeropuerto de Ca-

raz, hay necesidad de tomar un carro y usar de una carretera sin afirmar.

b) Carretera

Hay dos vías, tomando el ramal que partiendo de Paramonga asciende el valle del Río Fortaleza, llegando a la cumbre de la Cordillera Negra, con 4,081 m. de altura, luego descender por el valle del Santa, hasta Ticapampa. En ésta ruta hay varias empresas establecidas que hacen servicio de obnibuses y automóviles. La otra vía, saliendo de la carretera Panamericana Norte en Casma, ascendiendo a la Cordillera Negra hasta la punta de Callán, para luego descender brúscamente, llegando diréctamente a Huaráz.

La ruta Norte es la combinación de la carretera Panamericana Norte con el ferrocarril de la Corporación Peruana del Santa que, partiendo de Chimbote, avanza por el Cañón del Pato, siguiendo el Río Santa, hasta Huallanca, desde donde hay carretera hasta Ticapampa, pasando por Huaráz.

Como puertos cercanos tenemos el de Supe, que está a 16 Km. al Sur de Paramonga y Callao que queda a 190 Km. al Sur de Paramonga. Ningunos de éstos puertos tiene equipo apropiado para cargar mineral a las bases, empleándose redes, lonías y grúas.

Punto de embarque	R U T A					
	Carr. Río Santa - Río Fortaleza			Vía Ferrea - Carretera		
	P U E R T O					
	Paramonga	Supe	Lima	Chimbote	Huallanca	Chimbote
Ticapampa	179	196	369	411	139	272
Huaráz	210	226	400	442	110	243
Caráz	290	306	480	522	30	173

Las carreteras de internamiento suelen cerrarse algunos días, en los inviernos de todos los años, como consecuencia de las lluvias, que se lleva puentes y tramos enteros de vía.

Cualquiera que vaya a la mina, tiene forzosamente que pernoctar en Ticapampa donde las A. F. T. puede facilitar alojamiento, ya que fuera de ella, no hay ningún otro sitio, salvo, claro está, que quiera pasar hasta Huaráz donde a 7 Km. del N. Norte, están las thermas de Monterrey, de paisaje muy bello, y que cuenta con un hotel de la. clase.

Para ir a Ticapampa a la mina, no hay otro medio que caballos, y se hace a buen andar en 2 horas, de camino de herradura, siempre ascendiendo por cerros de relieve medio y fuerte.

FUERZA MOTRIZ

La empresa cuenta en su planta de Ticapampa con 3 m³ de agua derivados del río Santa, que alimentan a 3 turbinas de 260 130 - 130 HP. de las cuales las dos primeras dan energía eléctrica, y la última dá fuerza directa a la Planta de Concentración. La fuerza para la mina viene de la turbina de 260 HP.; pero actualmente se emplea en vetas a punto de agotarse, como en Huancapetí, la veta Carpa.

En la mina se cuenta con dos ~~motores~~ Deuntz de 90 HP al nivel del mar, uno de los cuales vá acoplado directamente a la compresora, y el otro va a un generador eléctrico de 30 HP, para el Winche o iluminación.

MANO DE OBRA

Los obreros de la zona desempeñan una actividad mixta, pues son agricultores y mineros, alternando una actividad con otra, de éste modo la cantidad de obreros está condicionada a la época del año, escaseando durante la siembra y cosecha, y abun-

dando en los períodos intermedios. Desde el punto de vista minero que es el que ^{me} ocupa, su rendimiento es bajo, y salvo muy honrosas excepciones, no tienen gran afán de superación, ni aspiran a ocupar mejores posiciones, aún cuando personalmente me ocupé de despertarles este sentimiento, q' tuvo casi malos resultados.

Durante las épocas de carestía de personal de la misma zona, se acostumbraba traer obreros Conchucos, para todas las minas de la A. F. T., que en su mayor porcentaje son ignorantes en trabajos mineros, con pocos deseos de aprender, ansiosos de que se cumpla el mes de contrato, para volver a su tierra, faltos de previsión, descuidados hasta en peligros que les afecten personalmente; de modo que había que tener gente para cuidarlos. Como dije mas arriba, este fué el porcentaje alto, pero hubo unos pocos, que parecían la excepción que confirma la regla, muy trabajadores, con gran idea de labores mineras, aptos para dirigir, y con gran sentido de responsabilidad. Estos hombres, que son muy pocos realmente, disimulan la incapacidad de los otros; y nos hacen ver que en todos hay buenas cualidades; pero en unos, por causas que no me detengo a analizar, han sido cultivadas y en otros quedan dormidas.

Este aprovisionamiento de mano de obra Conchucana quedó suspendido en los últimos meses del año de 1957; salvo los que se quedaron, o los que seguían viviendo fuera de contrato con los enganchadores; y fué así debido a un primer reajuste de personal que nos impuso las condiciones del mercado mundial del plomó y zinc de entonces.

RECURSOS DE VIDA

Casi todas las minas de la compañía, tienen mercantiles

que les proveen de lo necesario a sus obreros, pero ésta que tiene tan pocos obreros, se abastece de la de Ticapampa, sitio hasta donde tienen que ir y llevar sus compras en acémilas.

El aprovisionamiento se hace tanto en Lima, a donde vienen los camiones de la compañía como de Huaráz y pueblos cercanos, en productos propios de la región.

VEGETACION

La vegetación de la zona de Carhuarumá es silvestre, encontrándose el ichu, hortiga, huamancasha.

En las zonas bajas, llegando cerca a la carretera, recién se vé cultivos de cebada, y luego de papas,; mas abajo avanzando hacia el Norte, como se va bajando en altura, ya se nota habas y arvejas, y a medida que se siga avanzando en una dirección se verá cultivos de climas mas templados.

APROVISIONAMIENTO

Los explosivos se llevan desde Lima en camiones, y se guardan en el polvorín que queda en "Collaracra" a una distancia de 5 Km., en vía combinada de funicular 2 Km. y 3 Km. locomotora, y a 30 Km. por carretera. Desde este punto se distribuye a todas las minas, según sus necesidades. Se hacen pedidos hasta para 12 meses.

El petróleo, gasolina, lubricantes, reactivos para la planta de flotación, acero, y demás, vá también desde Lima, por carretera empleando la vía de Paramonga - Conococha.

La madera es abastecida por proveed res locales, que algunos de ellos llevan hasta los mismos depósitos de la Empresa, y otros venden en sus chacras; y para recoger ésta, hay un camión que hace servicio diario.

La zona aunque no en abundancia; tiene madera de eucaliptus suficiente para abastecer las distintas minas que actualmente trabajan en la zona, pero hay el peligro de que vayan compradores de fuera, para llevarse la madera a sitios tan lejanos como , Lucanas, lo cual solo es posible por el precio relativamente bajo que actualmente se paga.

Para conjurar una escasez futura, la Empresa ha iniciado una campaña de plantación de eucaliptus; en los terrenos que tiene; que seguramente va dar óptimos resultados; por la calida de los terrenos y el clima tan favorable.

La madera de pino, que solo es usada en determinados trabajos, se lleva desde Lima.

El agua en Ticapampa, para servicios higiénicos y para la planta de concentración se saca del canal alimentador de la Planta de Fuerza, y se distribuye mediante tuberías apropiadas.

El agua potable se obtiene de unos manantiales y se distribuye a los obreros mediante aguateros que llevan dos latas de 5 galones en cada viaje.

En "San Salvador" se usa como agua potable el de unos manantiales cercanos que quedan hacia el lado S. E. y en la mina no hay problema, ya que existe agua en abundante cantidad.

PROPIEDAD MINERA

La Anglo French Ticapampa, tiene en explotación la zona de Collaracra, con varios denuncios que cubren las vetas Collaracra y Hurán, la zona de Huancapití con la veta Carpa, en vías de agotamiento, y la zona de Hércules que es un Stock Work, en actual explotación por medio de tajo abierto.

Las zonas de exploración son varias; pero principalmente "Tuctu" y "San Salvador N° 2" y en San Salvador hay de la propiedad de la empresa 362 Has. de superficie denunciada, en varios denuncias, algunos de los cuales, son de explotación y posesionadas y otros, solo de exploración. Además, también hay algunos otros denuncios ajenos; pero que se espera vayan a ser de propiedad de la empresa, mediante compra.

INSTALACIONES Y CONSTRUCCIONES

La empresa tiene campamentos para todos sus obreros en las diferentes minas en explotación, así mismo, oficinas, escuelas, mercantiles, casas para empleados, la mayor parte de ellas antiguas y faltas de comodidad. En Ticapampa, hay campamentos para obreros, casas para empleados, edificio para oficinas, mercantil, casa para el gerente, que cuenta con habitación para huéspedes, que es el único sitio donde uno puede alojarse, ya que se carece de hotel, que se hace imprescindible. También está allí la planta de fuerza y la planta de concentración.

Todo este equipo es antiguo, pero para los efectos de costos haremos una revalorización, que indudablemente es aproximada.

Planta de concentración	S/o.	400,000.00
Planta de fuerza	"	200,000.00
Talleres	"	40,000.00
Laboratorio	"	5,000.00
Instrumento de Ing°.	"	10,000.00
Herramientas é implementos	"	20,000.00
Muebles y enseres Ticapampa	"	20,000.00
Muebles y enseres Collaracra	"	8,000.00

Campamentos Ticapampa	S/L.o.	200,000.00
Campamentos Collaracra	"	100,000.00
T o t a l -----	S/o.	1'000,000.00

EQUIPO EN SAN SALVADOR

1 Comprensora Atlas CR - 4 - de 170 p. c. m. al nivel del mar refrigerada con a- gua, con recibidor	S/o.	45,000.00
2 Motores Deutz Diesel de 90 HP c/u	"	184,000.00
1 Generador usado de 30 HP	"	30,000.00
Bomba colgante antigua con motor e- léctrico acoplado	"	20,000.00
1 Perforadora Atlas RH 571 - 3W con Jack leg	"	5,000.00
Herramientas o implementos	"	1,500.00
8 Caballos y una mula	"	13,300.00
Construcciones	"	30,000.00
T o t a l -----	S/o.	328,800.00

HISTORIA

La zona fué trabajada inicialmente, por Don Federico Cáceres, en vías de exploración, en la veta N° 3; por los años de 1925, con resultados que no fueron muy halagadores, razón por la que la dejó.

En los años posteriores, en 1950, con la buena cotización de los minerales, se desató una fiebre de denuncios y se efectuaron muchos por las cercanías, y el 7 de Nov. de 1952 se denunció "San Salvador N° 2", por cinco hermanos Morales. La A. F. T. fué invitado a visitar las mi-

y tomó una opción por 2 años, y fué adquirida el 10 de Setiembre de 1956. Esta concepción fué el punto de partida para hacer denuncios vecinos por la empresa, y también por elementos ajenos, llegando a cubrir una gran extensión.

Se iniciaron las exploraciones por la empresa en Octubre de 1956, con trincheras, que arrojan una potencia casi constante en la veta y leyes comerciales. Se trabajó en forma manual la mayor parte de las labores de exploración, y las máquinas fueron instaladas casi al final.

- Se paralizaron las labores en Enero de 1959, al contar la empresa con abundante mineral en Hércules, razón por la que restringieron las partidas para exploraciones, agravada por la caída de los precios de los minerales. Actualmente tiene toda la maquinaria de exploración instalada y como personal solo se tiene a 2 guardianes.

C P I T U L O I I

G E O L O G I A

G E O L O G I A

FISIOGRAFIA

GEO ATMOLOGIA

Acción de la temperatura.-

La acción de la temperatura no es tan fuerte como sería en un clima seco y desértico, donde la superficie se llegan a calentar de un modo intenso, y como consecuencia de ello se dilata la costra superficial y tiende a separarse como una corteza, de las partes interiores. Acá|ténemos una altura de 4,200 m. sobre el nivel del mar y no hay un sol ardiente, además hay elementos moderados como los vientos fríos que soplan de los nevados vecinos, la vegetación que cubre un alto porcentaje de la superficie, que impiden la existencia de cambios de temperatura muy bruscos.

EFFECTOS QUIMICOS DE LA ATMOSFERA

La alteración química de elementos constitutivos de la roca, en su forma mas enérgica se debe a una acción mixta entre la atmósfera y el agua de lluvia. Así, el agua de lluvia, en su recorrido hasta el suelo, coge del aire, oxígeno y C O₂ y cuando llega, se une a diversos ácidos y productos orgánicos derivados del suelo, alterando las rocas en cuatro formas: disolución, oxidación, hidratación y formación de carbonatos, dependiendo la magnitud de su acción de la temperatura, la cantidad de bacterias que existe, la cantidad de sustancias que lleva en disolución, procedente de las rocas descompuestas. Son muy pocos los minerales que resistan la acción de éstos elementos y entre ellos está el cuarzo. Los minerales silicatados dejan un residuo insoluble compuestos de distintos tipos de arcilla, como por

ejemplo la ortoclasa con agua ligeramente carbonatada.



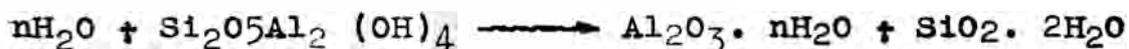
O sea que dá caolín, sílice, y carbonato de potasio que se va en solución.

Desde un punto de vista mas moderno, lo que sucede es la hidrólisis; dependiendo ella principalmente de los ácidos del agua, así ocurre con el feldespato:



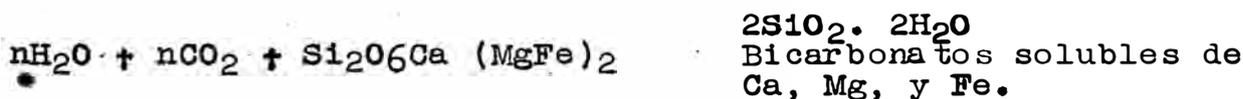
Posteriormente el KOH se combina con el oxígeno del agua, formando el carbonato respectivo, dando radicales OH para formar caolín.

Como reacción de reacciones no muy bien explicadas hasta la fecha, la alteración es todavía mayor en la forma siguiente :



El hidróxido de aluminio se prescipita en forma áltamente insoluble acumulándose y formando yacimientos de de **bauxita** acompañado de hidróxidos de fierro con un color pardo rojizo, recibiendo el nombre de laterita, del latín later = ladrillo; porque en la parte exterior se forma una capa dura, la que se puede romper dándoles la forma de ladrillos.

Como un ejemplo de la descomposición de minerales ferromagnesianos se puede citar el ejemplo del diópsido



Cuando se encuentran presentes Al_2O_3 y FeO_3 , como en la biotita, augita y horneblenda, dá residuos arcillosos y limonita.

La hidratación en San Salvador es pequeña, en cambio es muy fuerte en las partes cercanas a la carretera Huaráz - Lima, co-

mo por ejemplo en Parco, o sea en el Km. 335, donde hay depósitos de caolín muy blanco, que si uno avanza a través de ella, llega a un punto donde desaparece y se encuentra con una Rhyodacita. Este caolín se emplea en la mufla del laboratorio de química de la empresa. Igualmente ocurre con los cerros que queda al Oeste de Recuay y Ticapampa, notándose marcadamente la alteración en el terraplén efectuado para la línea férrea de Collaracra al funicular de Ticapampa.

A medida que se va ascendiendo a la mina, la hidratación disminuye notablemente, y en las rocas de la mina se hace imperceptible.

OXIDACION

La oxidación de las rocas debido a la acción del oxígeno del aire, se efectúa sobre las rocas ferromagnesianas, produciendo la rubefacción, es decir comunicándoles un color rojizo superficial, que avanza lentamente al interior, desagregando la roca.

En San Salvador no se nota un gran efecto de éste fenómeno debido en gran parte a que la roca está encapado con tierra vegetal y plantas propias de la altura y clima y en las partes desnudas el efecto es muy ligero.

EFFECTOS MECANICOS DE LA ATMOSFERA

La altura a que se encuentra la mina trae como consecuencia un clima de temperaturas bajas, que se acentúa en las madrugadas del verano, que baja hasta - 7°C. El agua que entra por entre las grietas, diaclasas y fracturas al enfriarse y congelarse aumenta de volumen, efectuando una gran presión de hasta 146 kg/cm², desde todos los lados, desagregando la

tlántico, por medio del Marañón y los de la vertiente Occidental incluyendo los de la Cordillera Negra, van a volcar sus aguas al Océano Pacífico.

Los ríos importantes de la vertiente occidental son: el Fortaleza, el Huarney, el de Casma, el de Nepeña y sobre todo el Santa.

El río Santa en la dirección de su cauce, es distinto de los ríos nacidos en los nevados cordilleranos, ya que no sigue una dirección transversal, sino es paralelo al eje de la cordillera. Nace en la laguna de Conococha a 3,944 m. de altura sobre el nivel del mar. La laguna de Conococha está situada en la pampa de Lampa a 70 km. al Sur de Huaráz y tiene 3 Km. de largo por 1.5 de ancho, con muy poca profundidad.

Esta laguna se alimenta por un arroyo pequeño que viene a ser el desagüe de otra mas pequeña, llamada Aguash, situado al S. E. de la de Conococha, la que se halla a 4,225 m. S. n. m.

El río Santa por su margen derecha tiene muchos afluentes que provienen de los deshielos de las nieves de la Cordillera Blanca, y también de los desagües de innumerables lagunas. Por la margen izquierda hay arroyos de muy bajo caudal, provenientes de la Cordillera Negra. Sigue un caudal, provenientes de la Cordillera Negra. Sigue un curso N. NO. entre la cordillera Blanca y Negra, pasando por las provincias de Requay, Huaráz, Carhuaz, Yungay y Caráz, bañando todo el Callejón de Huaylas. Luego toma rumbo Oeste, rompiendo la Cordillera Negra, abriéndose paso a travez de una quebrada profunda y estrecha llamada Cañón del Pato, hasta Chuquicara, donde recibe su mayor afluente, el Chuquicara, que nace de los nevados del Pelágitos.

Por su orilla derecha recibe varios riachuelos como el Cashapampa, Quescayo, Yanayacu, Arzobispo, Mashuán, Luca-ma, Marcará, Parón, Mancos, Batán, Colca, Quitaraxa y el de Corongo.

El recorrido total del río Santa es de 300 Km.

LIMNOLOGIA

En la que a esto se refiere en la Cordillera Negra, no tenemos la cantidad de lagunas que hay en la Blanca, y las que existen son muy pequeñas, así tenemos la de Toca, Chullush, Mancán, Curcuy, Carán, Tampush, Mullaca, Macshay, Ututo, Pancán y Harmahuain.

Todas ellas son alimentadas por pequeños manantiales y llenan su cubeta durante el invierno, de Octubre a Mayo y disminuye su volumen en el verano. Hay algunas como la de Curcuy que no tiene rebose.

Todas estas lagunas son de origen glacial, viniendo a ocupar partes del caudal de antiguos glaciares, ^{cerrados} ~~mucho~~ por morrenas frontales cuando se efectuó el súbito retroceso del nivel de las nieves persistentes en el Plástoceno. Todos son de pequeña cantidad.

PLUVIOLOGIA

Dentro del mapa pluviográfico del Ing^o Carlos García Méndez, jefe de pronóstico del Ministerio de Aeronáutica, para 1942, gran parte de la Cordillera Negra tiene una precipitación anual de 500 a 1000 m. m. La zona donde se encuentra ubicada la mina San Salvador, corresponde a la puna o Jalka, dentro de la división del territorio en razón de su altura, y es por ello que goza de abundantes precipitaciones pluviales, en el invierno de Octubre a Mayo, y raras en el verano, o sea en el resto del año.

Las precipitaciones son de cuatro tipos a) líquida en for-

ma de lluvia b) sólida, en forma de granizo, alcanzando a veces cada uno de ellos un diámetro de 1.5 cm. c) cellizca, o sea una nevada muy fina que al llegar al suelo se licúa, y que va acompañada de la forma líquida, y d) nevada, que en la misma mina puede alcanzar un espesor de 4", aumentando en la cumbre de los cerros inmediatos, en razón de su mayor altura. Este tipo de precipitación no es muy frecuente y cuando ocurre, no permanece mucho tiempo sin derretirse.

En la zona Sur del Callejón de Huaylas, ocurre algo que es propio de allí, y me refiero a la distribución de la lluvia de acuerdo a la hora del día y es así: en las mañanas son sumamente raras las lluvias, antes bien el cielo amanece despejado con un sol radiante, a eso de las 10 a.m. comienzan a avanzar las nubes, tanto del lado de la Cordillera Blanca, como de la parte sur y comienza a llover a partir de las doce del día, en tal forma que ~~da~~ lugar a innumerables torrentes, ocupando hasta los mismos caminos, llegando al extremo que no se puede pasar. Esto permite distribuir el tiempo de manera que en la mañana se puede hacer trabajo de campo y en las tardes, de gabinete.

AGUAS SUBTERRANEAS

Las aguas subterráneas son abundantes, habiendo las dos zonas: de las aguas vadosas y la zona de saturación. La cantidad de aguas vadosas es variable, aumentando en la época de lluvias, y también de la zona en que se encuentre: pues hay zonas con muchas diaclasas que permite una mayor filtración, y otras en que hay muy pocas.

En la mina, la zona de saturación se encuentra muy cerca a la superficie.

En el flanco occidental de la Cordillera Blanca tenemos innumerables pozos de aguas termales, que según Raymondi, son aguas juveniles y que son "pruebas de actividad volcánica interior". Próximo a Huaráz, tenemos los baños de Monterrey, cuyos análisis se efectuó el sabio Raymondi y son los siguientes:

Análisis del aire a 10 cm. de la superficie del pozo.

Acido carbónico	4.35 %
Azoe	77.35
Oxígeno	18.20
Gas sulfhídrico	0.10

Tiene una temperatura de 51° en cuanto aflora, no tiene ácido sulfúrico.

Materias fijas contenidas en 1 litro de agua.

CO ₃ Ca	0.0898 gr.
CO ₃ Mg	0.0178
Fe ₂ (CO ₃) ₃	0.0266
NaCl	3.2780
KCl	0.0638
Sílice	0.0760
Total	<u>3.5570 gr.</u>

Las aguas de Chancos tiene las siguientes materias fijas en 1 litro de agua:

CaCO ₃	0.2085
MgCO ₃	0.0097
Fe(CO ₃) ₂	0.0025
Sílice	0.0630
Alúmina	0.0135

CaSO ₄	0.1743
(SO ₄) ₃ Fe ₂	0.0187
(SO ₄) ₃ Al ₂	0.0348
MgCl ₂	0.0082
KCl	0.2123
Acido fosfórico	<u>Trazas</u>
Total	3.3410 gr.

Cerca a Ticapampa existen los baños de Olleros, cuyas aguas no han sido analizadas y están muy descuidadas.

En el flanco Oriental de la Cordillera Negra, entre el puente de Arzobispo y Catac, hay muchos yacimientos de caliza, por deposición de aguas carbonatadas, algunos de ellos contienen ónix, como el de las Salinas, que está 1 Km. al S. O. de Ticapampa, Hasta ahora existen los manantiales cuyas aguas dieron lugar a estos yacimientos, y uno de ellos que tiene una temperatura de 17° C. sirve como baños. Las aguas en este sitio son de temperatura baja, llevado a la boca tiene un gusto salado. No tiene gases ni se nota la presencia de SH₂.

Labor degradacional de los agentes atmo-hidrológicos

Los vientos, aún cuando los hay tan fuertes que pueden desclavar calaminas en los techos, no tiene mayor efecto en la superficie de la puna, debido a la humedad que hay, que cohesiona las partículas, y también impedido por la existencia de los vegetales que en su mayoría son solo pastos.

El efecto mecánico de las lluvias, cuando es fuerte, consiste en el transporte de las rocas erosionadas, a los niveles mas inferiores, abriendo zanjas, formando sábanas de agua que coje y transporta la tierra vegetal. Los terrenos suaves quedan esculpidos por una intrincada red de zanjas y barrancos, separados por crestones agudos.

CaSO ₄	0.1743
(SO ₄) ₃ Fe ₂	0.0187
(SO ₄) ₃ Al ₂	0.0348
MgCl ₂	0.0082
KCl	0.2123
Acido fosfórico	<u>Trazas</u>
Total	3.3410 gr.

Cerca a Ticapampa existen los baños de Olleros, cuyas aguas no han sido analizadas y están muy descuidadas.

En el flanco Oriental de la Cordillera Negra, entre el puente de Arzobispo y Catac, hay muchos yacimientos de **Ca-liza**, por deposición de aguas carbonatadas, algunos de ellos contienen ónix, como el de las Salinas, que está 1 Km. al S. O. de Ticapampa, Hasta ahora existen los manantiales cuyas aguas dieron lugar a estos yacimientos, y uno de ellos que tiene una temperatura de 17° C. sirve como baños. Las aguas en este sitio son de temperatura baja, llevado a la boca tiene un gusto salado. No tiene gases ni se nota la presencia de SH₂.

Labor degradacional de los agentes atmo-hidrológicos

Los vientos, aún cuando los hay tan fuertes que pueden desclavar calaminas en los techos, no tiene mayor efecto en la superficie de la puna, debido a la humedad que hay, que cohesiona las partículas, y también impedido por la existencia de los vegetales que en su mayoría son solo pastos.

El efecto mecánico de las lluvias, cuando es fuerte, consiste en el transporte de las rocas erosionadas, a los niveles mas inferiores, abriendo zanjas, formando sábanas de agua que coje y transporta la tierra vegetal. Los terrenos suaves quedan esculpidos por una intrincada red de zanjas y barrancos, separados por crestones agudos.

percepción de 620,000 Km.². Entre muertos y desaparecidos hubo 1,500, solamente en Sihuas se contaron 133 muertos y 70 heridos, y el 98 % de casas inhabitables. En Conchucos 152 muertos y 31 desaparecidos. Este sismo fué de dislocamiento, existiendo una falla activa entre Sihuas y Quiches.

En 1947 se registraron 3 temblores, mayormente en Sihuas, sin haber registrado su intensidad. El terremoto del 1° de Noviembre de 1947, que en el Satipo tuvo intensidad VIIIIX, en Sihuas tuvo III, Huari V, y Huaráz IV.

El 14 de Febrero de 1948 a las 17 horas, el Norte del Departamento de Ancash fué movido por un temblor que en Quichés se calcula con una intensidad VI - VII. Fué el mas violento después del de 1946.

El 3 de Marzo a la 1 hora 35 se sintió uno de intensidad LV en Huaráz y III en Casma.

Luego de éstos, la zona está calma, y no se notan movimientos.

GEOLOGIA HISTORICA DE LA CORDILLERA NEGRA

Alfred J. Bodenlos y Jhon Straczec del U.S. Geological Survey, que estudiaron los yacimientos de la Cordillera Negra, dicen "En la Cordillera Negra se encuentran tres grupos principales de rocas a saber: una secuencia donde predominan las rocas sedimentarias, otra superyacente a la anterior donde predominan las rocas volcánicas y el tercer grupo que consiste de rocas ígneas que atraviezan los dos grupos de rocas estratificadas. La secuencia sedimentaria consiste principalmente de areniscas, lutitas y clásticos relacionados, de origen continental y fluvial, algunas calizas marinas y

menor cantidad de tufos. Los pocos fósiles recolectados en esta secuencia indican que toda, o la mayor parte de ella son de edad cretácico inferior y medio. La secuencia volcánica consiste principalmente de derrames, tufos y aglomerados, y en muy pequeña cantidad rocas sedimentarias. Estas rocas volcánicas yacen en discordancia sobre la secuencia de rocas sedimentarias y se cree que fueron depositadas a fines del cretácico y en el Terciario. Solo en una localidad se ha encontrado fósiles, de manera que la edad no está bien establecida. El tamaño de las masas intrusivas varía desde stocks y plúgs y también hay sills y dikes; su composición varía desde el granito y riolita hasta garbo. Nos se conoce con seguridad la edad de las intrusiones; pero se presume que sea del Terciario.

"Los afloramientos de las rocas sedimentarias se encuentran principalmente en flanco oriental de la Cordillera, al Norte de Huaráz, pasando al otro lado de la cresta solamente en Caráz. La secuencia volcánica corona la Cordillera, extendiéndose hacia abajo en ambos flancos, hasta diversas distancias y llegando por el Sur por lo menos hasta las cabezas del río Fortaleza. La roca ígnea principal de la Cordillera Negra es parte del batolito de la Costa.

Steinmann en su "geología del Perú" que contiene una compilación de la mayor parte de la geología conocida de la Cordillera Negra, indica que las rocas sedimentarias de esa área pertenece al Neocomiano Inferior, al Barremiano, Aptiano y Albiano. Ciertas rocas no fósilíferas, algo metamórficas y que por lo general ocurren en afloramientos aislados, han sido considerados por diversos geólogos como anteriores

al Cretácico.

"La mayor parte de las rocas sedimentarias del área de Aija son lutitas oscuras o sus equivalentes débilmente metamorfozadas. Al Sud Oeste de Aija, hay un anticlinal de cuarcitas macizas, las que bien pueden corresponder a las cuarcitas masizas de la falda oriental de la Cordillera; además existe en esa área areniscas, cuarcitas delgadas, conglomerados, calizas y mantos de carbón. Por su aspecto litológico dichas rocas son comparable a las del Neocomiano Inferior y a la parte media de la secuencia Barremiana de Steinmann del flanco oriental.

"Los estudios geológicos en el Centro del Perú indican que al finalizar el Cretácico tuvo lugar una orogénea que causó cierto plegamiento y marcó el fin de la deposición marina en el área andina. Este movimiento llamado por Steinmann Orogénea Peruana ~~como~~ marcó el comienzo del volcanismo, el que continuó en algunas partes del territorio hasta fines del Terciario y en algunos lugares aún hasta el Pleistoceno. Durante este intervalo el volcanismo estuvo interrumpido una vez por lo menos por una orogénea importante, seguida de una intensa erosión. Dicho movimiento que se cree que tuvo lugar a principios del Terciario es llamado "Incaico" por Steinmann. La mayor parte de las rocas volcánicas son de fines del cretácico o de principios del terciario, correspondiendo a la fase volcánica de la formación Rímac en el Centro del Perú. El exámen de las láminas delgadas revela que los volcánicos consisten de riolitas, riocacitas, dacitas, traquitas, traquiandecitas, andecitas y basaltos. Los fenocristales, principalmente plagioclasa y en menor proporción ortoclasa, lomis-

que el cuarzo, piroxeno, anfíbol y biotita, tienen un diámetro de 1 a 3 mm., aunque excepcionalmente pueden tener hasta 5 mm., se encuentran dispuestos en una masa de grano fino, consistente principalmente de feldespatos; pero incluyendo cuarzo en las variedades más silíceas.

"Las rocas ígneas intrusivas están emplazadas dentro de todos los tipos de roca estratificada, desde los sedimentos no marinos del Cretácico Inferior, hasta el grupo volcánico superior de probabilidad terciaria. Algunos cuerpos macizos de la roca intrusiva están bien cristalizados; pero por lo general son de grano fino y porfirítico. Las rocas intrusivas ácidas, que contienen cuarzo, son por lo general granodiorita y más raramente granitos y tonalitas entre las variedades eucristalinas y principalmente riolitas pasando a riodacitas y traquitas entre las variedades porfiríticas. Las rocas ígneas intermedias y básicas o rocas saturadas sin cuarzo visible, son dioritas y gabros, entre las variedades eucristalinas y principalmente andesitas entre los tipos porfiríticos. Con la presencia de cuarzo las variedades saturadas pasan gradualmente a tipos más básicos tales como basalto o anortosita. Los intrusivos tabulares, diques y siles, incluyen los tipos tanto saturados como sobresaturados. El tamaño de los intrusivos macizos varía desde grandes batolitos hasta pequeños plugs de 100 m. de diámetro".

Geología de San Salvador.-

La zona de San Salvador está en un macizo de riodacita porfirítica, notándose en algunos sitios áreas cubiertas de un tufo rojizo. No se observa la existencia de rocas sedimentarias cercanas, salvo las que quedan en Aija o las de Cotaparaco, que ya están descritas. La riodacita varía en su color y va de un plo-

mo claro hasta un gris verdoso o casi verde. El tufo rojizo se nota de poca potencia y en su textura presenta muchas cavidades dándole un aspecto cavernoso.

Fallas

No se ha visto hasta el momento la existencia de grandes fallas en superficie, como tampoco en las galerías.

GEOLOGIA ECONOMICA

Origen de las fracturas

Las fracturas son en^{te}kinéticas, formadas, indudablemente, al consolidarse el magma, y forman un típico sistema paralelo que van en una dirección NE-SW, sin secundarias transversales importantes. No hay medio de saber con aproximación la edad, pero debe haber sido en el Terciario.

Relleno de las fracturas

Las fracturas formadas por la consolidación del magma, fueron posteriormente rellenadas con las aguas residuales provenientes de las últimas fases del magma, dando lugar a las diferentes vetas entre las que están la No. 1.

El relleno esta constituido por piritita, galena, blenda generalmente en forma de marmatita, cuarzo, calcita, chalcopirita en forma esporádica, lo mismo que actinolita y tremolita, un poco de caolín y trozos de la roca encajonante, que cuando son grandes y chloritizados aumenta la ley de galena dentro del mineral, por esa razón esto se puede tomar como un control de la mineralización de plomo.

Estructura del relleno

En algunas zonas presenta un aspecto zoneado; pero en otras tiene un aspecto desordenado.

Estructura del yacimiento

Las vetas tienen un buzamiento casi vertical buzando hacia el N.W. de 70 a 90°. Tienen una potencia casi constante, sin cambios bruscos y su mineralización tampoco varía mucho.

Clasificación del yacimiento

Considerando que el yacimiento tiene mineralización zonada, existencia de fragmentos de roca encajonante dentro del relleno, presencia de drusas tapizadas con cristales bien formados de cuarzo y una alteración no muy fuerte, lo clasificaremos como yacimiento epigenético, filoniano, epithermal, esto último de acuerdo a la clasificación de Lindgren, aun cuando va contra la clasificación la existencia de Tremolita y Actinolita, que se encontró en la veta No. 1.

Interpretación de acuerdo a la teoría zonal

La mineralización en cuanto se refiere al orden establecido por H. W. Emmons, tiene la zona oxidada solo en muy pocos sitios y cuando hay tiene una profundidad que no llegan ni al metro.

La zona de sulfuros secundarios y primarios no está muy clara y como la zona oxidada es tan pequeña, debe ser de pequeña profundidad.

La zona de sulfuros primarios sigue las sucesiones encontradas en otras minas, minerales de plomo con blenda primero, aumento de la blenda en profundidad y finalmente blenda con chalcopirita en ganga de cuarzo, acompañados de carbonatos de hierro.

Esta es una posibilidad que se ha notado al hacer el nivel 3 y se confirmará profundizando mas aún el pozo principal, lo que mejorará las perspectivas económicas de la mina.

Enriquecimiento secundario

A pesar de lo cercana que se encuentra la zona de saturación o el nivel freático, se ha observado en unos cristales de chalcopirita la existencia de una cubierta superficial de covelita, proveniente de la deposición de las aguas superficiales en la forma siguiente:

La chalcopirita superficial es oxidada dando



El sulfato de cobre, es disuelto por las aguas y arrastrado hacia abajo, mientras que el sulfato de fierro se oxida nuevamente transformándose en $\text{Fe}(\text{OH})_3$ que es prácticamente insoluble. El sulfato de cobre reacciona con la chalcopirita para dar la covelita, mediante la siguiente reacción:



Aparte de esto, que es un caso aislado no se ha notado mas enriquecimiento secundario.

Persistencia de la veta en profundidad

Tregaskis dice, luego de haber observado muchas minas, que la relación entre la longitud y profundidad de un filón no puede ser menor de 3 a 1.

Nosotros en la veta No. 1, tenemos una longitud mínima de 600 m. de manera que podríamos llegar a tener una profundidad de 200 m.

C A P I T U L O I I I

M I N E R I A

M I N E R I ADESCRIPCION DE LAS VETASVETA N° 1

Esta es la veta que mas se ha reconocido, y a partir del Pozo N° 1 se puede seguir hacia el S. W., en una longitud de mas de 600 m. subiendo hasta el denuncia "Aluvi6n", donde se aprecia la veta principal, un poco angosta, y varios hilillos muy angostos y divergentes.

Hacia el N. E. no se le puede seguir con claridad, por el terreno encapado y falta de un afloramiento visible; sin embargo, a una distancia de 700 m. hay unos hilillos de galena con muy poca blenda, que muy bien puede ser la continuaci6n de la veta.

El afloramiento en la mayor parte de la longitud de la , no es muy claro, salvo la existencia de unos peque~os crestones de pirolusita con limonita, y habia sitios donde se encontraba siderita.

En algunas partes salientes de la roca, se nota la veta con sus componentes de cuarzo, pirita, galena, bastante marmatita y algo de limonita.

Tiene un buzamiento que varia de 84° como en el pozo, hasta 75° hacia el N. W. y una direcci6n promedio de N 62° E. por los trabajos de exploraci6n realizados, se nota que hacia el S. W. del pozo tiene una potencia mayor, que hacia el lado contrario. El mineral que existe es galena que se presenta en cristales c6bicos, generalmente muy peque~os, que excepcionalmente pueden llegar a 1 cm., marmatita en masas sin formar cristales visibles y tambi6n se encuentra una blenda ma-

rrón o amarillenta que a veces tiene visos de verdosa, y de cuando en cuando se nota pequeñas chispas de chalcopirita y también algo de covelita. A todo esto acompaña la pirita que a veces se presenta en cristales de hasta 1/2 cm., generalmente tiene tamaños mucho mas pequeños y tambien puede tener una forma masiva. El cuarzo que existe se encuentra en toda la veta, en las drusas se encuentra cristales que puede, llegar a un tamaño máximo de 3 cm. calcita en poca cantidad habiéndose encontrado en el Nivel 2 Frente N. E. en forma terrosa, y en el S. W. en forma compacta, caolín de color blanco o plumizo, rellinando pequeñas cavidades a lo ancho de la veta. Trozos grandes de roca encajonante, generalmente chloritizada en forma irregular, y se ha observado que cuando se encuentra ésto, desarrollan mejor los cristales de galena.

Hay partes en donde al avanzar la galería aparecía actinolita negra, pasando a verdosa y a veces a tremolita muy clara, que a veces llegaba a ocupar toda la fractura; pero dentro de ella; en forma de hilos delgados galena o marmatita, sin estar juntos. La tremolita casi siempre al terminar da una caliza muy blanca. La cantidad de cobre de ésta veta, seguramente aumenta en profundidad, así en el Nivel 1 no se nota su presencia, en el 2, en forma aislada, y en el 3 se nota un poco mas.

Las cajas de las vetas son silicatadas y piritizadas débilmente, la salvanda es un caolín plumizo que puede tener un espesor de hasta 1" y en muchas partes desaparecen completamente.

VETA N° 2

Esta veta es paralela a la N° 1 quedando a 50 m. al S. E., tiene un afloramiento muy corto, y aparentemente el buzamiento es vertical. No se vé mas que una zanja sobre el filón, con 4 m. de recorrido, continuando en una media barreta que tendrá 6 m. de longitud, llena de agua. Se nota una potencia de 0.5 m. con abundante pirita de cristales muy bien formados de hasta 1.5 mm. de dimensión, dentro del que hay un poco de galena y marmatita.

Una muestra tomada a la entrada de la media barreta dió lo siguiente:

Ag. gr/T. M. 365 - Pb % 4.3 Zn. 5.2

Los trabajos en este filón fueron efectuados en la época del Sr. Ludovico Cáceres, y dejados posiblemente por las leyes bajas para entonces.

VETA N° 3

Esta es otra veta paralela a la N° 1 y a 250 m. al S. E. de ella, con un buzamiento vertical. El afloramiento no es visible y se comenzó los trabajos en una pequeña quebrada. Fué trabajada por el primer propietario de la mina, Don Ludovico Cáceres, y tiene una galería hacia el S. W. de 40 m., iniciada sobre una fractura muy angosta, que adentro se abrió, hasta alcanzar por partes una potencia de 0.70 m.

- El relleno de veta es un cuarzo blanco, con muchas oquedades, y en ella se nota hilos muy delgados de galena y marmatita, y abundante pirita. La salvanda es una arcilla que va de un color casi negro hasta el plomo.

Se tomó cuatro muestras, que dió las siguientes leyes:

<u>Muestra N°</u>	<u>Dist. Bocamina</u>	<u>Ag. gr/T.M.</u>	<u>Pb%</u>	<u>Zn.%</u>	<u>Pot.m.</u>
172	5.00 m.	150	3.40	3.20	0.30
173	10.00 m.	100	2.45	4.23	0.60
174	15.00 m.	100	2.28	3.26	0.70
175	20.00 m.	120	2.90	4.60	0.65

Sería interesante efectuar un taladro con una máquina de Diamond Drill en ésta veta, para en el caso de que se confirmase su persistencia en profundidad; efectuar una cortada desde el Nivel mas profundo de la veta N° 1.

VETA ROSARIO

Esta es una veta con una potencia de 0.15 m. muy rica en galena, con poco zinc, que de lo que se sacó, con un escogido ligero llegó a dar;

860 ag. gr/T.M. y 42 % de Pb.

No tiene afloramiento visible, y el único trabajo efectuado es una pequeña galería de 3 m. de longitud.

VETA PERU

Esta veta aflora en la parte alta del denuncia "Perú de Ticapampa", y presenta características propias, distintas del resto de las vetas, dando la impresión de que no ha sido mineralizado por las mismas soluciones que las otras. La mineralización está compuesta de cholcopirita, galena y blenda, las cargas no son muy claras, y se nota la presencia de abundante clorita, tanto dentro de la roca junto al mineral como en la roca encajonante.

No se hizo mas trabajos que una pequeña galería, notándose que el mineral desaparece bruscamente, para luego aparecer en una dirección distinta. Presenta el aspecto de un lode.

OTRAS VETAS

Además de estas vetas de que he hablado, hay otras vetas muy angostas, en las que casi no se vé mas que una pequeña fractura; pero dada las características de la zona muy bien pueden ensanchar en profundidad, y sería muy interesante explorarlo.

DESCRIPCION DE LAS LABORES EXISTENTES

POZO PRINCIPAL

La labor principal es un pique de 50 m. de profundidad. Sobre la veta N° 1, con las dimensiones siguientes: 9 pies de largo y 7 pies de ancho, siendo el collar con longarinas de 14 pies de 10" x 10", de madera de pino.

El pique se dividió en dos secciones; una como camino con una sección libre de 0.70 x 1.5 m. y la otra para el balde, con una sección de 1.5 x 1.25.

Se colocó pisos de tablas de eucaliptus de 2", cada 3 m. de altura, donde asientan las escaleras. El enmaderado del pique, fuera del collar consiste en puntales de troncos de eucaliptus sin cuadrar sobre patillas.

El pozo se hizo sobre veta y continuamos sobre ella hasta los 17 m. de profundidad, donde esta se fué alejando de la vertical hacia el N. W. y a partir de los 22 m. se siguió en estéril, efectuando cortes a la veta cada 10 m. de profundidad, hasta los 30 m. donde se efectuó el corte final y se encontró la veta a los 4.50 m. o sea con buzamiento de 84° al N. W.

NIVEL 1 FRENTE N. E.

Al N. E. del collar del pozo y a una distancia de 31.50 m. se hizo una galería, que llegó a tener un avance final de

41.50 m. toda ella sobre mineral; pero prácticamente sin campana. Se trabajó en forma intermitente, los días que se malograba la bomba, o algún otro desperfecto que impedía el trabajo en los niveles interiores.

NIVEL 2

En el nivel 2 de la veta N° 1, tenemos dos galerías, siguiendo ambos lados de la veta; la del lado N. E., tiene 97.20 m. de longitud, y la del lado S. W. 128.100 m..

NIVEL 3

En la misma veta N° 1, luego de cortarla se efectuó un disparo a cada lado.

METODO DE EXPLORACION

Como se podrá observar por todo lo dicho, la exploración se ha concentrado a la veta N° 1; y se adoptó el de niveles sucesivos, mediante un pique vertical, profundizando en la primera etapa solamente 20 m. por que ese era el límite de la cabeza que podía levantar la bomba; y en la segunda etapa hasta 50 m.

Este método indudablemente es muy lento, si lo comparamos con el de Diamond Drill; pero ofrece la ventaja de que las labores efectuadas para el reconocimiento, sirven también para la explotación, con ligeras modificaciones; y en nuestro caso en particular, gran parte de los trabajos se hicieron sobre mineral, que de todas maneras ayuda a pagar los gastos.

La exploración se comenzó a hacer en forma manual, lo que llevaba mucho tiempo, especialmente en el izamiento de mineral y desmonte. Finalmente se instaló la compresora con los motores Deutz y el generador, con lo que avanzamos bas-

tante en el trabajo, y la gente trabajó en mejores condiciones.

Los frentes en su totalidad se llevaron de 5" x 6" y el mineral y desmonte se transportaba en el pozo mediante carretillas, donde se llenaba a un balde con guías de cable de acero de 3/8". La capacidad del balde era de hasta 120 Kg. de mineral probado practicamente. El motor del winche era de 12 H.P. y todo el winche a excepción del motor, fué fabricado con diferentes piezas que encontraron en los depósitos de los talleres de Ticapampa, lo que dió como resultado una máquina ineficiente, que para terminar fué acoplado a un motor muy pequeño; sobrando energía eléctrica, y desperdiciando la potencia que podía dar el motor Deutz.

Para los obreros se construyeron chozas, y además se levantó una pequeña construcción de dos habitaciones, hecha de tapia, una de las cuales servía como oficina y la otra como depósito.

Las máquinas, todas se reunieron en un solo edificio, al que se llamó "Sala de Máquinas", que se situó al N. W. del pozo y a 6 m. de distancia de él.

En este punto dejaremos la exploración de la veta N° 1 de San Salvador; sinembargo se puede continuar en otras vetas, pudiendo trasladar el equipo actual, luego de adquirir el equipo de explotación.

La cantidad de dinero gastada por la empresa en la explotación de esta veta no se conoce exactamente porque la cuenta de reconocimientos se llevó en forma global, y en reconocimiento hubo otras zonas aparte de ésta; por esa razón asumiremos en forma total S/o. 200,000.00 sin contar el capital invertido en maquinarias, como tampoco su amortización, o sea

solamente el dinero gastado en las labores, comprendiendo materiales y mano de obra.

ENSAYES

Se ensayó el afloramiento, limpiando la cubierta de tierra vegetal, piedras y abriendo trincheras cada 20 metros, hacia el S. W.

Los distintos puntos de los niveles se mostraron mediante canales, cada 3 metros.

El pozo se mostró cada metro.

Todos los ensayos se efectuaron solamente por Plata, Plomo, y Zinc, que son los únicos metales que se ensaya en el laboratorio, a las muestras de mina.

L E Y E S

Dist. m.	Ag. gr/T.M.	Pb %	Zn. %	Pot. cm.
Bocamina	120	4.12	3.51	0.30
3	125	4.30	5.20	0.70
6	380	10.20	11.10	1.60
9	320	10.50	10.22	1.80
12	300	8.45	9.30	1.75
15	250	7.26	9.40	2.05
18	220	7.70	11.35	2.05
21	240	7.40	9.70	1.80
24	126	4.75	9.22	1.80
27	120	4.20	6.52	1.75
30	140	4.40	12.25	1.10
33	180	7.20	4.10	0.60
36	240	5.40	6.20	0.40
39	100	5.60	9.50	1.10
41.5 Tope	200	7.22	11.20	1.00

T R I N C H E R A S S. W.

<u>Dist. de Pozo</u>	<u>Ag. gr/T.M.</u>	<u>Pb. %</u>	<u>Zn. %</u>	<u>Pot. cm.</u>
20 m.	1.15	6.16	11.20	0.05
40 m.	224	3.30	6.35	1.00
60 m.	200	4.90	7.60	1.20
80 m.	285	6.80	8.70	0.90
100 m.	160	4.30	5.28	0.80
120 m.	240	5.65	6.17	1.10
140 m.	200	6.45	8.50	0.80
160 m.	225	6.75	5.20	1.05
180 m.	180	4.18	4.30	1.20
200 m.	210	5.20	7.80	1.15

P O Z O N° 1

Prof. m.	Ag. gr/T.M.	Pb. %	Zn. %	Pot. m.
Comienzo	200	4.26	6.40	1.00
1.00	180	4.50	3.60	0.90
2.00	180	6.70	3.20	0.95
3.00	240	7.10	4.40	1.20
4.00	220	8.20	11.50	1.40
5.00	240	8.40	12.10	1.20
6.00	190	8.90	4.36	1.10
7.00	160	5.20	8.60	0.95
8.00	180	4.30	10.20	1.00
9.00	240	5.20	11.30	0.90
10.00	120	6.50	12.00	1.20
11.00	230	7.40	12.50	1.10
12.00	240	8.50	10.20	1.20
13.00	280	7.24	7.40	1.00
14.00	320	7.00	6.30	0.80
15.00	200	4.28	12.20	0.95
16.00	240	7.45	10.20	1.00
17.00	280	10.20	11.10	1.30
18.00	220	6.30	6.50	1.10
19.00	210	8.50	5.60	1.15
20.00	140	6.90	8.30	1.20
21.00	180	6.00	6.40	1.00
22.00	250	6.10	7.30	1.20
30.00	260	7.30	6.80	1.40
40.00	280	6.70	9.40	1.10
50.00	190	8.10	7.50	1.15

NIVEL II F. N. E.

<u>Dist.</u>	<u>Ag. gr/T.M.</u>	<u>Pb. %</u>	<u>Zn. %</u>	<u>Pot. Cm.</u>
3.00	242	7.26	6.40	0.90
6.00	180	7.10	7.59	1.20
9.00	168	6.50	6.20	1.25
12.00	280	7.50	10.67	1.25
15.00	224	9.30	5.40	0.85
18.00	340	6.60	6.10	1.40
21.00	215	4.32	9.40	1.10
24.00	190	8.75	4.78	0.85
27.00	240	6.36	5.66	0.74
30.00	250	8.60	4.40	0.60
33.00	190	7.80	10.10	0.65
36.00	220	7.85	11.40	0.70
39.00	180	4.25	12.58	1.20
42.00	245	12.35	12.26	1.35
45.00	240	8.75	4.80	1.25
48.00	195	10.55	8.64	1.00
51.00	280	7.53	6.86	1.35
54.00	280	8.30	6.63	1.15

Sigue en la pag. 37

Viene de la pag. 36

57.00	110	3.20	12.60	1.20
60.00	110	3.00	4.20	1.05
63.00	100	3.50	8.70	1.00
66.00	180	3.85	9.56	0.85
69.00	322	6.40	10.70	0.80
72.00	120	3.60	12.40	0.70
75.00	348	3.30	6.20	0.70
78.00	320	6.70	7.30	0.75
81.00	216	6.38	7.40	0.96
84.00	298	6.25	6.30	1.15
87.00	245	10.00	7.24	1.05
90.00	318	7.35	7.60	1.00
93.00	220	7.56	6.25	1.10
96.00	245	6.48	5.10	0.95
97.20 Tope	280	8.20	7.34	1.10

NIVEL II F. S. W.

<u>Dist. m.</u>	<u>Ag. gr/T.M.</u>	<u>Pb. %</u>	<u>Zn. %</u>	<u>Pot. cm.</u>
3.00	200	7.50	8.40	1.20
6.00	180	7.20	8.30	1.20
9.00	245	6.50	7.26	0.90
12.00	210	6.15	3.25	0.95
15.00	270	7.18	4.40	1.10
18.00	220	6.40	7.80	1.10
21.00	210	5.20	7.35	1.70
24.00	140	3.20	8.10	2.00
27.00	100	3.00	5.25	2.10
30.00	120	3.25	4.40	2.05
33.00	140	4.15	4.00	2.10
36.00	320	9.65	5.30	1.90
39.00	180	5.58	7.26	1.85
42.00	256	7.40	6.35	1.40
45.00	280	8.54	10.27	1.25
48.00	295	12.64	8.34	1.30
51.00	316	15.05	12.75	1.30
54.00	270	8.24	6.55	1.20
57.00	120	5.30	7.45	1.25
60.00	230	7.10	6.40	1.80
63.00	220	6.70	6.40	1.10
66.00	180	5.58	6.50	1.10
69.00	148	4.20	4.55	1.30
72.00	206	5.80	4.20	0.90
75.00	220	3.75	8.90	0.80
78.00	210	4.35	7.70	0.85
81.00	140	5.60	7.40	0.80
84.00	120	9.45	8.24	0.95
87.00	312	11.45	10.64	0.80
90.00	300	12.20	11.56	0.80
93.00	250	10.24	13.40	0.90
96.00	215	10.50	8.34	1.40
99.00	210	7.15	8.25	1.20

Sigue en la pag. 38

Viene de la pag. 37

<u>Dist. m.</u>	<u>Ag. gr/T.M.</u>	<u>Pb. %</u>	<u>Zn. %</u>	<u>Pot. cm.</u>
102.00	190	6.80	9.16	1.30
105.00	250	8.74	8.15	1.05
108.00	266	11.25	6.12	0.90
111.00	298	8.15	7.14	1.10
114.00	209	7.75	7.18	0.80
117.00	268	8.16	12.05	1.60
120.00	226	6.90	10.20	1.40
123.00	232	7.80	12.24	1.10
126.00	260	8.30	7.40	1.20
128.00	265	7.50	6.80	1.00

<u>PLATA</u>	<u>TRINCHERAS</u>		<u>S. W.</u>	
<u>Dist. Pozo m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
20.00	1.05	115	21.00	2'415,000
40.00	1.00	224	40.00	8'960,000
60.00	1.20	200	72.00	14'400,000
80.00	0.90	285	72.00	20'520,000
100.00	0.80	160	80.00	12'800,000
120.00	1.10	240	132.00	31'680,000
140.00	0.80	200	112.00	22'400,000
160.00	1.05	225	168.00	37'800,000
180.00	1.20	180	216.00	38'880,000
200.00	1.15	210	230.00	48'300,000
<u>1,100.00</u>			<u>1,143.00</u>	<u>138'155,000</u>

<u>PLOMO</u>	<u>TRINCHERAS</u>		<u>S. W.</u>	
<u>Dist. Pozo</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
20.00	1.05	6.16	21.00	129,360
40.00	1.00	3.30	40.00	132,000
60.00	1.20	4.90	72.00	352,800
80.00	0.90	6.86	72.00	493,920
100.00	0.80	4.30	80.00	344,000
120.00	1.10	5.65	132.00	745,800
140.00	0.80	6.45	112.00	722,400
160.00	1.05	6.75	168.00	1'134,000
180.00	1.20	4.18	216.00	902,880
200.00	1.15	5.20	230.00	1'196,000
<u>1,100.00</u>			<u>1,143.00</u>	<u>6'153,160</u>

<u>ZINC</u>	<u>TRINCHERAS</u>		<u>S. W.</u>	
<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
20.00	1.05	11.20	21.00	235,200
40.00	1.00	6.35	40.00	254,000
60.00	1.20	7.60	72.00	547,000
80.00	0.90	8.70	72.00	626,400
100.00	0.80	5.28	80.00	422,400
120.00	1.10	6.17	132.00	814,440
140.00	0.80	8.50	112.00	952,000
160.00	1.05	5.20	168.00	873,600
180.00	1.20	4.30	216.00	928,800
200.00	1.15	7.80	230.00	1'794,000
<u>1,100.00</u>			<u>1,143.00</u>	<u>7'447,840</u>

<u>L A T A</u>		<u>N I V E L 1</u>		<u>F . N . E .</u>
<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
soamina	0.30	120	2,100	262,500
3.00	0.70	125	9,600	3'648,000
6.00	1.60	380	16,200	5'184,000
9.00	1.80	320	21,000	6'300,000
12.00	1.75	300	30,750	7'687,000
15.00	2.05	250	36,900	8'118,000
18.00	2.05	220	37,800	9'072,000
21.00	1.80	240	43,200	5'443,200
24.00	1.80	126	47,250	5'670,000
27.00	1.75	120	33,000	4'620,000
30.00	1.10	140	19,800	3'564,000
33.00	0.60	180	14,400	3'456,000
36.00	0.40	240	42,900	4'290,000
39.00	1.10	100	41,500	8'300,000
41.50	1.00	200		
<u>14.50</u>	<u>19.80</u>		<u>396,400</u>	<u>75'614,700</u>

<u>L O M O</u>		<u>N I V E L 1</u>		<u>F . N . E .</u>
<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
soamina	0.30	4.12		
3.00	0.70	4.30	2,100	9,030
6.00	1.60	10.20	9,600	97,920
9.00	1.80	10.50	16,200	170,100
12.00	1.75	8.45	21,000	177,450
15.00	2.05	7.26	30,750	223,245
18.00	2.05	7.70	36,900	284,130
21.00	1.80	7.40	37,800	279,720
24.00	1.80	4.75	43,200	205,200
27.00	1.75	4.20	47,250	198,450
30.00	1.10	4.40	33,000	145,200
33.00	0.60	7.20	19,800	142,560
36.00	0.40	5.40	14,400	77,760
39.00	1.10	5.60	42,900	240,240
41.50	1.00	7.22	41,500	299,630
<u>314.50</u>	<u>19.80</u>		<u>396,400</u>	<u>2'550.635</u>

<u>Z I N C</u>		<u>N I V E L 1</u>		<u>F . N . E .</u>
<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
soamina	0.30	3.51		
3.00	0.70	5.20	2,100	10,980
6.00	1.60	11.10	9,600	106,560
9.00	1.80	10.22	16,200	165,564
12.00	1.75	9.30	21,000	195,300
15.00	2.05	9.40	30,750	289,050
18.00	2.05	11.35	36,900	418,815
21.00	1.80	9.70	37,800	366,660
24.00	1.80	9.22	43,200	398,304
27.00	1.75	6.52	47,250	308,070
30.00	1.10	12.25	33,000	404,250
33.00	0.60	4.10	19,800	81,180
36.00	0.40	6.20	14,400	89,280
39.00	1.10	9.50	42,900	407,550
41.50	1.00	11.20	41,500	464,800
<u>314.50</u>	<u>19.80</u>		<u>396,400</u>	<u>3'706,303</u>

P E A T A

P O Z O N° 1

<u>Prof. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Pot. x Prof.</u>	<u>Pot. x Prof. x Ley</u>
0.00	1.00	200		
1.00	0.90	180	0.90	162,000
2.00	0.95	180	1.90	342,000
3.00	1.20	240	3.60	864,000
4.00	1.40	220	5.60	1'232,000
5.00	1.20	240	6.00	1'440,000
6.00	1.10	190	6.60	1'254,000
7.00	1.95	160	6.65	1'064,000
8.00	1.00	180	8.00	1'440,000
9.00	0.90	240	8.10	1'944,000
10.00	1.20	120	12.00	1'440,000
11.00	1.10	230	12.10	2'783,000
12.00	1.20	240	14.40	3'456,000
13.00	1.00	280	13.00	3'640,000
14.00	0.80	320	11.20	3'584,000
15.00	0.95	200	14.25	2'850,000
16.00	1.00	240	16.00	3'840,000
17.00	1.30	280	22.10	6'188,000
18.00	1.10	220	19.80	4'356,000
19.00	1.15	210	21.85	4'588,000
20.00	1.20	140	24.00	3'360,000
21.00	1.00	180	21.00	3'780,000
22.00	1.20	250	26.00	6'600,000
30.00	1.40	260	42.00	10,920,000
40.00	1.10	280	44.00	12'520,000
50.00	1.15	190	57.50	10'925,000
<u>373.00</u>	<u>28.45</u>		<u>418.95</u>	<u>94'572,000</u>

P L O M O

P O Z O N° 1

<u>Prof. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Prof. x Pot.</u>	<u>Prof. x Pot. x Ley</u>
0.00	1.00	4.26		
1.00	0.90	4.50	0.90	4,050
2.00	0.95	6.70	1.90	12,730
3.00	1.20	7.10	3.60	25,560
4.00	1.40	8.20	5.60	45,920
5.00	1.20	8.40	6.00	50,400
6.00	1.10	8.90	6.60	58,740
7.00	0.95	5.20	6.65	34,580
8.00	1.00	4.30	8.00	34,400
9.00	0.90	5.20	8.10	42,120
10.00	1.20	6.50	12.00	78,000
11.00	1.10	7.40	12.10	89,540
12.00	1.20	8.50	14.40	122,400
13.00	1.00	7.24	13.00	94,120
14.00	0.80	7.00	11.20	78,400
15.00	0.95	4.28	14.25	60,990
16.00	1.00	7.45	16.00	119,200
17.00	1.30	10.20	22.10	225,420
18.00	1.10	6.30	19.80	124,740
19.00	1.15	8.50	21.85	185,725
20.00	1.20	6.90	24.00	165,600

Sigue a la pag. 42

Sigue de la pag. 41

<u>Prot. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Prot. x Pot</u>	<u>Prot. x Pot. x Ley</u>
21.00	1.00	6.00	21.00	126,000
22.00	1.20	6.10	26.40	161,040
30.00	1.40	7.30	42.00	306,600
40.00	1.10	6.70	44.00	294,800
<u>50.00</u>	<u>1.15</u>	<u>8.10</u>	<u>57.50</u>	<u>465,750</u>
373.00	28.45		418.95	3'006,825

Z I N C

P O Z O N° 1

<u>Prot. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Pot. x Prot</u>	<u>Pot. x Prot. x Ley</u>
0.00	1.00	6.40		
1.00	0.90	6.60	0.90	3,240
2.00	0.95	3.20	1.90	6,080
3.00	1.20	4.40	3.60	15,840
4.00	1.40	11.50	5.60	64,400
5.00	1.20	12.10	6.00	72,600
6.00	1.10	4.36	6.60	28,776
7.00	0.95	8.60	6.65	67,190
8.00	1.00	10.20	8.00	81,600
9.00	0.90	11.30	8.10	91,530
10.00	1.20	12.00	12.00	144,000
11.00	1.10	12.50	12.10	151,250
12.00	1.20	10.20	14.40	146,880
13.00	1.00	7.40	13.00	96,200
14.00	0.80	6.30	11.20	70,560
15.00	0.95	12.20	14.25	173,850
16.00	1.00	10.20	16.00	163,200
17.00	1.30	11.10	22.10	245,310
18.00	1.10	6.50	19.80	118,700
19.00	1.15	5.60	21.85	122,360
20.00	1.20	8.30	24.00	199,200
21.00	1.00	6.40	21.00	134,400
22.00	1.20	7.30	26.40	192,720
30.00	1.40	6.80	42.00	285,600
40.00	1.10	9.40	44.00	413,600
50.00	1.15	7.50	57.50	431,250
<u>373.00</u>	<u>28.45</u>		<u>418.95</u>	<u>3'510,336</u>

PLATA

N I V E L 2

F . N . E .

<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	0.90	242	2,700	653,400
6.00	1.20	180	7,200	1'296,000
9.00	1.25	168	11,250	1'890,000
12.00	1.25	280	15,000	4'200,000
15.00	0.85	224	12,750	2'856,000
18.00	1.40	340	25,200	8'568,000
21.00	1.10	215	23,100	4'966,000
24.00	0.85	190	20,400	3'876,000
27.00	0.74	240	19,980	4'795,200
30.00	0.60	250	18,000	4'500,000
33.00	0.65	196	21,450	4'204,200
36.00	0.70	220	25,200	5'544,000
39.00	1.20	180	46,800	8'424,000
42.00	1.35	245	56,700	13'891,500
45.00	1.25	240	56,250	13'500,000
48.00	1.00	195	48,000	9'360,000
51.00	1.35	280	68,850	19'278,000
54.00	1.15	280	62,100	17'388,000
57.00	1.20	110	68,400	7,524,000
60.00	1.05	110	63,000	6'930,000
63.00	1.00	110	63,000	6'300,000
66.00	0.85	180	56,100	10'098,000
69.00	0.80	322	55,200	17'774,400
72.00	0.70	120	50,400	6'048,000
75.00	0.70	348	52,500	18'270,000
78.00	0.75	320	58,500	18'720,000
81.00	0.96	216	77,760	16'797,160
84.00	1.15	298	96,600	28'786,800
87.00	1.05	245	91,350	22'380,750
90.00	1.00	318	90,000	28'620,000
93.00	1.10	220	102,300	22'506,000
96.00	0.95	245	91,200	22'344,000
97.20	1.10	280	106,920	29'937,000
1,681.20	33.15		1'664,160	392'222,410

PLOMO

N I V E L 2

F . N . E .

<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	0.90	7.26	2,700	19,602
6.00	1.20	7.10	7,200	51,120
9.00	1.25	6.50	11,250	73,125
12.00	1.25	7.50	15,000	112,500
15.00	0.85	9.30	12,750	118,575
18.00	1.40	6.60	25,200	166,320
21.00	1.10	4.32	23,100	99,792
24.00	0.85	8.25	20,400	168,300
27.00	0.74	6.36	19,980	127,073
30.00	0.60	8.60	18,000	154,800
33.00	0.65	7.80	21,450	167,310
36.00	0.70	7.85	25,200	197,820
39.00	1.20	4.25	46,800	198,900
42.00	1.35	12.35	56,700	700,245
45.00	1.25	8.75	56,250	492,187
48.00	1.00	10.55	48,000	506,400
51.00	1.35	7.53	68,850	518,441
54.00	1.15	8.30	62,100	515,430
57.00	1.20	3.20	68,400	218,880
60.00	1.05	3.00	63,000	189,000
63.00	1.00	3.50	63,000	220,500
66.00	0.85	3.85	56,100	215,985
69.00	0.80	6.40	55,200	353,280

Viene de la pag. 43

<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
72.00	0.70	3.60	50,400	181,440
75.00	0.70	3.30	52,500	173,250
78.00	0.75	6.70	58,500	391,950
81.00	0.96	6.38	77,760	496,108
84.00	1.15	6.25	96,600	603,750
87.00	1.05	10.00	91,350	913,500
90.00	1.00	7.35	90,000	661,500
93.00	1.10	7.56	102,300	773,388
96.00	0.95	6.48	91,200	590,976
97.20	1.10	8.20	106,920	876,744
<u>1,681.20</u>	<u>33.15</u>		<u>1'664.160</u>	<u>11'248,191</u>

Z I N C

N I V E L 2

F . N . E .

<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	0.90	6.40	2,700	17,280
6.00	1.20	7.59	7,200	54,648
9.00	1.25	6.20	11,250	69,750
12.00	1.25	10.67	15,000	160,050
15.00	0.85	5.40	12,750	68,850
18.00	1.40	6.10	25,200	153,720
21.00	1.10	9.40	23,100	217,140
24.00	0.85	4.78	20,400	97,512
27.00	0.74	5.66	19,980	113,087
30.00	0.60	4.40	18,000	79,200
33.00	0.65	10.10	21,450	216,645
36.00	0.70	11.40	25,200	287,280
39.00	1.20	12.58	46,800	588,744
42.00	1.35	12.26	56,700	695,142
45.00	1.25	4.80	56,250	270,000
48.00	1.00	8.64	48,000	414,720
51.00	1.35	6.86	68,850	472,311
54.00	1.15	6.63	62,100	411,723
57.00	1.20	12.60	68,400	861,840
60.00	1.05	4.20	63,000	264,600
63.00	1.00	8.70	63,000	548,100
66.00	0.85	9.56	56,100	536,316
69.00	0.80	10.70	55,200	590,064
72.00	0.70	12.40	50,400	624,560
75.00	0.70	6.20	52,500	325,500
78.00	0.75	7.30	58,500	427,050
81.00	0.96	7.40	77,760	575,424
84.00	1.15	6.30	96,600	608,580
87.00	1.05	7.24	91,350	661,374
90.00	1.00	7.60	90,000	684,000
93.00	1.10	6.25	102,300	639,375
96.00	0.95	5.10	91,200	465,120
97.20	1.10	7.34	106,920	784,792
<u>1,681.20</u>	<u>33.15</u>		<u>1'664,160</u>	<u>12'984,497</u>

Viene de la pag. 43

<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
72.00	0.70	3.60	50,400	181,440
75.00	0.70	3.30	52,500	173,250
78.00	0.75	6.70	58,500	391,950
81.00	0.96	6.38	77,760	496,108
84.00	1.15	6.25	96,600	603,750
87.00	1.05	10.00	91,350	913,500
90.00	1.00	7.35	90,000	661,500
93.00	1.10	7.56	102,300	773,388
96.00	0.95	6.48	91,200	590,976
97.20	1.10	8.20	106,920	876,744
<u>1,681.20</u>	<u>33.15</u>		<u>1'664.160</u>	<u>11'248,191</u>

Z I N C

N I V E L 2

F . N . E .

<u>Dist. m.</u>	<u>Pot. m.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	0.90	6.40	2,700	17,280
6.00	1.20	7.59	7,200	54,648
9.00	1.25	6.20	11,250	69,750
12.00	1.25	10.67	15,000	160,050
15.00	0.85	5.40	12,750	68,850
18.00	1.40	6.10	25,200	153,720
21.00	1.10	9.40	23,100	217,140
24.00	0.85	4.78	20,400	97,512
27.00	0.74	5.66	19,980	113,087
30.00	0.60	4.40	18,000	72,000
33.00	0.65	10.10	21,450	216,645
36.00	0.70	11.40	25,200	287,280
39.00	1.20	12.58	46,800	588,744
42.00	1.35	12.26	56,700	695,142
45.00	1.25	4.80	56,250	270,000
48.00	1.00	8.64	48,000	414,720
51.00	1.35	6.86	68,850	472,311
54.00	1.15	6.63	62,100	411,723
57.00	1.20	12.60	68,400	861,840
60.00	1.05	4.20	63,000	264,600
63.00	1.00	8.70	63,000	548,100
66.00	0.85	9.56	56,100	536,316
69.00	0.80	10.70	55,200	590,064
72.00	0.70	12.40	50,400	624,560
75.00	0.70	6.20	52,500	325,500
78.00	0.75	7.30	58,500	427,050
81.00	0.96	7.40	77,760	575,424
84.00	1.15	6.30	96,600	608,580
87.00	1.05	7.24	91,350	661,374
90.00	1.00	7.60	90,000	684,000
93.00	1.10	6.25	102,300	639,375
96.00	0.95	5.10	91,200	465,120
97.20	1.10	7.34	106,920	784,792
<u>1,681.20</u>	<u>33.15</u>		<u>1'664,160</u>	<u>12'984,497</u>

PLATANIVEL 2F. S. W.

<u>Dist.</u>	<u>Pot.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	1.20	200	3.60	720.00
6.00	1.20	180	7.20	1,296.00
9.00	0.90	245	8.10	1,984.50
12.00	0.95	210	11.40	2,394.00
15.00	1.10	270	16.50	4,455.00
18.00	1.10	220	19.80	4,356.00
21.00	1.70	210	35.70	7,497.00
24.00	2.00	140	48.00	6,720.00
27.00	2.10	100	56.70	5,670.00
30.00	2.05	120	61.50	7,380.00
33.00	2.10	140	69.30	9,702.00
36.00	1.90	320	68.40	21,888.00
39.00	1.85	180	12.20	12,987.00
42.00	1.40	256	58.80	15,052.80
45.00	1.25	280	56.30	15,750.00
48.00	1.30	295	62.40	18,408.00
51.00	1.30	316	66.30	20,950.80
54.00	1.20	270	64.80	17,496.00
57.00	1.25	120	71.30	8,556.00
60.00	1.80	230	108.00	24,840.00
63.00	1.10	220	69.30	15,246.00
66.00	1.10	180	72.50	13,068.00
69.00	1.30	148	89.70	14,275.00
72.00	0.90	206	64.80	13,348.80
75.00	0.80	220	60.00	13,200.00
78.00	0.85	210	66.30	13,923.00
81.00	0.80	140	64.80	9,072.00
84.00	0.95	220	79.80	17,556.00
87.00	0.80	312	69.60	21,715.20
90.00	0.80	300	72.00	21,600.00
93.00	0.90	250	83.70	20,925.00
96.00	1.40	316	134.40	42,470.00
99.00	1.20	210	118.80	24,948.00
102.00	1.30	190	132.60	15,194.00
105.00	1.05	250	110.30	27,562.50
108.00	0.90	266	97.20	25,855.20
111.00	1.10	298	122.10	35,385.58
114.00	0.80	209	91.20	19,060.80
117.00	1.60	268	187.20	50,969.60
120.00	1.40	226	168.00	37,968.00
123.00	1.10	232	135.30	31,389.60
126.00	1.20	260	151.20	39,312.00
128.00	1.00	265	128.00	33,920.00
<u>2,837.00</u>	<u>54.00</u>		<u>3,335.20</u>	<u>766,067.60</u>

P L O M ONIVEL 2F. S. W.

<u>Dist.</u>	<u>Pot.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	1.20	7.50	3.60	27,000
6.00	1.20	7.20	7.20	51,840
9.00	0.90	6.50	8.10	52,650
12.00	0.95	6.15	11.40	70,110
15.00	1.10	7.18	16.50	118,470
18.00	1.10	6.40	19.80	126,720
21.00	1.70	5.20	35.70	185,640
24.00	2.00	3.20	48.00	153,600
27.00	2.10	3.00	56.70	170,100
30.00	2.05	3.25	61.50	199,875
33.00	2.10	4.15	69.30	287,595

Pasa a la pag. 46

Viene de la pag. 45

<u>Dist.</u>	<u>Pot.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot x Ley</u>
36.00	1.90	9.65	68.40	660,060
39.00	1.85	5.58	72.20	402,876
42.00	1.40	7.40	58.80	435,120
45.00	1.25	8.54	56.30	480,802
48.00	1.30	12.64	62.40	788,736
51.00	1.30	15.95	66.30	1'002,815
54.00	1.20	8.24	64.80	533,952
57.00	1.25	5.30	71.30	377,890
60.00	1.80	7.10	108.00	966,800
63.00	1.10	6.70	69.30	964,310
66.00	1.10	5.58	72.60	395,108
69.00	1.30	4.20	89.70	376,740
72.00	0.90	5.80	64.80	375,840
75.00	0.80	3.75	60.00	225,000
78.00	0.85	4.35	66.30	288,405
81.00	0.80	5.60	64.80	362,880
84.00	0.95	9.45	79.80	754,110
87.00	0.80	11.45	69.60	796,920
90.00	0.80	12.20	72.00	878,400
93.00	0.90	10.24	83.70	857,088
96.00	1.40	10.50	134.40	1'411,200
99.00	1.20	7.15	118.80	489,420
102.00	1.30	6.80	132.60	901,680
105.00	1.05	8.74	110.30	964,022
108.00	0.90	11.25	97.20	1'093,500
111.00	1.10	8.15	122.10	995,115
114.00	0.80	7.75	91.20	706,800
117.00	1.60	8.16	187.20	1'527,552
120.00	1.40	6.90	168.00	1'159,000
123.00	1.10	7.80	135.30	1'055,340
126.00	1.20	8.30	151.20	1'254,960
128.00	1.00	7.50	128.00	960,000
<u>2,837.00</u>	<u>54.00</u>		<u>3,335.20</u>	<u>25'546,041.00</u>

Z I N C

N I V E L 2

F . S . W .

<u>Dist.</u>	<u>Pot.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot. x Ley</u>
3.00	1.20	8.40	3.60	30,240
6.00	1.20	8.30	7.20	59,760
9.00	0.90	7.26	8.10	58,806
12.00	0.95	3.25	11.40	37,058
15.00	1.10	4.40	16.50	72,600
18.00	1.10	7.80	19.80	154,440
21.00	1.70	7.35	35.70	262,395
24.00	2.00	8.10	48.00	388,800
27.00	2.10	5.25	56.70	297,675
30.00	2.05	4.40	61.50	270,600
33.00	2.10	4.00	69.30	277,200
36.00	1.90	5.30	68.40	362,520
39.00	1.85	7.26	72.20	524,172

Segue a la pag. 47

Viene de la pag. 46				
<u>Dist.</u>	<u>Pot.</u>	<u>Ley</u>	<u>Dist. x Pot.</u>	<u>Dist. x Pot x Ley</u>
	1.40			
42.00	1.40	6.35	58.80	373,380
45.00	1.25	10.27	56.30	578,201
48.00	1.30	8.34	62.40	520,416
51.00	1.30	12.75	66.30	845,325
54.00	1.20	6.55	64.80	424,440
57.00	1.25	7.45	71.30	631,185
60.00	1.80	6.40	108.00	691,200
63.00	1.10	6.40	69.30	443,520
66.00	1.10	6.50	72.60	471,900
69.00	1.30	4.55	89.70	408,135
72.00	0.90	4.20	64.80	272,160
75.00	0.80	8.90	60.00	534,000
18.00	0.85	7.70	66.30	510,510
81.00	0.80	7.40	64.80	479,520
84.00	0.95	8.24	79.80	657,552
87.00	0.80	10.64	69.60	740,544
90.00	0.80	11.56	72.00	832,320
93.00	0.90	13.40	83.70	1'121,580
96.00	1.40	8.34	134.40	1'120,896
99.00	1.20	8.25	118.80	990,100
102.00	1.30	9.16	132.60	1'214,616
105.00	1.05	8.15	110.30	898,945
108.00	0.90	6.12	97.20	594,864
111.00	1.10	7.14	122.10	871,794
114.00	0.80	7.18	91.20	654,818
117.00	1.60	12.05	187.20	2'255,760
120.00	1.40	10.20	168.00	1'703,000
123.00	1.10	12.24	135.30	1'656,072
126.00	1.20	7.40	151.20	1'118,880
128.00	1.00	6.80	128.00	870,040
<u>2,837.00</u>	<u>54.00</u>		<u>3,335.20</u>	<u>28'281,939</u>

P L A T A

L E Y E S

<u>Nivel</u>	<u>Labor</u>	<u>E. Dist.</u>	<u>E. Dist. x Pot.</u>	<u>E. Dist. x Pot x</u>
1	Trin.	1,100.00	1'143,000	238'155,000
1	F.N.E.	314.50	396,400	75'614,700
1	Pozo	373.00	418,950	94'572,000
2	F.N.E.	1,681.20	1'664,160	392'222,410
2	F.S.W.	2,837.00	3'335,200	766'067,600
		<u>6,305.70</u>	<u>6'957,710</u>	<u>1,566'631,710</u>

$$L e y = \frac{1,566'631,710}{6'957,710} = 225 \text{ gr/T.M.}$$

$$P o t = 1.134 \text{ m.}$$

P L O M O

L E Y E S

<u>Nivel</u>	<u>Labor</u>	<u>E. Dist.</u>	<u>E. Dist. x Pot.</u>	<u>E. Dist. x Pot x</u>
1	Trin.	1,100.00	1'143,000	6'153,160
1	F.N.E.	314.50	396,400	2'550,635
1	Pozo	373.00	418,950	3'006,825
2	F.N.E.	1,681.20	1'664,160	11'248,191
2	F.S.W.	2,837.00	3'335,200	25'546,041
		<u>6,305.70</u>	<u>6'957,710</u>	<u>48'504,852</u>

$$L e y = \frac{48'504,852}{6'957,710} = 6,971 \%$$

Z I N C

L E Y E S

<u>Nivel</u>	<u>Labor</u>	<u>E. Dist.</u>	<u>E. Dist. x Pot</u>	<u>E. Dist. x Pot. x Ley</u>
1	Trin.	1,100.00	1'143,000	7'447,840
1	F.N.E.	314.50	396,400	3'706,303
1	Pozo	373.00	418,950	3'510,336
2	F.N.E.	1,681.20	1'664,160	12'984,497
2	F.S.W.	2,837.00	3'335,200	28'281,939
		<u>6,305.70</u>	<u>6'957,710</u>	<u>55'930,915</u>

$$L e y = \frac{55'930,915}{6'957,710} = 8.038 \%$$

CUBICACION

Para la cubicación hemos dividido los distintos niveles en blocks numerados, que en esa forma se hace mas fácil de determinar . Hacia el N. E. seguro que la veta también se prolonga bastante, ya que se nota a 500 m. del pozo varios hilos delgados de galena y blenda; pero no se sabe a ciencia cierta si corresponde a la veta N° 1 o a la otra.

MINERAL PROBADOBLOCK N° 1

Se toma el block N° 1 que está muestreando mediante trincheras hasta los 200 m. del pozo, y en el nivel 2, mediante la galería S. W. se tiene muestreando hasta los 128 m. No se toma en cuenta el mineral que hay, que existe encima del nivel de referencia.

BLOCK N° 2

Se tomará solamente el 50 %

BLOCK N° 3

Está muestreando mediante el pozo hasta los 20 m. el Frente N. E. del Nv. 1 y el Frente N. E. del Nv. 2, hasta los 97.20 m. que es el límite del block. No se tomará en cuenta el mineral que queda encima del Nv. 1.

BLOCK N° 4

Se tomará el 50 %

POTENCIA

Aunque los cálculos acusa una potencia promedio de 1.134 m. para los cálculos de cubicación tomaremos 1.00 m. y una densidad de 3 m.³.

	<u>Tons. M.</u>
Block 1 200 x 20 x 3 x 1	12,000
Block 2 200 x 30 x 3 x $\frac{1}{2}$ x 1	27,000
Block 3 97 x 20 x 3 x 1	5,820
Block 4 97 x 30 x 3 x $\frac{1}{2}$ x 1	<u>4,365</u>
Total -----	49,185

MINERAL PROBABLE

Se tomará el 50 % de los blocks Nos. 2 y 3

	<u>Tons. M.</u>
Block 2 200 x 30 x 3 x $\frac{1}{2}$	27,000
Block 4 97 x 30 x 3 x $\frac{1}{2}$	<u>4,365</u>
	31,365

MINERAL POSIBLE

Tomaremos los blocks 5 - 6 - 7 - 8 - 9 y 10

	<u>Tons. M.</u>
Block 5 $\frac{10 + 20}{2}$ x 100 x 1 x 3	4,500
Block 6 100 x 20 x 1 x 3	6,000
Block 7 100 x 30 x 1 x 3	9,000
Block 8 $\frac{82 + 20}{2}$ x 300 x 1 x 3	45,900
Block 9 300 x 20 x 1 x 3	18,000
Block 10 300 x 30 x 1 x 3	<u>27,000</u>
Total -----	110,400

MINERAL PROBADO 49,185

MINERAL PROBABLE 31,365

80,550

Tenemos 80,550 T. M. de mineral probado y posible con las leyes promedio siguientes:

Plata 225 gr/ T. M. - Pb. % 6.97 - Zn. % 8.03

PREPARACION DE LA VETA N° 1 DE "SAN SALVADOR N° 2"

Para la preparación de la veta y pasar luego a explotación, tenemos que llevar a efecto dos tipos de trabajo; uno dentro de la misma veta, o interior y otro exterior.

PREPARACION INTERIOR

- a) Ampliación del pozo
- b) Enmaderado del pozo

PREPARACION EXTERIOR

- a) Hacer la carretera, desviando de la que va de Collaraca a Tuctu, en el punto denominado Ismucancha.
- b) Colocar el castillo del pozo que preferiblemente será de madera, dado el bajo tonelaje a extraerse.
- c) Construir la sala del Winche y la sala de compresoras.
- d) Vivienda para obreros.

PREPARACION INTERIOR

a) Ampliacion del pozo.

Para los carros mineros que vamos emplear que son de cajón con compuerta adelante con 1.09 m. de largo total, 0.83 de ancho máximo, con un peso de 300 Kgr., vacío, y con una capacidad de carga con nuestro mineral, de 700 Kgr., emplearemos una jaula de 1.40 de largo por 1.10 m de ancho, que necesitará un espacio libre en los cuadros, de 1.46 de ancho, dejando 3 cm. a cada lado de distancia entre los cuadros y la jaula, y 1.25 m. de ancho, considerando el espacio que lleva las guías de madera de la jaula, el espacio entre guías y jaula. Luego el espacio para la jaula será de 1.46 x 1.25 y del mismo tamaño haremos el de camino, y el compartimiento para el

contrapeso será de 2' x 1.46; o sea que la medida del pozo será de:

Largo $1.25 + 0.60 + 1.25 + 0.80 = 3.90$ m.

Considerando que la madera a emplearse será de 8"x 8".

Ancho $1.46 + .40 = 1.86$ m.

Luego las dimensiones definitivas del pozo será de 3.90 x 1.86, y como las dimensiones del pozo de exploración son de 9' x 7', o sea 2.70 m. x 2.10 m., tendremos que agrandar en la longitud en 1.20, y en cuanto al ancho, solamente efectuaremos un ligero desquinche, para hacer patillos y bloquear los cuadros. Se puede hacer con taladros verticales en número que iría de 9 a 12, y con un consumo promedio de 3 Kgr. de explosivos y un avance de 1. m diarios, que con nuestra wincha de exploración se puede evacuar el mineral en una guardia y media, disponiendo el tiempo de la siguiente manera: una guardia de perforación y 1 1/2 de extracción y desquinche.

COSTO DE ENSANCHE DEL POZO

Haremos un presupuesto aproximado para un metro de avance

Personal		Costo
1 Perforista	S/o.	18.00
1 Ayudante perforista	"	14.00
1 Winchero 1 1/2 tarea	"	33.00
2 Llenadores 1 1/2 tarea Pozo	"	39.00
2 Recibidores 1 1/2 tarea	"	39.00
1 Llenador superficie 1 1/2 tarea	"	19.50
2 Carretilleros 1 1/2 tarea	"	39.00
1 Pallaquero 1 tarea	"	12.00
1 Capatáz 50 %	"	15.00
	S/o.	228.50

Dirección Técnica

20 % del total ----- 45.70
 Total por metro de avance ----- 274.20

Materiales

Considerando las peores condiciones:

Carburo	2,400 kgr.	S/o.	7.20	
Explosivos	3 Kgr.	"	54.40	
Guía	72 pies	"	21.60	
Fulminantes	12 unidades	"	6.12	
Stróleo	15 Galones	"	70.50	
Aceite	1/4	"	<u>7.50</u>	
		"	167.32	<u>167.32</u>
T o t a l -----			S/o.	<u>441.52</u>

Varios 10 % 44.15

Total por metro de avance ----- S/o. 485.67

En 50 m. de profundización 24,283.35

b) En el enmaderado del pozo, emplearemos madera de pino, de 8"x 8", y en el entablado tablas de 2", los postes serán de 4' 2", entrando 1" en cada cuadro, el superior y el inferior. Los cuadros serán colgados mediante 4 juegos de ganchos de acero, de 1/2" dos a cada lado, aseguradas mediante tuercas y arandelas, además estarán bloqueadas, a las paredes del pozo, en todas las uniones, mediante topes de madera de pino de 8"x 8" y cuñas del mismo material.

Veamos lo que va costar el enmaderado del pozo

<u>Personal</u>	<u>Costo</u>
1 Carpintero	1 tarea por cuadro S/.20.00
1 Ayudante	" " " " " 12.00

d) Vivienda para obreros

En este aspecto, no creo que haya ninguna dificultad, ya que se puede usar los campamentos de Collaracra, y los obreros, pueden ir y volver con los camiones que irán a la mina, arreglando los viajes de estos de acuerdo a la entrada y salida de la mina.

Inversión para preparar la minaOBRA

Desquinche pozo	S/o.	24,843.35
Enmaderado pozo	"	125,110.00
Carretera	"	17,000.00
Castillo	"	30,000.00
Casa winche y compresoras	"	<u>40,000.00</u>
T o t a l	S/o.	296,953.35

PROYECTO DE EXPLOTACION

Como se ha indicado un apreciable tonelaje de mineral, mediante los muestreos y sus respectivos cálculos, vamos explotarla, escogiendo el método que dé los mejores rendimientos con un costo bajo.

Selección del método

- 1°.- Buzamiento encima de 75°
- 2°.- Cajas duras
- 3°.- Potencia promedio de algo mas de 1.00 metros
- 4°.- Poco panizo o en algunos sitios ausencia total
- 5°.- Un poco de agua
- 6°.- No tiende a permasarse el mineral
- 7°.- Casi no se encuentra caballos

Factores ajenos al yacimiento

- 1°.- Tendencia a subir el precio de la madera, por la competencia de los compradores.
- 2°.- Costo de vida relativamente bajo
- 3°.- Suficiente cantidad de energía eléctrica
- 4°.- Con la carretera terminada, facilidad de transporte a Tipacampa y de allí a cualquier punto.
- 5°.- Mano de obra medianamente eficiente
- 6°.- Ausencia de relleno cercano, aunque esto se podría solucionar con una carretera secundaria.

Tomando en consideración todos estos factores decidimos emplear el método Shrinkage, sin relleno posterior.

Este es un método barato, no necesita lampeo en el rajo, se usa poca madera, la ventilación es fácil, produce abundante reserva de mineral roto.

Entre las desventajas, se puede nombrar una rotura bas-

tante elevada del mineral, para que no se atore en un chutes; sã se rompe las cajas de la veta, el desmonte proveniente diluye la ley del mineral, no se puede tener una ley uniforme de mineral. El mineral roto que queda en los tajeos es dinero invertido que no produce utilidad.

Descripción del método

Los tajeos se armarán con una longitud de 30 m. de largo, al final del cual se armará una chimenea de 1.5 m. por 1.00 m. También se se perforará desde el nivel 4 chimeneas de 3 metros de alto que servirán para los chutes, y por encima de ella se correrá un subnivel de 1.00 por 1.70 m. que será la parte por donde se comenzará a arrancar el rajo. Las chimeneas iniciales de los chutes, se rehanarán en la parte superior, para que adopten la forma de Y, no permitiendo que se acumule mucho mineral, encima de ellos, Los chutes se armarán con madera de eucaliptus y tablas de 2".

Después de cada disparo se sacará solamente una tercera parte del mineral arrancado en el disparo, quedando el resto como relleno provisional, el que se extraerá al terminar de arrancar todo el rajo.

Cálculo de la producción de mineral

El mineral que se saque de la mina, proveendrá de tres sitios : Desarrollos, entre los que pondremos dos frentes; Preparación y Tajeos, que reunidos darán las 50 T. M. que bajaremos diariamente a la planta, o sea 1,500 T. M. y 18,000 T. M. al año.

Perforación de tajeos

Para la perforación de tajeos, dispondremos los tala-

dros en zig - zag distanciados 60 cm. un taladro del siguiente, en forma vertical; pues haremos que se formen gracines invertidos. Suponiendo que podemos tener un avance de un pie perforado cada 3 minutos, y cada taladro tendrá una longitud de 5 pies, y un tiempo de perforación de 240 minutos efectivos por guardia, veremos cuantos taladros se podrá hacer:

$$\frac{240}{3 \times 5} = 16 \text{ taladros de } 5' \text{ de long.}$$

O sea que tendremos un avance en veta de

$$16 \times 0.6 = 9.6 \text{ m.}$$

que en toneladas dará:

$$9.6 \times 1 \times 1.5 \times 3 = 43.20 \text{ T. M.}$$

Se sacará el 30 % de esto o sea:

$$12.96 \text{ T. M. } \text{ ó } 12 \text{ T. M.}$$

Desarrollo

Los dos frentes se llevarán a diario con perforación de hasta 5 pies, para un avance de 1.20 m. teniendo las galerías una reacción de 5' x 7'. O sea que diario por frente nos dará el siguiente tonelaje de desmonte y mineral.

$$1.8 \times 2.1 \times 1.2 \times 3 = 13.59 \text{ T. M.}$$

En mineral tendremos:

$$1.0 \times 2.1 \times 1.2 \times 3 = 7.56 \text{ T M.}$$

Redondeando 14 T. M. por los dos frentes; y diario será:

$$\frac{14 \times 300}{360} = 11.7 \text{ T. M.}$$

Redondeando tendremos 11 T. M.

Preparación

Para el nivel de 20 m. de altura, tenemos en chimenea y

echadero por tajeo lo siguiente:

$$20 + 4 \times 3 = 32 \text{ m.}$$

Teniendo un avance de 1.2 por guardia lo haríamos en

$$\frac{32}{1.2} = 26.6 = 27 \text{ guardias.}$$

El subnivel con la reacción de 1.70 x 1.00 m. con un avance de 1.20 m. por guardia en:

$$\frac{28.5}{1.2} = 23.7 \text{ guardias}$$

Redondeando = 24 guardias

Si es que ponemos dos tajos en explotación, ellos quedarán listos en 54 guardias de chimeneros y 48 guardias de perforistas en sub-nivel.

Veamos lo que van a dar en mineral:

Chimenea

$$1.20 \times 1.50 \times 1 \times 3 = 5.4 \text{ T. M. guardia}$$

Sub-nivel

$$1.2 \times 1.7 \times 1 \times 3 = 6.12$$

Total, en preparación, por guardia tendremos:

$$5.4 + 6.12 = 11.52 \text{ ó } 12 \text{ T. M.}$$

$$\text{Promedio} = \frac{12 \times 300}{300} = 10 \text{ T. M. diarias}$$

Disposición de la perforación en tajeos

Suponiendo que se coloca solamente una guardia de perforación en tajeos y otra en desarrollos y preparación, podemos colocar tres máquinas en tajeos, en la siguiente forma: Dos máquinas en un tajeo y otra máquina en otro. Las tres máqui-

nas sacarán:

$$12 \times 3 = 36 \text{ T. M.}$$

Que en promedio será:

$$\frac{36 \times 300}{360} = 30 \text{ T. M. diarias}$$

La producción la podemos distribuir en la siguiente forma:

	<u>Ton. M.</u>	<u>Porcentaje</u>
Tajeos	29	58
Desarrollos	11	22
Preparación	<u>10</u>	<u>20</u>
Total	50	100

Duración de los tajeos en explotación

Cada tajeo tendrá un tonelaje a explotarse de:

$$13.3 \times 28.5 \times 1.00 \times 3 = 1,137$$

Lo que durará los dos tajeos será:

$$\frac{1,137 \times 2}{36} = 64 \text{ días}$$

O sea que la preparación estará adelante en

$$64 - 54 = 10 \text{ días}$$

Considerando en la preparación un exeso de tiempo, para pulir los puentes en los echaderos, esta ventaja es muy conveniente.

Ventaja en desarrollos, considerando el empleo de dos máquinas, una en cada frente

$$\frac{60}{24} = 25 \text{ días}$$

O sea que a la explotación le llevamos una ventaja de:

$$64 - 25 = 39 \text{ días}$$

Disposición de la perforación

La perforación la haremos en dos guardias, para evitar una compresora muy grande. En una guardia perforaremos los tajeos y en otra en preparación y desarrollo.

El aire llegará a la zona de trabajo a una presión efectiva de 80 lb/ pulg². Las máquinas perforadoras serán Atlas Copco, tanto en los tajeos como en chimeneas y también en galerías. Estas máquinas han dado buen resultado en las distintas labores de la empresa y no hay nada mejor como tener un equipo uniforme; pues de esa manera la existencia de repuestos puede disminuir grandemente, además que los mecánicos llegan a un completo dominio de los perforados.

Los barrenos que usaremos son Sandvik Coromant con frentes fijas de carburo de tungsteno de una placa de 10 x 17.3 mm. de ancho total que llega a un avance de 400 pies de perforación.

El explosivo a usarse será Semexa de 65 % de 1 1/8 x 7" que ha tenido favorables resultados en la empresa. Para las zonas muy húmedas emplearemos Belex de 60 % de 1 1/8 x 7". Emplearemos fulminantes N° 6 y guías de agua extranjera, atacadores de madera de 1" de diámetro.

Enmaderado de los Chutes

Cada uno quedará terminado en dos guardias, de manera que los cuatro quedarán en 8 guardias.

Sostenimiento

a) Galería .- El sostenimiento en las galerías es necesario en forma rara, y cuando ocurra lo hacemos mediante puntales de troncos de eucaliptus clavando a ambos lados de la galería y si se hace imprescindible pondremos tablas de 3' para sostener el techo de la galería. En los costados de la galería no se hace necesario sostenimiento alguno.

b) Tajeos.- Si en alguna parte se hace necesario pondremos puntales en plantillas.

c) Chimeneas.- Este viene en la sección enmaderado, y en las chimeneas usaremos una variación del enmaderado tipo Tica-pampa, que actualmente se está usando en la chimenea de la veta Hurán, o sea cuadros de eucaliptus con postes de 50 cm.

Transporte

Tenemos que dividir esta sección en dos partes, una correspondiente al exterior, y otra, correspondiente al interior.

Transporte exterior

Este transporte, dada la poca distancia, que hay hasta la tolva para los camiones, lo haremos empleando hombres. La distancia de el pozo hasta la tolva es de 130 m.

Los carros que usamos son del tipo siguiente:

Carro tipo cajón, manufacturado con plancha de 4 mm. de espesor, con un largo total de 1.09 m., ancho 0.83, altura total = 1.09, altura del cajón 0.735 cm. trocha de 50 cm.

Este carro tiene compuerta al frente para descargar. Su peso bruto es de 300 Krs. y su capacidad en nuestro mineral es de 700 Kgr., o sea que el carro tendría cargado un peso

bruto de 1,000 Kgr.

Calculemos la cantidad de carreros que necesitamos para sacar las 50 T. M. diarias.

En cada viaje empuja dos carreros.

Velocidad del carrero 0.5 m/vj. bajando cargado.

Distancia a la tolva 130 m.

Velocidad del carrero 0.25 m/vj. subiendo vacío.

Tiempo de descarga en la tolva 10"

Vajonadas que hay en 50 T. M. $\frac{50}{0.7} = 71.5 = 72$ vajonadas.

Viajes par a hacer = $\frac{72}{2} = 36$ viajes.

Veamos cuanto demora un hombre en un viaje redondo:

ida será:

$$\frac{130}{0.5} = 260''$$

Vuelta será:

$$\frac{130}{0.25} = 520''$$

$$260 + 520 = 780'' = 13'$$

Total = 13' + 10 = 23 minutos para cada dos carros, redondeémos a 25' viaje.

Supongamos un tiempo de trabajo neto de 5 horas o sea 300mm.; en esto se puede hacer el siguiente número de viajes:

$$\frac{300}{25} = 12 \text{ viajes}$$

Viajes que hay que hacer con los 72 vagones

$$\frac{72}{2} = 36 \text{ viajes}$$

Entonces podemos calcular el personal así:

36 - 3 carreros.
12

Como margen de seguridad pongamos 5 carreros para sacar todo el mineral, en la forma siguiente: 3 carreros en la guardia de día, y 2 en la de noche, y si el trabajo se les dá, como se dice por contrata, o sea que en cuanto terminen se retiren, lo hacen muy rápido.

Frenos para los carros

Con una gradiente de 5-0/00, se hace necesario freno en los carros, para que se detengan en el punto deseado, este puede hacerse en forma muy sencilla, con una madera de 1.30 m. que preferentemente sea de eucalipto, de un diámetro de 3.5" el que se pone palanqueando las dos ruedas de un lado.

Transporte interior

El transporte interior, dado que es una longitud mayor, que seguramente llegará a los 1,000 m. en el lado S. O de la veta N° 1, como mínimo, lo haremos mediante una locomotora; preferiblemente una con batería Edison, o sea combinación

Elección de la locomotora

Las locomotoras pueden ser a combustión interna dentro de las que están los diesel y las de gasolina.

Eléctricas, entre las que están: la de batería y las de . Además tenemos en último caso las de ~~aire~~ comprimido

Las de combustión interna, no se pueden usar por los gases que desprenden, como restos de la combustión del combustible. La de aire, es un tanto incómoda, por que tienen que ser recargadas a cada momento.

Luego solamente nos quedan las eléctricas, entre las que escogeremos la de batería. Por tratarse de una distancia corta y un tonelaje pequeño. Además, atendiendo seguridad, las de baterías son mas seguras que las de trolley.

Escogeremos la locomotora eléctrica Plain Type a baterías, con motor Standar, y las baterías colocadas en una caja de chapa de fierro y muy accesibles; que las cubre una tapa, también de fierro fácil de levantar.

Nº de Carreros de Mineral

Las 50 T. M. a extraerse se pueden hacer en dos guardias, y como no se va hacer exáctamente la mitad en cada guardia, asumamos 35 T. M. guardia.

$$\frac{35,000}{700} = 50 \text{ carros}$$

Nº de carros necesarios

La velocidad máxima la asumiremos en 3 millas por hora, o sea 4.8 Km. / h. o sea 80 m. /min. Los 1,000 metros de la galería lo reconocerá en:

$$\frac{1,000}{80} = 13 \text{ minutos}$$

Asumiendo 14 minutos para la carga, enganche, cambio, etc. un viaje redondo se hará en:

$$2 \times 13 + 14 = 40 \text{ minutos.}$$

Teniendo 6 horas antes de trabajo; podemos hacer el siguiente número de viajes:

$$\frac{6 \times 60}{40} = 9 \text{ viajes.}$$

Si tenemos 50 carros, en cada viaje tenemos que transportar:

$$\frac{50}{9} = 5.55 \text{ ó } 6 \text{ carros}$$

En toneladas cortas tendremos lo que transporta en cada viaje

$$\frac{700}{460} = 1,520 \text{ Lbs.}$$

$$\frac{6 \times 1,520}{2,000} = 4.56 \text{ Tons. Corta}$$

Como seguridad tomaremos el 50 %, o sea que pueda jalar 9 carros.

Peso de convoy

Aplicaremos la fórmula siguiente:

$$W_n = f \times N(W_c + W_m)$$

donde:

W_n = peso del convoy

f = factor de seguridad = 1.5

N = número de carros

W_c = peso del carro vacío = 660 lbs.

W_m = peso del mineral en el carro = 1,520 lbs.

$$W_n = 1.5 \times 6(660 + 1,520) = 19,620 \text{ lbs.}$$

$$W_n = \frac{19,620}{2,000} = 8.81 \text{ Ton. Corta}$$

Peso de la locomotora

Con mucha frecuencia la aceleración es desestinada tratándose de una gradiente y velocidad bajas, como en este

caso, razón por la cual ~~no~~ la tomaremos en cuenta.

Para calcular el peso de la locomotora, emplearemos la fórmula siguiente:

$$W_e = \frac{W_n(F_c + 20G)}{200 A - (F_e + 20G)}$$

W_e = peso de la locomotora

F_c = fricción en los carros = 30 lbs/ Ton. corta

G = gradiente máxima 0.5 %

A = factor de adhesión de la locomotora = 20 %

F_e = Fricción de la locomotora = 20 lbs/ ton. corta

$$W_l = \frac{9(30 + 20 \times 0.5)}{2,000 \times 0.20 - (20 + 20 \times 0.5)}$$

$$\frac{360}{370} = 0.975 \text{ T. corta}$$

Redondeado

$$W_l = 1 \text{ T. corta}$$

Peso del tren

$$\text{Saliendo } WT = W_l + W_n = 1 + 9 = 10 \text{ tons. cortas}$$

$$\text{Entrando } WT = W_l + 9 \times 660$$

$$WT = 1 + \frac{9 \times 660}{2,000}$$

$$WT = 1 + 2.97 = 3.97 = 4 \text{ Tons. cortas}$$

Esfuerzos tractores

$$E_n = WT \times R_n.$$

W_T = Peso del tren

R_n = $(F_c + 20G)$ Donde

F_c = Fricción de los carros

G = gradiente en por ciento

Saliendo

$$E_n = 10(30 + 20 \times 0.5) = 400 \text{ lbs.}$$

Entrando

$$E_n = 4(30 - 20 \times 0.5) = 80 \text{ lbs.}$$

Consumo en watios-hora

Tomemos una eficiencia eléctrica de $\frac{2}{3}$

$$1 \text{ wh} = \frac{33,000 \times 60}{746} \times \frac{2}{3} = 1,760 \text{ ft} - \text{lb.}$$

$$\text{wh} = \frac{\text{Distancia en pies} \times E_n}{1,760}$$

$$\text{Distancia} = 1,000 \times 3.281 = 3,281 \text{ pies}$$

$$w'h = \frac{400 \times 3,281}{1,760} = 747$$

$$w''h = \frac{80 \times 3,281}{1,760} = 150$$

$$\text{Total wh} = \underline{897 \text{ wh}}$$

Este es el consumo, démosle un 10 % como factor de seguridad

$$897 \times 1.10 = 986.7 \text{ wh}$$

En una guardia y haciendo 9 viajes por guardia

$$986.7 \times 9 = 8880.3 \text{ wh}$$

Practicamente : 9 Kw - h/ guardia.

Baterías

En este aspecto hay tres tipos para escoger entre las mas usadas, las Exide - Ironclad; la Philco y la Edison. Escoge-

remos esta última marca, por ser la mas conocida, lasmas fuerte y de peso muy ligero.

Sabemos que el peso de las baterías debe tener el 30 a 40 % del peso de la locomotora.

La batería Edison se vende en paquetes de 26 - 40 - 72 - 80 - 140 y 175 celdas.

1' Supongamos que usamos 140 celdas B₄

$$140 \times 90 = 12.6 \text{ Kw/h}$$

2) A₅ en paquete de 40

$$40 \times 225 = 9 \text{ Kwh}$$

3) B₆ en paquete de 72

$$135 \times 72 = 9.72 \text{ Kwh}$$

La A₅ en paquete de 40 tomemos para ver el peso:

$$40 \times 20 = 800 \text{ lbs.}$$

$$\% \text{ de peso} = \frac{800}{2,000} \times 100 = 40 \%$$

Satisface nuestras necesidades en forma exacta.

Voltaje

$$40 \times 1.2 = 48 \text{ Volts.}$$

Esfuerzos tractores

Cuando el tren sale con mineral

$$E_n = R_n (W_L + W_n)$$

E_n = esfuerzo tractor .

R_n Resistencia de los carros

W_T = W_L + W_n = 10 Tons. cortas

R_n = (F_c + 20G)

Tomemos el tren cargado y a contragradiante

$$E_n = 10(30 + 20 \times 0.5) = 400 \text{ lbs.}$$

Esfuerzo máximo

$$E_e = 2,000 A W_L$$

E_e = esfuerzo máximo

W_L = peso de la locomotora

A = factor de adhesión de la locomotora

$$E_e = 2,000 \times \frac{2.5}{100} \times 10 = 500 \text{ lbs.}$$

$$500 \quad 400$$

Luego el tren se moverá.

Potencia del motor

$$HP = \frac{E_t \times S}{375 \times E_f}$$

E_t = esfuerzo tractor

S = Velocidad máxima en millas/hora

E_f = eficiencia mecánica que se toma

90 %

$$HP = \frac{400 \times 3}{375 \times 0.90} = \frac{1,200}{337.5} = 3.56 \text{ HP.}$$

Distancia para detener el tren

$$D_f \frac{S^2}{2d} = \frac{0.733 S^2}{d}$$

D = Distancia para detener el tren, en pies

S = velocidad máxima en millas/hora

d = desaceleración en millas/hora/seg. interviniendo en ello todo lo que se opone el movimiento del tren. Tomemos 0.2 para nuestros cálculos.

$$D = \frac{0.733 \times 3^2}{0.2} = 33 \text{ pies}$$

Tiempo para detener el tren

$$t = \frac{2D}{a} = \frac{2 \times 33}{0.2} = 18.2$$

$$t \approx 18.2''$$

Cálculo de la gradiente de igual esfuerzo

$$G = \frac{N W_m F_c}{20(2 W_L + 2 N W_c + N W_m)}$$

$$G = \frac{9 \times 0.760 \times 30}{20(2 + 2 \times 9 \times 0.330 + 9 \times 0.760)}$$

$$G = \frac{205.2}{20(2 + 5.94 + 6.840)} = \frac{205.2}{295.6} = 0.69 \%$$

Practicamente

$$G = 0.7 \%$$

Radio mínimo de curva

$$R = \frac{B}{2} \text{ siendo}$$

B = distancia entre ejes de la locomotora = 24''

$$R = \frac{24}{2} = 12 \text{ pies}$$

Cálculo del peralte

$$P = 0.067 \frac{v^2}{R}$$

P = pulgadas

S = millas por hora = 3

R = pies = 12

E = paso entre rieles en pulgadas = 20"

$$P = 0.067 \frac{20 \times 9}{12} = 1.005$$

Prácticamente

$$P = 1''$$

Cálculo de rieles

Transporte interior

En la tabla N° 62 de Mine Plant Designe de Staly, se vé que el riel que necesita una locomotora de 1 1/2 ton., como mínimo es 8 16/yarda.

Nosotros en el nivel 2, vamos a emplear unos 2,000 metros de rieles; pues esa parte esta recién en desarrollo. Veamos cuantas yardas hay

$$m. \times 1.0936 = \text{yardas}$$

$$2,000 \times 1.0936 = 2187.2 \text{ yqrdas}$$

Como se emplea doble línea para cada vía, tendremos

$$\text{Total} = 2,187.20 \times 2 = 4,374.40 \text{ yardas}$$

El peso será

$$4,374.4 \times 16 = 69,990.4 \text{ lbs.}$$

Los rieles se compra en toneladas largas

$$\frac{69,990.4}{2,240} = 31.245 \text{ T. L.}$$

Eclisas

Usaremos eclisas planas por ser rieles de bajo peso. Los rieles tendrán una longitud de 20 pies en el 90 % del total y el resto serán de 16 pies

$$\text{Pies de riel} = 4,374.4 \times 3 = 13,123.2 \text{ pies}$$

$$0.90 \times 13,123.2 = 11,811$$

$$\text{Juntas } 20' = \frac{11,811}{20} = 590.6$$

$$\text{Redondeando} = 591.$$

$$\text{Juntas } 16' = 0.1 \times 13,123.2 = 1,313$$

$$\frac{1,312}{16} = 83$$

$$\text{Total} = 591 + 83 = 674 \text{ pares de eclisas}$$

En cada junta se emplea dos eclisas y para los rieles de 16 lbs., pesan 4.4 lbs. por par. Luego en eclisas tendremos el peso siguiente:

$$674 \times 4.4 = 2,966 \text{ lbs.}$$

$$\frac{2966}{2240} = 1.308 \text{ Ton. L.}$$

Asumiendo un 5 % de pérdidas de distintos órdenes tendremos que comprar

$1.308 \times 1.05 = 1.373$ Ton. L
 con agujeros de $3/4''$ y un largo de $16'' 1/8$

Pernos y tuercas

Cada par de eclisas lleva cuatro pernos y tuercas, de manera que en total tendremos que comprar:

$$674 \times 4 = 2,696$$

Los pernos serán de H = $1'' 3/4$

$$G = 1/2''$$

Estos pernos son de cabeza cuadrada y tienen un peso de 21 libras por cada 100 pernos.

$$\frac{2,696 \times 21}{100} = 566 \text{ libras}$$

En la industria se vende en cuñetes de 200 libras.

$$\frac{566}{200} = 2.83 \text{ cuñetes} = 3$$

o sea 3 cuñetes que representa un aumento del 9.4 %

Escarpas

Este es proporcional a la cantidad de durmientes que haya, y ellos dependen del espaciamento. Recomiendan para locomotoras de menos de 2 toneladas, un durmiente cada 3 pies, o sea que tendremos ~~en~~ durmientes.

En el nivel 2 tenemos 6,564 pies de longitud

$$\text{Durmientes} = \frac{6,564}{3} = 2,188 \text{ durmientes}$$

El alto debe ser del tamaño de la escarpia ,as 1/4"

El ancho es 1.375 x L siendo L el alto del durmiente

$$\text{Alto} = 3 \frac{1}{2} + \frac{1}{4} = 3 \frac{3}{4}'' - 4''$$

$$\text{Ancho} = 1.375 \times 3 \frac{3}{4} = 5''$$

Luego el durmiente tendrá las dimensiones siguientes:

$$41'' \times 5'' \times 4''$$

Transporte exterior

Como el transporte es manual, recomiendan el uso de rieles de 8 a 16 lbs/yarda, y nosotros nos pondremos en el máximo, o sea que emplearemos los de 16, para uniformar **con** lo que tenemos en el interior de la mina.

Veamos el peso:

$$130 \times 1.0936 = 143 \text{ yardas}$$

$$143 \times 2 = 286$$

$$286 = 4,576 \text{ lbs.}$$

$$\text{Tons.} = \frac{4,576}{2,240} = 2.043 \text{ Ton. larga}$$

Eclisas

Tomaremos solamente rieles de 20' luego tendremos

$$\frac{286 \times 3}{20} = 43 \text{ pares de eclisas}$$

$$\frac{43 \times 4.4}{2,240} = 0.085 \text{ Ton. larga}$$

Pernos y tuercas

$$43 \times 4 = 172$$

$$\frac{172 \times 21}{100} = 36 \text{ Libras}$$

$$\text{Durmientes} = \frac{143 \times 3}{x 3} = 143 \text{ durmientes}$$

$$143 \times 4 = 572 \text{ escarpies}$$

$$\frac{572 \times 14.5}{100} = 83 \text{ libras}$$

$$\frac{83}{200} = 0.42 \text{ cuñetes}$$

O sea que para el interior y exterior compraremos:

33.288 to. largas de rieles de 16 lb/yarda

1.458 Ton. largas de eclisas de 4.4 lb/par

3 cuñetes de pernos y truecas de 1 3/4" x 1/2"

7.12 cuñetes de escarpias de 3 1/2" x 3/8"

En cuanto a locomotora la mas pequeña encontrada en plaza es la "Mancha" Little trammer, con un peso total de 1.5 tons. cortas y una distancia entre ejes de 24".

Estimo que la cantidad de carros necesarios en la mina sea de 30 como mínimo, que se puede llevar de los que actualmente hay en carpa, y también en talleres de Ticapampa. Los rieles también se trasladarán, y aún sobrarán algo para el futuro.

Transporte Mina Plata

Lo hacemos por carretera mediante camioneros y estimo que

los 24 Km. de recorrido lo hagan a un precio de S/o. 30.00
T . M. H.

Esto es preferible; pues el contar con camiones propios, nunca le ha resultado beneficioso a la Empresa.

IZAMIENTO

El mineral y desmonte que extraigamos, de los niveles 2 - 3 - y 4, lo sacaremos a la superficie mediante un winche, jaula y contrapeso. El tonelaje bajo no permite el empleo de doble jaula balanceada, con embrague, ni motores de corriente continua que requieren un gasto inicial muy fuerte, por el equipomotor generador, que necesariamente se tiene que instalar. Tampoco podemos poner un sistema no balanceado, porque consume demasiada energía, el que es mayormente empleado, solamente en profundización de pozos.

Por todo esto se ha decidido emplear el de jaula con contrapeso, empleando para ello un winche con motor de corriente alterna de 3 fases, que es la que suministra la Planta de Fuerza de la empresa.

La jaula a emplearse, es una que se estuvo empleando en la veta carpa de la zona de Huancapetí, con un peso de 800 kgr., que, convertido a libras da 1,740 lbs., con guías de madera de 4"x 5".

Cálculo del peso muerto

Peso de la jaula	1,740	lbs.
Peso del mineral	1,520	lbs.
Peso del carro vacío	<u>660</u>	<u>lbs.</u>
Peso muerto total	3,920	lbs.

Longitud del Cable

Consideraremos que el pozo se ha profundizado hasta los 80 m. o sea, que ya hemos llegado hasta el nivel 4 de la veta N° 1, y el castillo tendrá una altura de 12 m., luego la longitud del cable será la siguiente:

Altura del castillo	12 m.	39.36	pies
Profundidad del pozo	80 m.	262.40	pies
Asumamos distancia			
Poléa a tambor	16 m.	52.48	pies
	108 m.	354.18	pies

Selección del cable

Como la profundidad del pozo no es muy grande y el tonelaje de mineral a izarse no es fuerte, tomaremos una aceleración bastante baja, 1.5 pies/seg².

Seleccionaremos el tipo de cable, considerando que en la jaula, solamente vamos a izar mineral o sea, que tomaremos un factor de seguridad de 4. Si fuese para personal, tendríamos que usar el factor 8, según el U. S. Bureau Mines.

Veamos el efecto de la fuerza de la aceleración

$$F = m \times a = \frac{W}{g} \times a = \frac{3,920}{32.2} \times 1.5 = 186 \text{ lbs.}$$

$$3,920 + 186 = 4,106 \text{ lbs.}$$

Tomemos el cable de 5/8 Flow Steel con una resistencia a la rotura de 14.4 tons. y un peso de 0.63 lbs. por pie.

Calculemos, el esfuerzo de aceleración producido por el

cable.

$$\text{Peso del cable } 335 \times 0.63 = 223.65$$

$$F = \frac{223.65}{32.2} \times 1.5 = 10.4 \quad \frac{10.40}{234.05} \text{ lbs.}$$

$$4,106 + 234.05 = 4,340.05 \text{ lbs.}$$

$$\frac{4,340}{2,000} = 2.17 \text{ tons.}$$

Factor de seguridad del cable

$$F_s = \frac{14.4}{2.170} = 6.635$$

Este es un buen factor de seguridad, en nuestras condiciones de trabajo. Luego elegiremos:

Cable plow Steel de 5/8' de 6 libras y 19 hilos

Dimensión del tambor y poléa

Emplearemos tambor cilíndrico y liso. Se usa en todos los casos el mismo diámetro en el tambor y en la poléa. Peele, recomienda, como mínimo diámetro del tambor 60 veces el diámetro del cable; siendo generalmente usado 70 veces el diámetro en minas de carbón y 85 en minas metálicas.

Después de tanteos previos, vayamos a las tablas de tambores, donde encontraremos dos tipos que puedan satisfacer nuestras necesidades, el de 48" x 30" y el de 60" x 48". Este último ya resulta muy grande, de manera que escogeremos al

tambor de 48" x 30", con un diámetro de freno de 68" un peso de 7,800 lbs. y un WR² de 3,0200 pie libra.

Este tambor nos dará una relación de diámetro de tambor o poléa siguiente:

$$\frac{D}{d} = \frac{48}{5/8} = 77.2$$

que está por encima del mínimo de 60

Vueltas del cable en el tambor

Como éste tiene una cara de 30", el máximo del cable que se queda enrollar en una sola capa, será:

$$\frac{30}{5/8} \div \frac{240}{8} = 48 \text{ vueltas}$$

Cada vuelta de cable tiene

$$\pi D = 3.14 \times 4 = 12.56 \text{ pies}$$

En el tambor se podrá enrollar en una sola capa, como máximo la siguiente longitud de cable:

$$12.56 \times 48 = 602.88 \text{ pies}$$

Longitud final del cable

	<u>Pies</u>
Neto necesario	354.18
Para recortes y pruebas	164.00
4 vueltas de seguridad	<u>50.24</u>
Total	568.42 pies

Total final de vueltas en el tambor

Aplicaremos la fórmula

$$N = \frac{L}{\pi D}$$

$$N = \frac{569}{12.56} = 44.43 \text{ vueltas}$$

O sea, que dará en el tambor 45 vueltas, y como puede dar 40 vueltas, todo el cable se enrollará en una sola capa, q' es preferible, ya que se evita el aplastamiento del cable de las capas inferiores, ejercido por las exteriores.

Angulo de desviación

Se considera que debe tener un ángulo comprendido entre 1.5° y 4°, mayores magnitudes efectúa un desgaste muy rápido en el cable, salvo que se emplee algo para disminuir este ángulo, que para el efecto hay varios métodos.

En la práctica se trata de que el ángulo esté cerca del 1.5°, que es el mejor.

La distancia de la poléa al tambor es de 65.6 pies y el tambor tiene la cara de 30". Luego el ángulo será:

$$\text{arc. tg. } \frac{15}{777} = 1.07'$$

Fuerza que actúa en el cable

La fórmula práctica es la siguiente:

$$F = W + \frac{Wa}{g} \quad 288000 \quad \frac{a^2}{D}$$

W = peso total en libras

a = aceleración 1.5 pies/seg²

g = aceleración de la gravedad 32.2 pies/seg²

d = diámetro del cable en pulgadas 5/8"

D = diámetro del tambor en pulgadas 48"

$$F = 4143.65 + \frac{4143.65 \times 1.5}{32.2} + 288000 \cdot \frac{(5/8)^2}{48}$$

$$F = 6,680 \text{ lbs.}$$

Cálculo de los pesos de poleas, engranajes y tambores

Los pesos de las poleas varían de un fabricante a otro, pero el Ing° Mahueñ Llosa, profesor de la Escuela de Ingenieros, ha deducido una fórmula

$$W = 1,000 + (D - 5) 570 \text{ lbs.}$$

Siendo D el diámetro de la polea en pies

$$W_p = 1,000 + (4-5) 570 = 430 \text{ lbs.}$$

$$W_p = 430 \text{ lbs.}$$

El tambor se puede calcular en una forma aproximada con la fórmula siguiente:

$$W_T = 200 \times A$$

Siendo A, el área lateral del tambor en pies cuadrados. Para los efectos del cálculo del winche, nosotros vamos a tomar lo que nos dá el catálogo, que es el siguiente:

$$W_T = 7,800 \text{ lbs.}$$

Para el engranaje, la mayoría de los autores recomiendan tomar uno igual al 10 % del tambor, o sea:

$$W_e = 780 \text{ lbs.}$$

Contrapeso

En el sistema de izamiento contrapesado, se puede hacer el contrapeso igual al peso de la jaula, mas el peso del carro vacío, mas la mitad del mineral que se va izar, o sea:

$$\begin{aligned}\text{Contrapeso} &= 1,740 + 660 + \frac{1520}{2} \\ &= 3,160 \text{ lbs.}\end{aligned}$$

Datos

Luego tenemos los datos siguientes para calcular el winche:

Altura del pozo	263	pies
Tonelaje guardia 35 T. M.	38.5	Tons. cortas
Peso muerto	3,920	lbs.
Contrapeso	3,160	lbs.
Peso de 2 tambores con un engranaje	16,380	lbs.
Peso de cada polea	4.30	lbs.
aceleración	1.5	ps/seg ²
tiempo de aceleración	6	seg.
tiempo de desaceleración	6	seg.
Velocidad uniforme	9	pies/seg
tiempo empleado en cargar	10	seg.
tiempo empleado en descargar	10	seg.

Veamos el tiempo de un viaje redondo de la jaula

Jaula

Aceleración

$$e = \frac{1}{2} a t^2 = \frac{1}{2} 1.5 \times 36 = 27 \text{ pies}$$

$$\text{vueltas } \frac{27}{12.56} = 2.1$$

Velocidad uniforme

$$263 - 2 \times 27 = 209 \text{ pies}$$

$$\text{tiempo } \frac{209}{9} = 23.2''$$

$$\text{vueltas } \frac{209}{12.56} = 16.64$$

Desaceleración

Igual que la aceleración, o sea:

$$e = 27 \text{ pies}$$

$$\text{vueltas } 2.1$$

$$\text{tiempo } 6'$$

Viaje redondo

$$2 \times (6 + 23.2 + 6) + 20 = 90.4$$

Capacidad

Suponiendo que el operador trabaja 5 horas netas por guardia, tendremos la capacidad siguiente:

$$\frac{5 \times 60 \times 60}{90.4} = 199 \text{ viajes}$$

O sea que el winche a diseñarse, va tener una capacidad triple de la necesaria, que es beneficioso con el posible aumento del tonelaje a extraerse, a medida que pase el tiempo.

Elementos por acelerar

Para esto tenemos que considerar, absolutamente todos los elementos que se mueven y son:

Jaula	1,740	lbs.
carro	660	lbs
mineral	1,520	
contrapeso	3,160	
2 cables 2 x 56.42 x 0.63	706	
tambores y engranaje	16,380	
2 poleas	860	
	<u>25,026</u>	lbs.

Esfuerzo de aceleración del conjunto

$$F_a = \frac{W}{g} \times a = \frac{25026}{32.2} \times 1.5 = 1,166$$

Momento de aceleración

$$M_a = F_a \times r_t = 1,166 \times 2 = 2,332 \text{ lb/pie}$$

Momento de desaceleración

$$M_d = 1,166 \times 2 = 2,332 \text{ lb/pie}$$

Tabulemos los resultados de un viaje de la jaula

Cable enrollado cuando la jaula sube y baja el contrapeso

T/seg.	Lon. parcial de cable	Long. acumulada	Peso del cable lbs.	Nº de vueltas
0	0	0	0	0
6	27	27	17.01	2.1
29.2	209	236	148.68	16.64
35.2	27	263	165.69	20.84

Número de vueltas activas

$$\frac{263}{4} = 20.84 \text{ vueltas}$$

Equivalente de velocidad máxima de izamiento

$$e = X - \frac{t_a + t_d}{2}$$

X = tiempo empleado por la jaula en un viaje

$$e = 35.2 - \frac{6 + 6}{2} = 29.2$$

$$v = \frac{20.9}{29.2} = 0.716 \text{ r.p.s.}$$

Momentos

Sube la jaula con carga	3,920 x 2	=	7,840	lbs. pie
Baja el contrapeso	3,160 x 2	=	6,320	" "
Baja la jaula vacía	2,400 x 2	=	4,800	" "

Momentos totales

Sube el mineral baja el contrapeso

T Tiempo Seg.	0	6	29.2	35.2
Carga cable	7840 331	7840 297	7840 34	7840 0
Total	8171	8137	7874	7840
CONTRA- peso cable	-6320 - 0	-6320 - 34	-6320 - 297	-6320 - 331
	-6320	-6354	-6617	6651
Momento Neto	1851	1783	1257	1189

Sube el contrapeso baja la jaula vacía

Contra peso	6320	6320	6320	6320
Cable	331	297	34	0
Total	6651	6651	6354	6320
Jaula y carro				
Cable	-4800	-4800	-4800	-4800
Total	-4800	-4834	-5097	-5131
Momento Neto	1851	1783	1257	1189

Momento de fricción

Sea 0.75 la eficiencia

$$\frac{1851 + 1189}{2 \times 0.75} = 2027$$

$$M_t = 2027 - \frac{1851 + 1189}{2} = 507 \text{ lbs - pie}$$

Suma de momentos

Tiempo	Aceleración		Veloc. Unid.		Retardación	
Segundos	0	6	6	29.2	29.2	35.2
Momento Neto	1851	1783	1783	1257	1257	1189
Momento de fric.	507	507	507	507	507	507
Momento de ac.	2332	2332	—	—	-2332	-2332
Momento total	4690	4622	2290	1764	-568	-636
H P	38.4	37.8	18.8	14.5	-4.64	5.2

$$HP = \frac{2 \times 3.14 \times r \times p \times s}{550} \times M = \frac{2 \times 3.14 \times 0.716}{550} \times M.$$

$$HP = 0.00818 M.$$

Potencia media

$$HP_{rms} = \sqrt{\frac{A^2 t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} t_v + D^2 t_d}{K_1 t_a + K_2 t_v + K_3 t_d + K_3 t_m}}$$

A = 37.8	Para corriente alterna	t _a = 6
B = 18.8	K ₁ = 1/2	t _v = 23.2
C = 14.5	K ₂ = 1	t _d = 6
D = 4.6	K ₃ = 1/4	t _m = 20

$$HP_{rms} = \frac{14736}{34} = 434 = 20.8 \text{ HP.}$$

Redondeando = 21 HP.

Compraremos un motor de 25 HP dentro del que tendremos la fuerza para acelerar el ~~motor~~ del motor, que no tomamos en cuenta.

Bomba

Con la profundización del pozo y estado actual de los niveles, tenemos una cantidad de agua igual a 1.5 litros p/seg. que en galones, nos daría, 34 galones/ninuto. Profundizando el pozo a 80 m. y continuando con el trazaje de las galerías, es natural que tengamos un aumento en la cantidad de agua. Consideremos que tenga un gasto máximo de 100 glns/min. y es para esta cantidad que calcularemos la bomba.

Entonces tenemos los datos siguientes:

	Pies
Profundidad del pique	263
Tubería de succión.	10
Distancia del caldero a la bomba	20
Distancia de la bomba al pique	20
5 codos corrientes	
1 check valv.	
válvula de compuerta	
Eficiencia total de la bomba	60 %

Selección de la tubería

Haremos tanteo para ver cual es la tubería que nos conviene, tomando la de 2 y 3"

Encontremos la pérdida por fricción en la siguiente forma:

$$v = \frac{0.002225 G}{\pi d^2/4} \text{ pies/seg.}$$

Donde v es velocidad en pies/seg

G = Gasto en galones por minuto = 100 G.

d = diámetro de la tubería en pies

Calculemos para la tubería de 2"

$$v = \frac{0.002225 \times 100}{3.14 \frac{0.167^2}{4}} = 10.15 \text{ pies/seg.}$$

Con esto queda descartada la tubería de 2 pulgadas, por tener una velocidad muy alta; ya que se recomienda que sea menor de 8 pies/seg.

Tubería de 3"

$$V = \frac{0.002225 \times 100}{3.14 \times \frac{(0.25)^2}{4}} = 4.52 \text{ pies/seg.}$$

Pérdida por fricción

Aplicaremos la fórmula:

$$h'' = \frac{f l v^2}{d 2 g.}$$

donde f = coeficiente de fricción que de de las tablas y nos dá : = 0.025

Multiplicaremos por 1.5 por encostramiento

$$f = 0.025 \times 1.5 = 0.0375$$

Tomaremos para el cálculo una tubería de 1000 pies de longitud, por comodidad

$$h'' = \frac{0.0375 \times 1000 \times (4.52)^2}{0.25 \times 64.4} = 47.5 \text{ pies}$$

Tubería total y resistencias

	Pies
Tubería total (9263 + 20 + 20)	303
5 codos corrientes	40
Check valve	20
válvula de compuerta	2
Total	365 pies

Pérdida total de fricción

$$47.5 \times \frac{365}{1000} = 17.337$$

Redondeando = 18 pies

Cabeza a bombearse

$$h = 365 + 18 = 383 \text{ pies}$$

Motor necesario

$$HP = \frac{G \times h \times 8.33}{33000 \times E}$$

$$HP = \frac{100 \times 383 \times 8.33}{33000 \times 0.60} = 16.05 \text{ HP}$$

Practicamente sería un motor de 16 HP.

Para que no haya interrupciones instalaremos dos bombas independientes, de manera que una de ella pueda trabajar, mientras la otra se repara.

Equipo necesario

Perforadoras

Como vamos a trabajar en 2 tajeos con 3 perforadoras Atlas, buscaremos las mejores, y parece que son los Atlas RH659 - 4W, equipadas con montura y avance de Stoper.

En preparación emplearemos 1 RH659 - 4 W equipada con montura y avance de stoper, para las chimeneas, y además la RH- 571 - 3W con jackleg, que tenemos del equipo de exploración, que la usamos en el subnivel.

Para los frentes emplearemos 2RH659 - 4 W con jackleg.

En total emplearemos 7 máquinas perforadoras, grandes a la que podemos agregar la terrier BBD12WH, que consume 42 pies por min. y puede emplearse eficientemente para hacer patillas, que es un trabajo eventual

Emplearemos las siguientes máquinas perforadoras

	RH659-4W	RH571-3W	BBD12WH
Drifter	2	1	—
Stoper	4	—	—
Pickhammer	—	—	1
Total	6	1	8

Talleres y herrería

La usará los talleres y herrerías de Collaracra, donde se cuenta actualmente con equipo necesario.

Ventilación

La ventilación trataremos en lo posible que sea natural y para el efecto armaremos los tajeos, lo mas cerca posible de los topos de los frentes, de esa manera se evacuará por sus chimenéas los gases de los explosivos y los productos de la respiración humana. En los frentes, después de los disparos forzaremos el aire soplando con aire comprimido

Alumbrado

En las estaciones será eléctrica. El alumbrado del personal en el trabajo será mediante lámpara de carburo, consumiendo cada uno 200 gr. por guardia de 8 horas

Señales para la jaula

Para subir de cualquier nivel a superficie		
Nivel	Toques largos	Toques cortos
2	2	1
3	2	2
4	2	3

Pedido de jaula de cualquier nivel		
Nivel	Toques largos	Toques cortos
2	3	1
3	3	2
4	3	3

Toques para nivelar la jaula con el nivel

	Toque largo	Toque corto
Para bajar	1	1
Para subir	1	2

En cada estación se debe poner avisos visibles de éstas señales, además entrenar al timbrero y winchero sobre ello.

C A P I T U L O I V

A I R E C O M P R I M I D O

Y

F U E R Z A M O T R I Z

COMPRESORAS

Necesitamos 7 máquinas Atlas RH659-4W, ~~Y~~ en forma continua trabajaremos con 5 máquinas .

Aire necesario para las perforadoras

Cada una, según especificaciones de la fábrica, a 80 lb/pulg² necesita 90 pies³/min.

Para hallar el factor total, y hallar el aire necesario a esa altura, recurrimos a la tabla 54 del Mine Plant Design de Staley, en la forma siguiente:

	<u>Pies de altura</u>	<u>Factor</u>
	15000	5.86
	<u>12000</u>	<u>5.62</u>
Diferencia	3000	0.24

Para la altura de 13780 pies de la mina tendremos

$$x = \frac{1780 \times 0.24}{3000} = 0.15$$

$$\text{Factor} = 5.62 + 0.15 = 5.77$$

Consumo de aire por las máquinas

$$\begin{aligned} 5.77 \times 90 &= 519.3 \text{ pies}^3/\text{min.} \\ &= 520 \text{ pies}^3/\text{min.} \end{aligned}$$

Como factor de seguridad tomaremos 25 %, de manera que la cantidad total de aire será:

$$520 \times 1.25 = 650 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Esta será la cantidad de aire que necesitaremos en la mina.

Presión atmosférica en la mina

Para calcular esto aplicaremos la fórmula simplificada siguiente:

$$\text{Log } P_2 = \text{log } P_1 - 0.0000157 h.$$

donde:

P_2 = presión en la mina

h = altura de la mina a. n. m. 13780 pies

P_1 = Presión atmosférica al nivel del mar: 14.7 lbs/pulg²

$$\text{Log } P_2 = \text{log } 14.7 - 0.0000157 \times 13780$$

$$P_2 = 8.93 \text{ lbs/pulg}^2$$

Selección de la tubería

Considerando la profundización del pozo en 80.00 m. y una longitud máxima de la galería, en cualquier nivel en 600 m. tendríamos una longitud máxima de la galería, en cualquier nivel en 600 m. tendríamos una longitud máxima de 680.00 m. que convertido en pies nos da: 2230 pies.

Para el cálculo de la tubería principal, supongamos el empleo de tubería de 3 1/2" y veamos la caída de presión desde el receptor hasta el extremo final.

Para esto aplicaremos la fórmula siguiente

$$P_1 = \sqrt{\frac{v^2 L}{2000 D^5} + P_2^2}$$

Siendo:

P_1 = Presión en el receptor en lb/pulg² absolutas.

P_2 = Presión absoluta requerida en el martillo

V = Volúmen de aire libre que pasa por la tubería

L = longitud de la tubería en pulgadas

$$P_2 \cdot 80 + 8.93 = 88.93$$

$$V = 600$$

$$L = 2230$$

$$D = 3.5 \text{ pulgadas}$$

$$P_1 = \sqrt{\frac{360000 \times 2.230}{2000 \times 525} + 7908.55}$$

$$P_1 = 93.1 \text{ lb/pulg}^2 \text{ absolutas}$$

Lo que nos dá la siguiente caída de presión:

$$93.1 - 88.93 = 4.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

Que es satisfactoria, o sea que en la línea principal emplearemos la tubería de 3 1/2"

Presión en el receptor

$$93.1 - 8.93 = 84.17 \text{ lb/pulg}^2$$

O sea que a la compresora la haremos trabajar a 90 lbs/pulg² y nos dará sobradamente la presión requerida en las máquinas que es 80 lbs/pulg², luego de tener pérdidas adicionales en válvulas, reducciones, mangueras, etc.

Tamaño del compresor necesario

Para presiones arriba de 70 lbs. y grandes altitudes recomiendan el uso de compresoras de dos etapas; su operación es económica; porque hay economía de fuerza, mayor eficiencia volumétrica, mejor lubricación, etc.

Para que no haya paradas totales por falta de aire, buscaremos adquirir dos compresoras de 325 p.c.m., con los datos siguientes para cada compresora:

- 1.- 325 pies de aire por minuto
- 2.- 90 libras de presión de trabajo
- 3.- 5 pulgadas de carrera, supuesto
- 4.- 970 rev. p. min.
- 5.- Simple efecto
- 6.- Eficiencia mecánica del compresor 85 %
- 7.- Eficiencia volúmetrica 85 %
- 8.- Compresor de dos etapas

Diámetro del cilindro de baja presión

Teniendo 970 revoluciones por minuto, en cada carrera del pistón del compresor tomará la siguiente cantidad de aire.

$$V_1 = \frac{325}{970} = 0.336 \text{ pies}^3$$

Luego aplicaremos la fórmula:

$$d_1 = 47 \sqrt{\frac{V_1}{L}}$$

Siendo L la longitud de la carrera = 6 pulg.

$$d_1 = 47 \sqrt{\frac{0.336}{6}} = 10.515 \text{ pulg.}$$

Debemos corregirlo para la eficiencia volumétrica de 0.85

$$x = 10.515 \sqrt{\frac{100}{85}} = 11.398 \text{ pulg.}$$

ó 11.5 pulg.

Diámetro del cilindro de alta presión

Aplicaremos la fórmula:

$$D_2 = d_1 \left(\frac{P_a}{P_2} \right)^{1/2}$$

Siendo:

d_2 = el diámetro de alta presión

d_1 = el diámetro de baja presión sin corregir

P_a = presión atmosférica en la mina

P_2 = presión de descarga del cilindro de alta presión

$$d_2 = 10.52 \sqrt[4]{\frac{8.93}{98.93}} = 10.52 \times 0.54$$

$$d_2 = 5.7 \text{ ó } = 6 \text{ pulgadas}$$

Necesitaremos un compresor que sea de 11.5 por 6 x 6 pulgadas de 970 revoluciones por minuto y que entregue 325 pies cúbicos por minuto.

Potencia requerida

Aplicamos la fórmula siguiente:

$$HP = 2 \frac{144 n V_a P_a}{33000 (n-1)} \left[\left(\frac{P_2}{P_a} \right)^{\frac{n-1}{2n}} - 1 \right] \frac{1}{E}$$

Donde n para compresión adiabática es = 1.406

$$HP = 2 \frac{144 \times 1.406 \times 325 \times 8.93}{33000(1.406-1)} \left[\left(\frac{98.93}{8.93} \right)^{\frac{1.406-1}{2 \times 1.406-1}} - 1 \right]$$

$$\text{HP} = 43.88$$

Usaremos un motor de indicación con una eficiencia de 0.87 y la eficiencia de la máquina de 0.85 dada al principio. Luego:

$$\text{HP} = \frac{43.88}{0.85 \times 0.87} = 60 \text{ HP}$$

Compraremos un motor de 50 ciclos, tirfásico, de inducción y de 60 HP de fuerza.

Una compresora que satisface nuestras necesidades sería la Atlas - CTGFR que entrega 338 pies cúbicos por minuto a 970 r.p.m. con un desplazamiento de 404 pies cúbicos por minuto, que puede tener una presión de trabajo de 100 lbs/pulg².

Capacidad del receptor

Tomaremos como capacidad del receptor el 10 % del desplazamiento, y si tenemos 808 pies de desplazamiento en las dos compresoras podemos comprar un receptor de

$$80 \text{ pies}^3$$

PLANTA DE FUERZA

La planta de fuerza, queda al lado de la planta de flotación, y hacia el Sur de él. En hidráulica, y para el efecto capta el agua del río Santa en el pueblo denominado Cayac, situado a 3 1/2 Km. de Ticapampa, hacia el Sur. El agua es llevado mediante un canal de tierra, que en algunas partes tiene protección de piedra superpuesta, empleándose generalmente los restos de calizas que vienen de las canteras de Onix que por allí hay. En zonas en que hay filtración, o sitios donde

se ha necesitado elevar el terreno, para seguir la gradiente se hizo el canal de piedra intercalada con champas, y resestido todo de champa.

La gradiente es muy variable, habiendo partes de un 5 0/00 y otras en que pasa del 1 % .

Gran parte del recorrido del canal lo hace en terrenos de propiedad de la empresa, y en los sitios que son ajenos trata de comprarla, y los mismos propietarios ven con ventaja deshacerse de esos terrenos; porque como no tiene resestimiento el canal va socavando los terrenos adyacentes, o en algunos casos los aniega.

En el invierno con muchísima frecuencia, se rompe las paredes del canal, con el aumento de agua, lo que paraliza el funcionamiento de todas las máquinas que dependen de la fuerza que la planta suministra. Esto trae como consecuencia muchos trastornos, que a pesar de saber que va ocurrir, nunca se ha hecho nada por tratar de remediarlo.

El canal de tierra al torcer y tomar la dirección de la Planta tiene una compuerta de fierro para regular el volumen de agua. Toda esa instalación está hecha a base de cemento y bloques de caliza. Luego viene un canal rectangular, aéreo de cemento y piedra, que va apoyado sobre pilares irregularmente espaciados. Este canal viene hasta un tanque de distribución, que reparte el agua a las tuberías, y el exeso sale por otro canal auxiliar que va al río Santa .

Se observa que no hay desarenador, y todo lo que hay son pilas colocados en diferentes sitios del canal rectangular que sirven para detener vegetales arrastrados por las aguas que a veces son en tan gran cantidad que se ensien-

dan en las parrillas y firman una verdadera represa.

La cantidad de agua que lleva el canal llega a tres metros cúbicos, y la altura de las turbinas a la taza de distribución es de 14 m. El canal en la parte hecha de concreto y piedras tiene una gradiente de 0.5%, y es de esta parte de donde se saca el agua, por medio de tuberías, para todos los campamentos y aún para las casas particulares.

Maquinarias

En la planta de fuerza, tenemos tres turbinas: Una LEFFEL, de 260 HP, trifásica de 50 ciclos, que da la corriente a 10,000 volts. Este es la fuerza que se emplea en las diferentes minas y la que iría a San Salvador, desviando la línea que actualmente va a Huanpaetí. También hay otras dos turbinas francesas "Ateliers" de la Societé Gramme, de 130 HP. cada una. Una de ellas da corriente a 240 volts, 50 ciclos, tres fases y es la que se emplea en los talleres de Ticapampa, en el laboratorio, en iluminación tanto de oficinas y campamentos de la empresa, como también alumbrado público y privado de casi todas las casas que hay en Ticapampa, sin restricción efectiva, de manera que hay momentos en que falta fuerza para las necesidades de la compañía. La otra turbina, también de 130 HP, gemela a la anterior, es la que da energía a toda la planta de flotación, en la forma como indicamos en ese capítulo.

C A P I T U L O V

P L A N T A D E B E N E F I C I O

Planta de concentración

La planta de concentración por flotación, se encuentra situada en Ticapampa y tiene una capacidad de 70 toneladas diarias, que se puede elevar a 100, disponiendo de un molino de bolas adicional. A esta planta llegan los minerales de las diferentes minas, que se van amontonando en las canchas, hasta reunir un buen tonelaje y recién entonces comienza el tratamiento. Las canchas tienen acceso a dos clases de vías: vía férrea, para los minerales de Collaracra y Hurán, y carretera, para los minerales de Huanpetí.

El agua necesaria para la planta de concentración, es llevada mediante tuberías de fierro, del canal de la planta de Fuerza.

La fuerza necesaria es producida por una turbina francesa "Atelier" de la Société Gramme, con 130 HP. de fuerza, de cuya poléa es transmitida directamente, mediante una faja a un eje, y de este mediante muchos ejes fajas y poléas a todos los sitios donde requieren fuerza. Es así que en la planta de concentración no existe ningún motor eléctrico.

Los concentrados de la planta, son transportados hasta el puerto de Supe, mediante camiones fleteros, en su mayoría, ya que la empresa cuenta con un solo camión de 5 T.M. para este servicio, y además no hace viajes continuos.

La planta de flotación, está situada en un llano, pero artificialmente se le ha dado un pequeño desnivel, al hacer la cancha de minerales. En este sentido se cometió un error, pues a muy corta distancia y tan accesible como lo es actualmente la plantam hay sitios que ofrecen una topografía magnífica para hacer una buena planta.

La planta está a 30 Km. por carretera de la mina Huancapetí, 5 Km. de el nivel Triunfo, sobre las vetas Hurán y Collaracra, mediante funicular y locomotora y estaría a 24 Km. por carretera de la mina San Salvador.

Características del mineral de San Salvador.-

Como dije anteriormente, a esta planta concurren minerales de las distintas minas y todos ellos con diferentes características entre si, así tenemos que el mineral de la veta Carpa en Huancapetí es muy cuarzoso, con poca pirita, el de Hércules, con un poco de cuarzo, regular cantidad de pirita y gran cantidad de andesita ancajonante, sin alterar o casi sin alterar, el de collaracra, muy cuarzosa y piritosa, el de Hurán, con abundante caolín, pirita y un poco de cuarzo. Todos ellos llevan dentro de si los minerales valiosos, galena y marmatita.

El mineral de San Salvador, tiene cuarzo, pirita en grado variable, a veces actinolita y tremolita, todo lo cual constituye la ganga, que le da una naturaleza que varía de acuerdo a la cantidad de pirita que lleve, de semidura a suave. Dentro de estos minerales se encuentra las especies valiosas, constituidas por galena y marmatita, acompañadas de algo de pirargirita, la que se presenta de vez en cuando.

Se hizo una pequeña campaña de flotación, con este mineral transportado a lomo de mulas, cuando estos volvían luego de haber dejado materiales en la mina. Así se trató 31 toneladas, con resultados satisfactorios, que se ajustaron a las pruebas de la planta piloto, realizadas con anterioridad. El único concentrado que se sacó fue el de plomo, ya que el zinc se va en los relaves, hasta cuando mejoren los precios, que entonces, se volverá a pasar, para recuperarlos, pues la empresa pierde dinero al flotar el zinc. Con el objeto de subir los relaves de

los depósitos, a la planta, hay un pequeño cablecarril.

Campaña de Mineral de San Salvador

	Ag gr/T.M.	Pb%
Alimentación	245	7.2
Concentrado de Pb	2040	62.0
Colas	27	1.0
Recuperación %		
Conc. Pb	90	87.5

Radio de concentración

$$K = 9.85$$

En el concentrado de plomo, además de las especies valiosas mencionadas, también se obtuvo 6 gr/T.M. de oro, y en el ensayo químico de las cabezas, no acusó nada, pero seguramente debe tener cerca a 1 gr/T.M. para poder haber dado 6 gr. en el concentrado.

Descripción de la maquinaria de la planta de Concentración

El mineral que vien por carritos metaleros, es descargado directamente a la cancha mediante unas volcadoras, y de allí el grueso es llevado mediante carretillas a la chancadora, mientras que el llampo se descarga por el mismo medio a la tolva de finos.

El mineral que viene de San Salvador, que vendría en camiones, como se hace ahora con los de Huancapetí, se descargaría en la cancha y de allí sería llevado a la chancadora mediante un carro balancín, pasando primeramente por una balanza de pla-

taforma de 2,000 kg. de capacidad.

Trituración

La trituración se efectúa mediante dos quebrantadoras Blake, de quijadas, Allis Chalmer. La primera es una de 12 x 24, con el set regulado a 2 1/2 pulgadas. La segunda es de 10 x 20, con el set regulado a 1 1/2 pulgadas. Entre las dos no hay ningún cedazo intermedio para separar los de tamaño menor a 1 1/2", teniendo que pasar por la chancadora chica, todo el mineral que sale de la mas grande.

Molienda intermedia

La molienda intermedia se efectúa mediante un molino de rodillos de 24" x 12", alimentado directamente de la última chancadora, cayendo el mineral por un pequeño plano inclinado. El set está regulado de 1/2 pulgada, o sea que recibiendo una alimentación de 1 1/2 pulgadas, tendrá una reducción de 3 a 1.

El molino de rodillos descarga a una pequeña tolvieta, donde lo coge una faja de cangilones, que la eleva a una tolva de 35

D.M.

En la molienda gruesa e intermedia, no hay cedazos intermedios ni tampoco una tolva, de manera que la alimentación a las chancadoras se tiene que acomodar a lo que pase por el molino de rodillos, ya que todo están instalado en una línea continua.

Molienda Fina

La molienda fina, se efectúa en un molino de bolas Marcy de 4' x 6'.

Clasificación

La clasificación se realiza mediante un clasificador Dorr simplex, de 24 pies.

Acondicionador

El acondicionador, tanto para el circuito de plomo, como para el de zinc, es del tipo Denver de 4' x 4', hecho en los talleres de la empresa.

Celdas de flotación

Las celdas de flotación son de tipo Denver Sub A, manufacturados en los talleres de la empresa. En cada uno de los circuitos hay una batería de 10 celdas.

Alimentador de reactivos

El aceite de pino, es alimentado mediante una manguera semi-estrangulada. Las soluciones de los otros reactivos, mediante el sistema de baldes, y la cal, al molino, por medio de un hombre que por medio de una pala la va echando de rato en rato.

Cochas

Para la sedimentación, tanto de los concentrados de plomo, como los de zinc, hay 6 cochas que tienen 2 x 4 m. con 0.50 m. de profundidad.

Preparación de las soluciones

Las soluciones acostumbran prepararlas en la empresa en la siguiente forma:

- 4 Kg. de CNNa en 20 lt. de agua
- 4 Kg. SO₄Zn en 20 lt. de agua
- 2 Kg. de Xantato Z-6 en 20 lt. de agua
- 16 Kg. de silicato de Na. en 80 lt. de agua
- 20 Kg. de SO₄Cu en 50 lt. de agua

Marcha del tratamiento

Almacenamiento

El mineral de las diferentes minas se almacena en las canchales, que son bastante amplias, así mismo también en los minerales de compras. Para el tratamiento de estos distintos tipos

de minerales, el jefe de planta, tiené marchas basadas en pruebas realizadas en la planta piloto.

Trituración.

A las chancadoras van todos los trozos de mineral que no sean llampo. Los que si son, van a la tolva de finos. En la primera quebrantadora entra mineral hasta de 8", pero los trozos mayores, tienen el cuidado de romperlos con los martillos que disponen los obreros.

La reducción en la primera chancadora que tiene el set regulado a 2 1/2" es de 3.2 a 1.

De la primera chancadora cae a la segunda, por medio de un pequeño canal inclinado, donde es ayudado por un hombre que lo empuja con una lampa. Esta chancadora tiene el set regulado a 1 1/2", o sea que tiene una reducción de 1.7 a 1.

Molienda intermedia

El mineral de la segunda chancadora cae a otro canal inclinado, por donde va hasta el molino de rodillos, que entrega un producto de 1/2", o sea que tiene una reducción de 3 a 1. Desde este punto es elevado mediante una poléa de cangilones hasta una tolva de finos.

Molienda fina

Desde la tolva de finos pasa el mineral por medio de un alimentador de compuerta, al molino de bolas, donde lo coge la cucharera y lo introduce dentro del molino. Acá se añade la cal en una cantidad de 70 gr. por min..

Todo el mineral es molido a malla -65. El consumo de bolas de acero es de 100 kg. que se reparte en la siguiente forma:

30 Kg. de bolas de 3"

70 Kg. de bolas de 4"

Lo que da un consumo de 1.43 Kg/T.M. de mineral de cabeza

Clasificación

La descarga del molino cae al clasificador, cuyos rastrillos tienen 20 golpes por minuto, con una inclinación de 2" por pie y la dilución de la pulpa de 1 a 2.1.

En este punto se le agrega los siguientes reactivos: 35 cc/m de silicato de sodio y 5 gotas de aereoflot No. 25.

Circuito de Plomo.- Acondicionamiento

Se efectúa en el acondicionador Denver de 4 x 4 pies, de 200 r.p.m.. En este punto se le agrega 60 cc/m. de cianuro de sodio y 80 cc/m. de sulfato de zinc.

Flotación.-

Las celdas de plomo que son en número de 10, están divididas para realizar el trabajo en tres etapas: Las dos primeras como cleaner, las tres siguientes como rougher y las cinco últimas como scavenger. La alimentación de la pulpa viene a la primera de la rougher. La espuma de estas que es bastante limpia, pasa a las cleaners y las colas a las scavengers, cayendo junto con la alimentación, o sea en la primera rougher, y las colas son las que sirven de alimentación al circuito de zinc. Las cleaners efectúan la limpieza de los concentrados de roughers.

Las ventajas de este tipo de circuito de flotación, es que las cleaners reciben una alimentación mas rica, dando un concentrado mas limpio.

Sedimentación.- secado y ensacado

Los concentrados van a depositarse a las cochas, las que tienen una salida para el agua, en una de las esquinas, la que se puede elevar a gusto mediante tablas y permitir la salida del agua y el asentamiento del concentrado.

Una vez que se ha logrado sedimentar el concentrado y haber eliminado una buena cantidad de agua, entra la gente a las cochas y lampean el concentrado a una carretillas, por medio de las cuales son llevados a un pampón cubierto de sacos vacíos, donde se extiende para que se seque, valiéndose únicamente del sol para este objeto. Hay gente provista de lampas que se ocupan de voltear el concentrado, hasta que finalmente tenga 7% de humedad. En estas condiciones se lleva a los depósitos, donde se ensaca en sacos de 75 Kg.

Circuito de Zinc.- Acondicionador

Las colas del circuito de flotación de plomo, van al acondicionador tipo Denver de 4' x 4' del circuito de zinc, que es semejante al primer circuito. Acá, para minerales de Collaracra 200 cc/m de sulfato de cobre, 50 cc/m. de silicato de sodio y 80 gr. de cal por minuto.

Flotación

Igual al circuito de plomo, añadiéndose a la primera rougher, para minerales de Collaracra aceite de pino No. 25, 9 gotas por minuto y 34 cc/m. de Xantato de potasio z-6.

Sedimentación.- secado y ensacado

Proceso semejante al del plomo

C A P I T U L O V I

O R G A N I Z A C I O N Y C O S T O S

Organización del personal

La organización es del tipo de Departamentos, como se podrá ver en el diagrama adjunto

Organización de mano de obra

Los obreros trabajan en dos guardias, la guardia de día de 7 a 4 y en la noche de 4 a 12. Los guardias se turnan cada quince días. Se permite el sob retiem po voluntario. Los Domingos no se trabaja, salvo los encargados de la vigilancia.

C O S T O S

Haremos un costo detallado, aunque no exacta de todas las partes que comprende el beneficio de los minerales.

Los costos de administración, oficina de Lima y Oficina de Ticapampa los consideraremos afectados solo en el 50% ya que el tonelaje de "San Salvador N° 2" será la mitad del tonelaje total a tratarse.

Los costos de mano de obra de mina se elevarán en un 10% lomismo que los sueldos de empleados, para estar cubiertos en parte por alzas futuras.

Costo de Administración Mensual

Óficina de Ticapampa

Gerente	50 %	S /o.	6,600.00
Contador	50 %		2,200.00
Aux. Contador	50 %		1,650.00
Cajero	50 %		825.00
Cardista	50 %		660.00
Costos	50 %		550.00

Vienen de la Pag. 112	s/.
Records 50 %	660.00
Secretario 50 %	660.00
Portapliegos 50 %	247.50
Jefe de la Of. de Tiempo 50 %	660.00
Ing°. Jefe 50 %	3,300.00
	<hr/>
	18,012.50
<u>Mercantil Ticapampa</u>	
Jefe de Mercantil 50 %	550.00
Ayudante 50 %	247.50
	<hr/>
	797.50
<u>Almacén General Ticapampa</u>	
Jefe de almacén	880.00
2 Ayudantes 50 %	495.00
Almacenero de Materiales 50 %	440.00
Ayudante 50 %	214.50
	<hr/>
	2,029.50
<u>Hospital Ticapampa</u>	
Medico Jefe 50 %	2,200.00
Enfermera práctica 50 %	247.50
	<hr/>
	2,447.50
<u>Oficina de Lima</u>	
Apoderado 50 %	2,250.00
Jefe de Compras 50 %	1,650.00
Auxiliar 50 %	1,100.00
Alquiler de oficina, teléfono y otros 50 %	1,000.00
	<hr/>
	6,000.00

Oficina Collacra

s/.

Administrador	1,320.00
Planillero	880.00
Almacenero	462.00
	<hr/>
	2,662.00

Escuela Collaracra

Profesora	1,600.00
Auxiliar	600.00
	<hr/>
	2,200.00

Planta de Concentración

El jefe de Planta es a la vez el jefe del laboratorio de ensayos y por esa razón le cargaremos el 50 %

Jefe de Planta 50 %	660.00
	<hr/>
	660.00

Laboratorio de ensayos

Jefe de Laboratorio 50 %	660.00
2 ayudantes	990.00
	<hr/>
	1,650.00

Oficina de Topografía

Topógrafo 50 %	440.00
2 ayudantes	462.00
	<hr/>
	902.00

Servicios Auxiliares Ticapampa

Corralero	460.00
2 Guardianes 50 %	528.00
Albañil 50 %	247.50
Ayde. Albañil 50 %	198.00

sigue en la pag. 115

	s/.
3 encargados de potreros	1,260.00
2 Aguateros 50 %	396.00
Cocinero 50 %	330.00
Lavandera 50 %	165.00

3,584.50

Servicios Auxiliares Collaracra

Albañil	462.00
Ayudante Albañil	396.00
Chofer 50 %	412.50

1,270.00

Mina

Capitán de Minas	1,200.00
------------------	----------

1,200.00

Total Gasto de administración

s/. 43,359.50

Tonelaje explotado al mes 1,500

Costo de Administración

por Ton. Met. s/. 28.3997

Costo de Desarrollo

Calcularemos el costo de avance en cada uno de los frentes

<u>Mano de obra</u>	No.	Tareas	Precio	Importe
Perforista	1	1	s/. 17.60	s/. 17.60
Ay. perforista	1	1	14.30	14.30
Lamperos	2	1	13.20	26.40
Winchero	1	1/2	24.20	12.10
Carreros	1	1	13.20	13.20
Motorista	1	1/2	19.80	9.90
Ay. Motorista	1	1/2	14.30	7.15
Carrilano	1	1/4	16.50	4.13
Ay. Carrilano	1	1/4	14.30	3.58
				s/. 108.36

<u>Materiales</u>	Precio	Importe
Explosivos		
Din. Semexa 65% 9 kg.	s/. 14.80	133.20
Fulminantes 16	0.51	8.16
Guía 96 pies	0.30	28.80
		<hr/>
		s/. 170.16
barrenos		
Perforación 80' con Coromant	0.945	75.60
Aguzado 10%		7.56
		<hr/>
		s/ 83.16
Varios		
Carburo 1,2 kg.	3.00	3.60
Aceite-supuesto		4.00
		<hr/>
		7.60
Costo Total		s/. 369.28
En dos frentes		738.56
Costo p. T. M.	<u>738.56</u> <u>6</u> s/. 14.771	
	50	

Costo de Preparación

Sub nivel

<u>Mano de obra</u>	Nº	Taréas	Precio	Importe
Perforista	1	1	s/. 17.60	s/. 17.60
Ay. de perforista	1	1	14.30	14.30
Lampero	2	1	13.20	26.40
Winchero	1	1/2	24.20	12.10
Carrero	1	1	13.20	13.20
Compresorista	1	1/2	22.00	11.00
				<hr/>
				s/. 94.60

<u>Materiales</u>	<u>Precio</u>	<u>Importe</u>
<u>Explosivos</u>		
Dinamita Semexa 65 % 39 kgr.	s/o. 14.80	s/o. 57.72
Fulminantes 7	" 0.51	" 3.57
Guía 35 pies	" 0.30	" <u>10.50</u>
		s/o. 71.79
<u>Barrenos</u>		
Perforación 35 pies con Coromant	0.945	33.075
Aguzado 10 %		<u>3.31</u>
		36.385
<u>Varios</u>		
Carburo 1 Kgr.	3.00	3.00
Aceite.		<u>4.00</u>
		7.00
Costo de mano de obra	94.60	
Costo de materiales	<u>115.175</u>	
	s/.209.775	

Chimeneas y hechaderos

Mano de obra	Nº	Tareas	Precio	Impirte
Perforista	1	1	17.60	17.60
Ay. perforista	1	1	14.30	14.30
Lamperos	2	1	13.20	26.40
Carrero	1	1	13.20	13.20
Tubero	1	1/2	19.80	9.90
Ay. tubero	1	1/2	16.50	8.25
Enmaderador	1	1 1/2	19.80	19.70
Ay. Enmaderador	1	1 1/2	16.50	<u>24.75</u>

s/o.144.10

Materiales

Explosivos	Precio	Importe
Dinamita Semexo 55 % 4 Kgr.	S/.14.80	S/. 59.20
Fulminantes 8	0.51	4.08
Guía 48 pies	0.30	14.40
		S/. <u>77.68</u>

Barrenos

Perforación 40 pies con Coromant	0945	37.80
Aguzado 10 %		<u>3.78</u>
		S/. 41.58

Varios

Carburo 1.6 kgr.	3.00	4.80
Aceite		4.00
Madera eucaliptu 14 troncos	5.00	<u>70.00</u>
		78.80

Costo Mano de obra	S/o. 144.10
Costo de materiales	<u>198.06</u>
	S/o. 342.16

Costo total Preparación S/o. 551.935

Costo por T.M. mineral $\frac{551.935}{50} = 11.039$

COSTO DE EXPLOTACION

En los costos de explotación vamos a cargar los dos jefes de guardia.

Derribo

Mano de obra	N°	taréas	Precio	Importe
Jefe de guardia	2	1	25.00	50.00
Perforista	3	1	17.60	52.80
Ay. perforistas	3	1	14.30	42.90
Aguzador	1	1	16.50	16.50
Herramientero	1	1	14.30	14.30
				<u>176.50</u>

Materiales		Precio	Importe
Explosivos Semexa 65 % 36 Kgr.		14.80	532.80
Fulminantes		0.51	24.48
Guía		0.30	86.40
Aceite-asumido			20.00
Coromant	240 pies	0.945	226.80
Aguzado			22.68
Carburo	1000 kgr.	3.000	<u>3.00</u>
			916.16

El aire comprimido del derribo y de todos los trabajos lo veremos en sección aparte.

Costo total de derribo	S/.	1102.66	
Por T. M.		<u>1102.66</u>	= S/. 22.06
		50	

Enmaderado

Mano de obra	N°	Tareas	Precio	Importe
Enmaderador	1	1	19.80	19.80
Ay. enmaderador	1	1	16.50	<u>16.50</u>
				36.30

Materiales	Cantidad	Precio	Importe
Madera eucaliptus	6 troncos	S/ 5.00	30.00
Herramientas-Asumido			6.00
Carburo	0.6 kgr.	3.00	<u>1.80</u>
			37.80

Costo total enmaderado	S/o.	74.10	
Por T. M.		<u>74.10</u>	= S/o. 1.482
		50	

El enmaderador trabajará en poner puntales y ayudará al enmaderador de preparación.

Escogido

Para escoger el mineral pondremos cerca a las tolvas, un grupo de 4 pallaqueres, que repararán el desmonte del mineral especialmente el de los frentes que vendrá un poco sucio.

Mano de obra	N°	Tarea	Precio	Importe
Pallaqueras	4	1	S/. 11.00	S/. 44.00
				<u>S/. 44.00</u>
Costo total escogico		S/o.	44.00	

$$\text{Por T. M.} \quad \frac{44.00}{50} = \text{S/o. } 0.88$$

Transporte Inferior

Mano de obra	N°	Taréas	Precio	Importe
Motorista	1	1	S/. 19.80	S/. 19.80
Ay. motorista	1	1	14.30	14.30
Chuter de	1	1	14.30	14.30
Carrilano	1	1	16.50	16.50
Ay. carrilano	1	1	14.30	14.30
Chasquis	2	1	15.00	<u>30.00</u>
				S/. 109.20

Equipo Mecánico

2 juegos de baterías	S/o.	140,000.00
15 carros mineros		<u>63,000.00</u>
Total		203,000.00
Intereses durante 5 años a 8 % anual		81,200.00
Capital mas intereses		284,200.00
Amortelaje en 5 años		90,000.00 T.M.

$$\text{Costo de amortización por T. M.} \quad \frac{284,200}{90000} = \text{S/o. } 3.16$$

Transporte Exterior Mina

Mano de Obra	N°	Tareas	S/. Precio	S/. Importe
Carreros	4	1	13.20	52.80
Chasquis	2	1	15.00	30.00
Capataz de Superficie	1	1	15.00	25.00
Engrasador	1	1	16.50	16.50
				S/.124.30

Materiales

Carburo	1.4 Kgr.	3.00	4.20
Grasa N° 3	6 lbs.	3.82	22.92

Herramientas			3.00
			30.12

Total Transporte Exterior Mina S/o. 154,42

Costo por T. M. $\frac{154.42}{50} = 3.09$

Izamiento

Mano de Obra	N°	Tareas	Precio	Importe
Winchero	1	1	24.20	24.20
Ay winchero	1	1	16.00	16.00
Chasquis y timbrero	4	1	15.00	60.00
				100.20

Equipo Mecanico

	Precio
Winche, motor y cable.	100,000.00
Contrapeso de concreto armado	3,000.00
Poleas	8,000.00
S/o.	111,000.00

Interés del capital en 5 años al 8 % 44,400.00

Capital mas intereses S/o. 155,400.00

Tonelaje explotado en 5 años 90,000.00

Coef. de amortización p. T/M. $\frac{155,400}{90,000} =$ S/. 1.73

Materiales	Precio	Importe
Grasa Nº 3 4 lbs.	3.82	15.28
Aceite 1/2 Gln.	16.00	8.00
Carburo 1.2 Kgr.	3.00	3.60
Herramientas		<u>1.00</u>
		S/o. 27.80

Costo Mano de Obra Materiales = 128.00

Costo p. T.M. = $\frac{128}{50} =$ S/o. 2.56

Izamiento Costo Total p. T.M. S/o. 4.29

Bombeo

Mano de Obra	Nº	Tareas	Precio	Importe
Bombero	3	1	S/. 20.00	S/. 60.00
				<u>S/. 60.00</u>

Materiales	Precio	Importe
Carburo 0.6 kgr.	3.00	1.80
Aceite y grasa		<u>1.00</u>
		2.80

Costo Mano de Obra Materiales S/o. 62.80

P. T. M. $\frac{62.80}{50} =$ S/o. 1.26

<u>Equipo Mecánico</u>	S/.	Importe
Bombas		80,000.00
Tuberías		7,720.00
Instalación y Pozo		<u>20,000.00</u>
		107,720.00
Intereses en 5 años al 8 %		<u>43,088.00</u>
		150,808.00
Tonelaje explotado en 5 años		90,000.00

Amortización por T.M. S/o. 1.68

Bombeo Costo Total p. T. M. = S/o. 2.94

Conservación

Mano de Obra	Nº	Tareas	Precios	Importe
Enmaderador	1	1	19.80	19.80
Ay. Enmaderador	1	1	16.50	16.50
Auxiliar	1	1	15.00	<u>15.00</u>
			S/o.	51.30

Materiales	Precios	Importe
Carburo 0.75 kgr.	3.00	2.25
Madera		<u>200.00</u>
		202.25

Costo total de conservación S/. 253.55

p. T. M. $\frac{253.55}{50} = 5.07$

Aire Comprimido

Mano de Obra	Nº	Tareas	S/. Precio	S/. Importe
Compresorista	2	1	22.00	44.00
Ay. Compresorista	1	1	15.00	15.00
				59.00

Materiales

Varios (grasas, aceite, herramientas) 40.00

Totál de aire comprimido S/. 99.00

P. T. M.

$$\frac{99.00}{50.00} = \text{S}/. 1.98$$

Equipo Mecánico

Tubería 112,000.00

S/o. 112,000.00

Intereses en 5 años al 8 %

44,800.00

Capital mas intereses

S/o. 156.800.00

Tonelaje a Explot en 5 años

Amortización p. T. M. $\frac{156,800.00}{90,000.} = \text{S}/o. 1.74$

Aire Comprimido Costo Total p. T.M. = S/. 3.72

No hemos considerado la compresora; pues puede venir una que hay en Hurán; Ingersoll XLE de 7' de carrera que nos abastecería, o algunas Denver pequeñas que hay de 300 pies³ min., ya amortizadas.

De la tubería vieja que va salir de la mina se puede emplear toda la de 4" y completar en tubería nueva que compraremos hasta 1,000 m. de 3 1/2, según nuestros cálculos.

Planta de fuerza

Mano de Obra	Nº	Tarés	Precio	Importe
Operadores	3	1	19.8	59.40
Canaleros	6	1	16.5	99.00
Vigilantes	3	1	16.5	49.50
Desatradores	3	1	16.5	49.50
Jefe Canaleros	1	1	19.8	19.80
				<u>277.20</u>

Materiales

Diversos (Herramientas, etc.)	30.00
	S/. 30.00
Costo Mano de obra Materiales	S/. 307.20
Costo p. T. M. 50 %	$\frac{307.20}{2 \times 50} =$ S/. 3.07

Equipo Mecánico

Maquinarias	200,000.00
Intereses en 5 años al 8 %	<u>80,000.00</u>
Capital mas intereses	280,000.00
Amortización para San Salvador 50 %	140,000.00
Mineral producido en 5 años	90,000.00

Costo por T. M. $\frac{140,000}{90,000} =$ S/. 1.56

Costo total de Planta de Fuerza
para San Salvador por T. M. S/. 4.63

Como la planta de fuerza genera energía para la Planta de concentración y algo para Hércules, también para iluminación en Ticapampa y producirá para San Salvador un fuerte porcentaje del total de la fuerza de Mina, hemos tomado la mitad.

Costo de Explotación por T. M. de Mineral

Desarrollo	S/. 14,771
Preparación	11,039
Derribe	22,050
Enmaderado	1,482
Escogido	880
Transporte interior	4,643
Transporte Exterior	3,090

Sigue a la pag. 127

Sigue de la pag. 126

Izamiento	4,290
Bombeo	2,940
Conservación	5,070
Aire comprimido	3,720
Energía Eléctrica	4,630
	<u>78,615</u>

Costo Transport e Mina - Planta de Concentración

Por T. M. de Mineral	S/. 30.00
Por diversos 10 %	<u>3.00</u>
	33.00

Por T. M. = S/ 33.00

Este transporte se dá en contrata a camioneros

Costo Laboratorio de Química

Equipo	5,000.00
Interés en 5 años al 8 %	<u>2,000.00</u>
Capital mas intereses	S/. 7,000.00
Tonelaje en 5 años	90,000.00
p. T. M. San Salvador 50 %	0.04

Materiales Diario

Reactivos	400.00
Varios 10 %	<u>44.00</u>
	444.00

Para amortizar San Salvador
el 50 % 222.00

p. T. M. $\frac{222}{50} = 4.45$

Costo total p. T. M. Laboratorio S/. 4.49

Cargamos solamente el 50%, para San Salvador; pues también ensayará el mineral proveniente de otras minas.

Costo Talleres

Mano de obra	No.	Tarés	S/. Precio	S/. Importe
Jefe de talleres	1	1	30.00	30.00
Electricista	1	1	25.00	25.00
Ay. Electricista	2	2	16.50	33.00
2 Mecánicos	2	1	16.50	33.00
Carpintero	1	1	19.80	19.80
Ay. Carpintero	1	1	16.50	16.50
Herrero	1	1	19.80	19.80
Ay. Herrero	1	1	16.50	16.50
Mecánico Perforad.	1	1	19.80	19.80
Mec. Compresoras	1	1	19.80	19.80
Choferes	2	1	25.00	50.00

283.20

Materiales	S/. Precio	S/. Importe
Gasolina 20 Glns.	4.80	96.00
Grasa No. 3 4 lbs.	3.82	15.28
Repuestos - asumido		300.00

S/. 411.28

Costo total Talleres S/. 694.28

Costo para San Salvador ~~500~~ 347.14

Por T.M. S/. 6.95

Equipo Mecánico

Equipo y Herramientas S/. 40,000.00

Interes en 5 años al 8% 16,000.00

S/. 56,000.00

Mineral explotado en cinco años 90,000 T.M.

Por T.M. S/. 0.62

Para San Salvador 50% S/. 0.31

Costo total de Talleres p. T.M. S/. 7.26

Amortizaciones varias

1 Camioneta S/. 30,000.00

1 Camión 80,000.00

Equipo del Hospital 50,000.00

Instrumentos de Ing. 10,000.00

Herramientas e implementos 20,000.00

Muebles y enseres Collaracra 8,000.00

Campamentos Ticapampa 200,000.00

Campamentos Collaracra 100,000.00

S/. 518,000.00

Amortización 50% para S.S. 259,000.00

Intereses en 5 años al 8% 103,600.00

362,600.00

Amortización por T.M. S/. 4.03

Costo de Tratamiento en la Planta de Concentración

Mano de obra	No.	Tarés	S/. Precio	S/. Importe
--------------	-----	-------	------------	-------------

Cancha

Carretilleros	10	1	14.30	143.00
---------------	----	---	-------	--------

Lamperos	2	1	14.30	28.60
----------	---	---	-------	-------

Pesador	1	1	14.30	14.30
---------	---	---	-------	-------

Llenadores	2	1	14.30	28.60
------------	---	---	-------	-------

Acomodador	1	1	14.30	14.30
------------	---	---	-------	-------

Jefes de Guardia	3	1	20.00	60.00
------------------	---	---	-------	-------

288.80

Trituración y Molienda intermedia

Alimentadores	6	1	14.30	85.80
---------------	---	---	-------	-------

85.80

Molienda fina clasificador

Obreros	No.	Taréas	S/.	Precio	S/.	Importe
Alimentadores	6	1		14.30		85.80
						<u>85.80</u>

Flotación

Flotadores	6	1		16.50		99.00
Ayudantes	3	1		14.30		42.90
						<u>141.90</u>

Cochas

Obreros	3	1		14.30		42.90
Carretilleros	4	1		14.30		57.20
llenadores	3	1		14.30		42.90
Volteadores	4	1		14.30		57.20
Pesador	1	1		14.30		14.30
Llenadores	2	1		14.30		28.60
Cosedor	1	1		14.30		14.30
Capataz	1	1		20.00		20.00
						<u>277.40</u>

Relaves

Relaveros	4	1		14.30		57.20
						<u>57.20</u>

Costo Total Mano de Obra	S/.	936.90
Costo Por T. M.		9.37

Suministros a obreros

A los de cochas y flotadores se les da botas de jebe y capotes, que significa por T. M. de mineral

S/.

1.10

Materiales	Precio	Importe
Bolas p. T. M. cabeza 1.43 Kgr.	s/. 6.00	s/. 8.58
Forros 0.80 Kgr.	0.80	4.80
Reactivos p. T. M. cabeza		2.16
Repuestos p. T.M.		<u>7.56</u>
		s/. 23.10

Costo Mano de Obra Materiales
por T. M. de cabeza s/o. 33.57

Amortización de equipo actual

Equipo e instalaciones	400,000.00
Interés en 5 años al 8 %	<u>160,000.00</u>
Capital mas intereses	560,000.00

Tonelaje total a explotarse en 5 años 180,000 T.M.

Amortización por T. M. $\frac{560,000.}{180,000} =$ s/. 3.11

Costo total tratamiento
por T. M. de cabeza s/. 36.68

Amortización de compra de Mina - Exploraciones y Preparación

Compra San Salvador N° 2	15,000.00
Denuncios posteriores	30,000.00
Gastos de Exploración	200,000.00
Ampliación Pozo	24,843.35
Enmaderado de pozo	125,110.00
Carretera	77,000.00
Castillo	30,000.00
Casa winche y compresoras	<u>40,000.00</u>
Total	s/o. 541,953.35

Intereses en 5 años al 8 %	S/o.	<u>216,781.32</u>
Capital mas intereses	S/o.	758,734.69

Tonelaje explotado en 5 años		90,000
------------------------------	--	--------

Costo p. T. M. $\frac{758,734.69}{90,000} =$ S/. 8.43

Costo por leyes sociales

Gasto mensual en empleados	S/.	42,359.50
Beneficios sociales 34.5 % Mensual	S/.	14,614.03
Beneficios sociales Diario	S/.	487.13
Gasto diario obreros		2,705.16
Beneficios sociales obreros 34.6 % diario		<u>935.99</u>

Costo por leyes sociales por T. M.

de mineral	S/o.	28.46
------------	------	-------

Organización de los costos p. T. M. de Mineral

Costo de administración		28.2397
Costo de Explotación		78.615
Costo de Transp. Mina- Planta		33.000
Costo de Concentración-Incluid. Laboratorio		42.1700
Costo talleres		7.2600
Amortización		12.4600
Leyes Sociales		<u>28.4600</u>
Costo total p. T. M. Mineral	S/o.	231.2047

C A P I T U L O V I I

A S P E C T O F I N A N A N C I E R O

A S P E C T O F I N A N C I E R O

Veremos si las leyes de los minerales, luego de haber sido sometidas al tratamiento, pagan sus gastos y dejan utilidad. Para el efecto, tomaremos los resultados de la campaña de flotación realizada con los minerales de San Salvador, que solo se hizo para el plomo, ya que el zinc actualmente se va en los relaves a los depósitos de relaves, y en caso de mejorar el precio de ese metal, se pasará nuevamente por la planta, recuperándolo; y para el efecto se cuenta con un pequeño cablecarril de los depósitos de relaves a la planta. Esta medida se adoptó porque la oficina de contabilidad de la empresa demuestro que se perdía dinero flotando zinc, y tampoco se podía almacenar, debido a lo extensos de los depósitos que se necesitaría, además de que el dinero invertido en flotar el mineral no ganaría intereses.

Aún cuando tenemos los resultados de las leyes del mineral cubicado: tomaremos la cabeza del mineral tratado, cuyas leyes son muy aproximadas a las de la cubicación.

	Au gr/T.M.	Ag gr/T.M.	Pb%
Alimentación		245	7.2
Conc. Pb	6	2040	62.0%

Recuperación Ag 90 %

Recuperación Pb 87.5 %

Radio de Conc. K = 9.85

Importe de la tonelada de concentrado de Plomo

P L O M O

$$62 - 1.5 = 60.5 \times 95 \% = 57.475 \%$$

$$= 1149.5 \text{ lbs a } \$13 - (1.92 - 0.75)$$

135.99

P L A T A A

$$2040 \times 95 \% = 1938 \times 0.0322$$

$$= 62.40 \text{ a } \$ (89.875 - 1)$$

56.88

O R O

Del oro del concentrado solamente

tenemos 2 gr. como seguridad

$$2.0 \text{ gr} \times 95 \% = 1.9 \times 0.0322 = 0.051$$

$$0.051 \times \$ 35.00$$

1.79

\$

194.66

Deducciones

Maquila \$ 46.30

Impurezas 0.30

46.60

148.06

3 % Merma

4.45

143.61

4 % Advaloren

T. C. N. S.

\$

137.87

T. M. N. S.

\$

151.97

Descuento por dilución 10 %

15.20

Total

136.77

Suponiendo que los certificados se ponga a S/27.00
dólar.

Precio de T. M. N. S. de conc. S/. 3692.97

Costo de T. M. N. S. de Concentrado de Plomo puesto en el
Puerto de Supe

Radio de Concentración = 9.85

Costo total por T. M.

9.85 x 231.205	s/. 2277.37
Sacos transportados Supe	32.50
Flete Supe	95.40
Sacos para embarque	16.25
Varios - dirimencias, etc	10.15
Total por T. M. N. S	s/. 2431.67

Utilidad por T. M. de concentrado:

$$3692.79 - 2431.67 = s/. 1,261.12$$

Utilidad por T. M. de Mineral

$$1261.12 : 9.85 = s/. 128.04$$

Vida de la mina

Se calcula sobre la suma de mineral probado y probable que en nuestro caso dá = 80,550 T.M.

Al ritmo de explotación de 18.000 T. M. mensuales, tendrá una vida :

$$\frac{80550}{18000} = 4.475 \text{ años}$$

Redondearemos a 4.4 años

Renta anual

$$18000 \times 128.04 = s/. 2,304.720.00$$

Valor Actual de la mina

Para esto tenemos que aplicar la fórmula de Hoskold que es la siguiente:

$$Va = \frac{A}{\frac{r}{R-1} + r'}$$

Donde : A = Renta anual

r = tasa de interés sobre el fondo de redención = 5 %

r' = tasa de interés del capital = 20 %

n = vida de la mina

R = 1 + r

$$Va = \frac{2'304,720}{\frac{0.5}{(1.05)^{4.4} - 1} + 0.20}$$

$$Va = \text{s/o. } 5'575,036.28$$

CONCLUSIONES

1) Por los resultados que se observa, se nota que la mina puede rendir buenas utilidades a la "The Anglo French T Ticapampa Silver Mining Co. Ltd."; perspectiva que mejorará grandemente cuando mejore los precios de zinc, y se pueda tratar con resultados económicos.

2) En cuanto al precio del plomo en el mercado norteamericano, caído a consecuencia de la falta de compra del gobierno norteamericano reservas, se le está buscando nuevas aplicaciones mediante la Lead Industries Association, en contacto con Universidades y organizaciones de Investigación, y también en las empresas privadas; así se ha descubierto que algunos compuestos del plomo puede mejorar notablemente algunas de las características principales del algodón. El Zirconatititanato de plomo es el corazón del sonido estereofónico de los pick-ups, etc., etc. Así, en esta forma aumentará la demanda y mejorará los precios en el mercado norteamericano y mundial.

3) La empresa Ticapampa, puede trabajar en San Salvador, que le ofrece condiciones ventajosas, a parte de las económicas, que se han demostrado. Tiene minas que se agotan y todo el equipo hay que trasladarlas a algún sitio, y no puede haber nada mejor que trasladar a una mina propia, con mineral cubicado, que queda tan cerca de la planta de concentración y de Collaracra, donde está centralizada la administración de minas y prácticamente no habría que hacer cambios fundamentales en el aspecto de adminis-

tracción de Minas.

4) ~~Es~~ necesario hacer una campaña de Diamond Drill para reconocer las otras vetas descritas, y muchas otras que seguramente no se notan, por distintas razones; en especial la "Veta Perú" que ofrece buenas perspectivas en cobre.

5) "San Salvador N° 2" puede ser el eje y nacimiento de otro centro minero, que daría nueva vida a la empresa, que si no se hubiera descubierto al depósito de Hércules, a éstas horas habría tenido que cerrar por la política mala de los ejecutivos, de arrancar mineral y no preparar reservas para el futuro.

RECOMENDACIONES

- 1) Es necesario destinar una partida para exploraciones en la zona "San Salvador" y reconocer las vetas descritas y muchas otras que no se aparecían bien, Sería ideal hacer unos sondajes diamantinos en la veta N° 3 para ver que hay en profundidad; y si es conveniente hacer una cortada desde el nivel mas profundo de la veta N° 1
- 2) Explorar mediante sondaje diamantino la veta "Perú" que ofrece tan buenas perspectivas en cobre.
- 3) Tratar de adquirir algunas concesiones que están en San Salvador y que no son de propiedad de la empresa, ya que eso va ser mas difícil en cuanto llegue la carretera.
- 4) Adquirir las minas de zonas cercanas a "San Salvador" por las mismas razones.
- 5) Realizar algunos denuncios adicionales en las zonas libres para cubrir todo el área, y no permitir que entre gente ajena a la empresa.
- 6) Instalar una balanza para camiones en Ticapampa.
- 7) Poner tolvas de almacenamiento para reemplazar a las cunchas, en la planta de concentración, y de esa manera evitar la gran cantidad de carretilleros y llenadores que existe.

8) Instalar filtros secadores para los concentrados.

9) Que se coloque al frente de la Planta de concentración un hombre experto.

10) Que se evite las paradas excesivas en la Planta de concentración, por desperfectos.

11) Que al frente de los talleres se coloque un hombre responsable y conocedor de su oficio.

12) Que se elimine el excesivo número de hombres en talleres, y se contrate personal competente para reemplazar al actual.

13) Que los de talleres revisen las maquinarias de minas periódicamente, que actualmente no se hace.

14) Reorganizar las oficinas de Ticapampa, emplear métodos nuevos de contabilidad.

15) Disminuir el personal de oficinas en Ticapampa, y tratar de bajar los costos en esta forma.

16) Tener buena previsión de repuestos en el almacén, que no sucede actualmente.

17) Poner al frente del almacén a un hombre que sepa algo de máquinas.

- 18) Delimitar las funciones de algunos empleados en Ticapampa pues en el momento, hay gente que no sabe que personal tiene a su cargo, y hay obreros que aparentemente no tienen un superior jerárquico específico.
- 19) Que se propicie una mejor actividad deportiva entre los obreros, y que se efectúen torneos periódicos entre los deportes mas populares.
- 20) Que se aliente ~~la~~ creación de instituciones deportivas.
- 21) Que se construya un hotel de empleados.
- 22) Que se construya casas nuevas, cómodas y confortables para empleados.
- 23) Que se refaccionen los campamentos.
- 24) Poner una brigada de conservación en las carreteras de las minas

BIBLIOGRAFIA

- | | |
|--|--|
| Mineral Deposits | W. Lindgren |
| Geología Económica de Yacimientos
Minerales | J. F. Aguilar Revoredo |
| Textbook of Mineralogy | Dana |
| Element of Mining | Lewis |
| Elementos de Minería | G. J. Young |
| Mine Plant Designe | Staley |
| Mining Geology | H. E. Mc. Kinstry |
| Mining Engineers Handbook | R. Peele |
| Geología del Perú | G. Steinmann |
| Geología General | J. Broggi |
| El Departamento de Ancash
Perú | A. Raimondi
A. Raimondi |
| Preparación Mecánica de Minerales | J. F. Aguilar Revoredo |
| Reactivos de Flotación | J. F. Aguilar Revoredo |
| Explotación de Minas | Manuel B. Llosa . |
| Economía Minera | T. Hoover |
| Algunos datos sobre la Geología
Cordillera Negra, Mineral Deposits. | Soc. Geológica
U.S. Geological Sarvey |
| Datos Sismológicos del Perú | Inst. Geolog. del Perú |
| Compresoras | G. Unger |
| Código de Minas | |
| Reglamento del Código de Minas | |
| Catálogos diversos | |