

ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS

PROYECTO DE GRADO

PAR OBTENER EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR

LUIS FRANCISCO ZELAYA GIRALDO

PROMOCION 1951

Lima, 9 de Abril de 1954

I N D I C E

INTRODUCCION

<u>Generalidades</u>	pag	1
<u>Generalidades Geográficas</u> - Ubicación - Vias de comunicación - Clima - Medios de vida - Mano de obra		1
<u>Generalidades del mismo Asiento Minero</u> - Organización - Producción - Fuerza - Ingenio - Maestranza - Oficinas - Campamentos		1

MINA

<u>Introducción</u>	pag	1
---------------------------	-----	---

GEOLOGIA

<u>Fisiografía y Geología Regional</u>		2
<u>Geología del mismo Asiento minero</u> - Petrología - Fracturas Mineralización - Teoría Zonal - Enriquecimiento Secundario Fallas - Particularidades y Síntesis - Perfiles de mineralización		3

EXPLORACION

<u>Generalidades</u> Fuerza disponible - Piques - Aire comprimido - Máquinas perforadoras - Tipos - Aditamentos - Agua de perforación		6
<u>Método Shrinkage</u> - Costos - Ventajas del método - Desventajas - Corte y relleno		
<u>Exploración y Desarrollo</u> - Cortadas - Galerías - Chimeneas Piques - Subniveles		10
<u>Ventilación</u> - Ventilación galería 808 - Cálculos		11
<u>Drenaje</u>		13

Control del personal - Rendimiento - Extracción - Mantención
mina pag 13

OFICINA DE INGENIEROS

Generalidades - Planos en general - Perfiles y avances - Con-
tratistas - Topografía - Planos de muestreo 14

Muestreo - proyectos - Seguridad 15

CUBICACION DE MINERALES

Criterios para las reservas - Leyes marginales - Cálculos -
Mineral posible - Nivel -120 - Perspectivas - Nota 16

AUMENTO DE TONELAJE - BAJA DE LEY MARGINAL

Planteamiento y razones - Adelantando cubicación aproximada
Cálculos económicos pag 18

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA TECNICO

Generalidades 20

Explotación adoptable - Casos especiales 20

Nivel 0 - Galería 022 SW - Presión de agua para máquinas -
Planteo - Cálculos - Ventilación - Cálculos 21

Transporte.-

Carros metaleros - Diseño 24

Cálculo y pedido de una locomotora de batería - Fundamento
Estipulaciones - Cálculo de la locomotora 24

Parrilla y chutes de carga - Diseños adaptables 28

Tolva principal - Estado actual - Proyecto económico - Cál-
culos y diseño 28

Drenaje nivel 120.- Flujo de agua - El proyecto - Diseño del
sistema - Instalaciones 30

Cálculo de las bombas - Costo - Compuertas de seguridad -
Cálculo económico de todo el sistema 32

Planta de lavado y escogido - Explicación - Diseño pag 35

EXPLORACIONES

Generalidades - Posibilidades Regionales - Veta Chila - Veta
blanca - Mina Tarucamarca pag 36

Diamond Drills - Generalidades del trabajo 40

EPILOGO 43

BIBLIOGRAFIA CONSULTADA

- Mining Engineers' Handbook - R. Peele tomo 1 y 2.
Mining Geology - I. C. Kinstry.
Field Geology Lahee.
Handbook of Mineral Dressing- A. Taggart.
Economía Minera - T. J. Hoover
Planta y Equipo Minero - Cobias Ing^o Llosa 1951
Ventilación " " " "
Cameron Hydraulic Data .
Tablas matemáticas diversas.

M I N A S U C U I T A M B O

Distrito de Cailloma - Depto. de Arequipa - de Ag. y Au

INTRODUCCION

Generalidades.- Presento el siguiente proyecto de grado al criterio de los señores profesores, quienes me han brindado sus sabias enseñanzas durante los años de estudios así como en los primeros años de la vida profesional. El tema propuesto trata de la mina Sucuitambo.

En mi corta experiencia adquirida, esta tesis se concreta a la Explotación propiamente dicha, con algunas generalidades ligadas a tal rama de la Ingeniería de minas. Con mayor ahinco me dedico al planteamiento integral del aumento de producción para bajar las leyes marginales y así compensar el empobrecimiento gradual de la mina. Para tales resultados se ha planeado durante el año 1953 la mecanización de la mina en todos sus aspectos, principalmente el problema del transporte, también la prueba de nuevos métodos de explotación mas selectiva. En la planta de concentración como clave de todo se ha planeado poner una sección de lavado y escogido a mano del mineral que elimine todo lo esteril visible antes de la molienda fina que es lo mas costosa. También me ocupo de la sección Exploraciones y su búsqueda de nuevos yacimientos subsidiarios de la mina misma.

En consulta con el Sr. G. Bilstein, Gerente de este asiento minero, me ha tocado la suerte de intervenir en los cálculos e instalaciones de la maquinaria proyectada, de las cuales algunas de ellas ya se encuentran en trabajo, otras pedidas al extranjero.

En síntesis presento al jurado examinador una tesis de carácter técnico con resultados reales y aplicados.

Generalidades Geográficas.- La mina Sucuitambo es de propiedad de la Compañía de minas del Perú S. A. integrante de la Hochschild.

Ubicación.- Se encuentra en el Distrito de Cailloma, Provincia de Cailloma, Departamento de Arequipa, lugar denominado también Sucuitambo a una altura de 4850 m. sobre el nivel del mar. Su ubicación en la Carta Geográfica Nacional: Depto. del Cuzco hoja 15 H con coordenadas geográficas 71° 45' longitud y 15° 05' latitud.

Vías de comunicación.- La vía principal está constituida por el Ferrocarril del Sur que corre desde Mollendo hasta Puno. La estación para la mina es Sumbay distante de Arequipa 93 Km. De Sumbay parte una carretera de 120 Km. hasta la mina. Parte de esta carretera es del Gobierno, hasta Angostura siguiendo al W 8 Km. al pueblo de Cailloma. De Angostura a la mina es de la Cía. 25 Km.

Clima.- Debido a su altura de 4850 m. el clima es bastante frío con fuertes precipitaciones de nieve.

Medios de vida.- El lugar es estéril por su clima proviniendo todas las provisiones de Arequipa, solamente el ganado es del lugar.

Mano de obra.- La mayoría del personal obrero es de Cailloma, Yauri, Sibayo, Chivay que son pueblos cercanos a la mina, siendo irregular su permanencia. El personal de Empleados mayormente es de Arequipa.

Generalidades del mismo asiento minero.-

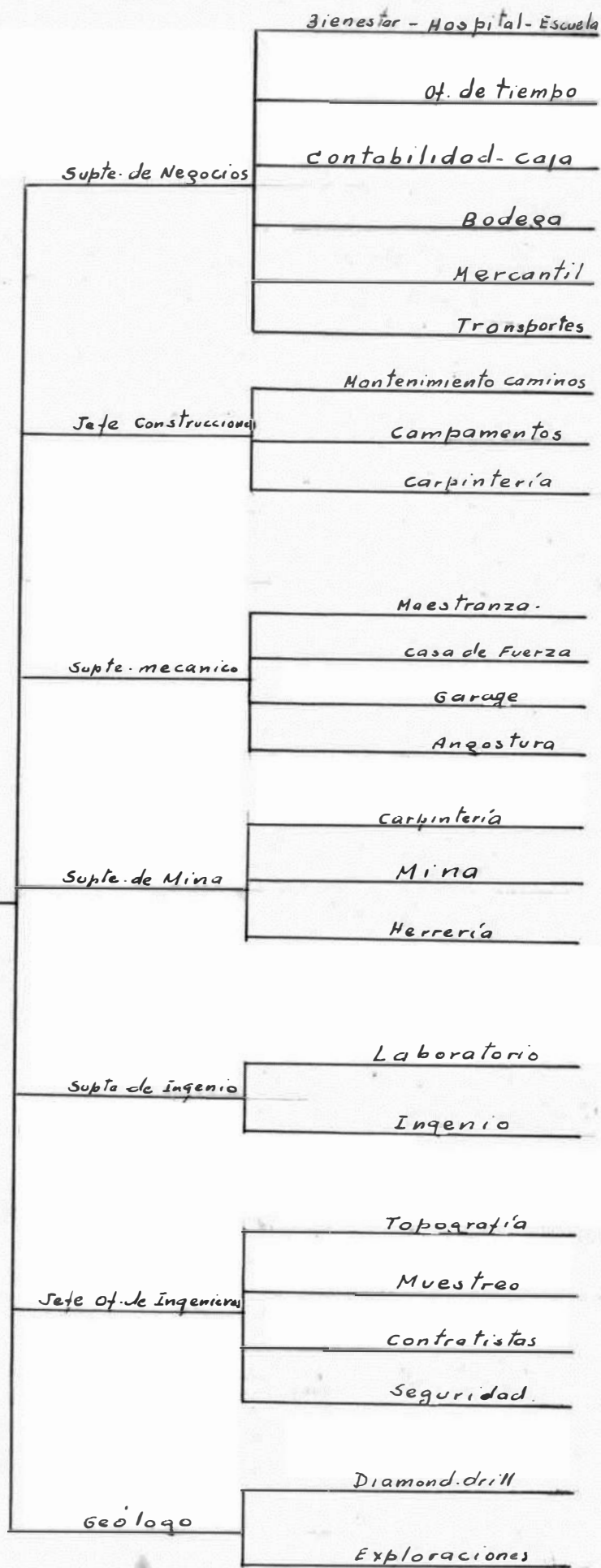
Organización.- Es del tipo llamado línea y plana mayor como la mayoría de las minas peruanas, para ilustración adjunto un diagrama.

Producción.- Actualmente se trata por flotación alrededor de 180 tns diarias, con una producción de 80000 onz. de Ag. finas y 30 Kg. de oro fino en concentrados al mes.

Fuerza.- Proviene en parte de la Planta Hidroeléctrica de Angostura de 100 HP. que se trasmite a la mina por cables de alta tensión. La mayor parte de la fuerza proviene de motores Diesel de varios tipos que son:

DIAGRAMA DE ORGANIZACION M NA SUCU TAMBO

Gerente



Fairbanks Morse (Americano) de 250 HP. r.p.m. 514. Con generador tambien F. Morse de KVA 332 r.p.m. 514 60 c. 3 fases. 4^o Volts. Sulzer (Suizo) de 540 HP. r.p.m. 514. Con generador General Electric de KVA 438 r.p.m. 514 60 c. 3 Fases 480 Volts.

Atlas Polar (Noruego) 110 HP. r.p.m. 600. Genrador Crocker Wheeler de KVA 125,900 r.p.m. 60 c. 3 F. 480 volts.

Blackstone (Inglés) De 180 HP r.p.m. 600. Generador Westinghouse de KVA 156 r.p.m. 600 60 c. 3 F. 240 Volts.

Todos estos motores dan estos caballajes a 15000 ft. de altura, los generadores embobinados especialmente para dicha altura tambien. Abastecen eficientemente la mina Planta y servicios auxiliares.

Ingenio.- La planta de concentración es de capacidad de 180 tns. diarias, en la cual después del chancado se hace la molienda fina a - m 200 el 40% de la alimentación, con el objeto de liberar los finos cristales de polibasita que es el que mas valores tiene, acompañado de otros sulfuros, los que se flotan en celdas Denver y otras.

Analizando por separado las especies minerales se ha obtenido que fuera de la polibasita, la Ag. se encuentra en la chalcopirita y muy poco en la galena y blenda. El oro mas en la chalcopirita, piritita primaria cuarzo de la ganga. Por eso al separar los sulfuros de la ganga cuarzosa se pierde algo de la recuperación del oro. El concentrado se obtiene con leyes de mas o menos 500 onz. Ag/ TMNS. y 190 gr. Au/ TMNS con 7% de Pb. y 2% Cu.

La flotación es bastante sencilla, solo con Aerofloat, siendo la recuperación de 80% de Ag. y 70% de Au. Sucede a veces que se tenga que desechar algunos minerales muy piritosos porque ensucian el concentrado.

El consumo de fuerza es de 300 HP. aproximadamente.

El transporte de concentrados está a cargo de contratistas de camiones que viajan a Sumbay.

Adjunto un Flow- Sheet de la Planta actualmente.

Maestranza.- Esta bien equipada contando con tornos nuevos, soldadura autógena, taller de electricidad, y garge de reparaciones de vehículos, tiene a su cargo todas las reparaciones e instalaciones de mina, Ingenio y otros servicios.

Oficinas.- Dependen de la Superintendencia de Negocios, y cuenta con las secciones de contabilidad, bodega, oficina de tiempo, mercantil y bienestar. Mensualmente se envía las hojas de costos que son 14 hojas síntesis de todo el movimiento económico de la mina. Asimismo se tiene un cuadernillo con lista de cargos, cuentas operación, activo fijo o cuentas de capital, cuentas corrientes.

Campamentos.- Son buenos, cuenta con 20 blocks de casas para obreros ciñiéndose su distribución y construcción al reclamo del Código de minería, asimismo para los empleados.

M I N A

INTRODUCCION

Para facilitar la idea de la mina, resumiré brevemente las labores que se tiene. La mina misma consta de cinco niveles espaciados cuarenta metros entre sí que són:

Nivel 0.- Con un desarrollo horizontal de mas de tres km. i vertical quinientos m. la cota de su entrada es de 4,853 m. s.n.m., es el único nivel de entrada a toda la mina. Comunica a los otros niveles inferiores por dos piques el N° 1 i el N° 2 . No se tiene otros niveles a superficie por la topografía bastante tendida.

Nivel -40 .- Tiene un desarrollo horizontal de 2 km., i comunica con chimeneas al nivel 0 así como con Stopes vacíos.

Nivel -80.- Es bastante amplio i tiene 3 km. de desarrollo horizontal.

Nivel -120.- Recien está comenzándose tiene más o menos 200 m. de desarrollo horizontal.

Nivel ± 40.- Está sobre la veta Santa Úrsula i aislada del nivel 0. Tiene 300 m. de desarrollo horizontal, i varios rajos antiguos

Pique N° 1.- Es de dos compartimentos una de escaleras i servicios i otra de jaula simple llega solo hasta el nivel -80.

Pique N° 2.- Es de tres compartimentos, una de servicios i escalera i las otras dos de jaulas semibalanciadas, llegan hasta el nivel -120 .

GEOLOGIA

Fisiografía.- La zona presenta como toda la sierra Peruana una erosión bien acentuada por los agentes climatéricos que han actuado constantemente sobre su superficie, en primer lugar los glaciales que han profundizado valles en forma de U acumulando morrenas terminales i formando lagunas pequeñas; actualmente la erosión fluvial cuyos torrentes han cortado estas morrenas y profundizaron más los valles. Lagunas de gran capacidad no existen solo pequeñas lagunillas de temporada. La oxidación de los minerales ferruginosos ha coloreado de marrón rojizo i amarillo toda la zona por la Limonita. Fatalmente ha sido tan intensiva la erosión que han desaparecido las zonas altas de la vetas de mayor riqueza, quedando solo ahora las remanentes de ellas o algunas se han salvado en parte por 'sushundimientos debido a fallas locales.

Geología Regional.- Tal vez debería de tratar de esta parte en la sección exploraciones de la presente tesis , pero se hace necesario de una vez en esta parte para sostener los puntos de vista o observaciones de la misma mina.

Se tiene en primer lugar una estratificación del Mesozoico, posiblemente su sistema Liásico-Jurásico superior ? compuesta de areniscas i pizarras abigarradas que afloran en los lugares profundos con buzamiento general al W. Su espesor no se conoce i son las mas antiguas formaciones conocidas en la zona. Posiblemente aún cuando estas estaban en sedimentación vinieron derrames volcánicos de lavas i cubrieron los sedimentos con un espesor considerable de más de 300 m., presentando secuencia continua con los estratos Jurásicos, pues no se nota erosión intermedia. El levantamiento Andino posterior, a la vez que plegaba estas formaciones intruyó flujos de rocas Piroclásticas que llegaron a derramarse sobre las capas levantadas for-

mando a manera de otro estrato (rocas verdosas).Las soluciones residuales que los focos de inyección mineralizaron las fracturas de ésta roca con Jaspe, calcedonia, manganeso,pirita i trazas de galena i blenda, tambien trzas de Plata i Oro. Existen vetas bastante potentes sobre estas rocas pero son pobres.Al poco tiempo de estos trastornos geológicos sobrevino una enorme intrusión de Andesita por diversos lugares aflorando a superficie i cubriendo casi en toda su totalidad la zona con sus "Coladas" en espesor considerable más o menos 1000 m.,metamorfizando las zonas de intrusión, e incoartando rodados i blocks de la roca Piroclástica.La tensión de las soluciones residuales del los focos inyectores produjo fracturas de gran extensión en forma de echelón, éstas fracturas distanciadas horizontalmente a su vez se unieron por fracturas secundarias.Por las grandes fracturas circuló rápidamente las soluciones residuales formando vetas potentes i ricas en Plata i Oro también se mineralizaron las fracturas secundarias de unión entre ellas.Posteriormente movimientos continuos han diastrofiado estas vetas pasando fallas potentes por las fracturas primarias quedando solo las secundarias.

Geología del mismo asiento minero.- Presentaré en orden cronológico.

Petrología.- Con la descripción somera de la geología regional se puede hacer un estudio bastante minucioso de la mina misma.

Se tiene que la mina está en andesita íntegramente, al lado Sur de la Falla Chila (tambien se denomina Veta Carmen), parte está en Andesita i parte en pizarras al lado Norte. En ciertas partes i por zonas presenta rocas Piroclásticas muy alteradas que posiblemente son solo inclusiones en la masa Andesita, también zonas brechoides

Fracturas.- En primer lugar existen dos Fallas grandes, la llamada Veta Carmen ó Chila que atravieza la zona en un corrido de más de 5 km. teniendo como dirección N 30° W i buzamiento 70° S. Primariamente esta ha sido una veta bastante rica i potente.A una distancia ho-

?
N60

rizontal de 300 m. corre otra falla denominada Potosi Ramal Sur de bastante potencia i corrido de 4 km. con rumbo N.50°W. i buzamiento de 60°. Las fracturas que unen estas dos fallas en forma radial forman un sistema secundario de nexos que son las vetas explotadas actualmente. En resumen diré que las dos fracturas primarias mineralizadas están en echelón i son simultaneas, segundo que las fracturas secundarias son en forma radial de una a otra fractura primaria tambien simultaneas entre sí i a las primeras. Adjunto un plano a escala 1:2000 con perfiles que aclaran estos conceptos geológicos .

Mineralización.- Casi inmediatamente después de la fracturación mencionada debieron por ellas circular las soluciones residuales de la misma andesita, mineralizando todas ellas por relleno con chalcopirita, galena, blenda, polibasita, pirita, teniendo como ganga cuarzo en gran proporción . La zona de debilidad de la formación es natural era la del nexo entre las grandes fracturas primarias. Las vetas son de potencia variable, desde 0.20 m. a 2 m. en forma lenticular debido al origen mismo de las fracturas. Las vetas mas alejadas del centro presentan mas inclinación siendo el ángulo plunge de los lentes mas tendidos. El mismo relleno presenta bandeamiento con microcristalización propia de los yacimientos epitermales, tambien existen drusas y geodas y numerosos caballos de roca andesítica.

Teoria Zonal.- Según Emmons por las observaciones hechas es bastante aplicable en el caso de esta mina, pues es notable la telescopización rápida de las especies minerales en altura, la serie es bien definida en el nivel 0 y en afloramientos los rosiclres son abundantes como microcristales dentro de cuarzo y depósitos sobre microcristales de curzo, la relación de plata oro plomo zinc y cobre en leyes es de 30 onz. 5 grs. 2% y 1% y 0.5% respectivamente. En el nivel 40 la relación es de: 25 onz. 8 grs. 2% , 2% y 1%. En el nivel 80 la misma relación es de: 20 onz. 12 grs. 4% , 3% y 2%. Todavía no se puede a-

delantar una relación para el nivel -120. También por la teoría zonal se explica el concepto de que la mineralización ha venido primero por las fracturas primarias Carmen y Potosí R. S. pues se observa que ellas tienen minerales de más profundidad al mismo nivel que las secundarias y se debe al enfriamiento gradual de las soluciones en estas últimas. También a medida que se alejan de las primarias empobrecen presentando minerales de más "altura" o de deposición más fría tales como calcedonia, jaspe, pirita triglífera.

Enriquecimiento secundario.- Lamentablemente este no se presenta debido a que la erosión intensa gana, siendo el nivel hidrotático muy superficial, el exceso de agua en la mina es por la infiltración de aguas vadasas por las fallas, y también por los rajos antiguos. Sin embargo como la veta Carmen ha sido fallada en toda su longitud las aguas freáticas en su infiltración lo único que han hecho es colorear la de marrón con óxidos superficiales hasta cerca el nivel -80.

Fallas.- Se preguntará sin duda que si la erosión ha sido tan intensa y ha rebajado enormemente la potencia de la andesita en toda la región, porque se ha salvado a ella la mina Sucuitambo? de tal manera que presenta todavía con bastante claridad la teoría zonal y vetas comerciales?. Felizmente por las vetas primarias Carmen, y Potosí R, S. con movimientos posteriores se han producido fallas de gran magnitud, que se llaman falla Chila y Falla A respectivamente hundiendo la zona intermedia con todas sus vetas secundarias las cuales han permanecido intactas, en realidad se han sacrificado las primeras diluyéndose el mineral rico en todo el espesor de las fallas presentando actualmente fragmentos ricos de veta dentro del panizo potente. Estos fragmentos dan hasta 300 onz. y 100 grs. Además de estas fallas existen otras pero de menor magnitud que sin embargo dificultan la explotación en algo así como la exploración diamantina.

Particularidades y síntesis.- 1° las vetas son angostas y radiales entre sí. 2° las vetas al lado sur buzan al sur progresivamente menor a medida que se alejan del centro. (Mas echadas) Las vetas al lado norte buzan al lado norte progresivamente menor a medida que se alejan del centro. 3° Las vetas centrales son casi verticales y potentes (Potosí y Corona) 4° Son mas ricas cuanto mas cerca estan de las primarias. 5° Las vetas empobrecen en plata, aumentan en oro plomo zinc y cobre al profundizarse. 6° la tendencia de las vetas es bifurcarse en profundidad por consiguiente con baja de potencia. 7° todas las vetas son lenticulares tanto en horizontal como en vertical teniendo tendencia a esto las mas echadas.

Perfiles de mineralización.- para dar una idea de la variabilidad de las leyes en las vetas he adjuntado un diagrama con sus leyes graficadas de la veta nueva corona.

EXPLOTACION

Generalidades.- De las deducciones y características de las vetas se puede decir que el método actual Shrinkage es un acierto para algunas vetas, pero no para otras. Mas adelante me ocuparé e insinuaré cual debería ser el metodo para estas.

Fuerza disponible.- La mina consume alrededor de 400 H. P. en total no incluyendo el aire comprimido, dicha fuerza es para el drenaje del nivel 80, del nivel 120 , los dos winches de los piques y servicios auxiliares como ventilación alumbrado etc. La enrgía eléctrica se transmite por varios cables de alta tensión de la casa de fuerza a la bocamina 500 m. en el interior es variable.

Piques. Daré algunos detalles de los piques que son las vias principales. Actualmente el pique N°1 es de 2 compartimentos 1 de escaleras y servicios de 1.20 m. por 1.50 m. de luz. El compartimento de jaula es de 1.50 m. x 1.50 m. Llega al nivel 80 solamente. Su winche de 40 H.P. Vulcan Iron Works tipo 23R de tambor de D. 30" de 300

ft. / min. cable de 7/8" 6x19 extra plow. steel . El tambor esta espaciado 9.60 m. del centro de pique y la rondana de 24" esta a 16.7 m. del nivel 0. Ademas en setiembre confines posteriores se ha colocado una parilla para carros y escogido de cajas a 8 m. sobre el n. 0. El pique N° 2 es de 3 compartimentos dos de jaulas de 1.50m. x 1.50 m. el compartimento de servicios y escaleras también. Las Jaulas son de 1.20 x 1.40 . Llega hasta el nivel 120. El Winche Allis Chalmers de 100 H. P. con tambores de 4' de diámetro. Los tambores son parcialmente balanceados, el funcionamiento puede ser los dos simultáneos, o sino independiente cada uno , por sistema de embragues. y frenos. El cable es de 7/8" 6 x 19, la rondana de 3ft. de D. a 15 m. sobre el n. 0 y 45° con respecto al tambor.

Aire comprimido.- Se dispone de varias compresoras instaladas en paralelo de la siguiente manera:

Una compresora Diesel Ingersoll Rand tipo XVO de 1070 ft³/ m. y 130 #/2 refrigerado por agua , motor diesel de 170 H. P. r.p.m. 350 este aire comprimido se trasmite a la bocamina por un tubo de 4" de D. y 500 m. donde se junta a las otras compresoras que son:

Gardner Denver vertical modelo WBH de 300 ft³/ m. 100 #/2 Motor eléctrico G. Electric. de 75 H. P. y 715 r.p.m.

Sullivan modelo CBIM 8 de 240 ft³/ m. 120 #/2 motor G. Electric de 50 H. P. y 875 r.p.m.

Ingersoll Rand modelo 50B de 240 ft³/ m. 100 #/2 motor Westinghouse de 50 H. P. y 1775 r.p. m.

En total se tiene 1850 ft³/ m. con una presión de 100 #/2 en el nivel 0 pique N° 1 . En el nivel 40 la presión baja a 90 #/2 en el nivel 80 a 80 #/2 .Las conexiones son con tubería de 4" para circuitos generales y para labores de 2".

Máquinas perforadoras.- Se usa las siguientes:

Stoppers Tipo Ingersoll Rand IR 48 y IR 38 , Sullivan S91 Chicago Neumatic. La mayoria IR 48.

Jack-hammers de los tipos Chicago Neumatic, Cleveland H10, 45H, Ingersoll Rand AIJB 4, la mayoría son de estos últimos y se usan en galerías blandas montados en Jack drills Ingersoll Rand AIRP 38. se les llama también chicharras.

Drifters Ingersoll Rand HIDA 30 Gardner Denver CF 79 automático.
Oilers, o chanchas Gardner Denver 107.

Explosivos.- Atlas Powder de 42% cartuchos de 1 1/8" x 7", guía de agua, fulminantes N° 6 Nobel.

Barrenos.- Son del tipo cuarto octogonal de 1" para torpedos, para chicharras son con topes, para drifters hexagonal de 1".

Brocas.- Jack bits Ingersoll Rand tipo cruz de 2 1/8" de corona. Brocas liddicoats o de presión con prismas de acero especial y son de 3 dimensiones: pateros de 1 7/8" seguidores de 1 11/16" pasadores de 1 1/2", se usan para roca dura, son de marca G. Denver.

Agua de perforación.- Proviene de conexiones de la tubería de 8" del circuito de bombeo del nivel 80, con tuberías de 2" principales y de 1" en labores.

Método Shrinkage.- O de almacenamiento provisional, en sí es bastante sencillo y aplicable en las vetas San Pedro, Potosí, Potosí ramal sur antes del pique 2, Corona y nueva Corona, San Mateo. Adjunto a la pte. 4 hojas explicativas de las fases de la explotación por este método. En primer lugar se tiene la preparación que es sencilla haciéndose chimeneas cada 5 m. y de 2 a 3 m. de alto, se conectan estas por con subniveles de 40° a 50° se colocan las tolvas agarradas a cuadros cojos y se comienza la "suspensión" o estopeado del techo de los subniveles. Se tiene 2 caminos para los servicios. En rajos cortos de menos de 30 m. de largo se usa uno solo. Cada 5 a 6 m. de arranque vertical se comunica una rampla del rajo a los caminos cuidando de dejar puentes de 2 a 3 m. de espesor, las ramplas son hacia arriba para que no salga el mineral arrancado y evitarse el encosti-

llado de las ventanas. Cuando las vetas tienen mas de 20 onz. es preferible no dejar puentes de tolva ni laterales, para lo cual según el gráfico N^o 3 debe hacerse la preparación, antes del cual para comodidad se arranca del techo de galería 2 m. encima, despues del cual se enmadera con cuadros y camadas dejando tambien cada 5 m. una tolva se comienza el arranque teniendo cuidado de adelantar los enfejos de los caminos con puntales y rajos de maderas, tambien tener mas alto el arranque sobre los caminos para comodidad. Se economiza ya que no se paga separado los caminos como chimeneas, pero se gasta en madera bastante, es necesario en cada caso de preparar un Stope calcularlo economicamente estos dos casos. Al final del Stope se dejan puentes de 4 m. debajo del nivel superior, es mas económico que arrancar todo y reemplazar por soleras para conservar la galería, salvo que el mineral pase de las 40 onz.

Costos.- Se tiene como promedio del año 1952 y 53 que una tolva armada cuesta 30 \$ inclusive desquiches y patillas. Un cuadro completo con tres caras enfejadas 20 \$, un cuadro cojo sin enrejado 16 \$. los cuadros usados son de 6x7x6 ft. madera redonda de eucaliptus. El arranque en rajos es de 1.08 \$ por tonelada. De la preparación el m. de chimenea o de rambla cuesta 14.12 \$, la tonelada de mineral de preparación 8.57 \$, estos costos son altos comparativamente, que se debe mas que todo al poco rendimiento humano en el lugar.

Ventajas del método.- Parece ser el de menos costo por tonelada de mineral arrancado, se tiene reservas que se puede dosificar para la alimentación de la planta. Es bastante seguro pues se perfora con piso firme.

Desventajas.- Requiere capital inicial fuerte. El minado no es selectivo, pues no se puede dejar puentes esteriles. No se puede beneficiar un mineral inmediatamente que sea rico en caso de urgencia. Y particularmente en esta mina por no haber labores superiores muchos

rajos se quedan sin rellenar ofreciendo peligro por el desprendimiento de cajas. Entre el nivel 40 y 80 si se han rellenado en su totalidad.

Corte y relleno.- Anteriormente se ha usado este método con bastante acierto cuando el mineral era mas de 25 onz. Pues actualmente es necesario su aplicación a las vetas Carmen, Potosí R. S. despues del pique 2, o sea como estas vetas han sido trituradas por las fallas posteriores el panizo que se desprende diluye las leyes por lo cual necesariamente requieren una explotación selectiva y relleno inmediato, el relleno lo puede proporcionar la misma falla , la relación de mineral a panizo es de 1:1 en las partes ricas. La veta San José por ser de buzamiento de 50 a 60° no corre el mineral en shrinkage, además es bastante lenticular por lo cual el corte y relleno sería lo mas conveniente para dejar puentes.

Exploración y Desarrollo.- Según las deducciones geológicas esta establecido en esta mina no dejar siquiera 20 m. en vertical como horizontal sin explorar porque las vetas son bastante irregulares, sucede a veces que la galería corre con leyes bajas pero haciendo una chimenea o un pique de 4 a 5 m. mejoran notablemente. Por lo cual se ha sistematizado levantar chimeneas cada 30 m. a lo mas en las galerías. Si éstas encuentran mineral se corre subniveles hasta donde empobrezcan.

Cortadas.- se corren siempre con sentido normal a las vetas o sea SE o NW. Dada que la roca es bastante dura el trazo de los disparos es de corte pirámide o de V vertical, la sección es de 6x7' con gradiente de 5/1000 y cuneta de 1'x1'. Cuando se trata de hacer la limpieza de desmonte con lampas mecánicas Joy se tiene la sección de 7'x7'. El costo aproximado es de 18 ¢ por m.

Galerías.- Son de las mismas características que las cortadas, así como cuando tienen lampas mecánicas, el trazo de perforación es del corte martillo o V. El costo es menor que de las cortadas por menor

gasto en explosivos, es de 16.22 \$ por metro de avance. Dado que en 1953 muy poco se ha desarrollado en buen mineral el promedio es de 19.32 \$ por tonelada de mineral de desarrollo.

Chimeneas. Se llevan de sección de 5'x 5' con puntales de línea, hay varios tipos de chimeneas que se considera: de exploración, de desarrollo y de tajeos (caminos). De las chimeneas se hace subniveles de 5'x 5' con chicharras. El trazo de perforación de las chimeneas es sencillo, el de corte V. El costo aproximado es de 10 \$ por m.

Piques.- Los primeros meses del año 1953 se terminó el pique N°2 hasta el nivel 120 . El disparo se lleva como lo tradicional indicado por Peele o sea de 2 disparos adelantándose uno de otro en 0.°0 m. en profundidad para dejar una cavidad para el agua que bombea la bomba colgante, mientras se perfora al otro lado. El disparo es eléctrico con retardos en los fulminantes para un buen corte. El costo para 3 compartimentos es de 60 \$ por metro de avance. El enmaderado va separado con ganchos colgadores, y templadores laterales con madera de pino de 8"x 8" x 10'. El costo de extracción con balde de guías es de 1 \$ por ton.

Ventilación.- La ventilación natural es considerable, se ha medido en la bocamina un tiro de 2600 ft³/ m. y 2" de H₂O de presión. El aire circula entrando por el pique 1 , por la galería 808 hasta el pique 2 subiendo por él al nivel 0 con un flujo de 1700 ft³/ m. y 1" de presión. También parte sale por la chimenea 854 del niv. 80 hasta superficie. Las labores alejadas de este circuito natural no tienen ventilación por lo cual se les ayuda con ventiladores. Dichos ventiladores se hacen en la maestranza de paletas rectas, la tubería es de lona o de latas de carburo. Como ejemplo de estos se ha calculado un ventilador que ya trabaja en la galería 808.

Ventilación galería 808 W.- Siendo una galería de 400 m. de largo y fuera del circuito natural de ventilación, no habiendo labores supe-

riores, solo una chimenea que es la 854 de 172 m. hasta superficie el aire en la galeria es enrarecido y los gases del disparo demoran mas de 2 horas en disiparse solo por el soplido del aire comprimido. para aclarar adjunto un diagrama. Fig. 1

Datos.- Se tiene por medición directa a 4800 m. de altura P. B.= 8.3 #/ft², humedad relativa en la mina 60% y T 70° F.

Cálculos.- Según el Código de minería se necesita 6 m³ x hombre x m. = 212 ft³, para 6 hombres 1300 ft³/ m.

Densidad del aire húmedo: $H = \frac{ep}{ev} \cdot p. \text{ parcial vap. sobrecal.}$
 $ep = H \cdot ev = 0.60 \times 0.3626 = 0.2176$ (Peele 39-24)

$$et = 8.3 \text{ #/ft}^2$$

$$ea = et - ep = 8.3 - 0.3627 = 7.9373$$

$$W = \frac{p.v}{R.T} = \frac{7.9373 \times 144 \times 1'^2}{53.3 \times 5.30} = 0.0405 \text{ "/ft}^3$$

$$\text{peso de humedad } H = \frac{Wp}{Wv}$$

$$Wp = H \times Wv = 0.60 \times 0.001148 = 0.0007$$

$$Wt = (Wa \mp Wp) = 0.0405 + 0.0007 = 0.0412 \text{ "/ft}^3$$

Fricción.- Según las fórmulas de Atkinson las fricciones en los conductos en inch de H₂O:

$$\text{Inch H}_2\text{O} = \frac{Ksv^2}{5.2A} \quad \text{a P.T.N.}$$

luego en fig 2:

$$\text{Tub. de lona 12"} \frac{25 \times 10^{-10} (3.14 \times 1640) 1660^2}{5.2 \times 0.7854} = 8.3 \text{ inch}$$

$$\text{Gal. 7' x 7'} \frac{60 \times 10^{-10} (28 \times 1640) 26.5^2}{5.2 \times 49} = \text{neglig.}$$

$$\text{Chimenea de 4'x5'} \frac{120 (18 \times 560) 65^2 \times 10^{-10}}{5.2 \times 20} = 0.005 \text{ inch}$$

8.305

$$\text{Presión de veloc} = \frac{0.0412 (1660)^2}{0.075 \times 4000} = 0.1$$

Corrección por densidad: $\frac{sp^2}{sp1} = \frac{W2}{W1}$ Sp2 = 4.55 inch de H₂O

Presión total = Sp + Pv = 4.75 inch H₂O

riores, solo una chimenea que es la 854 de 172 m. hasta superficie el aire en la galeria es enrarecido y los gases del disparo demoran mas de 2 horas en disiparse solo por el soplido del aire comprimido. para aclarar adjunto un diagrama. Fig. 1

Datos.- Se tiene por medición directa a 4800 m. de altura P. B. = 8.3 #/ft², humedad relativa en la mina 60% y T 70° F.

Cálculos.- Según el Código de minería se necesita 6 m³ x hombre x m. = 212 ft³, para 6 hombres 1300 ft³/ m.

Densidad del aire húmedo: $H = \frac{ep}{ev} \frac{p. \text{ parcial vap. sobrecal.}}{p. \text{ parcial vap. saturado}}$
 $ep = H. \times ev. = 0.60 \times 0.3626 = 0.2176$ (Peele 39-24)

$$et = 8.3 \text{ \#/ft}^2$$

$$ea = et - ep = 8.3 - 0.3627 = 7.9373$$

$$W = \frac{p.v}{R.T} = \frac{7.9373 \times 144 \times 1'^2}{53.3 \times 5.30} = 0.0405 \text{ \#/ft}^3$$

$$\text{peso de humedad } H = \frac{Wp}{Wv}$$

$$Wp = H \times Wv = 0.60 \times 0.001148 = 0.0007$$

$$Wt = (Wa \mp Wp) = 0.0405 + 0.0007 = 0.0412 \text{ \#/ft}^3$$

Fricción.- Según las fórmulas de Atkinson las fricciones en los conductos en inch de H₂O:

$$\text{Inch H}_2\text{O} = \frac{Ksv^2}{5.2A} \quad \text{a P.T.N.}$$

luego en fig 2:

$$\text{Tub. de lona 12" } \frac{25 \times 10^{-10} (3.14 \times 1640) 1660^2}{5.2 \times 0.7854} = 8.3 \text{ inch}$$

$$\text{Gal. 7' x 7' } \frac{60 \times 10^{-10} (28 \times 1640) 26.5^2}{5.2 \times 49} = \text{neglig.}$$

$$\text{Chimenea de 4'x5' } \frac{120 \frac{(18 \times 560) 65^2 \times 10^{-10}}{5.2 \times 20}}{8.305} = 0.005 \text{ inch}$$

$$\text{Presión de veloc} = \frac{0.0412 (1660)^2}{0.075 \times 4000} = 0.1$$

$$\text{Corrección por densidad: } \frac{sp^2}{sp1} = \frac{W2}{W1} \quad Sp^2 = 4.55 \text{ inch de H}_2\text{O}$$

$$\text{Presión total} = Sp + Pv = 4.75 \text{ inch H}_2\text{O}$$

Según el gráfico de ventiladores se escoge Ventilador Steel Plate de paletas rectas de 12" de r.p.m. 2000.

$$H. P. = \frac{T_p \times Q}{6346} = 0.97 = 1 H. P.$$

$$\begin{aligned} \text{Eficiencia ventilador } 60\% \text{ y Efic. mecán. y elct. } 70\% \\ = 0.42 \end{aligned}$$

$$\underline{H. P. = 2.5}$$

Drenaje.- Para los niveles -40 y -80 se tiene el sistema instalado junto al pique N° 1, el cual consiste en un canal de entrada de 20 m., una cámara de bombas de 6 x 4 x 3 (alto) m. Un muro de 1m de espesor separatorio del tranque de la sala de bombas, el traque es de 6 x 3 x 3 m. Un pique de entrada, y una rampla de salida de tubería al fondo del pique. La cota del piso de la sala de bombas es de -86m. Las bombas son Peerless modelo 5-TUT-15 de 1000 gall/min. para 360 ft. de altura. r.p.m. 1750, motor eléctrico Westinghouse de 125 HP. r.p.m. 1785 440 volts, 60c., 3Fases. La tubería es de 8" donde tiene todas las conexiones y llaves de control. Bombea hasta el nivel 0, estando las bombas instaladas en paralelo tanto en el circuito de presión como de succión. Actualmente están sobrecargadas por el bombeo del n. 120 al 80. La napa acuífera es de 530 gall/min. en sequía y en lluvias pasa de 700. sin el niv. 120.

Control del personal.- Para lo cual la organización es típica lineal el Jefe es el Supte. de Mina, habiendo 3 guardias cada una con un Jefe Seccional y un Capitán. Caporales del nivel 0, 40, 80, y 120. Cada guardia tiene aproximadamente 80 hombres en total. Los controles se hacen como en toda mina mediante el reporte de mina que especifica labores personal distribuido, taladros de perforación explosivos consumidos, extracción de mineral y desmonte. El control de herramientas y explosivos sacados lo llevan bodegueros de cada nivel.

Rendimiento.- Es relativamente bajo comparado con el de las minas del Centro. Se tiene como promedio 28 Tm./hombre mes. Arranque mensual

7700 Tm entre desmonte y mineral.

Extracción.- El izaje por los piques es alrededor de 6000 Tm. mensual siendo el costo de 0.02 \$ por Ton. El carroneo interior se hace por personal de contrata siendo de 8000 Tns. mensual aproximadamente. La extracción actual se hace por una locomotora de batería hasta la tolva principal, ya me ocuparé en detalle de esta locomotora en la sección proyectos. En total la extracción desde las tovas de rajos o los frontones cuesta 0.12 \$ por Ton.

Mantenimiento mina.- Incluye gastos de bombeo, alumbrado ventilación etc siendo de 0.05 por Ton. molida.

OFICINA DE INGENIEROS

Generalidades.- La Oficina de Ingenieros es independiente debido a la naturaleza variada de su trabajo. El personal es de un Ing° Jefe un Topógrafo, un Dibujante, 4 Ayudantes, y 6 Muestreros

Planos en general.- Se tiene el sistema peruano de planos: Catastral triangulación escala 1:5000. Plano general de la mina en escala 1:500. Plano superficial escala 1:2000. Muestreo escala 1:500. Ventilación escala 1:500. Perfiles, cortes avances de rajos etc escala 1:200. Geológicos transvers de mina 1:500 nivel por nivel. Además para los informes mensuales de avances en vetas perfiles pequeños en escala 1:2000.

Perfiles y avances.- Los perfiles de vetas y Stopes, cuyo arranque se mide quincenalmente, la altura de camino hasta una ventana, de allí con clinómetro y wincha el corrido del techo del Stope hasta el otro camino. Se dibuja y se planimetrea en hojas especiales escala 1:200 y se cubica, tomado en cuenta la densidad 2.8 T/ m³. Los avances lineales también se llevan cuidadosamente las contras de puntos topográficos.

Contratistas.- Están organizados en la mina por cuadrillas con un cabecilla que representa al grupo. Cada cuadrilla tiene una labor ya sea un frontón o un rajo o preparación. La fórmula para pagar es el

siguiente:

Total ganado m. x precio -	A
Menos valor de Explos.	<u>B</u>
Por pagar	C

Distribución para uno: sea de n. tareas y Z de jornal

$$\text{para uno} = \frac{n. \times Z.}{\text{Suma } n. \times Z} \times C.$$

Topografía.- Se lleva el sistema de poligonal abierta con teodolito y wincha, ángulos a la derecha. Se arrastra las coordenadas en las tarjetas, de la triangulación superficial. En piques se levantan y relacionan los niveles por el método de las dos plomadas en baño de aceite, con 2 estaciones fijas en la sala de estación del nivel. Se calcula como triángulos pequeños de tal manera que la suma de los ángulos interiores de los triángulos formados den 180° es el chequeo. De esta manera se ha levantado por el pique 2 desde el niv. 0 hasta el 120 corrigiendo el levantamiento anterior por el pique nº 1. La gradiente se lleva en galerías y cortadas 5/1000 por el sistema de pintar en las paredes y cajas puntos espaciados 4 m. cuyo desnivel es de 2.5 cm. También por tarugos frente a frente con clavos de dos en dos espaciados 4 mt., al unir con pitas queda visualizada la gradiente. Los levantamientos Geológicos de superficie se hacen con una plancheta Fennel Kessel autoreductora de la estadia.

Planos de muestreo.- Por comodidad se ha adoptado un cuadrillado del plano general de la mina 1:500 del tamaño del papel de carta cuyo lado mayor esta en rumbo N45°E, para los informes mensuales. En el se llena mensualmente el avance lineal con el N° de muestra, potencia y leyes de Ag. y Au. Adjunto una copia como ejemplo de ello.

Muestreo.- Hay 3 tipos de muestreo: Sistemáticos, especiales y común de carros. El sistemático es cada 2 m, tanto en galerías como en chimeneas y Stopes. El de galerías y chimeneas va detrás del avance en stopes cada 8 días del techo de arranque, y en caso de duda hasta ca-

da 2 días. Se descuenta el 20% de las leyes para compensar los errores de muestreo y ensayos. También para las reservas arrancadas se tiene en cuenta la dilución para vetas menores de 80 cm de espesor ya que este es el ancho mínimo trabajable. Común de carros lo llevan los cambiadores de cada nivel en el nique, sacando una lampada de cada carro de cada labor. Para comodidad de este sistema hemos diseñado un muestredor de fierro de bastante eficiencia. Las muestras especiales se hacen de los frontones, montones de disparos, canchas, desmontes antiguos. Todos llevan talonarios aparte. En el laboratorio se analizan solo por Ag. y Au. dando los resultados a la Of. de Ingos. la cual se encarga de los cálculos así mismo de las ideas generales para la extracción, la cubicación, planos de muestreo, teniendo en cuenta siempre las leyes marginales.

Proyectos.- También se ocupa la Oficina de los diversos proyectos con las directivas de la Gerencia para todas las secciones.

Seguridad.- Según el reglamento del Código de Minería vigente lleva a cabo todas las gestiones y denuncios de accidentes de trabajo así como las sesiones de seguridad mensual

CUBICACION D , MINERALES

Teniendo los conceptos fundamentales de la Geología y la explotación de la mina, los costos, se puede hacer una cubicación razonable de ella, basada en los datos de 1953, que son los tomados por ser de mayor proximidad al actual.

Criterios para las reservas.- Tradicionalmente se considera que las reservas constituyen el mineral probado y el mineral probable. De la Geología anteriormente descrita se desprende que es bastante riesgoso hacer predicciones futuristas de las zonas no desarrolladas pues no se puede saber siquiera con bastante certeza lo que hay a 5 m. de un frotón o de una chimenea a menos de llegar a él por labores, la riqueza variable de los minerales de Ag. y Au. en las vetas epiterma-

les, restringen enormemente el optimismo del que va a cubicar. Por lo cual se toma como mineral probable lo que ya está arrancado y almacenado en los Stopes Shrinkage, y las canchas de superficie. Mineral probable los que ya se han desarrollado en galerías y chimeneas y lo que falta por arrancarse de los stopes en trabajo. Para seguridad se disminuye el 20% de las leyes de Ag. y Au. No se considera el plomo, zinc, cobre.

Leyes marginales.- Se tiene que la ley marginal sería la que previas deducciones pagaría solamente los costos de operación, ya que en esta mina los gastos de capital ya han sido redimidos. Dicha ley es actualmente de 13.7 Onz. de Ag./ T M. previa deducción de recuperación 80% maquila impuestos etc. se tiene que en realidad la onz. de Ag. cuesta 0.67 \$ p/onz. Los costos por tonelada molida es de 9.20 \$ de la división de estas cifras resulta 13.7 onz. El gramo de oro sin cargarle nada cuesta 0.9 \$. Para cálculos económicos se tiene que el equivalente: 1 gr. de oro = 1.34 onz. de Ag.

Cálculos.- Sobre esta base de leyes marginales se tiene al 1° de Enero de 1954:

Arrancado en Rajos	17028 Tns	15.9 onz.	5.9 gr.
Canchas	<u>2500</u>	12.1	2.4
Total mineral probado	19588	15.4	5.4

Cubicado por los avances de derribo mensualmente y ajustado.

Cubicado por las labores de desarrollo y que están todavía sin arrancar:

Mineral probable	64119 Tns.	16.3 onz.	4.6 gr.
------------------	------------	-----------	---------

Esto proviene de los planos de muestreo que se llevan mensualmente en la Of. de Igos. También priman los conceptos de dilución lentes broceamiento por fallas, caballos.

Mineral posible, Nivel 120, perspectivas.- En realidad lo que más interesa a la Compañía es el nivel 120 y todas las esperanzas están cifradas en él. Por lo cual razonablemente lo que se deduce aproximada-

mente que exista pasa a ser mineral posible. Considerando solo las vetas que son mas comerciales en el nivel 80 que son: Potosí, Potosí R. S., Carmen , Corona, San José. Se calcula con bastante cautela 96703 Tns. con 20.5 onz de Ag/ton y 9.2 gr Au/ton. Como seguridad por los factores Geológicos adversos se reduce de este cálculo el 40%. Tambien no se ha tenido en cuenta otras vetas que son pobres y angostas en el niv. 80 tales como San Pedro, N. Corona, San Mateo. Particularmente mi parecer es que están bien estos cálculos de la Compañía bastante reservistas, pero no se debe arriesgar pasar al nivel 160 aunque se encuentre el mineral calculado del 120 hecha a priori. A fin de año se chequeará esta cubicación ya con las labores desarrolladas.

Nota.- Estos datos se han proporcionado al Instituto de Investigaciones y fomentos mineros con toda fidelidad por lo cual no es una infracción contra la Ciá. su repetición en esta tesis.

AUMENTO DE TONELAJE - BAJA DE LEY MARGINAL

El suscrito en vista de las pocas reservas y la incertidumbre de continuar descubriendo mineral de leyes sobre 15 onz. plantea la solución típica para estos casos.

Planteamiento y razones.- Ciertamente el problema es complicado debido a que se tiene 2 incógnitas dependientes una de otra como son la ley marginal y el tonelaje con sus respectivas inversiones para tal.

Pero afortunadamente la mayor parte de las inversiones en maquinaria ya estan hechas con cargo a las reservas actuales, casi solucionado el problema de transporte y otros pequeños de los cuales me ocuparé detenidamente después con sus respectivos cálculos y costos.

Adelan. Cubicación aproximada: Tenemos que las reservas son de 83707 Tn. con leyes de 16 onz. y 4.8 gr. Tomando elequivalente de 1.34 para el oro se tiene 22.4 onz. de Ag. sola. Como se trata 5000 tns. mensual

duraría 16 meses aproximadamente. Considerando mineral de 15 onz. solas como ley marginal se puede calcular los bloks y cubicar mayor tonelaje que el anterior.

Nivel 0 - Gal 022 SW despues del pique 2	40,000 Tns
Nivel 0 - El resto de galerias y vetas	30,000 "
Nivel 40 - El total del nivel	50,000 "
Nivel 80 - " " " "	30,000 "
Total	150,000 Tns.

Valor de 15 onz. o de una Ton. bruta 10 \$ 1'560,000 \$

Cálculo económico.- Se trata de dilucidar entre tratar todo el mineral en la molienda que es caro, o sinó poner una planta de lavado y escogido adicional a la planta. Veamos los dos casos en \$.

Tratando todo

Explotación y preparación	2.08	\$
Transpote	0.10	
Mantenición y supervisión	<u>0.45</u>	
Total mina	2.63	sin lab. de Expl.ni desarrollo.
Tratamiento	4.20	\$
Transporte etc.	0.40	
Generales	<u>0.50</u>	
TOTAL	7.73	\$ por Ton, molida.

para 150,000 Tns. Costo total de oper. 1'159,500 \$

Inversión en molinos etc. 60,000

1'219,500

Ganancia 280,500 \$

Con planta de lavado

Total mina	2.63 x 150,000 =	394,500	\$
Tratamiento	4.20 x 0.7 x 150,000 =	441,000	
Escogido y lavado	0.10 x 150,000 =	15,000	
Molinos botado	1\$ x 45,000 =	45,000	
Transporte	0.40 x 105,000 =	42,000	

Generales	0.50 x 105,000	-	52,500	\$
	Total	990,000	
	Planta lavado	20,000	1'010,000	
	Ganancia =		<u>490,000</u>	\$

Vida aproximada 16 meses + 21 meses - 37 meses - 3 años

Nota. se ha tomado que la planta de lavado elimina el 30% del mineral que viene de la mina en cajas, panizos etc. Suponiendo que estos tienen valor de 1\$ por ton. En total se pasaría $\frac{5000}{0.7} = 7100$ Tons/mes Mas Adelante detallaré la Planta de lavado y escogido.

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA TECNICO

Es ley universal que nada se puede hacer sin alguna inversión, o gasto inicial, una vez comprobado que economicamente conviene un proyecto, interviene la Técnica para hacerlo con toda eficiencia y dentro del margen económico establecido. Con muy buen criterio y ya pensando en estos problemas la Gerencia de 1953 trató de mecanizar la mina y principalmente solucionar el problema de transporte de la mina, por consiguiente con la reducción del costo por ton. sobre todo en los 3 últimos meses de las innovaciones realizadas. Tambien con un margen de seguridad para casos como éste de mayor tonelaje. Me ocuparé en el orden standar o sea primero de la explotación adoptable en general, y particularmente para ciertos sectores de la mina; después del transporte indicando lo que ya se ha hecho, sus cálculos, costos, y lo que esta por hacerse con diseños, cálculos etc. Tambien volviendo al nivel 120 que aunque algo desligado de este asunto, pero la parte que me ha t. contribuir o sea del problema del drenaje. En último término la mencionada planta de lavado y escogido que es el nervio vital de todo esto.

Explotación Adoptable .- Para las vetas paradas y las mencionadas en el capítulo de explotación es preferible y conveniente seguir el método Shrinkage con puentes de tolva y de naminos, siempre i cuando las leyes sean uniformes y de nivel a nivel.

Casos especiales.- Pero sucede en la mayoría de veces que las chime-

neas que van de nivel a nivel o a superficie o ciegas cortan lentes inclinados por tramos de 10 m. a 20 m. con leyes apreciables. Para explotar este mineral resulta muy caro hacerle tolvas con chimeneas largas hasta llegar a la parte baja del lente, tanto Shrinkage como para corte y relleno, por lo cual recomendaría el siguiente método: Ensanchar la chimenea hasta que tenga por lo menos 4' x 6' o 7', poner un tabique de madera a todo lo largo para separar un compartimento de escalera de 4x 2 o 3' y para tuberías. Correr un subnivel superior hasta los límites del lente, y comenzar el stopeado al piso si no sube mas el lente, sinó comenzar de la parte del techo del subnivel asegurar provisionalmente con un encostillado la carga quebrada y sobre él continuar la perforación del techo. Limpiar despues echando la carga por el compartimento de chute y stoppear al piso hasta el límite inferior del lente con tajadas horizontales preferible para poder controlar que no se atraque el chute por bancos. Si las cajas presentan alguna debilidad se deja algunos puntales. Tambien para seguridad del personal se puede tener puntales o escaleras de soga hacia arriba. Para mayor ilustración deajo un diagrama de este sistema.

Nivel 0 galería 022 SW. Adjunto un plano del perfil. Esta galería esta en la veta San Mateo y está explotada hasta el cruce con la cortada 024 N. El resto al W está preparada pero no tajeada porque ha sufrido un empobrecimiento por una falla local que lo cruza casi en toda su longitud dejando lentes de mineral regular de 16 onz. y 2 gr. en general. He cubicado 40,000 tns. Como está preparada casi totalmente para Shrinkage se debe seguir este método. Felizmente toda la galería tiene línea, y tubería e aire comprimido, siendo solo el problema del agua para la perforación y la ventilación, de los cuales me ocuparé.

Presión de agua para máquinas.- Existiendo una laguna permanente encima del nivel 0 a una altura de 125 m. se puede aprovechar esta cantidad de agua para las máquinas perforadoras sin complicar el sistema de bombeo. Como el nivel 0 es seco no se puede usar botellas de aire comprimido. También por la distancia de las labores a trabajarse hasta el picue se hace difícil y costoso llevar agua en cilindros.

Planteo.- Ver diagrama adjunto. Como el desnivel es fuerte se trata solamente de calcular la altura más económica a la cual debe ponerse el pozo de comienzo de tubería en superficie para las siguientes condiciones dadas: Circuito de L que corresponde a una altura N en superficie, una chimenea vertical de 183 ft, una galería de 2470 ft con 21 llaves globo. El agua debe subir a rajos hasta alturas de 40m. Según Peele (15-38) la presión debe ser de unas 40 #/"². Tubería usada ya en la mina de 1 1/2"

Cálculos.- Según Peele (15-39) se necesita 40 galones por guardia y por máquina. Luego para 6 máquinas = 0.50 gall/min. para desperdicios y otros usos digamos 5 gall/min.

Fricción (Cameron Hidraulic Data)

	Equiv. en ft Tub.	Total ft.
Fricc. tub. de 1 1/2"	1	2775
Resto tub. superficial	1	3.54 N (3.54 Tg.)
21 válvulas globo	45	945
2 curvas	2.8	6
		3726 + 3.54 N ft.

$$3726 \times 0.403 = 15.1 \text{ ft h} + 0.0142 \text{ N.}$$

Altura total:

Fricción	15.1 + 0.0142 N
Presión	92.4
P, Veloc.	0.0
H. total	107.5 + 0.0142 N.

Ecuación: $107.5 + 0.0142 N = 61 + N.$

$N = 47.1 \text{ ft.} = 14.40 \text{ m.}$

$L = 51 \text{ m.}$

Ventilación Galería 022 SW.- Es el 2º problemaq La galería tiene mas o menos 700 m. desde el pique N° 2 en retroceso hasta la chimenea desde el pique 2 110 m. La chimenea 014 tiene 60 m. hasta superficie. Ver diagrama fig. 1. Es imposible hacer una chimenea en el fondo de la galería en primer lugar porque tendria 180 m. y 2º el agua de la laguna superior. Se necesita 2000 ft³/ min.

Cálculos.- En este problema se presenta la variante de no interrumpir la ventilación natural del Pique 2 que es de 1700 ft³/min. con 1" de H₂O. Las condiciones del aire son las mismas que de la galería 808 o sea de $W = 0.0412 \text{ "/ft}^3$.

Se toma una tubería de 16" de Diámetro de lona Fig.2

Fricciones hasta el pique 2:

Tub. de lona de 16" $\frac{25 \times 10^{-10} (4.18 \times 2200) 1830^2}{5.2 \times 1.39} = 10.6 \text{ inch H}_2\text{O}$

Galería de 6' x 6' $\frac{60 \times 10^{-10} (24 \times 2200) 71^2}{5.2 \times 36} = 0.009$

16" Tub. de succión de lata $\frac{20 \times 10^{-10} (4.18 \times 340) 1830^2}{5.2 \times 1.39} = 1.32$

Total Sp. $11.929 \text{ inch de H}_2\text{O}$

$P_v = P_v' \quad A = A'$

Corrección por densidad $Sp = 6.5$

Para igualar al pique 1.0

St. $= 7.5 \text{ inch de H}_2\text{O}$

$HP = \frac{7.5 \times 2000}{6346} = 2.4 \text{ HP.}$

Eficiencia ventilador 60% mecán. y eléct. & 0%

HP = 6.0

Se pide un Booster de 16" r.p.m. 3000

Transporte.- En ésta parte trataré de varios asuntos importantes del transporte, que como dije anteriormente casi en su totalidad subsanados, los carros metaleros, la locomotora de batería , parrilla de carga con sus chutes diseñados; faltando solamente la tolva principal pero ya calculado y proyectado.

Carros metaleros.- Con los datos experimentales de la mina se ha hecho un cálculo y diseño de un tipo de carro metalero, adaptable a las jaulas de los piques, a las parrillas etc. para reemplazar los carros Forrestal cuadrados de vaciado frontal y ya estan muy usados, y los carros O.K. que son en realidad muy inestables por tener un solo apoyo central ocasionando volcaduras y accidnetes frecuentes. El tipo diseñado es de balde parabólico con chasis reforzado y enganche de argolla, el balde se sostiene en 4 pines solo por equilibrio siendo de volteo lateral a ambos lados. La casa que ha contruido estos carros es la Chauvineau Co. Francesa. El primer lote de 40 carros ha llegado en Enero del 54 estando ya en trabajo, el 2º lote va ha llegar de 50 carros. La capacidad es de 0.8 T M. Adjunto un diseño de ellos.

Cálculo y pedido de una locomotora de batería.-

Fundamento.- El carroneo del nivel 0 del pique 1 y 2 a superficie se hacía durante el año 1952 en forma empírica. La gradiente fuerte de la mina 1² de 150 m. de largo daba inseguridad en el transporte por la volcadura continúa de los carros, la ineficiencia de los carreros para contener la fuerza viva adquirida, y sobre todo el poco tonelaje transportado, y el alto costo del carroneo manual. La subsanación de este problema estaba en adquirir una locomotora de batería capaz de transportar altos tonelajes y de contener el convoy de carros en la salida.

Estipulaciones.- Económicamente convenía una locomotora de batería y no de trolley, por los costos de las instalaciones eléctricas y seguridad del personal. Que su capacidad de transporte sea bastante elás-

tico, para alcanzar el plan de aumento de tonelaje.

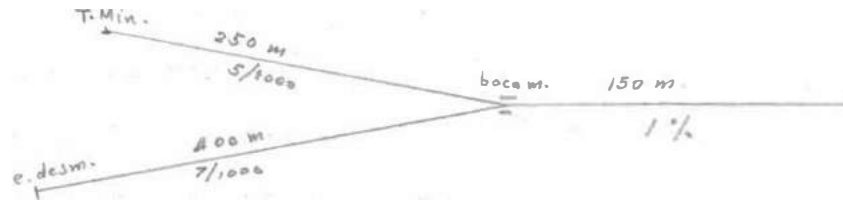
Cálculo de la locomotora.- Se tiene actualmente transporte de:

Extracción	180 tns mineral diarias
	<u>100</u> " Desmonte "
Total	280 "

Para 12 horas 90 tns mineral
50 " Desmonte

Nº de viajes: Velocidad 8 Km./h.

convoy de 10 carros = 8 tns x viaje mineral , 7 tns x viaje desm.



para mineral:

En recorrer 400 m.	4'
Tiempo cargar 10 carr.	12'
" Descargar "	12'
Cambios etc.	5'
Vuelta vacío	4'
Viaje redondo	37'

Nº de viajes $\frac{90}{8} = 11$ viajes mineral

11 x 37' = 410'

Para desmonte: vuelta 5'

Recorrido 500 m.	5'
Cargar 10 carros	12'
Descargar "	12'
Cambios etc	5'
Viaje redondo	44'

12 x 60 = 720' luego

720' - 410' = 310'

Nº de viajes $\frac{310}{44} = 7$ viajes

luego 7 x 7 = 49 tns de desmonte Check

Peso del convoy de mineral:

$$W_n = N (W_c + W_m)$$

$$W_n = 10(0.36 + 0.8) = 11600 \text{ Kg.} = 12.8 \text{ Tons. corta.}$$

de ahora adelante todo es ton. corta americana o 2000 lbs.

Capacidad de transporte: para un caso dado factor = 1.5

$$12.8 \times 1.5 = 19 \text{ Tns peso máximo del tren cargado}$$

Peso de la locomotora: datos

A = Factor de adhesión 0.10 rieles húmedos, nevada

Fc. = Fricción de carros = 30 lbs/ton

F1 = Fricción de locomotora = 20 lbs/ton

G = Gradiente mas desfavorable = 5/1000

$$W_l = \frac{W_n (F_c + 20 G)}{2000 \times A - (F_1 + 20 G)} \quad 2 \text{ tns} = \underline{2.5 \text{ tons}}$$

Chequeos:

Subiendo cargado de materiales 1.7 tons

convoy vacío 6.0

Wn 7.7 tons

$$W_l = \frac{7.7 (30 + 20 \times 0.1)}{(2000 \times 0.1) - (20 + 20 \times 0.1)} = 2.4 \text{ tns}$$

Frenaje Wt. x Rn. = 20 x 21.5 = 430 lbs

$$2000 \times 0.1 - 25 = 175 \text{ lbs}$$

$$\frac{430}{175} = \underline{2.4 \text{ tons}}$$

esfuerzos tractores:

$$19 + 2.5 = 21.5 \text{ tons} - \text{Wt.}$$

minerla por viaje En. = Wt. Rn.

Saliendo:

$$21.5 (30 - 20 \times 1) = 215 \text{ lbs} \quad \times 150 \text{ m} = 32000 \text{ lb. m.}$$

$$21.5 (30 - 20 \times 0.5) = 430 \text{ lbs} \quad \times 250 \text{ m} = 108000 \text{ lb. m.}$$

Entrando:

$$8.5 (30 + 20 \times 1) = 420 \text{ lbs} \quad \times 150 \text{ m.} = 63000 \text{ lb. m.}$$

8.5 x (30 + 20 x 0.5) = 340 lbs x 250 m. = 85000 lb. m.

Total esfuerzo por viaje minerl 288000 lb. m.

943000 ft. lb.

Desmorte:

Saliendo:

20 x (30 - 20 x 1) = 200 lbs x 150 m. = 30000 lb. m.

20 x (30 - 20 x 0.7) = 280 lbs x 400 m. = 112000 lb. m.

Entrando:

8.5 x (30 + 20 x 0.7) = 370 lbs x 400 m. = 148000 lb. m.

8.5 x (30 + 20 x 1) = 420 lbs x 150 m. = 63000 lb. m.

Total esfuerzo por viaje desmorte 353000 lb. m.

= 1155000 ft.lb.

Totales:

Minerl $\frac{11 \times 943000}{1760} = 5900 \text{ W.H.}$

Desmorte $\frac{7 \times 1155000}{1760} = 4600 \text{ W.H.}$

Total por guardia de 12 horas 10500 W.H. = 10.5 KWH.

Se ha comprado:

Una locomotora de batería alcalina.

Marca Mancha Storage Battery Locomotive tipo BNX- M215

Gauge 2 ft. 21/2 tons = 3000 lbs.

Batería 2 c/u de 40 celdas A-6 Edinson 10.8 KWH.

peso total 24 x 40 = 960 lbs.

Costo.- 16000 \$ total.

Esta locomotora ya está trabajando 3 meses en forma bastante eficiente pero no a plena capacidad como se ha calculado. Tiene instalada su estación de carga de baterías en la bocamina.

Parrilla y chutes.- Para la carga rápida de la locomotora se ha hecho una parrilla aprovechando un rajo antiguo donde descarga la jaula los carros llenos, a una altura de 6 m. sobre el nivel 0 con cambio de línea. Dicha parrilla va de caja a caja del rajo en largo de 8 m. con su compartimento para mineral con 2 chutes, y otro compartimento para cajas y estériles con una tolva de madera, separada por un tabique.

Los chutes del mineral son de fierro, verticales, empotrados en cuadros de 8" x 8" sobre el techo de la galería, con su fondo curvo accionado por una polea. Debajo o en la galería hay doble línea para los cambios necesarios de carros. Adjunto un diseño de la parrilla así como de los chutes. Todo esto ya está hecho y en funcionamiento.

Tolva principal.-

Estado actual.- Actualmente la tolva principal de 270 tns que es de carguio a los volouetes ofrece serias dificultades. a) su inclinación del fondo es de 30° mas o menos, siendo necesario el lampeo hacia los chutes para hacer correr el mineral. b) el muro frontal es de manostería de sillar de 36 cm. de espesor y altura 3.40 m. estando actualmente rajado y deteriorado por el roce del mineral, motivo por el cual no se puede llenar la tolva, pues la presión horizontal lo derribaría y además ofrece peligro de no resistir las vibraciones producidas por el convoy.

Proyecto económico.- Por todos estos motivos se ha hecho un cálculo económico de su modificación llegando a las siguientes conclusiones:

- 1.- No se debe proyectar de manostería de sillar, ni de concreto armado por el elevado costo de este material.
- 2.- Aprovechar en mejor forma el mismo lugar del anterior por su desnivel para el carguío.
- 3.- No destruir la base del muro frontal, ni el piso de manostería sino reforzarlo para utilizar la tolva a plena capacidad y eficiencia.
- 4.- La madera por su costo elevado en el lugar tratarla de ahorrar-

la en lo máximo posible, procurando aprovechar los fierros viejos o rieles usados.

5.- no se puede ahondar el piso para los valquetes para ganar altura siendo forzosa la misma altura de 3.40 m.

Cálculo y diseño.-

Sea la nueva capacidad de 300 tns

$$\frac{300}{1.8} = 166 \text{ m}^3$$

$$\text{Sección } \frac{3.4 \times 3.4}{2} = 5.8 \text{ m}^2 \quad \text{luego el largo} = 29 \text{ m.}$$

Cálculo del esfuerzo frontal por m.lineal Fig 1

$$\text{Se sabe que } PH = \frac{K w h^2}{2}$$

$$K = 0.22 \quad (\text{Peele 43-15}) \quad \text{cuando } \theta = 0$$

$$w = 1800 \text{ Kg/m}^3$$

$$h = 3.4 \text{ m.}$$

$$PH = 2285 \text{ Kg/m.l.}$$

Cálculos de los postes: Probemos postes de pino de 10"x10" como viga: Fig. 1 b

$$M_{\text{max}} = \frac{2}{9\sqrt{3}} N. L. \quad (\text{Peele 43-04})$$

$$N = PH \times S \quad S = \text{espaciamiento de postes}$$

$$M_{\text{max.}} = 990 S$$

$$\frac{M}{f} = \text{Módulo (10"x 10")} = 2350 \text{ cm}^3$$

$$f = 50 \text{ Kg/cm}^2 \quad \text{para pino}$$

$$S = 1.20 \text{ m.} \quad N = \underline{2740} \text{ Kg}$$

Esfuerzo de los tirantes: e

$$1/3 N = 915 \text{ Kg.}$$

$$\text{Fe. Fdo. } f = 560 \text{ Kg/cm}^2$$

$$e = 1.54 \text{ cm}^2 = 0.24 \text{ inch}^2 \quad \text{mejor Fe redod. de } 3/4 \text{ "}$$

Esfuerzo inferior:

$$2/3 N = 2740 \text{ Kg.}$$

en 3 pernos de 1" Area = 3 x 1" x 10" = 30 inch²

esfuerzo cortante = 68 lb/in²

30 x 68 = 2000 lbs = 910 Kg. que es inferior

entonces se necesita platina de contención normal al esfuerzo con pernos en pilotes de concreto.

Esfuerzo lateral.- Fig. 2

con los mismos datos

$$d \text{ PH} = K w h dA = w h s dh$$

$$\frac{b}{s} = \frac{d}{d-h}, \quad s = \frac{(d-h) b}{d}$$

$$\text{PH} = K w \frac{b}{d} \int_{h=d}^{h=0} (d-h) h dh = K w \frac{b}{d} \left(\frac{dh^2}{2} - \frac{h^3}{3} \right) = K w d \left(\frac{d^2}{2} - \frac{d^2}{3} \right)$$

$$\text{PH} = K w b \frac{d^2}{6} = 770 \text{ Kg.}$$

luego 10" x 10" de más.

Tablas de 2"

Diseño.- en un plano adjunto con detalles de construcción.

Económico.-

En madera pino	800	\$
Fierro	100	\$
Concreto	300	\$
Mano de obra	<u>150</u>	\$
Total costo	1350	\$

Drenaje del nivel 120.-

Flujo de agua.- Estudiando el asunto se nota un progresivo aumento de las aguas subterráneas a medida que se profundiza. La mayor afluencia precisamente está en el lugar del pique 2, lo que ha dificultado bastante su profundización. Aforado en el mismo pique se ha tenido 530 gall/ min. en tiempo de sequía. En tiempo de lluvias aumenta hasta 700 gall/ min. Según disposiciones superiores se ha provisto provisionalmente

de 3 bombas pequeñas para este drenaje, las cuales a trabajo forzado drenan suficientemente este volúmen de agua solo hasta el nivel 80, mientras se avancen als galerías y cortadas proyectadas. Para los aforos se ha hecho un diagrama en el canal de salida en un tramo de 20 metros de sección uniforme y gradiente uniforme tambien, adjunto una copia de este diagrama, que es un desarrollo de la Fórmula de Manning. Preferible hubiese sido vertederos de madera.

El proyecto.- 1.- Aumentando las labores del N. 120 posiblemente aumente el volúmen de agua y necesariamente se tiene que instalar una sala de bombas con todos sus aditamentos, 2.- no se puede bombear solo hasta el nivel 80 por lo que las bombas de este nivel no son suficientes para rebombear toda el agua al nivel 0. 3.- se ha notado (por añilina) que hay recirculación de agua, o sea que lo que se bombea al 80 se infiltra y vuelve al 120, por lo cual se ha rpyectado bombear de frente al nivel 0. 4.- económicamente se trata de hacer el sistema de drenaje lo mas cómodo posible dentro del marco de la seguridad.

Diseño del sistema.- Según planos adjuntos que están acotados se ha diseñado un sistema sencillo y económico. Como la mayor afluencia esta alrededor del pique mismo se ha ubicado la sala de bombas junto a él a un costado y a un nivel inferior. Tambien para no tener mayor recorrido de tubería y proteger al mismo pique. Se tiene del sistema una galería de entrada con un pique pequeño para la extracción del desmonte así como para facilitar la bajada de las máquinas. Una sala grande dividida por un muro de concreto de 2 m. de espesor empotrado en los costados techo y piso que separa la sala de bombas del tranque. El espesor parece excesivo pero es por seguridad de caso de cierre el agua subiría de nivel ejerciendo fuertes presiones sobre el muro y compuertas. Una galería de entrada del canal que comunica al tranque. Una galería de salida de latubería al fondo del pique. Compuertas de seguridad que aislan la sala de bombas su entrada y el pique de todo el resto de la-

labores, dichas compuertas diseñadas y calculadas para grandes presiones.

Instalaciones.- Las bombas se han colocado alineadas y en paralelo en el circuito de succión como de presión. Todas las conexiones y aditamentos estan en tubería de 8", solo la entrada y salida de las mismas bombas reducciones de 6" a 8" y de 5" a 8". Es con el objeto de tener menos pérdida por sus fricciones. Esquema de ello adjunto.

Cálculo de las bombas.- Se tiene agua 600 gal/min.

Succión positiva según diseño.

Descarga libre.

Altura de descarga 382' cota piso de sala.

Presión estática total 382- 2 = 380'

Velocidad = 230 ft/min. pero trabajando solo 12 horas 460 ft/min.

= 7.66 ft/seg.

Presión estática de succión mínima + 1'

Presión de fricción cuando C = 100

$$Pf = \left(\frac{147.85 \times Q}{C \times D^{2.63}} \right)^{1.852} \quad \text{Willian y H.}$$

$$Pf = 4.18 \text{ ft/100 ft de tub } 8" \quad \text{Peele 13-08} \\ \text{Camerón Hidraulic Data}$$

Circuito de succión: Tub. 8'

1 válvula Gate

1 filtro

1 reducción de 8" a 6".

Circuito de presión: 1 reducción de 5" a 8"

1 codo de 90°

1 válvula Check

1 válvula Gate

1 T = codo de 90°

1 válvula Gate general

1 curva de 90°
 Tubería de 377 ft.
 1 curva de 90°

Equivalentes en Ft. de tubería: Cameron H. D.

Pieza	NºE.Ft.	F. ft. total
1 válvula Check	52.0	52.0
3 válvulas Gate	4.7	14.1
1 Filtro	4.0	4.0
1 Reducción de 8" a 6"	0.1	0.1
1 Reducción de 5" a 8"	0.5	0.5
2 codos de 90°	20.2	40.4
3 curvas de 90°	14.0	42.0
Tubería de 8" 420'	1.0	420.0
Total ft. tub.		573 .1

$$\text{Fricción} = \frac{573.1 \times 4.18}{100} = 24.00 \text{ ft h.}$$

$$\text{Presión estática} = 380.00$$

$$\text{Velocidad} = 0.90$$

$$\text{Presión total PT} = 404.9 \text{ ft. h.}$$

$$\text{HP motor} = \frac{\text{PT} \times \text{Q} \times 8.33}{33000 \times \text{Ef}} = 176 \text{ HP} = \underline{200 \text{ HP.}} \quad (\text{Ef } 70\%)$$

Chequeo de succión:

Tub. 8'

Válv. Gate 4.7

Filtro 4.0

Red. de 8a6 0.1

$$16.8 \quad \frac{16.8 \times 4.18}{100} = \underline{0.7 \text{ ft.}}$$

En el mercado:

Se ha comprado 2 bombas Peerless de 3 etapas centrífugas tipo T U T-16-5" (diám. de salida)

de las siguientes características:

- 1000 gal/min.
- 1760 r.p. m.
- 600 ft. de altura.
- 200 HP.

Motor eléctrico: marca Electric Company Products de 200 HP, 220 Volts.
60 c. 3 fases.

Costo: Total 13000 \$ las dos. ya están en Sucuitambo .

Diseño de compuertas de seguridad.-Consta de 2 planos pequeños adjuntos. El 1º da las dimensiones de la puerta de fierro y su mecanismo de ajuste. Se ha tomado como idea un gozne interior sobre el cual girala puerta siendo la collera móvil en dicho tramo .El 2º plano especifica la construcción del umbral para dicha puerta, de concreto empotrado 0.90 m. en el techo lados y piso de galería.La abertura esta calculada para el pase cómodo de los carros. Tambien tiene tubos que pasan por los cuales entran las lineas de servicios. Tambien un tubo inferior para el agua con su llave, ver planos.

Cálculo económico de todo el sistema: (Activo Fijo) Resumiré todas las cubicaciones ,etc.

<u>Maquinaria:</u> 2 bombas con motores	13000	\$
Llaves y aditamentos	2000	\$
Tubería de 8" de bridas 460'	2400	\$ (20' = 102 \$
Instalaciones eléctricas	1000	\$
Mano de obra instalación	<u>1000</u>	\$
Total	19400	\$

Trabajo subterráneo:

Galería 38 m. a 16.22/m.	616	\$
Pique 5 m. a 30.00/m.	150	\$
Sal. de bom. muro tranque comp. 250 m ³ a 2.50	525	

Carroneo y extracción todo	<u>100</u>	\$
Total	1391	\$
Obras de concreto:		
Total 160 m ³ a 10 \$	1600	\$
Encofrado	100	\$
Mano de obra	<u>200</u>	\$
Total	1900	
<u>Costo total:</u>	<u>22690</u>	\$

Planta de lavado y escogido:

Explicación.- El sistema es para pasar 7100 tns. mensualmente, que al eliminar el 30% de cajas y lamas finas del panizo se tiene la entrada neta a los molinos de 5000 tns. mensual como la actual , o sea que el mineral de la mina es de 236 tns. diarias. Para comodidad del sistema se tendría que cambiar de ubicación la tolva así como la chancadora de quijada, que es de capacidad 250 tns/ día. De la chancadora pasa a un cedazo vibrador con agua de lavado de capacidad 250 tns/día el cual esta comprado y no trabaja, es de malla 5/8"; todo lo que pasa de 5/8" pasa a una faja de pallaqueo de 10 m. de largo y 50 cm. de ancho, lento, que tiene chutes de madera debajo para las cajas y pallaqueros en todo su recorrido ; va a la chancadora Symons que es de capacidad 600 tns./día , de aquí el mismo sistema de distribución por faja a los 3 molinos. Ver Flow-Sheet .Todo lo menos 5/8" va a un clasificador Door (viejo ,que existe) cuyas arenas van a alimentar al molino 3, y lamas a un espesador (lo único por comprar) cuyas lamas espesadas van al over flow del clasificador del molino 3.

El costo calculado de este sistema es de 20000 \$ según anteriormente enunciado en el planteo del problema. Actualmente se está por aprobar por la Oficina de Lima este proyecto que es la clave de todo el proyecto de aumento de tonelaje.

E X P L O R A C I O N E S

Generalidades.- La sección Exploraciones está a cargo de un Geólogo y tiene varios equipos ubicados en varios lugares de la zona, contando con 2 Diamond Drills y una cuadrilla de carreteros y vehículos.

Ultimamente se ha intensificado las actividades, con el propósito de estudiar nuevos yacimientos aunque sean pequeños, pero que servirán como subsidiarios de la mina Sucuitambo, siendo para el futuro la planta de concentración un lugar de convergencia de varias minas pequeñas.

Toda la región se encuentra cateada por los españoles por distintos lugares, no existiendo posiblemente 1 Km² sin una cata, de allí el auge de Cailloma en siglos pasados. Algunas labores son de considerable dimensión hasta con 500 m. de labores subterráneas, y canchas abundantes pero de baja ley.

Posibilidades regionales.- Como en la sección Geología de la mina me he extendido en la interpretación y estudio de la geología regional ya no es necesario en este capítulo, mas bien trataré de describir el trabajo de exploraciones y de opinar al respecto de los yacimientos explorados.

Desde el punto de vista Geológico por lo explicado en la Geología de la mina se tiene que las vetas son epitermales de rápido cambio de mineralización en profundidad, i en último término los valores de plata y oro son casi superficiales en las vetas. También solo vetas de algún interés comercial solo están en la andesita, por lo cual los yacimientos explorados son pequeños, siendo la manera de trabajarlos en pequeña escala y muy selectivamente. Las vetas en las rocas piroclásticas y en los estratos jurásicos son de considerable potencia pero muy pobres. Como la zona es una meseta poco accidentada y el terreno superficial detrítico las trochas resultan baratas casi todo te-

rreno de tercera. Como principio para la exploración con labores no se debe hacer cortadas con encampane mayor de 50 m, preferible usar la Diamantina que resulta mas económico.

Veta Chila.- Está a una distancia de 8 Km. de Sucuitambo teniendo 2 trochas de acceso, una que va a las canchas y entrada de las labores antiguas, y otra que va a la cortada a 72 m. debajo de estas labores Actualmente se trabaja en exploración este yacimiento que tiene alrededor de 400 m. de labores subterráneas, y canchas de 2000 tns con ley de 20 onz. y 4 gr.

Geología.- La veta Chila es en realidad un ramal que hace un ángulo de 15° en dirección con la falla chila. Su dirección es N 140° y buzamiento 78° al W. Se encuentra en la andesita mencionada cuyo espesor en el lugar es de 100 m. las rocas subyacentes son lavas y pizarras.

La mineralización es de relleno de cuarzo y mayormente calcedonia de estructura amigdaloides con cristales pequeños de polibasita galena y pirita. Por la calcedonia se deduce que la deposición es de soluciones frías y cercanas a la superficie, esta hipótesis se basa en que si la erosión hubiese barrido las partes altas de la andesita no se encontraría la calcedonia típica de soluciones frías, y además por su distancia del foco mismo de mineralización (Sucuitambo), que en plano son 3 Km.

Labores realizadas.- En el año 1952 se ha proyectado una cortada de encampane 72 m. con dirección N 50° E debajo del nivel de las canchas la que se ha trabajado hasta Diciembre de 1953. A los 150 m. se corto la veta casi junta a la falla, lo que prueba que en profundidad es originaria de ella que también está algo mineralizada, se siguió la cortada 50 m. adelante chocando con las lavas subyacentes, observándose el contacto metamorfozado con relictos de lava en la masa andesítica. En veta se ha corrido 40 m. al E siendo los resultados po-

bres dando la galería un promedio de 5 onz. y 0.2 gr. Se ha levantado una chimenea de 9 m. y se sigue trabajando con el objeto de comunicar a la labor mas profunda antigua que esta a 42 m. del nivel de la cancha. La chimenea hasta la fecha tiene 10 m. con leyes de 6 onz. de Ag y 1 gr. de Au .

Proyectos.- Constatandose la no profundización del mineral y su posible contacto con la falla se planea solamente usar la chimenea como chute para stonear las partes dejadas por los españoles.

Maquinaria.- Cuenta ahora con una compresora portátil Ingersoll Rand de 300 ft³/ min y 100 lbs/"² , que permite trabajar con unas 2 máquinas perforadoras simultáneamente, un Jack hammer con su Jack drill y un Stoper. IR 38. El avance mensual es de 20 m. en galería y 10 m. en chimenea.

Diamond Drill.- La máquina CP 15 se ha colocado a una distancia de 300 m. paralelo a la cortada encampanando 150 m. vertical desde la superficie y buzamiento de -15° calculandose que cortaría veta a 500 ftl de taladro, pero geológicamente se ha constatado que atravesó unos 300 ft. de andesita 200 de lava y el resto ingresó a las pizarras perdiendose la esperanza de cortar veta, comprobandose nuevamente las formaciones.

Veta Blanca.- Se encuentra ubicada a 2 Km. de la mina a una altura de 4950 m, cuenta con una trocha que lo une directamente a la mina. Existen labores antiguas como de 300 m. de desarrollo total. Tiene una cortada de 100 m. y galerias sobre veta por lo cual se deduce que han sido trabajadas en la República. La cortada encampana 50 m.

Geología.- Está en plena andesita siendo la fractura de potencia variable entre 1 a 3 m. Tiene un afloramiento de 500 m. siendo su dirección de N 40° E y buzamiento 70° al N.

Por la estructura de la misma veta se sabe que es solamente una falla transversal a la falla Chila y débilmente mineralizada simulta-

neamente pero que ha sufrido posteriores movimientos que han broceado y fracturado el relleno diluyendo el mineral, lo mismo que la veta Carmen de la mina.

Labores realizadas.- Se ha hecho limpieza de la cortada y galerías que estaban derrumbadas y el agua estancada. Se ha muestreado sistemáticamente cada 2 m. comprobándose que partes que tienen fragmentos de la veta primitiva son de leyes elevadas y el resto del corrido de las galerías pobre. Por la hipótesis que en profundidad haya una mayor concentración de la veta original por el estrechamiento de la falla se ha puesto la Diamantina.

Diamond Drill.- La máquina CP15 se ha ubicado 60 m. debajo del nivel de la cortada, y se ha hecho un taladro con dirección $N159^{\circ}$ y -16° de inclinación encarpanando 80 m. de 390 ft. A los 360 ft. se ha cortado una zona de cuarzo lechoso con cristales de pirita salena y blenda los cuales analizados dan solo 3 Onz. Ag y 0.0 gr de Au. En realidad ha sido infructuoso este taladro, pues también a los 380 ft. entró en una zona de vetillas de cuarzo . paralelas pero sin valores. De todos estos resultados se deduce que la veta en profundidad se ramifica y no tiene valores. Adjunto un perfil y un plano del taladro. El perfil es en el plano vertical del taladro.

Mina Tarucamarca.- Tarucamarca es una mina con varias vetas y bastante promisor. Está a 12 Km. de Sucuitambo en dirección SW. Es de propiedad de la Compañía. Posee una trocha de 9 Km. lista faltando solo 3 Km. la cual se está construyendo aceleradamente. Existen labores españolas de más de 300 m. de desarrollo subterráneo que se ve, el resto no se sabe porque está inundado. Hay canchas como de 500 tns. en total de mineral de 50 onz. y 10 gr. En veta algunas muestras dan 100 onz de Ag. La Compañía está bastante interesada en ella.

Geología.- Se ha levantado un plano topográfico a curvas de nivel así

como un plano geológico de superficie del yacimiento, notándose la existencia de 2 vetas que se bifurcan al E, una es angosta de 1 m. de potencia y otra de 2 m. La geología de la zona es variada pero concuerda en la secuencia petrológica de la Geología Regional. Presenta una zona lenticular y alargada de intrusión ígnea con contornos metamorfizados, resaltando de los tufos y cenizas volcánicas y brechas andesíticas. En dicha zona se encuentran las vetas. En partes altas quedan remanentes del flujo andesítico superior.

Trabajos proyectados.- La trocha se está trabajando con intensidad para llevar la Diamantina CP 15. Además hace meses que se desagúa el pique (llamado así) con una motobomba de gasolina de 10 HP, de dicho pique hay labores que se bifurcan al interior. La diamantina se piensa colocarla tratando que los taladros no encampanen mayor de 50 m. pues parece que interiormente se angosta el lente de intrusión pasando a las lavas que no mineralizan. La mejor parte de las vetas ya han sido erosionadas junto con las andesitas circundantes. Adjunto un plano geológico.

Diamond Drills.- Siendo el trabajo de las sondas diamantinas de bastante interés, y estando en auge actualmente en la región para complementar las exploraciones, se dispone de 2 máquinas en pleno trabajo.

He tenido oportunidad de practicar con dichas máquinas y controlar petrológicamente las formaciones atravesadas, además ver los diversos factores y aditamentos necesarios para su eficiencia.

Máquina D. Drill CP 15.- Marca Chicago Pneumatic con motor de gasolina y bomba de agua, sus características son: Alcance de taladro 2250 ft. al nivel del mar, a 15000 ft. de altura 1200 ft. puede usar aditamentos de las series Ex - Ax - Bx - Nx. Aquí se usa Ax. cuyas dimensiones de tubo son. diámetro exterior 1 13/16 " interior 1 1/2", brocas con reaming Shell tipo VA 147 S Drill Rods de 10' y 5' VA 178 y

y VA 177 respectivamente. Tubo core barrel de 5' VA 707 y de 10' VA 708. Motor de gasolina de 45 HP, con winche pequeño para sacar con poleas los tubos. Bomba de agua triplex de 300 lb/"² y 20 gal /min, con motor de 9 HP.

Diamantina CP55.- Marca Chicago Pneumatic, es mas liviana que la CP 15 es neumática y se usa en una barra de drifter. Usa aditamentos Ex de 10' y de 5'; brocas con Reaming shell y tubo casing de 2", alcance 600 ft a 15000 ft. altura, bomb neumática de 5 HP.

Trabajo de las diamantinas.- Las dos máquinas están en perfecto estado, se comienza el taladro con una broca Casing de 2" y 5' se clava en él el tubo Casing que da la dirección y la inclinación, y se comienza con broca nueva para después seguir con usadas. El avance es alrededor de 25' diarios en Andesita, sin embargo al atravesar fallas o zonas brechoides llamadas comunmente derrumbes es lento el avance siendo necesario el cementado, lo cual se hace con cemento Hidráulico Portland americano mezclado con Sika N° 3 que es un promotor del fraguado rápido. En zona acuosa dura el fraguado de esta mezcla 8 horas. Tambien por la porosidad de la falla o brecha consume mucha mezcla por lo cual se hecha aserrín fino, usandose como atacador los mismos Drill rods.

La recuperación del core varia de 80 a 95 % en la andesita uniforme pero en las fallas de 20 a 0% solamente lamas. Los testigos tienen cajas de madera graduadas cada 10'. Tambien hay que tener en cuenta que en forma variable por el peso de los tubos (catenaria) sufre el taladro un desvío progresivo en inclinación y es necesario el control cada 100 ft. con tubos de acido fluorhídrico.

Diamond Drill en la mina.- La máquina CP 55 trabaja en la mina, se han hecho taladros buscando nuevas vetas detrás de la falla Carmen que según teoría es el límite de la mineralización, sin ningún resultado a

nesar que los afloramientos San Luis estan detras de la falla. Pero como anteriormente indiqué es la parte levantada del block y posiblemente están cerca de las lavas siendo los afloramientos San Luis los remanentes de las vetas que han sido erosionadas. Sin embargo se esta corriendo una cortada con dirección Norte que cortará a los 60 m. solo con encampane de 25 m. Adjunto un perfil petrológico del taladro en el nivel 40. Tambien se ha perforado taladros para la veta Nueva Corona a partir del nivel 40 pero derrumbes fuertes no han permitido el avance, dicha veta bastante rica en el nivel 40 se acuña rápidamente en el nivel 80 entrando en una zona brechoide con múltiples fallas locales que parece han limitado la mineralización. Luego del nivel 80 se ha buscado la veta San Mateo en el nivel 120 antes de correr las cortadas resultando que solo cortó una veta de espesor 1 m. casi de cuarzo lechoso con pirita galena y blenda y nada más. Con la cortada en el nivel 120 se ha comprobado. Actualmente se está perforando un taladro para cortar la veta Potosí R. Sur en el nivel 160 a partir del nivel 80 se le ha dado dirección N 30° W y -60° dip. estos dias se ha cortado veta entre los 306 ft. y 316 ft. de taladro. La veta es de cuarzo con galena blenda y chalcopirita de baja ley en Ag. y Au. El resultado de este taladro es bastante decisivo para la mina, pues si se considera todo el nivel 120 mineral posible, el 160 ya no entra en ningún cálculo. Tambien se está perforando recién desde la galería 862 SW para buscar la veta Potosí R. Sur en el 160 debajo del Pique N°1, la zona de mas persistencia de mineral en el nivel 80. Estos taladros que van al N.160 continuan en Andesita uniforme lo que da la idea que la mina está en el foco mismo de inyección ígnea.

pesar que los afloramientos San Luis estan detrás de la falla. Pero como anteriormente indiqué es la parte levantada del blk y posiblemente están cerca de las lavas siendo los afloramientos San Luis las remanentes de las vetas que han sido erosionadas. Sin embargo se esta corriendo una cortada con dirección Norte que cortará a los 60 m. solo con encampane de 25 m. Adjunto un perfil petrológico del taladro en el nivel 40. Tambien se ha perforado taladros para la veta Nueva Corona a partir del nivel 40 pero derrumbes fuertes no han permitido el avance, dicha veta bastante rica en el nivel 40 se acuña rápidamente en el nivel 80 entrando en una zona brechoide con múltiples fallas locales que parece han limitado la mineralización. Luego del nivel 80 se ha buscado la veta San Mateo en el nivel 120 antes de correr las cortadas resultando que solo cortó una veta de espesor 1 m. casi de cuarzo lechoso con pirita galena y blenda y nada mas. Con la cortada en el nivel 120 se ha comprobado. Actualmente se está perforando un taladro para cortar la veta Potosí R. Sur en el nivel 160 a partir del nivel 80 se le ha dado dirección N 30° W y -60° dip. estos dias se ha cortado veta entre los 306 ft. y 316 ft. de taladro. La veta es de cuarzo con galena blenda y chalcopirita de baja ley en Ag. y Au. El resultado de este taladro es bastante decisivo para la mina, pues si se considera todo el nivel 120 mineral posible, el 160 ya no entra en ningún cálculo. Tambien se esta perforando recién desde la galería 862 SW para buscar la veta Potosí R. Sur en el 160 debajo del Pique N°1, la zona de mas persistencia de mineral en el nivel 80. Estos taladros que van al N.160 continuan en Andesita uniforme lo que da la idea que la mina está en el foco mismo de inyección ígnea.

EPILOGO

Adjunta a la pte. parte literal me he permitido adjuntar en cada sección un gráfico, plano etc. para mayor claridad de las interpretaciones geológicas, y planteamientos de los problemas. También incluyo una serie de planos y diseños por separado de cada tema tratado, que son el resultado de una labor continua durante el año 1953.

La parte monográfica de la mina la he reducido a lo imprescindible por lo cual resulta la parte literal de la pte. tesis bastante corta. Además deseo hacer pte. que se me disculpe los errores de mecanografía por la premura del tiempo.

) ----- (

Sucuitambo, 9 de Abril de 1954.-

L. Zelaya G.

Luis Zelaya Giraldo