

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE MINERIA

**PROYECTO DE EXPLOTACION EN UNA
MINA DE PLATA**

Tesis presentada por Próspero Berrospi Chaca,
para optar el Grado de Ingeniero de Minas

Promoción "Edgardo Portaro"

LIMA - PERU

1963

A MIS HERMANOS: POR SU ESFUERZO
POR MI FORMACION PROFESIONAL.

I N D I C E

	Página
Introducción	1
Situación y Accesibilidad	2
Clima	3
Disponibilidad de energía	3
Disponibilidad de Recursos	4
Topografía	4
Tamaño de la propiedad	4
Reseña Histórica	5
Cantidad de agua y costo de bombeo	7
Método actual de beneficio	7
Mano de obra.- Condiciones locales	9
Legislación Tributaria	10
Fisiografía	11
Episodio Puna	11
Episodio Junín	11
Episodio Chacra	12
Episodio Cañón	12
Rocas igneas	12
Estratigrafía y Geología Histórica	14
Formación Excelsior	15
Formación Mitu	15
Formación Paria	16
Formación Goyllarisquizga	17

	Página
Formación Machay	18
Formación Pocobamba	18
Geología Estructural	20
Geología Económica	21
Génesis del Yacimiento	22
Clase de Yacimiento	22
Afloramiento y enriquecimiento supergénico	23
Filones Manuela	24
Filones Santa Ana	24
Mineralización de las bolzadas y filones	25
Estudio mineragráfico de las muestras	28
Petrología	31
Petrografía	31
Cubicación	32
Mineral probado	34
Resultado de Operación de la Planta de Flotación	36
Cálculo y diseño de la Planta de Flotación	39
Ubicación de la Planta de Flotación	39
Construcciones para la Planta de Flotación	40
Selección del equipo	41
Almacenamiento de Mineral	43
Cálculo de la Sección Trituración	43
Trituración Primaria	45
Tolva de mineral triturado	46

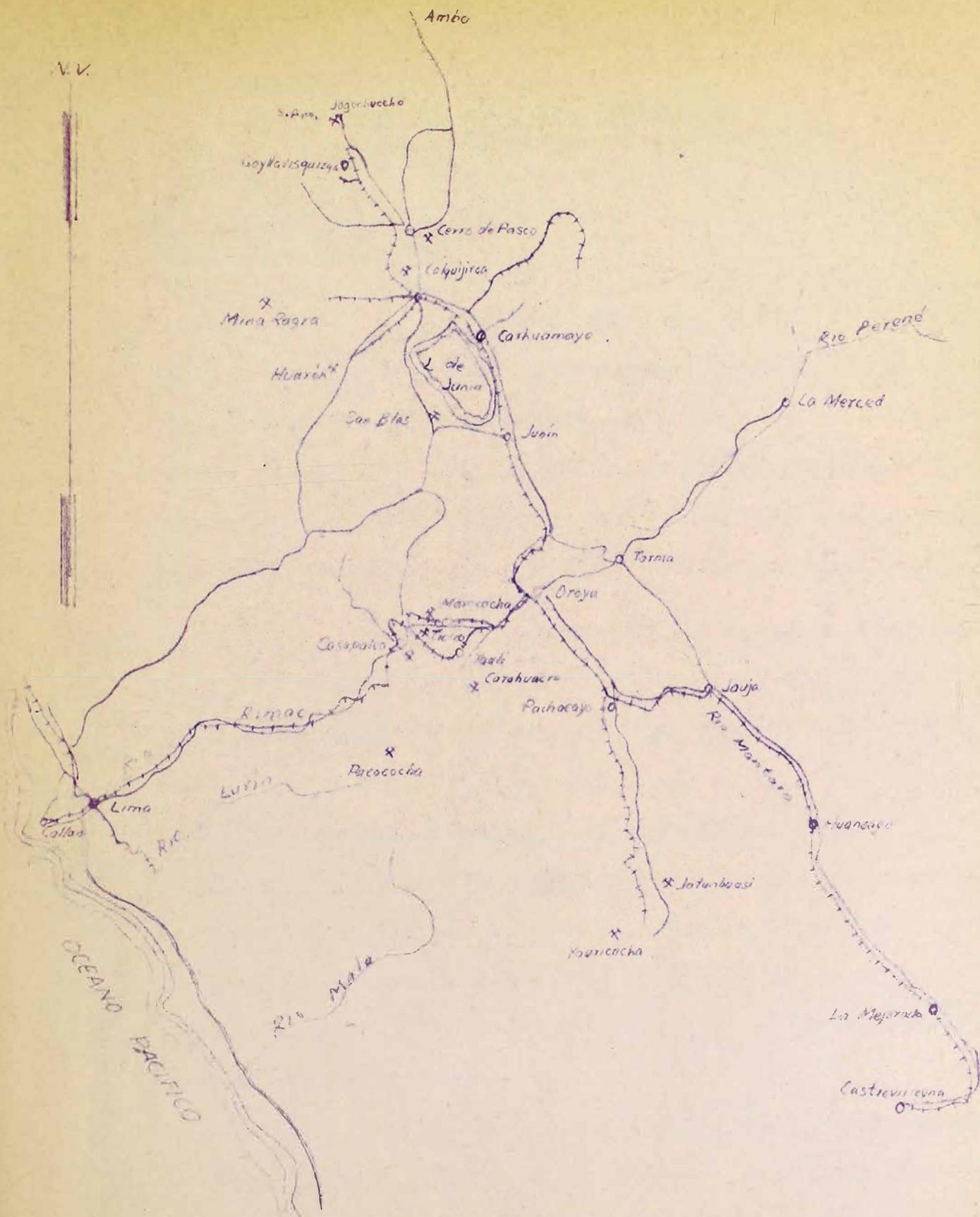
	Página
Alimentadores	46
Cálculo de la sección molienda	47
Velocidad de Operación	48
Volumen y peso de la carga moliente	48
Selección del tamaño de las bolas a usarse	49
Consumo y adición de bolas	49
Tabla de consumo de bolas y ferros	50
Cedazo en espiral	50
Celca Unitaria de Flotación	51
Clasificador	51
Circuito de Flotación de Plomo	52
Circuito de Flotación de Zinc	52
Liquidación de Concentrado de Plomo	54
Liquidación de concentrado a mano de plomo	55
Proyecto de Explotación	56
Selección del Método	57
Descripción del Método	59
Perforación, voladura y explosivos	60
Sostenimiento	63
Transporte interior	63
Transporte exterior	70
Equipo (perforadora, compresoras)	71
Ventilación y alumbrado	73
Cálculo de compresoras	74

	Página
Fuerza Motriz	80
Costos	82
Costos Actuales	83
Costos de Producción	83
Costos para la futura explotación	86
Aspecto Financiero	92
Vida probable de la mina	92
Costos de producción	93
Ingresos y utilidades	94
Valor presente	95
Valor de las instalaciones	96
Bibliografía	97

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

La mina de " SANTA ANA DE TUSI ", ubicada en el distrito del mismo nombre, de la provincia de Daniel Carrión, del departamento de Pasco, comprendida en la zona minera de Jogochuccho, es aun desconocida en el campo de la industria minera nacional, debido a que ha estado produciendo en pequeñísima escala y desde hace varios años atrás, minerales ricos en plata.

La bondad de este pequeño yacimiento, de cuyos rendimientos soy testigo de excepción, me ha inducido proponer este proyecto con el nombre de " PROYECTO DE EXPLOTACION EN UNA MINA DE PLATA " , que tiene por objeto incrementar la producción y su rendimiento, modificando los métodos empíricos actuales usados en la mina con la implantación de una técnica planificada y dirigida, aunque, en los actuales momentos la industria minera extractiva del Perú, se ve amenazada por un colapso derivado de los mercados del plomo y cinc, pienso que aquí los resultados serán distintos, porque, el precio de la plata va afirmándose cada vez más, siguiendo un curva ascendente, tanto en el Mercado de Nueva York como en el de Londres, que en conjunto dominan la producción total del Mundo.



MAPA CENTRAL DEL PERU

Escala 1:150000

FACTORES FISICOS Y GEOGRAFICOS

SITUACION Y ACCESIBILIDAD

La mina "Santa Ana de Tusi" se encuentra situada en el lado Norte del Cerro Jogochuccho, a 15 kilómetros al Nor-Este del Asiento Minero de Goyllarisquizga, en la jurisdicción del distrito de Santa Ana de Tusi, provincia de Daniel Carrión del departamento de Pasco; a una altura de 4100 metros sobre el nivel del mar, a 370 kilómetros de la capital de la República y a 50 kilómetros de la ciudad de Cerro de Pasco.

La mina "Santa Ana de Tusi", está conectada por una carretera al Asiento Minero de Goyllarisquizga, terminal de la línea ferrea de propiedad de la Cerro de Pasco Railway Company. Desde este último punto, la ciudad de Goyllarisquizga, se tiene los servicios de omnibus y tren, tanto a la ciudad de Cerro de Pasco como a la capital de la República, pasando por la Fundición de La Oroya. La carretera no se encuentra asfaltada, pero sí afirmada y ofrece seguridad en el transporte de la carga en toda época del año, de tal manera que ni las fuertes precipitaciones de lluvia no logran interrumpir el tránsito de los vehículos que diabíamente circulan.

La ubicación de la mina, a pocos kilómetros de la línea ferrea y el hecho de que posee una carretera, son factores positivos que ofrece este yacimiento, para poder intensificar su explotación en una forma económica y con grandes ventajas de seguridad en el transporte de los productos hasta el puerto de embarque.

CLIMA.

La temperatura no es tan baja fluctuando entre 10 y 15 grados centígrados en el curso del año, no obstante que, en la época de helada el termómetro marca las temperaturas más bajas del año, y no presenta dificultad alguna en el normal desarrollo de las actividades en la industria minera, por lo que, el clima no es un factor negativo a la intensificación de los trabajos de desarrollo, de explotación de la mina y el transporte normal de los productos.

DISPONIBILIDAD DE ENERGIA

La zona donde está ubicada el yacimiento, ofrece recursos naturales aptos para un aprovechamiento energético, pero, desafortunadamente no se aprovechan, porque, los trabajos que se realizan en esta mina son propiamente empíricos sin planificación alguna ni criterio técnico-económico. Por la parte más baja de esta zona y a tres kilómetros de distancia de la mina, cruza el río Tusi, que lleva un caudal de 3000 litros por segundo, que puede ser utilizado para la instalación de una Central Hidroeléctrica y suplir de este modo a los generadores a petróleo y gasolina que elevan enormemente el costo de producción y proporcionar así, energía eléctrica, barata, abundante y propia.

Otro medio de proveer a la mina de energía eléctrica, sería arrendando de la Cerro de Pasco Corporation, tomando el fluido en el tablero de N° 3 en Goyllarisquizga y conducir una distancia de 10 kilómetros hasta la zona de los trabajos que se proyecta hacer. La tarifa no es muy elevada y es cuestión de entrar en trato con la compañía propietaria.

DISPONIBILIDAD DE RECURSOS

El mejor recurso y quizás el único recurso natural, está dado por el agua contenida en el río que se menciona anteriormente y que puede ser aprovechada en la explotación de la mina, tratamiento y demás actividades. La zona no es pobre, la mayor parte de los víveres, y material de trabajo a usar se provee de los pueblos aledaños y de la capital de la República.

TOPOGRAFIA

La topografía es variada, presentando pendientes variadas en las partes bajas y altas; no existe pues, partes muy elevadas, no siendo por tanto, muy accidentada y de desniveles bruscos.

Si bien es cierto que este factor, por el instante, es un factor positivo para la explotación de la parte superior del yacimiento, con el transcurso del tiempo y de los trabajos, precisará la construcción de galerías más largas para ganar desnivel para los trabajos en campane y obligará el cambio del transporte interno del producto.

TAMAÑO DE LA PROPIEDAD

Los propietarios de la mina que se trata en este estudio, poseen varias concesiones y denuncios en la zona, los cuales llevan diferentes nombres: Santa Ana de Tusi, Cabeza de Toro, Manuela, San Gregorio y San Gregorio Número Tres, pero, sucede que en medio de estas concesiones y denuncios existen propiedades particulares, aunque en esa area ajena, se ha comprobado que la mineralización no es alentadora,

había el temor lógico para una inversión.

Hasta el momento, esta existencia de algunas propiedades particulares, aun sigue siendo obstáculo para la planificación a gran escala para una futura explotación de la zona, pero, la mineralización rica y el tonelaje cubicado en la concesión Santa Ana de Tusi, sin considerar el resto de las concesiones y denuncios, ofrecen garantía para una inversión en escala pequeña, y poner en esta forma, en actividad productiva un yacimiento nuevo y prometedor que por sus futuras ampliaciones y desarrollos puede constituirse de importancia en la producción minera y economía del País.

RESEÑA HISTORICA

Las minas de Jogochucché, han sido conocidas desde los tiempos coloniales y fueron trabajadas sucesivamente por particulares, pasando la propiedad de una mano a otra, que por las peculiaridades especiales que ofrecía su mineralización, muy pocos operadores han tenido un verdadero éxito económico en la explotación de estas minas.

Es así que, por el año de 1950, con la promulgación del nuevo Código de Minería, se producen los denuncios San Gregorio y Manuela, sobre el area que ocupara la concesión caduca La Recompensa, en la colindancia con la concesión La Perla Escondida, cuyos dueños alegaron superposición y la oposición concluye despues de 4 años de alegato de ambas partes en el Poder Administrativo, con la resolución de la Dirección de Minería, que aprueba una operación pericial de dirimencia que fue aceptada por los litigantes, dando lugar así, a la con-

tinuación de los trámites de los aludidos denuncios, hoy concesiones, y de otros más como San Gregorio Número Tres, Santa Ana de Tusi etc. Paralelamente a la oposición que sostenían los concesionarios de La Perla Escondida, cuyos dueños dieron su propiedad en arrendamiento a la Concentradora Quiulacocha S.A. que se encargó de construir por su cuenta y riesgo la carretera para empalmar la mina con la carretera que va de Cerro de Pasco a Goyllarisquizga, en un punto denominado Nº 3, se inicia la explotación de la mina La Perla Escondida, que corre a cargo de la compañía arrendataria, que ha extraído en un periodo de 4 años al rededor de cien mil toneladas de mineral, con leyes aproximadas de de 8 % de plomo, 8 % de zinc marmatítico y 22 onzas de plata por T.C. o sea hasta consumir todo el mineral probable, sin preocuparse de la revalorización de la propiedad, con nuevos desarrollos y descubrimientos de mineral, que luego, rescinde el contrato de arrendamiento, porque, cree que la mina ya es marginal por encontrarse en estado de agotamiento, y con esta rescisión paraliza todo trabajo minero en esta labor.

En forma simultanea a los trabajos de explotación en la Perla Escondida, fueron efectuados, por los propietarios de San Gregorio, Manuela y Santa Ana de Tusi, varios desarrollos de exploración, que han descubierto vetas de mucha importancia económica, por su alto contenido de plata, que por su volumen y riqueza justifica cualquier inversión y requiere una organización muy bien orientada y planificada, en especial, la mina Santa Ana de Tusi, con varias vetas ricas en plata, que en el curso del año de 1962, ha arrojado como promedio en leyes, 260 onzas de plata por T.C., 35 % de Pb, 8 % de Zn, en lotes que han sido seleccionados por el método del "pallaqueo".

La explotación en esta mina, se viene haciendo de vetas que tienen un metro de ancho en promedio, de donde se sacan dos clases de mineral, una de exportación con la ley promedio indicada anteriormente y la otra para concentración con leyes en cabeza 12% de plomo, 10 % de zinc y 40 onzas de plata por T.C.

CANTIDAD DE AGUA Y COSTOS DE BOMBEO

Hasta la actualidad, considerando su explotación incipiente, no ha presentado problema alguno de anegamiento, por tanto, no hubo necesidad del empleo de bomba de ninguna clase.

El volumen de agua en la zona más baja, es variable, a causa de que las filtraciones superficiales son mayores en época de lluvia que sumadas a las subterráneas aumenten en volumen, mientras que, en la época de secas toda se reduce a las subterráneas, que en uno u otro caso, desaguan por el nivel más bajo por la galería de transporte.

METODO ACTUAL DE BENEFICIO

Actualmente, la mena que se extrae de la mina Santa Ana de Tusi, se trata de dos maneras: primero, el mineral rico se selecciona a mano por el método del "pallaqueo", este método, consiste en reducir por el chancado a martillo de los trozos de tamaño grande a tamaños pequeños hasta liberarlos de la ganga y de otras impurezas que se presentan a simple vista, consiguiéndose en esta forma un mineral cuya ley varía en plomo de 35 % a 46 %, en plata de 250 onzas a 400 onzas

por T.C. con un contenido en Zn de 10 % a 12 % y en antimonio de 12 % a 16 %.

La otra manera de tratar los minerales que resultaron de baja ley, al efectuarse el escogido a mano, es mediante chancadoras y molinos, hasta reducir las partículas al rango del tamaño deseado y normalizado, con el fin de lograr una mejor selección mediante los reactivos. Anteriormente, se trataba de obtener dos concentrados: concentrado de plomo y concentrado de zinc, pero, ahora solo se trata de obtener un solo concentrado el del plomo y por tratamiento directo. En este concentrado de plomo se recupera la plata, también el antimonio que flota primero que el plomo, gran porcentaje de zinc, el oro y el cobre, los que son sotizados en la fundición al hacer la transacción comercial a excepción del antimonio y zinc que sufren castigo como impurezas.

La mina no posee una planta de flotación propia, esporádicamente se trata en la planta de la Concentradora Quiulacocha, ubicada a 50 kilómetros y a inmediaciones de la ciudad de Cerro de Pasco; otras veces se ha flotado en lotes pequeños en la planta experimental de flotación del Instituto de Investigación y Fomento Minero. Pero, pensando en una explotación económica y planificada ya no es posible seguir pensando en ninguna de las dos plantas mencionadas anteriormente que resultan antieconómicas, no a causa de que el yacimiento sea marginal, sino, porque, se está desperdiciando las utilidades en los pagos indebidos e innecesarios en el transporte del mineral a toda broza hasta la planta de flotación, donde la mayor parte será arrojado en el lavado.

FACTORES POLITICO-SOCIALES

MANO DE OBRA: CONDICIONES LOCALES

En general se puede decir que no existe problema de mano de obra, en lo que respecta a la cantidad de braceros; aunque como en la totalidad de las compañías mineras se pueden distinguir dos grupos de obreros: los de la superficie y los de la mina propiamente dicha, en esta mina materia de este estudio, los primeros se dedican al escogido del mineral, transporte etc. y debido al ambiente en que se desenvuelven se adaptan fácilmente al trabajo que se le ha encomendado, permaneciendo por tanto, mayor tiempo que los de la mina, mientras que éstos requieren mayor preparación práctica en las perforaciones de frentes, de chimeneas, de piques, de tajos, además de que alguno de ellos tienen que ser enmaderadores, tuberos, motoristas o haber sido anteriormente carrilanos, palaneros etc., lo que trae como consecuencia, que no se logren adaptar por completo al trabajo, a excepción de aquellos obreros que se quedan en una determinada sección por reunir ciertas condiciones y facultades especiales para la realización de la función que desempeña.

No obstante que, todos los factores negativos pueden contribuir en el medio en que desarrollan, el obrero peruano, ha demostrado en diferentes regiones del País, sus cualidades peculiares, de ofrecer un mayor rendimiento para las condiciones más difíciles como las de nuestra minería, cuando se encuentra frente a una dirección técnica adecuada y una consideración especial de parte de los

dirigentes de la empresa.

LEGISLACION TRIBUTARIA

Toda la actividad minera, en el yacimiento materia de este proyecto, se desarrolla en conformidad a las disposiciones del Código de Minería de 1950 y su reglamentación, que desde su expedición contribuye en la supervivencia de muchas minas marginales y permite la realización de nuevas inversiones en el campo de la industria minera, no obstante, la situación crítica actual del plomo y el zinc en el mercado mundial de precios.

FISIOGRAFIA

Del estudio detallado, a cerca de la fisiografía de los Andes Centrales del Perú, por Donald H. Mc Laughlin, se deduce que, después de la deposición de los sedimentos mesozoicos se formó una cadena de montañas, la misma que posteriormente fue fuertemente reducida antes que los últimos conglomerados y Sapas Rojas del Terciario se depositaran. Posteriormente estos sedimentos se deformaron, produciéndose un segundo sistema de montañas, circunstancia a partir de la cual, se conoce con mayor detalle la historia fisiográfica de la región.

EPISODIO PUNA

La erosión prolongada de este segundo sistema de montañas produjo una superficie de relieve suave, llegando apenas a producir una peneplanicie, caracterizándose por sus valles amplios y chatos y pequeñas colinas redondeadas. Como consecuencia de esta erosión, tenemos las punas que se conservan entre los cañones que disecan la meseta y a todo lo largo de las angostas cadenas transversales que separan las corrientes que descienden por las vertientes del Océano Pacífico. Esta peneplanicie fue elevada después, (durante los episodios Junín, Chacra y Cañón) con algunos plegamientos que dieron origen a las grandes fallas.

EPISODIO JUNIN

En primer término se produjo un pequeño levantamiento, seguido de un periodo largo de reposo, que dió lugar al desarrollo de una serie de valles anchos, con pendientes suaves y vertientes laterales tendidas. Esta forma topográfica no está ampliamente representada en la región estudiada, porque, se encuentra ya en las extremidades de la región Norte de la

gran pampa de Junín , cuyo nombre ha tomado esta etapa fisiográfica.

EPISODIO CHACRA.

En forma sucesiva al episodio Junín, tuvo lugar un levantamiento mucho más intenso que sus predecesores, que dió lugar a que los ríos profundizaran sus valles de 300 a 600 metros, en cuyas vertientes laterales tendidas se encuentran hoy, muchas aldeas y terrazas de cultivo que han dado el nombre a esta etapa. Como ejemplo del estado de la zona estudiada se pueden observar en ambos flancos de la región, alledañas al yacimiento que se presenta en este trabajo.

EPISODIO CAÑON.

Como los cañones indican zonas en actual levantamiento, desde luego que los ríos al cortar el cañón, aun no disponen de suficiente tiempo para ensanchar el vaile, lo que ocurre recién cuando el levantamiento orogénico cesa. Actualmente, se puede observar en ambos lados de la zona estudiada, los cañones por donde fluyen los ríos Tusi y Chau-pihuaranga, por sus lados Sur y Norte respectivamente.

ROCAS IGNEAS.

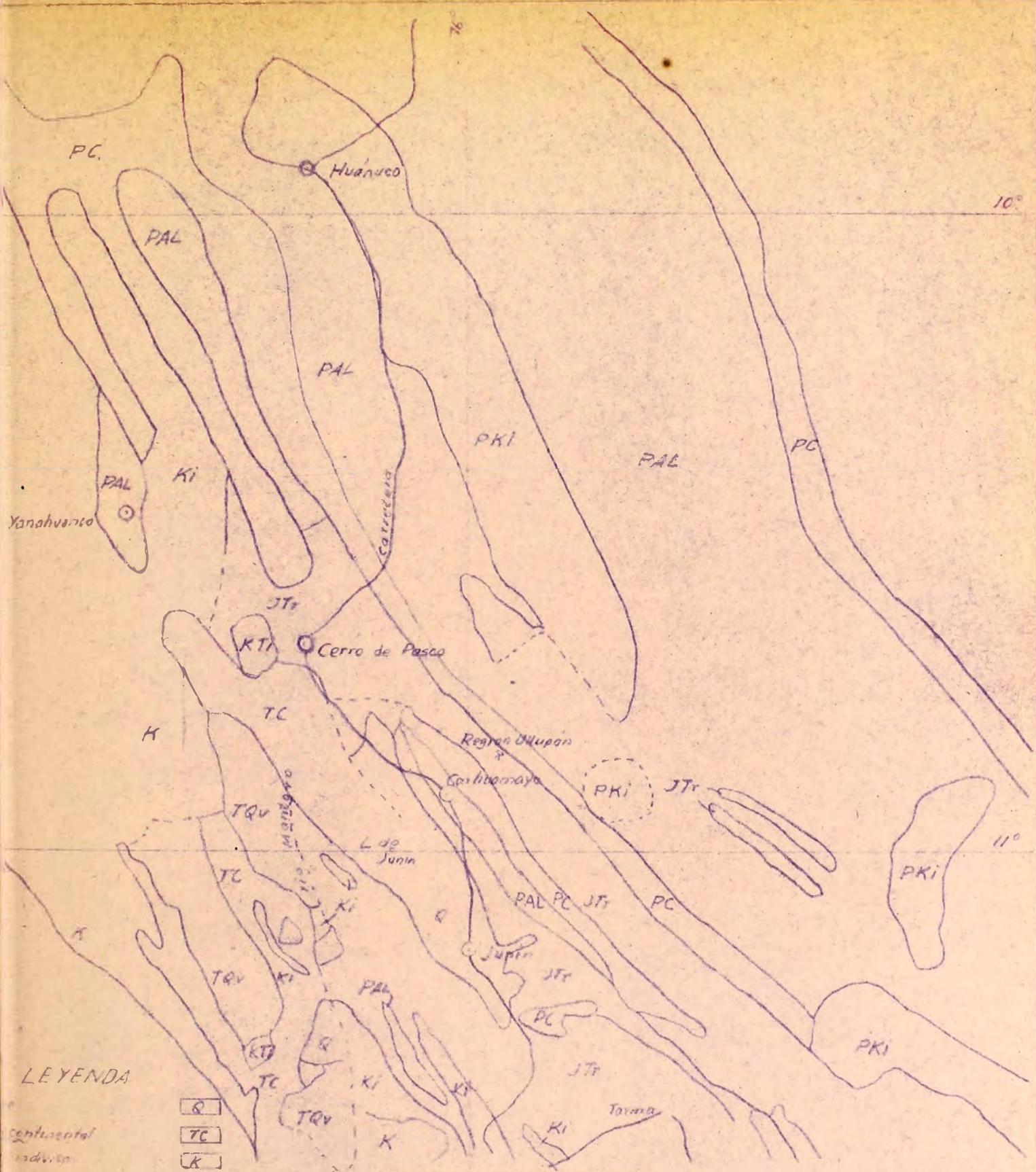
En la zona estudiada, afloran principalmente rocas monzoníticas y dioríticas terciarias. Por el lado Norte del yacimiento mineralizado de Santa Ana, aflora la intrusión de monzonita que alcanza una longitud mayor de 2 kilómetros

Por el lado Sur Este, se presenta grandes masas de granodiorita, interestratificada en las areniscas superiores del valanginiano. Por su mayor resistencia al intemperismo esta roca se encuentra formando los cerros más elevados. No cabe duda de que dicha granodiorita se ha encajado dentro del paquete valanginiano superior, pudiendo verse en algunos sitios del macizo eruptivo, restos de areniscas silíceas digeridas por el magma.

En Alcacocha se ve aflorar únicamente los calcareos del cretácico medio y superior que en dirección a Goyllar o Quisuarcancha, dejan ver debajo las areniscas valanginianas carbonosas. Yendo a Quisuarcancha se distingue claramente cerros bastante elevados, como el cerro Camello, compuesto exclusivamente de diorita, y reposa sobre estratos de esas areniscas a su vez cubierta por ellos. Este hecho, junto con manifestaciones muy claras de la presión ejercida por el magma y la existencia de grandes pedazos de sedimentos no digeridos (visibles también en los cerros de los alrededores de Chahuacochoa, son pruebas irrefutables del carácter intrusivo de la diorita.

Como por otro lado, se distingue hacia el Este de Jogochuccho, las altas cumbres de Wincos, que son también de carácter diorítico, no se puede dudar que la intrusión diorítica produjo el levantamiento constituido por la cadena de cerros que separa las quebradas del Huallaga y Jaro con su continuación septentrional en las de Yanahuanca y Huertas. Esta intrusión termina aparentemente en esta última quebrada denominada también de Huacar, para continuar después en los cerros de Rondón.

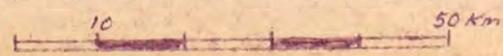
No se puede localizar el foco o centro de la intrusión diorítica y por lo tanto, saber en qué punto corta los estratos.



LEYENDA

- R continental
- TC andino
- K inferior
- Ki Triásico
- JTr jurásico
- PC cretácico inferior
- PAL andino
- TQv terciario - cuaternario
- Kti cretácico terciario
- PKI pre-cretácico

MAPA GEOLOGICO
ZONA CENTRAL DEL PERU
ESCALA APROX 1/1'000'000



ESTRATIGRAFIA Y GEOLOGIA HISTORICA

En líneas generales la columna estratigráfica de la región estudiada es la siguiente:

TERCIARIO

- FORMACION POCOBAMBA: - Conglomerado calcareo Superior?
 - Caliza " Corte Blanco"
 - Caliza Pocobamba
 - Areniscas Rojas y lutitas
 - Conglomerados cuarcitosos
 - Conglomerado calcareo inferior?

CRETACICO

- FORMACION MACHAY: - Miembro Pariatambo
 - Miembro Chulec
- FORMACION GOYLLANESQUIZGA: Arenisca calcarea
 - Arenisca Chontas
 - Capas Bolognesè
 - Arenicas Murucata.
 - Conglomerado Basal.

TRIASICO JURASICO

FORMACION PARI O PUCARA

PERMICO

FORMACION MITU

DEVONICO

FORMACION EXCELSIOR:

Esta columna estratigráfica ha sido descrita por D.H. Me -

Laughlin en 1923 como típica de la zona de Goyllarisquizga.

FORMACION EXCELSIOR

La formación más antigua en Jogochuccho está representada por una serie de lutitas y filitas que afloran y se puede observar en la cumbre de Jogochuccho que va recorriendo de Sur-Este a Nor-Oeste. Estas rocas afloran superyacente a la intrusión monzonítica.

Esta formación es conocida también en Cerro de Pasco y que por su similitud litológica se le ha correlacionado con las lutitas de Morococha. Presenta un carácter esquistoso bien marcado. Su color varía del negro al verde olivo. Su color negro y aspecto carbonoso, acusa un buen contenido de materia orgánica. En su mayor parte se encuentra intensamente plegada y dislocada.

Para terminar, se puede decir que la sucesión estratigráfica en Jogochuccho corresponde a la descrita en muchos lugares de la Cordillera Central, no existen anomalías de importancia sino solamente diferencia de composición litológica y de espesor que no ha sido determinado en la zona estudiada.

D.H. Mobaughlin atribuye estas rocas al Silúrico, mientras que W.F. Jenks las considera del Devónico. Pero, es probable que la sedimentación de estas rocas se efectuó desde el Silúrico hasta el Devónico Medio.

FORMACION MITU

La secuencia estratigráfica es interrumpida en el Perú, durante el Devónico Superior, indicando una Orogénesis Calcedoniana o Arcadiana, reanudándose durante el Mississipiano con sedimentos de origen continental (areniscas con lutitas negras delgadas y con carbón del "Grupo Ambo", no

representadas en el area estudiada). Durante el Pensylvaniano y Pérmico inferior ocurrió una transgresión interna representada en los Andes Orientales del Perú Central por las calizas y lutitas marinas de los grupos " Tarma " y " Copacabana ". Estas rocas, tampoco afloran en la región estudiada.

Un periodo de plegamiento y orogénesis sigue probablemente en el Pérmico Medio, depositándose los sedimentos de origen Continental de la Formación Mitu, que consisten principalmente de areniscas rojas, conglomerados, volcánicos y lutitas.

En la región estudiada, la Formación Mitu, aflora en el extremo S.O. pero en todos los casos se encuentra sobre la Formación Excelsior, formando una discordancia angular. El material de los conglomerados parece haber sido derivado de los sedimentos alterados de dicha formación.

No obstante que el espesor de la Formación Mitu es variable, McLaughlin le atribuye una potencia de 250 metros cerca del pueblo de Mitu.

Steinman, atribuye esta formación al Triásico; Nawel atribuye al Pérmico, lo mismo que B. Boit ha demostrado con bases paleontológicas que esta formación es post carbónico.

FORMACION PARIÁ

La secuencia sedimentaria es interrumpida nuevamente durante el Triásico Inferior y Medio. La transgresión del Triásico Superior formó en el Perú Central las calizas que, tanto Mc Laughlin como Jenks, dieron el nombre genérico de Pucará.

En realidad, la transgresión marina se prolongó hasta el Jurásico Inferior, por lo que se ha estado usando en Cerro de Pasco los nom-

bres de " Calizas Paria ", para la secuencia del Jurásico.

En el presente trabajo se ha adoptado el nombre de " Formación Paria " debido a que la mayor parte de las calizas de esta serie que afloran en la zona estudiada pertenecen al miembro Superior correspondiente al Liásico. Es necesario aclarar, sin embargo, que una división de los miembros Superior e Inferior, basada únicamente en la litología, es prácticamente imposible.

Las calizas Paria presentan un color bruno o gris claro y su característica principal en el area estudiada es que presenta una abundancia de nódulos silicosos ("chert").

Afloramiento de calizas Paria se encuentran frecuentemente en toda la región estudiada. Existen afloramientos en toda la zona Sur materia del presente trabajo.

FORMACION GOYLLARISQUIZGA

Al final del Jurásico y comienzos del Cretácico, avanzó un mar poco profundo , pero, cubriendo extensas areas, depositándose las areniscas y cuarcitas con arcillas subordinadas y mantos de carbón de la Formación Goyllarisquizga .

Mc Laughlin, llamó a esta Formación " Areniscas de Goyllarisquizga- Jatunhuasi ". En el presente trabajo se adopta el nombre de Formación Goyllarisquizga, simplemente por ser ésa la localidad típica de la existencia de esas rocas.

En el distrito de Goyllarisquizga, Mc Laughlin, divide la Formación en las siguientes partes:

- Arenisca Calcareo
- Arenisca de Chontas

- Capas de Bolognesi
- Hilados Superiores de carbón
- Arenisca de Murucata
- Hiladas Inferiores de carbón
- Conglomerado Basal

FORMACION MACHAY

Esta Formación Compuesta por calizas y pizarras es el resultado por el paso gradual de las areniscas de la Formación Goyllarisquizga.

La Formación Machay, aflora en la parte S.W. de la región estudiada, en las cercanías de Goyllarisquizga. En el resto de la región la Formación ha sido completamente erosionada, reposando los sedimentos terciarios directamente sobre la Formación Goyllarisquizga. Mc Laughlin, atribuye a esta Formación una potencia aproximada de 1200 metros.

FORMACION POCOBAMBA

A fines del Albiano o principios del Cenomaniano, comenzó un levantamiento que produjo una considerable erosión de los sedimentos, originando los conglomerados de la Formación Pocobamba. Estos sedimentos reposan en discordancia sobre la Formación Machay o las Areniscas de la Formación Goyllarisquizga, y sobre los sedimentos mucho más antiguos.

Intercalados entre los conglomerados se encuentran lentes de calizas de diferente espesor y extensión, formados probablemente, en cuencas cerradas y de poca profundidad.

Los conglomerados son cascajos bien cementados compuestos de rodados de cuarcita, chert y caliza. El cemento es principalmente calcareo, y algunas veces, consiste también en arenisca y óxido

de fierro.

Los conglomerados de la Formación Pocobamba, se pueden correlacionar con el llamado " Conglomerado de Shuco " de la región de Cerro de pasco.

El espesor de la Formación de Pocobamba, en las proximidades de la laguna Alcacocha, alcanza a 600 metros aproximadamente.

GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La región comprendida entre Goyllarisquizga y Jogochuccho presenta un cambio significativo en el rumbo general de los estratos de N- 20°- 30° W en la parte Sur, a N 50° - 60° W. Esto se puede apreciar por la existencia de una línea de perturbación ocasionada probablemente por una zona de fallamiento transversal que va de Este a Oeste y a partir de la cual se verifica el cambio en la dirección general de los estratos. La falla puede deberse a un plegamiento transversal o al empuje de las intrusiones. Las estructuras anticlinales y sinclinales, han sido afectadas por esta línea de fallamiento transversal. Esta zona perturbada, tiene gran importancia en la prospección de yacimientos como se verá más adelante.

Al Norte de Alcacoche, el anticlinal Vinchuscancha, ha sido desplazado y hundido por la zona de fallamiento transversal aludado en el párrafo anterior.

Hacia el Sur Este, ha sido truncado el pórfido de Ilacsa, que está predominado de granodiorita que reviste en la mayor parte una textura porfirítica y se presenta en forma de una potente masa interestratificada en las areniscas superiores del valanginiano. Por su mayor resistencia al intemperismo, esta roca se encuentra formando los cerros más elevados, tanto hacia Quisuarcancha por el Sur como Vinchos por el Este.

La acción metamórfica del magma diorítico sobre las formaciones estratificadas, no ha sido muy importante como puede verse en los contactos. Esto se debe a que no han sido muy abundantes las soluciones hidrotermales que acompañaron la intrusión como al carácter cuarzoso e inalterable de las areniscas y conglomerados. Se encuentran solamente, distorsiones, plegamientos y manifestaciones de dinamometamorfismo.

GEOLOGIA ECONOMICA

La mineralización en Jogochuccho, está relacionada con el fenómeno de intrusión y tuvo lugar en el terciario. Este fenómeno intrusivo se ha observado no solamente en esta zona estudiada, sino en varios lugares de la Cordillera Central. Estudios de carácter general han establecido que este proceso ha tenido un desarrollo uniforme de actividad ignea y deposición metálica (Lacy 1949). La actividad ignea es representada por una serie de rocas que en composición van desde la diorita a la monzonita cuarcífera y a la andesita y que tomaron stocks y dikes de varios tamaños. La deposición metálica es debida a la diferenciación del magma que en las últimas etapas de este proceso, ha emitido soluciones ricas en plomo, plata y zinc.

En los trabajos efectuados, en la sección de la mina Manuela, se puede observar que las fracturas son tabulares a los sedimentos esquistosos. Estas fracturas, están rellenas a manera de filones dilatados o lenticulares, formando lentejones escalonados. Se cree que son debidas al hinchamiento o dilatación de las rocas esquistosas por la presión transmitida por las soluciones mineralizantes.

Se supone que las soluciones mineralizantes penetraron de SE a NW, siguiendo el rumbo de las fracturas mencionadas anteriormente, encontrando horizontes favorables para la formación de los filones de fisura, en virtud, de la fuerza intrusiva de las aludidas soluciones ubicándose a manera de una cuña y separa las rocas, dando así a la formación o deposición de los minerales como la plata y el plomo que resultan en conjunto, de interés económico, aunque, su alto contenido en zinc no interesa en los momentos actuales por ser marmatita.

GENESIS DEL YACIMIENTO

Las formaciones sedimentarias de la zona, son anteriores al cuerpo intrusivo y no tienen relación alguna con la deposición de los diferentes minerales, como ya se ha dicho anteriormente, este yacimiento es epigenético, y se ha establecido por los estudios minerográficos, realizado en muestras tomadas a diferentes niveles de una misma veta, que la secuencia es del orden pirita, antimonita-plata, blenda y galena.

Se cree que el yacimiento de Santa Ana es hipogénico, o sea que soluciones ascendentes formaron filones ricos en plata que se presenta mayormente en forma de argentita.

El cuerpo intrusivo, ha invadido sobre todo, la parte de las pizarras, filitas y areniscas, pero no ha afectado las calizas. El area que ocupa el intrusivo monzonítico-diorítico terciario es pequeña, comparada con el area de las rocas sedimentarias que son de edad más antigua.

CLASE DE YACIMIENTO

Al efectuar el estudio de la petrología de las rocas en la región, se ve que el intrusivo de monzonita, es posterior a las formaciones, de filitas, calizas y areniscas de la región, de donde se deduce que no existe relación alguna de génesis entre la mineralización y la roca encajonante, de ahí que el yacimiento es epigenético.

El intrusivo a que se hace referencia en los diferentes acápites, es el que ha originado las soluciones mineralizadoras, por lo que, el depósito es hidrotermal del tipo epitermal, según la clasificación

por Lindgren en 1922.

De acuerdo a la clasificación propuesta en Bateman (pags. 396 y 397), se puede decir que el yacimiento es hidrotermal del tipo rellenos de fisuras de tensión.

AFLORAMIENTO Y ENRIQUECIMIENTO SUPERGENICO

En las rocas volcánicas (andesíticas), se observa en una estrecha faja bien alterada y de color gris claro a gris azulado que coincide con el afloramiento de Jogochuccho. Estos afloramientos pertenecen al sistema de lentes y bolzadas de Jogochuccho y Azulmina.

El enriquecimiento supergénico en este sistema de vetas no tiene mucha importancia económica, debido a que en esta zona ha habido muy poca oxidación.

Los afloramientos de los lentes, en la parte Este del cerro Jogochuccho, han tomado un color oscuro debido a la presencia de la pirita y pirrotita en el yacimiento que en la superficie se constituye en sombrero de fierro.

Por el lado Nor Oeste, del cerro Jogochuccho, los afloramientos, que siguen un rumbo al Norte 49° Oeste, sólo aparecen hasta la parte alta de la zona de Azulmina, para desaparecer totalmente por el predominio de formaciones cuaternarias.

No obstante, que estas formaciones cuaternarias han obstaculizado los afloramientos, las perforaciones realizadas en diferentes tramos de esta formación y siguiendo el mismo rumbo del sistema de lentes y bolzadas, han permitido comprobar, con pocos metros de excavación, la prolongación del yacimiento.

FILONES

Del estudio de la estructura y mineralización de la zona de Jogochucho, se ha podido establecer la presencia de dos filones tabulares, además de otros, pequeños y adyacentes a éstos. Por su importancia y ubicación, toman los nombres de San Ana y Manuela.

MANUELA.- La distribución irregular de la mineralización rica, a todo lo largo de la fractura rellena es característica en esta zona. La fractura mineralizada está en la zona de contacto con la roca volcánica. El rumbo de esta fractura es en término medio N 49° W y el recuesto varía entre 55° E y 70° E.

SANTA ANA.- En esta zona, el rumbo de la veta es igual a lo descrito anteriormente, N 49° W, donde la mineralización, a todo lo largo de la fractura rellena, se presenta muy rica en plata, encontrándose lentes que alcanzan hasta 400 onzas por T.C. en lotes de mineral bruto escogido a mano. La veta es más parada de 80° E a 86° E, diferenciándose de la anterior por ser más rica en plata y contener un gto grado de porcentaje en antimonio que alcanza hasta 16 % en los minerales seleccionados a mano. También acá, la fractura mineralizada está en contacto con la roca volcánica. El relleno se ha producido en un ancho que varía de 20 a 25 metros, con concentraciones de lentes de mineral rico en plomo, plata, blenda marmatítica.

MINERALIZACION DE LA BOLZADAS Y FILONES

Los minerales principales son la galena, argentita, blenda con cantidades secundarias de chalcopirita. La ganga está formada por sílice, pirita, pirrotita y calcita. En el lado norte del cerro Jogochuccho y Azulmina, donde se ubica la mina Santa Ana, se encuentra plata nativa y rosicler (ruby silver) como producto de oxidación, la ganga es lutita. La textura de los minerales es de grano medio. La argentita es microscópica y relacionada con la galena y antimonita. El cuarzo cristalino es muy raro. Entre los minerales de ganga, el sulfuro de fierro, es abundante en forma de pirita y pirrotita, ambos se presentan al estado cristalino y cristalizado.

MINERALES DE PLATA

ARGENTITA .- (SAg_2) se encuentra en pequeñas cantidades y completamente asociado con la galena y blenda.

PIRARGIRITA.- (S_3SbAg_3) se encuentra en los filones acompañando a la galena, pirita y blenda.

PROUSTITA \rightarrow (S_3AsAg_3) se presenta en las mismas condiciones de la pirargirita.

MINERAL DE PLOMO

La galena (SPb) cristaliza en el sistema cúbico y se encuentra en cubos, en agregados laminares y en masas compactas, se encuentra asociada con la blenda con la antimonita y con los minerales argentíferos.

MINERALES DE ZINC

BLENDA O ESFALERITA.- (SZn) cristaliza en el sistema cúbico y se presenta en cristales rombododecaédricos, tetraedros y exaedros combinados y deformados. También se presenta en agregados laminares irregulares de fácil clivaje, este el caso de la blenda rubia. Se puede apreciar las dos variedades de blenda: la blenda rubia que contiene menos del 10% de fierro y la marmatita que contiene más del 10 % de fierro. A simple vista o sea macroscópicamente, se puede deducir el predominio de la blenda marmatítica sobre la blenda rubia.

SMITHSONITA .- (So_3Zn) este mineral que es el resultado de la descomposición de la blenda que siempre va asociado a la galena no se presenta con generalidad en este yacimiento.

MINERALES DE COBRE

CHALCOSITA.- (Scu_2) se encuentra diseminado a manera de una película sobre los otros minerales.

CHALCOPIRITA.- (S_2CuFe) este el mineral más importante de cobre que se tiene en este yacimiento. Se presenta en formas botroidales y en diseminados.

ENARGITA .- (S_4AsCu_3), se presenta asociado con los minerales sulfurados de cobre, con la pirita la pirrotita y el antimonio.

TETRAHEDRITA.- $(Cu, Fe, Zn, Ag)_{12} Sb_4 S_{13}$, se encuentra asociado con la chalcopirita, pirita, galena y siderita. Se tiene la variedad altamente argentífera que es la freibergita.

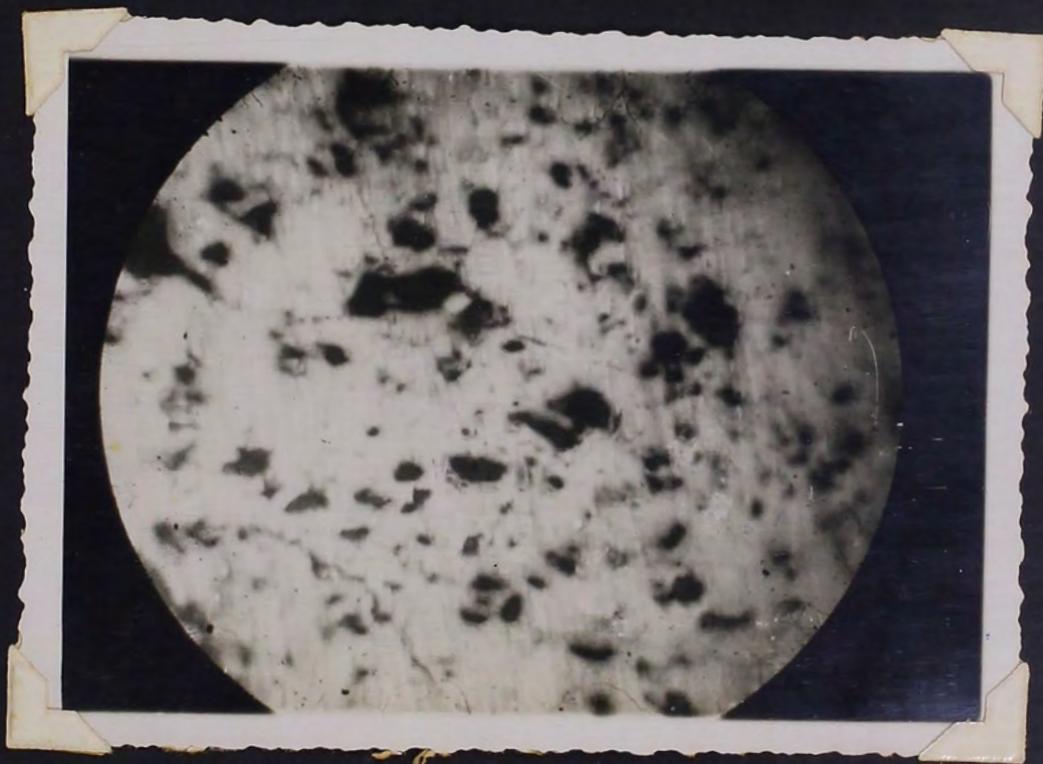
ANTIMONITA .- $(S_3 Sb_2)$, se encuentra asociado con la galena, presentándose ocasionalmente en cristales con rayado casi horizontal en pequeñas pirámides.

MINERALES QUE SIRVEN DE RELLENO

A LAS BOLZADAS Y FILONES

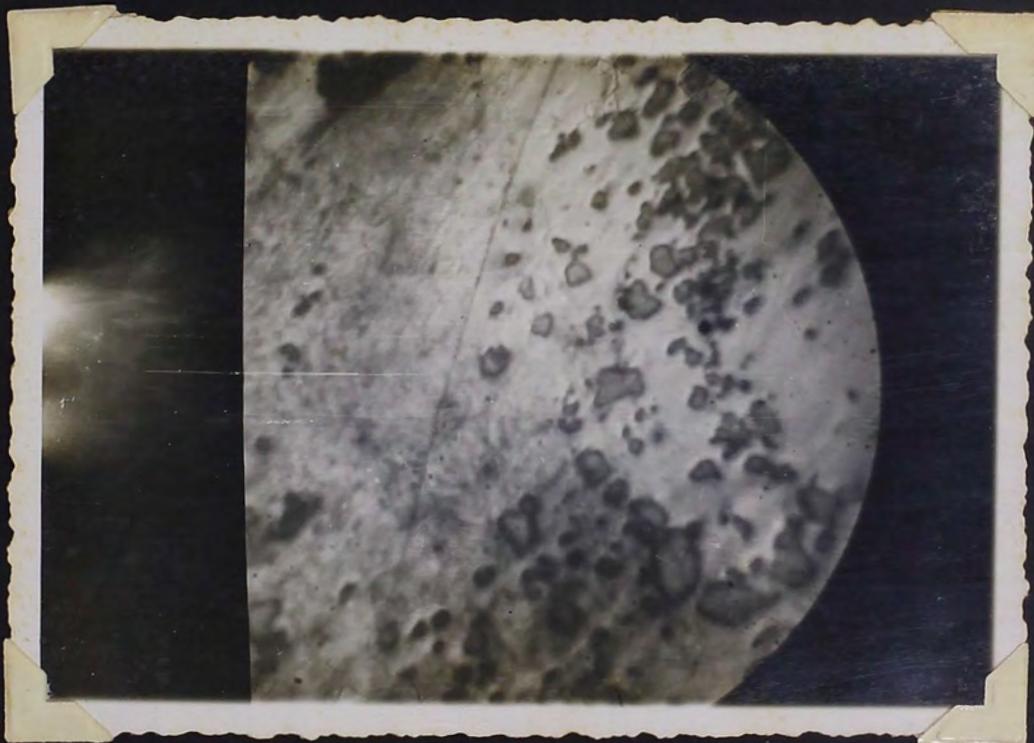
Pirita	$(S_2 Fe)$
Baritina	$(So_4 Ba)$
Calcita	$(Co_3 Fe)$
Cerusita	$(PbCo_3)$
Pirrotita	(SFe)
Estibina	$(S_3 Sb_2)$

Todos estos minerales, son los que en cantidades apreciables se presentan rellenando los filones y bolzadas del yacimiento.



Nº 1

MICROFOTOGRAFIA DE UNA SECCION PULIDA
DE UNA MUESTRA DE ANTIMONITA.



Nº 2

MICROFOTOGRAFIA DE UNA SECCIÓN PULIDA
DE UNA MUESTRA DE ANTIMONITA

Estudio minerográfico de las muestras sacadas del filón:

Muestra N° 1

Luz natural:

Pirita.- Color amarillo latón, reflexión fuerte.

Antimonita.- Color amarillo, reflexión fuerte.

Luz polarizada:

a) Con un Nicol.-

Pirita.- Color amarillo bronce, reflexión regular, textura granular, clivaje anhedral.

Antimonita.- Color gris amarillento y azulado, reflexión regular, textura maciza.

b), Con Nicoles cruzados.-

Pirita.- Color amarillo claro, reflexión muy baja. Extinción completa, isotrópica.

Antimonita.- Color gris azulado, reflexión muy baja, pleocroica a azul verde amarillo claro, poca extinción, anisotrópica.

Luz oblicua.-

Pirita.- Color amarillo latón, reflexión interna amarillo brillante.

Antimonita.- Color opaco, reflexión interna amarillo rojizo brillante.

Muestra N° 2.-

Luz natural.-

Antimonita.- Color amarillo, reflexión fuerte.

Luz Polarizada.-

a) Con un Nicol.- Color gris amarillo débil y azulado, reflexión regular, textura maciza, partes prismáticas.

b) Con Nícoles Cruzados.-

Color gris azulado, reflexión muy baja, pleocroica, azul verde amarillento, extinción regular, anisotrópica.

Luz Oblicua.-

Color opaco, reflexión interna amarillo rojizo.

Muestra Nº 3.-**Luz Natural.-**

Blenda.- Color gris blanco, reflexión regular.

Galena.- Color blanco amarillo débil, reflexión baja.

Luz Polarizada.-**a) Con un Nicol**

Blenda.- Color gris blanco amarillo claro, reflexión muy baja, textura granular.

Galena.- Color blanco claro, reflexión baja, clivaje perfecto, estructura triangular.

b).- Con Nícoles Cruzados.-

Blenda.- Color blanco gris, reflexión muy baja. Extinción completa, isotrópica.

Galena.- Color blanco gris azulado, reflexión muy baja, extinción

si6n completa, isotr6pica.

Luz oblicua.-

Blenda.- Color opaco, reflexi6n interna marr6n rojizo.

En resumen.- En todo el fil6n el mineral que se form6 primero es la pirita, luego la antimonita juntamente con la plata, despues la blenda y por 6ltimo la galena, es decir estas soluciones han sido ascendentes de origen hipogen6stico. En el microscopio la plata no se v6 aislada, es posible que se encuentra isomorfa o intimamente asociada con el antimonio. En cambio, en la muestr N9 3 la galena es argentifera, porque, los colores 6pticos son azul intenso con variaciones en blanco.

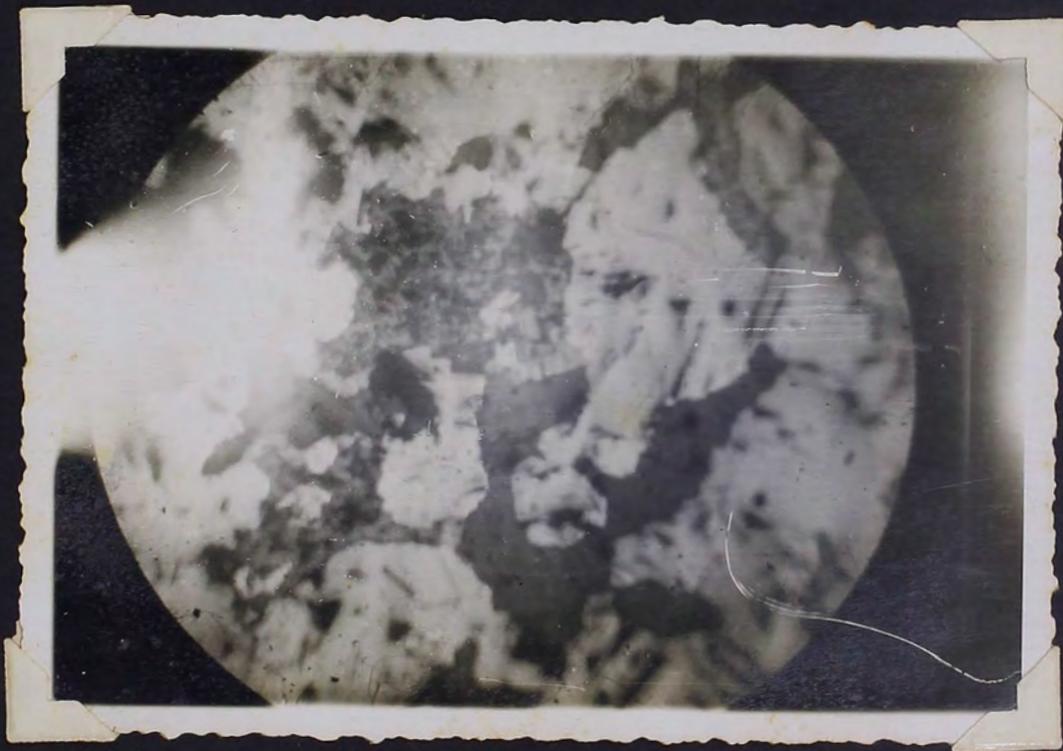
La parag6nesis es la siguiente:

Pirita

Antimonita-plata

Blenda

Galena.



Nº 3

MICROFOTOGRAFIA DE UNA SECCION PULIDA
DE UNA MUESTRA DE GALENA.



Nº 4

MICROFOTOGRAFIA DE UNA SECCION DELGADA
DE UNA ARENISCA

PETROLOGIA

En el estudio microscópico realizado en rocas tomadas de las encajonantes del yacimiento, se ha establecido que se trata de areniscas originadas por la desintegración de las rocas ígneas, tal es así que se ve la presencia de los feldespatos (plagioclasas). En el caso de la clorita, muscovita y cerecita, provienen de la alteración de los minerales máficos de la roca ígnea (hornblenda y biotita).

PETROGRAFIA

Estas rocas, contienen: granos gruesos anhedrales y clásticos, subangulares y angulares de cuarzo abundante, algunos con extensión ondulada en forma muy rara y pequeñas inclusiones de feldespato dentro del cuarzo, (cuarzo formación posterior al feldespato).

En una cantidad menor del 5 % aparecen granos gruesos clásticos angulares y subangulares de plagioclasa sin alteración con macla polisintética posiblemente del tipo oligoclasa.

También se tiene ortosa con la tectura de pertita (con disseminación de albita dentro de la ortosa). Igualmente se tiene cristales gruesos subanhedrales de muscovita, epidota, minerales opacos,

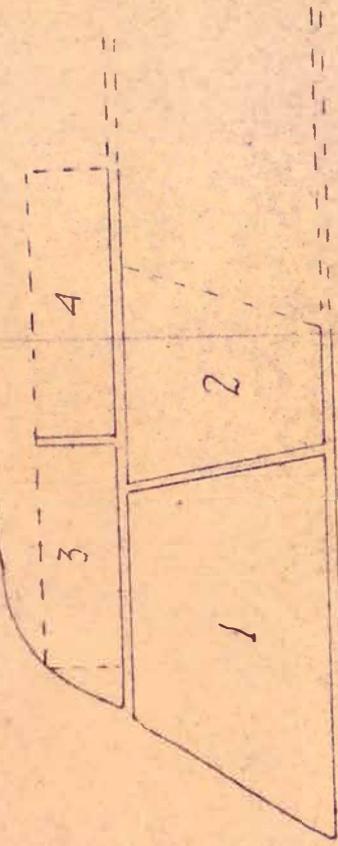
Los granos mencionados anteriormente están cementados por un compuesto de microcristales de feldespato y cuarzo con disseminación de cerecita, muscovita, clorita y pequeña cantidad de óxido de fierro.

En resumen, por todo lo expuesto anteriormente, la roca encajonante es arenisca de origen sedimentario.

MINA SANTA ANA DE TUSI

PLANO DE CUBICACION

ESCALA 1:500



5100 E

5000 E

5000 N

5100 N

CUBICACION

La cubicación para este proyecto, solo se ha efectuado en la zona de Santa Ana, en sus niveles N 500, y N450, no se consideran las vetas de Manuela, San Gregorio, que poseen los mismos propietarios de esta mina.

Por lo que la mina no se encuentra muy desarrollada, solo se han cubicado en dos niveles, divididos en cuatro blocks que llevan los números (1), (2), (3), y (4).

Al block número 1 que se le ha dado una forma trapezoidal se le ha muestreado por los tres lados, en canal a todo lo largo de la veta, tomándose muestras en cada 2 mts. en total 110 muestras que nos dan los siguientes promedios:

$$\text{Plomo} = 10.62 \%$$

$$\text{Plata} = 38.60 \text{ onz/TC}$$

$$\text{Potencia veta} = 1.56 \text{ mts.}$$

Como este block tiene como bases 60 mts. y 100 mts, y por altura 50 mts. se tiene el volumen:

$$50 \times \frac{(100 + 60)}{2} \times 1.56 = 6,240 \text{ mts}^3$$

Tonelaje:

$$p_e = 3.9$$

$$\text{Volumen} \times \text{Gravedad específica} = 6240 \times 3.9 = \underline{24,336 \text{ Tn.}}$$

En el block número 2, también se han muestreado por los tres lados, a igual distancia que en el primer caso, dándole una forma trape-

zoidal y con los resultados promedios siguientes:

Plomo=11.40 %

Plata = 41.20 onz/TC

Potencia de la veta = 1.61 mts.

Gravedad específica del mineral= 3.9

En este block, se tiene como bases 60 mts. y 30 mts. respectivamente y por altura 50 mts., luego el volumen será:

$$50 \times \frac{(60 + 30)}{2} \times 1.5 = 3,375 \text{ mts.}^3$$

Tonelaje:

$$3,375 \times 3.9 = \underline{13,162 \text{ TM}}$$

En el block N° 3, se han muestreado solamente en dos lados, porque, aquí ya se sale a la superficie y se le ha dado una forma rectangular de 20 mts. y 60 mts. de lado. También en este block, se ha seguido el mismo método de muestreo hechos en los casos anteriores y nos da los resultados promedio siguientes:

Plomo = 9.8 %

Plata = 40.02 onz / TC

Potencia = 1.52 mts.

Gravedad específica = 3.9

Luego:

$$\text{Volumen} = 60 \times 20 \times 1.52 = 1,824 \text{ mts.}^3$$

Tonelaje:

$$1824 \times 3.9 = \underline{7113 \text{ TM}}$$

En el block N^o 4, también se han muestreado solamente dos lados, dándole una forma rectangular de dimensiones 70 mts. y 20 mts. Igual que en los blocks anteriores se ha muestreado por canales con los mismos espaciamentos que nos dan los resultados promedios siguientes:

$$\text{Plomo} = 11.42 \%$$

$$\text{Plata} = 41.20 \text{ onz / TC}$$

$$\text{Potencia} = 1.63 \text{ mts.}$$

$$\text{Gravedad específica} = 3.9$$

Luego:

$$\text{Volumen de mineral} = 70 \times 20 \times 1.63 = 2,282 \text{ mts}^3.$$

Tonelaje:

$$2,282 \times 3.9 = \underline{8,899 \text{ TM}}$$

MINERAL PROBADO:

Hallado el tonelaje y las leyes respectivas de los blocks enumerados anteriormente, se puede apreciar el tonelaje del mineral positivo y probado existente en la mina, que nos servirá para darnos una pauta para la inversión, y este tonelaje es:

$$\text{Block N}^{\circ} 1 = 24,336 \text{ TM}$$

$$\text{Block N}^{\circ} 2 = 13,162 \text{ TM}$$

$$\text{Block N}^{\circ} 3 = 7,113 \text{ TM}$$

$$\text{Block N}^{\circ} 4 = \underline{8,899 \text{ TM}}$$

$$\text{Total mineral probado} = 53,510 \text{ TM.}$$

REGLAS TOMADAS EN CONSIDERACION

Solo se ha cubicado el mineral económicamente explotable de inmediato en las circunstancias actuales.

Se ha considerado como mineral positivo y probado, a aquel que se le ha comprobado su existencia.

Mineral probable es aquel que ha sido inferido del estudio de la naturaleza y características del yacimiento, pero que cae fuera de los límites de seguridad fijados, para la denominación de positivo.

No se han realizado ninguna clase de dilución de leyes a causa de la potencia casi uniforme de la veta y de la mineralización.

RESULTADOS CALCULADOS

	<u>Plata</u>	<u>Plomo</u>
Recuperación	93.062%	88.694 %
Relación de Concentración	4.102	3.908
Concentrados calculados	8.695 kgs.	9.126 kgs.

NOTA: Calculado tomando el promedio de las leyes de concentrado, I y II según pesos de los concentrados obtenidos (Ag. 4,968 K/T. y Pb. 41.53 %).

CONTROL DE OPERACION

Alimentación Molino	7.901	kgs/mta.
Densidad Reboso Clasificador	1.343	grs/litro.
Densidad Descarga Molino	2.585	grs/litro.
Densidad de Relaves	1.040	grs/litro.
Flotación	Plomo I	6.6 - Plomo II 9.8
Tamaño Molienda	+ 100 15;	-100 85
Gravedad específica	4.00	

CONCENTRADOS PRODUCIDOS

Productos	Sacos Nº	PESO DE CONCENTRADOS				LEYES DE METALES			
		Bruto kilos	Húme. kilos	H ₂ O %	Seco kilos	Ag K/T	Pb %	Zn %	Sb. %
Conc. Pb: I	120	9.361	9.241	14.10	7,938	5.100	34	8.30	6.50
Conc. Pb: II	8	598	590	14.45	505	1.804	31.6	19.20	6.62
Totales	128	9.959	9.831	14.11	8.443	4.909	33.89	8.96	6.51

CUADROS ANALITICOS**a) Leyes de Cabeza Calculadas**

Productos	Peso seco kilos	L E Y E S		DISTRIBUCION	
		Ag.K/T.	Pb.%	Ag.%	Sb %
Cab. Calc. (1)	35.665	1.252	9.40	100.00	100.00
Conc.Plomo (2)	8.443	4.904	33.89	92.68	85.22
Relave Ens.(3)	27.222	0.120	1.82	7.32	14.78
Cab. Ensay.	35.665	1.302	11.98	100.00	100.00

NOTA: (1) Peso Real y Leyes Calculadas.

(2) Promedio Calculado Leyes Concentrados I y II.

(3) Peso Calculado y Leyes Compósitos muestras diarias.

b) Leyes de Relaves Calculados.

Productos	Peso seco Kilos	L E Y E S		DISTRIBUCION	
		Ag.K/T	Pb.%	Ag.%	Pb.%
Cab. Ensay(1)	35.665	1.302	11.98	100.00	100.00
Conc.Plomo(2)	8.443	4.904	33.89	89.21	66.90
Relave Calc.(3)	27.222	0.183	5.19	10.79	33.10
Relav.Ensay.	35,665	0.120	1.82	100.00	100.00

NOTA: (1) Peso Real y Leyes Compósitos muestras diarias.

(2) Promedio Calculado Leyes Concentrados I y II.

(3) Peso y Leyes Calculadas.

Con estos datos se hace la selección, cálculo y diseño del equipo. Se consignará la potencia, capacidad y dimensiones básicas del mismo.

CALCULO Y DISEÑO DE LA PLANTA DE CONCENTRACION

UBICACION DE LA PLANTA.-

El terreno elegido para la construcción de la planta de concentración, cumple las siguientes características:

VENTAJAS:

a).- CERCANIA DE LA MINA.- Su ubicación a menos de un kilómetro de distancia de la galería más alejada de la mina, evitará mayores gastos de transporte. Esta es necesaria debido al alto radio de concentración.

b).- AREA SUFICIENTE.- El area de la zona elegida permitirá la construcción del edificio de la planta como para sus posibles ampliaciones futuras, hasta para cuadruplicar el tonelaje previsto, inclusive para la edificación de los locales para los servicios auxiliares como: laboratorio de análisis, bodega, casa de fuerza, balanza, etc.

c).-SITUACION CON RELACION A LOS DEPOSITOS DE RELAVES.- Este factor que algunas veces es decisivo en la selección de la ubicación de la planta, permite pensar en ciertos productos como el relave que, en sí en su mayor parte ya no constituye una reserva económica para la compañía sino una carga que sustrae las utilidades, he ahí la necesidad de ver que, el espacio de la zona elegida sea suficiente, el movimiento de los relaves se haga por gravedad, no perjudique terrenos agrícolas y no sean descargados a ríos que alimentan pueblos o haciendas, que en el caso del presente proyecto, reúne con las condiciones especificadas anteriormente.

d).-MEJOR ILUMINACION NATURAL.- Las condiciones naturales del terreno, con una pendiente del 45 % , impone que la planta a construirse tenga mayor iluminación natural.

DESVENTAJAS:

- a).- **MUROS DE CONTENSION MAS FUERTES.**- La pendiente elevada del terreno obligará construir mayores refuerzos en las tolvas y muros de contención más resistentes.
- b).- **MAYOR COSTO DEL EDIFICIO.**- Para la construcción del edificio requerirá hacer excavaciones que harán incrementar su costo.
- c).- **DIFICULTAD EN EL CONTROL Y SUPERVIGILANCIA DE LAS MAQUINAS.**- La supervigilancia y control de las máquinas, el proceso y las reparaciones del equipo son más fáciles en terrenos con pendiente mínima.

CONCLUSIONES:

- a).- La cantidad de agua necesaria para la planta, existente en la zona y su caída por gravedad; el espacio suficiente para el depósito de los relaves con su consiguiente caída por gravedad y la posibilidad de mayores ventajas para una futura ampliación me permiten recomendar esta zona elegida.
- b).- La no existencia de otro sitio con características similares en los alrededores de la mina justifica la decisión para una producción inmediata, sin mayores inversiones que la necesaria.

CONSTRUCCIONES PARA LA PLANTA DE BENEFICIO

Es conocido y lógico el hecho de que la durabilidad y la calidad de los materiales empleados en la construcción de los edificios para una planta de beneficio se deben hacer de acuerdo al número de años de vida que se estima que tendrá la mina, lo que es muy difícil de predecir antes de hacer un estudio exhaustivo del yacimiento. En el caso presente, la calidad del mineral es muy buena; las reservas, no obstante, que aun no han sido estudiadas totalmente, las existentes, permiten hacer la inversión necesaria para llevar a cabo la explotación en forma eco

rica y ventajosa.

Las fundaciones, tanto de los edificios como de las máquinas se harán de concreto armado; en el caso de las chancadoras y molino de bolasy otras máquinas, se fijarán sobre sus bases mediante pernos anclados en el concreto.

Las estructuras para el edificio de la planta se harán siempre que se pueda de madera, que ofrece ventajas tales como: bajo precio, elasticidad, facilidad para armar y colocar en su sitio.

El techo de la planta será de calamina, los pisos serán de concreto teniendo una ligera pendiente en los lugares donde se trabaja con agua. Para la atención y control de las diferentes máquinas se construirán pisos a una altura tal que permitan al operador ver sin esfuerzo el proceso y poder actuar libremente, y tendrá espacio suficiente para realizar los cambios y reparaciones que sean necesarios.

Los pisos se comunicarán unos con otros mediante escaleras que serán también de madera y con la amplitud suficiente para que el obrero pueda pasar por ellas llevando herramientas o repuestos.

Para la iluminación, principalmente nocturna se instalará un circuito a bajo voltaje, de preferencia de 110 voltios y se emplearán lámparas fluorescentes.

SELECCION DEL EQUIPO

CONSIDERACIONES GENERALES:

Como cuestión previa de todo diseño de planta se ha preparado el flow-sheet, el cual ha sido sometido a un estudio exhaustivo en todas sus etapas. También se ha considerado necesario haber calculado las máquinas a emplearse, consignando su tipo, número, capacidad y potencia.

Igualmente, las cantidades de mineral, agua y reactivos en cada etapa del proceso. También se ha escogido las posiciones definitivas que ocuparán.

En esta parte se tratará de encontrar el flow-sheet que conviene y las máquinas con las características más adecuadas al caso presente.

Debe haber conciliación entre las leyes de los concentrados y la recuperación que se quiera obtener, sobre el particular, se muestra en un cuadro separado que se ha escogido leyes no muy altas para obtener así buenas recuperaciones.

La trituración se llevará a cabo en una chancadora de mandíbulas Denver tipo "H" de 10"x 16", alimentación forzada, completa con cuerpo de acero reforzado excéntrica de acero descansando sobre rodajes anti-fricción, muelas reversibles de acero al manganeso, cuñas laterales de acero con aleación especial, puente de seguridad, transmisión de poleas, una de cara plana y otra de cara acanalada, para uso de faja en "V", motor eléctrico de 1200 R.P.M., trifásico 220/440 voltios, 60 ciclos.

La molienda, en un molino de bolas Denver de 5' \varnothing x 5' largo (medidas tomadas del espacio libre interior con los liners instalados) con cabezales de acero manganeso reforzado, fundidos en una sola pieza, chaquetas endurecidas, de defensa para los trunnions de alimentación y descarga, chaquetas de acero al manganeso, cucharón de alimentación tipo combinación de tambor de 42" de radio, pernos, tuercas y volandas para el montaje de las chaquetas, poleas de transmisión en "V", motor eléctrico de 750 R.P.M. trifásico, 60 ciclos, 220/440 voltios con su arrancador primario y secundario. La molienda se efectuará en circuito cerrado con un clasifi-

cador mecánico en espiral Denver de 36" \varnothing x 17' 0" de largo.

Es indudable que el método más ventajoso de separación es el de flotación, aumentando su rendimiento por el uso de la celda unitaria después del molino de bolas.

Los concentrados serán al final espesados y filtrados.

Los relaves del circuito de cinc pasarán por una mesa vibratoria antes de ser llevados al depósito de relaves.

ALMACENAMIENTO DE MINERAL

Es necesario asegurar un ritmo uniforme de alimentación a la sección de chancado de minerales. La capacidad de las tolvas de almacenamiento de mineral, están acondicionadas por el grado de regularidad de abastecimiento desde la mina, si estas son buenas será necesario menor capacidad de almacenamiento. También pueden influir las condiciones climáticas, por ejemplo en el caso de fuertes nevadas que interrumpen el abastecimiento por hacer intransitable la vía. En la mina de la que me ocupo en este trabajo se tiene condiciones de uniformidad por lo que la capacidad de las tolvas será de 24 horas, o sea de 50 toneladas. La tolva será del tipo de fondo inclinado provisto de parrillas de rieles con separación de 5'.

CALCULO DE LA SECCION TRITURACION

La mayoría de las plantas de trituración y molienda se han basado sólo en observaciones empíricas y dándole poca importancia a la teoría. Ultimamente se han desarrollado valiosas teorías como la "THIRD Theory Of Comminution" introducidos por F.C. Bond, la que es de extensa aceptación y comprobada exactitud, y que establece que el trabajo requerido para reducir un mineral de un tamaño inicial a un tamaño final es directamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de la partícula obtenida.

La unidad de medida está en la tercera teoría de trituración de " Work Index " (W_i) que es el trabajo en kilowatio-hora por tonelada requerida para reducir de un tamaño teórico infinito a un producto 80 % malla -100 micrones, lo que equivale a 67 % malla -200.

El trabajo total (W_t) es el número de kilowatio-hora requerido para reducir de un tamaño teóricamente infinito a 80 % de producto a la malla designada de d en micrones.

Para el cálculo de las instalaciones de trituración y / o molienda el Work Index debe ser determinado mediante pruebas de laboratorio de trituración o molienda, o por datos de operación aprovechables. Existen pruebas tabuladas y experiencias de valores de work index para diferentes minerales , los cuales pueden usarse en forma aproximada, o para mayor seguridad la Allis-Chalmers, tiene laboratorios que realizan estas pruebas para los interesados, para lo cual se requiere enviar muestras del mineral con un peso mínimo de 50 libras.

Un mineral normal de fragilidad y tenacidad promedio, tiene el mismo Work Index para todo el rango de la trituración desde la primaria hasta la molienda fina. Estructuras heterogeneas como vetas, fracturas parcialmente formadas debido a explosivos y otros que presentan zonas de debilidad incrementan la facilidad de rotura y reducen el Work Index en los rangos situados por encima del tamaño de separación de la estructura.

El trabajo invertido en KWH por T.C. se calcula a partir del Work Index, tamaño del grano del mineral alimentado (F) y tamaño del grano del producto (P) ; por la fórmula:

$$W = W_i \left[\frac{(\sqrt{R} - 1)}{\sqrt{R}} \right] \sqrt{\frac{100}{P}}$$

$R = F / P =$ Radio de reducción

F y P se expresan en micrones.

TRITURACION PRIMARIA

Para esta sección se tendrá:

$$W_1 = 11.5$$

$$F = 5'' = 127000 \text{ micrones (Tamaño de la partícula igual al 80 \% del gape)}$$

$$P = 1'' = 25400 \text{ micrones}$$

$$R = F / P = 127000 / 25400 = 5$$

$$\sqrt{R} = \sqrt{5} = 2.23$$

luego:

$$W = W_1 \left[\frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}} \right] \sqrt{\frac{100}{P}} = 11.5 \left[\frac{2.23 - 1}{2.23} \right] \frac{10}{159} = 0.398 \text{ Kwh/ton}$$

$$\text{H.P.} = 0.398 \times 1.34 = 0.533 \text{ H.P.}$$

La trituración se realizará en una guardia de 8 horas de las cuales se destinará una hora para operaciones de limpieza, siendo por lo tanto, 7 horas de trabajo neto de la chancadora.

La capacidad de la chancadora es:

$$50 / 7 = 7.15 \text{ T.C./hr, aproximadamente}$$

$$\text{Potencia consumida: } 0.53 \times 7.15 = 3.78 \text{ H.P.}$$

La potencia del motor a adquirir debe tener un 125 % de exceso sobre la potencia consumida, por seguridad, para el arranque, en caso de estar la chancadora llena de mineral.

Motor:

$$3.78 \times 2.25 = 8.5 = 9 \text{ H.P.}$$

TOLVA DE MINERAL TRITURADO

Para almacenar el mineral procedente de la chancadora y para ser alimentado en forma uniforme al molino se necesita una tolva. En este caso, voy a elegir tolvas de concreto con descarga en la base, con capacidad para las 24 horas e sea 50 T.C. con una densidad de mineral de 100 libras/pies³ el volumen de la tolva es de:

$$50 \times 2000 / 100 = 1000 \text{ pies}^3$$

Tomando una tolva de 10' de alto por 10' de ancho resulta un largo de 10' , con su compuerta de descarga y su alimentador.

La pared y el fondo estarán hechos de concreto reforzado con fierro. La mezcla de concreto para las paredes será de 1 : 2 : 4 y para las fundaciones de 1 : 2 : 6.

ALIMENTADORES

Es necesario el alimentador para asegurar el flujo uniforme del mineral. Se colocará para alimentar el mineral chancado al molino de bolas de capacidad de:

$$50 / 24 = 2.08 \text{ T.C./ hr}$$

Según el catálogo de la Denver el más próximo es el de 18" de ancho por 10' de distancia entre centros, de carga regulable, tipo " Adjustable Stroke Feeder " , con mecanismo de ajuste compuesto de excéntrica, brazo elevador, ajustador manual de golpe, rueda de fricción .

CALCULO DE LA SECCION MOLIENDA

MOLINO DE BOLAS :

$$\text{Capacidad: } 50 / 24 = 2.1 \text{ T.C. /hr}$$

Vamos a calcular un molino de bolas para moler mineral de 1" a 65 % malla -200, en circuito cerrado con un clasificador mecánico.

El Work Index es el mismo que se utilizó en el cálculo de la sección trituración, o sea $W_i = 11.5$.

$$F = 1" = 25400 \text{ micrones.}$$

$P = 65\%$ malla -200, que equivale a 80 % de grano menor de 100 micrones, aproximadamente.

$$R = \frac{F}{P} = 25400 / 100 = 254$$

$$\sqrt{R} = \sqrt{254} = 15.9$$

Reemplazando estos valores en la fórmula:

$$W = W_i \left[\frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}} \right] \sqrt{\frac{100}{P}} = 11.5 \left[\frac{15.9 - 1}{15.9} \right] \frac{100}{100}$$

$$W = 10.77 \text{ Kwh /TC}$$

Potencia:

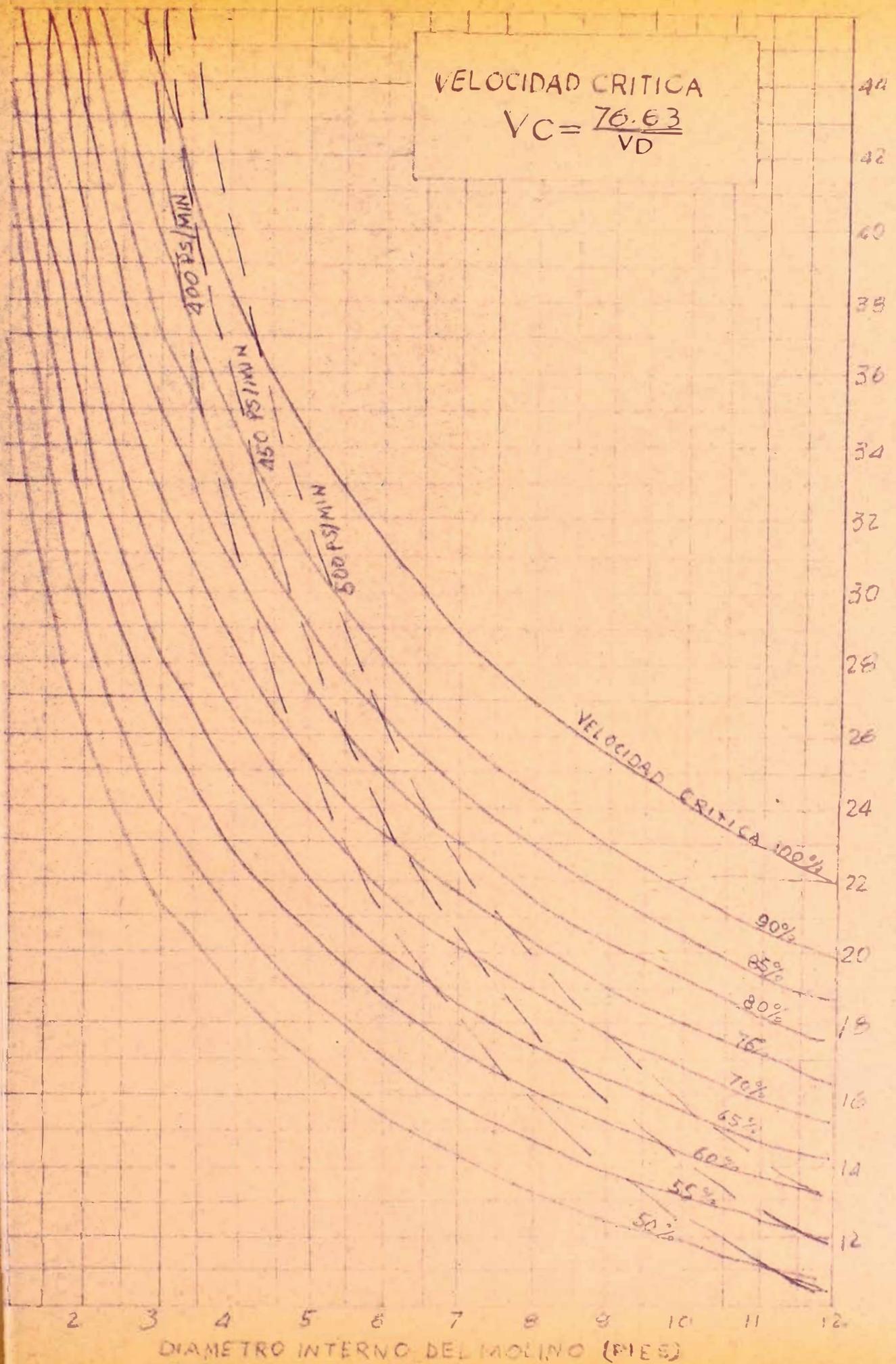
$$10.77 \times 1.34 \times 2.1 = 30.5 \text{ H.P.}$$

Con este valor vamos al catálogo "Grinding Mills" de Allis Chalmers y vemos que el molino de bolas indicado es el Denver de 5' Ø x 5' largo (medidas tomadas del espacio libre interior con los liners instalados).

La potencia hallada, aparentemente no tiene factor de seguridad, pero, existe, como puede apreciarse del hecho que a mayor diámetro de molino se requiere menor potencia por tonelada de mineral como puede observarse en el gráfico, tomado para un mineral duro, pero, con un consumo

VELOCIDAD CRITICA

$$V_C = \frac{76.63}{\sqrt{D}}$$



DIAMETRO INTERNO DEL MOLINO (PIES)

muy similar al que se proyecta en esta mina.

VELOCIDAD DE OPERACION

Los molinos operan a velocidades comprendidas entre 55 % y 85 % de sus velocidades críticas.

VELOCIDAD CRITICA. -- Es el menor número de revoluciones por minuto (R.P.M.) necesario para centrifugar una partícula infinitamente pequeña pegada al ferro interno del molino.

Los molinos de pequeño diámetro operan a mayores velocidades. Para este molino que es de tamaño pequeño tomaremos el 80 % de su velocidad crítica.

La velocidad crítica se calcula mediante la fórmula:

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{D}} = \frac{76.63}{\sqrt{5}} = 35$$

V_c = Velocidad crítica en R.P.M.

D = Diámetro interno del molino en pies.

VOLUMEN Y PESO DE LA CARGA MOLIENTE

El porcentaje (% V) del volumen total del molino, ocupado por la carga moliente, lo hallamos por la fórmula:

$$\% V = 113 - 126 \sqrt{Q/D}$$

D = Diámetro interno en pies = 5 pies

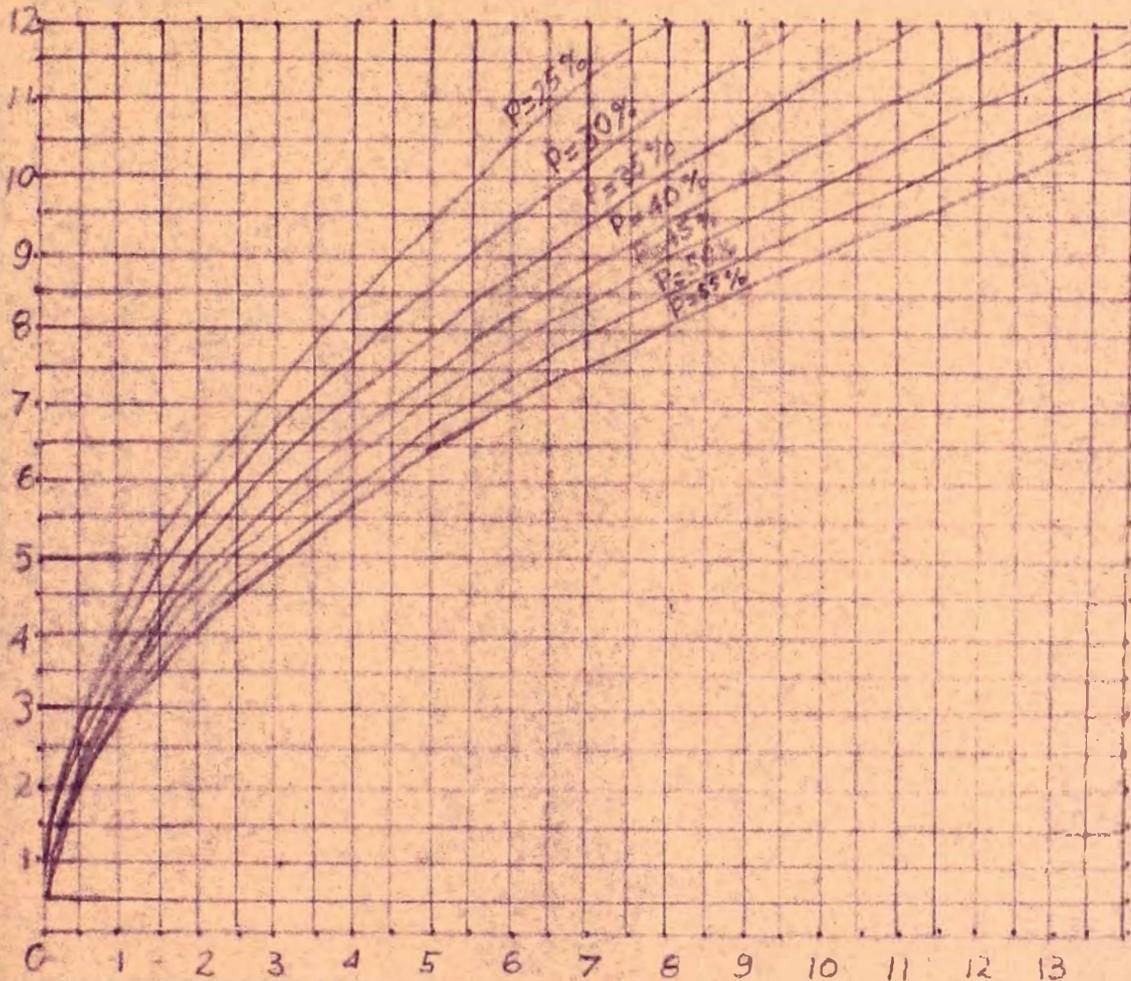
Q = distancia en pies de la parte interna superior del molino a la parte superior de la carga de bolas (debe ser menor que $3/4 D$).

$$\% V = 113 - 126 \times \left(\frac{0.62 \times 5}{5} \right) = 35 \%$$

5

Con este valor vamos al gráfico y encontramos el peso de la carga de bola en miles de libras por pie de longitud del molino.

GRAFICO PARA ESTIMACION DE LA CARGA DE BOLAS



PESO DE CARGA DE BOLAS (MILES DE LB/PIE DE LONG. DE MOLINO)

$P = 113 - 126 Q/D$ donde:

$P = \%$ del volumen total del molino ocupado por la carga (debe ser mayor de 20 %).

$Q =$ Distancia vertical en pies de la parte interna superior del molino a la superficie superior de la carga de bolas (debe ser menor que $3/4 D$).

$D =$ Diámetro interno del molino, en pies.

SELECCION DEL TAMAÑO DE BOLAS A USARSE.

Esta selección debe hacerse teniendo en cuenta los tamaños de las partículas de alimentación y productos, dureza del mineral, diámetro y velocidad del molino.

El diámetro de bolas (d) en pulgadas debe determinarse por la fórmula empírica:

$$d = \sqrt{\frac{F W_i}{K C}} \sqrt{\frac{S}{D}} \quad \text{donde:}$$

K = 300 para circuito abierto de molino de rodillos

K = 200 para circuito cerrado de molino de bolas

C = % de velocidad crítica

S = gravedad específica = 3.96

$$d = \sqrt{\frac{25,400 \times 11.5}{200 \times 80}} \sqrt{\frac{3.9}{5}} = 4.8'' = 5''$$

Se elige el tamaño comercial inmediato superior.

CONSUMO Y ADICION DE BOLAS

El consumo de bolas se expresa en libras por tonelada de mineral molido. Este varía según el material de que están hechas las bolas, el mineral alimentado, diámetro del molino, velocidad y altura de carga, velocidad de alimentación, densidad de pulpa, superficie de los forros y diámetro de las bolas.

Otra manera más precisa de hallar el consumo de bolas y de revestimiento es expresándolo en libra de metal por Kwh consumido, o viceversa. Esto elimina el efecto de las fluctuaciones de la carga, tanto en cantidad como en sus propiedades físicas. La tabla da valores promedios.

TA BLA DE CONSUMO DE BOLAS Y FORROS

	<u>Kwh / lb de metal</u>	
	húmedo	seco
Trituración primaria	-----	40
Trituración secundaria	-----	30
Hammer mills	-----	5 - 10
Molinos de varillas: varillas	5 - 6	30
Molino de varillas: Forros	30	150
Molino de bolas: bolas	7	35
Molino de bolas: forros	30	175

En nuestro caso, el consumo de bolas será de :

$$31 \text{ Kw} - 24 \text{ hr} / 7 \text{ libra de metal} = 106 \text{ libras} / \text{ día}$$

El consumo de forro de los molinos será:

$$31 \text{ Kw} \times 24 \text{ hr} / 30 \text{ libra de metal} = 24,8 \text{ libra} / \text{ día.}$$

Estos valores son solo aproximaciones. Es difícil asegurar una carga constante, siendo preferible añadir las bolas diariamente que a mayores intervalos de tiempo.

El consumo de forros varía además con el tipo de éstos, y tienen días de vida comprendidos entre 100 y 200, o sea que en promedio deben cambiarse cada seis meses, pudiendo esto modificarse según observaciones en la planta, una vez que ésta esté en funcionamiento.

CEDAZO DE ESPIRAL.-- A la salida del molino se colocará un cedazo de espiral con malla N° 4, para que los productos de malla -4 pasen a la celda unitaria, mientras los de malla +4 vayan junto con las colas de dicha celda al clasificador.

CELDA UNITARIA DE FLOTACION

Su objeto es recuperar el plomo en cuanto sea liberado, evitando innecesaria pulverización posterior, y permite obtener concentrado de alta ley y recuperar el 70 % del plomo total del mineral alimentado, siendo muy conocidas e indiscutibles sus ventajas.

En el catálogo "Denver Unit Flotation Cells" escogemos la celda unitaria Denver Sub-A Flotation Machine No 250 (32" x 32"), completa con caja de planchas de 3 / 16" de espesor, mecanismo vertical de tipo suspendido con tubo de aireación, impulsor y difusor de jebe, fondo de desgaste de jebe, forros laterales de fierro fundido, compuerta de descarga, reductor de velocidad y paletas de espuma, poleas para transmisión de fuerza, fajas en "V" y motor eléctrico de 5 HP, 220/440 voltios, trifásico, 60 ciclos.

CLASIFICADOR

Se utilizará para retirar el mineral presente en tamaños de grano menores de la malla 100, regresando al molino el producto más grueso.

Para la selección del clasificador puede utilizarse gráficos o tablas los cuales dan capacidades basados en minerales de gravedad específica de 2.65, por lo que, para pasar a la densidad de 3.36 se corrige, luego se lee en las tablas para una capacidad de:

$$50 \times 2.65 / 3.36 = 39.5 \text{ Toneladas}$$

Utilizando las tablas del boletín "Denver Cross-Flow Classifiers" escogemos el clasificador espiral Denver de 36" Ø x 17' 0" de largo, completo, con su tanque de planchas de 3/16" de espesor, roladas y soldadas a doble cordón, espiral continuo de planchas forjadas con forros de desgaste intercambiables de fierro fundido endurecido, transmisión acoplada a su

Reductor de velocidad, chumacera sumergida de tipo sellado con setenes internos, rodamientos cónicos y laberintos para grasa con mecanismo de levante del tipo gusano, motor de 3 HP, 1800 RPM, trifásico, 220 / 440 voltios, 60 ciclos.

CIRCUITO DE FLOTACION DE PLOMO

Se utilizarán celdas de flotación de subaereación, que son las de mayor flexibilidad.

Los datos necesarios son:

Tonelaje: 50 / 24

Dilución de la pulpa : 3: 1

Gravedad específica del mineral: 3. 36

Tiempo total de tratamiento(tiempo de acondicionamiento + tiempo de flotación) = 10 minutos.

$$n = \frac{(\text{Ton} / 24 \text{ hr}) (\text{ tiempo de tratamiento en minutos })}{\text{Factor tabulado de tonelaje}}$$

$$n = \frac{50 \times 10}{54.6} = 9.2 \text{ celdas} = 10 \text{ celdas}$$

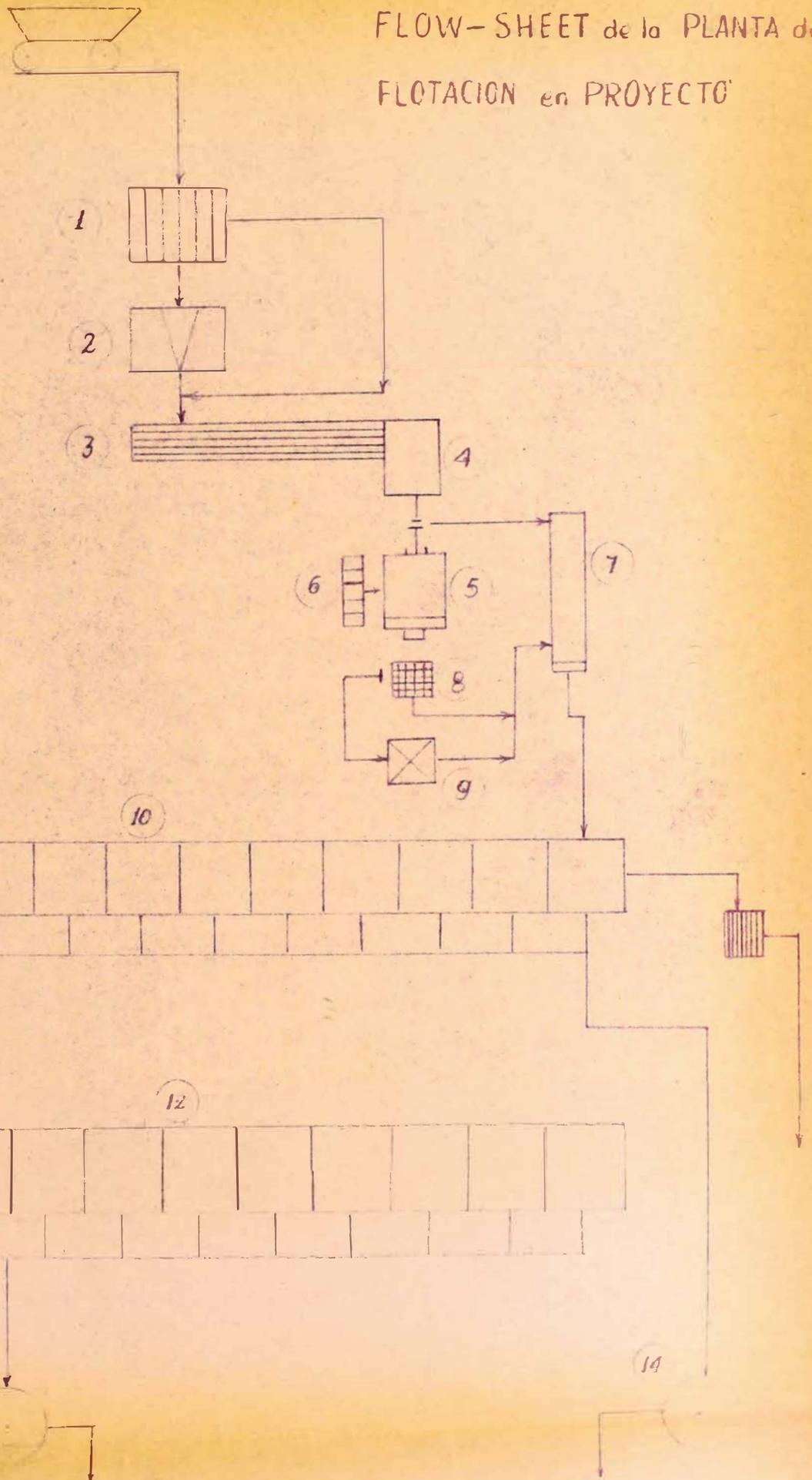
CIRCUITO DE FLOTACION DE ZINC

Los datos son iguales a los del circuito de flotación de plomo, variando solamente la dilución, que en este caso es de 3. 5 : 1, y el tiempo de flotación de diez minutos. El " Factor tabulado de tonelaje " que se halla en la tabla respectiva es de 46. 8

Luego:

$$n = \frac{50 \times 10}{46.8} = 10.7 \text{ celdas} = 11 \text{ celdas}$$

FLOW-SHEET de la PLANTA de
FLOTACION en PROYECTO



FLOW-SHEET DE LA PLANTA DE FLOTACION EN PROYECTO

- 1.- Grizzly
- 2.- Chancadora de quijada Denver.
- 3.- Faja transportadora.
- 4.- Pesador automático.
- 5.- Molino de bolas.
- 6.-Alimentador de reactivos.
- 7.- Clasificador
- 8.- Cedazo en espiral
- 9.- Celda unitaria
- 10.-Circuito de Flotación de plomo
- 11.-Acondicionador.
- 12.-Circuito de Flotación de Zn.
- 13.-Alimentador de Reactivos.
- 14.-Espesador de Concentrado de plomo
- 15.-Espesador de concentrado de Zn.

LIQUIDACION DEL CONCENTRADO A MANO (PALLAQUEADO) DE Pb

Pb = 45 %	10.00 ¢ / lb - 2.25 = 7.75
Zn = 10 %	
Ag = 356 onz / TC	120 ¢ / onz
Au = 0.132 onz / TC	35.00 / onz.
Sb = 14 %	

Por T. C. S.

Pb: 45 - 1.5 = 43.5 %

a 95 % : 43.5 x 0.95 x 20 = 826.5 lbs.

826.5 x 7.75 / 100 = \$ 64.05

Ag: 356 onz / TC.

a 95 %: 356 x 0.95 = 338.20 onz / TC

a 120 ¢ / onz: 338.2 x 1.2 = \$ 405.84

Au: 0.132 onz / TC. a 96.75 %

: 0.127 onz a US \$ 35.00 \$ 4.44

VALOR BRUTO \$ 474.33

DEDUCCIONES:

Maquila por T.C.N.S. US \$ 32.50

Cláusula de jornales:

Actual US \$ 2.659

Base Us \$ 2.441

0.218

0.218 x ¢ 6 1.31

Castigo Sb:

8 % a US \$ 0.5 4.00 \$ 37.81

VALOR NETO por T. T. US \$ 436.52

PROYECTO DE EXPLOTACION

DESARROLLO EFECTUADO.-

Se ha podido apreciar por la descripción topográfica de la zona estudiada, la facilidad que ésta presta para la explotación de las vetas con salida a la superficie por distintos niveles. Los niveles existentes hasta el momento son:

Nivel	500	de cota arbitraria	0.00	mt.
Nivel	450	de cota \pm	-50mt.	con respecto al nivel 500
Nivel	400	de cota	-100 mts.	" " " " "

El recorrido total ha sido de 300 metros hasta la fecha, habiéndose producido al rededor de 200 T.C. de mineral de alta ley y 15000 T.C. de mineral de baja ley.

El primer nivel que se abrió fue el N-500, el que se reconoció y explotó la veta Santa Ana de Tusi, por su parte más alta, luego, a base de este reconocimiento, fueron proyectados sucesivamente, los niveles, Santa Ana de Tusi propiamente dicho que se encuentra a la cota -50 mts. con respecto al anterior, nivel que ha venido a confirmar la consistencia de esta veta por la continuidad en profundidad de todos los elementos constitutivos de la mena original, tanto en el porcentaje de cada uno de sus elementos valiosos como por la potencia misma de la veta.

Luego, últimamente se abrió el nivel 360 que se encuentra a 140 metros más bajo con respecto al nivel de cota cero, desarrollo que fue proyectado con el exclusivo propósito de reconocer la continuidad en profundidad de la veta rica. Hasta el momento en

en que se llevó a cabo este estudio, sólo se había llegado a tocar la veta de baja ley, en un recorrido de 50 metros de cortada desde la superficie.

PROYECTO DE EXPLOTACION PROPIAMENTE DICHO

Desde que ya está comprobada la persistencia de la mineralización, como se dijo ya anteriormente, se procederá a prepararla para la explotación, para arrancarlo de acuerdo al método que se emplee.

SELECCION DEL METODO.-

El método a escogerse debe englobar los principios de seguridad, eficiencia y economía. Como en todo método de tajeado se hace las operaciones de arranque, extracción y sostenimiento, es necesario tener presente, antes de decidir un método los tres grupos de factores siguientes:

- Factores internos, que dependen de la naturaleza del yacimiento.
- Factores externos, que no dependen del yacimiento; y
- Factores económicos.

Factores internos:

- a) Buzamiento variable entre 65º y 86º
- b) Caja dura y bien definida,
- c) Potencia media, al rededor de 1.5 mts.

- d) presencia de panizo.
- e) el mineral tiende a pelmazarse; y
- f) presencia continua de caballos.

Factores externos.-

- a) Alguna dificultad en el abastecimiento de madera
- b) Falta de continuidad en el trabajo del personal obrero y, por consiguiente, dificultades en la extracción del mineral porque tiende a pelmazarse en el menor tiempo de su exposición en la humedad.

Factores económicos.-

- a) Con la implantación de una planta de fábriación en el mismo yacimiento, a inmediaciones de las galerías de extracción, se facilitaría el transporte del mineral valioso.
- b) Se haría comercial, por el tratamiento por flotación en el mismo yacimiento, todo el mineral de baja ley existente extraído y por extraer de la mina.
- c) Regular riqueza de mineral.

Analizando cada uno de estos factores, podemos decir, que el método más apropiado para esta mina, es el de Corte y Relleno, método, como su nombre lo indica, es el método de tajeado por el cual se arranca el mineral por una serie de rebanadas paralelas a todo lo largo del tajo, y cada vez que se extrae el mineral de una rebanada, entra al tajo una capa de relleno, dejando generalmente un espacio vacío entre el techo del mineral y el relleno, espacio en el cual trabajan los mineros.

DESCRIPCION DEL METODO.-

Para el tajeado en el nivel 500, o sea en la parte más alta del yacimiento, se construirán echaderos a 10 metros de distancia uno de otro, que se levantarán conforme va subiendo el piso del tajo. El relleno necesario para este tajo, se sacará de los costados de la parte mineralizada, ya sea por hundimiento de las cajas, siempre que no ponga en peligro la seguridad del trabajador o por cortadas de relleno en casos de debilitamiento de la roca, pudiendo haber tantas cortadas de relleno como lo exija la seguridad del tajo y la economía de la explotación. El acceso a este tajo se hará por dos caminos, uno construido junto al primer echadero con relación a la superficie de salida a la superficie y el otro construido a 100 metros más al fondo.

Para el nivel 450 ó sea Santa Ana de Tusi propiamente dicho, igual que en caso anterior, se construirán echaderos cada 10 metros de distancia uno de otro que se elevarán también a medida como va elevándose el piso del tajo. El relleno necesario, en igual forma al nivel anterior, se decidirá ya sea por cortadas de relleno o por hundimiento de las cajas adyacentes a la parte rica. Lo mismo que el acceso tendrá que ser por lo menos con dos salidas para prevenir alguna circunstancia de emergencia.

En el nivel 400, que hoy por el momento, es el nivel más bajo de este yacimiento, se adoptarán también la construcción de echaderos del mismo tipo y con igual separación, conservando siempre el tajo por lo menos con dos accesos y el relleno necesario provisto en forma similar a los otros tajos ya anteriormente descritos.

PERFORACION, VOLADURA Y EXPLOSIVOS

La perforación se hará con aire comprimido, usando perforadoras del tipo stoper Ingersoll Rand J-40 y Atlas RH- 656 - 4W, con barrenos cuadrados o exagonales de 1" y 7/8" .

La elección de los explosivos está determinada por consideraciones económicas y su adecuación al fin buscado, por lo que, priman las condiciones de seguridad, costo, resistencia al agua, resistencia al clima local, densidad del explosivo o gases que produce. Tomando en cuenta, el grado de coerción de la roca y el poder disruptor de la dinamita nacional, creo que la más adecuada es la nacional de 60% que viene en cartuchos de 7/8" x 8". Esta dinamita tiene cierta plasticidad que permite rellenar bien los taladros y es de alta densidad, siendo sus gases no muy tóxicos. Para hacer detonar la dinamita se usarán los fulminantes o detonantes ordinarios # 6. Como accesorios del disparo se usarán guías de agua y mechas de seguridad. Los atacadores serán de madera con sus extremos romos.

El tipo de perforadoras a usarse, voladuras y consumo de explosivos, estarán de acuerdo con las peculiaridades de cada una de las diferentes labores a realizarse.

a) Perforación del subnivel de 1.80 x 1.80. mts.

Consideremos como longitud promedio de cada tajeo, 60 mts. Empleando 2 perforadoras con 1.20 mts. de avance se hará 2.4 metros de avance por guardia.

b) Perforación de las chimeneas para los echaderos:

Como se ha dicho, cada tajeo tendría una longitud aproximada de 60 metros. Dejando puentes de mas o menos 5 metros, tendremos 8 echaderos.

Las chimeneas tendrán una sección de 1.20 x 1.50 mt asumiendo un avance diario de 2,40 metros, se necesitarán:

$$\frac{3 \times 8}{2.4} = 10 \text{ días efectivos de trabajo.}$$

c) Pulimento de los puentes:

Como la parte a rebanarse es corta, asumiremos la décima parte de lo que se emplea para perforar las chimeneas de echaderos, o sea, 2 días de trabajo efectivo.

d) Preparación de echaderos:

Consideremos 2 días para colocar las "getas" en los "chutes" con su respectivo armazón, o sea un total de:

$$2 \times 8 = 16 \text{ días de trabajo efectivo.}$$

De esta manera quedará el tajeo listo para la explotación.

e) La perforación del mismo tajeo se hará en gradines invertidos, atacando el bloque a partir de los subniveles y comenzando desde los extremos; dejando además, pilares como medio de sostenimiento.

El bloque se tajeará a todo lo ancho de la veta, empleándose taladros de 5 pies de profundidad.

Cuando se trata de esta profundidad y en roca de dure-

za media, suele darse un espaciamento de $1/2$ a $3/4$ de la profundidad; o sea;

$$1/2 \times 5 = 2 \frac{1}{2} \text{ pies.}$$

Siendo la potencia de la veta $\$ 1/2$ pies, tendremos:

$$\frac{4 \frac{1}{2}}{2 \frac{1}{2}} = 2 \text{ hileras}$$

Para calcular el avance longitudinal por guardia, consideremos 5 horas de trabajo efectivo, o sea 300 minutos; utilizando 4 minutos para perforar 1 pie, se perforará:

$$\frac{300}{4} = 75 \text{ pies}$$

que equivale a: $\frac{75}{5} = 15$ taladros

$$\text{Por cada taladro se avanza } \frac{1}{2} \times 5 = 2 \frac{1}{2} \text{ pies}$$

A lo ancho de la veta hay 2 hileras, o sea

$$\frac{15}{2} = 7 \text{ taladros / hileras}$$

Esto quiere decir:

$$7 \times 2 \frac{1}{2} = 17 \text{ pies de avance / guardia / perforista}$$

El tonelaje de mineral arrancado será:

$$4 \frac{1}{2} \times 17 \times 5 \times 0.0284 \times 3.3 = 35 \text{ T.E. es decir;}$$

35 TC / guardia / perforista.

O sea trabajando 1 guardia con dos perforistas,

tenemos:

$$35 \times 2 = 70 \text{ T.C./ día}$$

Considerando solo el 80%:

$$70 \times 0.80 = 60 \text{ T.C.}$$

Pero, como se debe extraer solo 50 T.C./ día, nos sobran tajeos preparados, que lo reservaremos.

El objeto de la explotación en la primera etapa que, la considero tendrá una duración de dos años, será para efectuar desarrollos y preparaciones para revalorizar la mina, luego, llevado a cabo esta finalidad, se podrá proyectar un aumento en la producción cuadruplicando la de la primera etapa.

SOSTENIMIENTO.-

Durante la explotación se enmaderarán las galerías de transporte y acceso, se usarán puntales en los tajeos si es que el terreno lo determine así, los que serán retirados a medida que la explotación gane altura. Para mantener en buen estado la explotación dejaremos puentes y pilares en los lugares exigidos por la naturaleza del terreno, hasta que se efectúe el relleno.

TRANSPORTE INTERIOR

El transporte interior es uno de los puntos más importantes de la explotación, que en nuestro caso, sólo por esta primera etapa de la explotación, por lo que la distancia más larga del tajeado a la cancha de embarque no pasa de 100 metros, se seguirán usando esos carritos metaleros tipo "cachucha" de 3/4 T.G., que serán conducidos por dos operarios, los mismos que serán cargados directamente desde los

echaderos por gravedad.

Efectuado las prospecciones y desarrollos, en el periodo de dos años y en forma simultanea a la primera etapa de la explotación, y comprobada la revalorización y justificación de las reservas, se podrá pensar en ampliar la producción y modificar el transporte interno, por tanto, en el uso de una locomotora de batería. Para ello se empleará una locomotora de batería que jale 6 carros de 1500 libras de peso, con capacidad para transportar 2500 libras de mineral.

Consideremos los carros provistos de chumaceras de fricción y ruedad de acero, y las líneas en buen estado.

Se explotará 200 T.C./ día, o sea

$$\frac{200}{2} = 100 \text{ T.C. pero consideremos un } 30 \% \text{ más}$$

$$100 + 30 \% = 130 \text{ TC/ guardia}$$

En cada viaje se transportará:

$$\frac{6 \times 2500}{2000} = 7.5 \text{ TC, o sea}$$

$$\frac{130}{7.5} = 18 \text{ viajes/ guardia}$$

Peso del convoy:

$$W_n = N (W_c + W_m); \text{ en la que:}$$

W_n : peso del convoy en TC

W_c : peso del carro vacío en TC

W_m : peso del mineral en TC ; y

N : número de carros en el convoy.

Reemplazando valores tenemos:

$$W_n = 6 (0.75 + 1.25) = 12 \text{ TC} + 50\% = 18\text{TC}$$

Peso de la locomotora:

$$W_L = \frac{W_n (F_c + 20 G)}{2000A - (F_L + 20G)} \quad \text{donde:}$$

W_L : peso de la locomotora en TC

F_c : fricción en los carros, 30 lbs / TC

F_L : fricción en la locomotora, 20 lbs /TC

G : gradiente máxima en %

A : factor de adhesión de la locomotora en %.

Reemplazando tenemos:

$$W_L = \frac{18 (30 + 20 \times 0.6)}{(2000 \times 0.27) - (20 + 20 \times 0.6)} = 1.5 \text{ TC}$$

Peso del tren:

$$W_t = W_L + W_n \quad ; \text{ reemplazando valores:}$$

$$W_t = 1.5 + 18 = 19.5 \text{ TC (con mineral)}$$

$$W_t^v = 1.5 + 7 = 8.5 \text{ TC (vacio)}$$

Esfuerzo tractor:

$$E_n = (W_L \times R_L + W_n \times R_c)$$

Pero, mejor saquemos un factor común de mayor seguridad, considerando

a R_c , que es mayor, como dicho factor común.

$$E_n = W_t \times R_c = W_t (F_c + 20G)$$

Con mineral:

$$19.5 (30 + 20 \times 0.6) = 820 \text{ libras}$$

Vacío:

$$8.5 (30 - 20 \times 0.3) = \underline{204 \text{ libras}}$$

$$E_n = 1024 (\text{ en el peor de los casos })$$

Número de W-h:

$$\frac{L \times E_n}{1760}, \text{ en la que } L = \text{ longitud a recorrer en pies}$$

Consideramos una distancia a recorrer de 2000 pies, teniendo en cuenta avances del futuro.

$$W-h = \frac{2000 \times 1024}{1760} = 1164 \text{ W-h/ viaje.}$$

Pero, son 18 viajes/ guardia, luego serán:

$$1164 \times 10 = 11640 \text{ W-h, es decir}$$

$$11.7 \text{ Kw-h}$$

Tipo de batería:

Para seleccionar el tipo de batería, debemos tener en cuenta:

- Número de Kw-h
- Número de celdas
- Peso de baterías, y
- Peso de la locomotora.

Teniendo en cuenta el número de Kw-h y el número de celdas:

11700	:	26	=	450	W-h/celda	(Tipo A ₁₀)
11700	:	40	=	290	"	(Tipo A ₆)
11700	:	72	=	160	"	(Tipo A ₄)
11700	:	80	=	145	"	(Tipo A..)
11 700	:	88	=	133	"	(Tipo A ₃ B ₆)

Escogeremos entre los tipos arriba señalados; pero, ¿ cual?

Entonces consideremos ahora:

Peso de batería, peso de locomotora y número de celdas.

El peso de la batería será mas o menos el 30 % del peso de la locomotora:

$$3000 \times 0.30 = 900 \text{ libras.}$$

Así:

900	:	26	=	35	libras/ celda	(Tipo A ₈)
900	:	40	=	22.5	"	(Tipo A ₅ - A ₆)
900	:	72	=	12.5	"	(Tipo A ₃ - B ₆)
900	:	80	=	11.3	"	(Tipo A ₃)
900	:	88	=	10.2	"	(Tipo A ₃ -B ₄)

De lo expuesto en los cuadros anteriores, fácilmente se deduce que debemos emplear baterías con 88 celdas del tipo A₃.

Peso de batería:

$$88 \times 12 = 1056 \text{ libras con:}$$

$$88 \times 135 = 11.9 \text{ Kw-h que es lo que se necesita.}$$

Potencia:

$$HP_p = \frac{E_n \times S}{375 \times E_{ff}} ; \text{ donde:}$$

E_n = máximo esfuerzo necesario, en libras.

S = Máxima velocidad, 3 millas / hora ; y

E_{ff} = Eficiencia asumida, 90 %

Reemplazando valores tenemos:

$$HP = \frac{780 \times 3}{375 \times 0.9} = 7 \text{ HP}$$

Rieles:

Los rieles correspondientes, según ASCES, son:

Peso : 16 libras/ yarda

A : 2 3/8"

B : 2 3/8"

C : 1 11/64"

D : 7/32"

Considerando el 90 % de rieles de 20 pies y el 10 % de los rieles de 16 pies. La longitud a recorrer es de 2000 pies.

Longitud del riel = $2000 \times 2 = 4000$ pies

Peso del riel = $4000 \times 16 \times 1/3 = 21,335$ libras

Peso del riel = 9.7 T.L.

Eclisas (planas):

Según ASCES;

E = 3/4"

$$F = 16 \frac{1}{8}''$$

peso de las eclisas: 4-4 libras / par

$$\text{Rieles de 20'} = 4000 \times 0.9 = \underline{3600 \text{ pies}}$$

$$\text{Rieles de 16 pies} = 4000 \times 0.0 = \underline{400 \text{ pies}}$$

$$\text{Rieles de 20 pies} = \frac{3600}{20} = 180 \text{ rieles}$$

$$\text{Rieles de 16 pies} = \frac{400}{16} = 25 \text{ rieles}$$

Total de juntas o pares de eclisas: 205

Peso de eclisas a comprarse:

$$205 \times 4.4 = 902 \text{ libras} + 5\% = 950 \text{ libras} = \underline{0.43 \text{ TL}}$$

Pernos y tuercas:

Según ASCEES

$$G \leq 1/2''$$

$$H = 1 \frac{3}{4}''$$

$$I = 13/16''$$

Necesitamos 4 pernos y tuercas/ par de eclisas.

$$\text{Total} = 205 \times 4 = 820 \text{ pernos y tuercas.}$$

$$\text{Peso} = 820 \times 0.21 = 175 \text{ libras} + 5\% = 185 \text{ libras o}$$

1 cuñete de 200 libras.

Escarpas:

Según ASCEES

$$J = 3 \frac{1}{2}''$$

$$K = 3/8''$$

Espaciamento entre durmientes asumido: 30 pulgadas

Número de durmientes:

$$\frac{2000 \times 12}{30} = 800 \text{ durmientes}$$

Clavando 4 escarpas/ durmientes, usaremos:

Peso:

$$3200 \times 0.16 = 512 \text{ libras} + 10\% = 565 \text{ libras o}$$

3 cuñetes de 200 libras

Durmientes:

$$\text{Largo} = \text{esp. entre rieles} + 2A, + (2 \times 3 ")$$

Reemplazando valores tenemos:

$$\text{Largo} = 20 + 2 (2 \frac{3}{8}) + 16 = 41"$$

$$\text{Alto} = J + 1/4" = 3 \frac{3}{4}"$$

$$\text{Ancho} = 1.375 J = 1.375 \times 3 \frac{1}{2}"$$

Luego, se usarán durmientes de:

$$\underline{4" \times 5" \times 42"}$$

TRANSPORTE EXTERIOR

El transporte exterior, se realizará en camiones volquete, desde las tolvas ubicadas en las puertas de las galerías de explotación hasta las tolvas o tolva de la planta de concentración a instalarse, en una distancia de 1000 metros aproximadamente. La capacidad de la planta de flotación proyectada, determinará que el transporte diario para el abaste-

cimiento de la concentradora sea por los menos de 50 T.C. diarias.

El producto concentrado que se obtenga en la planta de tratamiento, será transportado también en camiones en unos casos, hasta los depósitos del Callao, y en otros solamente hasta Número Tres, para luego embargar en ferrocarril con destino a la Fundiciónⁿ de La Oroya.

EQUIPO NECESARIO

a) Perforadoras.-

Se va a trabajar en dos tajeos, durante todo el periodo de esta primera etapa de la explotación, y como en cada tajeo se atacará en l frente, se requerirá:

2 x 1 =, 2 stopers

Tendremos además en preparación y desarrollos otras dos máquinas.

Para el caso de las Atlas RH - 656, también se necesitarán dos máquina en los trabajos de desarrollo.

A todo ello se debe agregar algunas máquinas de repuesto, para sustituir a las que van en reparación.

<u>Máquina</u>	<u>Explotación</u>	<u>Desarrollo</u>	<u>Reparación</u>	<u>Total</u>
Atlas	0	2	1	3
Stoper	<u>2</u>	<u>2</u>	<u>1</u>	<u>5</u>
Total	2	4	2	8

b) Compresoras:

Lo relativo a compresoras, lo indicaré en el capítulo co-

responsiente a Aire comprimido; su cálculo también será considerado ahí.

En este cálculo sólo consideraré el gasto del aire libre para todas las perforadoras activas, esto es, 4 perforadoras.

En cuanto a su ubicación, estará en la entrada del socavón de cortada (galería más baja).

c) Relleno:

A medida como se avanza el tajeado, se procederá a rellenarlo. Para ello, como había dicho anteriormente se hará por hundimiento de la caja estéril o por cortes laterales de relleno. Demás estaría que indique el recorrido que hará este material hasta cumplir su misión de relleno.

d) Madera:

Para armar los cuadros, se emplearán maderas de eucalipto de las siguientes dimensiones:

Soleras de 6' x 4" x 8", con destajes para dejar una luz de 5 pies.

Postes de 7'1" x 8" (de diámetro)

Sombreros de 5' x 8" (de diámetro)

Tirantes de 4'7" x 5 x 8"

Topes 4'4" x 4" x 6".

e) Varios:

Se instalará un taller que comprenderá la maestranza, carpintería, herrería y alumbrado.

VENTILACION Y ALUMBRADO

Ventilación:

La ventilación se regulará por medio de compuertas y con ventiladoras.

Alumbrado:

En este periodo de explotación, el alumbrado será con lámparas de carburo en un 100 por 100, no obstante que su costo es aproximadamente a \$/ 20.00 por lámpara mes.

AIRE COMPRIMIDO, FUERZA MOTRIZ Y AGUA.

CALCULO DE LAS COMPRESORAS:

Se tiene los siguientes datos:

- Altura sobre el nivel del mar 13500 pies
- Temperatura en mina 60°F
- Temperatura exterior 50°F
- El receptor estará junto a la compresora,
- La compresora estará en la entrada del socavón de cortada
- Tiempo de perforación por guardia 4 horas.
- La presión del aire en las tuberías más alejadas, no será menor que 80 libras / pulg².

Con estos datos calcularemos:

- a) Cantidad de aire por minuto.
- b) Desplazamiento del compresor,
- c) Potencia necesaria,
- d) Capacidad del compresor; y
- e) Diámetro de tuberías.

a) Cantidad de aire libre:

Ya en la sección correspondiente , había indicado que se necesitará hacer trabajar 4 máquinas en total.

El consumo normal de aire por perforadora, según especificación de fábrica, para máquina de mediano peso, que trabaja a la presión de 80 libras/ pulg², necesita 90 pies³/ minuto.

2 Atlas de 150 pies ³ / min	c/u	300 pies ³ / min.
2 Stopers de 120 pies ³ / min	c/u	<u>240 pies³/ min.</u>
Total		540 pies ³ / min.

Considerando el trabajo simultaneo de las perforadoras, tendremos:

$$540 \times 0.55 = 300 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Presión atmosférica:

$$\text{Log } P = 1.168 - \frac{h}{122.4 \times T}$$

en donde:

P: presión atmosférica local, en libras / pulg²

h: altura sobre el nivel del mar, en pies ; y

T: temperatura absoluta local, en R°.

Reemplazando valores tenemos:

$$\text{Log } P = 1.168 - \frac{13500}{122.4 \times 510}$$

$$P = 8.9 \text{ libras / pulg}^2$$

Relación de compresión:

Para P" = 90 libras / pulg² relativa, tenemos:

$$R_{90} = \frac{13500}{8.9} = 11.1$$

Para P" = 80 libras / pulg² relativa, tenemos:

$$R_{80} = \frac{13500}{8.9} = 9.98$$

Considerando en 20 % más, tendremos:

$$V_0 = \frac{300 \times 11.1 \times 1.2}{9.9} = 403 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$V_1 = V_0 \times \frac{\text{libre}}{510} \times \frac{\text{mina}}{520} = V_0$$

$$V_1 = 403 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

A 60°F, que es la temperatura standard.

b) Desplazamiento del compresor:

Para este efecto, consideremos la compresión en dos etapas, por sus conocidas ventajas.

$$P_1 = P_1 \times R^{1/2}$$

Reemplazando valores tenemos:

$$P_1 = 8.9 \times 11.1^{1/2} = 29.3 \text{ libras/pulg}^2 \text{ abs.}$$

El interenfriamiento nunca es perfecto y por lo general se tiene:

$$T_1 = T_1 + 30^\circ\text{F} = 50^\circ + 30^\circ = 80^\circ\text{F}; \text{ y}$$

$$P_1 = 1.08 P_1(\text{teórica}) = 1.08 \times 29.3 = 31.6 \text{ libras/pulg}^2;$$

luego:

$$R = 31.6 / 8.9 = 3.55 \text{ práctica en la primera etapa.}$$

La eficiencia volumétrica, E_v , está dada por:

$$E_v = 8.92 - C(R^{0.78} - 1), \text{ en la que:}$$

E_v : eficiencia volumétrica en %

C : Volumen muerto en porcentaje de la carrera y que usualmente se considera 7 %; y

R : relación de compresión del aire.

Reemplazando valores tenemos:

$$E_v = 0.92 - 0.07 (3.55^{0.78} - 1) = 0.80;$$

$$E_v = 80 \%$$

luego el desplazamiento será:

$$D = \frac{403}{0.80} = 500 \text{ pies}^3 / \text{min.}; \text{ luego}$$

Se comprará una compresora de 500 pies³/min.

e) Potencia del motor necesario.

Para la compresión adiabática de dos etapas tenemos:

$$HP = \frac{2n (P_1 V_1 - P_2 V_2)}{33000 (n - 1)} ; \text{ sabiendo que:}$$

$$V_1 = \frac{V_2}{2.59} = \frac{100}{2.59} = 38.6 \text{ pies}^3$$

Reemplazando valores, tenemos:

$$HP = \frac{2 \times 1.4 \times 144 (31.6 \times 38.6 - 8.9 \times 100)}{33\ 000 (1.4 - 1)}$$

$$HP = 10 \text{ HP} / 100 \text{ pies}^3 / \text{min}$$

Pero, debemos aumentar el poder de los motores calculados para compensar las pérdidas por volumen muerto, fricción y calentamiento. Así, consideremos:

Eficiencia mecánica: 80 %

Eficiencia eléctrica: 90 %

Mayor fuerza necesaria: 30 %

Entonces:

Para la compresora de 500 pies³/ min.:

$$\text{Pot.} = \frac{1.30 \times 5 \times 10}{0.80 \times 0.90} = 90 \text{ HP}$$

d) Capacidad del receptor:

Para este fin, el receptor tendrá una capacidad igual al volumen del aire comprimido por minuto.

$$P_1 V_1 = P_2 V_2$$

$$V_1 = \text{Desplazamiento} \times E_v = 500 \times 0.80 = 400 \text{ pies}^3$$

$$P_1 = 8.9 \text{ libras/pulg}^2 ; y$$

$$P_2 = 98.9 \text{ libras/pulg}^2$$

Reemplazando valores, tenemos:

$$V_2 = \frac{400 \times 8.9}{98.9} = 36 \text{ pies}^3 \text{ de capacidad}$$

e) Diámetro de las tuberías:

Correcciones:

Factor para Q:

$$Q = (460 + 60) : (460 + 50) = 1.02$$

Por altura:

$$C = \frac{8.9}{14.2} \approx 0.62$$

$$\text{Atlas} = (2 \times 150) \times 1.02 = 306 \text{ pies}^3 / \text{minuto}$$

$$\text{Stopers} = (2 \times 120) \times 1.02 = 244 \text{ pies}^3 / \text{minuto}$$

Consid remos, como caso práctico, una caída de presión total de 10

libras/pulg².

Tomaremos en cuenta las siguientes tuberías, que sean las más alejadas durante la explotación:

Tipo A, socavón de cortada: 300 pies
 Tipo B, galería (2 atlas) : 300 pies
 Tipo C, chimeneas y tajeos (Stopers) 300 pies.

En los cuadros de tanteos, que vienen a continuación, tenemos el siguiente índice:

- (1) : Tipo de tubería:
- (2) : Número de máquinas
- (3) : Q total, en pies³/ min.
- (4) : Diámetro nominal de la tubería considerada en pulgadas
- (5) : Factor de Harris.
- (6) : Relación entre el factor de Harris y R (en nuestro caso R es 11.1).
- (7) : Longitud de la tubería considerada (x 1000 pies).
- (8) : Caída de presión en condiciones normales de altura, en libras / pulg².
- (9) : Factor de corrección por altura (en nuestro caso 0.62)
- (10) : Caída efectiva de la presión, en libras / pulg².

Primer tanteo:

(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
A	—	450	2 1/2	44.6	4.01	0.4	1.5	0.62	0.95
B	2	300	2"	65	5.8	0.4	2.2	0.62	1.36
C	2	300	2"	65	5.8	0.4	2.2	0.62	1.36

AGUA

Para este objeto consideremos:

- a) Agua para la refrigeración de compresoras y barrido de perforadoras.
- b) Agua para el servicio doméstico de empleados y obreros.
- c) Agua para la planta de flotación.

a).- El cálculo tiene una apreciación muy relativa, puesto que hay calor por radiación y otros factores imponderables.

El agua necesario para enfriar 100 pies³ / min de aire libre en una compresión de dos etapas, para una T = 60°F es, según tablas 2.9 gal / minu. ; así tenemos:

$$\text{Capacidad} = 500 \times 0.80 = 400 \text{ pies}^3 / \text{min}$$

$$\text{Agua} = \frac{400 \times 2.9}{100} = 11.6 \text{ gal} / \text{min.}$$

Para las perforadoras consideramos 1 litro / seg. o sea 16 gal / minuto.

b) Para el caso del servicio doméstico consideramos 50 litros diarios por persona, en una total de 50 personas entre obreros y empleados, señoras y niños resulta:

$$50 \times 50 = 2500 \text{ litros} / \text{día} = 0.4 \text{ gal} / \text{min.}$$

COSTOS

ORGANIZACION DE LOS COSTOS.-

Con el objeto de implantar una política financiera bien estructurada, este objetivo sentará sus bases en un buen sistema de control de materiales y jornales en la explotación.

Todos los materiales, saldrán del almacén por órdenes de entrega firmadas ya sea por el Jefe de Guardia o Jefe de Sección, con especificaciones de cantidad, lugar y uso del material que se va a sacar.

A principio de mes, la superintendencia dará a conocer y en una forma simultanea, tanto al almacen como a la Oficina de Tiempo, de todo el programa de labores para el mes que se inicia, de modo que se sepa qué labores se encuentran en desarrollo y cuáles en explotación.

Los tareadores presentarán un parte diario de labores, con el nombre del obrero, número de su ficha y labor o lugar donde cumple su tarea. Además presentará un informe de sobretiempo con las mismas especificaciones y el número de horas de sobretiempo.

Los sobrestantes reportarán a su vez, el número de taladros y pies perforados en cada labor, con indicación del número de máquinas y el número de carros de mineral extraído de cada una de ellas.

La revisión conjunta de todos estos informes, por el Superintendente, hará posible encontrar y de inmediato, cualquier anomalía existente.

Una vez efectuada la revisión de estos papeles, los par-

los partes de labor y sobre tiempo, servirán para que la Oficina de Tiempo confeccione las cuentas pertinentes, y las órdenes de entrega de materiales serán utilizadas por el almacén en el control de sus existencias.

Las cuentas, para los efectos de su identificación, llevarán una numeración que es la que debe corresponder al número de la operación que se realiza, así por ejemplo: la cuenta Nº 200 corresponderá a la Operación de Desarrollo Mina, la cuenta Nº 250 a la Operación Central Hidroeléctrica, etc.

Los partes de perforación y del número de carros de mineral extraídos, servirán a su vez, para la confección del record de las máquinas de perforación y el cuadro de la Operación de la Mina.

COSTOS ACTUALES.

En el curso del presente año, se está explotando mineral, de los Niveles 500 y 450 ó Santa Ana de Tusi, siempre de leyes altas en plata como ya se ha indicado anteriormente, esto es en el caso de los minerales ricos seleccionados a mano. Con respecto a los minerales de segunda o sea de más baja ley, que se han quedado al seleccionar el rico, aún siguen en cancha varios miles de toneladas, porque, requieren un tratamiento por flotación.

El costo de producción por tonelada de mineral rico, seleccionado a mano, es \$/ 500.00 por T.C. puesto en cancha, luego su

transporte hasta los depósitos del Callao es \$/ 350.00 / TC.

El costo de producción del mineral de segunda o sea de baja ley, es aproximadamente \$/ 50.00 / TC, puesto en cancha, a esto hay que agregar en los momentos actuales, el transporte hasta la planta de flotación. Tratándose de la Planta de Flotación del Instituto Nacional de Investigación y Fomento Mineros, el transporte es \$/ 350.00/ TC, y el costo de tratamiento varía entre \$/ 150.00 y \$/ 200.00 por TC, luego el traslado del producto a los depósitos del Callao es \$/ 50.00/TC.

En el caso de que se desee flotar en Cerro de Pasco, en la Concentradora Quiulacocha, el transporte a la Planta cuesta \$/ 60.00 / TC y el costo de tratamiento es \$/ 130.00 / TC. , pero, aquí se tiene el inconveniente de estar sujeto a la voluntad del dueño de la Concentradora, que mayormente no agrada proporcionar esta facilidad al pequeño minero. Luego, el transporte del producto hasta los depósitos del Callao, cuesta \$/ 180.00 / TC. Todos los transportes de mineral ya sea rico o de baja ley, se hacen en camiones desde la puesta misma de las labores de explotación.

COSTOS ACTUALES DE PRODUCCION:

MINERAL RICO

Explot - mina /TC	Transporte a Puerto/TC	Sacos Va/TC	Total
\$/ 500.00	\$/ 350.00	\$/ 150.00	\$/ 1000.00

MINERAL DE CONCENTRACION

Explot-mina/TC	Transporte a Planta	Cos.Tratamto	Trns.Dep	S.V.	Total
\$/ 50.00	\$/ 350.00	\$/ 200.00	50	150	800.00

GASTOS EFECTUADOS DURANTE LA EXPLOTACION Y DESARROLLO:

Mano de obra	\$/ 100,000.00
Materiales	30,000.00
10 % de gastos generales	13,000.00
TOTAL	<u>\$/ 143,000.00</u>

DESARROLLOS:

Labor	Estéril	Mineral	Ton. Mineral extra.(rico)	Ton.M Concen.
N 500	80 mt	80 mt	50 TC	1000 TC
N 450	50 mt	80 mt	100 TC	2000
N 400	50 mt	0	---	---
Total	<u>120 mt</u>	<u>160</u>	<u>150 TC</u>	<u>3000</u>

Gasto por extracción de mineral	\$/ 75,000.00
Gasto por exploración y desarrollo	143,000.00
Costo en el transporte	52,500.00
Sacos vacíos	<u>10,000.00</u>
Total	<u>\$/ 280,000.00</u>

Entrada por la venta de mineral extraído:

Se ha vendido aproximadamente 150 T.C. de mineral con valor promedio de \$ 8000.00/TC puesto en los depósitos del Callao, que arroja un valor bruto de :

$$150 \times 8000 = \$ 1'200,000.00 = 44000 \$$$

Utilidad obtenida:

$$1'200,000.00 - 280,000.00 = 920,000.00 = \$27,000.00$$

COSTOS PARA LA FUTURA EXPLOTACIÓN

Comprende:

- 1.- Construcciones o instalaciones.
- 2.- Costos de equipo
- 3.- Costos de operación
- 4.- Costos de tratamiento

2).- Costos de equipo:

En este acápite voya considerar el valor del equipo, puesto en mina, además de sus respectivas instalaciones.

Planta de Flotación	\$ 36,844.00
Compresora	18,500.00
Perforadoras	4,000.00
Fuerza eléctrica	18,500.00
	<hr/>
Total	\$ 77,844.00
	<hr/> <hr/>

3).- Costos de Operación:

Vamos a calcular el tajeo de un bloque de 50 x 60 m² que no dá:

$$50 \times 60 \times 1.50 \times 3.9 = 17,500 \text{ TC}$$

Consideremos 6 etapas:

- a).- Preparación del subnivel.
- b).- Preparación de chimeneas
- c).- Pulimento de los puentes
- d).- Preparación de las tolvas
- e).- Explotación propiamente dicha, y
- f).- Transporte.

a) .- Preparación del subnivel:

Se extraerá:

$$60 \times 1.80 \times 1.80 \times 3.90 = 760 \text{ T.C.}$$

El costo de avance según datos que se tiene de los trabajos llevados a cabo anteriormente es \$ 14.5 M mt.

Entonces tenemos:

$$60 \times 14.5 = \$ 870.00$$

b).- Perforación de chimeneas:

Se extraerá:

$$8 \times 3 \times 1.2 \times 1.5 \times 3.9 = 168 \text{ TC}$$

Se trabajarán 24 guardias para personal y 20 para mate-

rial.

Personal:

1 Sobrestante	\$/ 50.00
1 perforista	30.00
3 Ayudante de perforista	25.00
2 carreros (1/3) a (25)	16.60
1 aguzador	25.00
2 palaneros a (25 \$/ c/u.)	50.00
	<hr/>
Total	\$/ 196.60

Para 24 guardias tendremos:

$$196.6 \times 24 = \$/ 4720.00 = \$ 175.00$$

Pero, aumentaremos para imprevistos y sobretiempos en un 10 %.

$$175 \times 1.10 = \$ 192.50$$

Materiales:

60 cartuchos gelignita 45% de 7/8" x 3"	120.00
12 fulminantes Nº 6	4.80
75 pies de guía	37.50
	<hr/>
	162.30
	<hr/> <hr/>

MÁS 10 % de imprevistos:

$$162.30 \times 1.10 = \$/ 179.00 = \$ 6.6$$

$$\text{Por 20 tareas} = 6.6 \times 20 = \$ 132.00$$

$$\text{Total} = 192.00 + 132.00 = 324.50$$

c).- Pulimento de los puentes:

Se extraerá: 35 TC.

Se ha considerado la quinta parte del anterior = \$ 64.00

d).- Preparación de Tolvas.

Se trabajarán 37 tareas para personal y 32 para materiales.

Personal:

1 enmaderador	\$/	30.00
2 ayudantes a \$/ 25 c/u.		50.00
		<hr/>
Total	\$/	80.00

Para 37 tareas tenemos:

$$80 \times 37 = 2900 \text{ \$/} = \$ 106.00$$

más 10 % de imprevistos etc.:

$$106 \times 1.10 = \$ 116.5$$

Materiales:

150 pies cuadrados de madera	\$/	450.00
más 10 % de imprevistos y otros		45.00
		<hr/>
Total	\$/	495.00

$$\text{\$/ } 495.00 = \$ 18.80$$

Para 32 tareas tenemos:

$$18.80 \times 32 = \$ 598.40$$

$$\text{Total: } 116.5 + 598.40 = 714.90 \$$$

e).- Explotación propiamente dicho:

Se extraerá:

$$17500 - (760 + 168 + 35) = 16,537 \text{ TC}$$

Se trabajará:

$$\frac{16,530}{70} = 236 \text{ tareas}$$

Personal:

1 sobrestante	\$/ 50.00
2 perforistas a \$/ 30.00	60.00
2 ayudantes de perforista (25 c/u)	50.00
1 aguzador	30.00
1 herrero	25.00
	<hr/>
Total	\$/ 215.00

Para 236 tareas tenemos:

$$215.00 \times 236 = \$/ 50740.00 = \$ 1879.00$$

$$\text{más } 10\% \text{ otros imprevistos} = \$ 2066.9$$

Materiales:

130 cartuchos de dinamita 7/8" x 8"	\$/ 260.00
26 fulminantes Nº 6	13.00
156 pies de gusa	46.80
Perforación 130" a 0.75 c/u	77.50
	<hr/>
Total	\$/ 417.10

Para 236 tareas tenemos:

$$417.10 \times 236 = \$/ 98,435.60 = \$ 3645.60$$

$$\text{más } 10\% \text{ imprevistos} = \$ 4009.50$$

Total:

$$2066.90 + 4009.50 = \underline{\underline{\$ 6076.40}}$$

f) .- Transporte:

4 Carreros o lamperos que trabajarán a 20 TC/ tarea o sea 875 tareas, esto es a S/ 25.00 c/u

$$4 \times 25 \times 875 = \text{S/ } 87,500.00 = \$ 3,240.00$$

$$\text{más } 10\% \text{ otros} = 3560.00 \$$$

4).- Transporte Exterior.- Se hará en camiones desde las tolvas de embarque ubicadas en las puertas de las galerías de explotación hasta la planta de flotación.

Se tendrá:

$$17500 \times 10.00 = \text{S/ } 175,000.00 = \underline{\$ 0.36 /TC + 0.2 \$ \text{ por el transporte del producto} = \$ 2.56.}$$

5).- Costo de tratamiento .- El costo de beneficio considero el mismo que se paga en Cerro de Pasco S/ 130.00 /TC, luego se tendrá:

$$17550 \times 130.00 = \text{S/ } 2,281,500.00 = \$ 4.80 /TC$$

6).- Costo de desarrollo.-, Considero que debo desarrollar 1 mt. diario y a S/ 300.00 /mt = 11 \$ /d.

EN RESUMEN:

$$\text{Explotación: } 3560 + 6076 + 714.90 + 64 + 324.50 + 870 = 11,609.40 \\ = \$ 0.66/TC.$$

$$\text{Costo de Mina} = 11 + 0.66 = \$ 11.66$$

$$\text{Costo de beneficio} \quad \quad \quad 4.80$$

$$\text{Costo de transporte} \quad \quad \quad 2.56$$

$$\text{Costo General} \quad \quad \quad 4.00$$

$$\text{Costo de Operación} = C_m + C_b + C_t + C_g = 11.66 + 4.8 + 2.56 + 4.00 = \$ \underline{23.02}$$

o sea:

$$\underline{\text{Costo de Operación} = \$ 23.02}$$

ASPECTO FINANCIERO

A).- GENERALIDADES.-

En este acápite se tratará a base de la secuencia del cálculo de la valuación y del balance metalúrgico.

Para todos los cálculos se han considerado una estabilidad de valores y precios de metales y la producción constante lo mismo que el valor del dolar americano se ha fijado en 27 soles oro.

Se considera sólo 300 días laborables con 50 T.C. por día en la planta de beneficio por año. Este cálculo se ha hecho tomando en cuenta domingos y feriados no laborables.

Anteriormente, hemos establecido que tenemos 53,510 toneladas métricas de mineral cubicado y dividido en cuatro blocks, con leyes promedios de 10.81 % de plomo con 40.25 onzas/TC de plata.

Asimismo, se ha establecido en el cuadro metalúrgico de flotación que la relación de concentración en la obtención del concentrado de plomo por flotación directa es de 4.22 :1

VIDA PROBABLE DE LA MINA.

Para 1963, las reservas calculadas eran de 53,510 toneladas, como diariamente se tratarán 50 toneladas, en una año se tratará 50 x 300 = 15,000 toneladas (suponiendo 300 días de labor útil por año).

$$\text{Años de duración} = \frac{53,510}{15,000} = 3.5 \text{ años}$$

La vida probable es de 3 años.

COSTOS DE PRODUCCION

Para el cálculo de los costos, se han utilizado las fórmulas siguientes:

$$1) \quad CT = Co + CG$$

$$2) \quad Co = Cm + Cb + Ct + Cg$$

$$3) \quad Cm = Cd + Cp + Ce$$

Donde:

CT = Costo total (suma del costo de operación y los gastos generales de la oficina principal de Lima).

Co = Es el costo unitario que suma los costos unitarios de mina, de beneficio, de transportes y de gastos generales de minas.

CG = Costo gastos generales Oficina Principal

Cm = Costo de mina (Costo unitario que suma los costos unitarios de desarrollo, preparación y explotación).

Cb = Costo unitario de beneficio

Ct = Costo de transporte desde el embarcadero de las galerías hasta el lugar de venta del producto obtenido.

Cg = Costo general unitario que incluye todo lo gastado en la mina, en administración, leyes sociales, servicio médico etc.

Cd = Costo de desarrollo.

Cp = Costo de Preparación

Ce = Costo de explotación.

Luego:

$$\text{Costo Total} = Co + CG = 23.02 + 2.00 = \$ 25.02$$

INGRESOS Y UTILIDADES

Ingreso por concentrado de plomo, de	
11,488 a US \$220.00 =	\$ 2,608.10
Sacos vacíos	58.52
	<hr/>
	\$ 2,549.58
Total de ingresos por concentrados	\$ 2,549.58
Ingreso por tonelada: 2,549.58 : 50	\$ 50.99
4% Ad-valorem = \$ 2.03	
Valor libre de impuesto	\$ 48.96
Costo Total = \$ 25.02	
Utilidad unitaria neta=	\$ <u>23.94</u>

En un año se trabaja un promedio de 300 días
obteniéndose, por lo tanto, una ganancia de:

$$\underline{\underline{300 \times 50 \times 23.94 = \$ 359,100.00}}$$

VALOR PRESENTE

Las utilidades que van a tomar forma en el tiempo, tienen factores de incertidumbre inherentes a esta industria.

Para hallar el valor presente, utilizaré la fórmula de Hoskold, recomendada por el Cuerpo Técnico de Tasaciones del Perú y refrendada por Resolución Suprema Nº 91 del 4 de Setiembre de 1950.

$$V.P. = \frac{1}{\frac{r}{(1+r)^n - 1} + i} \times A$$

r = tasa de reducción del capital invertido, consideramos el 5 % para las actuales inversiones.

i = tasa de interés especulativo; consideramos que el 15 % es lo más justo para una inversión en esta industria.

n = 3 años.

Reemplazando los valores respectivos en la fórmula y efectuando operaciones se tiene:

$$V.P. = 2.1547 \times A$$

$$V.P. = 2.1547 \times 359,100.00$$

$$V.P. = \$ 773,752.77$$

Este valor representa la cantidad máxima, teórica que era justificado invertir a comienzos de las operaciones en la mina.

VALOR DE LAS INSTALACIONES

La totalidad de las instalaciones hechas hasta el momento ya han sido amortizadas durante los años de trabajo.

Las cantidades que a continuación se enumeran son las estimadas por su uso.

Equipo y materiales de trabajo	\$	5,000.00
Vehículos y muebles útiles	\$	3,000.00
Valor actual de las inversiones	\$	8,000.00

VALOR TOTAL

El valor total de la propiedad es:

Valor presente de la mina	\$	773,752.77
Valor de rescate de las instalaciones	\$	8,000.00
	\$	781,752.77

Anualmente se repartirán un dividendo de:

$$\frac{359,100.}{781,752.77} = 45 \% \text{ del capital}$$

781,752.77

La forma cómo debe distribuirse el dividendo anual pagado por la empresa, es como sigue:

El 15 % del capital por amortizar el interés demandado por los inversionistas, y el resto se depositará en un fondo de amortización,

para redimir el valor de la propiedad, por lo tanto:

Utilidad repartida	=	$i \times VP$	=	\$	116,062.91
Fondo de Amortización	=	$A' = A - (i \times VP)$		\$	<u>243,037.09</u>
				\$	359,100.00

La anualidad $A' = \$ 243,037.09$, colocada en el fondo de amortización al interés compuesto del 5 % en 3 años se convierte en:

$$243,037.09 \times 3.1837 = \$ 773,752.77$$

Es decir, redime matemáticamente el capital invertido, lo que comprueba la fórmula de Hosokold.

UTILIDADES AL FINALIZAR LAS OPERACIONES

Después de los 3 años de operaciones, los accionistas habrán recibido:

Redención del capital	\$	773,752.77
Interés 15% del capital en 3 años	\$	<u>348,188.73</u>
Total	\$	1,121,941.50

En el caso de que al cabo de los 3 años finalicen las operaciones, los accionistas recibirán además el valor de rescate de las instalaciones.

CONCLUSIONES

El presente proyecto, tiene por objeto de hacer producir la mina Santa Ana, en proporciones mayores a la que está produciendo actualmente y con mejores rendimientos de producción y utilidades para sus propietarios, por lo que es indispensable:

19.- Tener una planta de flotación que permita el tratamiento sin interrupción, de todo el mineral a extraerse de la mina, a fin de que no interrumpa los planes de minado y evite la elevación del costo de producción.

20.- Proveerse de todo el equipo y material necesario para poner en actividad de producción a la mina.

32.- Preparar las labores que deben entrar en producción inmediata para abastecer las 50 toneladas diarias que se proyecta en este trabajo.

40.- Seguir haciendo más desarrollos para ampliar el tonelaje del mineral probado.

50.- Al final del 20 año de explotación hacer una cubicación total de las reservas nuevas y existentes para poder decidir la ampliación de la producción.

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

A. M. Bateman.- Yacimientos Minerales.

McLaughlin , D.H Notas sobre la geología y fisiografía de los Andes
peruanos en los departamentos de Lima y Junín: Inf.

Mem. Bol. Soc. Ing v. 27 p.69-107

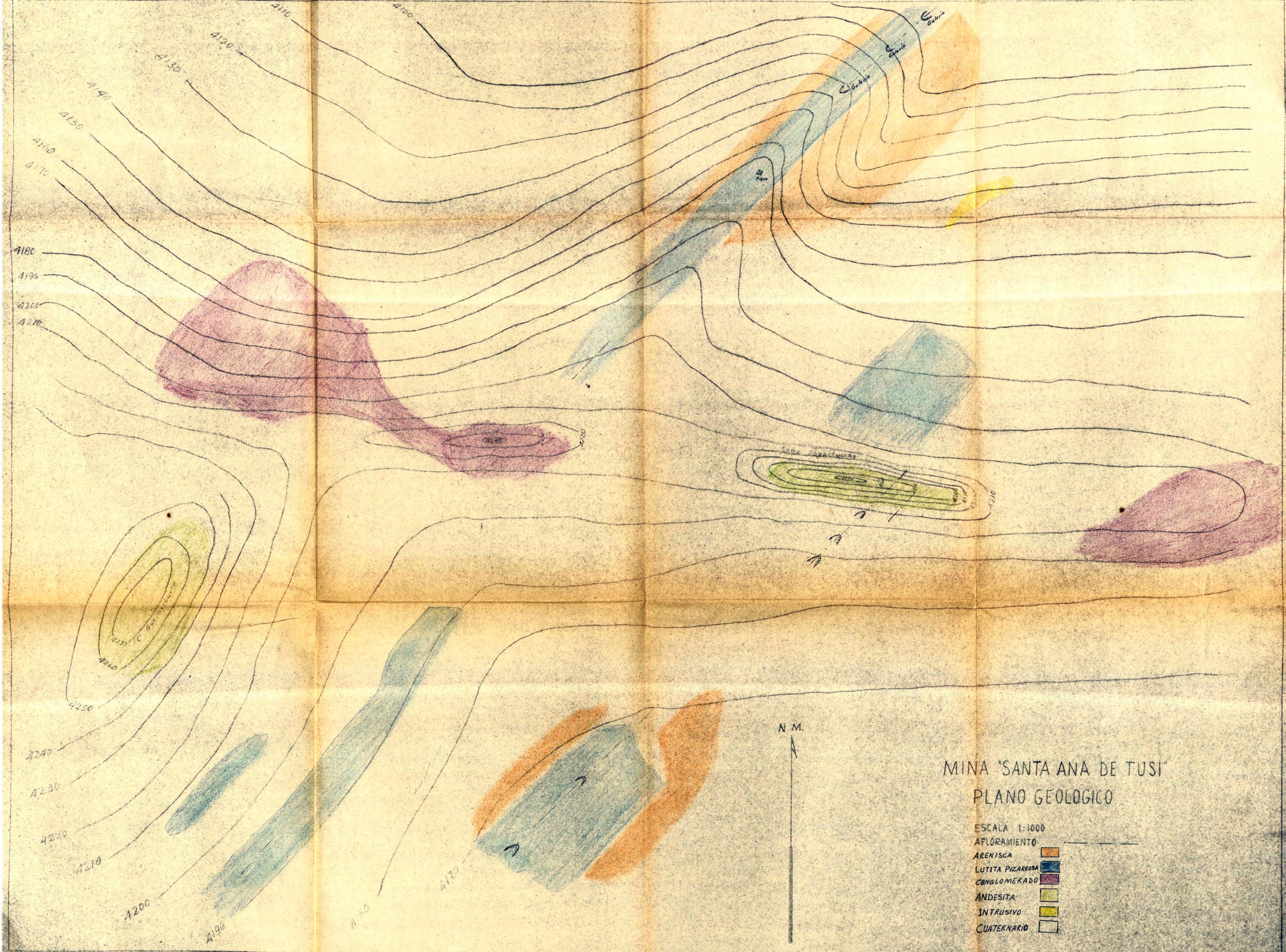
Llosa Pautrat Manuel.- Curso de Explotación Minera.

H. E. McKinstry.- Geología de Minas.

Samaneé Boggio.- Valuación de Minas (Curso de Economía Minera.- Apun-
tes de clase).

Vasquez Rosas.- Minerografía (apuntes de clase).

Peterson .- Geología Económica (apuntes de clase).



4110
4120
4130
4140
4150
4160
4170
4180
4190
4200
4210
4220
4230
4240
4250
4260
4270

C. Galeria
C. Galeria
C. Galeria

Pique

Este Lago Mucho
C. Galeria
C. Galeria
C. Galeria

N.M.

MINA "SANTA ANA DE TUSI"
PLANO GEOLOGICO

ESCALA 1:1000

AFLORAMIENTO

- ARENISCA
- LUTITA PIZARROSA
- CONGLOMERADO
- ANDESITA
- INTRUSIVO
- CUATERNARIO