

ESCUELA DE INGENIEROS

DE LIMA

PROYECTO DE METALURGIA

CORRESPONDIENTE A LA PROMOCION

DEL AÑO 1923

Lima, Agosto de 1924

Gustavo Torres Málaga.



- PROYECTO DE METALURGIA -

Se ha descubierto en una zona al Sur de la República a 100 Kms. de la costa, por terreno accidentado un yacimiento importante de minerales auríferos, constituidos principalmente por cuarzo y oro nativo, pero este último se halla en granos apreciables a la vista y en pequeñas partículas invisibles pero en cantidad utilizables.

En la región no hay facilidades para instalaciones complicadas, apenas si se tiene agua para fuerza hidráulica, de la cual es necesario aprovechar para el tratamiento metalúrgico.

Las operaciones metalúrgicas se dividirán en dos partes: una de fácil manejo ó instalación que rinda oro, rápidamente aunque deje relaves ricos y otra en que se trate mas tarde los relaves abandonados.

Es entendido que la primera etapa debe ser la base de la segunda y por lo tanto deberá preverse en su instalación la adaptación de la segunda.

La cantidad de agua disponible permite obtener gran caída, pero con poco gasto de agua, suficiente para desarrollar la fuerza requerida y luego utilizarla para el beneficio.

No habiendo en el lugar elementos útiles para la instalación, la maquinaria debe ser sencilla, de fácil transporte y de seguro funcionamiento.

Igualmente es necesario introducir al lugar los reactivos que sean necesarios para la 1a. etapa del tratamiento como para la 2a. debiendo preverse el almacenamiento de aquellos para asegurar la marcha de la oficina.

será preciso consolidar.

~~\_\_\_\_\_~~  
~~\_\_\_\_\_~~  
~~\_\_\_\_\_~~

## INTRODUCCION

Al llevar a cabo la resolución de este problema metalúrgico-industrial no hará mas que aplicar corrientemente los conocimientos adquiridos en nuestra ESCUELA DE INGENIEROS DE LIMA, ampliados con informaciones importantes obtenidas con la consulta de autores especializados en la materia, como: Mac Cann, James, Wilson, Bosqui, etc., notas de la prensa tecnica minera y catálogos de las fábricas constructoras de los diferentes aparatos que entra a formar el bagaje de nuestra oficina.

Dicho problema estará compuesto de 7 capítulos que serán respuestas a las 7 preguntas de que consta el enunciado.

El lugar donde estará instalada la Central de Beneficio la llamaremos X distante 100 Kms. del Puerto de Mollendo, no teniendo con este otro medio de comunicación comercial que el transporte a lomo de mula por lo cual, la maquinaria será lo mas sencilla posible, seccionalizada de facil manejo, gran duración y buen rendimiento.

---

---

Ventajosamente es poder contar con ~~los recursos~~ de recursos naturales fácilmente aprovechables, que ofrecen ~~una~~ económica subsistencia al personal destinado en la Oficina. Las ~~aguas~~ aguas frecuentes en esos lugares y la pequeña corriente de agua, ~~unida~~ a la bondad del clima, que no es muy frío en esas latitudes, hacen ~~utilizar~~ utilizar los productos agrícolas obtenidos en zonas inmediatas aunque ~~pe~~ debido a la estructura accidentada del terreno.

La existencia de algunos materiales de construcción como piedras fáciles de labrar, calizas, maderas, etc., también frecuentes en esos lugares hacen que podamos contar con su valioso concurso en la instalación de la Oficina.

La altura sobre el nivel del mar que en esas regiones no es muy grande como para producir heladas ó descensos fuertes de temperatura, dando más bien un clima algo templado, nos traerá como consecuencia un buen estado de salud en el personal, conservación de la maquinaria y buena eficiencia en los motores.

La otra condición basada en los caracteres físicos y químicos de la sustancia mineral empleada en el tratamiento es de una gran importancia, pues, de esos caracteres depende PRINCIPALMENTE el método que debemos emplear.

Como sabemos, existen 3 métodos de explotación: Via seca, húmeda y electro-metalúrgica.

El primer método se usa cuando se tiene minerales muy ricos en oro y en los casos en que se combina con la metalurgia del Pb. ó del Cu. El caso más general en estos minerales consiste en efectuar una fundición plomosa y separar el Au. por copelación; pero este método como se puede notar causa un gasto excesivo de Pb.

El segundo método , por la vía húmeda ~~queda~~ subdividirse a su vez en los siguientes:

a) Lavado con preparación mecánica.

b) Tratamiento por el Hg. ó amalgamación.

c) Tratamiento por el Cl. ó por el cianuro ó sea el método de lixivación, denominados clorinación y cianuración respectivamente.

a).- El método de lavado con preparación mecánica se aplica mas generalmente a yacimientos detríticos ricos en Au.; da como consecuencia una gran pérdida de metal causada por arrastramiento.

b).- El procedimiento de la amalgamación va unido a la destilación de la amalgama para obtener el Au. libre y aprovechar el Hg. es por consiguiente un procedimiento combinado de vía húmeda y vía seca. Se aplica generalmente cuando el oro se encuentra al estado libre y en granos apreciables a la vista, una de las cualidades de una gran parte de los minerales que vamos a tratar, es un procedimiento económico y rápido, con mayor razón cuando la amalgamación es directa como en el caso nuestro, en que el Au. no se encuentra recubierto por pitas ni materias arcillosas, que daría lugar a efectuar un tostado previo para eliminar esa película exterior que lo recubre antes de llevar a cabo la amalgamación. Esta se efectuará con ó sin pulverización. Se hará uso de la pulverización cuando los minerales obtenidos son filonosos, de cierta dureza y presentándose en trozos mas ó menos gruesos, caracteres todos que poseen nuestros minerales.

Además la amalgamación puede ser simultánea con la pulverización ó ser aquella subsiguiente a esta última, depende esto del caracter de la ganga que acompaña al metal, cuando ella como en el caso que tra

tanos es fácilmente separable, ~~entonces~~ la pulverización y amalgamación simultánea es la mas conveniente, pues, a medida que las partículas de Au. se ponen en libertad van siendo recogidas por el Hg y formando la amalgama; de este modo <sup>se</sup> regemos la mayor parte del Au. que se encuentra en partículas apreciables, mientras que en la pulpa ó parte desleida escapan las partículas finas que serán la ~~base~~ para otro tratamiento posterior.

e).- La lixiviación como he dicho anteriormente puede llevarse de dos modos distintos: por CLORINACION Ó POR CIANURACION . Ambos tienen por objeto hacer entrar el Au que se encuentra finamente dividido en disolución para después separarlo por precipitación.

En la clorinacion la acción disolvente se hace por el Cl , el cual se inyecta en forma gaseosa a los minerales convenientemente preparados, se forma así un cloruro de Au. Haciendo actuar enseguida el agua esta disuelve al cloruro quedando el Au en la disolución de la cual se precipita por el sulfato ferroso, por el H<sup>2</sup>S, el C de leña ó por el H<sup>2</sup>SO<sup>4</sup>. Este procedimiento se ha aplicado con mucha ventaja a los minerales piritosos, los cuales por el tostado son fáciles de acidificar.

Cuando los minerales finamente divididos contienen al Au al estado nativo mas económico es tratarlos por el procedimiento de CIANURACION, empleado primeramente en el Transvaal por los ingenieros Mac Arthur y De Forrest, que trataron los relaves que se desperdiciaban por soluciones de cianuro de K, en condiciones muy económicas, procedimiento que ha sido despues perfeccionado en los Estados Unidos de América. Comprende dos operaciones:

1º.- Disolución.

2º.- Precipitación.

1º.- La disolución se efectua por el KCN y en presencia del O.

Como el Au que tratamos se encuentra al estado libre la acción del cianuro será mas eficaz al mismo tiempo que el gasto de ese reactivo no sufrirá un exceso.

2°.- La precipitación del Au de la solución se hace por el Zn ó por la corriente eléctrica; esta ultima que es el procedimiento preconizado por Siemens y Halske solo se usa cuando las cantidades de solución que se someten a la precipitación ocupan grandes volúmenes, entonces se hace uso de baños electrolíticos; pero cuando las cantidades de solución no son tan grandes como es el caso de nuestra oficina, la precipitación se hace por medio del Zn, el cual puede ser usado bajo dos formas: como viruta ó como polvo. El polvo se usa cuando la capacidad de la oficina es bastante grande por ser mas económico; pero cuando además de ser la capacidad de la oficina pequeña, no se quieren introducir aparatos complicados en lugares tan distantes y de difícil acceso, donde no pueden contarse con repuestos y talleres especiales se hace mas frecuentemente uso del Zn al estado de virutas de un espesor casi infinitesimal.

El Zn al reaccionar con la sol. doble de cianuro de Au y K precipita al Au y lo reemplaza entrando en la disolución; obtendremos pues, un precipitado de Au y una sol. de cianuro doble de K y Zn. Pero como esta precipitación ha sido llevada en presencia de un exceso de KCN que siempre queda libre y que debe desperdiciarse, volviendo por consiguiente a ser utilizado en la marcha de la operación. El precipitado de Au obtenido no está puro, ha arrastrado partículas de Zn del cual habrá que separarlo, esto se logra fundiéndolo en crisoles de grafito con fundentes que están compues-

tos generalmente de bicarbonato de Na ,  $\text{SiO}^2$  y cristales de borax

En toda buena precipitación solo se llegará a recoger del 90 al 99% del Au contenido en la sol. por lo cual dicha sol, después de ser tratada por el Zn , vuelve a ser utilizada en marcha regresiva durante el curso de la operación evitándose esa pérdida de metal precioso y elevando su rendimiento casi a un 100 %.

En resumen, los métodos que deberemos adoptar teniendo en cuenta las consideraciones anteriormente expuestas sobre la constitución física y química del mineral y las condiciones locales, serán los siguientes:

Amalgamación y Cianuración simultánea en contra-corriente, los cuales comprenderán las operaciones siguientes:

- 1°.- Trituración del mineral grueso.
- 2°.- Pulverización con amalgamación simultánea.
- 3°.- Destilación de la amalgama en retortas para separar el Hg dejando al Au libre.
- 4°.- Cianuración del mineral finamente dividido.
- 5°.- Precipitación del Au de las soluciones por medio del Zn en virutas.
- 6°.- Fusión del precipitado para escorificar el Zn y fusión del Au obtenido en las retortas para transformarlo en barras y tenerlo lo mas puro posible.

## CAPITULO SEGUNDO

### DETERMINACION DE LAS DOS ETAPAS DEL BENEFICIO CON INDICACION DE LAS REACCIONES QUE SE APROVECHAN.

Conforme al enunciado las operaciones metalúrgicas se compondrán de dos etapas: la primera deberá rendir Au rápidamente aunque deje relaves ricos, los que serán tratados en la segunda etapa del procedimiento general.

He encontrado anteriormente que los dos procedimientos que debo adoptar consisten en:

- a).- amalgamación con pulverización simultánea;
- b).- cianuración.

Luego las dos etapas han quedado perfectamente determinadas.

---

### PRIMERA ETAPA

#### AMALGAMACION CON PULVERIZACION SIMULTANEA.

En esta primera etapa, los minerales deben ser reducidos a tal finura que el Au se encuentre libre de su ganga para poder ser atacado por el Hg.

En la mayor parte de las oficinas de esta naturaleza después de efectuada la amalgamación, la pulpa es pulverizada aun mas fina para tratarla por el método de cianuración; esta ha sido la norma del procedimiento adoptado y que paso a explicarlo.

El mineral grueso que viene de la mina obtenido por la clasificación en un grizzly, es triturado en una chancadora del tipo Blake para tener un grano mas ó menos homogéneo de 1" de diámetro como máxi-

mo, entonces es almacenado en una tolva ó bin de donde se alimentará a un molino cónico de bolas pulverizador, tipo Hardinge. He utilizado este molino y no el cilíndrico corriente, porque por su mayor rendimiento una mayor economía en el costo de tratamiento é instalación, lo cual ha sido comprobado en diferentes molinos americanos como en los del Mother Lode de California, en Mac Yntyre; Canadá; en Incaoro, Bolivia; en Catabambas Auraria, Perú; etc.

La alimentación del mineral al molino se hará regular y automáticamente, junto con el Hg y la sol. de KCN conveniente. Se empleará el agua en lugar del KCN cuando no funcionen los aparatos de cianuración; pero una vez ellos en trabajo la alimentación se hará solo con sol. debil de KCN; esto trae una ventaja muy grande, cual es, tener al Hg constantemente limpio ó impedir la lizada por la acción de los golpes de las bolas, ó sea la división extrema del Hg, que en ese estado, es nulo su poder amalgamador. Lleva además este molino en los muñones de su descarga un aparato amalgamador Hardinge, el cual reunirá en su fondo la amalgama en forma de grandes bolas, el resto de la pulpa mineral viene a caer en un dispositivo de planchas amalgamadoras de cobre plateado que retienen otra parte del Au que no ha sido aún amalgamada en los molinos ni en el amalgamador Hardinge. Los relaves ricos van a dar a un tanque colector y servirán para el tratamiento posterior de la cianuración, pasando antes por una trampa de Hg que retiene a este y a la amalgama escapada, en virtud de su densidad.

Cómo la cantidad de Au que tengo que extraer por este método alcanza un 70 %, he hecho esta combinación de amalgamación triple,

basándome en la descripción que hacen Killian y Pringle de la Oficina del Incaoro, Bolivia, en donde se tratan 50 toneladas diarias por amalgamación, en el cual cerca del 75 % del Au obtenido es efectuado en el interior de los molinos Hardinge; además en varias minas del Mother Lode, California la amalgamación interna en los molinos Hardinge se eleva de 65 á 85 % de Au. Creo por lo tanto que por el método seguido alcanzaré por lo menos un 70 % del metal precioso contenido en el mineral, quedando así absuelta una de las interrogaciones del problema.

El gasto del Hg para esta operación está calculado prácticamente en 1 á 2 onzas por onza de Au que se desea obtener.

La recolección del Au amalgamado varia mucho y depende de la riqueza del mineral; en unas oficinas ella se hace una vez al mes, en otras cada 7 dias, pero en el caso propuesto como el mineral es muy rico ella se efectuará cada dos dias, luego el molino deberá ser parado cada 48 horas para su limpieza, la que demorará de  $\frac{1}{2}$  á 1 hora máximo, impidiendo durante este tiempo la alimentación del mineral.

El Hg alimentado a los molinos ó aplicado a las planchas deberá ser completamente libre de impurezas, las cuales enferman ó debilitan la acción del Hg y dejan espacios en forma de remiendos ó parches en las planchas, que no amalgamarán al Au, felizmente el cianuro de K empleado en la molienda húmeda tiende a conservarlo limpio evitando sea cubierto con cualquier película delgada de arcilla, aceite, grasa, sulfato de fierro, etc.

Esa alimentación del Hg en los molinos no será excesiva porque se desmenuzará grandemente hasta tomar una consistencia harinosa,

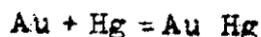
y en tal estado ya no amalgamará.

La amalgama obtenida en este procedimiento es blanda o dura y contiene del 40 al 50 de Au; una vez ella seca será colocada en la retorta y destilado el Hg, el cual será nuevamente utilizado.

El calentado de la retorta se hará con carbón de piedra y el tiempo de la destilación variará de 3 á 5 horas, dependiendo del tamaño de la retorta, siendo la carga aproximadamente las  $\frac{1}{2}$  partes de su capacidad total.

La masa obtenida en la retorta contiene al Au, el cual no siempre está puro, puede haber arrastrado impurezas tales como hierro metálico que en presencia de S dará sulfuros; para eliminar esas impurezas habrá que fundir el metal en crisoles de grafito en presencia de fundentes apropiados que dependerán de las impurezas que contenga el metal, y que se determinarán por medio del análisis que se haga de este último.

La única reacción importante que se ha de mencionar es la siguiente:



Es verdaderamente una aleación del Au y Hg llamada amalgama.

---

## SEGUNDA ETAPA

### CIANURACION.-

Ella puede ser realizada inmediatamente después de la amalgamación ó después de cierto tiempo, aprovechando siempre como materia prima los relaves abandonados en la primera etapa.

. El modus operandi consta de 4 operaciones:

- 1°.- Preparación del mineral.
- 2°.- Disolución del metal precioso por sol. de KCN.
- 3°.- Precipitación del Au disuelto.
- 4°.- Reducción del precipitado de Au a producto vendible de buena calidad llamado BULLION por los americanos.

#### 1°.- PREPARACION DEL MINERAL.-

Hemos dicho anteriormente que para efectuar la cianuración era indispensable tener al mineral finamente dividido, porque en ese estado el Au entrará fácilmente en disolución. La finura del mineral será de 200 mallas por pulgada cuadrada.

El mineral que viene de la amalgamación en la forma de una pulpa cae en tanques de recolección, de donde una bomba de arenas lo eleva y transporta a un clasificador Duplex Dorr, se efectúa su clasificación en arenas, que pasan por un canal a ser alimentadas a un molino cónico de guijarros, tipo Hardinge, y en lamas que van a un espesador Dorr cuya agitación es muy lenta. Se puede notar que el clasificador y el molino se encuentran en circuito cerrado, ambos se alimentan mutuamente: el producto del molino vuelve al clasificador y este manda arenas al molino.

Las arenas regresan a este último con un 25 % de humedad, característica de los clasificadores Dorr. Se ha comprobado que la mayor eficiencia y el menor desgaste del molino, tanto de los guijarros como del ferro interior se haya con poca humedad, esta deberá variar del 30 al 40 %, aplicará el 35%, es decir, que agregaremos al molino un 10% mas de sol. debil de KCN para la pulverización húmeda y cianuración simultánea.

## 2°.- DISOLUCION DEL METAL PRECIOSO POR EL KCN.

Las lamas después de ser clasificadas llegan al ~~espesador~~ con bastante humedad, es decir, formando una pulpa bien diluida, en donde se encuentra una gran parte de cianuro doble de K y Au, obtenido por la molienda del mineral en los molinos en presencia del KCN, en los cuales las partículas extremadamente finas han ido entrando en disolución ayudadas también por la agitación efectuada en el tanque de recolección y en el clasificador, teniendo además en cuenta que el cianuro alimentado a los molinos venía ya rico en Au en virtud del método de contra-corriente que seguimos; esa pulpa sufre una clarificación ó mejor dicho, se va espesando, el líquido claro sobrenada superiormente mientras la parte espesada que contiene suficiente humedad mas ó menos 40 al 50% viene a salir inferiormente por un tubo de descarga que alimenta al primer agitador Dorr. Aquí se vierte una cantidad de sol. fuerte de KCN hasta traer a la pulpa espesada a la consistencia requerida, la cual he tomado en la relación de 2.5 partes en peso de sol. por 1 de lama seca; luego tendré que agregar 1.5 veces más de sol. fuerte con la suficiente ley para mantener la fuerza necesaria en la carga.

La fuerza de la sol. depende de los ensayos que se hagan en el mineral, es decir, que la experiencia es la única que la determina, pero generalmente ella varía de 0.05 a 0.25% de KCN para los minerales de Au y puede aún disminuir esa proporción cuando la molienda ha sido ejecutada en presencia de cianuro. He tomado para mi caso en vista de estos detalles una sol. media con una fuerza de 0.15% de KCN. Esta sol. tendrá la suficiente alcalinidad para protegerla contra un gasto excesivo ó inútil de KCN que ocurre en pre-

sencia de los ácidos, para lo cual se habrá incorporado en la mollienda la suficiente cantidad de cal, que yo he considerado en vista de la acidez del mineral en 4.5 libras por tonelada pulverizada, basándome en datos prácticos obtenidos en el tratamiento de minerales algo parecidos al de trabajo; como ejemplo puedo citar el de la Homestake mining Co. de South Dakota, E.E. U.U. cuyo consumo de sereactivo varia de 3.85 a 4.86 por tonelada. Al mismo tiempo que neutraliza a los ácidos ayuda la sedimentación de la pulpa, por lo cual ha encontrado aplicación universal.

He dicho también que la agitación se hará en presencia del aire, el cual tiene por objeto prevenir la aculación de la pulpa en determinados sitios y provocar la rápida disolución del metal precioso debido a la acción eficaz ejercida por el O. La cantidad de aire tampoco será excesiva porque puede resultar en la destrucción del cianuro. La presión con que actuará será de 6 a 8 libras por pulgada cuadrada (término medio de la actuada en Pachuca). El tiempo de agitación será de 4 a 6 horas en cada tanque y la temperatura de la sol. de 15 a 20° C. es decir, la del ambiente, pues con mayor temperatura no se ha encontrado ventaja notoria; pero se tendrá cuidado de que la temperatura no baje demasiado para prevenir la helada de las soluciones.

Como la agitación es continua a medida que se va alimentando pulpa espesa con sol. fuerte en el primer agitador, se va desgargando pulpa diluida sucesivamente de un agitador a otro hasta llegar al espesador N° 2. Aquí nuevamente como en el anterior se decanta la pulpa, yendo el líquido que sobrenada a descargarse a un tanque de recolección para pasar después, a travez de una tubería conectada

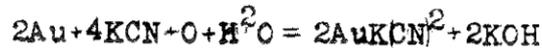
a una bomba , al tanque de sol. débil, el cual alimenta a los molinos y al tanque de sol. fuerte, elevándose en este último su grado de fortaleza, mientras que la pulpa descargada por la parte inferior es elevada por la bombita acoplada al espesador y descargada en el N° 3, este a su vez ejecuta la misma operación cargando la pulpa en el N° 4 y la sol. en el N° 2, es decir en contra-corriente; el N° 4 descarga a su vez pulpa en el N° 5 y recibe de este sol. más sol. que viene de la precipitación por el Zn. El N° 5 descarga pulpa en los filtros prensa y recibe de estos sol. bastante débil y agua.

El procedimiento como se ha visto es regresivo y tiene por objeto ir enriqueciendo la sol. sucesivamente, para utilizarla nuevamente después.

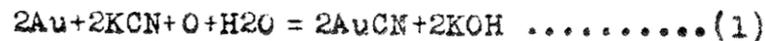
Filtración.- La pulpa que sale del último espesador llega a los filtros-prensa con un 40 a 50% de humedad, que es necesario aún aprovechar por contener cianuro de K y Au, aunque no en gran cantidad, pero al menos utilizable.

Los filtros-prensa actúan por presión a brazo, he adoptado este sistema en vista del pequeño tonelaje por tratar, evitar la introducción de aparatos complicados y por ser ellos aplicables a las lamas granulares ó cristalinas que es el caso nuestro. De este modo se obtiene los dos tercios a tres cuartas partes de los valores disueltos, se hace en seguida un lavado con agua, mas ó menos la tercera parte del peso de la lama ó sea igual a la humedad todavía retenida, estas aguas pasan después al último espesador. De esta manera se logra obtener del 90 al 95% de los valores retenidos en la pulpa espesada.

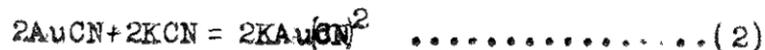
Reacciones.- Las reacciones químicas ocurridas durante la disolución del Au en el proceso de cianuración todavía no han sido bien determinadas. Ellas varían con la naturaleza del mineral, presencia de bases metálicas y condiciones bajo las cuales la sol. se ha llevado a cabo, pero se acepta como buena la reacción fundamental siguiente, dada por la ecuación de Elsner:



Se ve que la combinación del cianuro con el Au metálico se lleva a cabo en presencia del O. Pero es muy probable que una reacción intermedia tiene lugar antes de la formación del cianuro doble de Au y K como bien lo ha demostrado el metalurgista Pollander; ella es la siguiente:



El cianuro de Au en un exceso de KCN produce:

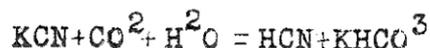


Donde puede notarse claramente las dos faces de la disolución del Au. Todo el proceso está basado en la mayor afinidad que tiene el CN por el Au que por el K.

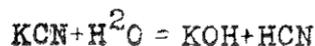
La sol. de KCN es fácil de descomponerse por el aire atmosférico ya sea por absorción de O



ó en presencia del CO<sup>2</sup> dando HCN que es un gas completamente venenoso, perjudicial para los obreros:



ó también por hidrólisis comose ve en la siguiente reacción:



La potasa formada no es perjudicial, favorece más bién la neutra-

lización de la sol. acidulada por el HCN.

En la práctica las pérdidas de cianuro representadas por las anteriores ecuaciones son muy pequeñas y casi sin valor.

En resumen:

La presencia de ácido libre en un mineral provoca la liberación del HCN impidiendo por consiguiente mantener la suficiente alcalinidad en la pulpa y dando un mayor gasto de KCN, se tratará por consiguiente como ya he dicho antes, de evitar estos inconvenientes agregando cal viva, que neutraliza su acción y ayuda el depositamiento de las lamas.

### 3°.-PRECIPITACION DEL AuDISUELTO

La sol. que sobrenada en el primer espesador pasa por una tubería a los tanques de precipitación.

En vista de la estructura granular de la lama no he creído necesario hacer pasar la sol. a travez de un tanque especial de clasificación, ella pasa directamente a 4 tanques de precipitación, compuestos cada uno de 8 compartimentos. El primer compartimento se usa como clarificador, los 6 siguientes son precipitantes, en ello se coloca el Zn de superficie brillante y el último sirve para recoger el Au que haya sido arrastrado por la sol.

En los primeros compartimentos es donde se precipitará mayor cantidad de Au y con mayor rapidez, el Zn se disuelve bastante pronto siendo entónces reemplazado por las virutas de los otros compartimentos en los cuales se colocan virutas nuevas.

El precipitado de Au se extraerá de los depósitos de precipite-

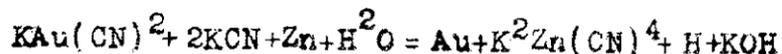
ción dos veces al mes. Pero este precipitado no es puro, porque además del Au que ha sido precipitado en forma de una lama negra se precipitan los metales no preciosos que han pasado a la sol. de cianuro y que no son mas electronegativos que el Zn, pues este metal los ha precipitado al mismo tiempo que el Au, agregándose además, las impurezas que contiene el Zn empleado.

El consumo de Zn prácticamente será mayor, del deducido deducido de la teoría, llegando a 12 partes de Zn para 1 de Au.

La química del procedimiento está basado teóricamente en la siguiente reacción:



Prácticamente la cianuración tiene lugar en presencia de KCN libre y la reacción es la siguiente:

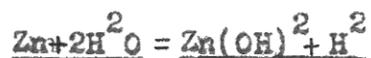


El H que se desprende puede ser perjudicial sobretodo en el caso de existir As porque puede formar  $AsH_3$  que es venenoso.

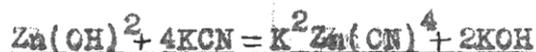
Cómo en la operación siempre se coloca un exceso de Zn este también será disuelto por el KCN como  $K_2Zn(CN)_4$ , sin que haya necesariamente habido precipitación del Au.

En las cajas de precipitación otros metales se presentan formando pares electrolíticos con el Zn, los cuales electrolizan el agua liberando O y formando hidrato de Zn  $Zn(OH)_2$ ,  $ZnO$  y quizás  $Zn(CN)_2$  quienes cubrirán las virutas de Zn con un depósito blanco e impedirán la precipitación del metal precioso. Para evitar este inconveniente se tendrá cuidado de que exista en la legia aurífera una cantidad de álcali libre ó un exceso de cianuro de K lo cual impedirá la formación de ese precipitado blanco redisolviéndolo.

Las reacciones que se producen son las siguientes:



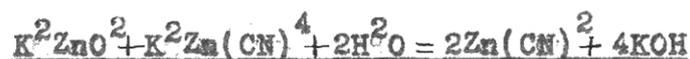
Este hidrato formado en presencia del KCN es redissuelto formando un cianuro doble de Zn y K:



A su vez la potasa actuando sobre el Zn formará un zincato:



El zincato de K reaccionando con el cianuro doble formado y en presencia del agua nos dará:



y el cianuro de Zn en presencia del exceso de cianuro de K se redissuelve:



Queda comprobada, la necesidad de emplear un exceso de KCN libre para evitar las interferencias que dificultan la precipitación del Au. El Cu interfiere aún más que los otros metales, llegando a cubrir completamente a las virutas de Zn, por eso conviene sumergirlas previamente en un baño de acetato de Pb, el par entonces formado por el Pb y el Zn precipita al Cu antes que la sol. llegue a los compartimentos en los cuales el Au deberá ser colectado.

El baño de acetato de Pb tendrá una fuerza de 10%.

El proceso anterior está basado en la mayor afinidad que tiene el CN por el Zn que por el Au.

El continuo uso de las soluciones como es en el sistema de contracorriente, resulta en una acumulación grande de sales de Zn y hasta llega a ensuciarlas perdiendo entonces gran parte de su poder disolvente, habrá pues necesidad de regenerar las soluciones precipi-

tando el exceso de Zn por medio del  $\text{Na}^2\text{S}$ , la reacción producida es la siguiente:



queda así eliminado ese exceso de Zn obteniendo además una mezcla de cianuros de K y Na que es muy buena para la operación de disolución.

Quedan por consiguiente bien determinadas las dos etapas, pudiendo actuar fácil y libremente la primera, ó sea la amalgamación, obteniendo un producto exportable de buena calidad; pero como se ha visto durante el curso de la explicación la ventaja que se obtiene cuando funcionan las dos etapas simultáneamente es considerable, disminuyendo el costo de tratamiento y aumentando el rendimiento.

#### 4°.- REDUCCION DEL PRECIPITADO DE AU A BULLION O PRODUCTO VENDIBLE DE BUENA CALIDAD.

El precipitado de Au y Zn podría ser tratado por el  $\text{H}^2\text{SO}^4$  diluido que disolvería al exceso de Zn y después de secarlo pasarlo a la fundición directa; pero si el precipitado contiene algo de As no podrá hacerse esta operación <sup>pa</sup> pretatoria, porque se formaría el  $\text{AsH}^3$  que es un gas muy venenoso y perjudicial a los trabajadores.

Mas bien, para evitar las pérdidas de Au que podrían ser arrastradas por el Zn al volatilizarse durante la fusión, se le calcinará con un poco de nitro a debil temperatura en cajas de fierro chatas, enseguida se le coloca en crisoles de grafito con fundentes apropiados, que serán determinados por el análisis que se haga del precipitado.

## CAPITULO TERCERO

### APARATOS INDISPENSABLES PARA EL TRATAMIENTO EN CADA UNADE SUS FA- CES.

#### PRIMERA FAZ.-

Los aparatos indispensables para el tratamiento de los minerales auríferos en esta primera faz ó AMALGAMACIÓN serán los siguientes:

Doce tolvas ó bins de madera. para almacenar el mineral.

La primera tolva almacena el que viene directamente de la mina, y la 2a. el que alimenta al molino cónico de bolas Hardinge, mineral que ha sufrido antes una trituración.

La capacidad de cada tolva es un poco mayor de la necesaria, y ha sido así considerada con el objeto de poder almacenar una cantidad mayor en caso que se produzca cualquiera emergencia ó accidente, que tuviere a la planta sin trabajar un poco más del tiempo necesario.

Se ha considerado que la capacidad de una tonelada métrica de mineral común de Au es igual a 0.406 metros cúbicos, luego 70 toneladas tendrán una capacidad de 28.420 m<sup>3</sup>; cada tolva tiene interiormente 30 metros cúbicos de volumen, ha quedado por consiguiente un cierto desahogo generalmente conveniente.

Un grizzly ó parrilla.- de 1.20 m. de ancho por 3.60 de largo, con aberturas de 1½". Está construido con barrotes de acero de sección trapezoidal, de dimensiones mas grandes a la entrada que a la descarga, quedando las aberturas en sentido inverso, con el objeto de evitar aglomeraciones ú obstrucciones ocasionadas por el mineral.

Doce compuertas para tolva.- de 0.45 m. de ancho por 3.60 m. de

largo cada una, accionadas a brazo por medio de un sistema de engranajes compuesto de piñón y cremallera.

Una chancadora de quijadas tipo Blake.- con aberturas de alimentación de 10"x7", con una capacidad aproximada de 3 a 4 toneladas por hora, hasta reducir al mineral a un tamaño de  $1\frac{1}{2}$  pulgadas, movida por faja con una velocidad de 250 a 275 r.p.m. necesitando una propulsión de 7 HP. Toda la maquinaria es seccionalizada para ser transportada a lomo de mula, siendo el peso de la pieza más pesada 160 kilogramos ó sean unas 350 libras.

Un alimentador automático.- de pared, tipo Muralla, impulsado por correa. Consiste en una caída que descarga sobre una plancha envisagada la cual recibe un movimiento de oscilación por medio de una manivela y una biela. Puede fácilmente ajustarse para varias capacidades.

Un molino cónico de bolas, tipo Hardinge.- Tiene la forma de dos conos juntados en su base por un cilindro. Las dimensiones de la parte central cilíndrica que caracteriza el tamaño del molino, son:  $4\frac{1}{2}$  pies de diámetro por 16 pulgadas de largo, ocupa un espacio total de 7' de ancho por 10' de largo. La capacidad puede ascender a 75 toneladas en 24 horas, necesita una fuerza propulsora de 25HP. para el arranque continuando después su movimiento con solo 18HP. quedando después un sobrante de 7 HP. disponibles. Lleva una cubierta exterior formada de planchas de acero, un alimentador de cuchara, un forro interior compuesto de planchas de acero cromado y empernado al casco por medio de pesados pernos de cabeza cónica, conforme puede verse en el diseño o detalle, con el objeto de que la pérdida de metal excluido de la pulverización llegue a un mínimo. Lleva interiormente una carga de bolas de acero cromado de

4½, 3 y 2 pulgadas de diámetro cuyo peso es de 4 ~~200 libras~~

Un amalgamador Hardinge.- Acoplado por medio de ~~pernos al núcleo~~ del molino de bolas por el lado de la descarga, llevando ~~una~~ una ~~caja~~ caja cilíndrica de cobre amalgamado conforme puede verse en la fig.

Dos planchas amalgamadoras de Cu plateadas con 1 onza de Ag por pie cuadrado de superficie. Cada plancha tiene 6 pies de largo por 4 pies de ancho ( 1.80 m. x 1.20 m.), dichas planchas serán revestidas con Hg prefiriendo usar un pequeño exceso en esta operación que de menos.

Una trampa para amalgama y Hg.- cuyo detalle está diseñado en la fig. que acompaño, teniendo la forma de una tolva.

Una retorta para la destilación del Hg de la amalgama con sutubo de desprendimiento enfriado por una chaqueta de agua.

Dos crisoles de grafito.- dentro de su horno para la fundición del Au proveniente de la retorta.

Cuatro moldes de fierro fundido.- para formar las barras de bullion con una capacidad total de 150 onzas troy de Au.

Un tanque para agua.- de 3.50 m. de diámetro por 2,40 m. de alto para efectuar la molienda en húmedo durante el tiempo que no funcionen los aparatos de cianuración, siendo entonces reemplazado en la alimentación a los molinos por el tanque de sol. débil de KCN.

Una bomba centrífuga que absorberá el agua necesaria de escape de la primera Rueda Pelton; agua que llega a un sumidero y de aquí una parte sube al tanque yendo el resto a descargar en un canal para salir al exterior en dirección al río.

Un eje motriz principal de 2" de diámetro de 56½ pies de largo el que será impulsado en su movimiento rotativo por la ~~potencia~~ rueda Pelton, ésta forma parte de la instalación hidráulica y la describiremos a su tiempo. Impulsa 65½ HP. y da 395 r.p.m.

Un eje pequeño de 1 pulgada de diámetro, por 5 pies de largo para el movimiento de la chancadora Blake, propulsado por el primer eje, llevará dos soportes de pared, dos poleas y dos fajas. Impulsa 7 HP. y tiene una velocidad de 395 r.p.m.

Cuatro poleas para el primer eje: una motriz y tres propulsoras, ocho soportes colgantes colocados cada 8.5' según cálculo.

---

## SEGUNDA FAZ DEL TRATAMIENTO.

### CIANURACION.

Un molino cónico de guijarros, tipo Hardinge tube-mill.-De forma idéntica al molino de bolas del mismo tipo, ( dos conos juntados en su base por un cilindro), pero las dimensiones del tube-mill son mayores, y en vez de tenerla cubierta interior forrada con planchas de acero cromado, la tiene con trozos de pedernal colocados y unidos con cemento, aunque puede también usarse planchas metálicas con el objeto de que el cambio de los forros sea más rápido.

La parte central cilíndrica tiene 6' de diámetro por 30" de largo y el espacio total ocupado por el molino es de 9 pies de ancho por 12 pies de largo; lleva una carga interior de guijarros redondeados de pedernal de diferentes tamaños con un peso total de 4 800 libra siendo su capacidad de 70 toneladas por día de 24 horas, necesita una fuerza propulsora de 30 HP. para el arranque bajando después a 21 HP. para su marcha corriente.

Una clasificadora Duplex Dorr con una capacidad mínima de 75 tone-

ladas en 24 horas, provista de su tanque de  $4\frac{1}{2}$  pies de ancho por  $14\frac{1}{8}$ " de largo, con dos juegos de rastrillos suspendidos en láminas acodadas movidas por levas fijas que van en el eje motor del aparato. Lleva este eje una velocidad de 72 r.p.m., y necesita una propulsión de un octavo a  $\frac{1}{4}$  HP.

Un tanque cilíndrico pequeño de fierro de 2 metros de diámetro por 1.50 m. de alto, para recolectar el producto que sale de los molinos.

Una bomba para arenas que eleva la pulpa del tanque de recolección a la clasificadora Dorr, necesita una fuerza de 1 HP. para su funcionamiento.

Cinco espesadoras Dorr con sus tanques respectivos.— de 6.30 m. de diámetro y 2.00 m. de alto, con una capacidad de 62.31 metros cúbicos cada una ó sea una capacidad total de  $311.55 \text{ m}^3$ . Tienen un mecanismo compuesto de un eje vertical con brazos radiales provistos de rastrillos, dispuestos de manera de producir la descarga del material asentado por una abertura inferior central, mediante un movimiento lento de rotación, material que es elevado por medio de una bombita acoplada a la espesadora. El tanque está provisto de un canal circunferencial destinado a recibir el derrame claro. La potencia necesaria para hacer funcionar cada mecanismo varia de un octavo a  $\frac{1}{4}$  HP. y el de la bombita llega a  $\frac{1}{2}$  HP.

Cuatro agitadoras Dorr con sus tanques respectivos de 4.50 m. de diámetro por 3.00 m. de alto, lleva su mecanismo de agitación compuesto de un eje central y dos paletas movibles a charnela, provistas de rastrillos. Tiene además un tubo de aire a presión que

penetra centralmente por la parte inferior y que tiene por objeto levantar la pulpa hacia la parte superior, descárgandola sobre dos escaletas que la vuelven al tanque produciendo una verdadera agitación. La potencia necesaria para mover el mecanismo de las paletas será de  $\frac{1}{2}$  HP. para cada uno.

Una compresora de aire, Ingersoll Rand con su tanque de almacenamiento. Produce un desplazamiento del pistón de 154 pies cúbicos por minuto dando una presión de aire de 9 libras por pulgada cuadrada; da 350 r.p.m. y necesita una fuerza total de 9 HP. para su funcionamiento.

Cuatro cajas de precipitación para virutas de Zn.-Con 3 compartimentos, cada uno de 0.75 m. de ancho por 0.75 m. de alto y 6 m. de largo total. Cada compartimento lleva un falso fondo compuesto de un tejido de mallas de acero sobre el cual se coloca las virutas y una varilla de agitación, teniendo en total una capacidad suficiente para tratar 420 toneladas diarias de sol. doble de cianuro de Au y K.

Un torno para virutas de Zn.- Cuya operación se efectúa automáticamente, cortando virutas de un sexto a un octavo de pulgadas de ancho con un espesor de  $\frac{1}{500}$ ". El movimiento será ejecutado a brazo.

Dos tanques cilíndricos pequeños de recolección de soluciones. de 2 metros de diámetro por 1.50 m. de alto.

Un tanque para sol. debil.- De 4 metros de diámetro por 4 m. de alto con una capacidad total de 50.24 metros cúbicos.

Un tanque para sol. fuerte.- de 3.50 metros de diámetro por 2.80 m. de alto con una capacidad de 26.93 metros cúbicos.

Tres bombas centrífugas para elevar las soluciones que vienen de la precipitación, de la espesadora N° 2 y del tanque de sol. de los filtros-prensa respectivamente, necesitando una potencia de 1 HP. cada una para su funcionamiento.

Cuatro filtros-prensa accionados a mano, los mas convenientes para rapulpas granulares, cual es, el caso que tratamos.

Un tanque sumidero de sol. recolectada de los filtros prensa, de sección cuadrada de 1 metro de lado por 2 m. de profundidad.

Un horno con dos crisoles de grafito, que para el caso podemos utilizar el que sirve para fundir el Au proveniente de la retorta.

Dos moldes de fierro fundido idéntico a los ya descritos anteriormente con capacidad para 75 onzas troy.

Un eje principal motriz, de 22 pies de largo por  $1\frac{1}{2}$  pulgadas de diámetro, dará 350 r.p.m. y comunicará una fuerza de 31.75 HP.

Un eje motor de 15 pies de largo por  $\frac{1}{2}$  pulgadas de diámetro con 225 r.p.m. y 2 HP.

Un eje motor de 10' de largo por  $\frac{3}{4}$ " de diámetro, con 225 r.p.m. y 1.5 HP.

Un eje motor de 18' de largo por 1" de diámetro con 250 r.p.m. y 5.5 HP.

Un eje motor de 26' de largo por 1" de diámetro con 75 r.p.m. y 2.5 HP.

Un eje motor de 11' de largo y  $\frac{1}{4}$ " de diámetro con 90 r.p.m. y 1 HP.

24 soportes colgantes para los 6 ejes., tipo S.K.F.

34 poleas S.K.F. distribuidas en los 6 ejes anteriores de dife-

rentes diámetros, los cuales dependerán de la ~~velocidad~~ que deban transmitir.

253 metros de correas de cuero de diferentes anchos, ~~en su~~  
especificadas después.

---

#### ANEXOS

Estos comprenden los siguientes:

El laboratorio para los análisis, el alumbrado de la planta y oficinas y los talleres de reparaciones.

#### LABORATORIO DE ANALISIS.-

Una pequeña trituradora Blake de 0.75 HP.

Una pequeña pulverizadora de discos Symons de 0.75 HP.

Un horno de mufla.

Utiles de laboratorio cuya especificación se hará después.

#### ALUMBRADO,

Un dinamo de corriente continua con rieles tensores, reóstatos de excitación, etc, de 125 voltios, 220 R.P.M. y 10 K.W. de potencia. Además un surtido completo de lámparas, interruptores, alambre, cordón, rosetas, pantallas, etc, cuya especificación se hará después.

Taller de reparaciones.- Este se compone de herramientas y útiles en general para carpintero, herrero y mecánico y cuya especificación se hará después.

CALCULO DE LA FUERZA HIDRAULICA REQUERIDA Y DE LA INSTALACION TENIENDO EN CUENTA DE QUESE DES PONE DE GRAN ALTURA DE CAIDA Y DE PEQUEÑO GASTO.

La fuerza necesaria para poner en completo funcionamiento la planta metalúrgica será de 96 HP. lo que he encontrado sumando todas las fuerzas parciales necesarias. Dichas fuerzas las dividiremos en dos partes desiguales, accionada cada parte por una Rueda Pelton de distinta capacidad y potencia.

La primera Rueda Pelton tendrá una fuerza propulsora de 55.25 HP. y la segunda Rueda de 30.75 HP..

La caída bruta del agua ó sea el desnivel desde el sitio en que colocará el reservorio a la boquilla de la Rueda tendrá 120 metros, según el dato proporcionado por el enunciado, pero la caída utilizable que es la que desarrolla la fuerza será algo menor debido a los rozamientos en la tubería que reduce el efecto de la caída.

Se ha encontrado que la energía máxima que puede transportar el agua en un conducto está dado por la fórmula hidráulica siguiente:

$$T_m = 10000(H - 1/3H) = 2/3 10000H$$

donde puede notarse que un tercio de la caída H se ha perdido por la fricción en la tubería luego la caída utilizable será igual a:

$$h = 2/3 H$$

Reemplazando por sus valores:

$$h = 2/3 \times 120 = 80 \text{ metros.}$$

Como el trabajo motor es:

$$T_m = Qh \quad (Q - \text{está dado en litros})$$

y el rendimiento de la máquina solo alcanza el 75%, el trabajo útil

será:

$$T_u = 0.75Qh$$

Reemplazando esta fórmula por sus valores, siendo

$$T_u = 96 \times 75 \text{ kilogrametros}$$

$$96 \times 75 = 0.75xQx80$$

Despejando Q:

$$Q = 120 \text{ litros por segundo.}$$

Luego el gasto necesario para obtener una potencia de 96 HP que accione nuestra maquinaria será de 120 litros por segundo.

#### DIAMETRO DE LA TUBERIA MADRE.-

Cómo sabemos la pérdida total de carga es:

Caida útil - caída utilizable, es decir:

$$120 - 80 = 40 \text{ metros.}$$

Supondré que del reservorio a la usina hayan 160 metros horizontales de distancia, entonces la pérdida por metro corrido será:

$$J = \frac{40}{160} = 0.25 \text{ m.}$$

Conocemos Q y J, con estos datos aplicamos la tablade Flamant de la hidráulica para obtener el valor del diámetro D:

Vemos:  
que para  $Q = 0.120 \text{ m}^3$  .....  $\frac{Y}{J} = 41$

Desde despejando Y

$$Y = 41 \times 0.25 = 10.25$$

Ahoras las tablas N° 1 nos da:

$$\text{para } Y = 11.5 \text{ ..... } D = 0.15 \text{ m.}$$

$$Y = 8.44 \text{ ..... } D = 0.16 \text{ m.}$$

Interpolando entre estos dos valores tendremos que :

$$\text{para } Y = 10.25 \text{ ..... } D = 0.154 \text{ m.} = 6''$$

Luego el diámetro de la tubería madre será:

$$D = 6''$$

PRIMERA RAMIFICACION PARA LA PRIMERA RUEDA PELTON.

Esta última deberá desarrollar una potencia de 65.25 HP.

Gasto de la tubería.-

De la fórmula:

$$T_u = 0.75 Qh$$

Tu.- dado en kilogrametros.  
Q.- " " litros.

Reemplazando por sus valores:

$$T_u = 0.75 \times Q \times 80 = 65.25 \times 75$$

Resolviendo y despejando Q:

$$Q = 81.5$$

El gasto será por consiguiente:

81.5 litros por segundo.

DIAMETRO DE LA TUBERIA.

Aplice otra vez la fórmula de Flamant en la cual conocido el gasto y la pérdida por metro corrido, nos dará el diámetro de la tubería buscada.

$$\begin{aligned} \text{Para } Q = 0.080 \text{ m}^3 \dots\dots\dots \frac{Y}{J} = 83 \\ Q = 0.090 \text{ " } \dots\dots\dots \text{ " } = 68 \end{aligned}$$

Interpolando entre estos dos valores hallaremos que :

$$\text{para } Q = 0.0815 \dots\dots\dots \frac{Y}{J} = 80$$

donde :

$$Y = 80 \times 0.25 = 20$$

Ahora en las tablas :

$$\text{para } Y = 22.6 \dots\dots\dots D = 0.13 \text{ m.}$$

$$Y = 15.9 \dots\dots\dots D = 0.14 \text{ m.}$$

Interpolando entre estos dos valores tendré que:

$$\text{para } Y = 20 \dots\dots\dots D = 0.134 \text{ m.}$$

Luego el diámetro de la primera ramificación de la tubería será:

$$D = 0.134 \text{ m.} = 5\frac{1}{4} \text{ pulgadas.}$$

SEGUNDA RAMIFICACION PARA LA SEGUNDA RUEDA PELTON.

esta última tendrá que desarrollar 30.75 HP.

GASTO DE AGUA.

Aplico la fórmula conocida:

$$T_u = 0.75 Qh = 30.75 \times 75 = 0.75 \times Q \times 80$$

Resolviendo y despejando Q tendré:

$$Q = 38.5 \text{ litros por segundo.}$$

ó sea la diferencia entre el gasto total y el de la primera ramificación, lo que me ha servido de comprobación en los resultados.

En efecto:

$$120 - 81.5 = 38.5 \text{ litros por seg.}$$

DIAMETRO DE LA TUBERIA.

Conocidos los valores de Q y J aplicamos la fórmula de Flamant como anteriormente y hallamos:

$$\text{para } Q = 0.035 \text{ m}^3 \dots \dots \dots \frac{\gamma}{J} = 353$$

$$\text{Interpolando } Q = 0.040 \text{ m}^3 \dots \dots \dots \text{ " } = 280$$

Interpolando tendremos:

$$\text{para } Q = 0.0385 \dots \dots \dots \frac{\gamma}{J} = 302$$

$$\text{donde } \gamma = 302 \times 0.25 = 75.50$$

En las tablas:

$$\text{para } \gamma = 79 \dots \dots \dots B = 0.10$$

$$\text{ " " } 50 \dots \dots \dots \text{ " } 0.11$$

Interpolando nuevamente tendremos:

$$\text{para } \gamma = 75.5 \dots \dots \dots D = 0.101 \text{ m.} = 4''$$

Luego el diámetro de la segunda tubería será aproximadamente:

$$D = 4 \text{ pulgadas.}$$

#### DIAMETRO DEL PRIMER PITÓN DE LA TUBERÍA.

Como el pitón es una bequilla convergente y en ella se efectúa una pérdida de carga debido a la contracción de la vena fluida, la fórmula de su gasto estará afectada por un coeficiente que ha sido calculado aproximadamente en 0.94.

Luego:

$$Q = 0.94 w \sqrt{2gh}$$

Siendo:

$$Q = 81.5 \text{ l.p.s.}$$

$$h = 80 \text{ m}$$

$$w = \frac{\pi d^2}{4}$$

Despejando la sección  $w$ , resolviendo y despejando después el diámetro  $d$  tendremos:

$$d = 0.053 = 2" \text{ aproximadamente.}$$

#### DIAMETRO DEL SEGUNDO PITÓN

Siendo:

$$Q = 38.5 \quad \text{y} \quad h = 80 \text{ m.}$$

Procediendo análogamente y aplicando la misma fórmula tendremos para

$$d = 0.036 \text{ m} = 1.7/16"$$

#### DIAMETRO DE LA PRIMERA RUEDA PELTON,

Se ha encontrado en hidráulica que la velocidad más conveniente para las Ruedas Pelton, para dar su mayor rendimiento, es cuando llega a la mitad de la que anima al líquido a su salida del pitón.

Podremos por consiguiente escribir:

$$\pi N D_1 = \frac{1}{2} 60v \dots \dots \dots (1)$$

siendo v la velocidad del chorro,

N...el número de revoluciones por minuto = 395

D.... el diámetro de la Rueda que buscamos.

Como:

$$v = 0.94 \sqrt{2gh} \dots \dots \dots \text{es conocido}$$

Reemplamos (1) por sus valores y despejamos D:

$$D = 0.900 = 3' \text{ aproximadamente.}$$

DIAMETRO DE LA SEGUNDA RUEDA.

Procediendo análogamente encontraremos:

$$\pi D_2 N_2 = \frac{1}{2} 60v$$

$$v = 0.94 \sqrt{2gh} \dots \dots \dots N_2 = 630 \text{ r.p.m.}$$

Reemplazando y despejando D

$$D = 0.59 \text{ m.}$$

O sea

$$D = 2 \text{ pies aproximadamente.}$$

Los resultados obtenidos por el cálculo coinciden con muy poca diferencia con los que dan los catálogos de la casa constructora de las Ruedas Pelton; así por ejemplo, el catálogo señala una potencia de 72 HP. desarrollada por una rueda de 3' de diámetro con una caída de 80 metros y un gasto de 85 litros por seg. produciendo 402 revoluciones por minuto; pero como solamente necesito 62½ HP. esta fuerza llegaré a obtenerlo teniendo en cuenta el menor gasto que solo asciende a 81.5 litros p.s. y el menor número de revoluciones que como consecuencia dará la Rueda. Lo mismo sucede para la otra Rueda Pelton de 2' de diámetro, que desarrolla según

el catálogo unapotencia de 31.9 HP. para un gasto de 38 l.p.s. y 641 r.p.m., es la misma que voy a emplear para desarrollar una fuerza necesaria de 30.75 HP.

En resumen las Ruedas Pelton más aparentes para nuestro objeto serán: una de 3 pies de diámetro y la otra de 2 pies .

La tubería teniendo en cuenta la gran caída será de acero remachado y se compondrán de los 3 tramos siguientes:

220 metros de tubería madre de 6" de diámetro.

15 " " " para la 1a. ramificación, de 5½"

15 " " " " " 2a. " 4"

---

#### CALCULO DEL CANAL.

Como el terreno donde va a ser construido el canal es terreno deleznable de falda, tendré necesidad de construirlo con muros de sostenimiento, tal como de concreto revestido interiormente de cemento consolidando previamente el terreno en las partes que lo necesiten por medio de morrillos ó piedras que se tomarán del lugar.

La sección del canal será aquella que de el máximo gasto, con el área mínima, será por consiguiente trapezoidal, en donde la altura o profundidad del agua será el doble del radio medio, ó sea que el ancho de la superficie del agua será igual a la suma de los lados inclinados conforme está demostrado en hidráulica.

El problema que tendré que ejecutar es el siguiente:

Hallar el ancho y la profundidad del canal cuya sección transversal sea mas conveniente ( área mínima) y cuyas paredes son de concreto revestidas interiormente con cemento, La cantidad de agua que

conducirá por segundo será de 120 litros con una velocidad de 0.50 metros por seg, ; sus costados tendrán una inclinación de 1 de base por 2 de altura, o sea para  $\theta = 63^{\circ}26'$ .

He tomado la velocidad de 0,50 m. por seg. porque en los canales industriales de esta clase es la que se toma frecuentemente con el objeto de evitar arrastres de arena y materiales detríticos que traen un desgaste de la tubería por donde pasará después; y el ángulo  $\theta = 63^{\circ}26'$  también se emplea para los canales que llevan muros de sostenimiento.

### Solución

La fórmula que nos da el área mínima es la siguiente:

$$\frac{2h}{\text{sen } \theta} (1 + 2h \text{ cot. } \theta) \dots \dots \dots (1)$$

despejando  $l$  :

$$l = h \left( \frac{2}{\text{sen } \theta} - 2 \text{ cot. } \theta \right)$$

como:

$$\text{sen } \theta = 0.894 \quad \text{y} \quad \text{cot. } \theta = 0.500$$

reemplazando la fórmula por sus valores tendremos:

$$l = 1.237h$$

La fórmula que da la sección  $\Omega$  es:

$$\Omega = h(1 + h \text{ cot. } \theta)$$

donde:

$$\Omega = h(1,237h + 0,5h) = 1,737h^2$$

El perímetro mojado estará dado por:

$$\chi = 1 + \frac{2h}{\text{sen } \theta} = 1,237h + \frac{2h}{0.894} = 3,474h$$

Siendo el radio medio:

$$R = \frac{\Omega}{\chi} = \frac{1,737h^2}{3,474h} = 0.5h$$

relación que es la mas conveniente en un canal trapezoidal.

Pero como la sección puede tambien representarse por la siguiente fórmula:

$$\Omega = \frac{Q}{u} = \frac{0.120}{0.50} = 0.24 \text{ m}^2$$

igualandó este valor de  $\Omega$  al anterior tendré:

$$1.737h^2 = 0.24 \text{ m}^2$$

donde resolviendo y despejando h :

$$h = 0.372 \text{ m}$$

luego  $l = 1.237h = 0.463 \text{ m}.$



Para hallar la pendiente I , aplicamos la fórmula de Bazin en que conocido el radio medio nos da el valor

$$\frac{\sqrt{RI}}{u}$$

se conocen R y U, facil es despejar I.

La tabla N# 20 nos da en la primera categoria:

para R=0.15.....	$\frac{\sqrt{RI}}{u} = 0.0133$
" " 0.20 .....	" " 0.0130

Interpolando entre estos dos valores nos dará

para R=0.186 .....  $\frac{\sqrt{RI}}{u} = 0.0131$

Resolviendo y despejando I de esta última ecuación tendremos:

$$I = 0.00023 \text{ m}.$$

o sea 23 centímetros por kilómetro.

PRESA O DIQUE.

Voy ahora a calcular la altura G que dará a la presa ó dique que se construirá en una corriente de agua con el objeto de asegurar la derivación mínima de 0.120 metros cúbicos de agua por seg. suponiendo que la cantidad ordinaria de estiaje

es de 200 litros con un altura  $D$  sobre el fondo de 0,30 m.; (la altura) la altura  $d$  a que deberá llegar el agua en relación con la cota del punto de derivación es de 0,20 m. siendo la longitud de la presa de 1.20m.

### Solución

El gasto del vertedero que forma la presa, durante el estiaje será:

$$Q = 0.200 - 0.120 = 0.080 \text{ m}^3$$

Como se puede notar en la fig. que acompaño, el dique tiene su coronación fuera del nivel original del río.

Siendo  $H$  la carga sobre la coronación,  $G$  la altura que debe darse al dique,  $D$  la profundidad de las aguas antes de su construcción ó aguas abajo y  $d$  la altura que tomarán estas después de levantado el barraje, podemos deducir la siguiente ecuación:

$$G + H = D + d$$

donde  $G$   $G = D + d - H \dots \dots \dots (1)$

Como el vertedero está desprovisto de contracción terminal en el que hay velocidad de entrada, aplicaremos la fórmula respectiva del gasto:

$$Q = K'L(H + 1.1/3h\sqrt{2g(H + 1.1/3h)})$$

en que  $L$  es la longitud del umbral y  $h$  la altura debida a la velocidad de entrada.

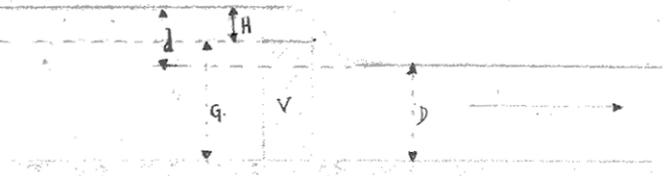
Designando por  $M$  el producto:

$$K'\sqrt{2g} = 4.427 K = M$$

se tendrá:

$$Q = ML(H + 1.1/3h)^{3/2}$$

despejando  $H$



$$H = \left( \frac{Q}{ML} \right)^{2/3} = 1.1/3 h$$

sustituyendo en (1) se tendrá:

$$G = D + d + 1.1/3 h - \left( \frac{Q}{ML} \right)^{2/3} \dots \dots \dots (2)$$

El valor de  $h$  se determinará calculando primero la velocidad media en función del gasto y del área mojada por la fórmula:

$$u = \frac{Q}{H(D+d)} = \frac{0.080}{12(0.3+0.2)} = 0.133 \text{ m.}$$

por lo tanto la altura debida a la velocidad será:

$$h = \frac{u^2}{2g} = \frac{0.018}{19.6} = 0.001 \text{ m.}$$

Reemplazando la ecuación (2) por sus valores:

$$G = 0.30 + 0.20 + 1.1/3 \times 0.001 - \left( \frac{0.080}{M \times 1.2} \right)^{2/3}$$

Como el valor de  $M$  oscila entre 1.4 y 2.1 en proporción a la carga y al ancho  $L$  del umbral, medido en la dirección de la corriente y según la inclinación de los muros del dique, tanto hacia aguas arriba como hacia aguas abajo; frecuentemente se adopta su valor medio de 1.80 que es el que he adoptado;

luego el valor de  $G$  será:

$$G = 0.5 + 0.001 - \left( \frac{0.080}{1.8 \times 1.2} \right)^{2/3} = 0.39 \text{ m}$$

Como comprobación aplicaremos la fórmula de Francis que da el gasto de vertederos sin contracción:

$$Q = 1.84 \times L \times H^{3/2}$$

Pero como  $H = D + d - G = 0.11$

Reemplazando tendremos:

$$Q = 1.84 \times 1.20 \times 0.11 = 0.24288 \text{ m}^3$$

que nos da un valor muy aproximado al que desee dejar escapar por el vertedero, luego la operación está bien hecha.

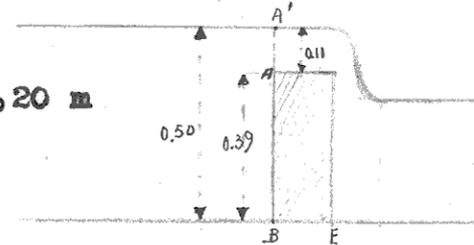
Ahora investigaré las condiciones de estabilidad del dique;

Las dimensiones del dique de represa cuya sección es rectangular serán:

$$\text{Altura} = 0.39 \text{ m} \quad \text{ancho} = 0.30 \text{ m} \quad \text{largo} = 1.20 \text{ m}$$

llevará además una sobrecarga de 0.11 m de agua.

### Presión del agua.



La altura del prisma total considerando presa y sobrecarga será:

0.50 m. El centro de gravedad de la superficie presionada está en el medio de AB o sea a 0.25 del punto B

La superficie presionada por el agua será:

$$0.50 \times 1.20 = 0.60 \text{ m}^2$$

La presión que soporta será:

$$\text{Presión total} = 0.60 \times 0.25 \times 1000 = 150 \text{ Kg.}$$

siendo 1000 Kg. el peso de  $1 \text{ m}^3$  de agua y 0.25 la distancia vertical del centro de gravedad a la superficie libre.

### Momento de derribo.-

$$M_d = 150 \times 0.167 = 25.05 \text{ Kilegrámetros}$$

siendo 0.167 la distancia del centro de presión a partir de la base ó sea igual a un tercio de la altura total

### Peso de albañilería y sobrecarga.

$$\text{Peso albañilería} = 0.39 \times 1.20 \times 0.30 \times 2200 = 308.88 \text{ Kg.}$$

$$\text{Peso de sobrecarga} = 0.11 \times 1.20 \times 0.30 \times 1000 = 39.60 \text{ Kg.}$$

sabiendo que  $1 \text{ m}^3$  de albañilería pesa 2200 Kg. y  $1 \text{ m}^3$  pesa 1000 Kg

El peso total de bañileta y sobrecarga será:

$$P = 308.88 + 39.60 = 348.48 \text{ Kg.}$$

Momento de estabilidad.

Determinando el centro de gravedad del prisma total A'B encuentre que su vertical pasa por el centro de figura ó sea á 0.15 del punto E, siendo su momento de estabilidad:

$$M_e = 348.48 \times 0.15 = 52.27 \text{ Kgmts.}$$

le queda al muro de la represa un coeficiente de seguridad:

$$\frac{M_e}{M_d} = \frac{52.27}{25.05} = 2.09$$

suficiente para resistir los empujes y presiones del agua.

CALCULO DE LAS DOS COMPUERTAS

Tanto para la admisión del agua al canal como para la descarga del exceso en caso de avenidas emplearé compuertas de fondo de orificio sumergido. Entonces el gasto está dado por la siguiente fórmula:

$$Q = K' S \sqrt{2gh}$$

pero como el orificio tiene solamente contracción en un solo lado, Poncelet da un valor para K':

$$K' = K(1 + 0.125)$$

y en los orificios sumergidos el valor de K según las experiencias de Hamilton es:

$$K = 0.62$$

luego:  $K' = 0.62(1 + 0.125) = 0.70$

Reemplazando en el gasto este valor de K'

$$Q = 0.70 S \sqrt{2gh}$$

pero como  $h = 0.13$  m y  $S = a \times b = a \times 0.46$

reemplazando:

$$Q = 0.70 \times 0.46 \times a \sqrt{19.6 \times 0.13}$$

$$0.120 = 0.32 \times a \times 1.60$$

despejando a:

$$a = \frac{0.120}{0.32 \times 1.60} = 0.234 \text{ m.}$$

es decir, que la altura del orificio de la compuerta será de 0.234

Como comprobación aplicaremos la fórmula dada anteriormente:

$$Q = K' S \sqrt{2gh}$$

Reemplazando:

$$Q = 0.70 \times 0.46 \times 0.234 \sqrt{19.6 \times 0.13} = 0.120 \text{ m}^3$$

que es el gasto deseado para el canal.

Las compuertas empleadas serán de planchas de fierro de 6 a 8 mm. de espesor ó sea de  $\frac{1}{4}$ " deslizadas entre carriles colocados en los pilares de entrada al canal.

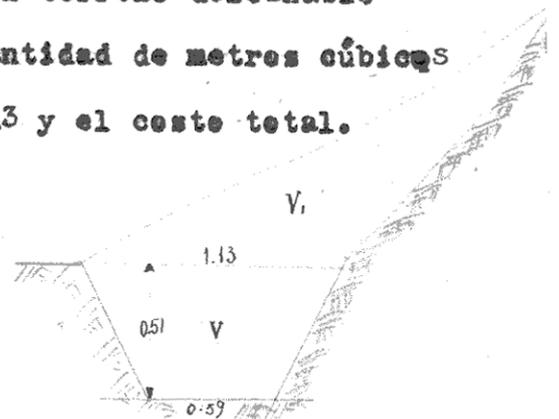
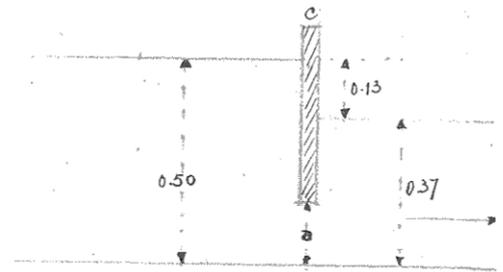
### EXCAVACION DE TIERRAS PARA CONSTRUIR EL CANAL.

El canal será construido a cielo abierto y en terreno deleznable de falda. Tendremos que calcular la cantidad de metros cúbicos que hay necesidad de extraer, el costo por m<sup>3</sup> y el costo total.

La cantidad que habrá que excavar estará compuesta de dos volúmenes:

$$V + V_1$$

V- el volumen que será ocupado por el canal y la albañilería interior;



$V_2$  el volumen ocupado por la inclinación natural del terreno, tendremos pues, un tronco pirámide mas un prisma triangular.

Sus volúmenes respectivos son:

$$V = \frac{h}{3} (A + A_1 + \sqrt{A \cdot A_1})$$

$$V_1 = Ah$$

Resolviendo y reemplazando por sus valores tendremos:

$$V = 129.37 \text{ m}^3$$

$$V_1 = 125.43 \text{ m}^3$$

Sumando tendremos:

$$V + V_1 = 254.80 \text{ m}^3$$

Ahora según Levi un obrero trabajando a cielo abierto y en terreno suelto puede hacer y transportar 1 m<sup>3</sup> en 0.8 a 1 hora, tomare para mi caso el máximo es decir 1 hora.

Trabajando 8 horas diarias excavará y transportará diariamente

$$8 \times 1 = 8 \text{ m}^3$$

siendo su jornal diario de 2 soles; luego el costo por metro cúbico será:

$$\frac{2.00}{8} = 0.25$$

y el costo total será:

$$0.25 \times 254.80 = \underline{63.70 \text{ soles}}$$

---

CALCULO DE LA ABANILERIA DEL CANAL, VERTEDERO, RESERVORIO Y SOPORTES DE LA TUBERIA MADRE, RAMIFICACIONES Y RUEDA PELTON.

VERTEDERO.

El volumen ocupado por el vertedero es:

$$V = 1.20 \times 0.30 \times 0.60 = \underline{0.22 \text{ m}^3}$$

siendo 1.20 el largo; 0.30 el ancho y 0.60 el altototal; a este último se le ha agregado 21 centímetros mas de la altura verdadera que se alcanzaba 0.39 m , con el objeto de que sirvan de cimientos

CUATRO PILARES Y DOS UMBRALES PARA LAS DOS COMPUERTAS.

El volumen ocupado por ellos sera:

Pilares:  $V = (0.25 \times 1.20 \times 0.20)4 = 0.24$

Umbrales:  $V_1 = (0.20 \times 0.20 \times 0.46)2 = 0.02$

Total..... 0.26 m<sup>3</sup>

CANAL DE ALIMENTACION.

Sus paredes laterales son dos paralelepípedos y su fondo es un tronco de pirámide.

El volumen total sera:

$$V = (0.50 \times 0.1 \times 300)2 = 30.00 \text{ m}^3$$

$$V_1 = \frac{0.1}{3}(0.463 \times 300 + 0.59 \times 300 + \sqrt{138 \times 177}) = 15.76 \text{ m}^3$$

Total..... 45.76 m<sup>3</sup>

RESERVORIO.

Está compuesto de tres paredes iguales de 1.20 x 1.20 x 0.20 cada una y un piso de concreto de 1.2 x 1.2 x 0.10

El volumen total será:

$$V = (1.2 \times 1.2 \times 0.2)3 + (1.2 \times 1.2 \times 0.1) = 1.01 \text{ m}^3$$

SOportes DE LA TUBERIA MADRE Y RAMIFICACIONES.

La longitud total de las tuberías de 250 metros estará colocada sobre soportes distantes 3 metros de eje a eje, necesitándose por consiguiente:

$$250 : 3 = 83 \text{ soportes}$$

Las dimensiones de cada soporte serán:

$$0.30 \times 0.25 \times 0.20$$

y el volumen empleado :

$$V = 83 \times 0.30 \times 0.25 \times 0.20 = \underline{1.25 \text{ m}^3}$$

SOPORTES DE LAS DOS RUEDAS PELTON.

El volumen ocupado será:

$$V = (1.2 \times 0.3 \times 4 \times 1)2 = \underline{2.88 \text{ m}^3}$$

DOS CANALES DE DESCARGA DE LAS DOS RUEDAS PELTON.

El primer canal se compone de 2 tramos y el segundo de 1 sdo;

el volumen total será:

$$V = (3 \times 0.15 \times 1.5)2 + (3 \times 0.4 \times 0.1) = 1.47 \text{ m}^3$$

$$V_1 = (7 \times 0.15 \times 1)2 + (7 \times 0.4 \times 0.1) = 2.38 \text{ "}$$

$$V_2 = 9 \times 0.15 \times 1)2 + (9 \times 0.4 \times 0.1) = 3.06 \text{ "}$$

Total..... 6.91 m<sup>3</sup>

El gaste total de concreto empleado asciende a 58.29 m<sup>3</sup>

Agregaremos un 10% para imprevistos..... 5.83 "

Dando un total general de ..... 64.12 m<sup>3</sup>

Ahora vamos a calcular la cantidad de material que entra en los 64.12 m<sup>3</sup> de concreto.

La mezcla Standard de concreto usada será:

1 cemento x 2 arena x 4 hornigón

Aplicando la regla práctica de Fuller que dice: El gaste de barriles decemente en una yarda cubica será igual al número 11 dividido per la suma de las partes mezcladas.

Multiplicando el resultado per el número de partes de arena emplea-

da y per los pies cúbicos contenidos en un barril é sean mas é me-  
nos 3.8 y dividide todo per 27 nos dará las yardas cúbicas de are-  
na requerida.

Procediéndé análogamente hallaremos el hormigón empleado.

Barriles de cemento.-

$$11: 7 = 1.57 \text{ barriles per yarda cúbica.}$$

pero  $1 \text{ m}^3$  es igual a 1.308 yardas cúbicas;

luego la cantidad total de cemento empleado sera:

$$1.57 \times 1.308 \times 64.12 = 131.67 \text{ barriles.}$$

aproximadamente.....132 barriles.

Metros cúbicos de arena.

Aplicando la regla anterior:

$$1.57 \times 3.8 \times 2 : 27 = 0.44 \text{ yd. cub.}$$

como  $1 \text{ m}^3 = 1.308 \text{ yd. cub.}$

luego:

$$0.44 \times 1.308 \times 64.12 = 36.90 \text{ yd. cub.}$$

pero  $\text{yd. cub.} = 0.765 \text{ m}^3$

luego

$$36.90 \times 0.765 = 28.23 \text{ m}^3$$

aproximadamente.....28.50 m<sup>3</sup>

Metros cúbicos de hormigón.

Como la cantidad empleada es doble de la de arena, su volumen será:

$$28.50 \times 2 = \underline{\underline{57.00 \text{ m}^3}}$$

PRODUCTOS QUE SE OBTENDRAN EN CADA ETAPA DEL TRATAMIENTO Y MANERA  
DE TRANSFORMARLOS EN METALES

Conocidas y bien determinadas las dos etapas del procedimiento, indicaré los productos obtenidos en cada una de ellas y la manera de transformarlos en metal.

PRIMERA ETAPA.

Siendo esta la amalgamación, la cual como he dicho anteriormente se efectúa en el molino cónico de bolas Hardinge, en el amalgamador especial del mismo tipo y en las planchas amalgamadoras de Cu plateadas, es indudable que el producto obtenido es una amalgama de Au, siendo la mayor parte una amalgama áspera muy rica con un 50% de Au aproximadamente, hermosa cualidad que ha sido demostrada experimentalmente en muchas plantas metalúrgicas que usan estos aparatos; no habrá pues necesidad de hacerlas pasar a través de lenas ó tejido grueso de muselina para separar el exceso del Hg.

Como la ganga que acompaña al mineral está constituida principalmente por cuarzo, mineral limpio fácilmente separable no se presentarán en la amalgama esos depositamientos de lede frecuentes en el caso de minerales auríferos que contienen sulfuros, arseniures ó antimoniures.

-La amalgama queda por consiguiente lista para ser destilada en la retorta y fundida después.

DESTILACION.

Estase llevará a cabo en una retorta vertical de fierro fundido

colocada en un hornillo de ladrillos, está provista de su tapa con un tubo para el desprendimiento del Hg; dicho tubo está rodeado á su vez por una demayer diámetro, de enfriamiento, que constituye la chaqueta por la cual circula constantemente agua fría, con el objeto de prever la condensación de los vapores de Hg que por él pasan. La parte final del tubo está cubierta con un paño húmedo y se sumerge en una cubeta que contiene agua y en donde se recibe el Hg destilado.

Se tendrá bastante cuidado para que el nivel del Hg en el condensador ó el agua colocada en la cubeta receptora nunca llegue a cubrir el fin del tubo de desprendimiento, porque de otra manera, si la temperatura de la retorta baja fuertemente, entonces el agua puede ser aspirada dentro la retorta caliente causando por consiguiente una explosión.

La retorta estará ferrada interiormente con tiza ó cenizas de manera antes de efectuar la carga y las masas de amalgama cubiertas con papel para evitar la adherencia del bullicio al fierro.

La carga no sobrepasará los  $2/3$  de la capacidad de la retorta con el objeto de impedir que partículas de amalgama sean lanzadas a travéz del tubo de desprendimiento en caso de que el Hg hierva debido a un sobrecalentamiento, en tal caso se obstruiría el tubo y causaría probablemente una explosión.

Entre la tapa y la retorta propiamente dicha se colocarán hojas delgadas de asbesto, ó aceites pesados con el fin de asegurar una hermeticidad en las juntas, asegurándola después con grampas ó cuñas de acero.

La retorta será gradualmente calentada con carbón de piedra, mien-

tras el agua estará continuamente corriendo a travez de la chaqueta condensadora, hasta que el Hg comienze a pasar libremente en la cubeta recibidora. El calor entences se disminuirá pero manteniendo la temperatura suficiente para la destilación continúa del Hg. Cuando la destilación haya cesado se elevará la temperatura al rojo oscuro, mateniéndola en ese estado por media hora, después de la cual el fuego se deja fenecer y la retorta ya fría es abierta. Durante el calentamiento final el tubo condensador será golpeado intermitentemente para dejar caer las últimas gotas de Hg destilado.

El tiempo de destilación en esta retorta será mas ó menos de 3 a 4 horas.

Una vez fría el producto, se procederá a su fusión en crisoles de grafito colocados en un horno de mamposteria y calentado por carbón de piedra.

El crisol será primero calentado suavemente para expeler la humedad y prebar su consistencia, para poder así evitar cualquier evacuación del metal. Una vez calentado se elevará la temperatura hasta el rojo y se cargará con una parte de fundentes, se funden estos, enseguida se le agrega el metal de la retorta, unos cuantos trozos a la vez, teniendo cuidado de evitar salpicamientos por la introducción del metal. El máximo de la carga alcanzará las  $\frac{1}{2}$  partes de la capacidad del crisol.

Los fundentes estarán compuestos principalmente por cristales de borax, bicarbonato de Na y un poco de nitro.

Si el hierro metálico se encontrara en regular cantidad, se agre-

gará  $\text{SiO}^2$  para escerificarle, pero no mucho hasta lograr formar una escoria viscosa, porque arrastraría algo de bullien. Cuando este es muy básico requerirá 5 % ó mas de fundentes para producir una barra limpia, en todo caso las experiencias y ensayos del metal son los que determinarán la respectiva preperción.

El metal se mantendrá fundido por unos 20 minutos, después se agitará con una varilla de fierre para formar una masa homogénea, espumada la escoria se vaciará el metal en moldes. Estos serán de fierre fundido, estarán bien calentados y cubiertos interiormente con grafito, hollín de resina mezclado con aceites pesados ó parafina fundida.

Una vez suficientemente frias las barras de bullien, serán sumergidas dentro un bañe de agua fría ó mejor dentro de agua con pequeña cantidad de  $\text{SO}^4\text{H}^2$  ó  $\text{NO}^3\text{H}$  que las limpiará de algunas impurezas. Las escorias que hayan quedado adherentes se separarán entonces por el martilleo, y las barras se limpiarán, numerarán, pesarán y perforarán para sacar muestras para el análisis.

Una buena muestra será obtenida efectuando 6 taladros de  $3/32''$  de diámetro y  $1''$  de profundidad en cada lado arriba y abajo de la barra.

Las escorias son restregadas y lavadas para quitarles el grafito que haya quedado adherido y mandarlas nuevamente al molino para ser aprovechadas.

—————  
0000000000  
—————

#### SEGUNDA ETAPA.

El único producto que obtendré como resultado de la cianuración y precipitación subsiguiente de la sel. formada de cianuro doble de

Au y K , será un precipitado de Au de un color castaño mas ó menos rojizo ó bruno y en cuya precipitación ha arrastrado impurezas, constituidas principalmente por el Zn empleado.

Para separar esas impurezas procederé a la fusión y refinado del precipitado, lo cual se hará en crisoles de grafito una vez bien seco el precipitado. En caso de que el exceso de Zn fuera bastante fuerte, entonces se tratará de eliminar dicho exceso, disolviéndolo en un baño de  $\text{SO}_4\text{H}^2$  al 10 % y una vez seco el precipitado llevarlo a la fundición.

Algunas veces se hace necesario un testado previo con algo de nitrato, sobretodo cuando los minerales han sido impuros; creo no habrá necesidad de emplearlo en los minerales que tengo que tratar en vista de sus inmejorables condiciones.

La fusión en crisoles se efectuará en el mismo horno empleado anteriormente para el metal proveniente de la retorta, habiendo solo una pequeña variación en los fundentes, los cuales serán mezclados con el precipitado seco.

A pesar de que la composición de los fundentes varia demasiado, podré dar una muy usada y es la siguiente:

30 % de bicarbonato de Na.

10 % de  $\text{SiO}_2$  limpia.

60 % de cristales de berax.

El peso, total de los fundentes oscila de 18 a 35 % del peso del precipitado, aumentando proporcionalmente a la cantidad de Zn que se encuentra en el metal. Una pequeña proporción de  $\text{NaNO}_3$  podrá también ser usada para ayudar a la oxidación, pero no se abusará

de él, porque destruiría rápidamente el crisol causando la consiguiente pérdida.

Si el precipitado lleva mucha base metálica, habrá que aumentar la cantidad de  $\text{SiO}_2$ ; de modo que, en los ensayos serán los que determinen de una manera clara y fija la proporción y calidad de los fundentes.

Una vez fundido el metal se procederá idénticamente como en el caso anterior, vaciándolo en los mismos moldes y observando el mismo procedimiento.

#### PRECAUCIONES.

Constituyendo el Hg un veneno poderoso y teniendo la propiedad de atravesar la piel, efectuándose la absorción a través de ella, ó por la respiración de los vapores mercuriales ó absorción de sales solubles de Hg, deberán tomarse las debidas precauciones, para lo cual deberá emplearse guantes especiales para la extracción de la amalgama, evitar la respiración de los vapores de Hg cuando las planchas sean tratadas por el vapor, ó limpiadas con agua caliente ó proveniente de los escapes de la retorta.

Igualmente se usarán guantes en la limpieza de las cajas de Zn y en la manipulación del precipitado.

El envenenamiento es en la cianuración causada principalmente por el HCN. Se procurará por consiguiente no exponer a los operarios a la acción de los humos provenientes de la fundición y refinado, ni hacerles entrar a los tanques que han sido dejados cerrados ó cubiertos con selo de cianuro; al mismo tiempo la oficina dispondrá de una buena ventilación como un medio protector y de reactivos a-

propiedades para los casos de envenenamientos ya sea por, el Hg ó  
por el HCN.



## CAPITULO SEXTO

### PLANO DEL CONJUNTO DE LA INSTALACION Y DETALLES DE LOS APARATOS ADOPTADOS.

Adjunto al estudio del problema metalúrgico acompaño un plano completo de la instalación, en el cual podrán notarse todos los aparatos empleados, su posición y combinación durante el trabajo.

La leyenda que copiada al pie está, aclarará aún mas la comprensión del conjunto y la escala a la que está dibujada es de  $1/100$ , es decir  $1\text{cm.} = 1\text{m.}$

En otra lámina he efectuado un corte longitudinal, en la cual se pueden ver bastantes detalles de los principales aparatos, la disposición del terreno, la colocación de los ejes, correajes, etc. Dibujada también a la misma escala.

Las siguientes láminas han servido para hacer ver aisladamente los sustanciales detalles de los principales aparatos.

La fig. 1 representa la instalación para la captación del agua necesaria para el funcionamiento de la maquinaria y usos de la oficina metalúrgica. Como se puede ver en el croquis el trabajo que se llevará a cabo es muy sencillo. Se notan claramente la disposición del vertedero V, el canal de acceso C, el canal de escape Ce y las dos compuertas C, una para cada canal.

La fig. 6 representa un corte vertical del barraje y elevación de las aguas del río, D es el nivel de origen de las aguas; d - el aumento de nivel producido por el barraje; G - la altura del barraje presa ó dique y H - la altura de carga sobre el umbral.

El vertedero V es de concreto y de sección rectangular.

La fig. 2 muestra un croquis en proyección vertical de la altura de caída, reservorio y conducción del agua por tubería a las ruedas Pelten.

R.- es el reservorio de sección cuadrada, lleva un enrejado ó parrilla inclinada para impedir el paso de materiales extraños a la tubería;

G.- es una compuerta de admisión;

D.- un tubo cónico de entrada a la tubería;

T.- la tubería y G.- sus cedos;

V.- laboquilla o pitón y R.P.- la Rueda Pelten con su canal de desagüe.

La fig. 3 representa una Rueda Pelten colocada sobre soportes de mampostería.

t.- son las tacitas de acero cromado;

gh.- son las chumaceras

c.- la cubierta de acero;

P.- la polea y e.- el eje.

M.- la mampostería de concreto que sirve de soporte a la Rueda Pelten.

La fig. 4 representa un corte vertical de una boca o pitón de aguja para la tubería; en ella se puede apreciar como la aguja avanza ó retrocede dejando el paso a menor ó mayor cantidad de líquido.

La fig. 5 representa un trazo de la tubería de acero remachado y unidos por anillos, especial para grandes caídas.

La fig. 7.- representa la compuerta de admisión del agua al canal de acceso; a.- es la abertura ó altura de agua de entrada;

l.- el umbral.

Ella se compone de una planchada de fierro unida

a un yernille que sube ó baja per medio de una tuerca, camina entre dos carriles situados, en la mamposteria de conerete que forman los pilares.

La fig. 8.- representa la sección trapezoidal del canal; en ella puede apreciarse la altura  $h$  del líquido y la inclinación de las paredes laterales.

La fig. 9.- representa al grizzly ó enrejado para la clasificación del mineral, que viene de la mina, en grueso y menudo. Está compuesto de barretes de acero de sección trapezoidal.

La fig. 10.- muestra en proyección vertical las compuertas de las telvas, puede apreciarse el engranaje de piñón y cremallera que acciende ó baja la compuerta accionada a braze per intermedio de una rueda.

La fig. 11.- representa en proyección vertical el alimentador automático de pared tipe "Muralla".

La fig. 12 representa la proyección vertical y horizontal de la trituradora Blake: A.- es la quijada de acero fija y B.- es la móvil; P la polea, V.- los volantes; el eje y la excéntrica está representado al lado.

La fig. 13.- representa al molino cónico de bolas Hardinge en proyección vertical y la fig. 14 en proyección (en proyección) horizontal; en ella pueden apreciarse los sig. detalles:

- 2.- Alimentador de cuchara reversible; 3.- pieza de extensión;
- 4.- ferre de los muñones; 5.- sembrero del cojinete;
- 6.- tapa del cojinete; 7.- muñón alimentador;
- 8.- bola principal de apoyo del cojinete; .
- 9.- base principal del cojinete; 10.- viga de soporte;

- 11.- anillo accitador; 12.-muñón de descarga ;  
 13.- hueso de hombre; 14.-ajuste del anterior;  
 15.-tubo de descarga; 16.-Base de los cojinetes del contra-eje.  
 17.-sembrero del cojinete del contraeje;  
 18.-boladel cojinete del contraeje; 19.- cellar de seguridad;  
 20.- piñón; 21.-contraeje; 22.- pelea.

El molino cónico de gujarres es análogo al anterior en su forma y disposición con la sola diferencia de tener el molino propiamente dicho ó sea la parte cilíndrica central de mayor dimensión y que el ferre interior y la carga de belas son de pedernal asentadas con cemento.

La fig. 15 representa un clasificador Duplex Derr, con un doble juego de rastrillos, una caja de sedimentación rectangular de fondo inclinado, con el extremo superior abierto para la descarga de arenas mientras que las lamas quedan en suspensión en el líquido y se derraman por el extremo opuesto.

La fig. 16.- representa una espesadera Derr, en un corte vertical acoplada lleva una bombita para la descarga de la pulpa espesa:

- 1.- es el canal alimentador; 2.- la tubería de descarga con su codo especial; 3.- el tubo de descarga de sol. clara para la precip.  
 4.- la polea motriz; 5.- la rueda dentada, la cual disminuye el movimiento del eje y paletas; 6.- las paletas con sus rastrillos;  
 7.- la bombita Derr de descarga.

La fig. 17 muestra una agitadora Derr; 1.- representa el tubo de alimentación de pulpa ; 2.- el tubo de aire a presión ; 3.- paletas con sus rastrillos; 4.- tubo de descarga; 5.- las canaletas por den-

de se efectua la descarga de la pulpa agitada que acciende por el tubo hueco central por la acción del aire comprimido; 6.- las pe-  
leas motriz y leca acoplada al engranaje que mueve al eje.

La fig. 18 representa un filtro-prensa sencillo de marcos rectan-  
gulares de fierre fundido;

a.- es un corte vertical en el cual se ve el tubo de alimentación  
y la descarga de la sol. per medio de cañitos a un canal colector  
b.- es su proyección horizontal; c y d.- son los marcos, el pri-  
mero completamente hueco en el centro y el segundo cubierto con  
una plancha perforada, estos marcos se colocan alternados y entre  
ellos un tamiz de lana, la filtración se efectua a braze pudiendo  
ser ayudada después per el aire comprimido.

La fig. 19 muestra la retorta en su horno, lleva su tapa ó som-  
brero, su tubo de desprendimiento, chaqueta de agua y cuba de Hg.

La fig. 20 representa un corte vertical del horno de fusión;

A.- es el crisol de grafite; B.- un soporte de material refractario;  
C.- mufia de 6" de alte para aprovechar el calor desprendido; D.-  
flue para la salida de los humos a la chimenea; E.- barretes mo-  
vibles que forman la parrilla, de sección trapezoidal; G.- soportes  
para los barretes; H.- cenicero; J.- plano, de chaflán de fierre,  
cubre la parte expuesta del cenicero; K K.- planchas de fierre de  $\frac{1}{4}$ "  
de espesor que cubre al horno; L.- abertura para la entrada del  
aire; M.- revetimiento de ladrillos refractarios; N.- de ladrillos  
ordinarios.

La fig. 21 representa un corte vertical de las cajas de precipita-  
ción en el cual se puede notar la entrada y descarga de la sol.; el

el tejido de mallas sobre el que se colocan las virutas de Zn; la varilla de agitación y el camino recorrido por la sal.

La fig. 22 representa las poleas S K F adoptadas para la transmisión del movimiento, son partidas en dos mitades y unidas por pernos; D.- es el diámetro; B.- el ancho ó superficie de fricción; d.- el diámetro del eje al cual va a ser aceptada.

La fig 23 representa una proyección vertical y obra de frente de los soportes colgantes en su eje y redamientos S K F .



- CAPITULO SETIMO -

CALCULO DEL COSTO DE INSTALACION, DEL COSTO DE TRATAMIENTO, DEL VALOR DEL PRODUCTO Y DE LA UTILIDAD O PERDIDA RESULTANTE.

SOLUCION

CALCULO DEL COSTO DE INSTALACION.

Para obtener el valor total que costará la instalación de la edificación anexa habrá necesidad de calcular el valor del edificio, aparatos, talleres, canal, tubería, materiales etc.

Precederemos primero a calcular el valor del material: como concreto, madera, calamina que entra en la construcción del edificio y demás obras.

Estructura de madera.

Primer Bin.-

9 pies derechos de	10"x10"x12,5'	.....	938	pies <sup>2</sup>
12 vigas transversales de	10"x 10"x 15'	.....	1500	"
3 " inclinadas	" " " x 18'	.....	450	"
3 cuarterones ternapuntas	" " 9'	.....	.225	"
6 " " " " 4'	.....	200	"	
3 " " " " 8'	.....	200	"	
tablones de 2"x 12" (pise y ferres)	.....	1110	"	
<b>Total</b> .....			4623	"

Segundo bin.

La misma cantidad.....4623 "

Techo del primer bin.

4 pies derechos de 6"x 6"x7½'..... 90 pies<sup>2</sup>

2 tirantes de 4" x 6" x 14'	.....	56	pies	cuad.
4 pares de " " 8'	.....	64	"	"
4 tornapuntas 6" x 6" x 5'	.....	60	"	"
4 correas de 3" x 3" x 17'	.....	51	"	"
3 soleras 4" x 6" x 17'	.....	102	"	"
<b>Total.....</b>		<b>423</b>	<b>pies</b>	<b>cuad.</b>

Techo del segundo bin .

2 pies derechos de 6" x 6" x 15'	.....	90	"	"
2 " " " " 8'	.....	48	"	"
3 soleras 4" x 6" x 15'	.....	90	"	"
6 correas 2" x 6" x 22'	.....	132	"	"
2 tirantes 6" x 4" x 15'	.....	60	"	"
2 tornapuntas " " 8'	.....	32	"	"
<b>Total.....</b>		<b>452</b>	<b>"</b>	<b>"</b>

Almacén para la pared de calamina sobre el 2° bin.

4 correas de 2" x 6" x 15'	.....	60	pies	cuad.
----------------------------	-------	----	------	-------

Piso de la trituradora Blake.

3 vigas de 10" x 10" x 12'	.....	300	"	"
----------------------------	-------	-----	---	---

Almacén general de la planta prep. dicha.

42 pies derechos de 8" x 8" x 19'	.....	4256	pies	cuad.
18 " " " " 10'	.....	960	"	"
6 " " " " 15'	.....	480	"	"
24 " " " " 16'	.....	2048	"	"
10 vgas soleras 8" x 10" x 140'	.....	9333	"	"
10 " transv. 6" x 8" x 67'	.....	2680	"	"
1 " " " " 52'	.....	208	"	"
1 " " " " 22'	.....	88	"	"
30 pares (techo) 6" x 6" x 40'	.....	3600	"	"

14 correas (techo) de 2" x 6" x 140' ..... 1960 pies cuad.

1 " " " 8" " ..... 187 " "

120 ternapuntas 6" x 6" x 7' ..... 2520 " "

1 vigueta 6" x 8" x 22' ..... 88 " "

1 " " " 15' ..... 60 " "

1 " " " 10' ..... 40 " "

1 " " " 20' ..... 80 " "

1 " " " 27' ..... 108 " "

correas (paredes) 2" x 6" ..... 1134 " "

84 ternapuntas " 6" x 6" x 6' ..... 1512 " "

Divisiones interiores.

44 ternapuntas de 6" x 6" x 6' ..... 792 " "

correas de 2" x 6" ..... 468 " "

Total ..... 32 602 pies cuad.

Septores del clasificador Derr.

6 pies derechos de 6" x 6" x 7' ..... 126 " "

12 ternapuntas de 4" x 4" x 9' ..... 144 " "

Total ..... 270 " "

Tabiques, estantes, mesas, bancos, etc.,

Madera machiembada de 1" x 6" ..... 3000 " "

cuarterones de 2 2" x 3" ..... 1000 " "

" 3" x 4" ..... 1000 " "

Total ..... 5 000 pies cuad.

Imprevistos ..... 1647 " "

Total de madera empleada ..... 50 000 pies cuad.

CALAMINA.

Techo del primer bin (a dos aguas).

Area total  $2(2.2 \times 5) = 22 \text{ m}^2$  ..... 22 m. cuad.

Techo del 2º bin y paredes laterales.

Area total:  $6.6 \times 4.6 = 30.36 \text{ m}^2$   
 $2(4.5 \times 3) = 27$  " ..... 57.36 "

Planta prop. dicha techo y paredes.

Area total:  $2(10.8 \times 42.5) = 918 \text{ m}^2$   
 $2((6 \times 3.1) + (15.5 \times 4.9) + (20.7 \times 6) + (\frac{20 \times 3.5}{2})) = 507.5$  ... 1425.50 "

Divisiones interiores.

Area total:  
 $(9.4 \times 4) + (6.2 \times 4) \times 2 = 87.20 \text{ m}^2$   
 $((3.7 \times 2 \times 4) + (4.2 \times 6.1) + (16 \times 2)) \times 4 = 99.60 \text{ m}^2$  ..... 186.80  
Area total ..... 1 691.66 m cuad.

El area total de una plancha de calamina es:  $1.08 \text{ m}^2$

La cantidad de planchas empleadas son:

$$1\ 691.66 : 1.08 = 1\ 566 \text{ planchas.}$$

Come 6 planchas pesan un quintal:

$$1\ 566 : 6 = 261 \text{ qq.}$$

Agregaremos 4 qq. per los pedazos y recortes malegrades.

El gasto será de 265 qq. de calamina.

GASTO TOTAL DE CLAVOS GALVANIZADOS

Clavos de 4" .....	2 qq.
" 5" .....	2 "
" 6" .....	2 "
" 7" .....	1 "
63 Total .....	7 qq.

CLAVOS DE CALAMINA Y ROLDANAS.

1 qq. de calamina necesita 2½ libras de clavos y roldanas,  
luego el gasto será:

$$265 \times 2.5 = 6.63 \text{ qq.}$$

aproximadamente: 7 qq.

PERNOS PARA LA CONSTRUCCIÓN.

26 pendelones de fierre de 1" x 12'.....	1 126 lbs.
120 pernos de ½" x 1'.....	221.3 "
5 " 1" x 5' .....	90.3 "
160 " ½" x 3" .....	35.2
40 platinas de 3/8" x 2" x 1' .....	<u>97.35 "</u>
Peso total .....	<u>1 570.15 lbs.</u>

Celecaremos un pequeño exceso para completar las 1 600 "

Peso, total.....1 600 lbs.

CÁLCULO DE LA ALBAÑILERIA.

Concrete Standard.

18 soportes de concrete para los dos bins.

son 18 trencos de pirámides y 18 paralelepípedos

$$V = \frac{h}{3} (A + A + \sqrt{AA_1}) \quad V_1 = a \times b \times c$$

Reemplazando y resolviendo el volumen total será:..... 1.86 m3

Melino de belgas.

2 soportes de forma de trenco pirámides y

2 paralelepípedos, su volumen total será:..... 1.36 "

Melino de guijarros.

2 soportes de forma idéntica al anterior.,; sus di-

mensiones son mayores, su vol. será..... 2.29 m<sup>3</sup>

Clasificadora Derr.

6 soportes de forma trence de pirámides,  
su vol. será..... 0.06 "

5 bombas centrífugas.

5 soportes de igual forma al anterior,  
su vol. total será ..... 1.38 "

Espesaderas.

5 soportes totales;  
1 cilindro hueco y 2 paralel. para e/u.  
el vol. total ocupado será..... 27.13 "

Agitadoras.

4 soportes de forma igual al anterior,  
el vol. total ocupado será .....6.94 "

Filtres prensa.

4 soportes de forma paralel. .... 3.00 "

Compresora de aire.

1 soporte paralel. hueco..... 1.08 "

Dinamo de luz.

1 soporte de forma igual al anterior..... 0.30 "

Tanque de sol. debil.

1 soporte de forma cilindro hueco ..... 1.48 "

Tanque de sol. fuerte.

1 soporte de forma igual al anterior.....1.27 "

Tanque de agua.

1 soporte de forma igual al anterior.....1.27 "

2 Tanques sumideros.

Se compone cadauno de 4 paredes y su piso en forma de

cuadrado hueco , el vol total será.....2.50 m<sup>3</sup>

Total ..... 51.92 m<sup>3</sup>

para este concreto emplearé la mezcla Standard:

1 cemento x arena x 4 hormigón

y aplique la regla de Fuller usada anteriormente en el cálculo de la albañilería del canal y soportes de la tubería

Barriles de cemento.

11.8 7 = 1.57 barriles per yd, cub.

Cemento m<sup>3</sup> 1.308 yd, cub.

el gastotal de cemento será:

1.57 x 1.308 x 51.92 = 106.62 barriles

aproximadamente .....107 "

Arena

1.57 x 3.8 x 2 : 27 = 0.44 yd cub.

0.44 x 51.92 x 1.308 = 29.88 "

29.88 x 0.765 = 25.86 m<sup>3</sup>

Aproximadamente .....26.00 m<sup>3</sup>

Hormigón.

La cantidad empleada es doble de la anterior:

26.00 x 2 = 52 m<sup>3</sup>

CONCRETO MAS SENCILLO.

1 cemento x 3 arena x 5 hormigón

Cimiento y sobrecimiento de concreto para las paredes perimetrales

La altura total es 1 m , el espesor 0.30 m

La forma es un paralelepípedo; el vol.

total será ..... 37.20 m<sup>3</sup>

Rise de concreto.

A toda la oficina con un espesor de 0.10 m

la forma es un paralel. .... El vol. será.....84.00

3 desniveles ó gradines de concreto.

forma: trincepiramidales; vol. .... 18.80 "

Total ..... 140.00 m<sup>3</sup>

Aplicando la fórmula de Fuller.

Barriles de cemento

11 : 9 = 1.22 por yd. cub.

1.22 x 1.308 x 140 = 223.41 barriles.

aproximadamente ..... 223.50 "

Arena.

1.22 x 3.8 : 27 = 0.52 yd. cub.

yd. cub. totales 0.52 x 140 x 1.308 = 95.22

95.22 x 0.765 = 72.84 m<sup>3</sup>

Aproximadamente.....73 metros cub.

Hermigón.

1.22 x 3.8 x 5 : 27 = 0.86 yd. cub.

yd. cub. totales 0.86 x 140 x 1.308 = 157.48 yd. cub.

157.48 x 0.765 = 120.47 met. cub.

Aproximadamente..... 120.50 met. cub.

VALOR DE LA ALBANILERIA, CARPINTERIA Y PINTURA EMPLEADA EN LA CONSTRUCCION DEL EDIFICIO Y SOPORTES

Albañileria.

Albañileria

Cemento.....	463 bls.	a...	\$ 12.00	e/u.....	\$ 5 556.00
Arena .....	127.5 m <sup>3</sup>	a ..	\$ 1.50	m <sup>3</sup> .....	\$ 191.25
Hormigón.....	229.00"	"	\$ 1.50	" .....	\$ 343.50
Total .....					\$ 6090.75

Carpinteria y cerrajeria.

Madera ....	50 000 pies <sup>2</sup>	a	\$ 18.00	millar .....	\$ 900.00
Calamina.....	265 qq.	a	\$ 15.00	qq. ....	\$ 3 975.00
Claves galvanizadas	7 qq.	a	\$ 15.00	qq. ....	\$ 105.00
" de calamina y reldanas			\$ 18.00	qq. ....	\$ 126.00
Candados Yale...	6	a	\$ 4.00	e/u. ....	\$ 24.00
Chapas completas	6	a	\$ 10.00	e/u. ....	\$ 60.00
Cerrejos surtidos	24	a	\$ 1.00	" .....	\$ 24.00
Visagras surtidas	144 pares		\$ 0.30	par .....	\$ 43.20
Tejido de vidrio	50 pies <sup>2</sup>		\$ 0.90	pie <sup>2</sup> .....	\$ 45.00
Pendolones defierro,	pernos surtidos con				
tuercas, pasadores, etc.,	726 kilos	a	\$ 0.40	k.....	\$ 290.60
Total .....					\$ 5 592.80

Pintura.

Al quitrán ....	50 galones	a	\$ 1.20	gal. ....	\$ 60.00
Pintura surtida	40 tarres	a	\$ 7.50	e/u. ....	\$ 300.00
Aceite de linaza	5 cilindros		\$ 20.00	e/u. ....	\$ 100.00
Aguarraz	40 cajones		\$ 12.00	" .....	\$ 480.00
Total .....					\$ 940.00

## CALCULO DE LOS EJES, POLEAS, Y FAJAS.

### Cálculo de los ejes.

Solamente habrá necesidad de calcular el diámetro de ellos que estará en relación con la potencia que deben transmitir y el número de revoluciones que darán, pues el largo es fácil de medirlo según sea la distancia a que se encuentran colocados los aparatos que van a ser accionados.

### Diámetro del eje N° 1.

Este eje recibirá la acción propulsora de la 1ª rueda Pelton y deberá transmitir una potencia de 65.25 HP. dando 395 r.p.m.

Aplicando la sig. fórmula de mecánica, tendré el diámetro  $D$ .

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{HP.}{N}} \dots\dots\dots (1)$$

siendo HP. el número de caballos de fuerza y N el de revoluciones por minuto y 3.18 un coeficiente práctico deducido experimentalmente. El valor está dado en pulgadas.

Reemplazando (1) por sus valores:

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{65.25}{395}} = 1.75''$$

pero tomaré como medida de seguridad uno mayor, es decir:

$$\underline{D = 2''}$$

### Diámetro del contraeje N° 2

Este eje está conectado al primero por una faja transmisora que actúa sobre dos poleas. Acciona a una agitadora, una espesadora y una bembitade lamas ó pulpa espesa; transmitirá 1 HP. y dará 90 r.p.m.

Aplicando la misma fórmula y reemplazand por sus valores :

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{1}{90}} = 0.71''$$

Aproximadamente .....  $D = \frac{3}{4}''$

Su longitud es  $11' = 3.30$  m.

Diámetro del contraeje N° 3.

Este está también impulsado por el 1° y transmite su fuerza a una Trituradora Blake, cuya potencia es de 7 HP., da el mismo número de r.p.m. ó sean 395.

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{7}{395}} = 0.83''$$

Aproximadamente:

$D = 1''$

Su longitud es de  $4' = 1.20$  m.

Eje N° 4.

Este recibe la acción propulsora de la segunda rueda Pelton, deberá transmitir una potencia de 30.75 HP. y dar 350 r.p.m.

Su diámetro será:

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{30.75}{350}} = 1.4''$$

Aproximadamente:

$D = 1.5''$

Su longitud es de  $22' = 6.5$  m.

Contraeje N° 5.

Recibe la acción propulsora del eje N° 4 y acciona dos agitadoras y otro contraeje. Su potencia transmisera será de 1.75 HP. y el N° de r.p.m. 225.

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{1.75}{225}} = 0.63''$$

Aproximadamente:

$D = \frac{3}{4}''$

Su longitud será: de  $15' = 4.50$  m.

#### Contraseje N° 6

Está accionado por el anterior y transmite una potencia de 1,25 HP a una agitadora y a una bomba centrífuga, dando 225 r.p.m.

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{1.25}{225}} = 0.56''$$

Aproximadamente :

$$\underline{D = 0.75''}$$

Su longitud es de  $10' = 3$  m.

#### Contraseje N° 7.

Está impulsado por el eje N° 4, acciona 1 bomba centrífuga, 1 bombita espesadora, 1 triturador y pulverizador de laboratorio y el contraseje N° 8 con un total de 5.5 HP. y 250 r.p.m.

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{5.5}{250}} = 0.89$$

Aproximadamente:

$$\underline{D = 1''}$$

Su longitud es igual a  $18' = 5.40$  m

#### Contraseje N° 8.

Está impulsado por el anterior acciona a 4 espesadoras, 3 bombitas espesadoras con un total de 2.5 HP. y 75 r.p.m.

$$D = 3.18 \sqrt[3]{\frac{2.5}{75}} = 1''$$

$$\underline{D = 1''}$$

Su longitud es de  $28' = 7.80$  m.

---

#### CALCULO DE LOS SOPORTES.

He adoptado para la oficina 32 soportes colgantes de estribo por ser los mas apropiados para el caso, de 0.600 m de separación entre el

centro de la chumacera y el pie del soporte, mas dos soportes de ménsulas cuya separación es de 0.500m. La marca del eje soportes y poleas es la "SKF" de gran rendimiento, duración y economía en lubricantes y fuerza.

Cálculo de la separación de los soportes en el eje N° 1.

Aplice una fórmula de mecánica que da la separación en pies entre soporte y soporte:

$$S = 6\sqrt{D}$$

siendo D el diámetro del eje en pulgadas y S la separación en pies.

Reemplazando y efectuando:

$$S = 6\sqrt{2} = 8.48' = 2.54 \text{ m.}$$

Se necesitarán 8 soportes.

Soportes del contra-eje N° 2.

Igualmente:

$$S = 6\sqrt{0.75} = 5.20' = 1.56 \text{ m.}$$

Necesita 3 soportes.

Soportes del contra-eje N° 3.

$$S = 6\sqrt{1} = 6' = 1.80 \text{ m.}$$

Necesita 4 soportes.

Soportes del eje N° 4.

$$S = 6\sqrt{1.5} = 7.34' = 2.20 \text{ m.}$$

Necesita 4 soportes.

Soportes del contra-eje N° 5.

$$S = 6\sqrt{0.75} = 5.20' = 1.56 \text{ m.}$$

Necesita 4 soportes.

Soportes del contra-eje N° 6.

$$S = 6\sqrt{0.75} = 5.20' = 1.56 \text{ m.}$$

Necesita 3 seportes.

Seportes del contra-eje N° 7.

$$S = 6 \sqrt{1} = 6' = 1.80 \text{ m}$$

Necesita 4 seportes.

Seportes del contra-eje N° 8.

$$S = 6 \sqrt{1} = 6' = 1.80$$

Necesita 6 seportes.

Total..... 34 seportes.

Cálculo de las poleas empleadas.

El diámetro de las poleas que es lo que mas nos interesa conocer está en relación con el N° de revoluciones que debe transmitir a otra polea acoplada a un contra-eje. Si la cantidad de revoluciones debe ser mayor que la que da el eje motor, entonces la polea acoplada a este último eje será mayor y la del contra-eje será menor, salvándose así todas las dificultades causada por la diferencia en el número de revoluciones necesarias.

1 polea N° 1.

El diámetro de la polea de la rueda Pelton dada por la fáb. constructora es de 0.45 m y su radio de fricción de 0.60m, el número de revoluciones que ejecutará = 395. Colocaré en el eje N° 1 una polea metriz idéntica de 0.45 x 0.60, luego el eje se verá animado de igual número de revoluciones.

$$\text{Polea N° 1} = 0.45 \times 0.60$$

2 poleas N° 2.

Señ poleas metrices que comunican el eje N° 1 con el contra-eje N° 3, dará el mismo número de revoluciones por minute; como la fuerza

que tendrá que impulsar es de 7 HP., tablas preperccionadas per la "SKF" demuestran que un ancho ó superficie de fricción de 0.15 m es suficiente, luego las dos poleas serán de :

$$0.45 \times 0.15$$

1 polea N° 3.

Sirve para el movimiento del molino de bolas Hardinge. El contra-eje de este molino da 145 r.p.m. con una polea de 0.75 x 0.25.

Empleando la fórmula de la velocidad para las ruedas, tendremos:

$$\pi DN = \pi D_1 N_1$$

donde

$$DN = D_1 N_1 \dots\dots\dots(1)$$

siendo D y D<sub>1</sub> los diámetros de las poleas y N, N<sub>1</sub> las r.p.m.

reemplazando (1) per sus valores , da:

$$0.75 \times 145 = D_1 \times 395$$

despejando D<sub>1</sub>

$$D_1 = 0.275$$

Luego la polea será:

$$0.275 \times 0.25$$

1 polea N° 4 . Para el movimiento del molino, de guijarros Hardinge

La polea del contra-eje de este molino da 145 r.p.m. y sus dimensiones son:

$$1.00 \times 0.25$$

aplicando la fórmula conocida:

$$DN = D_1 N_1$$

reemplazando

$$1 \times 145 = D_1 \times 395$$

donde

$$D_1 = 0.367$$

La polea N° 4 será de:

$$0.367 \times 0.25$$

1 polea N° 5.- para el mov. de la clasificadora.

Como la polea de la clasif. da 216 r.p.m. siendo el mov. de los rastrillos solo de 72 rev. debido al engranaje que reduce la velocidad, siendo sus dimensiones de 0.20 x 0.10

Aplicando la fórmula conocida, resolviéndola y despejando D: tendremos para la polea, un valor de:

$$0.11 \times 0.10$$

1 polea N° 6.-

Para la bomba de arenas que alimenta a la clasificadora.

Como la polea de la bomba ejecuta 150 r.p.m. y sus dimensiones son:

$$0.30 \times 0.10$$

el valor de la polea hallada como anteriormente será:

$$0.11 \times 0.10$$

1 polea N° 7.

Para una bomba centrífuga que levantará agua a un tanque.

La bomba da 1135 r.p.m. y las dimensiones de su polea son:

$$0.10 \times 0.10$$

aplicando la fórmula y resolviéndo obtendremos las dimensiones para la polea buscada:

$$0.22 \times 0.10$$

2 poleas N° 8 .

Para el movimiento del contra-eje N° 2.

La polea colocada en el eje N° 1 tendrá por dimensiones:

$$P = 0.10 \times 0.15$$

El número de r.p.m. del eje N° 2 será 90

aplicando la fórmula y resolviendo se tendrá para la segunda polea

$$P_2 = 0.43 \times 0.15$$

1 polea N° 9.

1 polea N° 9.

Para la espesadera Derr. La polea de esta última mueve un engranaje compuesto de piñón y rueda dentada, dando una reducción en la velocidad en la relación de 15 a 1; por ser la velocidad en el espesador muy lenta, se supone llegue a dos r.p.m. luego el piñón dará 15 veces más ó sean 30 r.p.m. y la polea que lo mueve tiene las siguientes dimensiones:

0.40 x 0.10

como el contra-eje da 90 r.p.m.

precediendo como anteriormente se tendrá las dimensiones de la polea buscada:

0.13 x 0.10

1 polea N° 10.

Para la bombita Derr que da 120 r.p.m. y tiene como dimensiones:

0.10 x 0.10

el eje motor da 90 r.p.m.

Precediendo como anteriormente se tendrá:

0.13 x 0.10

1 polea N° 11.

para el movimiento de la la. agitadora. Se supone que las paletas dan 45 r.p.m.; lleva también un engranaje compuesto de piñón y rueda dentada, que tiene por objeto disminuir la velocidad en la relación de 5 a 1, es decir, que el piñón da:  $45 \times 5 = 225$  r.p.m. mientras la rueda dentada y paletas solo dan 45.

La polea de la agitadora tiene por dimensiones:

0.15 x 0.10

El eje matriz da 90 r.p.m.

Efectuando como anteriormente se tendrá la polea buscada:

$$0.375 \times 0.10$$

1 polea N° 12.

para el movimiento de la trituradora Blake. Esta da 250 r.p.m. y las dimensiones de su polea son:

$$0.60 \times 0.22$$

El eje matriz da 395 r.p.m.

Con estos datos se tendrá para la polea buscada:

$$0.38 \times 0.22$$

1 polea N° 13.

para el movimiento del alimentador automático, cuya polea da 120 r.p.m. y tiene por dimensiones:

$$0.60 \times 0.10$$

El eje matriz da 395 r.p.m.

Luego la polea buscada tendrá:

$$0.18 \times 0.10$$

1 polea N° 14.

para el eje matriz N° 4 que dará 350 r.p.m. y estará accionada por la segunda rueda Pelton cuya polea tiene por dimensiones:

$$0.30 \times 0.25$$

y da 640 r.p.m.

Las dimensiones de la polea buscada serán:

$$0.55 \times 0.25$$

1 polea N° 15.

para accionar la compresora de aire I. R. Esta da 350 r.p.m. y lle-

va una polea una polea de:

0.90 x 0.15

como el eje matriz da el mismo número de r.p.m. llevará idéntica polea.

0.90 x 0.15

2 poleas N° 16.

para el movimiento del eje N° 5 que dará 225 r.p.m.

Como el eje N° 4 que lo impulsa da 350 r.p.m. y lleva una polea de

0.25 x 0.15

La polea buscada será:

0.31 x 0.15

2 poleas N° 17.

para dos agitadoras Derr que dan 225 r.p.m. según se ha visto anteriormente y cuyas poleas tienen:

0.15 x 0.10

como el eje matriz da el mismo número de revoluciones las poleas serán idénticas

0.15 x 0.10

2 poleas N° 18.

para el movimiento del eje N° 6 que dará 225 r.p.m. las mismas que da el eje N° 5 que lo impulsa, luego las dos poleas son iguales y sus dimensiones son:

0.20 x 0.10

1 polea N° 19.

para dar movimiento a un agitadora Derr cuya polea da 225 r.p.m. las mismas que da el eje matriz, luego, las dos poleas son idénticas :

0.20 x 0.10

1 polea N° 20.

para dar movimiento a una bomba centrífuga para elevar la sel. después de la precipitación.

Características de la bomba:

polea = 0.10 x 0.10

1135 r.p.m.

El eje motor da : 225 r.p.m.

Las dimensiones de la polea buscada serán:

0.50 x 0.10

2 poleas N° 21.

para accionar al contra-eje N° 7 que debe dar 250 r.p.m. estando movido por el eje N° 4 que da 350 r.p.m. y lleva una polea de

0.25 x 0.15

Las dimensiones de la 2a. polea serán:

0.35 x 0.15

2 poleas N° 22.

para dar mov. a una trituradora y una pulverizadora de laboratorio que llevan poleas de 0.15 x 0.10 c/u. y dan 250 r.p.m. luego las poleas que necesitan serán idénticas puesto que el eje da también 250 r.p.m.

0.15 x 0.10

2 poleas N° 23.

para dar mov. a dos bombas centrífugas para elevar las sel. de los filtros prensa y de la espesadora N° 2. Las poleas de ellas tienen las mismas características que la anterior y el eje motor que las accionará da 350 r.p.m.; luego las dimensiones de las dos poleas buscadas serán:

0.32 x 0.10

1 pelea N° 24.

para dar mov. a una bombita espesadera Derr, cuya pelea da 120 r.p.m. y sus dimensiones son:

0.15 x 0.10

El eje matriz da 250 r.p.m.

La pelea buscada será:

0.07 x 0.10

2 peleas matrices N° 25.

para dar mov. al contra-eje N° 8 que dará 75 r.p.m. siendo el eje motor el contra-eje N° 7 que da 250 r.p.m. y lleva una pelea de

0.15 x 0.10

Las dimensiones de la pelea buscada serán:

0.50 x 0.10

4 peleas N° 26.

para 4 espesaderas que como sabemos darán 30 r.p.m. y llevan peleas de :

0.40 x 0.10

Como el eje matriz da 75 r.p.m., las dimensiones de la pelea buscada serán:

0.16 x 0.10

3 peleas N° 27.

para dar mov. a 3 bombitas espesaderas, con las mismas características que la anterior; dando el eje matriz que las acciona 75 r.p.m. luego las dimensiones de las peleas buscadas serán:

0.16 x 0.10

1 pelea N° 28.

para accionar un dinamo de corriente eléctrica cuya pelea da 750 r.

pelea El eje metriz da 350 r.p.m.  
 las dimensiones de la pelea buscada serán:

0.50 x 0. 20

Cálculo de las fajas.

Estas son sencillas de cuero bien curtido al reble, de gran durabilidad y buena calidad.

El cálculo de ellas se ha efectuado aproximadamente, teniendo en cuenta la altura máxima de las peleas del eje metriz, a las peleas de los aparatos movidos. El ancho de las correas está basado en la potencia que deben transmitir y que está dada por tablas especiales de la casa "SKF"

La lista de las fajas ó correas es la siguiente:

Cantidad-	Longitud-	Ancho-	Objeto
1	9.00 m	0.60	Peleas metrices de la la. Pelten y eje 1
1	6.00	0.15	" " contra-eje N° 3.
1	6.00	0.25	" " melino de belas.
1	8.00	0.25	" " guijarros.
1	3.00	0.10	" " clasif. Derr.
1	10.00	0.10	" " bomba de arenas.
1	4.00	0.15	" " contra-eje N° 2.
1	8.00	0.10	" " espesadera Derr N° 1-
1	4.00	0.10	" " bomba de la espes, N° 1.
1	7.00	0.10	" " la. agitadora Derr
1	5.00	0.22	" " tritur. Blake.

**CORREAS SIMPLES DE CUERO CURTIDAS AL ROBLE**

<u>Cantidad</u>	<u>Longitud</u>	<u>Ancho</u>	<u>Objeto</u>		
1	3.00 m	0.10	Poleas	metricas	del alim. automatico.
1	12.00	0.25	"	"	" eje N° 4.
1	10.00	0.15	"	"	compresora.
1	4.00	0.15	"	"	eje N° 5.
2	6.00	0.10	"	"	2 agitad. Derr.
1	11.00	0.15	"	"	eje N° 6.
1	6.00	0.10	"	"	agitad. N° 4.
1	9.00	0.10	"	"	bomba centrif.
1	4.00	0.20	"	"	eje N° 7.
2	11.00	0.10	"	"	trit. y pulv. Labor.
1	11.00	0.10	"	"	bomba centr.
1	5.00	0.10	"	"	" espes. Derr.
1	12.00	0.15	"	"	eje N° 8.
4	7.50	0.10	"	"	4 espes. Derr.
3	5.00	0.10	"	"	3 bomb. espesad.
1	11.00	0.10	"	"	bomba centrif.
1	10.00	0.20	"	"	dinamo de corriente.

**VALOR DE LOS EJES SOPORTES, POLEAS Y FAJAS.**

8 ejes cuyas dimensiones sehan dado anter.....	\$ 242.05
34 soportes con sus chumacefas.....	2760.00
41 poleas conforme a las dimensiones dadas.....	558.50
35 correas " " " " " " .....	<u>2085.00</u>
<b>Total .....</b>	<b>\$ 5645.55</b>

CALCULO DE LAS VIGAS DOBLE T DE ACERO PARA SOPORTE DE LOS TANQUES

Soportes para 5 espesadoras de 6.30 m de diámetro.

Colocaremos vigas de 6" de alto que admiten una carga uniformemente repartida de 2690 kg. por metro, según las tablas dadas por el manual de la United States Steel Products Co., espaciadas de 2 en 2 metros, en total 4 vigas: 2 de 3.50 m c/u. y 2 de 6.10 m c/u. é sea un total de 19.20 m por tanque.

La cantidad total de metros será:

$$5 \times 19.20 = 96.00 \text{ m.}$$

La carga que pueden admitir estos soportes en cada tanque será:

$$2690 \times 19.20 = 51\,648 \text{ kg.} = 51.648 \text{ ton. metricas.}$$

El peso total de cada tanque y sol. es:

Tanque vacío con su mecanismo de agitación..... 9 ton.

Peso de la pulpa aproximadamente ..... 15. "

En total..... 24 ton metr.

luego habrá un coeficiente de seguridad en las vigas de:

$$51.648 : 24 = 2.15$$

Los demás tanques por ser más pequeños y de menor capacidad, usando los mismos soportes tendrán el coeficiente de seguridad mayor; luego solo calcularemos la longitud de las vigas necesarias, para deducir su peso y valor, sabiendo que cada metro de viga de esta clase pesa 18.60 kg. siendo su valor de \$ 0.40 kg.

Soportes para 4 agitadoras de 4.50 m de diámetro.

Usarán 4 vigas: 2 de 2.20 m y 2 de 4.40 m, en total

$$4 (2.2 + 4.4) = 52.80 \text{ m.}$$

Para un tanque de sol. débil de 4 m de diám.

4 vigas; 2 de 2.3 m y 2 de 3.95 m.

total  $2(2.3+3.95) = 12.50$  m

Para un tanque de agua.

4 vigas; 2 de 2 m y 2 de 3.30 m c/u.

total  $2(2+3.3) = 11.00$  m.

Para un tanque de sol. fuerte.

4 vigas; 2 de 2m y 2 de 3.3 m

total  $2(2+3.3) = 11.00$  m.

Para 3 tanques colectores pequeños.

2 vigas de 1,50 m c/u.

total  $3(2 \times 1.5) = 9.00$  m.

El total necesario para todos los tanques será:

192.30 m de 6" de alto.

con un peso total de :

$192.30 \times 18.60 = 3576.78$  kg.

y un valor total de :

$3576.78 \times 0.40 = \$ 1430.70$

---

CALCULO DE LA INSTALACION ELECTRICA.

La oficina propiamente dicha llevará 46 lámparas repartidas dentro su interior en la forma siguiente:

36 lamp. de 100 watts c/u. (200 bugias) ..... 3600 watts  
10 " " 200 " " (400 bugias)..... 2000 "

Laboratorio.

3 lamp. de 100 Watts (200 bugias) c/u. .... 300 "

Dep. del dinamó, compresora, etc.

3 lamp. de 100 Watts (200 bugias) c/u..... 300 "

Depart. de Herrería.

2 lamp. de 100 watts (200 bugias) c/u..... 200 "

Talleres.

3 lamp. de 100 watts (200 bugias) c/u..... 300 "

Depósito.

1 lamp. de 100 watts ( 200 bugias ) c/u..... 100 "

Grizzly y trituradora.

3 lamp. de 100 watts (200 bugias) c/u..... 300 "

Primer bina.

1 lamp. de 100 watts (200 bugias) ,, ..... 100 "

Oficinas y casas particulares.

56 lamp de 50 watts (100 bugias) c/u..... 2800 "

Total 118 lamp..... 10000 "

Cálculo del dinamó.

Como 1 kilowatt = 1.34 HP.

10 K.W. serán :

$$10 \times 1.34 = 13.4 \text{ HP.}$$

Necesitaremos por consiguiente un dinamó de 13.5 HP. aproximadamente.

Cálculo del conductor.

El voltaje empleado es de 125 voltios, para determinar la intensidad dada en amperes, apliquemos la siguiente fórmula:

$$VI = \text{Watts}$$

donde V= es el voltaje ó I= la intensidad.

Reemplazando y despejando I

$$125 \times I = 10\,000$$

$$I = 80 \text{ amperes.}$$

La resistencia total R sería:

$$R = \frac{V}{I} = \frac{125}{80} = 1.56 \text{ Ohms}$$

Hay tablas que dan la sección del conductor según sea la intensidad que deban transmitir; así para 80 amp. la sección que le corresponde es el N° 8 ó sean 9 mm<sup>2</sup> aproximadamente, cuyo peso es de:

73.70 kg. per 1.000 m.

VALOR DEL MATERIAL ELECTRICO QUE SE NECESITA.

1	dinamo de corriente continua, monofásico con poleas, rieles, tensores, reóstatos de excitación, dando 750 rpm a 125 voltios y 10 Kw. de potencia.....	\$ 1 500.00
1	tablero de marmel de distribución con 2 llaves, fusibles, base de fierro, 1 voltímetro, 1 amperímetro, reóstato, interruptores, etc.....	300.00
1	caja de seguridad de 80 amp.....	5.00
120 m.	alambre N° 8 ó sean 15 kg. a \$ 3.50 kg.....	52.50
450 m	" " 12 -86" 32 " " " .....	112.00

150 m de cordón N° 16	a \$ 0.20 el m.	30.00
120 resetas	a \$ 0.60 c/u.	72.00
30 intrruptores	a \$ 0.60 "	18.00
16 cajitas de seguridad	1.30 "	20.80
120 sockets	0.50 "	60.00
120 pantallas	1.50 "	180.00
52 lamp. de 100 watts c/u.	3.20 "	166.40
10 " " 200 " "	4.50 "	45.00
56 " " 50 " "	1.80 "	100.80
10 docenas de aisladores de porcelana surtidos	a 0.50 doc.	5.00
100 pares de abrazaderas de porcelana	a 0.15 par	15.00
		<u>          "</u>
	Valor total .....	\$ 2 682.50

VALOR DE LOS APARATOS EMPLEADOS.

1	Grizzly.....	Sp.	60.0.00
1	Trituradora Blake .....		230.0.00
2	Compuertas para los bins a Sp. 10 c/u.....		20.0.00
1	Alimentador automático .....		50.0.00
1	Molino G6nico de Bolas, Hrdinge (complete) ....		500.0.00
1	" " " Guijarros " " .....		600.0.00
1	Amalgamador, Hrdinge .....		25.0.00
2	Placas amalgamadoras a Sp. 31 c/u.....		62.0.00
1	Trampa para amalgama .....		12.0.00
1	Clasificadeta Duplex Derr .....		500.0.00
5	Espesaderas Derr con sus tanques .....		3000.0.00
5	Bombas Derr para espesaderas a Sp. 60 c/u.....		300.0.00
4	Agitadoras Derr con tanques a Sp. 450 c/u.....		1800.0.00
4	Filtros prensas a Sp. 160 c/u.....		640.0.00
4	Cajas de precipitaci6n a Sp. 60 c/u.....		240.0.00
1	Torne para hacer virutas de Zn .....		100.0.00
1	Compresora I.R.....		153.0.00
4	Bombas centrífugas de 1HP. c/u a Sp. 45 .....		180.0.00
1	Tanque para sel. debil.....		140.0.00
1	" " " fuerte .....		80.0.00
1	" " " agua .....		77.0.00
1	Reterta con tapa, tube de desprendim. tanque, 4 criseles y 4 moldes de fierre fierre fundido.		50.0.00
3	Tanques peque6os de recolecci6n a Sp. 30 c/u ..		90.0.00
	Total .....	Sp.	8 909.0.00

VALOR DEL EQUIPO PARA EL LABORATORIO DE ENSAYES .

1 Trituradora de quijadas .....	25.0.00
1 Pulverizadora de discos Symons.....	22.0.00
1 Horno de gasolina, con quemador y tanque .....	25.0.00
2 Pares de tenazas para crisoles.....	0.5.00
2 " " " " copelas y escorificadores...	0.5.00
1 Rascador de mufla.....	0.2.00
3 Lingeteras con 6 moldes c/u. ....	0.9.60
1 Martillo de 2 lbs. para botones de Pb.....	0.1.20
1 Platillo para copelas.....	0.2.50
2 Platillos para espumar de 24 huecos.....	0.4.00
1 Par de tenacillas para botones de Pb.....	0.1.20
1 Broche para limpiar botones de Pb.....	0.1.00
1 Hornillo pulverizador de gasolina .....	4.0.00
6 Tejidos de asbesto para estufa.....	0.3.00
4 Hojas de asbesto de 3/16" .....	0.6.00
4 Decenas de cápsulas de porcelana de 1.5" .....	4.0.00
1 Máquina de fabricar copelas con cuños .....	9.0.00
400 Crisoles de arcilla suave de 20 gr. c/u .....	6.0.00
30 Escorificadores de 2.5" .....	0.5.00
20 Escorificadores de 3" .....	
6 Tacitas batidas y rececidas .....	0.3.00
6 Buretas graduadas con sus llaves, de 50 c.c. ....	6.0.00
3 Decenas de crisoles de porcelana.....	5.4.00
12 Frascos de Wolf de 1, 2, y 3 litros.....	6.5.00
12 Frascos de Erlenmayer de 500 gr. ....	1.9.20

3	Matraces graduados de 1000 c.c.	.....	Spa	1.3.50
3	" " " 500 "	.....		1.0.80
3	" " " 250 "	.....		0.8.40
3	" " " 100 "	.....		0.5.40
3	" " " 25 "	.....		0.3.60
1	Lámpara de alcohol	.....		0.1.50
1	Destilador y condensador	.....		5.0.00
1	Garrafa para destilar agua	.....		0.3.50
1	Tuberia de vidrio de 5/8" y 3/16"	.....		0.2.50
3	Metres de tripa de jebe	.....		0.2.40
4	Ajustadores de tripa ( pinzas)	.....		0.1.20
6	Lunas de reloj de 6"	.....		0.2.40
6	" " " " 2"	.....		0.0.90
24	Tubos de prueba de 6" x 3/4"	.....		0.4.00
2	Brechas para tubo se prueba	.....		0. 0.20
3	docenas de vasos de vidrio de 400 y 500 gr.	.....		5.4.00
3	" " " " " " 100 y 50 gr.	.....		2.8.30
6	Embudes de 6"	.....		0.5.00
6	" " 1 1/2"	.....		0.1.20
6	Paquetes de papel filtro tarados de 8".	.....		1.6.00
2	Onzas de hojas delgadas de Ag.	.....		0.9.20
1	Muestrador Jones de 8"	.....		4.0.00
1	Serie de tamices de 20, 40, 60 y 100 mallas de 8" (lata)	.....		2.5.00
1	Tamiz de 10 mallas de 12" con mazo de madera	.....		2.0.00
1000	bolsas de papel de 4" x 7"	.....		3.0.40
1	Espátula de 4 1/2 " x 5" llana	.....		0.1.20

2	Espátulas de acero de 7".....	fp.	0.2.40
2	Cucharas de cuerno .....		0.1.00
2	Escobillas de pelo de camello .....		0.1.00
1	Metro de tela engomada .....		0.3.00
4	Trozo de tela mezcladora de 1.25 x 1.25 m ....		0.4.00
1	Balanza de precisión de 100gr, a 1/10 mgr.....		40.0.00
1	" de 50 gr. a 1 mgr. con pesas .....		4.5.00
2	Estufas: 1 de aire y 1 de doble pared .....		14.5.00

Reactivos y materiales.

100	lbs. de $\text{Na}^2\text{CO}^3$ .....		1.0.00
100	" " litargirio ( $\text{PbO}$ ) .....		5.2.00
50	lbs. de cristales de borax.....		6.0.00
20	" de nitro ( $\text{KNO}^3$ ) .....		2.0.00
10	" de $\text{SiO}^2$ limpia .....		0.5.00
10	" " Pb para pruebas .....		1.5.00
100	" " cenizas de huesos .....		2.5.00
1	" " pelve de carbón de madera .....		0.0.80
12	Varillas de carbón de madera para el seplete..		0.1.60
1	lb. sanguina para marcar .....		0.0.80
1	Frasco de 1 kg. de $\text{HNO}^3$ quimic. pure .....		0.5.50
L	" " " " " $\text{H}^2\text{SO}^4$ " " .....		0.4.50
1	" " " " " $\text{HCl}$ " " .....		0.4.50
1	" " " " " $\text{NH}^4\text{OH}$ " " .....		0.4.50
1	kg. de KCN pure .....		0.8.00
1	" " Hg metálico .....		0.800
1	" " Zn en barras pure .....		0.4.00

Valor total ..... fp. 236.7.90

## TALLER DE REPARACIONES .

### Herrería, carpintería y mecánica.

#### • Yunque.

- |   |  |
|---|--|
| 1 juego de martillos y machos de acero.                   |  |
| 1 fuelle  | 1 fragua                                       |
| 1 juego de cortadores.                                    | 1 juego de punzones redondos.                  |
| 1 " " cincelos.   | 6 pares de tenazas surtidas.                   |
| 1 tornillo de banco.                                      | 1 azuela.                                      |
| 1 juego de trece brocas de acero. 6 teladros para hierro. |  |
| 2 pares de compases de división de acero fundido.         |  |
| 1 juego de formones.                                      | 1 juego de gubias de encastre .                |
| 1 par de alicates y cortadores de alambre combinados.     |  |
| 1 juego de cepillos.                                      | 1 juego de garlopas.                           |
| 2 niveles.  | 3 escuadras.                                   |
| 6 llaves inglesas surtidas.                               | 2 sacabocados de acero fundido.                |
| 1 parador de banco  | 1 trabador de sierra.                          |
| 1 rebajador.  | 1 regla T con hojas de 18".                    |
| 1 gramil de escoplear.                                    | 1 tornillo de hierro para banco de carpintero. |
| 1 regla de boja   | 1 juego de 6 sierras con hojas.                |
| 1 juego de limas .  | 1 " " calibradores .                           |
| 1 " " destornilladores.                                   | 1 plomada de latón.                            |
| 1 doc. de lápices de carpintero.                          | 2 aceiteras de hierro maleable.                |
| 1 piedra de afilar de aceite.                             | 1 juego de tarrajas para tubos.                |
| 1 cortador de tubos.                                      | 1 cortador de pernos.                          |
| 2 gatas.  | 1 berbiqui de matraca con su juego de brocas.  |
| 1 surtido de barras de acero.                             | 1 juego de motenes.                            |

300 metros de cable de manillasurtida.

6 resmas de papel de esmeril y lijas curtidas.

2 dec. de tuercas surtidas sin agujero.

2 cajas de brechas para correas.

1 surtido de clavos, pernos y tornillos para madera.

El conjunto de herramientas y útiles necesarios ha sido calculado a

en Sp. Y20.0.00

---

ACCESORIOS

2000 ladrillos corrientes para el horno de fusión  
y chimineas a Sp.4.2.00..... Sp. 8.4.00

750 ladrillos refractarios para el horno de "  
a Sp. 20.0.00..... 15.0.00

6 barretes de fierre para el H. de fusión \$2 c/u.... 1.2.00

220 m de tuberia de 1, 1½, y 2" a \$ 2 el m. .... 44.0.00

3576.78 kg. de acero doble T a \$ 0.40 kg..... 143.0.70

1 servicio completo de lavadores y aparatos higien..... 40.0.00

4 qq. de cal a \$ 1.80 qq..... 7.20

Total ..... Sp. 252. 3.90

---

VALOR DE LOS APARATOS EMPLEADOS EN LA INSTALACION HIDRÁULICA.

1	Rueda Pelton completa con boca de aguja de 3' de diámetro.....	Sp. 152.5.00
1	" " " " " " " " 2' de diámetro.....	140.0.00
	220 m de tubería madre especial remachada de 6" de diámetro con 12 a 15 codos.....	165.0.00
15 m de	" para lada. ramificación de .54" de diám. a \$ 6.50 el m .....	9.7.50
15 m "	" " 2a, ramificación de 4" de diám. a \$ 5.60 el m. ....	8.4.00
2	compuertas de fierro para los canales de acceso y es- cape a Sp.7.500 c/u.....	15.0.00
1	" " acero para la entrada de la tubería...	10.0.00
1	enrejado para el reservorio.....	<u>40.0.00</u>
	Total .....	Sp. 552.6.50

OBRAS AUXILIARES

Casas

Administración, empleados y oficinas .....	Sp. 500.0.00
Habitaciones para los operarios .....	400.0.00
Hospital y botiquín .....	<u>200.0.00</u>
Total .....	Sp.1100.0.00

VALOR TOTAL DE LA INSTALACION .

Excavación y relleno del canal .....	Sp. 6.3.70
Instalación hidráulica .....	552.6.50
Aparatos empleados.....	8909.0.00
Equipo de laboratorio .....	237.2.90
Accesorios .....	252.3.90
Ejes, soportes, Chumaceras, poleas y fajas .....	564.5.55
Instalación eléctrica .....	268.2.50
Equipo del taller de reparaciones .....	120.0.00
M aterial de albañilería.....	609.0.75
"    " carpintería y cerrajería .....	559.2.80
"    " pintura .....	94.0.00
Obras auxiliares.....	1100.0.00
	<hr/>
Total .....	Sp. 13272.8.60
Imprevistos 10 % del total.....	<u>1327.2.85</u>
Nuevo total .....	Sp. 14600.1.46
Para gastos de transporte, construcción del edi- ficio é instalac. de los aparatos supongo 35% del <u>total.</u>	<u>5110.0.51</u>
Total general de la instalación.....	Sp. 197101.97

Podemos deducir el costo de instalación por tonelada tratada diariamente, será:

$$19\ 710.1.97 : 70 = \text{Sp. } 281.5.74$$

## COSTO DE TRATAMIENTO

Para hallar el costo de tratamiento es necesario investigar

- 1°- El gasto empleado como sueldos del personal, tanto de empleados como de obreros;
- 2°- El gasto de reactivos, lubricantes combustible, etc.;
- 3° - El desgaste que sufren las máquinas y sus elementos; el correo; gastos de embalaje; etc.
- 4°- Los gastos de ensayo.

### 1°-GASTOS EN EL PERSONAL.

#### Empleados.

1 Ingeniero jefe..... al mes .....	Sp. 50.0.00
1 2°- ingeniero ayudante. " .....	30.0.00
1 cajero-administrador- contador.....	35.0.00
2 tomadores de tiempo .....	25.0.00
1 mozo para todo servicio .....	7.5.00
1 electricista .....	13.5.00
1 ensayador .....	13.5.00
1 fundidor general .....	15.0.00
1 herrero mecánico .....	13.5.00
1 ayudante .....	9.0.00

---

Total .....al mes ..... Sp. 212.0.00

El gasto por día será:

$$212 : 30 = \text{Sp. } 7.0.67$$

<u>Obreros.</u>	<u>Jornal-diario.</u>
1 para la amalgamación .....	\$ 4.00
1 ayudante de " .....	2.50
1 para la clarificación y filtración .....	4.00
1 ayudante de " " .....	2.50
1 para las cajas de precipitación .....	3.00
2 peones para todo servicio a \$ 2 c/u. ....	4.00
1 vigilante .....	3.00

---

Total de jornales ..... \$ 23.00

esta suma habrá que triplicarla porque la oficina trabaja las 24 horas del día con un personal de 3 guardias; luego:

$$23 \times 3 = \$ 69.00$$

Luego el gasto diario en el personal será:

Empleados ..... \$ 70.67

Obreros ..... 69.00

---

Total diario ..... \$ 139.67

Este es el costo que representa la labor por 70 toneladas, luego el de 1 tonelada será:

$$139.67 : 70 = \$ 1.995$$


---

## CALCULO DEL GASTO DE REACTIVOS.

### MERCURIO".-Hg.

• Cuando la amalgamación se efectúa interiormente como en el caso del molino de bolas, entonces se acostumbra alimentar el Hg en la cantidad de 1 a 2 onzas por cada onza de Au que se quiere extraer. Voy a considerar para mi caso que esa cantidad se eleva a dos onzas repartidas en la forma siguiente:

una mayor parte en el molino de bolas, cuya alimentación se hará de hora en hora y la otra parte en el amalgamador Hardinge y las planchas amalgamadoras; luego la relación del Hg gastado está en la relación de 2 por 1 de Au extraído.

Como la cantidad de Au que quiere obtenerse es solo el 70 % del total, que es de 90 gr. por tonelada; la cantidad del Au amalgamado en las 70 toneladas será:

$$0.70 \times 90 \times 70 = 4\ 410 \text{ gr. de Au}$$

Luego el gasto de Hg será:

$$4\ 410 \times 2 = 8\ 820 \text{ gr. de Hg diario.}$$

Pero el Hg por la destilación vuelve a ser recuperado, sin embargo habrá que considerar una pequeña pérdida por arrastramiento, que supongo sea el 6 % del empleado, lo que sumará diariamente a:

$$8\ 820 \times 0.06 = 529.20 \text{ gr de Hg}$$

La pérdida por tonelada será:

$$529.20 : 70 = 7.56 \text{ gr Hg}$$

### Valor del Hg.

El precio de este es a \$ 8.00 el kilo; luego el precio de los 7.56 gr. será:

$$0.00756 \times 8.00 = \$ 0.06$$

## CIANURO DE K .

La cianuración del Au se efectúa con una sol. debil de KCN; pero en presencia del O las sol. son aún mas débiles y mas eficientes, de allí se deduce que en el sistema de percolación las sol. tienen que ser mas fuertes que en el de agitación, puesto que en este último el aire llega a la pulpa con mayor rapidez y mayor cantidad.

Prácticamente la cantidad de KCN empleado para disolver 1 de Au es de 30 a 40 del primero.

Ahora, la fuerza de la sol. en las las lamas para los tanques de agitación varia de 0.05 a 0.25 %, pudiendo ser aún menor en los molinos; por consiguirnte voy a considerar la alimentación de sol. a los molinos con una ley de 0.05 % de KCN.

Como la cantidad de esta sol. está en relación con la de mineral en la forma siguiente:

4 de sol. por 1 de mineral en peso,

ó sean: 280 toneladas de sol. por 70 ton. de mineral.

La cantidad de KCN empleado será:

$$\frac{0.05 \times 280}{100} = 0.140 \text{ ton} = 140 \text{ kg.}$$

Pero esta cantidad solamente es empleada el primer dia para preparar esta sol., pues en los siguientes dias la sol. que regresa por el sistema de contra-corriente usado, está rica en KCN, y solamente se examinará para ver su fortaleza y si conviene agregarle una pequeña cantidad de KCN, que creo no habrá necesidad.

Ahora, no toda esta sol. disuelve al Au como para formar un cianuro doble; pues, solamente una parte lo disolverá, siendo favore-

cida estadisolución<sup>per</sup> la presencia de KCN libre, luego habrá una mezcla de cianuro doble de Au y K y de KCN.

Por consiguiente ese gasto podremos considerarlo como de una sola vez, ó sea al iniciarse la marcha de la operación en la oficina.

Ahora bien, como ya sabemos que la pulpa que sale de la espesadora para alimentar a la primera agitadora viene con un 50 % de humedad en peso, ó sea diariamente 140 ton. repartidas en la forma sig. 70 ton de pulpa y 70 ton de sol. la cual representa a la humedad.

Pero como la relación en las agitadoras es de 2.5 de sol. por 1 de lama seca, habrá pues necesidad de agregarle 1.5 veces más de sol. cianurada, algo mas elevada que la anterior. He adoptado para el caso, la empleada en Pachuca, México, de 0.15 % de KCN; pero como hay dentro la pulpa húmeda 70 ton. de sol. de 0.05 % representada por su humedad, tengo que agregar 105 ton. de una sol. mas fuerte que la de 0.15 %, para tener todo ó sean las 175 ton. de sol. con una ley de 0.15 % de KCN.

La ley buscada será:

$$\begin{array}{r}
 175 \text{ ton de sol. tienen } 0.15 \% \\
 70 \text{ " " " " " } 0.05 \\
 \hline
 105 \text{ " " " " } \text{ tendrán } x
 \end{array}$$

Dentro estas 3 ecuaciones resolviendo y despejando x se tendrá la ley de la sol. buscada:

$$x = 0.22 \%$$

Luego habrá que agregar cada 24 horas 105 ton. de sol. con una ley de 0.22 % de KCN.

El gasto de KCN en estas 105 ton. será:

$$\frac{0.22 \times 105}{100} \pm 0.231 \text{ ton.} = 231 \text{ kg.}$$

Luego la cantidad total empleada será:

$$140 + 231 = 371 \text{ kg de KCN}$$

Pero como, hemos dicho anteriormente para disolver 1 de Au se necesitan de 30 a 40 de KCN, voy a considerar un término medio ó sean 35 de KCN.

La cantidad de Au que hay que cianurar diariamente en las 70 ton. es:

$$70 \times 90 = 6300 \text{ gr. Au total}$$

$$6300 - 4410 \text{ gr amalg.} = 1890 \text{ gr.}$$

luego el gasto verdadero de KCN será:

$$1890 \times 35 = 66 \text{ 150 gr KCN}$$

por consiguiente el resto:

$$371.000 - 66.150 = 304.85 \text{ kg.}$$

es decir, un gran exceso ha quedado como cianuro libre en la sol. la cual vuelve nuevamente a ser utilizada después de la precipitación del Au por el Zn.

Como al ser precipitado el Au ese cianuro doble de Au y K se transforma en cianuro doble de Zn y K de ningún valor, que se perdería sino fuese el Zn separado y precipitado de esa sol. por el  $\text{Na}^2\text{S}$ , obteniéndose después una sol. doble de cianuro de Na y K de gran eficiencia en el tratamiento adoptado, quiere decir, que volveríamos a recuperar los 66.15 kg. de KCN; pero tenemos aún que agregar que como he dicho anteriormente, una parte del KCN se pierde por descomposición, ya sea por hidrólisis, por el  $\text{CO}^2$  que forma HCN, por el mismo C y mayormente por la presencia de cuerpos extraños, ya sea en forma de sulfuros, sulfatos, arseniatos, ó de ácidos que provocan

la formación del HCN, dando por consiguiente una pérdida de KCN.

Voy por consiguiente a considerar que solo el 60 % de esa cantidad la vuelvo a aprovechar, esto es:

$$66.15 \times 0.60 = 39.69 \text{ kg.}$$

Luego el gasto diario se reducirá a :

$$66.15 - 39.69 = 26.46 \text{ kg.}$$

y en 1 ton. será:

$$26.46 : 70 = 378 \text{ gr.}$$

El valor de este gasto será:

$$0.378 \text{ kg.} \times 8.00 = \$ \underline{3.024}$$

siendo \$ 8.00 el valor de 1 kg. de KCN

---

#### ZINC.- Zn.

Se ha comprobado experimentalmente que el gasto de este reactivo es de 12 para 1 de Au precipitado.

Como la cantidad de Au que hay que precipitar diariamente es de 1890 gr., el gasto de Zn será:

$$12 \times 1890 = 22\ 680 \text{ gr.}$$

y por ton.

$$22\ 680 : 70 = 324 \text{ gr. de Zn}$$

El valor de esta cantidad será:

$$0.324 \times 4.00 = \$ \underline{1.296}$$

siendo \$ 4.00 el precio de 1 kg. de Zn

---

#### ACETATO DE PLOMO.

Este reactivo se usa con el objeto de ayudar a la precipitación

del Au y evitar la desagregación del Zn.

Las virutas de Zn brillantes son sumergidas en un baño de acetato de Pb y forman una aleación de Pb-Zn.

Generalmente como hasido comprobado por la "Goldfield Consolidated Mines Co." de Nevada, el gasto de ese reactivo es de 1.5 veces mayor que el de Zn en minerales bastante cuarzoso; luego utilizando este dato, podemos calcularlo y dar su gasto aproximado.

$$324 \times 1.5 = \underline{486 \text{ gr. de acetato de Pb.}}$$

El valor del acetato de Pb. es de \$ 2.50 kilo, luego el costo por tonelada de este reactivo será:

$$0.486 \times 2.50 = \underline{\$ 1.215}$$

#### CAL.

Como el mineral que vamos a tratar es regularmente ácido, para neutralizarlo y tener la alcalinidad suficiente en la sol. para evitar la descomposición del KCN, agrego cal en la cantidad conveniente, evito así el consumo innecesario de KCN por los ácidos y al mismo tiempo se obtiene una gran ayuda en la sedimentación de las lamas en los tanques espesadores, motivo por el cual ha encontrado universal aplicación.

Hallando por el análisis la acidez del mineral se podrá deducir la cantidad de cal que habrá necesidad de emplear.

Ahora bien, basándome en un mineral algo parecido tratado por el mismo método en South Dakota" la "Homestake Mining Co", la cual hace un consumo de 3.75 a 4.86 libras de cal por tonelada, podré tomar aproximadamente para mi cálculo la cantidad de 4.5 lbs. por

ton. de mineral tratado, cal que será agregada en seco a los molinos de bolas durante la molienda ó en forma de una lechada a las espesadoras ó agitadoras según se vea mas conveniente.

El gasto total será:

$$4.5 \times 70 = 315 \text{ lbs. diarias.}$$

o sean

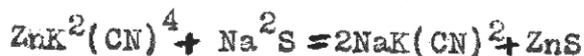
$$4.5 \text{ lbs. por tonelada}$$

El valor de la cal es de \$ 1.80 qq. luego el valor de lo gastado será:

$$0.045 \times 1.80 = \underline{\$ 0.081}$$

#### SULFURO DE SODIO- $\text{Na}^2\text{S}$ .

Este reactivo precipita al Zn al estado de sulfuro de la sol. doble de cianuro de Zn y K formando un cianuro doble de Na y K, efectuando la siguiente reacción:



donde podré notar que obtengo una sol. rica y utilizable de cianuro que hábrá que clarificarla para separar el precipitado de ZnS.

Como el reactivo empleado deberá separar solo el exceso de Zn con el objeto de evitar la introducción de  $\text{Na}^2\text{S}$  en la sol. que causaria serios inconvenientes, sobretodo en el momento de la precipitación de las sol., no se usará en gran cantidad; por lo cual he calculado aproximadamente que la cantidad necesaria para 1 de Zn es de 1  $\text{Na}^2\text{S}$  en peso, y como el gasto de Zn por ton. es 324 gr. igual cantidad será de  $\text{Na}^2\text{S}$ . El valor de este último es de \$ 9.00 kilo, luego el valor de lo empleado en 1 ton. será:

$$0.324 \times 9.00 = \underline{\$ 2.916}$$

COMBUSTIBLE.

La cantidad de combustible usado tanto en el calentamiento de la retorta como en el del horno de fusión para los crisoles, será para los 6 300 gr. de Au diarios que contiene las 70 ton. tratadas, aproximadamente de :

140 kilos de carbón de piedra.

y por ton.:

140 : 70 = 2 kilos de C.

Latón. de C de piedra cuesta \$ 45.00, luego el valor de lo empleado será:

$0.002 \times 45.00 = \$ 0.09$

---

FUNDENTES.

Fusión del Au obtenido de la retorta.

La cantidad de fundentes usada para este caso será el 5 % de la totalidad tratada en este método y se compone de lo siguiente:

Cristales de borax;  $1\frac{1}{2}$  del peso anterior de bicarbonato de Na mas un poco de nitro.

Como la cantidad de Au amalgamado es: 4 410 gr.

la cantidad de fundentes será:

$4\ 410 \times 0.05 = 220.5 \text{ gr.}$

y en una ton. de mineral:

$220.5 : 70 = 3.15 \text{ gr.}$

Repartidos en la forma siguiente:

Cristales de borax..... 2.02 gr.

Bicarbonato de Na ..... 1.01 "

Nitrato de Na ..... 0.12 "

Fusión del Au precipitado.

La composición de los fundentes he dicho anteriormente que se compone de los siguientes:

30 % de bicarbonato de Na.

10 % - SiO<sup>2</sup> limpia.

60 % de cristales de borax

4 % de NaNO<sup>3</sup>

Siendo el peso total de los fundentes de 18 a 35 % del peso del precipitado, usándose el último en caso de gran cantidad de Zn en el precipitado, tomaré para mi cálculo un término medio ó sean mas ó menos 25 % de fundentes.

El Au precipitado diariamente pesa: 1890 gr.

La cantidad de fundentes empleados sera:

$$1890 \times 0.25 = 472.5 \text{ gr.}$$

en unaton. será:

$$472.5 : 70 = 6.75 \text{ gr.}$$

repartidos en la forma siguiente:

Cristales de borax.... 6.75 x 0.60 = 4.05 gr.

Bicarbonato de Na..... 6.75 x 0.30 = 2.025

Sílice limpia ..... 6.75 x 0.10 = 0.675

Nitrato de sodio .... 6.75 x 0.04 = 0.27 (agregado)

El valor y gasto total de fundentes en una ton. será:

Cristales de brax..... 6.07 gr. a \$ 1.25 kg. ....\$ 0.0076

Bicarbonato de Na ..... 3.0354 2.00 ..... 0.0070

Sílice limpia ..... 0.675 1.00 ..... 0.0007

Nitrato de Na ..... 0.39 2.00 ..... 0.0008

Total por ton ..... \$ 0.0161

El valor total de fundentes y combustible por ton. será:

$$0.016 + 0.090 = \underline{0.106}$$

### DESGASTE DE LA MAQUINARIA.

Este se compone principalmente del desgaste que sufren los aparatos siguientes:

1°- La trituradora Blake; sufre mayormente el desgaste en las quijadas que son removibles y son después de cierto tiempo cambiadas por otras nuevas.

2°- El molino Cónico de Bolas Hardinge, que se desgasta tanto en las bolas como en el forro interior que son de acero cromado y cuyo tiempo de duración está calculado para 8 a 10 meses de continuo trabajo, siendo el consumo de bolas aproximadamente de  $\frac{1}{2}$  lb. por tonelada.

3°- El tube-mill o Molino Cónico de Guijarros Hardinge que sufre un desgaste mas ó menos igual al anterior en las piedras y forros.

4°- Los filtros-prensas, se desgastan interiormente en los tamices que llevan.

5°- Las bombas en sus válvulas y accesorios.

6°- Las planchas amalgamadoras, los tamices de la precipitación, la tubería en general, etc.,.

7°- La retorta, los crisoles del horno de fusión.

8°- Correas de transmisiones.

A todo este desgaste de la maquinaria podremos colocarle un gasto por ton. de \$ 0.40

Cantidad mas ó menos parecida a la empleada en el distrito de Porcupine, Canadá.

LUBRICANTE Y EMBALAJE, DIVERSOS.

El gasto aproximado por estos puede calcularse en :

\$ 0.10 por tonelada.

REPARACIONES GENERALES DE LA MAQUINARIA.

Estos gastos pueden calcularse en \$ 0.05 por ton.

FUERZA HIDRÁULICA.

El desgaste de toda la instalación hidráulica y elementos de transmisión es considerado en muchas oficinas como 0.50 a 0.75 por ton. tomaré por consiguiente un valor medio de:

\$ 0.60 por ton.

GASTOS DE ENSAYE,

Estos gastos podrán calcularse teniendo en cuenta: el gasto de reactivos, útiles rotos, malogrados é inservibles, combustible, etc, aproximadamente en la cantidad de :

\$ 0.08 por ton.

---

---

RESUMEN DEL COSTO DE TRATAMIENTO POR TONELADA DE MINERAL

Labor ó personal .....	\$ 1.995
Mercurio .....	0.060
Cianuro de K .....	3.024
Zinc .....	1.296
Acetato de Pb .....	1.215
Cal .....	0.081
Sulfuro de Na.....	2.916
Combustibles y fundentes .....	0.106
Desgaste de la maquinaria .....	0.400
Lubricantes, embalaje y diversos .....	0.100
Reparaciones generales .....	0.050
Fuerza motriz (instal. hidráulica) .....	0.600
Ensayes de laboratorio .....	0.080
<hr/>	
Costo total .....	\$ 11.923

VALOR DEL PRODUCTO.

Voy a considerar que en virtud del método de contra-corriente empleado en la oficina metalúrgica, llego a obtener el 97 % del total del Au contenido en el mineral.

Como esa cantidad asciende a 90 gr. por tonelada;  
el Au utilizado será:

$$90 \times 0.97 = 87.3 \text{ gr.}$$

cuyo valor al precio del mercado de Londres a razón de 92 shelines

7 peniques laonza troy de 31 gramos, será:

$$92 \text{ sh. } 7 \text{ d.} = \text{Sp. } 4.6.29$$

El valor del gr. será:

$$4.6.29 : 31 = \text{Sp. } 0.1.493$$

El valor total:

$$0.1.493 \times 87.3 = \text{Sp. } \underline{13.0.34} \text{ en 1 ton.}$$

Habrá que descontar a este valor los gastos debidos al impuesto de exportación, fletes y seguros.

El valor del primero es de Sp. 10 por cada kilo de Au y supongamos que el de los fletes y seguros alcanza a \$ 5 el kilo, luego el valor de estos por tonelada será:

Derecho de exportación.

$$0.0873 \times 10.0.00 = \text{Sp. } 0.8.73$$

Seguros y fletes.

$$0.0873 \times 0.5.00 = \text{Sp. } 0.4.365$$

Total de los dos.

$$0.8.73 + 0.4.365 = 1.3.095$$

---

VALOR PAGADO POR EL MINERAL.

Constiere que el mineral aurífero lo obtengo por medio de compra a la compañía explotadora y que será colocado en el primer bin.

El valor del mineral aurífero se paga por el 100 % de su contenido en Au, a razón de 35 a 40 soles por onza troy, dependiendo esos valores de la riqueza del mineral por tonelada.

Ahora bien, teniendo en cuenta la distancia del lugar, los medios rudimentarios de transporte por falta de vías de comunicación y

otras dificultades nacidas del sitio donde se ha instalado la oficina metalúrgica, solamente pagará un valor de \$ 30 la onza troy de Au contenida en el mineral. Como este contiene 90 gr. por ton. ó 2.816 onzas, el valor pagado por tonelada será:

$$30 \times 2.816 = \$ 84.48 = \text{fp. } 8.4.48$$

#### GANANCIA LIQUIDA POR TONELADA

Ella será igual al valor del Au vendido en el mercado disminuido del valor pagado por ton. de mineral, fletes, seguros y el costo de tratamiento, también por tonelada.

$$13.0.34 - (8.4.48 + 1.3.095 + 1.1.923) = 2.0.842$$

$$\text{Ganancia} = \text{fp. } 2.0.842$$

#### GANANCIA LIQUIDA EN UN AÑO COMERCIAL DE 360 DIAS.

Esta ganancia se hallará multiplicando la ganancia líquida por ton. por el número de ton. tratadas en el año.

$$\text{N}^\circ \text{ de ton. } 70 \times 360 = 25\ 200 \text{ tons.}$$

$$\text{Gananc. líquida} = 2.0.842 \times 25\ 200 = \underline{\text{fp. } 52\ 521.8.40}$$

Vamos a ver ahora si obtenemos una ganancia verdadera por el capital impuesto en la instalación completa de la oficina y por el capital que se tiene de reserva, que sirve para pagar el costo de tratamiento durante un año, y los gastos de fletes, seguros y exportación.

Valor de la instalación.....	fp. 19 710.1.97
" del costo de tratamiento en 1 año.....	30 045.9.60
Derechos de export., fletes, seguros y comisiones ....	32 999.4.00
Capital total empleado.....	fp. 82 755.5.57

Este capital impuesto en el banco al interés corriente de 6% al año daría un rédito de:

$$82\ 755.5.57 \times 0.06 = \text{Sp. } 4\ 965.3.33$$

Restando, la ganancia obtenida del interés que produciría el capital invertido se verá una utilidad mayor:

$$52\ 521.8.40 - 4\ 965.3.33 = \text{Sp } 47\ 556.5.07$$

Claramente se nota el exceso de utilidad que se obtendría invirtiendo dicho capital en la instalación y funcionamiento de la oficina metalúrgica sobre la que produciría si fuese depositada en un banco al interés del 6 %.

#### AMORTIZACION DEL CAPITAL INVERTIDO.

Voy a suponer que la amortización sea el 5 % del capital invertido ó sea en un periodo de 20 años, cada año durante este periodo se repartirá como dividendo la siguiente cantidad:

Dividendo = ganancia líquida - amortización

$$\text{Amortización} = 82\ 755.5.57 \times 0.05 = \text{Sp. } 4\ 137.7.78$$

$$\text{Dividendo} = 52\ 521.8.40 - 4\ 137.7.78 = \text{Sp. } 48\ 384.0.62$$

ó sea una utilidad de:

$$\frac{48\ 384.0.62 \times 100}{82\ 755.5.57} = 58.45 \%$$

Lo que comprueba una vez mas el gran rendimiento de la Oficina Metalúrgica.

FIN

*Gustavo Jorralakza*

*Ji*