

ESCUELA DE INGENIEROS

L I M A

PROYECTO DE METALURGIA.

Para optar el título

de

INGENIERO DE MINAS.

Presentado por

ENRIQUE OTOYA P.

1 9 2 8.

PROYECTO DE METALURGIA.

Para los postulantes al
título de

INGENIERO DE MINAS

Año de 1922.

ENUNCIADO DEL PROYECTO.

En la región de Morococha, existe una serie de explotaciones mineras que producen minerales de cobre y plata, cuyos contenidos no son suficientes para soportar los gastos de fundición ni los de exportación.

Los propietarios intentan establecer una oficina metalurgica que les permita aprovechar estos minerales, advirtiendo que la Preparación Mecánica, en cualquiera de sus faces no dá resultado práctico alguno; se impone pues buscar la solución dentro de los métodos por via húmeda para extraer los metales plata y cobre.

En la región hay cloruro de sodio a bajo precio nó a sí ácidos.

El estudio previo de estos minerales demuestra que, existe en ellos pirita, chalcopirita y enargita y que la plata proviene de un cobre gris argentífero.

Las proporciones de estos minerales que se indican por separado dan distintas leyes de plata y cobre.

Se desea conocer:

- 1°.-El procedimiento de extracción que sería más ventajoso.
- 2°.-Las reacciones químicas que deben desarrollarse para tener los metales en forma de fácil separación.

- 3°.-Los aparatos necesarios para preparar los metales y separar los metales.
- 4°.-La economía del procedimiento.
- 5°.-La instalación metalúrgica correspondiente, teniendo en cuenta que en la localidad hay fuerza hidráulica suficiente para todos los usos de la oficina y carbón a precio aceptable para las operaciones térmicas del procedimiento.
- 6°.-Presupuesto de la instalación.
- 7°.-Resultado económico de la parte metalúrgica, considerando que el costo de la tonelada de mineral puesto en la oficina es de dos libras peruanas.

Lima, Agosto 16 de 1922.

Fort.-Fuchs.-Ramos.-

NOTA:-Son variables: la capacidad de la oficina, las leyes en plata y cobre y las proporciones de las especies minerales.

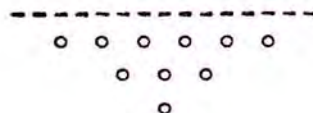
DATOS PARA EL PRESENTE PROYECTO.

Capacidad de la Oficina: 40 tons. diarias.

MINERAL:

Pirita.....	35	%
Chalcopyrita.....	15	"
Enargita.....	5	"
Cobre Gris.....	15	"
Cuarzo.....	30	"
	<u>100</u>	

Las leyes de cobre y plata serán deducidas de las proporciones de los minerales constituyentes, considerando que el cobre gris, contiene el 4 % de cobre y el 1 % de plata.



PROYECTO DE METALURGIA.

PREFACIO.

Vamos a estudiar nuestro caso particular, tal como si él, fuera a llevarse a la práctica; de modo que de acuerdo con este plan, vamos a seguir el estudio de todos los elementos indispensables que han de intervenir en una obra de esta naturaleza.

SITUACION.

El lugar designado por nuestro proyecto para ubicar la plant, objeto del presente estudio, es Morococha. Esta es una población minera formada al amparo de la riqueza de los yacimientos de la región. Es actualmente un distrito de la provincia de Yauli del departamento de Junin; una de las poblaciones más altas del mundo, pues su altura está comprendida entre los 4 350 metros sobre el nivel del mar, debiendo para llegar a Morococha, por el ramal que parte de Ticlio, de la línea Lima-Oroya, pasar por la Sima en Anticona, que es la mayor elevación que alcanza el ferrocarril en el mundo.

POBLACION.

La población de Morococha, es como en todos los centros industriales, muy variable pues acuden de todas partes trabajadores, en determinadas épocas del año, con el fin de hacer algunas economías, que luego van a invertir a su pueblo natal; lo que más nos interesa en el presente caso es el saber que se puede contar con encontrar gente preparada para el trabajo en el rigor de la región.

Podemos decir pues, que la población es esencialmente minera, su suelo muy accidentado y su clima muy fuerte. Esta región minera se trabaja desde la época del Coloniaje, pero el verdadero desarrollo e importancia comenzó desde que el ferrocarril Trasandino, permitió intensificar los trabajos en Yauli y Casapalca, en cuyas oficinas se beneficiaba el mineral de Morococha.

GEOLOGIA.

Los estratos de la región de Morococha, corresponden a diferentes edades, pudiendo apreciarse dos formaciones

principales; una formación está dada por los estratos de calizas y margas del lias, y las areniscas del Cretácico Superior y la otra formación corresponde a la formación eruptiva de dacitas y dioritas de los tiempos terciarios y que son los que han originado intensos fenómenos de metamorfismo.

La riqueza mineral de Morococha, está dada por las especies de sulfuros de fierro y cobre siendo los mas frecuentes la pirita, la chalcopirita, la enargita, cobregris y tenantita, variedades que contienen, en algunos casos una elevada ley en plata.

VIAS DE COMUNICACION.

En la linea ferrea de Lima-Oroya, en el kilómetro 171 está Ticlio, de donde parte un ramal de ferrocarril que llega a Morococha, con 13 kilómetros de recorrido; practicamente se puede decir, que Morococha, está a 184 kilómetros de Lima lo que equivale a ocho horas de viaje. Existe ademas un ramal de Morococha a Oroya por la via de Cut-Off, ramal que se hizo indispensable establecer, desde que Oroya se ha transformado en la sede de beneficio de la región minera del Centro; en la actualidad se construye ademas un camino carretero de Morococha a Oroya.

RECURSOS.

Siendo Morococha, un centro esencialmente minero, como se ha dicho ya, es indudable que hay mucha ventaja para implantar cualquier negocio basado en la minería, pues los recursos son vastos y la gente está preparada para esa naturaleza de trabajos, lo que es de importancia, aunque los jornales son un poco mas elevados que en otras regiones debido al alto precio de los productos, lo que se explica, teniendo en cuenta, que todo hay que traerlo de fuera.

Los recursos naturales de la región son pues, completos, salvo las restricciones señaladas en el enunciado.

MINERAL.

El mineral, según las condiciones del proyecto, puesto en la oficina, cuesta \$p.2.0.00 la tonelada y aceptaremos que el abastecimiento es constante. Vamos a tratar 40 to-

neladas diarias y nuestro estudio comienza desde que el mineral está en la cancha de la oficina.

REACTIVOS.

Segun las condiciones enunciadas en el proyecto, los reactivos ácidos son difícil de conseguir, no así el cloruro de sodio; será pues a este reactivo al que recurriremos para las operaciones del tratamiento.

FUERZA.

La fuerza para el funcionamiento de esta oficina es abundante y podemos tomarla en la cantidad necesaria para todos los usos. Está dada como energía hidráulica, debemos buscar la forma más conveniente de aprovechamiento.

AGUA.

Es abundante en la región y podemos disponer de la cantidad necesaria para los usos de la oficina.

COMBUSTIBLE.

Para todas las operaciones térmicas del procedimiento, tenemos combustible a bajo precio.

PERSONAL.

El poder contar con personal para el trabajo es una gran ventaja; estos braceros si no aptos, por lo menos no tienen los prejuicios de los pobladores donde recién se va a implantar trabajos de minería; pues en muchas regiones creen, que los trabajos de minas o la implantación de oficinas de beneficio, requieren el sacrificio periódico de indígenas y es por el temor a ser víctimas que ni siquiera se llegan por los alrededores de los lugares en que se implantan dichos trabajos.

En Morococha, este temor de la gente no existe y si bien es cierto de que los operarios no son capacidades, hay un gran número de operarios aptos para, bajo una dirección bien llevada y una severa vigilancia, desempeñar toda clase de trabajo, lo que no pasa en otras partes. El mayor inconveniente está en que la gran demanda de operarios y la relativa escasa concurrencia de personal hace que suban los jornales.

MATERIALES.

Los materiales para la construcción de la oficina y la instalación de la maquinaria se puede conseguir en Morococha, pero en todo caso será preferible pedirlos directamente a Lima; en cuanto a la maquinaria, que según el estudio que hagamos, vamos a necesitar para la oficina que proyectemos es siempre preferible pedirlos a las fábricas manufactureras.

ESTUDIO TECNICO DEL PROYECTO.

MODO MAS VENTAJOSO DE EXTRACCION.

Para el estudio del método mas conveniente de extracción, debemos partir del estudio de los componentes del mineral para en vista de los elementos que entran en la composición y las proporciones totales ver la influencia favorable o adversa que pueden tener en las diferentes operaciones metalurgicas y por consiguiente, teniendo en cuenta las condiciones de la marcha de las operaciones, optar por el procedimiento en que con menos operaciones se obtenga resultados favorables y economicamente.

El mineral objeto de nuestro estudio tiene la siguiente composición:

Pirita.. .. .	35 %
Chalcopyrita.....	15 "
Enargita.....	5 "
Cobre Gris.....	15 "
Cuarzo.....	<u>30 "</u>
	100

el cobre gris es el que tiene la ley en plata de 1 % y 4 % de cobre.

El monto del mineral a tratar es de 40 toneladas cada 24 horas.

Hay que indicar que las otras variedades mineralógicas contenidas en el mineral, pueden tener ley en plata y cobre pero nos abstendremos de hacer calculos sobre datos que no nos han sido proporcionados.

Por la composición del mineral y teniendo en cuenta las diferentes especies y las proporciones en que se encuentran los elementos en esas especies, podemos clasificarlo como un mineral de cobre argentífero, fuertemente sulfuroso con ganga cuarzosa.

**ESTUDIO MINERALOGICO DEL
MINERAL OBJETO DEL TRATAMIENTO.**

La composición de las diferentes especies mineralógicas que constituyen el mineral, queda indicada más adelante en donde estudiaremos la proporción de los elementos más importantes.

es: Pirita: FeS_2 . - Sulfuro de fierro, su composición

Fe.....46.67 %
S.....53.33 "

pirita de cobre; Chalcopirita: CuFeS_2 ; AgS. - Tambien se le llama

Cu.....33.00 %
Fe.....30.00 "
S.....36.00 "
Ag.....Variable

cobre Enargita: Cu_3AsS_4 ; AgAsS. - Sulfoantimoniuro de

Cu.....36.00 %
S.....35.00 "
As.....28.00 "
Ag.....Variable

Cobre gris o tetrahedrita: $4(\text{Cu}^2\text{S}; \text{FeS} \text{ ZnS} \text{ Ag}^2\text{S} \text{ HgS}) \text{ Sb}^2\text{S}^3 \text{ As}^2\text{S}^3$. -Especie compleja en que los elementos se sustituyen desapareciendo los términos de la fórmula

Ag.....	1.00	%	48.225	Ozs. por Ton.
Cu.....	4.00	"		
Fe.....	30.00	"		
S.....	42.00	"		
Zn.....	2.00	"		
As.....	18.00	"		
Sb.....	3.00	"		

Cuarzo: SiO_2

Si.....	52.00	%		
O.....	48.00	"		

Según la composición de las especies y la proporción en que están en el mineral tenemos que los elementos estan en las siguientes proporciones:

Fe.....	12.40	%		
S.....	18.80	"		
As.....	4.10	"		
Sb.....	-.45	"		
Ag.....	-.15	"		
Cu.....	-.60	"		

además hay que tener presente que no hemos tomado en cuenta los elementos de la ganga y los de las demás especies, que por estar en pequeñas proporciones no afectan mayormente las operaciones del proceso.

De los elementos tomados en cuenta, se ve la proporción elevada en que se encuentra el Fe y el S, estos dos elementos son un inconveniente para cualquier operación, debemos pues, como condición previa eliminar el exeso o transformarlos en compuestos indiferentes a las operaciones del proceso que escojamos, dejando solamente la cantidad indispensable para la marcha de las operaciones. En cuanto a los otros elementos estan relativamente en tan pequeña cantidad que no vale tenerlos en cuenta ya que por ejemplo, el As, Sb que existen, se eliminaran completamente al eliminar parte del S; otra tanto pasará con el Zn y Pb que pueda existir.

Ahora bien, los métodos de tratamiento de los minerales de cobre argentifero para plata y cobre como metales útiles, pueden efectuarse por la via seca, la via húmeda, la via electrometalurgica y tambien, que es lo más general, por la combinación de las diferentes operaciones de los di-

Generalmente los metodos de tratamiento sindicados para cada grupo, no se emplean en forma absoluta y completa sino que se combinan las operaciones de los diferentes metodos y aun los mismos procedimientos generales se complementan, en vista del estudio preliminar de cada caso y segun las ventajas que se dedusca, que pueda reportar las modificaciones.

Los minerales del primer grupo, se tratan, generalmente, por la via seca, llegando al producto final, la plata metálica, mediante una serie de operaciones siendo la final la de la copelación; las variantes y el detalle de las operaciones no las estudiamos desde que no vamos a seguir el proceso desde que el mineral objeto de nuestro estudio no podemos clasificarlo en este primer grupo.

Los minerales del segundo grupo o sea los de cobre argentífero, que es el grupo en el que hemos calificado nuestro mineral, se tratan casi siempre por la via húmeda simple o combinada con la via seca y la electrometalurgica. Existe tres procedimientos principales que se diferencian solamente, por el reactivo que emplean para llevar los metales utiles al estado de combinaciones fácilmente solubles, estos tres procedimientos son: Augustin, Ziervogel y Freiberg.

El procedimiento Augustin, está basado en la trasformación de la plata al estado de cloruro, por un tostado clorurante en presencia del cloruro de sodio y el tratar luego el cloruro de plata formado por una solución o legía concentrada de cloruro de sodio; esta disuelve al cloruro de plata y del licor que se obtiene se precipita la plata por la acción de la presencia de las granallas de cobre y el cobre del mineral y el que pasa de las granallas precipitantes se puede a su vez recojer mediante el fierro metálico.

El procedimiento Ziervogel, se basa en la trasformacion de los metales útiles en sulfato, mediante la acción sulfatizante de un tostado y luego lixiviar los sulfatos obtenidos por el agua caliente.

El procedimiento de Freiberg, que es una modificación del anterior, emplea para obtener los sulfatos la acción del ácido sulfúrico y luego lixivia como en el caso presedente.

Existe ademas los procedimientos de lixiviación en que se emplean como reactivos los hiposulfitos de soda y cal y con los cuales se combinan los metodos que hemos enumerado.

Los minerales considerados en el tercer grupo o sea los de plomo y cobre argentífero, pueden casi siempre identificarse con los del primero o segundo grupo, que ya hemos estudiado, llevándose el tratamiento según los métodos del primero o segundo caso y esto depende principalmente de que predomine en el mineral ya el plomo ya el cobre.

El cuarto grupo o sea el que considera los minerales de plata propiamente dichos, comprende la amalgamación y los procedimientos de lixiviación en los que se emplea los hiposulfitos de soda y cal ya sea simple o combinados con los otros procedimientos por vía húmeda que acabamos de revisar, dentro del amolío campo de estos diferentes métodos amplía combina y modifica las operaciones del proceso según las conveniencias especiales de cada caso.

Hay que tener en cuenta que las clasificaciones de los minerales que se ha establecido en los párrafos anteriores, nunca pueden ser rigurosas y que según las condiciones es el criterio del profesional el que determinará los límites siempre borrosos de estas divisiones convencionales, para determinar el plan por el cual ha de determinarse para obtener la mayor ventaja y el mayor rendimiento.

Según las condiciones, un mineral puede ser tratado para aprovechar uno o más metales útiles de los que contiene o aprovechar uno y desechar otro y se dará el caso de que un mineral de composición semejante en un lugar sea tratado para aprovechar los metales útiles que contenga mientras que en otro sitio se aprovechará uno solamente; además hay casos en que las operaciones del tratamiento dan productos secundarios que se utilizan en las mismas operaciones del proceso o con fines comerciales. Así se tiene el caso, de que un mineral de plata con baja ley en cobre, en determinado lugar solo puede ser tratado para plata como metal útil, dejando el cobre que se pierda o aprovechándolo y recojiéndolo en forma subsidiaria, por procedimientos primitivos y rudimentarios; en cambio habrá casos en que los dos metales sean objeto de un tratamiento detallado y esmerado, ya por las facilidades para las operaciones del proceso, ya porque el mejor precio del mercado pagará los gastos del tratamiento o porque el mayor tonelaje tratado para plata, permite que la cantidad de metal de cobre aprovechable sea en proporciones ventajosas.

En el tratamiento de los minerales de plata propiamente dichos, se amplía con el proceso de la amalgamación; que consiste en recoger la plata metálica o al estado libre mediante su aleación con el mercurio, los sulfuros de plata son difícilmente atacables por el mercurio no así los cloruros por lo cual casi siempre hay que tratar de tener el metal útil al estado libre o bajo la forma de cloruro.

Dentro del tratamiento de amalgamación existe la diferenciación de procedimientos, así tenemos que se distingue la amalgamación europea y la amalgamación americana y dentro de la división de amalgamación americana, aun se distinguen la norteamericana y la hispanoamericana.

Las características principales del procedimiento europeo y norteamericano, consiste en la rapidez de las operaciones para lo cual emplean dispositivos mecánicos.

En general los procedimientos de amalgamación, están en la actualidad en desuso desde que se ha demostrado, de que los procedimientos en que se modifica la composición íntima del mineral, mediante acciones químicas intensas, permiten un aprovechamiento más completo.

Del estudio que hemos realizado hasta aquí, debemos deducir el plan por el cual debemos determinarnos; los procedimientos de lixiviación son los más indicados para tratar el mineral que estudiamos puesto que en sus operaciones, hay amplitud de acción y son lo bastante elásticas para soportar las modificaciones que estudiemos que más nos convenga hacer. Repitiendo y ampliando los conocimientos sobre lixiviación indicaremos cuales son estos los principales: Procedimiento Augustin, que como lo hemos dicho ya emplea la legia de cloruro de sodio para disolver el cloruro de plata formado por el tostado clorurante y precipita por el cobre metálico siendo recojido el cobre, a su vez por el fierro; el procedimiento Ziervogel, que transforma la plata y el cobre en sulfatos por medio de un tostado sulfatizante bien llevado y luego lixivia por el agua caliente se precipita la plata del licor mediante el cobre y el cobre que pasa se recoge por el fierro; El procedimiento de Freiberg, que es una modificación del anterior pues en vez de emplear un tostado sulfatizante emplea el ácido sulfúrico, además siempre hay variantes en el detalle de las operaciones; el procedimiento de Patera, que transforma en un hiposulfito doble de plata y soda el cloruro de plata obtenido por el tostado clorurante y luego precipita por la solución de sulfato de soda; el procedimiento de Kiss, que emplea en lugar del hiposulfito de soda el de cal y por fin el de Russel, que emplea los dos hiposulfitos combinados el de soda y el de cal. La ventaja de estos procedimientos es de que las soluciones se regeneran y se pueden utilizar por un tiempo más o menos largo.

En realidad los métodos son muchos y muy variados, siendo algunos solamente modificaciones de procedimientos típicos conocidos; pues en cada localidad u oficina de importancia, se ha estudiado las modificaciones más convenientes de acuerdo con las condiciones de la región, para obtener los mejores resultados.

DISCUSION DEL METODO MAS VENTAJOSO.

Dentro de la gran variedad de procedimientos que hemos estudiado y que se emplean en los diferentes lugares, en que se trata minerales cuproargentíferos para plata y cobre como metales útiles, hemos determinado escoger uno de los procedimientos de los que podemos llamar clásicos, para la clase de mineral que tratamos, lo que tiene la ventaja de que se puede hacer las modificaciones que mas convengan en vista de los recursos que se tenga a mano.

Los casos particulares de cada región no vale tenerlos en cuenta, desde que su aplicación requeriría, buscar unas condiciones en todo semejantes a las que está el caso del procedimiento-tipo que se ha tomado; esto además de ser difícil en la práctica, muchas veces resulta inconveniente.

Dada la alta proporción de S, que tiene nuestro mineral, parece a primera vista que sería conveniente seguir el procedimiento ZIERVOGEL, que como se dijo ya, consiste en transformar la plata del mineral, lo mismo que el Cu, en sulfato, mediante un tostado sulfatizante, para lo cual es de gran ventaja la presencia del S, en gran proporción, luego se lixivia por el agua hirviendo y se precipita la Ag, por el Cu, metálico y el Cu, por el Fe; pero hay que tener en cuenta de que la operación principal, la del tostado sulfatizante, es muy difícil de llevar bien en la práctica; lo que trae como consecuencia de que se pierda gran parte de los metales útiles, porque quedan bajo la forma de sales inalterables o reacias a las operaciones posteriores.

Los procedimientos de amalgamación no pueden emplearse. Lo mismo los procedimientos de lixiviación con hiposulfitos de soda o cal, debido que los reactivos principales para esta clase de procedimientos, según lo expresa el enunciado del proyecto, no se encuentran fácil ni económicamente en Morococha.

En consecuencia; dado el que el cloruro de sodio se encuentre en el lugar a bajo precio, debemos optar por alguno de los procedimientos en que el reactivo principal sea el cloruro de sodio. Entre los procedimientos revisados el que mejor satisface esta condición es el procedimiento AUGUSTIN, en el que el cloruro de Na, no solo se emplea para la acción principal de transformar en cloruros los metales útiles, mediante el tostado clorurante, sino que además se emplea como disolvente.

Teniendo en cuenta todas estas consideraciones, vamos a determinarnos por el procedimiento **AUGUSTIN**, modificando dentro de el plan que nos señala este ~~metodo~~, las operaciones que por alguna razón no esten de acuerdo con los adelantos modernos o con las recursos de la localidad.

Elegido el procedimiento que vamos a seguir, para el tratamiento del mineral, estudiemos las operaciones que hay que efectuar para llegar a obtener el producto final en las mejores condiciones.

Lo primero que tenemos que hacer es preparar el mineral, es decir, ponerlo en condiciones adecuadas de tamaño y condiciones físicas, para que pueda sufrir las reacciones del proceso con la mayor eficiencia posible.

Una vez que el mineral esté en las condiciones físicas adecuadas, hay que modificar la constitución íntima del mineral para tener los metales útiles en forma de combinaciones de fácil separación de los demás elementos contenidos en el mineral; esta modificación íntima la efectuaremos mediante un testado clorurante, en presencia del cloruro de sodio para tener la plata y el cobre bajo la forma de cloruros solubles. El mineral con los cloruros de los metales útiles, es llevado a las tinas donde serán disueltos los cloruros por el disolvente, en este caso la legia concentrada de cloruro de sodio, y las primeras soluciones que se obtenga se lleva a las tinas de precipitación de la plata y las aguas de lavado sirven a su vez para la extracción del cobre precipitandolo por el fierro metálico.

De acuerdo con este plan vamos a hacer el estudio de la oficina que proyectamos para el aprovechamiento del mineral.

O F I C I N A D E L I X I V I A C I O N .

ESTUDIO PARA TRATAR MINE-
RALES CUPROARGENTIFEROS
PARA PLATA Y COBRE.

40 TONELADAS DIARIAS.

Hemos visto ya, que para obtener los metales útiles por el procedimiento Augustin, hay que pasar por una serie de operaciones que podemos clasificar en la siguiente forma:

preparación mecánica del mineral que comprende la trituration y la pulverización; luego viene la acción de la preparación química, operaciones esencialmente de la vía seca, tal es el tostado oxidante y el tostado clorurante que tenemos que efectuar con el mineral; estas operaciones tienen por objeto modificar la naturaleza íntima del mineral dejándolo al estado de compuestos solubles, de los metales aprovechables, para la fácil separación.

Verificado el tostado oxidante y clorurante, viene la faz química de la lixiviación, esta es esencialmente por vía húmeda todas sus operaciones, consiste en hacer pasar en solución las combinaciones obtenidas por las operaciones de la vía seca y luego de estas soluciones es que se separa los metales útiles precipitándolos en forma conveniente.

La parte de la oficina para atender la preparación mecánica del mineral se compone de la sección de trituration, la sección de pulverización con los correspondientes clasificadores.

La parte de la oficina correspondiente a la preparación química comprende la sección hornos en los que se verificará el tostado oxidante previo y la cloruración por la acción del cloruro de sodio y

La parte de la oficina que está destinada a la lixiviación propiamente dicha, que comprende las operaciones de la vía húmeda, está formada por las tinas para la precipitación, las tinas para la disolución las tinas depósitos y las cochas por las cuales correran las aguas de lavado y donde se precipita el cobre por la acción del fierro.

Ademas, en una oficina de la importancia de la que proyectamos hay una serie de servicios que se tiene que atender, tales como los talleres para las reparaciones y en el mismo proceso hay que complementarlo con una serie de oficinas destinadas a hacer esos trabajos tal es por ejemplo, la desecación, pesado, ensacado y marcado para el despacho de los productos obtenidos o si se quiere tratarlos para los metales correspondientes habrá que estudiar las instalaciones correspondientes para este objeto

PREPARACION DEL MINERAL.

El fin que nos proponemos es tener la masa del mineral a un tamaño conveniente para que pueda sufrir las acciones químicas con el máximo de eficacia.

Mucho se ha discutido respecto a la influencia que tiene el tamaño del mineral en el tostado; algunos autores son partidarios del grano fino pues dicen de que en esas condiciones el mineral sufre mejor la influencia de los reactivos, esto en efecto es así, pero la desventaja de los polvos que se producen inevitablemente cuando se efectúa una molienda a grado muy fino es preferible el empleo de una molienda a grano más grueso; justifica este criterio el que en observación de muchas experiencias se ha llegado a la conclusión de que las reacciones químicas se efectúan tanto en un caso como en otro, con igual eficacia, solo que naturalmente, la duración de la molienda a grano grueso, durante el proceso del tostado, será un poco mayor, pero en general siendo, dentro de ciertos límites, las operaciones idénticas, será preferible la molienda a grano grueso que evita el inconveniente de las polvos de la molienda a grano fino.

El grano más conveniente para las operaciones que vamos a seguir en el proceso que estudiamos es el comprendido entre la finura dada por la malla 8 á 16; y vamos a adoptar la malla # 10, como el grano de finura más conveniente para el mineral que tratamos; debemos pues, estudiar los dispositivos de nuestra planta en la sección de molienda, para satisfacer esta condición.

PESADO Y MUESTREO

Antes de someter el mineral a cualquier operación hay que controlar el peso que entra en nuestra oficina, no tan solo para los efectos del pago del mineral, sino también para efectuar el cálculo de los reactivos que vamos a emplear; pero como en una oficina de esta naturaleza y para el tratamiento que seguimos no solo se requiere el conocer el peso, sino que además hay que estar constantemente controlando la composición del mineral.

La pesada se efectuará al pasar los carros por el puente y de cada carro se tomará una muestra para luego ser sometida al ensaye para determinar la humedad y la composición.

TRITURACIÓN.

El objeto de la trituración es poner el mineral en condiciones para pasar a las máquinas de pulverización, esto es, dar un tamaño uniforme al producto.

Los dispositivos que hacen éste trabajo son las trituradoras, cuyos dos principales tipos son la "Blake" y la "Dodge"; eligiéremos una del tipo Blake, que es la mas ade-

cuada para el trabajo que tenemos que hacer. Para auxiliar este dispositivo, evitándole un trabajo inútil, es indispensable colocar antes un clasificador de parrilla o grisley, que tiene por objeto separar en dos productos, clasificados por tamaños, la masa del mineral; una parte gruesa que no atraviesa el grisley y va a caer entre las quijadas de la trituradora y un producto medio que atraviesa las parrillas y que está en tamaño adecuado para pasar a los dispositivos de pulverización. Tanto la separación de las barras del grisley, como la abertura de descarga de la chancadora deben ser iguales para que el producto que se almacena en el bin en que ambos descargan, tenga un tamaño uniforme. En nuestro caso este tamaño medio del mineral será de $1/2$ ", lo que quiere decir que la separación de las barras del grisley será de $1/2$ " y la boca de descarga de la Blake, será también de $1/2$ ".

Tanto el mineral que atraviesa el grisley como el que pasa por la chancadora van a almacenarse en un bin, c^o tova que existe para este objeto y donde se tiene guardado el material listo para alimentar los aparatos de pulverización que estudiaremos más adelante.

La boca de descarga de la tolva de almacenamiento, está provista de un alimentador mecánico que permite una regularización perfecta, graduando la descarga, en la marcha de la oficina, puesto que el trabajo manual siempre tiene deficiencias que se traducen en interrupciones y desgaste desigual en el material, esto queda salvado por la alimentación mecánica que permite un trabajo regular y constante aumentando la duración de las máquinas.

Entre los diferentes tipos de alimentadores que hemos revisado, encontramos que el más conveniente para nuestro caso, el alimentador del tipo paralla, cuya descripción y características estudiaremos más adelante.

PULVERIZACION.

El producto que tenemos que obtener, hemos indicado ya, que es de una finura a la malla 10, y el producto que tenemos en el bin de almacenamiento, podemos aceptar que prácticamente es de $1/2$ ", debemos pues, reducirlo al tamaño requerido para lo que debemos emplear los dispositivos adecuados.

La pulverización siempre hay que efectuarla por grados sucesivos, es por esta consideración que vamos a emplear dos máquinas para alcanzar el grado de finura requerido, porque en general, los dispositivos pulverizadores reducen con el máximo de eficacia a $1/3$ del tamaño primitivo, el grano de mineral que reciben; de modo que el producto del bin de almacenamiento, es reducido por un primer dispositivo pulverizador a $1/3$ de sus dimensiones y el producto obtenido pasa a un segundo dispositivo pulverizador que al reducirlo a $1/3$ deja al mineral al tamaño conveniente para que pase por la malla 10 que es el fin que perseguimos como tamaño conveniente para las operaciones químicas posteriores.

El material del bin de almacenamiento tiene un tamaño medio de $1/2$ " al pasar por el primer dispositivo de pulverización al reducirse a $1/3$, lo que dará una dimensión media de 5.8 mm. pero al mismo tiempo, se producirá una cierta cantidad de finos o sea material que ya está al tamaño necesario para las operaciones que vamos a efectuar; llevar este material al segundo dispositivo de pulverización sería producir una cantidad de finos de un grado de finura por debajo del grado que nos hemos propuesto alcanzar, lo cual es muy inconveniente; se impone pues, intercalar un dispositivo que permita separar el mineral ya preparado del que necesita ser sometido a una operación final; este aparato será una criba clasificadora de tamices o cedazos cambiables.

El segundo dispositivo para la pulverización será un molino de bolas y escojemos este dispositivo, porque en él se va controlando automáticamente la elaboración del producto; en efecto, todo lo que atraviesa los tamices que recubren el tambor es producto preparado; lo que no ha alcanzado el tamaño conveniente vuelve para ser remolido.

Tanto el fino que atraviesa los tamices de la criba como el que se obtiene del molino de bolas, cae a un bin con descarga por dos caras paralelas y provisto de compuertas de mano que es de donde se saca el mineral que se lleva a los hornos para efectuar la preparación química del mineral.

PREPARACION QUIMICA DEL MINERAL.

Una vez que se tiene todo el mineral preparado a un tamaño conveniente, hay que someterlo a las operaciones

metalurgicas propiamente dichas; estas se pueden estudiar en sus dos fases principales, la faz de la via seca y la de la via húmeda. Las operaciones de la via seca son: el tostado oxidante y el tostado clorurante que se verificarán en el mismo dispositivo agregando, una vez terminado el tostado oxidante, el reactivo-cloruro de sodio-para continuar el tostado clorurante.

El dispositivo empleado para esta operación será el horno mecánico de trabajo continuo y descarga intermitente, tipo Bruckner que es el que encontramos más adecuado; emplearemos dos hornos para dividir el trabajo y permitir un trabajo más regular en la marcha de la oficina y en la producción de metales.

Las operaciones que caen entre la denominación de faz de la via húmeda, que hemos adoptado, son las de lixiviación, o sea la disolución de los cloruros formados por la via seca, mediante la acción disolvente de la legia concentrada de cloruro de sodio; luego la precipitación de la plata por el cobre y por fin, la precipitación del cobre por el fierro; todas estas operaciones se efectuarán en tinas de madera en número y de la capacidad que estudiaremos mas adelante.

REACCIONES QUIMICAS DEL PROCESO.

Hemos determinado ya, cual es el proceso que vamos a seguir para, primeramente tener los metales en forma de fácil separación y luego la extracción misma de los dos metales útiles, plata y cobre, de las combinaciones obtenidas, en forma completa y economicamente del mineral que tratamos; hemos determinado tambien, cuales son las acciones químicas que han de desarrollarse y sabemos que las principales corresponden a dos fases del tratamiento por la via seca-tostado oxidante y clorurante-y a dos operaciones de la via húmeda que corresponden a la lixiviación y a la precipitación, tanto de la plata como del cobre.

Las operaciones de la via seca que debemos estudiar químicamente son; el tostado oxidante y el tostado clorurante y en la via húmeda, la disolución y la precipitación de los metales útiles y dentro de este concepto, los elementos que mas deben interesarnos son aquellos que pueden tener una acción mas o menos directa en la marcha de las operaciones.

TOSTADO OXIDANTE.

La primera reacción química que sufre el mineral es el tostado oxidante; este, como sabemos, consiste en calentar el mineral en contacto del aire favoreciendo la combinación del oxígeno con los elementos afines, eliminándolos, formando compuestos de fácil eliminación o indiferentes a las reacciones en las operaciones posteriores.

El mineral que estudiamos está formado principalmente por sulfuros; los metales útiles, la plata y el cobre, seguramente se encuentran al estado de sulfuros, lo mismo que el zinc y el plomo, en caso de que existan; el cobre tiene gran afinidad por el azufre, y la plata su compuesto más estable es el sulfuro o se encontrará al estado libre y una pequeña parte como arseniuro o antimoniuro; el fierro del mineral todo él está al estado de sulfuro, como se puede apreciar la cantidad de compuestos que constituyen el mineral está al estado de sulfuros y sabemos que estos son insolubles en los disolventes comunes y económicos, de modo que nuestro principal objetivo en el tratamiento debe ser encaminado a transformar los sulfuros en otros compuestos fácilmente solubles en reactivos baratos.

El tostado oxidante que vamos a efectuar, en nuestro caso tiene por objeto eliminar parte del exeso del azufre que existe en el mineral y al mismo tiempo transformar el fierro en un compuesto inactivo durante las operaciones sucesivas; pero esta eliminación no es completa ni conviene que lo sea, primero porque para ello habría que mantener una temperatura elevada, lo que además de su costo elevado por el gasto de combustible para activar la operación, es muy inconveniente por las fuertes pérdidas por volatilización que originaría y segundo porque es indispensable para iniciar el tostado clorurante, la presencia de una cierta cantidad de azufre, pues su presencia facilita las reacciones.

La reacción del tostado oxidante puede realizarse tanto por el método lento y primitivo del tostado en montones hasta el procedimiento más moderno del tostado en hornos de trabajo mecánico y descarga continua, pero para nuestro caso, ninguna de las soluciones extremas nos conviene; el método primitivo además de requerir un dilatado tiempo para efectuarse es insuficiente y el moderno método del horno de trabajo mecánico y descarga continua nos complicaría la marcha de las operaciones, pues hemos indicado de que a continuación del tostado oxidante debemos efectuar el tostado clorurante y en el mismo horno para aprovechar en su máximo las ventajas que reporta el proceder así.

Para nuestro caso hemos escogido un horno de trabajo mecánico y descarga intermitente-lo que nos permitirá efectuar el tostado clorurante y oxidante completa y eficazmente en el mismo dispositivo-y para llevar este fin hemos elegido el tipo de horno BRUCKNER, que llena las condiciones requeridas, de dimensiones reducidas trabajo sencillo lo que simplificando las operaciones del tratamiento reduce el costo de producción.

El consumo de combustible en este tipo de hornos es muy reducido y si se tiene en cuenta la naturaleza del mineral que vamos a tratar este consumo llega a ser un mínimo.

Las operaciones que van a efectuarse en este dispositivo pueden controlarse completamente; basta para ello tomar las muestras oportunamente y determinar el momento en que se juzga que debe darse por terminada una operación; así por ejemplo, durante el tostado oxidante se tomará de tiempo en tiempo por el frente del tragante del horno, muestras para determinar cuando, por el tostado, se ha llegado a la proporción de azufre aceptable; en este momento, no se carga el hogar, se abren las bocas de carga, se agrega el reactivo en la cantidad suficiente para la reacción y luego de tapado nuevamente el horno, se sigue el procedimiento de la cloruración. Durante esta también habrá que tomar muestras para determinar cuando el reactivo ha efectuado el máximo de acción para dar por terminada la operación y proceder a vaciar el mineral.

Vamos ahora, a estudiar el comportamiento de los elementos del mineral, durante las operaciones de los tostados; seguiremos el estudio, teniendo en cuenta la proporción en que se encuentren en el mineral.

AZUFRE.

El azufre, se encuentra en el mineral formando todos los sulfuros que hemos indicado existen, al tratar de la composición del mineral.

El comportamiento en general, de los sulfuros durante el tostado oxidante, es que por la acción del calor, el sulfuro se descompone; se forma un óxido con el metal base del sulfuro por el desprendimiento del anhídrido sulfuroso; este generalmente escapa bajo la forma gaseosa, pero cuando la operación dura y la acción oxidante se intensifica y se producen las múltiples reacciones propias de la operación, al elevarse más la temperatura por la propia combustión del azufre del mineral, se llega a producir anhídrido sulfúrico,

produce 69 260 calorías y si hay oxígeno suficiente como para que se forme el SO_3 la temperatura de combinación llegará a las 91 900 calorías.

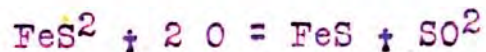
Es basada en esta combustión del azufre de los minerales fuertemente sulfurados, que el tostado oxidante de los minerales con fuerte proporción de azufre es relativamente fácil y más aún cuando los sulfuros son, como en el presente caso, la pirita y la chalcopirita, de fácil descomposición por el calor y libres de elementos que puedan modificar o interrumpir este fenómeno.

Hoffman, y muchos autores con él, opinan que la operación del tostado oxidante puede, en general, efectuarse cuando está presente la pirita, a expensas del calor desarrollado por la combustión del azufre; tal es el principio del tostado del mineral en montones o el tostado complementario a que se someten ciertos minerales sulfurados y que consiste en iniciar el tostado oxidante en un horno y en determinado tiempo, sacar el mineral aún cuando la oxidación no haya terminado aún y el mineral así caliente colocarlo en un sitio apropiado y espolvorearle agua para que por la acción del calor siga la combustión del azufre hasta que el solo se elimine lo más completamente del mineral. Esta solución no es adecuada para nuestro caso, puesto que está más bien sindicado, para cuando hay que tratar grandes tonelajes que no es lo que precisamente pasa y que como se ha visto en el estudio que hemos hecho de la marcha de las operaciones, es necesario para la operación de la cloruración, de que el mineral encierre siempre una cantidad de S, lo que si es posible controlar en un horno, no nos será posible en un montón.

En el caso que estamos estudiando, la elevada proporción de azufre, nos facilita las operaciones y reduce a un mínimo el consumo de combustible, pues iniciada la marcha de las operaciones, siendo los fenómenos del tostado oxidante reacciones exotérmicas, bastará fuego exterior inicial al iniciar el funcionamiento del trabajo del horno y una vez que haya comenzado a arder el azufre el calor desarrollado no solo permitirá continuar la operación de la oxidación, sino que además el horno quedará a suficiente temperatura para que se produzca en las mejores condiciones el tostado clorurante que para realizarse necesita del calor exterior y quizá si una vez establecido el régimen del funcionamiento no sea necesario sino en determinados momentos dar un golpe de fuego para la cloruración.

**COMPORTAMIENTO DEL FIERRO
DURANTE EL TOSTADO OXIDAN
TE/**

Hemos visto que el fierro ocurre en nuestro mineral en la forma de combinaciones sulfuradas en las especies pirita y chalcopirita, compuestos estos que se descomponen fácilmente a una temperatura que no pase del rojo oscuro desprendiendo un átomo de azufre en presencia del oxígeno.



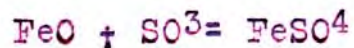
y el FeS con el O del aire dá el óxido férrico:



este óxido férrico en presencia de una mayor cantidad de oxígeno o con el SO^2 dá óxido magnético o sulfato ferroso:



o también con el SO^3



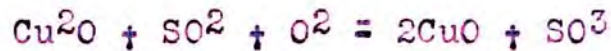
El óxido magnético en presencia del SO^3 a una temperatura conveniente se transforma en óxido férrico y aún la descomposición puede llegar a ser más intensa si la temperatura se excede del punto conveniente para esta clase de reacciones, por eso hay que vigilarla cuidadosamente lo mismo que la regularización del aire necesario para la marcha de la operación.

**COMPORTAMIENTO DEL COBRE
DURANTE EL TOSTADO OXIDAN
TE.**

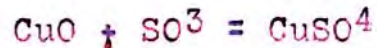
El cobre presente en nuestro mineral se encuentra en su mayor parte al estado de sulfuro, el que por la acción del calor en presencia del aire se transforma en óxido cuproso y anhídrido sulfuroso según la siguiente ecuación:



Este óxido cuproso reacciona con el anhídrido sulfuroso generado dando óxido cúprico y anhídrido sulfúrico:



y el anhídrido sulfúrico da con el CuO sulfato de cobre:



sulfato que a una mayor temperatura se descompone como se descompone el de fierro cuya reacción indicamos anteriormente.

Se ve pues que no conviene elevar la temperatura del horno durante el tostado oxidante, para lo que una vez iniciada la combustión del azufre del mineral, se regula la entrada del aire moviendo los registros.

Al finalizar el tostado oxidante tendremos que el cobre estará bajo la forma de óxido cuproso, cúprico y como sulfato.

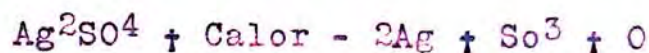
COMPORTAMIENTO DE LA PLATA DURANTE EL TOSTADO OXIDANTE.

La plata que se encuentra en el mineral está en forma de sulfuro simple o compuesto; hay que advertir que los compuestos de plata que puedan formarse dada la temperatura del horno, los únicos más estables será el sulfuro de plata y el sulfato y puede ser que durante la reacción se llegue a tener plata metálica que también es una forma en la cual actúan bien los reactivos.

Las ecuaciones que revelan las reacciones que dan lugar a la formación del sulfato de plata son las siguientes:

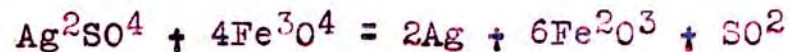


pero el sulfato por la acción de una elevada temperatura vuelve a quedar al estado metálico



pero hemos indicado ya que para que esta reacción se verifique se requiere una elevada temperatura, lo que es muy inconveniente y que hay que tratar de evitar por todos los

medios de que dispongamos; pero puede suceder que estos mismos compuestos se generen auxiliada la reacción por la presencia del óxido magnético de fierro o el óxido cuproso, presentes en la masa del mineral y que se han formado simultáneamente a mas baja temperatura. La ecuación de las reacciones es la siguiente:



COMPORTAMIENTO DURANTE EL TOSTADO OXIDANTE DEL ARSENICO ANTIMONIO ZINC Y PLOMO.

Estos elementos se encuentran en muy pequeña proporción en el mineral. El arsénico y el antimonio se eliminará juntamente con el S, en exeso o formará compuestos semejantes a los del S, con los metales presentes, pero como el azufre está en una proporción mayor, durante la acción del tostado actuará sobre los compuestos de As y Sb sustituyéndose él en las combinaciones y eliminando a los otros elementos. El Pb y Zn estaran presentes en pequeña proporción y si no se eliminan volatilizandose quedaran bajo la forma de compuestos semejantes a los de Cu y Fe que hemos estudiado, pero su presencia no afectará las operaciones y no los tomaremos en cuenta.

DURACION Y TEMPERATURA DEL TOSTADO OXIDANTE.

Tanto la temperatura como el tiempo que debe durar la operación del tostado oxidante, son de variables que hay que procurar enmarcar dentro de limites lo más estrechos que sea posible y la forma de conseguirlo es haciendo experiencias y observaciones practicas que conduzcan a tal fin.

La duración del tostado oxidante estará determinada principalmente por la naturaleza del mineral, grano del mismo, presencia de elementos estraños y por la temperatura de reacción. Por el estudio que hemos hecho, hemos visto que aunque existen variedades complejas, estas no son de difícil reacción mediante el calor; en cuanto al tamaño del mineral, ya está determinado que será a la finura de la malla

10, puesto que una molienda mas fina a más del mayor costo de manipulación, tiene el inconveniente de que los finos forman una capa impermeable que impide la porosidad necesaria para que se efectuen en buenas condiciones las operaciones; de otro lado, un tamaño muy grande tiene el inconveniente de que no es posible una acción íntima completa o que demanda mucho tiempo para efectuarse; respecto a la presencia de elementos extraños en el mineral, hemos visto cuales son esos elementos y hemos estudiado la forma como vamos a eliminarlos y por lo que respecta a la temperatura a la cual debe mantenerse la reacción, esta no debe ser ni tan baja que deje que el mineral quede crudo ni tan alta como para que las pérdidas por volatilización hagan que resulte oneroso el tratamiento.

La temperatura mas adecuada para efectuar en las mejores condiciones, el tostado oxidante de nuestro mineral, es la temperatura comprendida entre los 600 ° c; y los 950 ° C; la duración del tostado hemos indicado ya, que habrá que determinarla experimentalmente durante los primeros días del tratamiento mediante muestras que se toman durante la operación para ensayarlas. Indicaremos si, que dadas las condiciones establecidas la duración del tostado oxidante fluctuará en nuestro caso entre las 3 y 5 horas.

El modo de trabajo será, comenzando a baja temperatura para evitar en lo posible que un violento desprendimiento de gases traiga la consecuente pérdida por arrastramiento y volatilización, esto lo podemos hacer no solo regulando la entrada del aire sino que como vamos a aprovechar el calor almacenado de una operación térmica anterior.

Practicamente se conoce el fin de la operación cuando al observar la masa del mineral por el agujero que existe en el horno frente al tragante se nota una llama azulada uniforme y que hay puntos brillantes de los oxidos que comienzan a arder

EFICIENCIA DEL TOSTADO OXIDANTE.

Dada la clase de mineral que tratamos y teniendo en cuenta sus elementos constituyentes y las proporciones

en que se encuentran, según el tratamiento que hemos estudiado como el más conveniente y por el tipo de dispositivo que vamos a emplear para esta operación es casi seguro de que llegaremos, vigilando cuidadosamente la marcha de las operaciones, a reducir la proporción de S en forma notable.

En casi todos los casos de tratamiento de minerales de composición análoga al que nos ocupa, por un tostado oxidante la eficiencia de la desulfuración fluctúa entre el 60 y 75 %; podemos aceptar para nuestra oficina como buen resultado un 70 %.

TOSTADO CLORURANTE.

Terminado el tostado oxidante, que deja los minerales en condiciones para ser transformados en compuestos fácilmente solubles, viene el tostado clorurante para cumplir este fin.

El tostado clorurante es un tostado con auxilio de reactivos, en este caso se agrega el cloruro de sodio que al descomponerse por el calor, clorura los elementos clorurables del mineral; los más aptos para clorurarse son los óxidos y sulfatos los que hemos obtenido por el tostado oxidante en la operación anterior.

La cloruración se efectúa de preferencia sobre los compuestos de Ag, Cu y Fe pero generalmente el fierro y aun el cobre ceden su cloro para la cloruración de nuevas cantidades de Ag.

La acción del tostado clorurante es la más importante del tratamiento que seguimos, ella deja los metales que queremos aprovechar en condiciones de fácil separación y por consiguiente precisa tener una vigilante atención y un riguroso control sobre su marcha porque cualquier descuido tendrá como consecuencia los peores resultados.

PROCESO QUIMICO DURANTE EL TOSTADO CLORURANTE.

La acción de la cloruración se efectúa de preferencia sobre los óxidos y sulfatos de Ag, Cu y Fe

que se han formado durante el tostado oxidante; estos compuestos dan por una parte al reaccionar con el cloruro de sodio- sodio al estado de sulfuro y por otra parte cloruros con el metal del sulfato decompuesto. La acción clorurante se debe a que durante el tostado, por la acción de la temperatura y en presencia de los elementos y los compuestos que existen, reacciona y da lugar a la formación de cloro y de ácido clorhídrico debido principalmente a la acción del SO_3 y H_2SO_4 que se forma durante el proceso del tostado oxidante; además, como se ha indicado, se forma cloruros de los otros elementos presentes en el mineral, cloruros que a su vez se descomponen dando cloro.

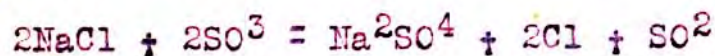
Las reacciones más importantes son, con el fierro:



con el cobre:



con el anhídrido sulfúrico:

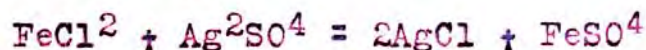


y con el ácido sulfúrico:

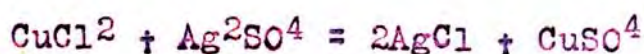


Los cloruros formados, el cloro y el ácido clorhídrico reaccionan sobre los compuestos de plata formados durante el tostado oxidante, dando lugar a la formación de cloruros de plata, que es bajo la forma más conveniente como interesa tener este metal para poderla extraer de sus compuestos y esta reacción se debe principalmente a que los cloruros de los otros metales no son compuestos estables; las principales reacciones de esta operación son las siguientes:

con el cloruro de fierro:



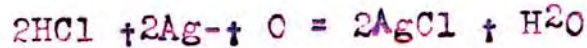
con el cloruro cúprico



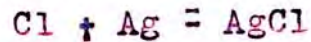
con el cloruro de sodio:



con el ácido clorhídrico:



con el cloro:



estas reacciones pueden o no producirse simultáneamente, ello dependerá principalmente del control de la regularización sobre la temperatura; si esta es muy baja las reacciones no se producen y si muy alta se forman cloruros volátiles originándose fuertes pérdidas por volatilización.

El As y Sb, que hubieran pasado hasta la operación del tostado clorurante, forman cloruros que se desprenden al estado gaseoso previa transformación del ácido correspondiente.

CANTIDAD DE REACTIVO.

La cantidad de cloruro de sodio que hay que agregar para el tostado clorurante, es otro de los factores que debe determinarse prácticamente comprobándolo por los ensayos y la observación; depende principalmente de la cantidad de metales a clorurar, de la proporción en que están los elementos extraños que pueden ser clorurados, la proporción de las pirritas y la temperatura a la cual se opera.

Según como se satisfaga favorablemente estas condiciones es que se reduce el gasto de reactivo, fluctuando esta cantidad para casos análogos estudiados y en práctica en otras partes entre el 2 y 20 % del peso del mineral.

Teniendo en cuenta que todos los elementos se prestan para considerar que las condiciones son favorables en el caso que estudiamos, estimamos de que el consumo de reactivo será de 12 % del peso del mineral tratado.

COMBUSTIBLE NECESARIO.

La cantidad de combustible necesario para el tratamiento que estudiamos será muy pequeño, pues hemos dicho ya, que la gran cantidad de S, que existe en el mineral, al quemar desarrolla calor, el que es suficiente

no solo para continuar la acción de la oxidación, sino que además, calentará el horno lo suficientemente como para que quede almacenado calor en el horno para efectuar el tostado clorurante sin empleo de calor exterior.

Con todo, estimamos un consumo de combustible de 4% por tonelada de mineral, cifra que nos parece lógica y racional desde que se calcula en los casos generales que el consumo de combustible para esta clase de operaciones demanda un consumo de 14% .

DURACION Y TEMPERATURA DEL TOSTADO CLORURANTE.

La única forma de controlar la marcha de las operaciones, es tomar muestras de tiempo en tiempo, de la masa de mineral sometida al tratamiento y por repetidos ensayos sobre las muestras que se tome, determinar más o menos exactamente el tiempo que dure la operación hasta que se haya logrado obtener el fin propuesto. Este tiempo en el caso del tostado clorurante fluctua entre 6 y 12 horas.

En el presente caso, los elementos extraños en particular, se puede decir que no afectaran la marcha rápida de las operaciones y se acortará la duración, además, el tostado oxidante previo, deja el mineral en las condiciones más favorables para que la acción de la cloruración sea rápida y eficaz; es probable que la cloruración dure de 8 a 10 horas; prácticamente diremos que entre el tostado oxidante y clorurante de cada carga emplearemos 12 horas.

Respecto a la temperatura a la que hay que operar hemos adelantado ya, las razones por las cuales una baja temperatura no conviene, así como hemos indicado las fuertes pérdidas que se originarian por una elevación inmoderada de la temperatura; la más adecuada es la que está comprendida entre los 500°C y los 600°C ., y es dentro de estos límites, dentro de los cuales de procurar llevarse lo más estrechamente posible la operación.

PERDIDAS POR VOLATILIZACION.

En todo tratamiento por muy bien llevado que

sea, cuando hay que efectuar operaciones por la via seca, es inevitable las pérdidas por volatilización y arrastramiento; la volatilización por efecto químico auxiliado por la temperatura y el arrastramiento debido a la acción física del tiro dentro del horno; se evita en gran parte este defecto inherente al tratamiento, disponiendo una cámara de humos en la que se recoge de tiempo en tiempo para hacerlos pasar por las operaciones para extraer los metales útiles. Como ya conocemos los efectos perniciosos de una elevada temperatura evitaremos en lo posible este accidente; pero hay que advertir además, de que no solo hay pérdidas por volatilización por elevada temperatura, sino que tambien hay casos en que se forman subproductos que dan, durante la operación, lugar a la formación de compuestos volátiles; en el caso que estudiamos la presencia de elementos extraños perjudiciales es muy pequeña y seguramente no habrá esos inconvenientes. Con todo estimamos de que en nuestro caso las pérdidas por volatilización son de 7 % de lo que una parte se recojerá en la cámara de humos que ya hemos indicado.

COMPORTAMIENTO DE LA GANGA.

Ninguna ganga más ventajosa que el cuarzo, para las operaciones por la via seca que hemos seguido, desde que durante las operaciones que hemos indicado que se realizan no actua en ningun momento desfavorablemente sino muy por el contrario su presencia da una cierta porosidad a la masa lo que es hasta cierto punto una ventaja, porque permite una mejor circulación de los gases por entre la masa. La desventaja está en que debido a su gran dureza, al preparar el mineral al tamaño conveniente el desgaste es superior que en el caso de cualquier otro mineral, pero en el momento más delicado durante la faz de las reacciones por la via seca esta ganga es completamente indiferente.

ELEMENTOS PERJUDICIALES.

Los elementos más perjudiciales a las operaciones que hemos estudiado, son los carbonatos y el peróxido de manganeso, pero ellos no existen ni pueden generarse durante el tratamiento de modo que no tenemos por que preocuparnos de su influencia en el presente estudio.

EFICIENCIA DEL TOSTADO CLORURANTE.

El tostado clorurante cuidadosamente llevado, permite clorurar hasta un 75 % de los metales útiles contenidos en el mineral, es esta cifra la que tomaremos como factor de la eficiencia del procedimiento; pero no terminaremos sin advertir de que hay procedimientos en que se llega a una más completa eficiencia pero más que procedimientos industriales son procedimientos de laboratorio.

VIA HUMEDA

LIXIVIACION.

Obtenidos los metales útiles del mineral bajo la forma de combinaciones de fácil disolución, tales como los cloruros formados por la última operación que hemos estudiado en el horno, nos queda por estudiar ahora el reactivo que permita separar los metales económicamente.

La elección del disolvente para la operación de disolución o lixiviación, es punto muy importante en los procedimientos por la vía húmeda y para esta elección hay que tener en cuenta todos los factores que más o menos directamente intervienen.

Nosotros atendiendo a las restricciones del proyecto vamos a emplear como disolvente el que podamos elaborar con los recursos con que podemos contar en la localidad esto es el NaCl; pues bien, lo emplearemos en la forma de una legía para disolver la plata y el cobre contenidos en el mineral al estado de cloruro.

Para este fin se lleva el mineral tostado a las cubas lixivadoras donde se realiza la operación; estas cubas lixivadoras serán de madera provistas de un doble fondo para colocar la capa filtrante, una vez que se tiene el mineral en la cuba se hace llegar la solución concentrada de NaCl, que disuelve todos los cloruros.

A medida que actúa la solución lixivadora de cloruro de sodio, disminuye la proporción de cloruros contenidos en el mineral y por consiguiente la acción es

más lenta, conviene por esta razón separar las soluciones que se obtienen recién iniciada la lixiviación de una carga de las que se van produciendo después que serán más pobres o necesitarán más tiempo para enriquecerse. Las primeras soluciones o sea las más ricas van directamente a las cámaras de precipitación de la plata por el cobre, y las soluciones pobres son llevadas nuevamente a tanques depósitos donde se almacenan para ser empleadas nuevamente para el tratamiento de nuevas cargas de mineral que haya que lixiviar.

La acción de la lixiviación no otra cosa que un fenómeno físico de disolución y este depende principalmente del grado de concentración de la solución disolvente o lixivadora.

SOLUCION LIXIVIADORA/.

La solución lixivadora que vamos a emplear, es una solución de NaCl en agua el grado de concentración recomendado es el de 18 % y se requiere en promedio de 0.560 m³ de solución por tonelada de mineral.

Se prepara haciendo la mezcla en una cuba, agregando al agua la cantidad de sal para obtener el grado requerido, se activa la disolución haciendo pasar una corriente de vapor de agua.

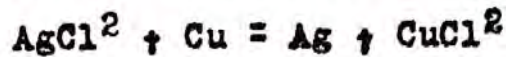
Preparada la solución lixivadora se lleva a las tinajas de lixiviación donde se ha echado el mineral clorurado y se desparrama lo más uniformemente que sea posible para que no queden partes sin atacar produciendo entonses la acción de disolución.

Las primeras soluciones que salen de la lixiviación, que ya se ha dicho que son las soluciones ricas, se llevan directamente a las cubas de precipitación, y las que salen después que son las soluciones pobres se almacenan para emplearlas después para el primer ataque en las nuevas cargas sometidas al tratamiento.

PRECIPITACION.

Una vez que se tiene los metales útiles bajo la forma de soluciones solo resta proceder a separarlos mediante la acción de la precipitación.

La operación de precipitación debe efectuarse no solo económicamente, sino que además debe permitir obtener un producto lo más puro posible; la precipitación la vamos a efectuar mediante la acción del Cu, metálico en granallas y esta acción de separación de la Ag, se debe a la formación de un protocloruro de Cu; es decir, que el cobre reemplaza a la plata en la combinación clorurada en que se encuentra al estado de solución, la reacción está expresada por la siguiente ecuación:



La plata que se obtiene es lo que se conoce en el comercio con el nombre de plata de cemento dependiendo su pureza del reactivo precipitante el cobre que puede emplearse como metal en granallas o también el producto metalúrgico denominado cobre negro que es un cobre impuro.

Para la precipitación, es preferible emplear en lugar de las tinajas de madera que además de ser caras tienen poca duración relativamente en comparación a las de concreto que son las que adoptamos en este caso; las dimensiones de las cubas de cemento para la precipitación serán de 3.50 m x 1.50 m divididas en compartimentos para poder sacar fácilmente el doble fondo sobre el que se coloca el cobre que se emplea para la precipitación y recojer la plata que cae al fondo, esta limpieza se hace cada cierto tiempo variable para cada oficina desde una vez cada ocho días hasta una vez por mes, creemos que lo más conveniente es cada 15 días; para lo que se descarga la salida de las tinajas lixivadoras a otras cubas de precipitación recién preparadas para la reacción y se procede a recojer el cobre de cemento obtenido.

CANTIDAD DE PRECIPITANTE.

El peso de cobre necesario para la precipitación no puede determinarse exactamente porque la cantidad de cloruro de plata contenido en la solución es también variable de modo que lo que hay que hacer es poner una cantidad suficiente para que la operación pueda dentro del plazo de la limpia, realizarse en buenas condiciones; para las cubas que vamos a utilizar y por el plazo de tiempo que hemos fijado para recojer la plata de cemento la cantidad de cobre indicada como suficiente es de 100 kilos de granallas de cobre las que se colocan en forma de "cama" sobre el doble fondo de las cubas.

PRECIPITACION DEL COBRE.

Una vez que se ha precipitado la plata por el cobre hay que precipitar este metal tanto el que se debe extraer del mineral como el que ha pasado en solución al reemplazar a la Ag, en sus combinaciones; esta precipitación se hace fácilmente por medio del fierro metálico; para esto las soluciones que se tienen después de la precipitación de la Ag, pasan a unas tinajas idénticas a las descritas anteriormente, para la precipitación de la plata, pero en las que se hace desaparecer el doble fondo por no ser necesario y en estas cubas es donde se realiza la precipitación del cobre por el contacto de las soluciones con el fierro y la acción de precipitación se debe a que el fierro se sustituye al cobre en las combinaciones que se encuentra; la reacción está expresada por la siguiente ecuación:



CANTIDAD DE FIERRO NECESARIO PARA LA PRECIPITACION DEL COBRE.

La cantidad de fierro necesario para la precipitación del cobre es exactamente igual a la cantidad de cobre producido, pero esto es en teoría porque en la práctica además de que por una serie de combinaciones secundarias hay un mayor consumo de precipitante, por otra parte se tiene que como la cantidad de cobre no está determinada solo se puede determinar el factor cantidad de fierro necesario, en una forma aproximada; lo más conveniente es emplear un exeso de fierro que como la clase que se emplea es el fierro viejo, usado que puede conseguirse a bajo precio no hay por qué preocuparse mayormente de la exactitud de estos reactivos en estas operaciones en que las condiciones son variables. El único inconveniente que puede señalarse a este modo de hacer es el que el producto final o cobre de demento que se va a obtener no será muy puro, pero esto no es un grave inconveniente porque en las refineries para cobre, generalmente la precipitación electrolítica salva estas dificultades.

Las aguas que salen de las cubas de precipitación del fierro pueden aprovecharse aun para regenerar la solución disolvente de cloruro de sodio, para esto no hay más que llevarlas a cochas donde se depositan por un tiempo largo dando lugar a que por la acción del tiempo se formen compuestos de fierro insolubles descomponiéndose el cloruro; estas soluciones regeneradas se emplean dándoles fuerza con una nueva cantidad de sal que se les agrega.

Las aguas de lavado de las tinajas de lixiviación son también ricas en cobre de modo que conviene llevarlas a las tinajas de precipitación.

OPERACIONES FINALES.

Hemos llegado al fin del proceso siguiendo paso a paso la marcha del mineral en las operaciones que hemos estudiado y al final tenemos los dos metales útiles que tratábamos de aprovechar del mineral, en forma de precipitados de plata y cobre.

Obtenidos estos productos separados nos resta efectuar las operaciones complementarias para los fines comerciales del proceso, estas son; desecar en lo posible estos precipitados ensacarlos pesarlos marcarlos y despacharlos a su destino.

Creemos inútil demostrar la inconveniencia de una instalación para llegar a obtener los metales al estado de tales como para ponerlos en plaza, la razón más poderosa es que necesitaríamos una instalación quizá más costosa que toda la oficina que hemos estudiado y se nos dijo ya que no pagaba los gastos para el tratamiento de fundición y a este se tendría que recurrir para obtener la plata o el cobre en lingotes puesto que aunque se hiciera una instalación para tratar el cobre por electrolisis al final habría que fundir para obtener barras de metal.

La parte del estudio que nos resta hacer comprende el cálculo y descripción de los diferentes dispositivos de la oficina, economía del procedimiento y presupuesto de la obra; para el efecto de los cálculos que todos se basan en la riqueza aprovechada debemos determinar el factor:

EXTRACCION.

La extracción es un factor variable, para los efectos del cálculo se determina el término medio y si se tiene en cuenta de que el representa el promedio se puede estimar que el error en caso de existir será pequeño. En el mejor de los casos y siguiendo los mejores métodos con todos los adelantos la extracción solo alcanza un 98.5 % para nuestros cálculos podemos establecer de que será de 85%.

DESCRIPCION Y FUNCIONAMIENTO DE LA OFICINA.

ACARREO DEL MINERAL.

El mineral objeto del tratamiento que estudiamos, supondremos que lo traen a la Oficina, en carros de Ferrocarril; conviene en este caso aprovechar para almacenarlo en una tolva alta de donde sea fácil trasportarlo. Al efecto, prepararemos una primera tolva, a la que facilmente se pueda vaciar el mineral y donde se pueda guardar el tonelaje de tratamiento de un dia.

Esta tolva se puede hacer mediante un corte en el terreno, revestido de piedra y la cara de la carga enlucida con concreto. En nuestro estudio le hemos agregado un cuerpo de madera, con el fin de aumentar la capacidad. En cuanto a la parte del puente, que ha de quedar sobre el corte y que debe soportar el peso del ferrocarril, se hará de vigas de acerp doble "T" sobre apoyos de concreto armado y sobre este puente es que iran los durmientes como en el caso corriente de vias ferreas, y esto solo sobre un lado que sera la que corresponderá a la cara de descarga, porque el lado que queda en el terreno, este mismo convenientemente preparado servirá de apoyo.

La capacidad de la tolva, es de 60 toneladas métricas; en la cara de descarga estará provista de una compuerta de cremallera de 18"x24", de las que se actúan a mano. Para vaciar las 40 toneladas del tratamiento diario, emplearemos carros del tipo cajón, que corran sobre línea Decoville; estos carros son de una capacidad de $\frac{3}{4}$ de tonelada y para vaciar el tonelaje del tratamiento diario se requerirá de 4 a 6 horas.

PESADO Y MUESTREO DEL MINERAL.

En el puente que conduce a la Oficina, se instalará una balanza para pesar minerales, en la que se pesará el mineral al pasar los carros; para esto se detiene el carro, se hace la pesada, se anota y al mismo tiempo se toma una muestra de cada carro pesado, muestra que se va acumulando en un depósito. El peso anotado menos la tara de los carros por el numero de veces que se ha efectuado la pesada, nos dará el tonelaje del mineral tratado y la muestra separada será sobre la que se hará el ensaye.

GRISLEY.

Una vez que se ha pesado el mineral, el operario empuja el carro hasta el extremo del puente, donde lo voltea para que caiga sobre el emparrillado del grisley; éste hace una separación de dos productos, el fino que atraviesa el grisley, y que pasa a almacenarse en la tolva inferior, y el grueso que resbala sobre el emparrillado y va a caer entre las quijadas de la trituradora.

El grisley tiene 8' x 4', con una inclinación de 35° y está formado por barras especiales de acero, dejando entre ellas una separación de 3/4".

CHANCADORA.

El producto grueso que no pasa por el emparrillado del grisley, cae a la chancadora. Esta será del tipo BLAKE de 10" x 7"; graduándose la descarga para obtener un producto de 3/4", el que cae al bin juntándose al producto que a pasado por el emparrillado del grisley, estando entonces todo el mineral a un tamaño uniforme, apto para sufrir las operaciones posteriores; este tamaño es de 3/4".

La chancadora será actuada por un motor eléctrico de 7HP, con llave de interrupción, dispositivo de seguridad con transmisión por correa.

TOLVA.

Hemos indicado, que el producto que atraviesa el emparrillado del grisley y el que sale de la trituradora van a caer a un bin, de donde se saca después para las operaciones de la pulverización; este bin será de madera reforzada con tirantes y pasadores de fierro y con una capacidad de 54 toneladas.

ALIMENTADOR.

Nada más conveniente para la buena marcha de una oficina, que la regularización de su trabajo. Por eso ^{para} la descarga del bin, para alimentar los aparatos de pulverización se empleará un alimentador mecánico. Este será del tipo "muralla" de 6" x 24"; la ventaja de estos aparatos es de que una vez regulados para determinado tonelaje, requieren poca vigilancia relativamente, permitiendo una marcha regular en los dispositivos que alimenta.

El alimentador será actuado por una correa que transmitirá la fuerza de un árbol motor, el que a su vez recibirá la fuerza de un motor eléctrico, y es de este mismo árbol que se sacará fuerza para actuar los rodillos. Para el alimentador se requiere una fuerza de 1/2 HP.

RODILLOS.

Hemos indicado, ya las razones por las cuales el mineral debe ser sometido a la molienda escalonada en consecuencia el primer aparato de pulverización, será un juego de rodillos de 24" x 14" con admisión de 3/4" que es lo que descarga el alimentador, siendo la descarga de 1/8". De este dispositivo, saldrá una parte del producto listo para ser sometido al tratamiento metalúrgico pero otra parte necesitará un repasado en la pulverización, la que se efectuará en el molino de bolas.

Con el fin de separar ambos productos, se lleva la descarga de los rodillos a un tromell clasificador.

La fuerza que actúa los rodillos es dada por el árbol motor de donde se saca fuerza para el alimentador. El juego de rodillos requiere una fuerza de 25 a 30 HP., calcularemos el motor para la sección alimentador -juego de rodillos de 30 HP.

TROMELL.

Como hemos indicado en el párrafo anterior, de la operación efectuada en el juego de rodillos, obtenemos dos productos, uno apto, en condiciones de tamaño como para sufrir las operaciones metalúrgicas y otra mayor parte que necesita la operación del repasado en el molino de bolas; la separación de estos dos productos se efectuará en el tromell, que instalaremos con este fin.

En nuestro caso esta criba, como también se le llama, será de sección circular, con bastidores cambiables con tela metálica de malla N°10, que dejará pasar el producto fino, el que por un canal inclinado correrá hacia una tolva de almacenamiento, y el producto grueso que descarga por la cabeza de la criba irá por un canal a alimentar al molino de bolas.

Las características del tromell, serán: 36" x 108" con una inclinación de 25°; con movimiento a ángulo recto mediante un engranaje. Recibe fuerza mediante transmisión a correa del árbol general que actúa el tromell y el molino de bolas; requiriendo para su funcionamiento 2 HP.

MOLINO DE BOLAS

El molino de bolas es el dispositivo en el que se efectúa la operación final de la pulverización de la parte del mineral, que en los dispositivos anteriores no ha alcanzado las condiciones para pasar al tratamiento metalúrgico; recibe la descarga del tromell clasificador, de donde llega el producto seleccionado grueso, se pulveriza al tamaño conveniente y luego pasa al bin de almacenamiento donde se une al producto preparado obtenido del juego de rodillos y que ha sido seleccionado por el tromell.

El molino de bolas será de 3' x 5'; de bastidores cambiables, en la que se colocará tela metálica de la malla N° 10; con un peso de 2 000 libras de bolas y una capacidad de 40 toneladas en promedio, cada 24 horas requiriéndose una fuerza de 20 HP.

La fuerza será suministrada por un motor de 25 HP, el que mediante un árbol general distribuirá para el tromell y para el molino de bolas.

BIN DE ALMACENAMIENTO

El producto final del molino de bolas y el fino clasificado por el tromell, caen a una tolva de madera de 50 toneladas métricas de capacidad, con descarga por dos lados laterales; con cuatro compuertas, dos a cada lado, las que serán de madera de las que se actúan a mano y que permiten el vaciado del mineral a los carros de mano que han de llevarlo a los hornos.

OPERACIONES METALURGICAS

Hasta ahora solo hemos estudiado los dispositivos en que se ha de realizar la preparación del mineral para ser sometido al tratamiento para beneficio de la plata y el cobre, nos resta estudiar los dispositivos en que se ha de verificar las operaciones metalurgicas propiamente dichas; hemos indicado ya que hay dos faces bien definidas dentro de estas operaciones; una es la faz de las operaciones por la via seca y la otra la faz de las operaciones por la via húmeda.

OPERACIONES DE LA VIA SECA

HORNOS.

Hemos estudiado y discutido detenidamente la forma más conveniente para separar los metales útiles, y hemos visto que se requiere primeramente transformar los metales del mineral en compuestos metalúrgicos de fácil separación y de los compuestos formados someterlos al tratamiento para finalmente precipitar los metales.

Dijimos que la primera operación del tratamiento sería un tostado oxidante, que eliminando una gran parte de las impurezas, permitía el que se realizara la combinación de los compuestos de los metales útiles, dentro de las mas ventajosas condiciones; y dijimos tambien, que de los compuestos mas convenientes que debiamos tratar de formar eran los cloruros, desde que el reactivo para la cloruración, el cloruro de sodio, era de fácil y económica adquisición en Morococha,

Vimos así mismo que el tipo de horno más conveniente, era el de trabajo mecánico, marcha continua y descarga intermitente, en el que podian efectuarse las operaciones del tostado oxidante y clorurante con mas ventaja que en qualquier otro tipo. De entre los varios dispositivos de este tipo, optamos por el Horno "BRUCKNER".

Para la capacidad de la oficina que estudiamos en el presente proyecto, necesitamos dos hornos gemelos de 6' x 12' c/u., siendo la capacidad de ellos de 10 toneladas cada 12 horas o sea de 40 toneladas cada 24 horas que es el tonelaje que se debe beneficiar cada día.

El modo de trabajo en la sección hornos es la siguiente: estando ubicados los hornos en un piso inferior al del bin de almacenamiento del mineral preparado al tamaño conveniente para las operaciones metalúrgicas, existe una línea Decoville, que pasando debajo de las puertas de descarga de la tolva permite llenar los carros de mano que luego corren por la línea y van a vaciarse sobre las tolvas de carga que quedan frente a las bocas del horno. Se comienza pues por cargar el horno con el tonelaje conveniente que se determina prácticamente por el número de carros que se vacían en cada horno y una vez que se ha cargado el horno en la cantidad suficiente, se procede a cerrar las bocas de carga, anotando la cantidad vaciada en cada caso. En seguida se hace funcionar el horno y se activa el fuego en el hogar con lo que se inicia el proceso del tostado oxidante; después de un cierto tiempo en que la acción de oxidación está uniformemente iniciada en toda la masa del mineral, ya no es necesario activar el fuego exterior en el hogar, pues la combustión del azufre, que es una operación esencialmente exotérmica, desprenderá calor suficiente para continuar el proceso de la oxidación hasta el momento en que la eliminación de los elementos perjudiciales y de las sustancias extrañas se crea conveniente.

En el caso presente, dada la composición del mineral, rico en pirita, la duración del tostado oxidante durará en término medio 3 horas; hay que advertir que este tiempo varía y que solamente la práctica es la que enseña en cada caso, el momento en que se debe dar por terminada la operación, máxime si se tiene en cuenta que por conveniencia para la operación subsiguiente, conviene dejar en el mineral una parte del azufre de las piritas.

Al cabo de las tres horas, como queda dicho, está el mineral en condiciones para sufrir la operación siguiente, esta es la del tostado clorurante que debe verificarse en el mismo horno e inmediatamente de que se ha terminado el tostado oxidante, con el fin de aprovechar lo más posible todas las ventajas de temperatura, condiciones del ambiente dentro del horno y demás condiciones favorables; para esto según el peso anotado de la carga de mineral se calcula la cantidad de reactivo necesario para la carga en tratamiento y de acuerdo con la naturaleza del mineral, lo que ha sido indicado por el análisis de la muestra que se ha tomado antes de someter el mineral a la preparación mecánica. Determinada, pues, la cantidad, se para el horno, se abren nuevamente las bocas de carga se vacía

el cloruro de sodio, necesario para la reacción, el que de preferencia se echa molido, a un grado de finura igual al del mineral para que la mezcla sea más homogénea y la acción de la reacción más eficaz, se vuelve a cerrar las bocas de carga tapando las juntas con arcilla húmeda y se hace funcionar nuevamente el horno.

La cloruración, se efectuará en el presente caso a expensas del calor almacenado en el horno durante la operación de la oxidación, pero al final de la cloruración será conveniente dar un golpe de fuego, dando por terminado el tostado clorurante a las 6 horas de tratamiento. Tenemos pues, que considerando la carga y descarga del mineral y la paralización para agregar el reactivo, que al cabo de 12 horas habremos tratado una carga de mineral en cada horno y como la capacidad de estos es de 10 toneladas tendremos que al cabo de las 24 horas habrán pasado las 40 toneladas que deben tratarse.

Hemos dicho anteriormente, que conviene que el cloruro de sodio que se emplea para la reacción del tostado clorurante, esté a un tamaño igual al del mineral; para lograr esto cada cierto tiempo se hace una campaña de molienda de cloruro de sodio y se almacena para las operaciones de determinado tiempo.

Una vez terminado el tostado clorurante el mineral está en condiciones de pasar a las operaciones siguientes para la extracción de los metales útiles.

OPERACIONES DE LA VIA HUMEDA

LIXIVIACION.

La operación de la lixiviación se efectúa en las tinajas lixivadoras; en el presente caso estas serán de madera, de sección circular de 2.50 m., de diámetro y 1.40 m., de alto; con doble fondo, cambiable, de madera sobre el que se apoya la tela filtrante que será una lona. La capacidad de cada tina es de 10 toneladas, de modo que en 4 de ellas se lixivía el tonelaje diario, pero con el fin de no interrumpir las operaciones que en ellas se verifican, hemos dispuesto doble número para que en todo caso las operaciones puedan realizarse completamente sin que falte dispositivos para el tratamiento de nuevas cargas.

El modo de operar es el siguiente: el mineral clorurado se vacía de los hornos, a los carros de mano, que sobre una línea Decoville, corren por debajo de los hornos y por medio de un puente pasan sobre las tinas de lixiviación. Se abre las puertas de descarga del horno y lentamente se hace girar para que vaya cayendo el mineral, procurando que no caiga fuera; el mineral, caliente aun, es llevado a la tina en que debe verificarse la lixiviación. Como hemos visto, cada tina puede recibir la carga preparada, de cada horno; de modo que cada 12 horas se procede al vaciado de un horno y a la carga de una tina y para facilitar el trabajo se cargan dos de un lado-con respecto al eje-y luego en las cargas siguientes se toman dos del otro lado.

Tan luego como se ha completado la carga en una tina, estando todas las llaves de descarga cerradas, se procede a hacer venir sobre el mineral la solución lixivadora, repartiéndola lo más uniformemente que sea posible, en toda la masa del mineral. Al cabo de una hora, la solución comienza a pasar a través de la capa filtrante, esta primera solución rica se saca mediante las llaves de la tina y es sobre esta solución sobre la que se actúa para precipitar la plata, mediante las granallas de cobre metálico, en las cubas de precipitación, a las que se le hace llegar mediante canales de madera, portátiles que permiten adaptarlos a cada dispositivo en que se está descargando.

Una vez que ha pasado la primera solución rica, que ha sido solución pobre en una lixiviación anterior, se hace llegar sobre el mineral nuevas cantidades de solución lixivadora recién preparada, es decir, de más fuerza por estar más concentrada, con lo que se consigue recoger la mayor cantidad de los cloruros que pudieran haber quedado después del paso de la primera solución. Estas segundas soluciones pasan directamente a las tinas inferiores, de cemento, en las que se almacenan para luego ser bombeadas a los tanques depósitos situados arriba y de donde por gravedad se les saca para que sirvan en una próxima operación como soluciones de primer lavado enriqueciéndose en esa forma.

Terminada que ha sido la operación de la lixiviación, hay que proceder a lavar la tina en la que se ha operado, para lo que se hace llegar chorros de agua y se remueve la masa de mineral con palas de madera cuidando de no dañar la tela filtran-

te que se encuentra sobre el doble fondo; se abre la llave de descarga que hay a un costado sobre el falso fondo y se hace correr el agua que arrastrará al mineral. Las aguas de lavado se decantan y se hacen pasar por las tinas de precipitación del cobre mediante el hierro, en donde se recoge todo el metal útil que haya podido escapar y terminado el lavado queda la tina preparada para recibir una nueva carga para someterla a la operación de lixiviación.

SOLUCION LIXIVIADORA.

Esta, está formada por una solución concentrada de cloruro de sodio en agua, para lo que una vez llenada la cuba correspondiente con el agua se procede a agregarle cloruro de sodio, agitando constantemente con un palo, hasta que quede saturada el agua. Existen en la oficina proyectadas 4 tinas con este objeto, las que están a un nivel superior de las tinas de lixiviación; dos de estas cubas - una a cada lado está destinada a las soluciones nuevas y dos sirven para recibir las soluciones que se han empleado en un segundo lavado y que se bombean para luego emplearlas en las siguientes operaciones.

La capacidad de cada cuba para almacenar las soluciones lixivadoras es de 6.500 metros cúbicos cada una y se requiere 672 kilos de sal para preparar la solución en cada cuba, pero esto solo es un dato teórico bastante aproximado, pues el grado de solubilidad está en función de la naturaleza del agua que se emplea.

La solución lixivadora se reparte a las tinas mediante mangueras de caucho provistas de válvulas en los extremos para interrumpir cuando sea necesario.

PRECIPITACION DE LA PLATA.

Las soluciones ricas obtenidas del primer lavado en las tinas de lixiviación, son llevadas, como se ha dicho ya, a las tinas de precipitación. Estas han sido proyectadas de cemento y enterradas en el terreno del piso en que son instaladas; son de

mayor duración y porque el terreno accidentado permite, con relativa comodidad y economía darles todas las seguridades para efectuar la descarga y el lavado. Son de sección rectangular de 3.50 x 1.50 m., con doble fondo de madera para lo que tienen un reborde para poder apoyar los marcos. El doble fondo de madera está hecho en secciones para poder manipular con facilidad; sobre este falso fondo, es que se coloca una lona que hace el papel de filtro y sobre la lona se dispone la carga de granallas para la precipitación.

Preparada en la tina de precipitación y formada la "cama" de granallas de cobre, que es el precipitante, se hace venir la solución rica de las tinas lixiviadoras, y teniendo cuidado de cerrar las llaves de descarga de la tina se deja la solución en contacto con las granallas por un tiempo de 8 horas, al cabo del que, se abren las llaves de descarga, la plata queda sobre el filtro al estado de una masa blanquísima, las soluciones pobres de plata y ricas en cobre pasan directamente a las tinas de precipitación de cobre, se cierra nuevamente las llaves de descarga y se hace llegar una nueva cantidad de solución rica en plata para efectuar la precipitación.

El peso del cobre en granallas necesario para formar la cama de cada tina precipitadora es de 100 kilos, y hay que agregar nuevas cantidades cada cierto tiempo; el precipitado de plata se recoge en cada tina cada cierto tiempo, la mayor parte sobre el filtro de lona y una pequeña parte que se queda en el piso bajo el falso fondo. La plata así obtenida se guarda para cada cierto tiempo proceder a fundirla para hacer barras y mandarlas a la refinera o para efectuar la venta.

En nuestra oficina hemos proyectado 8 de estas tinas lo que da una capacidad suficiente para atender las necesidades del trabajo.

PRECIPITACION DEL COBRE.

Las aguas que cada 8 horas escapan de las tinas de precipitación, de la plata, son muy ricas en cobre, no solo por el cobre que llevan del mineral, sino porque tambien llevan parte del cobre de las granallas, pues al efectuarse la precipitación de la plata, el cobre entra en sustitución en el compuesto;

para recoger el cobre se efectua la precipitación mediante el fierro. Para esto hay 8 tinas en un piso inferior a las tinas de precipitación de la plata, tinas dispuestas en la misma forma y con las mismas características que hemos estudiado en el caso precedente, solo que como no es necesario el doble fondo, este ha sido suprimido.

En cada una de estas tinas se pone fierro viejo de desperdicios en cantidad suficiente para que el cobre que traen las soluciones sea completamente precipitado, para lo cual se deja las soluciones en contacto con el fierro el mayor tiempo que sea posible y luego se va dejando escapar poco a poco probocando una decantación y luego las soluciones que solo llevan fierro son abandonadas en las tinas inferiores durante un tiempo dilatado y suficiente para que por la acción atmosférica se descompongan las sales de fierro regenerandose la solución primitiva en gran parte la que pasa a los tanques de bombeo para luego ser almacenada para ser nuevamente empleada en operaciones posteriores agregandole nuevas cantidades de sal. En el plano del proyecto los pozos de bombeo corresponden a los 4 pozos que figuran al centro en el piso inferior.

El cobre que se obtiene en las tinas de precipitación del cobre, se recoge cada cierto tiempo para hacer con el lo mismo que con la plata, una fundición para hacer barras y poderlo comerciar. Para las granallas, es preferible pedir las directamente aun cuando la impureza del cobre no afecta mayormente para efectuar la precipitación de la plata.

Hasta aquí hemos estudiado la instalación de la oficina y la marcha de las operaciones del proceso que hemos adoptado, nos resta ahora ocuparnos de las dependencias uxiliares, indispensables a toda oficina de esta especie, tales son: laboratorio, casa de fuerza, aprovisionamiento de agua, oficinas, talleres, calculo económico y por fin presupuesto del proyecto que presentamos a la consideración del jurado.

CASA DE FUERZA.

La fuerza de que podemos disponer, está bajo la forma de caídas de agua; el problema consiste en determinarse por la forma de aprovechamiento más ventajoso.

La solución del problema podría darse empleando ruedas Pelton, accionadas por pitones; pero a más de que para un buen rendimiento de estas máquinas se requiere una gran caída de agua, la solución no ofrece las ventajas que puede proporcionar una instalación hidroeléctrica para generar corriente, que es lo que vamos a adoptar.

La instalación hidroeléctrica o casa de fuerza, como siempre se le llama, se compondrá en síntesis de una turbina y de un dinamo capaz de generar una energía de 100 HP. Para esto consideraremos una caída de 25 m., y un volumen medio de 100 litros por segundo, lo que, aceptando un rendimiento de 86 % que es un rendimiento medio en esta clase de instalaciones - nos dá 86 HP., de fuerza efectiva de que podemos disponer para los usos de la oficina. A más de esto consideraremos que todo queda preparado, par en un futuro próximo, poder ensanchar la potencia de la casa de fuerza, con una instalación gemela; teniendo, por consiguiente, asegurada la marcha de la oficina y reducir a un mínimo el desgaste de la maquinaria en esta sección de la planta.

La distribución de la fuerza en los diferentes dispositivos proyectados es la siguiente:

1	motor	de	7	HP	para	la	chancadora,
1	"	"	30	"	"	el	alimentador y los ro-
							dillos,
1	"	"	25	"	"	"	tromell y el molino
							de bolas y
1	"	"	10	"	"		los dos hornos.
4		motores		72		HP.	

Como puede apreciarse por lo indicado en el párrafo anterior, y por los planos del proyecto, hemos tratado en lo posible, de independisar, los diferentes dispositivos, porque con esto se consigue una apreciable economía en fuerza y menor desgaste en el material mismo.

El calculo de la fuerza está exagerado, pues si se tiene en cuenta de que la sección molienda solo va a trabajar a lo más 12 horas diarias, se tiene un exeso, pero este se puede utilizar ya sea para actuar los dispositivos del laboratorio, ya sea para los talleres y en las noches para el alumbrado de la oficina. En todo caso, siempre es preferible tener fuerza disponible para cualquier evento, a tener que paralizar en algun momento determinada sección por no poderla atender con la fuerza necesaria.

El agua que vamos a aprovechar para la fuerza, supondremos que podemos fácilmente captarla mediante un canal de derivación con su correspondiente cámara de sedimentación y un rebosadero de seguridad, no necesitandose grandes obras para conducirla a la tubería que he de llevarla a accionar la turbina.

APROVISIONAMIENTO DEL AGUA.

Para resolver el problema del aprovisionamiento del agua para el tratamiento metalurgico, supondremos que podemos aprovechar las aguas muertas que quedan exedentes al salir de la casa de fuerza; no requiriendose más que el reservorio para almacenarla en el volumen necesario y al mismo tiempo tenerla a buena altura para que pueda actuar con cierta presión.

El gasto de agua en esta clase de tratamientos fluctua entre 2 a 3 veces el peso del mineral tratado; consideraremos como factor 3; es decir, que para las 40 toneladas de mineral, necesitamos 120 toneladas de agua.

El tanque reservorio para agua que hemos proyectado tiene 4.00 x 8.00 x 2.50 m., lo que nos dá un volumen de 80 metros cúbicos; pero hay que tener en cuenta de que a medida que el agua se consume, se va a la vez alimentando, puesto que la casa de fuerza tiene que trabajar constantemente, de modo que más bien vamos a tener un exeso de agua para atender las necesidades de la oficina.

El tanque será de mampostería de piedra, convenientemente reforzado, estando enlucido con cemento en su cara interna. La distribución del agua en la oficina, se hará mediante tubería de fierro galvanizado de media presión, de diametro variable comprendido entre 2-1/2" y 1/4" empleandose tambien mangueras de jebe.

LABORATORIO

La planta que estudiamos, requiere un laboratorio, para efectuar los análisis tanto del mineral a la entrada y que va ser sometido al tratamiento, como del producto final y los productos obtenidos en las diferentes operaciones del tratamiento, para sobre la base de los resultados comprobados, determinar la mejor marcha de las operaciones, modificando en la forma que más convenga para deducir las conclusiones económicas.

El Laboratorio, necesita tres secciones; una sección para la preparación de las muestras, la segunda sección para la vía seca-ensayos por plata-y la tercera sección para la vía húmeda en la que se ensayará el cobre.

Consideraremos un costo global del Laboratorio y le asignaremos un gasto diario, pues no conviene comenzar haciendo fuertes gastos, sino que hay que esperar que el negocio mismo vaya satisfaciendo sus propias exigencias.

TALLERES Y OFICINAS.

Los talleres necesarios, quedan prácticamente formados durante la construcción de la oficina y una vez terminada la instalación todo el material y las herramientas quedan para seguir prestando el servicio para que fueron adquiridas. Así tenemos que quedará formado un taller de mecánica, otro de herrería, de carpintería, de electricidad, provistos de útiles y herramientas.

En todo caso para las grandes reparaciones, hay recursos en Morococha, puesto que en los talleres de la Compañía Americana, se encargan de hacer trabajos y reparaciones para los particulares. De otro lado se tiene que los operarios según su categoría, el jornal que ganan y el trabajo que ejecutan, aportan sus herramientas; es decir pues, que lo que más se tiene que atender, es el aprovisionamiento de herramientas a los peones, pero las herramientas que estos necesitan son picos, lampas, barretillas y otros útiles según los trabajos que desempeñen, pero el costo de este material es relativamente pequeño. Aceptaremos que los gastos de instalación de talleres queda comprendido en el pago de construcción e instalación de la planta.

PESADO ENSACADO Y TRANSPORTE.

Al final del tratamiento tendremos la plata y el cobre en condiciones de enviarlo a las oficinas de refine, donde por procedimientos especiales se obtiene los metales en el estado en el que debe emplearse. Generalmente estas oficinas estan en el extranjero a donde habrá que remitirlos. La plata puede fundirse cada cierto tiempo, digamos cada mes, para formar barras que luego se envian; la fundición de la plata se puede hacer en un pequeño horno de coke; para el precipitado de cobre habrá que proceder a ensacarlo en sacos especiales forrados en papel impermeable, procediéndose primeramente al desecado del precipitado lo que se consigue facilmente abandonandolo, durante algun tiempo a la acción del aire bajo una ramada que se preparará al efecto, o mejor aun, en un lugar preparado expresamente para este fin, en la sección de los hornos.

El pesado de las barras y el de los sacos de precipitados de cobre, se hará en una balanza de plataforma y los gastos de preparación de las barras de plata, pesado, ensacado y marcado de los sacos de precipitados de cobre, iran incluidos en los gastos generales del tratamiento.

Para el transporte de los productos metalúrgicos obtenidos en la oficina, emplearemos un camión, el que al mismo tiempo servirá para el acarreo de la carga reactivos, repuestos, & & para la oficina.

OFICINAS.

Para casa habitación de los empleados y para local de las oficinas indispensables para una planta como la que estudiamos, habrá que edificar un local apropiado o quizá como es muy probable, se pueda adaptar al un edificio de los que existen de las tantas compañías que han existido en Morococha, en cuyo caso el costo será menor pues solo habrá que pagar la merced conductiva, que en la región es siempre muy baja.

Hasta aquí hemos estudiado las condiciones técnicas del proyecto, en las páginas siguientes estudiaremos el presupuesto de la obra y el resultado económico final del negocio.

METRADO Y PRESUPUESTO.

CONSTRUCCION

	Cantidad	Precio Unitario	Importe	Totales
		lp	lp	lp
EXCAVACIÓN.- Apreciamos la excavación, no solo para la cimentación de las paredes de la Oficina, sino además los cortes del terreno para formar los diferentes pisos.				
Corte	m ³ 5.460	0.0.60	327.0.00	
Cimientos: 1:3:5	" 75	2.5.00	187.5.00	
Sobrecimientos:1:2:4	" 35	2.6.00	91.0.00	
Relleno:No hay.				
Paredes de adobon	ml. 50	1.4.00	70.0.00	
" " calamina	" 292	2.0.00	584.0.00	
Techos " "	m ² 1291	0.5.70	<u>735.8.70</u>	1995.3.70

INSTALACION DE LA OFICINA.

Tolva para recibir el mineral que trae el F-C. Comprende el puente reforzado y una compuerta de fierro	1	120.0.00	120.0.00	
Puente entre la tolva y la entrada de la Oficina	1	20.0.00	20.0.00	
Balanza para pesar minerales(2 Tons)	1	75.0.00	<u>75.0.00</u>	
Van a II.			<u>215.0.00</u>	1995.3.70

METRADO Y PRESUPUESTO.

	Cantidad.	Precio Unitario. lp	Importe. lp	Totales. lp
Vienen de I.- Grisley: 36" x 96"	1	25.0.00	25.0.00	1995.3.70
Trituradora "BLAKE" de 7" x 10"	1	265.0.00	265.0.00	
Rodillos: 14" x 24"	1	350.0.00	350.0.00	
Tromell: 36" x 108"	1	50.0.00	50.0.00	
Molino de bolas: 3' x 5'	1	790.0.00	790.0.00	
Tolva: de madera con 4 compuertas	11	60.0.00	60.0.00	
Hornos: tipo "BRUCKNER" de 6' x 12'-Completos.	2	425.0.00	850.0.00	
Tinas para lixiviación, de madera con doble fon do de 1.40 x 2.50 diam.	8	20.0.00	160.0.00	
Tinas para soluciones	4	15.0.00	60.0.00	
Tinas para precipitación de la plata, de concreto, con doble fondo de 3.00 x 1.50 x 0.80 m	8	4.0.00	32.0.00	
Tinas para precipitación del cobre, de concreto, de 3.00 x 1.50 x 0.80 m.	8	3.0.00	24.0.00	
Tinas para regeneración de soluciones (concreto)	8	3.0.00	24.0.00	
Pozos para las soluciones regeneradas; de concreto	4.	2.0.00	<u>8.0.00</u>	
Tolva de madera de 54 Tons. de capacidad con alimentador "MURALLA" de 6" x 24"	1	160.0.00	<u>160.0.00</u>	<u>3073.0.00</u>
Van a III:				<u>5068.3.70</u>

METRADO Y PRESUPUESTO

	Cantidad.	Precio Unitario.	Importe.	Totales.
		lp	lp	lp
Vienen de II				5068.3.70

CASA DE FUERZA

La instalación para la Casa de Fuerza, comprende: toma y canal para el agua; obras de seguridad. Tubería para aprovechar la caída, - Turbina que actuará un dinamo. - Tableros, con aparatos de medida y de seguridad. - Instalación de los servicios de fuerza y alumbrado.

100 HP	20.0.00	2000.0.00	2000.0.00
--------	---------	-----------	-----------

TRASMISION DE FUERZA

Para el sentido y velocidad de cada dispositivo. - Ejes, poleas, cojinetes, fajas, &.&

	50.0.00	50.0.00	50.0.00
--	---------	---------	---------

SERVICIO DE AGUA.

Tanque de albañilería de piedra enlucido con cemento. 80 m³ capacidad

1	80.0.00	80.0.00	
---	---------	---------	--

Tubería de fierro galvanizado de 2-1/2" con accesorios ml. 50

	0.4.50	22.0.00	
--	--------	---------	--

Tubería de fierro galvanizado de 1/2" con accesorios " 120

	0.4.00	48.0.00	
--	--------	---------	--

Bombas portátiles, con motor eléctrico, para las soluciones

2	35.0.00	70.0.00	
---	---------	---------	--

Mangueras

" 50	0.1.50	7.5.00	
------	--------	--------	--

Van a IV:

	227.5.00		
		7.5.00	227.5.00
			7345.8.70

METRADO Y PRESUPUESTO.

	Cantidad.	Precio Unitario. lp	Importe. lp	Totales. lp
Vienen de III-				7345.8.70
TRANSPORTE.				
Carros de cajon de 3/4 ton.de capacidad	6	4.5.00	27.0.00	
Carros cucharón	4	4.5.00	18.0.00	
Carros plataforma	2	2.5.00	5.0.00	
Linea Decoville; con accesorios	ml.100	0.5.25	52.5.00	
Cambios de lengüeta	4	3.5.00	14.0.00	
Camión para carga	1	350.0.00	<u>350.0.00</u>	466.5.00
LABORATORIO.				
Para via seca y via húmeda. Comprende horno de mufla para coke, balanza para botones, balanza para muestras, balanza ordinaria, vasos, embudos y todos los útiles necesarios			400.0.00	400.0.00 400.0.00
OFICINAS.				
Comprende las de contabilidad, tiempo, costo y correspondencia. Constará de todo el mobiliario y enseres indispensables.			280.0.00	280.0.00 280.0.00
TALLERES.				
Comprende: mecánica, electricidad, carpintería, herrería y el almacén y depósito			80.0.00	80.0.00 <u>80.0.00</u>
Van á V:				<u>8572.3.70</u>

METRADO Y PRESUPUESTO.

LOCAL Y CASA DE EMPLEADOS.

Estando todos los terrenos denunciados en Morococha, seguramente que donde busquemos la ubicación, habrá que adquirir la propiedad o solamente tomar en arrendamiento la extensión necesaria. Respecto a la casa para las oficinas y habitación de los empleados, como dijimos ya, puede encontrarse en la localidad, alguna construcción que arreglándola llene las exigencias de nuestra oficina.

Los gastos que demande la atención de estas necesidades la cargaremos a la cuenta diaria del costo del tratamiento como veremos más adelante.

RESUMEN

El costo de la planta será:

Construcción	lp. -	1995.3.70
Maquinaria e instalación	"	3073.0.00
Casa de Fuerza	"	2000.0.00
Trasmisión de fuerza	"	50.0.00
Servicio de agua	"	227.5.00
Transporte	"	466.5.00
Laboratorio	"	400.0.00
Oficinas	"	280.0.00
Talleres	"	<u>80.0.00</u>
	lp. -	<u>8572.3.70</u>
Imprevistos 10 %	lp	<u>857.2.37</u>
	lp. -	<u>9429.6.07</u>

COSTO DIARIO DEL TRATAMIENTO.

Comprende el costo del mineral, reactivos, dirección técnica, mano de obra y gastos generales.

Mineral.

40 toneladas de mineral a Lp. 2.0.00 ton. Lp 80.0.00

Reactivos.

Cloruro de sodio; 480 kilos para la cloruración y 672 " 8.0.00 " " 9.2.16

kilos para lixiviación
Cobre en granallas para la pp. de la Ag. se pierde " 0.0.02 p.t " 0.0.80

Fierro viejo para pp. el Cu, 300 kilos diarios " 0.0.06 kl. " 1.8.00

Carbón; 4 % del mineral tratado-1600 kl. " 4.5.00 ton " 7.2.00

Repuestos y lubricantes " 5.0.00 " 5.0.00

Ensacado y marca " 1.0.00 " 1.0.00 Lp 104.2.96

Personal de empleados.

1 ingo. jefe Lp 80.0.00

1 " ayudante " 40.0.00

1 cajero " 30.0.00

1 almacenero " 20.0.00

1 mecánico " 30.0.00

1 chofer " 20.0.00

Alimentación Lp 10.0.00 " 54.0.00

Lp-274.0.00 mensual " 9.1.33 9.1.33

Personal de oficinas

2 auxiliares Lp 0.5.00 c/u Lp 1.0.00

1 sirviente " 0.1.50 " 0.1.50 1.1.50

Planilla del personal para la planta-Tres guardias.-El personal para cada una de las guardias, durante el trabajo, es variable pues depende de la hora y de circunstancias que no se pueden preveer; así por la noche muy rara vez se hara molienda. Estudiamos el personal para las tres guardias.

Vienen:

Lp 114.5.79

3 jefes de guardia	Lp 0.5.00	Lp 1.5.00
3 ayudantes	" 0.4.00	" 1.2.00
1 ayudante laboratorio	0.6.00	" 0.6.00
2 sirvientes idem.	0.1.50	" 0.3.00
2 carreros (balanza)	0.2.50	" 0.5.00
1 pesador	0.5.00	" 0.5.00
1 a la chancadora	0.2.00	" 0.2.00
1 a los rodillos	0.2.20	" 0.2.20
1 al tromell	0.2.20	" 0.2.20
1 al molino de bolas	0.2.20	" 0.2.20
12 carreros (4 p.G.)	0.2.00	" 2.4.00
3 fogoneros (hornos)	0.4.00	" 1.2.00
3 ayudantes	0.2.50	" 0.7.50
15 peones (5 p.G.)	0.2.00	" 3.0.00

12.8.10

Gastos generales.

Arrendamientos local &	0.2.00	" 0.2.00
2 guardianes	0.3.00	" 0.6.00
1 cocinero	0.2.00	" 0.2.00
1 ayudante	0.120	" 0.1220
2 camareros	0.1.50	" 0.3.00
Trafico, & &	0.8.00	" 0.8.00

2.2.20

Lpp.- 129.6.09

12.9.61

Imprevistos 10 %

Lp.-142.5.70

RESULTADO ECONOMICO

El valor diario extraído del mineral es Lp.-257.6.80
 El costo del tratamiento diario es " 142.5.70

La utilidad diaria será: **D -115.1.10**

Paro como hay que considerar el capital invertido en la instalación de la planta, habrá que deducir este valor más los intereses del capital invertido. El monto del presupuesto de la planta es de Lp.-9429.6.07 y deberá amortizarse en un plazo de 4 años pagandose un interes de 10 % anual al capital lo que nos dá los siguientes valores medios a la utilidad diaria en los cuatro años de amortización.

1 er. año.-Capital:lp9429.6.07 - intereses:lp-942.9.61 - Capital amortizado:lp-2357.4.01 lo que hace un total de lp-3300.3.62 - La utilidad diaria baja a lp.-105.9.42

2º año-Capitallp7072.2.06 - intereses:lp-707.2.21 - Capital amortizado:lp-2357.4.01 lo que hace un total de lp3064.6.22 y la utilidad diaria ~~sube~~ con respecto al año anterior a lp- 106.9.42.

3 er.año.-Capital:lp-4714.8.03 intereses:lp-471.4.80 -Capital amortizado lp-2357.4.01- lo que hace un total de lp- 2828.8.81.La utilidad diaria sube a lp-107.2.52.

4º año.-Capital:lp-2357.4.01- intereses:lp- 235.7.40 - Capital amortizado:lp-2357.4.01-lo que hace un total de lp- 2593.1.41 y la utilidad diaria sube a lp-107.9.07

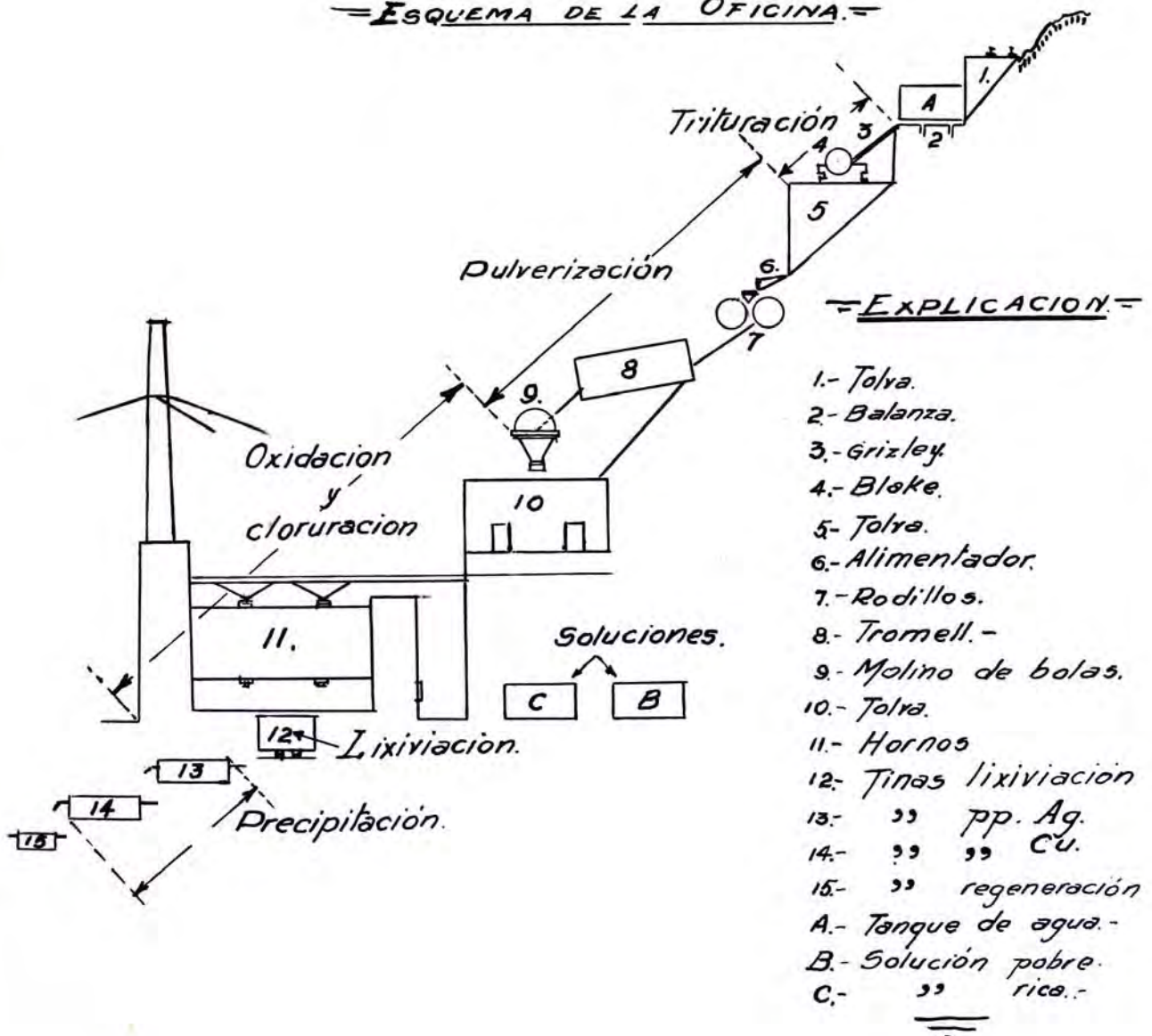
Despues del cuarto año, en que el capital invertido ha sido completamente amortizado, la empresa percibirá el integro del beneficio o sea lp- 115.1.10.

Hemos dado cumplido término al proyecto que nos fue propuesto, como prueba final para optar el título de Ingeniero de Minas; dado el estudio que del punto hemos hecho esperamos coronar nuestro esfuerzo con la aprobación del presente proyecto por los miembros del jurado.

Lima, Noviembre de 1928.

ESCUELA DE INGENIEROS
L I M A
PROYECTO DE METALURGIA

ESQUEMA DE LA OFICINA.



Lima, Marzo de 1928.-

E. Olvera

— ESCUELA DE INGENIEROS —

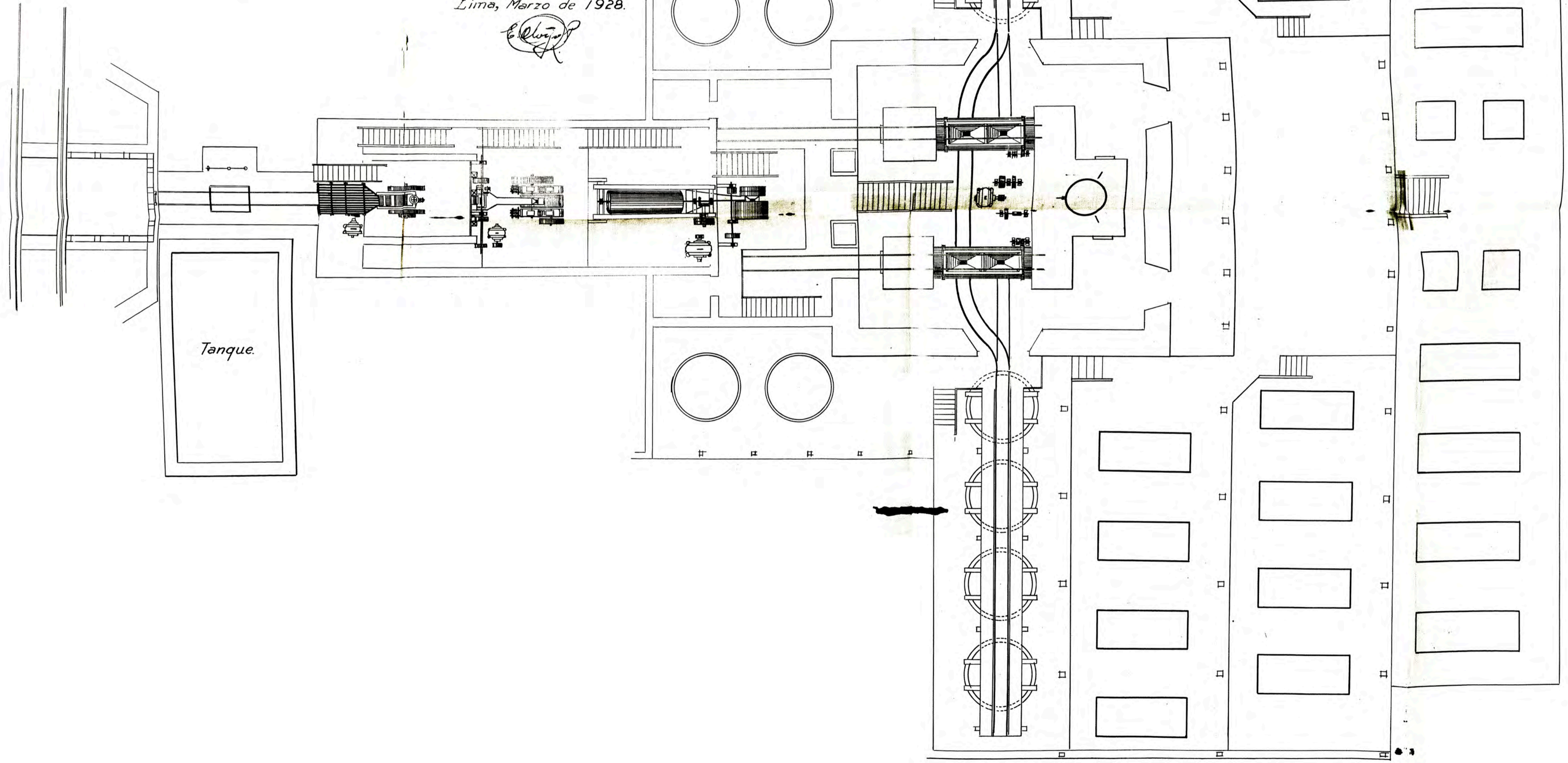
— PROYECTO —
DE
— OFICINA METALURGICA —
Para tratamiento de minerales
cuproargentíferos para
PLATA Y COBRE
MOROCOCHA

— PLANO —

— ESCALA: $\frac{1}{100}$ —

Lima, Marzo de 1928.

E. Quijano



—PROYECTO—
DE
—OFICINA METALURGICA—
Para tratamiento de minerales
cuproargentíferos para
PLATA Y COBRE
MOROCOCHA

—ESCUELA DE INGENIEROS—

—PERFIL—

—ESCALA $\frac{1}{50}$ —

Lima, Marzo de 1928.

E. Rojas

