

M E T A L U R G I A D E L P L O M O .

Proyecto presentado á la Escuela de

Ingenieros de Lima per:

Alberto A. Huapaya Cane.

Para obter el título de Ingeniere de Minas

Lima, 12 de Enero de 1.931.

ENUNCIADO DEL TEMA.

En una región minera del centro de la República y vecina á Moreocha, se han descubierto yacimientos de minerales de plata que llevan algo de oro, compuestos esencialmente de cuarzo, pirita de hierro, blenda y cobre gris con muy poco cobre, con cuatro kg. de plata por tonelada.

Los minerales en estas condiciones y en las derivadas de la localidad, no son tratables económicamente por vía húmeda, pero investigando las formaciones vecinas se ha encontrado un yacimiento importante de plomo sulfurado con poca plata y cuya ganga es caliza (1 Kg.p.T.).

De los estudios practicados por el Ingeniero, estos yacimientos son aprovechables conjuntamente para la extracción de la plata y del oro contenidos en ellos y con tal fin se encarga á un Ingeniero Metalurgista la resolución del problema. (Ag-Au-100-2)

Desde luego se ha hallado un lugar apropiado para la instalación de la usina metalúrgica á tres kilómetros de las minas de plata y á dos kilómetros de las de plomo, pero en direcciones opuestas. La fuerza motriz es abundante á 20 km. del lugar, donde es aprovechable una fuerte cantidad de agua, mientras que en el lugar solo se tiene agua suficiente, para los distintos usos de la oficina.

No se dispone de combustible apropiado para las operaciones metalúrgicas que se proveen; solo hay á 50 km. yacimientos de hullas apropiadas para coque pero muy deleznable.

Es necesario estudiar el problema del procedimiento que se empleará para extraer la plata y el oro, la manera de ejecutarlo en vista de las condiciones locales y las cantidades de

plata y oro que se obtendrá, siguiendo el tratamiento sobre las cantidades indicadas por separado, entendiéndose que se tendrá la plata y el oro separadamente.

Se acompañará un plano de conjunto de la oficina en relación con la disposición adoptada para el tratamiento de los minerales.

Se supone que en la localidad, el terreno estará en forma apropiada para la instalación conveniente de los distintos aparatos.

COMPOSICION DEL MINERAL ARGENTIFERO.

Guarzo.	36 %
Pirita.	42 %
Blenda.	17 %
Cobre Gris.	5 %
Plata	4 Kg.p.T.

Composicion del Mineral de Plomo.

Galena.	68%
Caliza.	32%
Plata	1 Kg.p.T.

FUNDENTE CALCAREO.

Este se encuentra en la ganga del mineral de plomo.

FUNDENTE FERRUGINOSO.

Hematita con 8% de sílice y agua de combinación.

Capacidad de la Ofina. 60 Ton de mineral argentifero per dia.

PREFACIO.

Del simple enunciado del proyecto se deduce que se trata de establecer una oficina metalúrgica, cuya capacidad sea de 60 Ton diarias del mineral argentífero e en otras palabras, haciendo un calculo que nos permita preveer y nos sirva de base para darnos cuenta de lo que tendrá que ser en si, la oficina que se desea proyectar; pues según los datos anteriormente enunciados el mineral que vamos á tratar tiene una ley de 4 kg. de plata por tonelada, e bien que vamos á producir en un dia 240 Kg. de plata más un valor equivalente á esta misma cantidad de plata por el plomo comercial que se obtenga; y no es del todo aventurado este calculo puesto que usamos como fundente calcaro la ganga de una galena argentifera, que con el valor de su metal precioso compensará con bastante margen las pérdidas que ocasionaría el tratamiento á que se someta los minerales que debemos beneficiar.

En resumen, no se peca por exagerado al creer que nuestra usina va ha producir diariamente alrededor de 240 Kg. de plata cuyo valor en el mercado en la fecha (12 de Diciembre del.930) es aproximadamente de Lp. 723.000 cifra que se duplica por el valor del plomo de obra. En conclusion de lo anteriormente expuesto se deduce que la usina en proyecto tendrá como precio de venta de sus productos la cantidad de Lp. 1.446,000 sin tener en consideracion el oro y otros sub-productos de la fábrica.

Las utilidades que se obtengan con la venta dependen naturalmente de:

Primero. Del coste por unidad de produccion.

Segundo Del número de unidades que se produzcan; pero como el número de unidades que se van á producir, depende de la cantidad del mineral tratado, que en nuestro caso es fijo, por ser dato del problema; en

tal virtud, no nos queda sino una variable: el coste por unidad de producción, el que en consecuencia se tenderá á reducir tanto como fuese posible, á fin de obtener las mayores utilidades.

Es una verdad incontrovertible en economía de que en toda industria las máquinas son los únicos elementos capaces de disminuir el coste de producción y aumentar la capacidad de una oficina y el industrial ó sindicato que se propone la explotación de minerales, nunca debe arrepentirse ó temer al monto del valor que pueda llegar un presupuesto, puesto que á plaze relativamente corto se amortizarán todos los gastos de instalación y en consecuencia la industria principará á rendir pingües utilidades.

PRIMERA PARTE.

Plan de solución del Proyecto.

Para mejor estudio y mayor claridad de los conceptos que vamos á desarrollar, dividiremos el proyecto en cuatro partes. que son:

Primero.-El método de fusión mas apropiado para beneficiar el mineral argentífero

Segundo.-Concentrado del plomo de Obra y su desargentización.

Tercero.- Fuerza motriz via de Transportes e instalaciones auxiliares

Cuarto.- Organización del Trabajo y presupuesto General.

Procedimiento Metalúrgico.

Siendo nuestro objeto instalar una oficina metalúrgica para la obtención de plata y oro, de una mezcla de un mineral argentífero con una galena también argentífera, es decir que se va á extraer los metales preciosos de un mineral plomo-argentífero, relativamente rico en plomo.

Se trata pues de una fundición para plomo, elemento que arrastrará con síg todos los metales preciosos contenidos en los minerales que se van á tratar.

Ahora bien verificándose en la actualidad la extracción del plomo de sus minerales exclusivamente por vía seca, tanto por que es mas económica y de mas fácil ejecución cuanto que el mismo enunciado del proyecto lo prescribe.

Comparemos los tres procedimientos que se conocen para beneficiar minerales plomo por vía seca y elegiremos el mas conveniente á nuestro caso.

Primero.- Procedimiento por Testado y Reacción. El fundamento de este método es que si se tuesta parcialmente la Galena á fin de obtener al lado del Pb.S, cierta cantidad de PbOy PbSO₄, en proporciones tales, que elevando la temperatura puedan reaccionar entre sí originando la formación de plomo metálico. Es condición indispensable en este método de que los minerales sean ricos en Galena (mínimo 65% de plomo) y en consecuencia pobres en elementos extraños así como que deben contener muy poca sílice e silicatos ácidos á lo sumo de 4 á 5 % pues de lo contrario se formarían silicatos de plomo fácilmente fusibles que impedirían la reacción de los sulfuros y óxidos. Como se vé este método no nos es conveniente dada la calidad del mineral que poseemos.

Segundo. Procedimiento por precipitación.- Este Método consiste en decomponer á alta temperatura la Galena por el Fierro y tiene el inconveniente de que siempre da lugar á la formación de mata plomosa, la que necesita un nuevo tratamiento para efectuar la separación del plomo que contiene, Además requiere el empleo de Galenas muy puras y el empleo de una fuerte cantidad de combustible, razón por la que no nos inclinamos á optar por este procedimiento.

Terceero. Procedimiento per Testado y Reduccion. -El fundamento de este metodo es que los minerales son previamente testados y despues reducidos per el carben en hornos de Cuba. Este procedimiento tiene la ventaja que es aplicable á cualquier clase de minerales, permitiend además que las diversas proporciones de silice que puede contener el mineral favorece la desulfuracion, pues la silice se une á diversas proporciones de PbO . evitando de este modo que el PbO . pueda sulfatizarse, de donde se concluye que la silice actúa como desulfurante en el curso del testado.

Como se ve este procedimiento es aplicable á cualquier clase de minerales, cualesquiera que fuesen las materias extrañas que acompañaran á los minerales, no importando que la ganga sea acida o básica á diferencia de los dos metodos anteriores que exigen condiciones especiales; per cuya razon obtamos tratar los minerales per el metodo del testado y reduccion.

Metodo del Testado y Reduccion.

Condiciones. -Este procedimiento como su nombre lo indica comprende dos operaciones, la primera el testado per la que se transforma en el mas alto grado posible la Galena en sus compuestos oxidados y en la segunda la reduccion per la que se extrae el plomo del mineral testado tratandole con coque en hornos de Cuba, en presencia de fundentes necesarios para escorificar la ganga.

Antes de seguir con la descripción de la primera fase de este sistema transformaremos los datos del proyecto en elementos quimicos simples, para lo cual nos valemos de las formulas quimicas de las especies enunciadas; tendremos el siguiente cuadro:

Especie	%	Formula	Si O ²	Fe.	S.	Zn.	Pb.	CaO	CO ²	Ag
Cuarzo	36	SiO ²	36	-	-	-	-	-	-	-
Pirita.	42	Fe S	-	26,30	15,30	-	-	-	-	0.4
Blenda	17	Zn S	-	-	5,60	11,40	-	-	-	-
Galena.	68	Pb S	-	-	9,00	-	58,90	-	-	-
Caliza	32	CaCO ³	-	-	-	-	-	17,92	14,08	-
Hematita	-	-	8	55,48	-	-	-	-	-	-

Hay que tener en consideracion que la formula del cobre gris es: $4(\text{Cu}^2\text{S}, \text{FeS}, \text{ZnS}, \text{Ag}^2\text{S},)(\text{Sb}, \text{As},)^2 \text{S}^3$ y para la hematita tendremos $\text{Fe}^2 \text{O}^3$ con 10 % de agua de combinaci3n.

Con la ayuda del cuadro anterior se calcula la composici3n del mineral argentifero y obtendremos el siguiente cuadro:

SiO ²	36,000	%
Fe..	26,979	"
S	20,989	"
Cu	0,085	"
Zn	11,600	"
As	1,357	"
Sb	1,890	"
Ag	<u>0,400</u>	"
Total	100,000	"

Para el mineral de plomo tendremos:

Pb.	58,90	%
S	9,00	"
CaO	17,92	"
CO ²	14,08	"
Ag.	0,10	"
Total		100,00	

En último termino el fundente ferruginoso nos dará:

SiO ²	8,00	%
FeO	73,79	"
H ² O	10,00	"
O.	<u>8,21</u>	"
Total.	100,00	%

Observando el mineral que vamos á tratar por el analisis de el vemos que no es conveniente la formacion de mata durante la fusión por la razón de que la cantidad de cobre que contiene el mineral es muy pequeña y por lo tanto obtaremos por escorificar el cobre y para conseguir este llevaremos el testado de los minerales hasta casi conseguir la eliminación completa del azufre, cosa que podemos efectuar utilizando los metodos modernos de testado. Los elementos volatiles que acompañan al azufre serán volatilizados junto con él.

Collins en su tratado de Metalurgia del Plomo afirma que el azufre se pierde hasta el límite requerido, que en nuestro caso basta reducirlo al 1 % ; el arsenico y el antimonio se pierden el 22 % ; el zinc el 18 % ; la plata se pierde hasta el 2,5 % y las pérdidas del plomo alcanzan el 5 %.

Teniendo presente estos datos veremos á que peso quedarán reducido el mineral argentifero asi como el mineral de plomo despues del testado :

SiO ²	36,000	partes
FeO	34,700	"
S	1,000	"
Cu.	0,785	"

Zn O	13,100
As.	1,057
Sb.	1,550
Ag.	0,390
O.	<u>1,250</u>
Total	89,732

Para el mineral de plomo testado tendremos:

Pb.	55,860	partes
S	1,000	"
CaO	16,000	"
O	3,000	"
Ag.	<u>0,098</u>	"
Total	75,958	

Con estos datos ya podemos calcular la composición centesimal de los minerales tanto argentífero como del de plomo después de su testado y tendremos que el análisis del mineral argentífero testado será:

SiO_2	40,12 %
FeO	38,62 "
S	1,10 "
Cu	0,87 "
Zn O	14,58 "
As.	1,17 "
Sb.	1,72 "
Ag.	0,43 "
O.	<u>1,39 "</u>
Total	100,00 %

La composición centesimal del mineral de plomo testado será:

PbO	73,54	%
S.	1,31	"
Ca O	21,08	"
Ag.	0,12	"
O.	<u>3,95</u>	"
Total	100,00	%

Consideraciones Generales para el calculo del leche de fusión.

Antes de seguir mas adelante haremos una ligera consideración sobre la cantidad de combustible que necesitamos disponer.

Sabemos y conocese por experiencia que en la generalidad de las fundiciones para plomo se usa una proporción de combustible igual al 14 % del peso de la carga de minerales para el horno, aceptemos este, con cargo de demostrarlo mas adelante, suponiendo además que las cenizas del coque que disponemos sea el 10 % .

Adviertese que por ser pequeña la cantidad de cenizas que se supone existan en el combustible no consideraremos al calcular el leche de fusión los fundentes necesarios para escarificar dichas cenizas solo las supondremos constituidas de sílice y al determinar los fundentes necesarios del leche de fusión aumentaremos algunas unidades para la escarificación de la sílice de las cenizas del combustible.

Con lo anteriormente expuesto procederemos a determinar el leche de fusión pero antes recordaremos las condiciones de estar en presencia de un mineral argentífero que no contiene plomo y de un mineral de galena que contiene como ganga el fundente calcáreo y que tambien lleva plata ; en vista de esto utilizaremos una esce-

ria alta en cal pero siempre entre los límites convenientes para no mal gastar el combustible ; puesto que sabemos que las escorias que tienen mas del 16 % de cal necesitan para su formación una temperatura cada vez mas alta , requiriendo por lo tanto un mayor empleo de combustible, lo que no sería económico.

Las condiciones que debe de reunir una escoria son las siguientes:

Primera.-El Bajo punto de formación , propiedad que es muy importante cuando se emplea el método de testado y Reducción.

Segunda El alto grado de fluidez

Tercera.- El Bajo peso específico, y;

Cuarta.- De ser baja en sus proporciones de oro y de plata.

Se tiene ya bien estudiado que la temperatura de formación de una escoria depende de la proporción de sus componentes, entre los cuales juega un rol muy importante la cantidad de cal que contiene. Según este illes hace notar que las escorias ordinariamente usadas en las fundiciones para plomo tienen su punto de formación entre 1030° C. á 1273° C. ; además manifiesta el mismo autor que un buen tipo de escoria no debe arrastrar mas del 0.75 % de plomo y de 15 á 20 gramos de plata por tonelada.

Refiriendose á la fluidez que debe de presentar una escoria diremos que es condición muy importante ,no solo cuando se trata de la formación de matas ó Speis que en nuestro caso no existen por ser pequeña la cantidad de cobre que hay que escorificar , sino que tambien es conveniente para la mejor marcha del horno , pues es muy conocido de todos los metalurgistas que las escorias viscosas tienen grandes inconvenientes en la practica, por enfria:

se con facilidad por pequeñas variaciones de temperatura y en consecuencia cierran bruscamente el eje de salida de las materias fundidas accidente del cual es muy difícil evitar la paralización del horno.

Las escorias fluidas se obtienen como se ha indicado ya usando proporciones de cal no muy elevadas tales como las que tienen al rededor del 24 % obteniéndose además con este una escoria de peso específico bajo .

ELECCION DEL TIPO DE ESCORIA.

Las escorias que se obtienen en los hornos de minerales de plomo son esencialmente un silicato ferre-cálcico en que el óxido de hierro es la base predominante, accesoriamente esta escoria contiene cantidades variables de diversos óxidos que acompañan á los minerales de plomo ya testados tales como el ZnO , Al_2O_3 , MgO , MnO , BaO , etc

Los diversos tipos de escorias se caracterizan por la relación entre las cantidades: $\frac{\text{O. de sílice}}{\text{O. de bases}}$, se deduce que esta relación puede ser menor que la unidad ó mayor que esta , de donde se concluye que las escorias se denominaran: protosilicates, sesquisilicate, bisilicates y trisilicates segun que la relacion antes dicha se aproxime á 1 , $1\frac{1}{2}$, 2 ó 3.

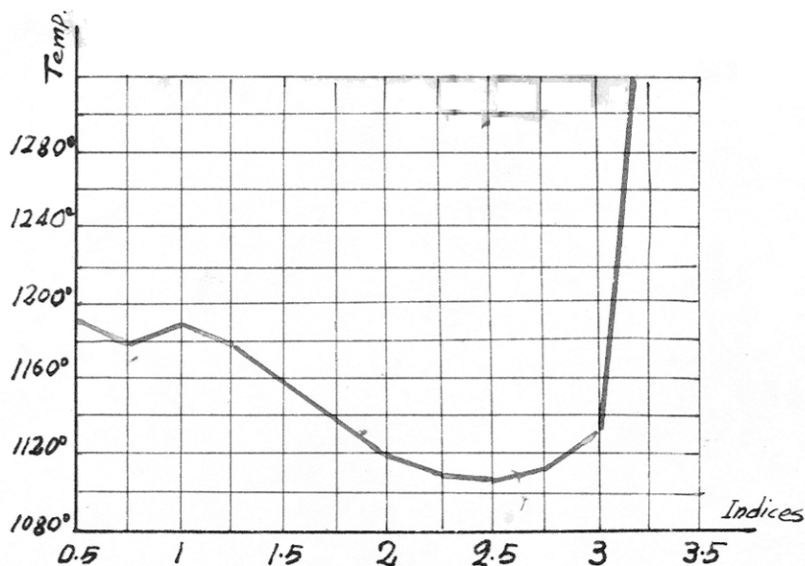
Las escorias del primer grupo son esencialmente fusibles y muy fluidas y convienen para minerales pobres en sulfuros así como cuando la adquisicion del fundente ferruginoso es barato Condicion que en nuestro caso no poseemos.

Los dos ultimos casos del bisilicate y trisilicate requieren alta temperatura de formacion y por lo tanto un fuerte empleo de combustible, además de la manipulacion fastidiosa en la practica á consecuencia del facil enfriamiento lo quem arrastra á graves in-

convencientes en la marcha del horno, razones por la que no adoptaremos estos tipos de escerías.

En tal virtud no nos quedan sino las características del grupo de los sesquisilicatos que son las que más se acomodarán al tratamiento que hemos elegido del testado y reducción; pues esta escería conviene cuando hay gran cantidad de óxidos de plomo que reducir como en el caso nuestro; aun que bien esta escería requiere una mayor temperatura de formación que un protosilicato, sacrificando el empleo de una mayor cantidad de combustible á las ventajas de la mejor reducción de los óxidos contenidos en la carga del mineral.

Efectos del índice de una escería en su temperatura de formación. Este estudio hecho por Hofman, efectuado bajo la condición



de que la relación de que FeO y CaO sea dos lo que expresaremos en la forma siguiente: $\frac{\text{FeO}}{\text{CaO}} = 2$. Como se observa en la fig. cuando el índice de una escería varía entre 0,5 y 1,25 la temperatura de formación es senciblemente igual, mientras que tiende á bajar cuando

de el índice llega á 2,75, para desde allí subir bruscamente á partir de un trisilicato. De lo anterior se desprende que a primera vista se escogería una escería comprendida entre un bi y un trisilicato, pero estas escerías son muy viscosas por su alta proporción de sílice, mientras que las comprendidas entre un proto y un bisilicato son bastantes fluidas y su temperatura de formación bastante baja. A estas últi-

mas escorias se les denomina básicas y á las primeras ácidas .

En conclusion escogeremos una escoria ferro-cálcica, cuyo índice este comprendido entre 1,25 y 1,50 pues estas escorias además de fundir á bajas temperaturas tienen la ventaja de que la proporción del fundente ferruginoso es poco elevada; cualidades todas que redundan en la economía del proceso, circunstancia que nunca debe de perder de vista un metalurgista.

Efecto del reemplazamiento parcial del CaO y FeO. por otras bases. En la practica es un hecho que no se obtienen escorias ferro-cálcicas puras puesto que los minerales tratados contienen diversas bases tales como MgO, BaO, ZnO, MnO^2 , Al^2O^3 etc. elementos todos que tienen que pasar á la escoria . Como la generalidad de estos elementos desempeñan el papel de bases y no existiendo en nuestro caso cantidades apreciables nos ocuparemos unicamente de ZnO, Al^2O^3 MnO^2 y MgO. elementos comunes en los minerales de la región central del Perú.

Reemplazo del CaO por el ZnO. Cuando en la formación de una escoria ZnO esta reemplazando parcialmente á CaO las escorias son viscosas y su temperatura de formación es mas alta á medida que aumenta la proporción de ZnO; de aquí que aconsejan algunos metalurgistas que la cantidad de ZnO en las escorias no debe de pasar del 10 % cuando se tratan en hornos de cuba.

Además debe advertirse que no todo el ZnO contenido en el mineral pasa á la escoria, sino que parte se volatiliza durante el proceso de la fusión y otra parte se reduce á Zn metálico que va disueltos en el plomo

Reemplazo del FeO por el MnO. - Cuando este sucede tambien se nota que la temperatura de formacion de una escoria sube, pero no es muy notable puesto que en el caso extremo de la sustitucion completa de FeO por MnO. apenas hay una diferencia de 100° C. ; pero tiene la ventaja de volver á la escoria mas fluida , de donde se concluye que este elemento no es necivo, cualquiera que sea la proporcion en que se encuentre en los minerales que se van á tratar.

Reemplazo del CaO, por el MgO.-Cuando este elemento tambien interviene, la temperatura de formacion de la escoria tiende á aumentar y se vuelve extremadamente viscosa , razón por lo que en la practica no son muy deseables, permitiendose solo de 5 á 7 % de esta base en hornos de Water Jacket.

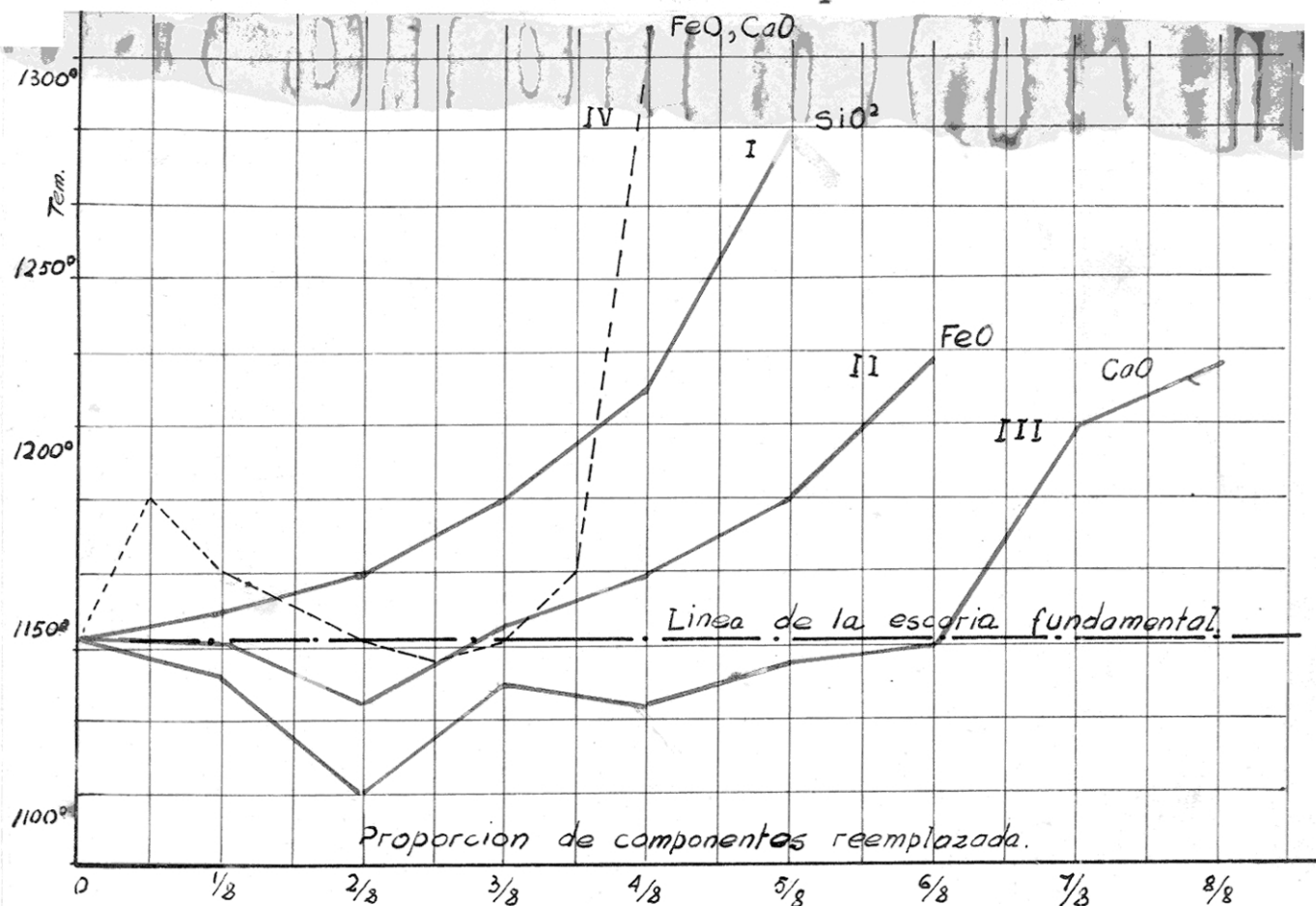
Rel de la Alumina en las escorias ferro-calsicas-Aunque hay diversidad de opiniones respecto del papel que desempeña la alumina en las escorias ferro-calsicas; a causa de que es muy difícil fijar en que estado se encuentra la alumina en las escorias , pues en presencia de un exeso de sílice puede hacer el papel de base formando silicates de alumina, mientras que si predominan las bases forma un aluminato es decir se comporta como acido y con arreglo á este criterio fijan la composicion de una escoria.

Sin embargo citaremos algunas opiniones de especialistas que difieren en algunos puntos de vista.

Austín.- Sostiene que la alumina es indiferente en las escorias que contienen menos del 36 % de sílice halandese en estado de disolucion ignea y actua como una sustancia espesante; mientras que si la proporcion es mayor actúa como base.

Hofnan- Ha hecho un estudio detallado al respecto cuyos resultados son facilmente apreciados en el grafico, donde se indica los efectos

que produce la sustitución individual ó conjunta de los componentes de una "escoria fundamental" por la alumina.



La curva 1 representa la sustitución de la sílice por la alumina cuya consecuencia es aumentar la temperatura de formación de la escoria, dando una escoria poco fluida, que cuando se enfría tiene una coloración gris opaca algo negra con tinte mate y brillo ligeramente vítreo.

La curva 2 pone de manifiesto la influencia de la sustitución del óxido ferroso por la alumina, viéndose que la temperatura cambia muy poco mientras la proporción sustituida no excede de $\frac{3}{8}$, creciendo después. Las escorias resultantes son bastantes fluidas, frías son opacas de color entre pardo oscuro y gris negruzcas con cierto brillo vítreo.

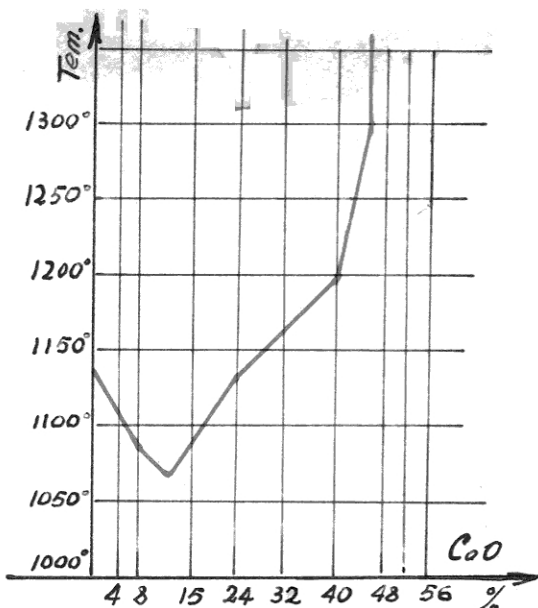
La Curva III representa la sustitución de la cal por la Alúmina y donde se ve que hasta $\frac{3}{4}$ la temperatura de formación es menor que la de la "escoria fundamental", ello indica que dentro de ciertos límites puede justificarse el reemplazo de la alumina por parte de cal. Comparando las curvas I y III se deduce que si la sílice y la cal son reemplazadas por alumina conjuntamente, la temperatura de formación no se altera, de aquí que se use mucho este sistema sobre todo para minerales de plomo que contienen mucha alúmina.

La curva IV muestra los efectos de la sustitución simultánea del óxido ferroso y de la cal por la alúmina, donde se aprecia que la temperatura de formación es muy irregular y de consiguiente injustificable en la práctica.

De las observaciones anteriores se desprende que para nuestros cálculos consideraremos parte de la alúmina jugando el de ácido y la otra parte como base, pero siempre reemplazando a la cal, bajo la condición de la igualdad química siguiente: $102 \text{ Al}_2\text{O}_3 = 56 \text{ CaO}$. lo que quiere decir que dos de alúmina reemplazan a uno de cal; y donde se deduce que la parte de alúmina que desempeña el papel de ácido será equivalente a una doble cantidad de sílice.

Elección de la proporción de elementos en nuestra escoria.-Del estudio hecho anteriormente se deduce que nos conviene una escoria ferrocálsica cuyo índice este comprendido entre 1,25 y 1,50 y además el índice que se escoja debe ser tal que la temperatura de formación de la escoria no varía entre grandes límites, aunque la proporción de cal tenga sensible variación pues esta condición es necesaria por que el fundente calcáreo que debemos usar contiene uno de los metales preciosos que perseguimos e sea a la plata; luego escogeremos un índice de escoria que reúna estas condiciones, o bien que sea fácil en su manipulación, bajo el punto

de vista practico y no muy exagerado en las condiciones economicas que es lo que debe perseguirse siempre en toda negociacion. Todas estas condiciones se pueden conseguir adoptando la escoria del tipo sesquisilicato y de indice 1,33; pues como puede apreciarse en el grafico, que es la representacion de dicha escoria en que vemos que á partir de 40 % de cal la temperatura de formacion se eleva bruscamente á mas de 1,200° C. y presenta este tipo un minime de temperatura de formacion 1070° C.



cuando la proporción de cal es de 12 %
Se comprende facilmente de que para conseguir una escoria de un indice 1.33 existen un sin numero de proporciones de los elementos principales para conseguir dicha escoria; de entre todas estas proporciones escogeremos las que mas nos convengan, según la naturaleza del mineral que vamos á tratar. Para nuestro caso usaremos la escoria que tenga las proporciones siguientes:

$SiO_2 = 38\%$; $FeO = 38\%$ y $CaO = 24\%$ estando comprendidas en los 24 % de la cal el ZnO y parte de la Al_2O_3 y una pequeña cantidad de PbO . y otras bases que siempre arrastran las escorias. En los 38 % de silice tambien estará comprendidas la otra parte de la alúmina que juega el rol de acido.

Bajo estas condiciones el metalurgista no tendra mas que cuidar que en la marcha normal del horno el analisis de la escoria se mantenga las proporciones propuestas.

Calculo del leche de fusión.

Con todo lo estudiado anteriormente ya nos encontraremos en

condiciones de determinar el lecho de fusión que correspondan á 100 kg del mineral que vamos á tratar.

Dispensando los datos con cuidado de reemplazar las cantidades de ZnO . por su equivalente de cal para lo cual nos valemos de los pesos moleculares en la forma siguiente: $81 ZnO. = 56 CaO$. lo que quiere decir que cada unidad de ZnO . equivale á 1,44 de CaO . De otro lado también se considerará de acuerdo con Collins que durante la fusión los minerales testados pierden el 15 % de azufre el 30 % de $Zn O$. así como casi la totalidad del As . y Sb .

Según esto y haciendo las reducciones consiguientes el análisis químico del mineral testado quedará reducido á :

SiO^2	40,12	%
FeO	38,62	"
S	0,94	"
Cu	0,87	"
CaO	14,70	"
Ag	0,43	"

Para el fundente calcareo (mineral de plomo testado) tendremos:

Pb	73,54	%
S	1,11	"
CaO	21,08	"
Ag	0,12	"

El fundente ferrugineo (Hematita) contendrá:

SiO^2	8,00	%
FeO	73,79	"

La escoria fundamental adoptada para nuestro caso es de la composición siguiente:

Si O ²	38.00	%
FeO	38,00	"
CaO.	24,00	"

Ahora bien encontremos el índice de escorificación de la escoria propuesta para lo cual sabemos que:

$$\frac{\text{O. de sílice}}{\text{O. de Bases}} = \frac{20,265}{15,482} = 1,32.$$

Es decir practicamente el tipo de la escoria de 1,33 que perseguimos,

De otro lado encontramos los coeficientes de escorificación para los elementos de la escoria propuesta, o bien conozcamos las cantidades de FeO y CaO que se necesita para saturar una de SiO²:

$$1 \text{ de SiO}^2 \text{ requiere } \frac{38}{38} = 1,000 \text{ de FeO.}$$

$$1 \text{ de SiO}^2 \text{ requiere } \frac{24}{38} = 0,631 \text{ de CaO.}$$

Con estos datos escorificaremos primeramente la ganga que contiene el fundente ferruginoso y el calcareo ; por consiguiente para los 8 de SiO² del fundente ferruginoso se necesitaran:

$$8 \times 1,000 = 8,000 \text{ de FeO.}$$

$$8 \times 0,631 = 5,048 \text{ de CaO.}$$

Luego nos quedara en el fundente ferruginoso disponible tan solo $73,79 - 8,000 = 65,79$ de FeO. y por lo tanto para obtener un de FeO disponible necesitaremos $\frac{100}{65,79} = 1,52$ de fundente ferruginoso.

Como el fundente calcareo no contiene silice toda su cal será utilizada, y de allí que para tener una de CaO disponible necesitaremos $\frac{100}{21,08} = 4,743$ de fundente calcareo.

Según lo expuesto para escorificar los 40,12 de silice de mineral argentífero testado se necesitará :

$$40,12 \times 1,000 = 40,12 \text{ de FeO. ;}$$

pero de toda esta cantidad que necesitamos debemos de descontar la que tenemos en el mineral, pues en su composición entran 38,62 de FeO. luego nos faltará solo:

$$40,12 - 38,62 = 1,50 \text{ de FeO,}$$

que será necesario tomar del fundente ferruginoso, el que como sabemos contiene por cada 1,52 de fundente solo 1,00 de FeO libre luego lo necesario será :

$1,50 \times 1,52 = 2,28$ de fundente ferruginoso, para escorificar los 40,12 de Sílice del mineral argentífero.

Determinemos ahora la cantidad de fundente calcareo necesario para escorificar los 40,12 de sílice del mismo mineral argentífero así como la sílice contenida en los 2,28 del fundente ferruginoso necesario, luego la sílice total será:

$$40,12 + 0,182 = 40,30$$

Luego la cantidad de fundente calcareo será

$$40,30 \times 0,631 = 25,43 \text{ de CaO.}$$

Pero como en el mineral tenemos un equivalente de 14,70 de CaO, luego solo necesitaremos:

$$25,43 - 14,70 = 10,73 \text{ de CaO.}$$

Cantidad que se puede obtener de:

$$10,73 \times 4,743 = 50,89 \text{ de fundente calcareo (galena)}$$

Luego tendremos que para 100 kg. de mineral argentífero testado, se requieren:

Fundente Ferruginoso: 2,280 kg.

Fundente calcareo(galena) 50,89 kg.

Comprobación.- Nos basta conocer la cantidad en peso de escoria que forman 100 kl. del mineral con sus fundentes necesarios para su escorificación, que indicamos en el cuadro siguiente:

Especie.	Cantidad	SiO ₂	FeO.	CaO.
Mineral.	100,000	40,120	38,62	14,700
F. Ferruginoso	2,280	0,182	1,50	---
F. Calcareo.	50,890	-----	-----	10,730
Totales.	153,170	40,302	40,12	25,430

Cuya mezcla nos dará un peso de escoria;

$$40,302 + 40,12 + 25,430 = 105,852,$$

Es decir que 100 kg. de mineral formarán con los fundentes necesarios 105,852kg de escoria.

Refiriendo estos datos á 100 toneladas:

SiO ₂	38,001
FeO	37,981
CaO	24,018

Cantidades que redondeadas darían:

SiO ₂	38,000
FeO.	38,000
CaO.	24,000

Que es el tipo de escoria que nos habríamos propuesto.

Observación.- Se notara que en los calculos anteriores no se ha hecho intervenir la proporción de cenizas que tiene el combustible que le dejaremos para mas tarde al tratar del peso total de carga que se use en el horno.

De otro lado acabes de ver que 100 kg. de mineral argentifero testado, necesitan 50,890 kg. de fundente calcareo e sea del mineral de plomo tambien testado, de cuyas cantidades se puede deducir las cantidades de mineral crudo, teniendo en cuenta como ya le hemos dicho, que 100Kg. de mineral argentifero

crudo se transfieren en 89,732 kg de mineral tostado, es decir que se pierde el 10,268 % y que 100 del mineral de plomo se transfieren en 75,958 lo que significa una pérdida del 24,042 %. Basándose en estas consideraciones se calcula que las 60 T de mineral argentífero, que es la capacidad que debe de tener nuestra oficina, serán mezclados con 36,052 Eqs. de mineral de plomo crudo. Determinado lo anterior vemos ahora la manera mas conveniente de aplicar el procedimiento de Tostado y Reducción; tratamiento que como dijimos anteriormente, comprende dos operaciones distintas, que son el tostado y la fusión reductora.

- - -

Tostado.

Su importancia.- Siendo una de las características del mineral que dispenemos su pobreza en cobre, no es conveniente la formación de matas, por cuya razón trataremos de eliminar hasta donde sea posible al azufre, así como el arsénico y el antimonio; consiguiéndose de este modo convertir todo el plomo que contenga el mineral en óxido de plomo de la fórmula $Pb.O$.

Un tostado que nos permita obtener este, solo se podrá realizar con buen éxito usando el método de "Tostación Forzada" pues en los otros procedimientos solo se hace una calcinación parcial sin obtener el fin perseguido de la eliminación del azufre, y así como el As. y Sb.

Las ventajas de los métodos de "Tostación Forzada" sobre los demás sistemas son las siguientes:

- Primero.- Que á igualdad de capacidad la planta requerida es menos costosa y cubre además menos espacio al efectuar las instalaciones
- Segunda.- Que las pérdidas por volatilización son menores pues se puede regular la temperatura de trabajo .

Tercero.-La eliminacion del azufre se hace mas perfecta y se efectua hasta el limite requerido que en nuestro caso es el 1 % lo que no se puede obtener con los otros metodos

Cuarto.- El producto que se obtiene sale en mejores condiciones para ser fundido en hornos de cuba pues los productos ademas de aglomerados salen bastantes porosos con lo que se consigue un aumento en la capacidad del horno de fusion, debido a la permeabilidad de la carga en el laboratorio del horno por la ausencia de materiales finos.

Metodo de Testacion Forzada.

El fundamento de este sistema consiste en efectuar el paso de una corriente de aire a travez de los minerales sometidos al testado y que se encuentran en forma de masa finamente dividida. Los sulfuros metalicos son testados y aglomerados en una sola operacion. Este sistema fue ideado por Huntington y Herberleing^g que lo aplicaban a galenas finamente pulverizadas y mezcladas con caliza que diluia la masa manteniendo separadas las particulas del mineral, favoreciendo de este modo su oxidacion, y actuando como fundente aglomerando el mineral parcialmente testado.

La circunstancia de emplearse cal hizo que Ingalls le llamara metodo de testacion a la cal. Otros Metalurgistas le designan con el nombre de testado en cal por la forma de los recipientes en que se efectuaba el testado, nombre que ha desaparecido en la actualidad debido al empleo de las maquinas de testar Dwight-Lloyd. conociendosele solamente con el nombre de Metodo de testacion a la cal.

Existen tres variantes para este procedimiento: en el primitivo de Huntington y Heberlein, la galena concentrada se mezclaba con piedra de cal que se sometia a una testacion preliminar

á fin de oxidar parte del sulfuro y reducir su potencia calorífica despues de lo cual se humedecía y se cargaba nuevamente en el calcinador.

Otra variante es debida á Savelsberg, que mezclaba previamente la mezcla de galena y caliza y cargaba en el convertidos ó calcinador sin previo testado.

Otra sistema es el que en lugar del calcareao de una yeso anhídrido.

Todos los testados indicados trabajan con insuficiencia de aire y suelen ser intermitentes, mientras que el método de Dwight-Lloyd, es de aspiración y de trabajo continuo, de aquí que su uso sea tan generalizado .

Fases del Testado.- No trataremos de describir en el proyecto las diversas teorías que se han propuesto para explicar lo que ocurre durante la testación forzada, que en resumen no viene á ser sino una testación ordinaria acelerada por la circulación de un gran volumen de aire que envolviendo las partículas de los sulfuros arrastra el anhídrido sulfuroso en cuanto se forma evitando así en cierto punto la formación de los sulfatos , al mismo tiempo que origina una oxidación rápida que por el calor desarrollado es suficiente para poder efectuar la aglomeración de los óxidos con el flujo mezclado ó con la ganga del mineral en forma de masa vitrificada.

El éxito de la testación forzada depende de que los gases sulfurosos sean arrastrados lo más rápidamente posible, de que la oxidación produzca calor suficiente para la aglomeración; de que la calidad y cantidad del flujo sea la conveniente para formar con el óxido una masa vitrificable ; de que el mineral y el flujo se hallen debidamente pulverizados ; y en fin de que la operación sea conduci-

da de un modo conveniente.

Conduccion del testado.-Existen varios metodos para corregir el exceso del calor debido á la abundancia de sulfures, entre los cuales los mas practicos son: añadir un exceso de agua á la carga, por ejemplo el 15 % en vez del 5 % usual. Otro procedimiento es diluir el mineral en suficiente cantidad de flujo, para rebajar la potencia calorífica de la carga.

En nuestro caso usaremos los dos procedimientos puesto que la adición del flujo nos es limitada á consecuencia de tener que obtenerse el tipo de escoria propuesto, limitándonos á efectuar el agregado del agua á las cargas.

No está demás el indicar que el flujo con que se diluye el mineral mantiene separadas las partículas de sulfures, facilitando de la rapidez de la testación; de otro lado tiene una acción química y efecto termico ya que lo esencial es lograr una oxidación completa de sulfures acompañada de una vitrificación ó fusión parcial de los elementos.

Condiciones que se obtienen usando como flujo el mineral calcareo cuya proporción de mezcla con el mineral argentífero, ya se ha determinado al calcular el lecho de fusión para 100 kg. de mineral y tratar de conseguir una escoria cuyo tipo este comprendido entre un prete y un sesquifluato de índice 1,32, tal como lo hemos visto anteriormente.

El grado de pulverización del mineral para efectuar el testado en buenas condiciones en el caso nuestro es el que corresponde al tamiz de 8 mayas por pulgada lineal y para el flujo debe de ser de un grano mas grueso como el de 4 mayas por pulgada.

Los granos poliedricos tienen la ventaja sobre los redondos

des de ser trabadas entre si con el objeto de poder recibir mejor la presion del viento y dejar huecos para la circulacion del aire, cosa que conseguiremos meliende el flujo e la galena así como el mineral argentifere en cilindros y no en milines de bñlas u otros aparatos que den granos redondos.

Finalmente debemos advertir que es esencial que los elementos de la carga esten intimamente mezclados y humedecido con un 5 % de agua. lo que ademas de impedir el arrastre del pelvilber el viento mantiene baja la temperatura, debido á que es necesario parte del calor para la vaporizacion del agua.

De lo expuesto se deduce que debemos emplear aparatos apropiados para la testacion forzada y del tipo de aspiracion como los Dwight - Lloyd ; pues estos aparatos son de marcha continua y reducen mucho el costo de la mano de obra del testado , dando ademas productos que son usados directamente en hornos de cuba .

Planta de Calcinacion. - Teniendo presente lo anterior y conocidas las condiciones en que debe efectuarse el trabajo, estudiaremos ahora la capacidad de los aparatos e instalaciones necesarias para efectuar el testado.

Ya hemos visto que las 60. toneladas de mineral argentifere, que es la capacidad de nuestra oficina , necesitan ser mezcladas con 36,052 toneladas de mineral de plomo (Fundente calcareo) para ser ambos testados, lo quiere decir que debemos de disponer de un aparato de testar de una capacidad de 96,052 toneladas diarias ó sean practicamente de 100 toneladas diarias de capacidad. El aparato que tiene esta capacidad es el llamado intermedio de 42" X 25" que segun datos de fabrica dá de 100 á 150 toneladas segun la clase de mineral que se trate, margen que es conveniente para estar a salvo de

cualquier emergencia.

De otra parte para testar el mineral, como ya dijimos anteriormente, se necesita de reducirlo al tamaño de 1" para lo cual es conveniente la instalacion de una planta de chancado como la siguiente:

Primera. Una trituradora Mac.Cully para reducir todo el mineral á 1" de tamaño y cuya descarga se efectuó á un elevador de capachos.

Segunda. Un elevador para conducir el mineral triturado á un tremel clasificador donde se obtendran dos productos: uno grueso que regresa á la trituradora y un menudo que es depositado en un bin.

Tercera. Un molino de cilindros que efectue la pulverizacion, condiciones que debe de hacerse en dicho aparato por las ventajas de quem hablamos anteriormente.

La capacidad y fuerza motriz requerida por los aparatos indicados anteriormente es la siguiente:

La trituradora Mac Cully sera la del # 2 con ajuste para fines la que segun datos de fabrica debe de tener una boca de 153X 635 m.m. debiendo de dar un producto de 1".y tiene una capacidad de 5 toneladas per hora, requiriendo el empleo de 15 HP de fuerza.

El elevador de capachos será de 36" pies de centro á centro con las siguientes características: valdes de 50 pulgadas cúbicas y tener un rendimiento de 5 tons. per hora empleando 2 H.P. de fuerza para su funcionamiento.

El cilindro que usaremos es el DeWee" con las siguientes características: diametro 25" y de una capacidad de 5,1/2 tons per hora y un consumo de fuerza de 8 HP.

Indicada la planta de chancado nos ocuparemos de la maquina para el testado Dwight - Lloyd. Las fabricas le proporcionan previsto

tas de un mezclador de paletas y su respectivo ventilador, entoncez indicaremos cuando se haga el pedido de la maquinaria que la maquina deba de trabajar á 4.500 metros de altura sobre el nivel del mar.

En cuanto al grado de pulverizacion que deberan tener los minerales argentifere y el de plomo para tener un buen trabajo de las maquinas Dwight- Lloyd. no son del mismo tamaño como ya le hemos manifestado ya anteriormente, para el mineral argentifere el grosor es de $\frac{1}{16}$ " y para el flujo o mineral de plomo en nuestro caso el tamaño es de $\frac{1}{8}$ " Pero como nosotros necesitamos quitar á las galenas la mayor parte de su azufre moleremos el mineral argentifere á $\frac{1}{8}$ " y el mineral de plomo á $\frac{1}{16}$ " razon por la cual hay que hacer la pulverizacion de los dos minerales por separado guardando los productos en telvas distintas para ser tomadas de ellas las cantidades convenientes para efectuar el testado .

Per cada 100 partes de mineral argentifere, se necesitan 60 partes del mineral de plomo ó el calcarea en nuestro caso y cuya mezcla se colocará en los aparatos Dwight -Lloyd

La fuerza total requerida para efectuar la trituracion y calcinacion será pues entoncez de 40. HP.

La posicion/ relativa de todos los aparatos anteriormente descritos se pueden ver con mayor claridad en el plano general y ciertos correspondientes habiendose tratado de aprovechar la accion de la gravedad á fin de economizar en lo posible el empleo de fuerza mecanica.

Fusion.

Importancia. Esta operacion es como sabemos la segunda fase del procedimiento que hemos adoptado para el tratamiento de los minerales en cuestion; cuyo fin principal es conseguir por medio de una fusion reductora en hornos de cuba, la obtencion de un producto llamado plemente de obra, el que arrastra con si a todos los metales preciosos contenidos en la carga del mineral.

Antes de hablar de las caracteristicas de horno que mas convenga así como de las cantidades de aire y combustible necesario para obtener una buena marcha de los trabajos en la fusion, determinemos la cantidad de carga que debe de pasar el horno en 24 horas para tratar las 60 toneladas del mineral argentifero, que es la capacidad de la oficina que tratamos de establecer.

Por calculos anteriores sabemos que el mineral argentifero pierde en peso durante la operacion del tostado el 10,268 % o sean que 60 toneladas quedarán reducidas á 53,840 tons. Tambien sabemos que el mineral de plomo (el Calcareo) al ser sometido á la misma operacion pierde el 24,042 % ó bien que las 36,052 quedarán reducidas despues del tostado á 27,400 lo que quiere decir que despues de la tostacion en el calcinador Dwight-Lloyd , se obtendrá una masa cuyo peso es 81,240 tons. de productos calcinados.

Tambien hemos visto al calcular el lecho de fusion cerros pendientes á 100 Kg. de mineral argentifero necesitabamos: 2,280 kg. de fundente ferruginoso, por consiguiente las 53,840 tons. necesitaran 1,230 tons del mismo elemento ; luego por el horno pasaran en 24 horas la mezcla de 81,240 tons de productos calcinados, mas las 1,230 tons. de fundente ferruginoso es decir un total de 82,470 tons de productos á lo cual hay que agregar su 10% por concepto del

pepe de escorias de una operacion anterior. Condicion que aconsejan los metalurgistas por las razones siguientes: Por un lado que tienden á hacer mas fluida ó permeable la masa de la carga, en el horno, favoreciendo con esto la mayor distribución de los gases calientes en el horno y por otro que parecen obrar como cuerpo catalítico, acelerando con su presencia las reacciones químicas en el laboratorio del horno, condicion que como es natural favorecen la fusión; en virtud de esto nosotros necesitamos un horno de una capacidad de 90.717 tons. de materiales para fundir en 24 horas, sin considerarr el 14 % del combustible que usaremos para la fusión con lo cual fermaría un total de 103, 417 toneladas de mineral y fundentes considerando en las mejores condiciones de marcha. Además como tambien se pasaran por el horno algunos sub-productos del tratamiento del plomo de obra se efectuará el pedido de un horno de 120. toneladas de carga en 24 horas á fin de asegurar alguna tolerancia.

Características del horno.

Como se van á tratar 120. tons. de carga diarias obtaremos per un horno de cuba y de seccion/ rectangular per las condiciones siguientes:

Primero.- Para igual capacidad con los hornos de seccion circular sen de menor coste á causa de la facilidad de su construcción.

Segundo.- Que dan mejor marcha para capacidades superiores á 100Tons. de carga per dia.

Tercero.- La distribución del aire se hace en mejores condiciones en los de seccion rectangular cuando el ancho de auelles no es mayor de 4 pies.

Veamos ahora las dimensiones de la seccion del horno valiendones de la regla tan conocida en la practica que dice: Para

Hornos de plemente se puede considerarse que por cada pie cuadrado de la seccion de teberas pasan en 24 horas 4,500 toneladas de carga; segun lo cual nosotres necesitariamos una area de la seccion de teberas de 27 pies cuadrados o sea de un largo de 9 pies y un ancho de 3 pies.

En cuanto á las demas características tales como la altura del horno, numero de teberas, seccion de estas y otras disposiciones basta con indicar al fabricante la capacidad máxima, la naturaleza del mineral que se va á tratar y la altura sobre el nivel del mar donde va á instalarse el aparato, así mismo debe advertirse que he de tener estalage y el enfriamiento del horno debe de ser efectuado por el sistema de los Water-Jacket, es decir un horno "Water-Jacket" de seccion rectangular de capacidad de 120. toneladas de minerales de plemente.

El horno estará provisto de un dispositivo de Avens para la salida continua de los productos fundidos, así como de un anticrisel, aparatos todos cuya importancia hoy día es indiscutible; pues el primero permite la salida continua de las materias igneas en condición que hace que se tenga siempre en el crisel del horno un baño fundido del mismo nivel, que permite regular la temperatura en la zona de fusión lo que le da al horno mucha ventaja sobre los otros con salida intermitente. En cuanto al anticrisel facilita la cumulación de las materias fundidas y en él tienen lugar la separación por densidad del metal de la escoria reduciendo además al mínimo las pérdidas por arrastre mecánico del metal llevado por las escorias.

"Sangrando" el anticrisel á intervalos de tiempo se extraerá el plemente de obra y las escorias rebesándose continuamente

serán granalladas por un chorro de agua y conducidas por un canal al río. La utilidad de la expulsión de las escorias de la fábrica es importante pues solo se emplean para refundir como escorias de fusión la cantidad de 8,240 tons. La obtención de estas escorias se efectuará recibiendo el chorro del antierisol en unas tazas montadas sobre carritos de líneas decauville con dispositivos especiales para efectuar el vaciado de la escoria sobre moldes de fierro fundido en forma de briquetas ó bien solo vaciando las escorias en canchales especiales destinadas para el objeto, donde se efectúa el enfriamiento y reducción á retazos pequeños que son trasladados á su telva correspondiente, de donde serán tomados en las proporciones necesarias para formar el lecho de fusión.

Peso de carga para el horno.- Dijimos anteriormente que para tratar 60 Tons. de mineral, se necesitan pasar por el horno 90,717 Tons. de carga, considerando en esta cantidad el mineral y los flujes necesarios para la buena marcha de la fusión. Ahora bien si consideramos la frecuencia del horno cada 24 minutos, é sea el intervalo de tiempo en que se suceden las cargas, por ser este tiempo el necesario para efectuar el arreglo de la carga y su colocación al costado del horno; se pasaran en un día 60 cargas é sea que cada carga tendrá 1,510 Tons. de peso entre mineral y sus fundentes. Con estos datos y mediante operaciones sencillas, puesto que sabemos, ~~que~~ el lecho de fusión que tiene 153,170 Tons. está constituido de 150,890 Tons. de productos calcinados y 2.280 Tons. de fundente ferruginoso; según esto en las 1510 Tons. de carga habrá :

Productos calcinados....	1.354	Kg.
Fundente ferruginoso....	0.20	"
Escoria de fusión.....	137	"
Coque (.6.12% de la carga)	210	"

Estas cifras en la practica se redondean y obtendremos entonces:

Productos calcinados.	1.360	Kg.
Fundente Ferruginoso.	20	"
Escoria de Fusión	140	"
Carben Coke.	210	"

Cantidades que al tener un cierta tolerancia nos permiten escerificar las cenizas del combustible.

Calcule del Combustible.- Hemos dicho anteriormente que la escoria que hemos adoptado para la fusión de minerales funde mas ó menos á la temperatura de 1.150° C. Ahora bien conocida la temperatura que deseamos obtener y el poder calorifico del combustible que en la region central del Perú es de 6.000 calerías en promedio, podremos obtener la cantidad de calerías necesarias para fundir un kilo de la carga; para lo cual utilizaremos la formula siguiente:

$$1,86(0,37 + 0,00022 t) t \frac{\%}{100} = 7,086(0,303 + 0,00027 t) t = K$$

Donde t es la temperatura, que se desea obtener ó sean 1.150 grados centigrados , y K el poder calorifico del combustible, que lo hemos supuesto de 6.000 calerías.

Reemplazando valores en la ecuacion obtendremos que nos son necesarias 4.054 Calerías para fundir un kilogramo de la carga; luego para la fusión en 24 de tiempo que es la frecuencia de las cargas de 1.510 kg. se necesitarán 251.348 Cal. é sea que en cada unidad de tiempo se necesitaran quemar 4,200 kg. é bien que se necesitan 101 kg. pero en el supuesto de ser aprovechadas todas las calerías producidas per el coke; pero como hay pérdidas per radiación y en el calentado del agua de las chaquetas del horno se pierden calerías que Hofman las hace llegar al 50 % de las calerías desarrolladas per el combustible, deducimos que nos seran necesarias 202 kg

de combustible per carga é sean en cifras redondas 210 kg. per carga como ya lo habiamos indicado utilizando un dato practico.

Calculo de la cantidad de aire.-La cantidad de aire depende de la cantidad de combustible que hay que quemar y del que necesitan los distintos elementos sometidos al tratamiento para su completa transformacion en óxidos que en nuestro caso estan reducidos al mínimo, en estas condiciones se necesitaremos aire para quemar en buenas condiciones el combustible; que lo determinaremos por la formula siguiente:

$$V = \frac{11.458 C}{100} \times \frac{1}{1.2636} \times \frac{760}{b} (1 + 0.00366 t^{\circ})$$

En la que C. representa el carbon fijo que se quema en la unidad de tiempo que en nuestro caso lo supondremos del 80 % del combustible; t° la temperatura en grados centigrados del aire que se emplea; b la altura barometrica en milímetros y V. el volumen en metros cúbicos del aire necesario.

Reemplazando valores obtendremos para V. un valor de 60,300 m³ ó sean alrededor de 1.800 pies cúbicos de aire, pero Hoffman aconseja que en la practica se emplee el doble de esta cantidad debido á las pérdidas del aire por las toberas del horno y del que pasa á través de la carga del horno. etc; de modo que el aire necesario por segundos será de 3.600 pies cúbicos por minuto.

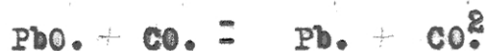
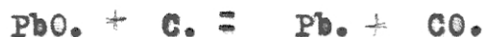
El tipo de ventilador mas conveniente es el del sistema Root que tiene la ventaja de doblar su velocidad propia sin deteriorarse aumentando su capacidad en caso necesario. Entre los ventiladores de este tipo nos decidiremos por el Gernsvoile que según catalogo dan las características siguientes: Capacidad: 4.000 pies cúbicos por minuto; 360. revoluciones por minuto y un consumo de fuer

za de 20 HP.

Reduccion del mineral testado.-Siendo esta operacion la segunda fece del sistema que hemos adeptado para el tratamiento de los minerales que beneficiamos. Se sabe que los minerales testados por el metodo adeptado, presentan una composicion muy compleja pues al lado de la abundancia de oxide de plomo, PbO . el principal, hay cantidades variables de silicatos y sulfatos de mas ó menos dificil descomposicion. por el calor tales como el sulfato de Zn .

De todas maneras esta segunda fece se efectua en hornos de cuba con los flujos necesarios para obtener una buena marcha, las principales reacciones quimicas que se producen durante la fusion son las siguientes:

El Oxido de plomo que es el elemento predominante es reducido sea por el carbon ó por el oxide de carbono:



Los silicatos de plomo son descompuestos por el oxide de fierre FeO . dejando en libertad PbO . que como hemos visto en el caso anterior es reducido por el carbon.

Lo que hemos dicho del oxide ferroso se puede aplicar igualmente á la cal, pues esta tambien descompone á los silicatos de plomo en presencia del carbon.

Refiriendonos á los compuestos oxidados de Zn diremos que por las complejas reacciones que se verifican una gran parte se reduce á metálico de cuyo estado una parte se volatiliza, fenomeno que se constata por las aglomeraciones en las paredes del horno llamadas "Cadmias" otra parte se silicatiza formando escoria en cuya forma es eliminada y en fin una ultima parte queda disuelta en el plomo.

Respecto del resto de cuerpos extraños, que pueden contener los minerales, tales como el $Al^2 O^3$, $Mg.O$. etc. diremos que estos son susceptibles de entrar en la seceria y como tal son eliminados.

Por lo expuesto anteriormente se desprende que los principales elementos de reducción son: el proxiado de fierre la cal y el carbón, elementos todos que entran en el lecho de fusión, de donde se concluye que por solo hecho de la fusión queda realizada la segunda fase del procedimiento del testado y reducción.

Fenomenos que se realizan durante la fusión.- Las cargas de minerales al descender en el horno pasan por cuatro fases que corresponden á otras tantas zonas: de testado, de reducción, de fusión y de combustión. En la primera, donde la temperatura llega hasta $400^{\circ}C$. se efectúa el testado pero en nuestro caso ya tenemos el mineral testado de modo que en esta parte del horno solo los elementos de la carga pierden su agua higroscópica y la de combinación y el combustible destila todos sus hidrócarburos; al dejar esta zona la carga se haya al rojo oscuro y á punto de sufrir la reducción en la zona siguiente. En la primera parte de esta donde la temperatura es de $400^{\circ}C$. á $700^{\circ}C$. el óxido de carbono de los gases, actuará sobre todos los óxidos metálicos de la carga mientras que el carbono no obrará sino sobre los más reductibles; en la parte inferior de la referida zona donde la temperatura dominante es de $700^{\circ}C$. á $900^{\circ}C$., en cambio la energía reductora del carbono predomina sobre la del Óxido. En la Zona de fusión, donde el calor alcanza de $900^{\circ}C$. á $1.200^{\circ}C$., se completan las reducciones comenzadas, desarrelándose además las que dan lugar á la fusión.

Por último en la cuarta zona llamada de combustión el aire que inyectan las teberas atraviesan las capas de coque incandescentes.

te, lo queman rápidamente produciendo el calor y los óxidos de carbono necesarios para efectuar las reducciones de que ya hemos hablado. En la zona de fusión es donde principian á formarse los elementos constitutivos de la escoria, pero no de composición definida y llega hasta cerca de las toberas, donde ya adquieren todos los elementos fundidos una composición aproximadamente uniforme, así llegan hasta el crisol del horno en que se igualan las diferencias de composición que todavía existían.

Los elementos metálicos producidos en la zona de fusión también descienden hasta el crisol sufriendo en su camino algunas transformaciones químicas y volatilizaciones parciales. Una vez en el crisol van al fondo por su densidad y quedan protegidos de la oxidación por la capa de escoria que las cubre. En este estado salen las materias fundidas por el dispositivo de Arent, para acumularse en el antecrisol.

Productos de la Fusión.— Acabamos de ver que por el fenómeno de la reducción en hornos de cuba se obtienen los productos llamados el uno plomo de obra, que contiene la totalidad de la plata y el oro aprovechable y el otro la escoria donde se eliminan todas las impurezas contenidas en el mineral.

Ahora bien recordando lo que hemos indicado anteriormente que nuestra oficina metalúrgica está proyectada para tratar diariamente 81,240 Tons. de productos calcinados; 1.230 Tons. de fundante ferruginoso; 8.247 Tons de escorias de fusión anteriores todas que los hemos deducido al tartar de beneficiar las 60 Tons de mineral argentífero.

Con estos datos y con el análisis de los minerales tes-

tades calcularemos la cantidad de productos de la fusión, teniendo en cuenta que en las mejores usinas metalúrgicas hay pérdidas para el plomo lo mismo que los metales preciosos, lo cual se estima en un 10 % y haciendo el cálculo respectivo obtendremos los siguientes productos:

Escoria.	69,717	Tons.
Plomo de obra.	19.150	"
Pérdidas por fusión	1.850	"

De la cantidad que representa la escoria fundida tan solo tomaremos para el lecho de fusión la cantidad de 8,240 Tons. y el resto de ella será granallada.

Granallado de la escoria.- Como hemos manifestado anteriormente el método más conveniente para la eliminación de la escoria es el granallado que consiste en accionar sobre el chorro de escorias que salen del antecrisol un chorro de agua á presión lo que produce un quebrantamiento de la escoria en una arenilla que es llevada por el agua en un canal que la conduce fuera de la fábrica al río, más inmediato.

Agua para los diversos servicios.- En el enunciado del proyecto se indica haber en la localidad cantidad suficiente de agua, para los diferentes servicios de la fundición pero dicho elemento debe de estar completamente limpia y desprovista de cuerpos extraños en suspensión por que originaría serios perjuicios el atraque de estos en las llaves de las chaquetas del horno por ejemplo lo que produciría la quemadura de una chaqueta y la paralización y perjuicios subsiguientes. Igualmente producirían la presencia de sales en disolución en el agua como son las sales de cobre y de zinc, que formarían concreciones que impedirían la circulación del agua.

En nuestro caso supondremos que el agua no contiene en disolución sales de cobre ni de cal y en cuanto á la presencia de cuerpos extraños que el viento puede conducir los evitaremos utilizando dos tanques de madera de unos dos metros de diámetro por tres de altura donde efectuaremos la sedimentación de la arena que pudiera arrastrar el agua, de un rebese en el primer tanque para sacar los cuerpos extraños en suspensión y una comunicación de un tanque al otro á unos dos pies del fondo para que no pasen al segundo tanque la arenilla sedimentada en el primero; así como de una válvula de limpieza en el primer tanque por donde serán extraídos el material sedimentado.

Trabajos Preparatorios en el horno.- Antes de efectuar el encendido de un horno hay que realizar algunas operaciones preparatorias como son las siguientes:

Primero.- Secado del crisol y del antecrisol.- Esta operación es delicada y la operación debe de hacerse poco á poco con pequeñas cantidades de combustible y ir eliminando la humedad poco á poco pues si se procede de una manera brusca se corre el peligro de agrietarlo. Esta operación de secado dura un período de 20 horas.

Segunda.- La preparación para la puesta en marcha del horno. Su objeto es efectuar el calentamiento del crisol del horno lo mas alto posible para poder recibir las primeras cargas, es también una operación delicada á causa de que es difícil conocer el momento preciso en que debe de hacerse la primera carga, la manera de proceder es la siguiente:

Una vez secado el crisol del horno se procede á efectuar el encendido usando en la parte baja leña menuda cuya combustión puede ser ayudada con unas mangueras de aire comprimido y des

Después se continúa con leña gruesa y coque ayudándose la combustión con un poco de aire del ventilador regularizado por las teheras. La cantidad de coque que se gasta en esta operación es generalmente diez veces mayor que la que se gasta por carga en la marcha normal del horno es decir que será de 2 Tons. de coque, esta cantidad de coque no se coloca en el horno en una sola vez sino que se va hecha de poco á poco, ayudándose con el aire del ventilador para encender el coque sin la producción de gran cantidad de cenizas, después de lo cual se deja de insuflar el aire y se deja el horno "embancado" por algun tiempo abriéndose las tapas de las teheras y parándose que haya un ligero tiro consiguiéndose con esto el encendido total del coque. En seguida se insufla nuevamente aire poco á poco hasta llegar á una 8 onzas por pulgada cuadrada y se mantiene el aire con esta presión hasta que se observe por las aberturas de observación de las teheras que la maza está al rojo blanco, después de lo cual el horno está en condiciones de recibir la primera carga.

Puesta en marcha del horno.- Verificado el encendido del horno en las condiciones indicadas anteriormente, se procede á "cerrar el ojo" de este con un tapón de arcilla el cual será atravesado por una berreta de acero de 1 y 1/4 " de diámetro, igual operación se realiza con la abertura de sangrado del horno; después de lo cual se procederá á efectuar la primera carga, teniendo cuidado de aumentar en dos onzas por cada carga que se efectue la presión del aire.

Las tres primeras cargas deben de ser en su totalidad compuestas de fundentes y escoria de fusión con un exeso de combustible (el 20 %) sobre el que se use en cargas normales, las cargas subsiguientes deberán tener un poco de mineral y así ir reduciendo las cargas fusibles y aumentando la cantidad de mineral hasta llegar

definitivamente á una carga normal, en que la presión del viento se mantendrá en 25 onzas.

El momento de extraer la barra que obstruye la salida de las materias fundidas, del crisol del horno es cuando se ha llenado el crisol, lo que se conoce por que principia á salir la escoria por una de las averturas de observacion de las toberas del horno.

Cuidado del agua de las chaquetas.- Conviene que se preste mucha atencion al cuidado de la circulacion del agua, en las chaquetas del horno, pues existiendo al comiense un exeso de calor, el agua puede llegar no solo á hervir sino á producir una vaporizacion muy rapida. Se procurará que la temperatura con que salga el agua de l las chaquetas sea de unos 60° grados centigrados.

Trabajos en el antecrisol.-Una vez sacada la barreta que obstruia la salida de las materias fundidas esta se precipita en el antecrisol y cubre la parte inferior y á causa de la pérdida de calor se forman unas costras que tienden á adherirse á las paredes del settler, disminuyendo de este modo su capacidad, razón por la cual es conveniente romper las costras con barretas de acero y ayudar al calentado usando carbon para impedir la formacion de las costra en los costados del settler; se continua con esta operacion hasta que la gran costra central ha llegado á la parte alta de las paredes del settler donde se deja como una bebida abriendo si una abertura para la salida de la escoria destina al granallado, abertura que es necesario cuidar que no se obstruya.

El antecrisol tiene como ya hemos indicado una abertura inferior por donde se hace el sangrado del plomo de obra, abertura que se mantiene cerrada por un tapon de arcilla y una barreta de acero de 1 y 1/4 pulgadas i igual á la que seraba el ojo del horno.

Trabajos con el dispositivo de Arent.- Refiriendónos á este tan solo diremos que hay que cuidar que las cestas de escorias no aumenten mucho para dejar la salida libre á las materias fundidas del horno ; igualmente hay que cuidar que no se produzca un barbotaje á la salida de dicho canal lo que indica que la extremidad de salida esta muy baja y debe de precederse á subir el nivel de salida del canal colocando masas de tierra arcillosa .

Alimentacion del horno.- Esta operacion puede hacerse á mano ó mecanicamente , teniendo presente que el cargado de los hornos de cuba se hace per capas horizontales y alternadas de combustible y de la carga En nuestra casa obtaremos el cargado á mano pues el cargado mecanico se efectua solo en grandes instalaciones.

El cargado á mano se efectua con lampas de mango largo y se efectua de los costados del lado mayor del tragante del horno los treces mayores van á caer en el centro del horno y el menor cerca de las paredes con lo que se contraresta la tendencia de los gases de ascender junto á las paredes del horno que son los sitios que presenta menor resistencia, obteniendose de este modo una mejor distribucion de los gases dentro de la masa de carga contenida en el horno.

Altura de carga del horno.- Respecto de la altura que debe de mantenerse la carga en el horno no se puede decir nada concreto , pues este depende de la clase del mineral en cada caso y solo la practica indicará la altura mas conveniente sin embargo indicaremos que el termino medio sera el punto de partida para efectuar los primeros ensayos.

Sangrado del antecrisol. - Esta operacion se efectua cuando la cantidad de plomo de obra que contiene esta per rebalsar circunstancias

que se apretaba facilmente introduciendo una varilla verticalmente hasta el fondo del crisel anterior del horno y se deja algunos minutos en esta posicion despues de lo cual se la extrae notandose que el plomo de obra se pega en una capa mas delgada que la que ha estado en contacto con la escoria, pues esta parte parece tener la varilla de acero un mayor diametro . En esta virtud, si se desea obtener plomo de obra sacandole del ante crisel, se procede á sacar la barreta que obstruye el hueco del sangrado del antecrisel, por medio de golpes aplicados con combas sobre una cuña que se adhiere á la barreta. Obtenido el plomo de obra que se desea, se tapa la abertura del sangrado del antecrisel utilizando un tapen de arcilla que se golpea con fuerza, atravesando despues este tapen con una barreta de acero .

Perturbaciones en la marcha del horno. - Cuando un horno marcha en condiciones normales, presenta el tragante oscuro, las cargas tienen un descenso uniforme y regular y las teberas se presentan encendidas y brillantes; pero cuando no sucede esto, el horno tiene una marcha anormal. Las causas que producen estas anomalías son distintas y las veremos en seguida:

Descenso irregular de las cargas.- Este se produce por muchas causas, una mala operacion del cargado del horno ó mala distribución de los fundentes en la carga ó bien que hayan cambiado mucho la composición de los minerales, el metalurgista mientras llega al analisis de las escorias que estan produciendose, tratará de colocar la mayor parte de la carga en los sitios de mayor descenso y disminuirá ó suprimirá la carga en los sitios en que no se vea el descenso de la carga, aumentando el combustible en estos sitios

A veces es suficiente este para regularizar la marcha del horno, y este sucede cuando el defecto ha provenido de la mala distribución de la carga y el combustible en el horno; pero cuando las teberas principian á ponerse duras y que ya llegen á impedir la entrada del aire, indica que el enfriamiento está llegando a la zona de las teberas, se procederá á bajar la presión del aire á aumentar el combustible y al empleo de cargas mas fusibles, mientras se toma esta medida se efectua el analisis de las escorias las que nos darán la causa de las perturbaciones y si obtenemos las escorias que nos habiamos propuesto obtener ó si es necesario cambiar el lecho de fusión.

Encrustación del horno.- Durante la marcha del horno se producen casi siempre unas encrustaciones en sus paredes, que tienden á crecer hasta reducir en mucho la capacidad del horno, la causa de estas encrustaciones son variadas pues á veces los analisis de dichas costras muestran que hay exceso de sílice y otras veces que ley de bases, que cuando hay exceso de fierro son extremadamente duras, se cree en general que previenen de una mala verificación de las reacciones químicas, en el laboratorio del horno é de una excesiva atmósfera reductora de este. Lo que hay que hacer es procurar el desprendimiento de dichas costras utilizando barretones de acero clavados con cuerdas y jalados con cadenas por los operarios que efectuan la carga, despues de efectuada la limpieza de costras se colocará una carga fusible y en seguida se continua la marcha normal del horno. Es conveniente efectuar esta limpieza de costras cada cuatro horas de marcha.

Ascension del fuego arriba.- Se conoce este porque el tragante en v

vez de estar obscure se presenta incandecente; lo que puede provenir del excesivo levantamiento del nivel de la carga en el horno, accidente que va acompañado del endurecimiento de teberas y enfriamiento de las materias fundidas que salen del horno. Para evitar esto se disminuye la presión del aire insuflado y se deja descender la carga cuanto sea posible, humedeciéndole además ligeramente el combustible y aún la carga misma que constituye el lecho de fusión.

Endurecimiento de teberas.-Este fenómeno que regularmente acompaña á todas las irregularidades anteriores, se conoce por que comienza á desaparecer el punto brillante de la apertura de observación de las teberas, y oponen resistencia al paso del aire y aun á la barra de hierro que se utiliza para efectuar el "pase de las teberas". Para corregir este defecto se comienza por cerrar la tebera mas dura con un tapón de arcilla y se corta el aire para que este se continúe enfriando, entonces esta parte fria se calienta á expensa de el calor de las teberas inmediatas; pero hay que tener cuidado de efectuar esta operación no con teberas continuas sino alternadamente en caso de haber varias frias.

Paradas del horno.- Pueden ocurrir dos casos: que las paradas obedezcan á accidentes de fácil reparación y por consiguiente de corto tiempo la parada, entonces se procede como sigue: Se sangra el horno (caecado de la masa fundida del crisol del horno por la apertura del sangrado situada en la parte inferior del crisol) disminuyendo poco á poco la presión del aire hasta haber expulsado todas las materias fundidas del crisol, después de lo cual se tapa esta abertura con un tapón de arcilla y su barreta correspondiente. Una vez reparado el accidente que motivó la parada se pone nuevamente en marcha.

cha procediendo con las precauciones indicadas al hablar de las primeras cargas de encendido del horno. Pero si la parada es definitiva, se procura efectuar la baja de la carga del horno en cuanto sea posible, procediéndose en seguida á "Sangrar el horno" como en el caso anterior; esto se hace para disminuir en lo que sea posible la descarga del horno.

Obstruccion del dispositivo de Arent.- Todas las perturbaciones anteriormente expuestas, se traducen por el enfriamiento del ~~horno~~ chorro de las materias fundidas que salen del crisol y muchas veces se llega á obstruir el "eje" del horno, saliendo las materias fundidas por las teberas del horno, en estas circunstancias se procederá á efectuar el sangrado del horno; despues de lo cual se efectuará la apertura del eje del horno utilizando barretas y combas para el objeto, mejorar la llama de oxígeno producida por la maquina de soldar. Una vez conseguido este, se procede á la marcha normal usando las precauciones indicadas al hablar de la parada de un horno, y ademas en este caso se aumentará ligeramente la cantidad de combustible empleado hasta que la marcha del horno sea normal. Este es uno de los accidentes mas serios de los que se presentan en la marcha de un horno.

Perturbaciones en el ante-crisol.- Las escorias relativamente frias que salen del horno reducen poco á poco la capacidad del antecrisol, y se llega á endurecer tanto la barreta que obstruye la abertura de sangrado del antecrisol que es necesario el certarla y proceder á efectuar la perforacion de una nueva abertura utilizando la llama de oxígeno. Se evita este inconveniente sobre calentando las escorias con un exceso de combustible en la carga durante cierto tiempo, hasta que las escorias que salen calientas, logren disolver las encostraciones de las paredes del antecrisol.

Con lo anteriormente expuesto hemos concluido con la primera parte de nuestro proyecto, é sea el beneficio de los minerales de plomo por el sistema del Testado y Reduccion.

S E G U N D A P A R T E.

Plomo de Obra y su desargentizacion. -En esta segunda faz de nuestras operaciones, trataremos de la serie de trabajos á que es sometido el plomo de obra para obtener separadamente plomo, plata y oro como lo prescribe el proyecto.

Por los calculos efectuados en la primera parte sabemos que en la ufina metalurgica que tratamos de establecer, obtendremos diariamente al beneficiar los minerales los productos siguientes: 19,150 Tons. de plomo de obra, producto que contiene 250 Kg. de plata y 5,000 Kg. de oro, en su masa total; asi como algunas impurezas propias del mineral, impurezas que naturalmente no estarán en gran proporcion, pero es indispensable conocerlas, pues de su número y cantidad depende la serie de operaciones á que se someterá el plomo de obra, para su aprovechamiento industrial.

Segun lo expuesto es necesario conocer la composicion centesimal del plomo de obra, analisis que solo lo determinaremos áproximadamente, teniendo en cuenta los diversos elementos que componen los minerales tratados; ya que lo exacto solo nos lo daría un analisis directo.

Con lo expuesto y haciendo los calculos correspondientes hemos obtenidos los datos siguientes:

Pleme.	98,083	%
Ag.	1,305	"
Au.	0,026	"
Cu.	0,196	"
S. y O.	0,205	"
Fe.	0,098	"
As.	0,009	"
Sb.	0,030	"
Zn.	0,018	"
Totál.	100,000	%

Sobre la base de esta composicion estudiaremos las operaciones que sean mas convenientes para efectuar la separacion del plomo de los metales preciosos.

Como nuestro proyecto prescribe que la separacion de la plata se hará per via seca es necesario efectuar las operaciones siguientes: Primera: Separacion del plomo de obra, Segunda: enriquecimiento del plomo argentifero, y Tercera: La copelacion del plomo rico en plata. No nos ocuparemos de la primera per que ya tenemos dicho producto.

Enriquecimiento del plomo de obra.- El objeto de esta operacion es conseguir dos productos uno llamado plomo comercial y el otro el plomo enriquecido para la copelacion.

Des procedimientos permiten concentrar el plomo de obra: - el uno llamado el Zincaje es el mas práctico y per consiguiente el mas empleado, y esta basado en la propiedad que posee el Zn. de asociarse á la plata en un baño de plomo argentifero.

El otro procedimiento llamado "Patinsinage" Esta basado en la separacion del plomo y la plata per cristalizacion.

En nuestro caso por tratarse de plomo pobre en plata usaremos el zincaje en vez de una copelacion directa del plomo de obra. Nos conduce á ello las siguientes razones:

Primere.- por que hay copelar solamente una pequeña cantidad de plomo

Segunde. Por el zincaje se obtiene casi todo el plomo como plomo metalico, siendo un producto de buena aceptacion en el comercio, lo que no sucederia si copelásemos todo el plomo de obra.

Tercere.- Por conseguirse desde el primer momento la separacion del oro de la plata, condicion que nos favorece por tener que entregar los dos productos separados: plata y oro.

Ademas este metodo tiene sobre el Patinzenaje las ventajas siguientes:

Primere.- El Zincaje presenta menor complejidad en la instalacion de la planta.

Segunde.- El coste de tratamiento es menor.

Tercere.- que se produce el plomo comercial con el minimo de cantidad de plata: de 5 á 15 grms. por tonelada.

Cuarte.- que las perdidas por tratamiento son mucho menores.

Quinte.- El zincaje reduce mucho el coste del tratamiento ulterior de la plata para su separacion del oro.

El unico inconveniente que presenta este metodo es el precio elevado del Zn. pero como en el tratamiento se recupera el 60 % del Zn empleado no se tema este como un gran inconveniente; y en nuestro caso usaremos el zincaje como el metodo mas conveniente.

Zincaje.

Su fundamento.-Esta basado en los siguientes puntos: Primere. La mayor afinidad de la plata por el Zn. que por el plomo. Segunde.-En que

la aleación plomo plata y zinc que se forma es menos fusible y menos densa que el plomo.

Se sabe por los estudios de W. Spring y Romaneff, que cuando el Zn. y el plomo se encuentran en un baño fundido no se mezclan sino parcialmente, mientras la temperatura del baño se mantiene inferior á la temperatura de 935° C mas alla de la cual la mezcla de los elementos se hace completa; por consiguiente si se tiene en un solo baño fundido á los dos metales y des pues de haber agitado é braseado la masa fundida, se le deja en reposo, se obtienen dos capas, en cada una de las cuales la proporción de los elementos varia segun la temperatura. Si el plomo es argentífero como en nuestro caso se comprobaba que una notable cantidad de plata, metal mas soluble en el Zn que en el plomo, estará contenida en la capa de Zn. Renovando dos ó tres veces el procedimiento se concluye por separar toda la plata contenida en el plomo.

En la practica la cantidad de Zn necesaria para desargentizar el plomo de obra es de 1 á $1\frac{1}{2}$ % del peso del plomo, cantidad que se vertirá poco á poco. Entre cada adición se deja enfriar suficientemente la masa para permitir á la capa de Zn argentífero su formación completa en la superficie del baño y poderla extraer bajo la forma de costra.

La aleación de plomo Zn y plata que se separa y que tiene una fuerte proporción de plomo arrastrado mecánicamente se le llama espuma de zinc, la cual es sometida á un prensado con el objeto de extraerle el exceso de plomo. Las espumas así enriquecidas en plata, son desembarazadas del Zn por destilación cuyo residuo de esta operación es entonces sometido á la copelación.

Si el plomo de obra contiene oro, cobre arseníaco, anti-

menio, como el caso nuestro, tambien estos elementos son arrastrados por el Zn. Principalmente el cobre y el oro por los cuales tiene mayor afinidad que por la misma plata, de donde resulta que se combina antes que ellos, lo cual si es una ventaja respecto del oro por que podemos tenerle separado desde el primer momento, no lo es respecto del cobre que saldrá englobado con el plomo, y nos dará un producto impuro. Por esto es que debemos antes de aplicar el zincaje eliminar en lo posible todo el cobre que contenga el plomo de obra. Esta operacion de la eliminacion del cobre y otras impurezas es lo que se llama el afinado del plomo de obra.

De todo lo expuesto anteriormente se deduce que en la desargentacion del plomo de obra debemos de considerar las siguientes fases: Afinado, Zincaje y Copelacion.

Afinado del plomo de obra. En esta operacion se elimina hasta donde sea posible las impurezas Cu. Ag. Sb. Fe. etc.

En nuestro caso por ser muy pequeñas las cantidades de cobre y otras impurezas que existen en el plomo de obra, haremos el afinado por el sistema de calderas, por las circunstancias de que las impurezas existen en cantidades pequeñas. Ademas usaremos como en algunas oficinas el afinado refine y desargentacion valiendonos de las mismas calderas lo que nos producirá una economia de mano de obra.

Veamos el número y capacidad de ellas para poder tratar 19,150 Tons. de plomo de obra diarias. Usaremos las de 5 Tons de capacidad por lo cual nos serán necesarias cuatro de dichas dispositivos, de acero; des de ellas deben de estar previstas de unas campanas movibles y de un aparato de insuflacion para poder usarlas en

el proceso del refinado.

En cuanto al mejor sitio de ubicacion lo mismo que las dimensiones pueden verse claramente en el plano general de la planta y en los cortes respectivos.

En cuanto al calentado de las calderas se hará con carbon hulla, que aunque no es el combustible mas apropiado nesotros le usaremos por disponer de el en abundancia.

Medo de Operar en el afinado.- El fundamento de esta operacion esta basade en la propiedad que tiene el Cu. Sn y Fe. asi como el AS. de fermar con el plomo aleaciones menos fusibles y menos densas que el mismo plomo, por consiguiente si se tiene fundido el plomo de obra, y se mantiene durante cierto tiempo el baño á baja temperatura, sucede que las $2/3$ partes del cobre todo el Sn. y la mitad del AS. y fierro se separan a la superficie en estado de espumas ó primeros abtriechs, que se eliminarán bajo la forma de cestrás, quedando por lo tanto el plomo de obra con muy pequeñas cantidades de impurezas y por consiguiente preparade para recibir el "zincaje."

Ahora bien si procedemos á cargar des calderas con su carga normal de seis toneladas de plomo y verificamos la operacion de calentado á baja temperatura durante seis horas y suponemos ademas que las espumas que se obtengan sean el 3 % de la carga, de las que eliminaremos todo el plomo que contengan en la prensa Howard, obtendremos en definitiva que al tratar las 19,150 tons. de plomo de obra obtendremos 18,580 Tons. de plomo afinado y 0,570 Tons. de abtriechs, que se volveran á tratar en el horno de fusion con el objeto de extraerles la plata que pudieran haber arrastrado.

Medo de operar en el Zincaje.- Despues de afinado el plomo se eleva poco á poco su temperatura hasta 415° C. luego se vierte el Zn. se agita

ta la masa , después se le deja enfriar hasta la aparición de las costras, las que se desprenderá y contendrá todo el oro; se repite la operación dos ó tres veces mas para extraer toda la plata que contenga el plomo ; después de lo cual quedará este último apto para recibir el refinado. La cantidad de Zn que se usa en cada operación depende naturalmente del tanto por ciento de oro y plata que contiene el plomo de obra, sin que haya regla fija para ello; así por ejemplo se acepta que se use el 15 % del peso del plomo para tratar repartidos en la siguiente forma: 0,12 % para el oro, y 1,42 % para la plata; según este haciendo los cálculos que el caso requiere tendremos: que necesitamos 280 Kg. de Zinc para efectuar el zincaje de 18,580 Tons. de plomo afinado, de la cual se recupera el 60% Como vamos á tratar dicho plomo en tres calderas necesitamos para cada caldera y para cada operación para el oro 7 kilogramos. de Zinc y dos adiciones de 43 Kgm. de Zinc para la plata.

La forma de añadir el Zn. en el baño fundido, es en forma de granallas y el aparato para efectuar el mezclado está previsto de una cubierta para evitar la oxidación al contacto del aire.

En lo referente al sistema de agitación lo haremos por medios mecánicos y la efina que proyectamos estará dotada de dos aparatos Howard para este efecto, que serán suficientes, pues en ningún caso mas de dos calderas estarán trabajando en el zincaje.

Por lo expuesto, se obtienen el zincaje tres costras ó espumas zincíferas las que se tendrá el cuidado de colocarlas separadamente; pues la primera espumación contiene todo el oro, y muy poca plata y las otras dos siguientes todo el resto de la plata. Se advierte que estas espumas zincíferas contienen plomo

arrastrado mecánicamente por lo que hay que someterlas á la operacion de la licuacion ó resáada.

Licuacion de las espumas zincíferas.- El objeto de esta operacion es eliminar el exeso del plomo arrastrado mecánicamente por las espumas utilizando la prensa de Howard, aparato que tiene las ventajas siguientes:

Primero.- La supresion de aparatos de licuacion, lo que en si representa una apreciable economia.

Segundo, El peso de la espuma zincífera obtenida es solo el 7 y 1/2 % del peso del plomo afinado en lugar del 13 % ó más que se obtendria por un horno de reverbero, ó cualquiera otro sistema,

La prensa Howard nos dará entonces menos material para cepellar.

Usaremos la prensa Howard con las tres espumas zincíferas procediendo primero con las auríferas, despues con las primeras espumas argentíferas y en seguida las segundas; de estos tres productos trataremos las dos primeras por separado, no así la tercera que contiene Zinc libre la que volveremos á vertir en la primera adicion de la proxima carga para el zincaje.

Medo de operar con la prensa Howard.- Se suspende el aparato sobre una de las calderas de afinado del plomo, y se le carga con las espumas zincíferas, se hace actuar por medio de un motor electrico y de este modo se obtendrá la expulsion del plomo arrastrado mecánicamente; despues de este se descarga la prensa y las espumas quedan listas para el tratamiento ulterior. Es condiccion para efectuar el prensado que las espumas esten á 400° c. El residuo que queda en las calderas, despues de efectuado el zincaje, es el plomo desargentizado y libre ya de los metales preciosos el que está listo para recibir su refinado.

Refinado del plomo.- Tiene por objeto eliminar las impurezas que todavía tiene el plomo desargentado para convertirlo en elemento comercial. Estas impurezas son las que han escapado al afinado del plomo de obra y las que se han adquirido durante el proceso mismo del zincaje; pues es sabido que el plomo disuelve al Zinc en la proporción del 0,6 % de su peso, luego lo que hay que eliminar principalmente es el Zinc, lo que se consigue transformando dicho elemento por medio de la oxidación, circunstancia que puede conseguirse por medio del vapor de agua como lo demuestra la ecuación siguiente: $Zn. + H^2O. = Zn.O + H^2.$

Modo de operar.- El plomo para refinar es calentado durante cuatro horas, al rojo oscuro, después se cubre con la campana de que están provistas las calderas, para impedir el escape de aire, y se les hace llegar un chorro de vapor de agua por una hora, después de lo cual se extrae la costra formada que contendrá todo el óxido de zinc formado; después se le volverá a inyectar vapor de agua por dando acceso al aire por el espacio de una hora y en seguida se extrae una capa amarilla rojiza que sobrenada en el baño: los "abstrich" que contienen todo el antimonio y demás impurezas.

El vapor de agua requerido para estas operaciones es proporcionado por un caldero que puede dar cuarenta libras de presión por pulgada cuadrada, dispositivo que también estará dotado nuestra oficina.

Como dijimos anteriormente que la cantidad de espumas zincíferas es el 7 y 1/2 % del peso del plomo de obra y que los abstrich que se obtienen por el refinado es el 5 % del plomo desargentado, tendremos que las 18,580 Tons. de plomo afinado producirán:

Espumas zincíferas. . . . 1,393 Tons.

Abstrichs de refinado. 0,558 Tons.

Pleme comercial. 16,910 "

Moldado del plomo Comercial.- El producto que queda en las calderas despues de haber sufrido la operacion del refinado debe moldarse para su exportacion, para lo que valiendose de un dispositivo especial " Sifen" se hace el vaciado directo sobre lingetera para plomo. Aparato del que tambien detaremos á nuestra oficina.

Tratamiento de los abstrichs.-Los abstrichs provenientes del refinado del plomo, á diferencia de los que se obtienen por el afinado contienen muy poca cantidad de impurezas y entre ellas la que predomina es el oxide de zinc; es por este que no los trataremos como los primeros sino que se tratará de recuperar el zinc, que contienen y se beneficiarán junto con las espumas zincíferas ricas en plata.

Tratamiento de las espumas de zinc.- Este se hace por el procedimiento de Parkes ó de destilación. El metodo está basado en la diferencia que existe entre el punto de ebullición del zinc, 940° C. y la de la plata $1,850^{\circ}$ C. asi como la del plomo: 1.700° C.

Las ventajas de este sistema son las siguientes:

Primero.- Que practicamente es mas rapido para la obtencion del plomo rico en plata.

Segundo. La simplicidad y poca coste en la instalacion de la planta.

Tercero.-La recuperacion al estado metálico del 60 % del zinc usado en la desargentizacion .

Por los calculos anteriores conocemos que disponemos de un total de 1.393 Tons. de espumas zincíferas, pero como en dicho peso esta comprendido las dos clases de espumas; una de oro con

peca plata y la otra rica en plata, mas los abstrichs del refinado no podremos tratarles juntos sine separadamente; per lo que tendremos que tratar 1,293 Tens de espumas ricas en plata y 0,100 tens. de espumas ricas en oro.

Hay que tener en cuenta que al tratar las espumas zinciferas ricas en plata, se tendrá que agrager los abstrichs del refinado del plomo, con la circunstancia de agrgarles un poco de carbón de madera á fin de reducir los oxidos que contenga.

La destilacion de las espumas zinciferas la haremos en hornos de retortas, de tipo fije, que es lo que mejor conviene á nuestro caso, dadas las condiciones en que debemos obrar.

Como debemos tratar diariamente 1,293 Tens. de espumas necesitaremos un horno con tres retortas con una capacidad de 300 Kg. cada una y como se les cargará dos veces per dia tendremos la capacidad suficiente para tratar todas las espumas de que dispondremos.

Respecte de las espumas ricas en oro per su pequeña cantidad usaremos intermitentemente una de las retortas del horno anterior ó mejor emplar un crisel de grafite en un horno de viento, que para este y otros objetos dispondrá el laboratorio industrial del que lo dotaremos á la usina que proyectamos. Dicho crisel será de una capacidad de 200 Kg. per carga pudiendose cargar tres veces cada 8 horas per lo que se usará dicho dispositivo intermitentemente, como per ejemplo cada tres dias y con este se consigue la ventaja de disponer de una cantidad suficiente de plomo aurifero para someterle á la copelación.

Visto lo anterior establescamos ahora la cantidad de productos que se obtienen per los procedimientos antes citados: Natural-

mente estos serán plomo rico en plata alrededor del 68 % del peso total del producto tratado , Zinc metálico el 9 % ; grasas el 15 % y pérdidas el 8 % ; por lo que las 1,293 Tons. de espumas zincíferas darán lo siguiente:

Plomo rico para cepelar.	880 Kgm.
Zinc metálico.	116 "
Grasas.	194 "
Pérdidas per tratamiento.	103 "

Por otra parte también veremos que las espumas de oro darán lo siguiente:

Plomo para cepelar.	68 Kg.
Zinc metálico.	9 "
Grasas.	15 "
Pérdidas per tratamiento.	8 "

De estos tres elementos tanto en este caso como en el anterior, las grasas representan una aleación de plomo zinc y alge de cobre y rica en plata y oro por lo que para su tratamiento les agregaremos poco á poco durante la cepelación á fin de extraerles los metales preciosos que contienen.

C O P E L A C I O N .

Su principio.- Conocemos que esta operacion esta fundada en lo siguiente: Si se somete el plomo argentífero á la accion de un juego de aire, el plomo se oxida y el óxido de plomo formado puede ser extraido y como consecuencia todo el plomo asociado á la plata es eliminado, no quedando sino la plata en el interior del horno en que se opera.

Durante la cepelacion el baño se cubre de una peliula de

exida, que desaparece al final de la operacion Este fenomeno de la desaparición de la película que deja al descubierto la plata, es lo que se llama el "Relampage" y la plata obtenida se conoce con el nombre de "plata de relampage".

Ahora bien veamos la clase aparato mas conveniente para nuestro caso; nos parece que debemos de elegir el horno de cepelacion ingles, por que tiene la ventaja sobre el alemán, que á igualdad de dimensiones tiene mayor capacidad y requiere menos mano de obra y reparaciones. Por otro lado tiene la ventaja de que una vez obtenida la plata de relampage, se puede continuar la operacion por cierto tiempo para conseguir el refinado de dicho producto.

Para la cepelacion de nuestros productos debemos de considerar dos casos; Primero la cepelacion de un plomo rico en plata, al rededor de 880 Kg. y segundo la cepelacion de un plomo rico en oro en una cantidad de 68 Kg. lo que se efectuará en dos operaciones distintas .

Veamos la capacidad y dimensiones que deberá tener el horno ingles para nuestro caso , pero antes indicaremos que la operacion se hará siguiendo la practica moderna en dos hornos ó, en un horno doble; en uno se concentrará hasta el 70 % de plata y el otro se lleva la cepelación hasta la plata relampage y su refinado respectivo.

Para la concentracion usaremos un horno de tipo americano es decir de " Test" con enfriamiento con circulacion de agua , sistema Steitz y con serpentines sistema Lynch, para facilitar el vaciado del plomo concentrado.

Elegiremos pues un horno de una capacidad de 1,800 Tons. per dia con las dimensiones del test de 1,37 X 1,06 m. Con este horno

tendremos la ventaja de usarlo una vez cada 20 días para el tratamiento del plomo aurífero.

En el tratamiento del plomo aurífero hay que tener en consideración que la separación de la aleación se verifica en mejores condiciones cuando el elemento oro y plata se encuentran combinado en la relación de 1 á 3 es decir que el oro forma el 25 % de la aleación con la plata o sea su cuarta parte es decir que nosotros tendremos que formar antes lo que se llama la inyección; por consiguiente á los 1,360 Kg. de plomo enriquecido en oro que tendremos cada 20 días le agregaremos 360 Kg. de plomo enriquecido en plata, con lo que conseguiremos una doble ventaja; Primera de tener un día de trabajo con el horno de concentración y Segunda; conseguir que la aleación se encuentre en buenas condiciones para su tratamiento posterior. La cantidad de plomo enriquecido que agregaremos en el caso anterior puede ser ó no la necesaria ya que la cifra exacta solo puede conseguirse después de un análisis.

Como producto de la concentración tendremos: de un lado 360 Kg. de plomo argentífero con 70 % de plata y al rededor de 570 Kg. de litargirias este es diariamente cuando se opera con el plomo rico en plata y de otro lado cada 20 días tendremos 570 Kg. de plomo aurífero con 70 % de plata y de oro y además 1,150 kg. de litargirias. Productos todos que deben tratarse unos para obtener los metales preciosos que contienen y los litargirias para recuperar la plata y el plomo que contienen.

El tratamiento para recuperar los metales preciosos de los plomos se hará en un horno de calcinación semejante al que hemos usado para la concentración.

Ahora bien como la cantidad de plomo para calcinar es se-

le de 360 Kg. diarias y no hay horno de cepelacion por pequeño que sea que alcance á tratar esta cantidad, estames obligades á realizar esta operacion de un modo intermitente; por ejemplo cada 5 dias entences un horno de las mismas condiciones del anterior m nos servirá para tratar los 1,800 Kg. de plomo concentrado que tendremos en cada lapso de tiempo.

Por otra parte cada 20 dias dispenemos de 570 Kg. de plomo aurifero, lo trataremos cada 60 dias con lo que se consigue obtener al rededor de 1,710 kg. que ya pueden ser tratades en el horno de que estará prevista nuestra usina.

Como producto final de la cepelacion tendremos cada cinco dias lo siguiente, del plomo concentrado al 70 % de plata:

Plata. 1.175 kg.

Litargiries. 640."

Del plomo aurifero tambien concentrado al 70 % obtendremos: cada 60 dias:

Aleacion de plata y oro (en incuartacion) 1.200kg.

Litargiries. 550"

De todos estos productos la plata que se obtiene cada 5 dias se encuentra lista para ser entregada al comercio, no así los litargiries y el producto denominado fonde de cepelas de cuyo tratamiento nos ocuparemos mas tarde y ; finalmente diremos que la aleacion plomo y plata se encuentra lista para sufrir en el laboraterio industrial su desdeblamiento consiguiente.

Antes de pasar mas adelante diremos que los hornos para esta faz de la cepelacion necesitan estar provistes de un ventilader, para activar la oxidacion de los diversos elementos.

Respecto del consumo diario de combustible suponiendo que el gasto sea del 30 % de la carga tratada, necesitaremos alrededor de un tercio de tonelada diaria de carbon de hulla para los hornos de concentracion y de cepelacion.

Medo de operar en la cepelacion.- Cuando se encuentra la cepela del horno concentrador bien caliente, se hace la primera carga del plomo argentifero, entonces se funde y principia la oxidacion, que se acelera por insuflacion de aire, cuidando que los litargirios se descargen tan luego se fermen, con lo que tendra siempre una nueva capa de plomo expuesta á la oxidacion.

Se continua la operacion agragando nuevas cargas de plomo enriquecido hasta tener el nivel del baño mas ó menos constante, teniendo cuidado de que la cepelacion sea lenta al fin de que se reduzca al minimo la perdida de plata arrastrada en los litargirios. Cuando la concentracion ha llegado al limite requerido el 70 % de plata se meldea el plomo que queda en el horno concentrador.

En lo referente ~~al modo de operar en el~~ otro horno para la obtencion de plata, se procede como en el caso anterior pues poco á poco se continua la operacion hasta llenar la cepela con un contenido de plata y cuando se ha producido el relampago es casi al fin de la operacion, pero como debe de refinar la plata se continua la operacion á fin de que los elementos extraños á excepcion de oro se oxiden y puedan ser separados de la plata; dicho refinado se hace en mejores condiciones si se agrega un poco de salitre y berax; despues del refinado se meldea la plata.

Laboratorio Industrial.- En esta oficina se efectua el desdoblamiento de la aleacion de oro y plata; para lo cual debe de estar prevista de todos los utensilios necesarios para el efecto, tales como un h

horno de viento, crisoles de grafito para el refinado y vasos de porcelana para el ataque de las aleaciones así como todas las herramientas necesarias para el trabajo.

La ubicación de esta oficina debe de estar cerca del horno de copelación tal como puede apreciarse en los planes.

Tratamiento de la aleación de oro y plata.- Conocido es que existen varios procedimientos para separar el oro de la plata cuando se encuentran en aleación de todos ellos preferimos el del ácido sulfúrico que tiene las ventajas siguientes:

Primero.- Que es de más fácil aplicación cuando se trata de pequeñas cantidades como en el caso nuestro.

Segundo Por que presenta grandes ventajas remunerativas, aunque la mezcla de aleación varíe desde menos 0,1 % hasta 40 % lo que no pasa con el procedimiento del ácido nítrico cuyo límite inferior es de 0,1 % y el superior de 33 % circunstancia que le hace ser el preferido.

Tercero.- Que en igualdad de condiciones de la aleación es mucho más económico por el menor costo del ácido sulfúrico.

Afinado por el ácido Sulfúrico.-Este procedimiento tiene por base el hecho de que el oro es inatacable por el ácido sulfúrico, bien sea concentrado ó hirviente, mientras que la reacción de este reactivo sobre los otros elementos que acompañan a la aleación, es disolverlos transformándolos en sulfatos.

La proporción más favorable en oro que debe tener la aleación es de 1 á 4 ó de 1 á 3, es decir más ó menos el 20 % ó 25 % de oro.

Como el peso de la aleación que disponemos cada 60 días es de 1,200 kg. ó sea un promedio de 20 Kg. diarias, cantidad en

sí muy reducida para obtar un tratamiento por un sistema de Calderas; creemos conveniente por esto hacerlo por el dispositivo de Oker ó sea en vasos de porcelana, puesto que en esta forma aseguraremos un trabajo continuo. Cada vaso de porcelana pueda servir para tratar 6,250 kg. de la aleación en seis horas, por lo que nos es suficiente tres vasos, para la cantidad que disponemos. Es de advertir que el trabajo solo debiera efectuarse durante el día para poder ejercer un mejor control sobre el contenido metal.

Modo de operar.- Se carga cada vaso de porcelana de 6,250 kilos de aleación y se le calienta durante seis horas con 10 kilos de ácido sulfúrico, advirtiéndose que se llega á la carga completa de cada vaso, procediendo por pequeñas cantidades. La solución proveniente del ataque se separa por decantación en una caldera de plomo; por lo que después del ataque completo tendremos en dicha caldera, la solución y en el vaso de porcelana los residuos ó "Schlamms" correspondientes; en seguida se hierve estos Schlamms, con ácido sulfúrico concentrado, agregándose ácido hasta completar el peso de dos y media veces el peso de la aleación tratada; con lo que se consigue eliminar las últimas tramas de plata; luego se lava con agua caliente para eliminar los sulfatos anhidros, después de lo cual se extrae el residuo, se seca y se funde en un crisol de grafito con berax y cuando este se meldea para su exportación. El producto se obtiene á 997 milésimas.

En lo que se refiere al tratamiento de las soluciones del sulfato de plata se les vierte en la caldera de plomo y se les agrega agua fría hasta que la densidad sea 58° Beaumé, se le deja enfriar para sacar después el sulfato de plata depositado, y se le trasporta á una caja de madera revestida de una lamina de plomo;

en la solución que queda se le vierte fierre en retazes, para la completa precipitación de la plata, conseguida este se lava el precipitado con agua caliente en una caldera de cobre preferada y prevista de un filtro tela. Despues de este todo el sulfato de plata se seca y se funde en un crisol teniendo cuidado de agregar siempre borax y en seguida se meldea para su exportación.

Como productos del tratamiento de la aleación tendremos diariamente: Oro . . . 5 Kg. y plata 15 Kg.

Precediendo en esta forma conseguiremos de beneficiar la aleación en 60 días, época en que se renueva a través los productos que acabamos de tratar.

Tratamiento de los litargiries.- Sabemos por lo expuesto anteriormente que los hornos de copelación, tanto de concentración como de copelación propiamente dicha nos dan diariamente al rededor de 0,700 Tons. de litargiries argentíferas, casi siempre cargadas de antimonio arsénico, cobre, fierre; y como unico objeto del tratamiento es recuperar la plata y el plomo que contienen, creemos que el mejor modo de tratarlos y el mas económico para nuestro caso, es agragrarle simplemente en pequeñas cantidades á las cargas que pasan por el horno de fusión.

Inyección de aire, en general.- Como para el efectuado de las diversas operaciones anteriores, usamos dispositivos de calentamiento con hogares de parrillas, donde no siempre el tiro natural producido por la acción de las chimineas es suficiente, hay que insuflar aire para la buena marcha de los hornos y demás operaciones que le requieren lo cual se consigue usando el sistema del tiro forzado ó de cenicero á presión con lo que la combustión se hace en mejores condiciones y se tiene la facilidad de conseguir los enfriamientos y calentamien-

tes sucesivas, necesarias en nuestras operaciones.

La planta que proyectamos estará prevista de los dispositivos necesarios para conseguir todo lo expuesto.

Productos secundarios.- Entre estas clases de productos podemos considerar los fondos de cepelas, los trataremos en el horno de fusión lo mismo que los litargirios, agregándoles por pequeñas cantidades como sobre cargas de dichas operaciones.

Respecto de los humos hablaremos algo sobre su mejor forma de condensación, para en seguida ocuparnos de su tratamiento.

Condensación de pólves de humos.-En general todas las instalaciones metalúrgicas por vía seca, producen polvo de humos en mayor ó menor proporción, humos que además de los gases suelen ir acompañados de vapores y de partículas sólidas. Estas últimas que forman el pelvillo de los conductos de humos proceden de las cargas del horno; los vapores proceden de los metales volátiles: plomo, zinc, arsénico y antimonio; los gases proceden de las reacciones químicas efectuadas en el laboratorio del horno y de los productos de la combustión.

El tratamiento de los humos metalúrgicos depende del fin que se persigue; unas veces se trata de recuperar el pelvillo y vapores condensados, con la idea de recuperar la parte del producto útil que contengan como pasa en nuestro caso. Ya que de la purificación de los gases nocivos á la vegetación y salud, no hablaremos aquí por acarear dicha purificación gastos enormes y por lo tanto solo al alcance de las grandes empresas que instalan sus usinas en la vecindad de centros poblados.

En la oficina que proyectamos trataremos los humos todos juntos por tratarse de cantidades pequeñas.

Establecido lo anterior ocupémonos primeramente de la cen-

condensación de las partículas sólidas de los humos y después de la condensación de vapores metálicos, únicos de los casos que nos interesan.

Condensación por vía seca.- Entre los diversos procedimientos que existen para la condensación de las partículas sólidas de los humos, los de vía seca son los más empleados, tanto por su eficacia, baratura y sencillez de operación, cuanto por que dan el producto ~~en~~ en forma que permite aglomerarlo fácilmente, si es que este conviene para su aprovechamiento.

La precipitación de las partículas sólidas puede efectuarse:

Primero.- Enfriando las corrientes de gases; Segundo.- reduciendo su velocidad Tercero.- Por acción de la fuerza centrífuga. Cuarto.- Por filtración de los gases.

De todos estos procedimientos nosotros nos decidiremos por el de reducción de la velocidad de los gases.

Por cálculos que no son de caso detallar hemos encontrado que nuestra oficina en proyecto puede llegar a producir hasta la cantidad de 15.500 m³ p.s. de gases, descompuestos en la forma siguiente: 8.500 m³ p.s. de los aparatos de tostado, 4.000 m³ p.s. del horno de fusión y 3.000 m³ p.s. provenientes de la sección calderas y hornos de cepelación.

Reducción de la velocidad de los gases.- De tres maneras se puede llegar a disminuir la velocidad de los humos: dando mayor sección al conducto cambiando la dirección de la corriente, y aumentando la superficie de contacto con las paredes. La velocidad no debe de pasar de 2 m.p.s., para que la condensación se efectúe en buenas condiciones.

Por lo expuesto la sección que debemos de dar al conducto de conduciendo gases será de 7,75 m² de sección, y en lugar de efectuar el ensanche de la sección, cambiaremos la dirección de los gases, con

lo que conseguiremos un buen rendimiento entre las partículas gruesas. Esta razón nos ha inducido á colocar tabiques en las cámaras de condensación propiamente dichas, con el objeto de obligar á las corrientes gaseosas á circular en zig-zag. En lo referente á las partículas finas no nos decidiremos sino á aumentar la superficie de contacto, por lo que instalaremos la chimenea á bastante distancia de la fundición es decir instalaremos una chimenea rastrera y con esto se logrará una gran parte del efecto deseado.

En resumen en nuestra oficina haremos la combinación de los tres casos de sistemas anteriormente citados, cuyas disposiciones y dimensiones pueden verse con mas claridad en el plano y secciones adjuntas.

Condensación de vapores metálicos.- De los diversos sistemas establecidos con este objeto los mas eficaces son los de vía húmeda, los que deben llenar las condiciones siguientes:

Primero: Reducir la temperatura de los gases hasta el punto de que la humedad disuelta en ellos empieza á condensarse formando una niebla.

Segundo.- Saturar de humedad las partículas sólidas ó líquidas que tienen en suspensión los gases.

Tercero.- Precipitar las partículas saturadas.

Como se comprende existen numerosos aparatos que pueden satisfacer las condiciones anteriores de entre los cuales elegimos el Lavador de gases de Lundin algo modificado, pues dicho dispositivo usa un chorro de agua á presión inyectado contra la corriente de gases.

Este aparato será instalado en uno de los últimos cambios de la dirección de la galería de humos donde los gases al pasar sufriran la acción de muchos chisguetes de agua finamente pulverizada,

que producen dichos aparatos. El agua proveniente de esta lluvia sale por la parte inferior arrastrando las partes condensadas, las que se hace pasar en seguida por dos tanques de sedimentación recuperando de este modo los productos condensados.

Toma de los gases que salen de los hornos.- Esto se consigue por medio de un tubo hecho de planchas de fierro cuyo diámetro para el horno de fusión será de 5 pies. Dicho tubo tendrá comunicación la parte superior del horno con el conducto para el transporte de humos.

Tratamiento de polvos y vapores condensados.- Sabemos que la cantidad de polvos de humo producidos en una operación metalúrgica es muy variable, pues depende de muchos factores entre los cuales podemos mencionar el porcentaje del material fino en la carga, grado de friabilidad de los combustibles, presión del aire insuflado, altura de la columna de carga etc.etc; razón por lo que es imposible determinar exactamente su cantidad; pero como nos es necesario conocer dicha cifra siquiera aproximadamente para calcular la cantidad recuperada, supondremos siguiendo á Hofman, que el término medio es el 5 % del peso total del mineral cargado es decir que tendremos en nuestro caso 4,500 Tons. de polvos de humo; los cuales no los recuperaremos en su totalidad, pues gran parte se pierden.

Supongamos que se recupere el 15 % que es lo que generalmente se admite en tal virtud tendremos diariamente 0,675 Tons. de polvos condensados, Como esta cantidad es tan pequeña, aconsejamos efectuar su aglomeración agregándoles en pequeñas cantidades á los minerales que deben tratarse en los aparatos Dwight-Lloyd. Lo cual es también aplicable á los vapores condensados.

Eliminación de los gases.- Los gases provenientes de una usina meta-

lúrgica son siempre nocivos para la salud y para la vegetación, por lo que se hace necesario eliminarlos ó mejor dicho dispersarlos para disminuir su acción nociva, Esta eliminación se hace por medio de chimeneas ya sea sola ó ayudada por aspiradores, cuando el tiraje natural no basta.

Veamos ahora ~~xxxxxxxxxxxx~~ el área de la sección horizontal de una chimenea. Como hemos dicho anteriormente producimos alrededor de 15,500 m³p.s. de gases que además en nuestro caso dichos gases por ser accionados por máquinas seplantes alcanzan en los conductes una velocidad de 3 m³ p.s.; con estos datos ya podemos calcular la sección de la chimenea: $S = \frac{Q}{V}$ de donde deducimos $S = 5.20 \text{ m}^2$.

En lo referente á la altura que debe darse á la chimenea la práctica aconseja que sea de 20 á 30 veces su diámetro.

Construcción de la chimenea.- Las chimeneas suelen construirse de mampostería de piedra material abundante en la sierra y de fácil labrado por lo que nos decidimos por este material; la sección horizontal cuadrada y la sección vertical rectangular.

En cuanto al espesor de las paredes debe tenerse en cuenta los principios generales de construcción para darle la mayor estabilidad posible por consiguiente el espesor será mayor en su base para ir disminuyendo gradualmente hasta su coronación. Para su construcción debe verse el plano que se acompaña al proyecto.

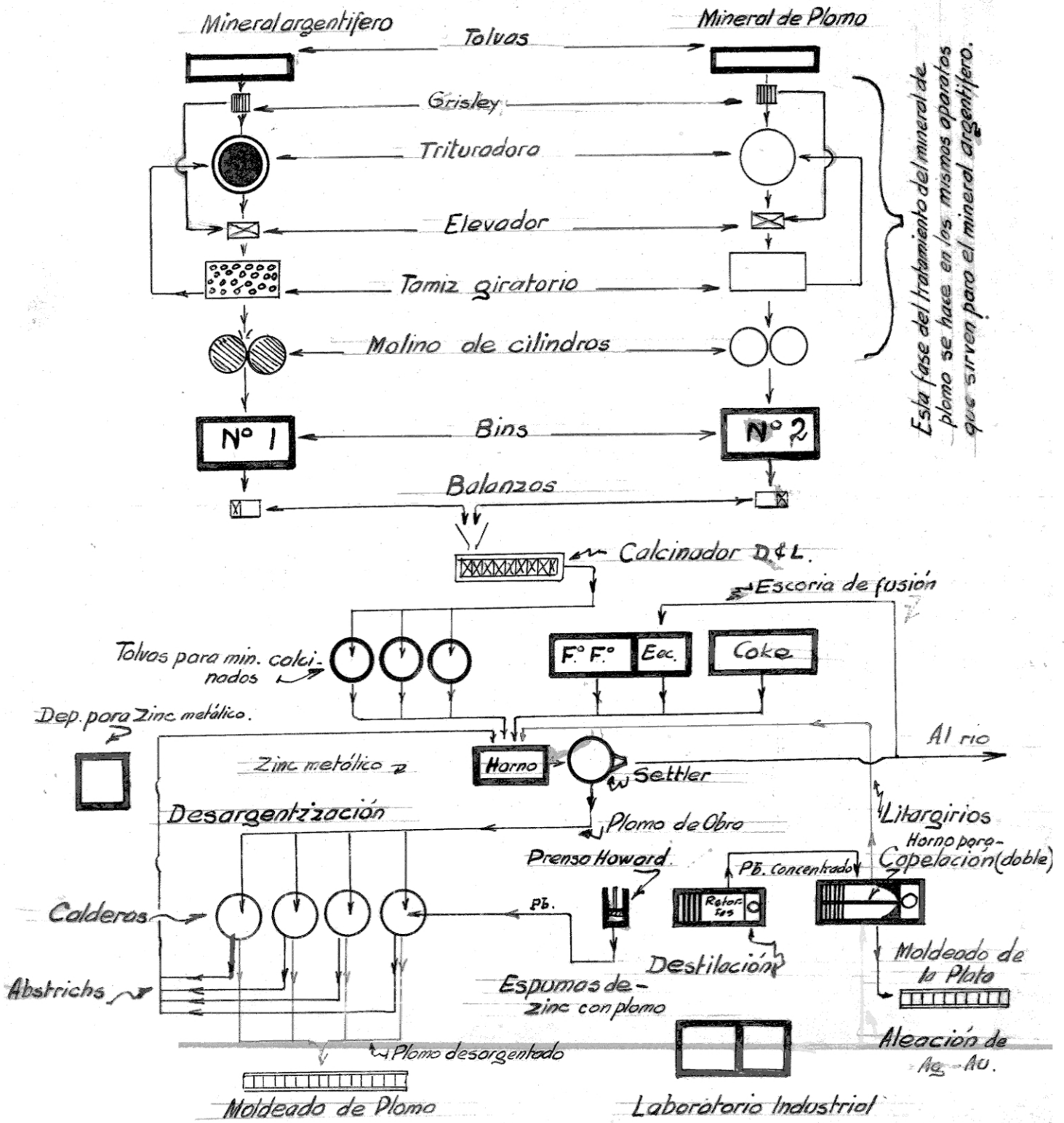
El mortero que se recomienda para efectuar la unión de las piedras es el de cal y arena en proporciones de 1 por 3 debido á que en la sierra abunda la cal que es fácil quemar en hornos pequeños para el objeto.

Marcha sistemática que deben seguir los minerales en el tratamiento

La marcha que deben seguir los minerales en la usina meta-

CROQUIS O ESQUEMA PARA EL TRATAMIENTO DE

MINERALES



lúrgica que proyectamos es la siguiente:

Los minerales que disponemos tanto argentíferos como de plomo son tratados separadamente como lo muestra el croquis adjunto.

Pasan primero por un grisley, de donde se obtienen dos productos uno grueso y otro fino el grueso pasa por la trituradora MacGully para ser reducida al espesor de 1" de diámetro y este producto es mezclado con los menudos del grisley que debe de tener la misma dimensión va al elevador de baldes que los conduce á un tremel con agujeró de una pulgada cuadrada se seccion, el que elimina de este modo todas las trozas de más de una pulgada cuadrada las que regresan nuevamente á la chancadera. La parte seleccionada por el tremel pasa á un melino de cilindros de donde salen los productos en condiciones de ser sometidos á un testado eficiente. Estos productos se almacenan en los bins ó telvas 1 y 2 según sean provenientes de mineral argentífero ó de plomo; y de allí se toman las cantidades convenientes para el calcinador "D y L" cuyo producto es depositado en tres telvas destinadas al mineral calcinado.

De estas telvas se toma la cantidad necesaria de calcinados así como la de los fundentes ferruginos escoria de fusión y coke correspondientes en las cantidades convenientes indicadas al tratar del lecho de fusión para ser colocados en un horno de cuba donde sufren la reducción y donde salen dos productos: la escoria que se aprovecha en parte como carga fusible, y el plomo de obra.

Este producto es sometido á su desargentización por medio del zincaje lo que nos dá tres productos: los abstrichs ó impurezas de afinado que regresan para ser tratados en el horno de fusión; las espumas zincíferas, que son sometidas á la prensa Howard para la expulsión del plomo y lo último es un residuo de plomo que

después de su refinado consiguiente en las mismas calderas, es meldeada para ser entregada al comercio. Las espumas zincíferas después de su prensado son sometidas á la destilación de hornos de retortas de donde se obtienen dos productos: uno zinc metálico que vuelve á ser usado en la desargentización; el otro es un sobrante de plomo enriquecido en plata. Dicho plomo enriquecido se le somete á la copelación de cyo resultado se obtienen tres productos: los litargirias que son tratadas para su reducción en los hornos de cuba; la plata exenta de oro, que directamente se refina en el mismo horno y se le meldea para la exportación; y la plata asociada al oro ó sea la aleación que se lleva al Laboratorio Industrial para la correspondiente separación de sus elementos, obteniendo de este modo por separado el oro y la plata para ser entregados al comercio.

Tal es en resumen la marcha general que siguen los minerales en la oficina que vamos á establecer.

Combustibles.

Siendo tan diversas las operaciones metalúrgicas que hay que realizar en la oficina en proyecto es natural que también cambie la naturaleza del combustible; para conseguir la más económica ejecución de los trabajos hay que realizar;

Carben Coke - La cantidad de coque que necesitamos para la fusión de los minerales que debemos tratar es poco más ó menos alrededor de 15, Tons diarias; las condiciones para ser considerado como combustible metalúrgico son las siguientes:

Primera.- Su poder calorífico debe de ser elevado á fin de suministrar rápidamente la temperatura que necesitamos para la fusión.

Segunda.- Debe de ser suficientemente compacto y resistente para poder soportar el peso de la carga contenida en el horno; pues se neces

sita una resistencia de 12 Kiles per cm.² Tercero.- Que el porcentaje de menudas esté reducido á un mínimo, para favorecer la circulación del aire y permitir una buena combustión. Cuarto.- Que se tenga la posibilidad de poderle obtener el mas bajo precio posible

En nuestro caso nos encontramos con la posibilidad de disponer de una buena hulla, apropiada para el coque, pero en cambio es un poco delesnable y con el agravante de que todavía los yacimientos hulleros se encuentran á 50 klm. de distancia del sitio, donde se ubicará la usina metalurgica.

Por estas razones nos decidiremos por la fabricación del coque á fin de corregir los defectos de que adolece la hulla que disponemos.

Por la distancia á que se encuentra el carbon de que disponemos haremos la fabricación del coque "in situ" efectuando con esto una economía en el transporte.

Sistema de Fabricación.- Siendo las hullas que disponemos delesnables usaremos en la fabricación, cargas altas, para que el coque que resulte sea algo compacto y aún si este no fuese suficiente para la obtención de un buen producto, recorreríamos á una compresión previa de las hullas antes de cargarlas en los hornos para coque.

Existen dos metodos de fabricación: carbonización en contacto parcial del aire y carbonización fuera del contacto del aire. Para el primer sistema se usan los hornos de celmenas y para el segundo sistema los hornos de retortas; los hornos de celmena no convienen sino para cierta clase de hullas, y son además de poco rendimiento, pero su costo de instalación es reducido; mientras que los hornos de retortas son adaptables, á gran variedad de carbones son además de mayor rendimiento, pero tienen el inconveniente de ser su instalación mas cara, aunque los productos son mejor calidad

Por lo que acabamos de expener, en nuestro caso es difícil elegir el horno que mas convenga y para decidirnos por uno de ellos sería conveniente hacer un ensayo y que los hechos se encargaran de demostrar el mejor sistema; de modo que si probásemos con los hornos celmenas y si los productos son aceptables nos decidiríamos por este tipo de horno, y en caso contrario por los hornos de retortas.

Como no conocemos los resultados de las pruebas de ensayo indicaremos la instalacion mas conveniente para cada caso; á fin de que las observaciones puedan hacerse en uno ú otro sistema de horno.

En el caso de los hornos celmena el mas conveniente es el llamado horno panadero del sistema Stranehar é sea los que tienen el piso calentado por los gases de combustion, puesto que favorecen la carbonizacion completa de la parte inferior de la carga.

En lo que se refiere á la fabricacion en hornos de retortas nos parece mejor el uso de los hornos horizontales, con canales verticales, por ser mas baratos en su coste que los verticales, y conseguirse además una mejor conduccion del calor en el interior del horno.

Señalado el tipo de horno mas conveniente en cada sistema determinemos ahora su número, así como la cantidad de hulla necesaria para obtener las 15,000 Tons diarias de coque que necesitamos.

Segun la clasificacion de Gruner las hullas que disponemos pertenecen al tercer grupo, é sea hullas blandas, por lo que de acuerdo con esta clasificacion, darán al abrigo del aire: 32 % de materias volátiles, 60 % de coque, Pero en la practica este se reduce en un 2% si se opera en hornos celmenas y en 10 % si se opera en hornos de

retertas. segun este haciende las correcciones convenientes necesitaremos para producir las 15 Tens. diarias que deseamos: 27 Tens de hullas si se hace la carbenizacion en hornos de reterta, y 31 Tens. de hulla si la carbenizacion se hace en hornos celmenas.

Si la carbenizacion se hace al abrigo del aire utilizaremos el horno: Ceppé-Otte, para tratar las 27 tens de hullas se necesitaran una bateria de seis pares de hornos é sean doce hornos. Pero si la carbenizacion se efectuase en hornos con acceso de aire, para tratar las 31. Tens de hullas se necesitarán doce hornos panaderos de 3,60m. de diametro y dos metros de alte, pues cada uno de estos hornos solo trata 6 tens en 48 horas de trabajo.

Carben Hulla.- Por lo expuesto anteriormente, sabemos que para el buen funcionamiento de ciertos apartes, tales como calderas, hornos de retertas y de cepelacion, nos es necesario usar carbon de hulla; que llegan á la cifra de 7 Tens. diarias.

Petroleo Grude.- Para la testacion de los minerales es necesario el empleo de este combustible en los aparatos Dwight- Lloyd, siendo el consumo de estas maquinas al rededor de 30 galones de petroleo por día .

Productos Metalúrgicos.

El rendimiento de nuestra oficina metalúrgica, en proyecto, cuyo desarrollo se ha tratado de explicar en las paginas anteriores, teniendo en consideracion que nos hemos sugetado en cuanto ha sido posible á los detalles que la practica nos aconseja; así como á los datos del proyecto, es la siguiente:

Oro de 997 milésimos.	5 Kg.
Plata de 995 "	250 "
Plomo de 98,89 %	18,325 Klgm.

Donde se ve la condicion de que si consideramos la plata aleada al oro se verifica la proporcion de: Ag- Au : 100 - 2, que especializa nuestro proyecto.

T E R C E R A P A R T E

FUERZA MOTRIZ Y VIAS DE COMUNICACION.

Como ya hemos visto por las paginas anteriores al tratar de los diversos servicios de las diferentes secciones de nuestra oficina utilizan como fuerza motriz la fuerza electrica consumiendose en total 250 H.P. que estan distribuidos en la forma siguiente: 50 HP. para la trituradora Mac-Cully, el elevador de baldes y el melino de cilindros; 80 HP. para el calcinador Dwight- Loyd, y su aspirador; 40 HP. para los ventiladores Connsville del horno de fusion; 30 HP. para los talâsres mecanicos y accionada de gruas y demas maquinas; y 20 HP. para accionar un generador de corriente continua que se utiliza en el alumbrado y cargado de acumuladores de los maquinas tractoras electricas que se utilizaran para el servicio de patio de la fabrica y 30 HP. disponibles para cualquier uso pesterier.

La energia electrica que se dispone para producir la fuerza necesaria se encuentra á 20 kilometros de distancia por lo cual se hace nesecaria la construccion de una toma para el canal un desarenador para el mismo, asi como una taza e fer-bey dedonde partira el conducto forzado y los generadores de corriente alternada, asi como los tranfermadores que transformen la corriente de 550 volts. que es la mas frecuente á 11,500 vâts; con este voltaje se recibe en una sub estacion que baja el voltaje á 550 con que es usado en las diferentes maquinas. No entraremos en datalles del coste y diseños de estas ins-

talaciones que caen en el dominio de los ingenieros electricistas y solo indicaremos que para el caso llamaremos al ingeniero especialista á fin de que se haga cargo de la instalacion de la central y sub-estacion respectiva para desarrelar 300 HP. cantidad que creemos necesaria teniendo en cuenta el ensanche de la capacidad de la oficina en el future.

Servicios de transportes.- Comprendese por este el sistema mas ó menos adecuado y economico que debe de establecerse, con el fin de proveer á la oficina metalurgica de los minerales y fundentes y demás especies necesarias para la labor diaria y asegurando el trabajo continuo de la oficina.

Como tratamos en nuestra oficina 105,672 Tons de materiales distribuidos en la forma siguiente: 60 Tons de mineral argentifero, 36,052 de mineral de plomo (fundente calcareo) 1,370 de fundente ferruginoso y 8,250 de escorias de fusion anterior; ademas se necesitan transportar 15 tons de coque y 1 Tons de carbon de hulla; sin considerar las 18,580 Tons. de productos metalurgicos que produce diariamente la oficina para ser entregados al comercio.

Creemos que es conveniente efectuar el transporte en ferrocarril para los minerales y fundentes respectivos dado el tonelaje que hay que transportar y la diferencia de flete entre este servicio de transporte y el que se realiza en carreteras; asi como la regularidad del servicio y el disponer de combustible barato para las locomotoras. Estableceremos pues una linea ferrea de 0,75m. de ancho y de 3 kilometros de distancia para las minas de plata y otra de 2 kilometros de longitud y de la misma via para las minas de plomo; utilizando rieles de 14 kilos por metro lineal y maquinas de 50 tons.

En cuanto al sistema del transporte del ~~1/4~~ combustible lo hemos utilizado las llamas, sistema bastante generalizado en nuestras serranías y dá muy buenos resultados para transportar cantidades relativamente pequeñas como son las 22 Tons diarias de nuestro caso, que requerirían el empleo de 440 llamas al día.

En cuanto al servicio de transporte para los productos metalúrgicos dada la pequeña cantidad 19 Tons diarias y el valor de ellos creemos conveniente el empleo de un servicio de camiones, para lo cual es necesario la construcción de un camino carretero desde la usina metalúrgica á Merececha que es terminal de ferrocarril. El expresado camino es también utilizado para efectuar el transporte de la maquinaria de la fundición así como de todos los elementos necesarios para la marcha de la fundición y la vida de la mina; razón por lo que es necesario efectuar la construcción de él lo antes posible.

Servicio de patio.— En este se comprende el transporte de las diferentes clases de materiales que hay que efectuar dentro de la misma usina y sus inmediaciones, como son el acarreo de la escoria de fusión de las canchas donde es vaciada á las telvas respectivas, el transporte de los pelvos de humos, el servicio de las tasas para escorias, lo mismo que el de los carros con lingeteras para el plomo etc. etc. Recomendamos el empleo de las máquinas eléctricas con acumuladores ~~indúcen~~ las cuales se cargan con fuerza eléctrica de corriente continua cuya carga dura 4 horas de trabajo continuo y tienen una fuerza de tracción de 12 HP/

Instalaciones auxiliares.— En toda industria metalúrgica hay una serie de talleres de reparaciones de máquinas que son indispensables entre las cuales podemos citar la maestranza, la casa redonda, el taller eléctrico. el taller de carpintería, y en este grupo también agregare-

mes el laboraterie quimico y el herne de cal, de todos los cuales nos ocuparemos enseguida:

Maestranza.-Es un taller de mecánica, donde se hacen las reparaciones de los deterioros frecuentes que sufren las maquinas y diversos apartes de que esta dotada la industria de que nos ocupamos, por lo que esta seccion estará dotada del equipo siguiente: un torno de mecánica una fresadera, un taladro, y como complemento de este un taller de herrería, completo.

Casa Redonda.-Se llama así el taller donde se verifican las reparaciones y cepesturas de las máquinas de ferrocarril, así como la dotación del material redante correspondiente; pudiendosele considerarr como una seccion de la maestranza.

Taller electrico.-En el se efectuan la reparacion y cepesturas de las máquinas electricas, corriendo ademas con el servicio de alumbrado y cargado de los acumuladores de las maquina electricas, dispondra de las herramientas necesarias para llenar estas funciones.

Carpintería.-Es un taller indispensable por ser necesaria la reparaciones de los inmuebles, y ser necesario los servicios de estos artesanos en las variadas labores que se llevan á cabo en una usina metalurgica.

Herne de cal.-Se hace necesario proveerse de un herne de cal pues la mayor parte de la construcciones se utiliza como mortero la cal por lo que se considera indispensable la construccion de un herne de piedra labrada que utilice como combustible la taquia mezclada con el carbon menudo de hulla de que se dispone en la oficina.

Laboraterie Quimico.- Esta oficina tiene por objeto efectuar el analisis de los minerales fundentes y de los diversos productos obtenidos en la fundicion sin los cuales se hace imposible conocer la

buena marcha de las operaciones en la fundición. Esta oficina constará de dos partes una de muestreo que será muy sencilla por que los minerales están ya pulverizados para ser sometidos al testado de modo que obtenida la muestra solo resta someterseles a la pulverización y perfirización necesarias. La otra sección será para los ensayos propiamente dichos ya sea por vía seca ó vía húmeda por lo que se les dotará de todos los elementos necesarios para llenar sus funciones.

Inmuebles.-Bajo esta denominación comprenderemos todas las casas habitaciones tanto para operarios como para jefes y empleados, así como las oficinas de la administración general, almacenes, también etc. Se recomienda las construcciones de tapias ó sea el apizonado que se hace de una arcilla ligeramente húmeda en unos cajones de madera que moldean el adobón. Los techos deben de ser de galvanina, con cielos rasos de madera dregada, para las casa habitaciones.

Todo lo anterior expresa de una manera general las principales instalaciones auxiliares cuyas labores como se comprende se complementan para la mejor marcha de los trabajos, asegurando de este modo el buen servicio de la usina metalúrgica.

C U A R T A P A R T E

Organización de trabajos y presupuesto general.

En toda empresa industrial cualquiera que fuese su naturaleza hay que distinguir dos clases de trabajos: las labores denominadas mano de obra, y los de la dirección técnica de la misma industria, y en esta última se puede considerar como parte integrante de ella al personal auxiliar.

En lo referente á la eficacia de la mano de obra depende de la buena distribución del personal obrero, que se haga en

las diferentes secciones de la industria cuidando que no haya un exeso de brazos ni tan poco un deficit de personal.

Antes de ocuparnos de la direccion tecnica diremos que en la actualidad es casi imposible que una industria metalurgica pretenda ser de un solo dueño y aún ni siquiera de un grupo de pocas personas, el capital que se necesita es tan grande que implica responsabilidades muy serias y al mismo tiempo perfectamente delimitadas, lo que se consigue constituyendo una sociedad formalmente legalizada.

En la realidad en el capital de la sociedad está incluido no solo el ~~capital~~ presupuesto general de costo de maquinarias, talleres e instalaciones, sino además todas aquellas sumas gastadas para poner en marcha la industria y asegurar la constitucion financiera del negocio. La eventualidad que existe en todo comercio ya sea por las multiples circunstancias desfavorable de que esta rodeado obliga muchas veces a una industria a cerrar las puertas de sus talleres; entonces el valor de venta de todo su equipo, no alcanza a cubrir el importe de sus instalaciones, de ahí la necesidad de constituir por amortizacion un fondo de reserva, que permita en un plazo dado liquidar el negocio sin quebrante del capital.

Las sociedades e empresas constituidas en esta forma, son dirigidas por un consejo de administracion elegido por los accionistas dicho consejo que puede constituirse por uno e por varios miembros, según la importancia del negocio tiene a su cargo todo lo referente al manejo de fondos de la industria.

El consejo elige un gerente, el que tiene a su cargo la administracion de los talleres de la usina metalurgica, y es el directamente responsable ante el directorio e consejo de administracion.

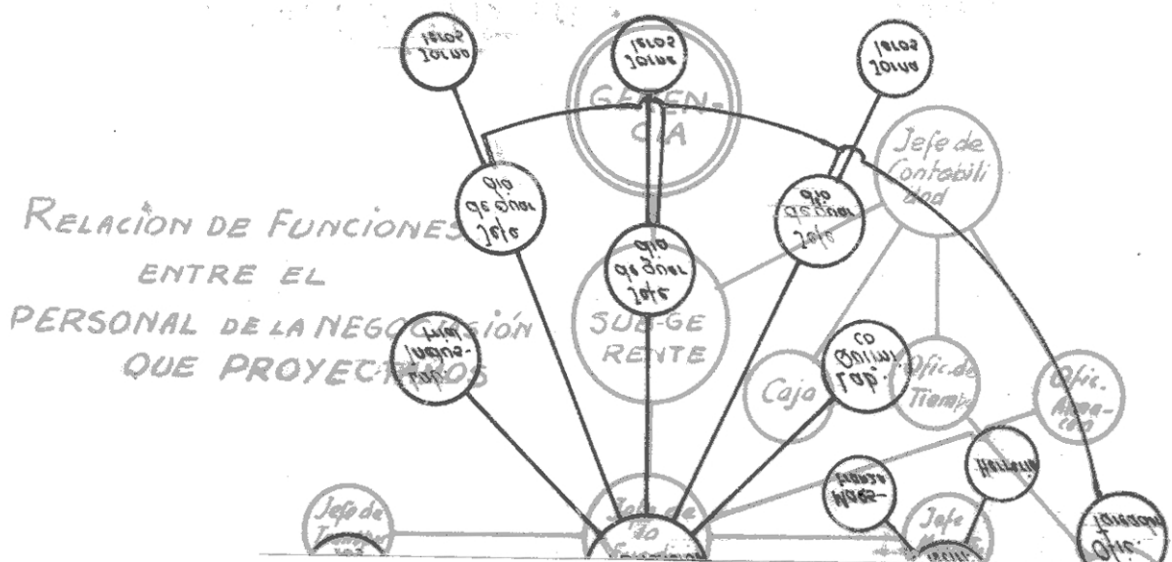
Es frecuente dividir la administracion de talleres en de-
secciones : tecnica y administrativa; á la primera corresponde proye-
tar dirigir y vigilar cuanto se relacione con el trabajo propiamente
dicho de la industria; y á la seccion administrativa corresponden las
oficinas de tiempo, de almacenes y contabilidad .

Oficina de Tiempo.- Tiene á su cargo el control de la mano de obra de
las diversas secciones, lo mismo que la formulacion de las planillas
de pago y en general cuanto se relacione con el elemento obrero.

Oficina de Almacen.- Esta oficina es el deposito de todo el equipo y
material de trabajo, se lleva la relacion de los gastos en materiales
y equipo que efectuan las diversas secciones de la industria metalur-
gicas.

Oficina de Contabilidad.- En esta seccion se lleva en detalle el mane-
je de las sumas de dinero y diversos gastos necesarios para el buen fu-
cionamiento de la industria y es la unica seccion donde se debe de ma-
nejar dinero. Esta seccion tambien esta encargada de determinar los
beneficios ó pérdidas que produzca la industria.

Relaciones que guardan entre si el personal de la industria.- El cuadr
ó esquema que acompañamos, muestra las diversas relaciones que guardan



entre sí todo el personal que presta sus servicios en la industria que pretendemos proyectar. Dada la claridad con que hemos tratado de darle al cuadro no creemos que se a necesarie una explicacion de él.

PRESUPUESTO GENERAL.-

El valor exacto de un proyecto es muy difícil de determinar, pues no conocemos el sitio de ubicacion en que debe de instalarse la oficina, por lo que no podemos determinar el costo de los trabajos de preparacion como son las excavaciones, ciertos rellenos muros de sostenimientos, naturaleza del subsuelo para efectuar las cimentaciones convenientes. Por otro lado los datos que proporcionan los agentes de casas extranjeras nunca son exactos, debido á las fuertes comisiones que cobran y á la variacion del cambio.

Por todas estas razones solo daremos el monto aproximado del presupuesto indicando primeramente el valor detallado del equipo necesario agregando á este valor el 20 % por concepto de las instalaciones y un 15 % per gastos imprevistos.

Segun lo expuesto el costo aproximado de nuestra oficina será:

Cantidad.	Nombre de artículo.	Precio. seles oro.
5	Balanzas Fairbanks	S. 2.800
1	Trituradora Mac-Cully.	12.000
1	Elevador de baldes.	800
1	Trenels de acero.	1.000
1	Melino de cilindros.	3.000
1	Calcánador Dwight- Lloyd.	30.000
2	Motors electricos de 30 HP.	9.000
2	" " " 25 Hp.	8.000
2	" " " 40 Hp.	12.000

Cantidad.	Nombre de artículo.	Precio en S/
1	Dinamo electrica de 30 HP.	5.000
1	Horno de crisol Water- Jacket.	25.000
1	Ante crisol de ladrillos refractarios.	2.500
1	Horno de copelacion doble.	9.000
1	Horno de retortas.	5.000
1	Ventilador Reet (grande)	4.000
1	" " (pequeno)	2.500
1	Caldera de vapor.	1.000
2	Tazas para escoria.	1.800
1	Taza para el plomo de obra.	2.200
4	Calderas de acero	3.000
2	Agitadores Howard.	1.400
1	Prensa Howard.	2.500
2	Campanas para calderas.	900
50	Lingeteras de acero para plomo.	800
4	Carros para lingeteras.	500
3	ternamosas para linea decauville	900
1	Condensador Lundin.	800
4	Tanque de madera para sedimentacion.	2.000
1	Armadura metalica para la fundicion.	30.000
1	Armadura metalica para la calcinacion.	10.000
1	Grua electrica y sus accesorios.	12.000
1	Equipo para un laboratorio industrial.	3.000
1	" " " " Quimico.	2.500
1	Equipo para un taller electrico.	2.000
1	" " " " Mecanico.	12.000
2,	Tractores é maquinas electricas.	20.000

<u>Cantidad.</u>	<u>Nombre de articulo.</u>	<u>Precio en S/.</u>
2	Maquinas de ferrocarril.	32.000
20	Carros gondolas de 50 pies cubicos.	10.000
15	Camiones de 3 Tons de capacidad.	90.000
500	Metros de linea decauville.	2.500
30	Carros velquetes de 14' cubicos.	6.000
1	Equipo completo para la central hidroelect. para 300 HP. de fuerza.....	150.000
	Para herramientas diversas.	10.000
	Valor total del equipo.	S/. 541.400,00
	20 % per instalaciones.	<u>108.280,00</u>

Per valor de construcciones especiales.

<u>Cantidad.</u>	<u>Nombre del articulo.</u>	<u>Precio S/.</u>
	Per construccion de telvas para el mineral	7.000
"	" " herne para cal	2.500
"	" " Laboratorie Industrial.	4.000
"	" " " Quimico.	4.500
"	" " Taller Electrico.	4.000
"	" " " Mecanico.	4.000
"	" " Oficinas para Administra.	15.000
"	" " Instalacion de fabrica de cebo.	20.000
"	" " Casa de fuerza.	4.000
"	" " Hotel.	16.000
"	" " 2 Casas para altos empleados	20.000
"	" " 6 Casas para empleados.	18.000
"	" " Campamentos para operarios	<u>25.000</u>
V	Valores de inmuebles..	134.800

Cantidad.	Nombre del artículo.	Precio en S/
Para las vías de transportes tendéremos:		
	Per construcción de 5 Km. de línea férrea de 0.75.m de trecha.....	100.000
	Per construcción de un camino carretero de 20 km. por lo menos.....	<u>200.000</u>
	Valer de las vías de transporte. S/.	300.000

Resumen.

El resumen del presupuesto será:

Per equipo de la usina metalurgica.....S/.	649.680
" Valer de inmuebles.....	134.000
" " de vías de transportes.....	300.000
" Un 10 % de imprevistos.etc.....	<u>108.320.</u>
Total.....S//1'	192.000

Esta cifra representa el valer de los gastos ocasionados para dejar expeditas las diversas instalaciones de la usina metalurgica en proyecto, á los que hay que agregar los gastos del sostenimiento de la industria, como son el paga de la planilla del personal técnico; del personal auxiliar, y la planilla de jornaleros que son:

Planilla de personal Técnico.

Per sueldo mensual de un gerente.....	S/. 1.200
" " " " " Sub-gerente..	1.000
" Ing. Jefe de la Fundición.	900
" " " " Trabajos exteriores y trnsp.	700
" " " " Laboraterie Química.	400
" " " " " Industrial.	500
" 3 Ing. " " guardia de fundicien.	900

Per sueldo mensual de un Ing. Electricista. S/. 600

Total de la planilla del P.T. 6.200 S/.

Planilla del personal auxiliar.

Per sueldo de un jefe de contabilidad. S/. 500

" " " " Cajero..... 400

" " " " Jefe de oficina de tiempo. 300

" " " dos tomadores de tiempo. 400

" " " 4 auxiliares de oficina. 600

" " " Un jefe de almacen. 300

Total de planilla auxiliar..... S/. 2.500

Como valor de la planilla de Jornaleros pedremos considerar la suma de S/. 30.000,00 mensuales.

De modo pues resumiendo el sostenimiento de la usina metalúrgica estará mensual mente á la empresa, lo siguiente:

Planilla personal técnica S/. 6.200

" " Auxiliar..... 2.500

" de Jornaleros..... 30.000

Valor de explotación y transporte de 1.800

Tns. de mineral argentífero. 18.000

Valor de explotación y transporte de 1.110

Tns. de mineral de plomo..... 11.100

Valor de explotación y transp. de 37 T. fund. fr. 180

" de 450 Tons de coque..... 27.000

" " 300 tons. de carbon de hulla. ... 6.000

" " 700 galones de petroleo crudo... 500

" " materiales varios(Zn. y otros)... 4.020

Valor total de los gastos mensuales.s/. 105.500

En conclusion el valor total de los gastos mensuales ascendente á la suma de 105.500 seles ere hay que agregarseles al costo de la planta metalurgica lo que nos dá un total de S/. 1'297.500,00.

Respaldo de todos los gastos ocasionados.- Para pagar los intereses y amortizacion del capital que imperta el presupuesto general que acabamos de detallar, la usina que proyectamos produce diariamente como productos listos para ser entregados á la exportacion lo siguiente:

Plomo metalico en lingotes T.	18.325	con valor.	S/. 4.680
Plata en barras	0,250	" "	7.500
Oro en barras	0,005	" "	<u>3.500</u>
Con un valor total diario. de.....		S/.	15.680

Lo que en un mes seria de S/. 470.400 seles ere de los que hay que deducir el valor de produccion de S/. 105.500 mensuales, quedandones como utilidad de venta S/. 364.900 per mes. Redondeando de estas cifras diremos que nuestra oficina produce alrededor de 350.000 seles ere mensuales. De esta cifra hay que separar un 10% per concepto de reparaciones y conservaciende la fabrica, luego se le nos queda como utilidad S/. 315.000 seles mensuales con lo que amortizaremos capital e intereses de las sumas invertidas en la implantacion de la industria, cuyo proyecto acabamos de desarrollar.

Nota.-

Al presente trabajo se acompañan cuatro planes de los que el designado con el # 1. Es un plane general de la usina. Los planes 2 y 3 muestran las secciones de algunas sitios para ser presentados con claridad. y el plane # 4 da detalles de la construccion de la chimenea y del laboratorio industrial.

Lima, 12 de Enero de 1.931.

[Firma manuscrita]