

CONVENIO DE COOPERACION
TECNICA INTERNACIONAL ENTRE
EL GOBIERNO JAPONES Y EL
ESTADO MINERA

ESTUDIOS DE INVESTIGACION REALIZADOS
POR LA MISION JAPONESA DE MINERIA
EN EL PERU

NOVIEMBRE 1961

国際協力事業団

受入
月日 '84. 4. +3

709

登録No. 02048

66

MIT

TOMO VII - 1981

CONTENIDO

24. Fundición de La Oroya
CENTROMIN PERU
Estudio y Recomendaciones para
el Control de la Contaminación
Ambiental **ABRIL**
25. Lima
Planta Piloto-UNI
Descripción de la Planta Piloto
donada por la Misión Japonesa de
Minería y su Operatividad. **JUNIO**

**CONVENIO DE COOPERACION TECNICA INTER-
NACIONAL ENTRE EL GOBIERNO DEL JAPON
Y EL GOBIERNO DEL PERU**

Lima, Abril 1981

Los expertos de la Misión Japonesa de Metalurgia y Minería y los ingenieros del Ministerio de Energía y Minas e INGEMMET expresan su agradecimiento a la Empresa del Centro del Perú CENTROMIN-PERU , por las facilidades y apoyo brindado para el logro del presente trabajo.

ESTUDIO Y RECOMENDACIONES PARA EL CONTROL DE LA CONTAMINACION AMBIENTAL EN LA FUNDICION LA OROYA CENTROMIN-PERU

1. INTRODUCCION

El presente informe contiene los resultados y recomendaciones del ESTUDIO DE CONTAMINACION AMBIENTAL para resolver los problemas de emisión de polvo y gases en los HORNOS REVERBEROS DE COBRE Y PLATA DE ESPUMADO.

Los trabajos fueron efectuados por expertos de la Misión Japonesa de Metalurgia (JICA), Ingenieros : Kazuyoshi Inoue, Mototsugu Matsuno y Akira Hosoi ; Misión Japonesa de Minería (JICA), Ingenieros : Kazuhiro Chimura y Nagayasu Taniguchi; del Ministerio de Energía y Minas, Ingeniero : Tomás Acero Rosales y del INGEMMET, Ingeniero : Héctor Gamero Ramirez.

Los trabajos en referencia se llevaron a cabo entre los días 30 de marzo al 10 de mayo 1981, cumpliendo el Programa de Actividades del Convenio de Cooperación Internacional entre Perú y Japón correspondiente al citado año.

Este informe contiene 2 etapas para resolver los problemas de contaminación. El objeto es que CENTROMIN pueda escoger las soluciones de acuerdo a sus necesidades.

En la primera etapa se explica el método de resolver los problemas sin hacer grandes cambios ; asimismo se preparó un manual de operaciones para la prevención de emisión de

contaminantes mediante los equipos de absorción actuales, que los trabajadores deben practicar.

En la segunda etapa se presenta nuevos métodos drásticos adicionales para resolver estos problemas y estamos seguros que si CENTROMIN resuelve las dificultades actuales se producirá un aumento de la producción .

2. RECOMENDACIONES

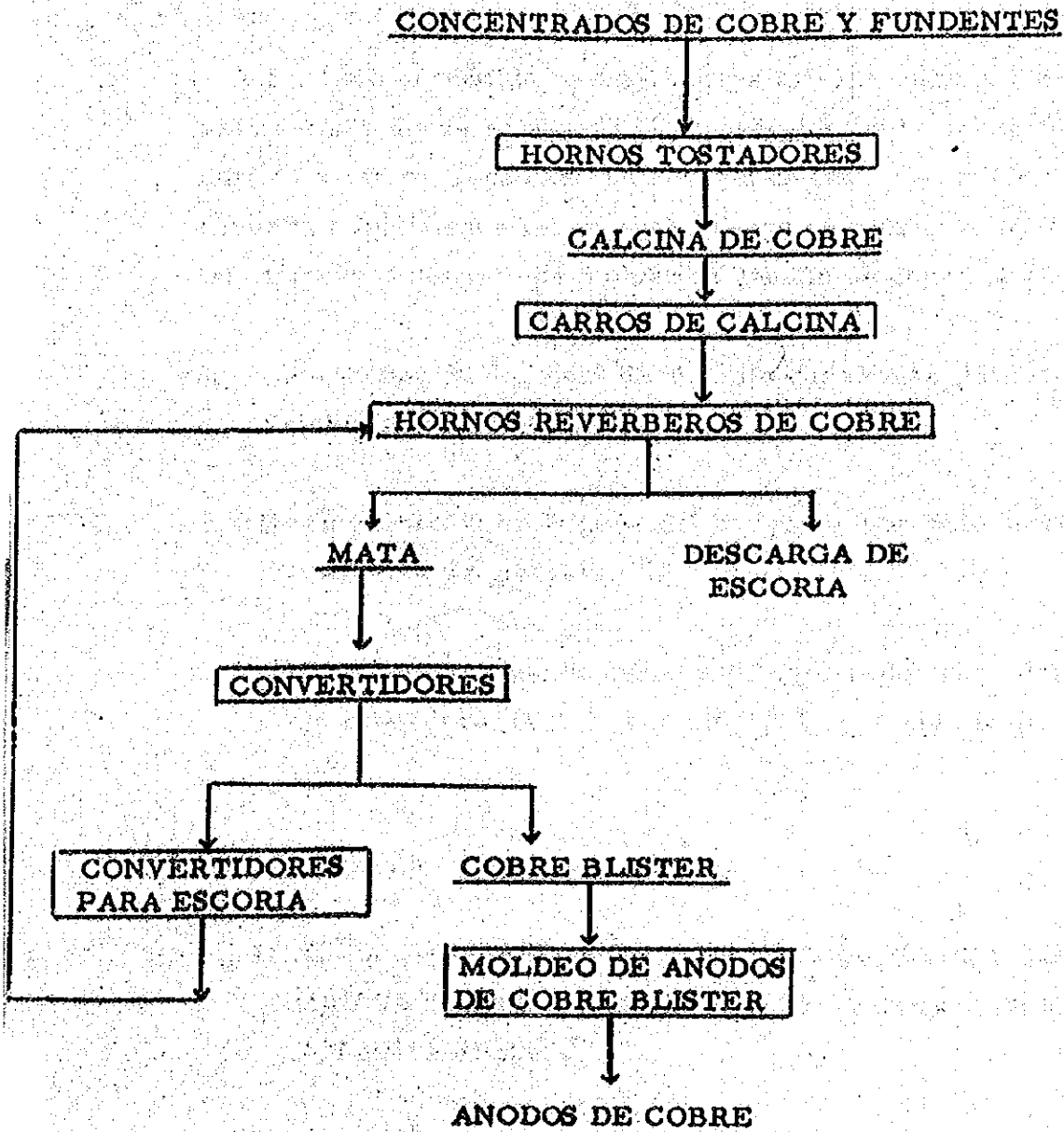
El propósito de estas recomendaciones es mejorar la protección técnica del área de trabajo sin cambiar los actuales equipos de producción, esto quiere decir que las recomendaciones serán muy fáciles de aplicar. Si estas recomendaciones no son suficientes para resolver los problemas del área de trabajo completamente y si Uds. esperan perfección en la solución de estos problemas , tienen que considerar cuidadosamente la sección número tres " advertencias adicionales" . En la sección N°2 estas recomendaciones se refieren a métodos no solamente para disminuir la generación de polvo de calcina cuando esta es vaciada al horno reverbero del carro de calcina, sino también la disminución de la generación de humo y polvo cuando la mata y el plomo bullón crudo , en estado de fusión es descargado a las ollas de espumado de las tazas usando la grúa deslizante.

2.1. HORNO REVERBERO

2.1.1. El Problema de Contaminación del Ambiente por Polvo de calcina .

1. Operaciones en la Fundición de Cobre

1) RESUMEN DE OPERACIONES



La calcina proveniente de los hornos tostadores es transportado mediante carros calcineros y descargados en las tolvas de los hornos reverberos.

La mata producida mediante tazas se transfiere a los convertidores, donde se separa la escoria del cobre blister por adición de aire y fundente. La escoria de los convertidores es devuelta a los hornos reverberos. Luego el cobre blister es transferido al sistema de moldeo de ánodos de cobre blister.

2. Contaminación del Area de Trabajo durante la Descarga de Calcina al Horno Reverbero .

(1) Un problema es la generación de polvo de calcina al momento del carguío.

(2) Constante escape de gases por la tolva de carga del horno reverbero (Ver Fotografía N° 1 y Tabla N° 1).

2.1.2. HORNOS REVERBEROS

1. IDEAS PARA RESOLVER LOS PROBLEMAS DE CONTAMINACION EN EL CARGUIO DE CALCINA A LOS HORNOS REVERBEROS.

(1) La presión interna de los hornos reverberos es casi cero, esto hace difícil disminuir la generación de polvo de calcina solo mediante la succión del sistema de ventilación actual, durante la carga de calcina.

(2) Recomendamos encerrar la operación de descarga de calcina del carro calcinero a las tolvas de los hornos reverberos utilizando el ventilador que actualmente funciona sobre el reverbero N° 1, o instalar un sistema simple de ventilación para cada tolva. En total cuatro sistemas con solo 2 ventiladores.

La absorción de gas en el punto de emisión es la forma más económica y efectiva para resolver los problemas de generación de polvo. Luego recomendamos construir ambas platinas ubicadas fuera del riel de los carros calcineros. El objetivo de la platina ubicada a la izquierda es de cubrir varias pequeñas puertas para la operación de los trabajadores. La otra platina que llamaremos cubierta lateral se usará para la absorción del gas producido al momento de la descarga de calcina.

(Ver Fig. N° 1 A, Fig. N° 2 A,B, Fig. N° 3 A,B, Fig. N° 5 B .

(3) En relación a la recomendación (2) es necesario encerrar algunas partes del carro calcinero. Los detalles sistemáticos se muestran en la Fig. N° 2, C .

(2) Es mejor construir las cubiertas con aberturas considerando la eficiencia de la absorción . Fig. N° 3, B .

(5) El volumen de absorción de gases es aproximadamente 300 m³/min. para 2 bocas de la cubierta

lateral y para absorber la emisión de gases en la boca superior de la tolva del carro calcinero es necesario absorber aproximadamente $200 \text{ m}^3/\text{min}$. para las tres campanas, considerando que siempre se usarán solamente 2 campanas. El detalle se muestra en la Fig. N° 1. D.

2. METODO DE CONTROL DE EMISION DE GASES DEL HORNO REVERBERO A TRAVES DEL SHUT DE CARGA DE CALCINA.

(1) Los trabajadores no cierran los shuts de volteo de carga casi siempre, por que el manipuleo de estas debe ser hecho en el 2 do. piso y ellos tienen que bajar. El problema puede ser fácilmente resuelto rediseñando el sistema, de tal manera que se puedan cerrar los shuts de carga en el piso de los carros calcineros. Además deberá practicarse el manual de trabajo preparado. Fig. N° 4.

(2) Si no es suficiente el método (1), anterior para resolver el problema. Recomendamos hacer llegar (soplar) aire del sistema de ventilación por medio de un ducto que descargue debajo del shut de volteo de carga, con el objeto de evitar el escape de gases del horno reverbero. Fig. N° 4., E.

2.1.3. MANUAL DE MANIPULEO DEL EQUIPO DE ABSORCION LOCAL

1. ANTES DE CARGAR

(1) Abrir la compuerta del lado izquierdo para permitir el paso del carro calcinero.

(2) Cerrar la compuerta del lado izquierdo después de colocar el carro calcinero en su posición de descarga.

(3) Cuando el conductor del carro calcinero sale de este, tiene que abrir la puerta pequeña de la compuerta situada en el lado izquierdo. Luego de bajar del carro calcinero tiene que cerrar la puerta pequeña.

(4) Abrir las compuertas de los shutes de calcina.

Fig. N° 4

(5) Luego de chequear las conexiones del ducto de absorción con la compuerta principal, debe cerrar la compuerta de control de flujo de aire en el ducto de extracción superior que no es necesario que trabaje. El detalle se muestra en la Fig. N° 1, D y Fig. N° 5, B.

2. PARA DESCARGAR LA CALCINA

(1) Abrir la ventana pequeña situada en la compuerta principal del lado izquierdo, voltear la manivela para abrir la compuerta ubicada debajo de la tolva de calcina.

(2) Si los trabajadores necesitan limpiar la tolva de calcina del carro calcinero con barretilla, se permitía abrir la puerta pequeña.

3. LUEGO DE DESCARGAR

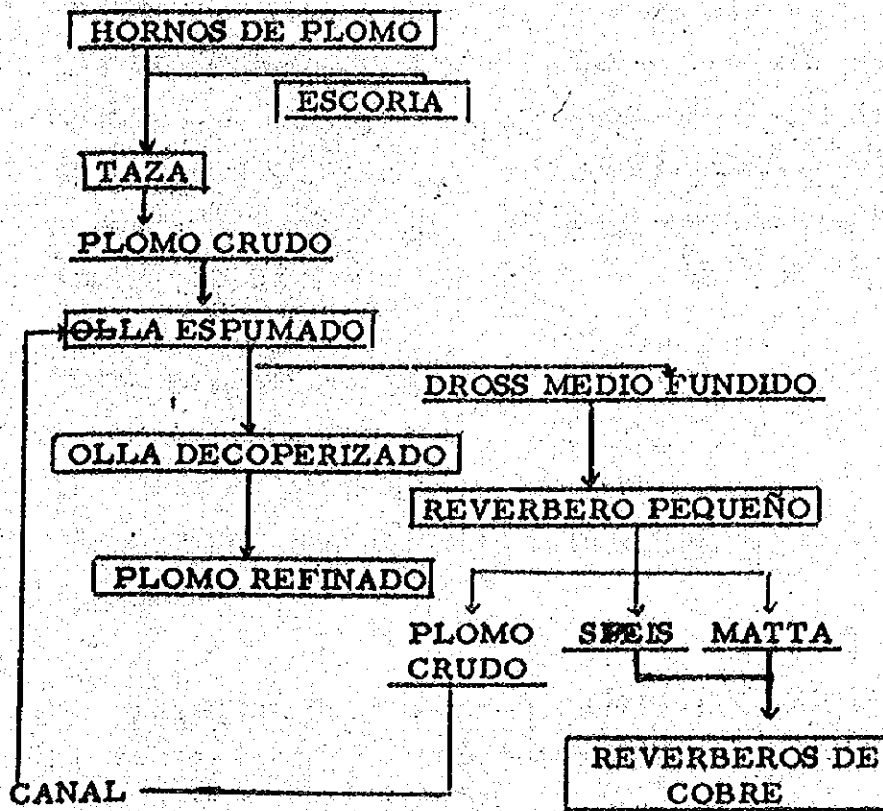
(1) Cerrar las compuertas de los shutes de calcina ubicadas sobre los hornos reverberos.

(2) Abrir la compuerta del lado izquierdo, para dejar salir libremente al carro calcinero.

2.2. Proceso de espumado de plomo

2.2.1. Problemas

1. RESUMEN DE OPERACIONES



El plomo crudo producido en los hornos de plomo es recibido en tazas y llevado al proceso de espumado de plomo crudo mediante una pequeña locomotora. A través de una grúa la taza es transportada hacia las ollas de espumado y descargan en ellas el plomo crudo y dross.

El dross de cobre es limpiado mediante una zaranda y grúa , luego el plomo crudo es bombeado a la olla de decoperizado y posteriormente a las ollas de moldeo.

El dross producto de la limpieza es cargado al horno reverbero de la planta.

2. Problemas del medio ambiente

Cuando descargan el plomo crudo de las tazas a las ollas de espumado, se desprende muchos gases inclusive polvo y humos metálicos. Inmediatamente el ambiente de trabajo empeora y la mayor cantidad de gases ataca la jaula de la grúa. Este es el más importante problema del proceso. (Ver Fot. N° 2 y Tabla N° 2).

3. Problemas para resolver

- a) La grúa tiene solamente un cable principal ello no permite la estabilidad de la taza al enrrollar el cable.
- b) La técnica de operación no es buena, la operación es muy brusca, debe hacerse con mucho cuidado.
- c) Los trabajadores no tienen voluntad de mejorar a pesar del ambiente contaminado, nosotros no podemos mejorar ello.
- d) Si preparamos un plan detallado de operación , tal vez los trabajadores no puedan cumplirlo. Los trabajadores no operan correctamente los sistemas de ventilación. De otro lado el mantenimiento de los sistemas de

de ventilación, no es bueno. Buscaremos un plan considerando estos problemas y prepararemos la operación standar de nuestro método. Además de ello, es necesario entrenar a los trabajadores para lograr un mejor ambiente de trabajo, este es un asunto muy importante.

2.2.2. RECOMENDACIONES PARA CONTROL AMBIENTAL

Es difícil eliminar la emisión de gases totalmente, sin embargo proponemos su extracción con campanas. De acuerdo a la información obtenida de los operadores de la planta, presentamos un plan de trabajo concreto. Se muestra el diseño de la campana en la Fig. N° 6. La campana se colocará en el borde de la olla, esta tiene una abertura en un lado, en esa parte será colocada la taza conteniendo plomo mediante la grúa de donde será vacuada a la olla.

En la Fig. N° 7 se muestra la vista de lado del sistema (campana y taza). La parte frontal de la campana debe ser movable y con contrapeso. Las recomendaciones son que el operador de la grúa evite golpear la platina movable (puerta movable), que lo inutilizaría y de otro lado es necesario que la taza pueda moverse hacia adelante manteniendo sellada la abertura de carga.

En la Fig. N° 8 se muestra la vista de plano de la Fig. N° 7.

En la Fig. N° 9 se muestra la ubicación de la descarga de plomo crudo y la emisión de gases.

En la Fig. N° 10 se muestra la vista de plano y la posibilidad de la campana y taza. La separación entre las asas de la olla y paredes laterales de la campana deberá ser de aproximadamente 400 a 500 mm.

Para ayudar a colocar la campana en su posición exacta , debe colocarse 2 postes de fierro y una platina guía en la campana (Ver Fig. N° 11) los cuales facilitarán el manipuleo de la campana con la grúa y evitarán su movimiento.

El ducto de extracción de gases estará conectado al ducto principal de ventilación de la planta mediante una junta movable y estará conectada a la campana moviéndose sobre sí misma. Este ducto de extracción de gases podrá ser usado para las ollas N° 5 y N° 6 . La Fig. N° 12 muestra los detalles de las conexiones. Los gases deben ser extraídos mediante ventilador y lavados con agua , el método de tratamiento de gases debe ser estudiado por técnicos de la Empresa.

(Sigue Pag. siguiente)

De los datos de capacidad de extracción de gases del sistema que funciona en HORNOS DE PLOMO, se concluye que disponen de un flujo suficiente 17,967 pies³/min. Esta es una forma apropiada para extraer los gases de las ollas de dross, pero es necesario comprobar la existencia de presión, y flujo de aire previamente.

2.2.3. MANUAL PARA MANIPULEO DE CAMPANA

1. COLOCACION DE CAMPANA

- 1.1. Coger la campana mediante los cable de manipuleo con la ayuda de grúa.
- 1.2. Levantar la campana con la grúa lentamente y llevarla sobre la olla.
- 1.3. Bajar la campana lentamente y colocar aproximadamente en su posición correcta, levantar y bajar otra vez a lo largo de los postes guía manteniendo el contacto entre el tope de campana y el poste guía. Con estas operaciones la campana quedará colocada justamente .
- 1.4. Bajar un poco el gancho de grúa para quitar (desenganchar) los cables para el manipuleo de la campana.

2. INICIO DE EXTRACCION DE GASES

2. 1. Girar el ducto móvil de extracción de gases, ajustar el extremo del ducto a la de entrada fija ubicada en la campana.

2. 2. Si se ha instalado un ventilador exclusivo arrancar el motor.

2. 3. Abrir los controles de flujo (reguladores manuales) ubicados en el ducto sobre la campana y en el ducto móvil. Al finalizar estas operaciones los gases comenzarán a ser extraídos.

3. DESCARGA DEL PLOMO CRUDO EN LA OLLA

3. 1. Levantar la taza del carro transporte

3. 2. Con ayuda de grúa transportar la taza hasta colocarla en la prolongación de la línea central de la olla (paralela al puente de la grúa), conservando una altura aproximada de 20 a 30 m. sobre el borde de la olla. Marcar en el piso con pintura esta posición.

3. 3. Transportar la taza hacia la olla hasta colocarla en posición tal que el íntegro de la taza esté sobre la olla, a la altura antes mencionada.

En este momento es recomendable que los cables de la grúa estén muy cerca de la puerta móvil de la campana.

- 3.4. Inclinar la taza con el cable secundario de la grúa, vaciando el plomo crudo dentro de la olla.
- 3.5. Al término del vaciado del plomo crudo, regresar la taza a su posición horizontal y llevarla hacia atrás manteniendo la línea horizontal. Después de esta operación el carguío ha finalizado.

4. OPERACIONES FINALES

- 4.1. Cerrar los controles de flujo de ventilación y regresar a su posición inicial los ductos de ventilación.
- 4.2. Cuando la olla esté llena de plomo crudo. Transportar la campana con la grúa a una posición que no cause molestias a otros trabajos. Es recomendable colocarla sobre la otra olla, si ello no va causar interferencias en el trabajo normal.

3. RECOMENDACIONES ADICIONALES PARA RESOLVER ESTOS PROBLEMAS

3.1. Sistemas de carguío del horno reverberos y transporte de calcina.

3.1.1. EN CASO DE USAR CARRO CALCINERO

El propósito es impedir la formación de puentes en la tolva del carro calcinero e impedir la formación de polvo de calcina.

1. REMOCIÓN DE TERRONES :

Una de las razones de formación de puentes son los terrones contenidos en la calcina. Algunos ladrillos de los tostadores se observaron al momento de descargar al horno reverbero. Debe investigarse la forma de remover estos terrones y trozos de ladrillos antes de cargar el carro calcinero en la planta de tostación.

2. Modificación de la posición de cargado al horno reverbero.

La calcina es cargada del techo del horno reverbero al fondo del shut de carguío. En este momento la presión de gas será ligeramente positiva y el flujo de aire se dirige hacia arriba a través del shut. De tal modo que es difícil impedir la emisión de gases que suben a través del shut de carga.

Pero en la pared lateral del horno reverbero la presión de gas usualmente es negativa . Cambiando el lugar de descarga del ducto de calcina al costado del horno sería mejor para prevenir la emisión de gases en este shut debido a que se puede utilizar esta presión negativa.

Usando este método , la presión del interior del shut es mantenida siempre negativa y el problema de emisión de gases será resuelta.

En La Oroya como los shutes de carga están situadas a ambos lados del techo no es necesario por tanto hacer una gran reconstrucción.

3.1.2. EN CASO DE NO USAR CARROS CALCINEROS

Cargado y transporte sin generar emisión de polvo

I. Transporte de calcina de los tostadores a los hornos reverberos

A) Para utilizar el transporte neumático de la calcina. Hay gran distancia, cerca de 300 metros de los tostadores a los hornos reverberos, por tanto pensamos que el transporte neumático es lo mejor para evitar la emisión de gases porque la gravedad específica de la calcina es apropiada para el transporte neumático. En este caso es necesario remover los ladrillos y desmenuzar los terrones de calcina. Para el transporte neumático de calcina es necesario utilizar equipo adecuado ; esto es tolvas, ciclones y precipitador electrostático.

Este sistema de transporte es un poco caro de construir y difícil de operar en comparación con el actual sistema, pero es el mejor camino para prevenir la emisión de gases.

3.2. Recomendaciones Adicionales para Resolver los Problemas de Contaminación en la Planta de Dross.

Se han observado 2 problemas principales de contaminación :

- Descarga de plomo crudo en las ollas N° 5 y N° 6 .
- Carga de dross en el horno reverbero

RECOMENDACIONES

- Instalar 2 nuevas ollas de espumado (Drossing) en el área exterior de los Hornos de Plomo , N°1 , N°2 .
- El plomo de los tanques de escoria de los Hornos N°1 , N°2 será conducido por medio de un canal a las nuevas ollas de espumado , que serán similares a las usadas en la planta de dross.
- El dross de cobre será sacado mediante una máquina especial para limpiar el dross de la superficie de la olla.

- Cada olla tendrá una campana para control de contaminantes y será movida por la máquina para quitar el dross . El modelo y diseño de esta máquina puede ser solicitado por CENTROMIN-PERU a TOHO ZINC CO. LTD.

- El dross producto de la limpieza de las ollas, será descargado en un vibrador enfriado con agua, luego podría pasar por una zaranda y posteriormente mediante faja transportadora directamente descargado en el horno reverbero de la planta de dross.

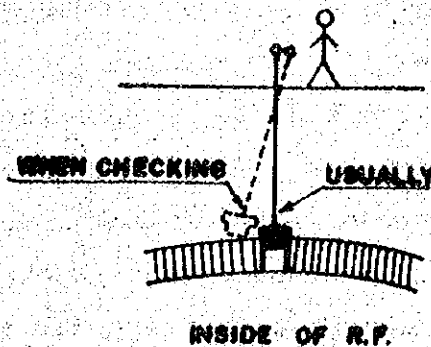
3. 3. PREVENCIÓN DE ESCAPE DE AIRE

Después de visitar el piso de carga de hornos reverberos, hornos convertidores y hornos de plomo y observar las operaciones , llegamos a las siguientes conclusiones :

Una de las causas que empeoran el ambiente de trabajo es la existencia de múltiples fugas de aire. El sistema de ventilación tiene una gran capacidad pero una gran cantidad de gases producidos se escapan. Como resultado de estas fugas de aire se pierde mucho de la capacidad del sistema de ventilación . Luego disminuyendo las fugas de aire , aumentará la capacidad de extracción de gases y mejorará el medio ambiente de trabajo en cada una de las fuentes de contaminación actual. Estos son problemas importantes que CENTROMIN deberá resolver para completar nuestras recomendaciones.

A. HORNOS REVERBEROS

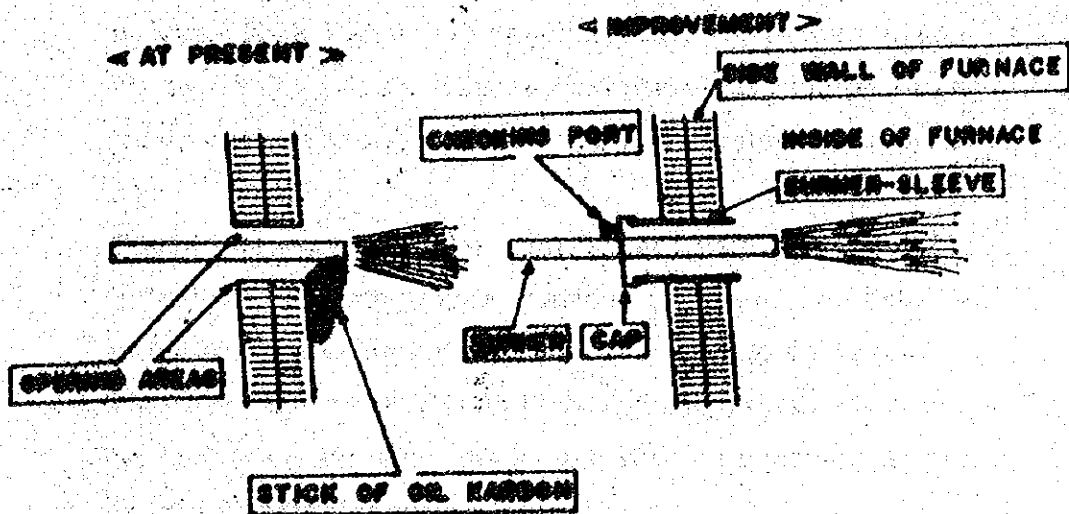
- 1) Los trabajadores siempre olvidan o no cumplen con cerrar las compuertas de entrada de carga de calcina al Reverbero. Estas compuertas deben ser cerradas tan pronto termine la operación de carga.
- 2) El actual sistema de ventilación que funciona sobre el horno Reverbero N° 1 , no controla los gases debido a que el diseño deja espacios abiertos muy grandes . Opinamos que estos espacios libres deben ser reducidos para mejorar la velocidad de succión en estas partes.
- 3) Existen muchos intersticios entre los ladrillos del techo de los reverberos, lo mismo que aberturas usadas para el control del nivel de mata . Estos intersticios deben ser selladas con el mismo material que están hechos los ladrillos y las aberturas para el control del nivel de mata deben ser cerrados con un tapón, cuyo diseño se muestra en el siguiente dibujo :



4) El área libre alrededor de los quemadores, es usada para observar el interior del horno y limpiar el material adherido al quemador. Estos espacios abiertos no son convenientes para la fundición, ocasionan pérdidas de calor y interfieren con la ventilación.

Para mejorar la eficiencia (combustibilidad) de los quemadores es necesario instalar mangas de quemador que resolverán el problema.

El diseño se muestra en el dibujo siguiente :



5) La pendiente del canal de descarga de mata es muy pequeña. Algunas veces la mata no puede discurrir y se queda en el canal. Por esta razón los trabajadores siempre abren las campanas ubicadas sobre el canal para observar, ocasionando disturbios en la ventilación. La eficiencia de la captación de contaminantes por esta razón es extremadamente mala. Ello debe ser estudiado con más detalle.

B. HORNOS CONVERTIDORES

Los espacios abiertos entre la campana de succión y la boca del horno convertidor son muy anchos. Es necesario mejorar el diseño de la forma de la campana de tal manera que se logre sellar estos espacios libres.

C. PISO DE CARGA DE HORNOS DE PLOMO

Con el propósito de controlar la emisión de gases, el método de sellado con los materiales de carga (sinter, coke y otros) es usado generalmente. Pero en el caso de La Oroya, se forman costras alrededor de la entrada esto causa disturbios en la supresión de gases.

Cuando se remueven las costras el nivel de material baja y se produce mayor cantidad de gases, en este momento debe aumentarse el tiraje (flujo de ventilación) manualmente. CENTROMIN no dispone de este control, siempre se mueve una misma cantidad de aire por el sistema de ventilación.

Es muy importante para el mejoramiento del control ambiental, proyectar o preparar el correcto método de operación de la planta.

D. FUGAS DE AIRE DE DUCTOS DE VENTILACION

Es necesario constatar el buen estado de los ductos de ventilación especialmente clausurar los huecos y fugas por donde se pierde presión. En la fundición

La Oroya es muy importante ejecutar el mantenimiento de todos los equipos de ventilación, por que las instalaciones se han construido hace muchos años.

4. MISCELANEAS

4.1. Comparación con las recomendaciones de la Misión Japonesa anterior

Estas recomendaciones son casi las mismas que las hechas por la anterior misión japonesa en lo referente a los métodos de control ambiental para la solución de estos problemas.

Sin embargo hay algunas diferencias en el contenido, las cuales son, las dimensiones explicadas, son más cercas a lo real y más detalladas.

En consecuencia, esta misión ha discutido con ingenieros no solo del departamento de seguridad sino de la sección de operaciones en varias oportunidades sobre el estado de métodos de investigación y planeamiento, resueltos los problemas y luego de haber conseguido la aceptación para construir estos simples equipos con ellos. Esperamos que construyan los equipos simples aconsejados por la misión tan pronto como sea posible.

Estas recomendaciones son hechas teniendo en cuenta lo más fácil de contruir y poner en práctica y también bastante fácil de manipular por los trabajadores que sigan el manual de operaciones, no incluyendo la técnica moderna del Japón.

4.2. Recomendaciones sobre como lograr la solución de los Problemas en la fundición La Oroya .

Nosotros creemos que es posible que el Departamento de Seguridad de la Fundición La Oroya con más celo podría resolver los diferentes problemas existentes.

Sin embargo observamos cierta indiferencia en la comprensión de los problemas entre los ingenieros de operación y del Departamento de Seguridad que no discuten los problemas entre los ingenieros de planeamiento, seguridad y operación.

Creemos que los ingenieros de las distintas secciones trabajan muy independientemente por lo que recomendamos que ante cada problema se reúnan y discutan hasta lograr resolverlo. Además hay falta de entrenamiento de los trabajadores quienes no practican un manual de operaciones.

Si nosotros construimos equipos para resolver los problemas desde su origen no tendremos éxito si no entrenamos al personal para que siga un manual de operaciones.

Pensamos que el Departamento de Seguridad debería tener más influencia en las operaciones , para ello los ingenieros del Departamento de Seguridad deberán estudiar más para lograr un mayor conocimiento de las operaciones de la Fundición La Oroya, lo que proponemos será el camino más corto para lograr éxito y evitar la causa de los problemas.

De todas maneras desde el punto de vista de la solución de los problemas en la Fundición La Oroya nos gustaría decir que por favor pongan atención a los demás problemas que tienen. Refiriéndonos a nuestras recomendaciones deben resolver los problemas paso a paso tan pronto como sea posible.

Finalmente esperamos continuar colaborando lo suficiente con todas las Organizaciones que tengan relación con J. I. C. A.

5. CONCLUSIONES

Las recomendaciones de esta Misión no incluyen grandes modificaciones como la reconstrucción de plantas de la fundición.

Es posible poner en práctica las recomendaciones y es lo más efectivo para resolver la emisión de contaminantes. Al poner en práctica las recomendaciones debe educarse a los trabajadores a seguir los manuales de operación escritos en este informe.

En el capítulo 3 de este reporte anotamos advertencias adicionales para resolver los problemas.

Esta Misión, ha tratado de utilizar las más nuevas técnicas utilizadas en Japón .

Sin embargo el primer punto para resolver los problemas de emisión , es necesario educar a los trabajadores para que respeten y cumplan el manual de operaciones a fin de usar los presentes equipos adecuadamente.

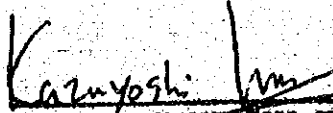
Como segundo punto es necesario crear en todos los supervi -
sores y trabajadores una conciencia de Seguridad e Higiene In -
dustrial , ellos siempre deben pensar en mejorar o mantener
las mejores condiciones de trabajo.

Sin esta forma de pensar, ninguna recomendación va conducir
al éxito permanente.

TAR/lat

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY

MISION JAPONESA DE METALURGIA


ING. KAZUYOSHI INOUE


ING. MOTOTSUGU MATSUNO


ING. AKIRA HOSOI

TAR/lat

ANEXOS

RESULTADO DE LAS MEDICIONES DE POLVO EN EL PISO DE CARGA DEL HORNO REVERBERO

Para la medición de polvo de calcina en el piso de carga del Horno Reverbero de Cobre N° 1 , se utilizó el MEDIDOR DIGITAL DE POLVO, y para la corrección de los datos se empleó el MUESTREADOR DE AIRE DE BAJO VOLUMEN. El factor de Corrección hallado fue 7.0 .

LUGARES DE MUESTREO

En la Fig. N° 13.. se anotan los puntos de muestreo en el piso de carga del horno reverbero N° 1 . Las 8 muestras se tomaron debajo de las campanas de extracción y al costado de los rieles , donde usualmente permanece el operador del carro calcinero. Todas las mediciones fueron hechas en momentos que no descargaban calcina.

RESULTADO DE MEDICIONES

<u>N° Medición</u>	<u>Datos del medidor digital mg/m³</u>	<u>Datos finales corregidos mg/m³</u>
1	2.5	17.5
2	6.43	45.0
3	1.24	8.7
4	1.31	9.2
5	5.81	40.7
6	2.36	16.5
7	0.98	6.9
8	0.82	5.7

T A B L A N ° 1

CONCLUSIONES

Considerando el límite permisible para polvo establecido en el Perú de 5 mg/m^3 , los resultados muestran que las condiciones ambientales en el piso de carga del horno reverbero N°1 que dispone de campanas de extracción es muy mala generalmente. Al momento de descarga de calcina la concentración de polvo es insoportable, asumimos que es aproximadamente 100 mg/m^3 .

2. RESULTADOS DE LAS MEDICIONES DE POLVO EN LA PLANTA DE DROSS

La técnica de muestreo empleada fue la misma que en los hornos reverberos. El factor de corrección hallado fue 23.1, debido a la densidad del polvo.

LUGARES DE MUESTREO

En la Fig. N° 14, se muestran los lugares de muestreo en la Planta de Espumado.

Las mediciones 1, 2, 3, y 4 fueron efectuadas en condiciones comunes de trabajo y la 5 y 6 durante la carga de dross al horno reverbero y fundición de ánodos usados en la olla N° 7. No se muestreó al momento que descargaban plomo crudo a las tazas, debido a la gran emisión de gases y polvo en ese momento.

RESULTADOS DE MEDICIONES

<u>N° Medición</u>	<u>Datos del Medidor digital mg/m³</u>	<u>Datos finales corregidos mg/m³</u>
1	0.72	76.6
2	1.01	23.3
3	2.19	50.6
4	0.61	14.1
5	1.06 *	24.5 *
6	3.80 **	87.8 **

TABLA N° 2

- * Muestra efectuada en el piso de carga del horno reverbero, en el momento de carga.
- ** Muestra cerca a la olla N° 7 durante el fundido de ánodos de plomo usados.

CONCLUSION

Las condiciones ambientales de trabajo en la planta de dross son muy malas en todo momento. Asumimos que en los peores momentos la concentración de polvo sobre pasa los 100 mg/m^3 .

FIG. 1 - SIDE FIGURE OF CALCINE CARRIER

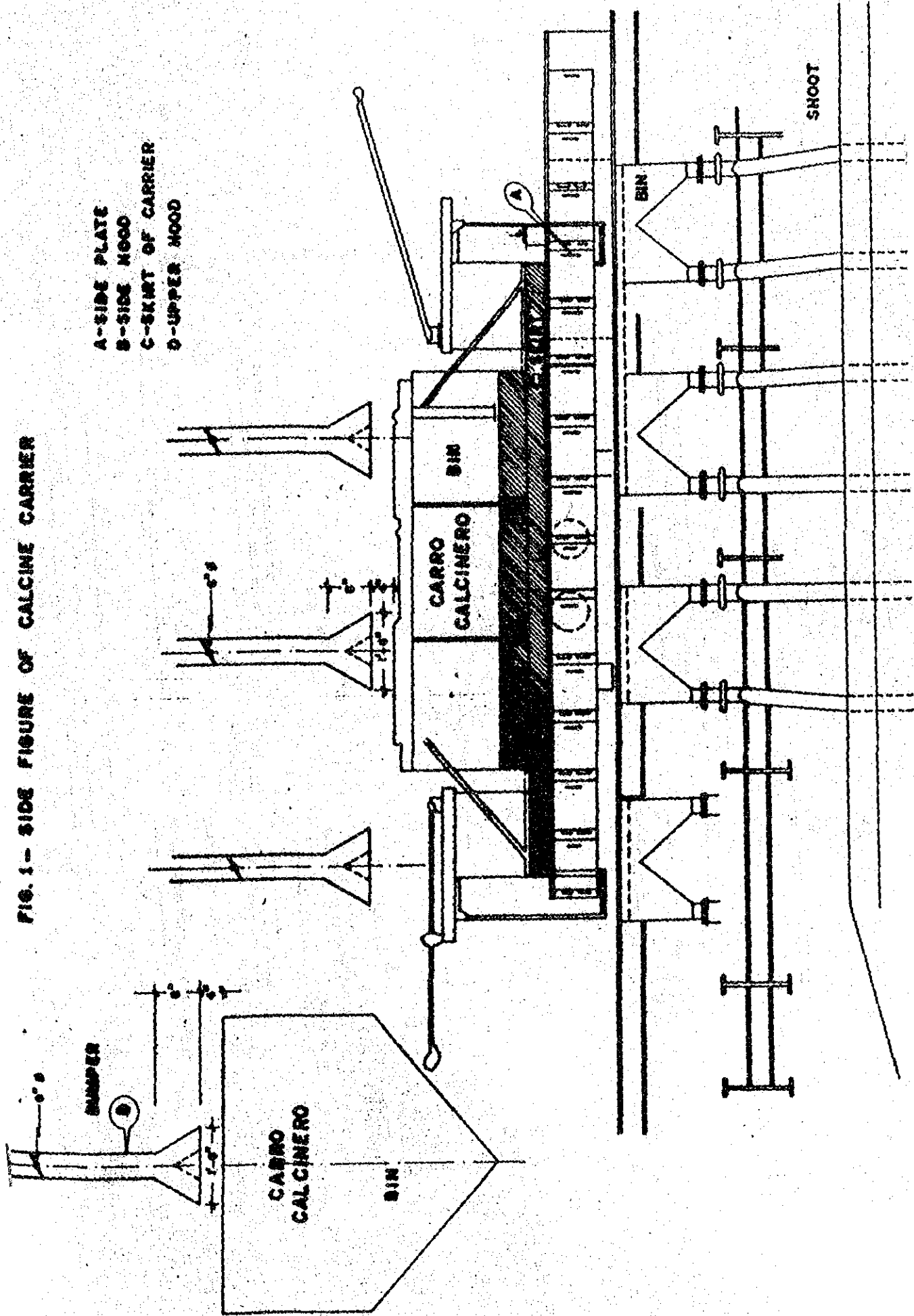
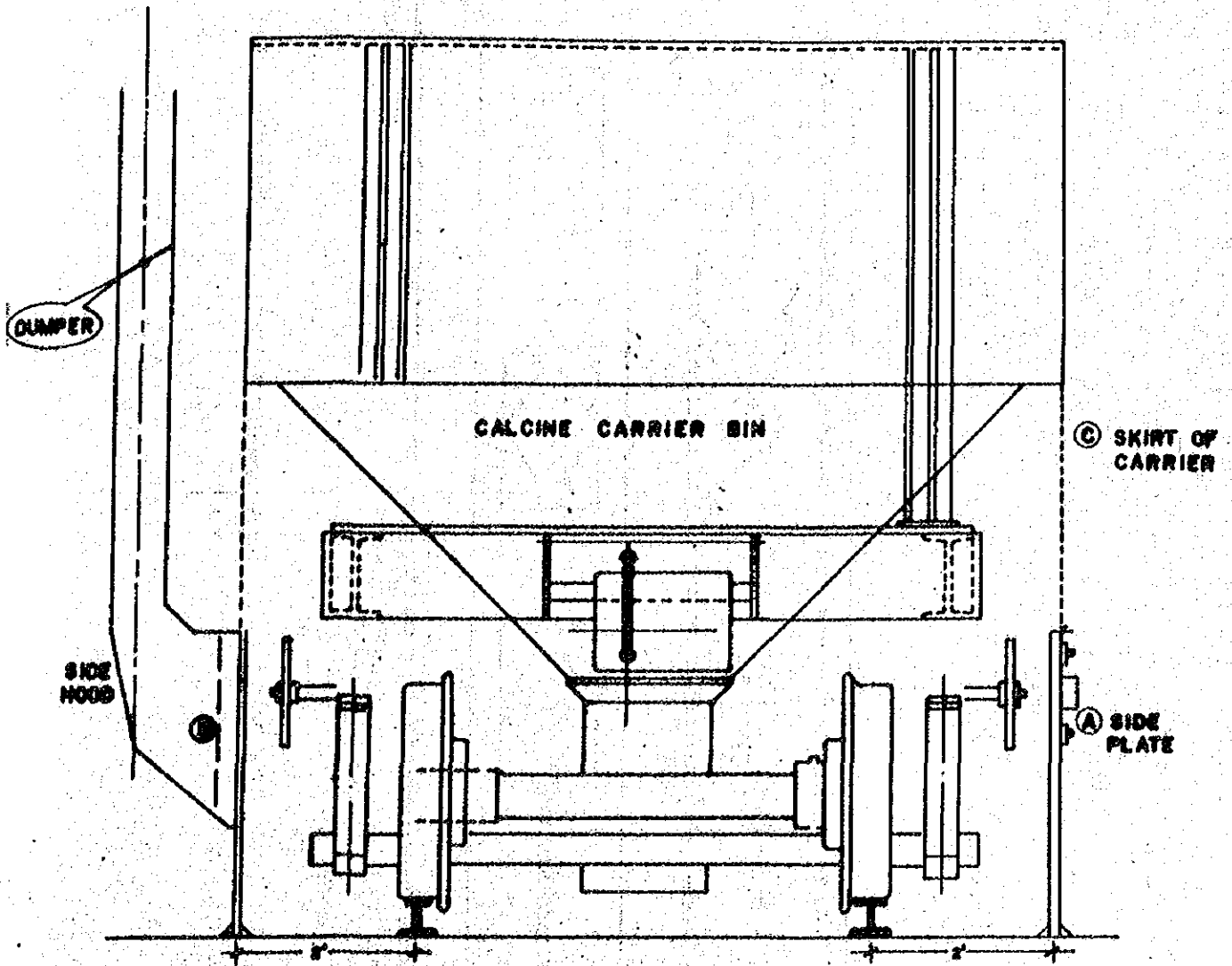


FIG. 2. VERTICAL FIGURE OF CALCINE CARRIER



- (A) SIDE PLATE
- (B) SIDE HOOD
- (C) SKIRT OF CARRIER
- (D) UPPER HOOD

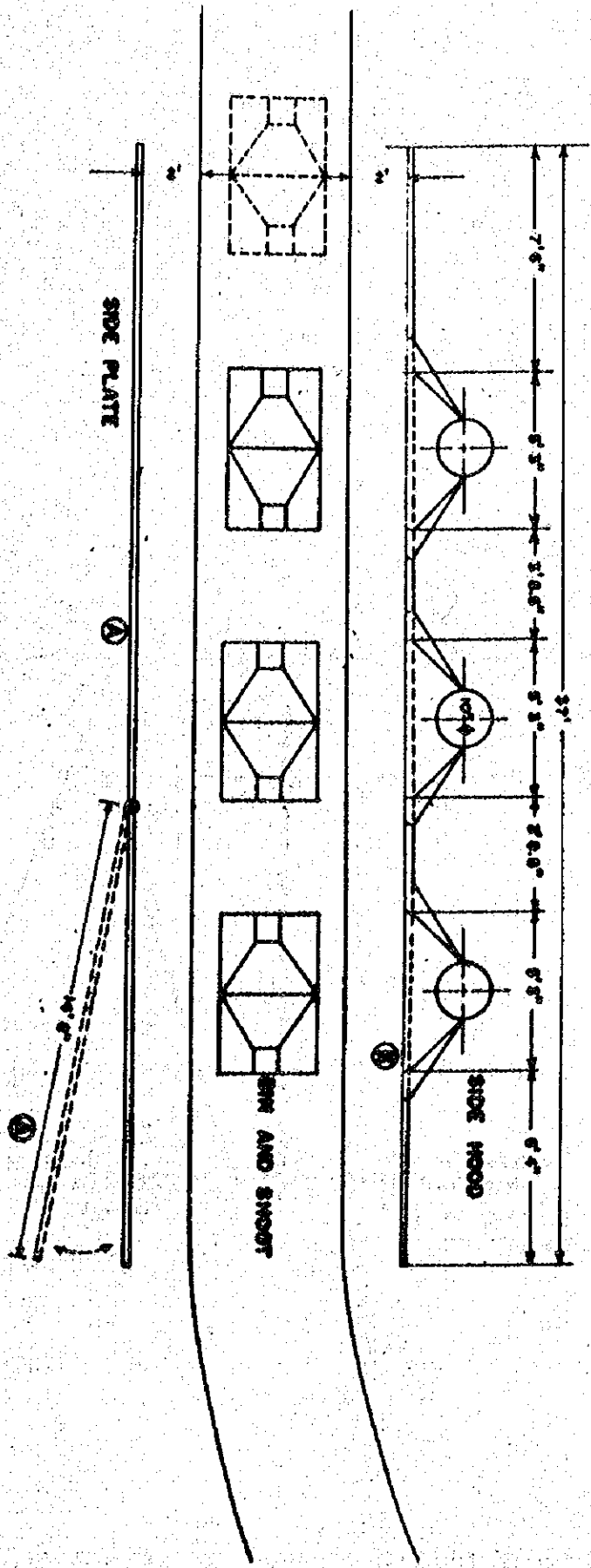


FIG. 3.- PLANE FIGURE OF EQUIPMENT

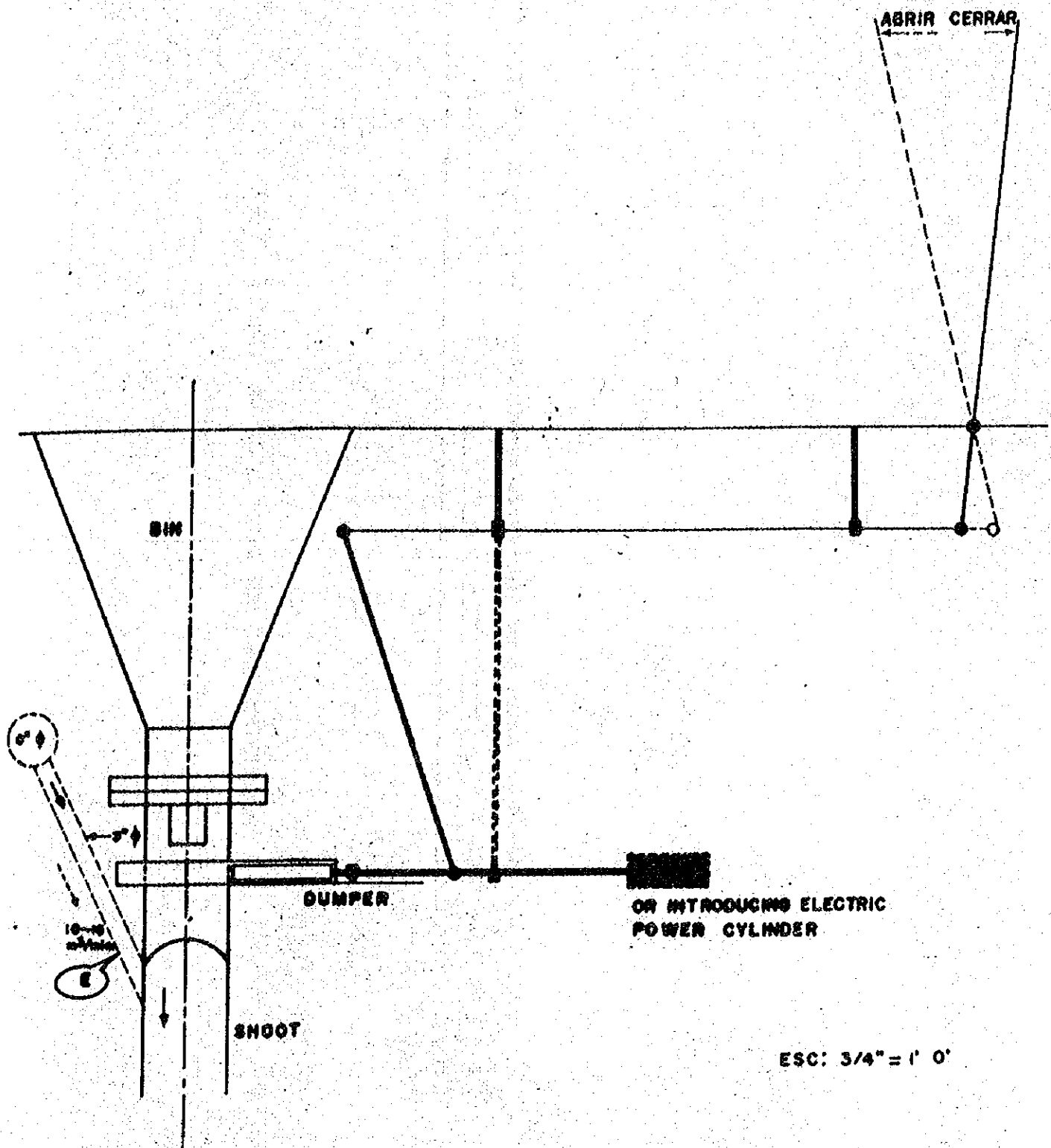


FIG. 4 - FIGURE OF DUMPER HANDLE MODIFICATION

FIG. 5 - FIGURE OF SIDE HOOD ON EQUIPMENT

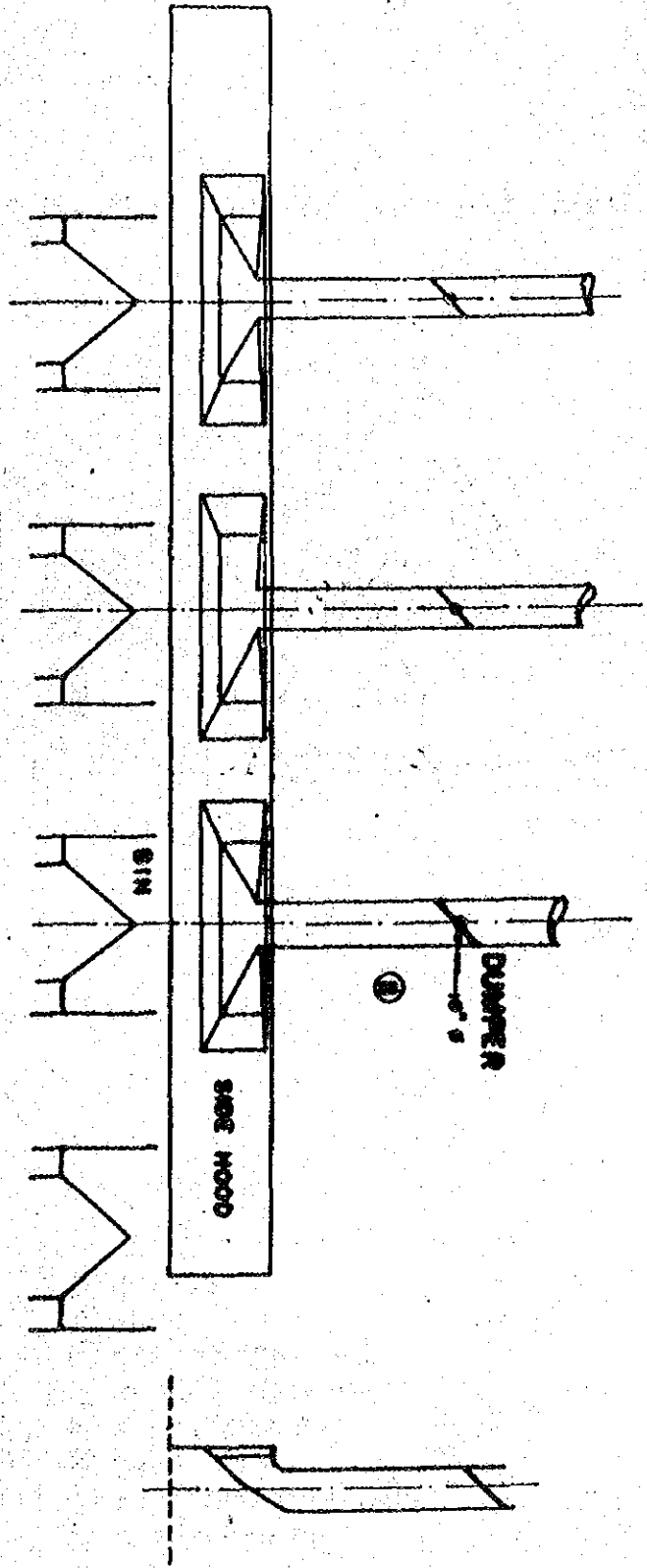
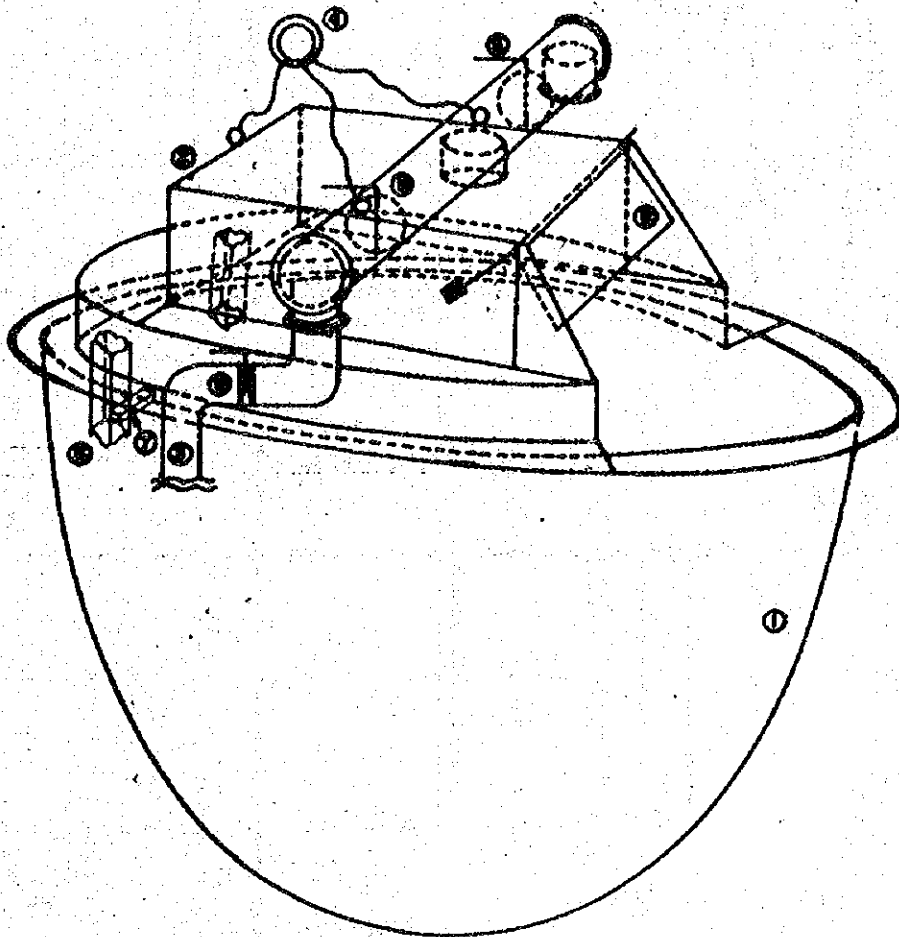


FIG. 6 - THE SKETCH OF HOOD AND KETTLE



- ① KETTLE
- ② HOOD
- ③ GAS DRAWING PIPE
- ④ HANGING INSTRUMENT
- ⑤ HANDY DUMPER
- ⑥ FIXED POST
- ⑦ BAR FIXED WITH HOOD
- ⑧ MOVABLE HOOD

FIG. 7 - A SIDE VIEW OF HOOD AND POT

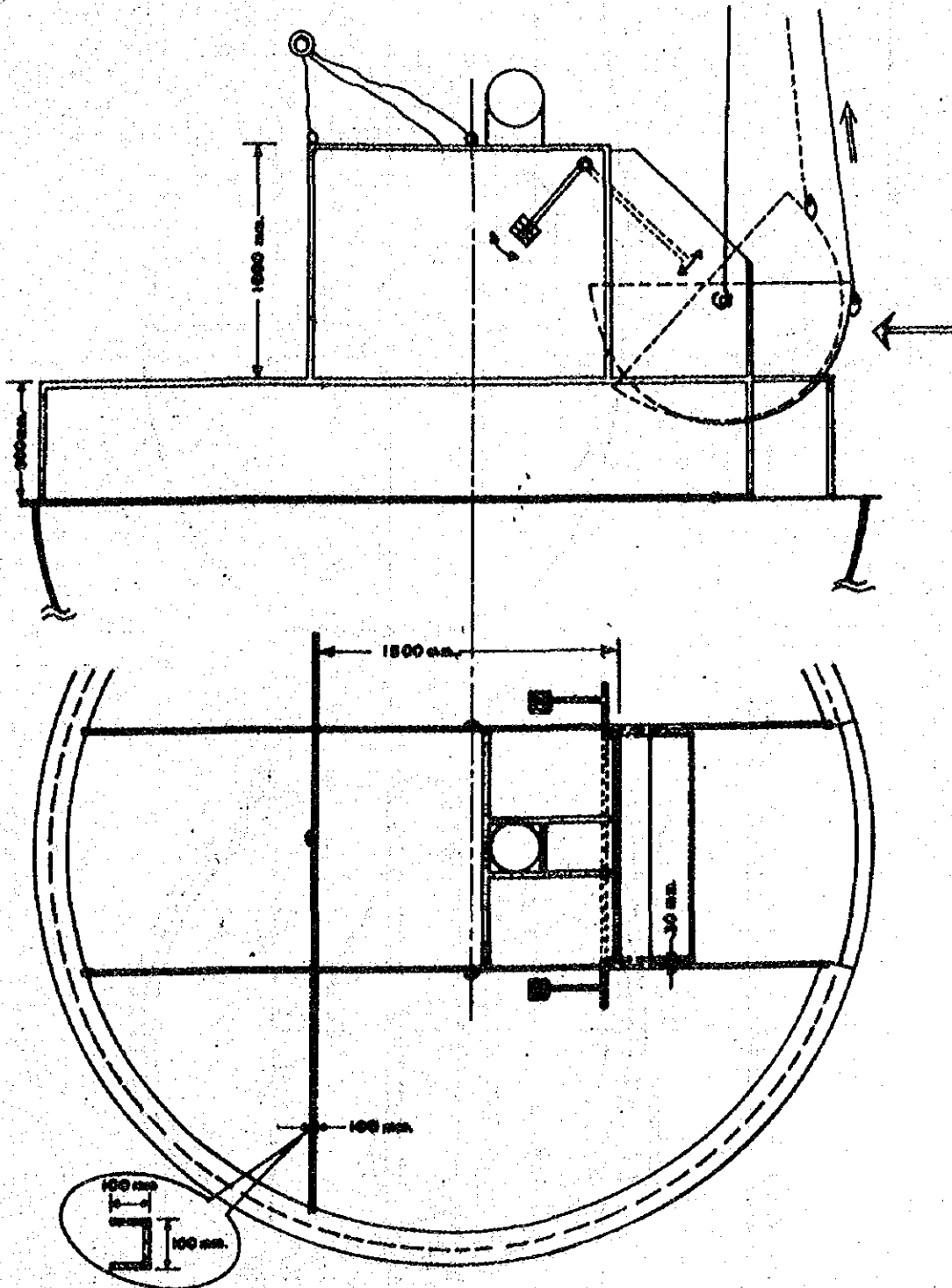


FIG. 8 - A PLANE OF VIEW FIG. 7

FIG. 9 - SITUATIONS OF POURING OF CRUDE-LEAD AND DRAWING GASES

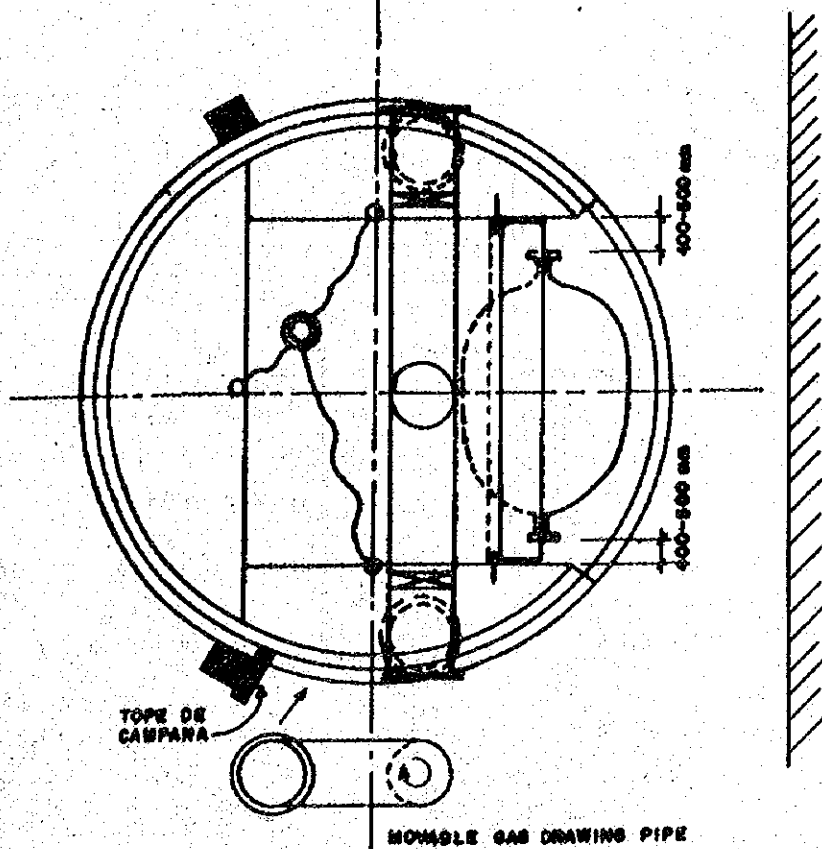
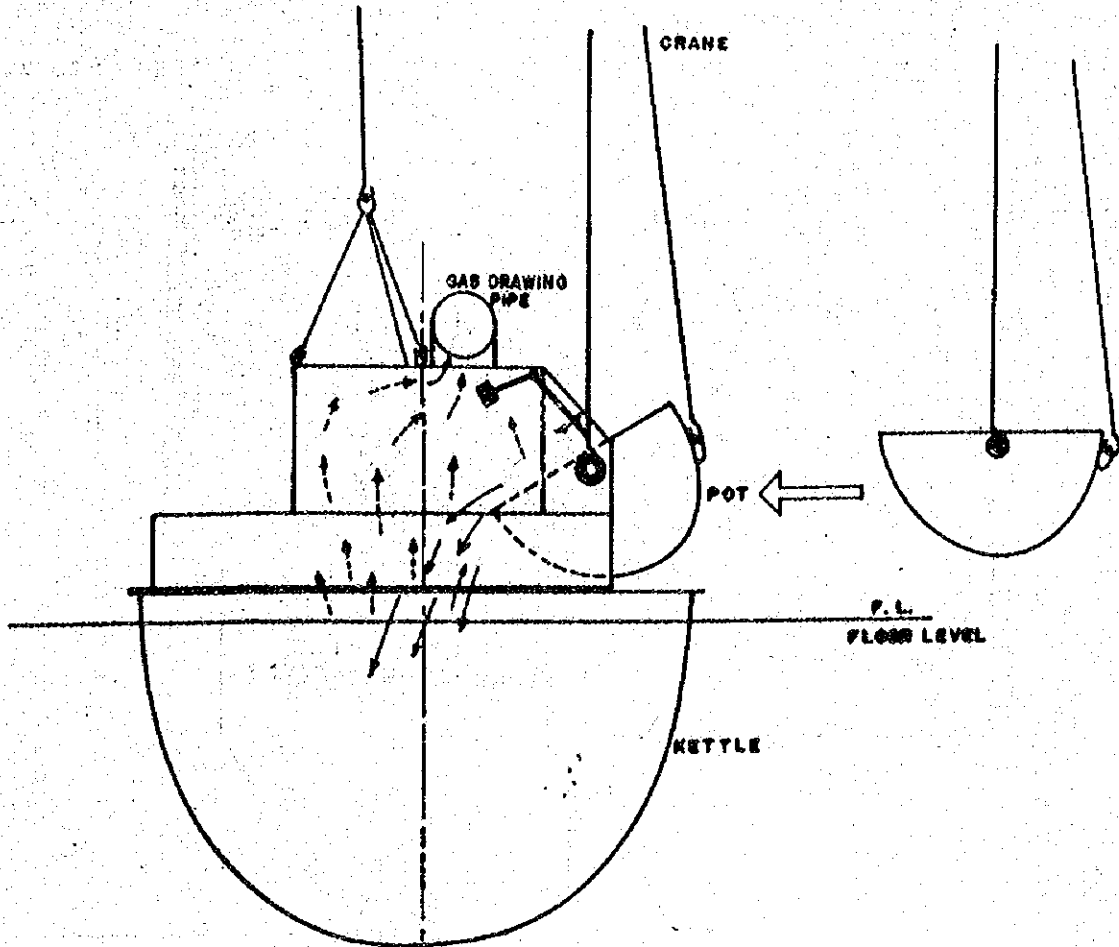
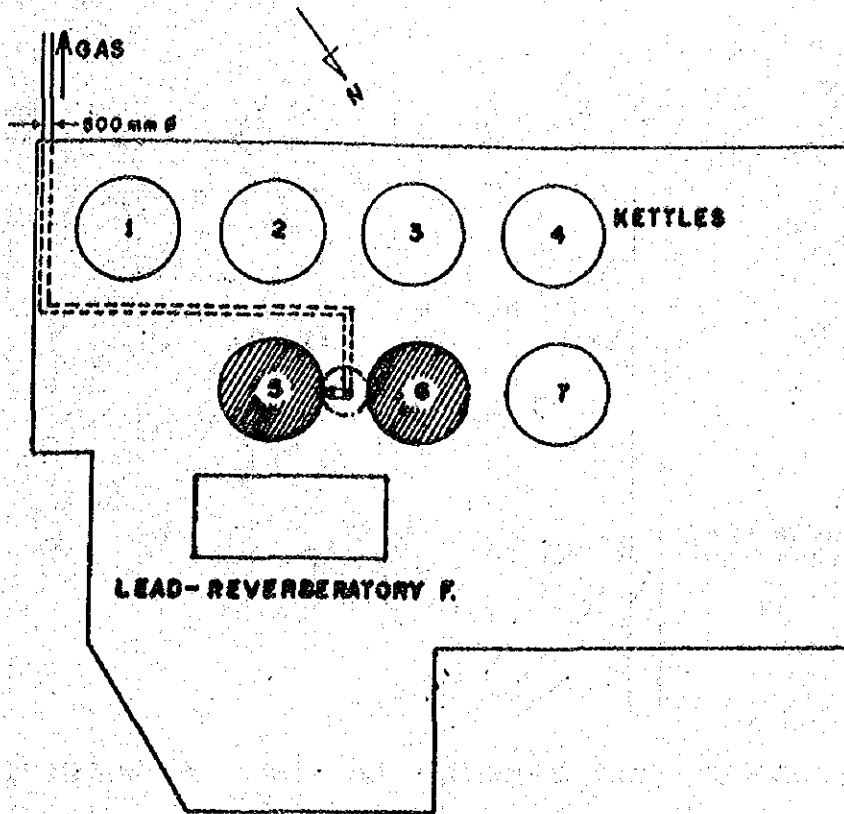


FIG. 10 - A PLANE FIGURE OF POSITIONAL RELATIONS ON HOOD AND POT

FIG. 11 - A PLANE FIGURE OF KETTLE ARRANGEMENT AND THE POSITION OF GAS DRAWING PIPE.

VISTA DE PLANTA



VISTA FRONTAL

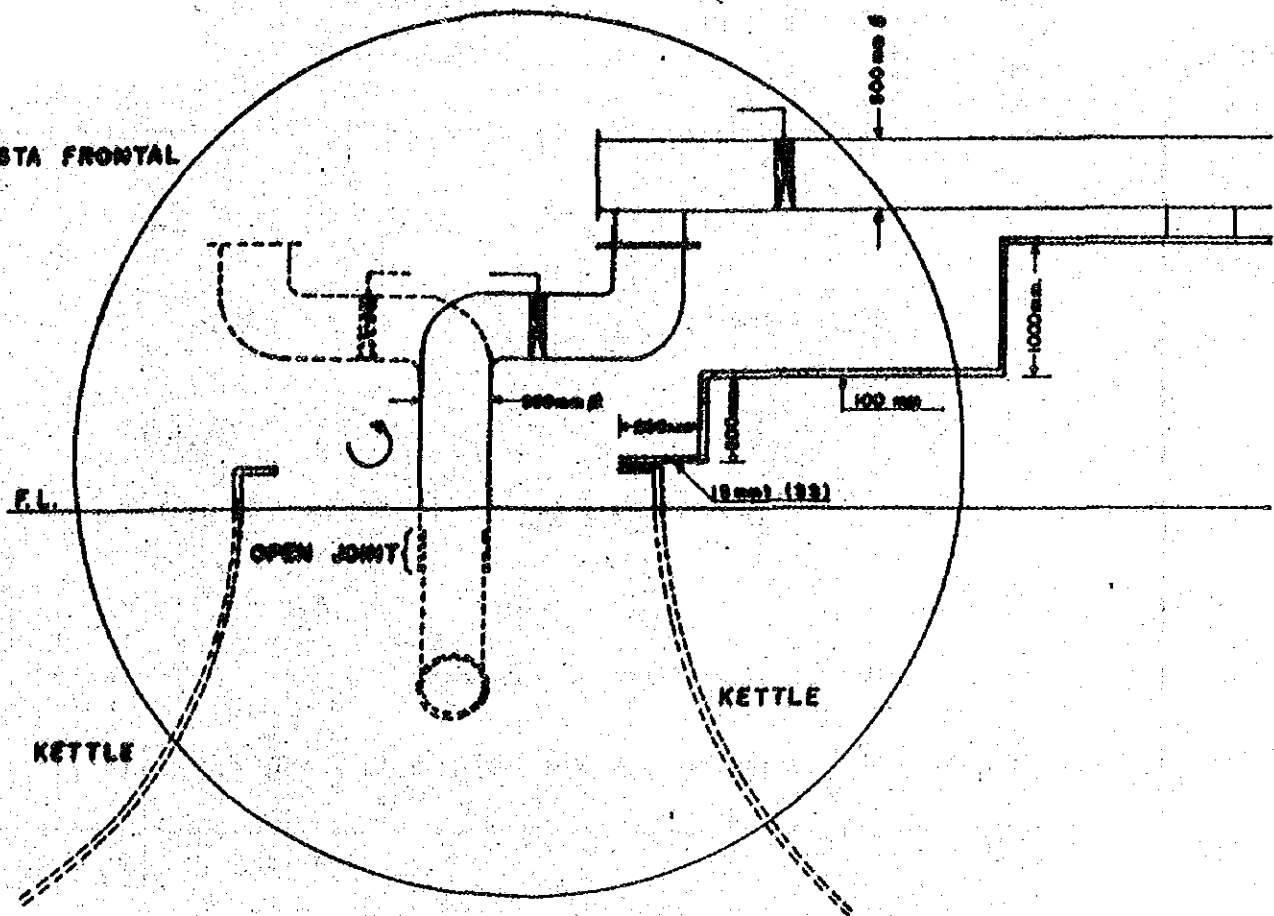


FIG. 12 - DETAILS OF CONNECTING PART OF GAS DRAWING PIPE

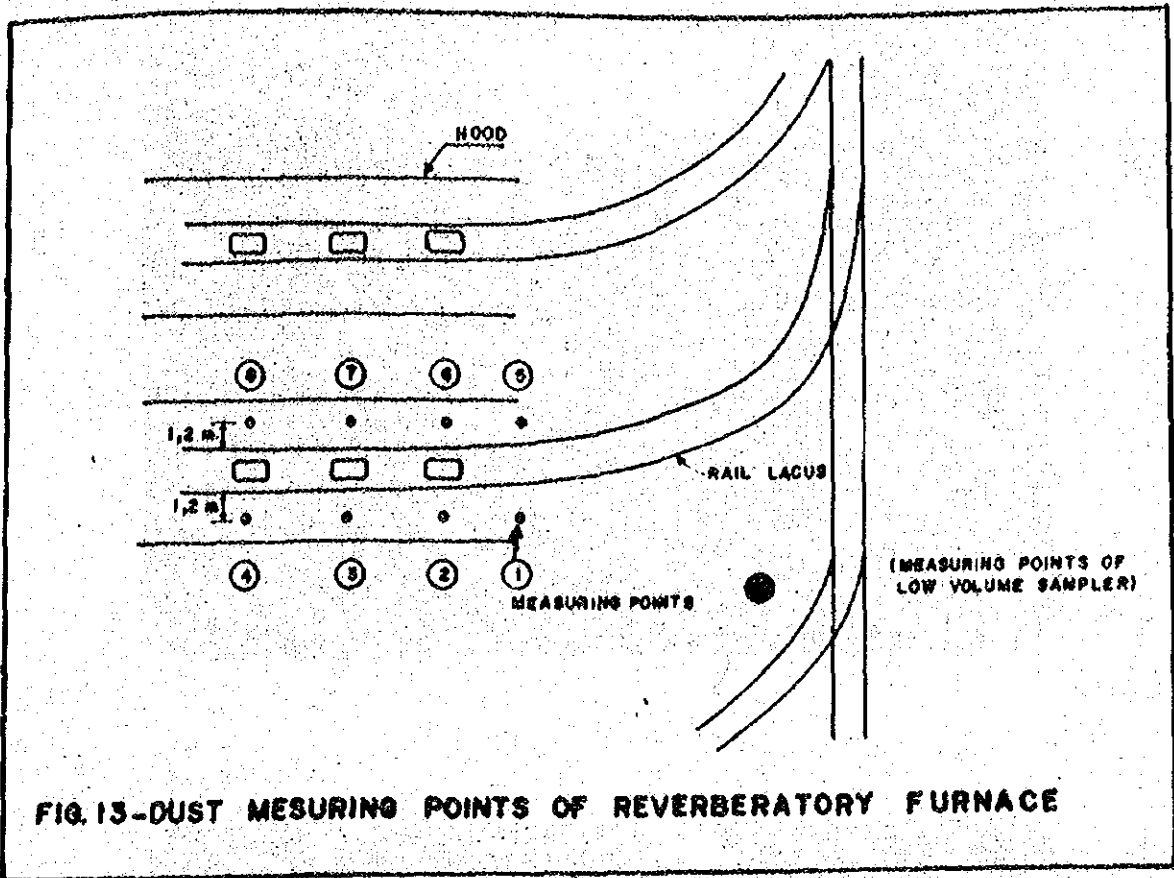


FIG. 13 - DUST MESURING POINTS OF REVERBERATORY FURNACE

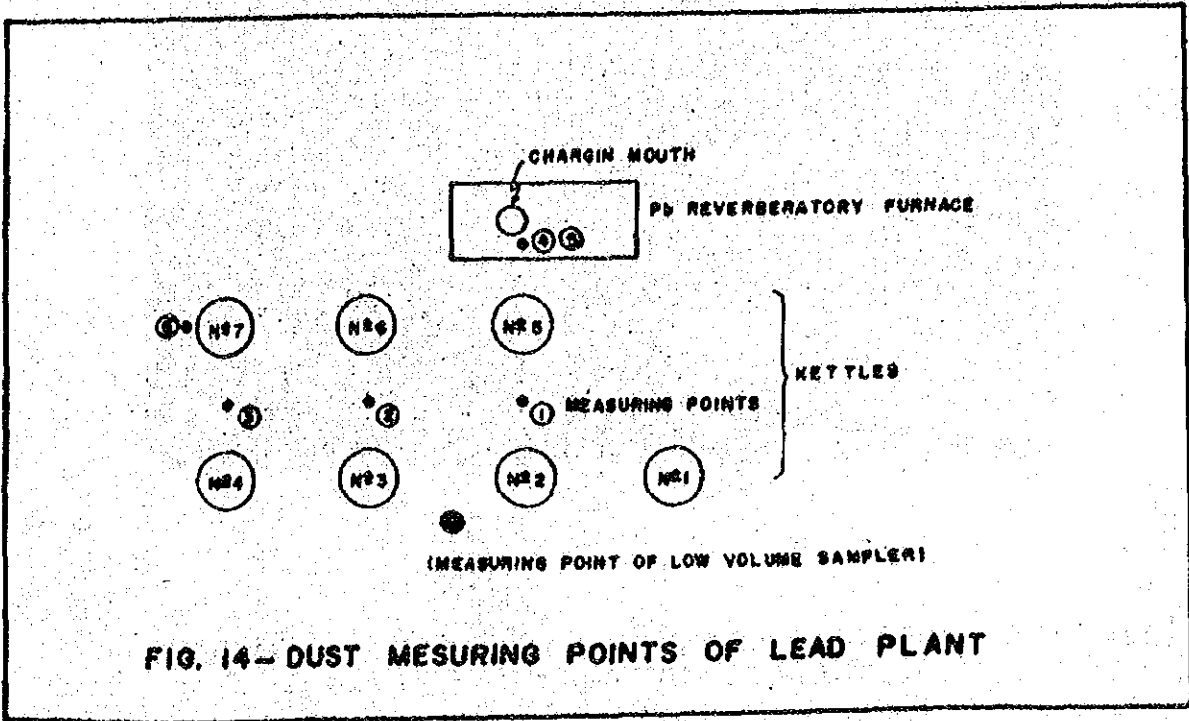
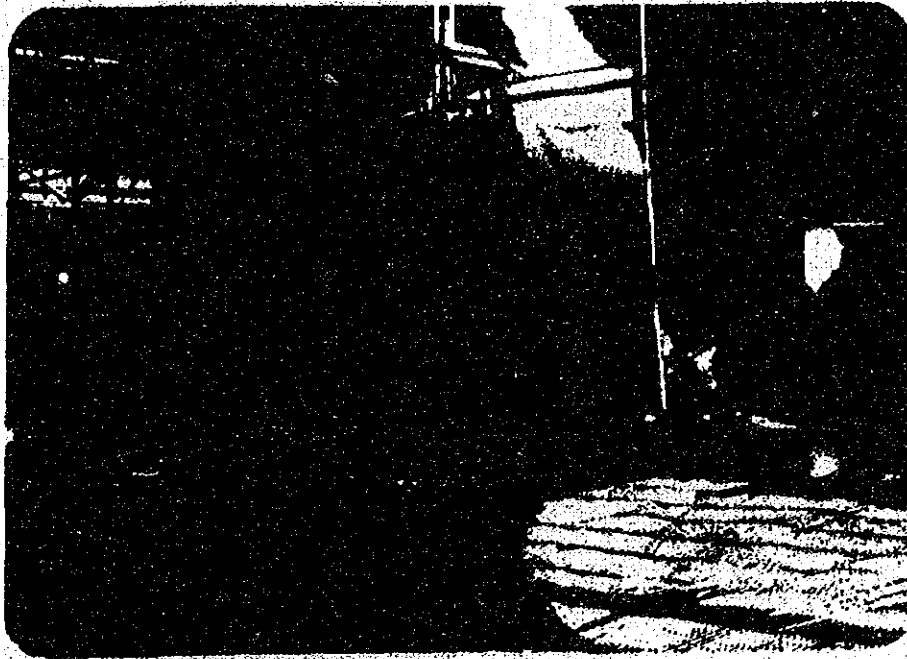
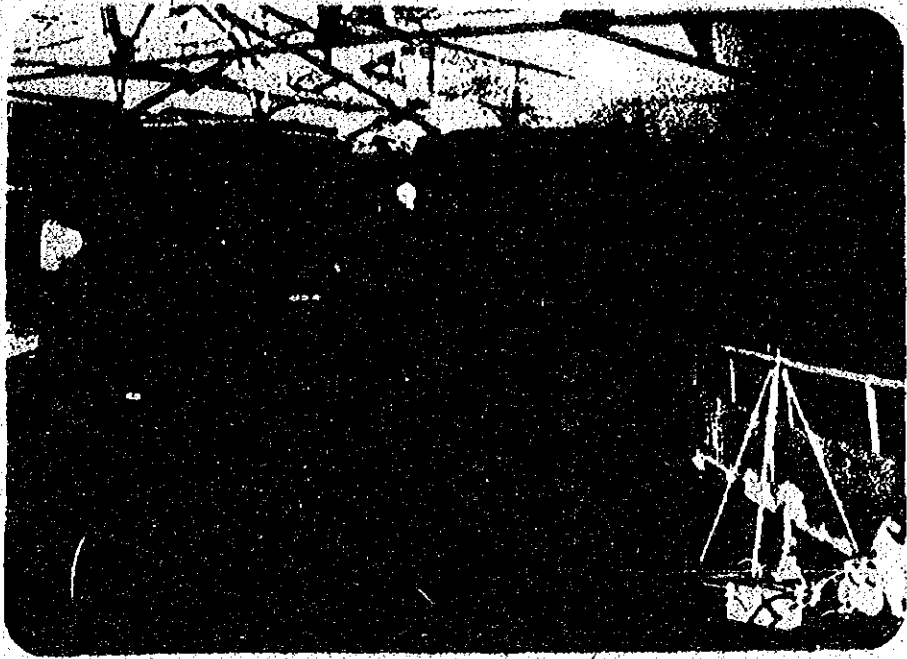
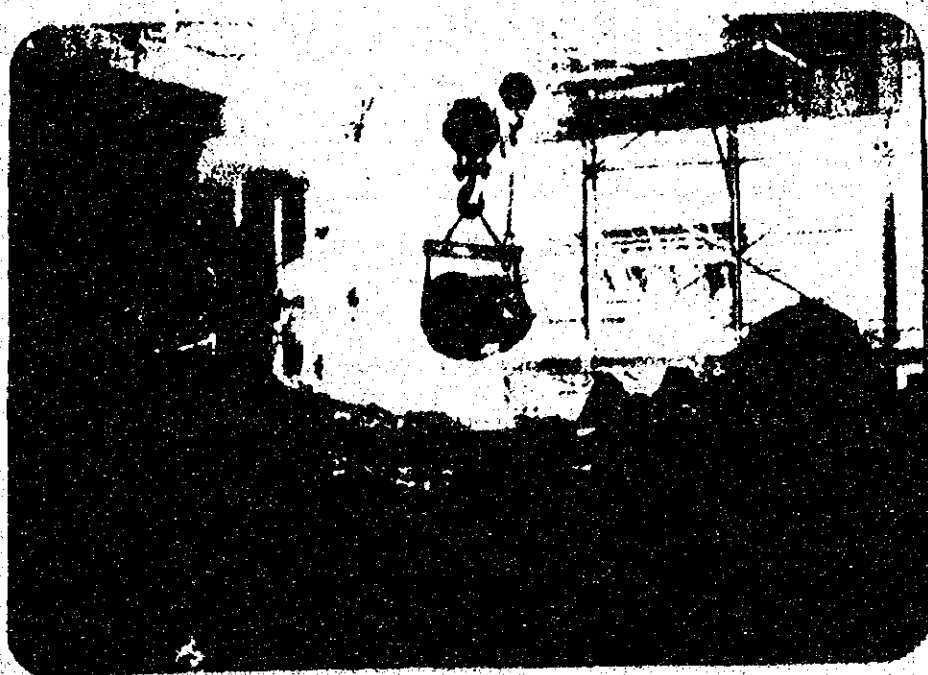


FIG. 14 - DUST MESURING POINTS OF LEAD PLANT



FOTOGRAFIA N° 1 CONTAMINACION EN EL CARGUIO DE CALCI-
NA A LOS HORNOS REVERBEROS .



FOTOGRAFIA N°2 CONTAMINACION AL DESCARGAR EL PLOMO
DE LA TAZA

製錬保安技術ミツヨシ報告書

昭和 56 年 5 月

於 リマ

1	はじめ	1
2	リフティング	2
2-1	銅の反射炉関係	2
2-1-1	反射炉へカルサイン供給装置の問題	2
2-1-2	反射炉関係環境対策	3
2-1-3	操作マニュアル	4
2-2	鉛ドロッピング設備関係	5
2-2-1	ホット内の粗鉛をドロッピング鉛へ転入する際の問題	5
2-2-2	ドロッピング鉛関係環境対策	6
2-2-3	操作マニュアル	8
3	技術的改善の提示	9
3-1	銅反射炉へのフローイング炉へカルサイン輸送システムについて	9
3-1-1	カルサインカーを使用する場合	9
3-1-2	カルサインカーを使用しない場合	10
3-2	鉛ドロッピング設備関係について	10
3-3	全般的なフローイングの防止について	11
4	その他	14
4-1	前回のリフティングとの関係	14
4-2	作業環境改善に対するフロヤ製錬所の取組みについて	14
4-3	作業環境の測定について	15
4-3-1	銅反射炉若入口付近の測定	15
4-3-2	粗鉛ドロッピング鉛付近の測定	17
5	結言	20
6	謝辞	20

1 はじめに

この報告書は、合同設置された、パル-キ和同製錬保安技術
ミッションが CENTROMIN PERU 3・FDP製錬所に於ける
調査の結果と、それに基づいた対策について記載してある。

この調査は、3・FDP製錬所側の要請に基づき、銅製錬所
及び、銅の「ロッシング」精製設備に関する粉塵防止対策である。

以下、合同は、3・FDP製錬所側の事情に基づき、改善対策の採用に
進んで来たことについて説明する。

(1) 現行の生産設備の安全設備の不足を改善して実施可能な作業環境を
改善する集塵対策

(2) 粉塵防止対策（拓平）の改善と、新規の生産設備並みの
環境改善設備を導入する拓平の対策

の2段階による改善対策を提示する。

特に集塵対策については、労働環境の改善、その結果、安定した
生産性の向上と、事故の発生を防止する必要がある。以下、集塵対策は、作業環境
の改善を実施することによって、その効果が著しく低減された。且つ、粉塵防止
と設備の改善と同時に行う作業手順の改善も明示してある。

一方、拓平対策については、生産粉塵防止対策の新規方式の
導入を期して、その基本的な考え方を提示してある。

この報告書は、パル-キ和同製錬保安技術ミッションが、同所での
運営等に関する最高機関である合同委員会（MEM、INGEMMET
CENTROMIN PERU、日印大使館、BULFINA）に構成）

において、スペイン語に翻訳して報告書の報告を行った。

担当ミッションの構成は、次のメンバーである。

- | | |
|------|------------------|
| 井上和義 | 東邦製錬株式会社 製錬所 |
| 松野英次 | 住友金属鉱山株式会社 別子事業所 |
| 細井 明 | 同和製業株式会社 小坂製業所 |

2 リンコンテイツォン

このリンコンテイツォンは現有設備で生じた作業環境を改善する
事と目的とを有する。よって設備の更新は必要でなく、むしろ
実施するリンコンテイツォンである。ゆえに作業環境を完璧に改善する
ことはない、完璧に改善するに代わって、次の根本的改善案を
検討すべきである。

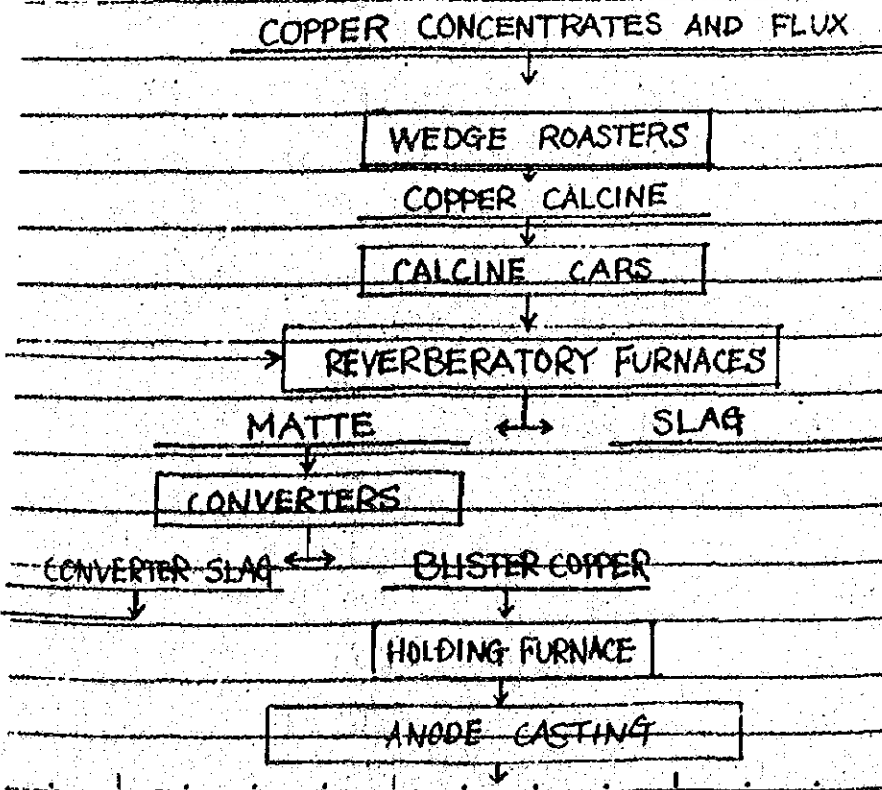
当節では銅反射炉へのカルサイン装入時対策及び鉛の「D.ツツ」
鍋への粗鉛装入時対策についてリンコンテイツォンである。

2-1 銅の反射炉関係

2-1-1 反射炉へカルサインを供給する際の対策

(1) 操業概要

概略フローシートを次に示す。



ウエッジローラーから成るカルサインは電動のカルサインカーで、反射炉上まで運搬され、投入される。
 フルトは転炉のレドールで運搬され、転炉プラグとフリスターカーパーを分離される。フリスターカーパーは保持炉に移り、斜道で山崎解凍アードになる。

[2] 作業環境上の問題

- (1) カルサインカーから反射炉へカルサインを投入する際の反射炉上部に設置された投入ビン付近にて発塵し、作業環境を悪化させている。写真 No. 1 参照。As 粉塵測定データ参照の事。
- (2) 反射炉からのガスが投入シュートを通り、投入ビンの口から発生し、環境悪化の原因の一つとなっている。

2-1-2 反射炉関係環境対策

[1] カルサイン投入時の発塵防止策について

- (1) カルサイン投入時の発塵を反射炉の炉内圧をコントロールすることによって防止し、かつ炉内圧が正圧であることから無発塵とする。
- (2) カルサインを反射炉へ投入する際、完全に発塵を抑制する最も効果が高く、経済的である。そこでカルサインカーの停止位置の片側を(1) 作業用扉を設ける。プレート(圧側)とその他側はガス吸引のフードを取付ける。プレート(圧側)を設ける。Fig. 1, A, Fig. 2, A, B, Fig. 3, A, B, Fig. 5, B 参照
- (3) (2)との関連で発塵防止を強化し、吸引ガス量が最少限となるように、カルサインカー自体のスカート等を取付けた。Fig. 2, C 参照
- (4) フードの構造については、吸引効率を上げた為、斜道構造とした。Fig. 3, B 参照
- (5) 吸引风管は1.2m 角断面設備の11インチフードから約300²/m²、カルサインカーのカルサイン投入口、上部の7インチフードは約25²/m²。

とす。 Fig 1.D 参照

[2] 蒸入Dより出る炉内ガス調整

(1) 既設ダンパー操作は 反射炉本体の 昇降の 別に 設置した
200-レベルでの操作を 行い、より チョージングの 際はこの 同一
作業が 行われ、また 操作位置と 場所が 15 階である。
予て 既設ダンパー操作位置と ガルシノカ-進入レベルである
200-レベルの 作業は 行われ、 Fig 4 参照

(2) (1)の調整が 終了した 場合は "フリン" (既設のガス) から
吸引ガスを 10 m³/min / c.c.m. の割合で 各ダンパーの 既設
ダンパーに 導入する。 Fig 4.E 参照

2-1-3 ガルシノカ-から反射炉へ ガルシノカ-供給 調整 作業手順の
操作マニピュレーション

(1) ガルシノカ-が 集塵設備 (今回 4) の インスタレーション) を 入る 際、作業手順

(1) ガルシノカ- 進入方向 在側 の カバーが 開いている 事を 確認する。 Fig 3.A 参照

(2) ガルシノカ-が 巻入位置に 停止し、 開いている 集塵フードを
閉める。

(3) 運転手が 運転席から 降りる 際、 運転席在側 の 昇降用扉を 開け
て降り、 降りる ため。

(4) 反射炉 炉頂ビンに 位置した ダンパーを 開ける。 Fig 4 参照

(5) ガスと 吸引の フードが 3ヶ所 設置 されているが ガルシノカ-の
位置 により、 ガスと 吸引は 必要 なく、 フードが 1ヶ所 存在する
ことに 注意し、 この フードに 接続した ガスと 設置 してある
ダンパーを 開ける。 約 10分 2.0 の フードの ダンパーが 開いて
いる ことを 確認する。 Fig 1.D, Fig 5.B 参照

[2] ガルシノカ-から 炉頂ビン → 反射炉へ ガルシノカ-供給 調整 作業手順

(1) ガルシノカ- の ダンパーの インスタレーション 位置にある 扉を 開け、 15 階に 降り、
200-レベルに チョージング。

(2) ガルシノカ- の ビンを 空にする 必要 がある。 小の 扉を 開け、
2 階に 降り、 ガルシノカ- の ビンに 降りる。

「3」 カルサインカガ集塵装置のよおし作業者は

(1) 1時間ごとのダンプで用いる。 Fig. 4参照

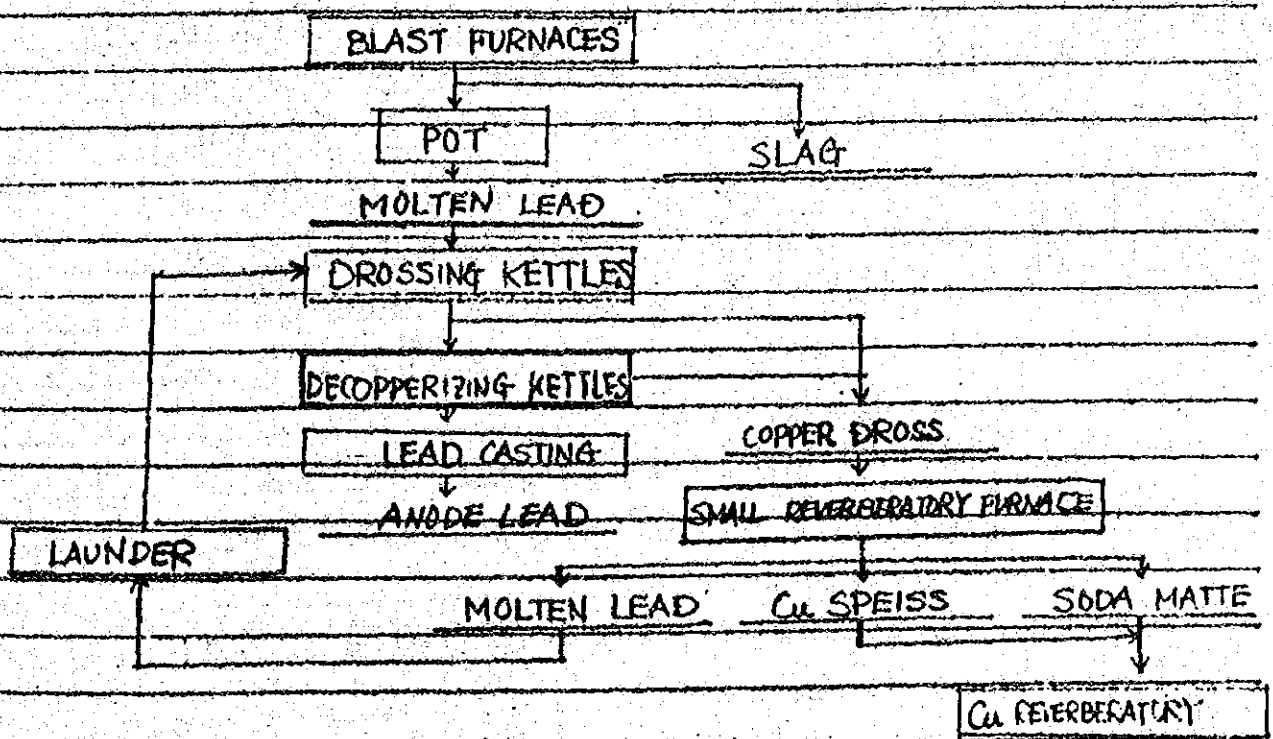
(2) [1]の如く同じようにカサインカガ首をふるいごとの集塵
 フードで用いる。

2-2 鉛・ドrossing鉛関係

2-2-1 ホットメタルをドrossing鉛へ入れた後の流れ

[1] 操業概要

概略フローは次の通り。



溶鉱炉から排せられた粗鉛は約 0.5 m³ のホットメタルを注入した
 台車に載せドrossing工程へ送られる。溶鉱炉の下部には
 鉛を15%の粗鉛はドrossing鉛へ投入される。粗鉛は平
 板で輸送して脱鉛鉛へ送る。脱鉛後 脱鉛鉛へ送る。
 一方ドrossing 系から出る渣滓は スチール・ペルレット・アッシュ

341 小型トビツグ処理用反転バッチ投入機

[2] 作業環境上の問題点

ボット内の粗鉛をトビツグ鉛の投入時際、多数の粉塵がバッチと含んだガスが多数のばらばらに発生し、同様の作業環境の悪化は勿論、高濃度のガスが天井クレーン運転室に直撃し、極めて劣悪な環境状況が生ずる。これが最大の問題である。写真 No. 2 参照 及び 粉塵測定データ参照。

[3] 対策上の問題点

対策を検討するに際し、問題点を浮き彫りにし、これを考慮して改善を行う。以下の問題点を列挙する。

- (1) 天井クレーンの騒音が大きいため、ボット内の騒音を軽減することが難しい。
- (2) クレーン操作技術が不熟であり、その操作が雑である。
- (3) 作業者の改善に対する意欲が薄く、劣悪な作業環境にさらされても改善を望まない。
- (4) 白粉法・細工法でも、実際作業者に正しい操作を指導し、期待は薄く、従って、この過大な設備の強引な集積は行わない方がよい事情がある。

以上を考慮して対策を検討し、操作手帳と通記帳が別々の環境改善のためには、既述の作業員の教育が不可欠である。

2-2-2 トビツグ鉛同体環境対策

多数のガスの発生は実証以上で、既述のトビツグ鉛の処理方法は、この方法は現場討論により、現場の納得は得られず、この対策は、具体的に以下の方法を、簡便な方法で 2-2-4 に記す。

その図のフード全体の見取図を示す。フードは筒状の構造で、形状は中央部が高く、一方が開口部と低くあり、このため、鉛の粉塵は入り込まず、粗鉛を投入する。

吸引口はフード位置と異なり、ダクトよりフード側に寄る。吸引口の位置は、吸引口とダクトとの距離を考慮し、吸引口の位置を決定する。吸引口の位置は、吸引口の位置とダクトとの距離を考慮し、吸引口の位置を決定する。

図7は、フードとポットの位置関係の側面図である。水栓から出る水は、ポットに注ぐ。このとき、ポットが上部のフードに接触し、水が溢れる。このとき、ポットが上部のフードに接触し、水が溢れる。このとき、ポットが上部のフードに接触し、水が溢れる。

図8は、図7の平面図である。3ヶ所の吸引口の位置と、吸引口の位置とダクトとの距離を決定する必要がある。

図9は、粗粒の吸引状況と、細粒の吸引状況を示している。粗粒の吸引状況は、中心からやや外側に吸引される。細粒の吸引状況は、中心からやや内側に吸引される。吸引口の位置は、適切に選ぶ必要がある。

図10は、フードとポットの位置関係の平面図である。ポットの中心とフードの中心との距離は、400~500mm程度とする必要がある。

固定ポストは、フードの位置を決定するための基準となる。吸引口の位置は、固定ポストと接触する必要がある。吸引口の位置は、固定ポストと接触する必要がある。

また、吸引口の位置は、吸引口の位置とダクトとの距離を決定する必要がある。吸引口の位置は、吸引口の位置とダクトとの距離を決定する必要がある。

図11は、吸引口の位置とダクトとの距離を示している。No.5とNo.6の吸引口の位置を示している。

図12は、吸引口の位置とダクトとの距離を示している。吸引口の位置とダクトとの距離を示している。

吸引口の位置は、吸引口の位置とダクトとの距離を決定する必要がある。吸引口の位置は、吸引口の位置とダクトとの距離を決定する必要がある。吸引口の位置は、吸引口の位置とダクトとの距離を決定する必要がある。

2-2-3 ドリッピング箱取付準備の操作マニュアル

[1] 取付フートの設置

- (1) 取付フートの3ヶ所から取付吊手と天井クレーンのフックを引降する。
- (2) 天井クレーンより静かに吊り上げ該当する箱を運搬する。
- (3) 静かにフートに降ろし、箱の向きと設置方向を合わせる。2本の固定ボルトを浴槽に降ろし位置決めを完了後回転停止バーと固定ボルトに接触させて静かに降ろす。
- (4) 天井クレーンを下げフートの吊手をフックから外す。

[2] ガス吸引の開始

- (1) 箱の脇に設置されている回転滑道とまわりの吸引口をフートに取付け合わせるグロブの向きを合わせる。
- (2) 専用吸引ファンを設置する場合の時はファンの回転を開始する。
- (3) 回転滑道及びフート側滑道の両方のダンパーを用いる。

[3] 相館の注入

- (1) ポットを天井クレーンで吊る。
- (2) ポットを定位置で停止する。
- (3) ポットを静かに降ろしフートと相館の間の適切な高さで停止する。
- (4) ポットを前方に水平に移動させ、その間に注入される箱上のフート内の適切な位置で停止する。
- (5) 天井クレーンの補給を行い、ポットを傾け相館に箱を注入する。
- (6) 注入終了後ポットを水平に戻し、後方に水平移動させる。

[4] 復帰

- (1) 箱の脇に相館が適切な高さになり、相館注入作業が完了終了したら、上記ダンパーの2ヶ所を用いて回転滑道を元の位置に戻す。
- (2) 浴槽作業の段階がある場合はフートも元の位置に復帰する。

3 追加的作業等、提示

当節では、現場設備と人的資源との安全な作業環境を確保する
方法を述べて述べる。

3-1 銅反射炉へのホッパー及びカルシウム輸送ツツの設置

3-1-1 カルシウム・カート使用する場合

目的： カルシウム・カート内での棚卸現象を防止し、ホッパー
ツツの現象を防止する。

(1) 塵埃物の除去

カルシウム・カート内での棚卸現象の要因として、塵埃物の混入が
挙げられる。特に、ホッパーからカルシウム・カートへ投入する際の
カルシウムの塵埃物の存在が考えられる。また、ホッパーから反射炉
へ投入する際、観察し、必要に応じて、ホッパーから塵埃物を
除去する事を検討される。

(2) 反射炉への投入位置の変更

現在、投入口が炉天井から行われているが、従って、投入ツツの開口部
に存在する。しかし、ツツの開口部は炉内のガスの上昇流が起る炉内の
ガスが漏れを防止するのは難しい問題である。

通常、反射炉の炉壁部分は、耐火材料で構成されている。この耐火材料
の劣化の場合、炉内の温度に依存して、炉壁の耐火材料が剥離する
ことがある。この炉壁の劣化防止方法は、炉壁の耐火材料を一般的
に使用されている。この方法を、投入ツツの開口部、特に炉
内のガスが上昇する部分に、耐火材料を敷き、炉内のガス
の漏れを解消する。

また、炉壁の劣化の場合、投入ツツの開口部は、炉天井の耐火材料
から、多少なりとも、耐火材料の劣化防止方法を検討する。

3-1-2 カルシウムを使用した場合

目的: 粉塵と発生の防止方法 及び 運搬方法

(1) 空気輸送

カルシウムの発生が大きい事(約 1.8)から 空気輸送は 充分可能である。この場合 粉塵を混入しないように 粉塵を 塵状物を 篩別し取り除く必要がある。一方 空気輸送カルシウムの 用は 貯蔵ビン、サイクロン 及び 2.5μm が必要である。

この輸送方法は やや高価な方法であるが 環境対策上 極めて有効な方法である。

(2) 炉内ビンから 反転炉への投入

炉内ビンから 投入する 方式は 数々の 検討があり、 最近 インバータ 一般的であるが、この 影響を 検討して 決定 すべきである。

この 方式は 1.3 フィード部は オバーロード付 完全レベリング 装置 が必要である。

3-2 鉛ドロッツング鍋 関係について

現在の 設備に 用いる 粗鉛を 運搬する方法は ドロッツング鍋へ 粗鉛を 投入する 時に 発生する 粉塵を 根本的に 解決する 事は 困難である。又 スキング・ホウ ドロスは ドロツング鍋 用 小型反転炉 へ 投入する 際、発生する 粉塵を 防止する 事も 困難である。 以下 次なる 事を 提案する。

1. 鉛 溶融炉 (No.1 及び No.2) 近く 新たに 2 基の 120T 鉛を 設ける。

2. ドロツング スキングの 専用 機械を 設置する。

3. スキング・ホウ ドロツング 水冷 駆動 インバータ 及び 小型反転炉 炉内へ 投入する 運搬方法。

4. インバータの 急激に 篩別 機構を 設ける 事(可能であれば)。

5. ドロップのさかえ 粗粒のガスが輸送の妨げとなるので、
捕は完全のシールが好ましい。

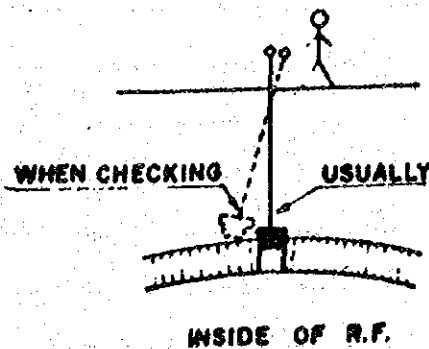
6. 新設の鉛管のドレン管の輸送同様に完全のシールが好ましい。

3-3 一般的な口フリの取付け方

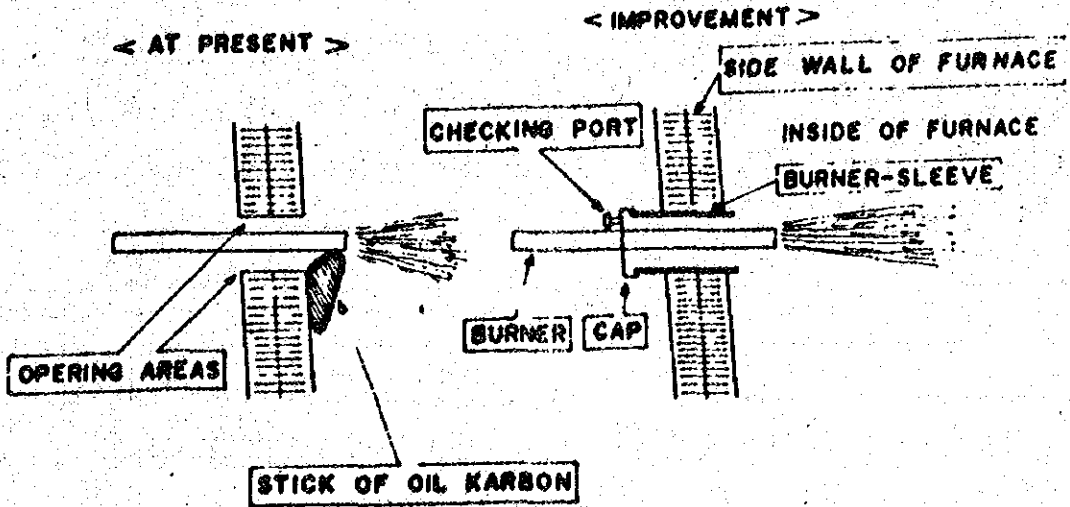
取付けのときは、鉛管の口部が、鉛管の製造所側で完全に
シールされている。

(1) 鉛管取付け周辺の取付け方

1. 鉛管の取付けが終了したら、鉛管は研削機で削り出す事。
2. 現在、ベンチマークツアは、開口部が大きすぎる。集塵機、フット
設置の場合、開口面積を極力小さくし、開口部での鉛
ガス速度をあげる事。
3. 鉛管取付けが完了したら、鉛管の開口部等は、
鉛管の開口部の取付け方、下の参考図とす。



4. バ-1-孔周圍が、予-1-の炉内(高炉)の空気が下へ下へ行く
 予-1-が、バ-1-燃焼後、(空気が)バ-1-2(予-1-2)の炉内へ
 下の開口部が、予-1-が、予-1-2へ行く。



5. 鋼種、傾斜が極端に、予-1-2 後、予-1-2の炉内へ空気が下へ下へ
 炉内へ空気が下へ下へ行く。監視、予-1-2の炉内へ空気が下へ下へ
 行く。予-1-2の炉内へ空気が下へ下へ行く。予-1-2の炉内へ空気が下へ下へ
 行く。予-1-2の炉内へ空気が下へ下へ行く。予-1-2の炉内へ空気が下へ下へ
 行く。

[2] 転印果糖V??

転印上のガス吸引フードと同じ物ができず、このツルヒと
強硬なフードの形に加工しては、漏洩ガスを防止する事は
不可能である。

[3] 鉛溶剤の入口削減

毒入口からの漏洩ガスを防ぐためには、毒入物のツルヒする方法が
一般に使用されるが、ラボや製糖所の場合毒入口の行着物が
付易く、この除去の際にガス漏洩は避けられない。この様な
除去作業は通常吸引フードの回転数を増加してガス吸引量を
増加させガスが漏洩しない状態にしておく。即ち行着物の除去
作業時のみガス吸引量を増加させ、その他通常時は毒入物の
ツルヒのみで漏洩ガスを防止、フリーIP混入防止が可能である。
この様な使用方法の工夫は、作業環境の改善に役立つ事
重要である。

[4] 煙道からのフリーIP一件

煙道の経テックが必要である。新しい所と腐蝕による大穴が
開いた。又老朽設備の改修が中絶してフリーIPの漏入が
多くなった。設備の経年管理と環境対策上の重要ポイント
であることを認識すべきである。

Trial and Error 2 の、諸向題 4つに解決はなし。
 - 3 当りのインテリゲンツのアド・ア・ブが充分に行はぬ事と
 各機用を正確に得た事あり。

4-3 作業環境の測定等

4-3-1 銅反射炉電入ロ付道測定

5月17日インテリゲンツの調査のため銅反射炉へカギン電入時
 及び粗鉛のドゥツシの時、作業改善を必要とする粉塵濃度と測定する
 ことになり、作業環境の測定は明白であるが、ラドヤ製鉛門の
 測定は得た事あり、測定を行なふ。

[1] 測定器具

このテツシの粉塵計 P-3 型を使い、各所の測定を行なひ、D-15-6
 I-2-11-2-3-2 補正係数を算出せらる。

[2] 補正係数の算出

(1) D-15-6-I-2-11-2-3-2

測定場所	図参照
条件	気温 22°C
	気圧 495.3 mmHg
	風速 1 m/s
	吸引圧強 580 mmHg
	吸引量 25 l/min
	時間 110 min

吸引量 Q₀ の補正は次の式を用いる。

$$Q_0 = Q_r \sqrt{\frac{273}{273+t} \times \frac{495.3-P}{760}}$$

Q₀ : 760 mmHg, 20°C での吸引空気量

Q_r : D-15-6-I-2-11-2-3 吸引空気量

t : 気温 °C

P : 吸引圧強 mmHg

4. その他

4-1 本国のリコメンデーションとの関係はどうか?

本国の派遣ミッション(警備保安専門)のリコメンデーションとの関係は、基本的な対策案はほぼ同じであるが、当リコメンデーションは思えば随分より具体的に詳細な報告はしているが本国には書いている。

また本国はリコメンデーションの相乗段階で各現場のニーズと充分にデイスカッションを重ね理解を得ていっており、当リコメンデーションがそれより早く実施されることを希望する。

又、当リコメンデーション(第2節)は、早急に行き来が実施される中、作業員が容易に作業手順を遵守できるように、念頭を置いておきたいと認識している。

4-2 作業環境改善に対するラオス警備所の取り組みはどうか?

ラオス警備所における作業環境改善に対する保安部は、熱意は充分に感じられる。しかし各セクション間、例えば警備現場と保安部、又は設計部と保安部と現場間、認識のずれや意思疎通不足が、一部には感じられる。

又、本国の保安ミッションの指摘が有るとは思うが、作業員が作業手順を遵守していることが、我々にも十分理解出来ない。当ミッションのリコメンデーションに作業手順が充分守られていることが、効果を発揮している事をラオス警備所は認識してはいると聞いて追加する。

また、当ミッションはラオス警備所保安部の組織上の位置付けが弱く、強い指導が行えないという点、以上保安部の現場作業に対する勉強が不足している点については、危険の念を有している。

以上をいって、ラオス警備所全体の作業環境と早急の改善策は、当ミッションのリコメンデーションを参考にしていく。

結果 221 捕集量 12 m³

測定室容積 2120 l

以上の 221 捕集量より 5.66 mg/m³

(2) テンゾル粉塵計

テンゾル粉塵計は F3 測定時の 5 分間であり、D-T-17-G-E-2-
11.5-測定中 15 分 等間隔で 8 回測定した。

$$\bar{x} = 0.81 \text{ mg/m}^3$$

$$\text{MAX} = 1.58 "$$

$$\text{MIN} = 0.26 "$$

(3) 補正係数

$$5.66 / 0.81 = 7.0$$

[3] ケト捕集測定値

測定は全ケト捕集器以外に 1 台あり、測定場所は D-22-方向
の 5 分間 平均 1 分間 1 回の測定を 5 回行った。

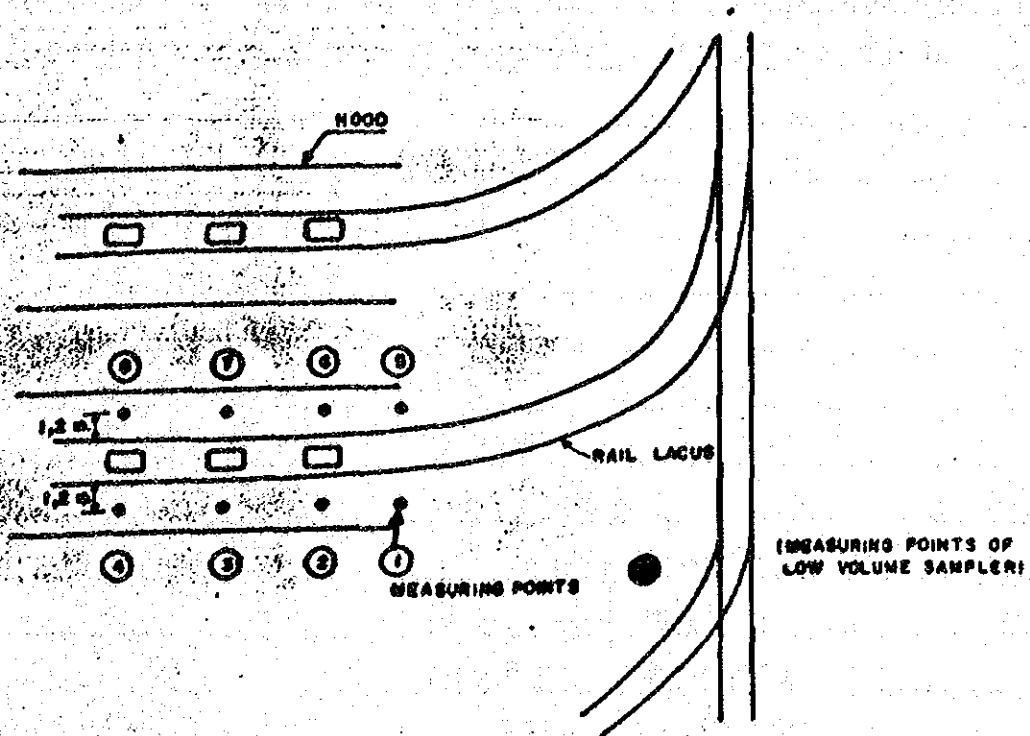


FIG. 13-DUST MESURING POINTS OF REVERBERATORY FURNACE

測定系	測定回数	ドリホ方 測定値 mg/m^3	補正後ドリホ方 測定値 mg/m^3
①	1	2.50	12.5
②	2	6.43	45.0
③	2	1.24	8.7
④	2	1.31	9.2
⑤	1	5.81	40.7
⑥	2	2.36	16.5
⑦	2	0.98	6.9
⑧	2	0.82	5.7

測定時、図の左から右へ約 1 m/s の風が吹、2分間又吸入 $1/2\text{ l}$ の
 右端のこから粉塵 2 m^3 が入る発生が分かる。
 上記測定値より、特に粉塵の発生場所となく、風通りがよく比較的
 作業環境がよくなる場所が $6\sim 7\text{ mg}/\text{m}^3$ 又粉塵発生場所の
 近く作業環境が悪く場所が $40\sim 45\text{ mg}/\text{m}^3$ と判断できる。
 加圧吸入時の環境測定は実施はできなかったと申し添える。測定は
 $100\text{ mg}/\text{m}^3$ 程度と推定する事は容易に想像できる。写真 No. 参照。

4-3-2 相館 ドロッシング/錆付込の測定

測定器具は同一反転炉の場合と同様

(1) 補正係数 - 算出

(1) D-ボ $1/2\text{ - }G \cdot I_p \cdot \text{等}$

- | | |
|------|----------------------------|
| 測定場所 | 同参照 |
| 条件 | 気温 20°C |
| | 気圧 495.3 mmHg |
| | 風速 0.5 m/s |
| | DR31 口径 550 mmA_s |
| | 空気量 25 l/min |
| | 時間 90 min |

結果 粉塵捕集量 6.4 mg

吸引空気量 1730 l

1/Eの粉塵濃度 3.7 mg/m³

(2) 平均粉塵濃度

5分間の測定点 (7点) 等間隔で4回行なつた。

$$\bar{x} = 0.16 \text{ mg/m}^3$$

$$\text{MAX} = 0.19 \text{ "}$$

$$\text{MIN} = 0.12 \text{ "}$$

(3) 補正係数

$$3.7 / 0.16 = 23.1$$

[2] 粉塵濃度測定値

測定時 No. 6, 7 箇所のアトミスタライザの蒸餾中試料。

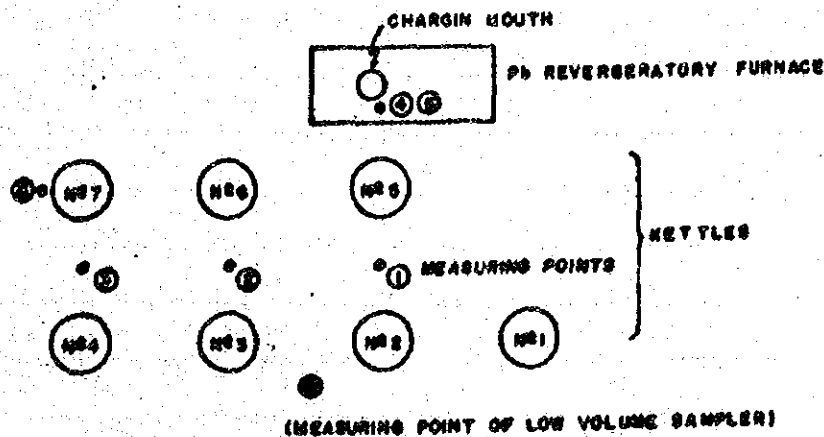


FIG. 14-- DUST MEASURING POINTS OF LEAD PLANT

測定点	測定回数	2斗巻の測定値 mg/m^3	補正後の2斗巻 mg/m^3
①	2	0.72	16.6
②	2	1.01	23.3
③	2	2.19	50.6
④	2	0.61	14.1
⑤ 1斗巻入	1	1.06	24.5
⑥ Fumeの	1	3.80	87.8

測定時 図に右に示した約 0.5 m/s の風速で No. 6.7 の鉛筆の Fume の発生は約 20% 以下。

上記測定値より 比較的作業環境は良好な場所では 10 ~ 20 mg/m^3 程度な場所では 50 mg/m^3 程度と判断された。又発生した Fume の量は 87.8 mg/m^3 である。

同様の鉛筆の巻入時の測定は更に 1斗巻以下を抽出する。Fume の発生は約 100 mg/m^3 以下に抑えられると見られる。

5 経言

当ミッションのリマンテイションは、大巾な設備の改修に伴う事柄の
早急な実施が可能であり、かつ効果も充分上げ得るものと見て
基本といたす。実施に當つては、当報告書に記載した作業手順の
充分遵守に附すべし。

而つて、この部にて根本的に解決策を提案し、かつ当ミッションに於て
最新技術を述べたことである。

作業環境改善への第一歩は、少くも既に現有設備を有効に活用する
事であるが、私共は、更に作業員への作業手順を守らせる教育を行う事
に、トツト以下全員の安全衛生意識を高める事である。この事と無関係
と見做すに、ミッションのリマンテイションも無駄である事を心に明記
願ふ。

6 謝辞

当ミッションの調査調査は、リマンテイションに対し、御協力頂いた
関係各位に深く感謝の意を表すことである。

FIG. 1-- SIDE FIGURE OF CALCINE CARRIER

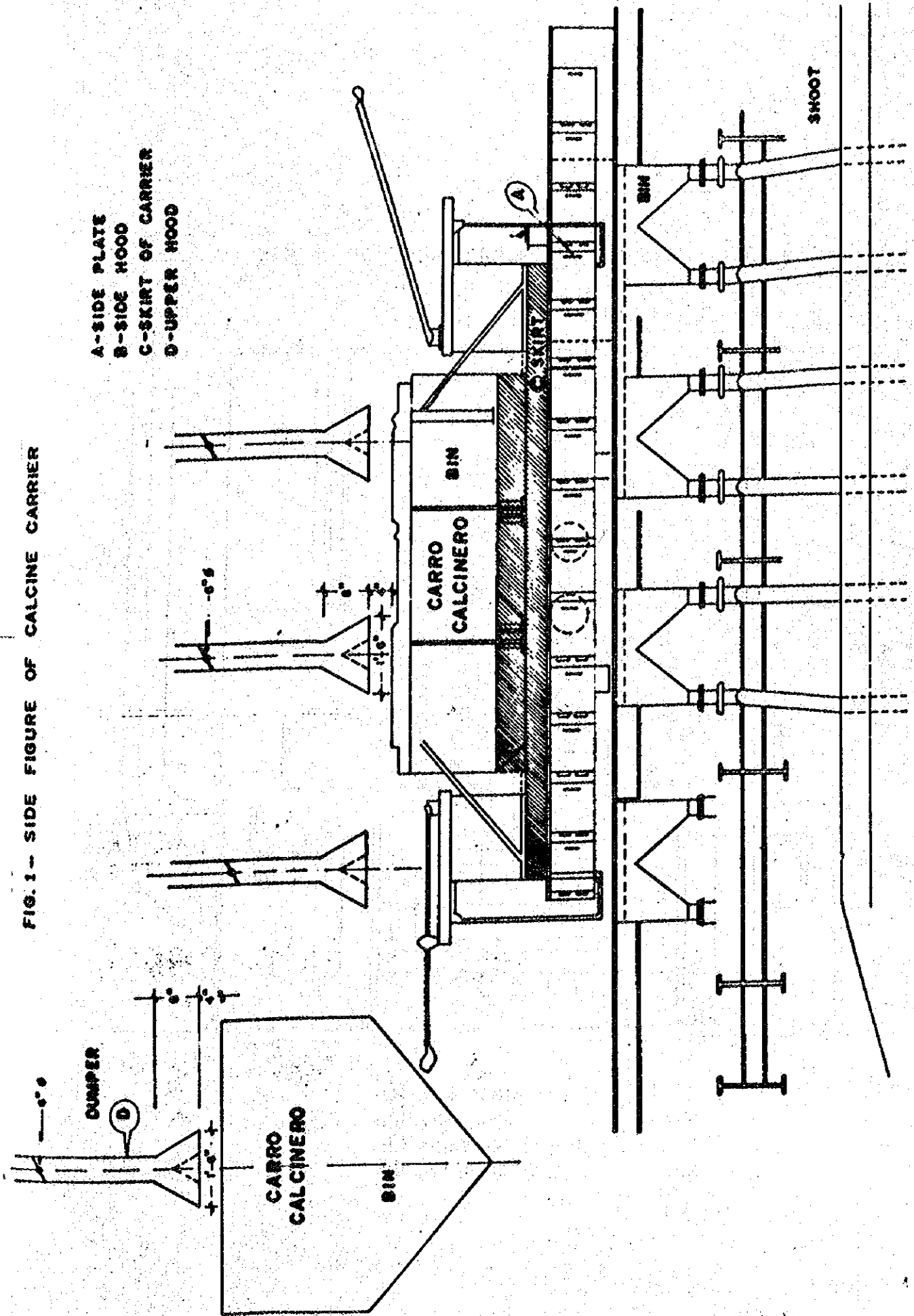
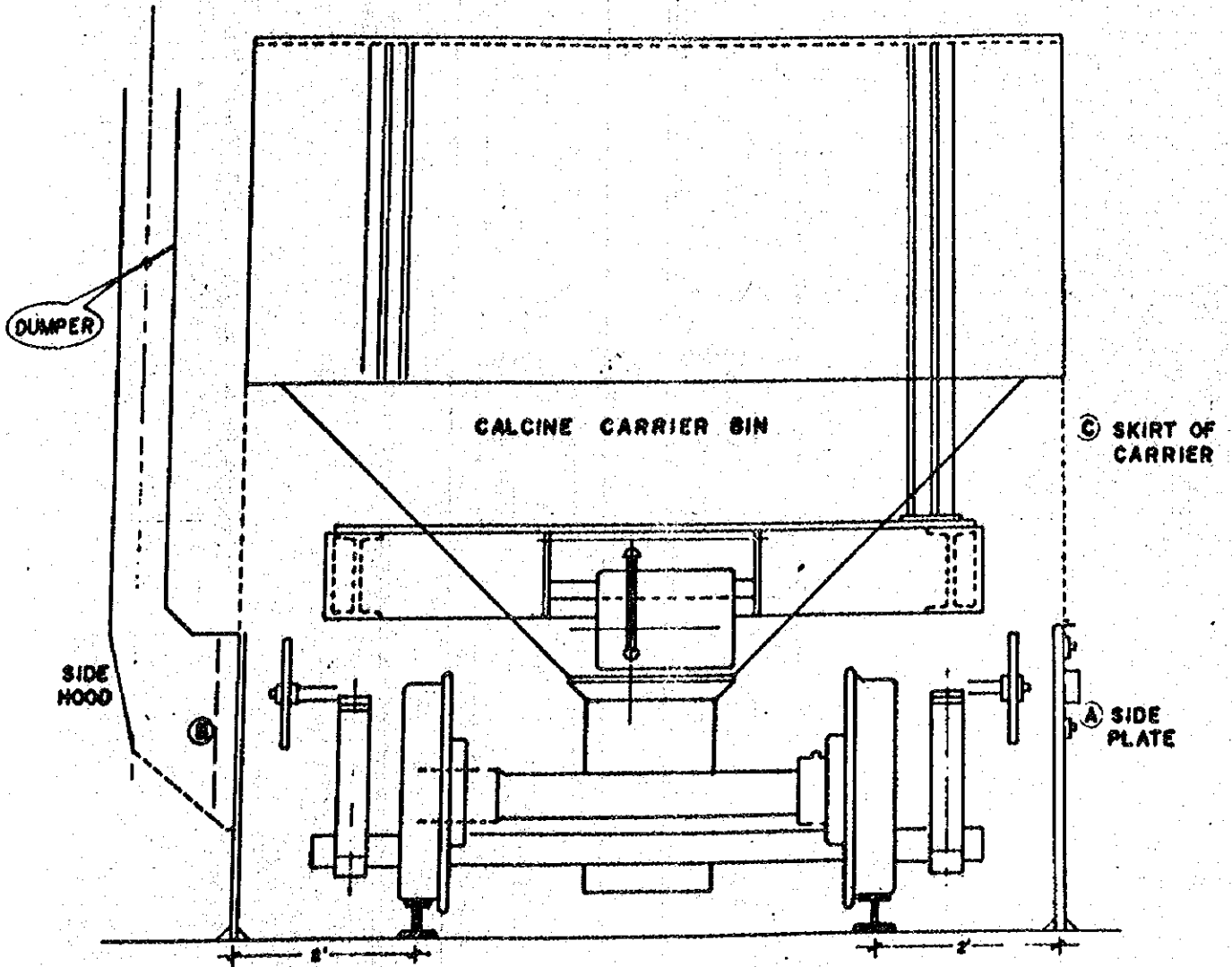


FIG. 2. VERTICAL FIGURE OF CALCINE CARRIER



- Ⓐ SIDE PLATE
- Ⓑ SIDE HOOD
- Ⓒ SKIRT OF CARRIER
- Ⓓ UPPER HOOD

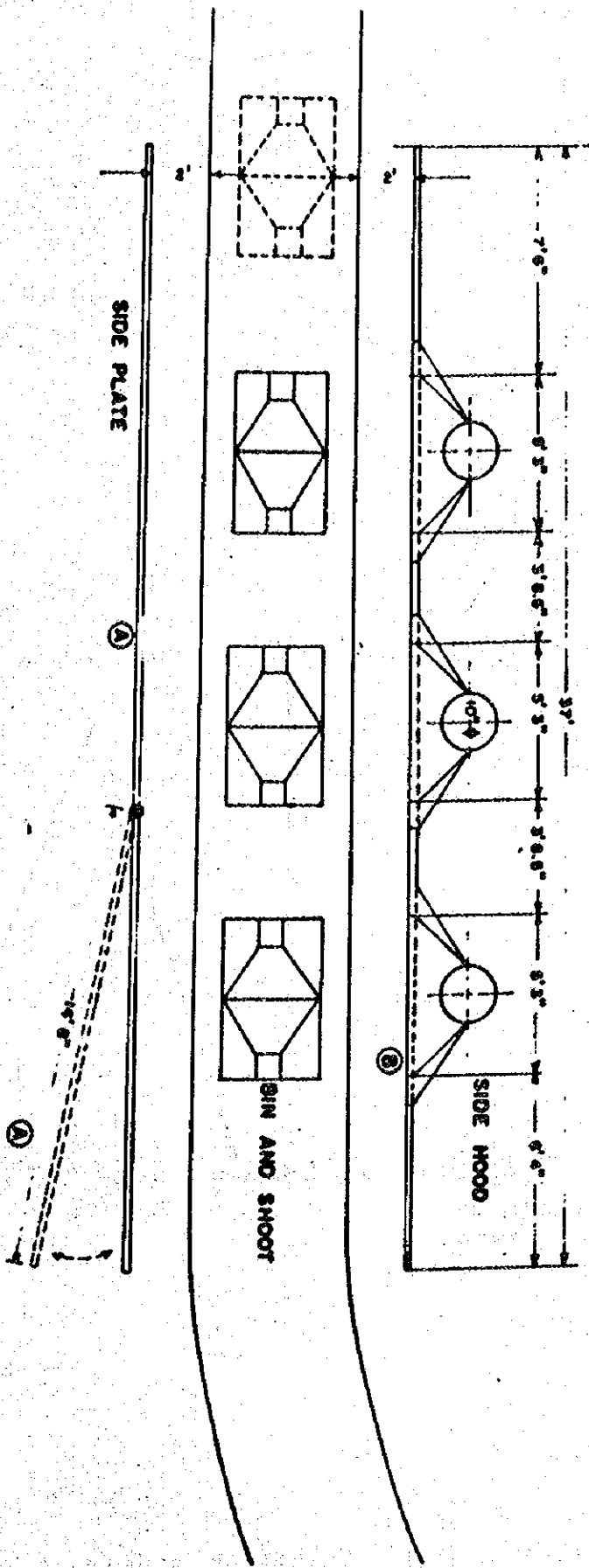


FIG. 3--PLANE FIGURE OF EQUIPMENT

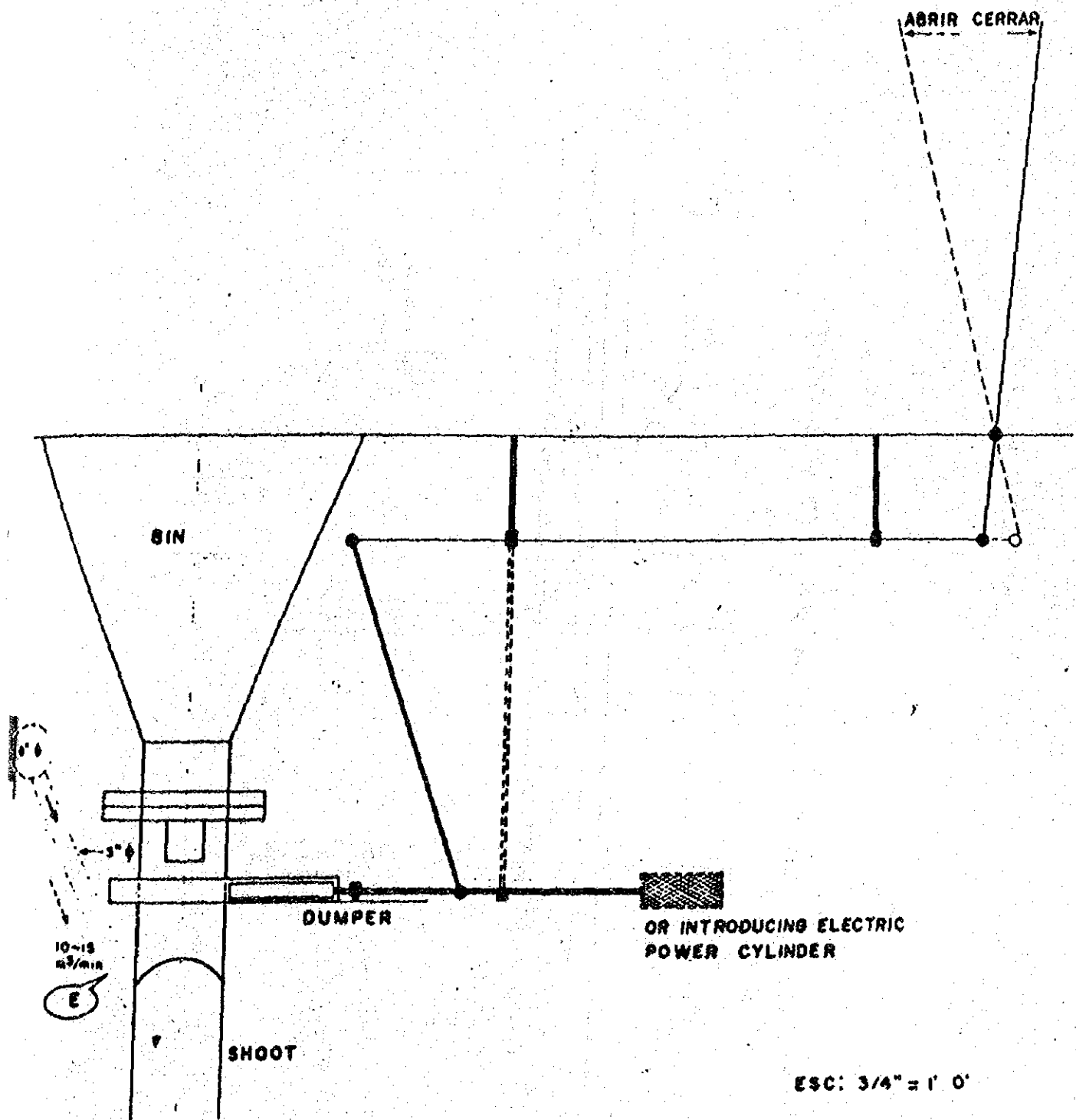


FIG. 4 - FIGURE OF DUMPER HANDLE MODIFICATION

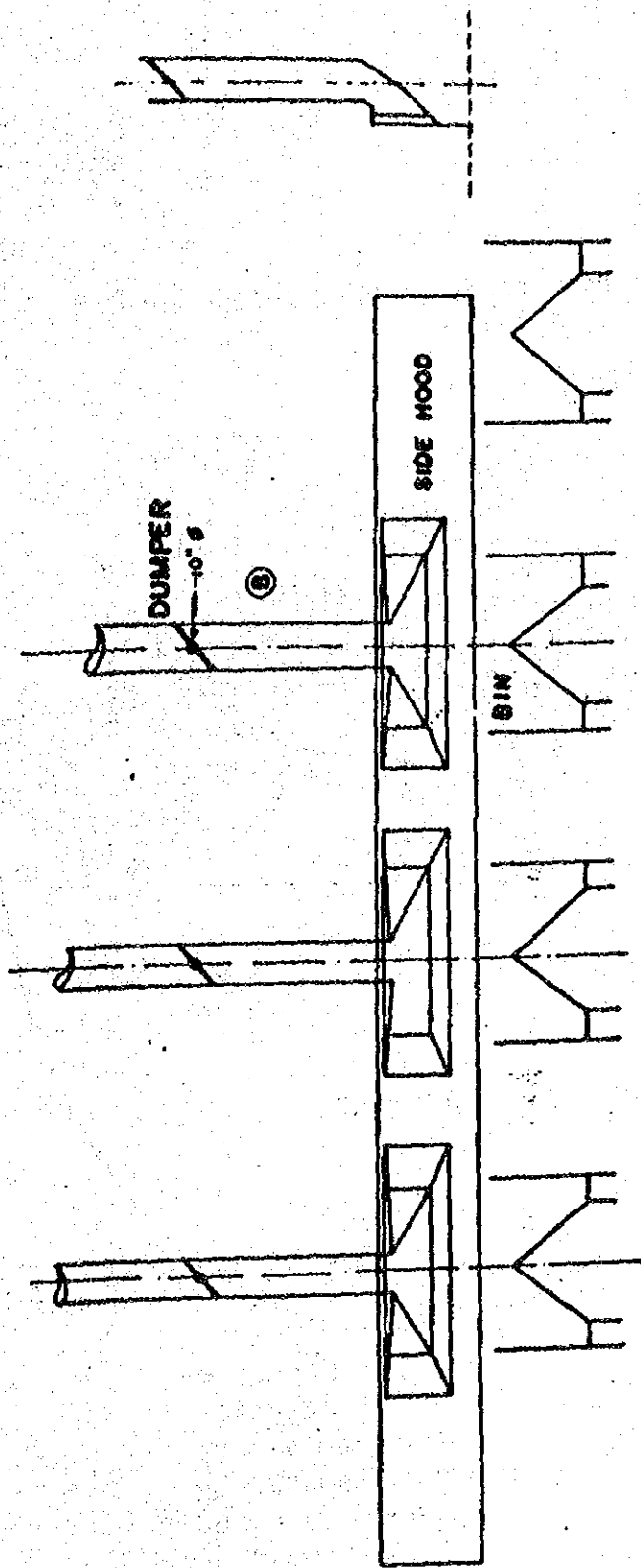
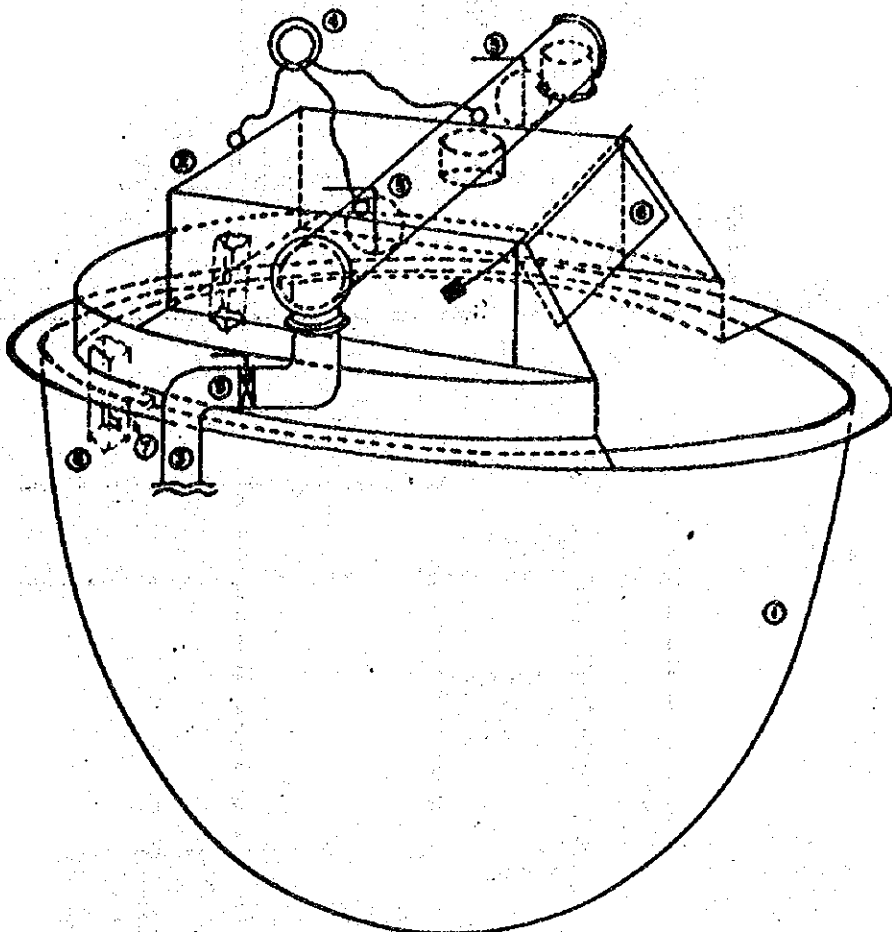


FIG. 5 -- FIGURE OF SIDE HOOD ON EQUIPMENT

FIG. 6 - THE SKETCH OF HOOD AND KETTLE



- ① KETTLE
- ② HOOD
- ③ GAS DRAWING PIPE
- ④ HANGING INSTRUMENT
- ⑤ HANDY DUMPER
- ⑥ FIXED POST
- ⑦ BAR FIXED WITH HOOD
- ⑧ MOVABLE HOOD

FIG. 7 - A SIDE VIEW OF HOOD AND POT

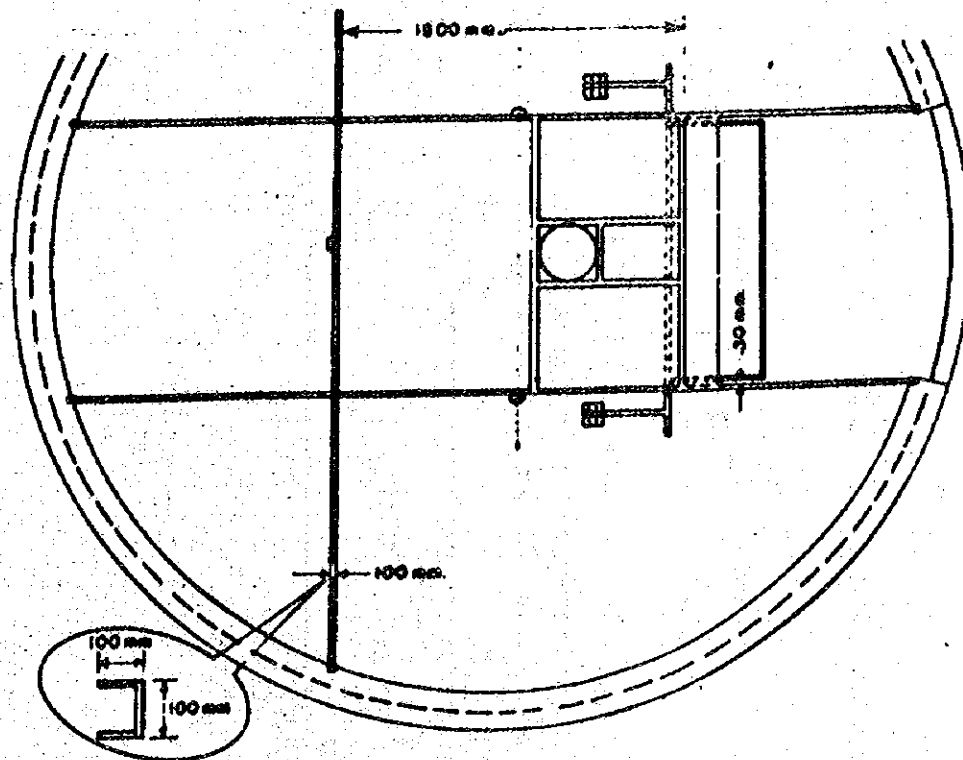
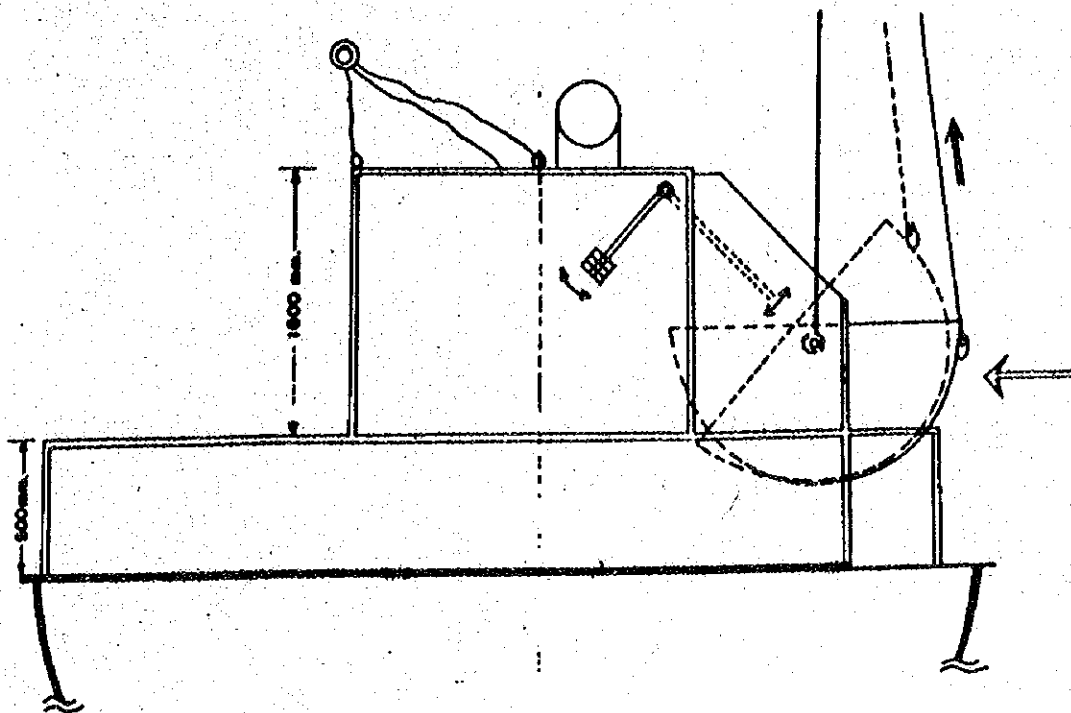


FIG. 8 - A PLANE OF VIEW FIG. 7

FIG. 9 - SITUATIONS OF POURING OF CRUDE-LEAD AND DRAWING GASES

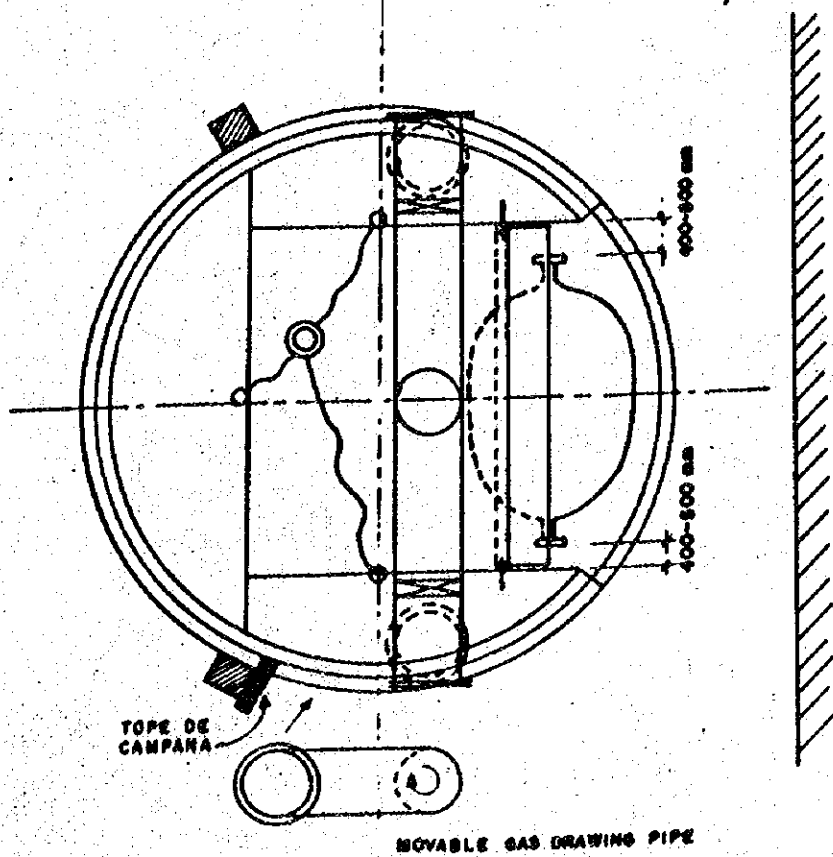
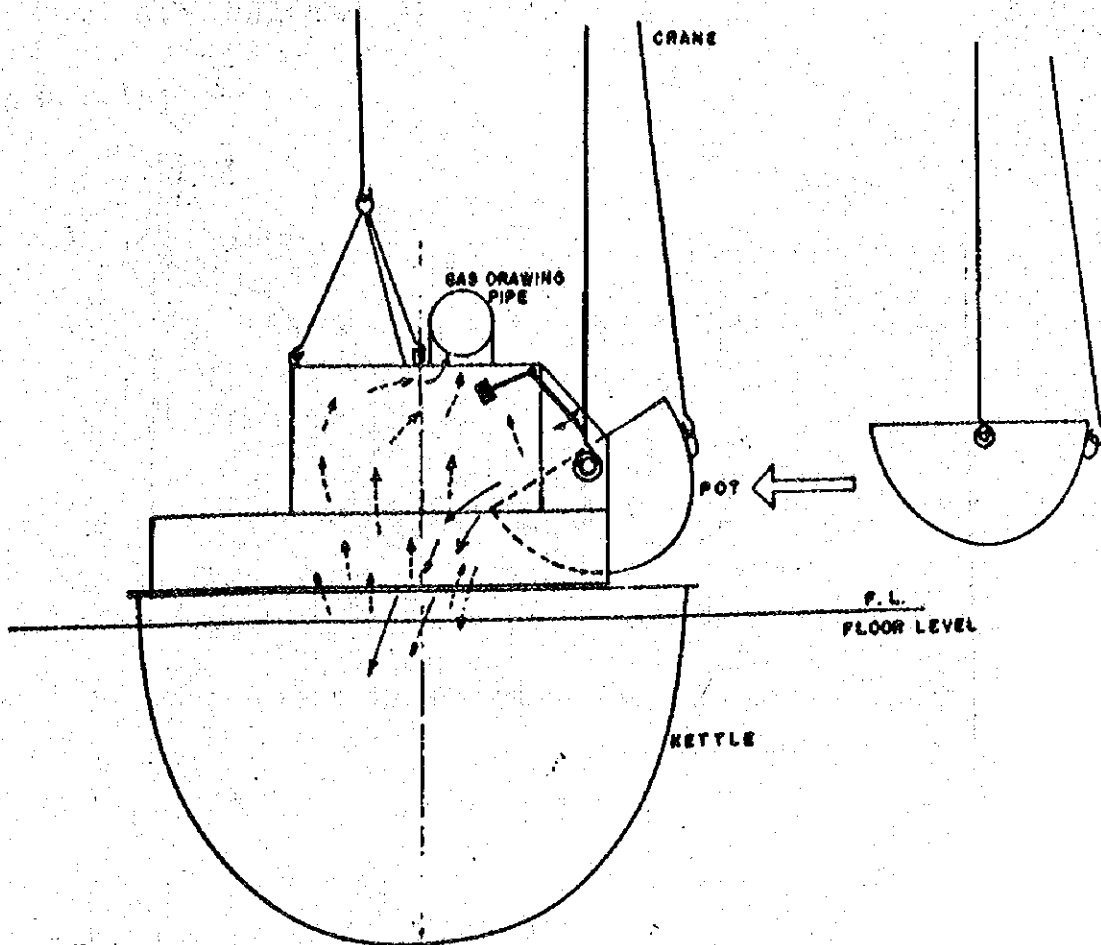
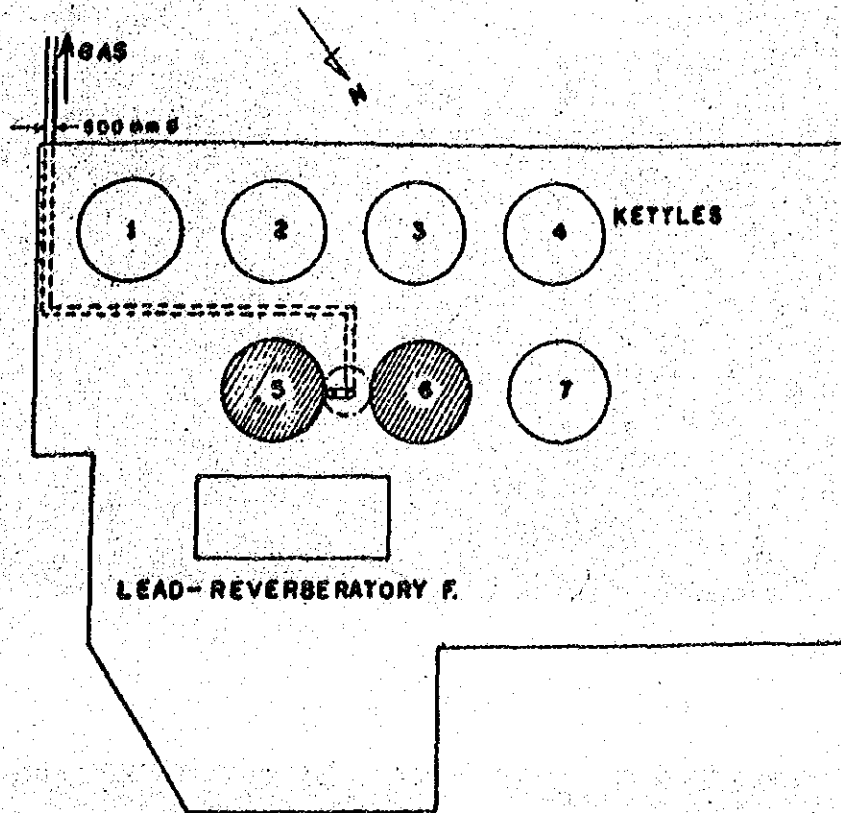


FIG. 10 - A PLANE FIGURE OF POSITIONAL RELATIONS ON HOOD AND POT

FIG. 11 - A PLANE FIGURE OF KETTLE ARRANGEMENT AND THE POSITION OF GAS DRAWING PIPE.

VISTA DE PLANTA



VISTA FRONTAL

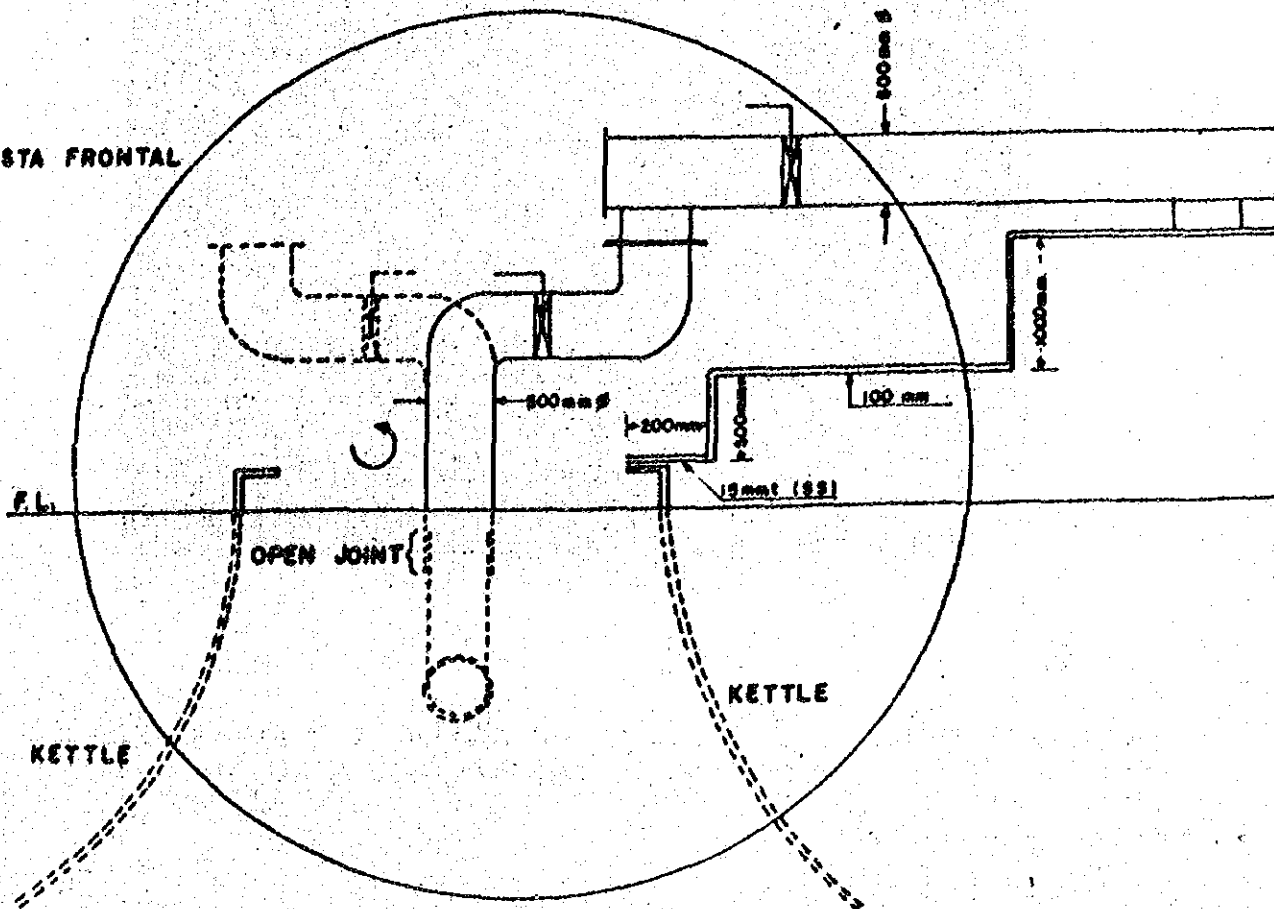
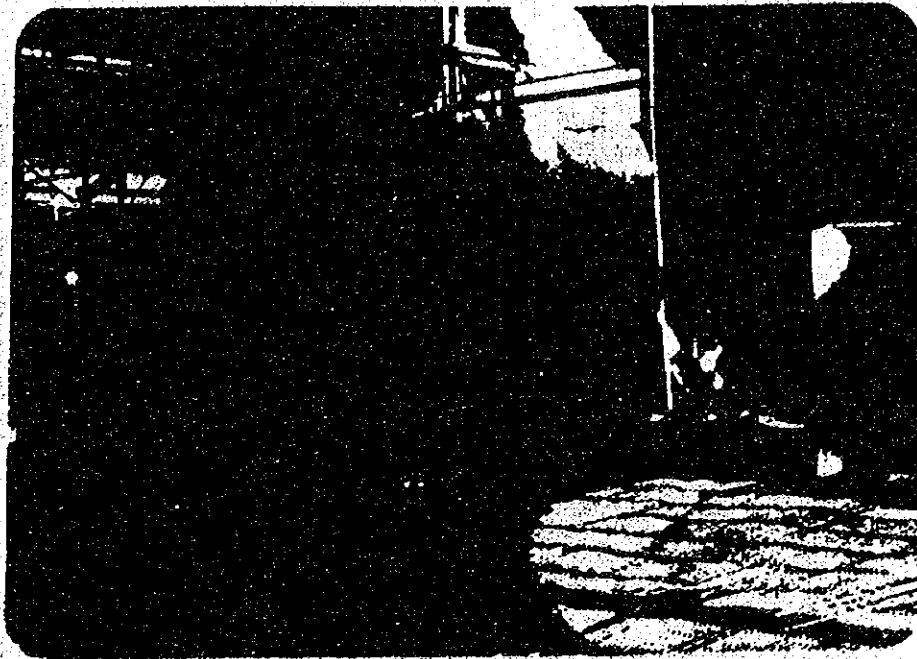
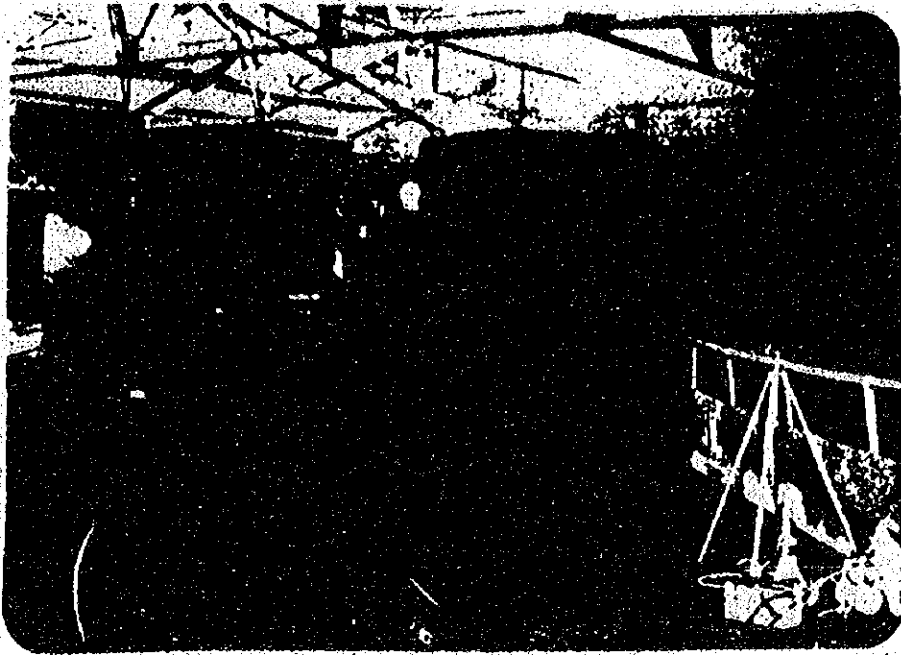
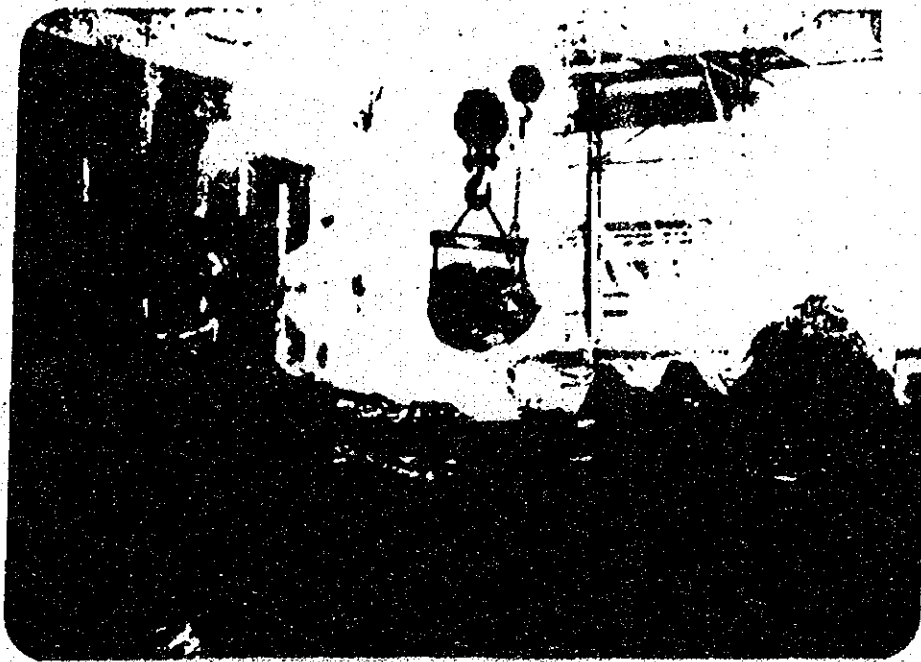
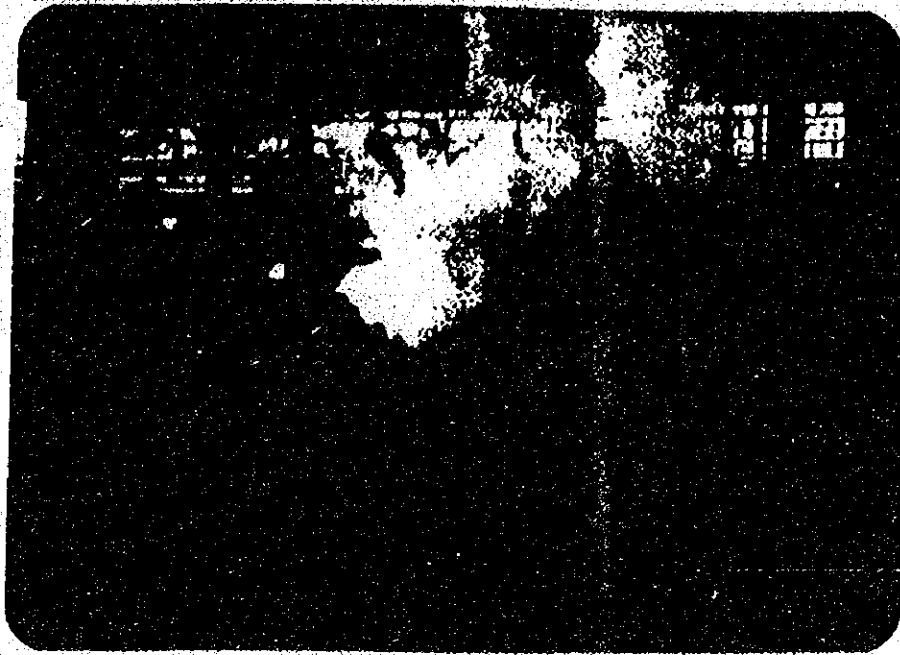


FIG. 12 - DETAILS OF CONNECTING PART OF GAS DRAWING PIPE



FOTOGRAFIA N° 1 CONTAMINACION EN EL CARGUIO DE CALCI-
NA A LOS HORNOS REVERBEROS .



FOTOGRAFIA N° 2 CONTAMINACION AL DESCARGAR EL PLOMO
DE LA TAZA

CONVENIO DE COOPERACION TECNICA INTERNACIONAL ENTRE EL GOBIERNO DEL JAPON Y EL GOBIERNO DEL PERU

Lima , abril 1981



SECTOR ENERGIA Y MINAS
INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO
INGENMET

DESCRIPCION DE LA PLANTA PILOTO DONADA

POR LA MISION JAPONESA Y SU OPERACION

I . INTRODUCCION

II . FLOWSHEET DE LA PLANTA PILOTO Y SUS MAQUINARIAS

III . DESPERFECTOS MECANICOS Y MODIFICACIONES

A) DESPERFECTOS PRIMARIOS

B) MODIFICACIONES

IV . ALGUNOS EJEMPLOS DE OPERACION DE LA PLANTA PILOTO

A) CON MINERAL DE SAYAPULLO

B) CON MINERAL DE HUAMPAR

V . FUTUROS ESTUDIOS EN LA PLANTA PILOTO

A) CON MINERAL DE TAMBORAQUE

B) CON MINERAL DE TAMINSA

VI . ALGUNAS CONSIDERACIONES PARA EL BUEN USO DE LA PLANTA PILOTO

DESCRIPCION DE LA PLANTA PILOTO DONADA
POR LA MISION JAPONESA Y SU OPERACION

I. INTRODUCCION

Como una forma de Cooperación, el Gobierno del Japón a través de Cooperación Técnica Peruano-Japonesa, donó a los laboratorios del INGEMMET, local UNI (Lima-Perú), una planta piloto de concentración de minerales por flotación, con capacidad para 20 Kg/H. Dicha donación se efectuó en Agosto de 1980 y está operando efectivamente en este momento. Durante casi medio año de operación se han hecho algunas modificaciones en la maquinaria para que trabaje siempre en buenas condiciones. En este informe, presentamos - concretamente una descripción de la planta piloto y algunos ejemplos de pruebas realizadas para pequeños mineros principalmente.

II. FLOWSHEET DE LA PLANTA PILOTO Y SUS MAQUINARIAS

En las figuras 1 y 2 se muestra el flowsheet de la planta. También en la última parte de este informe se presentan algunas fotografías de la planta.

La planta se remitió desde el Japón en 5 cajas con los siguientes volúmenes y pesos:

	Dimensión (LxWxH)	Peso (Kg.)	Volumen (m ³)
1	2.64m x 2.30m x 2.33m	2,950	14.148
2	4.84m x 2.98m x 2.50m	6,740	36.058
3	2.64m x 2.29m x 1.23m	2,210	7.436
4	3.50m x 2.95m x 2.24m	3,750	23.128
5	3.50m x 1.89m x 2.12	2,420	14.024
	T O T A L :	18,070	94.794

Las máquinas han sido fabricadas por la Compañía "Kurimoto Iron Works". El 31 de Marzo de 1980, salieron del puerto de Yokohama, Japón, y el 24 de Mayo de 1980 llegaron al puerto del Callao, Perú.

Los equipos donados fueron instalados en los Laboratorios del INGEMMET, local UNI (Lima-Perú), inaugurándose oficialmente el 28 de Agosto de 1980.

Como referencia, en el siguiente cuadro se indica el costo de los equipos, embalaje, transporte, seguro, etc.

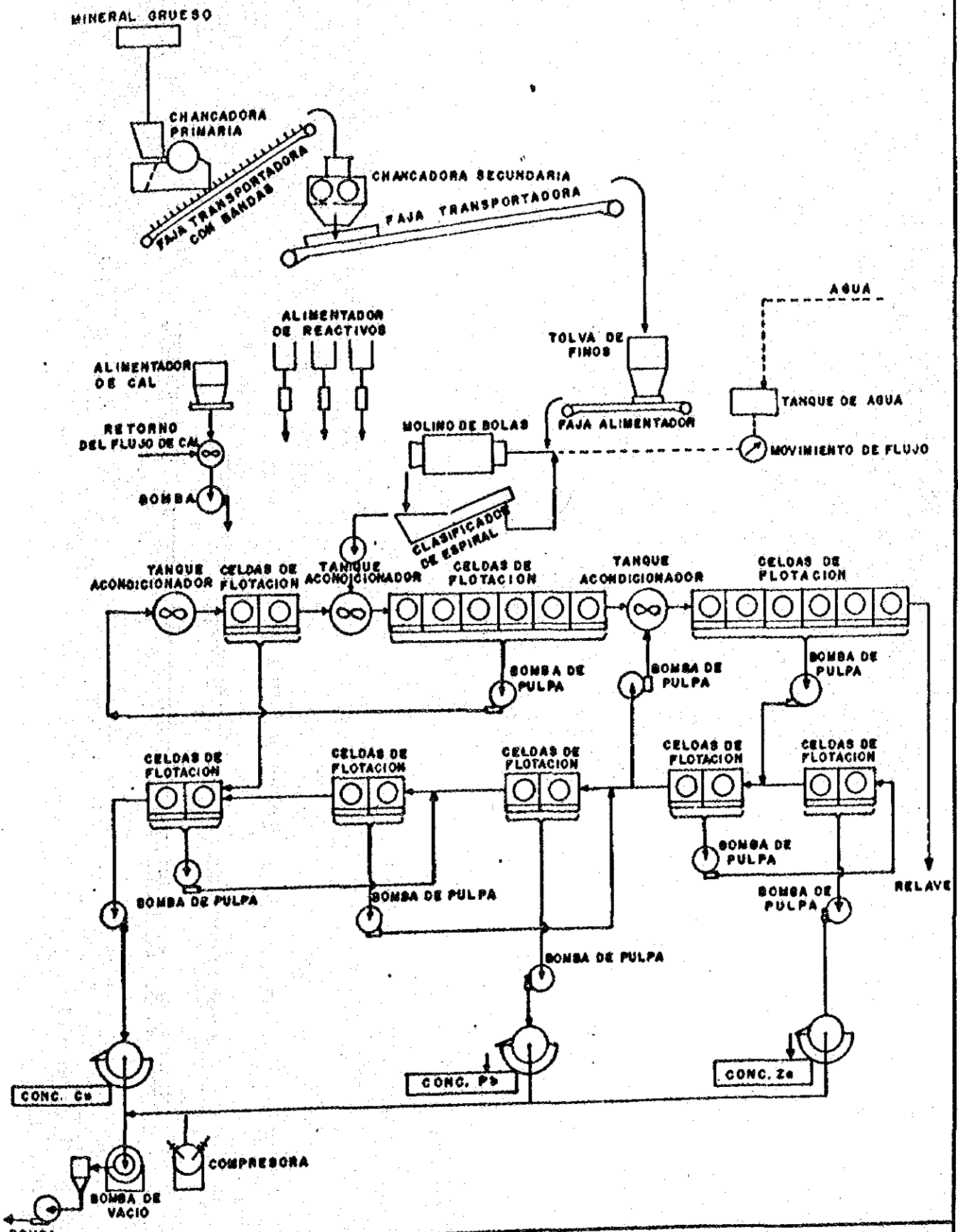
	¥	₡	\$
Equipos 5 cajas	36'000,000	40'680,000	149,405.0
Embalaje	625,044	706,300	2,594.0
Costo de Transporte	4'003,807	4'524,301	16,616.4
Seguro	281,263	317,827	1,167.3

C.I.F. LIMA	40'910,114	46'228,428	169,782.7

Nota:

5 de Marzo 1980: Dólar US 272.280 soles, Yen Japonés 1.130 soles

Los contenidos de las máquinas se muestran en la Tabla 1.



PLANTA PILOTO DE CONCENTRACION DE MINERALES
 CAPACIDAD 20 Kg./Hr.
 AGENCIA DE COOPERACION INTERNACIONAL DEL JAPON
 J . I . C . A

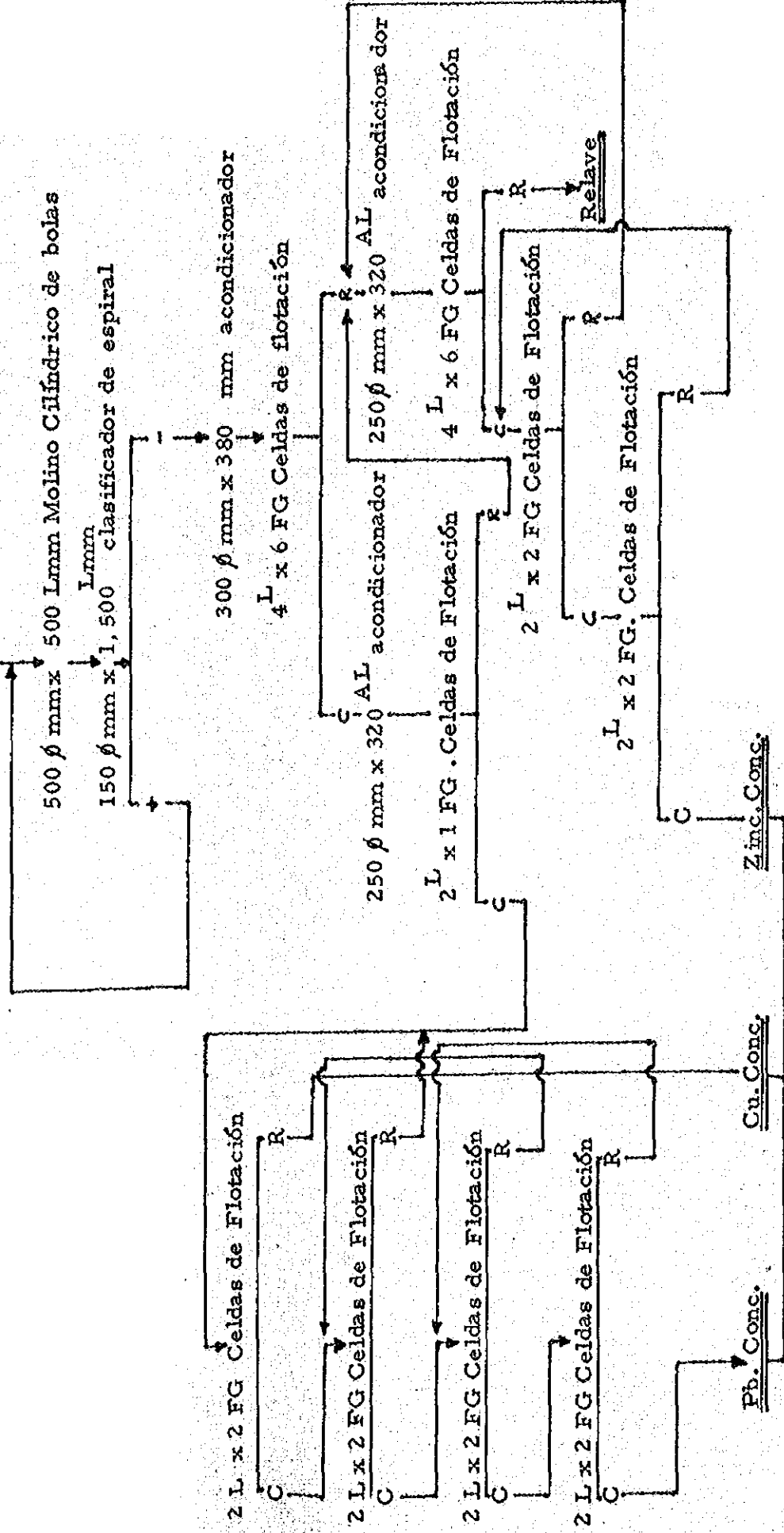
PLANTA DE OPTIMIZACION PARA FLOTACION DE MINERALES

DE COBRE, PLOMO, ZINC ; CAPACIDAD 20 Kg / H.

(Fabricado por Kurimoto Iron Work Co.)

JICA , Misión Japonesa de Minería

- Mineral de Cabeza
- 230 Amm x 100 mm Chancadora de Quijadas (15 ~ 8 mm)
- 350 Amm x 2,600 mm faja transportadora
- 300 gmm x 200 mm chancadora de Rodillos (8 ~ / mm)
- 350 Amm x 7,000 mm faja transportadora
- 600 gmm x 600 mm 300 Kg. tolva de fino
- 120 Amm x 1,000 mm Alimentador de faja



(3) 900 A mm x 700 mm, 300 Dmm

Filtros de tambor

T A B L A 1

PILOT PLANT FOR INGEMMET

Nos.	Description of Goods	Quantity	Gross Weight Measurement	Amount ¥
IGMM-1	Roll Jaw Crusher with Motor (230W x 100L)	1 set 1	2,950 Kgs. 14,148 m ³	5'810,000
	Roll Crusher with Motor (300 ∅ x 200L)	1		
	Steel bed (2440x2100x162)	1		
IGMM-2	Flotator, Trough and Trestle with Motor	1 set 2	6,740 Kgs. 36,058 m ³	9'690,000
	Conditioner with Motor (300 ∅ x 380 H)	1		
	- do - (250 ∅ x 320 H)	2		
	Flotator, Trough and Trestle with motor	6		
	Belt Conveyor (350W x 2600L)	1		
	Portable belt conveyor (350W x 7000L)	1		
	Steel Common Bed (2750 x 5270 x 162)	1		
IGMM-3	Control Panel with Support (900 x 250 x 900)	1 set 1	2,210 Kgs. 7,436 m ³	4'249,000
	Steel Bed (2440 x 2100 x 162)	1		
	Steel Ball (1"x200Kg, x50Kg. x1/2" 3/4" x 50Kg.)	1		

Cont. TABLA 1

Noe.	Description of Goods	Quantity	Gross Weight Measurement	Amount ¥
(IGMM-3)	Jaw Plate (Jaw Crusher)	2		
	Check Plate (Jaw Crusher)	2		
	Conveyor Belt 350W x 5.2M	1		
	- do - 350W x 14M	1		
	Roll (Roll Crusher)	2		
	Bearing 22212	4		
	- do - 1205	2		
	- do - 51105	1		
	Plate Liner	24		
	Disc	2		
	Spiral Screw	1		
	Complete set (Slurry pump, Tubing Pump, Driving Mechanism and Bed)	1		
	Flotator Impeller	12		
	Reagent Bottle (Plastics), 3L	25		
	Vinyl Tube and Pinch Valves	40		
	Line Mixing Tank 200 ϕ x 200 H	1		
	Agitator (Variable Speed Motor) 50W, 100V, 1 ϕ	1		
	Transformer 300V/100V - VA-300	1		
	Filter Cloth	1		
	Cocking Cloth	1		
	Flow Meter	1		

Cont. TABLA 1

Nos.	Description of Goods	Quantity	Gross Weight Measurement	Amount ¥
(IGMM-3)	Flow Meter Tool	1		
	Compressor with Motor	1		
	Toggle Plate for Jaw Crusher	1		
	Vinyl Tube 9.5mm 7 coil	1		
	3/8 x 5/8" x 50ft.			
	- do - 3/8" x 10 ft.	1		
	- do - 1" x 10ft.	1		
	PH Meter with accessories (Standard pH Solution, Spare Electrode)	1		
	Tools with Box YB-4			
	360 x 150 x 100	1		
	Socket Wrench Set	1		
	Oil for Tubing Pump	1		
	Hose Sand 4 packs	1		
	Weir Plate for Flotator	1		
	Tees 10 pcs.	1		
	Pinch valve 10 pcs.	1		
	Tube Joint 3/8" 10 pcs.	1		
	Paint with Brash 1 can	1		
	Lub oil 1 can	1		
	Belt Conveyor Trestle 2pcs.	1		
	Step, 1 pc.	1		

Cont. TABLA 1

Nos.	Description of Goods	Quantity	Gross Weight Measurement	Amount ¥
IGMM-4	Fine Ore Bin (600 ϕ 1025H)	1 set	3,750 Kg. 23,128 m ³	9'813,000
	Belt Feeder with Motor (100W x 1250L)	1		
	Wet Overflow Ball Mill with Geared Motor (500 ϕ 500L)	1		
	Spiral Classifier with Geared Motor (150 ϕ x1500L)	1		
	Water Tank with Frame (600 ϕ x 300 H)	1		
	Fine Ore Bin Stage (1200 x 1200 x 1400)	1		
	Control Panel with Support (900 x 250 x 900)	1		
	Tubing Pump with Motor	2		
	Line Tank with Support (200 ϕ 200L)	1		
	Line Feeder with Variable Speed Drive (100W x 800L)	2		
	Steel Common Bed (2750 x 2630 x 162)	1		
	Hand Rail	2		
	Blower (75 ϕ)	1		
	Piping with Flowmeter	1		

Cont. TABLA 1

Nos.	Description of Goods	Quantity	Gross Weight Measurement	Amount ¥
(IGMM-4)	Tubing Pump	7		
	Reagent Feeder Supporting Beam	5		
	Water Piping, Slurrypiping and Airpiping with flow meter	1		
IGMM-5	Drum Filter, Variable Motor Geared Motor with Common bed (300 ϕ x 80 H)	1 set 3	2,420 Kgs. 14,024 m ³ .	6'438,000
	Receiver Tank (318 ϕ 750H)	1		
	Moisture Trap (267 ϕ 600H)	1		
	Vacuum Pump with Motor	1		
	Filtrate pump with motor	1		
	Steel Bed (1550x3100x162)	1		
	Water and Vacuum piping	1		
	Control Panel with supporting frame	1		
T O T A L		5 sets	18,070 Kgs. 94,794 m ³ .	¥ 35'000,000
	Shipping Charge			625,044
	Ocean Freight			4'003,607
	Insurance Prem.			281,263
	C.I.F. LIMA			¥ 40'910,114

III. DESPERFECTOS MECANICOS Y MODIFICACIONES

Desde el mes de Agosto de 1980 a la primera semana de Febrero de 1981, la planta de flotación estuvo operando 4 horas en vacío y 34 horas con mineral, y durante este período se han producido desperfectos mecánicos y se han realizado cambios que han beneficiado sustancialmente la operación.

A) Desperfectos Primarios

Sin embargo, hay desperfectos de fabricación que es necesario verificar, y cambiar algunos repuestos como se muestra en la figura 3.

Con fechas: 27 de Octubre 1980 (14 horas de operación), 26 de Noviembre 1980 (22 horas), 26 de Enero 1981 (32 horas, 34 horas) y 28 de Enero 1981 (37 horas); se produjeron la rotura de los ejes de las celdas de flotación (a la altura del empalme con el motor), de las celdas Nº 2 y Nº 3 del circuito rougher, Nº 9 del circuito rougher de Zn, y Nº 6 y Nº 7 del circuito de limpieza, todo mas o menos en un mismo lugar.

Por eso, para no obstaculizar nuestra operación, hemos transferido impulsores completos de otro banco de limpieza que por las características del mineral no es necesario utilizar por el momento.

También, hemos detectado desperfecto del cojineta SKF-6301 correspondiente a la Bomba Nº 2, donde previamente se encontró dos láminas sueltas dentro de la caja del reductor y que ya fueron reparadas.

Por estos desperfectos, se consultó a la oficina de JICA en Tokyo y a la Compañía "Kurimoto Iron Works"; en este momento nos están remitiendo nuevos ejes de hierro Cr-Ni para reemplazar

zar los que tienen defectos. (El 23 de Marzo, 24 ejes han se lido de su Compañía).

El voltaje eléctrico del laboratorio del INGEMMET, local UNI, baja a 170 ~ 150v, por lo que se está tramitando se instale un nuevo transformador que proporcione una tensión uniforme de 220 V.

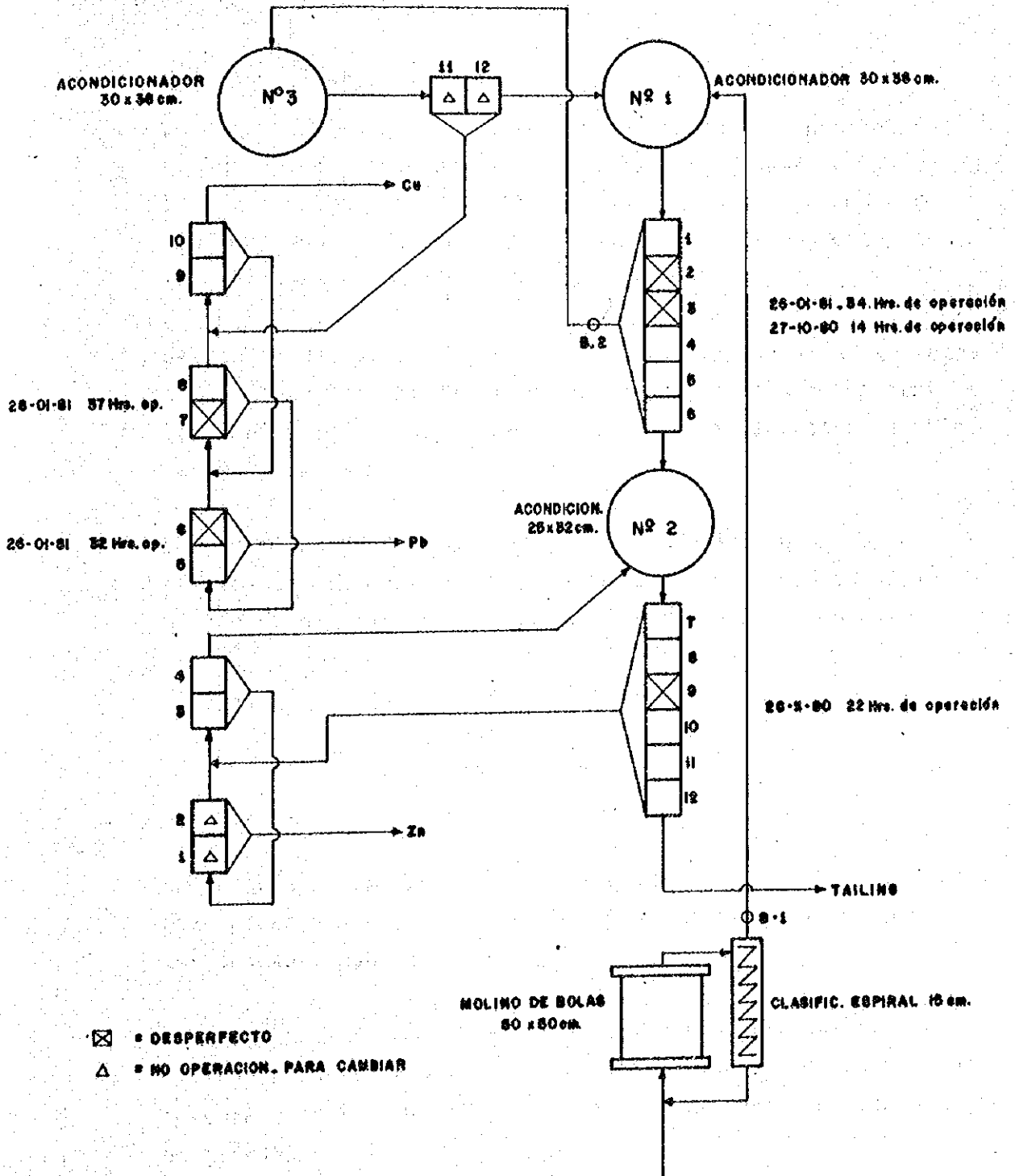
B) Modificaciones

Para mejorar la operación de la planta que al principio tenía mucha dificultad por su alta sensibilidad, se han realizado algunas modificaciones que previamente se consultó entre nosotros. Entre ellas podemos mencionar:

- 1) Se cambió la rotación del scoop, para lo cual fué necesario construir un mecanismo completamente nuevo, esta modificación ha mejorado notablemente el retorno de las arenas del clasificador que anteriormente se obstruían en forma constante.
- 2) Construcción de dos compuertas de guillotina para las celdas de flotación al final de los bancos rougher y scavenger, para mantener un nivel adecuado de pulpa ya que las compuertas del émbolo no trabajan eficientemente.
- 3) Construcción de canal de fierro al final de los bancos de flotación para realizar un eficiente muestreo del releve general.
- 4) Colocar a un nivel adecuado el acondicionador # 1 y evitar en esta forma la obstrucción de la manguera de entrada al circuito rougher.

FIG. 3.- PLANTA DE OPTIMIZACION JICA

CAPACIDAD 20 Mg/Mr.



- 5) Se encuentra en construcción la canaleta de cemento para evacuar los relaves generales.

IV. ALGUNOS EJEMPLOS DE OPERACION DE LA PLANTA PILOTO

A) Con mineral de Sayapullo

La mina de Sayapullo está localizada en la Provincia de Cajabamba, Departamento de Cajamarca; pero se encuentra mas vinculada a la ciudad de Trujillo por una carretera afirmada de 150 Kms. que se deriva desde el pueblo denominado Chicama en la carretera Panamericana Norte.

Sayapullo es una mina muy antigua que anteriormente fue trabajada por su alto contenido de plata y en la que actualmente se benefician los minerales en su planta polimetálica de flotación selectiva.

La capacidad de la planta es de 200 TM/día y opera con una eficiencia de aproximadamente 80% de su capacidad de tratamiento de mineral con las siguientes leyes aproximadas:

Plata	10 onz/TM
Cobre	2%
Plomo	1%
Zinc	1.50%

Se obtiene concentrados comerciales de muy buena ley para cobre, plomo y zinc; la plata se obtiene como subproducto de los concentrados de cobre y plomo.

Actualmente esta compañía viene realizando trabajos de ampliación para duplicar su actual capacidad, ya que la empresa ha invertido fuertes sumas para aumentar sus reservas probables de mineral en mina.

Los minerales predominantes en el asiento minero de Sayapullo son los denominados cobres grises, con altos contenidos de plata, arsénico y antimonio; el plomo se encuentra como galena y el zinc en la forma de esfalerita con abundancia de piritas, cuarzo y otras gangas.

Los concentrados de cobre, plomo y zinc son transportados para su embarque al puerto de Salaverry en el Departamento de La Libertad.

1) Primera Prueba:

Para confirmar la operación de la planta piloto, el día 20 de Agosto de 1980 se puso en funcionamiento las maquinarias con mineral de la Compañía Minera Sayapullo S.A. No se obtuvieron buenos resultados a pesar de que el funcionamiento de las maquinarias operó mas o menos bien.

El primer problema en este caso estuvo en el calentamiento de los motores de las caldas de flotación, ocasionado por el bajo voltaje existente de 170v ~ 150v. Después de 3 horas de operación se consiguieron los siguientes resultados:

En la Figura Nº 4 se muestra la dosificación de reactivos.

a) ANALISIS DE MALLA (PLANTA PILOTO - MISION JAPONESA)

Figura Nº 5

MALLA	ALIMENTACION CHANCADORA		DESCARGA CHANCADORA PRIMARIA		DESCARGA CHANCADORA SECUNDARIA	
	Peso (grs.)	%	Peso (grs.)	%	Peso (grs.)	%
+ 1"	3300	38.37	-	-	-	-
+ 3/4"	2800	32.56	-	-	-	-
+ 1/2"	1420	16.51	70	7.14	-	-
+ 1/4"	340	3.95	455	46.43	-	-
+ 8	120	1.40	223	22.76	189	27.00
+ 10	38	0.44	32	3.27	101	14.43
+ 14	40	0.47	35	3.57	84	12.00
+ 20	32	0.37	34	3.47	80	11.43
+ 35	95	1.10	39	3.98	87	12.43
+ 65	110	1.28	27	2.76	65	9.29
- 65	305	3.55	-	-	-	-
+ 100	-	-	15	1.53	31	4.43
+ 150	-	-	12	1.22	20	2.86
+ 200	-	-	13	1.33	13	1.86
- 200	-	-	25	2.55	30	4.29
TOTAL	8600	100.00	980	100.01	701	100.02

NOTA: La capacidad de Chancadora es de 240 Kg/H.

b) ANÁLISIS DE MALLA (PLANTA PILOTO - MISION JAPONESA)

MALLA	ALIMENTACION-MOLINO		ALIMENTACION-FLOTACION	
	Peso (grs.)	%	Peso (grs.)	%
+ 8	189	27.00	-	-
+ 10	101	14.43	-	-
+ 14	84	12.00	-	-
+ 20	80	11.43	-	-
+ 35	87	12.43	-	-
+ 65	65	9.29	-	-
+ 100	31	4.43	1.3	0.3
+ 150	20	2.86	8.0	1.8
+ 200	13	1.86	16.6	3.7
- 200	30	4.29	424.0	94.2
TOTAL	690	100.02	452.0	100.0
LEYES				
Cu		0.99		1.35
Zn		1.10		1.30
Fe		15.19		16.90

Nota: La capacidad de molino y flotación están 30 Kg./H.

c) FLOTACION RESULTADOS

PRODUCTOS	L E Y E S %		
	Cu	Zn	Fe
ALIMENTACION-PLANTA	0.99	1.10	15.19
DESCARGA DE MOLINO	1.38	1.24	16.29
DERRAME DE CLASIFICADOR	1.35	1.30	16.90
CABEZA DE Cu FLOT.	1.38	1.30	16.60
ROUGHER CONC. DE Cu	2.97	2.49	14.58
CONCENTRADO DE Cu	12.01	1.89	15.74
RELAVE DE CLEANER-Cu	3.19	1.64	12.92
CABEZA DE Zn FLOT.	0.38	0.89	16.44
ROUGHER CONC. DE Zn	1.40	2.29	16.85
CONCENTRADO DE Zn	1.11	2.69	16.60
RELAVE	0.19	0.72	6.54

d) CONSIDERACION DE FLOTACION: RESULTADOS

Sean F, C, T los pesos de los productos de alimentación, concentración y relave; también f, c, t las leyes de alimentación, concentración y relave respectivamente. En este caso, se forman los siguientes balances:

$$F = C + T$$

$$fF = cC + tT$$

Considerando a R como la recuperación, se puede deducir las siguientes fórmulas en función a leyes y pesos:

$$R = \frac{c (f - t)}{f (c - t)}$$

$$C = F \frac{ (f - t) }{ (c - t)}$$

Por ejemplo, $c=12.01$, $f=1.38$, $t=0.38$, en este caso,

$$R = \frac{12.01 \times (1.38 - 0.38)}{1.38 \times (12.01 - 0.38)} = 74.8\%$$

$$C = 100 \times \frac{ (1.38 - 0.38) }{ (12.01 - 0.38) } = 8.6\%$$

De acuerdo con este método, se puede calcular R, C, desde sus leyes. Un ejemplo de los resultados calcula-

dos con este método es el siguiente:

PRODUCTO	LEYES %			RECUPERACION %			
	Cu	Zn	Fe	Wt	Cu	Zn	Fe
Cabeza de Flotación	1.38	1.30	16.60	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de Cu	12.01	1.89	15.74	8.6	74.8	59.6	
Concentrado de Zn	1.11	2.69	16.60	7.9	23.9	10.6	
Relave	0.19	0.72	6.54	83.5	1.3	29.9	
(Cabeza de F. de Zn)	0.38	0.89	16.44				

O sea, en este caso los resultados no están bien. Todavía no se obtiene una buena separación, en el concentrado de Cu está flotando mucho Zn, y en el concentrado de Zn no se están consiguiendo buenos resultados. Es necesario realizar más investigaciones para obtener buenos resultados.

e) OTRA CONSIDERACION DE FLOTACION: RESULTADOS POR CALCULO

Se puede calcular por sus leyes de acuerdo al siguiente método: En el caso de las leyes arriba mencionadas, si C_1 , C_2 son los pesos de concentrado de Cu y Zn, para las leyes de Cu y Zn se forman las siguientes fórmulas:

$$\begin{aligned}
 F &= C_1 + C_2 + T \\
 1.38 F &= 12.01C_1 + 1.11C_2 + 0.19T \quad (\text{para Cu}) \\
 1.30 F &= 1.89C_1 + 2.69C_2 + 0.72T \quad (\text{para Zn})
 \end{aligned}$$

Desde estas fórmulas se pueden obtener C_1 y C_2 por cálculo
 O sea, en general en los casos de las siguientes fórmulas
 se pueden obtener x , y , z por cálculo.

$$a_1x + b_1y + c_1z = d_1$$

$$a_2x + b_2y + c_2z = d_2$$

$$a_3x + b_3y + c_3z = d_3$$

cuando:

$$D = \begin{vmatrix} a_1 & b_1 & c_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 \\ a_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix} \neq 0,$$

$$x = \frac{\begin{vmatrix} d_1 & b_1 & c_1 \\ d_2 & b_2 & c_2 \\ d_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix}}{D}$$

$$y = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & d_1 & c_1 \\ a_2 & d_2 & c_2 \\ a_3 & d_3 & c_3 \end{vmatrix}}{D}$$

$$z = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 & d_1 \\ a_2 & b_2 & d_2 \\ a_3 & b_3 & d_3 \end{vmatrix}}{D}$$

$$C_1 = \frac{\begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 \\ 1.38 & 1.11 & 0.19 \\ 1.30 & 2.69 & 0.72 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 \\ 12.01 & 1.11 & 0.19 \\ 1.89 & 2.69 & 0.72 \end{vmatrix}} = 8.15\%$$

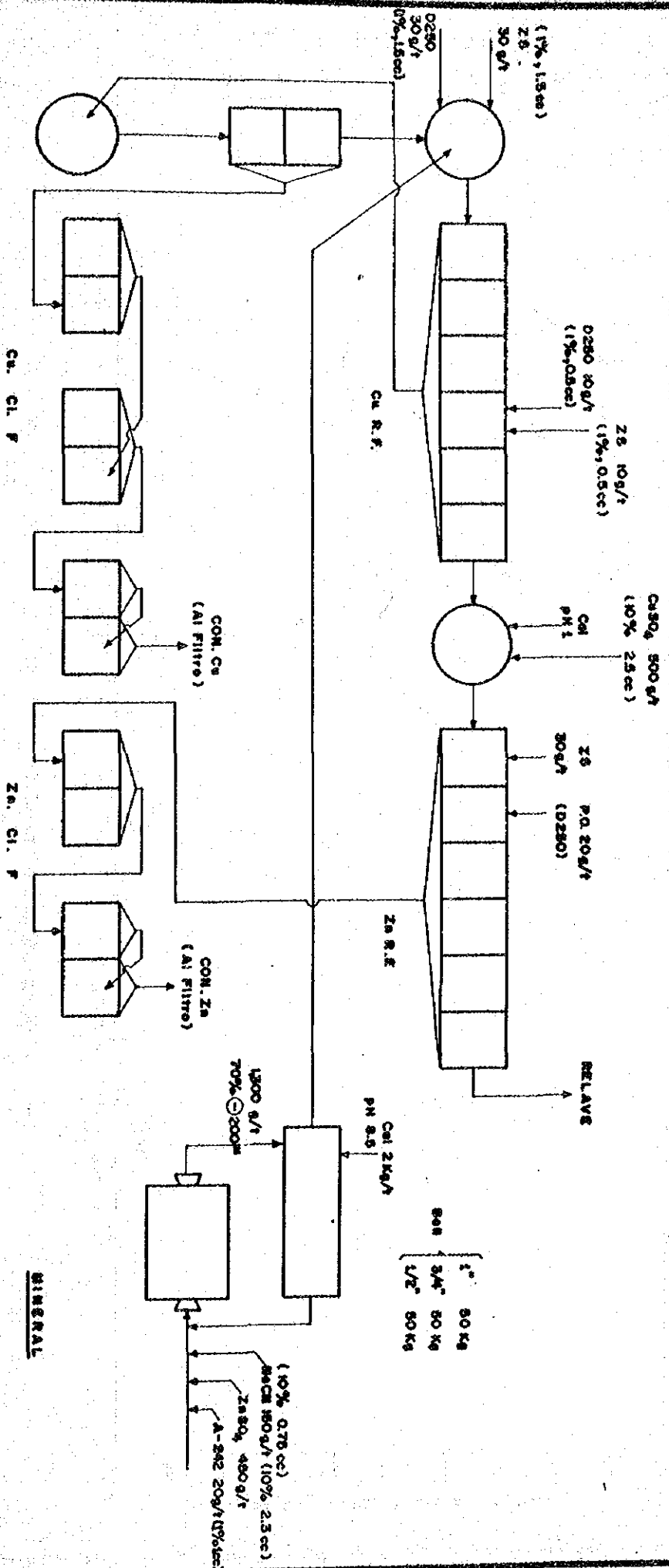
$$C_2 = \frac{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 12.01 & 1.38 & 0.19 \\ 1.89 & 1.30 & 0.72 \end{array}}{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 12.01 & 1.11 & 0.19 \\ 1.89 & 2.69 & 0.72 \end{array}} = 24.60\%$$

Desde estos valores se pueden calcular para la Flotación los resultados siguientes:

PRODUCTO	LEYES %			Recuperación %			
	Cu	Zn	Fe	Peso(%)	Cu	Zn	Fe
Cabeza de F.	1.38	1.30	16.60	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. de Cu	12.01	1.81	15.74	8.15	70.93	11.35	7.73
Conc. de Zn	1.11	2.65	16.60	24.60	19.79	50.90	24.60
Relave	0.19	0.72	16.70 (6.54)	67.25	9.28	37.75	67.67

Estos resultados son algo diferentes de los anteriores, pero la recuperación de Cu es más o menos igual en ambas tablas, y la recuperación de Zn es algo más. En este momento todavía no se llega a un buen balanceo.

FIGURA Nº 4



CONDICION DE TRATAMIENTO DE MINERAL DE SAVIAPULLO

- MINERAL**
- Ca = 0.99%
 - Zn = 1.10%
 - Po = 12.19%
 - Ag = (6mm/l)

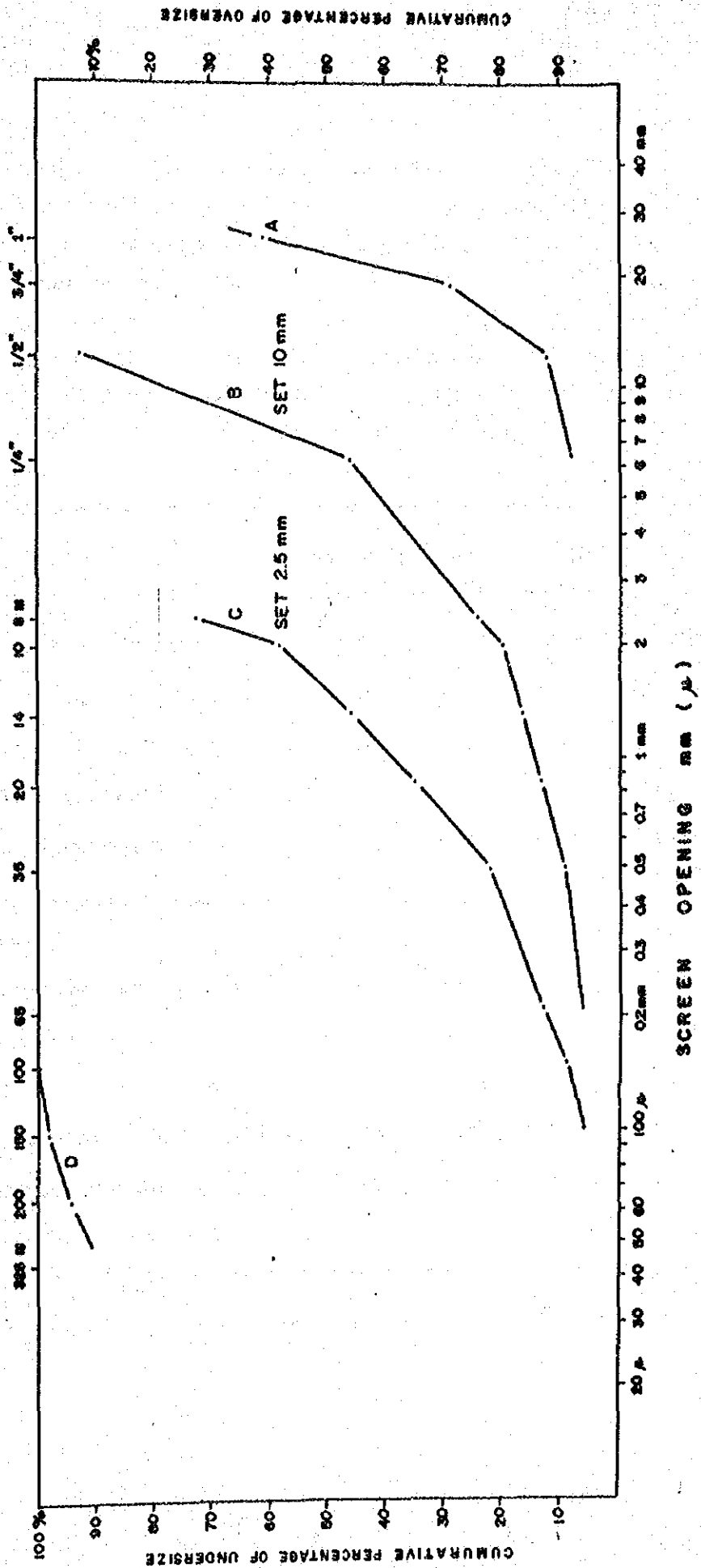
Resorte cc/mn

FIGURA Nº 5

ANÁLISIS DE MALLA (PLANTA PILOTO)

Simple 20/8/80

- A.- ALIMENTACION CHANCADORA
- B.- DESCARGA CHANCADORA PRIMARIA
- C.- DESCARGA CHANCADORA SECUNDARIA
- D.- ALIMENTACION FLOTACION



2) Segunda Prueba:

Las pruebas desarrolladas con mineral de Sayepulco tienen como finalidad primordial ajustar el funcionamiento mecánico de las maquinarias y en lo posible obtener un buen resultado metalúrgico.

La segunda prueba conservó la dosificación de reactivos de la primera y se trató de mejorar el control de operación. Se han obtenido los siguientes resultados:

	Ag oz/TC	Cu%	Pb%	Zn%
1 Entrada a Molino	5.36	1.60	0.15	1.00
2 Descarga del Molino	5.25	1.45	0.10	1.42
3 Retorno al Molino	5.83	1.20	1.86	1.40
4 Overflow del calcificador	6.76	1.30	0.50	1.50
5 Espumas del bulk	17.49	5.30	0.30	1.15
6 Retorno al Acondicionador # 2	6.41	1.55	0.15	1.30
7 Espumas bulk zinc	7.36	2.40	0.09	3.35
8 Retorno al zinc	12.24	2.60	0.07	6.58
9 Especial cabeza zinc	2.56	0.25	0.08	1.05
10 Especial relave General	1.40	0.10	0.09	0.42
11 Especial cobre # 1	7.00	2.30	0.10	6.40
12 Especial Cu-Zn # 2	9.33	5.10	0.09	1.22
	0.200			

El resultado del tratamiento del mineral de Sayapullo en la planta piloto, de acuerdo a las leyes del análisis químico se dan en los siguientes cuadros. En el caso de no haber conseguido un buen resultado, esto puede deberse a diferentes factores; por ejemplo, la ley final de concentrado de cobre es más baja que la ley de concentrado rougher.

Este problema tiene relación con la toma de muestra y la precisión del análisis químico, es necesario cuidar el tratamiento de sus muestras. Además estos cálculos son muy complicados, y para acelerar la velocidad de cálculo y para aumentar la precisión, en el futuro es necesario calcular las pruebas muchas veces, utilizando un mini-computador que tendría que instalarse al lado del laboratorio.

EL RESULTADO DEL TRATAMIENTO DEL MINERAL DE SAYAPULLO EN LA PLANTA PILOTO

P R O D U C T O S (Circulo de Molino)	Peso %	L E Y E S				D I S T R I B U C I O N %				NOTA
		Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	
1 Entrada a Molino	100.0	(5.36) 5.99	1.60	0.15	(1.00) 1.08	100.0	100.0	100.0	100.0	
2 Descarga del Molino	175.0	5.25 (5.83)	1.45 (1.20)	0.12 (1.86)	(1.42) (1.40)	153.26	158.59	140.0	182.92	
3 Retorno al Molino	75.0	5.10 (6.76)	1.25 (1.30)	0.08 (0.50)	1.20 (1.50)	63.85	58.59	40.0	82.92	
4 Overflow del Clasificador (Circulo de flotación)	100.0	5.99	1.60	0.15	1.08	100.00	100.0	100.0	100.0	
4 Overflow del clasificador	100.0	5.99	1.60	0.15	1.08	100.0	100.0	100.0	100.0	Alimentación
12 Especial Cu-Zn (Concentrado de Cu)	21.6	(9.33) 18.11	(5.10) 5.51	(0.09) 0.31	(1.22) 1.14	65.24	74.36	44.40	22.72	Cu. Conc.
5 Espumas del Bulk Cu (Concentrado Crudo de Cu)	22.8	17.49	5.30	0.30	1.15	66.52	75.53	45.60	24.16	
6 Retorno al Acond. # 1 (Relave de limpieza Cu)	1.2	6.41	1.55	0.15	1.30	1.28	1.16	1.20	1.44	
9 Especial Cabeza de Zn (Relave de flot. Cu)	78.4	(2.56) 2.66	(0.25) 0.52	(0.08) 0.11	(1.05) 1.07	34.76	25.64	55.60	77.28	
11 Especial Cobre # 1 (Conc. de Zn)	10.0	(7.00) 11.27	(2.30) 3.42	(0.10) 0.22	(5.40) 5.15	18.80	21.36	14.53	50.81	Zn. Conc.
7 Espumas del Bulk Zn (Conc. Crudo de Zn)	15.0	(7.34) 10.21	(2.15) 3.14	(0.09) 0.17	(3.35) 5.87	25.54	29.49	16.86	81.12	
8 Retorno al Acond. #2 (Relave de flot. Zn)	5.0	12.24	2.60	0.07	6.58	6.74	8.13	2.33	30.31	
10 Especial relave general	68.4	1.40	0.10	0.09	0.42	15.96	4.28	41.07	26.47	Relave

Nota.- Las cifras de arriba con () significan leyes analizadas y bajas leyes calculadas con balance

RESULTADOS CALCULADOS

Nº	Peso %	L E Y E S				C O N T E N I D O				D I S T R I B U C I O N %			
		Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
1	100.0	(5.36) 5.99	1.60	0.15	(1.00) 1.08	(536) 599	160	15	(100) 108.54	100.0	100.0	100.0	100.0
2	75.0	5.25 (5.83)	1.45 (1.20)	0.12 (1.86)	(1.42) (1.40)	918.75 (437.25)	253.75 (90)	21.0 (139.5)	(17.5) (248.5)	153.26	158.59	140.0	182.92
3	75.0	5.10 (6.76)	1.25 (1.30)	0.08 (0.50)	1.20 (1.50)	382.75 (696)	93.75 (130)	6.0 (50)	90. (150)	63.85	58.59	40.0	82.92
4	100.0	5.99	1.60	0.15	1.08	599.47	160	15	108.54	100.0	100.0	100.0	100.0
4	100.0	5.99	1.60	0.15	1.08					100.0	100.0	100.0	100.0
12	21.6	(9.33) 18.11	(5.10) 5.51	(0.09) 0.31	(1.22) 1.14	(201.53) 391.08	(110.16) 118.98	(1.94) 6.66	(26.35) 24.66	65.24	74.36	44.40	22.72
9	78.4	(2.56) 2.66	(0.25) 0.52	(0.08) 0.11	(1.05) 1.07	(200.70) 208.39	(19.6) 41.02	(6.27) 8.34	(82.32) 83.88	34.76	25.64	55.60	77.28
5	22.8	17.49 (9.33)	5.30 (5.10)	0.30 (0.09)	1.15 (1.22)	398.77	120.84	6.84	26.22	66.52	75.53	45.60	24.16
12	21.6	18.11	5.51	0.31	1.14					65.24	74.36	44.40	22.72
6	1.2	6.41	1.55	0.15	1.30	7.69	1.86	0.18	1.56	1.28	1.16	1.2	1.44
9	78.4	(2.56) 2.66	(0.25) 0.52	(0.08) 0.11	(1.05) 1.07					34.76	25.64	55.60	77.28
11	10.0	(7.00) 11.27	(2.30) 3.42	(0.10) 0.22	(5.40) 5.15	112.69	34.18	2.18	55.15	18.80	21.36	14.53	50.81
10	68.4	1.40 (7.34)	0.10 (2.15)	0.09 (0.09)	0.42 (3.35)	95.90 (110.40)	6.84 (32.32)	6.16 (1.35)	28.73 (50.25)	15.96	4.28	41.07	26.47
7	15.0	10.21	3.14	0.17	5.87	152.09	47.18	2.53	88.05	25.54	29.49	16.86	81.12
11	10.0	11.27	3.42	0.22	5.15					18.80	21.36	14.53	50.81
8	5.0	12.24	2.60	0.07	6.58	40.40	13.00	0.35	32.90	6.74	8.15	2.33	30.31

a- Cálculo del Circuito del Molino y Clasificador

El balance del circuito del molino y clasificador se puede recalculer por sus leyes, según la figura 6.

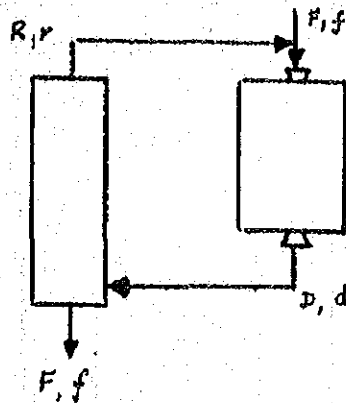


Fig. 6

Considerando cantidades y leyes de la alimentación al molino, retorno al molino y descarga del mismo como F, R, D y f, r, d , respectivamente, llegamos a la fórmula siguiente:

$$D = R + F$$

$$D_d = R_r + F_f$$

A partir de estas fórmulas el retorno al molino se calcula por la siguiente fórmula:

$$R = F \frac{(d-f)}{r-d}$$

Por ejemplo, si $f = 1.60$, $d = 1.45$ y $r = 1.20$ de acuerdo a la tabla de la página 14, en el balance de cobre

$$R = F \frac{(d-f)}{(r-d)} = 100 \times \frac{1.45 - 1.60}{1.20 - 1.45} = 75\%$$

O sea, el retorno al molino sería 75% de la alimentación del molino.

b- Cálculo del Circuito de Flotación

En este caso, los cálculos por leyes se pueden aplicar en las fórmulas conocidas de la página 10 de dos productos.

En la Fig. 7 se tiene: $F = Cu = Tcu, 4, 12$ y 9

($CuRC = CuC = CuR, 5 - 12 = 6$) y

$Zn F, Zn C, T, 9 - 11 = 10$

$Zn RC = Zn C = Zn R, 7 - 11 = 8$

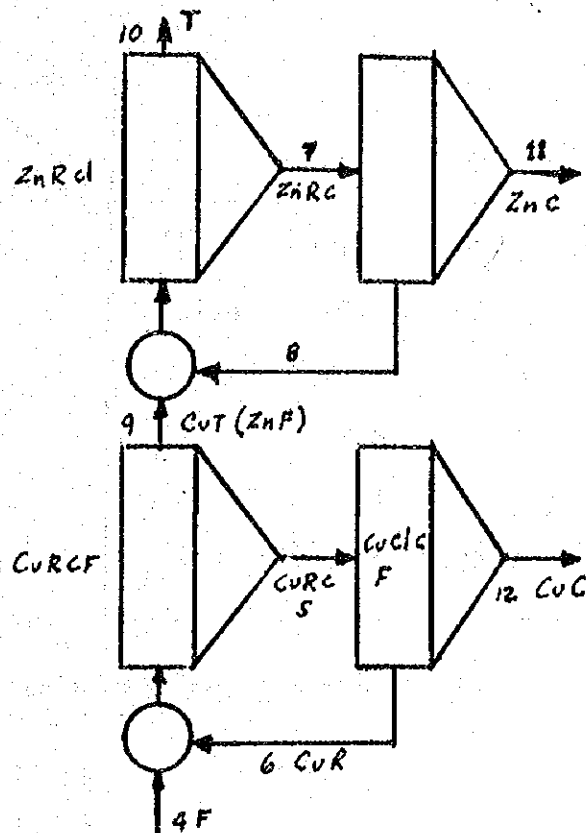


Figura 7

Con los datos anteriores se pueden formar las ecuaciones siguientes:

- 1) $F_4 = C_{12} + T_9$
- 2) $F_5 = C_{12} + T_6$
- 3) $F_9 = C_{11} + T_{10}$
- 4) $F_7 = C_{11} + T_8$

En cada ecuación se puede reemplazar las leyes y luego aplicar la siguiente fórmula:

$$C = F \left(\frac{f-t}{c-t} \right)$$

Los resultados después de reemplazarlos por las leyes de Ag, Cu, Pb y Zn, se obtiene:

Leyes Cantidad	Leyes				Valor Adaptado	
	Ag	Cu	Pb	Zn		
Fe	100	100	100	100	100	
C ₁₂	62.0	21.6	42		21.6	
F ₅	C ₁₂ × 26.3	C ₁₂ × 94.7		C ₁₂ × 53.3	20.45	21.6 × 94.7
F ₉		78.4			78.4	
C ₁₁	F ₉ × 20.7	F ₉ × 6.8		F ₉ × 12.7	10.0	12.7 × 78.4
F ₇	C ₁₁ × 107.4	C ₁₁ × 150	C ₁₁ × 50		15.0	10.0 × 1.50

En este caso los resultados son diferentes

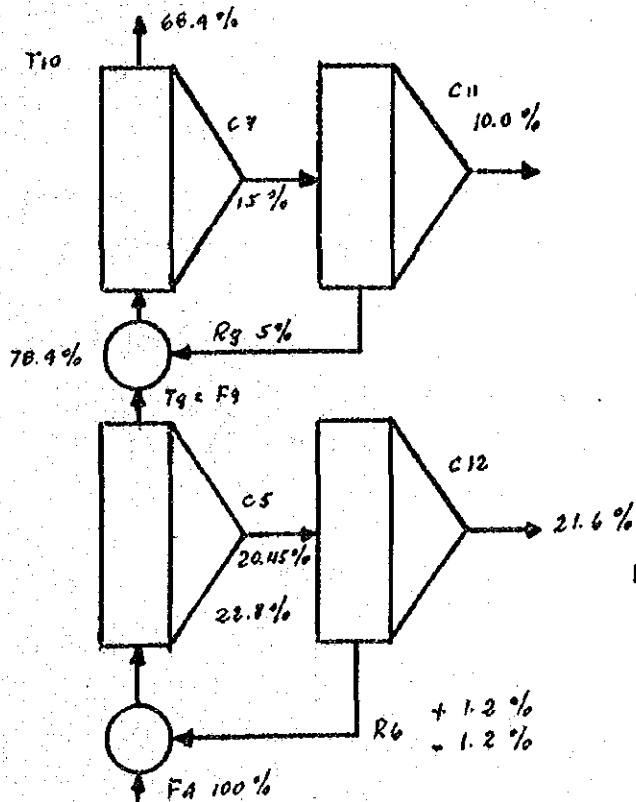


Figure 8

B) Con Mineral de Huámpar

Los yacimientos de Huámpar se encuentran a 4,200 m.s.n.m. en la jurisdicción de la provincia de Huarochirí, Departamento de Lima; son depósitos polimetálicos, los elementos valiosos que predominan en mayor porcentaje son Pb, Ag y Zn. La Cía. Minera Huámpar S.A. tiene en explotación 3 yacimientos principales y un yacimiento en el que predominan minerales de Ag denominado Mina Aurelio.

La capacidad instalada de la planta es 350 TMS/Día y la capacidad operativa es de 220 TMS/Día. Un ejemplo de las leyes - promedio de la mina y de los productos obtenidos son:

P R O D U C T O	L E Y E S			
	Ag oz/TC	Pb%	Zn%	Cu%
Cabeza 1 (Alimentación del molino 1)	7.00	2.66	2.16	0.29
Cabeza 2 (Alimentación del molino 2)	6.46	2.53	2.16	0.25
Concentrado Pb	102.78	50.76	5.60	5.22
Relave Pb	1.17	0.23	2.33	0.06
Concentrado Zn	8.17	0.73	55.33	0.51
Relave	0.93	0.20	0.40	0.04

1) Primera Prueba

Los días 27, 28 y 30 de Octubre se desarrollaron pruebas en la Planta Piloto del JICA con relave general procedente de la Planta Petro-Colqui.

Después de los análisis químicos con el compósito de los tres días se ha obtenido el siguiente resultado:

	Peso Kgr.	Ley de Ag oz/TC	Distribución de Ag%
Cabeza	240.0	0.75	100.0
Concentrado	32.2	3.48	62.17
Relave	207.8	0.32	37.83

Se muestre en forma más detallada los resultados obtenidos por días con las leyes correspondientes a los elementos indicados en el siguiente cuadro:

	Aliment. Peso Kg.	Conc. Peso Kg.	Concentrado			Relave		
			Ag	Fe	Zn	Ag	Fe	Zn
Cabeza			0.75oz/t					
Oct/27 Conc. 1	80	18.4	3.86	10.66	1.59	0.012	3.47	0.15
Oct/28 Conc. 2	100	11.4	2.83	9.46	3.38	0.00	3.42	0.12
Oct/30 Conc. 3	40	2.4	3.60	8.75	4.18	tr.	3.53	0.07
		<u>32.2</u>						
Concentrado limpio (Celda Batch)		3.5	24					

2) Segunda Prueba

Prosiguiendo con los trabajos de investigación para hallar el tratamiento óptimo de los relaves procedentes de la Compañía Minera Huámpar, se realizaron pruebas metalúrgicas en la mini-planta de flotación JICA durante tres días.

En esta nueva etapa para el procesamiento de los relaves, se modificaron algunos factores tales como el uso de reactivos y el circuito de flotación.

Los análisis de malla de puntos importantes, los resultados metalúrgicos obtenidos, comentarios y otros, se recogen en este informe.

Las etapas que en su procesamiento recibieron los relaves, fueron molienda y flotación:

- Molienda

En esta primera etapa, el circuito de molienda operó un tiempo total de 7.42 horas, alimentándose al molino de bolas 220 Kg. de muestra de relaves, esto da un promedio de 29.65 Kg/hr. La granulometría de la muestra de relaves (cabeza) acusó el siguiente resultado:

Malla	Micrones	Peso% Directo(+)	Peso% Acum (-)
+ 30	600	1.0	99.0
+ 40	425	5.9	93.1
+100	149	49.1	44.0
+120	125	6.5	37.5
+200	75	12.9	24.6
+325	45	8.7	15.9
-325	-	15.9	-
TOTAL	-	100.0	-

El rebalse u overflow del clasificador helicoidal, que es la carga que alimenta al circuito de flotación, dió el siguiente análisis de malla:

Malla	Micrones	% Peso Directo (+)	% Peso Acum. (-)
+ 100	149	0.7	99.3
+ 120	125	1.0	98.3
+ 200	75	6.9	91.4
+ 325	45	13.9	77.5
- 325	-	77.5	-
TOTAL	-	100.0	-

- Flotación

El circuito de flotación consistió en una batería de seis celdas para la flotación rougher, seis celdas para la flotación scavenger, finalmente el concentrado rougher se trató en tres etapas de limpieza. La relación de reactivos empleados y puntos de adición es:

<u>Reactivos</u>	<u>Consumo</u> gr/Kg.	<u>Puntos de Adición</u>
Sulfato de Cobre	0.278	Entrada al molino de Bolas
AEROFLOT 31	0.092	Rebalse del clasificador helicoidal
MIBC	0.135	Rebalse del clasificador helicoidal
XANTATO Z-11	0.147	Acondicionador Rougher

El pH de flotación se mantuvo en 5.5. El relave de flotación o relave general, reportó los siguientes resultados en su análisis de malla respectivo:

Malla	Micrones	% Peso Directo (+)	% Peso Acum. (-)
+ 100	149	0.7	99.3
+ 120	125	0.8	98.5
+ 200	75	5.6	92.9
+ 325	45	15.0	77.9
- 325	-	77.9	-
TOTAL	-	100.0	-

Mientras que la granulometría del concentrado fue el siguiente:

Malla	Micrones	% Peso Directo (+)	% Peso Acum. (-)
+ 100	149	0.1	99.9
+ 120	125	0.1	99.8
+ 200	75	0.2	99.6
+ 325	45	2.1	97.5
- 325	-	97.5	-
TOTAL	-	100.0	-

- Resultados Metalúrgicos

PRODUCTOS	PESO %	L E Y E S				D I S T R I B U C I O N				Razón de Concentrado	
		%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe		%Ag
CABEZA	100.0	0.03	0.30	1.00	3.80	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
CONCENTRADO	4.5	0.37	1.10	8.60	10.00	63.6	25.7	50.4	12.5	29.9	22.2
RELAVE	95.5	0.01	0.15	0.40	3.30	36.4	74.3	49.6	87.5	70.1	
CAB-CALCULADA	100.0	0.03	0.19	0.77	3.60	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

* Ag en Kg/TM

- Comentarios

Se hacen los siguientes comentarios de lo que se ha observado durante el desarrollo de las operaciones y de los resultados metalúrgicos obtenidos:

- En el proceso se notó la flotación de gran cantidad de la mas que contribuyeron negativamente a la calidad del concentrado final.
- Ocurrieron sucesivas paralizaciones de la mini-planta, debido a fallas de voltaje en las instalaciones eléctricas, ocasionando serias alteraciones en el normal desarrollo de las operaciones metalúrgicas.
- Entre las leyes de la cabeza analizada y la cabeza calculada, se ha presentado notables discrepancias principalmente en las leyes de Pb, Zn y Ag.

- Recomendaciones

Se imparten las siguientes recomendaciones:

- Los relaves para su tratamiento en la flotación deberían ser sometidos antes a una operación de deslamado.
- Tratar de estabilizar el voltaje de la corriente eléctrica para evitar interrupciones en el desarrollo de las operaciones.
- Se hace necesario colocar compuertas de guillotina en las celdas de limpieza para un mejor control de nivel de espumas. Este tipo de compuerta ha dado buen resultado en las celdas rougher y scavenger.

V . FUTUROS ESTUDIOS EN LA PLANTA PILOTO

A) Con Mineral de Tamboraque

Hemos recibido una muestra de mineral de la Mina "Constancia", de Tamboraque, con el fin de ver la posibilidad de incrementar la recuperación del oro.

Según el balance metalúrgico de operación con este mineral, en Planta, el oro asociado a la pirita se pierde en el relave alrededor de 50%. La recuperación de los otros sulfuros valiosos como la galena argentífera y esfalerita es buena. Si se consiguiera un concentrado de pirita aurífera se sometería al proceso de cianuración para aislar el oro.

- Mineralogía

Los valores comerciales contenidos en el mineral son la galena argentífera, oro, algo de chalcopirita y esfalerita.

- Molienda

Según el informe mineragráfico del mineral en referencia, el oro está incluido mayormente en la pirita y arsenopirita en tamaño desde 6 micrones. Para este efecto se hizo una prueba de Molienda para conseguir una liberación adecuada para la flotación, cuyo análisis de malla es el siguiente:

ANALISIS DE MALLA

<u>Malla</u>	<u>% Peso</u>
+ 48	0.1
65	0.6
100	6.7
150	12.2
200	12.6
- 200	67.8
TOTAL :	100.0

Flotación

La primera prueba de flotación tuvo como fin concentrar un bulk de sulfuros con valores comerciales a un pH natural de pulpa, verificar la inclusión del oro en la pirita y ver la reacción del mineral a los reactivos.

Obtenida las espumas bulk Pb - Cu - Ag - Zn, se hicieron dos limpiezas. La primera limpieza con pH natural y la segunda limpieza con pH 9.

Los resultados de la primera prueba puede compararse con los de la Planta.

	<u>Ag Kg/ton</u>	<u>Au g/ton</u>	<u>Pb %</u>	<u>Zn %</u>	<u>Fe %</u>
Conc. bulk					
Tamboraque	0.857	5.00	26.80	11.30	21.00
Conc. bulk	1.608	3.80	19.80	37.50	9.19

La evidencia que el oro está asociado a la pirita se aprecie en los siguientes análisis químicos:

	<u>Ag Kg/ton</u>	<u>Au g/ton</u>	<u>Pb %</u>	<u>Zn %</u>	<u>Fe %</u>
Relave cleaner					
bulk, Prueba batch	0.300	4.80	4.64	10.21	26.30
Cono. de pirita					
Prueba batch	0.210	7.20	1.96	2.02	41.90

Las pérdidas del oro en el relave se redujo de 43.90% a 11.60% tomando como referencia el análisis de Fe, pues los análisis por oro dan trazas y están actualmente por confirmarse.

~ Proyecciones

Como el oro está mayormente asociado a la pirita y arsenopirita y la Sociedad Minera Austria Duvaz S.A. ya está flotando pirita; nuestras investigaciones se conducirán solamente a mejorar, si es posible, la recuperación de plata y oro en el bulk - Pb - Cu - Ag. La investigación del aislamiento del oro de la pirita se hará a partir del concentrado de pirita que nos dé Tamboraque.

B) Con Mineral de Taminea

El que sigue es un informe de los resultados de las pruebas preliminares para el beneficio del mineral de molibdeno de Chacas, donde se debe tener en cuenta, principalmente, las recomendaciones para mejorar los resultados que se obtuvieron hasta el momento.

~ Consideraciones Generales

Por informaciones verbales se tenía conocimiento de que el mineral objeto del estudio provenía de un pórfido de molibdeno. Este tipo de Yacimientos cuyos contenidos de molibdeno en la cabeza oscilan entre 0.07 y 0.5% de MoS_2 requieren una forma - standard de tratamiento que en todo los casos aprovecha la flotabilidad natural de la molibdenita.

El proceso generalmente utilizado consiste en flotar la molibdenita usando como reactivos promotores, el petróleo, kerosene, fuel oil residual u otros tipos de compuestos no polares. La

eficiencia de estos reactivos siempre ha sido cuestionada por los efectos colaterales que se producen en la espumación. Se tiene alguna certeza de que el uso de emulsificantes como el Dergitol T usado en Clymac mejoran las propiedades promotoras de los reactivos citados.

En cuanto a los espumantes, se recomienda el aceite de pino por ser un reactivo poco selectivo. Sin embargo, es conocido que cada Yacimiento tiene peculiaridades que determinan que la eficiencia de un proceso de flotación sea obtenida sólo mediante pruebas experimentales de varias combinaciones de reactivos.

Dependiendo de las características del mineral en cuanto a la formación de lamas, será necesario el uso de reactivos dispersores tipo silicato de sodio para disminuir los efectos de las partículas finas.

En cuanto al pH, estudios experimentales han determinado que la molibdenita flota mejor en valores que oscilan entre el neutro o ligeramente básicos.

Considerando estos aspectos generales, se pasó al trabajo experimental que se sintetiza a continuación.

Trabajo Realizado

Análisis cuantitativo de la muestra: la cabeza ensayó los siguientes valores:

% Cu	% Mo	% Fe
0.07	0.073	6.57

Se aprecia que tanto el cobre como el molibdeno se hallan en concentraciones mínimas.

- Prueba de Molienda: Con el fin de determinar un porcentaje adecuado de ~ 200 mallas para la flotación, se sometió muestra de mineral a diferentes tiempos de molienda. El siguiente cuadro muestra los resultados:

V. 8) CUADRO Nº 1

Tiempo de Molienda	% P E S O		
	+ 65m	- 65 + 200m	(fino) - 200m
8 min.	2.79	42.51	54.69
12 min.	0.59	36.09	63.31
15 min.	0.48	28.61	70.91
18 min.	0.06	21.27	78.67

Se aprecia que moliendas superiores a 12min. producen un excesivo porcentaje de $\sim 200m$. Para pruebas posteriores se recomienda como máximo un 60% en otra fracción.

- Influencia de la Molienda en la Flotación: Se estudió la flotación para diferentes grados de molienda. En todas las pruebas se siguió el esquema que se indica en la figura Nº 1 y se mantuvo constantes los siguientes parámetros:

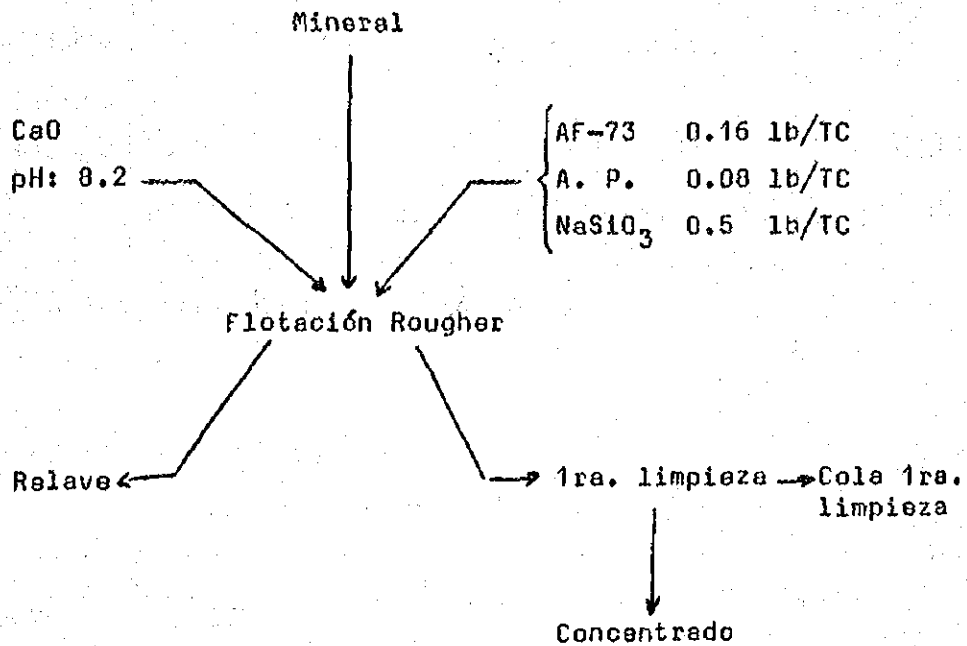
- pH : 8.2 regulado mediante adición de cal al acondicionamiento.

- Espumantes: Aceite de pino - AF-73 en dosificaciones de 0.08 y 0.16 lb/TC respectivamente.

- Silicato de sodio: 0.5 lb/TC

El tiempo de acondicionamiento fué de 5 min. y el de flotación también de 5 min.

V. B) Figura N° 1



A continuación se muestran los resultados de las pruebas en el Cuadro N° 2 y los detalles en los cuadros 3, 4, 5 y 6.

V. B) CUADRO N° 2

PRUEBA	Grado de Molienda % -200m	% PESO Concentrado	ENSAYES			DISTRIBUCION		
			Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
1	54.69	2.43	1.024	1.52	57.92	29.68	45.05	21.12
2	63.31	2.17	3.345	5.09	38.71	42.61	76.36	11.60
3	70.91	1.23	2.744	3.11	36.70	44.24	35.43	5.82
4	78.67	0.47	7.735	7.28	18.94	24.58	46.22	1.49

V. B) CUADRO Nº 3

Tiempo de Molienda 8 min.

PRODUCTO	%PESO	ENSÁYE %			DISTRIBUCION		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
Concentrado	2.43	1.024	1.52	57.92	29.68	45.05	21.12
Cola Primera Limpieza	1.34	0.241	0.34	37.60	3.81	5.62	7.56
Relave	96.23	0.058	0.042	4.94	66.51	49.33	71.32
Cabeza Calculada		0.083	0.081	6.66			

V. B) CUADRO Nº 4

Tiempo de Molienda 12 min.

PRODUCTO	%PESO	ENSAYES %			DISTRIBUCION		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
Concentrado	2.17	3.345	5.090	38.71	42.61	76.36	11.60
Cola Primera Limpieza	0.83	0.094	0.270	33.76	0.47	1.52	3.87
Relave	97.00	0.100	0.033	6.31	56.92	22.12	84.53
Cabeza Calculada		0.170	0.144	7.24			

V. B) CUADRO Nº 5

Tiempo de Molienda 15 min.

PRODUCTO	%PESO	ENSAYES %			DISTRIBUCION		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
Concentrado	1.23	2.744	3.110	36.78	44.24	85.43	5.82
Cola Primera Limpieza	4.42	0.131	0.170	26.35	7.59	6.94	14.97
Relave	94.35	0.039	0.066	6.53	48.16	57.63	79.21
Cabeza Calculada		0.076	0.1081	7.77			

V. B) CUADRO Nº 6

Tiempo de Molienda 18 min.

PRODUCTO	%PESO	ENSAYES %			DISTRIBUCION		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
Concentrado	0.47	7.735	7.280	18.94	24.58	46.22	1.49
Cola Primera Limpieza	1.70	0.126	0.440	14.27	1.42	10.14	4.06
Relave	97.83	0.112	0.033	5.76	74.00	43.64	94.45
Cabeza Calculada		0.148	0.074	5.966			

- Análisis de los Resultados: Es notorio que se requiere un alto porcentaje de -200 mallas para lograr que el concentrado de mo libdeno tenga grados de hasta 7%.

Sin embargo esto origina una gran cantidad de lamas que producen un consumo de alto reactivo y contaminan el concentrado.

También se puede apreciar que a pesar de no haberse usado colector, la pirita flotó abundantemente. Esto podría deberse a las propiedades colectoras del aceite de pino y del aerofloth 73 o bien a la asociación pirita-molibdenita. Al aumentar el grado de molienda, aumenta el % de Fe y Cu en el relave, lo que confirmaría la segunda hipótesis. Otro aspecto que se debe destacar es que en los relaves de la prueba, se notó molibdenite de gran tamaño y totalmente liberada. Esto se debe probablemente a la baja dureza de la moly (1) que la hace muy flexible. Y no fue medida adecuadamente por este motivo.

- Recomendaciones

Con estos resultados obtenidos en escala batch se desarrollarán las pruebas en la miniplanta JICA.

VI. ALGUNAS CONSIDERACIONES PARA EL BUEN USO DE LA PLANTA PILOTO

Como se ve los ejemplos arriba mencionados, esta planta piloto se puede usar en varias formas, o sea:

- 1) Separación de varios productos, por ejemplo separación de Cu, Pb y Zn.
- 2) Recuperación de dos productos, por ejemplo obtener dos concentrados como cobre y zinc.
- 3) Realizar una flotación colectiva, por ejemplo obtener un concentrado de Bulk de todos los sulfuros.

El proceso para obtener esos concentrados es generalmente mas o menos igual, pero, su atención para el tratamiento es algo diferente y el orden de la facilidad del tratamiento está dado por $3) > 2) > 1)$.

O sea, en 1) existen varias condiciones de tratamiento y se puede obtener un resultado bueno; por varias separaciones sucesivas, por eso, antes de su tratamiento en la planta piloto es necesario realizar varias pruebas en las escalas pequeñas de laboratorio para determinar sus condiciones.

En cambio para el caso 3) su condición no selectiva es más simple y su tratamiento es más fácil.

En la planta piloto cada máquina presta una determinada función, pero actualmente es necesario dotarla de más flexibilidad. Para el mejor servicio a los usuarios de la Planta Piloto, es necesario complementarla con nuevos equipos que permitan obtener mejores resultados en los procesos.

Estos equipos complementarios para la Planta podemos sintetizarlos en los siguientes:

A) Sección de Remolienda

Para esta etapa de remolienda que es muy necesaria en los circuitos de flotación se necesita la adquisición de: 1 molino, 2 ciclones, 1 bomba, 1 espesador y accesorios complementarios como mangueras y otros.

B) Filtros para Muestras:

Como el proceso de flotación en la Planta Piloto requiere de tomar muchas muestras representativas de distintos puntos del circuito, se hace necesario la utilización de un sistema de filtros que se utilicen para eliminar parte del agua que

tienen estas muestras y en esta forma facilitar y mejorar el actual método de decantación que estamos utilizando. Asimismo, esto se complementará con una estufa cerrada para secar las referidas muestras.

C) Análisis

Para brindar un mejor servicio y operar en forma eficiente - los procesos de concentración, se hace necesario contar con un equipo analizador de Rayos X que nos proporcione en forma directa y digital los resultados de los análisis químicos en los puntos claves de los circuitos de flotación.

D) Repuestos para la Planta Piloto

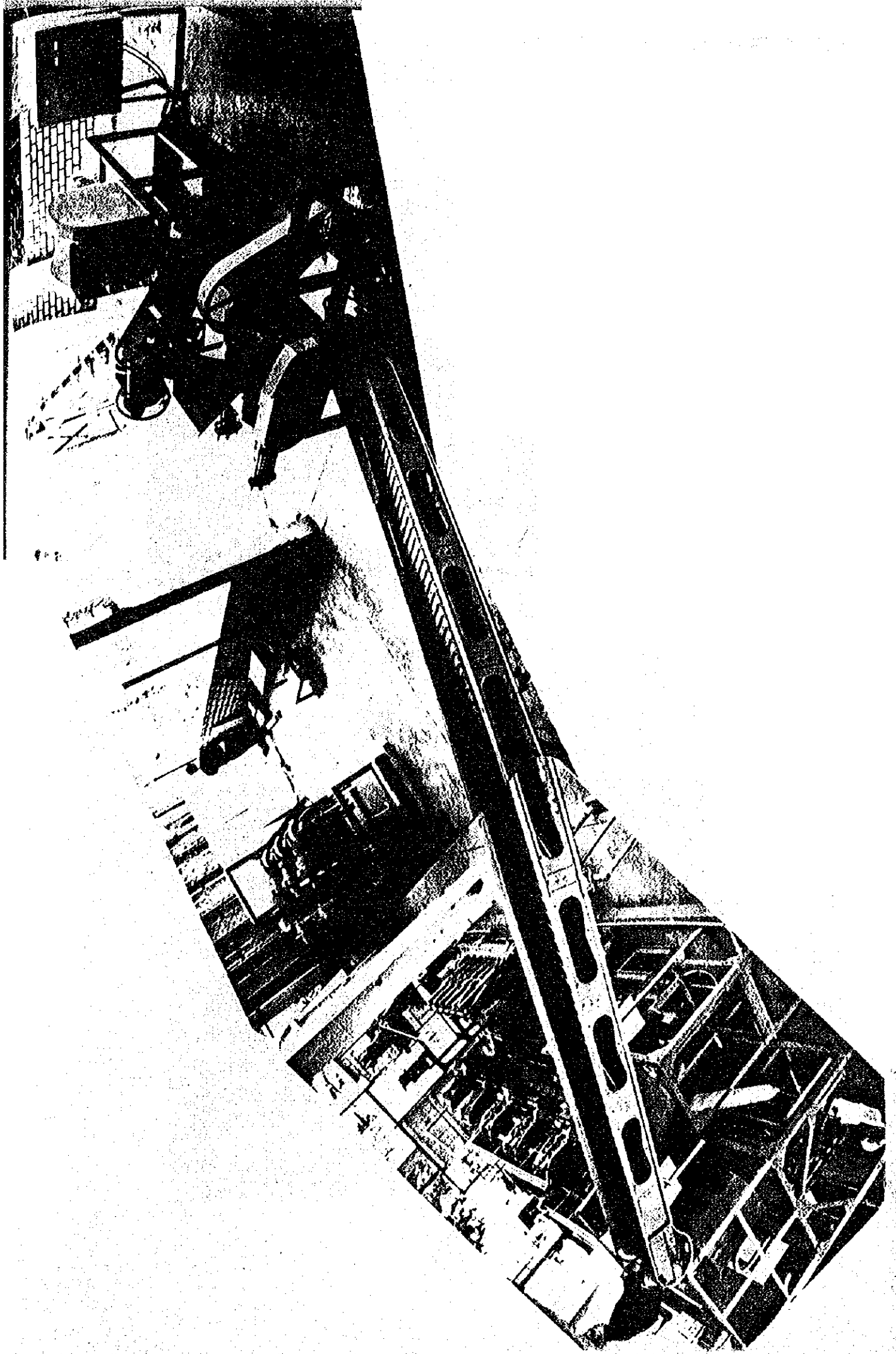
El uso de la planta ocasiona desgastes que es necesario irlos reparando constantemente, en este sentido presentamos una - lista de repuestos básicos que necesitamos para continuar - prestando eficientemente estos servicios

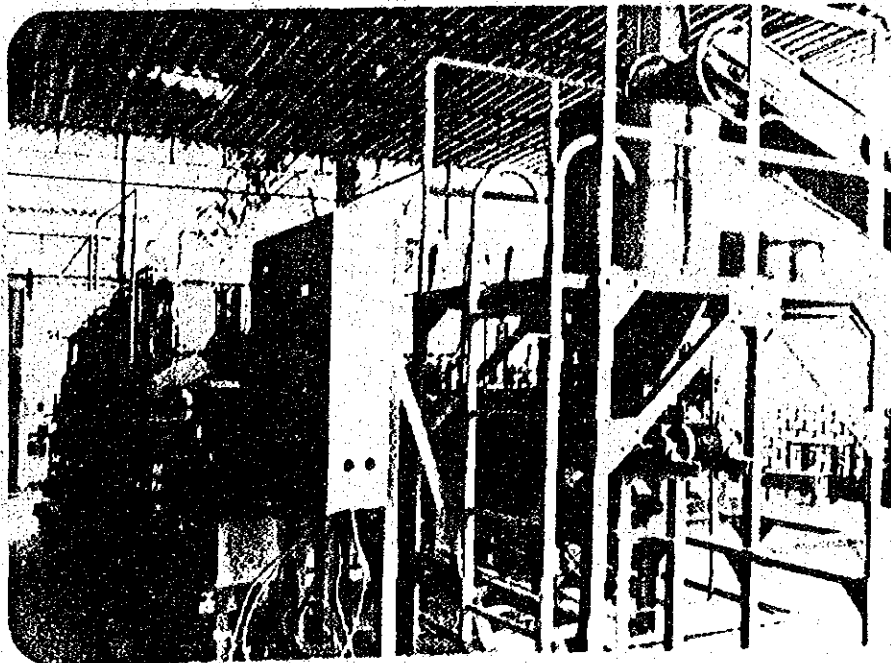
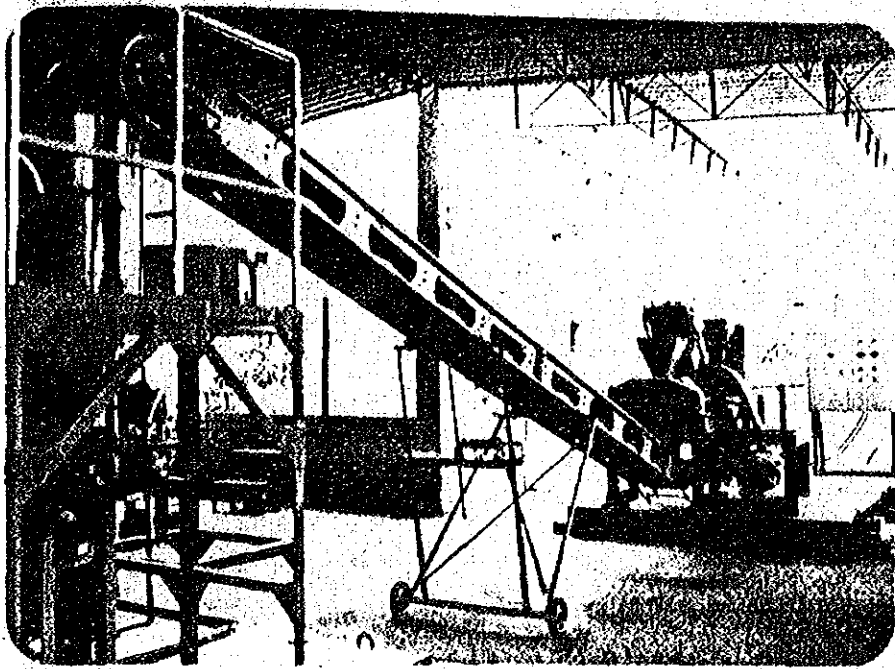
La lista incluye:

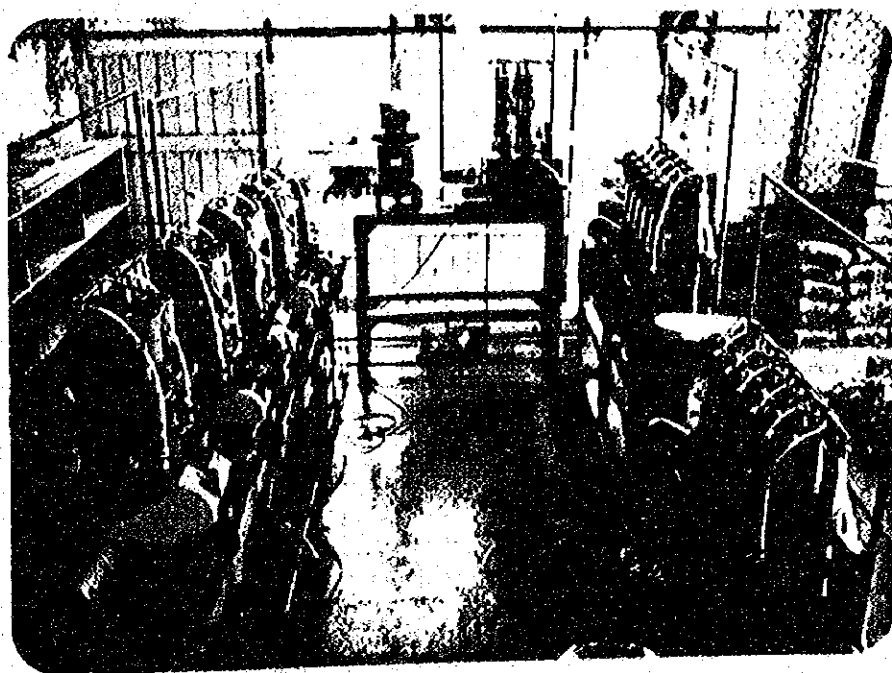
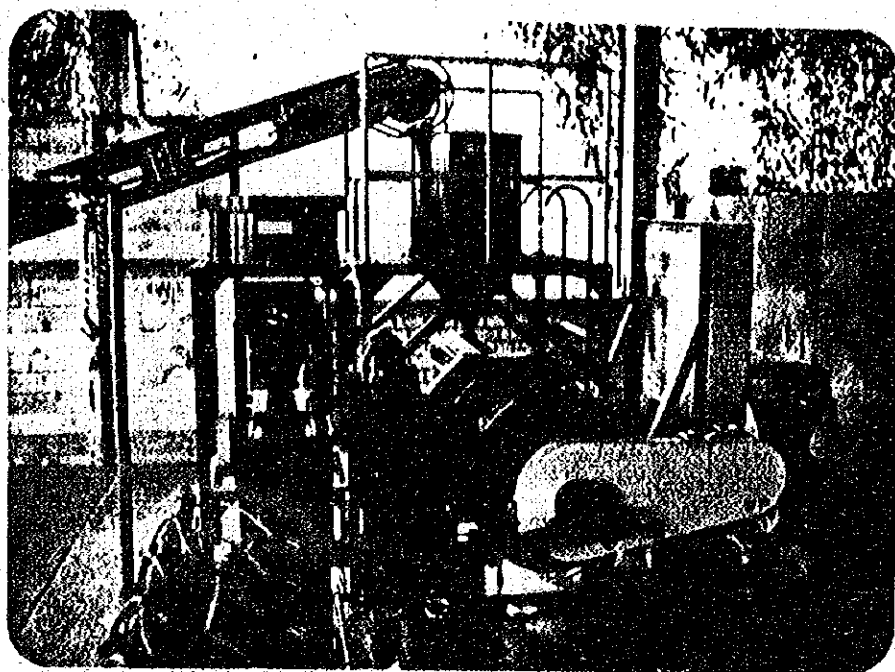
- 3 Motores eléctricos para celdas de flotación.
- 2 Motores eléctricos para bombas.
- 2 Moto-reductores para paletas.
- 12 Cajas de mangueras para las bombas.

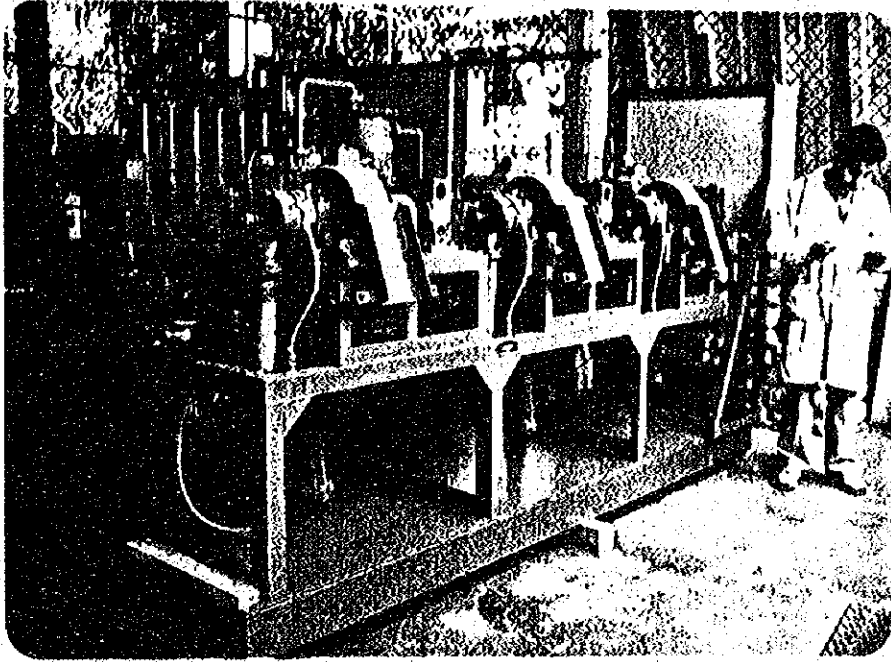
AGRADECIMIENTO

La Dirección de Mineralurgia expresa su profundo agradecimiento al Gobierno Japonés a través de JICA, así como su reconocimiento a los expertos de la Misión que nos dan asesoramiento técnico.









JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY

MISION JAPONESA DE MINERIA

Takamasa Hotta

ING. TAKAMASA HOTTA
Director General

K. Chimura

ING. KAZUHIRO CHIMURA
Director

Akira Nakamura

ING. AKIRA NAKAMURA
Director

Nagayasu Taniguchi

ING. NAGAYASU TANIGUCHI
Director

T. Kagiwada

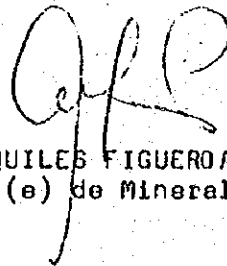
ING. TETSUO KAGIWADA
Director

INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO

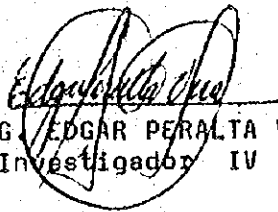
"INGEMMET"



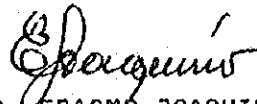
ING. ELEUTERIO LEÓN R.
Director General de Metalurgia



ING. AQUILES FIGUEROA L.
Director (e) de Mineralurgia



ING. EDGAR PERALTA V.
Investigador IV



ING. ERASMO JOAQUÍN V.
Investigador IV

JICA保安ミッションにより提供されたパイロット・プラントについての記載とその操業

1. 序言

2. パイロット・プラントのフローシートとその抄録

3. 機械的故障からの修正

a) 一次的故障

b) 修正

4. パイロット・プラントのいくつかの操業例

a) Sayapullo 鉱区を用いて

b) Huampan 鉱区を用いて

5. パイロット・プラントでの将来の検討

a) Tamboraque 鉱区を用いて

b) Taminsa 鉱区を用いて

6. パイロット・プラントを最も良く使用するための若干の考慮

JICA 鉱山保安コンサルタントにより提供されたパイロット プラントについての記載とその操業

1. 序言

ペルーと日本との技術協定により、日本政府は、協力の一つとして、ペルーリマの国立工科大学(UNI)の近くにある地質鉱山冶金

研究所(INGEMMET)に、浮遊選鉱法による鉛の濃集パイロットプラント、20^{kg}/Hの能力、を供与した。この供与は、1980年9

8月に行われ、現在有効に稼動している。約半年間の操業の間に、常に良好な条件で稼動するたため、採岩に若干の修正を行った。

本報又は、パイロットプラントについての詳細な記載を行うと共に、小鉱山に対してまた行った試験例を示したものである。

2. パイロットプラントのフローシートとその採岩

表1、表2同様の工場のフローシートを示す。また本報又はの終りに若干の写真を掲げた。

採岩は、日本より次の重量・容積を1つ5つの箱で送りわたされた。

	寸 法 (L x W x H)	重量 (kg)	容積 (m ³)
1	2.64 ^m x 2.30 ^m x 2.33 ^m	2,950	14.148
2	4.84 x 2.98 x 2.50	6,740	36.058
3	2.64 x 2.29 x 1.23	2,210	7.436
4	3.50 x 2.95 x 2.24	3,750	23.128
5	3.50 x 1.89 x 2.12	2,420	14.024
	計	18,070	94.794

検査機は、"栗本鉄工所"により製作された。1980年3月31日に
 日本、横浜港へ出、1980年5月24日にペルー Callao 港に到着した。

供与された検査機は、ペルー、リマの工科大学 UNI にある INGENIERIA
 (地産鉱山冶金研究所) の研究所にあり、1980年8月28日に正式に

除幕式が行われた。参考として下表に検査機のコスト、荷造、運搬費、
 保険料等を示した。

	¥	%	\$
検査機 5箱	36,000,000	40,680,000	149,405.0
荷造	625,044	706,300	2,594.0
運搬費	4,003,807	4,524,301	16,616.4
保険料	281,263	317,827	1,167.3
C.I.F リマ	40,910,114	46,228,428	169,782.7

註:

1980年3月5日現在、US\$1 = 272.280 ¥
 1 ¥ = 1.130 %

検査機内訳を表1に示す。

表 1. INGEMMET のパイロット・プラント

No.	荷物の記載	量	総重量	金額
IGMM-1	ロール・シヤ・クワッパ (モーター付)	1 式	2,950 kg	5,810,000
	(230 W x 100 L)	1	14.148 m ³	
	ロール・クワッパ (モーター付)	1		
	(300 φ x 200 L)	1		
	鋼床板 (2440 x 2100 x 162)	1		
IGMM-2	浮選機、桶、架台	1 式	6,740 kg	9,690,000
	モーター	2	36,058 m ³	
	コンテナ・シヤ (モーター付)	1		
	(300 φ x 380 H)	1		
	同上 (250 φ x 320 H)	2		
	浮選機、桶、架台 モーター付	6		
	ベルト・コンベヤ (350 W x 2600 L)	1		
	ボタブル・ベルト・コンベヤ	1		
	(350 W x 7000 L)	1		
	鋼製ハット (2780 x 5270 x 162)	1		
IGMM-3	支持付 コンタロール・パネル	1 式	2,210 kg	4,249,000
	(900 x 250 x 900)	1	7.436 m ³	
	鋼製ハット (2440 x 2100 x 162)	1		
	鋼製木-ル (1" x 200 kg, 1/2" x 50 kg, 3/4" x 50 kg)	1		
	シヤ・プレート (シヤ・クワッパ)	2		
	4エック・プレート (")	2		
	ベルト・コンベヤ 350 W x 5.2 m	1		
	同上 350 W x 14 m	1		
	ロール (ロール・クワッパ)	2		
	ベヤツツ 22212	4		
	同上 1205	2		
	同上 51105	1		
	ライター・プレート	24		

No	落物の記載	量	総重量	金額
IGMM-3	ディスク	2		
	スパイラル・スクリーン	1		
	(スライムホップ・40-セージ・ホップ)	1		
	(製粉機構およびバネ等1式)			
	浮選インペラー	12		
	剥離機 (プラスチック製) 外	25		
	ビニール管, センチバルブ	40		
	石灰混合タンク, 200φ x 200H	1		
	インテータ (可変モーター) 50W, 100V, 1φ	1		
	変圧器, 300V/100V, PA-300	1		
	フィルター布	1		
	下敷布	1		
	ローター	1		
	ローター用具	1		
	コンプレッサーおよびモーター	1		
	2' x 3' フラッシュャー用トングプレート	1		
	ビニール管 9.5mm, 7巻	1		
	3/8" x 5/8" x 50ft			
	同上 3/8" x 10ft	1		
	同上 1" x 10ft	1		
	pHメーター および 附属品	1		
	用具 (BOX YB-4) 360 x 150 x 100	1		
	ソケット・レンチ・セット	1		
	42-セージポンプ用油	1		
	ホース・バンド 4巻	1		
	浮選機用フェヤープレート	1		
	タイ 10ヶ	1		
	センチバルブ 10ヶ	1		
	42-セージ・3' x 3' x 10ヶ	1		
	ペンキ および はけ	1巻		
	潤滑油	1巻		

No	荷物の記載	量	総重量	金額
	ベルトコンベヤ 架台 2	1		
	階段 1	1		
IGNM-4	粉袋貯倉 (600φ x 1025H) 1	1 式	3,750kg	9'813,000
	ベルトフィーダー (F-2) 1100φ x 1210 ⁶	1	23.128 m ³	
	湿式循環型木-ルミル, F-2-2付			
	(500φ x 500L)	1		
	スパイラル階段機, F-2-2付			
	(150φ x 1500L)	1		
	秤付水タンク (600φ x 300H)	1		
	粉袋貯倉 (1200 x 1200 x 1400)	1		
	コントロールパネル 支持共			
	(900 x 250 x 900)	1		
	チューブポンプ, F-2-2付	2		
	石灰タンク 支持共 (200φ x 200L)	1		
	石灰フィーダー, 垂直駆動装置付			
	(100W x 800L)	2		
	鋼製 ベッド (2750 x 2630 x 162)	1		
	ハント・レベル	2		
	ブロー (75φ)	1		
	ブローキター用 配管	1		
	チュービング・ポンプ	7		
	粉袋フィーダー 支持共	5		
	水パイプ, 補給水パイプ, 空気パイプ	1		
	ブローキター付			
IGNM-5	ドラム・フィルタ 可動キター	1 式	2,420kg	6'438,000
	モーター (減速機, ベッド付)		14.024 m ³	
	(300φ x 80H)	3		
	貯水タンク (318φ x 750H)	1		
	モーター・ドラム (267φ x 665H)	1		
	水・真空パイプ配管	1		
	コントロールパネルおよび秤台	1		

倉	計	5 噸	18.070kg.	¥ 35'000,000
			94.794m ³	
	船積			625,044
	海洋運賃			4'003,807
	保 險			281,263
	C.I.F. LIMA			<u>¥ 40'910,114</u>

No. 7

J. I. C. A.

3. 機械的故障の修理

1980年8月から、1981年2月末1周まで、浮選フラッシュ、無負荷で4時間、鉱物処理に34時間の操業をした。

この期間の間に機械的故障が生じたが、操業を本格的に良好にするための変更が55回あった。

A) 一次故障

本3回に示した様に、若干の備品は、実際に生じ、交換が必要で機械的故障があった。

月付で、1980年10月27日(14時間、操業)、1980年11月26日(22時間)、1981年1月26日(32時間、34時間)、1981年1月28日

(37時間)で、浮選セルの軸部が破損した(モーター連結した上部分)；相送回路、No.2、No.3セル、粗精選用No.9セル、

精選回路、No.6、No.7のセルの55回以上が本館同じ場所であった。このため、次の操業を中止することなく、この時、鉱石の操

業に必要であった他の精選^部安全キットのインペラと交換して、稼働させた。

また、ポンプNo.2のベアリングSKF-6301の故障が身出された、これは減速機の箱の中にゆるんだ金属板があったため

に修理された。

これらの故障は、東京のJICA事務所と相談し、栗本鉄工社

に連絡した。現在、欠陥のあるものを取換えるため (Cr-Ni鋼) の新しい軸を送っている。(3月21日、24本の軸を会社より送出した。)

UNI大学構内のINGEMMETの研究所の電圧は、170~150Vに低下している。このため、220Vの一般電圧をもち新しい変圧器を設置する予定を付けている。

B) 修正

初め、高度の感度~~は~~をもち扱うのは非常に困難であったプラットの操業を改善するため、予め、決りの面を相談して、若干の修正を行った。

これらのうち、次に述べるものがある。

1) スプーンの回転方向の変更、このため、新しい機構を全部つくりかえる必要があったが、以前、電学的に障害をかかっていた糸鋸機

の振上の直りがこの変更により甚しく改善された。

2) 粗選・清掃浮選区と最終浮選セルにスリ、=つりキロチン型水門

をつけた。パルプを適切なレベルに維持するため、従来の型式の水門が用いられていたが、非効率であった。

3) 全選の磨石の試料採取を効率的にするため、浮選区、最後の鉄の桶をつけた。

4) コレクター#1のレベルを適切な直り、粗選回路に入るパイプの障害の形を直した。

5) 全選の磨石を排出するため、セメントの溝を設けた。

IV. パイロット・プラントの操業例

A) Sayapullo 鉱について

Sayapullo 鉱山は, Cajabamba 県 Cajamarca 地区にあり,
150 Km の舗装道路より Trujillo 市と密接に接しているが,

これは パンアメリカン・ハイウェイにて Chicama と呼ばれる町
に出ている。

Sayapullo は非常に古い鉱山で, 以前 高い品位で採掘
していたが, 現在 優先評定で多金属処理工場でその鉱石を処理

している。工場の能力は 200 TM/日と, 大卒級の品位で「鉱石
処理能力の約 80% の効率で操業している。

銀 10 %/TM

銅 2%

鉛 1%

亜鉛 1.50%

銅・鉛・亜鉛に対して高品位の商品化による精鉱が得られて
おり, また 銅・鉛精鉱を副産物として得ている。

現在, この会社は, その実能力を倍増するため 拡張工事
中であり, 既に同企業は 鉱山の埋蔵量を及ぼすため,

多額の投資を行っている。Sayapullo の鉱区において
優勢な鉱石は, 銀, 鉛, 亜鉛, アンゲモンを多く含む灰色銅

鉱である。鉛は方鉛鉱, 亜鉛は閃鉛鉱として採出され,
黄鉄鉱, 石英, 石膏の脈石が多い。

銅、鉛、亜鉛の精錬は La Libertad 地区の Salaverry 港に
船積ったの送られた。

1) 米1回試験

パイロット・プラントの稼働いじか否かを確かめるため、1980年8月

20日に、Sayapullo 鉱山会社の鉱石で「機械」を動かした。機械の
効率は大分良好であったに拘らず、良し成績は得られた。今回の

米1の閥類は、浮選セバのモーターの加熱を起したことで、170V
150Vの低電圧によりまじらったのである。3時間、操業後、次の訪

果を得た。料因に試薬使用量を記入している。

② 篩分分析 (クランチャー)
 中 5 回

サイズ mmφ	クランチャー-篩分		1次クランチャー篩分		2次クランチャー篩分		備 考
	重量g	%	重量g	%	重量g	%	
+1"	3300	38.37	-	-	-	-	
+3/4"	2800	32.56	-	-	-	-	クランチャー-1篩分
+1/2"	1420	16.51	70	7.14	-	-	1寸 240 kg/H.C"
+1/4"	340	3.95	455	46.43	-	-	あつら。
+8	120	1.40	223	22.76	189	27.00	
+10	38	0.44	32	3.27	101	14.43	
+14	40	0.47	35	3.57	84	12.00	
+20	32	0.37	34	3.47	80	11.43	
+35	95	1.10	39	3.98	87	12.43	
+65	110	1.28	27	2.76	65	9.29	
-65	305	3.55	-	-	-	-	
+100	-	-	15	1.53	31	4.43	
+150	-	-	12	1.22	20	2.86	
+200	-	-	13	1.33	13	1.86	
-200	-	-	25	2.55	30	4.29	
計	8600	100.00	980	100.01	701	100.02	

8) 篩分分析 (ミル・分級機)

サイズ mesh	ミル給鉱 ¹⁾		浮選給鉱 ²⁾	
	重量%	%	重量%	%
+8	189	27.00	—	—
+10	101	14.43	—	—
+14	84	12.00	—	—
+20	80	11.43	—	—
+35	87	12.43	—	—
+65	65	9.29	—	—
+100	31	4.43	1.3	0.3
+150	20	2.86	8.0	1.8
+200	13	1.86	16.6	3.7
-200	30	4.29	424.0	94.2
計	690	100.02	452.0	100.0
品位				
Cu		0.99		1.35
Zn		1.10		1.30
Fe		15.19		16.90

註) 1) ミル・浮選の能力は 30kg/H である

2) 浮選給鉱は分級機溢流

c) 浮選結果

産物	品位 %		
	Cu	Zn	Fe
プラント給鉱	0.99	1.10	15.19
ミル排鉱	1.38	1.24	16.29
分級機溢流	1.35	1.30	16.90
浮選給鉱	1.38	1.30	16.60
銅粗選精鉱	2.97	2.49	14.58
銅精鉱	12.01	1.89	15.74
銅精選尾鉱	3.19	1.64	12.92
亜鉛浮選給鉱	0.38	0.89	16.44
亜鉛粗選精鉱	1.40	2.29	16.85
亜鉛精鉱	1.11	2.69	16.60
尾 鉱	0.19	0.72	6.54

d) 浮選結果の考察

今 F, C, T を 給鉱, 精鉱, 尾鉱の重量とし, また f, c, t を それぞれ 給鉱, 精鉱, 尾鉱の品位とする。この場合, 次のバランスが

成立す。

$$F = C + T$$

$$fF = cC + tT$$

R を 実収率とするとき, 品位と重量の関係から, 次の式が導かれる。

$$R = \frac{c(f-t)}{f(c-t)}$$

$$c = F \frac{(f-t)}{(c-t)}$$

例215: $C=12.01$, $f=1.38$, $t=0.38$ の実験の場合

$$R = \frac{12.01 \times (1.38 - 0.38)}{1.38 \times (12.01 - 0.38)} = 74.8\%$$

$$C = 100 \times \frac{(1.38 - 0.38)}{(12.01 - 0.38)} = 8.6\%$$

この式に従い、品位から R, C を計算出来る。この式で計算された計算例は次のごとくである。

産物	品位%			重量	実収率		
	Cu	Zn	Fe		Cu	Zn	Fe
浮選鉛鉱	1.38	1.30	16.60	100.0	100.0	100.0	100.0
銅精鉱	12.01	1.89	15.74	8.6	74.8	59.6	
亜鉛精鉱	1.11	2.69	16.60	7.9	23.9	10.5	
尾 鉱	0.19	0.72	6.54	83.5	1.3	29.9	
(亜鉛鉛鉱)	0.38	0.89	16.44				

すなわち、この場合、結果は良くは、品位"良好"な分離は出来ておらず、銅精鉱中に亜鉛が多く浮き、亜鉛精鉱が

良い結果を得ている。良い結果を得たため、さらに研究せねばならない。

e) 他の浮選結果の計算

また、次の方法に従って、品位について計算が出来る。この場合、 C_1, C_2 を Cu および Zn の精鉱重量とし、 Cu, Zn の品位によって次の式が得られる。

$$F = C_1 + C_2 + T$$

$$1.38F = 12.01C_1 + 1.11C_2 + 0.19T \quad (Cu \text{ の場合})$$

$$1.30F = 1.89C_1 + 2.69C_2 + 0.72T \quad (Zn \text{ の場合})$$

これらの式から、計算により C_1, C_2 が得られる。即ち一般に次の式の場合、 x, y, z は以下の様に計算される。

$$a_1x + b_1y + c_1z = d_1$$

$$a_2x + b_2y + c_2z = d_2$$

$$a_3x + b_3y + c_3z = d_3$$

$$D = \begin{vmatrix} a_1 & b_1 & c_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 \\ a_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix} \neq 0, \text{ とする}$$

$$x = \frac{\begin{vmatrix} d_1 & b_1 & c_1 \\ d_2 & b_2 & c_2 \\ d_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix}}{D}, \quad y = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & d_1 & c_1 \\ a_2 & d_2 & c_2 \\ a_3 & d_3 & c_3 \end{vmatrix}}{D}$$

$$z = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 & d_1 \\ a_2 & b_2 & d_2 \\ a_3 & b_3 & d_3 \end{vmatrix}}{D}$$

PP 5,

	1	1	1		1	1	1
	1.38	1.11	0.19		12.01	1.38	0.19
G	1.30	2.69	0.72		1.89	1.30	0.72
	1	1	1		1	1	1
	12.01	1.11	0.19		12.81	1.11	0.19
	1.81	2.69	0.72		1.81	2.69	0.72

= 8.15%

= 24.60%

この値から 次の浮遊結果が得られる。

養物	品位%			実收率%			
	Cu	Zn	Fe	重量%	Cu	Zn	Fe
給銀	1.38	1.30	16.60	100.0	100.0	100.0	100.0
銅精銀	12.01	1.81	15.74	8.15	70.93	11.35	7.73
亜鉛精銀	1.11	2.65	16.60	24.60	19.79	50.90	24.60
尾銀	0.19	0.72	16.70 (6.54)	67.25	9.28	37.75	67.67

この結果は 前求の結果と若干異なり、銅の実收率は兩者甚大に
同じてあり、亜鉛の実收率は若干大きい。これはまた「露イバ」

ランスに導いていない。

2) 第2回試験

Sayapullo 錠によつて行われた試験は、材料の性能と最終品位に完全に調節し、出来物は、以上の成績を得る様に行われた。

第2回の試験では、第1回の試薬添加量を多くし、精業の調整を改善して処理した。結果は次のごとくである。

		Ag %	Cu %	Pb %	Zn %
1	ミル 磨錠	5.36	1.60	0.15	1.00
2	ミル 排錠	5.25	1.45	0.10	1.42
3	ミル 繰返	5.83	1.20	1.86	1.80
4	分選機 溢流	6.76	1.30	0.50	1.50
5	バルク 浮錠	17.49	5.30	0.30	1.15
6	#2 コンベヤー 繰返	6.41	1.55	0.15	1.30
7	重粒バルク 浮錠	7.36	2.40	0.09	0.55
8	重錠 繰返	12.24	2.60	0.07	0.58
9	重錠 磨錠	2.56	0.25	0.08	1.05
10	最終 广石	1.40	0.10	0.09	0.42
11	銅精錠 #1	7.00	2.30	0.10	5.40
12	銅-亜鉛精錠 #2	9.33	5.10	0.09	1.22
			0.200		

Sayapullo の錠処理の結果は、化学分析品位に従つて、決り趣と与らされている。この場合、良い結果を得たのは、銅精

錠の最終品位より、粗精錠品位が低いといつた事は、他の原因に帰すべき。

この問題は、試料の採取、化学分析の精度等に關係して、
 二つから、試料の取扱ひに、充分の注意が必要である。更に、

この計算は非常に複雑であり、計算速度を早く、精度を高めた為、
将来、多数の試験を計算せねばならぬなら、研究所別に、ミニ

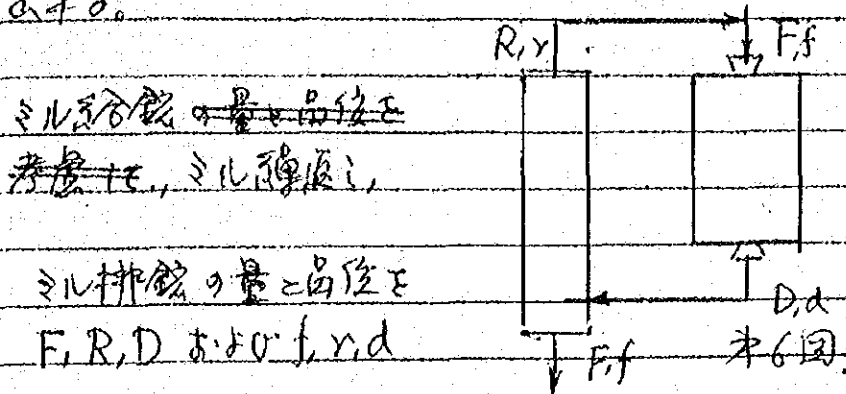
コンピュータを設置して利用せねばならぬであろう。

Sajapulle 磁石処理結果

番号	名称	重量%	品位				分布				備考
			As	Cu	Pb	Zn	As	Cu	Pb	Zn	
	(ミル回路)	100.0	(5.36)	1.60	0.15	(1.00)	100.0	100.0	100.0	100.0	
1	ミル粉	100.0	5.99	1.60	0.15	1.08	100.0	100.0	100.0	100.0	
2	ミル排鉱	17.50	5.25	1.45	(0.10)	(1.42)	15.326	158.59	140.0	182.92	
3	ミル繰返1	7.50	(5.33)	(1.20)	(1.86)	(1.40)	6.385	58.59	40.0	82.92	
4	分級排鉱	107.0	(6.70)	(1.20)	(0.30)	(1.50)	100.0	100.0	100.0	100.0	
	(繰返回路)		5.99	1.60	0.15	1.08	100.0	100.0	100.0	100.0	
4	分級排鉱	100.0	5.99	1.60	0.15	1.08	100.0	100.0	100.0	100.0	銅精鉱
12	分級排鉱	21.6	(9.33)	(5.10)	(0.69)	(1.22)	6.24	74.56	44.0	22.72	
5	分級排鉱	22.8	17.49	5.30	0.30	1.15	66.52	75.53	45.60	24.16	
6	分級排鉱	1.2	6.41	1.55	0.15	1.30	1.28	1.16	1.20	1.44	
9	分級排鉱	78.4	(2.56)	(0.25)	(0.08)	(1.05)	34.76	25.64	55.60	77.28	
11	分級排鉱	10.0	(7.00)	(2.00)	(0.10)	(5.40)	18.80	21.36	14.53	50.81	
7	分級排鉱	15.0	(7.34)	(2.15)	(0.09)	(3.25)	25.54	24.49	16.86	21.12	
8	分級排鉱	5.0	12.24	2.60	0.07	6.58	6.74	8.13	2.33	39.31	
10	分級排鉱	68.4	1.40	0.10	0.09	0.42	15.96	4.28	41.07	26.47	

2. a - ミル分選機回路の計算

ミル分選機の回路のバランスは本図に依り、その品位により計算出来る。



とす時、次の式に於ける、

$$D = R + F$$

$$Dd = Rr + Ff$$

この式から、ミル品位は次の式で計算される。

$$R = F \frac{d-f}{r-d}$$

例として、 $f=1.60$, $d=1.45$, $r=1.20$ を用いて計算すると、
銅 98.32% は

$$R = 100 \times \frac{1.45 - 1.60}{1.20 - 1.45} = 75\%$$

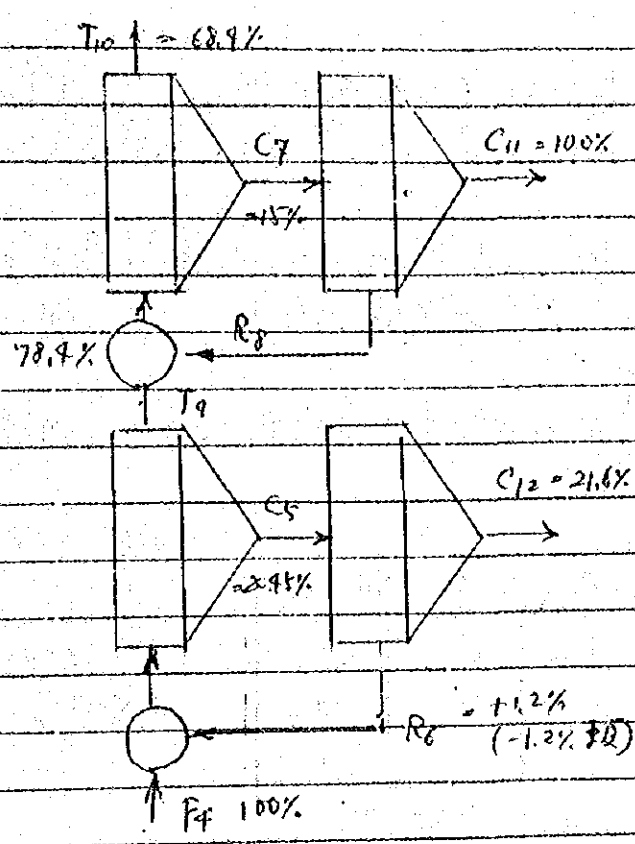
すなわち、ミル品位は、ミル品位の 75% である。

B. - 浮選回路の計算

この場合、2 産物の前記の式を用いて品位により計算する。本図で、次の計算を行う。

$$F = Cu - T_{cu} (4, 12, 9) ; Cu_{RC} = CuC - CuR (5, 12, 6)$$

$$ZnF = ZnC - T_{zn} (9, 11, 10) ; Zn_{RC} = ZnC - ZnR (7, 11, 8)$$



第7圖

$$C = F \frac{f - t}{c - t}$$

以上計算出來了。結果是第7圖的樣子。

B) Huámpar 鉛石について

Huámpar 鉛石は、Huarochiri 地区の 4,200m レベルにある。
多金属鉛床で、含有元素は、Pb, Ag, Zn の品位が高い。Huámpar

社は、3つの主要鉛床と、Aurelio 鉛床と合わせて鉛鉛物の高い
1つの鉛床を有している。工場の設置能力は 350T/日、実際は

220T/日である。鉛石 産物の平均品位の一例を下表に示す。

産物	品位			
	Ag%	Pb%	Zn%	Cu%
混合鉛 (No.1 混合鉛) 1	9.00	2.66	2.16	0.29
混合鉛 (No.2 混合鉛) 2	6.46	2.53	2.16	0.25
鉛精鉛	102.78	50.76	5.60	5.22
鉛尾鉛	1.17	0.23	2.33	0.06
亜鉛精鉛	2.17	0.73	55.33	0.51
炭石	0.93	0.20	0.40	0.04

1) 単一回試験 (産石中の Ag 回収試験)

10月の 27, 28, 及び 30 の毎日, Petro-Colqui 工場にて
処理した一般産石を JICA のパイロットプラントで試験した。

3日間の合計物を化学分析して、次の結果を得た。

	重量 kg	品位 Ag%	Ag% 分布
混合鉛	240.0	0.75	100.0
精鉛	32.2	3.48	62.17
尾鉛	207.8	1.32	37.83

尚、各日の得られた結果を詳細に次表に示す。

操 業 日	給 鉛 量	精 鉛 量	精 鉛			尾 鉛		
			Ag	Fe	Zn	Ag	Fe	Zn
給 鉛			0.75%					
10月 27日	80	18.4	3.86	10.66	1.59	0.012	3.47	0.15
28日	100	11.4	2.83	9.46	3.38	0.00	2.92	0.12
30日	40	2.4	3.60	8.75	4.18	0.00	3.53	0.07
計	220	32.2						
精送精鉛		3.5	24					

Nota) 1) バッチ・セルによる精送。

2) 本2回試験

Huámpur 鉛山会社で産出した廃滓の適切な処理を見出すための研究検討を続け、3日間 JICA 浮選・ミニ・プラントで選鉱試験を

行った。この新段階では、廃滓の処理のための試験使用条件、浮選回路の採る若干の要因を変更した。

主要な箇所の篩分析、得られた冶金結果、注釈その他がこの報告に集められている。この処理では、廃滓を受け入れた段階で、磨砕・浮選

が行われた。

磨砕

本1段では、磨砕回路は全容で 7.42 時間操業され、220 kg の木

一斗がミルに入れられ、^{平均} 磨砕材料は 29.65 kg が給鉛された。篩分された廃滓(給鉛)は次の結果を示した。

meal	ミロン	重量%	精算重量%
+30	600	1.0	99.0
+40	425	5.9	93.1
+100	149	49.1	44.0
+120	125	6.5	37.5
+200	75	12.9	24.6
+325	45	8.7	15.9
-325	-	15.9	-
計	-	100.0	-

スパイラル分級機の溢流は、浮選回路に補給されるが、次の篩分結果とほぼ等しい。

meal	ミロン	重量%	精算重量%
+100	149	0.7	99.3
+120	125	1.0	98.3
+200	75	6.9	91.4
+325	45	13.9	77.5
-325	-	77.5	-
計	-	100.0	-

浮選

浮選回路は、粗選に6セルの1バッチ、清掃浮選に6セル、最終に粗選精鉱から3段の精選で処理された。用いられた試薬と添加量は次のとおりである。

pHは5.5に維持された。浮選磨砕機からの最終産物は次の結果とほぼ、現在精鉱粒度は次のとおりであった。

試薬	消費量 g/g	添加量
硫酸銅	0.278	ホルミル入り
エロゾル+31	0.092	スバシル分級機 溢液
MIBC	0.135	" "
ザンセ+Z-11	0.147	精選コンディクター

最終广石

mesh	ミクロン	重量%	積算重量%
+100	149	0.7	99.3
+120	125	0.8	98.5
+200	75	5.6	92.9
+325	45	115.0	77.9
-325	-	77.9	-
計	-	100.0	-

精餾

mesh	ミクロン	重量%	積算重量%
+100	149	0.1	99.9
+120	125	0.1	99.8
+200	75	0.2	99.6
+325	45	2.1	97.5
-325	-	97.5	-
計	-	-	-

產物	重量%	位					分				
		% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	Ag 份/m	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag
鉛	100.0	0.03	0.30	1.00	3.80	1.52	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
精銀	4.5	0.37	1.10	8.60	10.00	7.23	63.6	25.7	50.9	12.5	29.9
廢錫	95.5	0.01	0.15	0.40	3.30	0.80	36.4	74.3	49.6	87.5	70.1
錫(計算)	100.0	0.03	0.19	0.77	3.60	1.09	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

精銀定銀比 22.2

説明

操業検討の間に観察されたこと、ならびに得られた選鉱成績

から、次の説明がつけられる。

- このプロセスで、最終精鉱量のスライムが多量にあることが

浮選にわたっていることには気が付いた。

- 電流超過における電圧低下によって、ミニ・プラントは屢、麻痺

し、選鉱操業の正常な展開は、重大な変更と余儀なくされた。

- 分析および計算された給鉱量後の肉は、 Ph, Zn, Ag に関して、

著しい不一致があった。

勧告

次の勧告が出来る。

- 浮選処理のための屢痺は、前記で股泥操作をいれようとしている。

- 操業の展開の中断をさけるため、電流の電圧を安定させるべきである。

- 泡のレベルの調整を改良するため精選セルにキロチン型水門¹¹⁹を取
つけねばならない。この型の水門は粗選・清掃セルで良好な結果

果を得た。

V パイロット・プラントによる将来の検討

A) Tamboraque 鉱について

Constancia 鉱山 Tamboraque 鉱石試料の受取り、金の回収増加の可能性を調査するに必要と求められている。

この鉱石で操業されている金属バランストレーサ、工場では黄銅鉛中の存在する金は、50%位廃滓中に失われている。含銀方鉛鉛、内面鉛鉛の

採り有価硫化物の回収は良好である。もし、合金黄銅鉛、精鉛が得られるならば、金を分離する際の黄銅鉛を併入される。

鉛物

鉛石中に含まれる商業的価値のあるものは、含銀方鉛鉛、金および

若干の黄銅鉛、内面鉛鉛である。

磨鉛

参考資料中の鉛石の鉛物学的報告によると、金は大部分黄銅鉛中および硫化鉛鉛中には 6μm 以下の大きさで含まれる。この効果

をうけたため、浮選に対する適切な単段分離を得るため、磨鉛試験が行われ、次の結果が得られた。

meal	重量%
+48	0.1
65	0.6
100	6.7
150	12.2
200	12.6
-200	67.8
計	100.0

浮選

才1回の浮選試験は、黄鉄鉱中の金の含有を確かめ、調整に対する鉄物の反応を見たため、自然のpH7.0で、商業的価値のある硫化物バルク精鉱を濃縮する検討を行った。

得られた Pb-Cu-Ag-Zn バルク浮選は2回精選され、才1回は自然 pHにて、才2回は pH 9 で精選が行われた。才1回の試験結果

と工場の結果と比較すると、

	Ag %	Au %	Pb %	Zn %	Fe %
Tamboraque バルク精鉱	0.857	5.00	26.80	11.30	21.00
バルク精鉱	1.608	3.80	19.80	17.50	9.19

金が黄鉄鉱と共生している証拠は次の化学分析による。

	Ag %	Au %	Pb %	Zn %	Fe %
精選尾鉱バルク					
バッチ試験	0.300	4.80	4.64	10.21	26.30
バッチ試験黄鉄鉱精鉱	0.210	7.20	1.96	2.02	41.90

鉄の分析を参考にすると、磨選中の金の損失は 43.90% から 11.60% に減じ、一方金の分析は痕跡レベルにもかかわらず実際に確かめられている。

計画

(金と黄鉄鉱)

金が黄鉄鉱と共生しているため、La Sociedad Minera

Antioquia Duverg S.A は黄鉄鉱を浮選している。我々の研究は、Pb-Cu-Ag バルク中の金銀の回収が、より可能であるならば、これを

改善するにている。黄鉄鉱の金の分離研究は、我々が Tamboraque

鉛で行った黄鉛精製を分離すること考えらる。

B) Taminca 鉛について

以下の説明される Chacab 9 モリブデン鉛物の選鉛の予備試験結果の報告に基づき、また、現在処理された結果を改善するための報告が

考慮されることとなる。

一般的考察

口頭による情報で、研究対象鉛物はモリブデンを含む珪石に由来するとの知見がある。モリブデンを含むこの種の鉛床は、選鉛

において、0.07 ~ 0.5% MoS_2 の肉を含有する品位をもち、モリブデナイト (肉モリブデン鉛) の自然浮遊度を利用するところの場合、

処理、標準規格として必要である。

利用されている一般プロセスは、石油、クローゼン、燃料残油、又は非

極選性成分の試薬等を浮遊剤として用いてモリブデナイトを浮遊させること、この種の試薬、効果は、常に発泡によって生ずる浸透

効果によって論せられている。Clymac に用いられている Dergital T の様な乳剤の使用は、前記試薬の浮遊特性を改善するものと

思われる。起泡剤の量では、パイン油が選性をもつ試薬として使われている。とはえ、各鉛床の浮遊プロセスの

効果は、色々な試薬の組合せの実験的検討によつてのみ得られるという特徴をもつ。

スライム生成量は鉱物特性に影響を及ぼすため、特に細かいもの
の影響を減らすため、珪酸ソーダの採り分散剤の使用が必須であ

らう。PHについては、実験的研究では、モリブデンは、中性に近い
弱アルカリ性の間で変動域で浮游が改善される事が知られている。

これらの一般的要因を考慮して、次の採り系統的な実験作業が実施
された。

一 行われた検査

試料の定量分析：給鉱は次の値の分析値をもつ。

Cu%	Mo%	Fe%
0.07	0.073	6.57

モリブデンと銅は採り銅が少量の精鉱中に含まれるものと思われる。

一 磨鉱試験

浮遊にたい適切な篩目は $\phi 200 \text{ mesh}$ の%を決定するため、鉱物試料は
種々の磨鉱時間で処理された。次表はその結果を示す。

V. B) 市1表

磨鉱時間	重 量 %		
	$\phi 65 \mu$	$\phi 65 \sim +200 \mu$	$\phi 200 \mu$
8 min	2.79	42.57	54.69
12 min	0.59	36.09	63.31
15 min	0.48	28.61	70.91
18 min	0.06	21.27	78.67

12 min 以上の磨鉱は $\phi 200 \text{ mesh}$ の%が過多となる。以下の試験
で $\phi 200 \text{ mesh}$ 最大60%が推奨される。

一 浮選における磨鉱の影響

磨った磨鉱度で浮選を行った。条件として試験は1回に1回

は方針に従い、次のパラメータを一定に保った。

- PH: 8.2; 石灰をコンテナに追加調整

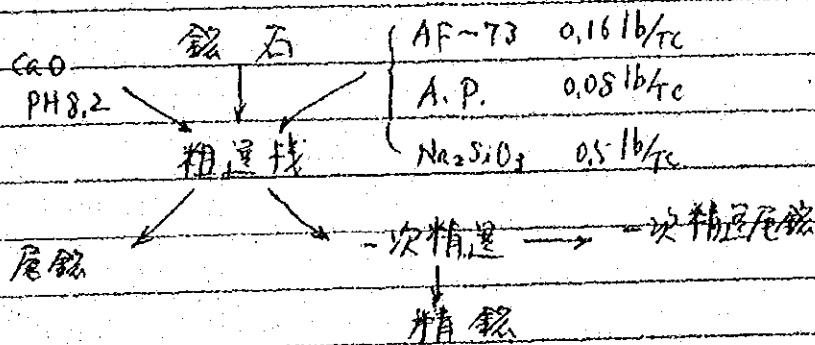
- 起泡剤: パイン油 - AF-73

2枚ずつ 0.08, 0.16 lb/TC を滴下

- 疎着剤: 0.5 lb/TC

- コンテナの寸法 5 inch, 浮選時間 5 min.

V.B) 表1回



次に表2の試験結果と、その詳細を表3, 4, 5, 6表に示す。

V.B) 表2表

試験番号	磨鉱度 @200 μ	精鉱重量 %	品位			分布率		
			Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
1	54.69	2.43	1.024	1.52	57.92	29.68	45.05	21.12
2	63.31	2.17	3.345	5.09	38.71	42.61	76.36	11.60
3	70.91	1.23	2.744	3.11	36.70	44.24	35.43	5.82
4	78.67	0.47	7.735	7.28	18.94	24.58	46.22	1.99

V. B) 才3表

磨錠時間 8 min

產物	重量%	品位%			分布率%		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
精 錠	2.43	1.024	1.52	57.92	29.68	45.05	21.12
一次精選尾錠	1.34	0.241	0.34	37.60	3.81	5.62	7.16
廣 澤	96.23	0.058	0.042	4.94	66.51	49.33	71.32
總算給錠		0.083	0.081	6.66			

V. B) 才4表

磨錠時間 12 min

產物	重量%	品位%			分布率%		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
精 錠	2.17	3.345	5.090	38.71	42.61	76.36	11.60
一次精選尾錠	0.83	0.094	0.270	33.76	0.47	1.52	3.87
廣 澤	97.00	0.100	0.033	6.31	56.92	22.12	84.53
總算給錠		0.170	0.144	7.24			

V. B) 才5表

磨錠時間 15 min

產物	重量%	品位%			分布率%		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
精 錠	1.23	2.744	3.110	36.78	44.24	85.43	5.82
一次精選尾錠	4.42	0.131	0.170	26.35	7.59	6.94	14.97
廣 澤	94.35	0.039	0.066	6.53	48.16	57.63	79.21
總算給錠		0.076	0.1081	7.77			

V. B) 才6表

磨錠時間 18 min

產物	重量%	品位%			分布率%		
		Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe
精 錠	0.47	7.735	7.280	18.94	24.58	46.22	1.49
一次精選尾錠	1.70	0.126	0.440	14.27	1.42	10.14	4.06
廣 澤	97.83	0.112	0.033	5.76	74.00	43.64	94.45
總算給錠		0.148	0.074	5.966			

一 鉛の解析: モリブデン精鉱を7%の品位まで濃せしめたため、
②00 mesh%は高いことが必要かつ明かである。とある、これは

多量のスライム量をつくり出す原因となり、試薬を多く消耗し、精鉱を
汚染する。

また、捕収剤を用いていないにもかかわらず、黄鉄鉱が多く浮くものと
思われる。これは、パイン油およびエロフロス73の捕収性による

か、あるいは黄鉄鉱-モリブデンタイトの密着性によるものと考えられる。
磨砕度を高めた時、浮遊中のFe, Cuの品位は高くなるが、これは

後者の推定を確認するものである。他の特徴として挙げられている
のは、試験浮遊中に大粒のモリブデンタイトが全く単独の形で存在

しているという点である。これは、モリブデンタイトが硬さが低
く、非常にフレキシブルであることによるものと考えられる。この点に対し

適当な手段はなかつた。

一 報告

これらの結果はバッチ規模の試験に1304で、JICAのミニ
プラントにて検討を繰り返すべしである。

VI. パイロット・プラントを最も良く用いるための考察

以上述べた例に見る様に、このパイロット・プラントは色々な形で使うことが出来る。即ち

- 1) 種々の毒物の分離; 例として Cu, Pb, Zn の分離。
- 2) 2 毒物の回収; 例として 銅・亜鉛の二精鉱を得ること。

3) バルク浮選の実施; 例として 全硫化物のバルク精鉱を得ること。
これらの精鉱を得るためのプロセスは、一般に大規模と同じである。

とけ之を、その処理に対する取扱いは若干異なり、処理の易しき順は 3) > 2) > 1) の順である。

すなわち、1) においては、高い結果を得るためには種々の処理条件が存在する。次々に多くの分離を行うため、パイロット・プラント

におけるその処理に先立ち、その諸条件決定のため、小規模の種々の試験を行う必要がある。

これに引きかえ、3) の場合、その選択のよい条件は非常に単純で、処理は非常に易しい。

パイロット・プラントにおいて、各装置は一定の性能を果しているが、実際には、多少フレキシブルに利用される必要がある。最も良い

使い方を求めるため、パイロット・プラントの使用担当者、プロセスにより、高い結果を得ることが出来る様、新しい装置を補充することが

必要である。このプラントのための補充装置は、次の様なものが考えられる。

A) 再磨砕法

浮選回路において甚だ必要件のあるこの再磨砕段階において

次のものを入手する必要がある、ホーローミル1, サイクロン2, ポンプ1,
ミクサー1, 貯留槽、パイプその他の補充部品。

B) 試料用沈置槽

パイロット・プラントにおける浮選プロセスにおいて、回路の色々な

点で多くの代表的試料を採取する必要があること、これらの試料に
含まれる水部を除きするために用いる沈置ミスタームの利用が

必要とされ、この方法で採りが利用されている増浮法を実際に容易
に改善する。又これは上記試料を乾かすため、密閉した乾

燥箱を補う必要がある。

C) 分析

更によりサービスを引い、選鉱工程を効率的な形で操業するために

浮選回路の鍵になる点で、直接的に情報を提供してくれるX線
分析装置と、化学分析結果のデジタル化を考慮する必要がある。

D) パイロット・プラントに対する部品

プラントを使用中に損耗した場合、常に修理できるように必要

であり、この意味でこれらのサービスを効率的に且継続的に
提供するために必要で基本的部品リストを掲げる。

浮選セル用モーター 3

ポンプ用モーター 2

同用減速モーター 2

ポンプ用ビニールパイプ 12箱 (特製品)

(フロント・中真 省略)

(署名者)

JICA 鉱山保安ミッション

チーフ・アドバイザー
粵 門 家

堀田 高正
千村 和弘
中村 明
谷口 永恭
鍵和田 欽男

地質鉱山冶金研究所 (INGEMMET)

冶金部長

Ing. ELEUTERIO LEON R.
Ing. AQUILES FIGUEROA L.
Ing. EDGAR PERALTA V.
Ing. ERASMO JOAQUIN V.

以上

