

10
24.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

**PROBLEMATICA DE LA OPTIMIZACION EN LA
CONCENTRACION INTEGRAL DE MINERALES DE
BIOXIDO DE MANGANESO GRADO BATERIA Y SU
POSIBLE EFECTO SOBRE EL RENDIMIENTO
ELECTROQUIMICO EN PILAS SECAS
COMERCIALES FABRICADAS A BASE DE ESTOS.**

INFORME DE PRACTICA PROFESIONAL

PARA OBTENER EL TITULO DE:

INGENIERO QUIMICO METALURGICO

P R E S E N T A :

VICTOR MANUEL MANRIQUEZ OLVERA



MEXICO, D. F.

1997

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

CON CARÍO,

A MIS PADRES Y FAMILIA

CON AGRADECIMIENTO,

A MIS MAESTROS Y CATEDRÁTICOS

CON RESPETO Y NOSTALGIA,

**A LA U.N.A.M. (FAC. DE QUÍMICA)
DE LA CUAL ME SIENTO ORGULLOSO DE PERTENECER**

A : VICTOR Y MARU

JURADO ASIGNADO

PRESIDENTE : **PROFR. SALOMA TERRAZAS MIGUEL.**

VOCAL : **PROFR. GENESCA LLONGUERAS JUAN.**

SECRETARIO: **PROFR. HUERTA Cerdán ANTONIO.**

1er. SUPLENTE: **PROFR. ARAMBURO PÉREZ GERARDO.**

2do. SUPLENTE: **PROFR. GRACIA GALÁN SERGIO.**

**SITIO DE DESARROLLO DE TEMA: UNIDAD NONOALCO, PERTENECIENTE A CIA.
MINERA AUTLÁN S.A. DE C.V.**

ASESOR DEL TEMA : M. EN C. ANTONIO HUERTA CERDÁN.

FIRMA: _____



SUSTENTANTE : **VICTOR MANUEL MANRIQUEZ OLVERA.**

FIRMA: _____



I N D I C E

SIMBOLOGÍA.

RESUMEN.

INTRODUCCIÓN.

OBJETIVOS.

CAPÍTULO 1 :

ANTECEDENTES.

L1.- DESCRIPCIÓN GENERAL DE LOS DIFERENTES PROCESOS LLEVADOS A CABO EN LAS UNIDADES DENTRO DEL ÁREA MANGANESÍFERA.

L2.- GENERALIDADES

L2.1.- LOCALIZACIÓN

L2.2.- CONDICIONES CLIMATOLÓGICAS

L2.3.- VÍAS DE COMUNICACIÓN

L2.4.- VEGETACIÓN

L2.5.- FAUNA

L2.6.- POBLACIÓN Y CULTURA

L2.7.- ACTIVIDADES ECONÓMICAS

L3.- BOSQUEJO HISTÓRICO / PROCESOS Y APLICACIONES

L3.1.- BOSQUEJO HISTÓRICO DE COMPAÑÍA

L3.2.- PROCESOS Y PRODUCTOS EN GENERAL DE UNIDADES DE PRODUCCIÓN

L3.3.- ORGANIZACIÓN DE LA COMPAÑÍA

L3.4.- HISTORIA Y OTRAS APLICACIONES DEL MANGANESO

CAPÍTULO II :**GEOLOGÍA, GÉNESIS Y MINERALOGÍA DE YACIMIENTOS.****II.1.- GEOLOGÍA DE YACIMIENTOS MANGANESÍFEROS.****II.2.- GÉNESIS DE YACIMIENTOS MANGANESÍFEROS.****II.3.- MINERALOGÍA DE YACIMIENTOS (AFLORAMIENTOS DE MnO₂ / GRADO BATERÍA).****II.4.- CLASIFICACIÓN DE LOS MINERALES NATURALES DE BIÓXIDO DE MANGANESO.****CAPÍTULO III :****DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESOS DE BENEFICIO EN PLANTAS CONCENTRADORAS, MUESTREO Y BALANCES AGUA-SÓLIDOS.****III.1.- DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESOS EN PLANTAS CONCENTRADORAS.****III.1.1.- VARIABLES DE CONTROL DE PROCESOS EN PLANTA No. 1 (ANTES DE MODIFICACIÓN).****III.1.2.- VARIABLES DE CONTROL DE PROCESOS EN PLANTA No. 1, MODIFICADA (OBJETIVO, ANTECEDENTES, EXPERIMENTACIÓN Y CONCLUSIONES).****III.1.3.- DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESOS EN PLANTA No. 2 INCLUYE MODIFICACIONES.****III.4.- DETERMINACIONES DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESO EN PLANTA No. 3****III.5.- DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESO EN PLANTA DE SECADO, MOLIENDA Y ENSACADO DE CONCENTRADOS (P.S.M.E.).****III.6.- CONSIDERACIONES ESPECÍFICAS DE LA MOLIENDA EN SECO Y EL TIPO DE ENLAINADO DEL MOLINO.****III.2.- BALANCES AGUA-SÓLIDOS DE PLANTAS CONCENTRADORAS; INCLUYEN ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS Y BALANCES METALÚRGICOS GENERALES PROMEDIO.**

- III.2.1.- BALANCE DE AGUA-SÓLIDOS : PLANTA No. 1 , INCLUYE MODIFICACIONES.
- III.2.2.- BALANCE DE AGUA-SÓLIDOS : PLANTA No. 2 , INCLUYE MODIFICACIONES.
- III.3.- DETERMINACIÓN DE PUNTOS DE MUESTREO CLAVE Y LA MECÁNICA DE LA TOMA Y MANEJO DE ESTAS.
- III.4.- FUNDAMENTOS Y PRINCIPIOS DE OPERACIÓN Y CONTROL DE VARIABLES Y EXPERIMENTACIÓN (PRUEBAS COMPARATIVAS ESTÁNDAR) DE JIGS.
- III.5.- PRINCIPIOS, VARIABLES DE OPERACIÓN, PARÁMETROS DE CONTROL DEL ACTUAL TANQUE ESPESADOR (RECUPERACIÓN DE AGUA DE PROCESO).
 - III.5.1.- ANTECEDENTES
 - III.5.2.- PRINCIPIOS GENERALES
 - III.5.3.- EXPERIMENTACIÓN (PRUEBAS DE ASENTAMIENTO).
 - III.5.4.- TABLAS COMPARATIVAS Y BALANCES DE AGUA NECESARIA PARA LA UNIDAD.
 - III.5.5.- RESÚMEN DE MANUAL DE OPERACIONES DEL TANQUE ESPESADOR DE 100 Ø X 10' DE ALTURA.
 - III.5.6.- CONCLUSIONES GENERALES SOBRE EL FUNCIONAMIENTO DEL TANQUE ESPESADOR Y AGUA FRESCA UTILIZADA .

CAPÍTULO IV :

PROCESOS ALTERNATIVOS DE FLOTACIÓN / FLOCULACIÓN SELECTIVA PARA LA RECUPERACIÓN INTEGRAL DE LOS VALORES DE MnO_2 EN LA FRACCIONES -325 #s.

- IV.1.- FUNDAMENTOS, ANTECEDENTES Y GENERALIDADES DE LA FLOTACIÓN / FLOCULACIÓN / DISPERSIÓN - SELECTIVA.
 - IV.1.1.- DEFINICIÓN Y BREVE INTRODUCCIÓN A LA ELECTROQUÍMICA DE LA FLOTACIÓN.
 - IV.1.2.- FUNDAMENTOS DE LOS PROCESOS DE FLOCULACIÓN (POLÍMEROS).
 - IV.1.3.- FLOCULACIÓN / DISPERSIÓN - SELECTIVA .
 - IV.1.4.- FLOTACIÓN ESPUMANTE DE MINERALES.

IV.2.- INVESTIGACIÓN / EXPERIMENTACIÓN.

IV.2.1.-ANTECEDENTES E INVESTIGACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA FLOTACIÓN DE MINERALES DE BIÓXIDO DE MANGANESO.

IV.2.2.-FLOTACIÓN DE MINERALES PROBLEMÁTICOS EN LA CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA DE LAS PLANTAS.

IV.2.3.-FLOCULACIÓN (DISPERSIÓN) / FLOTACIÓN - SELECTIVA APLICANDO CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA (MESAS), PARA LA FRACCIÓN -325 #s, DE LAMAS ALIMENTADAS A TANQUE ESPESADOR.

IV.2.4.-CONCLUSIONES

CAPÍTULO V :

PROCESOS ALTERNATIVOS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA Y EXTRACCIÓN POR LIXIVIACIÓN DE LOS VALORES DE MnO_2 (Mn).

V.1.- OTROS PROCESOS GRAVIMÉTRICOS.

V.1.1.- LAS ESCLUSAS ENSANCHADAS , CONOS Y ESPIRALES REICHERT.

V.1.2.- EXPERIMENTACIÓN Y CONCLUSIONES (CONOS Y ESPIRALES).

V.2.- LIXIVIACIÓN DE VALORES DEL MANGANESO.

V.2.1.- ANTECEDENTES Y PRODUCCIÓN DE MANGANESO METÁLICO.

V.2.2.- PRODUCCIÓN DE BIÓXIDO DE MANGANESO (EMD Y CMD).

V.2.3.- PRODUCCIÓN DEL ÓXIDO DE MANGANESO.

CAPÍTULO VI:

DETERMINACIÓN EXPERIMENTAL EN CONCENTRADOS DE BIÓXIDO DE Mn, SOBRE SU TEMPERATURA DE SECADO, CORRELACIÓN DE SU GRAVEDAD ESPECÍFICA CON LA LEY DE MnO_2 Y EL SIGNIFICADO DE LA PEROXIDACIÓN EN ESTOS.

VI.1.- DETERMINACIÓN EXPERIMENTAL EN CONCENTRADOS DE MnO_2 , SOBRE SU TEMPERATURA MÁXIMA DE SECADO EN BASE A DATOS EXPERIMENTALES E INVESTIGACIÓN BIBLIOGRÁFICA DEL TEMA .

VI.2.- CORRELACIÓN DE LA DENSIDAD ESPECÍFICA DE VARIOS PRODUCTOS CON LA LEY DE BIÓXIDO DE MANGANESO ENSAYADA .

VL3.- SIGNIFICADO DE LA PEROXIDACIÓN DE LOS MINERALES.**CAPÍTULO VII :**

FUNDAMENTOS, ASPECTOS GENERALES Y ELECTROQUÍMICA BÁSICA DE LAS PILAS SECAS TIPO "LECLANCHE", FABRICADAS A BASE DE CONCENTRADOS DE MnO_2 (NATURALES Y ARTIFICIALES) Y SUS POSIBLES SUSTITUTOS.

VII.1.- LA ELECTROQUÍMICA DEL MnO_2 (NATURAL O ARTIFICIAL)/GRADO BATERÍA.

VII.2.- QUÍMICA DEL ESTADO SÓLIDO DEL MnO_2 .

VII.3.- QUÍMICA Y REACCIONES ELECTROQUÍMICAS.

VII.4.- DISOLUCIÓN QUÍMICA DE LAS ESPECIES DEL MANGANESO.

VII.5.- REFERENCIAS (BIBLIOGRAFÍA).

VII.6.- TABLA DE REFERENCIA : PRODUCTOS DE REACCIÓN DE BAJA VALENCIA.

VII.2.- OBJETIVOS Y PARÁMETROS A MEDIR EN UNA PRUEBA DE CURVAS DE DESCARGA PARA PILAS SECAS FABRICADAS CON CONCENTRADO DE MnO_2 /GRADO BATERÍA. EN EL LABORATORIO DE CONTROL DE CALIDAD DE LA UNIDAD NONOALCO.

VII.3.- INFORMACIÓN GENERAL: RESUMEN DE ARTÍCULOS (BIBLIOGRAFÍA) Y NORMAS DE ESPECIFICACIÓN DE FABRICACIÓN Y APLICACIÓN DE PRUEBAS DE RENDIMIENTO, REALIZADAS A DIVERSOS MATERIALES DE MnO_2 PARA PILAS COMERCIALES SECAS TIPO "LECLANCHE".

○ CONCLUSIONES FINALES.

SIMBOLOGÍA :

A° : Angstrom = 10^{-10} m.
Aliment : Alimentación.
A.T.D. : Análisis termico diferencial
A.T.G. : Análisis termico gravimetrico.
A.U. : Area Unitaria en un tanque espesador.
CAB. CALC. : Cabeza calculada.
C.F.M. : Comisión de Fomento Minero.
C.F.E. : Comisión Federal de electricidad.
CMD : Bióxido de Mn quimico.
CONC. : Concentrado.
Ø : Diámetro.
EFIC. : Eficiencia de equipo ó proceso.
EMD : Bióxido de Mn electrolitico.
FRACC. : Fracción.
FIG. : Figura
f.g. : Factor gravimétrico
ft. : pie = x".
Hr. : Hora
HP. : Caballos de fuerza.
KwHr. : Kilo Watt / hora.
LEY ACUM. : Ley acumulada de MnO₂.
lb. : Libra.
long. : Longitud.
µ : Micras = Micrones = 10^{-6} m.
Min. : Mineral de MnO₂.
MnO₂ : Bióxido de Mn.
NMD : Bióxido de Mn natural.
No.(NO.) : Número.
#a. : Número de malla
PEROX. : Peroxidación.
P.S.M.E. : Planta de secado, molienda, y ensacado.
pH : Concentración de H⁺.
% ACUM. : % acumulado en peso.
pulg. : Pulgada = x".
R ó r : Radio.
Rayos - X : Rayos equis.
rpm. : Revoluciones por minuto.
Rev. : Revolución
Rev. / min. : Revolución por minuto.
STD. : Estándar.
tq. esp. : Tanque espesador de lamas.
TMSH. : Toneladas métricas secas por hora.
TMHH. : Toneladas métricas húmedas por hora.
TMH. : Toneladas métricas por hora.
TMS. : Toneladas métricas secas.
TM. : Toneladas métricas
Ton. C. : Tonelada corta.

R E S U M E N

En este informe de práctica profesional se han comprendido los diferentes procesos de beneficio, extracción, refinación, que existen en la actualidad, aplicables a la recuperación de valores del MnO_2 / grado batería y más ampliamente a la recuperación integral de valores del Mn.

Se globaliza las distintas actividades más importantes de investigación, experimentación y monitoreo que se realizaran a lo largo de seis años de colaboración en el Departamento de Investigación Metalúrgica de la Cia. Minera Autlán con sede en la Unidad Nonoalco, Hidalgo.

A excepción del capítulo número uno que es exclusivamente informativo, los demás están enfocados a la resolución de problemas operacionales, diseño, experimentación, muestreo e información teórica / práctica, de carácter actual y a futuro (ya que se proponen futuras alternativas), de la manera más adecuada a las posibilidades y disponibilidad de tiempo, equipo, presupuesto y costo de inversión (Rentabilidad), que se contaba en su momento para la resolución de cada uno de ellos.

Primeramente se dan los antecedentes y generalidades del problema y con esto se fijan los objetivos a alcanzar, a partir de esta información se diseña un programa práctico-experimental y de monitoreo para lograr encontrar y optimizar las variables y parámetros de cada proceso en particular que coadyuven a la solución de cada problema y posteriormente se proponen soluciones ó recomendaciones que en la mayoría de los casos fueron aplicadas en todas las plantas y departamentos que conforman la unidad.

Se plantea además una base teórica y bibliográfica para fundamentar cada tema analizado. Es importante mencionar que este tipo de estudios podría llegar a realizarse de una forma más completa con la intervención de instituciones con carácter científico y académico, ya que este Departamento tenía sus limitaciones en cuanto equipo y personal especializado. No se incluyen aspectos de costos de operación, capital invertido y rentabilidad en general, debido a que este trabajo está enfocado más a la solución de problemas operacionales y de investigación experimental de ingeniería básica.

I N T R O D U C I Ó N

Hasta el año de 1987 en las Plantas de Beneficio y Procesamiento de Mineral de la Unidad de Nonoalco y sus diferentes departamentos, no contaban con un departamento el cual se encargara de verificar, corregir y controlar (por vía Experimental), los diferentes Parámetros de las Variables Claves de Proceso. Asi mismo se carecia en la mayoría de los casos de información, Estadística, Manuales de Operación de Equipo y Áreas de la misma, y si estos existían sólo se encontraban en los archivos de los Jefes de Área y eran aplicados en forma aislada a criterio personal de cada uno de ellos. También se presentaba la necesidad de incrementar la producción (había disminuido significativamente en el último año), con dificultades crecientes en la concentración de los diferentes tipos de minerales cada vez más complejos y de menor calidad ($\%MnO_2$). Aunado esto el aumento en las normas de calidad exigidas por los compradores del producto y la necesidad apremiante ya no tanto de aumentar la producción si no por lo menos mantener la actual, dieron origen a la formación un departamento experimental de alta confiabilidad que se encargara de resolver las diferentes problemáticas y que además con cierta anticipación obtener la información del comportamiento Metalúrgico de cada uno de los tipos de minerales de las diferentes áreas. Una vez formado el DEPARTAMENTO DE INVESTIGACIÓN METALÚRGICA, se dio a la tarea de diseñar planes de trabajo a corto, mediano y largo plazo de acuerdo a prioridades y necesidades debido entre otras a la complejidad del mineral en cuanto a especies mineralógicas presentes, cantidad y calidad del MnO_2 , de los diferentes tipos de minerales y su problemática de concentración al ser procesados. Se diseñó un programa de Investigación tal vez demasiado ambicioso de acuerdo a nuestras posibilidades y limitaciones Técnico- Ecorómicas, el cual no sólo cubría los aspectos del control de los parámetros de las variables del proceso de concentración de Minerales , si no todos los procesos integrales inherentes de la unidad, como son: muestreo , preparación de muestras (contaminación con Fe), recuperación metalúrgica del mineral con respecto a su composición mineralógica y química, alternativas para lograr una recuperación integral de

la mayor parte de los valores de MnO_2 , por medio de experimentación y aplicación de nuevos equipos ó procesos como son la Flotación / Floculación , Hidrometalurgia y Electroquímica (Lixiviación y Electrodeposición). Todo esto con el objetivo de obtener concentrados de alta calidad, redituablemente económicos y que además al fabricar pilas secas a partir de ellos nos proporcionarán un rendimiento electroquímico que cumpla con las especificaciones que exige el mercado tanto nacional como internacional.

O B J E T I V O S

- ❶ **Determinar las variables de control de proceso más importantes en plantas concentradoras (tales como: granulometrias, % sólidos, tiempos de permanencia, capacidades de cada uno de los equipos, eficiencias y operación en general), así como la optimización de las mismas en los procesos de lavado, Hidroclasificación y Concentración Gravimétrica por medio de Jigs y Mesas.**
- ❷ **Definición de puntos de muestreo clave y forma más adecuada de tomar a estos, intervalos de tiempo de toma de muestra , cantidades y forma de preparación de las mismas (Balance General Agua-sólidos), con el objeto de :**
- ❸ **Determinar los parámetros de variables de proceso por vía experimental a nivel laboratorio y piloto para el equipo en general de plantas y determinar sus posibles modificaciones y arreglos (Diagramas de Flujo), para procesar cada tipo de mineral en particular alimentado a ellas. Todo esto en base a un diseño de PRUEBA ESTÁNDAR PILOTO que sea comparativa y semejante a los resultados obtenidos en las plantas de beneficio .**

④ Evaluar la confiabilidad por vía experimental de la estrecha correlación existente entre la densidad del mineral concentrado y su % MnO_2 relativo , como una alternativa del control del proceso en forma rápida y confiable .

⑤ Experimentar a nivel laboratorio y piloto de procesos alternativos de concentración como son: La Gravimetría (En mesas, espirales, etc.), Flotación /Floculación, Hidrometalúrgica y Electroquímica (Lixiviación y Deposición Electroquímica), para lograr con esto una recuperación integral de la mayor parte de los valores del Bióxido de MnO_2 .

⑥ Investigación (TEÓRICO / PRÁCTICA) , de acuerdo a los medios disponibles en la unidad Nonoalco y con la ayuda de centros de investigación externa (C.F.M., U.N.A.M., I.P.N.), la relación entre la composición mineralógica y química de los concentrados de Bióxido de Mn obtenidos y su rendimiento Electroquímico en pilas secas tipo "LECLANCHE".

⑦ Determinar la temperatura máxima de secado y tiempo de permanencia en los concentrados secados en P.S.M.E., para lograr no alterar las propiedades Físicoquímicas de los concentrados de Bióxido de Mn, afectando con esto el rendimiento Electroquímico en las Pilas Secas.

⑧ Obtener la información de bases y antecedentes teórico/prácticos, que nos sirvan de puntos de partida, para la realización de futuras investigaciones sobre los amplios e interesantes temas que nos abre la obtención de MnO_2 sintético a base de minerales de Mn y la fabricación de pilas secas de alto rendimiento así como también sus posibles sustitutos.

CAPÍTULO I : ANTECEDENTES

11.-DESCRIPCIÓN GENERAL DE LOS DIFERENTES PROCESOS CONCENTRACIÓN DE MINERALES LLEVADOS A CABO EN LAS UNIDADES DENTRO DEL ÁREA MANGANESIFERA.

La Unidad Nonoalco pertenece a la Cia. Mineral Autlán S.A. de C.V., la cual en el año de 1960 inicia la explotación del gigantesco depósito de Manganeso conocido como "Molango" en el Estado de Hidalgo. Aquí el material seleccionado se somete a un proceso de beneficios pirometalúrgico consistente en la calcinación del mineral ($MnCO_3$, caso de unidad "Molango") y su posterior aglomeración formando nódulos, con una ley promedio del 39% de Mn el cual es vendido a la industria siderúrgica. También cuenta dentro de la misma área del yacimiento Manganesífero con Afloramientos de Bióxidos del Mn (MnO_2), que constituyen el mineral de segunda importancia económica. Estos yacimientos se encuentran localizados en los alrededores del poblado de Nonoalco municipio de Xochicoatlán estado de Hidalgo. La mineralogía del yacimiento está constituida principalmente por carbonatos de Manganeso, siendo el más importante la Rodocrosita ($MnCO_3$), existiendo además en orden de abundancia, Pirocroita, Manganosita y Pirolusita como minerales secundarios. La explotación del MnO_2 /grado batería en la unidad "Nonoalco" se efectúa por medio de Minado Selectivo a Tajo Abierto, con una alimentación de mineral promedio de: 34.5 % MnO_2 , a la planta de beneficio que por medio de los procesos de lavado, Hidroclasificación y Concentración Gravimétrica básicamente, se deben obtener concentrados con un mínimo del 68% MnO ; con una recuperación en peso promedio del 12% peso (sin embargo estos valores varían ampliamente debido al tipo de mineral y factores de naturaleza intrínseca como son: granulometría, distribución de contenidos en sus diferentes fracciones, liberación, densidad, desmelabilidad, ley de MnO_2 y grado de peroxidación del mismo) una vez obtenidos y almacenados en lotes los diferentes clases de concentrados se procede a compositarlos para obtener las normas de especificación requeridas por el comprador. Previamente se hacen ensayos como son: % Mn, MnO_2 , Fe%, Peroxidación, SiO_2 , Al_2O_3 , CaO, MgO y elementos pesados que nos pueden influir determinativamente en las pruebas de rendimiento Electroquímico ó "pruebas de curvas de descarga" estandarizadas en base y comparativamente a una muestra patrón (N-2 STANDAR). Ya que estos productos son destinados para la fabricación de pilas secas tipo "LECLANCHE".

Una vez cumplidas las normas de especificación se procede a secar los diferentes lotes debidamente compositados, por medio de un horno/secador rotatorio (a máximo 120° C), Hasta lograr un máximo de 1 % humedad e inmediatamente después el material será alimentado a un molino de bolas, para efectuar su molienda en seco, hasta lograr una granulometría del 90% en peso pasando por la malla No. 200. Posteriormente se ensaca este producto en bultos a prueba de humedad con una capacidad de 50 kg. de peso, quedando listos para su embarque a su destino final.

FUENTE : ARCHIVOS GENERALES DE LA GERENCIA DE PRODUCCIÓN E INVESTIGACION METALÚRGICA DE LA UNIDAD DE NONOALCO.

I.2 GENERALIDADES

I.2.1.- LOCALIZACIÓN

El Distrito Manganésífero de Molango está localizado en el noroeste del estado de Hidalgo, abarcando una área de 50 km², N-S y E-W por 25 km (ver plano No. 1). La parte central de está área, queda aproximadamente a 160 km. al norte de la ciudad de México y 170 km. al suroeste del puerto de Tampico, Tamaulipas. Esta zona queda comprendida dentro de los municipios de Xochicoatlán, Tepchuacan, Molango y Tlanchinol todos pertenecientes al estado de Hidalgo. El área de Molango se localiza en la parte sur del distrito Manganésífero, aproximadamente a 15 km. al sur de la población de Molango y 15 km. al norte de la población de Zacualtipán; siendo su posición Geográfica de 98° 40' 58" de longitud w y 19° 57' 39" de latitud norte (ver plano No. 2). La unidad Nonoalco, se encuentra a un lado de la carretera Federal No. 105 : Pachuca - Tampico , en el km. 135.

I.2.2.- CONDICIONES CLIMATOLÓGICAS

El clima de la región es templado y húmedo, con cierta tendencia a ser extremo con una temperatura anual promedio de 15° C. Sin embargo existen en la sierra de Hidalgo, diversas variaciones de los climas, debido sobre todo a las grandes diferencias de elevaciones y a la orientación de sus montañas, caracterizando 2 zonas. La parte Nor-oriental, donde los vientos húmedos que provienen del Golfo de México, descargan casi toda su humedad, encontrándose un clima frío y húmedo y la zona sur-occidental donde se encuentran valles profundos con clima semi-calido. Gran parte de la precipitación pluvial se presenta entre los meses de junio a febrero, en periodos largos y constantes. Durante la mayor parte del año hay presencia de neblinas que cubren zonas extensas. En el área de Nonoalco la temperatura varía de 3° C. a 30° C, con una precipitación pluvial media de 1950 mm. y una humedad relativa del medio del 65 %.

I.2.3. - VÍAS DE COMUNICACIÓN

La unidad de Nonoalco está comunicada por la carretera federal No. 105 de México - Tampico (exvía corta), la cual se encuentra totalmente asfaltada y cruza al distrito Manganésífero de sur a norte en el km. 115, lugar llamado Nonoalco se encuentra un ramal de 2.0 km. de terracería que llega directamente a las plantas de beneficio y a un lado se encuentra la población de Nonoalco cuya población es de 500 habitantes y contando tan sólo con caseta telefónica, radio de onda corta, servicio eléctrico por parte de C.F.E. (muy deficiente). Y planteles educativos que imparten las instrucciones de kinder, primaria y telesecundaria.

I.2.4.- VEGETACIÓN

Como consecuencia de la humedad del clima la vegetación de la región es abundante y variada. En las partes altas predomina la vegetación de las zonas templadas, coníferas, (oyameles y pinos) y algunos pastos típicos de está zona. En las partes bajas, la vegetación es de tipo semi-tropical donde se pueden encontrar maderas finas como: cedro rojo, tlacuilo. Además existen otros arboles de menor calidad, pero de mucha utilidad para la construcción de casas y muebles. En está región tienen gran importancia económica el:

café, papaya, guayaba, plátano, caña de azúcar, etc. predomina una abundante vegetación selvática, entre las que se distinguc gran variedad de helechos, ortigas y enredaderas.

1.2.5. - FAUNA

Existen gran variedad de grupos y especies. Dentro de los mamíferos hay especies tales como: tejones, armadillos, osos hormigueros, ardillas, conejos (otros roedores). Y carnívoros como: gato montes, tigrillos y jabalíes. Se encuentran tipos de aves como: palomas, cojilotes que son muy apreciados por su carne; y una gran variedad de pájaros tales como: carpinteros, colibríes, gorriones y aves de rapiña como: águilas, zopilotes, halcones, lechuzas y tecolotes. En los arroyos existían abundantes peces como: trucha, bagre, los cuales han sido víctimas de una explotación desmedida. También existen serpientes venenosas como: cascabel etc.

1.2.6.- POBLACIÓN Y CULTURA

En el área de Nonoalco el principal centro de población es Nonoalco el cual cuenta con una población dispersa de aproximadamente 500 personas y cuenta con los servicios de: caseta telefónica y radiocomunicación (Cia.), televisión por medio de antena, parabólica, corriente eléctrica (C.F.E.) así como una línea de camiones de pasajeros que pasa regularmente por la zona. El poblado próximo más importante es la ciudad de Zacualtipan que cuenta con 20,000 habitantes, además de los servicios públicos de telefonía, telégrafos, correos, terminales de camiones de pasajeros a México y Tampico, así como servicio de taxis. Política y económicamente los poblados de Zacualtipan, Molango y Huajuilla de reyes, son los que revisten mayor importancia, ya que son cabeceras municipales y cuentan con todos los servicios públicos requeridos y poseen pistas de aterrizaje para pequeños aviones. El 85% de la población es católica, siguiendola la evangelista y testigos de Jehová.

1.2.7.- ACTIVIDADES ECONÓMICAS

La principal actividad económica es la minería, que es la base de la economía en el área quedando en segundo término el desarrollo de la maquila de ropa, industria vinatera, agricultura, ganadería, comercio y burocracia. La agricultura se limita en la mayoría de los casos a la siembra de maíz y frijol siendo el 50 % de la producción para auto-consumo. El desarrollo de la ganadería es bajo, debido a los escasos recursos económicos con que cuentan la mayoría de los habitantes del área., concentrándose sólo en un muy pequeño grupo de personas que cuentan con el suficiente capital de riesgo e infraestructura para dedicarse a está actividad. La industria de la madera se realiza a menor escala y en forma no ecológica y rudimentaria.

FUENTES:

- * I.N.E.G.I.- DELEGACIÓN HIDALGO (PACIUCA, HGO.)
- * ARCHIVOS DE PRESIDENCIAS MUNICIPALES DE ZACUALTIPAN Y MOLANGO HGO.
- * ARCHIVOS GENERALES DE GERENCIA DE UNIDAD NONOALCO
- * ARCHIVO GENERAL DE SUPERINTENCIA DE PRODUCCIÓN E INVESTIGACIÓN METALÚRGICA U.N.

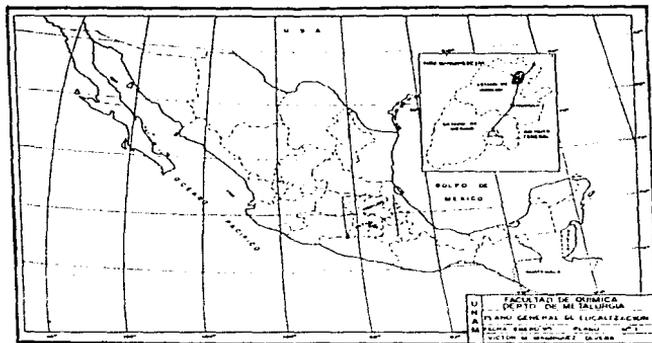


FIGURA No. 1 : PLANO GENERAL DE LOCALIZACION.

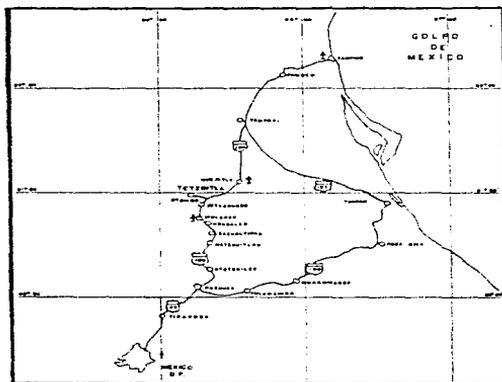


FIGURA No. 2 : VIAS DE COMUNICACION.

de MnO_2 y se minaba selectivamente el mejor mineral (con valores superiores al 70% MnO_2) debido a que no existía ninguna infraestructura para el mayor aprovechamiento del mineral así como de su transporte (No existía carretera pavimentada, la que existía era de terracería y en algunos tramos meras brechas). En la medida que fue disminuyendo la cantidad y calidad del mineral minado y aumento su demanda se fueron incorporando paulativamente equipos a la planta tales como: Clasificadores Helicoidales, Trituradoras de impacto, transportación y alimentación del mineral por medio de bandas, Jigs Denver y posteriormente Remer, Tanques espesadores de lamas, recuperación de agua, captación y rebombeo de la misma, instalaciones, oficinas, laboratorios, etc., hasta llegar a sus actuales instalaciones y servicios. Los cuales son necesarias, para cumplir adecuadamente con las normas de calidad y cantidades exigidas por los compradores nacionales e internacionales. En 1965-69, se construye la planta de Nodulización y dotar a Molango de una infraestructura económico-Industrial, así como zona habitacional, todo ello para dar servicios de apoyo a la explotación de carbonatos de Manganeso y su subsecuente procesamiento metalúrgico en el horno de calcinación y nodulización. En 1974: Se funciona con Ferroaleaciones Teziútlán S.A. en Puebla, que era la mayor productora de ferroaleaciones en México y la principal cliente de Minera Autlán. En 1976: Se inaugura la planta Tamos, cercana al puerto de Tampico, también productora de ferroaleaciones.

1.3.2-PROCESOS Y PRODUCTOS EN GENERAL DE UNIDADES DE PRODUCCIÓN

1.-UNIDAD MOLANGO: En esta unidad existe la explotación de mineral de $MnCO_3$, por medio de un sistema de minado subterráneo, donde se aplican dos procesos Metalúrgicos para subir la ley.

1.-Planta de medio pesado: El Mineral se introduce en un tambor giratorio que contiene un líquido pesado ($FeSi$), los minerales de mayor ley se sumergen y constituyen el concentrado, 2.- En la planta de Nodulación, el mineral se calcina, semireduce y aglomera para transformarse en nódulos irregulares y esto se realiza por medio de un horno rotatorio. El nódulo está libre de finos pobre en fósforo y libre de álcalis dañinos. Los cuales se utilizan para la fabricación de ferroaleaciones y aceros al Manganeso de gran aplicación industrial.

2.-UNIDAD NONOALCO: Explotación a tajo abierto y minado selectivo de mineral de MnO_2 / grado batería, procesos de lavado y concentración gravimétrica, obteniéndose concentrados a granel (húmedos), así embarcados y concentrados secados, molidos y ensacados de mayor precio y calidad. Estos concentrados son usados como despolarizantes en la fabricación de pilas secas tipo Leclanche.

3.-UNIDADES : TEZIÚTLAN Y TAMOS: Plantas productoras de diferentes tipos de ferroaleaciones, obtenidas en hornos eléctricos de tipo abierto en los cuales se produce:

a).-FERROMANGANESO ($FeMn$): Se utiliza como desulfurante y desoxidante de acero, para darle tenacidad y resistencia a la abrasión, aumenta también su resistencia a altas temperaturas.

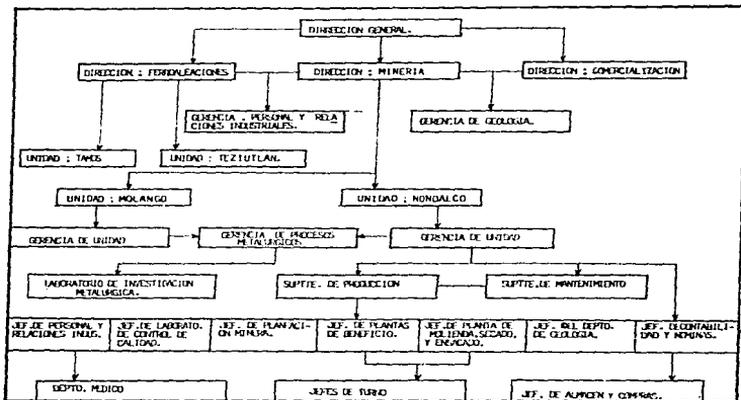
b).-**SILICOMANGANESO (SiMn)** : Que combina las propiedades del ferromanganeso y del ferrosilicio en una sola aleación. Protege la eficiencia del Manganeso como elemento de aleación. Contiene poco carbón, por lo que su aplicación es recomendable en aceros de bajo carbón.

c).-**FERROSILICIO** : 75% (FeSi), desoxidante muy energético y económico del acero, incrementa la resistencia al impacto el límite de elasticidad y le da resistencia a la oxidación a altas temperaturas favorece las propiedades magnéticas y la acción gratificante de los inoculantes.

d).-**FERROCROMO (FeCr)** : Incrementa las propiedades de dureza y resistencia al desgaste, aumenta la resistencia a la corrosión, abrasión y oxidación a altas temperaturas.

e).- **FERROMANGANESO DE MEDIO CARBÓN** : Producido por una refinaria que opera el proceso de reducción del C por Oxígeno, utilizado para aceros especiales (aleados).

1.3.3.- ORGANIZACIÓN DE CIA. MINERA AUTLÁN, S.A. DE C.V. (ORGANIGRAMA).



ORGANIGRAMA DE CIA. MINERA AUTLÁN.

L3.4.- HISTORIA Y OTRAS APLICACIONES DEL MANGANESO.

a) HISTORIA.

La palabra MANGANESO, proviene del italiano mangnese y del latín magnesio, antiguamente se le conocía con el nombre de magnesia negra. Los antiguos Egipcios y Romanos empleaban los óxidos de Mn para blanquear el vidrio.

El Mn metálico fue obtenido por primera vez por GAHN en 1774. El valor principal del Mn fue conocido a finales de siglo XVIII, como purificador del arrabio al fundir hierro. Estos sucesos revolucionaron completamente la industria siderúrgica y en el año de 1856, con la introducción del proceso Beiseemer. Se incremento grandemente la demanda de concentrados de Mn.

Otro aspecto que aumento considerablemente la demanda del Mn fue la aplicación del MnO_2 en cierto tipo de baterías, en el año de 1868 el francés Georges Leclanche, invento un celda, que con modificaciones se convirtió en la pila seca, que actualmente conocemos.

b) USOS.

SIDERÚRGICOS: El uso más generalizado del Mn es como desoxidante y desulfurante en los altos hornos para la producción de aceros. También se le usa para darles mejores características a los aceros especiales, pues aumentan la resistencia, tenacidad y dureza del acero, como por ejemplo:

Aceros al alto Manganeso (12 a 14% de Mn) que son sumamente duros, bajo la acción mecánica y son muy utilizados para la fabricación de bolas y laines de molinos, quijadas de quebradoras, puntas de palas mecánicas, cuchillas de tractores, etc.

PILAS SECAS: Actualmente con el gran desarrollo de la electrónica el uso de pilas secas es parte imprescindible del bienestar humano donde la función del MnO_2 /grado batería es de despolarizador, la pila proporciona corriente directa de 1.5 volts; la chaqueta de Zinc se oxida, la pila proporciona corriente directa de 1.5 volts; la chaqueta de Zinc se oxida y el bióxido de Mn se reduce.

FERTILIZANTES: El Mn es esencial para las plantas, porque es un factor para el crecimiento, interviene en la reducción de los Nitratos, tanto en las plantas superiores como en las algas verdes, además forma parte de núcleo de clorofila que se produce en el proceso de la fotosíntesis.

ALIMENTOS: El Mn es un microcomponente de los animales superiores, es un activador enzimático e interviene en el desarrollo de los huesos en el crecimiento y la reproducción. Los animales marinos son más ricos en Mn que los terrestres, en especial los moluscos que contienen en la sangre un compuesto proteico de Mn. Por lo que este es esencial en los alimentos balanceados.

FABRICACIÓN DE VIDRIO: Aquí se utiliza como colorante ó decolorante que es uno de sus usos más antiguo.

SECADOR DE PINTURA Y BARNIZ: El secado de aceite de linaza se acelera añadiendo sales solubles de Mn.

PINTURAS Y PIGMENTOS: Varios compuestos de Mn se usan como pigmentos, tales como el cloruro de Manganeso, el dióxido se usa en la tinta de imprenta.

PROCESO DE MINERALES DE URANIO: Para obtener Uranio Metálico (reductor) .

ELECTRÓNICA: Se usa para fabricar la Ferrita que sirve como imán que encuentra aplicación en televisores, amplificadores, radios, núcleos de memoria de cerebros electrónicos.

MEDICINAS: Una de las sustancias Químicas de Mn más usada es el Permanganato de Potasio ($KMnO_4$) , que se utiliza como Gemicida, Oxidante y Astringente. Se utiliza también en ciertos medicamentos para tratar el Cáncer, Enfermedades de la piel, Anemia y Agotamiento.

EN ANÁLISIS QUÍMICO: Como reactivo analítico valorante en base a reacciones REDOX, ya que el $KMnO_4$ en solución es un reactivo autoindicador de gran exactitud para algunas determinadas reacciones en análisis volumétrico.

CAPÍTULO II : GEOLOGÍA, GÉNESIS Y MINERALOGÍA DEL YACIMIENTO.

III.- GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO MANGANESÍFERO.

Morfológicamente el distrito se encuentra en una etapa de transición entre joven y madura. Caracterizándose por montañas de media y gran altura alineadas con rumbo aproximado de NW 45° SE, profundas barrancas y valles de poca extensión el relieve es bastante abrupto, pues las elevaciones fluctúan entre los 400 y 2600 metros sobre el nivel del mar. El área se caracteriza por la presencia de rocas que van en edad del Precámbrico al Terciario. Las cuales muestran plegamientos muy intensos que han dado como consecuencia la Topografía abrupta, esto se asocia a la erosión diferencial que provocan los diversos tipos de rocas, siendo suaves las formas en las rocas Sedimentarias y muy escarpadas en las rocas volcánicas, así mismo el horizonte Manganesífero es más resistente a la erosión que las rocas encajonates.

ERA	PERIODO	EPOCA	EDAD	AREA TEZINTLA	AREA NAOPA	AREA NONALCO ALUVION		
C E N O Z O I C O	T E R C I A R I O	CUATERNARIO	ALUVIONES					
			PLISTOCENO	VOLCANICAS	VOLCANICAS	VOLCANICAS		
			MIOCENO	CONGLOMERADO				
			OLIGOCENO					
			EOCENO					
			PALEOCENO					
		M E S O Z O I C O	P R E C A M B R I C O	SUPERIOR	METABOLITANOS			
				INTERIOR	ALUVIONES			TAMALIPA (M)
					ALUVIONES			
					ALUVIONES			
	ALUVIONES							
	ALUVIONES							
P R E C A M B R I C O	T R I A S I C O	SUPERIOR	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
		MEDIO	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
		INTERIOR	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
			CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
			CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
			CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
P R E C A M B R I C O	P R E C A M B R I C O	SUPERIOR	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
		MEDIO	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
		INTERIOR	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
			CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		
			CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)	CHICO (ZAC)		

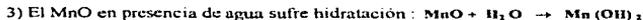
FIGURA No. 4: TABLA DE CORRELACIÓN ESTRATIGRÁFICA DE YACIMIENTO.

La columna estratigráfica del área está representada por Rocas Metamórficas de edad Precámbrica que constituyen el basamento, que las rocas sedimentarias correspondientes al Paleozoico superior al Cretácico inferior, así como Rocas Volcánicas pertenecientes al Terciario (ver tabla ó dib. No. 4 que muestra la tabla de Correlación Estratigráfica y las principales formaciones que son: Chipoco, Guacamaya, Huizachal, Huayacocotla, Cahuassas, Tepexic, Santiago, Taman y el Horizonte Manganesífero). Las rocas más antiguas están representadas por Gneiss, Esquistos y algunos Metaconglomerados cuya edad determinada según estudio Geocronológico es de 1210-1240 millones de años.

FUENTES: + ARCHIVOS DEL DEPTO. DE GEOLOGÍA Y EXPLOTACIÓN DE U. NONOALCO.
+ TESIS: ESTUDIO DE VIABILIDAD PROYECTO "MINA ACUATITLA", U. A. DE
CHIHUAHUA (1966).

II.2.- GÉNESIS DEL YACIMIENTO MANGANESÍFERO.

Su origen es Sedimentario Marino, aunque hasta el momento no hay evidencias bien definidas acerca de las circunstancias que originaron tan grande acumulación de Mn en las aguas marinas. La naturaleza de los Carbonatos precipitados y acumulados en los sedimentos, debió ser una consecuencia directa tanto de las concentraciones iónicas de los diferentes componentes, como de las condiciones de Acidez y Oxidación del ambiente marino además de otros factores físicos, tales como la Piritita y materia orgánica, debieron ser probablemente una fusión de las condiciones de Oxidación y reducción. El Cuarzo y la Arcilla son constituyentes de origen Detríticos, por lo cual hay posibilidades que el Mn haya precipitado por haber existido las condiciones mínimas necesarias. Pequeñas porciones del yacimiento se les ha dado un origen residual ó supergenético, derivado de los minerales primarios singenéticos de la siguiente forma: Las rocas carbonatadas se lixiviarán con aguas meteóricas ácidas que pusieron en solución iones de Mn^{2+} , Ca^{2+} , Mg^{2+} . Al neutralizarse los ácidos de las soluciones y encontrarse estas en presencia de Oxígeno pueden precipitar el Mn y también algo de hierro en forma de Hidróxido que pueden cristalizar el Mn y también algo de hierro en forma de Hidróxido que pueden cristalizar como Oxidos (Jarosita). Todas las condiciones locales favorecen este proceso: exceso de humedad, exuberancia de vegetación, confinamiento de la circulación de las soluciones por gran permeabilidad de las capas superiores, en contraste con las rocas impermeables de debajo desde el punto de vista químico se explica con las siguientes reacciones:



LI.3.- MINERALOGÍA DE YACIMIENTOS (AFLORAMIENTOS DE MnO_2 / GRADO BATERÍA).

La mineralogía de estos afloramientos de MnO_2 , es muy variable y compleja ya que podemos encontrar variaciones en contenido de MnO_2 de 60% al 20% igualmente para los contenidos de minerales ganga. Por lo que en base a los análisis químicos cuantitativos promedio obtenidos de los minerales procesados y reservas probadas y estudios mineralógicos realizados en el Depto. y C.F.M., se trata aquí de realizar una reconstrucción mineralógica lo más aproximadamente posible a la realidad de acuerdo a la información obtenida:

% MnO_2	% Mn	% ** PERON.	% Fe	% SiO_2	% Al_2O_3	% CaO	% MgO	% Ba	% K
34.5	24.2	90.0	12.0	22.0	7.0	1.0	0.6	0.3	0.2

As*	Ti*	Mo*	Sn*	V*	Cr*	Cu*	Co*	Ni*	Sb*	Pb*	Zn*	Na*
115	50	55	12	150	60	45	60	136	50	30	300	150

Los compuestos están reportados en % peso con el objeto de determinar la composición principal del Mineral Promedio.

- * Estos elementos están reportados en ppm. (no son significativos).
- ** Este dato nos da el % de Mn total que se encuentra como MnO_2 .

* COMPOSICIÓN MINERALOGÍA EN BASE AL ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL MINERAL PROMEDIO Y PRINCIPALES ESPECIES DETECTADAS (ESPECIES EN ORDEN DECRECIENTE DE ABUNDANCIA).

FÓRMULA DEL MINERAL	% PESO	NOMBRE DEL MINERAL EN ORDEN DE ABUNDANCIA
Min. de MnO_2 (Mn^{+4})	34.5	Nsutita, Pirolusita, Todoronita, Ranccita, Psilomelano, Wad y manganita.
Min. de Fe^{+3} (óxidos)	19.0	Goethita, Limonita, Hematita.
SiO (Silíce)	22.0	Cuarzo
Al_2O_3 (Alumina)	7.0	Corundo
Min. de Mn ($2+$)	5.0	Rodocrosita, Wad, y Pyrocroita, Rodonita
CaO (cal)	1.0	Calcita
Mg (Magnesia)	0.6	Periclasa
Ba SO_4 (Barita)	0.5	Barita
Kaolín		Caolinita, Naerita, Diquita.
Arcillas { Mica	10.4	Sericita
Mineral Promedio	100.0	

NOTA: También se han detectado minerales como: Pirita, Rutilo, Calcopirita, Feldespatos, Horblenda.

1.4.4.- CLASIFICACIÓN DE LOS MINERALES NATURALES DE BIÓXIDO DE MANGANESO.

(1) RESUMEN :

Se han reportado alrededor de 20 minerales de bióxido de Manganese en la naturaleza. Unicamente dos de ellos Ramsdellita y B-MnO ó Pirolusita son estequiométricos. Los restantes exhiben defectos de estructura en grado variable, y la mayoría contiene grandes cavidades en las cuales se acomodan varios cationes extraños como : Ba^{2+} , Pb^{2+} , K^+ , N^+ , Ca^{2+} y Mn^{2+} , así como moléculas de agua. Durante el curso de detalladas investigaciones de las fases de bióxido de Manganese, hemos intentado ensamblar datos publicados sobre esos minerales, los cuales se han clasificado de acuerdo a la estequiometría y estructura cristalina. La mayoría de los bióxidos de Manganese grado batería pertenecen al grupo de γ - MnO_2 , los cuales incluyen minerales que ocurren naturalmente en minerales de Nsutita, otras fases de γ - MnO_2 han sido sintetizadas por una variedad de métodos. Sin embargo los datos publicados revelan que un número de fases de bióxidos de Manganese también no-estequiométricos con defectos de estructura también funcionan como grado batería, con grado variable de eficiencia como despolarizadores.

(2) INTRODUCCIÓN :

En la naturaleza ocurren más de 20 fases conteniendo Manganese tetravalente, las cuales son comúnmente reconocidas como especies minerales válidas. En suma alrededor de una docena de minerales oxidados, óxidos-hidróxidos, así como óxidos hidratados conteniendo Mn^{2+} y Mn^{3+} son actualmente conocidos. Muchos de esos minerales de óxido de Manganese han sido sintetizados y ampliamente estudiados en baterías; no obstante existe una notable confusión en la literatura electroquímica sobre la nomenclatura de las fases de óxido de Manganese sintético y su relación con los minerales de Manganese. Este artículo sintetiza los minerales oxidados conocidos y los correlaciona con sus análogos sintéticos utilizados en baterías.

(3) CLASIFICACIÓN DE LOS MINERALES OXIDADOS DE Mn.

Los minerales oxidados de Manganese válidos se enlistan en las tablas I y II. Esas tablas no incluyen las fases desacreditadas por la Asociación Internacional Mineralógica (I.M.A.) en su rama de nuevos minerales. No obstante, algunos de los ensamblados de los amorfos comunes y mezcla-óxidos, los cuales serán discutidos más adelante.

El mayor problema encontrado en estudios mineralógicos es que estos minerales oxidados frecuentemente ocurren como cristales de grano muy fino en mezclas, haciendo difícil la caracterización de las especies individuales. Se hace hincapié que el grado de cristalinidad de varios minerales enlistados en la tabla I es tan bajo que, su estructura cristalina no ha sido determinada por no haberse encontrado cristales únicos lo suficientemente grandes. Estructuras cristalinas completas únicamente se conocen para la Pirolusita, Ramsdellita, Holandita, Psilomelano, Calcifonita y Latioforita. Datos sobre estructuras cristalinas están

disponibles en la lista de la tabla II, para la mayoría de los minerales oxidados de Manganeso de baja valencia. La correlación entre las estructuras cristalinas de los minerales oxidados de Manganeso se discutirán en el siguiente artículo. La mayoría de los minerales oxidados de Manganeso tetravalentes enlistados en la tabla I son productos formados de la oxidación de minerales carbonatados y silicosos conteniendo iones Mn^{2+} a causa de interperismo. Frecuentemente los minerales oxidados de Manganeso conteniendo Manganeso tetravalente se forman por reemplazamiento pseudomorfo de minerales de óxidos bajos (por ejemplo Ramsdellita es pseudomorfo de la Grootita, la Pirolusita es pseudomorfo de la Manganita). Existen fallas para reconocer que los minerales grado batería consisten de un mezcla de minerales oxidados de Manganeso, lo cual creo una confusión en la primera literatura electroquímica sobre éste tema; Por ejemplo: Los minerales grado batería de Phillipsburg Montana, reportados en 1940 como compuestos principalmente de Pirolusita con abundante Psilomelano y algo de Manganita, resultado tener los siguientes minerales en orden decreciente en base a su abundancia., Criptomelano, Nsutita, Pirolusita, Todorokita, Manganita, Hidroitarolita, Birmesita y Coronadita. Los minerales de Phillipsburg son secundarios formados por reemplazamiento de la Rodocrosita ($MnCO_3$). Los métodos más comunes para identificar los minerales opacos de Manganeso de grano-fino es por análisis de difracción de R-X, utilizando de preferencia radiación con filtro de Fe. Datos de análisis por R-X para minerales oxidados de Mn se muestran en las tablas III y IV. Ciertos espaciamientos de d son comunes para varios minerales. Es un hecho que los valores alrededor de 2.40 \AA y 4.2 \AA que representan difracciones de rayos X de los planos (1010) y (1120) de Oxígeno en hexagonal compacto conteniendo iones Manganeso en coordinación octahédrica. Mas recientemente la microscopía electrónica ha probado ser una herramienta muy útil para identificar fases criptocristalinas; por ejemplo: la Todorokita, que alguna vez fue considerada una especie mineral rara, fue caracterizada por microscopía electrónica mostrando ser uno de los minerales de Manganeso más abundantes; particularmente en nódulos marinos de gran profundidad; la Todorokita se caracteriza por espaciamientos d a $9.6 - 9.8 \text{ \AA}$ y $4.8 - 4.9 \text{ \AA}$. Sin embargo esté mineral muestra efecto de orientación preferencial y a menos que se tenga gran cuidado para que la muestra pulverizada quede orientada al azar, difracciones a 2.40 \AA y 1.42 \AA se observaran solamente, confundiendo la con $\delta\text{-MnO}_2$ por tanto la Todorokita puede estar mayormente distribuida que lo que señala la literatura. Añadiendo a los minerales cristalinos enlistados en las tablas I y II, existen también varios óxidos de Manganeso amorfos en la naturaleza, los cuales se denominan Wads. Muchos Wads enriquecidos con otros metales de transición se les ha dado el nombre genérico de Asbolano y Lampadita, los cuales designan a aquellos Wads ricos en Cobalto y en Cobre respectivamente. Otra semejanza de óxidos de Manganeso es aquella en la que se pensó alguna vez que eran especies minerales válidas, pero que ya han sido desacreditadas al probarse que eran en realidad una mezcla.

(4) DISCUSIÓN.

Con esté perfil de los minerales oxidados de Manganeso, algunos de los minerales más significativos y sus análogos sintéticos, los cuales son importantes en baterías así como en las investigaciones electroquímicas serán discutidos brevemente. Nuestra ayuda en esté

punto es para clarificar algo de los conceptos y terminología aparecida en recientes literaturas electroquímicas.

a).- **CRIPTOMELANO α -MnO₂ ó GRUPO DE LA HOLANDITA** : El α -MnO₂ ó grupo de la Holandita se refiere a aquellos óxidos que tienen celda unitaria tetragonal ó pseudotetragonal. Los factores que distinguen a este grupo es que tienen estructura cristalina que contienen grandes túneles ó huecos, los cuáles pueden alojar grandes cationes ó moléculas con un radio aproximado de 1.35 Å⁺ tales como : Ba²⁺; K⁺; Pb²⁺; Na⁺; H₂O y NH₄⁺; Esto no únicamente señala una variedad de especies minerales, si no que también notables propiedades de intercambio catiónico por el grupo de la Holandita; Por tanto para mantener el balance de carga cuando grandes cationes ocupan los túneles, algunos de los cationes de Mn⁴⁺ en la estructura de la Holandita deben ser reemplazados por vacancias ó cationes de valencia baja de radio iónico similar. En tanto que la presencia de algunos cationes pueden afectar adversamente el funcionamiento de la batería como es el caso para algunos del grupo de la Holandita, algunos Criptomelanos dan aceptable funcionamiento en baterías con larga vida.

b).- **β -MnO₂ ó PIROLUSITA** : La mayoría de la Pirolusita de ocurrencia natural se encuentra en estado puro, cercana a MnO₂ estequiométrico. Ocurren dos formas de Pirolusita en la naturaleza; una rara, bien formada de cristales muy duros, los cuales son considerados de origen primario; y la más común, una pseudomorfa de la Manganita ó a veces en interrecimiento con la Manganita. Esta Pirolusita pseudomorfa usualmente ocurre como agregados friables con clivaje residual característico de la Manganita. Aunque la Pirolusita usualmente es un pobre despolarizador, algunas muestras dan excelente funcionamiento en baterías debido quizá a la presencia de Manganita residual.

c).- **RAMSDSELLITA** : La fórmula de la Ramsdellita es MnO₂ , y no γ -MnO₂ como erróneamente fue reportado en la literatura que antecedió. La Ramsdellita es un mineral raro y siempre ocurre como un pseudomorfo de la Groulita. Su composición siempre es cercana al MnO₂ estequiométrico, quizá esto cuenta para que la Ramsdellita no sea un buen despolarizador en una batería. Algunas investigaciones de los minerales grado batería, han sugerido que la presencia de grupos (OH⁻) en la estructura es importante para un buen funcionamiento en las baterías. Si esto es cierto, la ausencia de esos grupos daría una razón adicional de pobre rendimiento de la Ramsdellita en baterías.

d).- **γ -MnO₂ ó NSUTITA** : Los patrones de difracción de rayos-X para la Nsutita está caracterizada por líneas extendidas, las cuales puedan explicarse por un modelo de estructura cristalina en el cual domina la Ramsdellita alterando con dominio de Pirolusita. Esto indica fallas de apilamiento, no estequiométrico y estructura desordenada, lo cual contribuye a un funcionamiento notable de baterías, hechas con γ -MnO₂ e Nsutita. Contribuye también a este buen funcionamiento la naturaleza porosa característica de los granos individuales de la Nsutita. Una red de microporos ó microgrietas atravesando desde

el interior hasta la parte exterior en las partículas individuales también se considera un factor importante en el rendimiento de la batería.

e). δ - MnO_2 y BIRNESITA : La Birnesita corresponde a las fases llamadas "Mangano-Manganitas" y "Manganita 7A" en la literatura primitiva. La δ - MnO_2 se refiere a la fase en la cual se tiene espaciamientos d solamente a 2.4 y 42 Å. La Birnesita y δ - MnO_2 son dos de los tres minerales predominantes en los nódulos de Manganeso (la tercera es la Todorokita). δ - MnO_2 generalmente se considera que es Birnesita desordenada de grano muy fino. Las fases contienen esencialmente iones : Na^+ ; Ca^{2+} y Mn^{2+} , vacancias catiónicas, y ordenes de corto rango. Estas características contribuyen a que el rendimiento de la batería hechas con Birnesita y δ - MnO_2 se caractericen por tener altos voltajes y vida corta.

f). TODOROKITA : La Todorokita se reconoce actualmente que es un mineral muy abundante en los minerales de Manganeso terrestres. Muchos mineralogistas consideran que es idéntico a los minerales dominantes en los nódulos de Manganeso de gran profundidad-marina originalmente llamada "Manganita 10 Å". Se ha sugerido en base a las determinaciones de difracción electrónica de fases sintéticas que, la Todorokita es una mezcla de Buserita primaria parcialmente deshidratada a Birnesita y parcialmente reducida a Manganita (δ - $MnOOH$). Los cristales de (γ - $MnOOH$) son extremadamente pequeños por lo que no son detectados por el análisis de difracción de Rayos -X. Aunque la Buserita fue aceptada como un mineral nuevo por la Comisión de nuevos minerales de I.M.A. por una mayoría relativa en 1970, algunos mineralogistas creen que se necesita una evidencia más fuerte para desacreditar a la Todorokita. Existe confusión para encontrar a la Todorokita, tan amplia y voluminosamente distribuida en la corteza, dando patrones reproducibles de Rayos-X en muestras pulverizadas, los cuales no evidencian las líneas más fuertes de la Manganita y Birnesita, aunque se observan débiles líneas alrededor de 7.1Å en algunas Todorokitas las cuales podrían representar Birnesita secundaria. La fase Buserita en los nódulos de Manganeso no pudo ser investigada directamente debido a su íntima asociación con óxidos de Manganeso hidratado y óxidos hidróxidos de hierro. Es obvio que se debe trabajar en el futuro para poder resolver el problema de Todorokita-Buserita. En tiempos normales el nombre de Todorokita es recomendado sobre "Manganita 10 Å" para la fase en los nódulos de Manganeso que da reflexiones intensas en estado basal alrededor de 9.5 - 9.8 Å y 4.7 - 4.9 Å. El análisis de la Todorokita muestra que los iones Mn^{2+} así como Na^+ y Ca^{2+} , como componentes esenciales; la morfología cristalina sugiere que la Todorokita tiene características similares a la Holandita, Psilomelano y el grupo de la Nsutita. Los patrones de Rayos-X para la Todorokita muestra que algunas de las líneas son relativamente difusas, sugiriendo una estructura desordenada. Estos factores pueden en un momento dado contar para dar un rendimiento en baterías comparable a la Nsutita, con base a porcentajes equivalentes de Manganeso tetravalente en las dos fases mencionadas. Puesto que billones de toneladas de este mineral se cree que ocurre en nódulos de Manganeso marino, estos nódulos constituyen una fuente potencial para la Industria de baterías.

p.- PSILOMELANO : Aunque el Psilomelano fue el nombre originalmente dado a un mineral específico, el término Psilomelano ha sido aplicado también a cualquier mineral oxidado de Manganeso no-identificado, de aspecto negruzco y duro, así como la designación de Wad se refiere a una mezcla no identificada de minerales suaves. Debido a que el Psilomelano dejó de ser un mineral bien definido, la comisión de nuevos minerales de la I.M.A. ha recomendado que se adopte el nombre de Romaneita para los minerales oxidados de Manganeso con presencia de Bario Hidratado específicamente hablando de los antiguamente llamados Psilomelanos.

b).- MnOOH POLIMORFO : Es importante distinguir tres fases de óxidos-hidróxidos conteniendo Manganeso tetravalente en la literatura electroquímica. La Manganita (γ -MnOOH) formada por la reducción de Pirrolusita (β -MnO₂), la Grouitita (α -MnOOH) es el producto dominante de la reducción de la Nsutita (γ -MnO₂), mientras que la Feitk-netita (β -MnOOH) es obtenida por la Pirocroita oxidada [Mn (OH)₂].

CONCLUSIÓN

La complejidad encontrada en los compuestos oxidados de Manganeso radica en el hecho de que especies puras individuales raramente existen como fases únicas en muestras oxidadas de Manganeso ya sea naturales ó sintéticas. La mayoría de estos materiales han cristalizado de soluciones iónicas acuosas, así que las moléculas de agua y otros cationes frecuentemente contribuyen a que en los minerales cristalinos de óxidos de Manganeso se observen defectos y no sean estequiométricos; como resultado de esto estamos tratando primeramente con fases metaestables. Pero está metaestabilidad inherente de defectos, vacancias, y no estequiometría en sus estructuras cristalinas, hacen de las fases de óxido de Manganeso tan interesantes desde el punto de vista mineralógico como muy importantes como materiales para baterías.

Aunque existe confusión al designar diferentes nombres para cada mineral distintivo ó fase sintética, es necesario adoptar una nomenclatura estándar para cada especie clave de óxidos de Manganeso. De este modo al referimos a todos los materiales grado batería ya sea MnO₂ ó enmascaradas como MnOOH las diferencias fundamentales que existen en su rendimiento entre Pirrolusita e Insutita, Criptomelano y BIRNESITA, Groetita y Manganita.

Por ejemplo: Se debe mantener un gran rigor para ser capaz de interpretar la química cristalina, geoquímica, así como el comportamiento electroquímico en términos de estructuras cristalinas características.

TRADUCIDO DEL 1er. SIMPÓSIOUM MUNDIAL SOBRE EL DÍOXIDO DE MANGANESO. CLEVELAND, 1975.

+ TABLAS ANEXAS AL PUNTO I.4.4.

CLASIFICACIÓN DE LOS MINERALES NATURALES DE BIÓXIDO DE MANGANESO

TABLA No. 1: MINERALES DE BIÓXIDO DE MANGANESO			
GRUPO	MINERAL O COMPUESTO	FORMULA	TIPO DE CRISTAL (GRUPO ESPACIAL)
α -MnO ₂	α -MnO ₂ (SINTÉTICO)	MnO ₂ x H ₂ O	TETRAGONAL MONOCLÍNICO
α -MnO ₂	HOLANDITA	(Ba, K) Mn ₆ O ₁₀ x H ₂ O	TETRAGONAL MONOCLÍNICO
α -MnO ₂	CRIPOTOMELANO	K Mn ₆ O ₁₀ x H ₂ O	TETRAGONAL MONOCLÍNICO
α -MnO ₂	MANJIROITA	(Na, K) Mn ₆ O ₁₀ x H ₂ O	TETRAGONAL
α -MnO ₂	CORONADITA	Pb Mn ₆ O ₁₀ x H ₂ O	TETRAGONAL
α -MnO ₂	PSILOMELANO (ROMANCAITA)	Ba Mn ₆ O ₁₀ (OH) ₄	MONOCLÍNICO ORTOROMBICO
β -MnO ₂	PIROLUSITA (POLIANITA)	MnO ₂	TETRAGONAL
β -MnO ₂	RASDELLITA	MnO ₂	ORTOROMBICO
γ -MnO ₂	NSUTITA (YOKOSUKAITA)	Mn (O, OH) ₂	HEXAGONAL U ORTOROMBICA
γ -MnO ₂	δ -MnO ₂ SINTÉTICO	Mn ₇ O ₁₃ 5H ₂ O	HEXAGONAL
δ -MnO ₂	BIRNESITA	(Ca, Na) (Mn ₇ O ₁₄ 3 H ₂ O)	HEXAGONAL
δ -MnO ₂	BIRNESITA SINTÉTICA ("7A" MANGANITA ó MANGANITA MANGANOSA)	Na ₄ Mn ₁₄ O ₂₇ 9H ₂ O	(HEXAGONAL)
δ -MnO ₂	RANCEITA	(Ca, Mn) Mn ₆ O ₉ 3H ₂ O	HEXAGONAL
δ -MnO ₂	TAKANELITA	Mn ²⁺ +Mn ⁴⁺ Og 1.3 ₁₂ O	
δ -MnO ₂	BUSERITA SINTÉTICA (MANGANITA 10A*)	7 (Na, Mn) Mn ₃ O ₇ 3H ₂ O	HEXAGONAL ORTOROMBICA
δ -MnO ₂	TODOROKITA	(Na, Ca, K, Ba, Mn ²⁺) ₂ Mn ₅ O ₁₂ 3H ₂ O	MONOCLÍNICO
δ -MnO ₂	WODRUFITA	(Zn, Mn) ₂ Mn ₅ O ₁₂ 4H ₂ O	TETRAGONAL
δ -MnO ₂	CALCOFONITA	Zn, Mn ₃ O ₇ 3H ₂ O	TRICLINICO (P)
δ -MnO ₂	AURORITA	(Ag, Ba, Ca,) Mn ₃ O ₇ 3H ₂ O	TRICLINICO (?)
δ -MnO ₂	LIDIOFORITA	(Li, Al) MnO ₂ (OH) ₂	MONOCLÍNICO
δ -MnO ₂	QUENSELITA	Pb (OH)MnO ₂	MONOCLÍNICO
δ -MnO ₂	CESAROLITA	N ₂ Pb Mn ₃ O ₈	DESCONOCIDA
δ -MnO ₂	JANGGUNITA	Mn ₆ O ₈ (OH) ₆	ORTOROMBICO

TABLA II.- MINERALES DE ÓXIDO DE Mn DE VALENCIA MÁS BAJA.

GRUPO	MINERAL	FORMULA	TIPO DE CRISTAL (GRUPO ESPACIAL)	TIPO DE ESTRUCTURA (COMPONENTES ISOESTRUCTURALES)
ÓXIDO				
HIDRÓXIDOS:				
α -Mn OOH	GRÖUTITA	Mn O (OH)	ORTOROMBICO	DIASPORO RAMSDELLITA PYROCROÏTA
β -Mn OOH	FEITKNECHTITA	Mn O (OH)	HEXAGONAL	
γ -Mn OOH	MANGANITA	Mn O (OH)	MONOCLÍNICO	MANGANITA, (DEFORMADA)
γ -Mn OOH	HODRO HAUSMANITA: UNA MEZCLA DE FEITKNECHTITA Y HAUSMANITA			
γ -Mn OOH	HIDROHETAEROLITA	Zr ₂ Mn ₄ O ₁₈ .H ₂ O	TÉTRAGONAL	
γ -Mn OOH	PYROCROÏTA	Mn (OH) ₂	HEXAGONAL	PYROCROÏTA (FEITKNECHTITA)
SPINELA	JACOBSITA	Mn Fe ₂ O ₄	CÚBICA	SPINELA
SPINELA	GALAXITA	Mn Al ₂ O ₄	CÚBICA	SPINELA
SPINELA	HAUSMANITA	Mn ₂ O ₄	TETRAONAL	SPINELA DISTORCIONADA
SPINELA	α -UREDNBERGITA	(Mn, Fe) ₂ O ₄	TETRAONAL	SPINELA DISTORCIONADA
SPINELA	HETAEROLITA	Zn ₂ Mn ₂ O ₄	TETRAONAL	SPINELA DISTORCIONADA
SPINELA	CREANERITA	Cu MnO ₂	MONOCLÍNICO	
α -Mn ₂ O ₃	PARTRIDGEITA	Mn ₂ O ₃	CÚBICO	PARTRIDGEITA
α -Mn ₂ O ₃	BIXBYITA	Mn ₂ O ₃	CÚBICO	PARTRIDGEITA

TABLA III: OCURRENCIA NATURAL DE ÓXIDOS DE MANGANESO AMORFO

NOMBRE	COMPOSICIÓN
WAD	<i>SUAVE, CLARO, AMORFO; OCURRENCIA NATURAL DE ÓXIDO DE Mn</i>
ABSOLANO	<i>COBALTO - SEGUIMIENTO DE WAD</i>
LAMPADITA	<i>Cu - SEGUIMIENTO DE WAD</i>
VERNADITA	<i>ÓXIDO DE Mn COLOIDAL HIDRATADO, OCURRE COMO UNA METEORIZACIÓN DE PRODUCTOS DE MINERALES DE Mn.</i>
COBAMELANO	<i>NOMBRE DESCRIPTIVO PARA ÓXIDOS DE Mn FORMADOS POR METEORIZACIÓN DE ROCAS ULTRABÁSICAS, CONTENENDO CANTIDADES APRECIABLES DE Ni Y Ca.</i>
NIOBELMANO	<i>PERO PUEDEN SER CONSIDERADOS COMO MEZCLAS DE PILROUSITA, CRIFOMELANO</i>
ELIZAVETINSKITA	<i>LITIOFORITA Y GOETHITA</i>
BURYTALSKITA	<i>MEZCLA DE CRIFOMELANO Y BIRNESITA.</i>
ISHIGANEITA	

CAPÍTULO III

DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESOS DE BENEFICIO EN PLANTAS CONCENTRADORAS, MUESTREO Y BALANCES AGUA - SÓLIDOS.

ANTECEDENTES : Como ya fué comentado anteriormente a finales del año de 1987, no se contaba con una metodología e infraestructura la cual estuviera enfocada a verificar, corregir, y controlar por vía experimental y monitoreo, los diferentes parámetros de las Variables Claves de Proceso de las plantas y departamentos de la unidad. Así mismo se carecía en la mayoría de los casos de información Estadística, Balances : Agua-Sólidos (promedio), Diagramas de Flujo, Manuales de Operación de Areas y equipo en general . Y, si está existía se encontraba dispersa ó guardada en archivos de jefes de Área; además estos eran aplicados en forma aislada y no sistemática. Por todo lo expuesto anteriormente el Depto. de Investigación Metalúrgica se dio a la tarea de investigar, unificar y establecer las Variables de Control de Proceso para cada planta.

OBJETIVO : Determinar por medio de un programa de Investigación - Experimentación y monitoreo de :

- a) - Obtener un "MINERAL PROMEDIO" : Este se obtuvo calculandolo en base a información y muestras proporcionadas por Depto. de Geología, la cual incluía : cuantificación y suficientes muestras (barreros de percusión), de las diferentes áreas de explotación y "Reservas Probadas" de mineral de bióxido de Mn (A cada una de estas muestras se les realizó análisis granulométricos y químicos por fracción).
- b) Diseño de Diagramas de Flujo, actualizados.
- c) Establecimiento de Puntos de muestreo Clave (Base de : Balances Metalúrgicos).
- d) Balances : Agua- Sólidos y Metalúrgicos para cada equipo y planta.
- e) Análisis "Granulométricos Promedio", manejado para cada equipo y planta.
- f) Especificaciones y Variables de Control, para cada equipo y planta.
- g) Manuales de Operación por : equipo, área y plantas.
- h) Todos los puntos anteriormente expuestos, estuvieron superitados a un programa que nos sirvió de base para la implementación de un Sistema Integral del "Control Total de la Calidad".

⊗ : Quebradora Hazemag de impacto por barras (de Hierro fundido especial) con una capacidad máxima de 35 TMSH. Su eficiencia y capacidad va a depender principalmente de las rpm.(1200 FIJA) del motor, estado físico y mecánico de las barras y lanas de impacto, y el % de sólidos óptimo, para las condiciones del mineral es del 40% en peso, a la granulometría y densidad del mineral promedio de 2.3., con una eficiencia del 90% con respecto a la fracción de $-3/8"$.

⊗ : Criba Vibratoria de $5' \times 7'$, su capacidad y eficiencia de clasificación estará de acuerdo a los siguientes parámetros :

- Abertura de la Malla ó Támiz (Fija de $3/8"$)
- Área de clasificación: $5' \times 7' = 35 \text{ft}^2$ (fija)
- Ángulo de inclinación de la Malla: 15° con respecto a la horizontal (fija)
- % De sólidos óptimo de 35%, para el contenido de Arcillas y Granulometría promedio
- No. de vibraciones por minuto = 120 (fija)
- Lo cual nos da una eficiencia del 95% con respecto a la fracción de $+ 1/4"$

⊗ : Clasificador Helicoidal de 36° , de 20 a 65 #s., Espiral de paso doble. Parámetros de equipo:

- Área de descarga del pozo = 34.0ft^2 (fija)
- Inclinación del cuerpo del equipo = $3\% / \text{ft. de long.}$ (fija)
- 1 Rev./ Espiral = 7.0 TMSH., rpm. = 10 \Rightarrow 70 TMSH. Por factor de Malla de descarga a +50#s., % Sólidos del 70% en peso, a una densidad del material de 2.65 promedio esto es $= 70 \times 0.28 \times 1.15 = 22.5$ TMSH. de máxima capacidad (teórica fija).
- % de sólidos en la descarga (fija), 33% en la alimentación y 18.0% en el derrame (variables a ajustar en campo).
- Eficiencia de la clasificación de la descarga en base a la fracc. + 50#s. = 93.3% (promedio)
- Eficiencia de la clasificación del derrame en base a la fracc. -50#s. = 85.0% (promedio)

⊗ : Banco de Atricionadores (fabricados en taller Mecánico de Unidad) . Parámetros:

- Volumen = $1.3\text{m} \times 1.5 \times 1.3\text{m} = 2.535 \text{m}^3 \times 0.7$ (Volumen útil) = 1.77m^3
- Alimentación de pulpa del 50% sólidos mínimo y 2.8 de densidad del Mineral = $27.143 \text{m}^3/\text{Hr} \Rightarrow 0.452 \text{m}^3/\text{minuto}$.
- Tiempo de residencia = $1.77 \text{m}^3 / 0.452 \text{m}^3/\text{minuto} = 3.9$ minutos.
- rpm. de propelas = 450 (2 impulsores con un juego doble de propelas con 45° de inclinación).
- Eficiencia de atrición con base en la Fracción - 50#s. generada es del 20% mayor en la descarga (promedio).

⊗ : Clasificador Helicoidal de 66° , de 20 a 65#s., espiral paso sencillo. Parámetros :

- Área de descarga del pozo = 100.3ft^2 (fija)
- Inclinación del cuerpo del equipo = $3\% / \text{ft. de long.}$ (fija)
- Rev. / espiral = 20.3 TMSH., rpm. = 4 \Rightarrow 81.2 TMSH., por factor de Malla de descarga a + 50#s., y % sólidos del 70% en peso, a una densidad del material de descarga 2.65 promedio = $81.2 \times 0.33 \times 0.95 = 25.5$ TMSH. máxima de capacidad (teórica fija).
- % de sólidos en la descarga, 37 % en la alimentación y 11.5 % en el derrame (variable a ajustar en campo).
- Eficiencia de clasificación de la descarga en base a la Fracc. +50#s. = 99.0% (promedio)
- Eficiencia de clasificación del derrame en base a la fracc. - 50#s. = 61.6% (promedio).

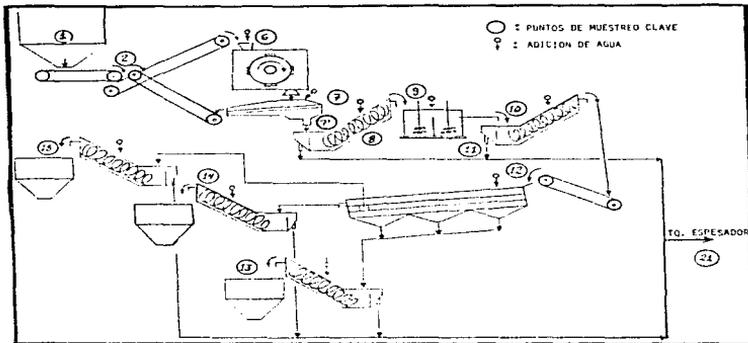


FIGURA No. 6 : DIAGRAMA DE FLUJO / BALANCE AGUA - SÓLIDOS DE PLANTA CONCENTRADORA No. 1 (ANTES DE MODIFICACIONES).

⑬ : JIG REMER 5' x 12' Parámetros :

- Área real aprovechable. 5' x 11' = 55ft² (fija)
- Inclinação = 3/4" / ft. de long. (fija)
- Granulometría óptima de trabajo - 3/8" (+ 1/4") a + 50#s. (fija)
- Velocidad de alimentación de: 10 a 30 TMSH. (Variable)
- Presión y flujo de agua: 25 PSI, 500 GPM. Promedio (variable)
- Distribución de Ragging / Balines de acero (variable)

⑮, ⑭ y ⑬ : Clasificadores Helicoidales de 24" x de 20 a 65#s. Paso sencillo. Parámetros :

- Área de descarga del pozo = 20 ft² (fija)
- 1 Rev. / espiral = 2.8 TMSH. rpm = 18 → 50.4 TMSH. Por factor de Malla de descarga a + 50#s y % sólidos del 70% en peso, a una densidad del material promedio de 2.8 esto es 50.4 * 0.33 * 0.9 = 15 TMSH. de máxima capacidad (teórica fija).
- 70% de sólidos en la descarga de 50 a 20% en la alimentación y 0% en el derrame (teórico).
- Eficiencia de clasificación en la descarga en base a la fracc. + 50#s. = 99.5%
- Eficiencia de clasificación el derrame en base a la fracc. - 50#s. = 99.5%

III.2.- VARIABLES DE CONTROL EN PLANTA No. 1 MODIFICADA.

OBJETIVO: De la modificación de la planta fue el incrementar la capacidad de procesamiento hasta en un 70%, como máximo para lograr alimentar al Jig a su capacidad real (de 20-30 TMSH.). Y con esto aumentar la producción de concentrados al menor costo posible sin parar la producción de está, conservando el mismo equipo y nivel de producción

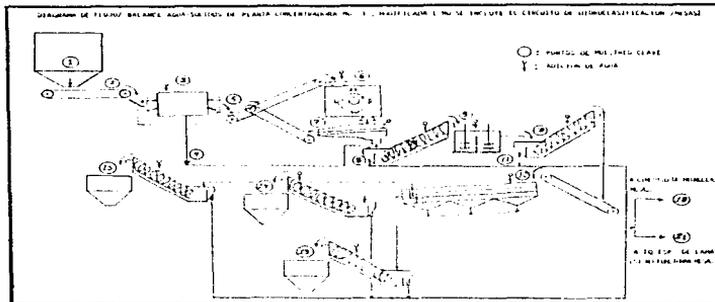


FIGURA No. 7: DIAGRAMA DE FLUJO/BALANCEO AGUA-SÓLIDOS DE PLANTA No. 1 - MODIFICADA.

ANTECEDENTES:

Debido a limitantes de capacidad de equipo, espacio, costes, y no poder parar la producción (por periodos largos, máximo 3 días al mes). Aunado a esto las granulometrias de los minerales más finos (con mayor cantidad en la fracc. -50#s), que la del mineral promedio que nos sirve de base de cálculo, que es el caso del 50% del mineral cuantificado en reservas. Sin embargo la limitante de mayor peso para lograr aumentar la alimentación al jig y producción de concentrados era la capacidad real de la quebradora Hazmag de Impacto que es de máximo 35.0 TMSH. , para las características de nuestro "mineral promedio". Por lo que considerando todas las demás limitantes la única forma para lograr incrementar la alimentación al jig era agregando una nueva etapa de prelavado al proceso , lograndose con esto desechar previamente una cantidad significativa de la fracción -1/4" (mínimo 30%), original del mineral alimentado a planta (ej. para lograr una alimentación al jig de 25 TMSH., se requería alimentar a la planta 47.2 TMSH., de la cual de acuerdo al análisis granulométrico calculado para el "mineral promedio" el 90.2% correspondía a la fracción -1/4" y si se obtubiese una eficiencia de separación del 30% de la misma nos resultaría en : $47.2 \text{ TMSH.} * 0.902 * 0.3 = 12.8 \text{ TMSH.}$, que irían directamente al tanque

espesador. Por lo que así se podría alimentar mineral a la quebradora Hazemag : 47.2 TMSH. - 12.8 TMSH. = 34.4 TMSH. de "mineral promedio", lo cual estaba dentro su capacidad.

Una vez considerando todo lo anterior y en base a experiencias e investigación bibliográfica del tema, además aunado a esto la Cia. contaba con un Escribber (que es un lavador ó depurador de arcillas y fracciones finas) Comercial disponible para su instalación . Se diseño un programa experimental enfocado a demostrar que el "Escribber Comercial", podría darnos una eficiencia de prelavado de mínimo 30% de eficiencia-promedio en base a pruebas a nivel laboratorio.

EXPERIMENTACIÓN METALÚRGICA :

Se diseño un Escribber a nivel laboratorio/piloto (a escala), de acuerdo a las especificaciones de un Escribber comercial disponible; previamente elegido quedando con las siguientes dimensiones y parámetros de operación:

Dimensiones = 1'0" x 1.8' long. \Rightarrow Vol. Tot. = 40 Lts. * (0.4 Vol. útil) = 16 Lts.

Capacidad máxima 16 Lts. de pulpa (13 Lts. de agua + 7.0 kgrs. de mineral Aprox.)

rpm. = 35, para pruebas "intermitentes", con 8 Lifters ó levantadores de carga de 2" de ancho dispuestos cada 45°.

El programa de pruebas se elaboro considerando los siguientes puntos:

- | | | |
|--|---|---|
| 1). Tipo de material en cuanto a su Granulometria con base en las fracciones + 1/4" : | } | a) Fina
b) Promedio
c) Gruesa |
| 2). Elección de tiempos de permanencias de acuerdo a las dimensiones y capacidad del Escribber previamente elegido y velocidades de alimentación a la planta : | } | 2.0 minutos
3.0 minutos
4.0 minutos |
| 3). % De sólidos apropiados a nuestras necesidades y recomendamos en la bibliografía : | } | 30%
35%
40% |

*** POR LO TANTO SE TIENE UN NÚMERO TOTAL DE PRUEBAS = 3 x 3 x 3 = 27.**

+ TABLA COMPARATIVA DE RESULTADOS. ESTOS NOS DAN EL % EN PESO QUE SE LOGRÓ SEPARAR DE LA FRACCIÓN -1/4", EN BASE AL TOTAL ALIMENTADO DE MINERAL CRUDO, DESPUÉS DE SER SOMETIDO A LA ACCIÓN DEL ESCRIBBER DEL LABORATORIO.

TIPO DE MINERAL	2 MINUTOS*			3 MINUTOS*			4 MINUTOS*		
	FINO	PROMED.	GRUESO	FINO	PROMED.	GRUESO	FINO	PROMED.	GRUESO
% SÓLIDOS	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO
40	12.0	14.9	12.3	20.3	23.7	18.9	29.3	25.9	23.0
35	17.1	18.2	17.7	27.6	29.3	23.5	32.6	29.1	27.3
30	19.8	21.9	20.9	32.3	34.2	27.0	36.4	33.0	30.0

* tiempos de residencia del mineral sometido a la acción del Scrubber.

NOTA : los resultados sombreados se tomaron como los más representativos en base a las dimensiones y características tanto del Scrubber comercial como de los diferentes tipos de minerales. Lo que da un promedio de : 30.2% de eficiencia de separación (fracc.-1/4"), con un tiempo de residencia de 3.5mins. , a un 32.5% de sólidos.

+ TABLA COMPARATIVA DE TONELAJES DE ALIMENTACIÓN DE MINERALES A : PLANTA No.1, QUEBRADORA Y JIG. TOMANDO COMO BASE UNA EFICIENCIA DE DESLAME DEL ESCRUBBER DE 30 y 35% (FRACCIÓN -1/4").

1		2		3		4		5		6	
ALIMT. A PLANTA	TMSH.	ALIMT. A JIG (53%) TMSH.	TMSH.	ESCRUBBER DESL. -1/4", 30%, E.FIC. TMSH.	TMSH.	ESCRUBBER DESL. -1/4", 35%, E.FIC. TMSH.	TMSH.	ALIMT. A QUEBRADORA CON 30% E.FIC. TMSH.	TMSH.	ALIMT. A QUEBRADORA CON 35% E.FIC. TMSH.	TMSH.
44.0	33.0	17.49	8.9	10.4	24.1	22.8					
50.3	37.7	20.00	10.2	11.9	27.5	25.8					
62.9	47.2	25.00	12.8	14.9	34.4	32.3					
75.5	56.6	30.00	15.3	17.9	41.3	38.7					

1: Alimentación a la planta en toneladas métricas húmedas y secas por hora.

2: Alimentación a jig que es el 53% en peso, con respecto a la alimentación a planta.

3: Eficiencia de la separación (30%) de la fracc. -1/4", logrado en el Scrubber de la alimentación a planta

4: Eficiencia de la separación (35%) de la fracc. -1/4", logrado en el Scrubber de la alimentación a planta

5: Alimentación de quebradora de la fracc. + 1/4", con un 30% de eficiencia del Scrubber

6: Alimentación de quebradora de la fracc. + 1/4", con un 35% de eficiencia del Scrubber

CONCLUSIONES: Después de repetir algunas pruebas y analizar los datos obtenidos se llegó a los siguientes parámetros de operación del Scrubber comercial una vez instalado en la planta

- a) (a) :
- Tipo de Scrubber. para arenas y grava; motor = 40 H.P., (fig.7).
 - Dimensiones del Scrubber = 5' de ϕ de x 9' de Long. (fija)
 - rpm. de contra flecha = 185 y rpm. de tambor = 30 (fija)
 - Capacidad = 35 a 70 TMSH. (60 Máximo para nuestro tipo de mineral). (*)
 - Máximo tamaño admisible en la alimentación = 3" (fija)
 - Consumo de agua de lavado en GPM. = 200 a 300 (*)
 - Altura y disposición de Lifters ó elevadores = 3' de ancho cada 45 °(8 total, fijos)
 - Abertura de Criba de corte = 1/4" (fija)
 - % sólidos = 30 a 35% (*)
 - Tiempo de residencia = 3 a 4 minutos (*)

⑮ : Derrame de Hidroclon (finos ó lamas, fracc.-350 #s.), alimentación a tanque espesador.

- Flujo de pulpa = 595 GPM.
- % de sólidos de pulpa = 7.5%
- % Eficiencia de separación a la fracc. -325 #s. = 91.0 %
- Vórtex = 4"Ø

⑯ : Descarga de Hidroclon (gruesos, Fracc. + 325 #s.), alimentación a Hidroclasificador Concenco. Parámetros :

- Flujo de pulpa = 31 GPM (±2)
- % de sólidos de pulpa = 50 1 (± 0.5)
- % eficiencia de separación a + 325 #s. = 80% (± 5 %)
- Apex = 1"Ø

⑰ : Hidroclasificador Concenco (elutriador). Parámetros de equipo:

- Capacidad máxima = 10 TMSH.
- Rango de tamaño de partículas = 50 #s. a + 400 #s.
- Diámetro de Apex de espigas (descarga) = 3/8" (6 espigas)
- % De sólidos en la alimentación = 40 a 60%
- % De sólidos en la descarga = 35%
- % De sólidos en el derrame = 4.0a 6.0%
- Flujo y presión de agua = 20 psi., 95 GPM (15.8 GPM. para cada celda)

⑱ : Derrame de finos de Hidroclasificador Concenco/alimentación a tanque espesador.

- Velocidad de derrame de finos = 1.31 TMSH.
- % De sólidos en el derrame = 6.2%

⑳ : Descarga de Hidroclasificador concenco, espigas de gruesos 1,2 y 3 / alimentación a banco de mesas No.2 (3 cubiertas). Parámetros :

- Velocidad de descarga de gruesos por espiga = $0.6 \times 3 = 1.8$ TMSH.
- % De sólidos en la descarga de cada espiga = 35%
- Flujo de agua a cada celda = $15.8 \times 3 = 47.5$ GPM.

㉑ : Descarga de Hidroclasificador concenco, espigas de gruesos, 4,5 y 6 / alimentación a banco de mesas No. 2 (3 cubiertas). Parámetros :

- Velocidad de descarga de gruesos por espiga = $0.6 \times 3 = 1.8$ TMSH.
- % De sólidos en la descarga de cada espiga = 35%
- Flujo de agua a cada celda = $15.8 \times 3 = 47.5$ GPM.

✦ MODIFICACIONES DEL CIRCUITO DE HIDROCLASIFICACIÓN Y MESAS CONCENTRADORAS.

OBJETIVO: Es el de aprovechar los valores liberados de MnO₂, por la acción de los procesos de trituración, lavado, hidroclasificación y atrición en las fracciones más finas (-50 #s.),

que antes eran enviadas al tanque espesador, que no son susceptibles de ser concentrados por medio de Jigs. Sin embargo pueden ser concentrados adecuadamente por medio de mesas vibratorias.

ANTECEDENTES: Las mesas de concentración ya habían sido empleadas en esta unidad. Las cuales se encontraban abandonadas y en mal estado. Ya que anteriormente no les habían dado "buenos resultados". Debido a limitantes tales como: falta de agua (deficiente recuperación de agua), control de parámetros de operación, información (muy empírica) y aunado a esto, las grandes recuperaciones que anteriormente se obtenían en lo Jigs, porque generalmente se procesaba mineral de alta ley (arriba del 42% MnO₂) y granulometría gruesa, sin generar suficiente material fino (-50 #s.), por lo que estas mesas no eran utilizadas. En base a estudios experimentales actualizados a nivel laboratorio e información de archivos de planta concentradora y un programa de mantenimiento el cual incluía modificaciones a los circuitos, así como la integración de nuevo equipo; se decidió incorporar estas al proceso de producción tanto en la planta No. 1 como en la No. 2, como procesos alternativos integrales para lograr una mayor recuperación integral de los valores de MnO₂, de acuerdo al tipo de minerales que actualmente se procesan en las 2 plantas (ver fig. No. 5), bajo las siguientes consideraciones:

- a).-El intervalo óptimo de partículas de operación de una mesa es -50 #s. a +325#s. para nuestro tipo de mineral. Por lo que para operar en este intervalo se tiene que realizar primeramente un deslame ó corte a - 325 #s., lográndose esto por medio de hidrociclones debidamente calculados teórica/ experimentalmente.
- b).-Una vez logrado el deslame, para lograr una mejor operación y eficiencia en las mesas se deben clasificar estos productos por tamaño. Entre más uniforme sea el tamaño de las partículas alimentado a la cubierta de una mesa mayor será la eficiencia de clasificación de esta y/o mayor la ley y recuperación obtenida. (en un sólo paso). Esta es la función del Hidroclasificador Concenco (elutriador).
- c).-Generalmente la descarga de las espigas: 1,2, 3 y 4, 5,6, alimentan a las cubiertas 1,2 y 3 de cualquiera de los bancos de mesas respectivamente, ya que estas son totalmente independientes aunque sus productos se puedan juntar.
- d).-La capacidad de diseño de cada banco de mesas es de 4.5 TMSH. ó 1.5 por cubierta. Pero para nuestro caso era de 3.6 TMSH. como máximo ó 1.2 por cubierta.
- e).-El hidroclasificador Concenco era indistintamente usado para clasificar productos provenientes de la planta 1 ó 2 y ambas simultáneamente, por lo que los bancos de mesas tenían mangueras flexibles intercambiables en los repartidores ó alimentadores de pulpa. Con el fin de alimentar 1,2 ó 3 cubiertas de cualquier banco ó a los 2 simultáneamente si estaban operando las dos plantas a plena capacidad.

* ASPECTOS TÉCNICOS/TEÓRICOS SOBRE MESAS CONCENTRADORAS

Hoy en día las modernas mesas concentradoras son una natural consecuencia de un proceso de evolución que comenzó aproximadamente hace 1000 años, con la introducción de los primitivos aparatos de concentración por flujo laminar la simple clase de aparato de flujo laminar en una tabla rectangular con pendiente ó lavadero en el cual la pendiente es ajustada para permitir el movimiento de los minerales ligeros, mientras que los minerales pesados se asientan.

Otro tipo de aparatos de concentración de flujo laminar, incluyen mesas rotativas de barras redondas (rifles) de cubiertas múltiples con vibraciones. Las tablas con rifles redondos son lavaderos circulares que consisten de una superficie lisa cónica. Transportados sobre un marco soportado. Los flujos de pulpa alimentada del centro superficial con las partículas de baja densidad específica viajan más rápidamente que las partículas más pesadas. El concentrado es continuamente removido desde la mesa por medio de arreglo de agua espreada. Un fuerte chorro de agua es colocado justo delante del canal (lavadero) de colas, con el objeto de asegurar la remoción de lo ultimo del concentrado.

Las tablas de rifles nos proporcionan altos rendimientos de concentración pero son severamente limitados en cuanto a su capacidad (aunque se han construido tablas de alta capacidad, pero esto repercute en su eficiencia). El gran desarrollo de los procesos de flotación han limitado en gran parte su campo de acción y desarrollo tecnológico.

La mesa concentradora vibratoria consiste en una transportadora sin fin, cuya superficie superior está ligeramente inclinada, y el soporte de la banda es oscilado en el plano de la banda ó cubierta. Está agitación resulta en una estratificación de la pulpa con partículas de mineral de alta densidad específica, asentadas en la capa más baja del mineral, por lo tanto el mineral ligero en la parte superior es removido por medio de corrientes de agua de lavado ayudado por la inclinación y sacudidas de la mesa.

El principio fundamental de las mesas es la estratificación vertical de acuerdo a la gravedad específica que ocurre atrás de los rifles, debido a la acción diferencial de las sacudidas de la cubierta. Las partículas ya preparadas en la alimentación así arregladas, de tal forma que las partículas finas y pesadas están en la base y las gruesas y ligeras están en la parte superior. Hay una cierta pérdida de movimiento entre las sucesivas capas en la estratificación de la cama con las partículas próximas a la superficie de la cubierta que se mueven más rápidamente. Capas de partículas son movidas y atraviesan los rifles por la acción de empuje de la nueva alimentación y también por el flujo laminar del agua. Los rifles están disminuídos (abusados), en el fondo de la alimentación y hacia la descarga final (extremos) por estos medios que progresivamente están llevando partículas de tamaño fino y alta densidad, están también cuantitativamente llevando dentro de un contacto con el flujo laminar de agua, desde arriba de los rifles. Muchas cubiertas de mesa tienen como característica una área sin riflado en el final de la descarga del concentrado.

* EN BASE A EXPERIMENTACIÓN A NIVEL LABORARIO Y PLANTA SE OBTUVIERON LOS AJUSTE DE MESA (PARAMETROS DE OPERACION)

1. Velocidad de carrera : de 260 a 310 golpes por minuto = 285 promedio (fija)
- 2 Longitud de carrera : de 3/8" a 1" = 5/8" (fija)
3. Rango de alimentación : 50#s. a + 400#s.
4. Cantidad y distribución de agua : 5 GPM. por cubierta.
5. % De sólidos en la alimentación : de 20 a 25%.
6. Alimentación constante : 1.2 a 1.0 TMSH.

7. Diseño de rifles : en diagonal a 20° con respecto a la horizontal, disminuidos en los extremos, con altura máxima de de 3.5 mtr. de forma conica.
 8. Inclinación transversal : 10° a 15° con respecto a la horizontal.
 9. Inclinación Longitudinal : de $1''$ a $2''$ / ft . de long. La de más relevancia de todas.

⑬, ⑭ (fig. No. 8) : Parámetros de operación de mesas las cuales ya fueron descritos anteriormente.

PRODUCTOS OBTENIDOS :

- ⑭ : Concentrados } → Patios de Concentrados
 ⑬ : Medios 1
 ⑯ : Medios 2 → Stock para reprocesamiento
 ⑰ : Colas → Stock y/o tanque espesador

**III.1.3.- DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DEL PROCESO EN PLANTA No. 2
 INCLUYE MODIFICACIONES DE CIRCUITOS DE HIDROCLASIFICACIÓN Y MESAS.**

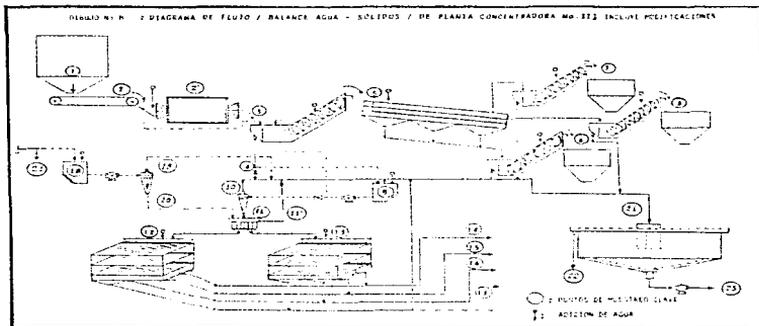


FIGURA No.8: DIAGRAMA DE FLUJO/ BALANCE AGUA-SÓLIDOS DE PLANTA CONCENTRADORA No. 2

⊙ : El alimentador de banda de la tolva No. 2 tiene un ajuste de la velocidad de alimentación desde 10 a 30 TMSH., ya que la velocidad de la banda es constante, lo único que se varía es la abertura de salida de la tolva (altura de cama del mineral), que será realmente, la que nos controlará la velocidad de alimentación de: colas fresca ó relavadas y concentrados de baja ley (abajo del 65% de MnO_2). Parámetros:

- * Velocidad de alimentación : 10 a 30 TMSH.
- * % Humedad del Mineral promedio en la alimentación : 15%,
- * Densidad específica promedio de mineral : 2.9
- * Clase de alimentación : Indicado en la siguiente tabla comparativa.

✦ TABLA ESPECÍFICA DE CLASE DE ALIMENTACIÓN A LA PLANTA No. 2 y TIPO DE PROCESO APLICADO A CADA UNA DE ELLAS (DESPUÉS DE MODIFICACIONES).

CLASE DE ALIMENTACIÓN	INTERVALOS DE LEY % DE MnO_2	TIPO DE PROCESO EN MOLINO	PROCESADO EN JIGS	PROCESADO EN MESAS
COLAS FRESCAS DE ALTA LEY	ARRIBA DEL 45.5	ATRICIÓN	SI	NO
COLAS REPROCESADAS DE BAJA LEY	ABAJO DEL 45.0	MOLIENDA	NO	SI
CONC. FINO DE BAJA LEY + CONC. GRUESO	60 a 65		SI	NO
COLAS DE CONC. FINO BAJA LEY (REPROCESO)	50 a 60	ATRICIÓN / MOLIENDA	SI (SEGÚN)	SI

⊙ : MOLINO DE BOLAS DE 6' \varnothing x 10' LONG.: QUE ES UTILIZADO COMO:

- A).- COMO MEDIO MOLEDOR
- B).- COMO ATRICIONADOR ENERGÉTICO

A) COMO MEDIO MOLEDOR : existía la necesidad de recalcular los parámetros de operación de este molino con el fin de verificar los existentes.

* CALCULO DEL MOLINO PARA MATERIAL PROMEDIO ALIMENTADO (DE ACUERDO A LA TEORÍA DE FRED C. BOND)

DATOS :

$$\varnothing = D = 6' = 1.829 \text{ mts.}, \text{ Long.} = 10' = 3.0 \text{ m.}$$

$$\text{Espesor} = 1'' = 0.0254 \text{ mts.} * 2 = 0.0508 \text{ mts.}$$

$$\text{Diámetro Real} = 1.829 - 0.0508 = 1.7782 \text{ m}$$

$$= D$$

$$\text{Radio} = R = D/2 = 1.7782/2 = 0.8891 \text{ m.}$$

$$h_c = D/3 = 1.7782/3 = 0.593 \text{ m.}$$

$$h = D/6 = 1.7782/6 = 0.296 \text{ m.}$$



$$n = \sqrt{R^2 - h^2} = (0.8891)^2 - (0.296)^2 = 0.838 \text{ m.}$$

$$\text{Área del círculo} = \pi R^2 = 3.1416 (0.8891)^2 = 2.483 \text{ m}^2 / 2 = 1.242 \text{ m}^2 \text{ área del semicírculo}$$

$$\text{Área sin carga de Bola aproximado} = \frac{h \times n \times 4}{2} = (0.296 \times 0.838)2 = 0.496 \text{ m}^2$$

$$\text{Área total sin carga} = 1.242 + 0.496 = 1.738 \text{ m}^2$$

$$\text{Área ocupada con carga de Bolas} = 2.483 - 1.738 \text{ m}^2 = 0.745 \text{ m}^2$$

$$\% \text{ Área aproximada ocupada por la carga de Bola} = \frac{0.745 \text{ m}^2}{2.483} * 100 = 30.0\%$$

$$\bullet \text{ Afectando por el } 30\% \text{ en huecos} = 30.0 * 0.7 = 21.0 \% \text{ del volumen del Molino} = v_p$$

$$\text{Volumen del Molino} = \text{Área} \times \text{Long.} = 2.483 \text{ m}^2 \times 3.0 \text{ m} = 7.449 \text{ m}^3$$

$$\bullet \text{ Carga de Bola del Molino: } C_B = 7.449 \text{ m}^3 * 7.85 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} * 0.21 = 12.3 \text{ TM. de bola}$$

$$\bullet \text{ Velocidad crítica: } V_c = 76.6 / \sqrt{D} = 76.6 / \sqrt{5.834'} = 31.7 \text{ rpm.}$$

$$\bullet \% \text{ de la velocidad crítica: } C_s = 0.01305 * \text{rpm.} * \frac{\sqrt{D}}{25} =$$

$$C_s = 0.01305 * 25 * \sqrt{5.834'} = 0.788 \Rightarrow 78.8 \%$$

$$\bullet \text{ Diámetro máximo de bola: } B_b = \left[\frac{F}{k} \right]^{1/2} \left[\frac{S_g \cdot W_i}{100 C_s \sqrt{D}} \right]^{1/3} =$$

$$F = 4040 \mu$$

$$S_g = 2.8$$

$$W_i = 14.0$$

$$B_b = \left[\frac{4040}{350} \right]^{1/2} \left[\frac{2.8 * 14.0}{100 * 0.788 \sqrt{5.834'}} \right]^{1/3} = 2.0 \text{ pulg.}$$

$$k = 359 \text{ (molienda húmeda)}$$

* Cálculo del gradiente de Bola del Molino :

α	pulg. Bola	Peso en grs. Bola = X	Área en cm ² . Bola = B	X _i /B	% Peso Bola	Peso Tm. de Bola
	2.0	539	20.3	26.55	34.8	4.280
	1.5	227	11.4	19.91	26.1	3.210
	1.0	67.0	5.07	13.21	17.3	2.128
	0.75	28.4	2.85	9.96	13.1	1.611
	0.5	8.4	1.27	6.61	8.7	1.070
				76.24	100.0	12.300 TM

* Energía necesaria para la molienda de un tamaño F a uno P.

$$W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{F}} = \frac{10 (14)}{\sqrt{237}} - \frac{10 (14)}{\sqrt{4040}} = 7.02$$

$$W_i = 14$$

$$P = 237 \mu \text{ (descarga al } 80\%)$$

$$F = 4040 \mu \text{ (aliment. al 80\%)}$$

$$W = \text{Kwh/Ton. C.}$$

$$*A_1 \text{ FACTOR SOBRE PRODUCCIÓN DE FINOS} = \frac{P + 10.3}{1.145 P} = \frac{237 + 10.3}{1.145 (237)} = \underline{0.9113}$$

$$*A_2 \text{ FACTOR POR EFECTO DEL DIÁMETRO DEL MOLINO} = (8/D)^{0.2} = (8/5.834)^{0.2} = \underline{1.065}$$

$$*A_3 \text{ FACTOR POR EFECTO DE LA RELACIÓN DE REDUCCIÓN EN MOLINOS DE BOLA} = \frac{2(Rr - 1.35) + 0.26}{2(Rr - 1.35)} = \underline{1.0083}$$

$$Rr = \text{Relación de reducción} = F/P = 4040/237 = 17.05$$

$$* \text{Tamaño óptimo de aliment. en la molienda: } F_0 = 4000 \sqrt{13/Wi} = 4000 \sqrt{13/14} = \underline{3854.54}$$

$$*A_4 \text{ FACTOR POR EL EFECTO DEL SOBRE TAMAÑO DE LA ALIMENTACIÓN EN LA MOLENDINA} = \left[\frac{Rr + (W_1 - 7)(F - F_0)/F_0}{Rr} \right] = \dots$$

$$A_4 = \frac{17.05 + (14 - 7)(4040 - 3854.5)/3854.5}{17.05} = 1.01976$$

$$* \text{Factor de circuito cerrado a abierto} = 1.2$$

$$* W \text{ corregida} = 7.02 * 0.9113 * 1.065 * 1.0083 * 1.01976 * 1.2 = \underline{8.407 \text{ Kwh/Ton.C.}}$$

$$W_c = \underline{8.407}$$

$$* \text{Kwh} = [3.1 D^{0.3} (3.2 - 3 V_p) C_s (1 - 0.1/2^{9-10 C_s})] + S_s$$

Kwh: Energía necesaria para mover 1 Ton. C. de bolas en Kwh. / Ton. C.

$$S_s = \text{Factor de corrección} = \frac{Bb - 1.8}{2} = \frac{2.0 - 1.8}{2} = 0.1$$

$$\text{Kwh} = \underline{9.215}$$

$$* W_{ch} = \text{Kwh} \cdot C_{11} = 9.215 \cdot 13.56 = 124.94 \text{ Kwh.}$$

$$C_{11} = 12.3 \text{ TM} = 13.56 \text{ Ton.C}$$

$$* \text{Capacidad de molienda del molino: } C = W_{ch} / W_c = \frac{124.94 \text{ Kwh}}{8.407 \text{ Kwh/Ton. C.}} = 14.86 \text{ Ton. C.}$$

$$C = 13.48 \text{ TM} \cdot (0.9) = \underline{12.0 \text{ TMSH.}} \text{ Teórica.}$$

NOTA ACLARATORIA: Debido a las limitantes en cuanto a la capacidad real de los circuitos de Hidroclasificación y Mesas, que eran de 8 y 4.5 TMSH., respectivamente y las condiciones mecánicas y de eficiencia del molino, actualmente sólo se podía aprovechar el 66.66% de su capacidad teórica, lo cual nos resulta en 8.0 TMSH. (máximo). Por lo que nuestra carga de bola real es de 9 Ton. Met.

Lo que nos reporta un 80% pasando por la malla 80 (promedio, determinado experimentalmente).

Parámetros:

$$* \text{Velocidad de Alimentación} = 8.0 \text{ TMSH.} \pm 0.5.$$

- F : Tamaño de alimentación al 80% = 4040 μ
 - P : Tamaño de descarga al 80% = 237 μ } \Rightarrow 80% pesando la masa # 80
 - % Sólidos : 40% \pm 2%
 - Todos los demás parámetros permanecen constantes.
- ⑨ : Cárcamo ó Sumidero de succión de bomba centrífuga 6"×4" \varnothing (aquí con el clasificador de 36" \varnothing , parado sólo sirve de interconexión). Alimentación Bomba / Hidrociclón.
Parámetros: De bombeo e Hidroclasificación (ciclón).
- Flujo de Bomba = 150 GPM (fija) (\pm 2)
 - Agua de Dilución = 90 GPM (variable)
 - % Sólidos a Bomba / Ciclón = 20 a 22 % (variable)
 - Presión de pulpa aliment. a Hidrociclón = 15 psi (0-10)
 - Velocidad de alimentación de mineral a Bomba /Ciclón = 8.0 TMSH. (\pm 0.5)
- ⑩: Derrame de Hidrociclón (finos ó lamas, fracc. - 350 #s) a tanque espesador. Parámetros :
- Flujo de pulpa = 130 GPM. (\pm 2)
 - % de sólidos de pulpa = 10%
 - Vórtex = 4" \varnothing
- ⑪: Descarga de Hidrociclón (Gruesos, Fracc. + 325 #s) : Alimentación a Hidroclasificador Concenco (Elutriador). Parámetros :
- Flujo de pulpa = 20 GPM. (\pm 2)
 - % de sólidos = 60%
 - Apex = 1" \varnothing
- ⑫: Descarga del Hidroclasificador concenco espigas de gruesos 1,2 y 3 / Alimentación a Banco de Mesas No. 1 (3 cubiertas). Parámetros :
- Velocidad de descarga de gruesos por espiga = 0.6816 TMSH. \times 3 = 2.0448 TMSH.
 - % de sólidos en la descarga de cada espiga = 35.0%
 - Flujo de agua a cada celda = 15.8 GPM. \times 3 = 47.5 GPM.
- ⑬: Descarga del Hidroclasificador Concenco espigas de gruesos 4,5 y 6 / Alimentación a Banco de Mesas No. 1 (3 cubiertas). Parámetros :
- Velocidad de descarga de gruesos por espiga = 0.6816 \times 3 = 2.0448 TMSH.
 - % de sólidos en la descarga de cada espiga = 35.0%
 - Flujo de agua a cada celda = 15.8 GPM. \times 3 = 47.5 GPM.
- ⑭) y ⑮: Derrame de Finos (lamas) del Hidroclasificador Concenco a tanque espesador. Parámetros :
- Velocidad de derrame de Finos = 0.7104 TMSH.
 - % de sólidos en el derrame = 4.0 %
- ⑯) y ⑰: Parámetros de operación de Mesas concentradoras por Banco de 3 cubiertas cada una.
- Capacidad máxima de procesamiento por cubierta = 1.5 \times 3 = 4.5 TMSH. (diseño)
 - Capacidad máxima de procesamiento por cubierta para nuestro mineral y condiciones de operación = 1.2 \times 3 = 3.6 TMSH. máximo.

- % sólidos en la alimentación = 20 a 25 %
- Golpes por minuto = 285 (Fijo)
- Carrera de golpe = de 3/8" a 1" (variable), promedio = 5/8 "
- Inclincación de cubiertos = 1" a 2"/ft. long. (variable); promedio = 1.5"
- PRODUCTOS OBTENIDOS :

	14 Concentrado	}	→ Patios de concentrados
	15 Medios 1		
(ver fig. 8).	16 Medios 2		→ Stock para reprocesamiento
	17 Lamas (colas)		→ Tanque espesador.

B) EL MOLINO COMO MEDIO ATRICIONADOR ENERGÉTICO.

Parámetros (los de diseño permanecen constantes) :

- Velocidad de alimentación: 20 a 30 TMSH. (variable)
- % de sólidos = del 50%
- Flujo de agua = 150 GPM.
- Tiempo de permanencia = 1.5 a 2.0 minutos.
- Carga de Bola = 1.2 Ton.M de bolas de 2" \varnothing (aproximadamente el 10% del calculado)
- Granulometría = 96.0% en peso de la fracc. - 1/4" a + 50 #s. (4.0% a - 50 #s.)

③: Descarga del Molino / alimentación al clasificador Helicoidal de 36" \varnothing de 20 a 65 #s.

Parámetros de equipo:

- Granulometría: 92.3% en peso de la fracc. -1/4" a + 50 #s. (7.7% a - 50 #s.)
- Área de descarga de pozo = 34.0 ft² (fija)
- Inclincación del cuerpo del equipo = 4" / ft. de long.
- 1 Rev. / Espiral = 7.0 TMSH., rpm. = 12 \Rightarrow 84.0 TMSH., por factor de malla de descarga a + 50 #s. y % sólidos de 32.0 en peso a una densidad del material de :
2.8 \Rightarrow 84.0 \cdot 0.3 \cdot 1.15 = 29.0 TMSH. máxima (teórica).
- Flujo de agua = 30 GPM.

⑤: Jig- Remer No. 2 : 5' x 12'. Básicamente son los mismos parámetros de operación del Jig Remer No. 1, de la planta No. 1, en lo único que varían es la distribución del Ragging (balines de acero). Parámetros :

- Área real aprovechable: 5' x 11' = 55 ft²
- Inclincación : 1/4" / ft. de long. (fija)
- Granulometría óptima de trabajo: -1/4" a + 50 #s. (fija)
- Velocidad de alimentación : de 20 a 30 TMSH. (variable)
- Presión y flujo de agua: 25 PSI., 500 GPM. (mínimo)
- Distribución de Ragging (variable de acuerdo a recuperación esperada)

♦ NOTAS SOBRE EL FUNCIONAMIENTO DEL JIG-REMER No. 2.

a).- En algunas ocasiones se recircula la espiga No. 1 al clasificador de 36"Ø, esto se efectúa con el fin de elevar la ley del MnO₂ en la cabeza alimentada al Jig. Generalmente se recurre a esto cuando el material ha sido ya relavado y su % MnO₂ es menor del 45% de MnO₂ (ver figura No. 8).

b).- El uso alternativo del molino como medio de atrición energético ó moedor, obedece en gran parte al presupuesto/calendario de producción y fechas de entregas de embarques de concentrados. Sin embargo existen; campañas por periodos de 25 días cada uno promedio, para el procesamiento de materiales que requieren atrición ó moliendas para lograr alcanzar una ley mínima del 65.0% de MnO₂ , en los concentrados obtenidos respectivamente.

c).- Cuando se reprocesa concentrado fino de faja ley (de 60 a 65% MnO₂), no es utilizado el molino, alimentando a esté concentrado directamente al clasificador de 36"Ø; que es utilizado únicamente como alimentador al Jig, obteniéndose sólo como productos, concentrado fino de mayor ley de MnO₂ y colas.

⑥, ⑦ y ⑧: Clasificadores helicoidales de 24"Ø, de 20 a 65 #s., paso sencillo.
(concentrado fino, concentrado grueso y colas). Parámetros :

- * Área de descarga del pozo = 20ft² (fija)
- * Inclinación del cuerpo del equipo = 3 ¼"/ft. de long. (fija).
- * 1 rev/espiral = 2.8 TMSH.rpm. = 18 ⇒ 50.4 TMSH., por factor de malla de descarga a + 50 #s, y % sólidos del 70% en peso, a una densidad del material promedio de 2.8, esto es = 50.4 * 0.33 * 0.9 = 15 TMSH., de capacidad máxima (teórica).
- * 70% de sólidos en la descarga, de 50 a 20% en la alimentación y 0% en el derrame.
- * Eficiencia de clasificación en la descarga, en base a la Fracc. + 50 #s. = 99.5%

III.1.4.- DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESO EN PLANTA No. 3

ANTECEDENTES : La planta No. 3, se creó e integro al conjunto, debido a las necesidades de mayor producción. Ya que generalmente se encontraba sin operar hasta en un 80% del tiempo en un periodo dado. Generalmente era operada cuando existían paros programados de mantenimiento ó imprevistos por alguna falla repentina de algún equipo, de las dos plantas ó algunas de ellas y además necesidades de producción. Nunca eran operadas las 3 plantas, a un mismo tiempo (debido a la mayor demanda de agua, energía y personal). Con respecto al tipo de mineral procesado en la planta, sólo era alimentado en muy contadas ocasiones mineral de alto grado (con mínimo 40% MnO₂ y granulometría gruesa), también colas frescas de alta ley (arriba de 45.5% MnO₂) y concentrado fino de faja ley (60 a 65% MnO₂), para ser relavados, en los cuales generalmente no se tiene producción de concentrado grueso.

- Abertura de criba: 3/8" (fija)
- Intervalo de % de sólidos: 45 a 40 %

Ⓒ : CLASIFICADOR HELICOIDAL DE 36"Ø (ADICIONAL), DE 20 a 65 #s., ESPIRAL DE PASO DOBLE. Parámetros de equipo: IDÉM. al clasificador de planta No. 1

Ⓓ : JIG- REMER : No., 3 , DE 5' x 16', PARÁMETROS:

- Área real aprovechable: 5' x 14' = 70 ft² (fija)
- Inclinación : 15/16" / ft. de long.
- Granulometría óptima de operación : - ¼" a + 50 #s. (fija)
- Velocidad de alimentación de : 20 a 30 TMSH.
- Presión y flujo de agua : 25 PSI, 600 G.P.M.
- Velocidad alta de : 500 rpm.
- Distribución de Ragging / balines de acero (variable).

Ⓔ , Ⓕ y Ⓖ : Clasificadores Helicoidales de : 24"Ø de 20 a 65 #s. paso sencillo, que son los mismos, que se utilizan en las plantas 1 ó 2 según el caso.

Ⓖ : CARCAMO O SUMIDERO DE SUCCIÓN DE BOMBA (bomba de 3" x 3") , de recirculación de la primera espiga de concentrado fino del Jig Remer, para lograr subir la ley del concentrado final obtenido. Parámetros :

- Flujo de pulpa = 90 GPM.
- % De sólidos = 6.5%

Ⓗ y Ⓖ : Circuito de hidroclasificación y alimentación a bancos de mesas pertenecientes a planta No. 1 y 2 por lo tanto los parámetros de operación son los mismos que los indicados para la planta No. 1.

III.1.5.-DETERMINACIÓN DE VARIABLES DE CONTROL DE PROCESO DE PLANTA DE SECADO, MOLIENDA Y ENSACADO : P.S.N.E. (FIGURA No. 10).

Ⓘ : TOLVA DE ALIMENTACION / ALIMENTADOR DE BANDA, DE LOTES DE CONCENTRADOS. PARÁMETROS:

- % De humedad promedio de lotes: 15%
- Granulometrías: Las correspondientes a un concentrado fino ,grueso y/ó mezclas de ambos.
- La velocidad de alimentación de la tolva se puede ajustar por medio de la abertura de una compuerta de 4 a 10 TMSH.

Ⓢ : QUEMADOR DE COMBUSTIÓN DIESEL / AIRE A PRESIÓN (TIPO FUENTE NO DIRECTA DE CALOR)

- Presión y flujo de diesel: 5 psi. y 0.35 a 0.50 galones /minuto.
- Presión y flujo de aire: 5 psi. y 10 a 15 ft³/min.
- Capacidad calorífica: 160 BTU/lbm.

- Alimentación : Puede ser al molino de bolas molienda en seco ó tolvas de almacenamiento de concentrado seco.

Ⓞ : MOLINO HANDY 6' x 16' DE BOLA, CON MOLIENDA EN SECO EN CIRCUITO CERRADO DE CLASIFICACIÓN NEUMÁTICA (EL CUAL TENIA PROBLEMAS DE MUY BAJO RENDIMIENTO DE EFICIENCIA DE MOLIENDA)

ANTECEDENTES: En el periodo de un año el promedio de molienda fue de 2.6 TMSH., y en base al cálculo del diseño original está consideraba como punto óptimo de operación = 7.0 TMSH. (según memoria de cálculo), por lo que el equipo instalado presentaba una eficiencia del 36.43%. En cuanto a la capacidad de secado diseñada era de 10 TMSH., y el promedio obtenido fue de 4.8 TMSH. que nos representa el 48% de la capacidad total calculada.

OBJETIVO: Incrementar las capacidades de molienda por lo menos hasta 7.0 TMSH. y la de secado 7.0 TMSH., como valor mínimo (tendiendo a lograr 10.0 TMSH.). Debido a que sólo se trabaja un turno de 8 hrs. al día (por cuestión de presupuestos, costos y personal), con un tiempo efectivo de trabajo de 7.5 hrs. lo cual nos daría un presupuesto anual contando con 300 turnos trabajados = 15,750 TMSH. de molienda y 22,500 TMSH. de secado de concentrados, con una granulometría de 90% pasando por la malla No. 200. El plan de trabajo para cubrir estos puntos fue elaborado el cual incluye : consideraciones, modificaciones y mantenimiento general a las secciones de secado y molienda de concentrados el cual abarco los siguientes puntos :

a).- PARA LA SECCION DEL HORNO SECADOR.

- 1.- Quemador de Diesel (Mezclas Aire-Diesel), incrementar su capacidad calorífica ó calorías generadas por unidad de tiempo, sin afectar la temperatura de secado máximo de 120°C, por medio de inyección de aire (seco) , con el fin de incrementar el gasto de gases y vapores de combustión que circulan dentro del horno de secado. Aquí se aproveche punto del flujo del turbo-soplador, que es utilizado para el funcionamiento de la "Casa de sacos" (colector de polvos).
2. - Mantenimiento general del interior del horno, reparación del refractorio (cemento). Cambio y rehabilitación de los levadores de carga (Lifters), verificando su adecuada posición y alineación.
- 3.- Como norma : Los concentrados no deben tener una humedad mayor del 15%.
- 4.- En el caso de que el lote de concentrados sea de una granulometría muy fina (concentrado de mesa), se tiene la opción de formar mezclas ó composites con otros lotes de lcy semejante con granulometría gruesa sin que por esto se afecte su rendimiento electroquímico, todo está bajo la supervisión del Depto. de Control total de Calidad.
- 5.- Aumento de la velocidad de giro del horno de 3 a 4 rpm.
- 6.- Cambio y calibración adecuada de los termopares utilizados en el horno (personal especializado), con registrador de temperatura digital luminoso en panel de control, para cada uno de los termopares.

b).- PARA LA SECCION DE MOLIENDA.

1.- CALCULO DEL MOLINO HANDY 6' x 16'. DE MOLIENDA EN SECO CON CIRCUITO CERRADO DE CLASIFICACION NEUMÁTICA, DE ACUERDO A LA TEORÍA DE FRED. C. BOND :



DATOS: $\phi = 6' = 1829 \text{ m.}$; $\text{long.} = 16' = 4.87 \text{ m.}$
 Espesor promedio de entrainado =
 $1'' = 0.0254 \times 2 = 0.0508 \text{ m.}$
 Diámetro real = $1.829 - 0.0508 = 1.7782 \text{ m.}$
 Radio = $R = D/2 = 1.7782/2 = 0.8891 \text{ m.}$
 $hc = D/3 = 1.7782/3 = 0.593 \text{ m.}$
 $h = D/6 = 1.7782/6 = 0.296 \text{ m.}$
 $N = \sqrt{R^2 - h^2} = \sqrt{(0.8891)^2 - (0.296)^2}$
 $N = 0.838 \text{ m.}$

• Área del círculo = $\pi R^2 = 3.1416 (0.8891)^2 = 2.483 \text{ m}^2 / 2 = 1.242 \text{ m}^2$ área del semicírculo.

• Área sin carga de bola (semicírculo): Aprox. $= \frac{h \times n}{2} \times 4 = 0.296 \times 0.838 \times 2 = 0.496 \text{ m}^2$

• Área total sin carga = $1.242 + 0.496 = 1.738 \text{ m}^2$

• Área ocupada con carga de bola = $2.483 - 1.738 = 0.745 \text{ m}^2$

• % Área aproximada ocupada por carga de bola = $\frac{0.745 \text{ m}^2}{2.483 \text{ m}^2} \times 100 = 30.0\%$

• Afectado por el 30% en huecos = $30.0 \times 0.7 = 21.0 \%$ del volumen del molino = Vp

• Volumen del molino = Área * Long. = $2.483 \text{ m}^2 * 4.87 \text{ m} = 12.09 \text{ m}^3$

• Carga de bola en el molino: $C_{11} = 12.09 \text{ m}^3 * 7.85 \frac{\text{Tm}}{\text{m}^3} * 0.21 = 19.9 \text{ Tm} = 21.9 \text{ Ton. C.}$

• Velocidad crítica: $V_c = 76.6 / \sqrt{D} = 76.6 / \sqrt{5.834'} = 31.7 \text{ rpm.}$

• % de la velocidad crítica: $C_s = 0.01305 * \text{rpm.} * \sqrt{D}$

$$C_s = 0.01305 * 24 * \sqrt{5.834'} = 0.756 \Rightarrow 75.6 \%$$

• Diámetro máximo de bola:

$$B_b = (F/K)^{1/2} \left[\frac{S_g \cdot W_i}{100 C_s \sqrt{D}} \right]^{1/3}$$

F = 4760 μ

S_g = 3.8

W_i = 14 Kw.Hr./Ton.C.

K = 335 (molienda en seco)

C_s = 0.756

D = 5.834'

$$B_b = \left[\frac{4760}{335} \right]^{1/2} \left[\frac{3.8 * 14}{100 * 0.756 * \sqrt{5.834'}} \right]^{1/3}$$

$$B_b = 2.499'' = 2.5'' \Rightarrow \text{Bola de } 3'' \phi$$

• CALCULO DEL GRADIENTE DE BOLA DEL MOLINO :

Ø PULG. BOLA	PESO EN GRs. BOLA = X	AREA EN cm ² BOLA = B	X/B	% PESO BOLA	PESO EN TM. DE BOLA
3.0	1821.0	45.6	39.93	36.4	7.24
2.0	539.0	53.9	26.55	24.2	4.82
1.5	227.0	11.4	19.91	18.2	3.62
1.0	67.0	5.07	13.21	12.1	2.41
<u>0.75</u>	<u>28.4</u>	<u>2.85</u>	<u>9.96</u>	<u>9.1</u>	<u>1.81</u>
TOTAL			109.56	100.0	19.90 TM.

• ENERGÍA NECESARIA PARA LA MOLIENDA DE UN TAMAÑO F a P.

$$W = \frac{10 \cdot W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 \cdot W_i}{\sqrt{F}} = \frac{10(14)}{\sqrt{80}} - \frac{10(14)}{\sqrt{4760}} = 13.62 \text{ Kw.Hr. / Ton.C.}$$

$$W_i = 14, \quad F = 4760 \mu, \quad P = 80 \mu \text{ (90\% pasando por la } \# 20 \text{)}$$

$$*A_1 \text{ FACTOR SOBRE PRODUCCION DE UNOS} = \frac{P + 10.3}{1.145 P} = \frac{80 + 10.3}{1.145(80)} = \underline{0.986}$$

$$*A_2 \text{ FACTOR POR EFECTO DEL DIAMETRO DEL MOLINO} = (8/D)^{0.2} = (8/5.834)^{0.2} = \underline{1.065}$$

$$*A_4 \text{ FACTOR POR EFECTO DE LA RELACION DE REDUCCION EN MOLINOS DE BOLA} = \frac{2(Rr - 1.35) + 0.26}{2(Rr - 1.35)} =$$

$$A_4 = \frac{2(59.5 - 1.35) + 0.26}{2(59.5 - 1.35)} = 1.0022$$

$$Rr = \text{Relación de reducción} = F/P = \frac{4760 \mu}{80 \mu} = 59.5$$

$$* \text{Tamaño óptimo en la molienda: } F_o = 4000 \sqrt{13/Av_i} = 4000 \sqrt{13/14} = 3854.5 \mu$$

$$*A_3 \text{ FACTOR POR EL EFECTO DEL SOBRE TAMAÑO DE LA ALIMENTACION EN LA MOLIENDA} = \frac{Rr + (W_i - 7)(F - F_o)/F_o}{Rr} =$$

$$A_3 = \frac{17.05 + (14 - 7)(4040 - 3854.5)/3854.5}{17.05} = 1.01976$$

$$* W \text{ corregida} = 13.62 * 0.986 * 1.065 * 1.0022 * 1.0276 = 14.96 \text{ Kw.Hr./ Ton. C.}$$

$$* Kwh. = [3.1 D^{0.3} (3.2 - 3 V_p)] C_s (1 - 0.1 / 2^{0.003}) + S_s$$

$$S_s = \text{Factor de corrección} = \frac{B_i - 1.8}{2} = \frac{2.5 - 1.8}{2} = 0.35$$

$$V_p = 0.21;$$

$$Kwh. = \underline{10.195}$$

$$* W_{Ch} = Kwh. * C_B = 10.195 * 21.9 = 223.27 \text{ Kw.Hr./Ton. C.}$$

$$* \text{CAPACIDAD DE MOLIENDA DEL MOLINO: } C = \frac{W_{Ch}}{W_c} = \frac{223.27}{14.96} = 15.1 \text{ Ton. C.}$$

$$C = 13.7 \text{ TM} (0.8) = 10.96 \text{ TMSH.}$$

† :Factor de eficiencia (estado mecánico y físico del equipo).

2.-Se corrigieron todos los puntos calculados de molienda. Ya que todos los calculados en la Ingeniería de diseño (1980), resultaron en un promedio del 40 % más bajos que los actualmente calculados (siguiendo los lineamientos de la 3ra. Ley de trituración de Fred C. Bond).

3.-El molino Marcy es del tipo de alimentación y descarga de rebosadero (el recomendado para estos casos es de diafragma), el cual atraves de una abertura interior cuenta con una espiral helicoidal (tipo tornillo sin fin), para jalar (alimentación) ó empujar (descarga), el material que rebosa, además al parecer el giro del molino no era el adecuado (según el sentido de las espirales), por lo que se cambio el sentido de rotación del molino.

4.-Las cargas circulantes ó factores de carga circulante eran hasta 3.0 veces, la alimentación, y el retorno al molino de la Fracc. + 200 #s, fue en algunas ocasiones mayor del 50%, todo esto se corrigió haciendo los cambios directamente en el campo (operando la planta) y verificando constantemente las granulometrias hasta lograr los objetivos mínimos propuestos.

5.-Revisión, limpieza, calibración y mantenimiento general al clasificador neumático. Este equipo se encontraba en malas condiciones y muy descalibrado.

RESULTADOS: Una vez aplicados, todos los puntos anteriores se logro alcanzar una capacidad máxima de secado de 9.0 TMSH., y una molienda de 7.5 TMSH. (Promedio de 7.0 TMSH.), dependiendo de la granulometría del lote de concentrado a moler.

☉ : Elevador de carga de cangilones, con los siguientes parámetros:

- * Capacidad máxima, hasta 15.0 TMSH.
- * Velocidad de poleas (diferentes diámetros) Motrices = 350 rpm.
- * Velocidad de banda de cangilones = Variable de acuerdo a polea motriz usada.

☉ : Clasificador Neumático (Sturtewag). Parámetros :

- * Capacidad máxima = 15 TMSH. (Diseño).
- * Intervalo de clasificación y trabajo de : -80 #s. a + 400 #s. a una corte de clasificación de 90% pasando la malla 200.
- * Factor de carga circulante: 0.4 veces la alimentación (promedio).
- * Granulometría de descarga del molino: 70% mínimo pasando las 200 #s.
- * Eficiencia de clasificación en el derrame (finos): 90% a la fracc. - 200 #s.
- * Eficiencia y reclasificación en la descarga (gruesos) retorno al molino : 80% a la fracc. +200 #s. ó 20% a la fracc. -200 #s. (máximo).

☉ : Transportador de banda. Parámetros:

- * Velocidad de transportación: Es igual a capacidad de molienda ó derrame de finos de clasificador.

II : Banco de Imanes permanentes (limpieza de las limaduras del acero desprendidas de las bolas).

- * Tamaño: Barras- cilindros de 1 ½" Ø × 12" de largo (4 piezas).

- * Intensidad: 10 Gauss.
- * Función: Separación de las limaduras de acero y óxidos magnéticos (Fe), las cuales se deben de cambiar y limpiar periódicamente ya que estas limaduras y óxidos afectan grandemente en el rendimiento electroquímico de la pila.

- (12) : Tolvas de Almacenamiento de concentrado molido : herméticamente cerradas para evitar adsorción de la humedad del aire.
- (13) : Inyección de aire a presión (seco) y Válvulas de Control de Flujo para el vaciado del concentrado en sacos de 50 Kgrs. de capacidad; en su parte interior ahulados y cerrados (sellados) herméticamente.

III.1.6.- CONSIDERACIONES ESPECÍFICAS DE LA MOLIENDA EN SECO Y TIPO DE ENLAINADO DEL MOLINO (P.S.M.E.).

ANTECEDENTES : Posteriormente a los trabajos descritos en el punto anterior en la P.S.M.E., se volvieron a presentar nuevamente bajas eficiencias de molienda. Por lo tanto se realizó un trabajo de investigación y monitoreo, con el objetivo de solucionar este problema.

INVESTIGACIÓN : AUXILIARES DE LA MOLIENDA (FUENTE: PROCESS ENGINEERING OF SIZE REDUCCION BALL MILLING, A I M E., CAPITULO NO. 5). RESUMEN

Aditivos químicos para la molienda en seco de polvos: En la molienda en seco con bolas de polvos finos (abajo de la # 200), es común que se presente el fenómeno de velocidad lenta de descenso del material, a la base inferior del molino, sobre todo cuando la cama del material llega ha ser fina. Esto es debido al recrecimiento ó reconstrucción de partículas desde partículas más pequeñas, ya sea por aglomeración involucrando fuerzas de VAN DER WAALS, ó por briquetado directo y/o recubrimiento de bolas para producir superficies suaves (reduciendo la eficiencia de molienda).

En algunos casos puede ser necesario el uso de diferentes máquinas de rompimiento para obtener una suficiente finura de molienda. Estas otras máquinas son usualmente más costosas y requieren de grandes energías específicas de molienda, teniendo gran mantenimiento y pueden no tener alta capacidad (quebradora de rodillos). Una alternativa económica para su aplicación industrial es el uso de aditivos químicos (tensoactivos). La mayoría de los aditivos para molienda en seco son simples compuestos orgánicos que experimentan quimisorción sobre las partículas en cantidades suficientes para impedir fuerzas de adhesión entre ellas. Los sistemas de molienda en seco para polvos finos frecuentemente emplean gas de barrido (aire a presión), para soplar los finos fuera del molino evitando su acumulación en este.

* LA OPTIMIZACIÓN DE CARGA DE BOLA Y DISEÑO DE ELEVADORES (CARGA) La eficiencia de molienda puede ser directamente afectada por la selección del gradiente de bola en la carga para molienda en seco. El gradiente óptimo de bola depende de : 1.-Tamaño máximo de alimentación., 2.-Distribución de tamaños de alimentación, 3.-Distribución de tamaños deseados en el producto, 4.- Parámetros del clasificador y grado de recirculación, 5.- Parámetros de fractura del material (Wi), 6.-Los efectos de la caída lenta y procesos de

aceleración, 7.-Diseño de elevadores y velocidad rotacional. Es más eficiente fracturar partículas grandes con bolas grandes y partículas finas con bolas pequeñas. En la molienda del cemento son comúnmente usados molinos de dos compartimentos en serie, conectados por una parrilla.

Cualitivamente, la regla general es que largos (grandes) elevadores de bordes (angulosos, de barra de cuña y elevadores de bloque), tienden a dar un tanto mayor proporción de efecto de caída en cascada, en una fracción determinada de la velocidad crítica. El uso de placas de clasificación en molienda en seco pueden también darnos un incremento en la eficiencia directamente; estas placas distribuyen las bolas. Con bolas de tamaño grande concentradas en la alimentación (entrada del molino) y pequeñas en la descarga.

♦ DIFERENTES TIPOS DE ENLAINADOS PARA MOLINOS (FUENTES: PROTECCIÓN CONTRA DESGASTE EN MINERÍA E INDUSTRIAS DEL CEMENTO DE SKEGA AB, TRELLEX-MILL LINING OF TRELLEBORG, MINIG, DIVISION) RESUMEN

La descripción de los enlainados están basados en los siguientes factores: material de enlainado, perfil de enlainado y sistema de montaje.

Los más comunes materiales de enlainado son: Fundición y acero rolado de varias calidades, hules, piedra, una combinación de madera y acero, porcelana. Generalmente los materiales más utilizados son el hule y acero. Cuando el material es duro y molemos una alimentación gruesa con grandes elementos de carga: bolas ó barras de diámetros mayores a los 75 mm. (2.95"), los enlainados de acero son los más recomendados.

Los perfiles de enlainado más comunes son: El liso, ondulado (sencillo y doble), traslapado y de barras elevadoras (común en enlainados de hule). En el enlainado liso para molienda en seco tiene un fuerte carácter de desgarre y desgaste, sin embargo el efecto de molienda es pequeño. Los revestimientos traslapados y ondulosos no se recomiendan mucho ya que si el ondulamiento es suave, pronto adquieren forma lisa. En el enlainado de ondulamiento, una ondulación ó curvatura de los elevadores a menudo resultan en una capacidad equivalente a la obtenida con los enlainados traslapados pero con menos desgaste. La curvatura del ondulamiento debe ser tal que pueda servirnos como elevador de carga (material y bolas), hasta alcanzar una altura apropiado para tener un buen efecto de molienda en la caída de cascada; cosa que no es lograda eficientemente en enlainados lisos. La curvatura del enlainado está en función también del diámetro máximo de bola, dimensiones del molino, laines, espesor de estas (diseño del proveedor) y velocidad de rotación del molino.

* Al llevar a cabo monitorio e investigación en campo se pudo detectar el mal estado del enlainado de molino además que su ondulamiento era casi nulo y su espesor con un promedio de 1". Por lo que se decidió cambiar este por uno más funcional en base a lo investigado anteriormente

♦ RECOMENDACIONES PARA EL NUEVO ENLAINADO DEL MOLINO

* El espesor de laines para molinos de 6 fts. de diámetro (del molino), se recomienda espesores de mínimo 2" y máximo 4". Se propuso el diseño que indica la figura anexa al final de este punto, fué trabajado en colaboración con el Depto. de Diseño de proveedores.

* La velocidad de rotación del molino sea igual ó cercana a la velocidad crítica. En nuestro caso se tubo que aumentar del 75.6 % al 88.3 % (de 24 a 28 rpm.).

- * Se recomienda utilizar tamaño de bolas (máximo de 3" de \varnothing), para molienda en seco de mineral duro.
- * Si el enlainado se prefiere el ondulado se recomienda que sea de doble ondulación por los motivos expuestos anteriormente considerando los factores que nos determinan la profundidad del ondulamiento (diseño propuesto). Además nos ayudara a tener una vibración más fuerte de las bolas permitiendo la película del material que recubre a las bolas se caiga más fácilmente y también evitar parcialmente la aglomeración de pequeñas partículas lográndose con todo esto una mayor eficiencia y capacidad de molienda.
- * Aplicación de aire de barrido para partículas muy finas e intervalos de tiempo previamente determinados (ya que el molino se encuentra herméticamente sellado).
- * Con respecto al uso de tensoactivos estos no se aplicaron debido a su alto consumo y costo además de que su eficiencia para nuestro tipo de mineral es relativamente de bajo rendimiento.
- * Una vez aplicadas todas las recomendaciones de los puntos anteriores se logró alcanzar una capacidad máxima de secado de 9.0 TMSH., y una molienda de 7.5 TMSH. (Promedio), dependiendo de la granulometría y dureza del lote de concentrados a procesar.

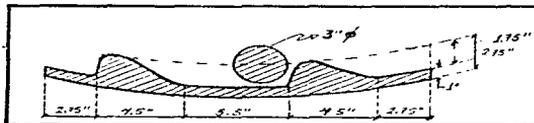


FIGURA : DE DISEÑO DE LA LINA PARA EL CUERPO (TAMBOR) DEL MOLINO.

III.2.- BALANCES AGUA-SOLIDOS DE PLANTAS CONCENTRADORAS, INCLUYEN ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS Y BALANCES METALÚRGICOS GENERALES PROMEDIO.

III.2.1 - BALANCE AGUA-SOLIDOS DE PLANTA No. 1

ACLARACIONES:

- 1) Para elaborar este balance se tomó en cuenta como base la información estadística de procesamiento de los diferentes tipos, clases y reservas comprobadas de minerales, llegándose con esto a un Mineral Promedio de Alimentación a Planta que nos servirá de base para todos los cálculos de este estudio (incluyendo modificaciones, plantas 1 y 3 etc.)
- 2) En este Balance están consideradas las siguientes variables de proceso: Capacidades Nominales, eficiencias y tiempos de residencia en equipos, % sólidos, adiciones de agua y Puntos de muestreo previamente bien definidos y determinados experimentalmente.

3) Se tomo como base de calculo las fracciones $\pm 50 \text{ \#s.}$ ya que el intervalo de operación óptimo del tamaño de partícula para este tipo de Jigs-Remer es de $-3/8"$ ($+ 1/4"$) a $+ 50 \text{ \#s.}$ (Estos valores están en base a las granulometrias y densidades específicas de nuestros minerales).

4) El balance se encuentra desglosado de acuerdo al Diagrama de Flujo de Planta No. 1 (fig. No. 6), indicando los puntos de muestreo e interés Metalúrgico.

5) BASE: FLUJO MASICO SÓLIDOS + FLUJO MASICO LÍQUIDOS = FLUJO MÁSIICO PULPA.

- ① - TOLVA DE MINERAL CRUDO: 25% HUMEDAD 1" - ALIMENTACIÓN A QUEBRADORA DE BARRAS DE IMPACTO 170 G.P.M = 38.6 TMH. AGUA
- 44.0 TMHH (.25) : (33.0 TMSH. : MINERAL
11.0 TMSH- AGUA
TOT. 44.0 TMH. PULPA
- ② - DESCARGA DE QUEBRADORA (ALIMENTACIÓN A CRIBA VIBRATORIA).
- 33.0 TMSH - MINERAL : (+50#s. (0.649) = 21.417
+ - 50#s. (0.351) = 11.583
TOT. MINERAL = 33.0 TMSH. \Rightarrow 50 GPM = 11.35 TMH. AGUA \Rightarrow
49.6 TMH. AGUA (60%)
TOT. = 82.6 TMH. PULPA
- ③ - ALIMENTACIÓN A CLASIFICADOR DE 36" \varnothing (HELICOIDAL) :
- 33.0 TMH - MINERAL (32.8 %) : (+50#s. (0.585) = 19.3
- 50#s. (0.415) = 13.7
+ TOT. MINERAL = 33.0 TMSH.
- 49.6 + 11.35 + 6.81 (30 GPM)
= 67.76 TMH. AGUA (67.2%)
TOT. 100.76 TMH. -PULPA
- ④ - DERRAME DE CLASIFICADOR DE 36" \varnothing (ALIMENTACIÓN AL TANQUE ESPESADOR Y/O CIRCUITO DE HIDROCLASIFICACIÓN MESAS).
- 33.0 (0.394) = 13.002 TMSH - MINERAL (18 %) : (+ 50#s. (0.1) = 1.3
- 50#s. (0.9) = 11.7
+ TOT. MINERAL = 13.00 TMSH. \Rightarrow TANQUE ESPESADOR Y/O HIDROCLASF./MESAS.
- 67.76 - 8.57 = 59.19 TMH. AGUA (82%)
TOT. = 72.2 TMH. PULPA
- ⑤ - DESCARGA DEL CLASIFICADOR / ALIMENTACIÓN A ATRICIONADORES.
- 33.0 (0.606) = 20.0 TMSH - MINERAL (70 %) : (+ 50#s. (0.9) = 18.0
- 50#s. (0.1) = 2.0
+ TOT. MINERAL = 20.0 TMSH.
- 8.57 TMH. AGUA (30%)
TOT. = 28.57 TMH. -PULPA
- ⑥ - DESCARGA DE ATRICIONADORES / ALIMENTACIÓN A CLASIFICADOR DE 66" \varnothing .

$$\begin{aligned}
 33.0 (0.606) &= 20.0 \text{ TMSH. - MINERAL (50 \%)} : \left(\begin{array}{l} +50\#s (0.806) = 16.129 \\ -50\#s (0.194) = 1.871 \end{array} \right) \\
 &+ \\
 8.57 + 11.46 (50 \text{ GPM.}) &= 20.0 \text{ TMH- AGUA (50\%)} \\
 \text{TOT.} &= 40.0 \text{ TMH- PULPA.} \\
 \text{TOT. MINERAL} &= 20.0 \text{ TMSH.}
 \end{aligned}$$

⑪- DERRAME DEL CLASIFICADOR DE 66" Ø . ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR Y/O CIRCUITO DE HIDROCLASIFICACIÓN A MESAS.

$$\begin{aligned}
 33.0 (0.076) &= 2.51 \text{ TMSH - MINERAL (11.5 \%)} : \left(\begin{array}{l} +50\#s. (0.05) = 0.126 \\ -50\#s. (0.95) = 2.384 \end{array} \right) \\
 &+ \\
 20 + 6.81 - 7.5 &= 19.31 \text{ TMH- AGUA (88.5\%)} \\
 \text{TOT.} &= 21.818 \text{ TMH- PULPA} \\
 \text{TOT. MINERAL} &= 2.51 \text{ TMSH.}
 \end{aligned}$$

⑫- DESCARGA DEL CLASIFICADOR DE 66" Ø / ALIMENTACIÓN A JIG REMER 5' X 12'.

$$\begin{aligned}
 33.0 (0.53) &= 17.49 \text{ TMSH - MINERAL (70\%)} : \left(\begin{array}{l} +50\#s (0.915) = 16.003 \\ -50\#s. (0.085) = 1.487 \end{array} \right) \\
 &+ \\
 \text{TOT. MINERAL} &= 17.49 \text{ TMSH.}
 \end{aligned}$$

7.5 TMH-AGUA (30%)

TOT. = 24.99 TMH DE PULPA.

⇒ : 7.5 + 113.6 (500 GPM) = 121.1 TMH-AGUA EN JIG REMER No 1.

⑬- CONCENTRADO FINO GLOBAL (INCLUYENDO CLASIFICADOR DE 24" Ø A TOLVA).

$$\begin{aligned}
 33.3 (0.12) &= 3.96 \text{ TMSH.} : \left(\begin{array}{l} +50\#s.(0.911) = 3.608 \\ -50\#s.(0.089) = 0.352 \end{array} \right) \Rightarrow 51.12 \text{ TMH. DE AGUA AL} \\
 &\text{TOT. DE CONCENTRADO FINO} = 3.96 \text{ TMSH.} \\
 \text{AGUA} &= 1.7 \text{ TMH.} \Rightarrow \text{QUE YA NO SE RECUPERA.} \\
 &\text{TANQUE ESPESADOR}
 \end{aligned}$$

⑭- CONCENTRADO GRUESO.

$$\begin{aligned}
 33.0 (0.036) &= 1.188 \text{ TMSH.} : \left(\begin{array}{l} +50\#s (0.996) = 1.183 \\ -50\#s (0.004) = 0.005 \end{array} \right) \Rightarrow 11.36 \text{ TMH. DE AGUA AL} \\
 &\text{TOT. DE CONCENTRADO GRUESO} = 1.188 \text{ TMSH.} \\
 \text{AGUA} &= 0.509 \text{ TMH.} \Rightarrow \text{NO RECUPERADA.} \\
 &\text{TANQUE ESPESADOR}
 \end{aligned}$$

⑮- COLAS.

$$\begin{aligned}
 33.0 (0.374) &= 12.342 \text{ TMSH.} : \left(\begin{array}{l} +50\#s. (0.908) = 11.207 \\ -50\#s. (0.092) = 1.135 \end{array} \right) \Rightarrow 51.12 \text{ TMH. DE AGUA AL} \\
 &\text{TOT. DE COLAS} = 12.342 \text{ TMSH.} \\
 \text{AGUA} &= 5.289 \text{ TMH. - NO RECUPERADA.} \\
 &\text{TANQUE ESPESADOR}
 \end{aligned}$$

⑯-⑰- LAMAS / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR Y/O HIDROCLASIFICACIÓN A MESAS.

$$\begin{aligned}
 33.0 (0.47) &= 15.510 \text{ TMSH. (7.5\%)} : \left(\begin{array}{l} +50\#s. (0.092) = 1.425 \\ -50\#s (0.908) = 14.085 \end{array} \right) \\
 &\text{TOT. DE LAMAS} = 15.510 \text{ TMSH}
 \end{aligned}$$

AGUA RECUPERADA = 59.19 + 19.31 + 51.12 + 11.36 + 51.12 = 192.10 TMH. = 846 GPM. (92.5%) PERDIDAS DE:
 AGUA EN PRODUCTOS: 1.7 + 0.509 + 5.289 = 7.50 TMH. = 34 GPM.
 AGUA NECESARIA PARA EL PROCESO = 199.6 TMH = 880 GPM.

♦ **BALANCE DE AGUA-SÓLIDOS INCLUYENDO MODIFICACIONES EN LA PLANTA No. 1.**

(18). DERRAME DE CLASIFICADORES DE 36", 66" Ø y SCRUBBEK A SUMIDERO DE ALIMENTACIÓN BOMBA / HIDROCICLÓN.

$$15.51 \text{ TMSH - MINERAL (10.28 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 325 \#s (0.317) = 4.92 \\ - 325 \#s (0.683) = \underline{10.55} \\ \text{TOT. MINERAL} = 15.51 \text{ TMSH} \end{array} \right.$$

$$+ \begin{array}{l} 135.30 \text{ TMH AGUA (89.72 \%)} \\ 150.81 \text{ TMH PULPA} = 142 \text{ M}^3/\text{HR} = 625 \text{ GPM} \end{array}$$

(19). DERRAME DE CICLÓN (LAMAS) : ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR.

$$10.6 \text{ TMSH MINERAL (7.5 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 325 \#s (0.09) = 0.954 \\ - 325 \#s (0.91) = \underline{9.646} \\ \text{TOT. MINERAL} = 10.6 \text{ TMSH} \end{array} \right.$$

$$+ \begin{array}{l} 130.4 \text{ TMH AGUA (92.5 \%)} \\ 141.0 \text{ TMH PULPA} = 135 \text{ M}^3/\text{HR} = 595 \text{ GPM} \end{array}$$

(20). DESCARGA DE HIDROCICLÓN (GRUESOS) / ALIMENTACIÓN A HIDROCLASIFICADOR CONCENCO.

$$4.91 \text{ TMSH MINERAL (50.1 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 325 \#s (0.8) = 3.928 \\ - 325 \#s (0.2) = \underline{0.982} \\ \text{TOT. MINERAL} = 4.91 \text{ TMSH} \end{array} \right.$$

$$+ \begin{array}{l} 4.90 \text{ TMH AGUA (49.9 \%)} \\ 9.81 \text{ TMH PULPA} = 6.864 \text{ M}^3/\text{HR} = 30 \text{ GPM} \end{array}$$

(12) y (13). DESCARGA DE GRUESOS DE HIDROCLASIFICADOR CONCENCO A BANCOS DE MESAS.

$$3.6 \text{ TMSH DE MINERAL (35 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 325 \#s (0.97) = 3.492 \\ - 325 \#s (0.03) = \underline{0.108} \\ \text{TOT. MINERAL} = 3.60 \text{ TMSH} \end{array} \right.$$

$$+ \begin{array}{l} 6.69 \text{ TMH AGUA (65 \%)} \\ 10.29 \text{ TMH DE PULPA} = 7.98 \text{ M}^3/\text{HR} = 35 \text{ GPM} \end{array}$$

(11). DERRAME DE FINOS DE HIDROCLASIFICADOR CONCENCO/ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR.

$$1.31 \text{ TMSH DE MINERAL (6.2 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 325 \#s (0.333) = 0.436 \\ - 325 \#s (0.667) = \underline{0.874} \\ \text{TOT. MINERAL} = 1.310 \text{ TMSH} \end{array} \right.$$

$$+ \begin{array}{l} 19.81 \text{ TMH DE AGUA (93.8 \%)} \\ 21.12 \text{ TMH DE PULPA} = 20.33 \text{ M}^3/\text{HR} = 90 \text{ GPM} \end{array}$$

♦ **PRODUCTOS OBTENIDOS EN LAS MESAS VIBRATORIAS :**

(14). CONCENTRADOS.

(15). MEDIOS - 1 0.5 TMSH. + 0.125 TMH AGUA NO RECUP. ⇒ PATIOS DE PRODUCC.

(16). MEDIOS - 2 1.52 TMSH. + 0.390 TMH AGUA NO RECUP. ⇒ STOCKS.

(17). COLAS 1.58 TMSH. + 0.395 TMH AGUA NO RECUP. ⇒ STOCKS

TOT. = 3.58 TMSH. 0.900 TMH. AGUA NO RECUP. ⇒ 16.9 TMH. A TQ ESPESADOR.

* ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS Y VALORES POR FRACCIÓN DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS DE MUESTREO CLAVE EN LA PLANTA No.1 (VER FIG. No. 5).

* ALIMENTACIÓN EN LA PLANTA No.1 DE " MINERAL PROMEDIO"

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 1/4"	9.8	9.8	37.5	37.5
+ 4 #s.	6.2	16.0	43.1	39.7
+ 10 #s.	17.6	33.6	45.0	42.5
+ 20 #s.	16.2	49.8	44.5	43.1
+ 35 #s.	9.0	58.8	41.4	42.8
+ 50 #s.	6.1	64.9	38.1	42.4
- 50 #s.	<u>35.1</u>	100.0	<u>19.9</u>	34.5
CAB. CALC.	100.0		34.5	

* DERRAME PROMEDIO DEL CLASIFICADOR DE 36" Ø / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR Y/O MESAS.

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 50 #s.	10.0	10.0	32.9	32.9
+ 325 #s.	23.9	33.9	25.6	27.8
- 325 #s.	<u>66.1</u>	100.0	<u>12.7</u>	17.8
CAB. CALC.	100.0		17.8	

* DERRAME PROMEDIO DEL CLASIFICADOR DE 66" Ø /ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR Y/O MESAS.

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 50 #s.	5.0	5.0	36.9	36.9
+ 325 #s.	15.3	20.3	33.6	34.4
- 325 #s.	<u>79.7</u>	100.0	<u>25.1</u>	27.0
CAB. CALC.	100.0		27.0	

* ALIMENTACIÓN A JIG-REMER No. 1 y No. 3 : PROMEDIO

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 1/4"	7.9	7.9	42.6	42.6
+ 4 #s.	11.9	19.8	48.0	45.8
+ 10 #s.	25.1	44.9	49.2	47.7
+ 20 #s.	22.7	67.6	50.0	48.5
+ 35 #s.	13.2	80.8	49.1	48.6
+ 50 #s.	10.7	91.5	47.7	48.5
+ 50 #s.	<u>8.5</u>	100.0	<u>43.3</u>	<u>48.0</u>
CAB. CALC.	100.0		48.0	

* CONCENTRADO FINO PROMEDIO :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 1/4"	2.9	2.9	69.5	69.5
+ 4 #s.	3.9	6.8	69.0	69.2

+ 10 #s.	22.6	29.4	70.1	69.9
+ 20 #s.	30.0	59.4	69.7	69.8
+ 35 #s.	19.2	78.6	68.3	69.4
+ 50 #s.	12.9	91.5	66.3	69.0
- 50 #s.	8.5	100.0	63.2	68.5
CAB. CALC.	100.0		68.5	

* CONCENTRADO GRUESO PROMEDIO:

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEV ACUM.
+ 1/4"	16.5	16.5	47.3	47.3
+ 4 #s.	41.1	57.6	53.8	51.9
+ 10 #s.	35.0	92.6	59.3	54.7
+ 20 #s.	6.5	99.1	57.6	54.9
+ 35 #s.	0.3	99.4	55.3	54.9
+ 50 #s.	0.2	99.6	51.7	54.9
- 50 #s.	0.4	100.0	50.1	54.9
CAB. CALC.	100.0		54.9	

* COLAS DEL JIG PROMEDIO:

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEV ACUM.
+ 1/4"	3.6	3.6	37.9	37.9
+ 4 #s.	16.1	19.7	38.1	38.1
+ 10 #s.	28.9	48.6	42.3	40.4
+ 20 #s.	26.6	75.2	44.5	41.9
+ 35 #s.	11.4	86.6	45.0	42.3
+ 50 #s.	4.2	90.8	39.7	42.2
- 50 #s.	9.2	100.0	39.6	42.0
CAB. CALC.	100.0		42.0	

* LAMAS TOTALES PROMEDIO ALIMENTADAS A TANQUE ESPESADOR Y/O CIRCUITO DE MESAS :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEV ACUM.
+ 50 #s.	9.2	9.2	33.6	33.6
+ 325 #s.	22.5	31.7	27.0	28.9
- 325 #s.	68.3	100.0	14.8	19.3
CAB. CALC.	100.0		19.3	

* BALANCES METALURGICOS PROMEDIO DE PLANTA No. 1:

PRODUCTOS	TMIH.	TMSH.	% PESO	% MnO ₂	% DISTRIB.
CONC. FINO	4.83	3.96	12.0	68.5	23.8
CONC. GRUESO	1.40	1.188	3.6	59.0	6.1
COLAS	15.05	12.342	37.4	40.4	43.8
ALIMT. A JIG	24.99	17.49	53.0	48.0	73.7
LAMAS	20.68	15.51	47.0	19.3	26.3
CAB. ALIMT. PLANTA	44.0	33.0	100.0	34.5	100.0

+ BALANCE METALÚRGICO PARCIAL DEL CIRCUITO DE HIDROCLASIFICIÓN/MESAS-PLANTA No.1

PRODUCTOS	TMSH.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONCENTRADO	0.50	3.2	3.2	60.0	60.0
MEDIOS 1 y 2	1.52	9.8	13.0	35.1	41.2
COLAS	1.58	10.2	23.2	30.0	36.3
ALIMENTACIÓN A MESAS (DESCARGA DE GRUESOS CONCENCO)	3.60	23.2	23.2	36.3	36.3
DERRAME DE FINOS CONCENCO/ALIMENT. A TQ. ESP.	1.31	8.5	31.7	15.0	30.6
ALIMENT. A CLASF. CONCENCO, GRUESOS HIDROCICLÓN	4.91	31.7	31.7	30.6	30.6
DERRAME FINOS HIDROCICLÓN /ALIMENT. A TQ. ESP.	10.60	68.3	100.0	14.1	19.3
ALIMENTACIÓN A HIDROCICLÓN	15.51	100.0		19.3	

*** BALANCE GLOBAL METALÚRGICO PROMEDIO DEL PROCESO EN PLANTA No. 1**

PRODUCTOS	TMSH.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONC. FINO	3.960	12.0	12.0	68.5	68.5
CONC. GRUESO	1.188	3.6	15.6	59.0	66.3
COLAS JIG.	12.342	37.4	53.0	40.4	48.0
ALIMENT. JIG	17.490	53.0	53.0	48.0	48.0
CONC. MESA	0.500	1.5	54.5	60.0	48.4
MEDIOS 1 y 2	1.520	4.6	59.1	35.1	47.3
COLAS MESA	1.580	4.8	63.9	30.0	46.0
ALIMENT. MESAS	3.600	10.9	63.9	36.3	46.0
FINOS CONCENCO	1.310	4.0	67.9	15.0	44.2
FINOS HIDROCICLÓN	10.600	32.1	100.0	14.1	34.5
ALIMENTACIÓN PLANTA 1	33.000	100.0		34.5	

III.2.2.-BALANCES AGUA - SOLIDOS DE PLANTA No. 2, INCLUYE MODIFICACIONES Y TANQUE ESPESADOR DE LAMAS (VER FIG. No. 8).

①- TOLVA No. 2 DE COLAS FRESCAS DE ALTA LEY (15% DE HUMEDAD PROMEDIO).

20.0 TMSH - 20.0 TMSH - MINERAL
 1.5 TMSH - AGUA
 TOTAL = 23.5 TMSH - PULPA

③- ALIMENTACIÓN AL MOLINO DE BOLAS FUNCIONANDO COMO A TRICIONADOR ENERGÉTICO.

$$20.0 \text{ TMSH. - MINERAL (50 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 50 \text{ \#s. (0.959)} = 19.18 \\ - 50 \text{ \#s. (0.041)} = -0.82 \end{array} \right.$$

$$+ \text{TOT. DE MINERAL} = 20.0 \text{ TMSH.}$$

$$3.5 + 17.5 = 21.0 \text{ TMH. - AGUA (50\%)}$$

$$\text{TOT.} = 40 \text{ TMSH. - PULPA.}$$

④- DESCARGA DEL MOLINO / ALIMENTACIÓN A CLASIFICADOR DE 36" Ø.

$$20.0 \text{ TMSH. - MINERAL (37.3 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 50 \text{ \#s. (0.923)} = 18.46 \\ - 50 \text{ \#s. (0.077)} = -1.54 \end{array} \right. + 60 \text{ GPM.}$$

$$+ \text{TOT. DE MINERAL} = 20.0 \text{ TMSH.}$$

$$20.0 + 13.63 = 33.63 \text{ TMH. - AGUA (62.7\%)}$$

$$\text{TOT.} = 53.63 \text{ TMH. DE PULPA}$$

⑤- DERRAME DEL CLASIFICADOR DE 36" Ø / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR.

$$20.0 (0.15) = 3.0 \text{ TMSH. - MINERAL (10.2 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 50 \text{ \#s. (0.710)} = 2.130 \\ - 50 \text{ \#s. (0.290)} = -0.870 \end{array} \right.$$

$$+ \text{TOT. DE MINERAL} = 3.0 \text{ TMSH.}$$

$$26.34 \text{ TMH. - AGUA (89.8\%)}$$

$$\text{TOT.} = 29.34 \text{ TMH. - PULPA}$$

⑥- DESCARGA DEL CLASIFICADOR DE 36" Ø / ALIMENTACIÓN A JIG-REMÉR No 2 : 5' x 12'.

$$20.0 (0.85) = 17.0 \text{ TMSH. - MINERAL (70 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 50 \text{ \#s. (0.961)} = 16.337 \\ - 50 \text{ \#s. (0.039)} = -0.663 \end{array} \right.$$

$$+ \text{TOT. DE MINERAL} = 17.0 \text{ TMSH.}$$

$$7.29 \text{ TMH. - AGUA (30\%)}$$

$$\text{TOT.} = 24.29 \text{ TMH. - PULPA.}$$

$$: 7.29 + 113.6 = 120.89 \text{ TMH. - AGUA AL JIG REMER}$$

⑦- CONCENTRADO FINO.

$$20.0 (0.055) = 1.1 \text{ TMSH. } \left\{ \begin{array}{l} + 50 \text{ \#s. (0.95)} = 1.045 \\ - 50 \text{ \#s. (0.05)} = -0.055 \end{array} \right. \Rightarrow 47.9 \text{ TMH. - AGUA AL TANQUE ESPESADOR.}$$

$$\text{TOT. DE CONCENTRADO FINO} = 1.10 \text{ TMSH.}$$

$$\text{AGUA} = 0.5 \text{ TMH. NO RECUPERADA}$$

⑧- CONCENTRADO GRUESO: GENERALMENTE ES NULO Y CUANDO EXISTE SE JUNTA CON LAS COLAS.

⑨- COLAS

$$20.0 (0.795) = \text{TMSH. } \left\{ \begin{array}{l} + 50 \text{ \#s. (0.994)} = 15.805 \\ - 50 \text{ \#s. (0.006)} = -0.025 \end{array} \right. \Rightarrow 65.7 \text{ TMH. - DE AGUA AL TANQUE ESPESADOR.}$$

$$\text{TOT. DE COLAS} = 15.9 \text{ TMSH.}$$

$$\text{AGUA} = 6.81 \text{ TMH. NO RECUPERADA}$$

⑩- DESCARGA DEL MOLINO FUNCIONANDO COMO MEDIO MOLEDOR (COLAS REPROCESADAS ABAJO DEL 45% DE MnO₂).

$$8.0 \text{ TMSH. DE MINERAL (40.0 \%)} : \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.672)} = 5.376 \\ - 325 \text{ \#s. (0.328)} = -2.624 \end{array} \right.$$

$$\text{TOT. DE MINERAL} = 8.00 \text{ TMSH.}$$

$$+ 12.0 \text{ TMH. DE AGUA (60 \%)}$$

$$20.0 \text{ TMH. DE PULPA} \Rightarrow 14.9 \text{ m}^3/\text{hr.} = 65 \text{ GPM.}$$

⑨- CARCAMO O SUMIDERO DE SUCCIÓN DE BOMBA CENTRÍFUGA 6" x 4" Ø / ALIMENTACIÓN DE BOMBA-HIDROCICLON.

$$8.0 \text{ TMSH. DE MINERAL : } \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.672) = 5.376} \\ - 325 \text{ \#s. (0.328) = 2.624} \end{array} \right.$$

TOT. MINERAL = 8.00 TMSH.

$$12.0 + 20.0 = 32 \text{ TMSH. AGUA}$$

$$40.0 \text{ TMH. DE PULPA} = 34.9 \text{ M}^3/\text{Hr} = 153 \text{ GPM.}$$

⑩- DERRAME DE HIDROCICLÓN (LAMAS) / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR.

$$3.20 \text{ TMSH. DE MINERAL (10\%) } \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.36) = 1.152} \\ - 325 \text{ \#s. (0.64) = 2.048} \end{array} \right.$$

TOT. MINERAL = 3.200 TMSH.

$$28.8 \text{ TMH. DE AGUA (90\%)}$$

$$32.0 \text{ TMH. DE PULPA} = 30.2 \text{ M}^3/\text{Hr} = 133 \text{ GPM.}$$

⑪- DESCARGA DE HIDROCICLÓN (GRUESOS) / ALIMENTACIÓN A HIDROCLASIFICADOR CONCENCO.

$$4.80 \text{ TMSH. DE MINERAL (60\%) } \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.88) = 4.224} \\ - 325 \text{ \#s. (0.12) = 0.576} \end{array} \right.$$

TOT. MINERAL = 4.80 TMSH.

$$32.0 \text{ TMH. DE AGUA (40\%)}$$

$$8.00 \text{ TMH. DE PULPA} = 5.12 \text{ M}^3/\text{Hr} = 22.0 \text{ GPM.}$$

⑫ y ⑬- DESCARGA DE GRUESOS DE HIDROCLASIFICADOR CONCENCO A BANCOS DE MESAS.

$$4.0896 \text{ TMSH. DE MINERAL (35.0\%) } \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.97) = 3.9669} \\ - 325 \text{ \#s. (0.03) = 0.1227} \end{array} \right.$$

TOT. MINERAL = 4.0896 TMSH.

$$7.6 \text{ TMH. DE AGUA (65\%)}$$

$$11.6896 \text{ TMH. PULPA} = 9.2 \text{ M}^3/\text{Hr} = 40 \text{ GPM.}$$

⑭- DERRAME DE LAMAS DE HIDROCLASIFICADOR CONCENCO / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR.

$$0.7104 \text{ TMSH. DE MINERAL (4.2\%) } \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.362) = 0.2572} \\ - 325 \text{ \#s. (0.638) = 0.4532} \end{array} \right.$$

TOT. MINERAL = 0.7104

$$16.04 \text{ TMH. AGUA} = 95.8\%$$

$$16.7504 \text{ TMH. PULPA} = 16.35 \text{ M}^3/\text{Hr} = 72 \text{ GPM. DE PULPA}$$

+ PRODUCTOS OBTENIDOS EN LAS MESAS VIBRATORIAS:

⑭- CONCENTRADOS	0.520	+ 0.130 TMH. AGUA NO RECP.	= PATIOS DE PRODUCCIÓN.
⑮- MEDIOS - 1	0.320	+ 0.080 TMH. AGUA NO RECP.	= PATIOS DE PRODUCCIÓN.
⑯- MEDIOS - 2	1.479	+ 0.370 TMH. AGUA NO RECP.	= STOCK.
⑰- COLAS	2.7705	+ 0.443 TMH. AGUA NO RECP.	= STOCK.
TOT. MINERAL	4.0896	+ 1.023 TMH. AGUA NO RECP.	= 18.7 TMH. AGUA A TQ. ESPESADOR.

⑱- ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR DE LAMAS

CASO A- FUNCIONANDO PLANTAS 1 Y 2 EN ÉSTA EL MOLINO ACTUANDO COMO MEDIO MOLEDOR (OPERANDO LOS DOS CIRCUITOS DE HIDROCLASIFICACIÓN Y BANCOS DE MESAS).

$$\text{TOTAL DE MINERAL ALIMENTADO} = 10.6 + 1.31 + 3.2 + 0.7104 = 15.8204 \text{ TMSH.}$$

$$15.8204 \text{ TMSH. DE MINERAL (4.6\%) } \left\{ \begin{array}{l} + 325 \text{ \#s. (0.177) = 2.7992} \end{array} \right.$$

* DESCARGA DEL MOLINO/ALIMENTACIÓN A CLASIFICADOR DE 36" Ø.

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 1/4"	2.3	2.3	26.9	26.9
+ 4 #s.	2.0	4.3	33.6	30.0
+ 10 #s.	21.5	25.8	38.3	36.9
+ 20 #s.	33.9	59.7	47.0	42.6
+ 35 #s.	22.0	81.7	50.1	44.7
+ 50 #s.	10.6	92.3	49.1	45.2
+ 50 #s.	<u>7.7</u>	100.0	<u>43.5</u>	45.0
CAB. CALC.	100.0		45.0	

* DESCARGA DEL CLASIFICADOR DE 36" Ø / ALIMENTACIÓN A JIG No. 2 :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 1/4"	5.3	5.3	27.9	27.9
+ 4 #s.	3.8	9.1	33.0	31.3
+ 10 #s.	33.6	42.7	44.5	41.7
+ 20 #s.	30.9	73.6	50.3	45.3
+ 35 #s.	17.2	90.8	53.1	46.8
+ 50 #s.	5.3	96.1	50.9	47.0
- 50 #s.	<u>3.9</u>	100.0	<u>50.8</u>	47.15
CAB. CALC.	100.0		47.15	

* DERRAME DEL CLASIFICADOR DE 36" Ø / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 50 #s.	71.0	71.0	31.2	31.2
- 50 #s.	<u>29.0</u>	100.0	<u>38.0</u>	33.2
CAB. CALC.	100.0		33.2	

* CONCENTRADO FINO DE JIG :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 1/4 "	0.3	0.3	68.5	68.5
+ 4 #s.	0.9	1.2	72.5	71.5
+ 10 #s.	36.9	38.1	67.1	67.2
+ 20 #s.	37.8	75.9	68.1	67.7
+ 35 #s.	13.9	89.8	68.8	67.8
+ 50 #s.	7.0	96.8	69.0	67.9
+ 50 #s.	<u>3.2</u>	100.0	<u>70.3</u>	68.0
CAB. CALC.	100.0		68.0	

* COLAS JIG (ESTE PRODUCTO SE VUELVE A REPROCESAR) :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ ¼ "	6.2	6.2	27.3	27.3
+ 4 #s.	3.8	10.0	35.6	30.5
+ 10 #s.	32.9	42.9	44.0	40.5
+ 20 #s.	29.5	72.4	48.9	44.1
+ 35 #s.	17.6	90.0	49.9	44.2
+ 50 #s.	6.4	96.4	49.9	45.5
- 50 #s.	3.6	100.0	49.9	45.7
CAB. CALC.	100.0		45.7	

* BALANCE METALÚRGICO GLOBAL DEL PROCESO :

PRODUCTO	TMSH.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONC. FINO	1.1	5.5	5.5	68.0	68.0
COLAS	15.9	79.5	85.0	45.7	17.1
ALIMENTACIÓN A JIG.	17.9	85.0	85.0	47.15	47.1
LAMAS A CLASIF.	3.0	15.0	100.0	33.2	45.0
ALIMENTACIÓN PLANTA	20.0	100.0		45.0	

B).- PARA EL CASO DEL MOLINO FUNCIONANDO COMO MEDIO DE MOLIENDA (COLAS MUY REPROCESADAS Y/O FRESCAS DE UNA LEY MENOR Ó IGUAL A 43.5 % MnO₂)

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ ¼ "	5.2	5.2	33.9	33.9
+ 4 #s.	5.3	10.5	37.5	35.7
+ 10 #s.	36.1	46.6	42.4	40.9
+ 20 #s.	28.3	74.9	43.6	41.9
+ 35 #s.	14.3	89.2	48.5	43.0
+ 50 #s.	5.9	95.1	50.7	43.45
+ 50 #s.	4.9	100.0	41.4	43.5
CAB. CALC.	100.0		43.5	

* DESCARGA DEL MOLINO / ALIMENTACIÓN DE BOMBA-HIDROCICLÓN :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 35 #s.	5.0	5.0	38.3	38.3
+ 60 #s.	14.0	19.0	42.4	41.3
+ 80 #s.	13.6	32.6	44.3	42.6
+ 100 #s.	10.0	42.6	46.5	43.5
+ 200 #s.	12.9	55.5	47.0	44.3
+ 325 #s.	11.7	67.2	47.0	44.8
- 325 #s.	32.8	100.0	40.9	43.5
CAB. CALC.	100.0		43.5	

*** DERRAME DE HIDROCICLÓN (LAMAS)/ ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR :**

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
+ 325 #s.	36.0	36.0	39.0	39.0
- 325 #s.	<u>64.0</u>	100.0	<u>40.1</u>	39.7
CAB. CALC.	100.0		39.7	

*** DESCARGA DE HIDROCICLÓN (GRUESOS)/ ALIMENTACIÓN A HIDROCLASIFICADOR CONCENCO:**

+ 325 #s.	88.0	88.0	46.4	46.4
- 325 #s.	<u>12.0</u>	100.0	<u>43.9</u>	46.1
CAB. CALC.	100.0		46.1	

*** DERRAME FINOS DE HIDROCLASIFICADOR CONCENCO / ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR:**

+ 325 #s.	36.2	36.2	39.6	39.6
- 325 #s.	<u>63.8</u>	100.0	<u>41.0</u>	40.5
CAB. CALC.	100.0		40.5	

*** DESCARGA DE GRUESOS DE HIDROCLASIFICADOR CONCENCO / ALIMENTACIÓN A MESAS:**

+ 325 #s.	97.2	47.2	47.2	47.2
- 325 #s.	<u>3.0</u>	100.0	<u>45.3</u>	47.1
CAB. CALC.	100.0		47.1	

*** BALANCE METALÚRGICO PARCIAL DE CIRCUITO MESAS CONCENTRADORAS DE PLANTA No. 2 :**

PRODUCTO	TMSH.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONCENTRADOS	0.52	12.7	12.7	68.0	68.0
MEDIOS - 1	0.32	7.8	20.5	57.9	64.2
MEDIOS - 2	1.479	36.2	56.7	53.5	57.5
COLAS	<u>1.7706</u>	<u>43.3</u>	100.0	<u>33.6</u>	47.1
ALIMENT. MESAS	4.0896	100.0		47.1	

*** BALANCE METALÚRGICO GLOBAL DEL PROCESO EN PLANTA No. 2 :**

PRODUCTO	TMSH.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONCENTRADOS	0.52	6.5	6.5	68.0	68.0
MEDIOS - 1	0.32	4.0	10.5	57.9	64.2
MEDIOS - 2	1.479	18.5	29.0	53.7	57.5
COLAS	1.7706	22.1	51.1	33.6	47.1
ALIMENTACIÓN A MESAS	4.0896	51.1	51.1	47.1	47.1
FINOS CONCENCO	0.7104	8.9	60.0	40.5	46.1
ALIMENTACIÓN CONCENCO	4.800	60.0	46.1	46.1	46.1
LAMAS CICLÓN	<u>3.200</u>	<u>40.0</u>	100.0	<u>39.7</u>	43.5
ALIMENTACIÓN A PLANTA	8.000	100.0		43.5	

C) -BALANCE METALÚRGICO TÍPICO DEL REPROCESO DE CONCENTRADO FINO DE BAJA LEY EN PLANTA No.2 :

PRODUCTO	TMSH .	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONCENTRADO FINO	6.0	60.0	60.0	67.3	67.3
CONCENTRADO GRUESO	2.0	20.0	80.0	70.0	68.0
COLAS	<u>2.0</u>	<u>20.0</u>	100.0	<u>53.1</u>	65.0
ALIMENTACIÓN JIG	10.0	100.0		65.0	

NOTAS ACLARATORIAS :

- a).-Los análisis granulométricos y balances de la planta No. 3, básicamente son los mismos que los presentados para la planta No. 1 para minerales frescos ó en su defecto análogos a los de la planta No. 2 para el reprocesado de colas frescas ó concentrado fino de baja ley.
- b).-En lo que respecta a la planta de S.M.E., debido a que con está no efectúa ningún proceso de concentración y sólo se realiza el secado y molienda de los lotes de concentrados, aquí únicamente se tiene que cumplir con los requisitos de un máximo de humedad del 1.0% y una finura de molienda del 90% pasando por la malla 200 ó 325; norma especificada por el comprador. Por lo que se considera no necesario incluir estos datos.

III.3.- DETERMINACIÓN DE PUNTOS DE MUESTREO CLAVE y LA MECÁNICA DE LA TOMA y MANEJO DE ESTAS.

OBJETIVO : Determinación de puntos de muestreo clave, y forma más adecuada de toma de muestras, intervalos de tiempo, cantidades y preparación de las mismas.

ANTECEDENTES DE PROBLEMÁTICA :

Al analizar la información que generaban los departamentos de producción y control de calidad, como base para los cálculos de los balances metalúrgicos de las diferentes plantas, era muy común encontrarse anomalías y resultados de ensaye fuera de la realidad y en algunos casos se carecía de está información para un turno ó mineral determinado, ya que las muestras de producción eran tomadas indistintamente por los departamentos de producción y preparación de muestras. Por lo que se decidió monitorear por espacio de quince días las diferentes actividades de los departamentos de preparación de muestras y laboratorio de control de calidad. Para detectar las posibles fallas ó anomalías y en base a toda está información elaborar un programa de muestreo y preparación, clasificación y forma de envío del mínimo número de muestras necesarias que nos diera la suficiente información del funcionamiento integral de la planta. (como se indica en los figuras No. 6,7,8 y 9).

a).- Puntos de muestreo mínimos (dibujos 6,7,8 y 9). Se determino los puntos de muestreo idóneos para llevar a cabo el muestreo en lugares que se modificaron para su fácil acceso, incluyendo el diseño de muestreadores especiales para cada uno de los puntos clave, así como sus respectivos recipientes de almacenamiento de muestras debidamente tapados y rotulados (fecha, turno, planta, producto).

b).- Los intervalos de tiempo para la toma de muestra así como las cantidades de las mismas se determinaron en forma experimental de acuerdo a la siguiente tabla comparativa III.3.(b).

c).- Procedimiento de homogenización y preparación de muestras : se trituraban todas las muestras previamente decantadas (hasta lograr el menor contenido de humedad posible), el 100% a-1/4" para posteriormente realizar homogeneizaciones sucesivas y cortes de muestra con partidores Jones de diferentes tamaños hasta lograr una muestra de aproximadamente 200 grs., de aquí se seguirá con un manteo/ cuarteo con el fin de lograr dos muestras de 100 grs. (\pm 20 grs.), que se secaran en estufa de temperatura controlada (110° C) ó en su defecto en platos de peltre sobre un comal de placa de acero 1/4" de espesor, sobre los quemadores de una estufa de gas con el fin de lograr una temperatura de secado controlado no mayor de 120° C, en la interface del contacto del mineral con el plato. (ya que a temperaturas mayores se puede alterar la composición y propiedades electroquímicas de MnO₂ como se verá posteriormente).

+ TABLA COMPARATIVA DE RESULTADOS OBTENIDOS DEL MONITOREO.

MUESTREO DE PRODUCTOS	CABEZAS A PLANTA/ JIG	CONCENTRADOS	COLAS	LAMAS	% HUMEDAD CONC./LOTE
DEPARTAMENTO ENCARGADO	OPERACIÓN	MUESTREO	OPERACIÓN	OPERACIÓN	MUESTREO
INTERVALO DE TIEMPO	1 TURNO	1 TURNO	1 TURNO	1 x DÍA/LOTE	1x DÍA/LOTE
TIEMPO DE TOMA MUESTRA	C/2 hrs.	C/2 hrs.	C/2 hrs.	1 x DÍA/LOTE	1 DÍA /LOTE
CANTIDAD DE MUESTRA	8 KG. (\pm 2)	2 Kg. (\pm 0.5)	2 Kg. (\pm 0.5)	5 l (\pm 2)	2 Kg. (\pm 0.5)
HOMOGENIZACIÓN	ACEPTABLE	ACEPTABLE	ACEPTABLE	ACEPTABLE	ACEPTABLE
CORTE DE MUESTRA	DEFICIENTE	DEFICIENTE	DEFICIENTE	DEFICIENTE	DEFICIENTE
CANTIDAD DE MUESTRA MEDIO DE MOLIENDA	100g. (\pm 20)	100 g. (\pm 20)	100 g. (\pm 20)	100 g. (\pm 20)	100 g. (\pm 20)
MEDIO DE MOLIENDA	CONTENEDOR WC	PLANCHA DE ACERO	PLANCHA DE ACERO	PLANCHA DE ACERO	CONTENEDOR DE WC
ENVÍO DE MUESTRA	BOLSA DE PAPEL	BOLSA DE PAPEL	BOLSA DE PAPEL	BOLSA DE PAPEL	BOLSA DE PAPEL

*** TABLA DE CORRECCIÓN DE ANOMALIAS PROPUESTA POR DEPTO. DE INVEST. METALÚRGICA**

MUESTREO DE PRODUCTOS	CABEZAS A PLANTAJIG	CONCENTRADOS	COLAS	LAMAS (PULPA)	% HUMEDAD CONC. LOTES
DEPTO.	OPERACIÓN	OPERACIÓN	OPERACIÓN	OPERACIÓN	MUESTREO
INTERVALO DE TIEMPO	1 TURNO	1 TURNO	1 TURNO	1 TURNO	1 TURNO
TIEMPO DE TOMA MUESTRA	C/30 MINS	C/30 MINS	C/30 MINS.	C/30 MINS.	3 X TURNO / LOTE
CANTIDAD DE MUESTRA	10 Kg. (± 1)	3 Kg. (± 0.5)	3 Kg. (± 0.5)	20 l. (± 5)	3.0 Kg. (± 0.5)
HOMOGENEIZACIÓN	SEGUIR EL MÉTODO DISEÑADO POR DEPTO. DE INVESTIGACIÓN METALÚRGICA				
CORTE DE MUESTRA	POR MEDIO DE PARTIDORES JONES DISEÑADOS EXCLUSIVAMENTE PARA CADA MUESTRA				
CANTIDAD DE CORTE MUESTRA	100 g mínimo	100 g mínimo	100 g mínimo	100 g mínimo	100 g mínimo
SECADO DE MUESTRA	EN ESTUFA DE TEMP. CONTROLADA A 110° C Y/O EN PLATO ENCIMA DE COMAL DE PLACA DE ACERO AL CARBÓN SOBRE QUEMADORES DE ESTUFA DE GAS. (A FLAMA DIRECTA)				
MEDIO DE MOLIENDA	POR CONTENEDOR DE CARBURO DE TUNGSTENO PARA TODAS LAS MUESTRAS PERO POR FALTA DE TIEMPO Y CAPACIDAD, EN PLANCHA DE ACERO AL Mn O FUNDICIÓN				
ENVIO DE MUESTRA	EN BOLSAS DE PLÁSTICO PARA EVITAR LA CONTAMINACIÓN POR HUMEDAD AMBIENTAL				

d)- Una vez totalmente secas las muestras (verificadas con vidrio de reloj), una de las muestras se guardara como testigo, en una bolsa de plástico. Y la otra muestra se molerá hasta lograr un 100% a- 200 #s, norma estipulada para la realización de análisis químicos y pruebas de rendimiento electroquímico en pilas secas.

e)-La molienda de la muestra es uno de los pasos más significativos para obtener un resultado de ensaye confiable. Por lo que se recomienda realizar esta operación lo más cuidadosamente posible. La molienda debe hacerse por medio de contenedores de carburo de Tungsteno con lo que logra eliminar la contaminación de la muestra. Este es un molino centrífugo que tritura al material dentro de un contenedor con muelas herméticamente cerrado todo de carburo de Tungsteno. Pero por limitaciones de tiempo y número de muestras solo se prepara por este medio los concentrados y lotes por vender para pruebas de rendimiento electroquímico. La molienda de las demás muestras se realizan por medio de planchas de fundición de Fe de alta dureza para evitar la contaminación de las muestras con limadura de Fe y su alteración en los resultados de ensaye químico para el MnO₂ no sea mayor de 0.2% . con respecto a la preparada con el contenedor de carburo de Tungsteno.

f).-Para la determinación del % de humedad de los concentrados por turno producidos, alimentación a plantas y lotes compositados a granel para embarques. Estas muestras las tiene que tomar el Depto. de preparación de muestras. Siendo el punto más indicado para tomar esta humedad inmediatamente después de que han sido pesados estos productos (en la báscula) , directamente en la caja de volteo del camión por medio de una figa muestreadora diseñada especialmente para estos propósitos. Siguiendo la técnica aplicada por el Depto. de Investigación Metalúrgica, la muestra obtenida no debe ser menor que 1 Kg.

CONCLUSIONES :

Al entrar en función todos estos parámetros y técnicas de muestreo y preparación de muestras se logró mejorar la confiabilidad de los resultados reportados por el laboratorio de control de calidad de un 75.0% al 95%. Posteriormente a este estudio se realizó un estudio similar en el laboratorio de control de calidad enfocado a la estandarización de los análisis químicos, tocando puntos como cantidad de muestra a ensayar, pesaje de la misma en balanzas analíticas. (implantación de un calendario de calibración por personal especializada de balanzas), calidad y estandarización de reactivos analíticos utilizados, agua destilada, indicadores, y pH-metros, verificación de normalidades de soluciones valorantes (Permanganato). Verificación de resultados por medio de "Muestra patrón estándar de MnO₂" y tercerías. Lograndose con todo esto en algunos casos una confiabilidad del 98%.

III.4.- FUNDAMENTOS Y PRINCIPIOS DE OPERACIÓN, CONTROL DE VARIABLES EXPERIMENTACIÓN (PRUEBAS COMPARATIVAS ESTÁNDAR) DE JIGS.

El Jig, mecanismo de concentración gravimétrica, es actualmente y por mucho el principal medio de concentración en las 3 plantas , ya que de estos depende más del 80% de la producción de concentrados que se tiene hasta el momento por lo cual se dará una breve introducción a su funcionamiento y principios básicos de operación

INTRODUCCIÓN :

EL JIG es el mecanismo de concentración gravimétrico más ampliamente usado junto con el proceso de separación por medio denso. Los Jigs, se aplican a un amplio rango de minerales (metálicos y no metálicos), desde carbón hasta diamantes. Y de oro a grava para camino.

El Jig es el proceso de clasificación para diferentes minerales fluyendo en forma estratificada, basado en el movimiento de una cama formada por partículas que están intermitentemente fluidizadas por la pulsación del flujo en el plano vertical. La estratificación causa que las partículas tengan un arreglo en capas incrementando su densidad desde la base de la cama. El arreglo de las partículas es desarrollado por la continua variación de fuerzas, actuando sobre las partículas, y se relaciona más con la densidad de las partículas que otros mecanismos de concentración Gravimetria. El Jig incluye también medios para recibir continuamente alimentación de mineral crudo, por la pulsación del agua de manera controlada (mecanismos del Jig) y métodos de separación de la cama estratificada en dos ó más productos (3 productos en nuestro caso). Esto puede incluir remover el concentrado sobre la parrilla ó a través de está cuando las pulsaciones son atravez de la parrilla ó criba, ó cuando no hay una proporción suficiente de pesados en la alimentación entonces la cama sostenida por la parrilla contiene una capa de material encamado, constituido por partículas gruesas y pesadas, de una gravedad específica intermedia entre los minerales que se pretenden separar.

DEFINICIÓN :

El Jig es una máquina que produce impulsos hacia arriba y hacia abajo en agua, con una masa continua de partículas pasando atravez de una caja de Jig ó contenedor, en la cual las

pulsaciones de agua se realizan. En un Jig las partículas están sujetas a pulsaciones alternadas hacia arriba y hacia abajo, ó corrientes de agua. En una pulsación hacia arriba las partículas más ligeras ó de baja gravedad específica son levantadas más rápidamente que las pesadas. En una pulsación hacia abajo sucede lo contrario y las partículas más pesadas ó de alta gravedad se mueven más rápidamente que las ligeras.

ASPECTOS TEÓRICOS :

Aunque los Jigs han sido utilizados desde hace 1000 años, no hay una teoría única que pueda explicar completamente el proceso por el cual se lleva a cabo la separación . Se han propuesto un sin número de teorías pero la mayoría carecen de evidencias experimentales ó las condiciones en las que están basadas son muy idealizadas , actualmente existen dos teorías que se aproximan lo que realmente sucede en la operación del Jig. El concepto clásico considera el movimiento individual de las partículas , mientras que el otro concepto considera a las cama mineralizada como un todo. La razón por lo cual se han considerado teorías clásicas es porque los fenómenos de aceleración, sedimentación obstaculizada y escurrimiento intersticial, ocurren en mayor ó menor medida en todas las clases de jigs. Dependiendo del ciclo que desarrollen como se puede apreciar en la siguiente figura ilustrativa :

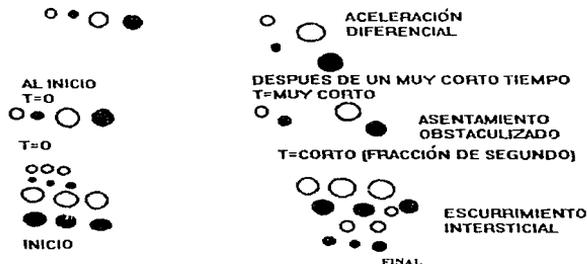


FIG. : LOS TRES MECANISMOS DE CONCENTRACIÓN DEL JIG, APLICADOS A CUATRO PARTICULAS ESFERICAS.

ACCELERACIÓN DIFERENCIAL : Es la aceleración inicial a la que empieza a moverse una partícula. Esta aceleración depende únicamente de la densidad relativa del mineral y el fluido. El tamaño de la partícula no es un factor determinante. Esto sugiere que si la repetición de caída es suficientemente corta, la distancia recorrida por partículas diferentes serían proporcionales a su aceleración inicial, pero no a su velocidad terminal. Bajo estas condiciones, se llevaría a cabo la estratificación en base a su gravedad específica solamente.

CLASIFICACIÓN POR SEDIMENTACIÓN OBSTACULIZADA: Después de un tiempo ligeramente largo las partículas alcanzan su velocidad terminal. La velocidad terminal ó final de una partícula sedimentándose en un fluido, puede ser calculada, como si la velocidad de la partícula obedeciera a una "sedimentación libre", de acuerdo a la ley de STOKES (para partículas finas) ó bien a la ley de NEWTON para las gruesas, ó bien ambas (para partículas de tamaño medio) ., sin embargo como la cantidad de partículas se incrementa en un fluido, se produce el efecto de aplastamiento aparente y la velocidad de sedimentación de la partícula decrece. El sistema se comporta entonces como un líquido pesado con la densidad de la pulpa y no la del fluido: Esto se conoce como sedimentación obstaculizada. Entonces la velocidad final depende más del peso de las partículas, que la gravedad específica.

ESCURRIMIENTO INTERSTICIAL : Al final de una pulsación hacia abajo, la cama se compacta, las partículas grandes quedan entrelazadas, mientras que los granos pequeños se mueven hacia abajo a través de los intersticios por efecto de la gravedad. Estos granos finos no sedimentan tan rápidamente durante la fase de escurrimiento , como durante la aceleración inicial ó clasificación por etapas, pero si el escurrimiento puede ocurrir lo suficientemente intenso, el efecto sobre la recuperación de las partículas minerales finas y pesadas puede ser significativa.

RESUMEN:

Resumiendo tanto el movimiento horizontal como el vertical puede establecerse : La capa superior de la cama normalmente será penetrada por partículas alimentadas, excepto por aquellas que son muy pequeñas para permanecer suspendidas en el agua, moviéndose con está, gobernadas más por el flujo del agua que por la acción de la cama. La capa basta de la cama excluye todos los granos de más baja gravedad específica que está dentro del tamaño de los granos que constituyen la cama. Esta por lo tanto, para todos los granos grandes de la ganga para que no penetren. Todo el material de densidad media es impedido para pasar hacia abajo, ascendiendo hacia una capa de baja densidad específica en la parte superior, y es forzada hacia la descarga. La capa de separación de la cama excluye de está a todos los granos de más baja gravedad específica que la que forman, la cama dentro de un rango de tamaño de grano que componen la cama. Los granos de gravedad específica igual ó mayor que la cama en un determinado nivel entraron independientemente de su tamaño, excepto que los granos más grandes pueden ser excluidos si la velocidad media de la corriente ascendente es significativamente más grande que la corriente descendente. Los granos más pequeños que pueden mantenerse en la cama están determinados por la abertura de la criba de Jig y por la velocidad de la corriente de agua de la cama.

*** PARÁMETROS DE OPERACIÓN DE UN JIG TÍPICO .**

En la siguiente tabla se encuentran los parámetros que afectan la operación del Jig, la lista se divide en aquellos que son básicamente variables de diseño, predeterminados por el tipo de Jig y generalmente no se pueden cambiar, y aquellos parámetros que son en si "variables".

PARÁMETROS DE LA MAQUINARIA DE UN JIG TÍPICO.

PARÁMETRO	DISEÑO	VARIABLE
GOLPE / CARRERA (Excentricidad)	⇒ Forma del ciclo (Dual ó Sencillo)	⇒ Long. y Frecuencia
CAMA MINERAL	⇒ Constante ó Variable	⇒ Espesor (Dentro de Límites)
RAGGING	⇒ Variable	⇒ Espesor, Grav. Espec. y tamaños (de balín)
CRIBA	⇒ Tamaño de abertura y forma	⇒ Tamaño máx. obtenido en el Conc.
CONCENTRADO	⇒ Métodos de Recuperación	⇒ Velocidad de Recuperación.
INCLINACIÓN	⇒ Constante ó Variable	⇒ Espesor de Cama y capacidad de aliment.
VELOC.DE ALIMENT.	⇒ Variable	⇒ A determinarse Experimentalmente.
GRANULOMETRÍA	⇒ Variable	⇒ Nos determina los rangos de todas las demás variables.

*** EL JIG REMER - WEMCO :**

El JIG REMER se basa en un principio de aceleración dual y consta de 3 partes fundamentales como la mayoría de los jigs :

- 1).- De un contenedor donde se forma la cama mineral estratificada y se lleva a cabo la separación de los materiales.
- 2).- Dos mecanismos para impartir las pulsaciones al material de la cama por medio de flechas excéntricas independientes.
- 3).- Controles de drenado para remover las partículas clasificadas y variar el grado de separación.

Una de las ventajas de este tipo de Jig es que el material de la parte inferior de la cama Mineral (Conc. grueso), pasa bajo está compuerta de colas y se reporta en la caja de descarga de gruesos, mientras el material de la parte superior va a dar a las canaletas de descarga de Colas. Las partículas finas y pesadas (Conc. Fino), que pasan a través de varias tolvas (tres) son removidas por medio de espigas colocadas en la parte inferior de las mismas, formando el producto fino de tolvas, se utilizan varios tamaños de espigas enlaminadas, como reducciones a fin de controlar la velocidad del flujo de este producto.

EL JIG-REMER con aceleración dual originada al usar dos movimientos excéntricos superimpuestos, superando algunos inconvenientes de las unidades convencionales, al tratar altos tonelajes se requieren varios jigs (convencionales de un sólo golpe), en paralelo ó en serie en etapas. Lo que ocasiona que la estratificación se interrumpa. Este tipo de JIG con su doble golpe elimina esto. En un JIG-REMER se aplican dos golpes, uno es largo (1/4" a 7/8") a baja frecuencia (155 a 165 rpm.), siendo el golpe convencional llamado en el medio "velocidad baja", y el otro es corto (1/16") alta frecuencia (400 rpm.), llamado "Velocidad Alta", este último golpe mantiene la cama mineral móvil ó fluida y hace la cama

Esta combinación de golpes ó aceleración dual, son los factores para lograr una gran selectividad en el Jig Remer, así como una alta capacidad por pie cuadrado de área.

*** GENERALIDADES Y RECOMENDACIONES PARA EFECTUAR TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN EXPERIMENTAL EN JIGS, A NIVEL PILOTO Y PLANTA.**

La operación de un jig, como la mayoría de concentradores del tipo específicamente gravimétrica es todavía un arte. Cada instalación requerirá un periodo de pruebas, durante el cual, el efecto de cambiar cada una de las variables operativas es primeramente determinado antes de establecer las mejores condiciones operativas. Esto requerirá de paciencia por parte del experimentador, particularmente si no ha tenido experiencia previa. Para efectuar una experimentación adecuada y en forma completa, lo cual nos permita obtener una serie de resultados y datos que nos sirvan de base para determinar los intervalos de los parámetros óptimos de variables de procesamiento para un tipo de mineral determinado, por lo cual se debe tomar en cuenta las siguientes recomendaciones:

1.- Siempre que sea posible, realizar las pruebas primeramente en un jig- piloto ó en su defecto en uno de laboratorio, lo cual nos ahorra: tiempo, cantidad de muestra, personal costos y además nos da las siguientes ventajas:

a) - Manejar la siguiente tabla de acuerdo a las condiciones y parámetros de operación de las plantas sé buscaba obtener una **"PRUEBA ESTÁNDAR PILOTO"**, que fuera comparativa y semejante a los resultados obtenidos en las diferentes plantas con un alto grado de confiabilidad. Para lograr con está predecir el comportamiento metalúrgico de un mineral determinado y al mismo tiempo conocer como manejar los parámetros óptimos de operación de procesamiento de un mineral dado.

*** TABLA DE ESPECIFICACIÓN DE PARÁMETROS DE VARIABLES DE CONTROL OBTENIDOS EN EL JIG PILOTO EN BASE A UN PROGRAMA DE EXPERIMENTACIÓN A NIVEL PILOTO Y PLANTAS PARA LOS PROCESAMIENTOS DE : MINERAL CRUDO, COLAS (FRESCAS Y RELAVADAS) Y CONCENTRADOS FINOS DE BAJA LEY.**

PARÁMETRO	CONDICIÓN(DISEÑO)	VARIABLE
INCLINACIÓN	FIJA *	Pulg. x ft. de long. (3/4"ft)
GRANULOMETRÍA	FIJA *	Rango de fracciones (-1/4" a + 50#s.)
TAMAÑO DE CRIBA	FIJA *	Tamaño de abertura (1/4")
GOLPE Y CARRERA DE LA "VELOCIDAD ALTA"	FIJA *	Golpe de 1/16" (excentricidad de 1/32"), con 450 rpm.
GOLPE Y CARRERA DE LA "VELOCIDAD BAJA"	SEMI-FIJA**	Golpe de 1/4" a 7/8" y veloc. de 150 a 170 rpm. (golpe de 5/8", excentricidad de 5/16" y 165 rpm.)
"RAGGING" : QUE ES LA DISTRIBUCIÓN Y TAMAÑO DEL BALÍN DE ACERO.	VARIABLE *	No. de capas (o peso en Kg.) y ∅ de balines de : 3/8", 1/2" y 3/4".
VELOCIDAD DE ALIMENTACIÓN	VARIABLE *	de 10 a 30 TMSH. (Jig -comercial)
VELOCIDAD DE RECUPERACIÓN DE CONCENTRADOS	VARIABLE *	de 0.6 a 1.8 TMSH. (Jig- piloto)
PRESIÓN Y FLUJO DE AGUA (CALIDAD)	VARIABLE *	Depende de la ley desada, distribución y liberación de valores del MnO ₂ 20 a 30 psi y 60 a 100 GPM. -Jig piloto (% solidos ≤ 1.5 %)

* Valores promedio encontrados con mejores resultados para nuestros diferentes tipos y clase de minerales de MnO_2 .

** Estos parámetros se pueden variar únicamente cambiando la excentricidad de la flecha y diámetros de poleas motrices.

b).- En cuanto a su relación de capacidad por pie cuadrado aprovechable hasta el puente de colas para el jigs comerciales es de $5' \times 11' = 55 \text{ ft}^2$ y la del jig piloto es de $1' \times 3' = 3 \text{ ft}^2$, por lo tanto la relación es de $55 \text{ ft}^2 / 3 \text{ ft}^2 = \underline{18,333}$

c).- El % de sólidos que se maneja en el jig es de aproximadamente 12.5 % promedio y el tiempo de permanencia es de 3.5 minutos aproximadamente.

d).- Comparativamente hablando bajo las mismas condiciones en cuanto a parámetros y mismo tipo de mineral procesado, generalmente se obtienen mejores resultados en el jig comercial que en el piloto, hasta un 8% mayor en recuperación y 2.0% en ley de concentrados con respecto a los productos obtenidos en el Jig / Piloto.

2.- Cambiar una sola condición de operación únicamente en cada prueba.

3.- Permitir que transcurra un tiempo suficiente después de hacer un cambio de condición operativa antes de intentar medir el resultado de dicho cambio.

4.- Es de vital importancia que los jigs, siempre se encuentren en óptimas condiciones mecánicas de alineación, nivelación y limpieza del RAGGING y obstrucciones de la criba, flautas de inyección de agua y espigas de las tolvas colectoras de concentrado fino.

5.- Los factores más importantes que nos van a dar la pauta y regir los parámetros operacionales como son: velocidad de alimentación y de recuperación de concentrados fino y grueso, presión y flujo de agua, distribución de RAGGING, etc., son los análisis granulométricos su distribución y liberación de valores en nuestro caso del MnO_2 , de las alimentaciones a las plantas y jigs. Por lo que es muy importante contar con esta información antes de comenzar con una serie de pruebas.

+ **CONTROLES DE OPERACIÓN DE JIGS COMERCIALES Y/O PILOTOS (FACTORES QUE AFECTAN A ESTOS MISMOS).**

* **ALIMENTACIÓN:** La alimentación al jig deberá ser a velocidad uniforme y distribuida imparcialmente sobre lo largo de la caja de alimentación y está debe ser lo más homogéneo posible con respecto a su granulometría. Ya que la variación de la granulometría puede causar que la cama del mineral estratificada así como el grado (ley), del concentrado fino varíen también, siendo necesario cambiar las condiciones de operación para compensar está. Esto se logra en gran medida con la clasificación previa de la alimentación al jig en los clasificadores helicoidales.

* **PRESIÓN, FLUJO y CALIDAD DE AGUA:** La cantidad y presión del agua suministrada al jig en varios puntos constituye el principal medio de control en este mecanismo de concentración,

generalmente el agua inyectada es de dos tipos: El agua que se agrega en la alimentación y el agua de las cámaras de distribución (flautas). El propósito del agua en la alimentación es mantener está lo suficientemente fluida para permitir su uniforme distribución a lo ancho de la cama mineral en el jig. Además de mantener el material de baja gravedad específica en movimiento a todo lo largo del jig, para ser descargado finalmente en la canaleta de colas. La cantidad de agua de base admitida en cada tolva se ajusta individualmente por medio de una válvula manual. El propósito de está agua es controlar la cantidad de material a descargar en el concentrado fino de espigas. Un incremento de está agua reduce la cantidad de material fino y viceversa. Donde se está procesando material fino un mínimo de agua de base es usada en las tolvas principales, dando un efecto de máxima succión en el golpe hacia abajo, con una máxima recuperación en las espigas. Con respecto a presión de agua está se logra para nuestro caso mantenerla más ó menos constante de 20 a 25 psi., por medio de la instalación de tanques elevados de almacenamiento de agua a una altura previamente calculada. Con respecto a la calidad del agua su contenido de sólidos (lamas), debé ser $\leq 1.5\%$ para lograr asegurar un óptimo funcionamiento de concentración en el jig.

- **INCLINACIÓN:** La inclinación del jig determina la velocidad de flujo del material a lo largo de la cama mineral del jig y consecuentemente su capacidad. Ya que al incrementar la inclinación aumenta la capacidad y de manera particular la cantidad de colas rechazadas. Una menor inclinación como regla, reduce la capacidad pero mejora la estratificación en la cama, dando tiempos de residencia más grandes en el producto fino. (Esta inclinación debe ser fijada para un tipo de material y granulometría específica).
- **RAGGING :** La función de este es el de limitar el tamaño del material que pasa al concentrado de espigas (fino) y el número de capas de balines de acero forjado (ó peso en Kg.), así como del tamaño usado dependen del material que va a ser concentrado así como del golpe (excentricidad de flechas) del jig. Para nuestro caso los balines utilizados en los casilleros que se encuentran a todo lo largo de la caja del jig con diferentes combinaciones eran de : 3/8", 1/2 " y 3/4" de \varnothing , lo cual hace que sea más selectivo el proceso de concentración con respecto con las partículas finas.
- **ESPIGAS :** Son los orificios de descarga en las tolvas recolectoras de concentrado fino. La velocidad de descarga de finos de tolvas es controlada cambiando el diámetro de espigas por medio de bujes intercambiables. La abertura de las espigas deberá ser lo suficientemente para permitir el desalojo del concentrado fino a la misma velocidad a la cual se está produciendo (para nuestro caso estas eran de 1", 7/8" y 3/4" de \varnothing).
- **COMPUERTAS DE DESCARGA :** La posición de las compuertas de descarga tanto de colas como la del concentrado grueso nos determina la cantidad de material el cual puede ser cortado ó desviado hacia la canaleta de colas ó cajón de gruesos.
- **GOLPES :** El golpe corto del jig es constante (velocidad alta). La carrera del golpe largo (velocidad baja), así como su velocidad son determinadas en función del tamaño máximo del material alimentado y puede ser especificado exactamente para un trabajo particular. Generalmente un cambio en la velocidad y carrera incrementara la capacidad en el jig pero

puede causar una pobre estratificación , una carrera grande y velocidad baja son requeridas para tamaños de alimentación gruesos, así como lo contrario para minerales finos.

* CASILLEROS : El propósito de los casilleros es el de sostener la cama de balines (RAGGING) a una altura uniforme sobre cada tolva. La altura de los casilleros es igual en cada una de las tolvas. La altura de los casilleros puede seleccionarse usualmente antes de instalarse por lo consiguiente se considera un control de operación (para nuestro caso fue determinada en dos pulgadas).

III.5.- PRINCIPIOS, VARIABLES DE OPERACIÓN, PARÁMETROS DE CONTROL Y LIMITANTES DEL ACTUAL TANQUE ESPESADOR DE 100' DE DIÁMETRO.

III.5.1.- ANTECEDENTES

Por siempre fue y ha sido un problema fundamental la falta de agua así como la calidad de la misma. Tanto en tiempo de secas como en el de lluvias, debido principalmente a que el agua fresca suministrada a la unidad es de un 100% proporcionada por una presa (anteriormente), más un represo (actualmente), de captación de agua pluvial de temporal. ambos alimentados por un arroyo que en tiempo de lluvias es muy caudaloso pero en tiempo de secas. (aprox. 6 meses), su cantidad es mínima (3 a 5 GPM.). Aunado a esto anteriormente sólo se contaba con un antiguo tanque espesador de 28' de \varnothing x 10' de altura con un equipamiento en muy malas condiciones por lo que era totalmente inadecuado aún para la capacidad que se maneja entonces de 400 TMSD. (mineral crudo). El uso y dosificación de floculante así como el monitoreo de parámetros era prácticamente nulo y cuando se aplicaba este, era muy empírico a criterio personal del jefe de turno en función sin seguir ninguna norma previamente establecida. Por lo que muy a menudo se tenía que parar la producción ya sea por falta de agua ó por un exceso en el contenido de lamas (arriba del 5% sólidos) del agua recuperada del tanque en ocasiones durante estos paros hasta 1 turno (8 Hrs.). La gerencia de Ingeniería y Proyectos de la Dirección de Minería tomó cartas en el asunto encargando el proyecto de un nuevo tanque espesador a la firma: DORR OLIVER (México). Pero al revisar las memorias de cálculo y los datos que sirvieron para esta tal parece que tanto la muestra como los datos de diseño y capacidad (futura ó actual) no eran representativos, por lo que el actual tanque espesador es insuficiente hasta en 25% menos. Con respecto a los parámetros de diseño que fueron: para una capacidad de 600 TMSD., con una recuperación de agua del 80% y de 15 a 17% sólidos en la descarga del tanque por todo lo antes expuesto el Depto. de Investigación Metalúrgica fue comisionado para dar solución a todas estas anomalías. (2 meses después de haber arrancado el actual-nuevo tanque espesador).

Se elaboro un programa de trabajo a corto plazo fijándose los siguientes objetivos:

a).-Experimentación metalúrgica en base a muestras lo más representativas posibles de las lamas alimentadas al tanque de las plantas 1 y 2 que se iban a alimentar a futuro utilizando agua del mismo proceso, buscando optimizar el tipo y dosificación de floculante, variando el pH natural del agua para varios % de sólidos en las pulpas. Con el fin de obtener una gráfica de curva de sedimentación lo más cercana posible al comportamiento de las lamas de nuestro mineral promedio.

b).-En base a esta gráfica de comportamiento promedio y los datos de capacidad actual y futura de la unidad, calcular que porcentaje máximo de sólidos podíamos manejar en la descarga del actual tanque para lograr la mayor recuperación de agua de buena calidad para no afectar el buen funcionamiento de los equipos de la planta. Además de calcular el A.U. (Área Unitaria del tanque espesador) para lograr una descarga del 15% de sólidos con un 76.47% de recuperación del agua del proceso.

c).-Por medio de monitoreos encontrar los parámetros óptimos de las variables de control para obtener la máxima recuperación del agua de buena calidad y con estos datos elaborar un Manual de Operación del Tanque. Todo esto con el objetivo de minimizar los gastos en rebombeo de agua que en ese tiempo eran uno de los más altos en la unidad.

d).-En base a los datos generados por los puntos anteriores calcular un balance de agua necesario para el proceso y con esto cuantificar la adición mínima necesaria de agua fresca al proceso. Además de implementar un programa para que está fuera suficiente en base a los recursos con se contaba para evitar parar la producción por falta de agua y/o calidad de la misma. Y así poder mantener siempre un nivel mínimo en los tanques elevados de alimentación de agua a las plantas para lograr una presión mínima de 15 psi., necesaria para el buen funcionamiento de los Jigs y todo el equipo en general.

III.5.2.- PRINCIPIOS GENERALES.

Los métodos de Coe-Clevenger y el de Kynch son básicamente los más usados y confiables. Ya que el método usado en el laboratorio para determinar el área requerida de un espesador para una aplicación determinada debe basarse en una muestra lo más representativa posible para que podamos hacer una buena evaluación y recomendación para el tipo y tamaño de un mecanismo espesador.

TEORÍA DE SEDIMENTACIÓN : La sedimentación tiene como objetivo el separar de una suspensión un líquido claro y una pulpa de concentración en sólidos superior a la inicial. Dentro de la sedimentación pueden distinguirse:

a).-**ESPESAMIENTO:** Se aplica en los casos donde la finalidad es la obtención de una pulpa de elevado porcentaje de sólidos.

b).-**CLARIFICACIÓN:** Se aplica en los casos donde la finalidad sea obtener un líquido transparente.

Cuando se llevan a cabo con mecanismos que puedan operar continua y/o intermitentemente. Cuando las partículas sólidas son esféricas en un rango de tamaño de 3 a 100 micrones estando uniformemente distribuidas en un líquido y después de considerar su sedimentación, su velocidad de asentamiento podrá ser calculada por la ley de STOKES:

$$V = \frac{(d_s - d_l) D^2 g}{18 N} \quad , \quad \text{donde :}$$

V = Velocidad de la partícula
 d_s = densidad de la partícula
 d_l = densidad del líquido
D = diámetro de la partícula
g = Aceleración debido a la gravedad
N = Viscosidad del líquido

CONSIDERACIONES: Cuando las partículas no son esféricas deberá considerarse un diámetro "equivalente esférico". Y un factor de sedimentación F multiplicado por la ley de Stokes, aproximará la velocidad de la sedimentación determinada. La ley de STOKES podrá aplicarse con partículas grandes de alrededor de 100 micrones, si la viscosidad del líquido mantiene un rango de sedimentación (No.de Reynolds) bajo, pero la relación con la velocidad de sedimentación de partículas grandes es muy probable que se relacione así : $D^{3/4}$ en vez de D^2 .

La capacidad de operación de un espesador se determina por los siguientes parámetros: tamaño, forma y densidad de la partícula, viscosidad, temperatura y concentración .

La dificultad de conocer todas estas variables hace que los cálculos basados en la teoría de desplazamiento de sólidos en el seno de fluidos, carezcan de precisión necesaria en la mayoría de los casos. Los espesadores se calculan haciendo previamente pruebas de sedimentación para poder hacer el diseño.

Cuando la pulpa es alimentada al centro del espesador se puede obtener cuatro zonas principales:

- * Zona de clarificación: Usualmente libre de sólidos suspendidos.
- * Zona de alimentación: Cuya concentración es constante.
- * Zona de transición: Es variable a las características de la pulpa.
- * Zona de compresión: Formada por un lodo compacto, cuya concentración aumentará a medida que se acerque al centro.

Cuando la concentración es constante en la zona de alimentación, lo es también la velocidad de sedimentación que se mide por la velocidad de descenso de la interfase pulpa líquido. Es muy importante el diseño del pozo de alimentación, ya que su función principal será la de distribuir toda la pulpa a través de todo el espesador. Generalmente en los clarificadores la turbulencia deberá minimizarse para evitar que los sólidos en suspensión se desplacen al derrame de líquido claro. Esto también deberá ser aplicado al proceso de espesamiento.

* MÉTODO DE KYNCH :

Este método determina el área unitaria de la concentración crítica a partir de una simple prueba de sedimentación. Se basa en la hipótesis en donde la velocidad de sedimentación de una partícula es función de la concentración de los sólidos únicamente. Según KINCH, la velocidad ascendente de una capa de concentración constante es también constante. La prueba se "corre" con una muestra representativa que será depositada en una probeta de 2 litros. Se homogeneizará perfectamente la suspensión sólidos y dispersión del floculante si es que este se usara. La interfase altura-tiempo estará hecha para desarrollar una curva completa de sedimentación. La prueba deberá durar 24 hrs. para determinar la concentración de las descargas final a través del área unitaria que pueda determinar en un corto tiempo dependiendo de la pulpa a tratar. Tienen que ser anotados el volumen y el

peso de la pulpa el peso de los sólidos secos son determinados al final de la prueba. Y también calcular la gravedad específica de la pulpa y del sólido seco.

El tiempo (Tu) es usado en la ecuación de KYNCH para calcular el área unitaria:

$$A = \frac{T_u}{Co.Ho.} = \frac{m^2.DíA}{TMS.} \quad \text{y} \quad A.U. = \frac{T_u}{Co.Ho.} \cdot 1.2 \frac{TMS. \cdot 24 \text{ hrs}}{Hr. \quad 1 \text{ Día}}$$

donde: Tu = Tiempo en mins. (curva); Co: concentración inicial de la pulpa = $\frac{grs. \cdot TMS.}{1440 \text{ minutos/Día}}$ $\frac{ml.}{m^3}$.

Ho. = altura inicial de la pulpa (probeta) = m;

1.2 = factor de seguridad

TMS/Hr = Ton. Mct. Secas por Hr. alimentadas de mineral(lamas) al tanque * 24 Hrs. = TMSD.
Día

Densidad específica de la pulpa = $\frac{100}{\% \text{ Agua} + \% \text{ sólidos D.E. mineral}}$ = $\frac{Grs.}{ml}$ = TMS/m³

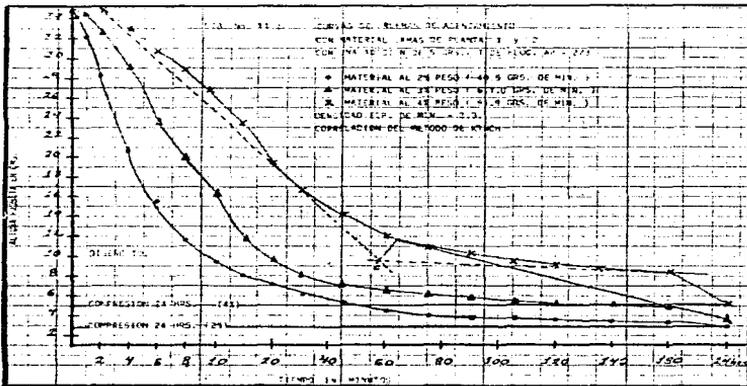


FIGURA No. 11: GRÁFICAS DE CURVAS DE PRUEBAS DE ASENTAMIENTO PARA LAMAS DE PLANTAS No. 1 y 2.

III.3.3.-EXPERIMENTACIÓN.

La muestra utilizada en la serie de pruebas de curvas de asentamiento, fue muestreada por

espacio de 30 días en las cuales se procesaron minerales representativos de todas las áreas (actuales y reservas), tipo y clases. Esta misma muestra fue utilizada para los estudios de caracterización mineralógica, liberación del MnO_2 en sus diferentes fracciones y para realizar la experimentación a nivel laboratorio de hidroclásificación, Mesas concentradoras y procesos de floculación/flotación, para las fracciones + 50 μs , -50 μs , + 325 μs , - 325 μs y + 10 micrones; de las lamas alimentadas al tanque espesador. Por recomendaciones tanto de los diseñadores del tanque como de los proveedores del floculante sólo se usó para las pruebas de asentamiento la fracc. -325 μs , que nos representaba el 75.5% con peso de las lamas totales. Esto con el fin de obtener las condiciones más críticas en las que pudiera operar nuestro actual tanque espesador. En base a pruebas preliminares rápidas se seleccionaron los parámetros más adecuados para diseñar la serie experimental, quedando de la siguiente manera: 2, 3 y 4% de sólidos, usando dosificaciones de 0.3, 5 y 8 grs. de floculante /TMS. de mineral., para 5 tipos de floculantes, dándonos con esto un total de $3 \times 4 \times 5 = 60$ pruebas. Dando los mejores resultados el floculante AP-273 de "DOW CHEMICAL" con una dosificación de 5grs./TMS., aún pH natural (7.5), como se indica en las gráficas de la figura No. 11 (anexa). En un principio se pensó en variar el pH ya que a valores mayores de 9.0 se incrementan las velocidades de sedimentación pero debido a las grandes cantidades, gastos y problemas operativos que nos ocasionaría esto se decidió eliminar esta variable.

III.5.4.-TABLAS COMPARATIVAS, CÁLCULOS Y BALANCES DE AGUA NECESARIA PARA LOS PROCESOS DE UNIDAD.

+ ALIMENTACIÓN AL TANQUE ESPESADOR DE PLANTA No. 1 (BASE DE CALCULO = 33.0 TMSH.).

EQUIPO FUNCIONANDO	SIN / MESAS	CON / MESAS
SIN / ESCRUBBER	MINERAL: 15.51 TMSH. AGUA: 192.10 TMH.	MINERAL: 11.91 TMSH. AGUA: 223.91 TMH.
CON / ESCRUBBER	MINERAL: 15.51 T.M.S.H. AGUA: 248.9 T.M.H.	MINERAL: 11.91 TMSH. AGUA: 280.71 TMH.
CONTENIDO DE FRACCIÓN DE - 325 μs .	10.59 TMSH.	10.52 TMSH.

+ ALIMENTACIÓN A TANQUE ESPESADOR DE PLANTA No. 2 (BASE DE CALCULO = 8.0 TMSH. PARA COLAS REPROCESADAS, 20 TMSH. DE COLAS FRESCAS y 10.0 TMSH., DE CONCENTRADO FINO).

MATERIAL PROCESADO	SIN / MESAS	CON / MESAS
COLAS REPROCESADAS (MOLIENDA)	-----	MINERAL : 3,9104 TMSH. AGUA: 63,540 TMH.
COLAS FRESCAS (ATRICION)	MINERAL : 3.0 TMSH.* AGUA: 139.94 TMH.	-----
CONCENTRADO FINO (JIG)	MINERAL : 0.05 TMSH. AGUA: 139.94 TMH.	-----
CONTENIDO DE FRACC.-325 μs	* 0.60 TMSH.	2.5 TMSH.

* Como norma siempre deben funcionar dos plantas concentradoras (generalmente la 1 y 2), por lo que para los 2 casos extremos de mayor y menor producción de lamas alimentadas al tanque espesador se tendrá lo siguiente:

a).- MENOR CANTIDAD DE SÓLIDOS CON MAYOR VOLUMEN DE AGUA :

PRODUCTO	P.No.1 + P.No.2 = TMSH. y TMH.	% PESO	CONTENIDO FRACC. - 325 #.	% PESO
MINERAL:	11.91 + 0.05 = 11.96	2.8	10.6 TMSH.	2.45
AGUA:	280.71 + 139.94 = 420.65	97.2	420.65 TMH.	97.55
TOTAL	432.61	100.0	431.55 TMH.	100.0

b).- MAYOR CANTIDAD DE SÓLIDOS CON MENOR VOLUMEN DE AGUA :

PRODUCTO	P.No.1 + P.No.2 = TMSH. y TMH.	% PESO	CONTENIDO FRACC. - 325 #.	% PESO
MINERAL:	15.51 + 3.9104 = 19.4204	7.1	13.09 TMSH.	4.9
AGUA:	192.10 + 63.54 = 255.640	92.9	255.64 TMH.	95.1
TOTAL	275.0604	100.0	268.73 TMH.	100.0

+ CALCULANDO UN PROMEDIO DE ALIMENTACION AL TANQUE ESPESADOR CON RESPECTO A LA CANTIDAD TOTAL DE LAMAS :

MINERAL: $11.96 + 19.4204 = 31.804/2 = 15.690$ TMSH. $\Rightarrow 4.4\%$
 AGUA: $420.65 + 255.640 = 676.290 / 2 = 338.145$ TMH. $\Rightarrow 95.6\%$

+ CALCULANDO UN PROMEDIO DE ALIMENTACION A TANQUE ESPESADOR CON RESPECTO AL CONTENIDO DE LA TOTAL DE LAMAS :

MINERAL: $10.6 + 13.09 = 23.69 / 2 = 11.845$ TMSH. $\Rightarrow 3.4\%$
 AGUA: $420.65 + 255.640 = 676.29 / 2 = 338.145$ TMH. $\Rightarrow 96.6\%$

+ PROMEDIO GENERAL PARA AJUSTAR LA CANTIDAD DE LAMAS TOTALES EN FUNCIÓN DE LA FRACCIÓN - 325 #., DE LA CURVA DE ASENTAMIENTO DE LA FIGURA NO. 11. (ESTOS VALORES USADOS COMO BASE DE CALCULO).

MINERAL: $3.4 + 4.4 = 7.8 / 2 = 3.9\% \Rightarrow 4.0\% \Rightarrow 14.1$ TMSH.
 +
 AGUA: $95.6 + 96.6 = 192.2 / 2 = 96.1\% \Rightarrow 96.0\% \Rightarrow 338.4$ TMH.
 PULPA: ALIMENTACION A TANQUE ESPESADOR DE LAMAS (PROMEDIO) = $100.0\% \Rightarrow 351.5$ TMH.

CALCULOS :

* Área unitaria de tanque espesador actual de 100 fts. de diámetro $\Rightarrow r = 50$ fts. = 15.24 m. y
 $A = \pi r^2 = 730 \text{ m}^2 = \text{A.U.}$

Utilizando las formulas del método de KYNCH:

A.U. = $\frac{T_u}{\text{Co. Ho.}} = \frac{\text{m}^2 \text{ Día}}{\text{TMS.}}$; donde: $T_u = \frac{\text{Tiempo en minutos (gráfica)}}{1440 \text{ minutos / Día}} = \text{Día}$

DATOS:

Co = Concentración de la pulpa = $\frac{\text{grs.}}{\text{ml}} = \frac{\text{TMS.}}{\text{m}^3}$

A.U. = 730 m² (tanque actual)

A.U. = área unitaria

$$Co = 81.9 \text{ grs. mineral} = 0.04095 \frac{\text{TMS}}{\text{m}^3}$$

$$Ho = \text{altura de probeta} = 0.4115 \text{ m}$$

Ho = altura inicial de la pulpa = m

TMS.: Ton. métricas secas

L2 : Factor de seguridad

$$\frac{\text{TMS}}{\text{Hr.}} : \text{ALIMENTADAS A TANQUE ESPESADOR.} = 14.1 \cdot \frac{24 \text{ Hrs.}}{\text{Día}} = 338.4 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} \text{ : por lo tanto se tiene}$$

* REFERENCIA FIG NO 11, GRAFICA DE CURVA DE ASENTAMIENTO PARA 4% DE SÓLIDOS (81.9 GRs. DE MINERAL)

$$A.U. = \frac{T_u}{0.4095 \text{ TMS./m}^3 \cdot 0.4115 \text{ m}} \cdot 1.2 \cdot 338.4 \frac{\text{TMS.}}{\text{día.}} = 730 \frac{\text{M}^2}{\text{día.}}$$

$$T_u = 0.0303 = \frac{\text{Tiempo en minutos (fig. No. 11)}}{1440 \text{ minutos / Día}} \therefore \text{ tiempo en minutos} = 43.62 \text{ mins.} \Rightarrow$$

Altura en la probeta de 13.5 cm. lo cual nos da un volumen de pulpa de :

$$0.4115 \text{ m} - 2000 \text{ ml}$$

$$0.135 \text{ m} - X \text{ ml} ;$$

$$\text{volumen del mineral} = 81.9 \text{ grs./} 2.3 \text{ grs/ml} = 35.6 \text{ ml.}$$

$$X = 656.1 \text{ ml.}$$

$$\text{Volumen de agua} = 656.1 - 35.6 = 620.5 \text{ ml. ; } 81.9 \text{ grs. mineral} + 620.5 \text{ grs. de agua} = 702.4 \text{ grs.}$$

$$\text{de pulpa} \Rightarrow 11.7 \% \text{ Sólidos.} \Rightarrow 12.0 \% \text{ sólidos máximo en la descarga.}$$

+ Estos cálculos nos indican para las condiciones actuales del tanque espesador operando las plantas normalmente a una capacidad promedio estimada sólo se puede esperar como máximo el 70.0 % de la recuperación del agua del proceso sin afectar la calidad de la misma.

+ Cálculo de A.U. necesaria para lograr las condiciones de diseño bajo las cuales fue calculado el actual tanque espesador (con menor capacidad de espesamiento).

DATOS: (Memoria de cálculo tanque actual).

Descarga de tanque Esp. = 15% sólidos

Recuperación de agua = 75.0 %

Capacidad promedio = 10.6 TMS/H.

% sólidos en la aliment. = 4.2 %

81.9 grs. = 15 % mineral

$X \text{ grs.} = \frac{85 \% \text{ agua}}{100} \cdot 81.9$

$x = 464.1 \text{ ml} + 35.6 \text{ ml} = 499.7 \text{ ml. pulpa}$

2000 ml. \Rightarrow 41.15 cm.

$\frac{499.7 \text{ ml}}{X \text{ cm (altura en probeta)}}$

$X = 10.3 \text{ cm (fig. 11)} \Rightarrow 80 \text{ minutos}$

PARA CAPACIDAD ACTUAL:

$$14.1 \frac{\text{TMS}}{\text{Hr.}} \cdot \frac{24 \text{ Hrs.}}{\text{Día}} = 338.4 \frac{\text{TMS.}}{\text{Día}}$$

$$A.U. = \frac{80 \text{ minutos} / 1440 \text{ minutos / día}}{0.04095 \text{ TMS. / m}^3 \cdot 0.4115 \text{ m}} \cdot 1.2 \cdot 338.4 \frac{\text{TMS.}}{\text{Día}} = 1,339.0 \frac{\text{M}^2}{\text{Día}}$$

$$\text{Radio} = \sqrt{A.U. / \pi} = 20.64 \text{ m} \cdot 2 = 41.28 \text{ mts.} = 135 \text{ ft. de } \phi$$

+ Lo cual nos indica que para lograr una recuperación de agua del 75% con una descarga del 15% sólidos se requiere un tanque espesador de 135 ft. de diámetro 1.35 veces mayor del que tenemos, obteniéndose agua de buena calidad.

+ TABLA COMPARTIVA DE PARÁMETROS DE OPERACIÓN EN LA DESCARGA DEL ACTUAL TANQUE ESPESADOR CON UNA ALIMENTACIÓN PROMEDIO DE 4.0% DE SÓLIDOS EN LA ALIMENTACIÓN:

% SÓLID. EN LA DESCARGA DEL TQ. ESPESADOR	TMH. DE AGUA DESCARGA DE TQ. ESPESADOR	%RECUPERAC. DE AGUA DEL TQ. ESPESADOR	TMH. DE AGUA RECUP. DEL TQ. ESPESADOR	DIF. EN m ³ /HR. DE REBOMBEO	m ³ DE REBOMBEO DÍA DE PRESA J.
12.0	103.4	70.0	235.0	0.00	2233.4
10.0	126.9	62.5	211.5	+ 23.5	2676.4
7.5	173.9	48.6	164.5	+ 70.5	3756.2

* Diferencia en m³/Hr. con respecto a la descarga máxima permisible del actual tanque de 12.0% de sólidos.

** agua alimentada a presa de jales por la descarga del tanque la cual debe ser recuperada por rebombeo en un 90% debido a pérdidas por evaporación, fugas, derrames y filtraciones.

OBSERVACIÓN: Se puede ver claramente que el operar el tanque a una descarga menor del 12.0% sólidos, nos ocasiona una muy baja recuperación de agua, además de un mayor gasto en rebombeo sobre todo para el 7.5% (% comunmente manejado antes de realizar este estudio).

+ BALANCE GLOBAL DE AGUA NECESARIA PARA EL PROCESO Y SERVICIOS GENERALES DE LA UNIDAD.

* AGUA NECESARIA DE PROCESO A PLANTAS (BALANCE PROMEDIO) = 338.4 TMH. ⇒ 95%

* SERVICIOS GENERALES Y PERDIDAS POR EVAPORACIÓN Y FUGAS = X - TMH. ⇒ 5%
∴ X = 17.8 TMH. + 338.4 TMH. = 356.2 TMH. NECESIDAD NETA DE AGUA

* DE LOS BALANCES DE AGUA - SÓLIDOS DE PLANTA 1 y 2, SE PUEDE DEDUCIR QUE LAS PERDIDAS DE AGUA NO RECUPERADA EN LOS PRODUCTOS SON SIMILARES A LA ALIMENTADA A LAS PLANTAS CON LA HUMEDAD (%) DEL MINERAL Y PRODUCTOS DE REPRESO = 0.00 TMH.

* AGUA RECUPERADA DEL TANQUE (DERRAME) A TANQUES ELEVADOS = 235.0 TMH.

* AGUA RECUPERADA DE PRESA DE JALES POR REBOMBEO = 103.4 * 0.9 = 93.1 MII.

* AGUA RECUPERADA POR BOMBEO DE REPRESO DE CAPTACION DE AGUAS DE ARROYO DE ESCURRIMIENTOS DE PLANTAS Y SERVICIOS EN EL PATIO # 7 = 13.1 TMH.

* TOTAL DE AGUA RECUPERADA = 235.0 + 93.1 + 13.1 = 341.2 TMH. = M³/HR.

* TOTAL DE AGUA FRESCA NECESARIA = 356.2 - 341.2 = 15.0 TMH. = M³/HR.

* AGUA FRESCA DISPONIBLE EN PRESA Y REPRESO AL TÉRMINO DE LA TEMPORADA DE LLUVIAS = 50,000 + 20,000 = 70,000 M³

*** TIEMPO DE DURACIÓN DEL AGUA FRESCA :** $\frac{70,000 \text{ M}^3}{15.0 \text{ M}^3/\text{HR.}}$ = 1 DÍA * 1 MES = 6.68 MESES
24 HR. 30 DÍA

III.5.5.-RESUMEN DEL MANUAL DE OPERACIÓN DEL TANQUE ESPESADOR DE 100' DE DIÁMETRO x 10' DE ALTURA (APLICABLE A CUALQUIER TIPO DE TANQUE ESPESADOR DE MINERALES).

I.-INTRODUCCIÓN: El objetivo del tanque espesador es el de recuperar al máximo posible agua para recircularla al proceso y así evitar altos consumos de agua fresca y energía eléctrica en el bombeo.

DESCRIPCIÓN: El tanque espesador consiste esencialmente de un tanque cilindro de placa de acero ó concreto (ambos), en un mecanismo de arrastre de movimiento lento, que sirve

para jalar ó barrer (rastrillar) los sólidos asentados a un punto central de descarga (cono de descarga). El tanque espesador es del tipo de anclaje en un pilar ó columna central. El mecanismo para rastrillar está anclado ó sostenido sobre una columna estacionaria de acero y concreto. La columna ó pilar está suspendida de la rueda de engranes y lleva ó sostiene en su extremo inferior dos brazos formados por viguetas atirantadas dotadas de hojas ó cuchillos rastrilladores. Los rastrillos son accionados con una velocidad periférica de 20 fts./ minuto., en los extremos de los brazos largos. (ver fig. No. 12 anexa).

II.- ESPECIFICACIONES DEL EQUIPO :

1.- El tanque está formado por 3 partes principales:

a).-Parte cilíndrica (visible): $\varnothing = 100'$ y altura $= 8.86' \Rightarrow$ volumen $= 1970 \text{ m}^3$

b).-Parte cónica truncada (oculta): r. sup. $= 15.24 \text{ m}$, r. inf. $= 1.524 \text{ m}$, altura $= 2.0 \text{ m}$
ángulo de pendiente $= 8.3^\circ \Rightarrow$ Volumen $= 540 \text{ m}^3$

Volumen total del tanque $= 1970 + 540 = 2510 \text{ m}^3/344.5/ \text{ hr}$. PULPA $= 7.3 \text{ Hrs.} \Rightarrow$ tiempo de residencia del mineral dentro del tanque

c).- Túnel de acceso a sistema de descarga de lodos (bombas, válvulas, etc.) .

2.-Equipos del tanque: aquí se da una tabla que nos indica el No. del equipo, especificaciones, marca, H.P.,rpm., amperaje de placa y tipo de lubricación de cada equipo.

III.- PARÁMETROS DE OPERACIÓN DEL ACTUAL TANQUE ESPESADOR :

1.-Las variaciones que nos van a determinar la cantidad y calidad del agua recuperada son: % de sólidos y flujos (G.P.M. ó m^3/hr .), tanto en la alimentación como en la descarga del tanque, cantidad y adición del floculante en la pulpa alimentada al tanque únicamente.

2.-El flujo y % sólidos en la alimentación no lo podemos controlar porque esto va a depender esencialmente del tipo de mineral procesado así como el equipo en funcionamiento de las plantas en un momento determinado, pero sin embargo debemos medir estos parámetros , sobre todo porque el conocimiento de estos datos nos dará la dosificación adecuada a adicionar de floculante en la alimentación al tanque espesador de lamas.

a).- Se dieron 3 tablas para calcular el flujo aproximado de agua alimentada al tanque espesador en un momento determinado.

b).- La mecánica de medición del % de sólidos en la alimentación y descarga del tanque espesador por medio de la balanza Marcy en la escala de 2.3 y se indica su calibración, limpieza y tiempo de toma de muestra (1 cada hora mínimo) .

3.- DOSIFICACION ADECUADA DEL FLOCULANTE .

a).- La adición correcta del floculante (ml./segundos) en un momento determinado va a depender únicamente de la cantidad y el % de sólidos en la alimentación en ese preciso momento.

b).- La dosificación del floculante debe hacerse continuamente siempre y cuando estén funcionando las plantas ó alguna de ellas. Y está debe ser medida y verificada según tablas por lo menos 1 vez cada hora.

c).- Se incluye una tabla de la dosificación del floculante en ml. / 15 segundos.

➤ OBSERVACIONES :

- La concentración del floculante debe ser al 0.05% en peso ó cada 100 ml de solución contiene 0.05 grs. de floculante (asi da mayor eficiencia).
 - Las dosificaciones de floculante se dan en base a toneladas métricas por minuto de mineral alimentado al tanque, con un consumo de 5 grs. de floculante AP-273 / Ton. de lamas alimentada.
 - El adicionar cantidades mayores de floculante que las indicales para cada uno de los casos en las tablas, debido a que el agua derramada por el tanque salga muy sucia ó se crea que así trabajara más eficientemente el tanque caerá en un error, ya que esto ni nos aumenta la velocidad de sedimentación de las lamas, ni nos ayudará a mejorar la calidad del agua y si nos aumentara el costo de operación inutilmente (1 kg. de floculante tenia un costo \$ 150).
- 4.- Descripción detallada del metodo de preparación del floculante.
- 5.- El control del % de solidos en la descarga de lodos del tanque , solo se puede controlar :
- a).- Adicionando la dosificación correcta del floculante.
 - b).- Controlando el flujo de descarga del tanque espesador por medio de la regulación de una de las válvulas de descarga del mismo.

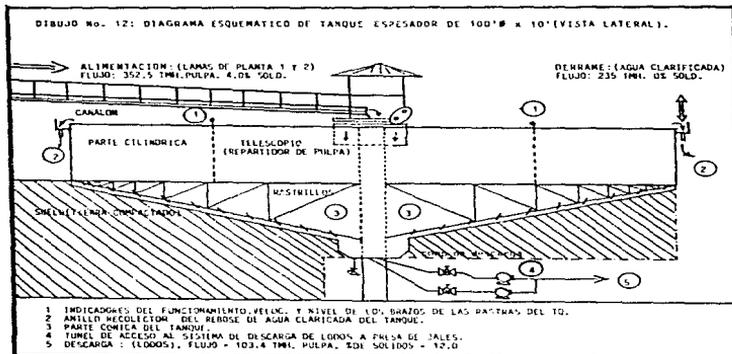


FIGURA No.12 : DIAGRAMA ESQUEMATICO DEL TANQUE ESPESADOR DE LAMAS (VISTA LATERAL).

IV.- PROCEDIMIENTOS EN PAROS DE OPERACIÓN DEL TANQUE.

- 1.- Paro por interrupción ó cambio de corriente eléctrica no mayor de 30 mins.
- 2.- Paro por interrupción de corriente eléctrica mayor de 30 minutos.
- 3.- Paro programado por uno ó más turnos (mantenimiento).

III.5.6-CONCLUSIONES GENERALES SOBRE EL TANQUE ESPESADOR Y ADICIÓN DE AGUA FRESCA.

- El tanque espesador actual es insuficiente para la actual y futura capacidad de la planta (1.35 veces).
- El % de sólidos en la descarga de tanque no podrá ser mayor de 12.0% si se encuentran operando las 2 plantas a plena capacidad, sin sacrificar la calidad de la misma. Su intervalo de operación será única y exclusivamente de 15.0 a 10% sólidos dependiendo de las circunstancias del momento como se indica en las tablas anexas al manual de operación.
- La recuperación del agua de presa de jales es de vital importancia. Deberá ser continua y además contar con una bomba operando y otra en stand-by.
- La recuperación del agua de los escurrimientos de plantas y servicios -IDEM. al punto anterior.
- La adición de agua fresca al proceso será alrededor de 15.0 m³/hr., si sólo si se encuentran funcionando en forma continua las bombas de recuperación de agua de los 2 puntos anteriores.
- La reserva que nos representan los 70,000 m³ de capacidad de presa y represo de captación de agua pluvial, nos garantiza cuando menos 6.0 meses el suministro de agua siempre y cuando sean cumplidos los puntos anteriores. Ya que en los últimos 5 años el período de sequía no ha durado más de 6 meses.
- Implementación de campañas permanentes de ahorro de agua y el no desperdicio de está en lavado de autos y otros. Así como la corrección ó reparación inmediata de fugas en cualquier línea de agua.
- Todo esto nos evitaria parar las plantas por falta ó calidad de agua y así poder mantener siempre un buen nivel de agua en los tanques elevados de alimentación a plantas para lograr un buen funcionamiento de los equipos de las mismas.

CAPÍTULO IV

PROCESOS ALTERNATIVOS DE FLOTACIÓN /FLOCULACIÓN SELECTIVA, PARA LA RECUPERACIÓN INTEGRAL DE VALORES DE MnO_2 EN LAS FRACCIONES DE -325 #s.

IV.1.- FUNDAMENTOS, ANTECEDENTES Y GENERALIDADES DE PROCESOS DE FLOTACIÓN / FLOCULACIÓN / DISPERSIÓN - SELECTIVA .

IV.1.1- DEFINICIÓN E INTRODUCCIÓN A LA ELECTROQUÍMICA DE LA FLOTACIÓN / FLOCULACIÓN .

FLOTACIÓN : Es un proceso fisicoquímico por el cual un sólido puede ser separado de otro sólido en una mezcla . Y se caracteriza por el establecimiento de contacto entre las tres fases (sólidos a ser flotados una solución electrolítica y un gas usualmente el aire).

Para comprender la flotación es necesario estudiar las propiedades físico- químicas de las superficies y establecer la naturaleza de las 3 interfaces: sólidos - gas, sólido-líquido y líquido- gas. Donde el primer paso de la flotación es la de reemplazar parcialmente la interfase sólidos - líquidos a sólido-gas por medio de la adición de reactivos lo cual nos da una superficie sólida (mineral) hidrofóbica .

La aplicación de los principios termodinámicos a los sistemas de flotación tales como los cambios de energía libre y potencial químico son susceptibles de medición experimental, lo cual nos permitirá desarrollar y predecir un mecanismo por el cual un sólido será flotable. Una pulpa de flotación es representada como un sistema electroquímico, debido a que los reactivos de flotación son electrolitos así como también las especies de la superficie del mineral. Si un sólido es puesto en una solución acuosa las especies cargadas serán transferidas a través de la interfase hasta que la solución es saturada con respecto al sólido y entonces se alcanza el equilibrio, estas especies cargadas son denominados determinantes del potencial.

APLICACIÓN DE ASPECTOS TERMODINÁMICOS EN LA FLOTACIÓN :

- 1.-Condiciones de sustancias ó estados físicos de estas que existen en equilibrio.
 - 2.-Condiciones específicas para efectuar una reacción química ó cambio de fase que tomara lugar espontáneamente.
 - 3.-La relación entre el intercambio de calor y otras formas de energía cuando una reacción ó un cambio de fase ocurre y el efecto de la temperatura sobre estas
- Aunque la termodinámica no pueda predecir que mineral será recuperado y que % de este obtendremos, si nos ayudara hacer mediciones de como la flotación de tal mineral responderá mejor a cambios de temperatura, tipo de colector ,etc.

ELECTROQUÍMICA : Estudio de la interconversión de la energía química y energía eléctrica.

REACCIONES ELECTROQUÍMICAS : Una reacción de óxido-reducción de intercambio electrónico y reacciones de electrodo, donde los electrones son intercambiados entre un electrodo y las sustancias en disolución.

AGENTE OXIDANTE : Receptor de electrones \Rightarrow (reacción) \Rightarrow Especie reducida \Rightarrow (menor valencia).

AGENTE REDUCTOR : Donador de electrones \Rightarrow (reacción) \Rightarrow Especie oxidada \Rightarrow (mayor valencia).

REACCIÓN QUÍMICA : Reacciones de intercambio de electrones (oxi-red).

REACCIÓN DE ELECTRODO : Los electrodos pueden ser sedidos por un conductor sumergido en la disolución del electrodo-oxidante 1 ó tomados de la disolución del reductor 1. Las distribuciones de carga en la interfase no es uniforme de modo que se originan diferencias de potenciales entre el interior del metal y el seno del líquido.

POTENCIAL ELECTROQUÍMICO : Es el potencial de una partícula cargada en un punto situado en el seno de una fase: se define como el trabajo necesario para atraer a la partícula desde un punto donde el potencial es cero hasta el punto indicado de la fase. $\mu = \mu_0^B =$ Potencial químico de la partícula B en la fase 1.

μ (QUÍMICO) : Interacciones químicas entre partícula y sustancia de la fase

ELECTROSTÁTICO Interacciones electrostáticas = $Z_B B$, donde: $Z_B =$ valencia y $F =$ etc. de Faraday.

ETAPAS DE REACCIONES DE ELECTRODO : La reacción en la interfase mineral- solución, donde está se realiza directamente entre la especie electroactiva y el electrón:

- 1) Transporte de las especies electroactivas hacia el electrodo (interfase).
- 2) Adsorción de las mismas en el electrodo (interfase ó superficie mineral).
- 3) Transporte de carga.
- 4) Desorción de los productos de reacción del electrodo.
- 5) Difusión de dichos hacia el seno de la disolución
- 6) Reacciones químicas secundarias
- 7) Formación de nuevas fases.

+ MECANISMOS DE CARGA SUPERFICIAL :

a).-INTERACCIONES QUÍMICAS ESPECÍFICAS : Entre la superficie y el solvente \Rightarrow Quimisorción: la cual forma diferentes compuestos ó especies sobre la superficie del mineral.

b).-DISOLUCIÓN PREFERENCIAL DE IONES EN SUPERFICIE : En ausencia de quimisorción.

c).-SUSTITUCIÓN DE RED : Influencia de reactivos específicos adicionales sobre la superficie del sólido.

+ **DOBLE CAPA ELÉCTRICA** : En el desarrollo de la carga superficial por cualquiera de las interacciones químicas a, b y c, la superficie del sólido adquiere un potencial con respecto a la solución, la carga en la superficie del sólido es compensada por una de carga igual en la fase acuosa, la carga en la superficie junto con la carga en la solución es conocida como: doble capa eléctrica. (fig. anexa).

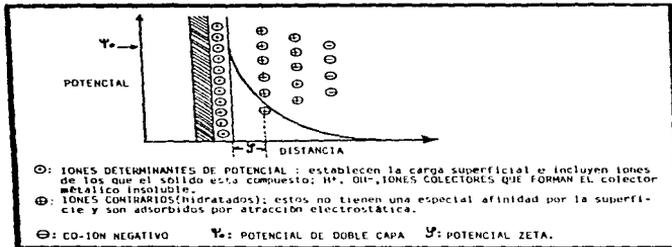


FIGURA No.12-A : DIBUJO ESQUEMÁTICO DEL ESTABLECIMIENTO DE LA DOBLE CAPA ELÉCTRICA.

IONES ADSORBIDOS ESPECIFICAMENTE: Estos poseen especial afinidad por la superficie pero no son quimisorbidos.

PzC - PUNTO DE CARGA CERO : A partir de alguna concentración (actividad) de la especie determinante de potencial, la superficie mineral no es cargada.

ESQUEMA DE LA ELECTROQUÍMICA EN LA FLOTACIÓN DE MINERALES :

Minerales iónicos mezclados en agua \Rightarrow Iones en disolución \Rightarrow Interacción Ion-Ion \Rightarrow Equilibrio iónico (interfase: sólido-líquido) \Rightarrow Equilibrio electroquímico \Rightarrow Doble capa Electroquímica \Rightarrow Transferencia de carga: adsorción \Rightarrow Procesos de electrodo \Rightarrow Reacciones de iones.

COLECTORES Y SALES COLECTORES: Son compuestos heterogéneos que contienen un grupo inorgánico asociado con una ó varias cadenas de hidrocarburos.

GRUPO INORGÁNICO : Se ioniza y es absorbido sobre la superficie del mineral.

CADENA DE HIDROCARBUROS : Provee la hidrofobicidad (molécula no polar etc.).

- TIPOS DE COLECTORES {
- Cationicos: al ionarse \Rightarrow iones positivos (+).
 - Aniónicos: al ionizarse \Rightarrow iones negativos (-).
 - Especies moleculares en solución.

FUENTE: CHEMISTRY OF FLOTATION. POR : MAURICE C. FUERSTENAU, JAN D. MILLER ; MARTIN C. KUHN. EDITOR AIME.

IV.-1.2.- FUNDAMENTOS DE LOS PROCESOS DE FLOCULACIÓN (POLÍMEROS) .

FLOCULACION GENERAL : La floculación involucra el agregado de partículas finamente divididas suspendidos en un líquido (usualmente agua) por medio de la utilización de un

agente encaadenante (floculante polimerico) que liga ó mantiene juntas a las particulas. En consecuencia para lograr este resultado el floculante primero debe ser adsorbido sobre las particulas y ser capaz de entazar los huecos ó claros entre las particulas colindantes. Las particulas enlazadas de está manera formaran agregados (floculos), de un tamaño tan grande que estos pueden sacarse fuera de la suspensión del liquido mas rápidamente. Así el floculante efectivo deberá tener una extensa y flexible configuración en la solución, donde lo primero es lograr un enlace y lo segundo es producir floculos fuertes que puedan resistir fuerzas cortantes sin romperse. Por lo tanto es sobre entendido que el floculante más efectivo conocido son compuestos solubles en agua de alto peso molecular (un millón ó más). Los primeros floculantes fueron productos naturales tales como proteínas y gomas, pero los polimeros lineales son más eficientes debido a sus grandes longitudes.

★ ABSORCIÓN DE POLIMEROS EN LA INTERFASE AGUA-MINERAL

Un polimero no puede funcionar como un floculante a menos que sea absorbido sobre las particulas. Por lo tanto la superficie química de los minerales es de interés básico. Los principales factores involucrados en las reacciones de superficie de minerales en medio acuoso son: a).-disolución, b).-hidratación., (esto es de óxidos), c).-hidrólisis de especies disueltas y d).-ionización de la superficie y la formación de la doble capa eléctrica. El efecto de estos factores sobre como el mineral proporciona sitios de anclaje para la adhesión del polimero es claramente importante. Puesto que diferentes minerales tienen diferente comportamiento químico, no hay una regla que pueda ser aplicada para todas las clases de minerales con respecto para el modo de adhesión de los grupos de polimeros para los sitios en la superficie del mineral. En suspensiones acuosas de minerales los iones que determinen el potencial son proporcionados por la superficie del mineral (esto es Ca^{2+} y F^- para la fluorita, etc.) y el suministro de estos iones es controlado por la solubilidad del mineral y la hidrólisis de los iones metálicos. En el caso de los óxidos el H^+ y OH^- son generalmente considerados a ser los iones determinantes del potencial, aunque especies disueltas pueden hidrolizar y readorberse. Más marcadamente la solubilidad es influenciada por la presencia de otros electrolitos, tensión superficial, tamaño de partícula y procesos redox. Cualquiera de los mecanismos de coordinación de grupos polimericos sobre la superficie del mineral deberán ser a través del enlace con iones metálicos. El efecto del potencial de superficie es también importante, ya que superficies altamente cargadas impedirán una buena floculación para polimeros no ionicos e inhibiran la absorción de floculantes igualmente cargados. Por otro lado la adsorción de polimeros cargados opuestamente puede ser tan fuerte que la efectividad del enlace del floculante es severamente reducido y también nos puede resultar en una floculación pobre.

IV.1.3.- FLOCULACIÓN / DISPERSIÓN SELECTIVA .

Más para la aplicación en la clarificación ó separación sólido-liquido, la floculación de todos los sólidos suspendidas es el objetivo. De otra manera si la recuperación selectiva de uno de los componentes minerales de una suspensión mezclada es deseada, entonces la floculación selectiva deberá ser aplicada. La floculación selectiva de una de las especies minerales puede ser lograda sólo si el floculante es absorbido sobre un tipo de partícula mineral. Esta adsorción selectiva a la floculación de este tipo de particulas minerales dejando a las otras particulas dispersas ó suspendidas en la pulpa. (Por lo que este

floculante se puede decir actúa como un dispersante selectivo con respecto a las especies no floculadas). La separación de los minerales floculados de la pulpa dispersada puede entonces ser llevada a cabo por sedimentación, elutriación, flotación ó algun otra técnica aplicable.

✦ ABSORCIÓN DEL POLIMERO SELECTIVO SOBRE LA SUPERFICIE SÓLIDA

El floculante selectivo deberá totalmente ser adsorbido sólo por ciertos minerales mezclados en la suspensión (en nuestro caso por los óxidos de Mn y Fe), idealmente con la absorción siendo positiva ó negativa, la adsorción será debido a la afinidad de los grupos funcionales del polímero para con los iones metálicos, proporcionados por el mineral, con una indiferencia a otro tipo de iones metálicos (esto también se puede lograr por medio de la adición de sustancias enmascarantes que actúan sobre todo las partículas que deseamos en dispersión impidiendo con esto la acción del floculante sobre estas que en condiciones normales si actuaría sobre ellas, como lo es nuestro caso particular como se vera más adelante).

La selectividad de un floculante podría también elevarse por medio de una fuerza de adsorción diferencial sobre varios minerales. Por ejemplo un polímero puede estar fuertemente adsorbido sobre minerales de Cu, pero puede ser debilitado por la presencia de Calcita y Feldespatos, pero aún así para todos los casos habrá floculación. Sin embargo por la introducción de otro reactivo fuerte en cantidad suficiente para competir con el polímero los sitios sobre la superficie de Calcita y Feldespatos entonces estar libre para adsorberse sobre los minerales de Cu.

APLICACIÓN: Para nuestro caso particular el floculante AP-273 en condiciones normales actúa sobre todas las lamas en su fracc. -325 #s., pero sin embargo es notoria una fuerza de adsorción diferencial como sigue: óxidos de Mn y Fe > Cuarzo, Calcita > Mica (Sericita), Kaolin, al agregar cantidades suficientes de reactivos que actúan como inhibidores de floculación y variar el pH arriba de 9.0, se logra casi en un 100% anular la acción de este sobre el Cuarzo, Calcita, Mica y Kaolin.
(Fuente: Floculantes polimericos; por: Santhana V. Krishnan y Yosry A. Attia. Laboratorios Battelle Columbus y Ohio-Extracto.)

IV.1.4- FLOTACIÓN ESPUMANTE DE MINERALES.

Dentro de los procesos metalúrgicos empleados para la concentración de minerales, más usados actualmente es el de la flotación por espuma la cual está compuesta de las siguientes fases : a) Sólida: Valores y ganga (material estéril), b) Líquida : Polielectrolito (sales más tensoactivas en solución acuosa), c) Gaseosa: generalmente aire (O₂). La finalidad del proceso es separar los valores (MnO₂) de la ganga (SiO₂, óxidos de Fe, Mica y Kaolin), usualmente las partículas sólidas valiosas son las que se deberían absorber por las burbujas de aire recolectandose en una espuma en la superficie de la celda, mientras que las partículas estériles permanecen mojadas en el seno de la solución. Para que esto suceda los valores deben tener características superficiales (naturales ó inducidas) que hagan a estos sólidos capaces de adsorberse a la fase gaseosa con enlaces casi 100% covalentes (no polar) por lo que los sólidos que a ella se absorben, deben tener propiedades

nopolares "oleosas" (hidrofóbicas). Y lo mismo para las partículas ganga que permanecen en el seno la solución acuosa (netamente polar), los sólidos que la absorben (que se mojan) deben tener características "hidrofilicas", al menos en su superficie.

AGENTES DE FLOTACIÓN: Como todos los minerales son "mojados" en cierta medida es necesario el uso tensoactivos para preparar (acondicionar) la superficie de mineral antes de introducir la fase gaseosa (burbujas). Estos agentes tensoactivos los podemos clasificar de acuerdo a su papel en un determinado proceso de flotación:

COLECTORES: Son moléculas ó iones orgánicos que se caracterizan por tener una parte hidrofóbica (no polar) y una hidrofílica (afin al mineral) su función es inducir la flotabilidad al mineral de interés.

ESPUMANTES: Moléculas orgánicas que poseen una parte polar (afin al agua) y una no polar (afin a la fase gaseosa). Su función es dar elasticidad a las burbujas y estabilidad a la espuma.

DEPRESORES: Son moléculas orgánicas ó sales inorgánicas que retardan la flotación de ciertas especies minerales haciendo más hidrofílicas sus superficies.

PROMOTORES: Sales inorgánicas que disminuyen la afinidad del mineral por el agua y hacen que la superficie de este tenga mayor afinidad por el colector.

Modificadores del pH: técnicamente no son tensoactivos, aunque algunos además de modificar el pH, son superficialmente activos frente a algunos minerales. Estos son cualquier ácido ó base inorgánica.

IV.2.- INVESTIGACIÓN / EXPERIMENTACIÓN .

IV.2.1.- ANTECEDENTES E INVESTIGACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA FLOTACIÓN DE MINERALES DE BIÓXIDO DE MANGANESO.

OBJETIVO: La concentración por medio del proceso de flotación ya sea directa ó inversa de los valores de MnO_2 y separarlos de la ganga: óxidos de Fe, Cuarzo, Mica y Kaolín.

a) **FLOTACIÓN DIRECTA ANIÓNICA (-):** Usando colectores aniónicos como los ácidos grasos y sulfonatos. Para la separación en la espuma del MnO_2 concentrado y dejando en las colas las impurezas (también puede efectuarse flotación inversa modificando las condiciones de la prueba).

+ **CUADRO BÁSICO DE CONDICIONES Y REACTIVOS CON LAS QUE SE EFECTUARON PRUEBAS TENTATIVAS RAPIDAS DE FLOTACION CON MINERALES DE MnO_2**

PROMOTORES: ácido fólico, oleico, aceite de coco, flotapol, promotores aero-825 y 845

AGENTES AUXILIARES DE LA PROMOCIÓN: Petróleo y Diesel

REGULADOR DE pH: HF, $NaCO_3$ y NaOH., pH = 5 y 10

DEPRESORES DE IMPUREZAS : pH= 5 : Na_2SiO_3 "Ru", pH=10⇒ ácido tánico (quebracho esp. Fe), almidón cáustico y Tripolifosfato de Na.

% DE SÓLIDOS DE ACONDICIONAMIENTO = 40 a 50%.

ESPUMANTE: MIBC, AEROFROTH 70 y C-1065 (P.Q.M.).

% SÓLIDOS EN LA FLOTACIÓN: 30 a 10%

b) **FLOTACIÓN INVERSA CATIONICA** (+) : usando colectores catiónicos como las aminas, diaminas y éteraminas. Para la separación de impurezas en la espuma, dejando en las colas el mineral concentrado.

✦ **CUADRO BÁSICO DE CONDICIONES Y REACTIVOS PARA EFECTUAR PRUEBAS TENTATIVAS RÁPIDAS DE FLOTACIÓN (CATIONICA).**

PROMOTORES : Colmin DT, Colmin T, Kaomin SN, Colmin C-8 (neutralizadas).

AGENTE AUXILIAR DE LA PROMOCIÓN: Petróleo y diesel., ESPUMANTE: MIBC, AEROFROTH 70, CC-1065.

REGULADORES DE pH : HIF, Na_2CO_3 y NaOH , pH = 5 y 10

DEPRESORES DE MANGANESO : ácido tánico (especie Mn), almidón cáustico, tripolifosfato de Na.

% DE SÓLIDOS EN EL ACONDICIONAMIENTO = 40 a 50%; % SÓLIDOS EN LA FLOTACIÓN DE = 30 a 10%

NOTA : Para todas las pruebas fue utilizada agua del proceso y una celda de flotación de laboratorio convencional Webco.

IV.2.2.- FLOTACIÓN DE MINERALES PROBLEMÁTICOS EN EL PROCESO DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA DE LAS PLANTAS.

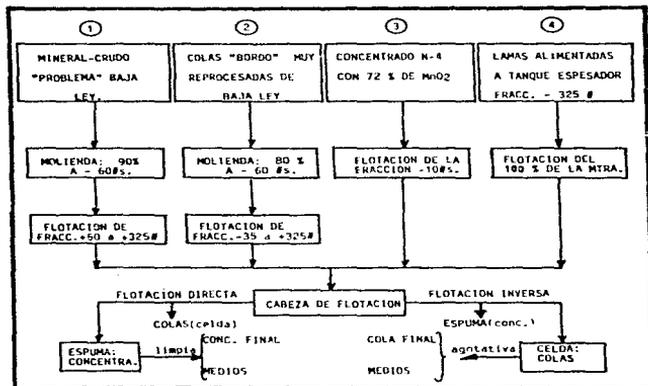


FIGURA No. 12-B : DIAGRAMA EXPERIMENTAL DE FLOTACIÓN DE MINERALES "PROBLEMA".

* RESULTADOS DE EXPERIMENTACIÓN.

1.-CABEZA DE FLOTACIÓN DEL MINERAL "PROBLEMA" DE BAJA LEY, MOLIDO 90%, A - 60 #s.

FRACC.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.	
+ 60 #	13.0	13.0	36.5	36.5	} CAB DE FLOTACIÓN: 39.9% EN PESO CON CON UNA LEY DEL 46.9% MnO ₂
+ 100 #	4.0	17.0	58.9	41.8	
+ 150 #	5.7	22.7	54.5	45.0	
+ 200 #	6.8	29.5	51.7	46.5	
+ 325 #	10.4	39.9	48.1	46.9	
- 325 #	60.1	100.0	30.4	37.0	
CAB. CALC.	100.0		37.0		

* MEJOR PRUEBA DE FLOTACIÓN LOGRADA (INVERSA).

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.	
CONC.	12.9	12.9	21.1	21.1	} REC. TOTAL DEL 30.9 % PESO, CON 53.7 % MnO ₂
MEDIOS	9.6	22.5	21.0	23.6	
COLAS	77.5	100.0	53.7	46.9	
CAB. FLOTACIÓN	100.0		46.9		

* MEJOR PRUEBA CONSEGUIDA EN EL JIG PILOTO CON LA CABEZA ALIMENTADA A JIG COMERCIAL.

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.	
CONC. FINO	8.1	8.1	66.5	66.5	} RECP. TOTAL DEL 8.1 % PESO CON LEY DEL 66.5 % MnO ₂
COLAS	37.4	45.5	42.5	46.8	
ALIMENT. JIG	45.5	45.5	46.8	46.8	
RECHAZO SCRUBBL	10.5	56.0	33.0	44.2	
LAMAS TOTALES	44.0	100.0	27.8	37.0	
ALIMT. PLANTA	100.0		37.0		

* PARÁMETROS DE PRUEBA DE FLOTACIÓN: pH=5, % SÓLIDOS EN FLOTACIÓN=20, DEPRESORES DE MnO₂ ⇒ ácido tánico (quebracho especie Mn)=100 grs./TM., COLECTOR COLMIN DT= 800 grs./TM., AJUSTADORES DE pH = HF y Na CO₃, ESPUMANTE: CC-1065, AYUDA A LA PROMOCIÓN = diesel 50 gr/TM, LIMPIA (AGOTATIVA)= 10% solidos y pH=7.0, DISPERSANTE DE LAMAS = Na₂ SiO₃ "RU" = 100 grs. / TM.

2.- COLAS BORDO MOLIDAS : 80% PASANDO POR 60 #L. , CABEZA DE FLOTACIÓN .

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.	
+ 35 #	5.0	5.0	38.3	38.3	} CAB. DE FLOT.:62.1 % PESO CON 45.4% DE MnO ₂ .
+ 60 #	14.0	19.0	42.4	41.3	
+ 80 #	13.6	32.6	44.3	42.6	
+ 100 #	10.0	42.6	46.5	43.5	
+ 200 #	12.9	55.5	47.0	44.3	
+ 325 #	11.7	67.2	47.0	44.8	
- 325 #	32.9	100.0	40.9	43.5	
CAB. CALC.	100.0		43.5		

✦ MEJOR PRUEBA DE FLOTACIÓN LOGRADA (INVERSA):

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.	
CONCENTRADO	27.9	27.9	26.4	26.4	} RECUP. 30.7% EN PESO CON 54.2 % MnO ₂
MEDIOS	22.6	50.5	49.5	36.7	
COLAS	49.5	100.0	54.2	45.4	
CAB. ALIMENT.	100.0		45.4		

NOTA. Proceso en mesas de este mismo mineral: recuperacion del 6.5% peso con 68.0% MnO₂.

PARÁMETROS DE PRUEBA : pH= 5 y 7, % solidos en flotación = 15%, DEPRESORES DEL MnO₂ quebracho especie Mn y almidon = 150 grs./Tm., COLECTOR COLMIN DT =750 grs./Tm., DISPERSOR DE LAMAS, Na₂ SiO₃ "RU" 50grs./Tm., AJUSTADORES DE pH=HF y Na₂ CO₃, % DE SÓLIDOS EN LIMPIA = 10.0, ESPUMANTE = MIBC., % DE SÓLIDOS EN EL ACONDICIONAMIENTO= 50% .

3.- CONCENTRADO FINO DE JIG , N-4 CON EL 72.0% DE MnO₂ ,CABEZA DE FLOTACIÓN :

FRACC.	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.	
+ ¼ #s.	2.9	2.9	73.1	73.1	} CAB. DE FLOT.: 70.6% EN PESO CON 71.5% MnO ₂ .
+ 4 #s.	3.9	6.8	72.6	72.8	
+ 10 #s.	22.6	29.4	73.2	73.1	
+ 20 #s.	30.0	59.4	73.3	73.2	
+ 35 #s.	19.2	78.6	71.9	72.9	
+ 50 #s.	12.9	91.6	69.8	72.5	
- 50 #s.	8.3	100.0	66.9	72.0	
CAB. CALC.	100.0		72.0		

+ MEJOR PRUEBA DE FLOTACIÓN (DIRECTA) LOGRADA :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONCENTRADO	19.0	19.0	73.6	73.6
MEDIOS	12.5	31.5	72.7	73.2
COLAS	68.5	100.0	<u>70.7</u>	71.5
CAB. ALIMENT.			71.5	

+ CONDICIONES DE PRUEBA. pH= 8.0, % DE SÓLIDOS EN LA FLOTACION= 8.0, DISPERSANTE DE LAMAS: Na₂ SiO₃=150grs./Tm., COLECTOR. FLOTAPOL= 600 grs./Tm., % SÓLIDOS EN LA LIMPIA= 5.0, AJUSTADORES DE pH=CaCO₃ y NaOH.

4.- LAMAS ALIMENTADAS AL TANQUE ESPESADOR : FRACCIÓN - 325 #.

+ MEJOR PRUEBA DE FLOTACIÓN LOGRADA (INVERSA) :

PRODUCTO	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	LEY ACUM.
CONCENTRADO	33.3	33.3	16.5	16.5
MEDIOS	27.9	61.2	17.8	17.1
COLAS	38.8	100.0	<u>22.5</u>	19.2
CAB. FLOT.	100.0		19.2	

+ PARÁMETROS DE PRUEBA DE FLOTACIÓN. pH = 9, % SÓLIDOS-ACONDICIONAMIENTO ~30.0, % SÓLIDOS-FLOTACIÓN = 10.0, AJUSTADOR pH= Ca CO₃ y Na OH, HF, COLECTORES: COLMIN DT = 1000 gr./Tm., DISPERSANTE DE LAMAS: Na SiO₃ "Ru"-50 grs./ Tm., almidón cáustico (depresor de Mn)=200 grs./Tm. DEPRESOR DE Mn: Quebracho especie.Mn. = 200 grs./Tm., AYUDA A PROMOCION: diesel =100grs./Tm. % SÓLIDOS EN LIMPIA=8.0%, ESPUMANTE ~MIBC. 100 grs./Tm.

+ OBSERVACIONES :

a).- Para algunos casos (Fraccion -325 # y el mineral crudo), los altos contenidos de arcillas y óxidos de Fe en las fracciones finas al agregarles agua del proceso con cierto contenido de floculante (remanente), tiende a flocular y atrapar dentro de ellos partículas de MnO₂, liberadas disminuyendo notablemente la efectividad de la selección en el proceso de flotación.

b).- Los óxidos de Fe tienen un comportamiento muy análogo a los óxidos de MnO₂ con respecto a los reactivos colectores, depresores y promotores, así como también a las variaciones del pH.

e).- Generalmente todos estos productos son denezcables en cierto grado, por lo que tienden a formar lamas (-325 #s) nuevamente, a pesar de que ya han sido molidos y deslamados (a - 325 #s), por la acción mecánica/atricionadora de la celda de flotación (acondicionamiento y flotación), por lo cual estas lamas generadas nos ocasionan que se consuman gran parte del reactivo añadido, enmascarando la posible flotación de impurezas (Cuarzo), además de que son flotadas por arrastre mecánico.

d).- El grado de selectividad con respecto al MnO_2 , en todos los casos es bajo.

+ CONCLUSIONES

a).- En base a los resultados obtenidos en celda de flotación convencional (agitación mecánica), tipo y características de nuestros materiales a flotar (Fracc. -325 #s), análisis de información específica del tema. La forma más conveniente de efectuar nuestro proceso de flotación es por medio de agitación neumática y lavado a contracorriente de la pulpa con aire (evitando generar lamas y arrastre mecánico de las mismas), que es la forma de operar de las columnas de flotación (ver figura. No. 13, abajo) .

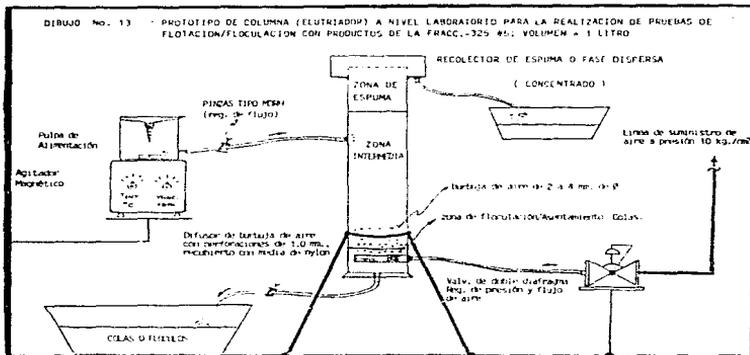


FIGURA No. 13 : PROTOTIPO DE COLUMNA (ELUTRIADOR) DE FLOTACION A NIVEL LABORATORIO.

b).- Intentar una preconcentración lo más selectiva posible en la fracción -325 #s. para eliminar las arcillas, feldespatos y cuarzo por medio de una floculación selectiva.

c).- Para los demás casos de flotación (1, 2 y 3), comparado los resultados de estos con respecto a los procesos actuales en la unidad son más bien pobres tomando en cuenta que la ley mínima de concentradores a comercializar es del 68.0% de MnO_2 .

d).- Los altos gastos en: agua, energía eléctrica, equipo, reactivos y sobre todo en la inversión inicial, hacían no viable estos procesos en esa época.

IV.2.3.- FLOCULACIÓN (DISPERSIÓN) / FLOTACIÓN SELECTIVA , APLICANDO CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA (MESAS) . PARA LA FRACCIÓN -325 #s. DE LAMAS ALIMENTADAS AL TANQUE ESPESADOR .

ANTECEDENTES :

+ Análisis granulométrico de Muestra- base de lamas de planta 1 y 2, antes de integrar los circuitos de clasificación-Mesas, y molienda. (Estudio Mineralógico y de liberación).

FRACCIÓN	% PESO	% ACUM.	% MnO_2	LEY ACUM.
+ 100 #s.	11.2	11.2	42.6	47.6
+ 200 #s.	9.2	20.4	39.7	41.3
+ 270 #s.	3.8	24.2	35.1	40.3
+ 325 #s.	2.6	26.8	32.5	39.6
+ 39 μ	0.8	27.6	30.2	36.9
+ 28 μ	1.0	38.6	34.4	36.8
+ 20 μ	3.5	42.1	24.6	35.6
+ 13 μ	5.3	47.4	21.6	34.2
+ 10 μ	3.3	50.7	19.0	33.2
- 10 μ	<u>42.3</u>	100.0	<u>16.5</u>	25.0
CAB. CALC.	100.0		25.0	

79.6% PESO, CON 20.8% MnO_2

75.8% PESO CON 20.1% MnO_2

73.2% PESO, CON 19.6% MnO_2

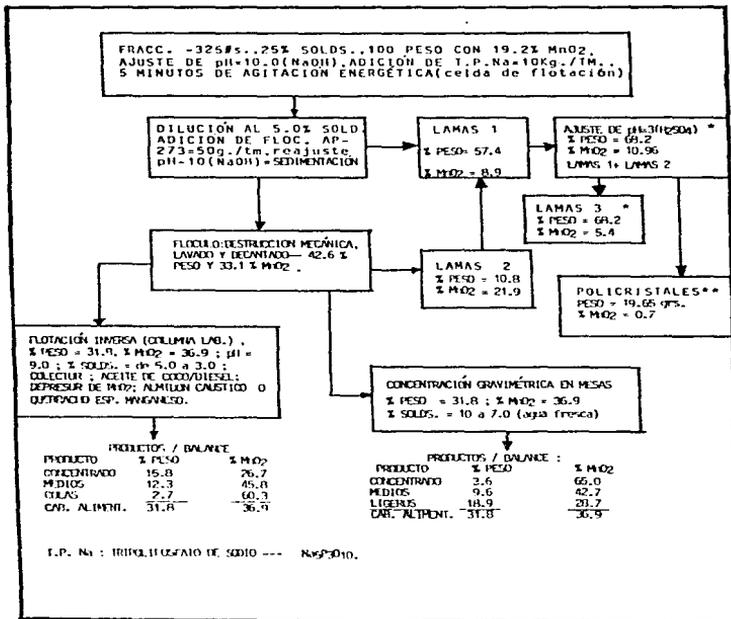
FRACCIÓN - 325 #s.

+ ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAMAS ALIMENTADAS AL TANQUE ESPESADO ACTUALMENTE, FUNCIONANDO LOS CIRCUITOS DE CLASIFICACIÓN / MESAS Y MOLIENDA (PROMEDIO).

FRACC.	TMSH.	% PESO	% MnO_2
+ 325 #s.	2.799	17.7	26.8
- 325 #s.	<u>13.021</u>	<u>82.3</u>	<u>19.2</u>
CAB. CALC.	15.820	100.0	20.5

* NOTA : LA FRACCIÓN -325 #s. , NOS DA EL 82.3% EN PESO CON UNA LEY DEL 19.2 % MnO_2 . LA FRACCIÓN -325 #s. USADA EN LA EXPERIMENTACIÓN TENIA 82.3 % EN PESO CON 19.6% MnO_2 CON UN 55% DE LIBERACIÓN DE LOS VALORES DE MnO_2 SEGUN ESTUDIO MINERALÓGICO Y DE LIBERACIÓN (REALIZADO POR C.F.M.)

* EXPERIMENTACIÓN:



* DIAGRAMA DE FLUJO, BALANCE Y PARÁMETROS DE EXPERIMENTACIÓN CON LA FRACCIÓN - 325 #s. DE LAMAS ALIMENTADAS AL TANQUE ESPESADOR.

* 3 Hrs. de agitación (agitador magnetico) a 30° C y se deja reposar 21 Hrs. sin agitación a temperatura ambiente (12° C).

**** BALANCE DE POLICRISTALES IMPUROS DE $MnSO_4 \cdot H_2O$:**

Peso de cristales = 19.65 grs. con 0.7% $MnO_2 \Rightarrow 0.14$ gr. de MnO_2 , oculto en los cristales
 sin disolver: 19.65 grs. - 0.14 grs. = 19.51 grs. totales de cristales.

Lamas 1 + 2 = 68.2 grs. $\cdot 0.1096 = 7.475$ grs. de MnO_2 .

Lamas 3 = 64.2 grs. $\cdot 0.0540 = 3.467$ grs. de MnO_2 .

Diferencia = 4.0 grs. lamas, 4.008 grs. de MnO_2 , - 0.14 = 3.868 grs : disueltos de MnO_2

(hipotéticamente), de lamas originales : (1 + 2)

$$3.868 \text{ gr. } MnO_2 \cdot f.g. \frac{Mn(0.632)}{MnO_2} \cdot \frac{1}{f.g. \frac{Mn(0.325)}{MnSO_4 \cdot H_2O}} \Rightarrow 7.522 \text{ Grs. de } MnSO_4 \cdot H_2O \therefore$$

19.51 Grs. - 7.522 Grs. = 12.0 que no provienen del Mn^{4+} de MnO_2 original de lamas y más bien provienen del Mn^{2+} de la Todorokita: $(Mn^{2+}, Ca)_2 Mn^{4+}_{11}O_{13}H_2O$ Ranceita, Psilomelano, Rodocrosita, etc. pudiendo contener también sulfatos hidratados de Mg, Ca y Fe, principalmente (2.91 grs.).

+ OBSERVACIONES :

- a) Las variables y parámetros encontradas y manejadas hasta el momento y aún no quedan bien definidos y son susceptibles de optimizar. Para lograr mejores resultados en cada una de las etapas.
- b) El control y manejo de los diferentes productos obtenidos es muy complicado aún a nivel laboratorio.
- c) Los consumos y manejos de agua y reactivos en general para todas las etapas son muy grandes en comparación con plantas que manejan este tipo de procesos aunque con granulometrías menos finas.
- d) Las recuperaciones y leyes para el proceso de flotación es del 2.7% con 60.3% MnO_2 (0.427 TMSH.) y para las mesas del 3.6% con 65.0% MnO_2 que realmente son bajas y hasta el momento no se ha podido lograr el 68.0% mínimo requerido para ambos casos.
- e) En cuanto a las variables y parámetros para la lixiviación de valores del Mn para la obtención de otros productos, prácticamente estábamos empezando.

IV.2.4.- CONCLUSIONES GENERALES SOBRE LA LIXIVIACIÓN DE VALORES DEL Mn.

- a) Se requiere continuar y terminar el estudio experimental de todas las variables y parámetros de proceso para cada una de las diferentes etapas de lixiviación, incluyendo intervalos de temperatura de soluciones y concentraciones de reactivos de dispersión y lixiviación. Hasta lograr estandarizar y optimizar los resultados.
- b) Debido a los altos consumos de agua, reactivos, energía eléctrica, equipo, personal y costos de inversión inicial, así como las bajas recuperaciones obtenidas (hasta el momento), resultaba no redituable pensar en incorporar estos procesos a la unidad en aquel entonces.
- c) Es necesario elaborar y detallar más cuidadosamente un programa experimental, para encontrar las variables y parámetros de proceso para la lixiviación de los valores Mn y apartir de esto obtener diferentes productos como : Mn SO₄, H₂O y MnO₂ electrolítico. Avanzar lo más posible de acuerdo a nuestras posibilidades y limitaciones. Y con esta información generada comenzar a trabajar en forma conjunta con alguna institución científica que cuente con el equipo, información y personal especializado para esta clase de investigaciones (U.N.A.M., I.P.N., C.F.M. etc.).

FUENTES:

- * CARACTERIZACIÓN QUÍMICO-MINERALÓGICA Y ESTUDIO DE LIBERACIÓN DE LOS PRODUCTOS DE CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA Y DE CONCENTRACIÓN POR MESA WIFLEY DE UNA MUESTRA A - 48 #B. ESTUDIO: 191-E/88 A 207-E/88. POR C.F.M.
- * ARCHIVOS DEL LABORATORIO DE INVESTIGACIÓN METALÚRGICA (UNIDAD NONOALCO).
- * ARCHIVOS DE GERENCIA DE PRODUCCIÓN (UNIDAD NONOALCO).

CAPÍTULO V

PROCESOS ALTERNATIVOS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA Y LIXIVIACIÓN DE LOS VALORES DE MnO_2 (Mn).

V.I.- OTROS PROCESOS GRAVIMÉTRICOS.

V.I.1.- LAS ESCLUSAS ENSANCHADAS, CONOS Y ESPIRALES REICHERT.

+ ESCLUSAS ENSANCHADAS Y CONOS REICHERT :

El cono Reichert, puede ser considerado como un tipo especial de esclusa ensanchada. La superficie de concentración del cono invertido puede ser vista como un número de esclusas ensanchadas colocadas una junto a la otra hasta formar un círculo (cono). Una de las mayores diferencias es que no hay paredes laterales como en la esclusa y no hay interferencia en la estratificación. Con altas capacidades y bajos costos de operación los conos y espirales son dos significantes avances tecnológicos en concentración gravimétrica en los últimos 30 años principios de operación : de una típica esclusa (cono) como indica la figura de abajo.

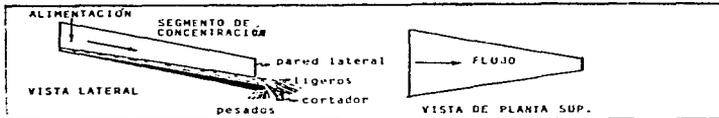


FIGURA No. 14: OPERACIÓN BÁSICA DE UN ELEMENTO EN UNA ESCLUSA ENSANCHADA.

Normalmente consiste de un canal con un decremento en la anchura en la dirección del flujo, la pulpa a una alta densidad de sólidos, entra al canal en una relativamente delgada corriente en la parte superior ancha. Como estas corrientes bajan a la esclusa un normal gradiente de velocidad de la película fluyente es establecido y las partículas más finas y pesadas se encuentran en los niveles más bajos de la corriente. Por una combinación de fuerzas de sedimentación y escurrimiento intersticial. Al decrecer el ancho del canal el espesor de la corriente crece en proporción al ensanchamiento ó reducción de área

transversal lo que ocasiona una mejor separación de materiales pesados y ligeros. En el final del canal el retardado movimiento de las capas más bajas de la corriente enriquecen el contenido de un mineral pesado y este es rasurado de la corriente por un cortador apropiado. El más rápido movimiento de las capas superiores pobres en minerales pesados, pasan sobre el cortador para reportarse como un producto de separación. Estos aparatos fueron desarrollados principalmente para la separación de minerales liberados en las arenas de las playas y no son eficientes para la separación de materiales de densidad muy cercana. El cono Reichert elimino el efecto de las paredes laterales de las esclusas las cuales reducen la eficiencia de separación por medio de un cono invertido. El cono es un tipo de concentrador de película fluyente, consistente de una serie de cubiertas de concentración cónicas invertidas superpuestas por cubiertas de distribución cónica, todas ellas arregladas en un cuerpo vertical empleando varias combinaciones de doble ó sencillo elementos de cubierta (figuras).

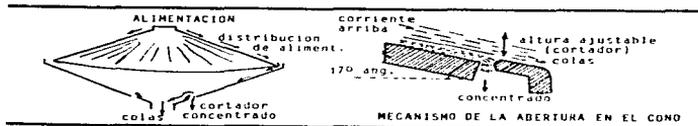


FIGURA No. 15: OPERACIÓN BÁSICA DE UN ELEMENTO EN UN CONO REICHERT.

Los componentes hacen que los elementos sean relativamente sencillos y en la mayoría de los casos ocurren en patrones repetitivos. Los materiales de construcción incluyen fibra de vidrio esparada con poliuretano, fundición de poliuretano, acero inoxidable, hule y bronce. Los sub-ensambles son montados en una armazón de tubería, y la altura de la armadura varía con el número de elementos y etapas especificadas para cada tipo de proceso. El elemento básico del cono invertido poco profundo de 2 m. de diámetro con una pendiente fija de 17°, como la pulpa fluye hacia el centro el espesor de la cama incrementa debido a la reducción del área transversal. En el punto de descarga que atraviesa el concentrado sustraído por la ranura, el espesor de la pulpa es aproximadamente 4 veces el espesor inicial de la misma. En el centro de cada cono concentrador se encuentra un inserto con una ranura anular para la remoción del concentrado (fig.), el cual puede ser ajustado en su altura por medio de un mecanismo hasta en nueve posiciones. Una característica de estos equipos es la relativa ineficiencia para una sola etapa de separación, resultando esto en la necesidad de tener múltiples etapas. La posición del cortador es la mejor forma del control metalúrgico del cono, el máximo tamaño de partícula que el cono puede aceptar es de 2.0 m.m., sin mayor interferencia en el régimen del flujo en el área del cortador, sin embargo el máximo tamaño que es susceptible lograr efectividad de concentración es cercano a 0.5 m.m., similarmente la presencia de lamas de tamaño coloidal en la alimentación, incrementa la viscosidad de la pulpa, reduciendo la eficiencia de separación, manteniendo el contenido de lamas de tamaño coloidal en la alimentación, incrementada la viscosidad

de la pulpa, reduciendo la eficiencia de separación manteniendo el contenido de lamas abajo del 5% en la alimentación es recomendado para obtener óptimos resultados. La remoción de lamas es especialmente importante donde se estén procesando minerales finos y en algunos casos es necesario deslamar concentrado basto antes de limpiarlo en una segunda etapa. Aunque estudios recientes nos muestran que son más efectivos para recuperar partículas pesadas en el rango de 0.5 a 0.05 mm. bajo ciertas condiciones (según Choung 1978 y Chuan and Ithinin 1972). Los chinos recientemente desarrollaron un nuevo tipo de cono referido como el cono separador chino de grado 10. Esta unidad rotó a 150 rpm... y es usado para tratar minerales de tamaños entre 10 a 74 micrones, del 10 al 18% de sólidos. Y son de fundición de Aluminio, logrando subir los grados de concentrado de 10 a 30 unidades. El cono usa un procedimiento de ciclos en baches (lotes) con intervalos de 3 a 5 minutos para la salida del concentrado.

V.12.- EXPERIMENTACIÓN / CONCLUSIONES .

+ **EXPERIMENTACIÓN** : La experimentación con este equipo fue realmente poca debido a los grandes volúmenes que muestra que se deben de manejar (5 toneladas mínimo) para lograr estabilizar el sistema y que este a su vez sea representativo, además de lo más bien pobres resultados que se obtuvieron con los productos que se experimento:

a) Colas del bordo muy reprocesadas molidas a 80% pasando por la malla # 60 y usando únicamente la fracción -35 #s a + 325 #s. , y que nos representa el 62.2 % peso con la ley 45.3 % MnO₂ (prueba con mejores resultados) :

PRODUCTO	% PESO	% MnO ₂	
CONCENTRADO	15.9	54.9	[Con triple etapa de concentración]
COLAS	<u>84.1</u>	<u>43.5</u>	
CAB. ALIMENTADA	100.0	45.3	

b) Lamas de planta 1 y 2 alimentadas al tanque espesador sin operar circuitos de mesas con el 100% del peso con ley de 25.0 % de MnO₂ y sin adicionar floculante (% sólidos en la alimentación = 25.0) :

PRODUCTO	% PESO	% MnO ₂
CONCENTRADO	12.0	27.9
COLAS	<u>88.0</u>	<u>24.6</u>
CAB. CALC.	100.0	25.0

➤ **CONCLUSIONES :**

a) La experimentación no fue completa quedando algunos parámetros de variables como el % de sólidos en la alimentación y los intervalos de las fracciones más adecuadas que deberán manejar los conos de acuerdo a las características de nuestro material.

b) Por el momento es muy difícil realizar estas pruebas debido a que no se contaba con equipo a nivel laboratorio para efectuar este tipo de procesos. Por lo que se tiene que hacer con una unidad a nivel planta en circuito cerrado, lo cual implica el manejo de grandes cantidades de muestra y periodos largos de tiempo para efectuar una sola prueba.

V.2.- LIXIVIACIÓN DE VALORES DE MANGANESO

V.2.1.- ANTECEDENTES / PRODUCCIÓN DEL Mn METÁLICO.

Los métodos de lixiviación para minerales de Manganese se pueden clasificar como procesos para la producción de:

- 1.- Manganese metálico.
- 2.- Bióxido de Manganese (MnO_2).
- 3.- Óxido de Manganese (Mn_2O_4).

1.- PRODUCCIÓN DE MANGANESO METÁLICO : Actualmente hay sólo un proceso para la producción industrial de Manganese metálico. Este es un metal de costos relativamente elevados y es poco probable que este costo llegue a acercarse al de los productos obtenidos en el alto horno ó en horno eléctrico, por los siguientes motivos:

- a) El Mn tiene un valor negativo muy alto respecto al Hidrógeno en la serie electromotriz.
- b) Las pérdidas de corriente que resultan del calentamiento de soluciones y del desprendimiento de Hidrógeno catódico nunca serán bajas, sin embargo actualmente la eficiencia de corriente en plantas en U.S.A. es de 70 al 75% .
- c) Hay que manejar una cantidad elevada de solución amortiguadora (sulfato de amonio) para mejorar la conductividad y evitar la precipitación del MnO_2 en la celda. Junto con otras sales presentes, esto significa que se tienen soluciones prácticamente saturadas que requieren control cuidadoso de temperatura para evitar la cristalización.

d) Debido a su gran actividad, se puede redisolver muy rápidamente el Mn en la celda por varias causas. La interrupción de energía da lugar al ennegrecimiento de las placas, y en este caso hay que sacarlas.

e) Las demandas de corriente son mayores para el electrodeósito comercial de Mn de soluciones acuosas que para la de cualquier otro metal. El consumo promedio total de energía de corriente alterna es de 11.9 Kwhr. por Kg. de Mn metálico producido.

f) Para la mayor parte de los minerales de Mn que se dispone se requiere tostación reductora, y este tipo de tostación es difícil. Y generalmente para un tipo de mineral es necesario diseñar equipo y métodos especiales.

g) Se debe mantener puro el electrólito.

h) El sistema es de dos soluciones. Esto se debe a que no se puede depositar Mn de una solución ácida, pero tampoco se puede disolver de sus minerales reducidos con una solución básica. Hay que usar por lo tanto, una celda de diafragma que siempre es más costosa que una celda de compartimiento simple.

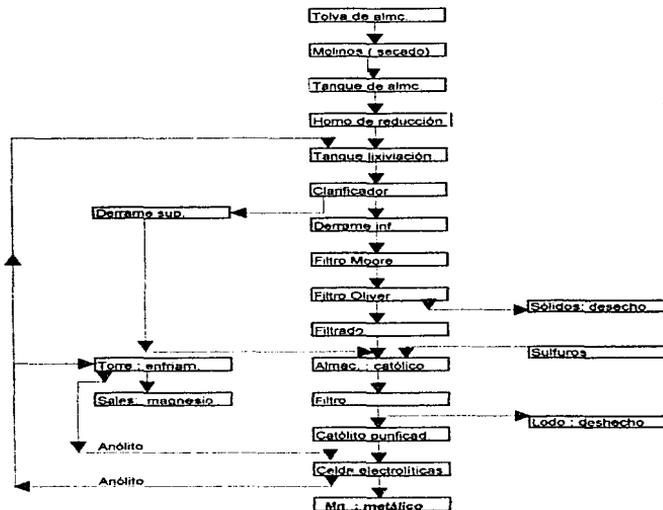
i) Los problemas de corrosión durante el proceso son muy serios por lo que los materiales de construcción son: acero inoxidable, plomo, madera y caucho, fibra de vidrio y poliuretano.

Para lograr la reducción de los minerales de Mn se utilizan hornos rotarios con temperaturas de alrededor de los 800° C. (está es específica para cada tipo de mineral) y está debe ser controlada cuidadosamente para lograr mínimo el 95% de reducción y además no tener problemas de reoxidación.

La lixiviación se realiza en tanques agitadores por medio de la adición de solución de H_2SO_4 (25-35 gr/l) a un pH = 1.2 y es utilizada cal para ajustar el pH después de la agitación, hasta el punto en el que precipita el hierro oxidado. No se usa la purificación con sulfato ferroso, la cual se ha substituido por procedimientos especiales para eliminar las impurezas no precipitadas en forma de sulfatos. Se usa sulfuro de amonio en lugar de ácido sulfhídrico para esta etapa. Los problemas prácticos fueron : 1).-Control del Mg en el electrólito, 2).-Enfriamiento de las celdas, 3).-Evaporación del electrólito para proporcionar espacio a las aguas de lavado del residuo de lixiviación. Resolviéndose, por medio de la circulación de gran parte del ánodo de las celdas por torres de enfriamiento. Estos proporcionan evaporación adecuada, enfriamiento suficiente para mantener la temperatura de las celdas de 38° a 40° C. y un medio conveniente para cristalizar y eliminar el sulfato complejo de Mg, Ca, NH_4 y Mn, que se puede recolectar periódicamente y venderse como fertilizante para cítricos.

Actualmente se encuentra mayor aceptación el Manganese electrolítico, tanto para la industria de la metalurgia ferrosa. Debido a su alta pureza (99.97%), se consumen grandes cantidades de este Manganese en la industria del acero inoxidable y está aumentando muy rápidamente su aplicación en el campo de la química.

♦ **DIAGRAMA FLUJO DEL SISTEMA DE OBTENCIÓN DE MANGANESO ELECTROLÍTICO.**
ELECTROMANGANESE CORPORATION, KNOXVILLE, TENN.



♦ **TABLA DE DATOS SOBRE LA PRODUCCIÓN DE MANGANESO ELECTROLÍTICO POR LA ELECTROMANGANESE CORP.**

Promedio de Manganeso en el mineral, 48 %	
Molino Grueso.....	Quebradora de quijada y giratoria
Molino Fino.....	Molino Raymond
Horno Reductor.....	2 tubos de aleación de acero de 30.5 cm. D.I. por 4.57 m. de largo con enfriador de 4.57 m.
Metodos de Calentamiento	Resistencia de Unidades Nichrome
Capacidad del horno, ton de mineral diarias	13.6
Reducción, %.....	.99
Espesadores Dorr.....	2 de 12.20 m. de Ø. 340, 650 L (90,000 gal.) cada uno.

Tanques de lixiviación.....	6 de 30,300 l cada uno
Tanques de purificación.....	8 de 37,800 l cada uno Anólito:
Mn, G/l, en forma de MnSO ₄	10-18
H ₂ SO ₄ g/l.....	25-35
(NH ₄) ₂ SO ₄ , g/l.....	120-140
pH.....	1-1.4
Católito de alimentación:	
Mn, g/l, en forma de MnSO ₄	25-35
(NH ₄) ₂ SO ₄ , g/l.....	125-135
pH.....	7.2-7.6
Anodos:	
Composición.....	Base de plomo, con Sn, Sb y Co.
Anodos por celda.....	21
Cátodos:	
Composición.....	Acero inoxidable, 18% Cr, 12% Ni, 25% Mo
Dimensiones.....	91.4 por 45.7 por 0.16 cm.
Número de cátodos por celda.....	20
Amperaje de celdas.....	6,000
Temperatura de celdas, °C.....	35-40
Cátodos, C.D. amp./dm ²	4.3
Material de diafragma.....	Tela textil (sintéticas)
Voltaje de celdas.....	5
Eficiencia de corriente, %.....	65-70
Recuperación a forma metálica %.....	87
Tiempo de operación para cátodos.....	24-40 horas
Kwhr por Kg de Mn, c. d.	8.8-9.9
Kwhr por Kg de Mn, c. d., total.....	11.0-11.57
Pureza del Mn, %.....	99.97

V.2.2- PRODUCCIÓN DE BIÓXIDO DE MANGANESO (EMD, CMD).

ANTECEDENTES : Se han propuesto muchos procesos para la producción de bióxido de Mn a partir de sus minerales. Una de las aplicaciones más importantes del MnO₂ como ya se a dicho es de despolarizador en las pilas secas. Aunque se a producido MnO₂ de pureza bastante alta mediante diversos procesos químicos, sus propiedades fisicoquímicas no siempre son adecuadas para tal uso. En realidad sólo se puede determinar, si los productos de minerales de Mn ó productos químicos son adecuados para el uso de las pilas secas haciendo con ellos celdas comerciales, que luego son sometidas a largas y complicadas pruebas de rendimiento electroquímico muy precisas (más adelante se describirán). Por este motivo y por su relativo bajo precio, la mayor parte del MnO₂ destinado a la fabricación de pilas secas a nivel mundial proviene de minerales que cumplen con las propiedades fisicoquímicas (Por lo que el 80% del MnO₂ mineral es de importación en los países industrializados).

* **EMD** (Bióxido de Mn electrolítico): Este fue inventado alrededor de 1918 y fue producido a escala de planta piloto en 1932. Debido a numerosos problemas prácticos (ver tabla anexa) y no fue usado a escala industrial hasta 1950. Esta producción fue comenzada

por Japón para suministrar alto rendimiento a las pilas secas a las armadas de U.S. por compañías japonesas durante la guerra de Korea.

* CALENDARIO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN SOBRE EL EMD.

- 1.-G.D Van Arsdale and C.B. Maier, Trans. Electrochem. Soc. 33,109 (1918), U.S.A.
- 2.-G.W. Nichols, ibid.62,393 (1932). Pilot Line for MnO_2 deposition on Pb-Sb anode U.S.A.
- 3.-H.Inoue, and S.Haga, Tokio Kogyo Shikenjo Hoko ku 26,1 (1931), Japan.
- 4.-N. Kameyama, and Iida, J. Chem. Soc. of Japan; Industrial Chem Sect. (Showa 7, August issue), Toyota KenRyu Iho 1, 87 (1932), 2,1 (1934) Japan.
- 5.-K. Takahashi, Denri Kayaku 6, 227 (1938) Electrolysis of $Mn SO_4$ Solution By AC. Current.
- 6.-Invencción (1918) Producción piloto (1935-50) \Rightarrow Producción Comercial (1960) \Rightarrow mejor material (1970-85).
- 7.-Problemas:
 - (1) El contenido de acidez era alto (1950-60)
 - (2) Neutralización con $NH_4 OH$, $Na_2 CO_3$, $NaOH$ (pH 5 ó 8) (El método de medición aún no se encontraba convenido entre los químicos en el mundo).
 - (3) Impurezas: Fe, Ni, Co, Sb, Mo (1-2 ppm.)
 - (4) Tamaño de partícula: 50-60 m.m. \Rightarrow 10 \Rightarrow 20 μm .
 - (5) Temperaturas de secado (cavidades, finesa de poros) 100° C. \Rightarrow 85° C.

* TODOS ESTOS TRABAJOS CONDUJERON A LAS SIGUIENTES CONCLUSIONES:

Es posible producir Manganeso anódico (MnO_2) tal como se había previsto, usando ánodos de Ti ó Pb y cátodos de carbón (grafito), a fin de obtener eficiencias de corriente practicas (del 70%), la temperatura de la celda debe mantenerse a 95° C., la acidez máxima de la celda debe ser menor de 50 gr. H_2SO_4 / l., la concentración de la carga de alimentación de la celda de 50 a 60 grs. de Mn / l y la densidad de corriente de 8 a 10 mA / cm^2 de superficie de ánodo.

* LAS OBSERVACIONES CON RESPECTO A LAS ETAPAS DEL PROCESO SON LAS SIGUIENTES:

* TOSTACION REDUCTORA: Se mezcla el mineral con 10 a 20% de hulla (ó carbón vegetal) finamente molido y se calienta durante un hora a temperatura aproximada de 815°, en condiciones reductoras. Esta tostación reduce el MnO_2 insoluble en ácido. El calcinado debe enfriarse en presencia de CO_2 a 38° C. ó menos para evitar la reoxidación (en el caso de ser Rodocrosita este paso es omitido).

* LIXIVIACION. El MnO se disuelve fácilmente en $H_2 SO_4$ y se obtiene una solución de $Mn SO_4$ de una concentración hasta de 70 gr./l., en operación continua el calcinado se lixivia con electrolito gastado. El ácido que contiene se neutraliza con el calcinado y se repone el contenido de Mn de la solución. Con buena agitación se obtienen una extracción satisfactoria en una hora de lixivación. No es conveniente la presencia de Fe, por lo que se debe añadir MnO_2 para asegurar la oxidación de todo el Fe, y después de ajustar el pH a 6 (Ca) se eliminan fácilmente el Fe y Al, sólo ocasionalmente se eleva el pH a 7.5 para eliminar periódicamente las impurezas que presipitan a este valor.

* **FILTRACIÓN DE RESIDUO** : El residuo se elimina mediante filtración del vacío, debido a la viscosidad de la solución. Se usa un poco de agua de lavado para disminuir las pérdidas. Posteriormente se ajusta el electrolito hasta conseguir una concentración de 1.0 M MnSO_4 (+ 0.3 M H_2SO_4). La operación de las celdas: El electrolito es sometido a electrólisis y el MnO_2 es depositado en el ánodo (Ti), produciéndose H_2SO_4 en cantidades equivalentes. Los límites de la electrólisis nos son críticos y la reducción de Mn varía a 70 y 60 g./l.A1 continuar la electrólisis hasta disminuir el contenido de solución en 50 g. / l. Mn, disminuye desde luego la velocidad recirculación ó agitación de las celdas. La densidad de corriente debe ser de 8-10 m A/cm² de ánodo y debe mantenerse una temperatura de 95° C. El depósito de tipo escamoso no presenta ningún problema en la limpieza de los ánodos.

* **TRATAMIENTO DEL PRODUCTO TERMINADO** : El depósito desprendido de los ánodos es molido y pulverizado de 20 a 40 micrones y lavado para su neutralización de los residuos de ácido y sulfatos con una solución de NaOH, (diluida). Ya que cualquiera de estos residuos son perjudiciales para el rendimiento en las pilas secas.

+ ETAPAS DE UN PROCESO TÍPICO DE EMD :

1.-**DISOLUCIÓN** : MnCO_3 (Rodocrosita) + $\text{H}_2\text{SO}_4 \Rightarrow \text{MnSO}_4$
 MnO_2 (Todorokita) $\Rightarrow \text{MnO}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 \Rightarrow \text{MnSO}_4$ (Mn : 50-60 gr./l).

2.-**PURIFICACIÓN** : Adición de BaS, Na₂ S, etc., precipita metales pesados como sulfuros, con la adición de CaCO_3 , NaOH para neutralizar (precipita $\text{Fe}(\text{OH})_3$, etc.).

3.-**ELECTRÓLISIS** : Ánodo \Rightarrow placa de Ti (8-10 m A/cm²).
 Cátodo \Rightarrow grafito (y/ó Pb), Temperatura del baño : 95° C

REACCIONES : { Ánodo : $\text{Mn}^{2+} + 2\text{H}_2\text{O} \Rightarrow \text{MnO}_2 + 4\text{H}^+ + 2\text{e}^-$
 Cátodo : $2\text{H}^+ + 2\text{e}^- \Rightarrow \text{H}_2 \uparrow$

4.-**MOLIENDA** : El depósito de (MnO_2) sobre el ánodo es removido y molido de 10 a 20 μ

5.-**NEUTRALIZACIÓN** : Antes ó después el ácido en los poros ó en la superficie es neutralizada con solución de Na OH.

PRODUCTO $\text{MnO}_2 = 91\%$, MnOx de 3 a 4% y H_2O de 3 a 4%.

+ ETAPAS DEL PROCESO PARA OBTENCIÓN DE CMD., SEDEMAS (BIÓXIDO DE Mn QUÍMICO) :

1.-**REDUCCIÓN** : Pírolusita (mineral de MnO_2) calcinación $\rightarrow \text{MnO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}$
 con Carbono polvo ó gas. \uparrow 1000° C

MnO : Mineral verde es comercializado como alimento para animales (10000 Tm. /año).
 MnCO_3 no es conveniente puesto que el MgCO_3 , está contenido.

2.-**LIXIVIACION** : $\text{MnO} + \text{H}_2\text{SO}_4 + \text{H}_2\text{O} \Rightarrow \text{MnSO}_4 + \text{H}_2\text{O}$; solución de MnSO_4 : Mn 120 gr./l. Algo de Mn_2O_3 en el MnO_2 debera de oxidar al Fe^{2+} a Fe^{3+} , impurezas tales como el

Ni, Co, Fe, Al, son removidas como sulfuros e hidroxidos, el $MnSO_4 \cdot H_2O$ es comercializado como un fungicida (100,000 Tm./año).

3.-PRECIPITACIÓN: $MnSO_4 + (NH_4)_2CO_3 \Rightarrow MnCO_3^* + (NH_4)_2SO_4$: es comercializado como fertilizante; formación natural de gas $\Rightarrow H_2 \Rightarrow NH_3$; (*) : tamaño de partícula de 20 micrones, 30-40 m²/gr. Y este es comercializado (4000 Tm./año).

4.-OXIDACIÓN : $MnCO_3 + \frac{1}{2} O_2$ (aire) $\Leftrightarrow MnO_2 + CO_2 \uparrow$
a 320°C (T) : 90% MnO_2 (120 m²/g) + 10% $MnCO_3$

5.-LIXIVIACIÓN : $MnO_2 (+ 10\% MnCO_3) + H_2SO_4 \Rightarrow MnSO_4 + H_2O + CO_2 \uparrow$

6.-DENSIFICACIÓN (Oxidación con clorato) : $\gamma-MnO_2 + MnSO_4 + NaClO_3 + H_2SO_4 \Rightarrow MnO_2$ (90%) + H_2SO_4 + NaCl ; $\gamma-MnO_2$ técnico 140 m²/g. Para Panapuel
Producto: Faradizer M, 90-100 m²/g.

		M	WS
WS : MnO_2 grado alcalino (40-50 m ² /gr.)	$\gamma - MnO_2$	80%	30%
M : MnO_2 grado zinc-carbon (90-100 m ² /gr.)	$\rho - MnO_2$	20%	70%

Nuevo proceso con: $Mn(NO_3)_2 + (NH_4)_2CO_3 \Rightarrow MnCO_3^* + \underline{NH_4NO_3}$
↑: Fertilizante.

* OBSERVACIONES :

a).-Los relativamente nuevos materiales para la fabricación de pilas secas : EMD y CMD. Es sencillamente el más importante acontecimiento en la historia de las pilas secas practicas, puesto que el radical incremento en el rendimiento electroquímico es debido grandemente a las características del EMD y CMD.

b).-Las principales características del EMD, que es material poroso, aunque estos poros son extremadamente finos (40 a 50 Å²) y su alta densidad aparente es cercana a 4.0 gr./cm³, el % de MnO_2 es de 91-92, el agua de combinación es de 3 a 4% y su bajo contenido de otros óxidos de Mn de 3 a 4%, su resistividad eléctrica es cercana a 100 ohm-cm.

c).-La capacidad electroquímica del MnO_2 depende de su estructura, área de superficie y tamaño de poro, contenido de agua de combinación, etc., y no depende de contenido de MnO_2 .

d).-El $\beta-MnO_2$ (reactivo analítico de MnO_2 tiene 99.99% de pureza) y no tiene actividad electroquímica en baterías, pero sus minerales naturales teniendo de 65 a 75% de MnO_2 , tiene muy buena actividad electroquímica. Esto viene siendo un misterio desde hace mucho tiempo y actualmente la química de la batería no ha podido determinar el origen de la actividad electroquímica.

FIGURA No. 16 : ESQUEMA DE UNA PARTICULA TÍPICA DE EMD (PROPIEDADES).



Superficie superficial : (—) , Superficie debido a la inclusión de las paredes del poro : (— —)

La partícula porosa de MnO_2 contiene 3 clases de poro (A,B,C)

A : Poro Grande (100 a 300 $^{\circ}$ A, de \emptyset).

B : Poro Pequeño (40-50 $^{\circ}$ A, ó menores en \emptyset).

C : Poro Cerrado no están abiertos al lado exterior.

+ PROPIEDADES DEL EMD :

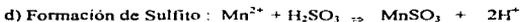
- Resistividad eléctrica: 50 a 100 Ω . cm (medida en una muestra pulverizada en una tableta formada bajo alta presión (probeta).
- Área de superficie expuesta: 40-50 m^2/gr .
- Volumen de poro (< 150 A°): 0.032-0.035 cm^3/gr .
- Tamaño del poro : 40-60 A° \emptyset .
- Densidad : Densidad Real = 4.0 a 4.3 $gr./cm^3$; densidad aparente: 2.2 - 2.3 $gr./cm^3$
- Tamaño promedio de la partícula : 10-15 μ .

V.2.3.- PRODUCCIÓN DEL ÓXIDO DE MANGANESO .

RESUMEN : Durante la II Guerra Mundial , hubo bastante interés en diversos métodos de producir óxido de Mn de alta ley (Mn_2O_4) desde minerales de baja ley se propusieron varios procesos y se probaron a distintas escalas, entre ellos es el proceso Wilson Bradey, propuesto por A.T. Weet, donde: El mineral se molía en seco, luego se convertía en pulpa con solución del molino y se lixiviaba en torres con relleno contra corriente de gas sulfuroso, que convertía el Dioxido de Mn en Sulfato de Mn soluble y algunos tionatos. La pulpa se lavaba en un circuito espesador por decantación a contracorriente. La solución rica del espesador primario se purificaba por la adición de H_2SO_4 y mineral , luego se neutralizaban con óxido manganoso preparado con un pequeño horno reductor. Después de separar por filtración los hidróxidos de Al y Fe, la solución neutra se evapora hasta dejar cristales que contenían $MnSO_4 \cdot H_2O$, dionato de Mn y ditonatos alcalinos, que se separaban al filtrar y se mandaban a un horno de tostación. En el horno se producían óxido manganoso-manganico (Mn_2O_4) y SO_2 ; este gas se enviaba a la planta de lixiviación, junto con el SO_2 del proceso, y entonces el calcinado iba a un horno de neutralización. Como los

nódulos todavía contenían demasiado S en forma de Na_2SO_4 sin descomponer, se lixiviaban en lotes con agua, como etapa final del proceso.

• **PLANTA DE LIXIVIACIÓN**: Se usaron torres con relleno, en vez de tanques con agitador, por su sencillez aparente (aunque posteriormente fue necesario cambiarlas por tanques). En las torres se verificaban las siguientes reacciones:



En ocasiones no se verifica las reacciones anteriores debido al pH bajo en las torres, por la formación de H_2SO_4 mediante el proceso: $\text{H}_2\text{SO}_3 + 1/2 \text{O}_2 \Rightarrow \text{H}_2\text{SO}_4$. Se logra disminuir los efectos de las reacciones secundarias que producían ditionatos, poniendo el contacto a las soluciones después de lixiviación, con un exceso de mineral de MnO_2 y poniendo en contacto el anhídrido sulfuroso con la pulpa, a contracorriente, se podía obtener absorción casi total del SO_2 y muy buenas extracciones.

• **PURIFICACIÓN**: se agregaba H_2SO_4 para convertir los iones de bisulfito en anhídrido sulfuroso libre, este se oxida mediante la adición del mineral y se neutraliza el con óxido manganoso (MnO) en forma de lodos, para elevar el pH ≈ 5.5 en donde precipitan los óxidos de Fe y Al. El contenido de Cu se bajaba de 100 a 10 mg/l, agregando polvo de Zn en cantidad aproximadamente igual al doble de la necesaria teóricamente.

• **EVAPORACIÓN**: cuyos productos eran: cristales de $\text{MnSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$, que irían al horno de tostación y cristales de tionato alcalino. Que serían almacenados para recuperar S posteriormente, Nota: todo esto se puede lograr más fácilmente mediante una sencilla lixiviación preliminar del mineral con ácido H_2SO_4 muy diluido y mediante la eliminación de los elementos que causaban dificultades.

• **TOSTACIÓN**: Se tosta el sulfato de Mn en un horno giratorio, con recuperación muy alta de azufre para uso posterior en la lixiviación. La temperatura de tostación es arriba de los 800°C . (Y difiere con cada tipo de mineral) y está debe ser tal que no debe de formarse prácticamente nada de anhídrido sulfúrico.

*** CONCLUSIONES FINALES DE LAS POSIBLES APLICACIONES DE LIXIVIACIÓN / DEPOSITACIÓN ELECTROLÍTICA DE LOS VALORES DE Mn PARA NUESTRO MINERAL (LAMAS ALIMENTADAS AL TANQUE ESPESADOR).**

a).- La experimentación para encontrar las variables y parámetros de lixiviación y deposición electrolítica de nuestros valores de MnO_2 (más bien de Mn), alimentados al tanque espesador. Practicamente no se realizó debido más que nada a limitantes tales como falta de equipo y personal especializado en este tipo de investigaciones, tiempo y un tanto interés por los altos costos que todo esto implicaría.

b).- Quedan pendientes de investigar para nuestro tipo de mineral: orden, mecanismos y cinética de reacción, electrolisis y deposición. Sus variables y parámetros de control, para cada una de estas etapas.

c).- Aplicando cualquiera de los métodos descritos anteriormente de lixiviación / Deposición electrolítica se podrá conseguir una recuperación integral - global del 90 % de los valores de MnO_2 (Mn) del yacimiento manganesífero de Molango (mínimo).

d).- Debido a los precios actuales de los productos obtenidos por medio de la lixiviación - deposición, la situación económica actual de nuestro país y el precio del dolar, Los costos de inversión en experimentación, importación de tecnología y equipos podrían ser excesivos ó no competitivos con respecto a los mismos productos que se podrán importar del extranjero. En caso de que estos precios resultaran rentables sería una inversión a recuperar a muy largo plazo (10 años aproximadamente).

CAPÍTULO VI

DETERMINACIÓN EXPERIMENTAL EN CONCENTRADOS DE MnO_2 , SOBRE SU TEMPERATURA DE SECADO, CORRELACIÓN DE SU GRAVEDAD ESPECÍFICA CON LA LEY DE MnO_2 Y EL SIGNIFICADO DE LA PEROXIDACIÓN DE SUS MINERALES.

VII.- DETERMINACIÓN DE LA TEMPERATURA MÁXIMA DE SECADO DE CONCENTRADOS DE MnO_2 , EN BASE A DATOS EXPERIMENTALES E INVESTIGACIÓN BIBLIOGRÁFICA DISPONIBLE.

INTRODUCCIÓN: Este estudio estuvo enfocado para dar solución a dos casos específicos en la Unidad Nonoalco en la cual era determinante la temperatura de secado:

a).- En el secado de muestras efectuado por los departamentos de Muestreo e Investigación Metalúrgica. Para el envío de su ensayo por MnO_2 , Fe, Potencial inicial y prueba de Rendimiento electroquímico ó Curva de descarga.

b).- Lotes de concentrados secados en el horno/secador rotatorio de P.M.S.E. (visto en III.1.5).

OBJETIVO: Encontrar la temperatura máxima de secado permisible y tiempos de permanencia, para lograr no alterar las propiedades Físicoquímicas de los concentradores de MnO_2 , afectando con ello el rendimiento electroquímico en las pilas secas.

♦ **EXPERIMENTACIÓN / INVESTIGACIÓN .**

1.- SE INVESTIGÓ EL EFECTO DE LAS TEMPERATURAS ALCANZADAS EN EL SECADO DE MUESTRAS PARA ENSAYE DEL LABORATORIO DE CONTROL DE CALIDAD LAS MUESTRAS ERAN SECADAS SOBRE UN PLATO DE PÉLTRE EN CONTACTO DIRECTO CON LA FLAMA DEL QUEMADOR DE UNA ESTUFA DE GAS. Y SE VERIFICARON LAS TEMPERATURAS DE LOS SIGUIENTES PUNTOS.

a).-Las temperaturas se registraron con termómetro de bulbo este en contacto con la superficie del plato (Interface - Plato / Mineral).

b).-Las temperaturas en la superficie del plato (interface-Mineral / Aire) se registraron con un termómetro de contacto.

c).-Los resultados de los registros de temperatura fueron los siguientes : La temperatura mínima en la superficie del mineral durante el secado fue de 90° C, y la temperatura máxima registrada fue de 350° C. , lo cual nos daba un promedio de temperatura de secado de 220°C en el secado del mineral.

d).-El tiempo de secado fue de: 40 minutos mínimo y 65 máximo lo que nos da un promedio de 52.5 minutos.

e).-Al mover continuamente el producto sobre un plato se logran alcanzar hasta 30 minutos de tiempo de secado (verificado con vidrio de reloj).

2.- SECADO DE CONCENTRADOS DE MnO_2 , A DIFERENTES TEMPERATURAS EN ESTUFA (MUFLA) DE TEMPERATURA CONTROLADA (TERMÓSTATO).

a).- DIAGRAMA DE EXPERIMENTACIÓN : PARA CONCENTRADOS : N-4 (75.0% MnO_2) y G-4 (65.0 % MnO_2).

**MUESTRA (1,...,9) => SECADO, VARIANDO =>
PARA N-4 y G-4 TEMPERATURA**

- ENSAYE QUÍMICO
- DETERMINACION DE GRAVEDAD ESPECÍFICA
- POTENCIA INICIAL (VOLTS)
- PRUEBA DE CURVA DE DESCARGA (RENDIMIENTO ELECTROQUÍMICO)

b).- TABLA COMPARATIVA DE RESULTADOS EN EL SECADO DE CONCENTRADOS :

Nº. DE MUES-TRA.	TEMP. DE SECADO °C	TIEMPO DE SECADO MINUTOS	GRAV. ESPECÍFICA		% MnO ₂		POTENCIAL INICIAL	
			G - 4	N - 4	G - 4	N - 4	G - 4	N - 4
1	70°±5	60	3.80	4.04	64.1	75.1	1.668	1.712
2	85°±5	60	3.80	4.14	64.9	75.0	1.668	1.708
3	100°±5	60	3.76	4.10	64.0	74.9	1.673	1.715
4	120°±5	45	3.82	4.15	64.7	75.3	1.673	1.697
5	150°±5	45	3.95	4.14	64.6	76.6	1.670	1.700
6	200° ± 10	45	3.86	4.16	64.0	76.7	1.671	1.685
7	250° ± 10	30	3.87	4.25	64.9	76.6	1.661	1.673
8	300° ± 10	30	3.88	4.27	65.5	77.4	1.653	1.669
9	350° ± 10	30	3.89	4.30	66.4	77.6	1.651	1.659
* VARIACION: VALOR MÁXIMO - VALOR MÍNIMO =			0.09 +	0.26 +	2.3 +	2.5 +	0.022 -	0.053 -
PRUEBAS DE CURVAS DE DESCARGA								
Nº. DE MUES-TRA.	IDEM.	IDEM.	HORAS		WATT-TOTAL		WATT/HR.	
			G - 4	N - 4	G - 4	N - 4	G - 4	N - 4
1			12.9	14.8	1.699	1.890	0.135	0.131
2			12.85	14.9	1.685	1.920	0.127	0.136
3			11.95	14.5	1.686	1.822	0.121	0.129
4			12.3	14.6	1.635	1.803	0.125	0.129
5			12.5	14.0	1.643	1.797	0.120	0.125
6			12.2	13.9	1.633	1.800	0.119	0.123
7			11.8	14.0	1.601	1.783	0.115	0.125
8			10.9	13.3	1.592	1.775	0.196	0.122
9			11.3	13.6	1.592	1.770	0.113	0.121
*VALOR DE VARIACION: V MAX. - V MIN. =			1.6 -	1.2 -	0.107 -	0.120 -	0.022 -	0.01 -

* valor máximo -(menos) valor mínimo registrado para las nueve muestras.

OBSERVACIONES:

- a).-Los valores de las gravedades especificas nos indican una tendencia a incrementar sus valores al aumentar la temperatura de secado y este efecto aparentemente es más marcado en los concentrados de alto grado.
- b).-El potencial electroquímico inicial tiende a bajar ligeramente al aumentar la temperatura de secado y es mayor en el concentrado : N-4.
- c).-Con respecto al % MnO₂, este tiende a incrementarse al aumentar la temperatura de secado.

d).-Los valores registrados en las pruebas de rendimiento electroquímico, aparentemente tienden a disminuir con el incremento de la temperatura de secado.

e).-Se puede observar que algunos valores de la tabla comparativa, se disparan a valores que no compaginan con los demás. Esto más que todo es debido a que no hubo una suficiente homogenización de las muestras ó algún error en la preparación ó ejecución del ensayo ó prueba.

f).-En los concentrados finales (comerciales) obtenidos en las plantas los valores del MnO_2 son aportados principalmente por la Nsutita en un 80% aproximadamente (promedio), y el restante 20% es aportado en proporción variable por los minerales: Mangano-Nsutita, Pirolusita, Todokita y Rancicita principalmente, ordenados de acuerdo a su abundancia.

+ INVESTIGACIÓN BIBLIOGRÁFICA DEL TEMA :

a).-MINERALOGÍA Y SIGNIFICADO DEL ORIGEN SUPERGÉNICO DE LA NSUTITA EN MINERALES OXIDADOS DE MANGANESO POR: SOO JIN KIM, FOHSCHR. MINER./52 - SPEC. ISSUE. IMA - PAPERS 9 TH MEETING BERLIN - REGENSBURG 1974/361-368/STUTTIGART. DEC. 1975.

EXTRACTO. La formula química de la Nsutita es:

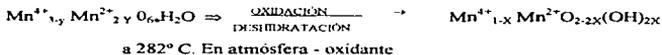
$Mn^{4+}_{1-x} Mn^{2+}_x O_{2-2x} (OH)_{2x}$; donde $x = 0.06$ a 0.07 para Nsutita.
y $x = 0.16$ para Mangano-Nsutita.

Estas 2 especies son miembros de una serie en la cual el Mn^{2+} reemplaza al Mn^{4+} . La Nsutita contiene grupos predominantes de (OH), sobre grupos Moleculares de H_2O y en la Mangano-Nsutita contiene grupos predominantes de H_2O sobre grupos de moléculas de (OH). La formula química de la Mangano-Nsutita de Sagyun Korea, la cual fue formada de una Rodocrocita por oxidación supergénica es:

$MnO^{2+}_{1-y} Mn^{2+}_y O_6 \cdot H_2O^*$. Esto significa que la Mangano-Nsutita tiene una formula característica y antecedentes distinguibles en la difracción de rayos -X- de aquellos de la Nsutita.

* Calculo de análisis: $MnO_2 = 82.8 \%$, $MnO = 10.3 \%$, $H_2O = 6.9 \%$

La Nsutita es formada de la Mangano-Nsutita por oxidación y deshidratadación como se muestra en la siguiente ecuación :



OBSERVACIÓN : Al calentar el concentrado a temperaturas mayores de $282^\circ C$, se debería obtener mayor potencial (teóricamente), debido a la formación de la Nsutita (de mayor actividad electroquímica que la Mangano - Nsutita), por lo que está hipótesis no explica la disminución del potencial en nuestra experimentación.

DATOS TERMOQUÍMICOS : Las curvas de ATD (Análisis Térmico Diferencial) y ATG (Análisis Térmico Gravimétrico), de la Nsutita se muestran en la figura No. 17: la Nsutita de Janggung, Miwe Korea, muestran picos endotérmicos a 626° C, 975° C y 1150° C, y la Mangano-Nsutita por Zwicker y otros (1926) a 282° C, muestran picos endotérmicos debido a la deshidratación y oxidación, a 596° C, debido a la transformación a Mn_2O_3 a 1000° C, debido a la transformación a β - Mn_3O_4 y a 1148° C debido a la transición a α - Mn_3O_4 .

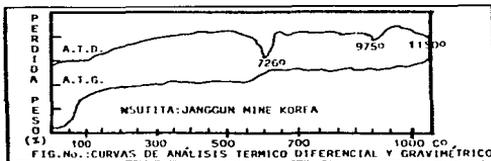


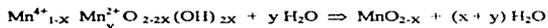
FIGURA No. 17 : CURVAS DE ANÁLISIS TÉRMICO DIFERENCIAL EN NSUTITA (KOREA).

b).-EL MINERALOGISTA AMERICANO. VOL. 47, MARZO-ABRIL 1962. NSUTITA- UN EXTENDIDO MINERAL DE ÓXIDO DE MN. W.K. ZWICKER, W.O.J. GROENEVELO, MEIJER AND H.W. JAFFE, CIA. MINERA UNION CARBIDE, DIVISION DE LA CORPORACION UNION CARBIDE TUXEDO N.Y.

EXTRACTO : La Nsutita es un extenso Mineral de óxido de Mn, Hidratado de una composición : $Mn^{4+}_{1-x} Mn^{2+}_x O_{2-2x}(OH)_{2x}$, donde $x = 0.06$ a 0.07 , para materiales analizados en Ghama, Grecia y México, y $x = 0.16$ para una variedad Mangano de Ghana. La Nsutita ocurre como agregados densos y porosos de color gris oscuro a negro. Su gravedad específica es variable de 4.24 a 4.67, $H=8.5$ (Mosh) y 1150 (Vickers). Muestra una marcada línea de difracción de rayos-X en 1.64 \AA La mangano-Nsutita ocurre en masas opacas y negras, con $G = 3.86$ y $H = 6.5-7$ (MOHS) y 900 (Vickers), y muestra una marcada línea de diagnóstico en difracción de rayos - X a 1.67 \AA .

Estudios Termodinámicos y de difracción de rayos- X nos demuestran que la Magano-Nsutita se convierte a Nsutita cuando es calentada a 150° C en aire, a la estructura tipo de Pirolusita a 450° C en presencia de oxígeno, a Bnesita a $550 - 850^\circ \text{ C}$, a Hausmanita a $950^\circ \text{ C} - 1100^\circ \text{ C}$ y para formar una espinela a temperaturas por arriba de 1100° C . La Mangano-Nsutita comunmente es formada de la oxidación de la Rodocrosita ó la Mangano-Calcita. Y es relativamente un mineral raro, probablemente porque es convertido a Nsutita por la promoción de su oxidación. El $\gamma - MnO_2$ es un nombre colectivo el cual es usado para designar un grupo muy limitado de diferentes fases sintéticas de bióxido de Mn, ampliamente caracterizadas por sus patrones de rayos-X. La Nsutita es el equivalente de ocurrencia natural de una forma específica de $\gamma - MnO_2$, varios autores asumiaron que una serie natural de transiciones, existen entre $\gamma - MnO_2$, y Pirolusita. También expusieron que el volumen de la celda elemental incrementa aproximadamente en una función lineal con el decremento del contenido de Mn^{2+} (ya que los iones Mn^{2+} son más grandes). Uno de nuestros experimentos fue el calentar una muestra de Mangano-Nsutita por varias horas a

150° C, el material resultante dara un patrón de difracción idéntico al de la Nsutita. La proporción de MnO/MnO₂ cambia durante este tratamiento termico de 1:5 a 1:20, respectivamente. La transformación de la Mangano - Nsutita a Nsutita entre 120° C y 150° C ya descrita. Es evidente que entre 100° y 450° C La Mangano-Nsutita pierde más peso que la Nsutita, comparando las curvas de la termobalanza para las dos muestran una ligera diferencia de trayectoria. Las pérdidas de peso neta en está área son debido a la pérdida de agua absorbida y oxidrilos como es ejemplificado por la siguiente reacción:



El punto donde la deshidratación y la formación de MnO_{2-x} es completada y la reducción a Mn₂O₃ está justamente empezando, muestra arriba como un mínimo en la curva en pérdida de peso. La figura No. 18(4B), muestra que este punto ubicado para la Mangano-Nsutita a 400° C y para la Nsutita a 530° C, para muestras calentadas en una termo-balanza, en presencia de aire.

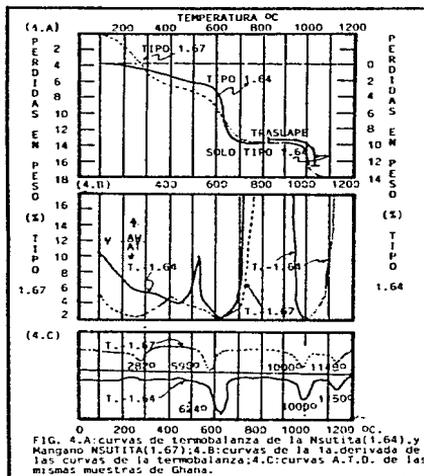


FIG. 4.A: CURVAS DE TERMOBALANZA DE LA NSUTITA(1.64) Y MANGANO NSUTITA(1.67); 4.B: CURVAS DE LA 1ª. DERIVADA DE LAS CURVAS DE LA TERMOBALANZA; 4.C: CURVAS A.T.D. DE LAS MISMAS MUESTRAS DE GHANA.

FIGURA No. 18 : FIG. 4 A : CURVAS DE TERMOBALANZA DE NSUTITA(1.64), Y MANGANO-NSUTITA(1.67); FIG. 4 B CURVAS DE LA 1ª. DERIVADA DE CURVAS DE 4 A; FIG. 4 C: CURVAS A.T.D. DE LAS MISMAS MUESTRAS.

Muestras calentadas a está temperatura muestran patrones a difracción de rayos-X, muy similares a la Pirolusita; las pérdidas en peso netas en estos puntos fueron aproximadamente de 2.3 y 6.4 %, para la Nsutita y Mangano-Nsutita, respectivamente. La fig. 18(4B), muestra también que la mayor proporción en pérdida de peso ocurre a 240° C y 440° C, para la Mangano-Nsutita y Nsutita respectivamente la transformación a Bixbita es la causante de las grandes pérdidas en peso de acuerdo a las curvas de la termobalanza. Esta transformación es completada alrededor de los 850° C y las curvas de la termobalanza de la Nsutita y Mangano-Nsutita. Han sido unidas en este punto en la fig. 18(4A y 4B) muestra que el máximo intervalo de pérdida en peso es a 620° C para ambas especies. Un adicional 4% es incurrido durante la transformación de Bixbita (Mn_2O_3) entre 950° C y 1100° C. La curva de la Mangano-Nsutita exhibe 4 picos endotérmicos.

La débil reacción endotérmica a 282° C, es aparentemente causada por la deshidratación y oxidación de está. La transformación a Bixbita es indicada por el pico a 596° C y la transformación de Bixbita a Hausmanita por el pico a 1000° C. La Nsutita no muestra una reacción de deshidratación definida, la formación de Bixbita es indicada a 624° C y la transformación de la Bixbita a Hausmanita a 1018°C. Ambas Nsutita y Mangano-Nsutita muestran un pico endotérmico reversible alrededor de los 1150°C Este efecto es debido a la transición de la forma beta- tetragonal de Mn_2O_3 a la forma cúbica γ - Mn_2O_3 (espinela). UKAI, NISHIMURA AND MAYADE (1946 p. 212), establecieron que: " γ - MnO_2 , natural" muestra en pico endotérmico ligeramente abajo de 200° C atribuible a la deshidratación, y además los picos entre 500 y 700° C, son atribuibles a la formación de Bixbita y Hausmanita respectivamente.

o).-LA ELECTROQUIMICA DEL MnO_2 , POR: PAUL RUETSCHI, LECLANCHE S A., 1400 YUERDON, S AND R. GIOVANOLI AND P. BURKI, INSTITUTO DE QUIMICA INORGANICA DE BERNASUIZA.

EXTRACTO : El contenido de agua total es usualmente determinado por mediciones de termogravimetría. Aquí uno tiene que distinguir entre agua físicamente absorbida y químicamente combinada (Constitucional). La suposición de que el agua absorbida es removida por calentamiento a 110° C es un poco de tipo arbitraria visto desde el punto de vista de las pérdidas de agua es más ó menos continua con la temperatura . El agua total contenida puede variar desde 1% para el β - MnO_2 altamente cristalino, ó sobre 20% para material sintético hidratado con contenidos de agua de combinación de alrededor de 0 a 7% respectivamente. El término de "Agua combinada" ha sido definido por TYE y equipo de trabajo, tal que en está agua la cinética de separación la cual es independiente de la presión de vapor parcial de la atmosfera circundante. La facilidad de difusión del protón en γ - MnO_2 puede ser debido ó relacionado a la presencia de agua estructural en forma de grupos OH⁻. Como el agua es removida de la red por tratamiento termico incrementa la conductividad. El sistematico decremento de la conductividad con el incremento del contenido de agua combinada es ilustrado en la Fig. 3. Brenet ha propuesto que el decremento en conductividad está relacionada con la presencia de Iones Mn^{3+} , formado en conjunción con grupos OH dentro de la red, y actuando como aceptor de electrones. La electroquímica y reactividad química del MnO_2 está relacionado en una hasta ahora no muy transparente manera por una combinación de propiedades fisico-químicas incluyendo la

cantidad de agua contenida, grado de oxidación, área de superficie y estructura de la banda electrónica. Relaciones empíricas, % de reactividad y temperatura de descomposición, intensidad de las líneas de difracción de rayos-X, de la fase γ han sido reportados recientemente.

d).-LA RELACION ENTRE EL POTENCIAL ELECTROQUIMICO DE ELECTRODEPOSITACION DEL BIXIDO DE Mn Y SU CONTENIDO DE AGUA DE COMBINACION, POR: EBERHARD, PREISLER, HOECHST AG WERK KNAPSACK, AMORGANISCHE FORSCHUNG 5030 HURTCH NEAR COLOGNE, GERMANY (W)

EXTRACTO : El bixido de Mn electrodepositado (EDM), siempre contiene una cierta cantidad de "agua combinada", la cual parece ser un constituyente de su estructura cristalina. El término "agua combinada" es aquí definido de acuerdo al procedimiento de su determinación y está en la cantidad de agua arrojada (perdida) a una temperatura de 750° C de una muestra de MnO₂ la cual ha sido secada previamente por 2 Hrs. a 105° C.

El tratamiento térmico del EMD en el intervalo de temperaturas de 105° C a 450° C, induce a cambios significativos del contenido de agua, estructura y conductividad eléctrica, potencial electroquímico y otras propiedades. En el presente existen 2 posibles evaluaciones de la caída de potencial observada: (1) entre las temperaturas de 250° C y 300° C la original estructura α del EMD que es transformado en β -MnO₂ de modo que el potencial debido a la modificación β es medido. La transformación se desarrolla a lo largo de un amplio intervalo de estados intermedios indefinidos así causando con esto dependencia de la temperatura con los cambios. (2) durante el tratamiento térmico disocia al oxígeno de las capas superficiales del cristal de EMD, y nos da un incremento para la formación de un óxido de Mn de valencia más baja. La cual determina el potencial de la partícula en forma mucho más significativa que el óxido del cuerpo interior. Kozawa soporta su idea por la exposición de Iones Mn²⁺/2 pueden ser disueltos de tratamientos térmicos del EMD con H₂SO₄ a la mayor temperatura posible y deduce la diferencia de potencial entre el EMD y el resultante β -MnO₂ será sólo de 44 m V. Los experimentos a ser discutidos aquí muestran que la temperatura depende de la variación del potencial y la pérdida de "agua combinada" son muy similares. Ambos valores comienzan a moverse alrededor de temperaturas de calentamiento arriba de 140° C y parece que el desprendimiento de agua combinada incrementa la variación del potencial.

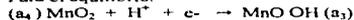
CONCLUSIONES (EXTRACTO):

- a).—Como la variación del potencial a valores más negativos ocurren abajo de 200°C-250°C, una disociación de oxígeno en los lugares superficiales debe ser excluido.
- b).—Arriba de temperaturas de calentamiento de 200-220° C el índice de oxígeno medio se incrementa a un máximo. Por lo que es improbable que al mismo tiempo una disociación de oxígeno de los lugares superficiales pueda suceder.
- c).—La relación del potencial -agua de combinación también se aplica a las muestras las cuales fueron calentadas en agua bajo presión a temperaturas alrededor de los 280° C y esto es un medio de alta actividad del agua.
- d).—La experimentalmente establecida relación lineal entre la potencial y el agua de combinación contenida puede ser un resultado casual, pero es más probable que la caída de

potencial refleje cambios en el estado de energía del cristal, después del desalojo del agua de combinación. Si comparamos los potenciales de las muestras tratadas termicamente de igual índice de oxígeno en la misma solución buffer. Entonces en la ecuación simplificada de Nernst :

$$E = E_0 + RT/F \cdot \ln (a_4/a_3) + RT/F \cdot \ln a H^+$$

Para el equilibrio:



a_4 y a_3 : actividades de los iones Mn^{4+} y Mn^{3+} en solución sólida del óxido. El único el cual puede ser responsable de la caída del potencial es E_0 . Este término contiene la Entalpía libre de formación del compuesto bajo medición. Por lo tanto las muestras del MnO_2 con diferencias en la energía de la red exhibirá diferencias en E_0 , consecuentemente el desalojo del agua de combinación disminuye la energía de la red del óxido. Esta diferencia de energías en la red entre el generador FEMD y el resultante β - MnO_2 , calculado desde su ΔE son de alrededor de 100 K_J/mol de H_2O .

e).-El EMD tanto como el FEMD, son termodinámicamente variedades inestables por lo que pueden ser transformados a γ - MnO_2 por calentamiento con $2N, HNO_3$ esto no puede ser hecho con un más estable γ - MnO_2 . Esto explica acaso, porque la diferencia de potencial entre el EMD y Pirolusita es relativamente grande.

* CONCLUSIONES GENERALES SOBRE LA TEMPERATURA DE SECADO DE CONCENTRADOS.

Considerando que nuestro concentrado promedio obtenido (70% MnO_2) aproximadamente el 90% del contenido de MnO_2 lo constituye la Nsutita y el restante 10% Todorokita. Pirolusita, Rancieita, Mangano-Nsutita en orden de abundancia.

* ANALIZANDO LOS RESULTADOS OBTENIDOS EN LAS NUEVE MUESTRAS DE CONCENTRADOS CON RESPECTO A LOS EXTRACTOS DE ARTICULOS INCLUIDOS SE PUEDE CONCLUIR :

a).-El aumento de densidad específica y % MnO_2 en los concentrados es explicado por la pérdida de "agua de combinación", así como también el aumento de la conductividad lo cual nos implica menor resistencia ó mayor paso de energía eléctrica por unidad de tiempo lo que nos da un tiempo de duración menor en la curva de descarga.

b).-Según lo anterior el potencial debería de aumentar ó por lo menos permanecer constante pero este disminuye realmente y probablemente sea debido a que la Nsutita "NATURAL": γ - MnO_2 , la cual actúa en forma muy parecida al EMD por lo que el desalojo de parte del agua de combinación disminuye la energía de la red del óxido (como ya fue explicado en el punto : e) anterior, disminuyendo el potencial inicial.

c).-Debido a que las temperaturas de secado estaban comprendidas en un intervalo de 120° C a 150° C con un tiempo de duración de 30 a 45 minutos tanto para lotes de concentrados (secador rotatorio), como para ensayos electroquímicos.

d).-Debido a los intervalos de temperatura y tiempos de duración del secado de concentrados no se presentan cambios de estructura y si existen estos son mínimos y no perceptibles para el nivel de nuestras mediciones.

e)-Unificando criterios con el departamento de Control de Calidad, Gerencia de ventas y representantes de los compradores se estableció de común acuerdo que la temperatura de SECADO, debe estar comprendida entre el intervalo de temperatura de: 120° C a 150° C máximo.

VL2.- CORRELACIÓN DE LA GRAVEDAD ESPECÍFICA DE UN PRODUCTO CON LA LEY DE MnO_2 CONTENIDO (POR ENSAYE QUÍMICO) .

ANTECEDENTES : Anteriormente no se podía saber en un momento determinado con exactitud si el concentrado que se estaba obteniendo en las plantas era de la ley deseada (generalmente arriba del 68.0% de MnO_2) y la única apreciación que se hacía era muy subjetiva y poco confiable. Además para conocer el verdadero contenido de MnO_2 tenían que transcurrir en el mejor de los casos mínimo 5 hrs. /muestras urgentes), aunque normalmente el resultado de leyes obtenidas en los productos de un turno de operación (de 8 hrs.), se sabía 16 horas después de haber tomado la última muestra. Por lo que muy a menudo ya se habían cambiado las condiciones de operación en las plantas ó se procesaba otra clase de mineral al recibir los resultados de ensaye.

Debido a todo lo anteriormente expuesto era de vital importancia contar con un método fácil, rápido y con un mínimo de exactitud del 95% sobre todo en las leyes de alto contenido de MnO_2 comprendidas en el rango de 65.0 a 72.0% de MnO_2 . Desde un principio se pensó en basarse en la correlación que se sabía existía entre la densidad específica y el contenido de bióxido de Mn.

✦ **EL DISEÑO Y ALCANCE DE LA EXPERIMENTACIÓN SE BASO EN LOS SIGUIENTES PUNTOS :**

a).- El número de muestras debería ser de alrededor de 300 diferentes muestras abarcando leyes desde 40% hasta 75% de MnO_2 (200 comprendidas en el intervalo de 65.0 a 72.0%).

b).- El método seguido para efectuar estas determinaciones de la densidad específica debiera estandarizarse para cada una de las muestras, con cantidades y pasos perfectamente bien definidas para dar el mínimo margen de error al calentar y preparar estas.

c).- Con todos estos datos generados elaborar una gráfica del % MnO_2 contra Densidad específica medida. Y una vez obtenidos estos ajustar una curva de comportamiento general por medio de los métodos de mínimos cuadrados ó gráfico.

✦ **SECUENCIA DEL MÉTODO ESTANDARIZADO PARA LA DETERMINACIÓN DE DENSIDAD.**

1.- La muestra debidamente cuartanda y homogenizada de 100 a 200 grs., ponerla a secar en plato de peltre en estufa de gas con comal de 3/16" de espesor, sobre parrilla de quemador (temperatura máxima de 150° C.).

2.- Mover continuamente hasta sequedad completa (verificada con vidrio de reloj de 20 a 30 minutos).

3.- Tener listo el matraz Le'Chatelier, debidamente llenado y aforado a 100 ml. (Menisco = 0), con agua destilada y una gota de espumante (como tensoactivo para aumentar la velocidad de humectación de la superficie del mineral), además de tarado. (Exactitud de balanza electrónica de ± 0.05 grs.).

4.- Si es necesario volver a homogenizar y cuartear la muestra hasta conseguir ni menos de 50 ni más de 80 grs., de muestra que debiera de preferencia molerse a -50 #s para posteriormente ser vaciado cuidadosamente dentro del matraz.

5.- Tapar el matraz con tapón esmerilado y moverlo según técnica enseñada por espacios de por menos 10 minutos. Por último pesar y leer en cuello graduado de matraz la altura del menisco lograda (± 0.05 ml.).

6.- Cálculo: Peso grs. / ml = grs./cm³, con una exactitud de ± 0.05 , en un tiempo máximo de 1 hora. Con una aproximación de por lo menos 95.0 % promedio (En el intervalo de 65.0 a 72.0% de MnO₂).

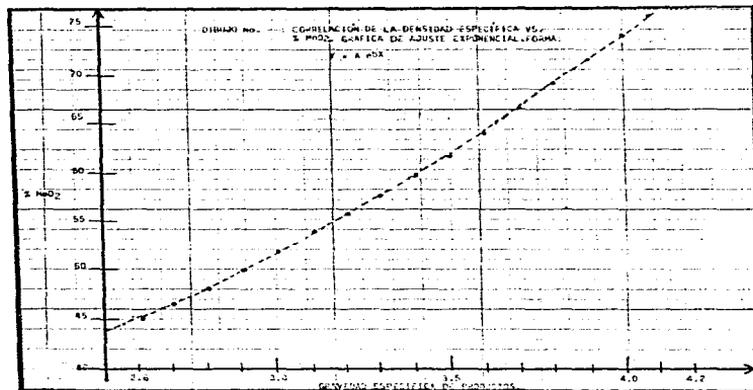


FIGURA No. 19: CURVA AJUSTADA (FORMA: $y = A e^{Bx}$) DE LA: GRAVEDAD ESPECÍFICA vs. % MnO₂

* TABLA COMPARATIVA DE ERRORES MAXIMOS COMPARADOS CON LA CURVA AJUSTADA EN BASE A MÍNIMOS CUADRADOS.

% DE No. MUESTRAS	% ERROR (VALOR ABSOLUTO)	INTERVALOS DE CONTENIDOS REALES DE %MnO ₂
31.5	1.0	72.0 a 69.0
20.7	2.0	(75.0 a 72.1) y (68.9 a 65.0)
27.6	4.0	64.9 a 60.0
13.8	6.0	60.0 a 50.0
6.4	8.0	50.0 a 40.0
100.0	3.17 %	(75.0 a 40.0%)

↑: ERROR PROMEDIO.

* TABLACIÓN DE VALORES DE ACUERDO A CURVAS DE AJUSTE CALCULADAS.

DENSIDAD	2.5	2.6	2.7	2.8	2.9	3.0	3.1	3.2	3.3	3.4	3.5	3.6	3.65	3.70
% MnO ₂	44.8	45.9	47.5	49.0	51.0	52.8	54.8	56.5	58.5	60.3	62.3	64.5	65.8	67.0
DENSIDAD	3.75	3.80	3.85	3.90	3.95	4.0	4.05							
% MnO ₂	67.8	68.5	68.5	72.0	73.0	74.5	75.0							

IV.3.- SIGNIFICADO E IMPORTANCIA DE LA PEROXIDACIÓN EN LOS MINERALES.

DEFINICIÓN: LA PEROXIDACIÓN NOS DA LA CANTIDAD Ó % PESO DEL Mn DE LA MUESTRA QUE SE ENCUENTRA TEORICAMENTE FORMADO MnO₂ (Mn⁴⁺).

La base de este cálculo en una muestra determinada se realiza de la siguiente manera:

a).- La muestra se manda analizar por Mn total y MnO₂ y estos son reportados en % peso :

$$\% \text{MnO}_2 * \text{f.g.} \frac{\text{Mn}}{\text{MnO}_2} = \% \text{Mn}^{4+} \text{ contenido en el MnO}_2 \Rightarrow$$

$$\frac{\% \text{Mn}^{4+} \text{ contenido en MnO}_2}{\% \text{Mn tot. en muestra (Mn}^{2+} + \text{Mn}^{4+})} * 100 = \% \text{ DE PEROXIDACIÓN}$$

$$\text{Formula condensada : } \% \text{ peso MnO}_2 * \text{f.g.} \frac{\text{Mn}}{\text{MnO}_2} = \% \text{Mn}^{4+}$$

$$\text{Formula condensada : } \% \text{ MnO}_2 * \text{f.g.} \frac{\text{Mn}}{\text{MnO}_2} (0.6319) * \frac{100}{\% \text{ Mn TOT.}} = \% \text{ PEROXIDACIÓN}$$

b).-Aplicación de la Peroxidación en análisis granulometricos:Mineral alimentado a planta:

FRACCIÓN	% PESO	% ACUM.	% MnO ₂	%Mn	% PEROX.	% ACUM. PEROX.
+ 1 1/2"	0.9	0.9	18.4	15.5	75.0	75.0
+ 1"	4.0	4.9	31.7	25.2	79.5	78.7
+ 3/4"	1.8	6.7	33.7	28.4	75.0	77.7
+ 3/8"	3.7	10.4	38.4	32.0	75.8	77.0
+ 1/4"	4.0	14.4	44.2	32.7	85.4	79.3
+ 4 #s.	3.6	18.0	45.7	32.0	90.2	81.5
+ 10 #s.	13.5	31.5	47.1	34.1	87.3	84.0
+ 20 #s.	12.6	44.1	48.6	33.8	90.9	86.0
+ 35 #s.	6.9	51.0	47.6	31.3	96.1	87.3
+ 50 #s.	5.3	56.3	45.4	38.3	74.9	86.2
- 50 #s.	<u>43.7</u>	100.0	<u>21.5</u>	<u>18.1</u>	<u>75.1</u>	<u>81.33</u>
CAB. CALC.	100.0		34.44	26.26	82.87 ←diferencia =1.54%	

Promedio Total de Peroxidación = $\frac{82.87 + 81.33}{2} = 82.1\%$ de Peroxidación.

e).- Por experiencia práctica acumulada a lo largo de los años de operación (30 años) y el manejo estadístico de los datos, un mineral es susceptible de concentrar logrando leyes de por lo menos 68.0% MnO₂ con una recuperación en peso mayor ó igual a 9.0%, siempre y cuando su peroxidación sea mínimo del 80% y su ley de MnO₂ no sea menor de 30.0% (criterio aplicable en el 90% de todos los casos registrados hasta el momento).

d).-Se puede presumir que hay una correlación del grado de peroxidación , en el grado de liberación y cantidad del MnO₂, por lo que un mineral ó fracción al tener un valor menor (ó mucho menor) al 80%, nos indica indirectamente que el bióxido se encuentra no liberado y asociado sobre todo con partículas de intercrecimiento de óxidos de Fe (Goethita, Limonita y Hematita) y cuarzo principalmente, además de que hay minerales de óxidos de Mn²⁺ ó carbonatos asociados a estos.

CAPÍTULO VII

FUNDAMENTOS, ASPECTOS GENERALES Y ELECTROQUÍMICA BÁSICA DE LAS PILAS SECAS TIPO "LECLANCHE", FABRICADAS A BASE DE CONCENTRADOS DE MnO_2 (NATURAL O ARTIFICIAL).

VII.1.- LA ELECTROQUÍMICA DEL MnO_2 (NATURAL ó ARTIFICIAL) GRADO BATERÍA.

VII.1.1.- ESTUDIO DEL MnO_2 / GRADO BATERÍA. 1er. SYMPOSIUM CLEVELAND 1975. DOCUMENTO 1 : LA ELECTROQUÍMICA DEL MnO_2 (POR: PAUL RUETSCHI, LECLANCHE S.A., 1400 YUERDON, SWITZERLAND AND R. GIOVANOLI AND P. BURRI INSTITUTE OF INORGANIC CHEMISTRY, UNIVERSITY OF BERN, FREIESTR. 3, BERNA. (TRADUCCIÓN / RESUMEN) :

1.- INTRODUCCIÓN : La electroquímica del MnO_2 es muy complicada porque :

- a) El MnO_2 existe en numerosas modificaciones de variación de composición química no estequiométrica, grado de oxidación y contenido de agua .
- b) La descarga electroquímica de sus productos son igualmente complejas.
- c) La disolución química del Mn, no ha sido considerada suficientemente en estos procesos. La solubilidad de los productos de descarga y sus interacciones son sin lugar a dudas de fundamental importancia para la interpretación del comportamiento electroquímico del MnO_2 .
- d) las reacciones químicas y electroquímicas que se analizan en los siguientes puntos, están supuestas a suceder en la descarga de una pila seca.

VII.1.2.- QUÍMICA DEL ESTADO DEL MnO_2 .

Aquí a habido mucha confusión en el pasado, tanto como muchas modificaciones del MnO_2 que deberan ser distinguidas no menos de 14 (20), han sido designadas nombrandolas $\alpha, \beta, \beta', \gamma, \gamma', \delta, \epsilon, \eta$, etc. Una mejor y más sistemática clasificación ha sido posible llegar a ella, recientemente por la combinación de resultados de difracción de

Rayos-X (especialmente con Mo K α radiación), Microscopio electrónico y de barrido, Difracción electrónica, Termografía, estudios cinéticos, Mediciones de área de superficie y métodos clásicos analíticos. Estrictamente hablando el término bióxido de Mn se aplica sólo a la Pirolusita, Ramsdellita y las variedades de la Nsutita. El γ -MnO₂ más ampliamente usado para las pilas secas, natural ó preparado por medios químicos ó electroquímicos, consiste de una matriz de Ramsdellita con distribución estadística de intergranos de Pirolusita. Químicamente la fórmula del MnO₂ puede ser escrita como fue sugerida por Brenet:

Esta fórmula distingue entre $2z$ grupos OH "ácidos", y m : neutrales para moléculas de agua en la reducción.

MnO_{2-z} (OH)_{2z} mH₂O [1]: n = grado de oxidación.

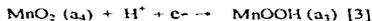
Experimentalmente se encuentra que por lo menos para γ -MnO₂, que z = 2-n entonces siguiendo la fórmula se deduce:

(MnO₂)_{2n-1} (MnOOH)_{4-2n} · mH₂O [2]. Esta fórmula implica que cada grupo OH "ácido", debiera estar asociado con la presencia de ion Mn³⁺, la ecuación [2], puede expresar que microgramos de MnOOH (equivalente a la fase Grouitita), está en "solución sólida" dentro de la red del MnO₂ y está limitada al intervalo de $2 > n > 1.5$ y es formalmente equivalente a las expresiones: MnO₂ · H_(4-2n) · mH₂O, y MnO₂ · (2 - n + m)H₂O, respectivamente. Aunque la ecuación [2] es de una simplicidad convincente, debiera ser más completa para establecer con mayor certeza la cantidad de Mn³⁺ en la red, la presencia de Mn²⁺ ó vacancias de iones Mn⁴⁺, grupos (OH), el contenido de agua total combinada, la facilidad de difusión del protón en γ -MnO₂. Ya que todo esto puede ser relacionado con la presencia de agua estructural en forma de grupos OH. En conclusión trabajos de investigación serán necesarios para establecer relaciones cuantitativas, entre la reactividad y parámetros fundamentales. Estudios sobre propiedades magnéticas, especialmente a bajas temperaturas, calor específico, afinidad electrónica, electronegatividad, función trabajo-electrón, nivel-Fermi, dependencia de temperatura de conductividad eléctrica, deberán promoverse para avanzar en este conocimiento. Técnicas experimentales tales como resonancia magnética nuclear, resonancia del Spin electrónico, espectroscopio de infrarrojos deberán ser combinados con rayos-X y difracción electrónica para aprender más de acerca de la física en estado sólido del MnO₂.

VIII.3.- QUÍMICA Y REACCIONES ELECTROQUÍMICAS.

La electroquímica del MnO₂ puede ser comprendida sólo cuando se tome en consideración que el MnO₂ es un material de estequiometría variable.

Los procesos de reducción por lo tanto estarán escritos de una manera diferencial, como fue formulada primero por Vetter. Sobre la base de concepto de solución sólida, uno puede escribir el equilibrio con iones H⁺ de la más sencilla manera como sigue:

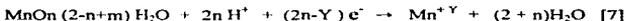


Donde a_1 actividad del MnO_2 y $a_3 =$ actividad del $MnOOH$, respectivamente la cual nos da la ecuación de Nernst : $E = E_o + (RT / F) \ln (a_3/a_1) + (RT/F)\ln a_{H^+}$, [4] , Vetter a demostrado que el 2do. término de [4], es proporcional a la derivada de la Energía Libre de formación de MnO_2 con respecto a su grado de oxidación: $d AG(n)/dn$. Similarmente, uno puede escribir teóricamente para el equilibrio con iones de Mn en solución (si bien está fuerza de reacción será muy lenta) :



$$E' = E'o + (RT/YF) \ln (a_4^3/a_3^4) + (RT/YF) \ln a_{Mn^{+Y}} [6]$$

Finalmente si uno considera la reacción con ambos, H^+ y Mn^{+Y}



$$E'' = E''o + [RT / (2n-Y)] \ln a_{H^+}^{2n} - [RT / (2n-Y)] \ln Mn^{+Y} [8]$$

La ec. [8] induce a la siguiente dependencia del potencial sobre a_{H^+} y $a_{Mn^{+Y}}$

$$(\partial E'' / \partial \ln a_{H^+}) a_{Mn^{+Y}} = (RT/F) 2n / (2n-Y) [9]$$

$$(\partial E'' / \partial \ln a_{Mn^{+Y}}) a_{H^+} = (RT/F) / (2n-Y) [10]$$

En la ausencia de cationes, sin otro que H^+ y a composición constante de MnO_2 el cambio de potencial de 59 mV por unidad de pH. A concentración fijada y definida de Mn^{+2} en solución y variado el pH, la composición de la superficie del electrodo de MnO_2 variara y el potencial debiera cambiar teóricamente a 118 m V por unidad de pH. Otros cationes además del Mn^{+2} también influirán el potencial. La reducción del MnO_2 nos lleva a una desconcertante variedad de productos de descarga. Los cuales han sido identificados por análisis de rayos-X . La vía de nucleación de estos productos, dependen de factores tales como rango de reducción , cristalografía y contenido de agua del material inicial, área de superficie composición electrolítica, proporción de MnO_2 /electrolito y solubilidad de los intermedios en el electrolito particular. En electrodos practicos también la estructura cristalográfica de la superficie de sólidos inertes tales como carbón y grafito puede ser de alta influencia. Esto es un evidente ejemplo para la reducción electroquímica en acidos fuertes (24). Mucho a sido aprendido de analogías entre reducciones química y electroquímica. Paralelamente reactividades química y electroquímica (9, 10). Además con reducción química los problemas del contacto eléctrico son eliminados y el MnO_2 es reducido más uniformemente. Tanto la reducción química como la electroquímica del γ - MnO_2 puede comenzar a α - $MnOOH$ (Groutita) en una topotactica reacción (fase-simple), puede comenzar también de γ - $MnOOH$ (Manganita). Al parecer los microgramos de rutilo en γ - MnO_2 pueden actuar posiblemente como nucleos para la formación de Manganita y que el agua presente en el material finamente disperso pueda actuar como vehiculo transportador de iones-Mn, con lo cual una nueva fase puede formarse. Otro ejemplo donde 2 diferentes productos pueden formarse dependiendo de las condiciones es la oxidación del $Mn(OH)_2$ con oxígeno. Cuando usando O_2 seco la reacción se conduce topotacticamente a β - $MnOOH$. En presencia de alta humedad, no obstante para el Mn_3O_4 y γ - $MnOOH$ (28),

parece que la humedad juega un importante papel como medio de transporte de iones al sitio de reacción. En general el Mn_2O_4 precipitara de soluciones conteniendo Mn^{2+} y Mn^{3+} , también cuando formado en un electrodo, la escasa conducción de Mn_2O_4 es probablemente el resultado de un lado de la reacción química y no es formado directamente en el proceso del electrodo.

La reducción del MnO_2 ocurre en una fase "homogénea" de acuerdo [3], teniendo como asumido que el mecanismo de difusión del protón es operativo. Y debiera ser demostrado más tarde que otros mecanismos puedan también estar operando vía solución. Estimaciones del coeficiente de difusión han sido hechos con resultados variantes. (31,32), el rango de reducción "homogénea" probablemente depende fuertemente de las condiciones experimentales. El $MnOOH$ produce durante la descarga de acuerdo a [3], y se piensa será removido en solución ácida por (34, 35):

$2 MnOOH^+ + 2H^+ \rightarrow MnO_2 + Mn^{2+} + 2 H_2O$ [11], y en solución alcalina para la difusión del protón:

$Mn^*OOH + MnO_2 \rightarrow Mn^*O_2 + MnOOH$ [12], en soluciones neutras ambas reacciones fueron (ó son) supuestas a ocurrir.

En la interpretación del mecanismo de descarga de las curvas de polarización, particularmente en soluciones neutrales, debiera uno tener en mente que sin electrodos porosos el pH puede crecer rápidamente debido a los iones OH^- generados durante la descarga. La acción buffer del electrolito por poner como caso el del cloruro de Amonio: $NH_4^+ \rightarrow NH_3 + H^+$, ó por cloruro de Zn: $9H_2O + 5Zn^{2+} + 2Cl^- \rightarrow Zn_5(OH)_8Cl_2 \cdot 4H_2O + 8H^+$, es de importancia en las celdas practicas. En adición para el pH de la concentración de polarización, también pérdidas óhmicas deberan ser consideradas. La resistencia del MnO_2 incrementa con el grado de reducción. Muy altas resistividades en las capas superficiales pueden ser formadas (36). Durante la descarga, la porosidad y resistencia del electrolito es cambiante. Todo esto induce a que los perfiles de corriente varien con el tiempo (37). Modelos de comportamiento del electrodo poroso, también desarrollados para otro tipo de electrodos, pueden ser usados para describir la distribución de corriente (38,39). Bajos rangos lineales en voltmetro de barrido son usuales para el estudio de la oxidación electroquímica (recarga), de los productos de descarga. En solución alcalina el $Mn(OH)_2$ es oxidado a $\alpha-MnO_2$ (Criptomelano) (41,42,45), por lo cual el K^+ es incorporado dentro de la red cristalina (ver figuras 20,21 y 22).

VIII.4.- DISOLUCIÓN QUÍMICA DE LAS ESPECIES DEL MANGANESO.

La química de la disolución del Mn no ha sido lo bastante estudiada en la discusión de los mecanismos de reacción de los electrodos de MnO_2 . Kozawa y equipo, encontraron que en soluciones fuertemente alcalinas de los productos de descarga, $\alpha-MnOOH$ y $Mn(OH)_2$, poseen una solubilidad apreciable, la cual se incrementa con la concentración del alcalí. En el diagrama del pH-potencial de Mn (47)(figura 23). Pourbaix y equipo consideraron las siguientes especies iónicas solubles: Mn^{2+} , Mn^{3+} , $HMnO_2^-$ ó $Mn(OH)^{-2}_4$ (Manganita II),

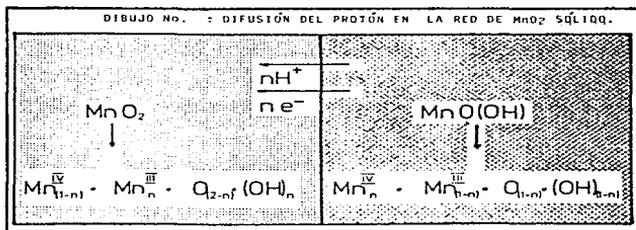
$\text{MnO}_2 \cdot$ (Mn^{4+}) y MnO (Mn^{2+}). El diagrama necesita la corrección en Mn^{3+} ya que también forma soluciones aniónicas, probablemente $\text{Mn}(\text{OH})_6^{2-}$ ó $\text{Mn}(\text{OH})_4^{2-}$. En ácidos fuertes el MnO_2 debiera de disolverse y esto está confirmado experimentalmente por observaciones en microscopio in situ, en gramos localizados del MnO_2 en tales electrolitos. El ion Mn^{3+} es probablemente el producto de oxidación intermedio en las convencionales de ácido sulfúrico para elaborar electrolito de $\gamma\text{-MnO}_2$ (48, 49). La reacción redox $\text{Mn}^{2+}/\text{Mn}^{3+}$ en disolución han sido estudiados en electrodos de Pt. En ausencia de MnO_2 sólido, en 15 M HClO_4 . La desproporción de Mn^{3+} en Mn^{2+} y MnO_2 es catalizada por la presencia de MnO sólido y posiblemente también por otras superficies sólidas, tal como la proporciónan el carbón y grafito (negro) en la pila (24). En la presencia de ácido cítrico, complejos de Mn^{3+} han sido detectados para aparecer arriba de un $\text{pH} \approx 8.3$. el Mn^{3+} es probable hidralizado de acuerdo a: $\text{Mn}^{3+} + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Mn}(\text{OH})_2^{+} + \text{H}_3\text{O}^{+}$; las constantes de equilibrio correspondientes han sido calculados por interés para la reacción en pilas secas, que es la supuesta formación de complejos estables con iones cloruros, MnCl_2^{2+} y MnCl_2^{+} (55,56). Una muy comprensiva revisión y enlistando de 101 referencias de la química del Mn^{3+} en soluciones acuosas han sido preparados por Davies(57).

VII.1.5.- REFERENCIAS (BIBLIOGRAFÍA).

- (9)-J. Breet, *Chimia* 23, 444 (1969)
- (10)-J. Breet, Lecture, Euchem Conference, Schloss Elman, April 1975.
- (24)K. Kordesch "Acidic Manganese Dioxide Electrodes", Lecture, ISE Meeting, Battery División, Marcellus, April 1975.
- (34)-A.M. Chertizberg, D.R. Allenson and W.C. Vosburg, *J. Electrochem. Soc.* 102, 557 (1975).
- (35)-S. Yoshizawa and Z. Tachara, ref. 1 vol. 1, P.7.
- (36)-M.L. Kronenberg, *J. Electrochem Soc.* 121, 135 (1974)
- (37)-K.J. Euler, *Z. Angew. Physik* 29, 264 (1970)
- (38)-J.S. Dunning, D.N. Bernión and J. Newman, *J. Electrochem. Soc.* 118, 1251 (1971) 120, 908 (1973).
- (39)-D. Simonsson, *J. Appl. Electrochem.* 3,261 (1973)
- (40)-P. Ruetschi, in "Power Sources IV", de D.H. Collins, Oriel Press, New castle Upon Tyne, 1973, p. 381.
- (41)-J. Mc Breen, paper Presentad at the 9th International Power Sources Conference, Brighton, September 1974.
- (42)-J. Mc Breen, *Electrochimica Acta* 20, 221 (1975)
- (45)-J. Ambrose and G.W.D. Briggs, *Electrochim. Acta* 16, III (1971)
- (47)-M. Pourbaix, Atlas d'équilibres électrochimiques, Gauthier-Villars, Paris, 1963, p. 286.
- (48)-J.Y. Welsh, *Electrochem, Technology*, 5, 504 (1967)
- (49)-E. Preisler, Lecture at Euchem Conference, Schloss Elman, April 1975.
- (55)-C.F. Wells, D. Mays and C. Barnes, *J. Inorg. Nucl. Chem.* 30,1341(1968); *J. Chem. Soc. A* (1968)P. 1626.
- (56)-D.R. Rossenky, M.J. Nicol, K. Kite and R.J. Chen, *Soc. Faraday trans.* Y, 70, 2232 (1974).
- (20)-R.S. Johnson and W.C. Vosburgh, *J. Electrochem. Soc.* 100, 471 (1953)
- (28)W. Fectrencht, P. Brunner and H.R. Oswald, *Z. Anorg. Allgem. Chem.* 316 y 154 (1962).
- (57)-G. Davis, *Coordination Chemistry Reviews*, 4, 199(1969).

VIII.6.- TABLA : PRODUCTOS DE REACCIÓN DE VALENCIA BAJA EN UNA PILA SECA.

FORMULA	CONDICIONES
α -MnOOH (Grouitita)	Reducción electroquímica de γ -MnO ₂ en KOH Reducción electroquímica de γ -MnO ₂ en NH ₄ Cl Reducción química del MnO ₂
γ -MnOOH (Manganita)	Reducción electroquímica de α -MnO ₂ en KOH Reducción electroquímica de β -MnO ₂ Reducción química de β -MnO ₂ Reducción química del MnO ₂ y δ -MnO ₂ Oxidación química del Mn(OH) ₂
β -MnOOH	Oxidación electroquímica del Mn(OH) ₂ Oxidación química del Mn(OH) ₂
γ -Mn ₂ O ₃	Reducción electroquímica del α -MnO ₂ y γ -MnO ₂ en KOH. Oxidación electroquímica del Mn(OH) ₂ en KOH.
Mn ₂ O ₃ (Hausmanita)	Reducción electroquímica del α , β , γ , y δ -MnO ₂ , γ -Mn ₂ O ₃ , β -MnOOH y γ -MnOOH en KOH. Reducción química del δ -MnO ₂ Oxidación química del Mn(OH) ₂
Mn(OH) ₂	Reducción electroquímica de α y γ -MnO ₂ en KOH
Zn Mn ₂ O ₄ (Heterolita)	Reducción electroquímica del MnO ₂ en Zn Cl ₂

FIGURA No. 20 : DIFUSIÓN DEL PROTÓN EN LA RED DEL MnO₂ SÓLIDO (DESCARGA PILA SECA).

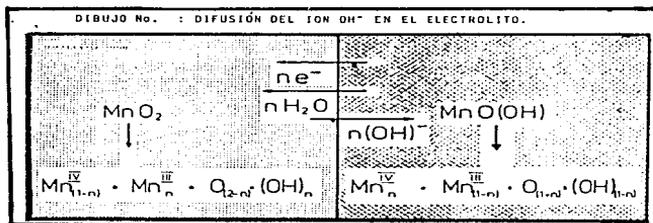


FIGURA No. 21 : DIFUSIÓN DEL ION OH⁻ EN EL ELECTROLITO (DESCARGA PILA SECA).

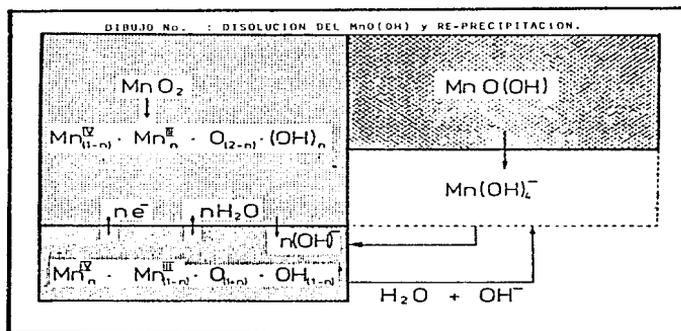


FIGURA No. 22 : DISOLUCIÓN DEL MnO(OH) y RE-PRECIPITACION (DESCARGA DE PILA SECA).

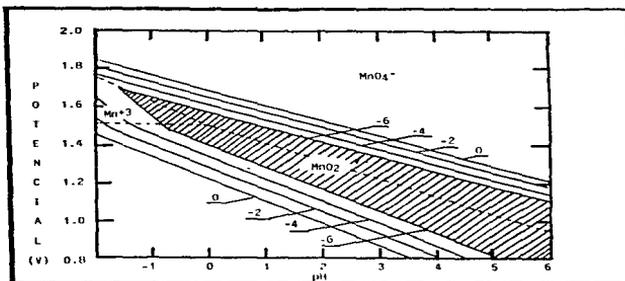


FIGURA No.23:DIAGRAMA pH-POTENCIAL DEL MnO_2 , PROPUESTO POR POURBAIX (MEDIO ÁCIDO)

VII.2.-OBJETIVOS y PARÁMETROS A MEDIR EN UNA PRUEBA DE DESCARGA PARA PILAS SECAS CON CONCENTRADOS DE MnO_2 /GRADO BATERÍA. EN EL LABORATORIO DE CONTROL DE CALIDAD DE LA UNIDAD NONOALCO.

- 1.- El objetivo de una prueba de descarga es medir y comparar el comportamiento del rendimiento electroquímico de un material determinado (concentrados), dentro de una pila seca estándar "leclanche" tipo "D" (Definida por el comprador).
- 2.- La descarga de estas pilas se hace a 10 ohm.debido a que fue un parámetro establecido en común acuerdo entre compradores y proveedores, a temperatura constante de $21^{\circ}C \pm 1^{\circ}C$.
- 3.- Al realizarse una prueba de descarga de un material "X" contenido en una pila estándar, es necesario compararlo con un material de propiedades electroquímicas bien conocidas que previamente ya haya satisfecho las necesidades del comprador, para así comparar y analizar los datos obtenidos y determinar las desviaciones del material X con respecto al material "estándar" que para nuestro caso es el "N-2 STD " con 72% MnO_2 . Estas pruebas se realizan con muestras duplicadas (2 pilas con el material X a probar y 2 con la muestra patrón "N-2 STD", con un tiempo de duración de 24 hrs.).
- 4.- Como se interpretan las pruebas electroquímico (se anexa gráfica con curvas típicas, fig. no. 24).
 - a).- Los parámetros a medir en estas pruebas son el tiempo y el voltaje registrado para cada una de las pilas en un tablero de circuito cerrado especialmente construido para este tipo de

pruebas, descargandose estas con una resistencia constante de 10 ohms, y los datos registrados se grafican en una hoja milimétrica de la siguiente manera : Tiempo (minutos y/o Hrs.) vs. Voltaje.

b).- Los cortes ó puntos finales de estas curvas se hacen en base a experiencias y conveniencias ya adquiridas (en base a normas internacionales) , para nuestro caso se hacen los cortes a : 1.1, 1.0, 0.9, y 0.75 Volts. (el normal es a 0.9 Volts).

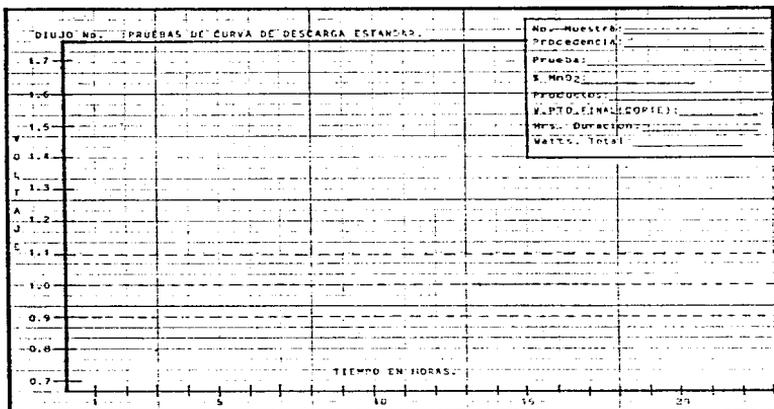


FIGURA No. 24 : GRÁFICA TÍPICA DE PRUEBA DE CURVAS DE DESCARGA ESTÁNDAR.

c).- Los parámetros a cuantificar en estos cortes de curvas son las siguientes :

- TIEMPO : Que nos representa el tiempo en minutos y horas que tarda la pila en llegar a los voltajes de corte: 1.1, 1.0, 0.9, y 0.75 Volts., según el caso.
- WATT / HORA (W/H) : Se hace un cálculo de los watts, entregados por la pila en base a ley de OHM (promedio) y se divide entre el tiempo en horas en que llegó la pila al voltaje de corte deseado.
- WATTS TOTALES (W. TOT.) : Que nos representa el área bajo la curva desde 0.00 hasta el tiempo correspondiente para cada corte de curva a 1.1, 1.0, 0.9 y 0.75 Volts.

d).- Los datos obtenidos se grafican (en la misma gráfica para las 2 muestras X y N-2 STD.), en los parámetros se hace una comparación del material X a determinar con respecto al N-2 STD. , y las diferencias se dan en % .

e).- Los intervalos de tolerancia en una curva de descarga de un material X, con respecto a la curva del N-2 STD., obtenida no los hay. Esto obedece a que un material determinado puede servir para otro tipo de pila de mayor ó menor calidad que la fabricada con el material N-2 STD.

5.- La medida del potencial inicial (una sola lectura) es un parámetro significativo del comportamiento electroquímico que un material determinado, pero sin embargo sólo es válido cuando el material es ampliamente conocido, como en nuestro caso el material proveniente de "Nonoalco" y la tolerancia establecida por el comprador se encontraba estipulada en ± 0.015 V.

6.- Si bien el % MnO_2 contenido en concentrados es determinante en el potencial y rendimiento electroquímico del material hasta cierto límite, una vez alcanzado este potencial el rendimiento va depender de las propiedades intrínsecas del material, así como de su contenido de MnO_2 "activo" (γ -Nsutita) e impurezas sobre todo de metales pesados. Ejemplo: hay concentrados de 68.0% a 70% que dan mejores resultados y rendimientos que concentrados con 74.0% de MnO_2 .

7.- PROCEDIMIENTOS DE ELABORACION DE LAS PILAS PARA PRUEBAS DE DESCARGA :

Se pesan 25 grs., de muestra seca molida en contenedor de carburo de tungsteno el 100% a -200 #s. Y se le agregan 3.6 grs., de negro de humo (carbón), 3.5 grs. de cloruro de amonio y 10.2 grs. de agua destilada. Estas cantidades se utilizan para la elaboración de pilas de 47.0 grs., (los 4.7 grs. restantes corresponden al peso de la chaqueta de Zn electrostático y electrodo de grafito que son conseguidos de una pila comercial nueva de tamaño "D", previamente desmantelada para este fin) todas las cantidades, cuidadosamente pesadas y homogeneizadas en un mortero especial (porcelana) son vaciadas al recipiente de Zinc y por medio de una prensa mecánica especial es compactada la pasta (10 Krgs/cm²). Una vez prensada la mezcla convenientemente es sellada en la parte superior con asfalto, quedando este sello más abajo (de 2 a 3 mm.) de la parte superior del electrodo de grafito cilindrico y una vez terminado está pila queda lista para las pruebas de potencial inicial y curva de descarga correspondientes.

VII.3.-INFORMACIÓN GENERAL : RESUMEN DE ARTICULOS (BIBLIOGRAFÍA) Y NORMAS DE ESPECIFICACIÓN DE FABRICACIÓN Y APLICACIÓN DE PRUEBAS DE RENDIMIENTO, REALIZADAS A DIVERSOS MATERIALES DE MnO_2 PARA PILAS COMERCIALES SECAS TIPO LECLANCHE.

* I.C. MUESTRAS PROBADAS PARA PILAS ALCALINAS DE MnO_2 , POR T. TSUCHIDA, FUJI ELECTROCHEMICAL CO., LTD NO. 614, WASHIZA, KOSAI-CITY, SHIZOUKA-PRET, 431-04 JAPAN.

RESUMEN : Hoy en día es general el uso de MnO_2 electrolítico (EMD), para pilas alcalinas. Y es de gran utilidad para mejorar la calidad de está comprender sus características usando para ello pruebas comparativas con respecto a MnO_2 químico (CMD) y MnO_2 natural (NMD). Se les agregó a cada una de las muestras grafito y aglutinante y estas fueron moldeadas para lograr una pila alcalina de MnO_2 tamaño "C", aquí otros elementos como: separador, material negativo, etc., fueron de igual condición. El potencial de electrodo de MnO_2 vs. Hg/HgO con 40% de KOH en solución acuosa fue medido. En seguida el voltaje de descarga (off-Load), en corriente de corto circuito y descarga características. Estas descargas fueron probadas a 4 ohms continuos, 4 ohms lif. y 25 ohms de descarga de drenado por radio, de acuerdo a A.N.S.

CONCLUSIONES :

- El voltaje off-load de las pilas muestran igual tendencia pero los CMD y NMD muestran valores mucho más inferiores.
- De nuestros resultados experimentales, las características EMD son superiores a los demás en este orden: EMD > CMD > NMD.

† I.C. MUESTRAS PROBADAS PARA PILAS PRACTICAS (PILAS DE CLORURO DE Zn), PAUL P. WERLEIN, RAY-O-VAC, DIVISION ESB INCORPORATED, 630 FORWARD DRIVE MADISON, WISCONSIN 53711.

RESUMEN : La finalidad de este estudio es intentar determinar las características de rendimiento relativo, de las disponibles muestras I.C. MnO_2 en pilas de cloruro de Zn, Tamaño C. La pila usada para este estudio en la convencional, Pila Ray -6- Vac, con chaqueta de acero encerrando la lamina Zn y carbón y el electrolito de la celda fue cloruro de amonio. Estas pilas fueron fijadas sobre las siguientes pruebas de descarga (11 muestras): a) 25 ohms de 4 hrs./día, b) 4 ohms- lift (4 ohms, 4 min./hr.- 8 hrs/día) y c) 4 ohms de descarga continua. Los tipos de MnO_2 fueron: EMD, CMD y NMD. La cuantificación de los amp.-hrs. fueron usados para evaluar la eficiencia del MnO_2 por comparación con el teórico amp.-hrs., catódico disponible en cada pila y esos fueron calculados por la siguiente fórmula:

$$\text{Amp.-hrs./teórico} = 0.308 (\text{pesos de la mezcla en grs.}) (\% \text{ de mineral en la mezcla}) (\% \text{ MnO}_2 \text{ en el mineral}).$$

La eficiencia del MnO_2 es la proporción del actual amp.-hrs., obtenidos sobre los amp.-hrs. teóricos de descarga expresada como % .

CONCLUSIONES :

- En rendimiento de la muestra del NMD, del tiempo y amp.- hrs., son considerablemente más bajo de los conseguidos por cualquiera de las muestras de los EMD y CMD probados.
- El EMD es el mejor material para el uso en pilas de cloruro de Zn.
- Las muestras de EMD de varias fuentes son generalmente similares pero algunas pueden dar mejores rendimientos, en descargas de agotamiento específicas.
- El CMD, puede darnos rendimientos superiores, en descarga de drenado de radio a bajo punto final (corte).

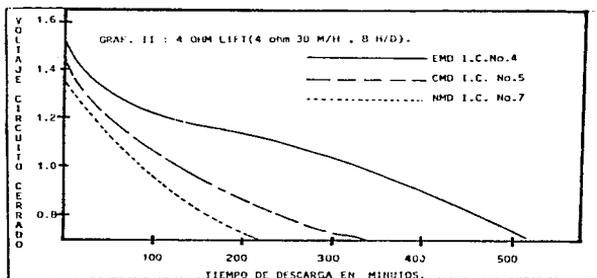


FIGURA No. 35 : GRÁFICA DE DESCARGA DEL EMD, CMD y NMD. A 4 OHM LIPT (4 MIN / HR., 8 HR / DIA).

DOCUMENTO No.14. CORRELACIONES ENTRE LA FISICOQUIMICA Y CARACTERISTICAS ELECTROQUIMICAS DE LOS MnO_2 PARA PILAS LECLANCHE POR: J. BRENET, M. CYRANKAWSKA, G. RITZELER, R. SAKA, K. TRAORE, LABORATORIE D' ELECTROCHIMIE ET CHIMIE PHYSIQUE DU SOLIDE, UNIVERSITE LOUIS PASTEUR, STRASBOURG (FRANCE), EQUIPE ASSOCIEE AN CNRS N° 468

RESUMEN : Este estudio fue realizado sólo sobre muestras artificiales de MnO_2 elaboradas ya sea por oxidación anódica (EMD) ó por procesos químicos (CMD), por industrias las cuales suministran estos productos a las muestras comunes internacionales de MnO_2 (I.C.

MnO₂ samples) en Cleveland. Se pretende en este estudio determinar las posibles correlaciones y sus tipos, entre los valores obtenidos en estas diferentes determinaciones. Y estas permiten a la vez dar la diferenciación de las muestras de MnO₂. Que den una base para mostrar las características específicas de los tipos de MnO₂ y relacionar su reactividad para la obtención de parámetros fisicoquímicos. Con esto fue posible determinar más cercanamente las formulas atribuidas a cada uno de ellos. Esta investigación fue hecha con el objeto de investigar más cuidadosamente los diferentes MnO₂ utilizados para la fabricación de pilas Leclanche.

Típico MnO₂ electrolítico disponible actualmente (EMD) : Estan siendo producidos actualmente más de 60,000 Tm./año en el mundo, principalmente para la manufactura de pilas secas. Los fabricantes Japoneses producen alrededor de 42,000 Tm., en 1972. Estos EMDs., son muy puros con respecto a las impurezas metálicas y tiene una estructura muy porosa y alta área de superficie, el EMD es ahora barato (alrededor de 25 ctvos. de dólar / lb). Por lo que de un alto volumen de producción puede ser usado para otros propósitos en adición a la fabricación de pilas secas.

JIS (Japanese Industrial Standard) of EMD: La oficina de estándares Japonesa estableció el Jisk 1467 como una especificación oficial del EMD. Las traducciones del ingles ya están disponibles. Las especificaciones incluyen: Analisis quimicos del total del Mn, MnO₂, H₂O, SO₄, Pb, Cu y Fe, contenido también se incluye una prueba de descarga para la capacidad electroquímica. Una copia disponible en \$10.0 c/ejemplar desde nuestra oficina en U.S. de E.C.S. of Japan, P.O. Box 6116, Cleveland, Ohio-44101.

* NUEVOS ESTANDARES INDUSTRIA JAPONESA (JIS) PARA PILAS SECAS .

El 1 de Julio de 1972. Las jis para pilas secas ya han sido revisadas, en los nuevos Jis, las especificaciones para pilas secas de alta calidad han sido agregadas. Y estas han sido designadas como USM-1,2 y 3 para el tamaño D, C y AA (respectivamente).

El manual (folleto), incluye tres tablas las cuales muestran las condiciones a las cuales las pilas serán descargadas continuamente para el voltaje de corte y pruebas de agotamiento (descarga), también incluye detalles de las condiciones de descarga de las pruebas para las especificaciones de varias pilas secas. Recomendado usos de SUM-Cells, UM-Cells., 9 V Baterías y otras celdas para radios, grabadoras, luz de destello de fotos, etc. (Disponible en la misma dirección de arriba).

* Cambios y progresos técnicos en la construcción de pila de tamaño - D (R20) son usadas para esta comparación. El diámetro exterior del llamado D es de 3.4 cm. y 6.0 cm. de alto. El diámetro de la chaqueta de Zn tiene una medida de 3.05 cm., y una longitud de 5.0 cm. El volumen total de la celda es $\approx 53.0 \text{ cm}^3$, los valores de ΔH para MnO₂ en la tabla de abajo fueron calculados basados en la reacción de un electrón ($\text{MnO}_2 + \text{H}_2\text{O} + e^- \rightarrow \text{MnOOH} + \text{OH}^-$), esto es basado sobre 0.308 ΔH por gramo. El Zn calculado está basado sobre 0.82 ΔH por gramo. El contenido de MnO₂ del mineral natural es al rededor del 80% y la del EMD es 90%.

+ TABLA COMPARATIVA DE LA EVOLUCIÓN DE LAS PILAS SECAS TIPO LECLANCHE :

AÑO DE PRODUCCIÓN	1900	1960	1970	1965	1975	1985
CLAVE DE PILA	(A)	(B)	(C)	(D1)	(D2)	(E)
TIPO DE PASTA Y CELDA	MINERAL NATURAL	EMD	EMD REVESTIDO DE PAPEL	EMD ALCALINA MnO ₂ -Zn	EMD ALCALINA MnO ₂ -Zn	EMD ALCALINA MnO ₂ -Zn
MnO ₂ POR CELDA (g. AHD)	21.0 grs., 5.2 AH	23.0 grs., 6.5 AH	25.0 grs., 7 AH	39.0 grs., 11 AH	4.3 grs., 12 AH	50 grs., 14 AH
Zn POR CELDA (g. AHD)	LATA 14 grs., 17 AH	LATA 18 grs., 22 AH	LATA 21 grs., 25 AH	POLVOS 14 grs., 17 AH	POLVOS 17 grs., 21 AH	POLVOS 21 grs., 26 AH
ELECTRÓLITO	NH ₄ Cl + ZnCl ₂	NH ₄ Cl + ZnCl ₂	Zn Cl ₂	KOH	KOH	KOH
PESO DE PILA	85 grs.	96 grs.	105 grs.	123 grs.	130 grs.	140 grs.
DENSIDAD DE ENERGIA (WATTS/cm ³)	0.08	0.12	0.15	0.21	0.25	0.30

A.-1900-Presente : (pasta natural de mineral de MnO₂, NH₄ Cl+ZnCl₂)

B.-1950-Presente : (pasta, EMD, NH₄Cl+ZnCl₂)

C.-1960-Presente : (papel separador, EMD, ZnCl₂(O-2% NH₄Cl)

D1.-1965-75-Presente: (polvos de Zn, EMD, 7-9M KOH, lata de acero + chaqueta de metal)

D2.-1980-85-Presente: (polvos de Zn, EMD, 7-9 M KOH, lata de acero + chaqueta de metal)

E.-1985-Presente : (polvos de Zn, EMD, 7-9 M KOH, lata de acero + chaqueta no metálica)

+ NUEVAS MEJORAS EN LAS PILAS ALCALINAS (TERMINADAS EN PLÁSTICO, CHAQUETA NO METÁLICA), CANTIDADES DE MnO₂ y Zn EN CELDAS ALCALINAS DE MnO₂.

TAMAÑO CLAVE	PILA REGULAR (CHAQUETA DE METAL)	NUEVAS PILAS (TERMINADAS EN PLÁSTICO)	(MnO ₂ /Zn)
DLR20) {	MnO ₂ 12.0 ΔH*(100%)	14.0 ΔH (117%)	(0.8:1.0)
	Zn 13.7 ΔH (100%)	14.7 ΔH (127%)	
CLR14) {	MnO ₂ 5.9 ΔH (100%)	7.2 ΔH (122%)	(0.88:1.0)
	Zn 6.2 ΔH (100%)	8.1 ΔH (131%)	
A-A (LR6) {	MnO ₂ 1.8 ΔH (100%)	2.2 ΔH (122%)	(0.92:1.0)
	Zn 1.9 ΔH (100%)	2.4 ΔH (126%)	

* BASADOS EN LA REACCION DE 1 ELECTRÓN : MnO₂ + H₂O + e⁻ → MnOOH + OH⁻
 POR : S. TAKAHASHI (OSAKA GOVERNMENT RES INST.)

FUENTES :

* REVISION DE ESTUDIOS ESTRUCTURALES DEL MnO_2 , EN RELACION A LA ACTIVIDAD EN BATERIAS. POR ROGER G. BURNS AND VIRGINIA MEE BURNS. DEPTO. OF EARTH AND PLANETARY SCIENCES MASSACHUSETTS INSTITUTE OF TECHNOLOGY CAMBRIDGE, MASSACHUSETTS 02139, USA.

* A REVIEW ON ESTRUCTURAL DATA OF ELECTROLYTICAL AND CHEMICAL MnO_2 (EMD AND CMD). BY: RODOLF GIOVANOLI, INSTITUTE OF INORGANIC CHEMISTRY OF THE UNIVERSITY OF BERNE, LAB. OF ELECTRON MICROSCOPY, 3 FREIESTRASSE, P.O.B. 140, CH-3000 BERNE 9 SWITZERLAND.

❶ CONCLUSIONES FINALES :

- ❶ A la capacidad de procesamiento y/o producción las reservas probadas y probables de mineral de MnO_2 , actuales para ese tiempo alcanzarían hasta el año de 1998.
- ❷ Por medio de la concentración gravimétrica optimizada de Jigs / Mesas : se alimentaban al tanque espesador y/o presa de jales en promedio : 15.365 TMSH. con 18.8 % de MnO_2 , lo que representaba aproximadamente 2.9 TMSH. de MnO_2 ó 1.39 TMSH. de Mn .
- ❸ Los procesos de concentración por medio de Flotación / Floculación-Selectiva son : en todos los casos de bajo grado de recuperación y selectividad con respecto al MnO_2 . Aunado a esto los altos consumos en : reactivos, agua, energía eléctrica y sobre todo costos de inversión (rentabilidad). Los hacen poco atractivos .
- ❹ El proceso más viable es sin lugar a dudas es la Lixiviación de valores de MnO_2 ó Mn y la obtención de bióxido de Manganeso electrolítico (EMD) y Manganeso metálico . Ya que con estos procesos se obtendría por lo menos el 80 % de recuperación de los valores de Mn que actualmente se encuentran almacenados en presas de jales y stocks. Lo cual le daría a la Unidad Nonoalco por lo menos 20 años más de vida a los niveles de producción actuales en ese tiempo .
- ❺ Los residuos o colas del proceso de lixiviación que serían principalmente Arcillas y Sílice se podrían aprovechar para la fabricación de ladrillos demandados en la Industria de la Construcción. Y en menor escala en la industria de la Cerámica.

T H I S I S T H E E N D