



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

Proyecto de Expansión de la Produc-
ción de la Mina de Oro y Plata
de "Pueblo Viejo República
Dominicana "

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

" INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA "

P R E S E N T A

AMEZQUITA CANDELIER FCO. JAVIER

MEXICO, D. F.

1981



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



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.

TESIS CON FALLA DE ORIGEN

I N D I C E

	Pág.
CAPITULO I INTRODUCCION	1
CAPITULO II GEOLOGIA Y RESERVAS	4
CAPITULO III EXPLOTACION A CIELO ABIERTO EN ZONA LLUVIOSA.....	17
CAPITULO IV PLANTA DE BENEFICIOS (CIA- NURACION	49
CAPITULO IV VENTAS Y DISTRIBUCION.....	92
CAPITULO VI CONCLUSIONES Y RECOMENDA- CIONES.....	95
BIBLIOGRAFIA	98

CAPITULO I

INTRODUCCION

- 1.1 LOCALIZACION Y ACCESO
- 1.2 CLIMA
- 1.3 LLUVIAS
- 1.4 VIENTO
- 1.5 HISTORIA

CAPITULO II

- 2.1 GEOLOGIA Y RESERVAS ACTUALES
- 2.2 GEOLOGIA REGIONAL
- 2.3 GEOLOGIA DE LA MINA
- 2.4 MINERALIZACION
- 2.5 TIPO DEL YACIMIENTO
- 2.6 RESERVAS

CAPITULO III

EXPLOTACION A CIELO ABIERTO EN ZONA DE LLUVIA Y NEBLINA.

- 3.1 DESCRIPCION
- 3.2 BARRENACION
- 3.3 DISPARO O VOLADURA
- 3.4 CARGA Y ACARREO.
- 3.5 OBRAS DE ACCESO A LA MINA
- 3.6 SISTEMA DE DRENAJE
- 3.7 SISTEMA DE TRITURACION

CAPITULO IV

PLANTA DE TRATAMIENTO (CIANURACION)

1.1 GENERALIDADES

1.2 CONCHA DE ALMACENAMIENTO TOLVA DE 100 TONS.

13 CORREA TRANSPORTADORA (BANDA)

1.4 TOLVA DE 750 Tons.

1.5 CORREAS ALIMENTADORAS DE LOS MOLINOS SEMI-AUTOGENOS
O DE CASCADA #1 y 2

1.6 BALANZAS AUTOMATICAS RAMSEY

1.7 MOLINOS SEMI- AUTOGENOS

1.8 TAMIZ VIBRADOR (CRIBA VIBRATORIA)

1.9 MOLINOS DE BOLAS

1.10 LIXIVIACION

1.11 ESPESADORES

1.12 FLOCULACION

1.13 CLARIFICACION

1.14 FILTROS DE ARENA

1.15 TORRES DE DESAIREACION

1.16 PRECIPITACION

1.17 AREA DE LOS COMPRESORES

1.18 REFINACION

CAPITULO V

VENTA Y DISTRIBUCION

1.1 Entrega o Embarque

1.2 Análisis.

1.4 Mercado

CAPITULO VI

Conclusiones y Recomendaciones

CAPITULO I

INTRODUCCION1-1 LOCALIZACION Y ACCESO

La mina de Pueblo Viejo propiedad de la Compañía Rosario Dominicana S. A. , está localizada en la parte central de la República Dominicana, en un pequeño-paraje que lleva el mismo nombre y pertenece a la provincia Sánchez Ramírez.

La República Dominicana ocupa las dos terceras partes al este de la isla Española y es la segunda isla - mayor de las Antillas mayores en el mar caribe.

La ubicación geográfica es en la latitud $18^{\circ} 56' N$ y longitud $70^{\circ} 11' W$, aproximadamente a 96 kms. de Santo Domingo, que es la capital de la República Dominicana, estando toda la carretera pavimentada. La mina está situada en una serie de lomas rodantes con una altura de 350 metros sobre el nivel del mar.

1-2. CLIMA

El clima es sub-tropical y con una temperatura promedio de $78^{\circ} F$ ($26.6^{\circ} C$) y un rango de $70^{\circ} F$ ($21^{\circ} C$) a $90^{\circ} F$ ($32.2^{\circ} C$).

1-3. LLUVIAS

Hay dos períodos de lluvias, el más largo es el que se extiende desde el 1^o de mayo hasta finales de Junio; - el otro es de Septiembre hasta mediados de noviembre; el

promedio de las lluvias es de 170 mm por año.

1-4. WIENTO

La máxima velocidad del viento es de 70 millas por hora, y con una dirección prevaleciente de N NE- S S W.

1-5. HISTORIA

Existen hechos desde épocas precolombinas, que la región de Cotuí se caracterizó por sus Yacimientos auríferos, de donde los indios extraían el precioso metal que usaban principalmente para confeccionar Joyas y objetos ornamentales.

Algunas cuevas en piedra caliza cerca del sitio de la mina, fueron usadas como moradas de los indios, y aún pueden verse hoy esculturas de roca en las paredes de las mismas.

Esta área fué visitada por los españoles en 1494, por una expedición organizada para explorar el centro de la isla durante el segundo viaje de Colón a América, pero el documento más antiguo que se tiene y que habla de la riqueza minera de dicha zona y de la explotación por los españoles, data desde el año de 1505.

En la actualidad y específicamente hablando de Pueblo Viejo, se pueden ver algunos de los trabajos mineros hechos por las gentes de entonces, y que consisten invariablemente en cortes en la roca en forma de pozos, siguiendo una especie de veta como guía, cuyo material tenía que ser forzosamente más blando que el de la adyacente, puesto que sus herramientas debían ser bastantes rudimentarias.

Ruinas de los edificios construídos por los españoles en el siglo XVI ó en el siglo XVII, pueden ser observadas en diversos lugares de la zona, todo ésto hace pensar que recuperaban el oro lavando en bateas.

Ya en época moderna (siglo XX), y a principios de la década de los 40, vino al país procedente de Italia un grupo de técnicos mineros encabezados por el doctor Zoppis, quienes hicieron un estudio exhaustivo que duró hasta fines de la década de los 50, sondearon 31 pozos y 8 túneles o galerías de variable profundidad.

Sus estudios fueron concentrados en la recuperación de oro de la roca no alterada por la acción del agua y cuyo contenido de sulfuros presenta un problema metalúrgico no resuelto hasta la fecha, por lo que no ha de extrañar el porqué los Italianos fracasaron en su empresa.

En Sept. de 1969 Rosario Resources Co. negoció la concesión de exploración que minerales Industriales C. x A. tenían sobre Pueblo Viejo; inició un programa de exploración hasta mayo de 1971, durante el cual se lograron colar 116 sondeos, de los cuales 41 fueron con barrenación de diamante, y un total de 5,618 metros, y 74 con barrenación rotativa y un total de 5,737 metros.

Al final de la exploración cristalizó todo el proyecto, emprendiéndose la construcción de las instalaciones.

CAPITULO II

GEOLOGIA Y RESERVAS ACTUALES2-1 GEOLOGIA

Según algunos historiadores, los primitivos habitantes de la región recogían oro en los ríos próximo a Cotuí, desde la época Prehispánica.

Según documentales que aparecieron en el lugar por los españoles, la explotación aurífera en ésta y otras zonas de la isla, recién comenzó hacia 1505.

El cuerpo mineral Pueblo Viejo, es un yacimiento de oro y plata de gran tonelaje y baja ley, conteniendo 23,000,000 de toneladas métricas, con un promedio de 4 gramos de oro y 23.8 gramos de plata por tonelada métrica.

Es una de las más grandes minas de oro a cielo abierto en el mundo y actualmente, en términos de producción, considerándose como la más grande de oro en el hemisferio occidental, produciendo a partir de 8000 toneladas cortas de mineral, 1000 onzas de oro y 4000 onzas de plata por día, aproximadamente, en la forma de aleación "doré".

Al presente, solamente es minada la porción superior meteorizada y oxidada del depósito. Los procesos de meteorización han lixiviado y oxidado los sulfuros originales dejando detrás la plata y el oro, los cuales son recuperados por cianuración.

El cuerpo del mineral oxidado es de forma groseramente lenticular en sección, variando su espesor desde cero metros en los sistemas de drenaje sobre los flancos de la

zona, hasta un máximo de 80 metros en la porción central .

En planta, la zona de minado oxidado es de forma groseramente oval, extendiéndose, aproximadamente, 1000 metros de norte a sur y 500 metros de este a oeste.

El fallamiento de la zona de mineral principal ha producido dos cuerpos mineralizados satélites más pequeños, conocidos como Monte Negro y Méjita Este. Geológicamente son idénticos al cuerpo de mineral principal, aunque el contenido de oro y plata aparenta ser más bajo.

2-2 GEOLOGIA REGIONAL.

La mina está situada en la angosta unidad más elevada de unas gruesas series de rocas sedimentarias y volcánicas conocidas como la formación de los ranchos.

Estas rocas, mapeadas primero en detalle por Carl Bowin, son de edad cretácico inferior, y las rocas más viejas de todas en la Hispaniola hasta la fecha.

Ellas tienen un rumbo regional variando desde NW SE - hasta N-S con un leve buzamiento hacia el SW. Las rocas sobre las cuales fué depositada la formación los ranchos, no han sido indentificadas positivamente, pero pueden haber sido similares a las metamorfoseadas Formaciones Maímon, Duarte y sus equivalentes en la Cordillera Central.

El extenso vulcanismo continuó hasta el cierre del período cretácico, hace cerca de 65 millones de años, seguido por sedimentación caliza que es continuada hasta hoy.

Las rocas más bajas de la formación los Ranchos, son basaltos, los cuales están expuestos cerca de Cotuí al Norte de Pueblo Viejo. Los basaltos, almohadillados en

lugares, están sobrepuestos por un queratófiro de cuarzo, el cual varía desde masivo y posiblemente intrusivo, hasta estratificado y probablemente tobáceo.

Sobre-puestas al queratófido de cuarzo hay una serie de tobas y sedimentos volcánicos generalmente de composición andesítica, formándose crecientemente calcárea hacia la parte superior. Parecen delgadas bandas de caliza conteniendo restos fragmentarios fosilizados, de corales, esponjas y otra fauna marina de aguas someras.

Todavía dentro de la formación los ranchos y sobrepuesto a estos sedimentos calcáreos en pueblo viejo, está el esquisto, loma la Cuava, consistiendo principalmente de una roca usualmente foliada, gris, estratificada con fenocristales de cuarzo y pirita diseminada. A menudo, vistas texturas fragmentosas en el esquisto, y las apariciones locales de bombas volcánicas, sugieren un origen subaéreo.

Estrechamente relacionado con el esquisto loma la cuava, es una unidad pequeña y reconocible de pórfido de cuarzo, la cual se presenta en un área restringida de la mina. El pórfido de cuarzo es muy similar en apariencia al esquisto loma de la Cuava, pero es identificado por la abundancia de ojos de cuarzo y la falta general de estratificación y foliación.

El miembro más alto de la formación Los Ranchos está constituido por los sedimentos Pueblo Viejo. Estas son las rocas huésped del cuerpo mineral.

Los sedimentos Pueblo Viejo consisten principalmente de pizarras carbonosas negras, finamente estratificadas, pe-

ro varían desde capas laminadas finamente en extremo, hasta capas gruesas de textura granular probablemente tobáceas y conglomerados. En la zona oxidada sobrepuesta que - actualmente está siendo minada, la meteorización y alteración han removido todo el carbón, dejando sedimentos silicificados blanqueados en los cuales la estratificación a veces está completamente borrada.

Sobrepuesta a la formación los Ranchos en Pueblo Viejo, está la caliza Hatillo, la cual consiste en caliza densa, de grano fino, ligeramente recristalizada. Localmente intrusiones básicas tardías han metamorfoseado a mármol la caliza y formado pequeños cuerpos de magnetita de metamorfismo - de contacto. La caliza Hatillo ha sido recorrida sobre las rocas de la formación los Ranchos, y está en contacto tanto - con los sedimentos Pueblo Viejo, como con el Esquisto loma la Cuava. Los fósiles de la caliza han sido datados como de edad cretácico inferior, la cual es la misma que la formación los - Ranchos.

Las tobas de la Formación las Lagunas, se sobreponen - a la caliza Hatillo. Estas son típicamente arcillas limosas tobáceas de grano fino con estratos de caliza intercalados.

A corta distancia al sudoeste de la concesión de Pueblo Viejo, la caliza Hatillo y la Formación las Lagunas están sobre corridas desde el sudoeste por las rocas metamórficas más antiguas de la faja media de Bowin. Aunque estas rocas incluyendo las formaciones Duarte y Maimón son casi - seguro más viejas que la Formación los Ranchos, su edad no ha sido determinada todavía.

2.3 GEOLOGIA DE LA MINA

La zona mineral principal ocupa una serranía dislocada en el centro aproximadamente, conocida como cerros Norte y Sur, formando una zona continua que tiene una forma groseramente oval. Los cerros ascendiendo aproximadamente 380 mts. sobre el nivel del mar, son centros de silicificación y levantamiento, formando rasgos amplios de anticlinal resistente.

Los cuerpos minerales satélites de Meñita Este y Monte Negro, son también elevaciones topográficas que formaron parte de la zona original, separada ahora por fallamiento.

Las rocas huésped de la mineralización dispersada son los delgadamente estratificados sedimentos Pueblo Viejo, los cuales integran el 95% del afloramiento original,

En el núcleo del cerro Sur, ha sido expuesta por el minado una unidad de pórfido de cuarzo. El mapec original sugirió un dique, pero la exposición posterior lo ha mostrado como siendo más extenso que como se creyó al principio.

La relación exacta entre el pórfido y los sedimentos Pueblo Viejo, es desconocida. Muchos contactos son ambiguos y muestran evidencia de fallamiento; sin embargo, un afloramiento aislado en el extremo sur del cerro sur, indicó un contacto aparentemente no dislocado con sedimentos Pueblo Viejo yaciendo horizontales y sobreponiéndose al pórfido. Es posible, que los sedimentos fueron depositados en una superficie preexistente del pórfido y no fueron in-

truidos por él.

Como previamente se describió, en la zona no meteorizada, los sedimentos Pueblo Viejo son una secuencia de pizarras carbonosas finamente estratificadas, generalmente - en posición horizontal y no disturbada, excepto en proximidad de zonas estructurales y sobre los flancos de los cerros.

La delgada estratificación es preservada en la zona no meteorizada, por estratos alternados de pirofilita blanca y material carbonoso negro, y en la zona meteorizada, - por variaciones de color y disyunción en planos de estratificación silicificados.

En toda el área de la mina, los sedimentos contienen abundantes restos fosilizados de plantas. Esta evidencia, - junto con la ocurrencia de capas de conglomerados, rizaduras y la falta de estratos calcáreos tales como aquellos en los sedimentos más bajos en la sucesión, sugiere que los - sedimentos de la mina fueron depositados en un ambiente subacuático somero restringido, tal como una laguna o lago. El - material original para la sedimentación puede haber sido derivado por erosión, del material volcánico preexistente rico en sílice.

La alteración de rocas huésped ha ocurrido en dos formas: por efectos de meteorización normal y por procesos hidrotermales relacionados al vulcanismo, y a la mineralización.

La alteración hidrotermal consiste en la primera etapa de silicificación seguida por una etapa posterior perofilitización. La silicificación ha producido masas irregulares - también como zonas restringidas de venillas.

de cuarzo y grandes áreas de sedimentos silicificados, en los cuales todavía puede ser distinguida la estratificación. La silicificación parece haber estado asociada con la secuencia completa de eventos que dieron origen a la Formación los ranchos, y no está restringida el área de la mina o la zona mineralizada.

La pirofilita, un mineral arcilloso de hábito planar, fué formado evidentemente a expensas del sílice, actividad hidrotermal continuada, y muestra una definida relación espacial con la mineralización de oro, con la pirofilatización más intensa centrada en la mina misma.

El próximo mineral más abundante en la zona oxidada es la hematita, la cual usualmente se presenta en superficies de fractura y como relleno de cavidades, en una variedad de formas y colores. Es todo lo que queda hoy día de la pirita encontrada en la zona de sulfuros.

Otros efectos de la meteorización son el intenso blanqueado y la remoción en solución, del zinc y el cobre.

Los sedimentos Pueblo Viejo, están complejamente plegados y fallados en algunos lugares pero parece que la intensidad del plegado está estrechamente relacionada con las fallas, y en efecto, lejos de las zonas de fallas mayores, la posición dominante de la estratificación es horizontal o de leve buzamiento al sudeste siguiendo la tendencia regional.

El plegado es más común en los estratos ricos en pirofilita, más blandos e incompetentes; cuando ellos están comprendidos en zonas de fallas, están a menudo apretadamente plegados con desarrollo de cruceo en el plano axial y en los planos de estratificación.

Una zona de falla mayor corre en dirección aproximadamente Norte-Sur, separando los cerros norte y sur, con desalineación lateral del cuerpo de mineral hacia la izquierda. La zona no está rigurosamente definida, pero consiste en una faja de sedimentos ricos en pirofilita, laminados y blandos, los cuales están altamente retorcidos.

La zona contiene muy bajos valores de oro y plata, y dentro de ella, la superficie de separación óxido - sulfuro es elevada, en relación con los sedimentos altamente fracturados y más silíceos de ambos lados.

Otras fallas de gran ángulo aparentan limitar la zona mineral principal sobre los lados este, oeste y norte, y pueden ser un factor muy importante en la definición de la zona de mineral oxidado sin ningún horizonte guía identificado actualmente dentro de los sedimentos. Dentro de los sedimentos Pueblo Viejo, es difícil determinar el sentido del movimiento a lo largo de las fallas. Sin embargo, donde los sedimentos han sido fallados contra el pórfido de cuarzo la relación es compatible con el fallado normal, modificado posiblemente por empuje regional desde el sudoeste.

2.4. MINERALIZACION

La mineralización del miembro Pueblo Viejo aparece tanto como sulfuros estratificados como sulfuros tipo veta.

Los sulfuros identificados incluyen pirita, marcasita, esfalerita, covelita, calcopirita y enargita.

Los miembros de ganga son cuarzo, hematita y limonita y varios minerales de arcilla, incluyendo pirofilita.

El oro se presenta como partículas de tamaño micrónico del elemento nativo, no mostrando enriquecimiento en la superficie de separación de óxido-sulfuro.

La plata se presenta probablemente como cloruros (cerargirita) en la zona oxidada, y muestra un definido gradiente de enriquecimiento desde menos de 2 gramos en la superficie hasta más de 100 gramos en algunos lugares en la superficie de separación.

La zona inferior de sulfuros con predominio de pirita, se presenta dentro de las pizarras carbonosas no meteorizadas descritas previamente.

con mucho la mayoría de la pirita parece ser sin-genética, presentándose como disseminaciones estratificadas, y mostrando rasgos sedimentarios.

El oro y la plata, y al menos de zinc, se presentan de una manera similar y pueden haber sido liberados esencialmente por actividad volcánica, contemporáneamente con la sedimentación. Se presenta una zona de vetas rellenas con sulfuros sobre el flanco oeste del cerro sur. Las vetas muestran un marcado enriquecimiento en esfalerita y cobre, también en oro y plata, y fueron la mineralización original que condujo a la renovada actividad de exploración en Pueblo Viejo en los años 1950.

Las Vetas promedian cerca de 5 cms. y raramente exceden los 10 cms. de ancho, la dirección al azar y las frecuentes paredes sinuosas de la vetas, sugieren un temprano emplazamiento en la historia de la consolidación de los sedimentos, pero se ha encontrado evidencia contradictoria - en algunas vetas oxidadas que atraviesan el plegamiento.

Entre los minerales identificados dentro de la zona de sulfuros a la fecha están: covelita, enargita, argentita, galena y calcosita.

En ensayos realizados hasta ahora, el oro parece presentarse tanto con la pirita como con la esfalerita, el oro ha sido visto en secciones pulidas encapsulado dentro de los cristales de pirita. Este oro es liberado en los procesos de meteorización por oxidación, de la pirita a limonita y hematita.

2.5 TIPO DEL YACIMIENTO

El origen del yacimiento son capas de rocas carbonosas con ciertas características pizarrosas, conteniendo abundante pirita diseminada; éstos sedimentos carbonosos son sometido a una intensa meteorización en espesores variables; durante este proceso de meteorización, se descompone la pirita, pasando a hematita, y dejando libre el oro contenido en su molécula.

La edad apróximada de los sedimentos puede ser establecida como del cretácico inferior, esta deformación se ha hecho en base de fósiles de planta generalmente mal conservados y fragmentados.

Sobre el tipo del yacimiento, según los geólogos, es sedimentario; pero no hay evidencias concretas si es epigenético ó singenético, debido a las distintas alteraciones que se encuentran en las rocas.

2.6 RESERVAS.

Para el cálculo de las reservas se hicieron exploraciones con muestreo superficial y perforaciones, utilizándose el metodo de cuadrículas (retícula cuadrada), las cuales se desarrollaban dando barrenos con una separación de 30 metros y una profundidad promedio de 30 metros, o en algunos casos hasta alcanzar el nivel freático; de esta manera se llegaron a cubicar unos 1000 bloques conteniendo - ley alta, ley media, y ley baja, reportándose una cantidad aproximada de 40 millones de toneladas de óxidos (mineral tratable), con una ley promedio de 0.146 onzas de Au y 0.30 onzas de Ag.

Pero unos de los problemas más grandes que tiene la empresa, son las reservas de los óxidos, ya que como en dos ó tres lugares de la mina han salido sulfuro. Ellos han contratado desde Inglaterra un equipo de perforación para hacer de nuevo barrenación de diamante, y así saber hasta qué profundidad con cierta aproximación llegan los óxidos; ya que le han salido sulfuros en lugares y a una cierta distancia no esperada, y en vista de eso se tiene ese equipo de hombre contratado para saber el problema con más detalle.

Estas reservas incluyen el cuerpo de mineral de Pueblo Viejo, y la extensión del este Majita, los cuales se encuentran dentro de la presente concesión de explotación.

Con esta cantidad cubicada se emprendió la explotación, manteniéndose un control de las leyes en la producción mediante el sistema de que al barrenar para disparar los bancos de 10 metros de altura, a cada 2 metros de profundidad que avanza el barreno, se sacan muestras para ser enviadas al laboratorio, y así poder seleccionar en los frentes el tipo de mineral que de acuerdo a su ley es enviado a la -- planta, si es ley alta; la ley media se está almacenando al rellenar dos depresiones cerca del banco de alineación del molino; y la ley baja ó escombro es utilizada en rellenos - de caminos, parqueo para auto, y el material sobrante se deposita en un botadero para después ser utilizado para diversos fines.

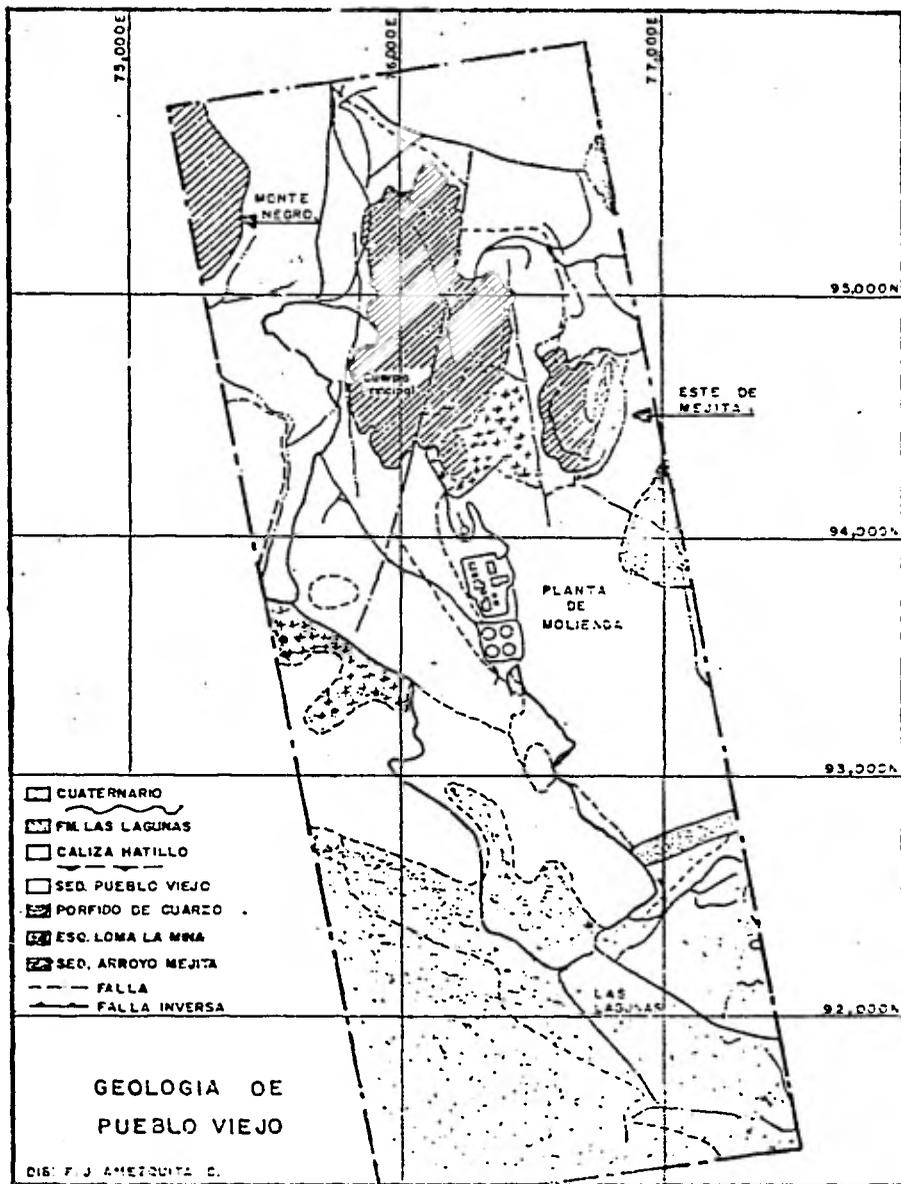
CONTROL DE LA LEY Y PRODUCCION

Para este control, el Departamento de Geología junto con la sección de ingeniería de minas, elaboran un proyecto de minado anual tomando en cuenta producción, ley, desarrollo, equipo, dureza, mercado etc;

Al irse haciendo el minado, el departamento de geología elabora un plano por cada disparo, conteniendo este la separación por ley alta, ley media y ley baja como resultado de los análisis geoquímicos realizados en el laboratorio; los planos son enviados al departamento de mina que es el - encargado de la operación de explosión.

La producción diaria fué fijada en 1,000 onzas de oro (Au), pero para mantener esas 1,000 onzas hay que combinarle el mineral de tal manera que, si él mineral es muy duro, hay que tratar de ligarlo con mineral de dureza media, ya que de lo contrario no se sacarán las 1, 000 onzas.

de oro (Au), pero con esa combinación de dureza si nos ha
dado buen resultado.



CAPITULO IIIEXPLORACION A CIELO ABIERTO EN ZONA DE LLUVIA Y NEBLINA

3.1 DESCRIPCION. Este capítulo es de gran importancia, por tal razón, se considera conveniente iniciarlo con un poco de historia, y con el sistema a desarrollar.

La zona mineralizada de la actual concesión de explotación consta de tres cerros, que debido a su situación geográfica, han sido definidos "Cerro Norte", "Cerro Sur" y "Este de Mejita". La primera fase de la explotación ha sido enfocada a los cerros "Norte y Sur", cuyas elevaciones superiores estaban a unos 377 metros S. N. M. Para su desarrollo a "tajo abierto" se construyeron dos carreteras de acceso, una por el este y la otra por el Oeste de ambos cerros, con una longitud de 3Kms.

Hasta la altura de 370 mts. S. N. M. y con pendiente máxima del 10%. A la distancia de 2.5 Kms, y a la altura 346 - S. N. M., se ramifica para seguir bordeando hasta las cimas de ambos.

Un factor determinante que influyó para utilizar el sistema "tajo abierto", es que no hay descapote, y solamente hubo necesidad de utilizar perforadoras de percusión rotatoria para voladuras secundarias, lo cual unido a los bulldozers, hicieron la nivelación que sirvió de preparación para el inicio de los trabajos sistemáticos.

Uno de los papeles importantes les corresponde a la lluvia y a la neblina, ya que estos factores pueden llegar hasta parar las operaciones, si no se le da a la lluvia un buen encauzamiento, para ser usada en varios aspectos que pueden ir desde agua potable hasta para uso industrial.

Para un perfecto control del agua en dicha zona se lleva un reporte de agua caída por día, mes y año, el cual permite hacer los proyectos y calcular el área a drenar.

Hemos podido observar que el máximo de agua caída en un día es de 37 mm, en un mes el máximo ha sido de 360 mm, y en un año se tuvo una cantidad máxima de 2038 mm de agua de lluvia.

Otro factor que es de gran importancia es la neblina, generalmente siempre que llueve hay neblina; y salvo en algunas ocasiones que entra el período de élla sin que llueva; para combatir este factor, ya que cuando hay neblina se ponen las vías de acceso a la mina de una manera tal, que no se observa nada a una distancia mayor a los 10 metros. En vista de este problema, el departamento de minería hace que los camiones (de volteo) circulen en una sola vía, ó sea que suban por una carretera de acceso y bajen por la ótra, con un grader con luces intermitentes rojas para así no parar la producción; otra medida es, si está muy fuerte la neblina, se alimenta el molino del mineral almacenado, hasta que se tenga mejor visibilidad.

2.3 BARRENACION En la actualidad, para la operación de barrenación primaria hay dos perforadoras rotarias montadas en un camión de gomas (llantas); para la barrenación secundaria, y de exploración hay dos perforadoras Air-track (montadas sobre orugas).

Las perforadoras rotarias son T-4 "Drillmaster" de la Ingersol Rand, y sus especificaciones son las siguientes:

Tipo: Engranaje de tornillo sin fin de reducción simple.

Poder: Motor hidráulico de pistón axial.

Velocidad: Variable hasta 100 r. p. m.

Torque (par): 4000 Ft. Lbs (libras-pié).

Flujo

Tipo: cilindros hidráulicos.

Presión máxima del cabezal bajando: variable hasta 35,000
l b s.

Presión máxima del cabezal subiendo: 37, 000 lbs.

Velocidad del cabezal: 100 pies/min. hacia arriba, y 64 pies/
min. hacia bajo.

Portador del chasis.

Modelo: Crame carrier IR-845

distancia entre ejes: 192 pulgs.

Motor: Internacional R.D 501.

potencia ejes: delanteros 20,000 lbs.

" " Traseros: 44, 000 lbs.

Transmisión: 5 velocidades principales

3 velocidades auxiliares.

Potencia Motores

Motor: GM 8 V 7/n con 266 H.P. a 2100 r.p. m.

Compresor: 750 c.f. m (pies cúbicos por minuto) con una presión de 150 p. s. i. (libras por pulgada cuadrada).

Sistema de enfriamiento: dos radiadores (aceite y otro para motor) con un abanico hidráulico.

Fuerza hidráulica.

Bomba principal: de pistón axial.

motor rotativo: de pistón axial.

Función auxiliar: extractor de polvo.

Capacidad de aceite: 140 galones.

Peso (sin tubos)

T-4 48,000 lbs. (21773 Kg.)

Las dos perforadoras rotatorias para la barrenación primaria están equipadas con compresores 750 C. - F. M., el diámetro de las brocas o coronas es de $7 \frac{7}{8}$ " pulgs. (20 cms) y el ancho de los tubos de $5 \frac{1}{2}$ Pulgs. (14 cms.).

Utilizando la tabla de requerimiento volumétrico de la compañía "Hughes Tool Company" que produce las brocas utilizadas, nos indica que como mínimo se necesita un compresor de 867 C.F. M. o máximo de 1214 C.F. M.; ésto es para que pueda levantar una velocidad anular de 5000 a 7000 Ft/min; y expulse las partículas hasta la superficie, y no se queden dentro del hoyo de gastando y restándole eficiencia a la máquina; este aspecto es muy importante, ya que los costos pueden disminuir considerablemente y aumentarse el ritmo de producción, en cuanto a barrenación se refiere; para solucionar este problema se están haciendo experimentos de adaptar otro compresor que hay en la unidad, cuya capacidad es - 355 C. F. M.; y junto a 750 C. F. M., nos da 1115 C. F.M. que está dentro del rango requerido. Todo esto servirá para mejorar el funcionamiento del equipo; ya que como se ha ampliado más, ha quedado perfectamente bien en cuanto al funcionamiento.

BROCA O CORONA

Labroca o corona es de $7 \frac{7}{8}$ pulgs. (20 cms) y se utiliza una combinación de dos tipos de la Casa "Hughes Tool

(Company).

La base es la del tipo HH99 que tiene insertados 3 puntos de carburo de tungsteno por cada lado (tres lados), lo cual le da una mayor resistencia a la abrasión, los conos son del tipo de la HH77, que tiene menos insertos de carburo de tungsteno y han demostrado ser eficientes en este tipo de broca.

La vida útil de estas brocas es del 1300 Mts. a 2000 mts; dependiendo de tener o nó adaptado el compresor auxiliar.

En la operación de barrenado para zona lluviosa tenemos que la máquina T-4 de la "Ingersoll-Rand" está aislada totalmente, lo cual es beneficioso, ya que las lluvias vienen acompañadas de tormentas eléctricas, y sin aislamiento, serían un buen blanco para los rayos; además de ésto durante el tiempo de más arrecio se ha instruído a los operadores para suspender la operación y bajar la torre, esta suspensión no dura más de diez minutos aproximadamente.

Una idea fundamental y práctica a la vez en la barrenación es que, inmediatamente que se termina de hacer un hoyo se tapa con unos tanques de 19 $\frac{1}{2}$ " (pulgs.), de esta manera se evita que tanto el agua, mineral expulsado, o cualquier objeto extraño penetre a éste, y así poder cargarlo luego sin miedo a restarle poder al explosivo.

Es bueno notar que se utilizan tanques que antes tenían productos químicos para la planta, por lo cual no representan ningún costo adicional, sino un aprovechamiento de un objeto de desecho.

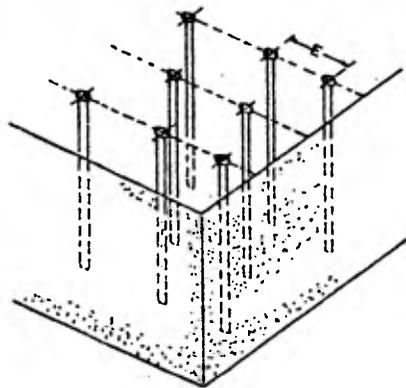
Velocidad de Barrenación.

La velocidad de barrenación efectiva de la perforadora rotaria en este tipo de mineral es de 1.65 ft/min., contenida haciendo los promedios de barrenación de un mes, y eliminando los tiempos de movimientos de la máquina. -
 $150 \text{ mts/turno} = 30 \text{ mts. /hrs.} = 0.5 \text{ mts/hrs.} \text{ efectivas} = 1.65 \text{ Ft/min.}$

PLANTILLA DE BARRENACION

Cada voladura consta de 3 hileras de barrenos; separados unos 5 metros de ancho, por otro distancia que es el largo que varía de acuerdo al banco y a la voladura que se desee, y en esta dirección el espacio entre barrenos y barrenos es de 6 metros (espaciamiento), distancias que pueden ser variadas de acuerdo a las necesidades requeridas; la altura que se perfora, como se mencionó anteriormente, es de 11.50 metros para poder desarrollar la altura de 10 metros del banco.

FIGURA PLANTILLA DE BARRENACION



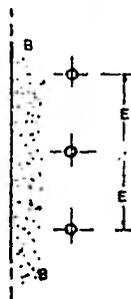
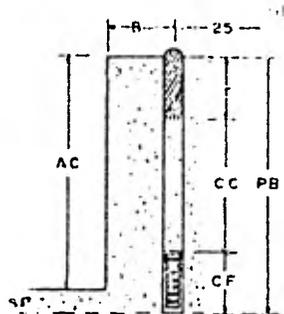
NOTA =

E = ESPACIAMIENTO BARRENOS

U.N.A.M. DPTO. MINA

FCO. J. AMEZQUITA C.

J. A. C. 9-26-78



NOTA:

B = BORDO

T = TACO

E = ESPACIAMIENTO

SP = SUB-PERFORACION

AC = ALTURA DE LA CARA

PB = PROFUNDIDAD DEL BARRENO

CF = CARGA DEL FONDO

CC = CARGA DE COLUMNA

U.N.A.M. DPTO. MINA

FCO. J. AMEZQUITA C.

J.A.C.

9-26-78

Broca o corona $7 \frac{7}{8}$ (20 cms) Pulgs.

Barreno (tubos $5 \frac{1}{2}$ Pulgs. (14 cms.)

B= Bordo= Distancia entre el barreno y la cara libre,
y entre línea y línea de barreno= constante
variable por el diámetro del barreno= $33 \times \varnothing$
(6" - 9"), ó $30 \times \varnothing$ (2 $\frac{1}{2}$ " -6)

T= Taco=Rétoque (tapón)= $\frac{1}{3}$ AC

E= Espaciamiento = $1.2 \times B$

SP=Sub-perforación (perforación
bajo piso)= $0.3 \times B$

AC= Altura de la cara (frente al barreno)
= Depende del equipo

CF= Carga de fondo= $1.3 \times B$

CC= Carga de columna = $P_6 - 2.3 \times B$

AB= Diámetro de la barrenación
= $7 \frac{7}{8}$ "

V = Volumen= $B \times E \times AC$

Cálculos

B= 33×20 . cms= 660 cms= 6.60 mts= 7 mts.

T= $\frac{1}{3}$ Pb= 3.83 (taco)

E= 1.2×6.60 = 7.92 mts. ≈ 8 mts.

SP= 0.3×6.60 = 1.98 mts. ≈ 2 mts

AC= 10 mts.

PB= 11.5 mts.

CF= $1.3 \times 6.60 = 8.58 \approx 9$

Factor de tonelaje = 2.45 m³/Ton. ó 85.453 Rt./Ton.

V= $6.60 \times 7.92 \times 10 = 522.72$ m³ = 18457.25 /pies cúbicos.

tons/barreno= $522.72 \times 2.42 = 1264.98$ Tons.

tons/metro barrenado= $\frac{1264.98}{11.50} = 109$ Tons.

3.3 DISPARADO O VOLADURA. En la operación de disparo se han hecho muchas pruebas para encontrar la forma óptima - realizada . De la barrenación que se trate anteriormente tenemos:

Plantilla: 7.0 x 8. 0 mts.

Altura del banco: 10.0 mts.

Sub-Perforación: 1.5 mts.

Diámetro barreno: 7 7/8 Pulgs. (20 cms.)

Factor de carga: 1.3 lbs./m³ ó 0.54 lbs./ton.

El agente explosivo utilizado es nitrato de Amonio (mesamón) mezclado con aceite Diesel como carga de columna, y como carga de fondo se utiliza un explosivo de mayor -- densidad (1.23) que es el "Aguael", un explosivo de la casa "Atlas Poudier Company", que es gelatinoso y por lo - tanto se acomoda mejor dentro del barreno, eliminado así la mayoría de los espacios vacíos. Entre los componentes de este explosivo están Aluminio, nitrato de amonio, agua y yuca (casabe).

Para iniciar la detonación se usa primacord, que - es un cordón detonante, siendo la velocidad de detonación de 6800 metros por segundo, y en toda su extensión tiene la energía iniciadora de un fulminante.

En la iniciación se utilizan dos tipos de Primacord, el de 50 y el de 25; el primacord de 50 se utiliza para la línea iniciadora junto al explosivo, o sea dentro del barreno, y para - las conexiones de estos se utiliza el menos resistente que es el primacord 25.

El Primacord es iniciado a su vez por mecha lenta y un fulminante de fuego, la mecha lenta tiene una velocidad de 15.25 Pulgs./Min; y se cortan en pedazos de 61 Pulgs. para tener un tiempo de 4 min; después de encendido, para poder llegar hasta un lugar seguro.

La secuencia en el disparo de las hileras de barrenos se hace con retardadores o conectores M.S. (mili-se_{cond}), y el tipo empleado es el M. S. 17 o sea 17 milise_{gundos} de retardo de línea a línea.

Como medida de seguridad se corren dos líneas de primacord con sus respectivas cargas de fondo en cada barreno, y también se introducen en el barreno fundas de polietileno del tipo comercial, dependiendo del tamaño del barreno que se tenga para cargar; la más usual en este tipo de barrenos que se hacen es de 14.50 Pulgs. (la funda aplanada).

DISPARO ELECTRICO

Este tipo de disparo solamente es utilizado en voladura secundaria, siempre que se observen ciertas características que influyen en esta zona tropical.

El disparo eléctrico es más efectivo y por lo tanto es más sencillo; como en la zona ocurren lluvias acompañadas de tormentas eléctricas, éstas harían estallar en cualquier momento un estopín eléctrico, aumentando el riesgo.

En la voladura secundaria con estopín eléctrico se carga, conecta y dispara de inmediato para correr el menor riesgo posible.

Para el cálculo de explosivos a emplearse en las voladuras hay una tabla hecha con los siguientes datos:

Plantilla de barrenación: 7x8 metros

Factor de carga: 1.3

Densidad explosivo: 0.85

Diametro barreno: 70 cms.

Cantidad Gas-Oil: 8 %

1 galón gas-Oil para 115 lbs AN

En esta tabla se puede encontrar la cantidad de explosivos para distintas alturas, e indica de una manera accesible al operador encargado de cargar los barrenos, la altura de Nitrato de Amonio, y la altura de mineral para rellenar el barreno, evitando así algunos errores en dicha operación.

TABLA DE VOLADURAS

Distancia de 7x8 metros y factor polvo 1.30

Profundidad	Metros Cubicos Mineral	Cantidad AN/FO Per Hoyo	Altura AN/FO	Altura De Mineral	Cantidad de Gasoil (gls)
13.0	405	526.5	8.66	4.84	4.6
12.0	390	507	9.34	4.66	4.4
12.0	375	487.5	10.02	4.48	4.3
11.0	340	468	7.69	4.31	4.1
11.0	345	449	7.37	4.13	4.0
11.0	330	426	7.05	3.95	3.8
10.0	315	409.5	6.73	3.77	3.6
10.0	300	390	6.41	3.59	3.4
9.0	285	370.5	6.09	3.41	3.3
9.0	270	351	5.77	3.23	3.1
8.0	255	331.5	5.45	3.05	3.0
8.0	240	312	5.13	2.97	2.9
7.0	225	292.5	4.81	2.64	2.8
7.0	210	273	4.49	2.51	2.7
6.0	195	253.5	4.17	2.33	2.6
6.0	180	234	3.84	2.16	2.5

Ejemplo:

La plantilla generalizada de 7' x 8 x 11.50 (incluyendo la sup-perforación)

$$7 \times 8 \times 11.50 = 644 \text{ m}^3$$

$$644 \times 1.3 = 837.20 \text{ lbs. Am/FO}$$

$$837.20 \div 60.78 = 13.77 \text{ metros Am/FO}$$

$$13.77 - 11.50 = 2.27 \text{ metros mineral}$$

$$644 \div 113 = 5.69 \approx 6 \text{ gls. gas -Oil}$$

3.4-CARGADO Y ACARREO

La capacidad de la planta de tratamiento es de - 10,000 toneladas métricas húmedas por las 24 horas diarias (tres turnos), durante los siete días de la semana. La mina para cubrir el requerimiento de la planta trabaja con sus operaciones normales de cargado y acarreo 16 horas diarias (dos turnos), durante 5 días de la semana.

Para la alimentación a la planta durante el tercer turno, y los turnos de fines de semana, se almacena el mineral en una pila cónica hecha al ser descargado éste en una tolva con capacidad de 100 toneladas, pasando por una alimentador de orugas y es elevado por una banda transportadora de 48" (pulg) de ancho, hasta una altura de 18 metros, de donde es vaciado y cae por gravedad formando la pila .

Dicho almacén está situado frente a la tolva de 750-toneladas, o sea, la alimentación directa a los molinos .

Para transportarlo de dicha pila de almacenamiento a la tolva de 750 Tons, se hace con un cargador frontal de gomas (llantas)-(cucharón) marca caterpillar de serie 992-3.

la capacidad del cucharón es de 10 yardas cúbicas (Yd³) (7.65 m³).

Cálculos del equipo de cargado

Producción de la planta= 10,000 toneladas diarias.
 Tiempo operación molino =7 días a la semana; número de turnos diarios de la planta= 3 turnos (24 horas)
 Tiempo operación mina= 5 días (operación normal).
 Número de turnos diarios de la mina= 2 turnos (16 horas)
 Promedio de producción de mineral de alta ley = 0.180 - (0.18:1.00)
 Factor de tonelaje= 2.42 Tons/m³ ó 85.45 ft³/min.
 Coeficiente de abundamiento=0.90
 Factor eficiencia en el llenado= 90%
 $10,000 \text{ Tons.} \times 7 \times 1.180 = 82,600 \text{ Tons./ semana}$
 $82,600 \div 5 = 16520 \text{ tons./ diarias en la mina}$
 $16520 \div 2 = 8260 \text{ Tons/ turno/mina.}$

Palas

Para la operación hay 2 palas mecánicas de marca - (Shovel)"North West", serie 180 D, montadas sobre orugas de 36" Fulgs (91.4 cms.) de ancho, y un motor detroit-Diesel, serie GM 12 V 71 W, con una potencia de 500 caballos de fuerza, posee un "boom" de 28' y un brazo de cubo de 25' 4" y el cable que tiene es de 1 1/2" de diámetro. También al igual que las palas, los cucharones (cargadores frontales) en época de sequía también se utilizan igual que las palas, ya que este tipo de cargador desarrolla una buena labor en las limpiezas de los bancos, construcciones de rampas y para trabajar duran-

te el tiempo en que se mueven las palas de orugas y así continuar la producción igual ya que no se pierde eficiencia en la producción.

La características de estos cargadores son:

Motor: caterpillar D 348 (V 12)

Potencia Motor: 550 caballos de fuerza

Capacidad del cubo cargado/frontal (cucharón) : 10 Ydas³
(7.65 m³ =15 Tons mineral

Neumáticos: 108 Pulgs. (2.74 mts.) de diámetro. Las palas en la actualidad tienen sus cubos las mismas capacidad, ya que por ciertas épocas le cambian los cubos, y se lo ponen más pequeños; pero la capacidad de los cubos es de (cucharones) 3.82 m³ (5 Ydas. 3), = 7 $\frac{1}{2}$ Tons. de mineral.

Dicho rendimiento es el siguiente:

Ciclo para llenar y cargar un cubo (cucharón)=20 segundos.

Eficiencia por hora=80%

$\frac{3600}{20} \times 0.80 = 144$ ciclos o paladas 1 cubo (cucharón) =3.82
 $\times 0.90 \times 0.90 \times 2.42 = 7.50$ Tons./cubo (cucharón).

Rendimiento por hora 144 x 7.50= 1080 Tons/horas

Producción por turno:

1080 Tons. 6 horas= 6480 Tons./ Turno

Estas 6480 Tons. son el excedente de la producción necesaria, la cual demuestra que con las dos palas es suficiente para la producción; otro factor que puede cubrir este excedente es si el promedio de producción varía.

Cálculo del equipo de acarreo

Para el acarreo del mineral se utilizan camiones -

Euclids E-R 50, con una dimensiones de :

Altura máxima cargado 5.17 mts -17' mts - 17' 00"

Altura máxima vaciado 4.15 mts -13' 8"

Largo 3.83 mts-12' 7"

Volumen de la carga (promedio) 25 mts³ .

Peso de la carga 45 Tons. métricas

Motor 201 L D

Marca Detroit-Diesel.

Estos camiones son de dos ciclos y 16 cilindros, modelo serie 16 V-71 W y desarrollan una potencia de - 635 caballos de fuerza (hP)

El rango para operación del motor es de 2000 r.p. m. a nivel del mar, y una temperatura de unos 16° C. El peso del camión vacío es de 50 Tons. y cargado tiene un peso total de 95 tons.

La cama está diseñada de tal forma que el escape pasa por una serie de canales para mantener de esta forma caliente a la cama, y no permitir el acumulamiento - del material en ésta, y además eliminarle un poco la humedad al mineral.

Según un estudio de tiempo y movimientos realizado por mí, pude obtener los siguientes:

Tiempo Auxiliar del ciclo

Situándose para cargar-0' 42"

Situándose a descargar -0' 23"

Total 1' 05" 38

Tiempo de ciclo.

Cargando -- 2' 31"

Viaje carga - 2' 48"
 Descargando - 0' 54"
 Regreso (vacío) -2' 40"
 Total 8' 53" 69%

Perdidas de tiempo.

Esperando para cargar 1' 54"

Esperando para descargar 1' 00"

Total 2' 54" 23 %

Tiempo total del ciclo 12' 52" 100 %

Los camiones cargan un total de 48 Tons. de:

Capacidad caja = 25 m³

Coefficiente abundamiento = 90 %

Factor eficiencia de llenado = 90 %

Humedad = 9 %

Factor de tonelaje = 2.42 Tons./m³

$0.90 \times 0.90 \times 2.42 \times 25 = 49.01$

$49.01 - 4.00 = \underline{45 \text{ Tons.}}$

Luego tenemos que:

$\frac{45}{7.49} = 6$ cubos (cucharones)

Es decir se necesitan 6 cubos para llenar un camión.

Las toneladas por hora que puede cargar un camión es de:

$\frac{60}{12.87} = 4.66 = 4$ viajes/hora

$4 \times 45 = 180$ Tons./hora

El número de camiones requeridos para ambas palas

(P-1 y P-2 que es su número de ficha) es el siguiente:

P-1 y P-2 $\frac{1080}{100} = 6$ camiones

Estos cálculos son para la mayor distancia de minado, pero a medida que se avanza en la explotación, se irá reduciendo el tiempo del ciclo.

3.5 OBRAS DE ACCESO A LA MINA.

Las carreteras para transportación de mineral y para otros fines de la operación, en minería superficial tienen una importancia enorme, ya que al tener éstas de acuerdo a las normas específicas, trae un mayor rendimiento en la explotación.

En dicha construcción de estas en la mina, se han tomado todos los aspectos de la Dirección General de Caminos y Carreteras, ya que incluye un control de mínima pendiente, curvas adecuadas, y un drenaje apropiado.

El ancho de las carreteras es de 24 mts; tomando en cuenta el equipo a moverse en ésta, la circulación es a la derecha, con la cual se mantiene el sistema de circulación existente en el país, evitando confusiones; la máxima pendiente permitida es de 10%, radio de curvatura mínimo de 44 mts. en lugares planos y en subidas no más de 20 mts, y bombeo o centro eliminando cualquier muro en los lados (hasta llegar a la cuneta o al borde del talud), y mantenerla con un buen drenaje.

Debido a los malos tiempos que posee el minado de lluvia y neblina, lo mejor es no hacerlas encajonadas; es decir, que solamente tengan pared o talud superior por un solo lado, quedando el ótro libre, evitándose de esta manera obras extras de drenaje, y el peligro de maltratarla por exceso de drenaje en sus lados; las cunetas tienen unos 0.50 mts. de profundidad y un (1) metro de ancho, lo cual resulta suficiente para las áreas drenadas por éstas.

La carretera tiene su bombeo hacia ambos lados, a próximadamente con un 2 % obtenido mediante el uso de tractor, y afinada y mantenida con motoniveladora.

La mayor parte de las carreteras de mina están hechas sobre mineral, no son asfaltadas, y para hacerle una buena base se le aplica una capa de gravilla que es compactada con el peso estático de los camiones, y así se logra una superficie de agarre entre el neumático y carretera.

En dicha construcción se utiliza un tractor "Komatsun" 155-A y el mantenimiento de la carretera está asignado a una motoniveladora por turno, aunque existen tres que son:

Motoniveladora de la marca "Caterpillar" 14-E

Motoniveladora de la marca "Caterpillar" 14-D

y una más moderna de la casa "Caterpillar" serie-16-G. el nombre que se le da aquí a la motoniveladora es de (Grader); otro factor principal en la carretera es el polvo que levantan los camiones, ya que puede ser muy peligroso para el equipo en operación, y para controlar ese polvo se utiliza un camión tanque de agua, trabajando las 8 horas por cada turno, durante 16 horas al día, y hay dos camiones cisterna de las siguientes marcas: Un DW-2 Ø con capacidad de 8000 galones de agua, y un White con capacidad de 3000 galones de agua.

TRACTORES (TOPADORAS).

Esta máquina tiene muy buena utilidad en la operación y uso es muy variado, entre los cuales están:

Nivelación de las plataformas o niveles, aquí son

usados para mantener un buen piso que sea lo suficientemente liso para la circulación del equipo, y además, darle la pendiente necesaria para el drenaje de éstos:

Limpiezas del área de las palas, para que en esta forma la pala pueda hacer un avance parejo y seguro.

Nivelación después del disparo, con la finalidad de tener el área lista a barrenar y poder tapar las - fracturas ocasionadas por el disparo, evitando de este modo que se introduzca el agua y aumente la humedad del mineral.

Mantenimiento de botaderos, con la finalidad de - poder ir rellorando a nivel determinado, y manteniendo limpio éste para continuidad de la operación.

El número de máquinas topadoras (tractores) de - oruga) que existen son 5, pero solamente son usados 2 en cada turno, los otros son de repuestos, y para ser usados en otros trabajos de la unidad, como es la construcción de la presa de Jales; a continuación la descripción:

1	Tractor caterpillar	D 8 H
1	" "	D 8 H
1	" Komatsun	155-A
1	" "	355-A

3.6 SISTEMA DE DRENAJE.

El agua en minería tiene una variada presentación, es en todos los casos utilizada pero llega en ocasiones a ser un problema.

Tiene diversos orígenes: puede ser de origen subterráneo (ríos subterráneos, fuentes, depósitos por nivel freático, etc), o en forma superficial como pueden ser los ríos ó las lluvias; en esta mina la forma en que aparece es meteórica, y por lo tanto hay que mantener un perfecto drenaje en toda el área.

Para el drenaje se utilizan cunetas, zanjas y alcantarillas.

La capacidad requerida de una estructura de drenaje se subordina al área a drenarse, el tipo de terreno, y la precipitación pluvial estimada.

En el caso de las alcantarillas, existen tres métodos generales para determinar el diámetro de la abertura.

1. La inspección de una estructura existente en el mismo u otro punto del curso de agua, para determinar el posible caudal.
2. El empleo de una fórmula empírica para determinar el diámetro aproximado, se acepta generalmente la fórmula de Talbot como método relativamente simple. Esta fórmula permite un factor de seguridad amplio para precipitaciones pluviales de hasta 100 mm (4") por hora, con velocidad de descarga de 3 m/Seg. deben dejarse tolerancias aceptables en casos de variación de estas cifras.

$A = 0.183 C \sqrt{\frac{4}{H^3}}$ en donde:

A= Área de la sección requerida en m²

H= Área drenada, en hectáreas

C= Coeficientes de 1/5 , 1/3 y 1, que se emplean respec-

tivamente para terrenos llanos, ondulados y montañosos.

3. La fórmula de Talbot proporciona un método rápido y sencillo para determinar las dimensiones aproximadas - para alcantarillas.

Cuando se requieren datos más exactos, y se disponga de la formación completa, existen varios métodos aceptables. Estos incluyen los de Burkli-Ziegler, Mannigkutter y el método racional.

Para los cálculos de drenaje utilizaremos la fórmula de Talbot, desarrollándose el trabajo de la siguiente manera: En un plano de la zona se secciona por áreas naturales de drenaje, indicando dirección y haciendo las intersecciones de acuerdo a las necesidades; luego se - pasa a calcular las áreas con las especificaciones del tipo de terreno (montañoso, ondulado, plano), y el dato de precipitación máxima; se pasa a utilizar la tabla - hecha por medio de la fórmula de Talbot, que da el área de la sección hidráulica y la alcantarilla recomendada, después de esto se procede a la instalación de las alcantarillas, tomando las normas para esta operación.

Estos cálculos de drenaje de las zonas deben - ser revisados periódicamente, pues como las obras de minado avanzan, pueden variar el drenaje, ocasionando otros problemas.

A continuación haremos un estudio del drenaje de la zona.

TABLA DE CALCULO DRENAJE

Sección	Sección	Sección	Sección	Total	Ø Ac. Reg.	Ø A/C Inst.
Hectareas	Hectareas	Hectareas	Hect.			
2				4.40	36"	24"
5				5.20	36"	36"
7				4.66	36"	35"
8				5.54	36"	24"
9				4.96	36"	36"
10	19			16.96	60"	36"
11	4.60					
12				2.50	30"	36"
13	17			14.18	36"	36"
14	4			12.34	48"	36"
15	17					
16	4			7.92	42"	36"
17				7.16	41"	36"
18				2.32	30"	36"
19				0.90	18"	35"
20				1.50	24"	2x36" (12)
21				1.96	20"	3x36" (10)
22				2.25	30"	24"
23				2.24	30"	36"
24				1.76	24"	36"
25				0.72	18"	36"
26				4.6	36"	24"
27				1.36	24"	36"
28				3.7	30"	24"
29						
30				1.96	24"	
31	11	26		20.9	60"	36"
32	1.02					

En la tabla tabulada se dedica una columna de diámetro de la alcantarilla instalada, que servirá para hacer una comparación de éstas.

En la alcantarilla A se requiere un diámetro de 36", pero se encuentra que el instalado es de 24", lo cual - está trayendo como consecuencia que el agua fluya por encima de la alcantarilla y de la carretera.

Igual está ocurriendo con la alcantarilla D.

En la alcantarilla F el problema es aún mayor, ya - que ésta drena una de las mayores áreas y necesita un diámetro de 60" y el instalado es de 36", por lo cual es recomendable hacer la instalación de la alcantarilla del diámetro apropiado, o utilizado otra de 36" - para no desperdiciar la ya instalada.

La alcantarilla que tiene un diámetro sobrado, y - fue instalado de esta manera, tomando en consideración que esta zona tiene muchos desperdicios que obstruyan otra alcantarilla de diámetro inferior que estaba instalada con el diámetro actual se le puede dar mejor - mantenimiento de limpieza.

Las alcantarillas L, Q, R, S y U en la actualidad - están sobradas y es debido a que se ha tomado por norma no instalar alcantarilla menor de 36", ya que estas instalaciones de alcantarilla pertenecen a una mina, y existen piedras grandes que pueden obstruirlas.

La alcantarilla M presenta una característica especial, y es que tenía mayor área a drenar, que incluía la zona de lixiviación, y algunos desperdicios de ésta iban a dar a la alcantarilla M, pero se decidió enviar

esto por medio de un muro de descarga a la alcantarilla N, que va a drenar a la presa de Colas o Jales.

Las alcantarillas N, O, están demasiado sobradas, lo cual indica que no fueron calculadas para su instalación.

Las alcantarillas P, T, V y Y deben ser cambiadas, ya que están montadas con un diámetro menor del requerido,

La alcantarilla X que debía instalarse se sustituyó - por una zanja, que enviará las aguas de la sección 22, - que al igual que las secciones 24 y 25 van a parar por drenaje natural al río Méjita, que a la vez va a la presa de residuos o Jales.

3.7 SISTEMA DE TRITURACION. (Hewitt-Robins)

Este inciso es de gran importancia, ya que es donde mencionamos en forma descriptiva, sobre los que es el nuevo sistema - instalado ya, y funcionando con toda normalidad.

La trituradora de quijada consta de tres partes principales:

1. La trituradora Propiamente
2. La Casa de Maquinaria
3. Túnel de Recuperación.

A continuación daremos un breve detalle de cada una de las partes mencionadas anteriormente.

La trituradora de quijada tiene una dimensión de 48" x 60", también en ella se encuentra en la parte posterior la tolva de 100 Tons., alimentando ésta al molino.

La casa de maquinaria es el lugar donde se tiene todo el control de la banda transportadora y del alimentador de oruga, desempeñando también el funcionamiento de estos; en dicha casa - existe un motor TOSHIBA de 250 H. P. y 1750 r. p. m., con reductor Foote Jones y del motor al reductor hay FALK y del reductor a la polea motriz de la banda transportadora, siendo la polea de 42" de diámetro.

Túnel de recuperación

La función de este túnel es llevar de la pila de almacenamiento, por una banda transportadora a la tolva de 750 Tons, ya que de dicha tova pasa directamente a un alimentador de oruga, y éste a la vez alimenta las bandas que van directamente al - molino.

En dicha obra hay otras instalaciones adicionales que

son el túnel de acceso a dicha obra, y la otra sería la sub-estación eléctrica, estando ahí todos los controles eléctricos.

Las dimensiones son las siguientes:

De la trituradora a la pila de almacenamiento hay una distancia de la banda de 159.45 mts., y de la trituradora a la casa de máquina es de 68.70 mts., y de la casa de máquina a la pila hay 89.73 mts.; el tunel de recuperación tiene una distancia de 51.00 mts; de la trituradora a la pila de almacenamiento por la banda No. 1 y de la pila a la tolva por la banda No. 2.

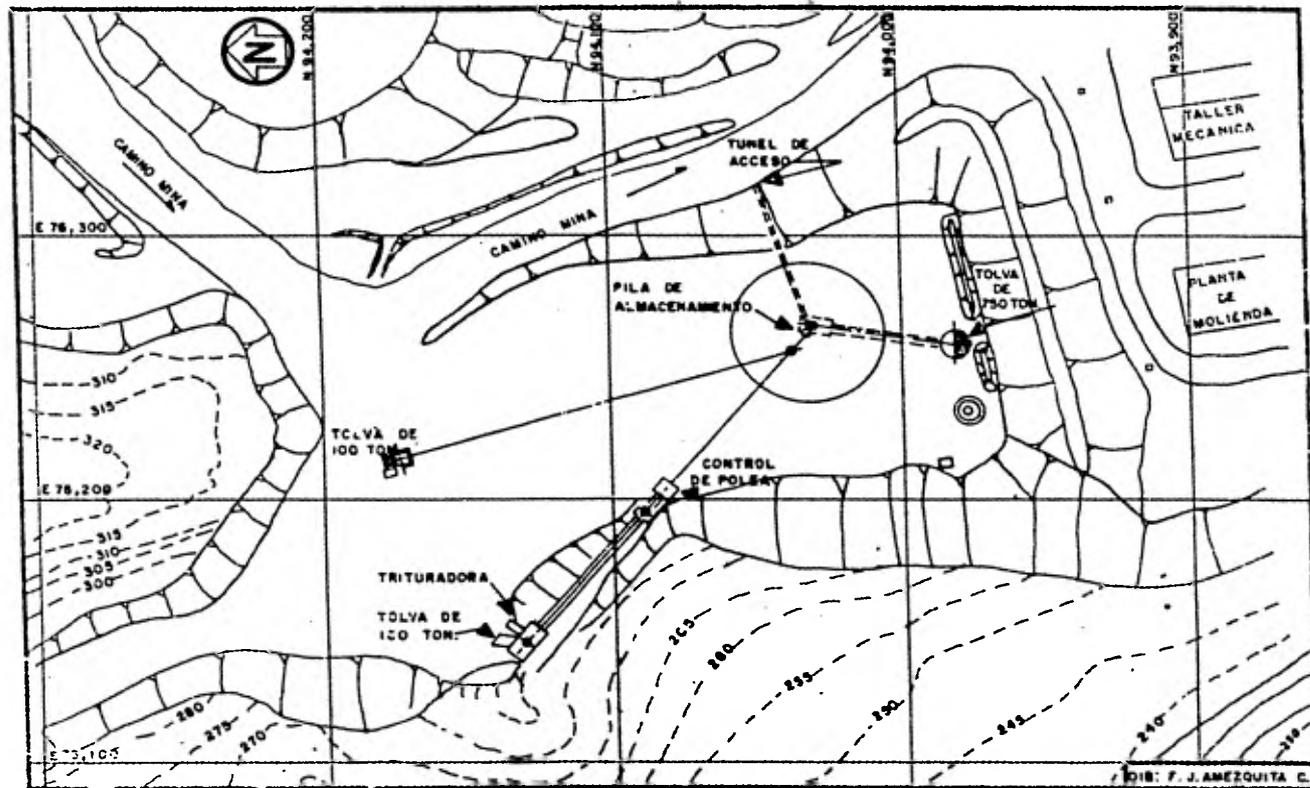
La banda No. 1 va a transportar mineral desde la trituradora hasta la pila de almacenamiento la cantidad de 1200 tons. horas, trabajando durante 16 horas; el ancho de la banda es de 48" y la longitud total ida y vuelta es de 1120 pies.

La banda No 2 va a transportar mineral desde la pila hasta la tolva de 750 Ton/horas, trabajando las 24 horas, y siendo su ancho similar al anterior, teniendo una longitud total de 335 pies, funcionando con un motor de 25 H. P. de 17 50 r. p. m.

CICLO DE TRABAJO

El ciclo de las operaciones mineras a Tajo Abierto en la mina "Pueblo Viejo" es el siguiente:

1. Barrenación primaria y secundaria
2. Voladura ó disparado
3. Cargado ó mineral
4. Transporte del mineral
5. Vaciado.



CAPITULO IV

PLANTA DE TRATAMIENTO (CIANURACION)

4-1 GENERALIDADES

Para el desarrollo de éste capítulo se hace una descripción de cada zona en operación, luego se pasa a la función y a la forma de manejo y responsabilidad de cada operador en su área, y de esta manera tener una ilustración amplia sobre la planta de tratamiento.

La planta está ubicada en la provincia Sánchez - Ramírez; aproximadamente al Noroeste de Santo Domingo. La elevación sobre el nivel del mar varía entre los 200 y 300 metros.

La capacidad del diseño de la planta es de 10,000 Tons. cortas por día (9070 .00 Tons. métricas secas).

La alimentación proviene de la mina a Tajo Abierto ubicada contigua a la planta. El mineral presenta variadas proporciones de arcilla, cuarzo, etc. Durante la operación de la mina el mineral es extraído de diferentes frentes con el objeto de presentar una composición más uniforme a la planta. Este mineral extraído tiene características, duras y blandas, que se pueden notar en las altas y bajas del consumo de kilowatts.

El contenido de humedad es bastante variable, y oscila entre 6 % y 10 %. Para propósitos de diseño se estimó una humedad promedio del 8 %.

Las operaciones de la planta están programadas a ra-

a razón de 24 horas diarias los 7 días de la semana.

Camiones de 50 Tons. de capacidad transportan el mineral de la mina hasta la concha de almacenamiento, en este lugar se dispone de una tolva de 100 Tons. de capacidad, equipada, con un alimentador de oruga de 54 pulgadas. de ancho y 20 pies de largo.

El mineral es descargado a su vez a una banda - transportadora de 625 (Tons. cortas/hora) de capacidad, elevado y depositado en una pila de aproximadamente 30, 000 Tons. de capacidad.

Los camiones también descargan en la planta de - molienda y clasificación; el mineral una vez molido y - convertido en una pulpa fina de alrededor de 45% de sólidos, es enviado a una batería de 11 agitadores de 30 pies de diámetro por 32 pies de profundidad, capaces de dar 12 horas de tiempo de retención.

La pulpa una vez agitada se trata en cotra corriente en un sistema de lavado y decantación, que consiste en cuatro unidades espesadoras de 220 pies de diámetro.

Las soluciones ricas en valores metálicos entran a un sistema de clarificación y precipitación, en donde el oro es desplazado por el ZN (polvo).

Periódicamente el precipitado de oro y plata es - removido de los filtros prensa, y fundido en el edificio de recuperación.

El complejo industrial incluye además talleres, laboratorio, un sistema de disposición de residuos y recuperación de agua (H₂O) y un edificio de administración.

4.2 CONCHA DE ALMACENAMIENTO TOLVA DE 100 TONS.

DESCRIPCION:

Este buzón está equipado por una parrilla de selección de 16" de abertura para evitar la entrada de rocas de mayor tamaño al proceso; está hecho de concreto con una capacidad de 100 Tons.

El mineral descarga sobre un alimentador de oruga - Stephers-Adamson de 54" de ancho y 20 pies de largo, con 635 Tons./H de capacidad. El alimentador está equipado con un reductor de velocidad completo con base ajustable (30 - Hp. 1700 r. p. m.).

Función

La función ó trabajo es de almacenamiento momentáneo del mineral, el alimentador está operado localmente. A un costado de la tolva además de los botones de partida y de tensión del equipo, hay otro para hacer funcionar el equipo en forma intermitente.

Hay tres luces indicadoras; roja, verde y azul:

Roja: que está el equipo en función;

Verde: que el equipo está energizado;

Azul: Si prende, es que el equipo que le precede está funcionando, y si está apagada, no lo está. Esto es lo que se llama Interlock.

Una alarma anunciadora deberá ponerse en funcionamiento antes de hacer correr el equipo.

Hay un sistema de protección que incluye un Switch para detención por emergencia, y un Switch que detiene el sistema cuando el nivel baja de cierto límite.

4.3 Correa Transportadora.

DESCRIPCION

El alimentador de oruga descarga en una banda transportadora de 625 Tons./hora.

La velocidad de la banda es de 250 pies/min. y está accionada por un motor eléctrico, de 75 HP, 1750 r. p. m. El ancho de la banda es de 48" y la longitud entre centros de 492' (pies), y el largo total incluyendo la longitud para el contrapeso de tensión es de 1026 pies tiene 5 pliegues. El espesor de la cubierta es 3/16" y la parte interior de 1/16".

La banda debe de soportar un esfuerzo de 70 libras por pulgada de ancho y por pliegue, es accionada por un reductor Falk Standard No. 19, tamaño 2120- y 3, con razón de reducción de 70.62 y una velocidad de salida de 25 r. p. m.

El freno de emergencia Falk No. 10 y el contrapeso se calcula en 6700 libras.

La función de esta es el almacenamiento del material para trabajar sábado y domingo; y los controles del manejo de la operación de la banda se encuentran en el equipo y consta de los siguiente: Botón de partícula interconectada a una alarma; el botón de la alarma debe hacerse funcional antes de poner en marcha; también hay un botón de detención del equipo y un botón de acción intermitente.

4.4 TOLVA DE 750 TONS.

DESCRIPCION

Tiene dos alimentadores de oruga de capacidad máxima de 300 T. P. H.

Sistema de velocidad variable y sus respectivos motores y bombas hidráulicas. Las placas del alimentador son de manganeso y molibdeno y, de 1 pulg. de espesor - y 8 pulg. de ancho. El largo de ellas es de 54" y lo determina el ancho total de alimentador; estas van montadas en una cadena de fricción.

Los engranajes y ruedas de fricción van montadas en ejes de acero especialmente diseñados. Normalmente estos alimentadores deben operarse con mínimo de carga sobre ellos, para que el mismo mineral actúe como amortiguador y reduzca el enorme impacto sobre las placas, cuando el buzón está vacío.

Cada alimentador es accionado por un motor (20 Hp, 1750 R. P. M. TEFC, 460 C Y, Trifásico). Longitud entre centros 34 pies; el motor hidráulico está equipado con un tanque de 20 galones, motor staffa B-400 y coples - flexibles FALK 140 T 20 .

FUNCION

Como un regulador de carga y almacenamiento de material.

Manejo

Este se opera en el área del equipo y en la sala de control.

a) Area del equipo:

Botón de salida, detención y acción intermitente.

b) Salade control:

Hay tres luces: roja, verde y azul, con las mismas - indicaciones hechas anteriormente.

El botón de partida está interconectado a una alarma, de modo que para hecharlo a andar hay que sonar la alarma.

Importante:

Los alimentadores están equipados con Switch detención de emergencia y control de la tolva.

4.5 Correas alimentadoras de los molinos Semi-Autógenos o cascada No. 1 y 2.

Descripción.

Cada alimentador de oruga descarga en una cinta transportadora de 48" de ancho y 322' entre centros, y tomando la longitud del contrapozo 626 pies y pliegues, con resistencia de 70, lbs./ Pulg² c/u.

Cada banda está accionada por un motor de 15 H. P., 1750 r. p. m. con reductor de velocidad Falk con razón de reducción de 26.24

Estas no disponen de frenos

Capacidad: 222 T. P. H.

Velocidad: 250 pies Min.

Función.

Transportar material a los chutes de los molinos semi Autógenos.

Manejo

Control local ó en la sala de control.

Local ó en el equipo:

Alarma que debe operarse antes de mover la cinta transportadora.

Botón de partida, interconectado a la alarma anunciadora, de detención y funcionamiento intermitente.

En la sala de control:

Botón de partida (interconectado a la alarma anunciadora).

Botón de detención.

Hay tres luces:

Roja: motor corriendo

Verde: sistema energizado

Azul: es el interlock cerrado.

Además estas bandas alimentadoras a su vez están interconectadas al embrague (clutch) de cada molino.

Estas bandas están equipadas con un sistema de protección (switch de emergencia), un interruptor de velocidad cero (la banda se detiene cuando disminuye la velocidad), y otro cuando se rompe.

4.6 Balanzas Automáticas Ramsey.Descripción.

El control de toneaje húmedo es obtenido por balanzas automáticas Ramsey, modelo 10-11 para cintas de 48 Pulg.

Están instaladas bajo el techo del edificio de molinenda; la balanza es calibrada por el sistema de peso constante, la cinta se ajusta a cero con la cinta corriendo en vacío, luego se reajusta con pesos calibrados en puntos predeterminados.

Importante:

Para mantener el buen funcionamiento de la balanza hay que mantener el área limpia, para no tener interrupción en las señales.

Obligaciones del operador en esta Area

1. Mantener limpios y en condiciones normales los roles de guía de salida y retorno de las correas

2. Asegurarse que los raspadores de caucho en las poleas de cabeza y de cola estén funcionando en forma apropiada.
3. Revisar y limpiar las balanzas.
4. Revisar el motor impulsor hidráulico y el eléctrico del transportador, y reportar al jefe de turno cualquier anomalía.
5. Si un transportador parara, el operador de la reserva inmediatamente tratará de comunicarse al cuarto de control, para averiguar la causa, y de ningún modo tomar decisiones.
6. Familiarizarse para cada dispositivo eléctrico en su área.
7. En caso de rocas grandes debe tratar el operador de eliminarlas.

4.7. Molinos Semi-Autógenos.

Descripción:

1. Motor del molino
2. Bombas de aceite de lubricación
3. Bombas de aceite de leva.
4. Sistema de lubricación de la transmisión.
5. Sistema de embrague de aire.
6. Lainas
7. Bolas
8. Chute

Motor molino.

El motor se arranca y para desde el tablero del control del edificio de molino; también puede ser parado des-

de un botón presionable cerca del molino.

Hay un interruptor de presión en la línea de aire al embrague, el cual si hay aire en el embrague no - permitirá que el motor del molino arranque. De modo que si el embrague está engranado, el motor no partirá.

En la sala de control hay 3 luces para el motor

Azul: dá el visto bueno para la arrancada

Roja: Motor en marcha.

Verde: Energía disponible.

Bombas de Aceite de Lubricación.

Las bombas de aceite de lubricación son arrancadas desde una estación local con botón presionable - cerca de la bomba.

Estas suministra: aceite a ambos cojinetes. Hay un manómetro de presión. para el aceite montado en la línea de descarga. También hay un interruptor de presión marcando las altas y bajas de la presión del aceite. Hay dos luces indicadoras en el tablero de - control.

Verde: energía desponible.

Roja: Motor en marcha.

Bombas de Aceite de Leva.

Para cada molino hay dos bombas de suspensión - operadas manualmente, una para el cojinete de entrada y otra para el de salida.

También hay manómetros de presión en las líneas de aceite a los cojinetes, e interruptores de presión en ambas líneas.

Sistema de lubricación

El sistema de lubricación opera independientemente de otros equipos. Hay un medidor de tiempo en el dispositivo que rocía lubricante sobre la transmisión a intervalos de 15 minutos.

Dentro del tablero centro local se encuentra montado el medidor de tiempo para el sistema de lubricación y externamente un botón de relocalización.

Hay un interruptor selector que está rotulado con:

Auto: Opera Automáticamente

Off: Apagado

Manual: el opera en ciclos (para pruebas)

Hay tres luces:

Roja: Falla

Ambar: Sistema en operación

Verde: Ciclo completo

A lo largo y al lado del recipiente de la bomba para lubricación está montado un manómetro de presión que indica la presión del lubricante en la línea de suministro.

Embrague de aire.

El embrague de aire es engranado desde botones presionables sobre el tablero de control. También puede ser desengranado y movido a intermitencia, desde una estación local.

El embrague está interconectado con el motor del molino y la alarma de prevención en caso de no funcionar no habrá engrane.

El aire de suministro al sistema de embrague de aire está equipado con dos interruptores de presión.

y un manómetro de presión.

Uno de los interruptores de presión están montados en el receptor del aire delante de la válvula solenoide, y a menos que la presión no sea lo suficientemente alta, no permitirá que abra la válvula que va al embrague. El otro interruptor está en la línea de aire.

Hay tres luces indicadoras para el embrague en el panel de control del molino.

Azul: Interlock cerrado.

Verde: Energía disponible.

Roja: Motor en marcha.

Instrumentación de los cojinetes:

Hay tres sondas de temperatura en cada cojinete y el sensor promedio de las seis.

También hay alarma de alta temperatura en el cojinete uno para cada molino, localizadas en el tablero de control.

Lainas

El tambor del molino está perforado para acomodar pernos de 1 1/2 para sujetar laines, cuya función es romper las rocas juntos con las bolas.

Chute

Es la entrada donde entra la alimentación del molino.

Función

Reducir el tamaño del mineral.

El tamaño del molino es de 18 pies de diámetro por 6 pies de largo.

El mineral descarga sobre un chute que alimenta al molino semi-autógeno.

El molido es cargado por bolas de acero de 4 Pulg. hay un volumen del 20 %, con consumo de 1.76 Hp/hr.

El mineral se pondrá en contacto con solución de cianuro de sodio y suficiente lechada de cal para obtener un Ph: 11.5.

El molino deberá desintegrar en la primera pasada todo el mineral hasta un tamaño 1 1/2" este producto será la descarga del molino con un % de sólido de 80% material duro, 75% material blando (este % de sólido es controlado automáticamente por la sala de control). La alimentación va a un tamiz criba vibratoria que trabaja en circuito cerrado con el molino; + 1/4" ó - mayores de cuarto de pulgadas es el rechazo, y es recirculado al molino mediante bandas transportadoras las partículas -1/4" van a un cajón, de donde por medio de bombas son llevadas a los ciclones.

Observación.

La falta de bolas en un molino puede producir sobrecargamiento, poco rendimiento en la producción, calentamiento en cojinetes, etc.

Los materiales suficientemente finos y blandos producen desgastamiento en lánas y bolas.

4.8 Tamiz vibrador (criba vibratoria)

Descripción:

Hay 3 mallas de 5 pies de ancho, 12 pies de largo y 4 pies de alto. cada malla está provista de rociadores para lavar la superficie del tamiz.

Se utilizará solución estéril para lavado. La solución estéril contiene cianuro de sodio y cal solución.

La inclinación es de 20°

Función

Separar partículas de $-1/4''$ a $+ 1/4''$

Manejo:

El tamiz se podrá hacer funcionar o detener mediante interruptores al lado del equipo en la sala de control.

Las luces verdes y rojas tienen el significado señalado.

El material $- 1/4$ pasa a un cajón donde mediante 2 bombas de motor eléctricos (40 h.p.), mandan el material a los ciclones, una de las bombas debe estar de repuesto. Estas bombas tienen botones de salida y parada cerca del equipo, aquí hay luces rojas, motor corriendo y verde - motor energizado (listo para correr).

Observación

La capacidad y eficacia de un tamiz son factores inversos, mucha capacidad reduce su eficacia debido a obturación y rozamiento con otras partículas que impiden el rendimiento; es decir, hay que controlar la velocidad de alimentación para buscar la eficacia.

4.9 Ciclones.

Función:

Clasificar las partículas finas, que ya son producto terminado de la planta de molienda, y de partículas de mineral grueso que deben ser remolidas por un molino de bolas de 8 1/2' pies de diámetro por 12' pies de largo.

La presión de entrada del ciclón debe ser 6 a 7 libras por pulg. cuadrada; una variante en la presión sería falla de la bomba.

Bombas del Rebalse de los Ciclones.

Estas bombas son paradas y arrancadas desde estaciones locales con botones presionables.

Hay luces indicadoras para las bombas del rebalse de los ciclones están duplicada sobre el tablero de control en el edificio del molino, un juego asociado a la unidad (1) y otro a la unidad (2), cada grupo - consiste de una luz verde de energía motriz disponible y una roja asociada a cada una de las dos bombas para cuando éstas están en marcha.

4.10 Molinos de bolas

Descripción

- a) Motor del molino
- b) Bombas de aceite lubricación (lubricación en los cojinetes)
- c) Bombas del aceite de leva (para flotar al molino).
- d) Sistema de aire.
- e) Instrumentación.
- a) Motor del Molino.

El motor del molino es arrancado y parado desde el tablero del control del molino.

Tambien puede ser parado desde un botón cerca del molino

El motor no está conectado a la alarma de prevención y a otro equipo.

Hay un interruptor en la línea de aire del embrague, el cual, si hay aire en el embrague, no permitirá que el motor del molino arranque.

Esto es para prevenir una arrancada bajo carga. En la sala de control hay tres luces:

Azul: da el visto bueno de partida.

Verde: energía disponible.

Roja: Motor corriendo.

También hay un medidor en kilowatts para mostrar la potencia consumida por cada molino.

b) Bombas de Aceite de Lubricación.

Las bombas del aceite de lubricación son arrancadas y paradas desde botones presionables en el tablero de control local cerca de la bomba. Una bomba en cada molino suministra aceite en ambos cojinetes. Hay interruptores de medida de nivel del aceite.

Las bombas de aceite deben estar corriendo antes de que se engrane el embrague del molino.

Hay una luz roja sobre el tablero de control local que indica que el motor está corriendo. También hay una luz roja que indica el bajo nivel del aceite, y si esta luz se prendiera el sistema pararía.

c) Bombas de Aceite de Leva.

Para cada molino hay un motor que opera la bomba de leva que suministra el aceite de alta presión a los cojinetes en los extremos del molino en los puntos de alimentación y descarga.

También hay manómetros de presión para el aceite e interruptores de alta presión en cada línea de suministro.

tro, y a menos que la presión no sea alta, el embrague no engranaría.

Las bombas de leva son arrancadas presionando un botón rotulado (ON) en el tablero de control local, y operan en tiempos predeterminados para luego parar. El tiempo suficiente para "Flotar" los cojinetes en tal forma - que el molino pueda arrancar.

En el panel hay luz verde que indica cuando las bombas de leva y de lubricación están funcionando.

d) Sistema de lubricación de la Transmisión.

La lubricación de la transmisión está fijada para operar al mismo tiempo en que se engrana el embrague. Hay un dispositivo que rocía lubricante sobre el engranaje, a intervalos de tiempo, y afuera dos luces indicadoras, una roja de operación (cuando el lubricante actualmente está siendo rociado sobre el engranaje). y una luz verde que indica que el control está igualmente en operación. También hay una alarma de prevención, si nó ocurre un - ciclo de lubricación dentro del período preestablecido. Cuando la alarma cesa, ésta volverá a sonar hasta que se quite la energía a la unidad.

e) Sistema de embrague de Aire.

El embrague de aire es engranado y desengranado desde botones presionables sobre el tablero de control en el edificio de molino, y puede ser movido a intermitencia - desde una estación local con botón presionable.

El embrague del molino de bolas está interconectado adelante con el embrague de molino semi-autógeno, el - cual no engranará si el embrague del molino de bolas no

está engranado.

El embrague está conectado al sistema de alarma de prevención, en tal forma que debe sonar antes que - aquel engrane.

El sistema de suministro de aire es igual al del molino semi-autógeno.

f) Instrumentación de los cojinetes

Hay un simple medidor de temperatura para los cojinetes en los descansos para cada molino, con un interruptor selector de dos posiciones para cada medidor, - que permite a éste leer la temperatura del cojinete de entrada y salida.

Los medidores e interruptores selectores están en la sala del molino. También hay alarma de alta temperatura en el descanso, una para cada molino, situadas en el tablero , de control en el edificio del molino.

Hay un interruptor de nivel en cada cojinete de los descansos que mantiene la regularización del sistema.

Observación

Datos de diferentes minas de EE. UU. demuestran, - que si se mantiene constante la carga circulante en los molinos del sistema de circuito cerrado, menor será el - costo de molienda, y se dañarán menos las lanas, bolas - etc.

Obligaciones del operador de molienda

1. Tomar y anotar cada dos horas, las densidades de la - descarga de los molinos semi-autógenos, las descargas de - los molinos de bolsas, ciclones y rebalse de

- los ciclones. Informar todos éstos datos al operador de control.
2. Mantener vigilancia sobre los chutes de alimentación de ambos molinos, por si hay obturación.
 3. Operar el sistema de transportación de recido, incluyendo el sistema de rechazo del molino de bolas, el sistema de descarga de polea magnética en la cabeza del transportador de recido, incluyendo la remoción de todo mineral.
 4. Vigilar la operación de las cribas vibratorias, correas motrices y niveles de aceite. Revisar si hay huecos en las mallas ó si han perdido su inclinación.
 5. Revisar las bombas de alimentación y rebalse de los ciclones regularmente, y los cajones de succión de alimentación, a más de la mitad para que la bomba no lleguen a succionar aire.
 6. Revisar el fujo del aceite de lubricación (visualmente), los manómetros de presión en los molinos marcy, y el sistema formal de la lubricación de los engranajes.
 7. Revisar el tanque y bombas de la pulpa de cal y mezclar la cal cuando el tanque esté un poco menos de la mitad. Tomar 2 muestras por turno de la lechada de cal, y determinar su densidad.
 8. Revisar si hay recalentamiento anormal en los motores impulsores.
 9. Reportar inmediatamente cualquier condición anormal a su jefe de turno, tanto como a su operador de relevo.
 10. Revisar siempre el flujo de agua. cianuro etc.

Obligación del Jefe de Turno.

1. Saber el porque de las variaciones pueden estar sucediendo, cambios de temperatura, consumo de electricidad y densidad.
2. Según los datos de PH concentración del oro, dureza, turbidez, presión etc. el supervisor debe tener una visión global de la utilización de los reactivos. ya que una utilización exagerada ocasionaría gastos, y entonces él debería buscar la regularización.
3. Reportar con suficiente seriedad cualquier problema que pueda suceder, y tambien como solucionarlo. Esto lo ayuda a él y tambien a la compañía.
4. Debe tener una visión global de lo que es tiempo y movimiento; es decir, proporcionar a sus trabajadores facilidades de trabajo, comodidades y atenciones; ésto trae consigo aumento en el rendimiento del trabajador, y por lo tanto aumento de la producción.

Operador de cuarto de control.

1. Operar y controlar la operación por medio de la instrumentación del área de molienda que regulan la alimentación y los flujos de solución estéril, de acuerdo a las indicaciones del supervisor
2. Durante la parada, el operador del cuarto de control desempeñará las funciones asignadas a él .
3. Mantener contacto con el personal de laboratorio, y los datos presentarlos al supervisor, y éste sabrá como interpretarlos.
4. Informar al supervisor con el más mínimo detalle

cualquiera de los variantes que se presenten en el consumo de KW, temperatura, etc.

5. Mantener contacto con la planta generadora antes de arrancar o apagar.
6. Manejar bien el sistema de comunicación telegráfica, radio ó reporte escritos.

4.11 LIXIVIACION

Descripción de los agitadores.

El rebalse de los ciclones con 46 % de sólidos es bombeado a una batería de 11 estanques de 30 pies de diámetro por 30 pies de alto.

Los tanques de lixiviación están equipados de un mecanismo de agitación.

Derber. El reductor es modelo 18 con engranajes sumergidos en aceite. El mecanismo de agitación consiste en un eje vertical que lleva operando en el extremo un impulsor de hélice de acción axial, que impulsa la pulpa hacia arriba. El impulsor es de 108 Pulgs. de diámetro 150% de diámetro 150 % de paso. Estos están forrados en gomas (no así el eje) el agitador está accionando por un motor de 75 HP, 1200 r. p. m. TEFC (Totolly enclosed Fan cooled). La conexión del motor agitador es con correas en V.

Importante.

Según el manual del equipo Derber, el aceite usado para los engranajes debe ser de gran calidad de refinación, para evitar sobre calentamiento excesivos mayores de 200° F, también evitar corrosión en sus partes.

Función

La función principal de los agitadores es homogenizar las partes de cianuro disueltas con las partículas de oro y plata, que todavía no han reaccionado.

El rebalse de los ciclones contienen 2 libras de cianuro por Ton. de solución, y una lechada de cal suficiente para mantener un valor del PH de 11 a 12. Para el tonelaje de diseño de la planta, el tiempo de retención en los estanques de lixiviación se estima en 12 horas. Esto varía según el porcentaje de sólidos (a menos sólidos, menos tiempo de retención).

La alimentación se introduce al estanque No. 1, y desde aquí se distribuye a dos líneas de 5 estanque cada una. La pulpa entra en la parte superior del estanque y sale también por la parte de arriba. El paso através de cada estanque se hace por gravedad, en tanto que la alimentación al estanque No. 1 se hace através de una bomba Worthington, forrada de goma 10 R 234, 12" lado de entrada y 10" en la descarga.

Para ayudar en la solución del oro y plata se inyecta aire a presión (25 pies cubicos por minuto a 25 lbs. de presión) este aire (oxígeno) es reconocido como un factor indispensable en la solución de oro y plata por el cianuro en solución. Este oxígeno es tomado del aire atmosférico por medio de tuberías.

El metalugista del proceso debe estar pen-

diente del grado de aireación que normalmente se le está suministrando, porque algunas veces las pulpas necesitan mayor o menor cantidad de ese oxígeno.

4.12. Espesadores.

Función.

En la lixiviación el material soluble que se encuentra formando una mezcla inerte con sólidos se disuelve mediante un disolvente líquido. Consta de - una serie de etapas, en cada una de las cuales se mezcla el sólido de la etapa anterior con el líquido de - la etapa siguiente, dejando posteriormente sedimentar la mezcla.

El sólido pasa después a la unidad inmediata siguiente, y el líquido de la etapa siguiente, dejando posteriormente sedimentar la mezcla. El sólido pasa - después a la unidad siguiente y el líquido a la anterior.

A medida que el líquido fluye de una unidad a otras, se va enriqueciendo en el soluto mientras que - el sólido se empobrece en dicho componente al circular a través de las unidades en sentido contrario.

El sólido que se descarga por un extremo, del sistema, está muy agotado, y la solución que sale por el otro extremo contiene una elevada concentración de soluto. El alcance de la extracción depende de la cantidad de disolvente y del número de unidades. En principio, el soluto no extraído se puede reducir a la cantidad que se desea con tal que se utilice cierta cantidad de disolvente y cierto de unidades.

Descripción.

La pulpa lixiviada entra al estanque espesador No. 1 mediante un canal metálico, que a su vez es alimentado por el rebalse del espesador, - no. 2, y la descarga del clarificador y finalmente el agua que retorna de los filtros de arena. Estas 3 cargas determinan el porcentaje, de sólidos de la alimentación. El floculante M6-200, M6-700, que ya se encuentra preparado en el edificio de reactivos, es también agregado al espesador No. 1. Las adicio-- nes con las condiciones de cada espesador. Generalmente se estima que el nivel mínimo de 4 pies de solución clara en cada estanque, asegura una buena operación del clarificador y de los filtros; pero en la práctica es distinto, ya que ha habido cambio ó - modificaciones especiales en los filtros de arena - para su mejor eficacia y rendimiento.

El rebalse del espesador No. 1 constituye - la solución más rica del circuito, por eso le llamamos solución rica. Esta solución rica contiene la mayor concentración de valores de oro y plata en solución.

Esta solución rica es sometida posteriormente a los procesos de clarificación, filtración, y precipitación; la descarga del espesador No. 1 es bombeada - mediante bomba. Worthington, modelo 8 R-193, hasta el espesador No. 2. El porcentaje de sólidos en el espesador No. 1 es del 50 %. El floculante requerido por el espesador No. 2 se agrega al rebalse del es-

tanque No. 3 en la cantidad adecuada (según el PH y según que la solución esté clara o turbia).

Este procedimiento se repite para cada estanque. La alimentación al último espesador (No. 4) (La solución estéril se obtiene en las prensas de filtración durante la separación del precipitado de Zinc).

Si la cantidad de solución estéril no es suficiente (generalmente se determina este factor por el nivel de rebalse del estanque No. 4) se debe añadir agua extra. Esta agua proviene de la laguna de residuos.

La descarga del espesador No. 4 constituye los residuos que se almacenan en la represa. El rebalse del estanque No.4 es el estanque No. 3 ; mediante bomba metálica Worthington modelo 12 M. 264, 100 HP.

Los espesadores en contra corriente está compuesto de 4 espesadores 220 pies de diámetros y 8 pies de alto en la pared.

Estas paredes son de concreto armado, como el túnel que existe desde el centro del cono en cada estanque, hasta un punto central al cual convergen.

Mediante la adición de los floculantes se estima que la capacidad de los espesadores es de 4 a 45 pies cuadrados por ton. de sólidos. La capacidad de arrastre de las rastras del espesador es de 10,000 Tons. /día.

Cada espesador está dotado de alimentación perforado y rotatorio. Este se encuentra solitario a la jaula central.

Las rastras son 4; dos largas diametralmente opuestas y dos cortas, dispuestas a 90° de las primeras. El mecanismo del espesador está diseñado de tal manera que las rastras se elevan automáticamente y vuelven a su posición normal cuando el torque excede un valor límite preestablecido (1,200,000 pies lib. de par). En caso de que exceda este valor del torque máximo, una alarma anunciadora esta condición.

Si la condición de sobrecarga subsiste, un interruptor de presión, detendrá el sistema motriz del estanque. Esta condición no se alcanzará por ningún motivo ya que el proceso de rociado y lavado de un estanque espesador es muy difícil y dilatado y esto significa la pérdida para la compañía.

Importante.

El supervisor metalurgista debe estar también muy pendiente de las variantes del PH para así tener regulados el suministro de floculante, y si es necesario el suministro de cal, para que la neutralización sea efectiva.

La alimentación del espesador No. 4 la constituyen las siguientes cargas:

- 1.- Descarga del estanque No. 3
- 2.- Solución pobre.
- 3.- Agua de reposición
- 4.- Foculante.

Alternativamente, el espesador No. 4 puede recibir la descarga del espesador No. 2 (cuando el espesador No. 3 está fuera de servicio por reparaciones), además, puede recibir su misma carga bajo condiciones de recirculación.

Importante:

Hay que tener siempre pendiente que el tonelaje de la descarga debe ser igual al tonelaje de alimentación; en caso de no producirse, algo en el sistema debe de estar funcionando mal, ya sea que la pulpa no está escurriendo a través de la tubería del sistema, y por lo tanto, se desarrolla un proceso de acumulación en el estanque, el que tiende a detener el espesador.

Las densidades de la solución en los espesadores es llevado a cabo por un sistema de muestreo automático que es controlado en la sala de control en el edificio de molino.

También de sumo interés es en cuanto a la lubricación del mecanismo central, todos los niveles de aceite deben ser controlados por el operador.

4.13 FLOCULACION.

Muchas lamas están formadas por partículas que poseen cargas eléctricas, positivas ó negativa, y tales partículas a causa de la repulsión de cargas iguales, tienden a permanecer dispersas.

Si se añade un electrolito, los iones formados en solución neutralizan las cargas de las partículas neutralizadas, y pueden aglomerarse para formar floculos que contienen cada una muchas partículas.

Cuando las partículas originales están cargadas

negativamente, es efectivo el catión de electrolito.

Obligaciones del Operador de Espesadores.

1. Tomar muestra para el análisis en la alimentación.
2. Nunca se debe dejar mucho acumulamiento de pulpa, para evitar problemas mayores.
3. Siempre debe de estar atento en su área de trabajo.
4. Verificar siempre las bombas que están funcionando, y el sistema de engrasado está bien.

4.14.- Clarificación.

La función principal de los clarificadores es eliminar de una forma efectiva las materias en suspensión que todavía quedan para esto se utilizan ciertas cantidades de electrolitos para neutralizar estas partículas en suspensión. La relación de dilución, o sea la del paso de líquidos a sólidos tiene gran importancia en todos los problemas de clarificación.

Si por ejemplo se vierte una Pulg. fluida, - como limo a un fango de mineral muy diluido en un cilindro de vidrio, y se deja asentar, vemos la velocidad de las partículas es proporcional a la densidad, estas velocidades vienen dadas por la ley de Stokes.

$$V = \frac{GD^2 (P_s - P)}{18\eta}$$

V= Velocidad terminal

D= Diámetro de la esfera

G= Aceleración debida a la gravedad ó sea 98' /Seg²

P_s= Densidad de la esfera P=dens. del fluido.

N= Coeficiente de viscosidad del fluido.

El clarificador ha sido diseñado para operar con flujo comprendido entre 5000 y 6400 galones por minuto de una solución que contenga 20 a 25 P. P. M. de sólidos, esencialmente de un tamaño inferior a 25 micrones.

La descarga del clarificador tendrá un flujo de aproximadamente 20 galones por minuto, y no excederá de 10% de sólidos.

La floculación de los sólidos en suspensión se obtiene principalmente mediante la adición del floculante No.6.700 (un algutinante de base orgánica). El porcentaje de sólidos en el floculante es alrededor de 0.5%.

El estanque del clarificador mide 125 pies de diámetro y 18 pies de alto, con una capacidad aproximada de 1,700,000 galones, lo que representa un tiempo de retención de aproximadamente 5.5 hrs.

Sus paredes del estanque son de concreto con el suelo impregnado de material sellante.

El mecanismo central del clarificador está equipado con dispositivo indicador de par de sobrecarga, y para detener el estanque por sobrecarga. Además tiene botones de partida y detención.

La descarga de clarificador es enviada por gravedad a la alimentación del espesador N. L.

4.15. Filtros de Arena

Los cuatro factores que controlan la velocidad de filtración son, en orden de importancia, los siguientes:

- 1.- Indole de materiales suspendidos.
- 2.- Cantidad de materiales en suspensión
- 3.- Viscosidad del líquido.
- 4.- Carga hidrostática.

Si los sólidos en suspensión son semicoloidales, la superficie de la arena se recubre tan rápidamente que en corto tiempo, y por esa situación de los filtros de arena se le han hecho modificaciones en el lavado por inyecciones de aire por 4 puntos diferentes, además de lavarlo con ácido para eliminar los carbonatos adheridos en las arenas.

Descripción.

La sección de filtros de arena, con sus respectivas modificaciones, está constituido por 6 unidades, modelo HRD- 31020-D, tipo vertical, cada unidad mide 10' de diámetro y 6' de alto. El área efectiva de cada filtro es 78.50 Ft². su presión máxima interna es 90 Psig.

El material filtrante es arena pura, distribuida en dos zonas como sigue:

- 1.- Material soportante (arena gruesa) grado 8-12 - (30,000 libras en total)
- 2.- Material filtrante (arena fina) grado 30-40 (126,000 libras en total)

El flujo máximo permisible es 20 G. P. M. - por pies cuadrados, es decir, 7850 G. P. M. se opera normalmente con 5200 G. P. M. es decir 13.2 G. P. M. por pie cuadrado.

La solución acumulada del clarificador entra por la válvula superior y se distribuye en la superficie de la arena mediante dispositivos rociadores de material plástico y sale por la válvula inferior del estanque.

El lavado de los filtros por el sistema de adaptación debe hacerse 1 ó 2 veces por turno, este sistema está dando mejores resultados y menores pérdidas de tiempo.

La diferencia de presión entre la entrada y salida no debe exceder 25 Psig. debido a que el filtro se va cargando de impurezas, y la presión entre el flujo de entrada y de salida aumenta:

Si el lavado no aparece limpio en un período de 5 minutos, significa que el flujo es inadecuado.

4.16.- Torres de Desaireación.

Este funcionamiento se hace mediante 4 bombas de vacío (dos en operación y dos en espera), se hace el vacío (22 a 27 Pulgs. de mercurio).

La solución con su contenido de oxígeno reducido a 0.1 P. P. M. es extraído mediante 4 bombas Worthington (200 4 P y 1 800 R. P. M.). Estas bombas se encuentran sumergidas en solución estéril a fin de evitar la entrada de aire al interior de la bomba y contaminar la solución rica.

Descripción.

La solución es elevada al tope de las dos torres de desaireación. Cada torre mide 9 pies de diámetro y 28 pies de alto.

Cada torre contiene tres capas de Hailex 300, que es una figura helicoidal de plástico cuyo propósito es distribuir la solución lo más uniformemente posible, y también para que se formen las burbujas de aire.

Estas torres de desaireación algunas veces, debido al mal funcionamiento de los filtros de arena, sufren taponamientos por la incrustación de carbonatos de calcio y floculantes, etc.

Estas torres también fueron remodeladas con una serie de modificaciones, para eliminar un porcentaje de solución, que se iba en forma de vapor con el aire extraído, estas modificaciones se llaman trampas barométricas

4.17 Precipitación

Esta operación se ejecuta en dos etapas:

- a) Introducción del polvo de zinc en la solución rica.
- b) Filtración del precipitado de oro y plata, más el zinc que no reaccionó químicamente.

Anteriormente se estaba utilizando el nitrato de plomo, pero después de haber hecho análisis de las situaciones que provocan esto, quedó fuera de utilización.

Aunque la precipitación de soluciones ricas puede hacerse con sulfuro de sodio, aluminio, etc. en casi todo el mundo se utiliza el polvo de zinc - (Sistema Crown).

Sin embargo, a pesar de las preocupaciones que se toman en la sublimación, no todos los polvos de zinc tienen la misma eficiencia, y no hay criterio definido para estimar el valor de un polvo de zinc, como precipitante, ni tampoco para determinar normas fijas en relación con esa aplicación de óxido de zinc, de impurezas, etc. y pueden fijarse como normas las siguientes:

Finura 100 % - 325 mallas

ZN Metalico _ 90 %

Oxido de Zn - 8 al 9 %

N. Plomo - 1 al 2 %

El polvo de Zn debe estar bien seco y no formar grumos duros. No debe de estar en el aire porque se oxida y pierde eficiencia.

El zinc a su vez se dosifica mediante un alimentador de tornillo vibrador. La pulpa de zinc se prepara con solución y el nivel del estanque es controlado por un flotador.

El estanque está equipado con un mezclador de baja velocidad.

Condiciones para una buena precipitación

1. Solución rica perfectamente cristalina, limpia de sólidos, coloides u otras impurezas.
2. Total ausencia de oxígeno en solución, o sea, desaireación completa.
3. Correcta adición de polvo de zinc.
4. Suficiente cantidad de cianuro y cal
5. Adecuada cantidad de floculante.

6. Correcta operación del espesador No. 1 (mientras más clara y correcta sea la del espesador, más efectiva será la operación del clarificador y del filtro de arena).

Obligaciones del operador de Agitación.

1. Siempre estar pendiente si el motor del agitador está funcionando.
2. Chequiar la temperatura y aceite del motor
3. El operador debe ir sacando muestras cada hora, para que las analicen y determinen % de solidos y P H.
4. Debe fijarse muy bien si la presión del aire es suficiente y está suministrando bien.
5. En caso de taponamiento de una tubería avisar rápido al supervisor, para evitar desbordamientos.

Sistema de agua.

El suministro de agua a la planta es una de las operaciones más importantes y fundamentales, ya que no se puede operar sin el suministro constante de agua.

Suponiendo que el tanque de agua de suministro a la planta con 40 pies baja hasta 15 pies, de inmediato arranca la bomba del agua de reposición localizada en el estanque de las colas.

La bomba entonces opera entre los niveles de - 15 a 20 pies, si el agua requerida bajo circunstancias especiales), es tal que la salida exceda a la entrada, la segunda bomba del agua de reposición arranca cuando el nivel en el tanque del agua de suministro a la planta baja a unos 3 a 9 pies.

Por ésto las bombas trabajan en una operación debe ser alternadas, semanalmente.

Esto se hace por medio de un interruptor selector de cambio en el cuarto donde se encuentran los interruptores cambiando la posición 1-2 a 2-1 viceversa.

En el río Maguana también hay dos bombas alternables, cambiando al interruptor selector en el cuarto interruptores de 1-2 o viceversa. En esta estación sólo opera una bomba.

El control se encuentra en el estanque del agua de reposición y la bomba arranca según sea la demanda.

La bomba de Arroyo Hondo está controlada por medio de un interruptor de nivel en el tanque de agua tratada.

Ambos tanques, el de Arroyo Hondo y el del agua fresca tienen interruptores adicionales para proteger las bombas contra la escasez de agua.

Debe recordarse que Arroyo Hondo puede no estar bombeando continuamente ésto es, la salida de la bomba es mayor que la entrada de agua aproximada con encendido de 2 horas y apagado de $\frac{1}{2}$ hora. Por esta razón se fija un interruptor extra en el tanque de agua fresca para proteger la bomba ya que la unidad de filtración puede estar extrayendo agua del tanque con la bomba de Arroyo Hondo parada.

Unos de los problemas futuros que pueden ocasionar esta agua, es el taponamiento de las tuberías por sales minerales; últimamente se está utilizando la solución "Selte" para eliminar tales incrustaciones:

Agua contra incendio;

Las bombas Jockey operan para mantener la presión en 125 Psi. Ellas arrancan a la presión de 105 Psi. La bomba principal arranca a unos 40 Psi y se detiene a la presión de 140 Psi (Pound/Square Inch).

4.19 Area de los Compresores.

En muchas aplicaciones de la industria química es necesario poner en movimiento gases y vapores. Cuando - estos fluidos están a presión interior a la atmosférica la máquinas empleadas se llaman bombas de vacío ó extractores. Cuando los gases están a presión superior a la - atmosférica, las máquinas usadas se llaman ventiladores, soplantes, reforzadores y aumentadores de presión ó compresores.

En esta compañía los compresores son de dos clases: Alta presión y baja presión.

Compresores de baja Presión.

Estos compresores están equipados con tableros de control local, uno para cada compresor. Cada tablero - tiene un interruptor de selección rotulado Hand/Off/ Auto. En la posición Hand el compresor correrá continuamente y sin carga o sin uso (compresión de sustentación) cuando la presión del aire alcance unas 25 lbs. por pulgada cuadrada (psi) los compresores tienen manómetros indicadores de la presión del aire de descarga (normalmente 25 psi), que están directamente en el compr

presor, los cuales pasarían la unidad si la presión del aceite cayera por debajo de 7 Psi; para ésto se deriva arrancando la unidad cuando la presión sube a 11 Psi en uno 80 seg. y en caso contrario el compresor pasará de nuevo.

Hay dos luces indicadoras para cada compresor sobre el tablero de control en el edificio de molino, una luz verde de energía motriz disponible, y una luz roja que indica que el motor está corriendo.

Compresores de Alta presión.

Los compresores de alta presión tienen los controles e instrumentación más complejas que las unidades de baja presión. cada compresor tiene su tabla de control local con tres interruptores Onlott.

Los interruptores están rotulados "Descargadores del cilindro, de cabeza y relocalización". Los dos - interruptores descargadores controlan la regularización de las válvulas de succión. Para los cilindros de alta y baja presión.

Cilindro de Alta y Baja Presión

Para arrancar un compresor, los descargadores del

cilindro se fijan en la posición Off el interruptor de re-localización se fijan en la posición On y los interruptores descargadores puestos en Off, los compresores trabajan descargados continuamente.

Cuando estos interruptores descargadores puestos en Off, los compresores trabajan descargados continuamente.

Cuando estos interruptores se ponen en "On" ellos cargarán ó descargarán al compresor de acuerdo a la presión del interenfriador y la descarga. Cuando el interruptor de relocalización se pone en On, permite que el compresor opere automáticamente.

El compresor pasará después de unos 15 minutos de estar operando en forma de descarga, y luego partirá de nuevo cuando caiga la presión en el receptor del aire.

Los compresores tienen manómetros indicadores de la presión del aceite de lubricación (normalmente 28-43 - PSI), de la presión del inter enfriador (normalmente 28-32 PSI), y de la presión descarga (normalmente 115 PSI); hay dos medidores de visera para el aceite en cada lubricación, la de la mano izquierda para el cilindro de alta presión - (normalmente 4 gotas/min.), y de la mano derecha para el cilindro de baja presión (normalmente 8 gotas/min.).

Un interruptor de presión para el aceite en el compresor pasará al motor, si la presión del aceite cae por debajo de 7 PSI; pero ésta se deriva arrancando la unidad cuando la presión suba a 13 PSI en unos 30 segundos; en caso contrario el compresor pasará de nuevo.

El compresor también tiene un interruptor de temperatura que pasará al compresor , si la temperatura de descarga sube por encima de 375-F; la temperatura de descarga normal es de 320-F.

Hay medidores de tiempo en operación montados sobre el tablero de control local.

Hay dos luces indicadores para cada compresor sobre el tablero de control en el edificio del molino, una luz verde de energía motriz disponible, y una luz roja - que indica motor en marcha.

Seguridad en el área de los compresores

- a) Los manómetros debe ponerse a una altura mayor que los ojos ó detrás de una barra de protección.
- b) Cuando se ropen recipientes metálicos, los efectos de la fricción pueden provocar temperaturas locales muy elevadas.
- c) Cuando no es posible usar una válvula de seguridad de reposición automática, es a veces factible tener dos válvulas de seguridad, una puesta en puntos para una presión ligeramente mayor que la del trabajo con una válvula de cierre interpuesta entre élla y el aparato que se quiere proteger, y la ótra regulada para una presión algo más elevada y sin la válvula de cierre o interrupción.

Cuando la válvula de seguridad regulada para la presión más baja funciona, puede reponerse con la válvula de interrupcción cerrada, mientras que la observación minuciosa y la válvula de seguridad a presión más alta proporciona la seguridad necesaria.

- d) Las piezas mayores de las instalaciones de alta presión pueden colocarse detrás de gruesas barricadas de protección, pues en caso de explosión, los muros gruesos y los techos protegen al resto de la instalación que los rodean.
- e) La inspección periódica del equipo de alta presión es una necesidad muy real, y es una cuestión de rutina en todas las instalaciones de alta presión.

Secadores de Aire.

La instrumentación secador del aire está montada - directamente sobre la cubierta de la unidad.-

Ella consiste en una estación de botón presionable Start/Stop con luces indicadoras que muestran la energía disponible (power on) compresor encendido "Compresor On" y compresor apagado" compresor Off. El secador es - una unidad tipo refrigeración que arranca y para según se necesite, en tal forma que cuando la unidad es arrancada, el compresor no queda en operación continua.

Hay medidores para la presión a la entrada y salida del secador y un medidor para indicar la temperatura

Hay una válvula automática de drenaje para drenar el condensado del secador.

Post-Enfriadores y Secadores.

Cada uno de los compresores está equipado con Post-enfriadores y separadores localizados entre los compresores y tanque receptores. Los enfriadores de alta presión están equipados con abanicos movidos por un motor
Estos abanicos son arrancados y parados desde estaciones

locales.

Los separadores trabajan automáticamente.

Receptores del aire de baja Presión.

Estos están conectados uno para compresor, los tanques tienen válvulas de escape por presión e indicadores de presión. Estos también están equipados con válvulas de drenaje manuales que deben ser abiertas a diario.

Receptores de aire de alta presión.

Estos están conectados en serie con ambos compresores alimentado primero el tanque receptor de A.P.N. 1 y luego el tanque receptor A. P. N. 2. El secador del aire está situado entre los dos receptores del aire.

Estos tanques están provistos de válvulas de escape a presión, un indicador de presión y una válvula manual de drenaje y el tanque No. 2 tiene lo mismo, además sensores de temperatura y presión.

4.20. Refinación.

Esta operación continúa después de haberse precipitado la solución rica, y cuando una prensa indica una determinada presión desde atrás (decrecimiento del flujo); o si se pasa de una hora prefijada, la prensa se saca de servicio (aislada de flujo), soplada en seco con aire y con la presión sin el cilindro hidráulico. El calesín precipitado se coloca bajo la prensa, sus paredes extendidas, para asegurar que ninguna precipitación se pierda, y la prensa entonces está lista para ser abierta.

La cabeza movible se devuelve hacia atrás por el cierre hidráulico, los platos y armazón se manejan a - mano cada plato y armazón se limpian con una espátula plástica. Cuando todos los platos y armazones estén - limpios la unidad se vuelve armar por medio del cierre hidráulico.

El calesin precipitado con unos 1000 a 2000 lbs. de precipitación húmeda, más la capa que tiene, es movida sobre su riel bajo el lejano secador Infra-rojo.

El secador reducirá la humedad desde el 30% hasta el 6%, y también causará que se encienda y se queme el filtro auxiliar, celuloso. Los elementos infra-rojo lejanos serán incorporados hacia la capota que puede levantarse o bajarse sobre las precipitaciones por - una serie de contadores de peso. La capota también con tendrá un número de lumbreras exhaustivas de baja velocidad conectadas al coleccionador de polvo.

De vez en cuando la precipitación es agitada - a mano para asegurar que se sequen todas sus partes. La temperatura máxima que se debe alcanzar con la - capota totalmente baja es de unos 600° F (316°C).

Quando la precipitación está seca, el calesin de precipitación se quita debajo de la capota, y - enrollado al área adyacente a las vigas de flujo. - El peso de la precipitación es estimado y las cantidades apropiadas de flujo se añaden y se agitan hacia la precipitación.

La fresca y fluída precipitación se carga hacia los vagones de carga del horno. Una vez que los vagones se levantan del piso, por medio de la grúa

riel eléctrica, el pistón de descarga se adhiere. Cuando el pistón se baja sobre la caldera derritiente, la compuerta de descarga se abre y el pistón se vacía.

El área derritiente y uno tipo crisol empinado, todas las unidades encendidas en aceite por aceite No.2.

Se espera que como dos horas serán requeridas para la operación de derretido. Durante la última media hora del derretido, el horno es rotado de un lado a otro para promover una buena mezcla de la escoria y facilitar el traslado de la escoria. El horno es capaz de obtener 220°F (1204°C).

Cuando el derretido esté completo, el operador tiene tres alternativas:

1. Toda la escoria debe permanecer en un punto hasta que ésta se haga sólida en su recipiente, así los valores metálicos se colocarán al ápice del cono donde pueden noquearse libre de la escoria y añadida a la carga del re-derretimiento.
2. Vaciar la escoria en un plato de acero donde se refresque.
3. Granular la escoria en un pozo de agua.

En los casos No. 1 y 2 la escoria puede ser más reducida por medio de aplastamiento y molienda.

La escoria fina puede ser tratada en una clasificadora pequeña de minerales. Una clasificación tiene varias ventajas sobre una mesa si el tratamiento es sobre cedazo de 48 mallas en tamaño.

Primero, se necesita sólo una fracción del espacio del piso; segundo, y más importante, está menos sujeto a roca.

Una vez que la mayoría de la escoria se ha va-

ciado del oro, un recipiente vacío de escoria se coloca debajo del caño y la escoria es desnatada del oro. Durante esta operación virtualmente toda la escoria es trasladada conjuntamente con una pequeña cantidad de metales preciosos. El metal que queda en el horno puede vaciarse directamente hacia moldes de 1000 onzas, o puede ser vaciado en los recipientes de escoria que van a ser re-derretidos más tarde en el horno-derretidor. Es bueno mantener el tamaño del botón del recipiente de la escoria lo bastante pequeño para fácil manejo. Las barras de oro-plata son apagadas o martilladas para quitar la escoria. Una vez libre de escoria, las barras se sellan con su número y se llo de la compañía, luego son taladradas con fines de ensayo y muestreo, pesadas y embarcadas.

CAPITULO V5.1 VENTA O EMBARQUE

El producto final de la planta de tratamiento es el metal Doré el cual sale en lingotes de la refinera y es una mezcla de oro y plata sin importar la proporción en que se encuentren.

Los embarque de los lingotes de Doré se realizan con la supervisión de un auditor del Banco Central, el jefe de refinera, y el metalurgista contador, los cuales verifican de una manera clara los análisis, y pesos respectivos, y concentraciones de Au y Ag de los lingotes; estas operaciones son cuidadas por el departamento de seguridad de la empresa, y por otra compañía encargada del transporte de valores, ya que éste producto puede entrar a mercadeo en cualquier momento.

Las certificaciones de los embarque que en total son 10, incluyen pesos, análisis y concentraciones, etc; y se reparten según orden señalado debajo:

3 certificaciones para el Banco Central

1 certificación	"	"	Gerente General
1 "	"	"	Sub-Gerente.
1 "	"	"	Superintendente de planta
1 "	"	"	Metalurgista de planta
1 "	"	"	La referi
1 "	"	"	El contralor general
1 "	"	"	El Archivo de producción.

Después de realizada esta acción los lingotes son enviados al Banco Central, y son guardados en cajas de seguridad hasta realizar el envío, para separar oro y plata en la refinería Valcambi en Suiza.

5.2 Análisis

Al llegar a la refinería Valcambi cada lingote es analizado y pesado para comprobar las certificaciones enviadas desde los laboratorios de la "Rosario Dominicana, S. A."; luego de esto se procede a la separación de Au y Ag.

El análisis de Valcambi para Au y Ag es el siguiente:

Pesar 500 mgms. de la muestra, cada botella un triplicado por Au, triplicado para Doré.

Agregar Ag fina hasta 2.5 veces la cantidad - estimada de Au, más 25 mgms de cobre, se envuelve en - lo grs. de plomo especial; es decir, que el lomo ó tenga Au y Ag copelar usando copelas de puro Au a 1600°F por unos 30 minutos.

Sacar las copelas lentamente de la mufla, limpiar los ensayos con cepillo, aplastarlos con la prensa, poner en orden el vasito de cuarzo en el cesto de platino, calentar en el horno por unos 3 minutos de 800 a 850°C, sacarlos del horno, y dejarlos enfriar por unos 10 minutos.

Después de realizar esta parte, se mete en aparato condensador de vidrio en ácido 301, con agitador - magnético y calor bajo por la noche, y al día siguiente se cambia el ácido por ácido nítrico 451; se sube el calor 3 veces más durante 2 horas, luego se lava 2 veces en el

litro de agua desionizada, secar el calor alto por unos 10 minutos.

Calentar nuevamente hasta 800°C por 10 minutos, dejar enfriar para luego pesarlos, y calcularlos.

Si se usa plomo que contenga Ag se acostumbra poner 10 Grs. del mismo plomo que es usado para el Doré al copelar, después lo que queda de Ag en la copela se pesa y se le resta al Doré.

Habiendo realizado estos análisis se reportan al Banco Central y a la Rosario Dominicana, S. A., para rectificar los informes, y muy pocas veces ha habido error.

5.3 Mercado.

La separación del Au y de la Ag en la refinería Valcambi se hace con el mismo sistema de análisis, pero llevado a un proceso industrial.

Después de realizar la separación de los dos productos, entran al mercado internacional del oro y la plata en Suiza, que es uno de los mejores mercados para metales, cuyos precios continúan al alza.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Este capítulo se ha ido elaborando paralelamente a cada uno de los capítulos anteriores, a fin de poder entender y aprovechar de una manera eficaz, cada uno de ellos.

6.1 BARRENACION

En el aspecto de la barrenación se recomienda que las máquinas perforadoras sean de orugas, en lugar de sobre neumáticos; con lo cual se aumentará el rendimiento y la seguridad de la operación, debido a que la zona en donde se realiza la explotación es una zona lluviosa.

Otra recomendación para la barrenación, sería la clasificación del mineral por grados de dureza, que se obtendría de tabular los diversos tiempos de barrenación; y ésto traería una notable mejoría en el tiempo de molienda.

Un problema que debe ser resuelto en la barrenación, es el relativo al compresor, que como se vió anteriormente, genera menor presión de la requerida.

6.2 EXPLOSIVOS.

En este aspecto considero que se están gastando menos explosivos que anteriormente; debido a la nueva instalación de la trituradora, ya que no hay que llevar un diámetro adecuado de mineral a la tolva, en virtud de que los fragmentos grandes son ya triturados

6.3 CARGADO Y ACARREO

Estas operaciones están bien ejecutadas ya que

se tienen distancias cortas de acarreo, y equipos suficientes que puede ser usados en cualquier expansión futura de la producción.

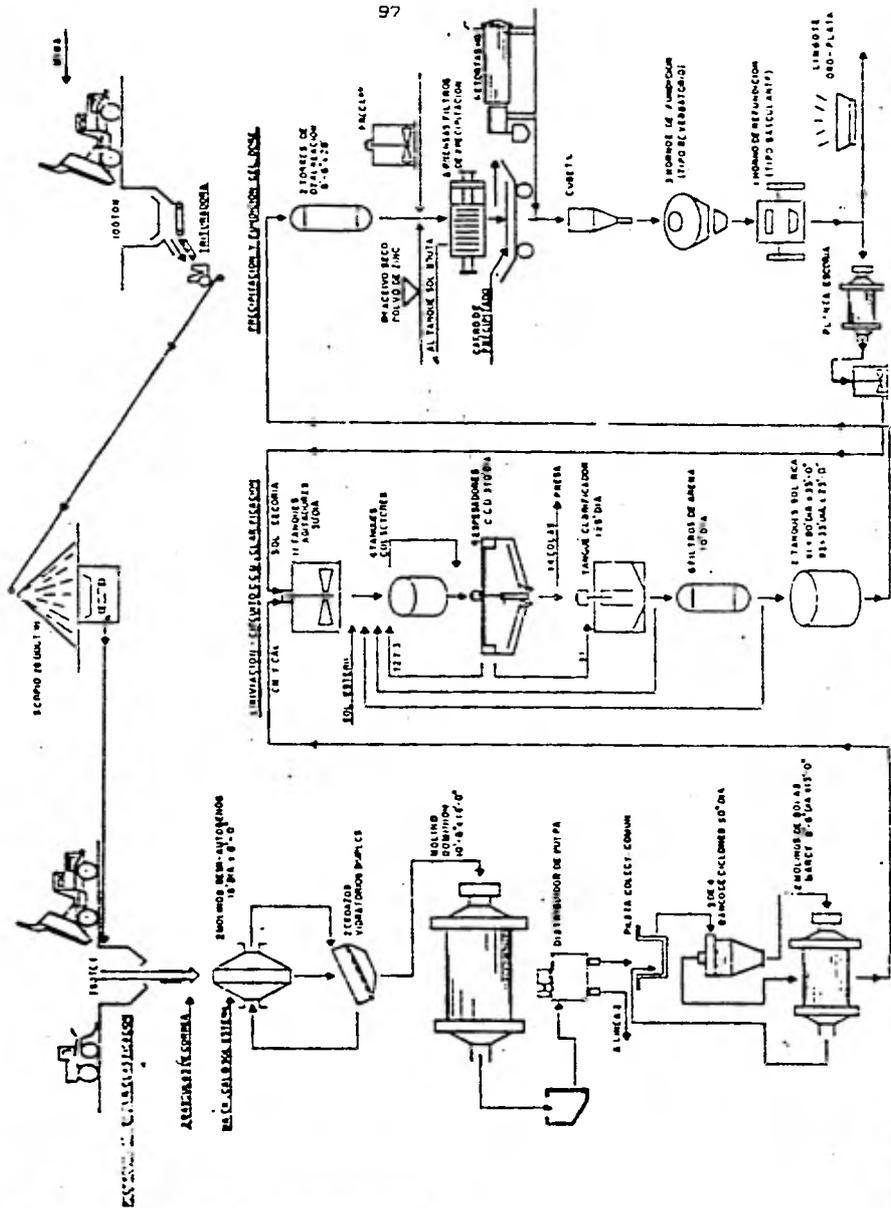
6.4 DRENAJE.

Esta operación tiene pocas deficiencias, como se pudo notar al hacer su análisis ; motivo por el cual es recomendable seguir las instrucciones hechas anteriormente, y mantener una revisión periódica.

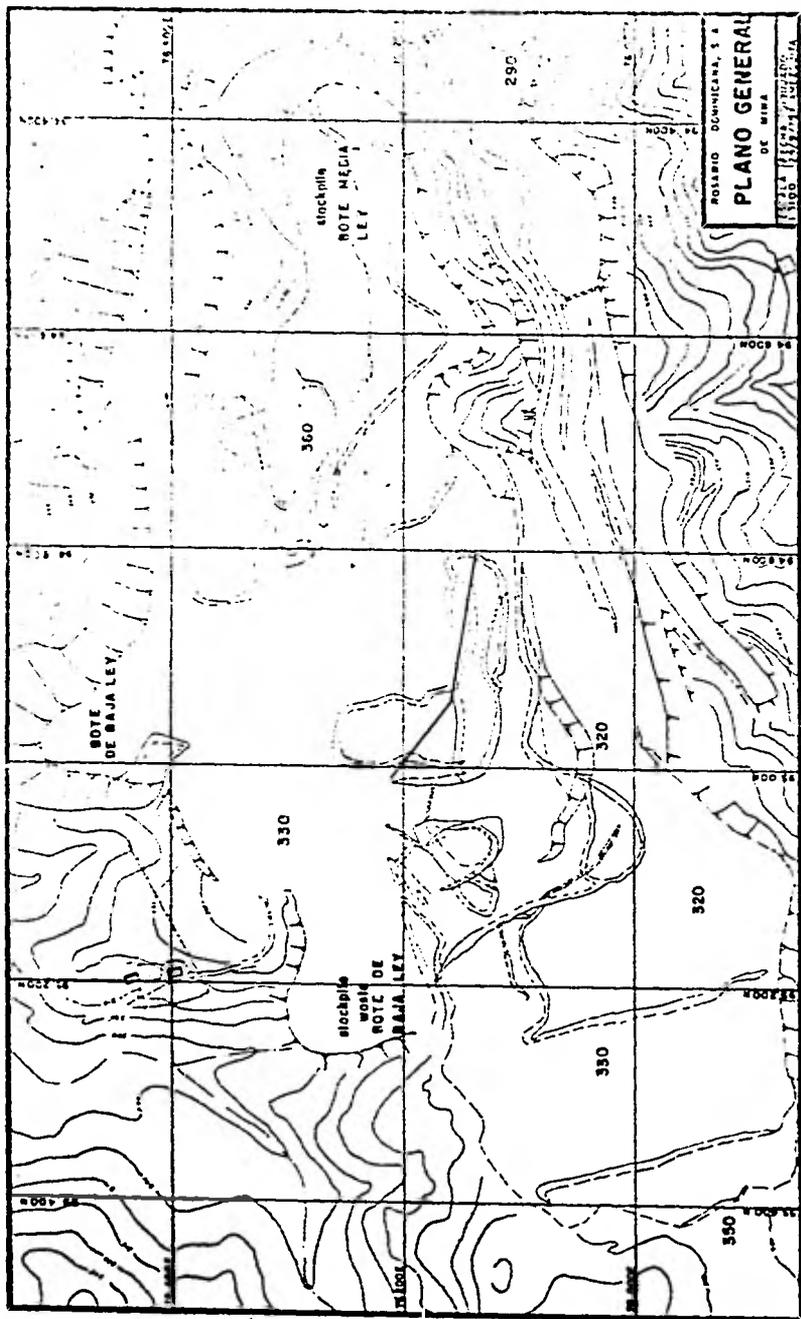
6.5 PLANTA DE TRATAMIENTO.

Las recomendaciones referentes a ésta planta fueron hechas junto con su descripción; y en aspectos generales, es conveniente recomendar el incremento de la experimentación o investigación metalúrgica, ya que día a día se presentan problemas nuevos y diversos, que deben ser tratados en forma especial y sistemática.

DIAGRAMA DE FLUJO SIMPLIFICADO



1. "ELEMENTS OF MINING,"
LEWIS AND CLARK EILLEX & SONS. 1964
2. "ESTRUCTURAS ARMCO DE ACERO CORRUGADO,"
(ARMCO STEEL CORPORATION)
3. "HANDBOOK OF DRAINAGE AND CONSTRUCTION PRODUCTS,"
ARMCO, 1955.
4. "HANDBOOK OF STEEL DRAINAGE & HIGH WAY CONSTRUCTION
PRODUCTS",
AMERICAN IRON AND STEEL INSTITUTE, 1973
5. "MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS"
DU PONT. S. A., EDITORIAL CONTINENTAL, 1973.
6. "RENDIMIENTO DE LOS PRODUCTOS CATERPILLAR".
CATERPILLAR, QUINTA EDICION, 1975.
7. "S. M. E. MINING ENGINEERING HANDBOOK",
VOLUMENES 1 y 2
CUMMINS AND GIVEN, A. I. M. E., 1973. NUEVA YORK
8. "STABILITY IN OPEN PIT MINING"
C. D. BRAUNER AND V. MILLIGAN.
A. I. M. E., 1971
9. "SURFACE MINING".
EUGENE P. PFLEIDER.
A. I. M. E., 1972, N. YORK.
10. "THE GEOLOGY OF HISPANIOLA"
CARL BOWEN FROM "THE OCEAN BASINS AND MARGINS.
VOL. 3, EDITED BY A. E. M. NAIRN AND F. G. STONE,
1975.



A PARTIR DE
ESTA PAGINA

FALLA DE
ORIGEN.

