

**Universidad Nacional de Ingeniería**  
FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**Perfil de Un Proyecto Metalúrgico  
Estudio y Diseño de una Planta  
para Concentrar Uranio por el  
Método de Extracción con  
Solventes Orgánicos**

**T E S I S**

**Para Optar El Título Profesional De  
INGENIERO METALURGISTA**

**JUAN JURADO GUZMAN**

**Lima - Perú 1986**

PERFIL DE PROYECTO PARA EL ESTUDIO Y DISEÑO  
DE UNA PLANTA PARA CONCENTRAR URANIO POR EL METODO  
DE EXTRACCION CON SOLVENTES ORGANICOS

A la memoria de mis padres

A mis hermanos : Mauro, Lucía,  
Benjamín, Amelia y Andrés

A mi esposa Elva y mis hijos  
Juan José y Carmen Cecilia

# AGRADECIMIENTO

Expreso el reconocimiento sincero a mis profesores: Ing° Pedro Máximo Angeles B.; por haber hecho viable la realización de esta tésis. A los Ingenieros José Vidalón Gálvez y Edwilde Yoplac Castromonte, a quienes agradezco por haber colaborado como asesores.

Hago especial mención de agradecimiento al Instituto Peruano de Energía Nuclear (IPEN), en las personas; tales son: El General E.P. Juan Barrera Delgado, los Ingenieros: Consuelo Arias de Zelada, César Olave Rivas, Max Rodríguez, Percy Zúñiga y todo el personal de la División de Materias Primas que de una u otra forma colaboraron - ampliamente. Quiero hacer patente mi reconocimiento por el respaldo y el aliento que me dieron durante la elaboración de este proyecto; los Ingenieros: María Jesús Ojeda Chávez, Lionelo Patiño Patroni-Bell y Atilio Mendoza.

Mi más profunda y especial gratitud a mis profesores, colegas y estudiantes de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metlúrgica, quienes han sido y siguen siendo un gran estímulo.

Igualmente expreso mi gratitud a la señorita Flor de María Torrejón C., quién colaboró en la mecanografía.

Juan Jurado Guzmán

# PROLOGO

Sabemos históricamente, que la manifestación de la energía ha sido percibido por nuestros sentidos en forma tales como: energía térmica, sónica, eólica, lumínica, sísmica; etc. y además a través de la evolución de la es pecie humana y el avance de las ciencias se han inventado una serie de aparatos y sistemas para la detección y apli cación de otras formas de energía o derivaciones de ella; así como: energía electrostática, eléctrica, magnética, electromagnética, geotérmica, nuclear, cósmica, y otras.

De todas las mencionadas la mayoría de ellas han encontrado aplicaciones diversas y han sido las causales del desarrollo vertiginoso de la industrialización debi do al impulso de la ingeniería.

Dentro de ellas la utilización racional de la ener gía nuclear con fines pacíficos nos muestra una gran al ternativa ante el agotamiento de las reservas de combusti bles convencionales y el requerimiento de nuevos tipos de combustible para usos diversos; en especial para la gene ración de energía eléctrica.

A pesar de que nuestro país cuenta con un buen po tencial para la generación de Energía Hidroeléctrica se hace imprescindible la instalación de centrales nucleo - eléctricas en lugares estratégicamente determinadas en donde no sean posible o accesible la utilización de la e nergía hidroeléctrica; de tal manera, que se pueda gene rar polos de desarrollo industrial Minero-Metalúrgicos y agro-alimentarias.

Todo ello será posible cuando se puedan contar; pre viamente con plantas de concentración, purificación y fa bricación de combustibles de grado nuclear.

J. J. G.

## C O N T E N I D O

### CAPITULO I : G E N E R A L I D A D E S

#### INTRODUCCION-VISION PANORAMICA-JUSTIFICACION DEL TRABAJO

### CAPITULO II : U R A N I O E N E L M U N D O

#### DESCRIPCION, PROPIEDADES, PRODUCCION, RESERVAS Y DEMANDA EN EL PERU Y EL MUNDO

##### 2.0 Introducción

2.1 Descripción del Uranio, sus propiedades Físicas, Químicas y radioactivas.

2.2 Usos y aplicaciones pacíficas del Uranio

2.3 Clasificación Metalúrgica de los Minerales de uranio en base a sus características Geoquímicas y Mineralógicas

2.4 Principales yacimientos y plantas de tratamiento de minerales de uranio existentes en el mundo

2.5 Producción , Reservas y demanda de uranio en el mundo

2.6 Posibilidad de existencia de reservas de uranio en el Perú

2.7 Reserva de uranio en el Departamento de Puno, Provincia de Carabaya, Distrito de Macusani

2.8 Demanda de uranio y productos derivados en el Perú

### CAPITULO III : U R A N I O E N E L P E R U

#### MINERAL URANIFERO PERUANO : MACUSANI-PUNO

##### 3.0 Introducción

3.1 Localización y accesibilidad al yacimiento

3.1.1 Ubicación del yacimiento

3.1.2 Accesibilidad, Medios de transporte y abastecimiento

3.1.3 Recursos Humanos

3.1.4 Recursos Energéticos

3.1.5 Recursos Hídricos

3.1.6 Clima



3.2 Geología general y local de los yacimientos

3.3 Minería general

#### CAPITULO IV : T R A T A M I E N T O D E L M I N E R A L

#### ESTUDIO DEL MINERAL URANIFERO Y OBTENCION DE LAS SOLUCIO - NES DE LIXIVIACION

4.0 Introducción

4.1 Análisis y descripción de las características del mine  
ral

4.1.1 Análisis Radiométrico

4.1.2 Análisis Mineralógico

4.1.3 Análisis Espectrográfico-Semicuantitativo

4.1.5 Análisis Cuantitativo

4.1.6 Análisis Granulométrico

4.2 Tratamiento hidrometalúrgico para la obtención de solu  
ciones de lixiviación del mineral

4.2.0 Introducción

4.2.1 Lixiviación estática, VAT-LEACHING

4.2.1.1 Procedimiento experimental

a) Condiciones iniciales

b) Condiciones finales

4.2.2 Interpretación de los resultados obtenidos

4.2.3 Lixiviación por montones, HEAP-LEACHING

4.2.3.0 Introducción

4.2.3.1 Disposición de los equipos

4.2.3.2 Condiciones experimentales

4.2.3.3 Variables analizadas derivadas de las prue  
bas :

a) Densidad del mineral uranífero

b) Grado de saturación del mineral uraní  
fero

c) Velocidad de percolación de la soluci  
ón lixiviante

d) Características iónicas de los compo  
nentes del licor cargado obtenido

- e) Consumo de ácido sulfúrico
- f) Porcentaje de extracción del uranio
- g) Estudio Termodinámico del sistema
- h) Estudio de la cinética de lixiviación
- i) Precipitación selectiva de los componentes iónicos del licor sulfúrico cargado en función del pH.
- j) Concentración de uranio en la solución lixiviada obtenida.

4.2.4 Interpretación de los datos y resultados obtenidos

4.3 Observaciones, Conclusiones y Recomendaciones

## CAPITULO V : T E C N O L O G I A      M E T A L U R G I C A

### TECNOLOGIA DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS PARA LA OBTENCION DEL $U_3O_8$ A PARTIR DE LOS LICORES SULFURICOS-LIXIVIADOS

5.1 Introduucción

5.2 Generalidades

5.3 Pruebas experimentales para la extracción selectiva del  $UO_2^{++}$ ; de los licores de lixiviación sulfúrica, con la Amina terciaria (Alamina-336)

5.3.1 Justificación del método AMEX adoptado

5.3.2 Descripción de las características y propiedades del reactivo elegido

5.3.3 Condiciones experimentales

5.3.4 Reacciones típicas del proceso

5.3.5 Resultados de las pruebas

5.3.6 Observaciones sobre las pruebas

5.4 Pruebas experimentales para el proceso de desbaste o reextracción del  $UO_2^{++}$ ; del orgánico cargado, con una solución acuosa de carbonato de sodio

5.4.1 Justificación del método adoptado

5.4.2 Pruebas con carbonato sódico

5.4.3 Reacciones características del proceso

5.4.4 Condiciones experimentales

5.4.5 Observaciones sobre las pruebas

- 5.5 Precipitación, espesamiento y filtrado del concentrado obtenido
  - 5.5.1 Pruebas para la determinación de los parámetros de precipitación y espesamiento
  - 5.5.2 Pruebas para la determinación de los parámetros de filtrado
  - 5.5.3 Pruebas para la determinación de los parámetros de secado
  - 5.5.4 Análisis del concentrado
    - 5.5.4.1 Determinación de impurezas por espectrometría
    - 5.5.4.2 Determinación del %  $U_3O_8$  en el concentrado obtenido
  - 5.5.5 Observaciones sobre los resultados obtenidos

## CAPITULO VI : D I M E N S I O N A M I E N T O

### ESTIMACION DEL TAMAÑO DE PLANTA

- 6.0 Introducción
- 6.1 Estimación del tamaño de planta en función de la ley de cabeza del mineral
  - 6.1.1 Determinación de la fórmula del costo unitario de minado y concentración
  - 6.1.2 Balance metalúrgico en el circuito de lixiviación
  - 6.1.3 Determinación de la ley de cabeza en función de la capacidad de tratamiento de la planta por día de operación
  - 6.1.4 Observaciones, conclusiones y recomendaciones

## CAPITULO VII : I N G E N I E R I A

### INGENIERIA DE DISEÑO-ESTUDIO DE PARAMETROS Y SELECCION PRELIMINAR DE LOS PRINCIPALES EQUIPOS Y MAQUINARIAS

- 7.0 Introducción
- 7.1 Determinación de los parámetros de diseño en los circutos de las operaciones y procesos unitarios inherentes

- 7.1.1 Determinación del número de etapas de extracción
- 7.1.2 Determinación del número de etapas de reextracción
- 7.1.3 Determinación de los parámetros de sedimentación
- 7.1.4 Determinación de los parámetros de filtrado
- 7.1.5 Determinación de los parámetros de secado
- 7.2 Diagrama de flujo preliminar
- 7.3 Diseño del circuito de trituración
  - 7.3.1 Almacenamiento de gruesos
  - 7.3.2 Alimentador de cadenas
  - 7.3.3 Alimentador de oruga (apron-feeder)
  - 7.3.4 Triturador primario
  - 7.3.5 Zaranda vibratoria
  - 7.3.6 Trituradora secundaria
  - 7.3.7 Fajas transportadoras
  - 7.3.8 Tolva para almacenamiento de finos
  - 7.3.9 Diagrama de flujo preliminar cuantitativo del circuito
  - 7.3.10 Balance de materia y funciones de distribución granulométrica en el circuito
- 7.4 Diseño del circuito de lixiviación ácida
  - 7.4.1 Dimensionamiento de las pilas
  - 7.4.2 Sistema de alimentación de la solución lixivante
  - 7.4.3 Esquema del circuito
- 7.5 Diseño del circuito; extracción y reextracción
  - 7.5.1 Clarificación del flujo de licor cargado
  - 7.5.2 Estimación de las dimensiones de mezcladores (MIXERS)
  - 7.5.3 Dimensionamiento de sedimentadores (SETTLERS)
  - 7.5.4 Estimado del volumen de orgánico en la planta de extracción y reextracción
  - 7.5.5 Eliminación del anión carbonático
  - 7.5.6 Diagrama de flujo del circuito

- 7.6 Diseño del circuito de precipitación, espesamiento, filtrado y envasado
  - 7.6.1 Neutralización y precipitación del uranio en la forma de  $\text{Na}_2\text{UO}_4$  y/o  $\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7$
  - 7.6.2 Espesamiento del concentrado
  - 7.6.3 Bombeo del concentrado espesado
  - 7.6.4 Filtrado del concentrado espeso
  - 7.6.5 Envasado del concentrado
- 7.7 Diagrama de flujo cuantitativo del perfil del proyecto
- 7.8 Observaciones, conclusiones y recomendaciones

## CAPITULO VIII : S E G U R I D A D I N D U S T R I A L

### SEGURIDAD, HIGIENE INDUSTRIAL Y PREVENCIÓN CONTRA CONTAMINACIÓN RADIOACTIVA

- 8.0 Introducción
- 8.1 Manipuleo de sólidos
- 8.2 Manipuleo de soluciones de lixiviación
- 8.3 Manipuleo de relaves

## CAPITULO IX : E C O N O M I A

### ESTIMACION ECONOMICA

- 9.0 Introducción
- 9.1 Estimación de costos
- 9.2 Estimación de ingresos
- 9.3 Estimación de la inversión
- 9.4 Balance económico
- 9.5 Evaluación de las estimaciones económicas
- 9.6 Observaciones, conclusiones y recomendaciones

- A. Apéndices
- B. Referencias Bibliográficas

# GENERALIDADES

"El principio de la sabiduría  
es el temor a Dios".

PROVERBIOS DE SALOMON

"Examinadlo todo y retened  
lo bueno".

SAULO DE TARSO

## INTRODUCCION-VISION PANORAMICA-JUSTIFICACION DEL TRABAJO

1.0 INTRODUCCION.- La elaboración del presente se originó a raíz de mis prácticas pre-profesionales en el Instituto Peruano de Energía Nuclear (IPEN), en donde pude constatar que se estaban realizando pruebas a nivel de laboratorio, sobre muestras del mineral uranífero provenientes de la zona del Distrito de Macusani.

El método hidrometalúrgico utilizado para la recuperación del uranio en solución era el de intercambio iónico con resinas.

En la entrevista realizada con el jefe del Departamento de procesos Metalúrgicos (Ing°. César Olave Rivas), surgió la idea de realizar paralelamente; pruebas de extracción con solventes orgánicos. Se elaboró para el efecto un programa de trabajo que sirvió de base para elaborar el Perfil del proyecto para estudiar la factibilidad técnica-económica de instalar una planta piloto o industrial en función del potencial y/o reservas del yacimiento. El programa fue aprobado por el Director Ejecutivo (General E.P. JUAN BARREDA DELGADO).

El IPEN en convenio con otros países; especialmente con Argentina, esta preparando personal altamente especializado para proyectar, instalar y operar reactores de potencia con fines de uso pacífico. Se sabe que el combustible utilizado por estos reactores es el uranio enriquecido a grado nuclear. La materia prima para la obtención del combustible es el  $UF_6$  y para este último es el  $U_3O_8$  con una pureza mínima de 75%; que por otro lado puede también incrementar el rubro de productos de exportación.

De lo expuesto se puede inferir la importancia de contar con la existencia de plantas de concentración y purificación de uranio en primera instancia; contando con la existencia de yacimientos uraníferos. Aquí cabe destacar la inmensa labor realizada por la división de Materias primas (geología) al haber determinado las reservas en Macusani : Pinocho,

Chilcuno y Chapi con 500 TMU (probadas), 10 000 TMU (probables), 30 000 TMU (posibles) y 200 000 TMU (especulativas); con una ley promedio de 0.2 % U.

1.1 VISION PANORAMICA.- Para la materialización del perfil se ha realizado estudios que abarcan desde el descubrimiento del uranio, sus propiedades, su mercado, sus menas, yacimientos: a nivel mundial y nacional, localización, diversos métodos de análisis del mineral, técnicas de lixiviación, técnicas de recuperación del uranio en solución por extracción con una amina terciaria, dimensionamiento de la planta en función de la ley de cabeza del mineral, ingeniería del diseño de la planta, seguridad industrial y la estimación económica inherente.

El objetivo fundamental es el de obtener concentrados de  $U_3O_8$ , partiendo de los minerales uraníferos utilizando para el efecto, reactivos de manufactura nacional tales como el ácido sulfúrico, kerosene, carbonato de sodio, etc.

1.2 JUSTIFICACION DEL TRABAJO.- Este volumen es la cristalización de mis anhelos de aportar mi grano de arena para esbozar el desarrollo del país, en cuanto se refiere a la planificación de alternativas energéticas dirigidos a la industrialización en diferentes regiones.

Fundamentalmente se prioriza el impulso al desarrollo planificado de la Agricultura, Industria y Medicina que son de capital importancia en estos momentos en que el gobierno brinda su total apoyo a los rubros mencionados; aparte de otros proyectos de gran envergadura.

Existen obras de visionarios; tales como, Antúñez de Mayolo, en su obra "La Electrificación del Perú" y otros que sería extenso enumerar los que ameritan se lleve a cabo proyectos para la descentralización del territorio patrio ampliando las fronteras agrícolas: Construyendo represas, derivando ríos y lagos hacia terrenos desérticos como son en las Costas Norte y Sur.



Al sur se podrían derivar las aguas del lago Titicaca hacia la costa, instalando reactores de potencia en las riberas. El agua derivada podría alimentar represas en las alturas andinas de la Costa Sur y éstas a su vez podrían accionar "Turbinas Pelton" para generar energía hidroeléctrica. Estas aguas turbinadas servirían para irrigar los arenales con los consiguientes beneficios para la región.

En la región Norte se podrían derivar las aguas del río Marañón. Al respecto existe; a propósito, un proyecto presentado por el Coronel EP. RODRIGO CORDOVA SAONA con el título: "ATOMOS PARA EL DESARROLLO DE LA AGRICULTURA NACIONAL"; publicada por el Dominical del Comercio con fecha: 16 de Febrero de 1986 en las páginas 8 y 9.

Para la justificación de la proyección y alcances de mi trabajo, por ser de conocimiento público y por converger con mis concepciones, he optado por incluir la mencionada publicación, que a la letra dice:

1.2.1 ANTECEDENTES.- La crisis energética originada por el consumo de las reservas de hidrocarburos, es un problema a nivel mundial que impone un cambio radical en la planificación socioeconómica, tecnológica y científica de todos los organismos responsables del planeamiento estratégico a mediano y largo plazo.

Los países desarrollados poseen planes concretos sobre el particular y asimismo vienen realizando fuertes inversiones en la formulación de proyectos para modificar su estructura industrial, que poseen las empresas más desarrolladas tanto en Europa, Japón y en los EE.UU., así como a nivel espacial.

Las naciones industrializadas del orbe han influido desde el campo político, económico y militar para tener dominio de los combustibles fósiles para satisfacer las necesidades cada vez más crecientes de su poderosa industria, y; el Petróleo ha sido el epicentro de este dominio y la causa de grandes conflictos mundiales y crisis financieras, cuyos efectos

los viven dramáticamente los pueblos subdesarrollados del mundo, particularmente los Latinoamericanos y entre ellos el Perú. Esto ha generado el hambre planetario, no hay alimentos, la agricultura esta en crisis. En mi concepto el Perú como estructura física, territorial o basamento geográfico, ha vivido y vive sobre tres grandes utopías de desarrollo: Costa, Sierra y Selva.

La costa con una longitud estimada en 2 800 Km. de Tumbes a Tacna está cruzada por pequeños ríos cuyos recursos hídricos no tienen mayor influencia para la expansión de la frontera agrícola, puesto que realmente son pequeños oasis. La agricultura en esta área por ser casi totalmente desértica, no ha podido convertirse en una fuente de abastecimiento de productos agropecuarios estables que puedan alimentar de manera balanceada a más de 12 millones de seres que habitan en las diferentes ciudades y pueblos de esta zona.

En la sierra, desierto de rocas, la agricultura es muy precaria no cuenta con grandes extensiones cultivadas de productos de panllevar o pastizales; el sistema de riego sólo se basa en la voluntad de Dios cuando vienen las lluvias y están constantemente amenazadas por fuertes sequías que generan serios problemas socioeconómicos.

La tercera utopía es el desierto de lodo (aguajales de la selva baja) donde prácticamente no es factible desarrollar una agricultura planificada de amplio espectro ni menos una ganadería industrial.

Lo único rescatable en esta gran estructura físico-geográfica, es la ceja de selva que si bien es cierto tiene enormes posibilidades para el desarrollo agrícola y ganadero, hasta la fecha no se ha hecho evidente por las dificultades geográficas, ya que carece de una red vial bien estructurada, que debería comprender a su vez la existencia de 2 ó 3 líneas férreas para el acarreo de productos ya sea hacia la sierra o hacia la costa.

En definitiva el Perú no tiene una agricultura, ni una ganadería y menos grandes centros agroindustriales que le permitan alimentar a los 19 millones de seres humanos que habitan su territorio; y por el contrario esta situación ha generado grandes conflictos laborales, políticos, sociales. El hambre cada vez es mas agudo y cientos de miles de niños mueren anualmente por falta de una alimentación básica capaz de permitir un crecimiento normal a un ser humano.

En los últimos 20 años, el estado ha realizado algunos proyectos para captar recursos hídricos como son el reservorio de San Lorenzo, Tinajones y, tal vez el más importante de éstos, la Represa de Poechos; sin embargo, la producción agrícola no ha experimentado importantes avances en la producción agropecuaria. El Perú tiene tierras, lo que necesita es agua.

¿Que nos dice la tecnología y la ciencia aplicada para efectuar estos cambios profundos? Hasta donde yo conozco no hay una respuesta generacional, pues en nuestro país a los que menos escuchan es a los hombres que se apasionan por la ciencia y la tecnología. Los que dan las grandes pautas muchas veces muy bien intencionadas son los políticos, pero carentes de una base científica y tecnológica.

La aplicación de la energía nuclear hoy día, ya no constituye un misterio. Los países más desarrollados y subdesarrollados la están adaptando para generar energía eléctrica y efectuar otras obras pacíficas en diferentes campos, que desde luego consideramos, es el empleo más racional que el hombre puede hacer para alcanzar el fin supremo de la humanidad que es su bienestar. En este capítulo sólo presentaremos algunas sugerencias para instalar un reactor de mediana potencia 300/600 megavatios sobre el eje oeste del río marañón entre el pongo de Rentema y Uracuza, a fin de impulsar el desarrollo agropecuario e industrial en los departamentos de Tumbes, Piura, Lambayeque, Cajamarca y la Libertad.

Este vendría a ser el primer reactor de una serie de proyectos para generar energía eléctrica en el país. Todos los proyectos para generar energía eléctrica están basados en el método caída de agua y rueda Peltón (Hidroeléctricas), que si bien es cierto es lo más indicado en nuestro país, debido principalmente a su elevado potencial, también es cierto que debemos buscar alternativas energéticas ahora y con proyección al siglo XXI.

El actual gobierno ha considerado al sector agrario en primera prioridad para apoyar su desarrollo. Consideramos que la decisión política es acertada, pero ella debe llevar un concepto de revolución a nivel científico; vale decir hacer el mayor empleo de la capacidad científica y tecnológica, tanto del país como de los institutos especializados de los países más avanzados pudiendo intermediar dentro de este criterio la FAO, ya que es el máximo organismo internacional con responsabilidad para obtener la máxima producción agropecuaria y alimentar a los pueblos hambrientos de Africa y América Latina.

1.2.2 ANALISIS .- Desde el punto de vista político-económico, social y militar carecemos de objetivos nacionales, concretos; en mi concepto corregir estas tres utopías de desarrollo, puede llevarnos a establecer un objetivo nacional de manera más realista y coherente ya que para cambiar estas realidades físicas dentro del contexto del desarrollo nacional se requiere del aporte de cuando menos dos generaciones, así como de todo el potencial económico, político, científico y tecnológico del país, y; en este sentido todo el sistema de la Universidad Peruana, de los Colegios Profesionales y las FF.AA., deberán prestar su apoyo para que dicha situación deje de ser una utopía.

La energía eléctrica obtenida de la central nuclear se emplearía, básicamente, para bombear agua al otro lado de la Cordillera a inmediaciones del paso de Porcuya, el que podría ser aprovechado en una serie de centrales hidroeléctricas y

orientar el agua a los lechos de los ríos que permanecen secos durante casi todo el año y convertirlos en cursos de agua permanente tales como los ríos: Olmos, La leche, Jequetepeque, etc.

No todo empezará de cero, pues el área involucrada dispone fundamentalmente del gran caudal de las aguas del río Marañón, de una superficie plana de aproximadamente 600 Km<sup>2</sup>. Para transformar en grandes complejos agroindustriales, de una infraestructura vial más o menos bien desarrollada, de las experiencias tecnológicas obtenidas en la construcción del oleoducto de PETRO-PERU, de muchas de sus instalaciones, de puertos en el litoral norte; todo esto es perfectamente utilizables para las grandes tareas logísticas de abastecimiento, transporte y distribución de los insumos que requiera el montaje del reactor nuclear de potencia sobre el eje del Marañón.

1.2.3 SUGERENCIAS.- Como una alternativa para obtener los más altos rendimientos energéticos y transportar el potencial hídrico de la hoya amazónica hacia la costa norte del Perú, nos permitimos sugerir la instalación y equipamiento de un reactor nuclear de mediana potencia, de acuerdo a las siguientes características:

a) Ubicación geográfica: Eje del Marañón en el sector comprendido entre el Pongo de Rentema y Uraçuza (120 Km).

b) Potencia del reactor: 300 a 600 megavatios eléctricos.

c) Estructura general de la tubería para el bombeo de las aguas del río Marañón. Comprendería un tubo motor que seguiría paralelamente a una distancia de 20 Km. al sur del tubo principal del oleoducto norperuano de PETRO-PERU, el que se ramificaría a partir de una zona preestablecida en cinco ramales que podrían ser los siguientes: río Olmos, río La Leche, río Jequetepeque y río Chicama. Con el objeto de efectuar un empleo racional del agua, se construiría sobre las partes más altas de estos ríos Represas del tipo Tinajones o Poechos.

d) **Objetivos Industriales:**

1).- Poner en producción 1'500,000 hectarias para fines agropecuarios e industriales; motivo de estudio especial.

2).- Instalación de 12 parques industriales polivalentes.

3).- Disponer de 300 naves para la industria y actividades agroindustriales.

4).- Generar unos 2'000,000 de puestos de trabajo, en la agricultura, la ganadería e industria.

5).- Convertir la macrorregión Tumbes, Piura, Lambayeque, Cajamarca y la Libertad, en un verdadero polo de desarrollo.

1.2.4 FINANCIAMIENTO.- La magnitud de la obra requiere de grandes capitales que el estado Peruano por sí sólo no podrá absorber, pero como éste es realmente un objetivo nacional de desarrollo, el poder ejecutivo en coordinación con el poder Legislativo podrían formar una comisión para buscar las fuentes de financiamiento, ya sea en Europa, EE.UU. o el Japón, tomando como elemento de apoyo técnico a la FAO, ya que este organismo por encargo de la ONU, tiene como misión resolver el problema del hambre que se cierne como una guadaña sobre millones de seres tanto en Africa, India Como en América Latina.

Es posible que debido a la situación de endeudamiento externo que tiene el Perú, el FMI, BID y la banca privada mundial, tenga serios recelos para apoyar financieramente el proyecto. Sin embargo, sus asesores financieros, sus instituciones de investigación y desarrollo estarán de acuerdo con nosotros, porque su realidad es irrefutable.

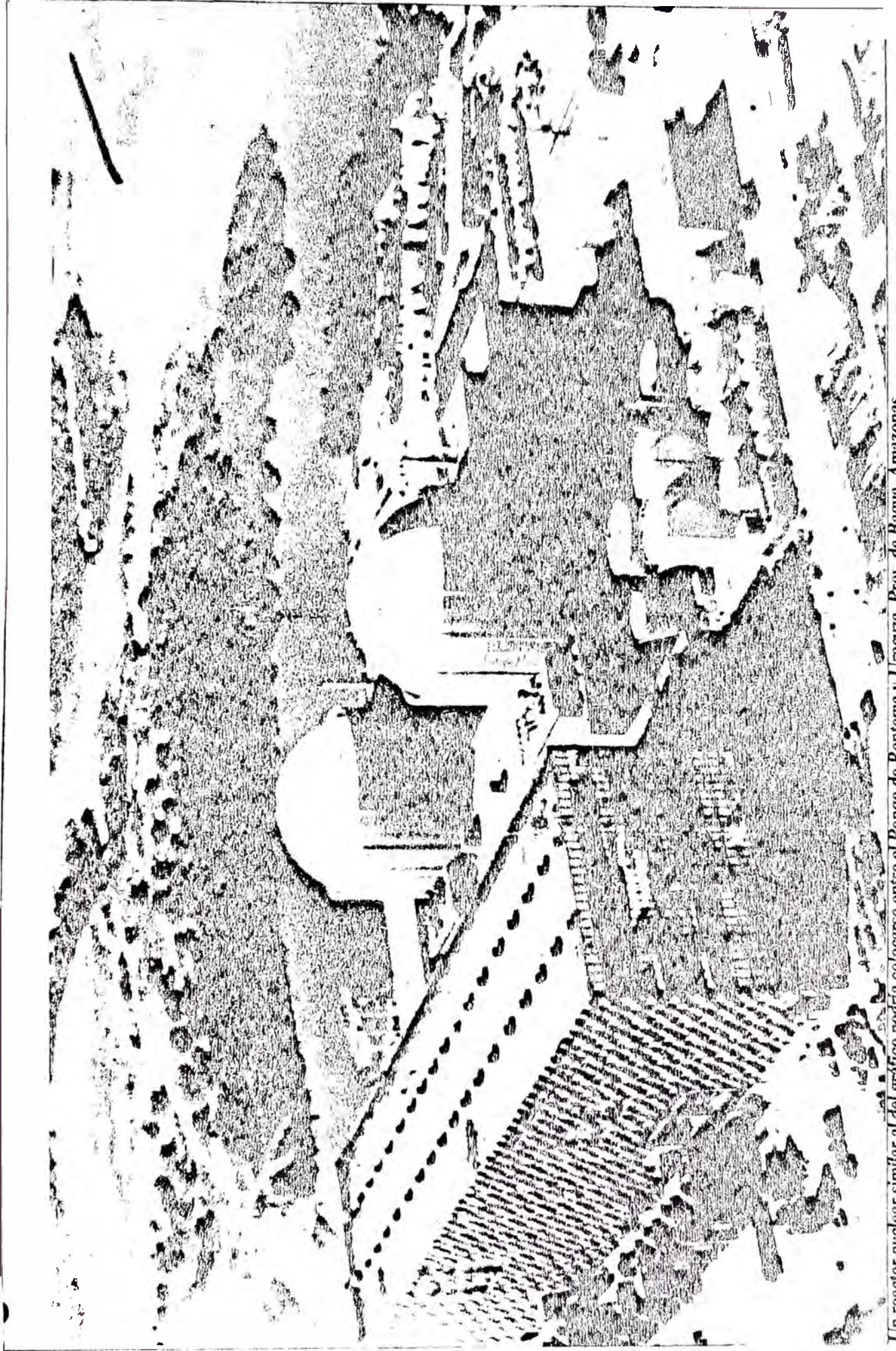
Los grupos financieros e industriales del Perú, deberán tomar debida cuenta para coordinar acciones y, si es posible, ser los promotores privados junto con el Estado de este proyecto.

-Cabe destacar que el 29 de enero de 1986 la banca del mundo en Londres, a manifestado que los países de América Latina, para salir del subdesarrollo deben emprender planes audaces. Este proyecto puede ser un ejemplo. El Perú tiene la palabra.

1.2.5 APOYO CIENTIFICO Y TECNOLOGICO.- La construcción de un reactor nuclear de potencia de la magnitud de 300 a 600 MWe, requiere de un significativo apoyo de científicos e institutos de investigación del área nuclear a los que necesariamente hay que consultar a fin de obtener experiencias y ellas aplicarlas al proyecto en mención.

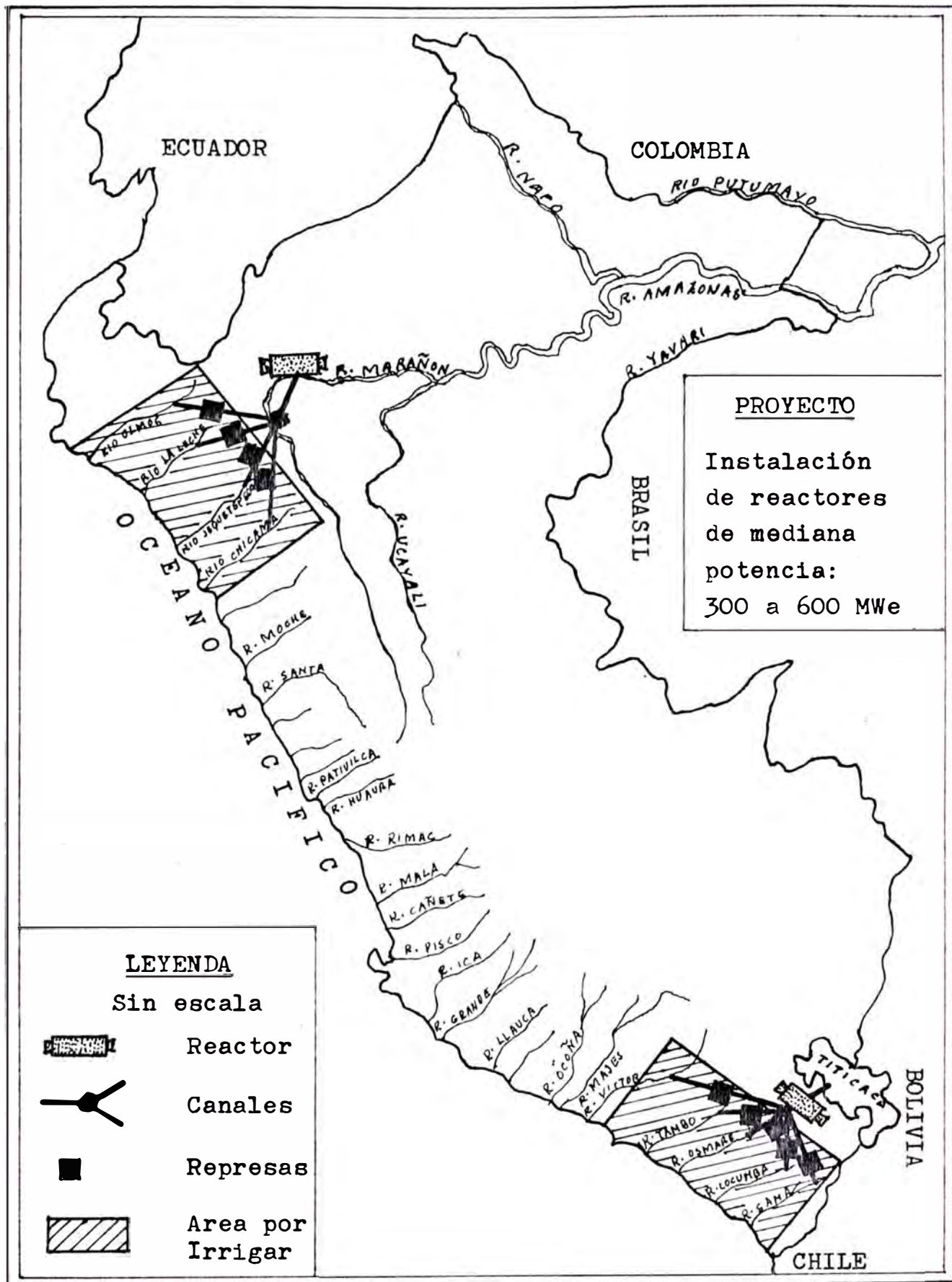
1.2.6 COMISION CIENTIFICA DE ESTUDIO.- Con el objeto de aprovechar la capacidad intelectual y científica de todos los profesionales Peruanos, así como de las instituciones del Estado con responsabilidad en la planificación, en la ciencia, en el campo energético y en la seguridad, se sugiere que se nombre una comisión científico-tecnológica de alto nivel. En nuestro país existe una comunidad científica, tal vez postergada, no escuchada, pero creo que ha llegado el momento de romper el silencio y lanzarse a la gigantesca tarea de realmente transformar el Perú, con ayuda de la ciencia y la tecnología; y esto es posible conseguirlo a través de la ejecución de este proyecto que tal vez elimine para siempre el hambre, la miseria, el desempleo y una de las utopías de desarrollo de la estructura física de la patria: La Costa.

En las Universidades: como en la UNI, La Molina, San Marcos, en la FF.AA. y en particular en el Ejército, existen ingenieros especialistas en el campo nuclear que hasta el momento, pese a los gastos que ha hecho el Estado para perfeccionar sus estudios, sólo aplican un porcentaje mínimo de sus conocimientos científicos; ahora les toca aportar todo su talento.



Un reactor nuclear similar al del gráfico podría colocarse entre el Pongo de Rentema y Uracuzá, Prov. de Bagua, Amazonas.





C A P I T U L O   I I

**U R A N I O**  
**E N   E L**  
**M U N D O**

"Toda noble empresa parece imposible  
al principio".

CARLYLE

"El gran fin de la vida no es el  
conocimiento sino la acción".

JOSEPH ROUX

DESCRIPCION, PROPIEDADES, USOS, PRODUCCION, RESERVAS Y  
DEMANDA EN EL PERU Y EL MUNDO

2.0 INTRODUCCION.- En este capítulo describo el uranio partiendo desde su etimología e historia, continuando con sus propiedades físicas, químicas y radioactivas. En esta parte cabe hacer resaltar la evolución y el descubrimiento de que fue objeto además de las investigaciones que se sintetizan en cuanto a sus propiedades; destacando el estudio de sus propiedades radioactivas que es el que lo diferencia con relación a otros elementos comunes tratados en el Perú. El isótopo radioactivo del uranio, el  $U^{235}$  es la clave para la utilización del uranio, aunque su abundancia natural es solo del 0.714%, experimenta tan fácilmente la fisión con los neutrones lentos, que pueden construirse una "pila" automantenida o reactor nuclear a partir del uranio natural;  $U^{238}$ ; y un moderador adecuado sólo (grafito, agua pesada, etc.)

En cuanto a los usos y aplicaciones pacíficas del uranio se indica en lo referente a campos como: MEDICINA; AGRICULTURA; INDUSTRIA MINERA-METALURGICA, PETROLERA; INGENIERIA CIVIL, ramas afines y otros. Justifico de esta forma la inmediata explotación de los yacimientos existentes en nuestro territorio.

La clasificación de los minerales de uranio desde el punto de vista metalúrgico en base a sus características Geoquímicas y Mineralógicas nos indican las posibilidades y técnicas para su tratamiento en cada caso.

En este capítulo también inserto a manera de información general la existencia de principales yacimientos y plantas de tratamiento de minerales de uranio existentes en el mundo para de esta forma tener una imagen global de los productores potenciales de uranio en épocas venideras.

Como en todo estudio sobre anteproyectos preliminares; para la instalación de unidades de producción, no podía faltar el correspondiente al estudio del mercado del producto; por lo

que muestro cuadros proyectados, referidos a la reserva, producción y demanda de uranio en el Perú y el mundo. También hago hincapié en la parte final del capítulo sobre el vacío existente en el rubro de producción y exportación de concentrados de minerales radioactivos y/o estratégicos proyectados para el año 2000, muy venido a menos en los momentos actuales.

2.1 DESCRIPCION DEL URANIO, SUS PROPIEDADES FISICAS,  
QUIMICAS Y RADIOACTIVAS

2.1.1 ETIMOLOGIA.- Su nombre alude al planeta Urano.

2.1.2 HISTORIA.- El elemento uranio fue descubierto por el Alemán MARTIN KLAPROTH el año de 1789; ocho años antes WILLIAM HERSCHEL, Alemán radicado en Inglaterra descubrió el séptimo planeta al que llamó URANO en honor del más antiguo Dios de los Griegos que gobernaba el Universo y así fue como el nuevo elemento fue llamado URANIO. Lo que KLAPROTH descubrió fue, en realidad el óxido de uranio.

E. PELIGOT (1841) de Francia fue el primero que preparó el uranio metálico por reducción con el potasio metálico.

El uranio y sus compuestos tuvieron usos limitados hasta las recientes aplicaciones nucleares.

2.1.3 PROPIEDADES FISICAS:

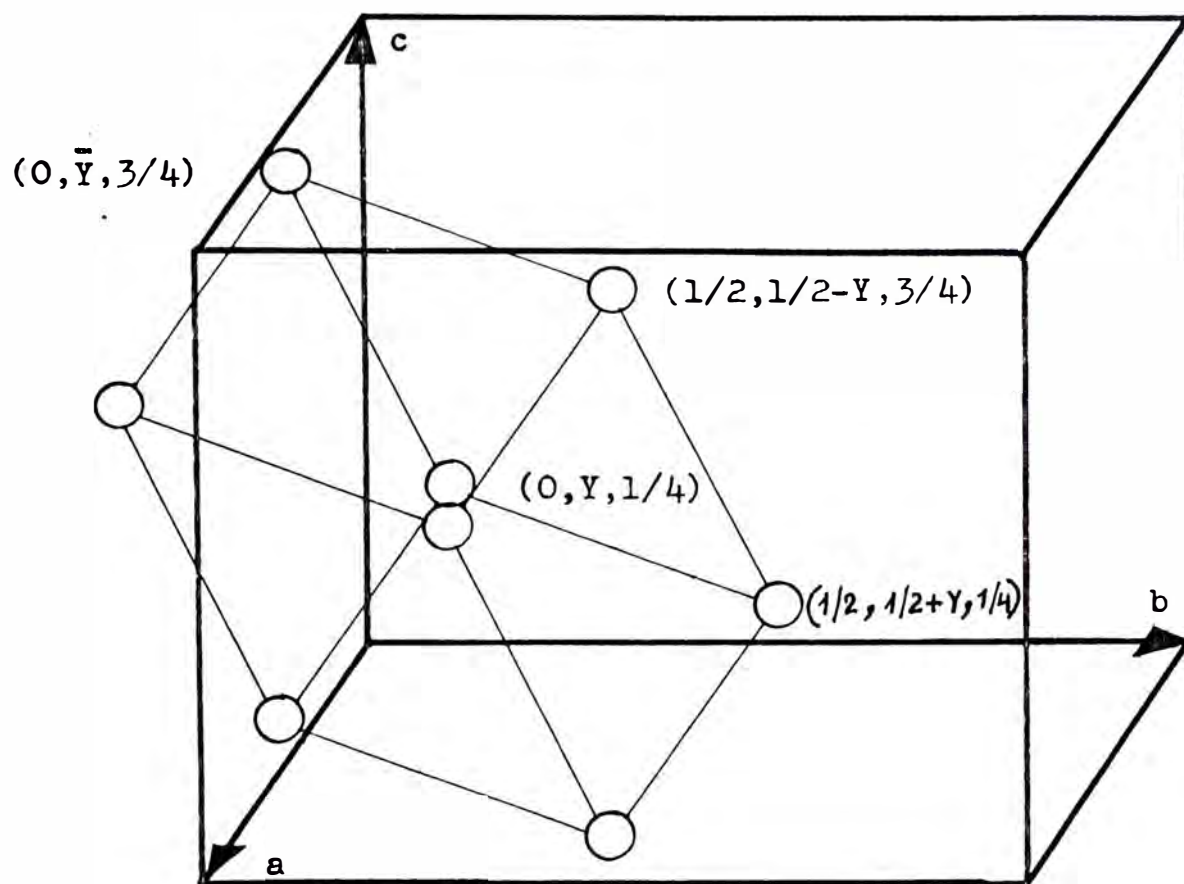
- Densidad a 20°C ..... 19.07 g/cc
- Punto de fusión ..... 1132°C
- Punto de ebullición ..... 3818°C
- Calor latente de fusión ..... 19.75 Cal/g
- Calor latente de vaporización ..... 420 Cal/g
- Calor específico, 20°C ..... 0.028 Cal/g/°C
- Conductividad térmica a 300°C ..... 0.07 Cal/cm/cm<sup>2</sup>/seg
- Coeficiente de dilatación térmica ..... 20 x 10<sup>-6</sup>/°C
- Resistividad eléctrica (a 20°C) ..... 60 x 10<sup>-6</sup> Ohm-cm
- Temperaturas de transformación:

Alfa → Beta ..... 668°C

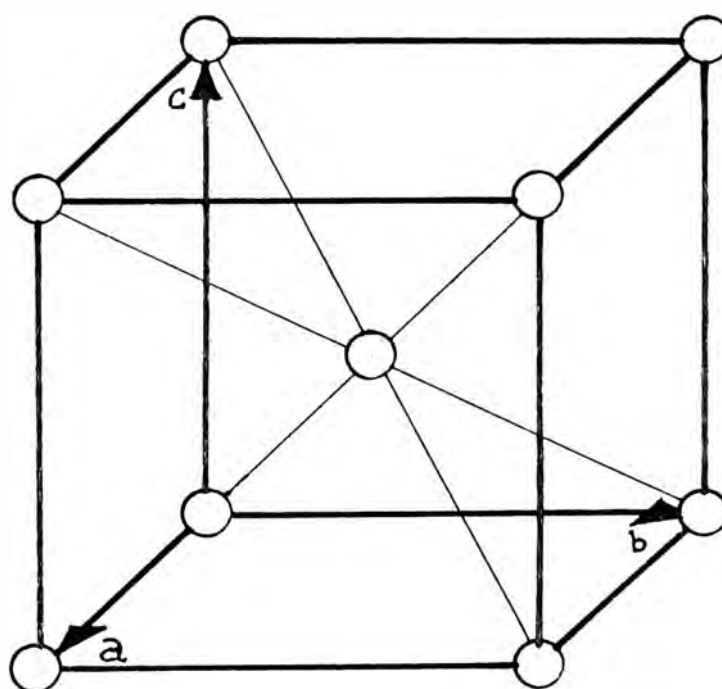
Beta → Gamma ..... 774°C

- Estructuras cristalinas debido a su alto grado de anisotropía (ver fig. 2-D):

- El uranio alfa (ortorrómbica) es estable por debajo de  
..... 668°C



ESTRUCTURA DE URANIO- $\alpha$  (ORTORROMBICA)  
 $y = 0.105 \pm 0.005$



ESTRUCTURA DEL URANIO- $\gamma$  (CUBICA CENTRADA EN EL CUERPO)

. El uranio beta (tetragonal) es estable entre los  
 ..... 668-774°C

. El uranio gamma (cúbico de cuerpo centrado) es estable;  
 hasta el punto de fusión, a partir de ..... 774°C

. El color del uranio es blanco-níquel con menor dureza que  
 el del acero, lentamente maleable y dúctil y poco estable al  
 aire.

2.1.4 PROPIEDADES QUIMICAS.- El uranio forma parte de  
 la familia de los actínidos en la tabla periódica donde to-  
 dos tienen propiedades y estructuras electrónicas parecidas.

- Símbolo ..... U

- Numero atómico ..... 92

- Peso atómico ..... 238.03

- Valencia (estado de oxidación) ..... 3,4,5,6

- DISTRIBUCION ELECTRONICA:

. U(IV), Uranio Tetraivalente :  $U(92) = Rn(86)5f^47s^2$

. U(VI), Uranio Hexavalente :  $U(92) = Rn(86)5f^57s^1$

. Segun REGLA-AUFBAU :  $U(92) = Rn(86)5f^36d^17s^2$

- Radio Covalente ..... 1.42

- Radio Atómico ..... 1.38

- Volumen Atómico ..... 12.50

- Electronegatividad ..... 1.7

- Radio iónico para el número de oxidación (+3)..... 1.11

- Radio iónico para el número de oxidación (+4) ..... 0.97

- Comportamiento Oxidativo ..... ANFOTERO

2.1.5 PROPIEDADES RADIOACTIVAS.- El uranio es la materia prima fundamental para la obtención de la energía nuclear por fisión.

En la forma en que se le encuentra en la naturaleza, el uranio tiene la siguiente composición isotópica:

<u>ISOTOPO</u>	<u>ABUNDANCIA NATURAL (%)</u>
U-238	99.280
U-235	0.714
U-234	0.006

Los 3 isótopos principales tienen las siguientes propiedades:

a)- URANIO 238.- Constituye las 993/1000 del uranio natural. El uranio 238 se emplea para la fabricación del Plutonio; emite radiación alfa de 4.18 MeV con un período de  $4.5 \times 10^9$  años.

El número de fisiones espontáneas es de  $7 \times 10^{-3}/g.seg$ , que corresponde a un período de  $8 \times 10^{16}$  años.

b)- URANIO 235.- Es radioactivo cuyo período es de  $8.8 \times 10^8$ ; emite en su desintegración una radiación alfa de 4.5 MeV y un fotón gamma de 0.17 MeV.

El número de fisiones es de  $3 \times 10^{-4}/g.seg$  el cual corresponde a un período de  $2 \times 10^{18}$  años.

c)- URANIO 234.- Es radioactivo y emite con un período de  $1.6 \times 10^5$  una radiación alfa de 4.82 MeV y un fotón de 0.04 MeV.

El número de fisiones espontáneas es de  $2 \times 10^{-4}/g.seg$  el cual comprende un período de  $2.6 \times 10^{18}$  años.

2.2 USOS Y APLICACIONES PACIFICAS DEL URANIO.- De acuerdo con la exposición del Presidente del IPEN Sr. General E. P. Juan Barrera Delgado en su proyecto denominado "EL DESARROLLO NUCLEAR EN EL PERU" (Febrero de 1980) y dentro del marco de la LEY DEL URANIO se contempla con claridad diáfama la importancia de los usos y aplicaciones pacíficas que tiene el uranio en nuestro medio en los diversos campos de la Medicina, Agricultura, Industria, Ingeniería civil y otros.



2.2.1 EN MEDICINA.- En este campo se encuentra ampliamente difundido el uso de radiosótopos y unidades de irradiación, para el diagnóstico y tratamiento de enfermedades, e investigaciones biológicas y bioquímicas.

El Instituto Peruano de Energía Nuclear, dentro del Plan Nuclear del Perú, ha considerado como una de las acciones prioritarias, la formación de centros de biología y medicina nuclear, mediante una acción coordinada con el sector Salud y la Universidad Peruana.

2.2.2 EN AGRICULTURA.- En el sector hidrología, el empleo de trazadores radioactivos permite la determinación cuantitativa del volumen de reservas de agua subterránea, su edad, flujo y dirección.

La irradiación de alimentos puede contribuir a un mejor y mayor abastecimiento en productos alimenticios. Así por ejemplo la irradiación de la papa, para aumentar su tiempo de almacenamiento y evitar el brote, así como la irradiación de pescado de consumo, para aumentar el tiempo de almacenamiento combinado con la refrigeración, permite un abastecimiento constante y la regulación de sus precios.

En producción y sanidad pecuarios, el uso de radioisótopos (mediante vacunas) tiende a mejorar la crianza de ganado y animales domésticos, aumentando la producción con grandes beneficios económico.

El uso eficaz de los fertilizantes empleando trazadores radioactivos, tiende a determinar los métodos óptimos de absorción para el mejoramiento de los suelos.

La radioestimulación de semillas mediante irradiación a dosis moderadas puede aumentar el volumen de las cosechas hasta un 15% aproximadamente.

La lucha contra las plagas, que afectan a frutales y otros, se ha emprendido empleando la técnica de la esterilización de machos mediante irradiación. Esto tiende a la menor utilización de insecticidas y otros contaminantes del medio ambiente aumentando la producción y disminuyendo la importación de productos químicos.

### 2.2.3 EN LA INDUSTRIA:

2.2.3.1 INDUSTRIA MINERO-METALURGICA.- En las plantas Metalúrgicas la introducción de equipos de fluorescencia de rayos X, instrumentos radiométricos y trazadores radioactivos; en las plantas de concentración y fábricas metalúrgicas, permiten la rápida determinación del contenido metálico de muestras minerales y la clasificación flash de aquellos de distinta ley. Con esto se puede mejorar la producción y calidad de las materias primas y productos metalúrgicos, merced a un mayor aprovechamiento del contenido metálico de los minerales y a una elevación del rendimiento de las instalaciones de tratamiento.

En industrias a fines, mediante ensayos no destructivos para el análisis radiográfico (gammagrafía) se aplica ventajosamente para medir y controlar el espesor de láminas, para detectar impurezas metálicas extrañas, para inspeccionar defectos de construcción en calderos, recipientes soldados, etc.

2.2.3.2 INDUSTRIA PETROLERA.- En el campo de la industria petrolera, petroquímica y la industria en general, las técnicas nucleares anteriores tienen similar aplicación sobre todo en el transporte de crudos de diversa densidad, inspección de oleoductos, y mejora de la calidad y control de productos procesados.

2.2.4 EN LA INGENIERIA CIVIL Y RAMAS AFINES.- La determinación rápida de la densidad y humedad in-situ con instrumentos radiométricos portátiles es muy útil, especialmente en la construcción de carreteras, puentes y presas en terrenos accidentados.

Las técnicas radiográficas y trazadores radioactivos pueden ser muy provechosos, sobre todo en la inspección de estructuras, detección rápida de fugas en las presas, despistaje de la migración y acumulación de sedimentos para la conservación y/o ubicación de nuevos puertos, etc.

Además, en la última década se ha venido efectuando experimentos con los explosivos nucleares orientados hacia fines no-bélicos, en campos específicos como los siguientes: Ejecución de explosiones nucleares subterráneas, de potencia variable, para la creación de nuevos puertos en las líneas costeras; para la escavación de canales inter-oceánicos y para la recuperación de gas natural y petróleo cuya extracción es antieconómica por los medios convencionales, así como para el almacenaje subterráneo de hidrocarburos y para el aprovechamiento de energía geotérmicas.

Estos mismos experimentos contemplan métodos para la recuperación de minerales de cobre y uranio mediante fracturamiento y lixiviación en profundidad, eliminación de la carga estéril de los depósitos minerales, apertura de pasos para carreteras a través de las montañas y reabastecimiento de acuíferos subterráneos.

Por último, y aparte de la generación de electricidad mediante energía nuclear, está la desalinización de agua de mar, a través de plantas nucleares, como una alternativa complementaria a la futura demanda de agua potable para el agro costeño y el consumo doméstico.

En nuestro medio, mediante la acción del IPEN, entidad gubernamental encargada de todo lo relacionado a la energía nuclear, viene incursionando en lo siguiente:

- Investigaciones en el campo de exploración para poner en evidencias yacimientos uraníferos de interés económico y programación de acciones para implementar la explotación de este importante recurso energético.

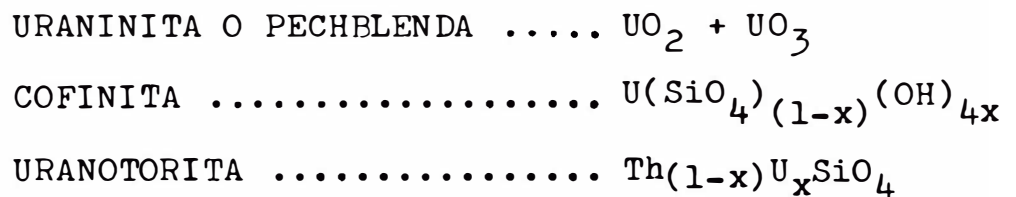
- Producción limitada de radioisótopos y moléculas marcadas, destinadas al campo de la medicina y biología, para la detección y terapia de enfermedades, e investigaciones biológicas y bioquímicas. Actualmente la línea de procesamiento

llega hasta 20 compuestos marcados, entre los que se encuentra iodo-131, indio-113, mercurio-103, estroncio-95, hierro-59, cromo-51, oro-198, selenio-75, carbono y tritio, etc.

2.3 CLASIFICACION METALURGICA DE LOS MINERALES DE URANIO  
EN BASE A SUS CARACTERISTICAS GEOQUIMICAS Y MINERAS-  
LOGICAS

Desde el punto de vista del tratamiento metalúrgico, las menas de uranio pueden ser agrupados en cinco clases mineralógicas generales basado en sus respuestas a los procesos de lixiviación o a sus asociaciones paragenéticas. Las cinco clases generales son: (1) Menas que contienen uranio tetravalente, (2) Menas que contienen uranio hexavalente, (3) Minerales refractarios de uranio, (4) Asociaciones de uranio con carbón, y (5) Fosfatos y misceláneos. Esta clasificación se refiere a consideraciones porcentuales de mayor cuantía de compuestos de uranio en cada caso ya que usualmente se encuentran más de un tipo.

2.3.1 MENAS QUE CONTIENEN URANIO TETRAVALENTE.- La mayoría de los más importantes depósitos de uranio contienen una significativa proporción de uranio en la forma tetravalente. Los minerales más comunes que contienen uranio tetravalente son: la uraninita o pechblenda, la cofinita y la uranotorita.



Quando el metalurgista se halla en presencia de estas menas utilizará para su lixiviación una solución conteniendo oxidantes tales como:  $\text{MnO}_2$ ,  $\text{Fe}(\text{SO}_4)_3$  ó  $\text{H}_2\text{O}_2$ , etc.

2.3.2 MENAS QUE CONTIENEN URANIO HEXAVALENTE.- Aparte de la uraninita, las menas que contienen uranio hexavalente conforman la fuente común de importancia industrial. La mayoría de éstos son provenientes de mineralización secundaria.

Aunque se conocen más de 50 diferentes especies, los más importantes desde el punto de vista de su producción son: carnotita, yuyamunita, autunita, tobernita y uranofano.

TABLA 2.1

NOMBRE	COMPOSICION	%U	Sp.Gr.	DUREZA
Carnotita . . . . .	$K_2O \cdot 2UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot 3H_2O$	52.8-55.0	4.7	1-2
Yuyamunita . . . . .	$CaO \cdot 2UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot 8H_2O$	52.9-55.1	3.8-3.9	2
(Meta) Autunita ..	$CaO \cdot 2UO_3 \cdot P_2O_5 \cdot 8H_2O$	48.3-50.1	3.0-3.2	2-2.5
(Meta) Tobernita .	$CuO \cdot 2UO_3 \cdot P_2O_5 \cdot 8H_2O$	50.8-55.0	3.5-3.8	2.5
Uranofano . . . . .	$CaO \cdot 2UO_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 6H_2O$	55.6	3.9	2.5-3

Se sabe que todo mineral de origen secundario son fácilmente solubles en soluciones diluidas ácidas o carbonáticas y alguno de ellos, particularmente los carbonatos, son apreciablemente solubles en agua.

2.3.3 MINERALES REFRACTARIOS DE URANIO.- Los minerales refractarios de uranio, como se definen aquí, son óxidos complejos como se describen a continuación:

TABLA 2.2

NOMBRE	COMPOSICION	%U	Sp.Gr.
Davidita .	$(Fe, Ce, U)(Ti, Fe, V, Cr)_3(O, OH)_7$	4.4	4.5
Branerita	$(U, Ca, Fe, V, Th)_3Ti_5O_{16}$	26.5-43.6	4.2-5.4
Priorita .	$(Y, Er, Ca, Fe^{++}, Th)(Ti, Nb)_2O_6$	0.4-3.4	4.8-5.0
Euxenita .	$(Y, Ca, Ce, U, Th)(Nb, Ta, Ti)_2O_6$	0.6-12.45	4.8-5.9

2.3.4 ASOCIACIONES DE URANIO CON CARBON.- Las asociaciones de uranio y materiales carbonáceos se pueden encontrar en la mayoría de los depósitos en dos tipos generales: (1) Asociaciones de uraninita u otros minerales de uranio con materiales fósiles orgánicos, y (2) Asociaciones de uranio con materiales orgánicos presumiblemente como un complejo uranio-orgánico.

El primero no presenta problemas particulares en el procesamiento, aunque se podría requerir una molienda fina si la asociación está íntimamente ligada. Todas estas menas responden satisfactoriamente a lixiviaciones convencionales ácidas o carbonáticas.

En el segundo tipo de ocurrencia del uranio con carbón, no se reconocen minerales discretos de uranio, y se postula que el uranio ocurre como un complejo uranio-orgánico.

Se obtendrán altas recuperaciones de uranio sólo después de un proceso de tostación o por molienda extremadamente fina para luego lixiviarlo con ácido sulfúrico fuerte.

2.3.5 FOSFATOS Y MISCELANEOS.- El uranio es un constituyente común como trazas en minerales fosfatados, en especial el apatito,  $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})$  y la crandallita,  $\text{CaAl}_3(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_5\text{H}_2\text{O}$  se encuentra presente en la forma tetravalente, U(IV) como sustitución iónica del calcio. Sólo puede recuperarse por disolución completa del mineral en solución acuosa ácida.

## 2.4 PRINCIPALES YACIMIENTOS Y PLANTAS DE TRATAMIENTO DE MINERALES DE URANIO EXISTENTES EN EL MUNDO

La información se concreta al tratamiento de minerales obtenidos por minado a cielo abierto y subterráneo, no se incluyen minerales de origen aluvial, arenas de playa ni soluciones de aguas de mina. La fuente de información: "MINING MAGAZINE-JANUARY 1983, p.40-68".

Las industrias minero-metalúrgicas del uranio se dividen en cinco clasificaciones en función de sus capacidades de tratamiento por año. Se hace notar que el tamaño promedio de la categoría A es de 7 millones de toneladas cortas por año (7Mt/Y):

### TAMAÑO DE OPERACION:

- A = más de 3 Mt/Y
- B = 1 Mt/Y' a 3 Mt/Y
- C = 500000 a 1 Mt/Y
- D = 300000 a 500000t/Y
- E = 150000 a 300000t/Y

### METODO DE MINADO:

- SB = Subterráneo
- CA = Cielo Abierto
- & = Operación Suspendida.

TABLA 2.3

N O R T E    A M E R I C A				
MINA	LOCALIDAD	METODO DE MINADO	TAMAÑO DE OPERACION	PRODUCTO
<u>CANADA</u>				
Beaverlodge	Sask	SB	D	U
Cluff Lake	Sask	CA	E	U
Denison	Ontario	SB	A	U
Faraday	Ontario	SB&	D	U
New Quirke	Ontario	SB	B	U
Panel	Ontario	SB	B	U
Rabbit Lake	Sask	CA	C	U

MINA	LOCALIDAD	METODO DE MINADO	TAMAÑO DE OPERACION	PRODUCTO
<u>ESTADOS UNIDOS</u>				
Pinson	Nevada	CA	D	Au, U
Ambrosia Lake	Nuevo Mejico	SB	B	U, Mo
Bear Creek	Wyoming	CA	C	U
Canon City	Colorado	SB	D	U, Mo
Church Rock	Nuevo Mejico	SB &	C	U
Conquista	Texas	CA &	C	U
Gas Hills	Wyoming	CA	D	U
Highland	Wyoming	CA/SB	C	U
Jeffey City	Wyoming	SB &	D	U
Jenkins	Wyoming	CA	E	U
Johnny M	Nuevo Mejico	SB &	E	U
L-Bar	Nuevo Mejico	SB &	C	U
Lisbon	Utah	SB	E	U
Lucky Mc	Wyoming	CA/SB	C	U
Marianc Lake	Nuevo Mejico	SB &	D	U
Milan	Nuevo Mejico	SB	B	U
Midnita	Wash	CA	E	U
Moab	Utah	SB	D	U
Mt Taylor	Nuevo Mejico	SB &	B	U
Paguete	Nuevo Mejico	CA &	B	U
Panna Maria	Texas	CA	C	U
Petrotomics	Wyoming	CA	D	U
Sherwood	Wash	CA &	C	U
Shirley Basin	Wyoming	CA	C	U
Shootaring Canyon	Utah	SB	E	U
Sweet Water	Wyoming	CA	C	U
Uravan	Colorado	SB/CA &	D	U, V
White Mesa	Utah	CA	C	U



---

A M E R I C A   D E L   S U R

---

MINA	LOCALIDAD	METODO DE MINADO	TAMAÑO DE OPERACION	PRODUCTO
------	-----------	---------------------	------------------------	----------

---

BRAZIL

Osamu Utsumi	Minas Gerais	CA	C	U
--------------	--------------	----	---	---

---

A U S T R A L A S I A

---

AUSTRALIA

Nabarlek	Nuevo Territorio	CA	C	U
Ranger	Nuevo Territorio	CA	B	U

---

E U R O P A

---

FRANCIA

<del>CFM</del>	Lozere	SB	E	U
Dong-Trieu	Limousin	SB	E	U
La Crouzille	Haute-Vienne	SB/CA	D	U
Lodeve	Herault	SB/CA	D	U
Vendee	Vendee	CA/SB	D	U

PORTUGAL

Pejao	Beiru Alta	CA/SB	E	U
-------	------------	-------	---	---

ESPAÑA

Ciudad Rodrigo	Salamanca	CA	E	U
----------------	-----------	----	---	---

---

A F R I C A

---

MINA	LOCALIDAD	METODO DE MINADO	TAMAÑO DE OPERACION	PRODUCTO
------	-----------	------------------------	------------------------	----------

---

GABON

Comuf	Mounana	CA	C	U
-------	---------	----	---	---

NIGERIA

Somair	Arlit	CA	B	U
Cominak	Akouta	SB	C	U

SUDAFRICA

Beisa	Transvaal	SB	B	Au, U
Blyvooruitzicht	Transvaal	SB	B	Au, U
Buffelsfontein	Transvaal	SB	A	Au, U
East Rand Pty	Transvaal	SB	B	Au, U
Free State Geduld	OFS	SB	A	Au, U
Free State Saaiplaas	OFS	SB	B	Au, U
Harmony	OFS	SB	A	Au, U
Harte Beest Fontein	Transvaal	SB	A	Au, U
President Brand	OFS	SB	A	Au, U
President Steyn	OFS	SB	A	Au, U
Rand Fontein	Transvaal	SB	A	Au, U
Stil Fontein	Transvaal	SB	B	Au, U
Vaal Reef s	Transvaal	SB	A	Au, U
Welkom	OFS	SB	B	Au, U
West Driefontein	Transvaal	SB	A	Au, U
Palabora	Transvaal	CA	A	Cu, Fe, U, Zr, Ag

MINA	LOCALIDAD	METODO DE MINADO	TAMAÑO DE OPERACION	PRODUCTO
<u>AFRICA SUR-OESTE (NAMIBIA)</u>				
Rossing	Swakopmund	CA	A	U
A S I A				
<u>INDIA</u>				
Jadugada	Bihair	SB	D	U,Cu,Mo

## 2.5 PRODUCCION, RESERVAS Y DEMANDA DE URANIO EN EL MUNDO

2.5.1 PRODUCCION.- En 1984 el precio del uranio decayó en el mercado desde \$24/lb  $U_3O_8$  a fines de 1983 a \$22/lb  $U_3O_8$  a comienzos de 1984 hasta \$15.25/lb al final de año, declinando hasta un precio un tanto menor que el que se tuvo en 1982 que fue de \$17/lb  $U_3O_8$ .

Los factores asociados al debilitamiento del precio del uranio fueron:

- 1) La producción excedió al consumo en casi 40% (U.S.A)
- 2) La clausura de plantas termonucleares (U.S.A)
- 3) La introducción por parte del Departamento de energía de un nuevo convenio de enriquecimiento (U.S.A)
- 4) El descubrimiento de depósitos nuevos, grandes y de alta ley en Canadá.

T A B L A 2 - 4

BALANCE DE INVENTARIO DE URANIO EN EL MUNDO  
(Millones de Libras Equivalentes de  $U_3O_8$ )

	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993
INVENTARIO INICIAL	442.4	471.7	488.3	483.8	481.9	477.4	467.4	457.7	446.6	438.2
PRODUCCION	99.0	92.3	92.5	93.7	95.2	93.8	95.9	96.2	101.2	104.2
CONSUMO	69.7	75.7	97.0	95.6	99.7	103.8	105.6	107.3	109.6	114.8
INVENTARIO FINAL	471.7	488.3	483.8	481.9	477.4	467.4	457.7	446.6	438.2	427.6

Ref: E & MJ MARCH 1985 volumen 186 NUMBER THREE

T A B L A 2 - 5

BALANCE DE INVENTARIO DE URANIO EN LOS U.S.

( Millones de Libras Equivalentes de  $U_3O_8$  )

	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993
INVENTARIO INICIAL	123	123.9	114.9	94.6	78.2	61.3	44.8	28.3	10.8	0
PRODUCCION	15.6	10.4	8.1	8.4	10.6	11.0	11.0	11.3	12.3	10.3
CONSUMO	23.1	25.8	33.0	30.5	32.3	32.6	32.6	33.8	32.8	32.8
CONTRACCION NETA IMPOXT/EXPORT	8.4	6.4	4.6	5.7	4.8	5.1	5.1	5.0	4.5	2.5
INVENTARIO FINAL	123.9	114.9	94.6	78.2	61.3	44.8	28.3	10.8	0	0

T A B L A 2 - 6

PRONOSTICO DE LA PRODUCCION DE URANIO EN EL MUNDO  
(Millones de Libras de U<sub>3</sub>O<sub>8</sub>)

	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993
AUSTRALIA	10.3	9.8	10.5	10.5	9.9	8.0	10.0	10.0	15.0	17.0
CANADA	27.9	29.9	32.1	32.8	32.6	32.6	32.5	32.5	31.5	35.5
AFRICA CENTRAL	10.8	9.7	9.7	9.7	9.7	9.7	9.7	9.7	9.7	9.7
FRANCIA	8.2	8.0	7.9	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	5.3
NAMIBIA	9.0	8.5	8.5	8.5	8.5	8.5	8.5	8.5	8.5	8.5
SUD-AFRICA	15.0	13.7	13.4	13.5	13.6	13.7	13.9	13.9	13.9	13.9
OTRAS NACIONES &	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3
ESTADOS UNIDOS	<u>15.6</u>	<u>10.4</u>	<u>8.1</u>	<u>8.4</u>	<u>10.6</u>	<u>11.0</u>	<u>11.0</u>	<u>11.3</u>	<u>12.3</u>	<u>10.3</u>
TOTAL EN EL MUNDO	99.0	92.3	92.5	93.7	95.2	93.8	95.9	96.2	101.2	104.2

& Incluye Argentina, Bélgica, Brasil, Portugal y España.

2.5.2 LA DEMANDA DE URANIO EN EL MUNDO.- Según se indica, parece depender más de la tasa de crecimiento de las plantas nucleares, para generación de electricidad, que de la adopción de un reactor particular.

Se estima que el requerimiento de producción anual para los años 1980 podrá ser del orden de 50,000 toneladas, para los años 1985 de 100000 toneladas y de 160000 toneladas para los años 1990.

La continuidad o no de la exploración y la puesta o no en operación de los reactores auto-generadores (más o menos en 1990), deberán introducir variaciones en las cifras mencionadas.

## 2.6 POSIBILIDAD DE EXISTENCIA DE YACIMIENTOS DE URANIO EN EL PERU

Se han realizado prospecciones radiométricas superficiales y levantamientos radiométricos aéreos además de las de prospección geoquímica con resultados alentadores.

Fruto de esta ardua y connotada labor efectuada por el IPEN; organismo oficial encargada de todo lo referente a la aplicación nuclear en el país, ha sido el examen de más de 400 minas y 250 localidades en territorio nacional que ha permitido el descubrimiento de 170 anomalías radiométricas, numerosas otras de menor cuantía y la investigación en detalle de 35 de aquellas donde la mineralización uranífera se encuentra evidenciada en gran medida.

2.6.1 ESTIMADO DE RESERVAS.- Las siguientes tablas (2-7 y 2-8); generalizado y detallado, indican la cuantificación preliminar de los depósitos y ocurrencias uraníferas descubiertas en el país.

Los relaves de muchas de las plantas concentradoras aledañas a las localidades indicadas; en la actualidad, contienen uranio y otros valores en volúmenes y leyes que bien podrían ser determinados para incrementar las reservas indicadas.

T A B L A 2 - 7

ESTIMADO DE RESERVAS

CUADRO I - GENERALIZADO

Departamento	Ton/mineral	Ley % Max/min	Ton. net. $U_{308}$
Ancash	20	0.515 0.005	0.051
Arequipa	100	0.03	0.030
Cajamarca	380	0.25 0.05	0.570
Cuzco	50,000	2.00 0.15	75,050
Huancavelica	9,230	1.00 0.016	9,042
Ica	2,500	0,63 0.05	4,150
Junin	350	0.05	0.175
La Libertad	100	0.005	0.005
Lima	25,136	0.26 0.016	5.413
Moquegua	1,800	0.25 0.05	0.570
Pasco	210	0.805 0.007	1.468
Tacna	571	0.021	0.119

Mineral "Probable": 90,325

Mineral "Posible" : 90,325

TOTAL : 180,650



T A B L A 2 - 8

ESTIMADO DE RESERVAS

CUADRO II - DETALLADO

Departamento	Lugar o mina	Ley % $U_3O_8$	Ton/mineral
Ancash	Quipis	0.515	10
	Adán	0.005	10
Arequipa	San Francisco	0.030	100
Cajamarca	Sayapullo	0.025	190
	Ollanta	0.010	190
Cuzco	Area Vilcabamba	0.150	50,000
Huancavelica	Vulcano I	0.050	50
	Occoro	0.016	180
	Restauradora	0.100	9,000
Ica	Eliana	0.630	500
	Area Ica	0.050	2,000
Junin	Alejandria	0.050	350
La Libertad	El Sol Naciente	0.005	100
Lima	Churin	0.021	25,000
	Santa Rosa		
	Sumbilca	0.250	50
	Estela	0.016	76
	Virgen del P.S.	0.260	10
Moquegua	Jesus Maria	0.200	1,800
Pasco	Colquijirca	0.805	180
	Oxapampa	0.185	10
	Cerro de Pasco	0.007	20
Tacna	Area Tacna	0.021	571

Mineral Probable : 90,325

Mineral Posible : 90,325

TOTAL : 180,650 Ton/min.

2.6.2 URANIO EN EL PERU: Tipos de Yacimientos.- En el país de acuerdo a la clasificación precedente, se ha identificado algunos yacimientos como se indica en el siguiente cuadro.

T A B L A      2 - 9

Tipo de Yacimiento	Tipo de roca encajonante	Minerales	Lugar y/o Mina
1. HIDROTERMALES EN VETAS			
1.1. (Lenticular)	- Caliza	Pirita, Plomo-Ag, Zinc, Uraninita	Sayapullo, Cajamarca
	- Cuarzita	Cu gris, Galena, Uraninita	Ollanta, Cajamarca
	- Caliza	Cu, Uraninita	Negrillas, Cuzco
	- Metavolcánico	Cu gris, Ni-Co, Uraninita	Calderón, Cuzco
1.2. (Reemplazamiento)	- Caliza marmolizada, dolomítica	Ni-Co, Uraninita	Huamanapi, Cuzco
	- Caliza marmolizada	Cu, Ni-Co, Uraninita	Puntarayoc, Cuzco
1.3	- Granito Kaolinizado	Oxidos de cobre Pechblenda	Eliana, Ica
	- Granodiorita argilitizada	Oxidos cobre, Pechblenda	Area Ica
2. Volcánicos	- Volcánicos alterado	Cinabrio, galena,	Restauradora,
	- Brecha Volcánica argilitizada	Pechblenda Galena, U.	Huancavelica, Vulcano N° 1 Huancavelica
3. De Contacto	- Argilita, arcilla	Calcopirita, Galena, U.	Sumbilca, Lima
	- Metavolcánico (riolita)	Pirita, Uraninita	Huayonay, Cuzco
4. Sedimentarios	- Fosforita shale	Fosfatos, Sales, U	Bayóvar, Piura
	- Travertino	Mat. Carbonáceo, U	Churín, Lima

Existen muchas otras ocurrencias uraníferas de menor significación en el país, la mayor parte de las cuales están recomendadas para nuevos exámenes. Esto está supeditado al avance de las labores mineras por los metales principales a las que se encuentran asociadas, o la mejora en las facilidades de acceso a los sectores interesantes.

2.6.3 CLASIFICACION DE RECURSOS URANIFEROS.- En el país, a fin de proporcionar un cuadro sencillo de estos recursos energéticos, se ha adoptado la siguiente clasificación.

2.6.3.1 RECURSOS CONFIRMADOS.- Se contaba con el pequeño depósito uranífero de la mina "colquijirca", Pasco, depósito hidrotermal, donde el uranio se presenta en forma lenticular y acompañado a los minerales de plomo, plata y cobre principalmente.

Se tuvo un estimado preliminar de 10 a 30 TM de  $U_3O_8$ ; en la actualidad la zona mineralizada se encuentra inundado; lo que hace imposible su explotación en forma económica.

2.6.3.2 RECURSOS INDICADOS.- En este grupo se ha estimado lo siguiente:

- 5000 T.M de  $U_3O_8$  y 1500 T.M de torio en los fosfatos de Bayóvar, Dpto. de Piura. El análisis de las muestras disponibles proporcionó leyes fluctuantes entre 0.003 y 0.012 %  $U_3O_8$  aplicado conservadoramente al miembro de la fosforita correspondiente que contienen esta mineralización.

- 100 a 150 T.M de  $U_3O_8$  de depósitos hidrotermales distribuidos en el país, entre los que se encuentra Sayapullo y Ollanta en Cajamarca, Vilcabamba en Cuzco; Vulcano N° 1, Occorro y Restauradora en Huancavelica, Eliana y área Ica, en Ica; Alejandría en Junín; El sol naciente, Sta. Rosa Sumbilca, Estrella, Virgen del Perpetuo Socorro y Churín (travertino) en Lima; Oxapampa en Pasco, y el área Tacna.

2.6.3.3 RECURSOS INFERIDOS.- Se ha considerado las siguientes áreas:

- TUCUME Y MOTUPE.- Departamento de Lambayeque; en cada de estas áreas se ha obtenido registros radiométricos anormales puntuales en calizas hasta más de 4 veces la cuenta de fondo.

De muestras seleccionadas se ha separado en material de color amarillo que correspondería a la autinita.

- TEMBLADERA - CAJAMARCA.- Departamento de Cajamarca; el área contiene la importante ocurrencia uranífera de la mina Sayapullo, hacia el sur-oeste, comprendida dentro de la provincia polimetálica andina. Los contactos intrusivos diorítico-caliza, y la profusión de rocas sedimentarias cretácicas (calizas, areniscas y shales) son atractivos.

- HUALLANCA.- Dpto. de Huánuco; en esta área se han registrado anomalías radiométricas hasta de 15 a 20 veces la cuenta de fondo pero no se ha llevado a cabo mayores investigaciones.

Existen en la región más de 100 minas pequeñas que explotan minerales de cobre, zinc, plata y plomo. Los afloramientos de calizas, shales carbonosos, shales silisificados y areniscas son ambientes favorables.

• DOMO AGUA CALIENTE.- Dpto de Huánuco; aquí se ha detectado incrementos en la cuenta de fondo que va de 2 a 6 veces. Existen sedimentos marinos y continentales con intrusivos no diferenciados, pudiendo esperarse una mineralización epitermal y de secreción lateral de uranio.

Los ambientes, tectónicos y mineralógicos son similares a ciertos extractos de arenisca uranífera del oeste de USA.

- NORTE - SUR DE OXAPAMPA.- Dpto. de Pasco; el área está ubicada en la zona oriental (ceja de selva) y encierra un indicio de mineralización uranífera primaria (uraninita) asociada a cobre, en el cateo "San Alberto" situado a 10 Kms al nor-este de la ciudad de Oxapampa.

Las rocas aflorantes son fillitas y cuarcitas del paleozoico inferior y areniscas, calizas, conglomerados y shales paleozoicas.

- YAULI - HUARI.- Dpto. de Junín; se ha detectado anomalías radiométricas en el sector Morococha. Existen ambientes de mineralización favorables; se explotan aquí minerales de plomo, zinc, cobre, plata, cadmio, los sedimentos cretácicos están en contacto con intrusivos y volcánicos de naturaleza ácida.

- PAMPAS - ACOBAMBA.- Dpto de Huancavelica; el área comprende a la ocurrencia uranífera detectada en la mina Brígida, en Occorro, asociada a mineralización cuprífera, dentro de rocas sedimentarias, grupo Mitu permiano medio, y próximo contacto con la formación de fillitas e intrusivos ácidos.

- AREA VILCABAMBA.- Dpto. de Cuzco; en el distrito minero de Vilcabamba existen varios depósitos uraníferos, recursos condicionales, que contienen asociados minerales de cobre, níquel y cobalto principalmente.

Las rocas aflorantes presentan secuencias de calizas-cuarcita, areniscas, conglomerado y volcánicos, permianos, y volcánicos e intrusivos ácidos paleozoicos y cretácico-terciarios.

En este grupo (3) debe considerarse también como fuente potencial, el uranio que podría extraerse como sub-producto del tratamiento de los minerales de cobre, y aquel contenido en las aguas de mar (0.00015-0.00016 ppm de uranio) si en un futuro cercano entraran en operación las plantas de desalinización en gran escala.

2.6.3.4 RECURSOS REMOTOS.- En este grupo se ha considerado una primera agrupación de áreas, especulativamente susceptibles de exploración; así rocas paleozoicas en contacto con intrusivos cretácico-terciario como áreas AMOTAPE en Piura; cuencas sedimentarias (cerradas) de litología y estructura favorable como Bagua-Jaén (N : 30), en Cajamarca y Amazonas y Rio Cachi en Ayacucho; zonas de alteración y fuerte lixiviación, con anomalías radioactivas excepcionalmente altas como Abra Carpish en Huánuco, Chaulay y Valle Marcapata-Chimboya (N° 41) en Cuzco, y el valle Río Sanolia en Puno; mineralización de baja temperatura, externa a centros mesotermales, radioactividad mediante anomalías, alteración y litología favorables, como Lucanas, Puente Pampas y ríos Mauro y Viluta en Puno; granitos con fuerte y mediana radioactividad en fracturas y diaclasas, como Batolito la Caldera en Arequipa, y Cuta en Lima, intensa gama de alteración en rocas sedimentarias cretácicas y cercanía a rocas hipabisales ácidas, como Jauja-Huancayo en Junín; sector de tobas y travertinos radioactivos y explotación de minerales base, como Churín, Villo en Lima; estructuras de brecha y alteración, con mineralización de cobre y uranio menor, intensa alteración, anomalías radioactivas, cuadros morfológicos, tectónico y litológico adecuado, en rocas sedimentarias cretácicas en cercanía a apófisis dioríticas, como Area Cuzco-Anta en Cuzco.

Finalmente, dentro de la amplia distribución de "capas rojas" (cretácico-terciarias) se ha considerado el Area Cuzco-Puno (regional), que cubriría parte del levantamiento de esta cuenca en el sur-este del País. La mayoría de los yacimientos de uranio en el mundo se hallan en este tipo de rocas, y en el territorio se ha determinado sectores con características litológicas, estructurales y mineralógicas similares a aquellas (Puno). Este sector cubre unos 45000 Kms cuadrados. El área N° 47 se ha previsto como continuación de la anterior.

## 2.7 RESERVA DE URANIO EN EL DPTO. DE PUNO, PROV. CARABAYA,

### DISTRITO MACUSANI

A raíz de un descubrimiento ocurrido hace siete años en Puno (distrito de Macusani, provincia de Carabaya), el IPEN intensificó las investigaciones en esta zona. Después de tres años obtuvo resultados verdaderamente alentadores. En un área que corresponde al 2 % de la unidad de investigación de Puno- que incluye 39000 Km<sup>2</sup>- se dispone de 5000 toneladas probadas de concentrado de uranio; 10000 toneladas probables; 50000 potenciales; y 200000 especulativas.

¿ Qué significará para el Perú contar con una reserva medida de 5000 toneladas métricas de uranio?

Disponer de un stock energético suficiente para:

- a) Alimentar los 3103 megavattios de potencia eléctrica total actualmente instalada en el país durante 16 años.
- b) Alimentar toda la potencia eléctrica instalada actualmente en Francia (29000 megavattios) durante un año.

Si la misma cantidad de energía eléctrica se produjera en usinas térmicas convencionales, se gastaría algo más de 49 millones de metros cúbicos de petróleo. (1 metro cúbico de uranio equivale a 1'070'000 metros cúbicos de petróleo.)

Téngase en cuenta que es muy probable que las 5000 toneladas de uranio antes mencionadas se hallen sólo en el 2 % de una de las tantas unidades de investigación que hay en el territorio nacional.

Ante estas comparaciones, y considerando que reservas probables de uranio son grandes, la generación de electricidad mediante la energía nuclear es un camino abierto para el Perú.

#### 2.7.1 ALTERNATIVA ENERGETICA PARA EL FUTURO

El petróleo y el gas, que constituyen el 11 % del combustible existente y las dos terceras partes de la energía que el mundo consume actualmente, habrán desaparecido para el año 2012 si el ritmo anual de incremento en el consumo de energía

es de 6 %. A este ritmo todos los combustibles (incluyendo el carbón, que totaliza el 80 % del combustible existente) se habrán agotado a mediados del próximo siglo.

En el Perú, donde el índice de aumento del consumo de energía no llega ni a la mitad del promedio mundial (6 %), el agotamiento del petróleo y el gas se aplazaría hasta el año 2030 aproximadamente. El carbón quizá nos duraría hasta el 2060. Estas posibilidades se basan en que nuestro desarrollo continúe con la lentitud de siempre. Pero un despegue del crecimiento económico en el Perú evidentemente adelantaría las fechas de agotamiento de los combustibles tradicionales.

En estas condiciones sería riesgosa la planificación del desarrollo del país basada únicamente en la hipótesis de que el potencial hidroenergético del Perú asciende a los 80000 megavatios. Es necesario incorporar la energía nuclear a la electrificación y desarrollo del país. Tal incorporación implica una etapa de preparativos que duraría entre 20 y 30 años.

En última instancia, el futuro de la industria nuclear depende de la recesión económica internacional. A mayor crecimiento económico, mayor es la demanda de energía, y a mayor demanda de energía, el proceso de agotamiento de los combustibles tradicionales se acelera. Entonces, la única alternativa es la energía nuclear.

## 2.8 DEMANDA DE URANIO Y PRODUCTOS DERIVADOS EN EL PERU

Anualmente se importa unos 400 milicuríes de mercurio y 18000 milicuríes de Iodo, produciéndose unos 400000 milicuríes de Indio. Todos estos elementos son destinados a los servicios médicos estatales, clínicas y usuarios particulares para la atención del paciente. También se produce en forma esporádica fósforo-31 y azufre-35 para su empleo en investigaciones agrícolas, fertilizantes y pesticidas.



En el país existen ocho unidades de irradiación para el tratamiento del cáncer.

En lo que respecta a la agricultura, el mayor esfuerzo se realiza, con todo éxito, en la investigación para erradicar la mosca mediterránea en la fruta, mediante la técnica de esterilización de machos por irradiación, que se lleva a cabo en la estación experimental agrícola de la Molina.

Las pérdidas directas o indirectas producidas por esta mosca se calcula en unos 500 millones de soles anuales. Se ha comenzado esta labor por los departamentos de Tacna y Moquegua, y se estima que sin contratiempos, en 10 años podrá erradicarse esta plaga de los valles frutales de la costa.

También, se ha experimentado con la irradiación de la papa con resultados positivos, lo que permitirá su aplicación a nivel industrial y últimamente se ha conducido un experimento de irradiación con una clase de frijol con resultados satisfactorios, lo cual permite esperar un futuro aumento de la producción en este rubro.

En cuanto al sector industrial, el uso de fuentes selladas radioactivas es bastante limitado; sin embargo una fábrica de cemento (Atocongo) las usa para controlar las mezclas de cemento; una fábrica de papel la emplea para determinar la medida de espesor, una fábrica de cerveza (Cristal) la utiliza para controlar el nivel de líquido en la sección embotellamiento, y por último Petro-Perú las emplea para inspeccionar las soldaduras de los tubos para oleoductos mediante gammagrafía.

En la actualidad, mediante la acción del IPEN, entidad gubernamental encargada de todo lo relacionado a la energía nuclear, viene incursionando en la producción limitada de radioisótopos y molécula marcadas, destinadas al campo de la medicina y biología, para la detección y terapia de enfermedades, e investigaciones biológicas y bioquímicas. La línea de procesamiento llega hasta 20 compuestos marcados, entre los que se encuentra Iodo-131, Mercurio-103, Estroncio-95, Hierro-59, Cromo-51, Oro-198, Selenio-75, Carbono y Tritio, etc.

Por último de acuerdo a los cuadros de: "Evaluación preliminar de los principales recursos minerales del Perú", "Producción global expresada en toneladas métricas finas proyectados al año 2000" y "Relación entre la producción acumulada al año 2000 y las reservas actuales"; mostradas a continuación en las tablas 2-10, 2-11 y 2-12 respectivamente, observamos un vacío notable en lo que respecta a la producción de concentrados de uranio y berilio que bien podría incrementar el abanico de productos metalúrgicos de exportación muy venido a menos en estos momentos cruciales por el que atraviesa la economía nacional y por que no decirlo el IPEN el cual sería el principal beneficiado a la par que la nación entera.

C U A D R O    2 - 10

SIGNIFICACION MUNDIAL DE LA EVALUACION PRELIMINAR DE LOS  
PRINCIPALES RECURSOS MINERALES DEL PERU

Mineral	Reservas del Perú (A)	Reservas Mundiales (B)	% (A/B)	Potencial Parcial Actual del Perú (C)	Potencial de Recursos Recuperables en el Mundo (D)	% (C/D)	Producción del Perú - 1975	Unidad
Antimonio	111,800	5'629,000	5.08	440,020	8'709,100	5.05	1,500.00	TM
Arsénico	201,140	5'786,000	5.52	806,500	15'966,700	5.05	1,156.00	TM
Bastnaesita	1'814,500	181'440,000	1.00	7'257,600	471'744,000	1.54	226,800.00	TM
Bismuto	11,250	92,800	12.12	41,715	212,800	19.60	750.00	TM
Cadmio	51,800	516,710	6.15	112,210	1'558,400	7.29	117.50	TM
Calcio *	124'930,000	643,685'200,000	0.02	1,050'936,000	8 <sup>2</sup> 618,000'000,000	0.01	S.D.	TM
Cromo	25'463,800	355'664,000	7.59	102'777,100	694'600,000	14.71	418,815.00	TM
Fluorinita	100'000,000	S. D.	-	S. D.	S. D.	-	S.D.	TM
Estaño	4,500	4'246,800	0.11	47,700	65'000,800	0.07	258.00	TM
Fosfatos	550'000,000	4,649'400,000	11.83	707'500,000	17,000'000,000	4.16	S.D.	TM 50% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Gala	600	110,000	0.60	2,520	240,000	0.97	S.D.	TM
Germanio	4,630	96,000	4.82	16,450	168,550	9.75	S.D.	TM
Hierro	318'246,050	87,726'240,000	0.36	5,126'886,880	400,000'000,000	0.78	5'851,943.00	TM
Indio	585	9,500	6.16	2,065	28,500	7.50	3.72	TM
Molibdeno	242,700	4'263,840	5.69	976,850	35'294,200	2.93	940.40	TM
Mercurio e)	300	182,700	0.16	55,400	450,400	8.22	105.12	TM
Oro	174	51,100	0.56	1,950	150,000	1.50	3.00	TM
Plata	22,740	170,450	13.54	68,725	425,450	16.15	1,600.00	TM
Plomo	3'214,000	150'656,800	2.46	11'917,800	550'000,000	2.17	199,164.00	TM
Renio	520	1,725	18.55	1,500	7,260	17.91	S.D.	TM
Selenio	11,500	151,050	7.61	46,400	314,350	14.76	7.70	TM
Talio	59	1,260	3.10	140	18,150	0.77	S.D.	TM
Telurio	2,280	53,570	6.79	5,160	107,390	8.53	20.39	TM
Tungsteno	45,500	1'247,400	3.65	82,000	5'742,000	2.19	1,056.00	TM
Uranio f) U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	13,145	1'022,400	1.29	18,545	S. D.	-	-	TM de U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>
Vanadio	66,850	9'176,000	0.73	162,450	S. D.	-	-	TM
Zinc	7'218,500	118'843,200	6.16	25'808,500	353'840,000	7.29	348,365.00	TM

\* Incluye sólo hulla  
antracita  
e) estimado  
S.D. sin datos

Para el potencial de recursos recuperables en el mundo (D) se ha tomado aquellos valores que pueden estimarse equivalentes más aproximados de la denominación. Potencial parcial actual del Perú (C).

T A B L A 2 11

PRODUCCION GLOBAL EXPRESADA EN TONELADAS METRICAS FINAS

PROYECTADOS AL AÑO 2000

Elementos	Toneladas Métricas
Fierro .....	30' 000,000
Fosfatos .....	5 000,000
Carbón antracítico.....	2 500,000
Cobre .....	1 500,000
Carbón Bituminoso .....	1 500,000
Zinc .....	760,000
Plomo .....	400,000
Baritina .....	300,000
Vanadio .....	8,500
Molibdeno .....	8,000
Plata .....	3,800
Tungsteno (WO <sub>3</sub> ) .....	3,500
Arsénico .....	2,000
Antimonio .....	1,500
Bismuto .....	1,000
Cadmio .....	1,000
Estaño .....	350
Galio .....	100
Germanio .....	100
Mercurio .....	100
Teluro .....	40
Selenio .....	30
Indio .....	20
Oro .....	10
Renio .....	10

T A B L A 2 - 12

RELACION ENTRE LA PRODUCCION ACUMULADA  
AL AÑO 2000 Y LAS RESERVAS ACTUALES

Elemento	Prod. acumulada al año 2000 T. M. F.	Reservas Actuales T. M. F.	Neces. de Reser. hasta el año 2000 T. M. F.	Recursos Indicados T. M. F.	Vida de Produc. aprox.
Arsénico	47,500	201,400	NO	605,000	2010
Antimonio	38,610	116,600	NO	328,000	2010
Bismuto	23,760	11,250	12.510	30,500	2010
Cadmio	15,930	31,800	NO	80,400	2010
Galio	1,113	660	453	1,700	2010
Germanio	1,470	4,630	NO	11,800	2010
Indio	326	585	NO	1,500	2010
Mercurio	2,925	5,946	NO	29,000	2010
Renio	211	320	NO	978	2010
Selenio	526	11,500	NO	35,000	2010
Telurio	900	2,300	NO	6,900	2010
Vanadio	110,000	66,630	43,370	95,800	2000

C A P I T U L O    I I I

**U R A N I O**  
**E N        E L**  
**P E R U**

" Esforsarse en la nación para que alcance el máximo desarrollo es una de las más grandes virtudes".

DEMOCRITO

## MINERAL URANIFERO PERUANO ; MACUSANI - PUNO

3.0 INTRODUCCION.- El objetivo de este capítulo consiste en brindar información sobre la macro y micro localización de yacimientos; así como, de las posibilidades de acceso y medios de transporte para poder arribar y ubicar el lugar del futuro asentamiento de la unidad de transformación y los correspondientes recursos necesarios para su desarrollo.

También se indica las condiciones climatológicas y los núcleos de suministro para la creación de polos de desarrollo social, económico y político.

Incluyo en este capítulo el estudio de la geología general y local de los yacimientos de uranio basado en la información de "Perú Minero" del Ingeniero Mario Samamé Boggio. Inserto un estudio sobre la geoquímica de un yacimiento de uranio.

Para completar el estudio sugiero una posibilidad de aplicación de la metodología de minado a cielo abierto basado en referencias de minas extranjeras.

### 3.1 LOCALIZACION, RECURSOS, CONDICIONES CLIMATICAS Y

#### ACCESO

3.1.0 UBICACION DEL YACIMIENTO.- Se encuentra ubicada en el paraje cercano a Negrominas, en la región de Ccollpa, distrito de Macusani, de la provincia de Carabaya, Departamento de Puno. Al norte de la estación de Santa Rosa, del F.C. al Cuzco y al sur-Este de Korani. Las coordenadas geográficas son:

14° 05' Latitud Sur

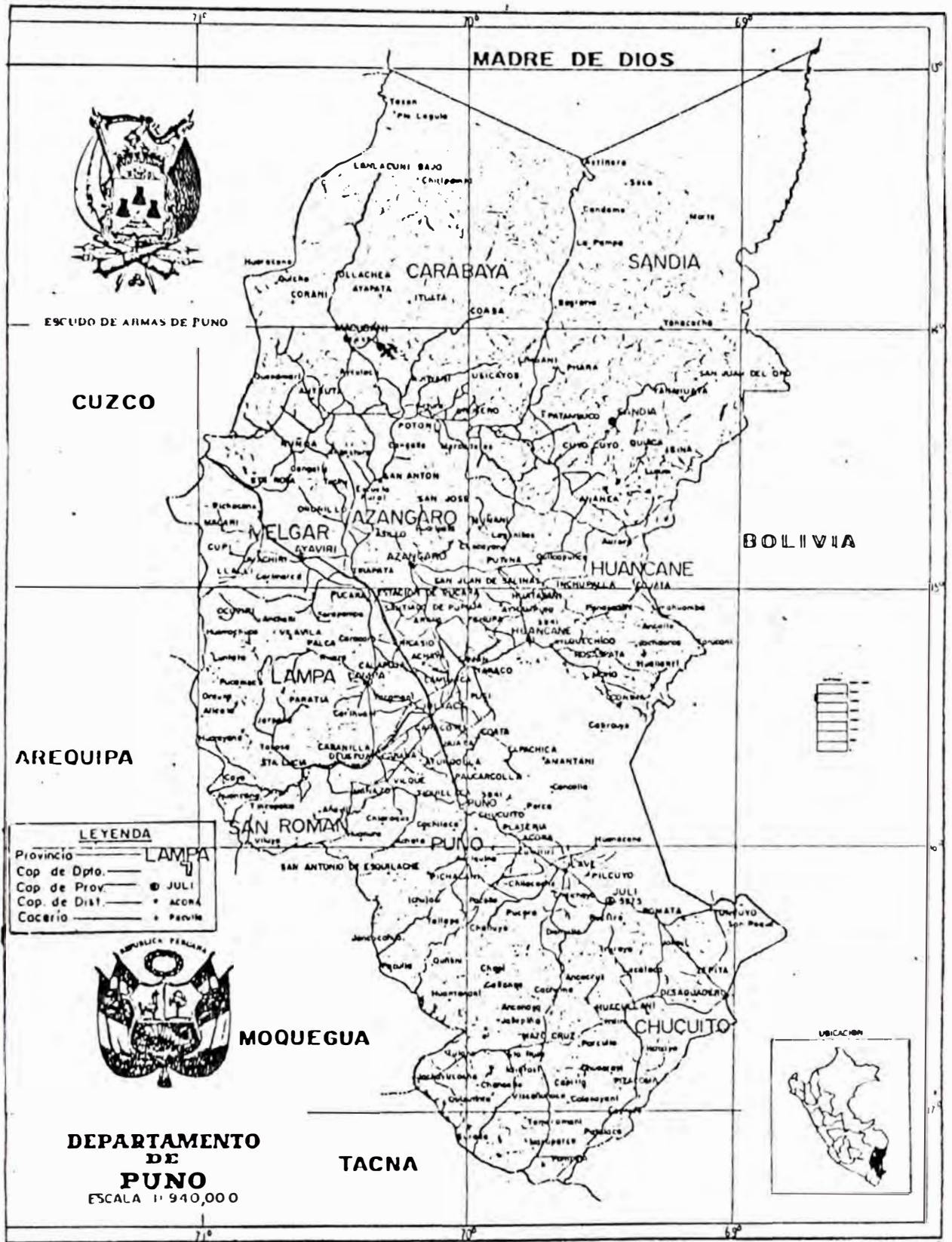
70° 25' Longitud Oeste G.

La altitud varía entre los 4300 y 5100 m.s.n.m. (ver mapa del Departamento de Puno y la ubicación respectiva).

3.1.1 FISIOGRAFIA.- Los yacimientos se hallan ubicadas en las proximidades a la vertiente oeste de la cordillera de Carabaya (oriental) al oeste del nevado de Yurac-uno. La región tiene las características morfológicas de las cordilleras altas, tales como laderas empinadas, valles glaciares en U. con talwegs de poca pendiente, formando planicies. La superficie no es muy abrupta, existiendo diferencias verticales máximas, de 500m. La planicie más alta corresponde a 5100m de altitud al estado de puna. La línea de nieves perpetuas se halla a una altura aproximada de 5150m y son notables por su extensión los nevados Kenamari, Yurac-uno y Allin-Coapac. El origen de los valles es tectónico-glaciar. Los ríos en la zona, o riachuelos, son periódicos y bajan a los valles intermedios en que los ríos son epigénicos. Los ríos de la quebrada tantamoco y otros constituyen afluentes del río Koraní, el cual a su vez es uno de los tributarios del Inambari.



FIGURA 3 - 0



### 3.1.2 ACCESIBILIDAD, MEDIOS DE TRANSPORTE Y ABASTECIMIENTO

Para el abastecimiento de materiales y transporte de concentrados, la mejor vía es la del Ferrocarril Juliaca-Cuzco, pues de la estación Santa Rosa del mismo, situada a 131 Km de Juliaca, parte la carretera que une Santa Rosa con el yacimiento, con un total de 90 Km, de los cuales los últimos 10 Km se encuentran en mal estado, siendo necesaria una inversión de dinero para repararlo. El concentrado se llevaría de la planta a Santa Rosa para ser embarcado en el Ferrocarril, hasta Juliaca-Arequipa y Matarani.

Otra vía de comunicación es la carretera que hace el mismo recorrido que el Ferrocarril.

3.1.3 RECURSOS HUMANOS.- Existen asentamientos humanos en: Macusani, Crucero, Korani. Quena-Mari, San Rafael; Azán-garo y Anenea aledaños al yacimiento con conocimiento en trabajos mineros.

Se recomienda que el personal de laboreo debe ser llevado de Sicuani, Asillo, Yauri, que tiene experiencia por haber trabajado en los yacimientos de Esquilache, Palca, Cailloma y Sucuitambo. Los salarios pueden regirse por los actuales de la Cía. Minera Palca.

Como centros comerciales más cercanos tenemos, Ayaviri y Juliaca. En la zona vecina a la mina, existiendo pastoreo, se puede conseguir carne para el consumo.

3.1.4 RECURSOS ENERGETICOS.- Pensando en posibilidades hidroeléctricas, ceemos; salvo mejor parecer u omisión involuntaria, que en un radio de 15 Km en la zona de "Quel-Caya", existen posibilidades hidráulicas para la generación de fuerza. Esto para comenzar a tratar 300 TMPD; ya que las reservas probadas nos presentan un horizonte de por lo menos 15 años.

3.1.5 RECURSOS HIDRICOS.- Existen agua en cantidad suficiente para satisfacer las necesidades del consumo personal y para la planta. La fuente de ella son los riachuelos existente en las quebradas de la zona. Hay que observar la posibilidad de realizar represamientos en la zona del valle en U. Estos ayudarían en la época de estiaje. Para una mayor

capacidad de la planta, sobre las 50 TMPD habría que pensar en llevar, en el futuro, la planta a una distancia de dos Km en un lugar de convergencia de varias quebradas.

3.1.6 CONDICIONES CLIMATICAS.- El clima es el típico de la zona de Puna Alta, acentuado por los efectos de la altitud. Durante los meses de abril a julio, se notan las temperaturas más bajas, llegándose a registrar temperaturas del orden de  $-10^{\circ}\text{C}$  sobre todo en las madrugadas. Las precipitaciones pluviales se acentúan entre los meses de Febrero a Marzo.

La madera requerida para diferentes necesidades se consigue de las zonas de Sicuani, Quincemil. Para el futuro, de la zona que abre la carretera de Macusani-Sangabán que ya está terminada. Este suministro es casi inmediato, y sólo habría que poner un contratista de corte en esa zona.

### 3.2 GEOLOGIA GENERAL Y LOCAL DE LOS YACIMIENTOS DE URANIO

3.2.1 GEOLOGIA GENERAL.- En lo que respecta a la distribución de las ocurrencias de uranio, y su posición zonal con relación a otros metales, se muestra la siguiente síntesis:

3.2.1.1 EPIGENETICO.- El uranio se presenta como mineral, trazas y/o indicaciones aisladas en los depósitos metálicos en forma de pechblenda o uraninita y ocasionalmente con minerales secundarios como tobernita, carnotita y yuyamunita, en asociación principalmente a minerales de cobre, plata, zinc, plomo, molibdeno y en menor proporción a plomo-plata, níquel-cobalto-cobre y hierro.

Dentro de esta generalidad se puede hacer dos separaciones:

a)- Uranio como compuestos simples asociados a yacimientos hidrotermales de cobre, ubicados en el sector correspondiente, de la faja cuprífera del pacífico.

Así tenemos a Eliana, Azurita, Mayo y Raquel en el Dpto. de Ica como sus representantes principales; otras manifestaciones existen en Cercana, No del Dpto. de Tacna.

b)- Compuestos simples de uranio asociados a yacimientos hidrotermales de mineralización compleja dentro de las provincias polimetálicas andina y oriental del país.

Podemos señalar a Sayapullo y Ollanta en el Dpto. de Cajamarca; Parcoy y el Sol Naciente en la Libertad; Colquijirca, Huarochirí, San Alberto y Salipayoc en Pasco; Niño Perdido, Picchu, Sta. Rosa, Sumbilca, y Virgen del Perpetuo Socorro en Lima; denuncia Níquel y San Cristobal en Junín; Restauradora, Vulcano, Buena Suerte en Huancavelica; Vilcabamba y el Milagro en Cuzco; la Cantuta en Puno; Jesus María en Moquegua; Pasto Bueno y Antamina en Ancash; y Area Parag Lima.

Las ocurrencias uraníferas en estos lugares generalmente se encuentran asociadas a minerales de Cu, Ag, Pb, Zn, Mo, Pb-Ag y Ni-Co principalmente.

3.2.1.2 SINGENETICO.- En esta clasificación, con frecuencia el torio aparece conjuntamente con el uranio; sus minerales primarios y secundarios están ligados a pegmatitas y rocas intrusivas de naturaleza ácida, como a rocas sedimentarias, así:

a)- Uranio-Torio como compuestos simples en pegmatitas e intrusivos, tales como Adán y Quipis en Ancash; Janchiscocha en Junín; Tambo Quemado en Ayacucho; la Raya en Cuzco, Pampacolca, Quilca, Cerro Verde y San Francisco en Arequipa, y

b)- Uranio-Torio como compuestos simples en rocas sedimentarias tales como Bayóvar en Piura; Churín en Lima; y Dólar en Junín .

Dentro de esta simplicidad de asociación metalogenética, existen superimposiciones en el emplazamiento de la mineralización uranífera. El arreglo más denso de las ocurrencias corresponde a la provincia polimetálica andina en su posición centro-norte.

3.2.2 GEOLOGIA LOCAL.- En los alrededores de la región a unos 20Km se encuentra la secuencia del Jurásico superior-Cretácico inferior, que da Norman P. Newell (GEOLOGY OF THE LAKE TITICACA REGION) constituida principalmente por calizas, arenizas y cuarcitas. Cubriendo esta secuencia y ya en la zona del yacimiento se encuentra una serie de capas volcánicas evidentemente terciarias, conformada principalmente tufos, brechas y lavas riolíticas. Los aglomerados son también riolíticos y son importantes por su relación con la mineralización. La erosión de las aguas de deglaciación en las proximidades del yacimiento, ha dejado al descubierto una serie constituida por lutitas y arenizas del Cretácico superior. Los tufos riolíticos aparecen disconformes sobre dichas arenizas. Los mantos de tufos, con disyunción columnar, se correlacionan con el volcánico de Sillapa y están ligeramente desviados o inclinados hacia el NE. En el área del yacimiento, ni en los lugares aledaños, se ha podido constatar la presencia de rocas intrusivas.

Los fallamientos y plegamientos en el distrito, son de menor importancia. Las Riolitas más antiguas están algo piritizadas y presentan tintes amarillento, verduzco y naranja. Las capas de aglomerados están cruzadas por numerosas vetillas de limonita y autunita y tienen un cemento cloritoso; presentan un afloramiento claro, formado por un sombrero de fierro y contiene a la mineralización plomo-plata. Dentro de las capas de aglomerados y fuera de ellos, existen numerosas vetas de calcedonia, con rumbo general N 30° W y es muy posible que estas se encuentren muy relacionadas con los mayores valores de uranio. La mineralización podría relacionarse con la presencia del pórfido riolítico y las chimeneas y fisuras volcánicas podría ser las causantes de la mineralización. En general, la mineralización primaria es del tipo epitermal.

### 3.3 POSIBLE EXPLICACION DE LA GENESIS LOCAL DE UN

YACIMIENTO DE URANIO.- La mayor producción de uranio proviene de los depósitos de areniscas, los cuales han sido formados por el entrampamiento de uranio a partir de la circulación de aguas subterráneas por un mecanismo de localización complejo Biogeoquímico, comúnmente ejemplificado por una configuración conocida como un "ROLL FRONT" (ver fig 3-1 y tabla 3-1). El frente avanza a través de la roca similar a una banda de concentración cromatográfica. Los caracteres químicos y mineralógicos de tales ocurrencias son bien conocidas y han sido duplicados en parte por experimentos en laboratorios.

El frente es movilizado por el oxígeno disuelto en las aguas subterráneas circulantes y el combustionado por el Azufre y/o material orgánico. Las bacterias autotróficas-químicas tales como el THIOBACCILLUS FERRO - OXIDANS aceleran la oxidación de la pirita existente en las inmediaciones del frente de mineralización. Ello hace que el pH descienda y suministran sulfato para los reductores de sulfatos tales

como el DESULFOVIBRO DESULFURICANS, los cuales utilizan materiales orgánicos dentro de la zona de mineralización para reducir iones acuosos sulfatos a iones sulfuros. Este a su vez reduce al hierro que precipita como pirita. El uranio contenido en el agua subterránea es precipitado a la vez como uraninita o cofinita denominado así a los óxidos y silicatos uranosos respectivamente, y los adsorvidos en materiales orgánicos los cuales caracterizan muchos depósitos tipo ROLL-FRONT. El sulfato es también suministrado por aguas subterráneas circulantes en donde el calcio se combina con el ión carbonato; realizado por el incremento del pH, precipitando como carbonato de calcio a la salida del frente. El concepto de ROLL-FRONT fue cristalizado por HARSHMAN, E. M. y la caracterización de las diferentes zonas fue descrito por RUBIN, B. por encargo de la AGENCIA INTERNACIONAL DE ENERGIA ATOMICA.

ASPECTOS QUIMICOS DE LA OCURRENCIA DE U

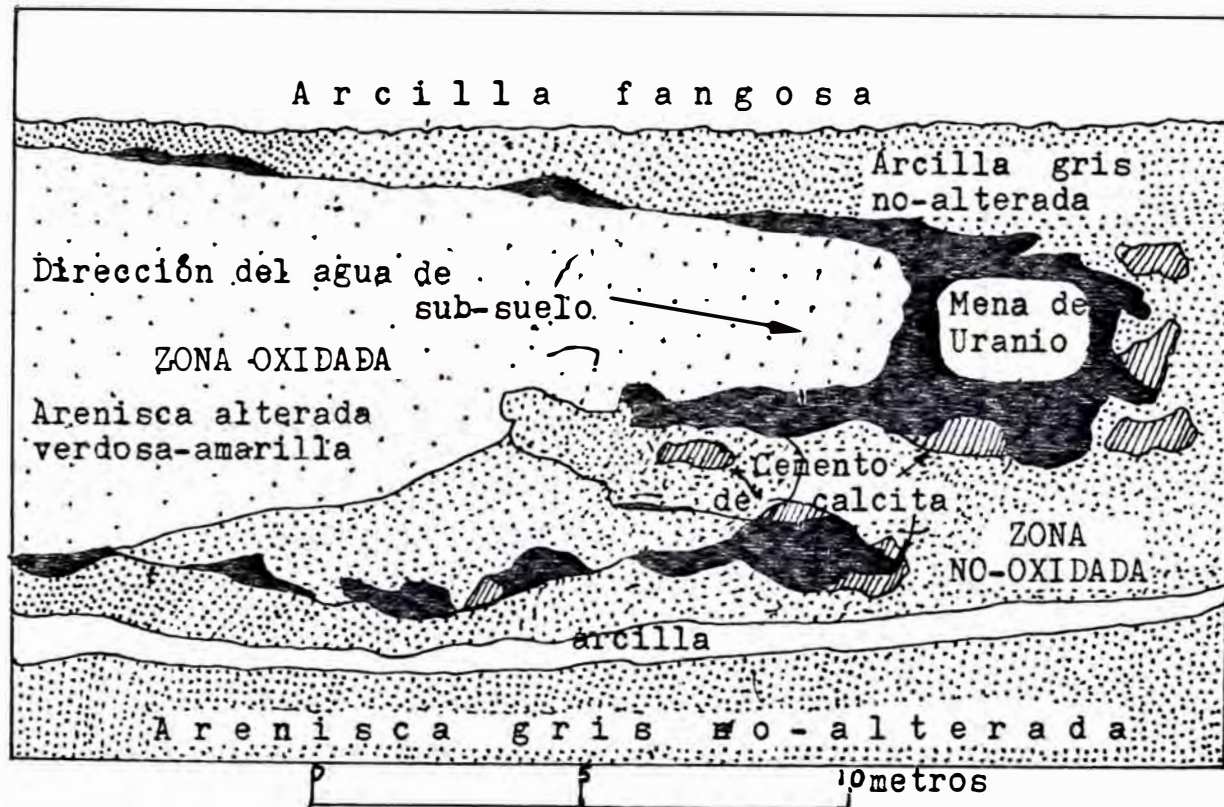


FIG. 3-1 Roll Front mostrando zonas de oxidación, mena de Uranio y No-oxidadas (Después de Harshman).



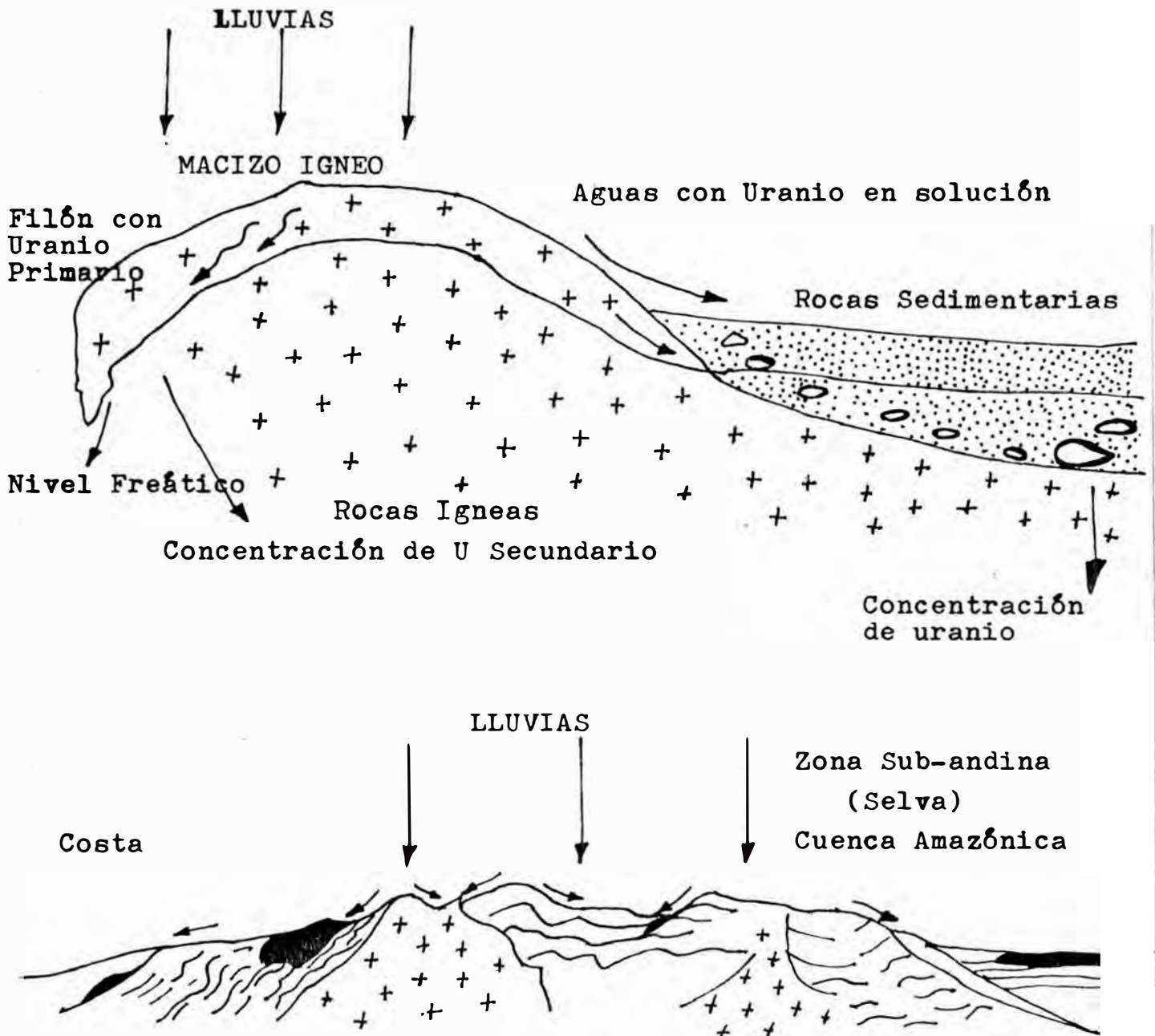
T A B L A 3 - 1

IDEALIZACION DE ZONAS CARACTERISTICAS DE UN ROLL-FRONT SIMILAR A LA ZONA DE MINERALIZACION

	ZONA OXIDADA	ZONA MINERALIZADA	ZONA NO-OXIDADA
U-Radiometría/U-Química	> 1.0	≤ 1.0	> 1.0
Uranio	0.0002 - 0.001 %	0.01- 1.0 %	0.0004 - 0.0008 %
Molibdeno	0.0001 - 0.0002 %	0.001 - 0.01 %	0.00005 - 0.0002 %
Vanadio	0.0001 - 0.0002 %	0.01 - 0.5 %	0.0001 - 0.0002 %
Selenio	0.002 - 0.004 %	0.01 - 0.3 %	0.00005 - 0.0001 %
Hierro (Férrico)	0.33 - 0.66 %	< 0.1 %	0.16 - 0.33 %
(Ferroso)	0.16 - 0.33 %	1.0 - 3.0 %	0.33 - 0.66 %
Azufre (Sulfuro)	< 0.002 %	1.0 - 3.0 %	< 1.0 %
(Sulfato)	< 0.002 %	0.1 - 1.0 %	< 0.002 %
Carbon (Carbonato)	0.01 - 0.05 %	0.05 - 0.6 %	0.2 - 0.6 %
	0.01 %	0.1 - 0.6 %	0.03 - 0.06 %
Minerales Típicos:	Arcillas, Oxidos de Fe Hidratados Feldespatos, Hematitas	Feldespatos, Piritas Calcita	Feldespatos, Piritas Calcita, Magnetita
pH	8.0 ± 0.3	6.0 ± 0.5	8.0 ± 0.3
Eh	> - 0.18 Volts	-0.14 a 0.28 Volts	< - 0.27 Vol
Compuestos Orgánicos:	Complejos Orgánico-Arcillosos Solamente	Carbon-Similares y Alto Humosos	Humosos de Alto Peso Molecular
Acción Bacteriana:	Thiobacillus Ferroxidans	Desulfovibrio Desulfuricans	
Contenidos Principales de las aguas subterráneas:	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup> , SO <sub>4</sub> <sup>=</sup> , Ca, Mg	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup> , S <sup>=</sup> , SO <sub>4</sub> <sup>=</sup> Ca, Mg	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup> , Ca, Mg
COLOR:	Verde claro a color de Ante	Gris a Negro	Gris claro

FIGURA 3-2 : PROSPECCION DE URANIO EN EL PERU

- Uranio presente en Rocas Igneas (Maciso Andino)
  - Concentración de Uranio en Rocas Sedimentarias Continentales
- Areas: Zona sub-andina, selva, zona Meseta del Collao



CORTE GENERALIZADO DE LOS ANDES DEL PERU

Yacimiento de Uranio en Rocas Sedimentarias  
Constituyen el 90% de Reservas a Nivel Mundial

3.3 MINERIA GENERAL.- Los métodos usados en el minado de menas de uranio dependen ampliamente del tipo de depósito a ser explotado. Las técnicas varían considerablemente con la profundidad, pendiente, y espesor del cuerpo mineralizado, la naturaleza de las rocas encajonante, cobertura de materiales estériles y la topografía del yacimiento.

De acuerdo a los estudios geológicos realizados sobre el yacimiento de Macusani la similitud existente con los del Area Gas Hills, Wyoming, The Grants District, New Mexico, y el área Cameron en Arizona el método de minado sugerido sería el de cielo abierto.

Se utilizarían equipos Trac Kless y carros de recorrido corto. Para el cargado de material minado se podrían usar cargadores frontales así como para el movimiento de materiales anteriores y posteriores a la lixiviación.

# TRATAMIENTO DEL MINERAL

" Si cierras la puerta a todos los errores, dejarás fuera toda la verdad".

RABINDRANATH TAGORE

" El mejoramiento de una sociedad es imposible sin un mejoramiento de los individuos".

SPENCER

ESTUDIO DEL MINERAL URANIFERO Y OBTENCION DE LAS  
SOLUCIONES DE LIXIVIACION

4.0 INTRODUCCION.- Este capítulo trata sobre el estudio del mineral uranífero proveniente de Macusani, para el efecto hago mención a algunos de los principales métodos existentes para los análisis basados en la radiometría, mineralogía, espectrometría, difracción; complementándolos con los métodos clásicos. Con la información obtenida de todos y cada uno de los métodos empleados estaremos en condiciones de adoptar un determinado proceso metalúrgico para extraer y recuperar los valores contenidos en el mineral.

El proceso metalúrgico que se adopta seguir es el de lixiviación. Como quiera que existe una variedad de estos procesos, elegimos las más factibles desde el punto de vista técnico-económico por lo que procedemos a estudiar los diferentes parámetros inherentes a cada proceso basado en las características del mineral.

Dentro de estos estudios como parte implícita de la tecnología adoptada se incluyen los referentes a la estequiometría, termodinámica y cinética del proceso. Se indican las acotaciones de los valores paramétricos obtenidos a lo largo y ancho de este capítulo.

#### 4.1 ANALISIS Y DESCRIPCION DE LAS CARACTERISTICAS DEL MINERAL

4.1.1 ANALISIS RADIOMETRICO.- Este tipo de análisis se llevó a cabo con un equipo de radiometría sobre muestras de minerales uraníferos de origen sedimentario y volcánico, los que fueron obtenidos y suministrados sistemáticamente codificados por el equipo de exploración del Departamento de Geología del IPEN.

Las identificaciones y clasificaciones de las muestras se llevaron a cabo acotándolos por las mínimas y máximas cuentas por segundo (c/s) de todos y cada uno de ellas.

El peso total de muestras representativas de origen sedimentario fue de 6.5 kgs, el de origen volcánico proveniente de los Blocks fue de 12 Kgs y el volcánico del sector denominado tantamoco fue de 11.5 Kgs.

Las muestras representativas fueron subdivididas en seis; correspondiendo dos a cada tipo de mineral clasificado por su origen y zona de muestreo. Así; se obtuvo dos muestras de origen sedimentario proveniente del sector denominado "Huiquiza derecha" y cuatro de origen volcánico: dos provenientes de la zona de Tantamoco y dos de los denominados Blocks numerados.

La clasificación, denominación y radiometría se tabulan y muestran en el cuadro 4-1 y se grafican en la figura 4-1.

Como se observa en el cuadro las cuentas detectadas para las muestras de origen sedimentario fueron: El mínimo 400c/s y el máximo 1500 c/s. Para los de origen volcánico: Los provenientes de la zona o sector denominado Blocks; el mínimo detectado fue de 300 c/s y el máximo de 2000 c/s, para los provenientes del sector Tantamoco; el mínimo detectado fue de 400 c/s y el máximo de 7,000 c/s.

CUADRO 4-1

RESULTADO DE LA RADIOMETRIA EN CUENTAS POR SEGUNDO (C/S)

DENOMINACION		ORIGEN		DETECCION
Geológica	Metalúrgica	Volcánico	Sedimentario	(C/S)
Huiquiza D.	M-1	No	Si	400
Huiquiza D.	M-2	No	Si	1500
Blocks	M-3	Si	No	300
Blocks &	M-4 &	Si	No	2000
Tantamoco	M-5	Si	No	400
Tantamoco +	M-6 +	Si	No	7000

& En esta única muestra que arrojaba 2000 c/s se detectó posteriormente Berilio, el que daba una coloración café característico a la solución lixiviada sulfúrica.

+ Esta muestra dio lugar a una coloración amarilla característica de los minerales uraníferos con presencia de fierro como elemento concomitante.

4.1.1.1 INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS.- De acuerdo al cuadro 4-1 y a la figura 4-1 se puede inferir lo siguiente:

a) Las muestras provenientes de los sectores denominados "Huiquiza Derecha" de origen sedimentario (M-1 y M-2) arrojan como resultados menores (c/s) que los correspondientes a aquellos de origen volcánico.

b) Entre las muestras de origen volcánico; Blocks (M-3 y M-4) y tantamoco (M-5 y M-6); en estas últimas se detectaron mayores (c/s) de hasta 7000.

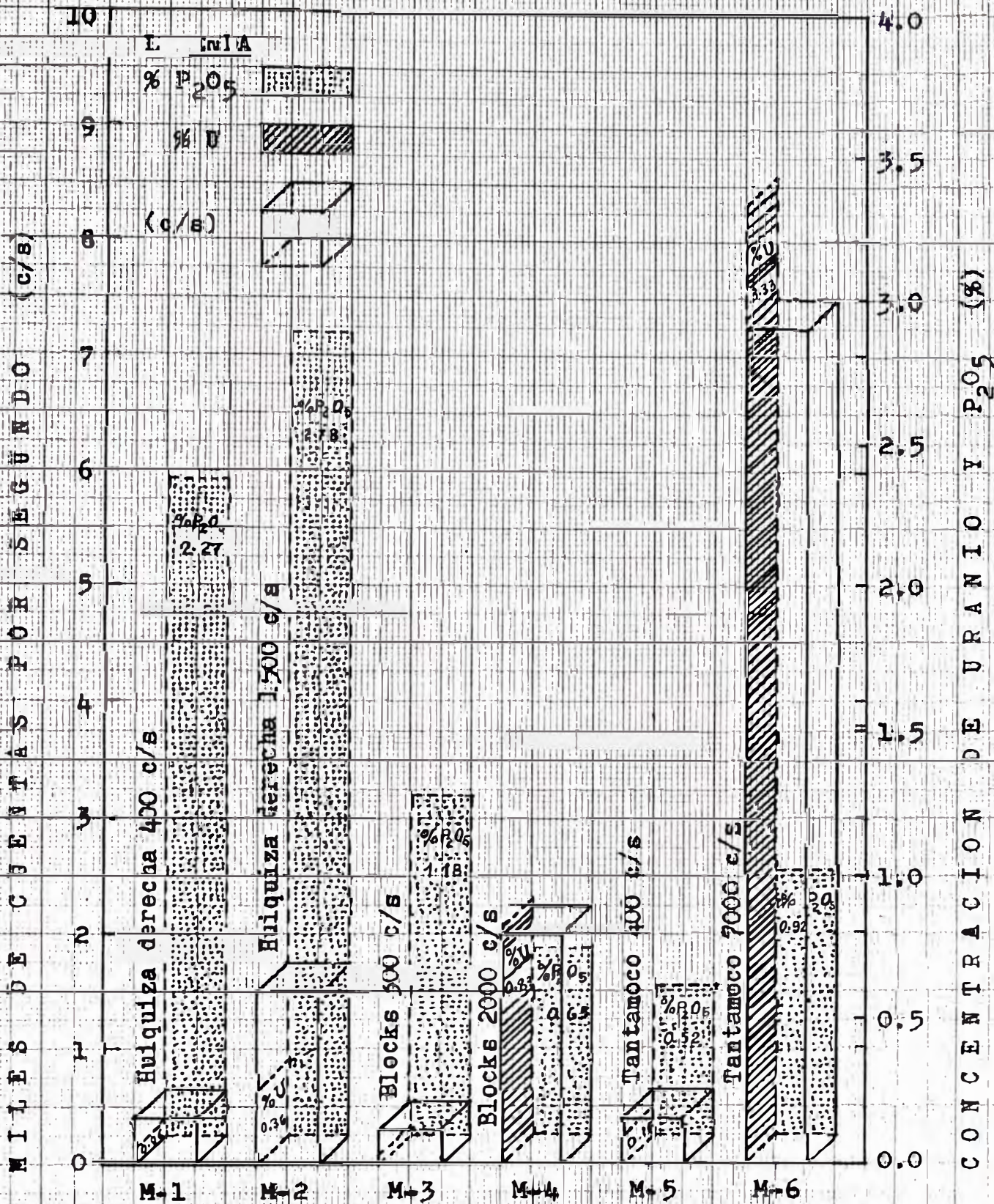


GRAFICO 4-1 : Gráfico comparativo de la radiometría y del análisis químico efectuado sobre las muestras representativas por zonas de muestreo.



Especulando sobre los resultados obtenidos cabe hacer notar de que los agentes meteorológicos han actuado con mayor intensidad sobre las muestras de origen sedimentario; especialmente los agentes hídricos, los que al parecer actuaron como lixiviantes. De ser cierto esta suposición y por el estudio de las asociaciones paragenéticas de las muestras, el contenido de uranio en los sedimentarios será menor que en los de origen volcánico.

Se recomienda establecer una curva de correlación para hallar la constante de proporcionalidad con relación al análisis radiométrico y la cuantificación del contenido de uranio.

4.1.2 ANALISIS MINERALOGICOS.- Los análisis mineralógicos se llevaron a cabo en el laboratorio de Materias Primas del IPEN. Los estudios se dirigieron concretamente al estudio de la génesis y tipo del yacimiento por intermedio de la petromineralogía sobre las muestras.

El equipo principal de análisis utilizado fue el microscopio.

Las muestras representativas se signaron como: M1P, M2P, M3P, M4P y M5P.

A continuación se detalla el informe de los estudios realizados:

a) DENOMINACION INFERIDA.- Toba cristalina de le con tendencia a riolítica.

b) CARACTERES FISICOS.- Las muestras analizadas presentaron fundamentalmente las siguientes características físicas:

- Morfología granular : Inequigranular
- Permeabilidad : Porosa
- Fracturamiento : Irregular
- Cohesión : Friable
- Esquistocidad : Ausente
- Textura : Vitroclástica

C U A D R O 4 - 2

ESPECIE MINERALOGICA	COMPOSICION (%)	FORMA	MODO DE OCURRENCIA	CARACTERISTICAS ESPECIALES
Cuarzo	23	Anhedral, redondeado Subredondeado, anguloso y subanguloso	Clastos, fragmentos y matriz	Deformados, rotos
Muscovita	10	Euhedral y anhedral	Clastos, fragmentos y matriz	Deformados, rotos
Vidrio	20	Anguloso, subanguloso	Fragmentos y matriz	
Feldespatos	15	Subredondeado, anguloso y subanguloso	Clastos, fragmentos y matriz	Maclado, deformado y roto
Opacos	2	Euhedral y subhedral	Fragmento y matriz	
Biotita	2	Euhedral	Clastos y matriz	Deformado
Plagioclasas	8	Euhedral, redondeado Anguloso y subanguloso	Clastos y matriz	Maclado, zonado deformado y otros
Fragmentos líticos	10	Redondeado y subredondeado	Fragmentos de tobas de la misma composición	
Arcillas	7	Anhedral	Agregados, densos y matriz	
Limonitas	1	Anhedral	Intersticial y cavidades	

- c) CONFORMACION MINERALOGICA.- En orden decreciente:  
Esenciales.- Cuarzo, Moscovita, Vidrio, Feldespatos Potásicos, Sódicos, y Cálcidos.  
- Accesorios.- Opacos, Biotita, Plagioclasas, Fragmentos líticos.  
- Secundarias.- Limonitas, Arcillas.

d) COMPOSICION MINERALOGICA DE LA TOBA Y SUS CARACTERISTICAS MAS NOTABLES.- A continuación se cuantifica proporcionalmente, a los componentes de las muestras minerales atendiendo; además, al modo de ocurrencia y características especiales. (ver cuadro 4-2).

4.1.2.1 INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS.- Del estudio mineralógico se desprende que la ganga esta compuesta primordialmente de granito y accesorios y que sus características físicas fundamentales son: La permeabilidad, su fragilidad, su poca tendencia a formar partículas finas y su gran friabilidad.

La mineralización al parecer se halla fundamentalmente en las tobas volcánicas, los cuales han sido detectados bajo el microscopio estereográfico en las muestras: M1P, M2P, M3P y M4P; no así, en la M5P.

En las secciones delgadas no se ha determinado esta especie debido a que durante la preparación de las muestras la mena se solubiliza con la fricción de los abrasivos y al contacto con el agua.

Se han detectado fehacientemente la presencia de feldespatos  $(K,Na)AlSi_3O_8$  y Piroxenos  $Ca(Mg,Fe)Si_2O_6$  y otros compuestos antes mencionados en el cuadro 4-2.

4.1.3 ANALISIS ESPECTROGRAFICO - SEMICUANTITATIVO.- Los resultados del análisis espectrográfico realizado sobre la muestra representativa del en el cuadro 4-3 y los espectrogramas en los gráficos 4-3-A, 4-3-B y 4-3-C.

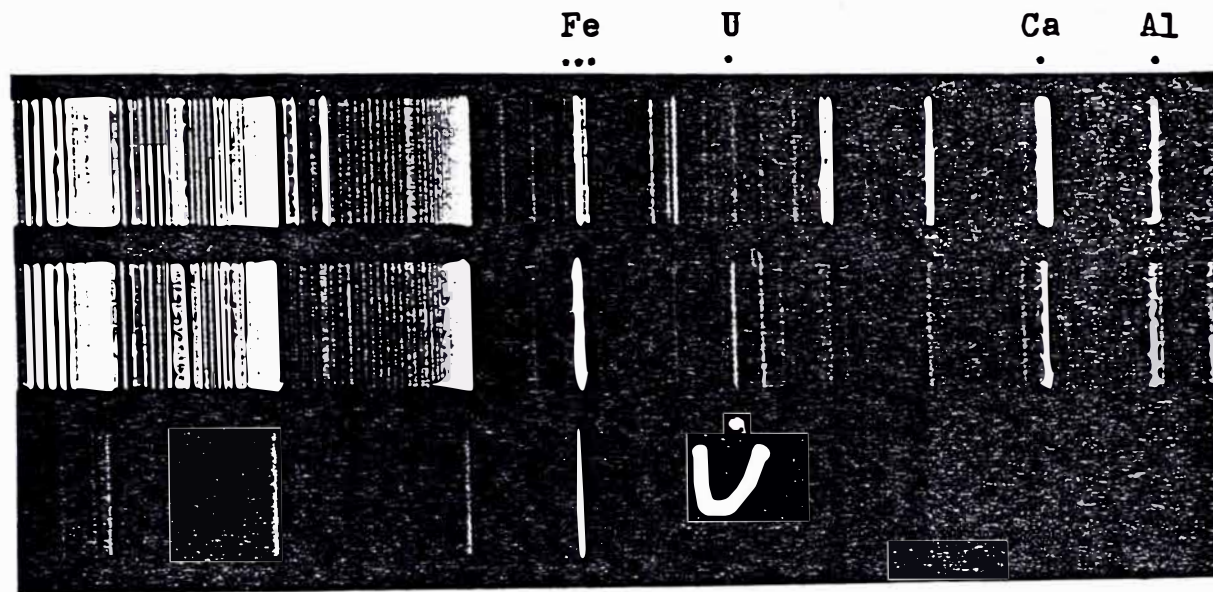


GRAFICO 4-3-A.- Espectrograma en donde se muestra las líneas características del uranio, calcio, fierro y aluminio. (Mineral Uranífero Macusani-Puno)

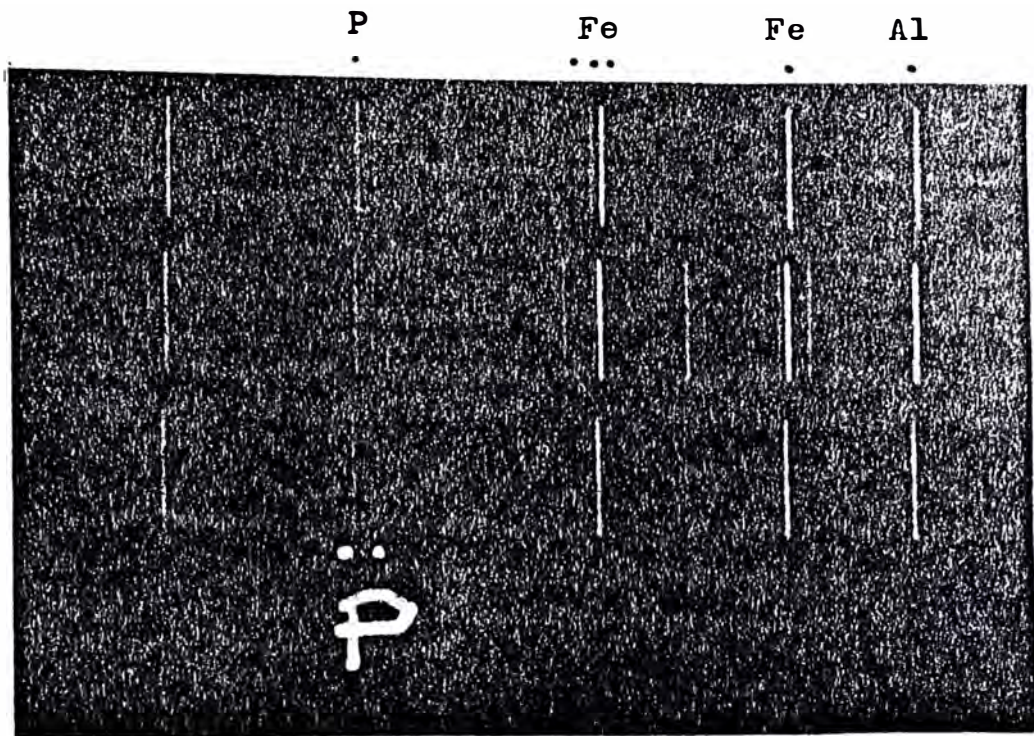


GRAFICO 4-3-B.- Espectrograma mostrando las líneas características del fósforo, fierro y aluminio. (Mineral Uranífero, Macusani-Puno)

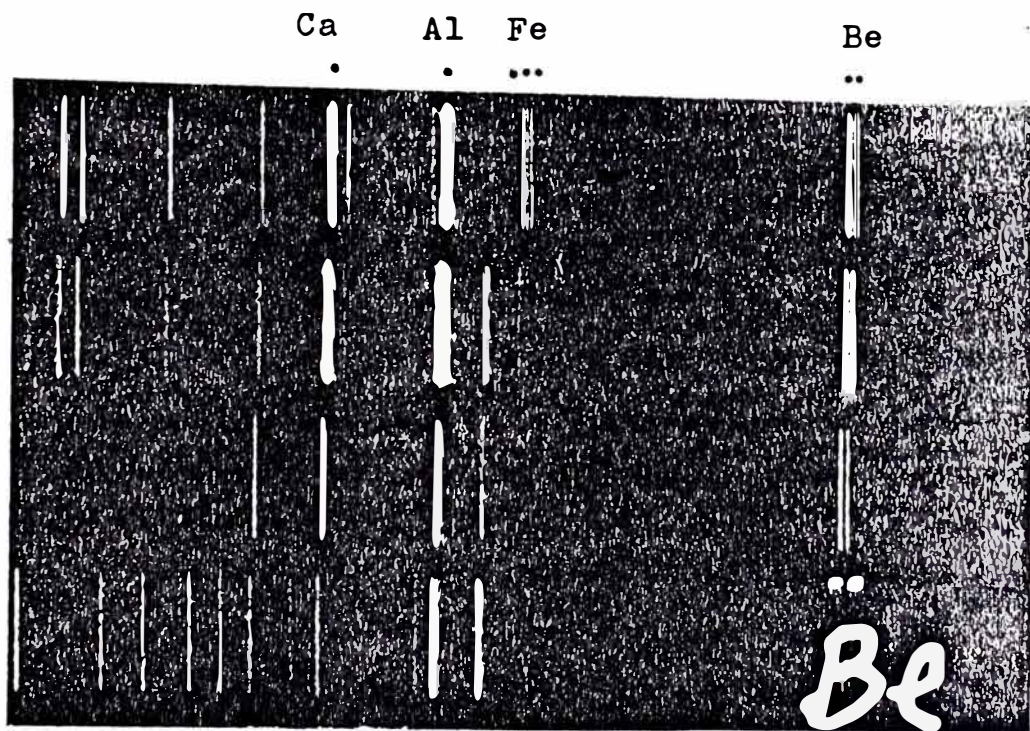


GRAFICO 4-3-C.- Espectrograma donde se muestra las líneas características del berilio, calcio, fierro y aluminio. (Mineral Uranífero, Macusani-Puno)

C U A D R O      4 - 3

RESULTADO DEL ANALISIS ESPECTROGRAFICO MOSTRANDO EL RANGO DE  
COMPOSICION POSIBLE DE LOS DIFERENTES ELEMENTOS INORGANICOS  
CONSTITUYENTES DEL COMPOSITO DE LA MUESTRA REPRESENTATIVA,  
MACUSANI - PUNO

ELEMENTOS MAYORES	ELEMENTOS MENORES	ELEMENTOS TRAZAS		
		MAYORES	INTERMEDIOS	MENORES
10 %	10 a 1.0 %	1.0 a 0.1 %	0.1 a 0.01 %	0.01 a 0.001 %
Silicio	Fosforo Calcio Sodio Potasio Fierro Aluminio	Plomo Magnesio Manganeso Uranio & Berilio	Boro Estaño Cobre	Titanio Plata

& La indicación del uranio; elemento radioactivo, lo he ubicado en la posición señalada como referencia ponderativa ya que su ubicación e identificación se halla en la segunda región del espectrograma; correspondientes a los elementos radioactivos, tal como se muestra en el espectrograma adjunto.

4.1.3.1 INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS.- La lectura de los resultados del cuadro 4-3 se realiza en forma ponderativa descendente de los elementos constituyentes de la muestra; desde arriba hacia abajo y de derecha a izquierda, respectivamente; así por ejemplo se observa que el contenido de silicio es mayor que 10 % del total y el de plata se halla constituyendo en un rango de 0.01 a 0.001 %.

Cabe hacer notar que los resultados son aproximados o mejor dicho, semicuantitativos.

A continuación presentamos un cuadro a partir de los resultados espectrográficos expresando semicuantitativamente la composición de los elementos principales; constituyentes de la muestra, en Kgs de elemento por tonelada métrica seca de mineral (Kg/TMS).

C U A D R O      4 - 4

<u>ELEMENTO</u>	<u>Kgs / TMS</u>
Fosforo	100 a 10
Aluminio	15 a 10
Plomo	10 a 1
Magnesio	8 a 1
Manganeso	6 a 1
Uranio	5 a 1
Boro y Berilio	1 a 0.1
Estaño	0.8 a 0.1
Cobre	0.6 a 0.1
Titanio	0.1 a 0.01
Plata (oz-troy/Tc)	5.5 a 2.0

En base al cuadro 4-4 y los gráficos 4-3-B y 4-3-C se infiere que los elementos económicamente posibles de ser recuperados como subproductos principales son: Be, P, Al, Pb, Mg y Mn y los subproductos secundarios son: B, Sn, Cu, Ag y Ti; previa evaluación económica y técnica.

4.1.4 ANALISIS POR RAYOS-X.- Este análisis fue realizado en la Argentina por el convenio CONEA-IPEN existente; cuyos originales se encuentran en los archivos del IPEN (ver cuadro N° 4-4-A).

Mediante la aplicación de los rayos-x se determinó contundentemente que la composición de la mena uranífera estaba constituida principalmente por la META-AUTINITA cuya fórmula molecular es:  $\text{CaO} \cdot 2\text{UO}_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ , la cual es conocida también como uranita de cal o mica de uranio calcáreo, este fosfato hidratado de uranio y calcio de acuerdo a la referencia extraída del tratado de mineralogía de DANA es de origen secundario, generalmente va asociada con uraninita y otros minerales de uranio y algunas veces con menas de estaño, plata y fierro; los que de acuerdo a los análisis anteriores corroboran tal afirmación. La presencia de plomo se podría explicar como: Renardita, Dumonita, Dewindtita ó Parsonita ( $2\text{PbO} \cdot \text{UO}_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot \text{H}_2\text{O}$ ). El cobre por la misma razón que el plomo ///...

.../// posiblemente se halle formando Tobernita o Uranita de Cobre cuya composición corresponde a  $\text{Cu}(\text{UO}_2)_2\text{P}_2\text{O}_8 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$ .

La ganga principalmente se halla formado por Cuarzo, muscovita, feldespatos y piroxenos. De acuerdo a la especulación anterior se podría explicar la presencia de Silicio, Calcio, Sodio, Potasio, Aluminio en la forma de Ortoclasa sódica  $(\text{Na},\text{K})\text{AlSi}_3\text{O}_8$  y Andesina  $(n\text{NaAlSi}_3\text{O}_8 \text{ ó } m\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8)$  o tal vez Anortita  $(\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8)$ , todos ellos clasificados dentro del grupo de los feldespatos.

La presencia de Calcio, Magnesio y Hierro se explicaría dentro del grupo del Piroxeno tal vez en forma de metasilicatos como:  $\text{Ca}(\text{Mg},\text{Fe})\text{Si}_2\text{O}_6$  y de  $(\text{Mg},\text{Fe})(\text{Al},\text{Fe})_2\text{SiO}_6$  de acuerdo a la sugerencia de TSCHERMAK. Algunas veces en pequeña cantidad se halla el titanio sustituyendo al silicio. Dentro de este grupo se podría citar a los siguientes: Clinoenstatita, Pigeonita, Diópsido y Hedembergita. En cuanto al Manganeso y Hierro podría explicarse su existencia en la forma de SCHEFFERITA y Augita  $(\text{Mg},\text{Fe})(\text{Al},\text{Fe})_2\text{SiO}_6$ .

El Berilio posiblemente se halle en la forma compleja de:  $3\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$ , la que hasta la actualidad se considera como mena principal de este elemento.



C.N.E.A.

SUMINISTROS NUCLEARES  
Gerencia de Exploración  
Departamento de Prospección  
DIVISION DE ESTUDIOS ESPECIALES  
Difractometría

INTERPRETACION DEL DIFRACTOGRAMA DE RAYOS-X

N°5 ————— Film N°7746 ——— Radiación: Cu-K(alfa)

Mineral Identificado: M E T A U T U N I T A

Solicitado por : PERU (Sr. Sisebuto)

Línea N°	Arco mm	2 $\theta$	d A°	I	Observaciones
1	20.60	10.30	8,588	MF	
2	34.40	17.20	5,155	M	553
3	36.40	18.20	4,847	M	
4	44.20	22.10	4,022	F	432
5	48.00	24.00	3,707	F	
6	51.40	25.70	3,416	M	
7	55.20	27.60	3,231	M	
8	60.80	30.40	3,940	M	
9	65.80	32.90	2,722	M	
10	71.20	35.60	2,542	d	
11	81.60	40.80	2,211	d	
12	84.60	42.30	2,138	M	
13	88.60	44.60	2,031	Md	

CUADRO N° 4-4-A : Resultados del difractograma (Film N°7746)

Correspondiente a la METAUTUNITA

OBSERVACIONES : Análisis correspondiente a la muestra N°1  
(Macusani-Puno).

4.1.5 ANALISIS QUIMICO CUANTITATIVO.- Para llevar a cabo la cuantificación de los elementos, compuestos de interés metalúrgico las muestras se clasificaron en dos grupos; inicialmente, un grupo perteneciente a los de origen volcánico y el otro a los de origen sedimentario. Posteriormente se realizaron análisis de los compósitos de las muestras representativas a dos tipos de granulometría luego de la trituración del mineral; una a malla-0.25" y el otro a malla-35 de la serie TYLER.

A continuación se muestran los resultados de los análisis:

C U A D R O      4 - 5

RESULTADOS ANALITICOS CUANTITATIVOS DE LOS CONTENIDOS PROMEDIO EN LOS MINERALES DE ORIGEN VOLCANICO Y SEDIMENTARIO:

<u>VOLCANICO</u>	<u>SEDIMENTARIO</u>
Uranio .....0.72 %	Uranio ..... 0.15 %
Fierro ..... 2.65"	Fierro ..... 0.72"
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ..... 0.69"	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ..... 2.08"
SO <sub>4</sub> ..... 20.90 g/l	SO <sub>4</sub> ..... 7.73 g/l

C U A D R O      4 - 6

RESULTADOS ANALITICOS CUANTITATIVOS DEL COMPOSITO DEL MINERAL URANIFERO DE MACUSANI TRITURADO A DOS GRANULOMETRIAS

<u>ELEMENTO ANALIZADO</u>	<u>PORCENTAJE (%)</u>	
	<u>m-0.25"</u>	<u>m-35</u>
Uranio	0.460	0.630
Cobre	0.003	0.001
Fierro	0.900	0.020
Cobalto	0.006	0.001
Niquel	0.010	0.010
Fosforo	1.500	1.500
Calcio	1.700	1.700

4.1.5.1 INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS.- De acuerdo con los resultados obtenidos en el cuadro 4-5 podemos inferir que el contenido de uranio y fierro es mayor que aquellas muestras de origen volcánicos mas no así el contenido de  $P_2O_5$  y el azufre. Este análisis corrobora fehacientemente al análisis radiométrico (ver cuadro 4-1 y la figura 4-1) los que indican claramente que la acción erosiva sufrida se llevó a cabo por soluciones ligeramente ácidas. Esta sugestión se observa por el menor contenido de uranio y Fe y el aparente incremento del  $P_2O_5$  y el azufre por la acción lixiviante de la solución ligeramente ácida en el mineral de origen sedimentario ya que el  $P_2O_5$  es inalterable al ataque con solución ácida; concretamente con el ácido sulfúrico.

Del cuadro 4-6 podemos explicar que el mínimo contenido de uranio en el compósito es de 4.6 Kgs de uranio por tonelada métrica de mineral y consecuentemente el contenido de fósforo y calcio elemental es de hasta 15 Kgs; y de 20 Kg respectivamente en la forma de óxidos.

Mostramos a continuación el cuadro 4-7 como una confrontación de los resultados obtenidos en el análisis radiométrico (cuadro 4-1) y el análisis químico cuantitativo, los que pueden ser visualizados en el gráfico 4-1.

C U A D R O 4 - 7

RESULTADO DE LOS ENSAYES POR URANIO, FIERRO Y FOSFORO REALIZADOS SOBRE MINERAL URANIFERO DE MACUSANI, CLASIFICADOS POR SU ORIGEN METALOGENETICO Y DE ACUERDO A SUS MINIMAS Y MAXIMAS CUENTAS POR SEGUNDO:

DENOMINACION		ORIGEN		DETECCION	U	Fe	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Geología	Metalúrgica	Volcánico	Sedimentario	C/S	%	%	%
Huiquiza D.	M-1	No	Si	400	0.06	0.49	2.27
Huiquiza D.	M-2	No	Si	1500	0.36	0.78	2.78
Blocks	M-3	Si	No	300	0.03	0.90	1.18
Blocks &	M-4 &	Si	No	2000	0.83	2.35	0.65
Tantamoco	M-5	Si	No	400	0.10	2.12	0.52
Tantamoco +	M-6 +	Si	No	7000	3.30	3.50	0.92

& Esta fue la única muestra que dió lugar; luego de la prueba de lixiviación, a una solución de color café característico, la que al conformar el compósito para la prueba de lixiviación con las demás muestras tiñó a todo el licor cargado con la misma coloración.

+ Esta muestra dió lugar a una coloración amarillo característica intensa al ser lixiviado con solución sulfúrica como muestra fuera de compósito.

4.1.6 ANÁLISIS PETROMINERALÓGICO.- El estudio correspondiente fue realizado en la Argentina, por el convenio C.N.E.A-PERU IPEN (División de Estudios Especiales Informe N°25-81)(12/10/81)

4.1.6.1 PETROGRAFIA (Muestra N° 333/81) .- Roca de color gris claro, masiva, algo friable de fractura concoide, textura porfiroclástica, con porfiroclastos identificados a la lupa binocular como de cuarzo ahumado, feldespatos blanquesinos, cristales rosados de andalucita y laminillas biotíticas; en una pasta afanítica.

Microscópicamente presenta textura porfiroclástica microbrechosa, debido a la angulosidad que muestran la mayoría de sus componentes. Mineralógicamente está compuesta por:

CUARZO : Los porfiroclastos de tamaños mayores oscilan entre 0.96 y 2.56 mm, se presentan de subangulosos a redondeados con sus bordes corroídos y algunos engolfamientos. Los fenocristales se presentan fracturados, con extinción de relámpago a fragmentosa, por lo general límpidos o con inclusiones de finas agujitas de apatita, laminillas micáceas, algunos pequeños gránulos y cristalitos prismáticos de color rojizo : Rutilo y escasas inclusiones fluidas.

Se observan asimismo, intercrecimientos mirmequíticos con plagioclasas ácidas y las fracturas de los cristales se encuentran rellenas por la pasta.

Los cristales de mayor tamaño son más angulosos con extinción de relámpago y bordes corroídos; algunos individuos son de tipo esquirra. El hecho de encontrar clastos de dos tamaños podría estar indicando dos generaciones de suministro para el cuarzo.

PLAGIOTOC LASAS : Oligoclasa en cristales aproximadamente euhedrales, fracturados con estructuras zonales, en ocasiones. Presentan algunos bordes corroídos e inclusiones de laminillas de biotita, de apatita, muy pequeños cristalitos de circón y de rutilo, se observan asimismo, texturas mirmequíticas, dadas por intercrecimientos con el cuarzo en forma de gotas.

FELDESPATOS: Ortosa, en cristales subhedrales y, en -- sus menores proporciones, Sanidina, también en cristales algo fracturados, con sus bordes corroídos e inclusiones de biotita. Los cristales se encuentran límpidos, por lo general.

BIOTITA : De color pardo a pardo oscuro, en laminillas tabulares que se encuentran en ocasiones, corroídas por el cuarzo, así como algunas laminillas están parcialmente desferizadas y con incipientes pasajes a muscovita secundaria. Presentan escasas inclusiones de apatita y las laminillas más finas se encuentran flexuradas por deformación y con sus extremos deflecados.

ANDALUCITA : De color rojizo a verdoso muy claro, en -- cristales euhédricos. En ocasiones se encuentran asociadas -- minerales opacos.

MUSCOVITA : Como mineral secundario, en pequeñas laminillas flexuradas y deflecadas.

La "pasta" es hipocristalina, algo arcillosa (montmorillonítica) por devitrificación del vidrio volcánico original, presenta una cierta fluidalidad y contiene microlitos de feldspatos porasicos y de sílica microcristalinas, se observan esferulitas en el vidrio, con sus características cruces de extinción, así como sílice vesicular y algo bandeada, mostrando una cierta estructura fluidal. En dicha pasta se observan abundantes asociaciones fibrosas, en ocasiones radiales, de minerales amarillos de Uranio, los que se encuentran también bordeando los porfiroclastos mayores.

Se presentan escasos fragmentos tobáceos consanguíneo a la roca en estudio, más vitrificados y con abundantes minerales amarillos de Uranio, los cuales se encuentran asimismo rellenando pequeñas cavidades.

Son escasos los minerales opacos en forma de gránulos dispersos homogéneamente en la muestra.

Bordeando cavidades especialmente, se observa la presencia de tridimita.

Minerales accesorios : Apatita, Circón, Rutilo, Muscovita.

CLASIFICACION : Toba vitrocristalina riolítica.

Muestra N° 334/81

Roca de color amarillo, presenta en sus caras superficiales una coloración pardo grisácea, debido a alteraciones sufridas por la muestra. La misma es masiva, algo friable, con porfiroclastos de Cuarzo, Cuarzo Ahumado, tablillas feldespáticas blanquecinas y laminillas micáceas, en una pasta afanítica. Presenta fractura irregular.

MICROSCOPICAMENTE Pose una textura porfiroclástica, con pasta hipocristalina aparentemente silícea, compuesta por microlitos de feldespatos y Cuarzo. La composición de la misma se encuentra totalmente enmascarada por la gran proporción de minerales amarillos de Uranio, dispuestos en forma de fibrillas, en ocasiones radiales que ocupan la casi totalidad de la pasta. Son numerosas las cavidades que se observan rellenas por Calcedonia en forma masiva, o con estructuras agregada esferulítica. Los porfiroclastos están compuestos por:

CUARZO : En cristales subangulosos, fracturados, con sus fracturas rellenas por el material de la pasta y los minerales amarillos de Uranio, presentan extinción relámpago, en ocasiones fragmentosa, bordes corroídos y algunos engolfamientos y reabsorciones. Se observan inclusiones de apatita acicular, Circón y pequeños gránulos rojizos de rutilo y de laminillas muscovíticas secundarias.

FELDESPATOS : Sanidina y Ortosa SUBordinada, en cristales aproximadamente euhedrales a subhedrales, fracturados, límpidos y con sus bordes algo corroídos.

PLAGIOCLASAS : Oligoclasa?, también en cristales euhedrales, fracturados que se encuentran; en ocasiones, intercrecidos con los feldespatos potásicos, lo que posiblemente implique una feldespatización de la plagioclasa. Se observa asimismo, sus bordes corroídos e inclusiones de circón cristales de hábito prismático.

Presentan fragmentos tobáceos alterados, presumiblemente de rocas consanguíneas de composición ácida.

ANDALUCITA : De color rosado pálido a verdoso, en cristales euhedrales, algunas veces asociados a minerales opacos.

BIOTITA : En laminillas fracturadas o flexuradas y con -- sus bordes deflecados. Se presenta algo desferrizada y asociada, en ocasiones, a minerales opacos. Inclusiones escasas de apatita.

Son escasos los minerales opacos DISTRIBUIDOS como gránulos en la muestra.

MINERALES ACCESORIOS : Apatita, circón, rutilo, muscovita.

CLASIFICACION : Toba cristalolítica riolítica.

#### 4.1.6.2 MINERALOGIA

El presente estudio tuvo por finalidad la determinación de especies minerales, preferentemente uraníferas, en las muestras provenientes de Puno-Perú.

Dicho estudio consistió en primer término, en la molienda a mano de una parte de las muestras a analizar, posteriormente fueron tamizadas en cribas de alambre a distintas mallas: 60, 80 y 120. Luego mediante líquidos de densidad elevada, se procedió a la separación de la fracción pesada de las que se dedujeron; separándolos primero con la lupa binocular y analizándolos luego por difracción de Rayos-X, la presencia de META-AUTUNITA como mena de uranio.

Los otros minerales correspondientes a la fracción pesada son los siguientes: andalucita, apatita, turmalina y rutilo-ilmenita.

A continuación pasamos a describirlos a cada uno de ellos:

META-AUTUNITA :  $\text{CaO} \cdot 2\text{UO}_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$

Observada a la lupa binocular se presenta de dos formas:

a) En cristales tabulares de bordes rectangulares a ortogonales de color verde amarillento; transparente y de brillo vítreo; el tamaño de los cristales es de alrededor de 1.5 mm. Presenta clivaje en dos direcciones.

b) En agregados cristalinos sin formas definidas, de color amarillo verdoso; traslúcido y de brillo vítreo a perlado. No se observa el clivaje.

En ambas formas la fluorescencia a la luz ultravioleta es de color verde.

En la muestra N° D.E.E. 333/81, el mineral se encuentra irregularmente diseminado en los poros de la roca. En los espa-



cios abiertos de mayor tamaño se desarrollan cristales como los descritos en (a).

En la muestra N° D.E.E 334/81, la meta-autunita impregna la casi totalidad de la roca en forma de agregados radiales o fibras.

#### ANDALUCITA

Muy buen desarrollo de cristales de hasta 2 mm. Las formas predominantes son las de prisma cuadrado terminados por un pinacoide basal. El color es rosado claro, la fractura subconcoidea y el brillo vítreo.

Se encuentra ampliamente distribuida en la muestra N°333/81

#### APATITA

Cristales hexagonales de hábito prismático corto, algunos terminados en pirámides de primer orden, otros en plano basal, traslúcido, incoloro y de brillo vítreo. Los cristales alcanzan un tamaño aproximado de 0.5 mm.

#### TURMALINA

Se presenta en forma de cristales prismáticos con algunas caras estriadas. El color es pardo lo que denota la presencia de magnesio. El brillo es vítreo y es transparente. Fractura subconcoidea y dureza alta.

#### RUTILO-ILMENITA

Se presenta en forma de intercrecimientos de ambos cristales. Según Edwards, 1954, el rutilo cristaliza en primer término hasta que el remente líquido se enriquece en ilmenita, dando lugar a la formación de este mineral.

Debido a esta asociación, es que se observan cristales traslúcidos de color rojo intenso (rutilo) con intercrecimientos más oscuros, opacos de color negro de hierro correspondiente a la ilmenita.

En general estos agregados son muy escasos.

A continuación se detallan los minerales presentes en cada muestra :

MUESTRA N° D.E.E. 333/81 (M 1) /.- Meta-autunita, andalucita, apatita, turmalina, y rutilo-ilmenita.

MUESTRA N° D.E.E. 334/81 (M 2).- Metaautunita, andalucita y apatita.

#### 4.1.7 ANALISIS DE LA DISTRIBUCION GRANULOMETRICA

El análisis de la distribución característica de las partículas se realizó sobre muestras suministradas por el Ingeniero Francisco Herrera; provenientes de la campaña de prospección a la zona de Macusani-Puno.

Los resultados de las pruebas de distribución granulométrica se muestran en el cuadro (4-1-7A) y en la figura (4-1-7A).

Para la deducción de la ecuación de la tendencia de distribución de las partículas de las muestras del mineral uranífero, se ha utilizado el método de SCHUHMANN. Con datos del cuadro (4-1-7A) se elaboró el cuadro (4-1-7B) a partir del cual se pudo realizar los ajustes y determinación de los parámetros de la función de distribución; así:

- La función de distribución de SCHUHMANN es:

$$Y = F(x) = 100 \left[ \frac{x}{K} \right]^m \quad (I)$$

- Si aplicamos logaritmos a la ec. (I); tendremos:

$$\log Y = \log \left( \frac{100}{K^m} \right) + m \log x \quad (II)$$

- Reemplazando datos del cuadro (4-1-7B) en (II); resulta:

$$m = \frac{16(130.348) - (75.73)(27.138)}{16(361.072) - (75.73)^2}$$

$$m = 0.7356$$

$$\log \frac{100}{K^m} = \frac{(361.072)(27.138) - (75.730)(130.348)}{16(361.072) - (75.73)^2}$$

$$K = 140 \ 047$$

- Donde el coeficiente de correlación correspondiente a la curva es:

$$r = \frac{16(130.348) - (75.730)(27.138)}{\left\{ \left[ 16(361.072) - (75.730)^2 \right] \left[ 16(47.459) - (27.138)^2 \right] \right\}^{1/2}}$$

$$r = 0.99822 \quad (\text{correlación de distribución casi perfecta})$$

- El nivel de significación de la diferencia de distribución granulométrica es:

$$t_{\text{calc.}} = \frac{0.99822 \sqrt{16-2}}{\sqrt{1-(0.99822)^2}} = 62.63$$

De la tabla A-8 pág. (438), texto de JOHN B KENNEDY se extrae que:

$$t_{\text{tablas}} = 4.14, \text{ para } \nu = n-2 = 14 \text{ y probabilidad de } 0.1\%.$$

Luego de:

$$t_{\text{tablas}} = 4.14 \ll t_{\text{calc.}} = 62.63,$$

se infiere que el nivel de significación es menor de 0.1%.

- El tamaño medio de la distribución granulométrica es:

$$u = \left( \frac{m}{m+1} \right) K = \left( \frac{0.7356}{0.7356 + 1} \right) (140023)$$

$$u = 59\,346 \text{ micrones}$$

- La varianza de la distribución granulométrica será:

$$\sigma^2 = \left( \frac{m}{(m+2)} - \frac{m^2}{(m+1)^2} \right) K^2$$

$$\sigma^2 = \left( \frac{0.7356}{0.7356 + 2} - \frac{(0.7356)^2}{(0.7356 + 1)^2} \right) (140\,023)^2$$

$$\sigma^2 = 36'034\,554$$

- La desviación estándar (medida de dispersión normalizada) es:

$$\sigma = 6\ 003\ \text{micrones}$$

- El coeficiente de variación porcentual es:

$$CV = \sigma/u = 6\ 003/59\ 346 = 0.10$$

$$CV = 10\%$$

Por lo expuesto se deduce que la distribución granulométrica del mineral obedece a la ecuación de SCHUHMANN:

$$Y = F(x) = 100 \left( \frac{x}{140\ 047} \right)^{0.735611} \pm 0.022$$

De la ecuación propuesta representado en la figura 4-1-7A se puede observar la tendencia de las partículas a no formar finos ya que un 72.5% del compósito poseen tamaños mayores a 1 pulgada.

C U A D R O 4 - 1 - 7A

DISTRIBUCION GRANULOMETRICA DEL MINERAL URANIFERO PROVENIENTE DE MACUSANI-PUNO

n	T A M A Ñ O ( $x_i$ )		%Peso Ret. $f(x_i)$	%Ac (+) $G(x_i)$	%Ac (-) $F(x_i)$
	Pulgadas	Micrones			
1	- 6 <sup>1/2</sup>	165 100	0	0	100.0
2	+ 6	152 400	1.0	1.0	99.0
3	+ 5 <sup>1/2</sup>	139 700	2.0	3.0	97.0
4	+ 5	127 000	2.0	5.0	95.0
5	+ 4 <sup>1/2</sup>	114 300	3.5	8.5	91.5
6	+ 4	101 600	7.5	16.0	84.0
7	+ 3 <sup>1/2</sup>	88 900	7.5	23.5	76.5
8	+ 3	76 200	9.0	32.5	67.5
9	+ 2 <sup>1/2</sup>	63 500	10.0	42.5	57.5
10	+ 2	50 800	10.0	52.5	47.5
11	+ 1 <sup>1/2</sup>	38 100	10.0	62.5	37.5
12	+ 1 <sup>1/4</sup>	31 750	5.0	67.5	32.5
13	+ 1	25 400	5.0	72.5	27.5
14	+ 3/4	19 050	4.5	77.0	23.0
15	+ 1/2	12 700	5.0	82.0	18.0
16	+ 1/4	6 350	8.0	90.0	10.0
	- 1/4		10.0	100.0	0.0

C U A D R O 4 - 1 - 7B

DATOS PARA AJUSTE DE LA CURVA DE DISTRIBUCION GRANULOMETRICA POR EL METODO DE SCHUHMANN

n	logx X	logF(x) Y	(logx) <sup>2</sup> X <sup>2</sup>	logx logF(x) XY	(logF(x)) <sup>2</sup> Y <sup>2</sup>	F(x <sub>j</sub> ) Calc.
1	5.218	2.000	27.225	10.436	4.000	112.9
2	5.183	1.996	26.863	10.345	3.984	116.4
3	5.145	1.987	26.473	10.223	3.948	99.8
4	5.104	1.978	26.049	10.096	3.912	93.0
5	5.058	1.961	25.584	9.918	3.845	86.1
6	5.007	1.924	25.069	9.633	3.702	79.0
7	4.949	1.884	24.492	9.324	3.549	71.6
8	4.882	1.829	23.833	8.929	3.345	63.9
9	4.803	1.760	23.067	8.452	3.098	55.9
10	4.706	1.677	22.145	7.890	2.812	47.4
11	4.581	1.574	20.985	7.210	2.477	38.4
12	4.502	1.512	20.266	6.806	2.286	33.6
13	4.405	1.439	19.402	6.340	2.071	28.5
14	4.280	1.362	18.317	5.828	1.855	23.0
15	4.104	1.255	16.841	5.151	1.575	17.1
16	3.303	1.000	14.461	3.803	1.000	10.3
Σ	75.730	27.138	361.072	130.384	47.459	

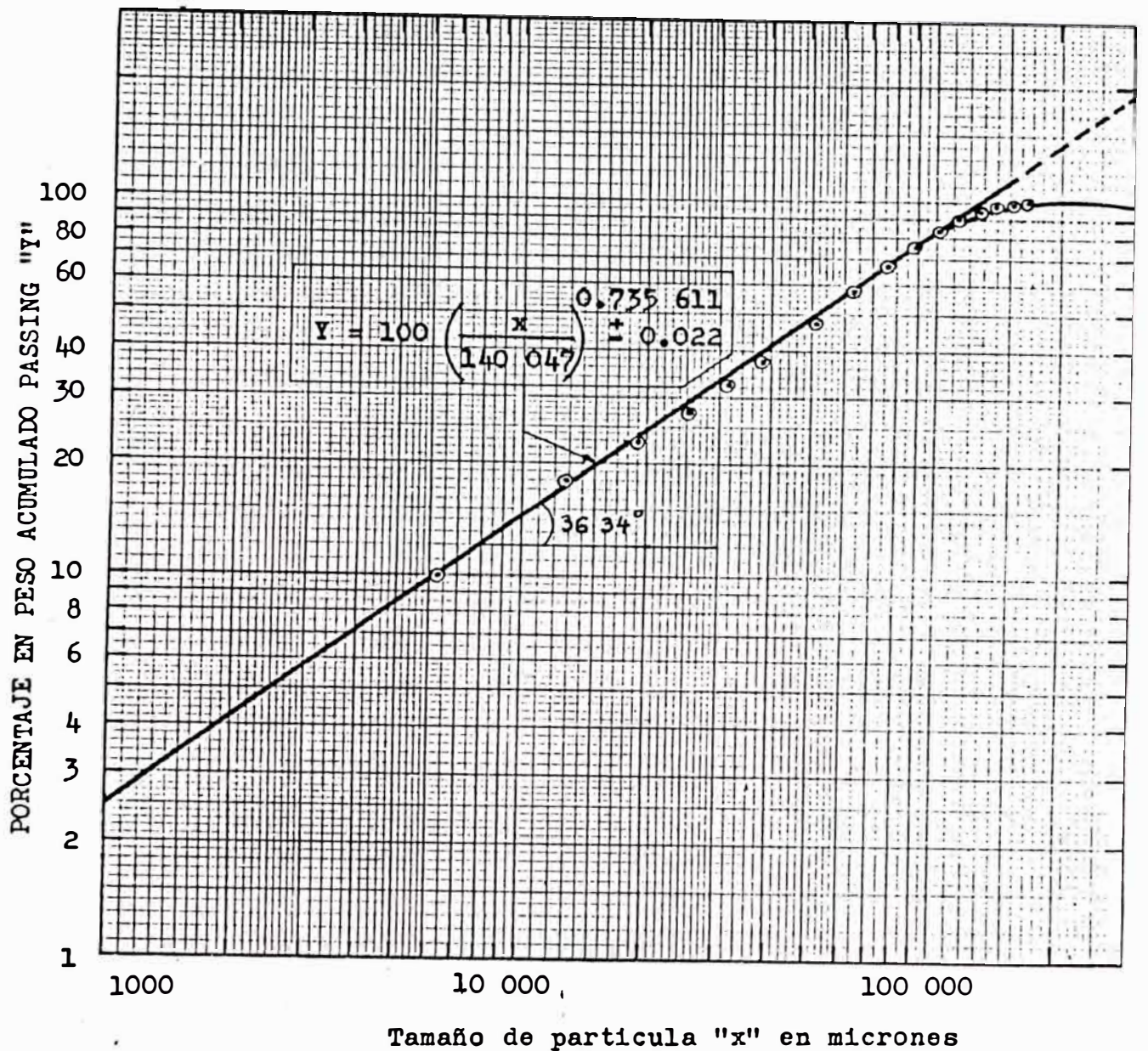


FIGURA 4-1-7A DISTRIBUCION GRANULOMETRICA POR EL METODO: SCHUHMANN

## 4.2 TRATAMIENTO HIDROMETALURGICO PARA LA OBTENCION DE SOLUCIONES DE LIXIVIACION DEL MINERAL

4.2.0 INTRODUCCION.- En vista de los resultados obtenidos de acuerdo a los diferentes tipos de análisis sobre las características físico-químicas y radioactivas; además de su composición mineralógicas, se podía inferir que el mineral sería fácilmente lixiviable por percolación y su gran docilidad al ataque ácido hizo que se adoptase el uso del ácido sulfúrico por su bajo costo, accesibilidad y disponibilidad inmediata con relación a otros ácidos comerciales. Y como quiera que el principal componente uranífero es la Autunita ( $\text{CaO} \cdot 2\text{UO}_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ ), cuya ganga esta compuesto principalmente por silicatos en su mayoría y carbonatos en menor cuantía se procedió a la preparación de lechos de lixiviación: Estática (VAT-LEACHING), en pilas o montones (HEAP-LEACHING) y por el método convencional.

Se prestó mayor atención al estudio de lixiviación por el método "Heap Leaching" por su bajo costo, por su versatilidad en la cantidad de tratamiento del mineral desde cero a miles de toneladas acorde con el desarrollo del minado, por la facilidad de manipuleo del mineral, por la posibilidad de tratamiento del mineral con granulometría variada de hasta 10 pulgadas y por la facilidad en la deposición de estériles, amén de otras bondades que sería largo de enumerar a todas y cada una de ellas en esta parte introductoria.

4.2.1 LIXIVIACION ESTATICA-VAT LEACHING.- Se realizó este tipo de prueba con la finalidad de probar la acción lixiviante del ácido sulfúrico y su consumo en las diferentes muestras alcanzada por el equipo de exploración de la división de materias primas del IPEN, los que clasificaron a los minerales uraníferos por su metalogenia en sedimentarios y volcánicos a la vez que los codificaron tal como se muestran en los cuadros 4-1 y 4-7. (Para el cálculo del factor de consumo del ácido sulfúrico, ver anexo correspondiente al capítulo).



4.2.1.1 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL.- Luego de la preparación mecánica del mineral (Trituración) hasta m-0.25" sobre las seis muestras: dos de origen sedimentario, dos de origen volcánico provenientes de los blocks y dos de origen volcánico del sector tantamoco; por separado, se procedió al muestreo sistemático hasta obtener un promedio de 100 grs de cada una de las seis para la prueba de lixiviación estática y otro tanto para análisis químico cuantitativo por: Uranio, Fierro y Fósforo como leyes de cabeza.

A continuación se detallan las condiciones en que se llevaron a cabo las pruebas:

a) CONDICIONES INICIALES:

- Peso de cada muestra 100 grs
- Granulometría del mineral : m-0.25"
- Grado de acidez de la solución sulfúrica lixiviante : pH = 1.0
- Volumen de solución lixiviante : 150 ml

b) CONDICIONES FINALES.- Luego de una permanencia de 12 días de la solución lixiviante en interacción con el mineral, se procedió a la toma de muestras; previa observación de lo siguiente:

- El nivel de la solución había disminuído en 75 ml con respecto a su nivel inicial; por evaporación (Desde el 24.x11.80 hasta el 06.I.81).

- En dichas condiciones se retituyó los 75 ml de solución lixiviante a pH=1.0 y luego de agitarlo y decantarlo se muestreó 40 ml para análisis químico en dos portamuestras de 20 ml cada uno.

- Las muestras codificadas fueron enviadas al laboratorio para análisis por: Uranio, Fierro y Fósforo con la finalidad de hallar el grado de lixiviación, el consumo de ácido y el porcentaje de extracción de uranio.

Los resultados se muestran en el cuadro resumen 4-8 y se visualizan en el gráfico 4-2.

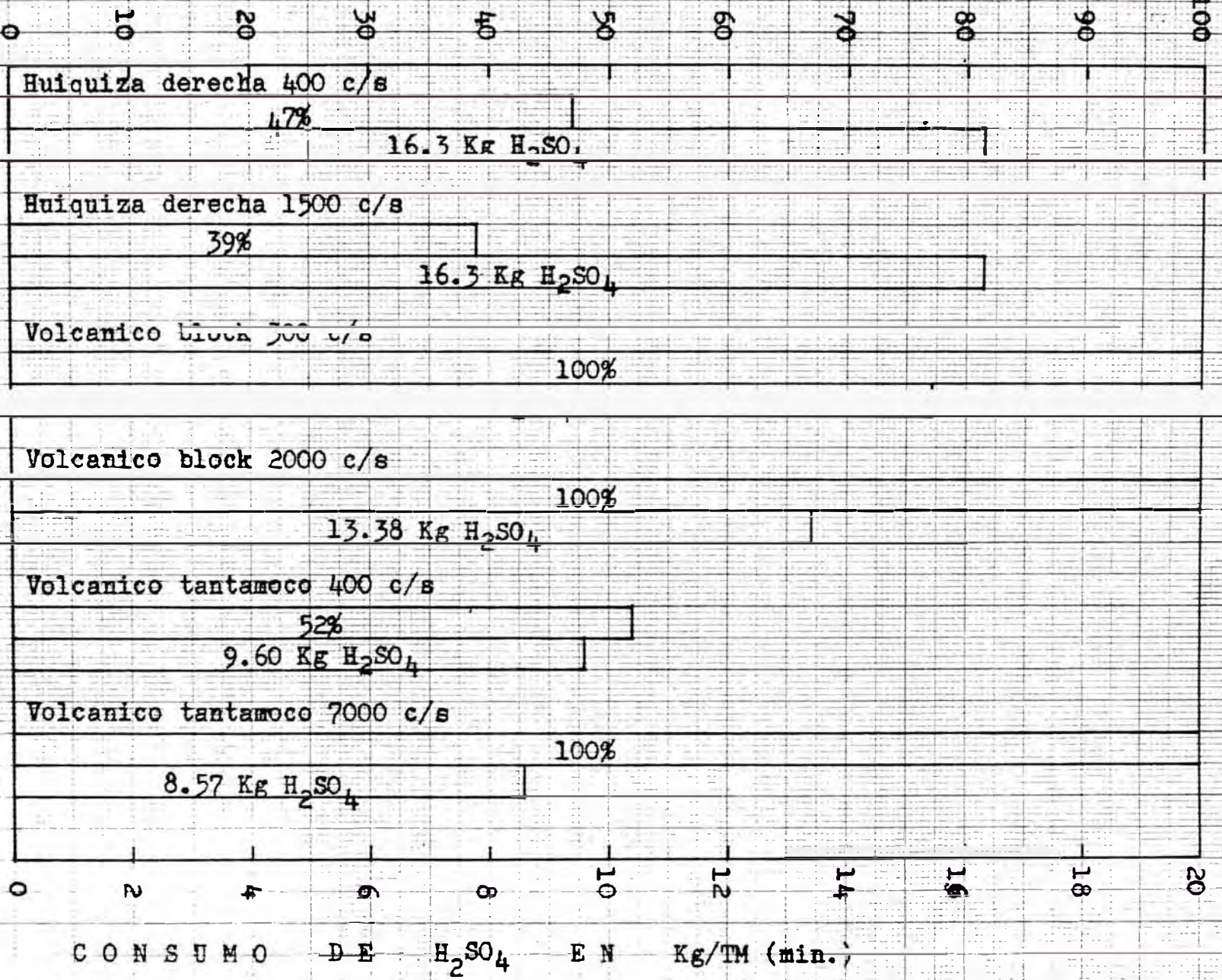
C U A D R O 4 - 8

CONSUMO DE ACIDO SULFURICO PARA LA EXTRACCION DE URANIO A PARTIR DE MINERALES DE ORIGEN SEDIMENTARIO Y VOLCANICO POR EL METODO "VAT-LEACHING", LUEGO DE 12 DIAS DE PROCESO.

DENOMINACION		ORIGEN		DETECCION (C/S)	pH		URANIO			CONSUMO DE H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> Kg/TM (mineral)
Geología	Metalúrgica	Volcánico	Sedim.		Inicial	Final	(g/l)	(gr)	% Extracción	
Huiquiiza	M-1	No	Si	400	1.00	2.30	0.08	0.028	47.00	16.30
Huiquiiza	M-2	No	Si	1500	1.00	2.30	0.40	0.140	39.00	16.30
Blocks	M-3	Si	No	300	1.00	2.00	0.12	0.042	100.00	15.43
Blocks	M-4	Si	No	2000	1.00	1.65	5.55	1.942	100.00	13.38
Tantamoco	M-5	Si	No	400	1.00	1.35	0.15	0.052	52.00	9.60
Tantamoco	M-6	Si	No	7000	1.00	1.30	13.32	4.662	100.00	8.57

(GRAFICO) 4-2: Gráfico comparativo mostrado el porcentaje de extracción de uranio y el consumo de ácido sulfúrico correspondiente a cada muestra de acuerdo a su procedencia.

PORCENTAJE DE EXTRACCION DE URANIO (%)



#### 4.2.2 INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

- De los resultados se observa que las muestras de origen sedimentario son las que consumen mayor cantidad de ácido con extracciones menores al 50 %.

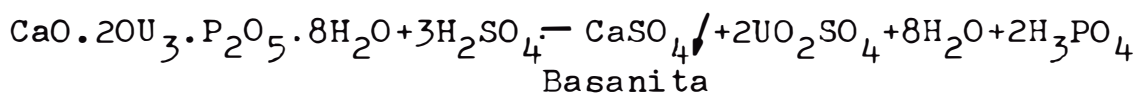
- Las muestras de origen volcánico consumen menor cantidad de ácido con extracciones de hasta 100 %.

- Los efectos antes mencionados se visualizan y comparan en el gráfico 4-2.

De lo observado se puede inferir que se podrían obtener mejores resultados lixiviando selectivamente los minerales de acuerdo a su origen con menores costos y máximos beneficios.

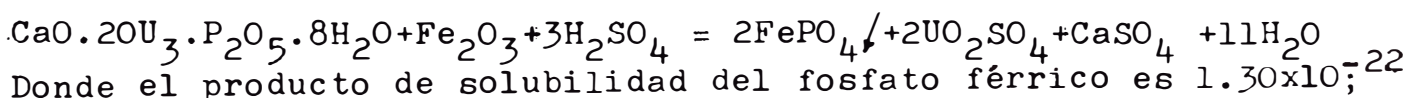
- Los minerales de origen sedimentario se pueden almacenar, tratarlos por separado y en tanques de lixiviación por agitación ya que no son recomendables para tratarlos por el método "Heap Leaching" por su alto contenido de materiales carbonáticos.

- Los problemas que pueden surgir en el proceso de lixiviación por el método de columnas, pilas o montones serían en lo referente a la impermeabilización del lecho percolante de solución lixivante por las siguientes posibles reacciones y cristales blancos formados en el fondo del recipiente de licor lixiviado cargado:



La formación de la basanita es posible en las condiciones de lixiviación prescritas ya que su producto de solubilidad es:  $PS(\text{CaSO}_4) = 9.1 \times 10^{-6}$

Otro compuesto con capacidad de formación en idénticas condiciones es el fosfato férrico en presencia de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  y ácido sulfúrico:



por todo lo expuesto, se sugiere no lixiviar a los minerales de origen sedimentario por el método Heap Leaching; mientras que aquellos de origen volcánico, sí pueden ser tratados por este método con sendos resultados.

#### 4.2.3 LIXIVIACION POR MONTONES-HEAP LEACHING

4.2.3.0 INTRODUCCION.- La prueba se llevó a cabo sobre el compósito de las muestras de exploración alcanzadas por el Departamento de Geología; de la división de materias primas del IPEN.

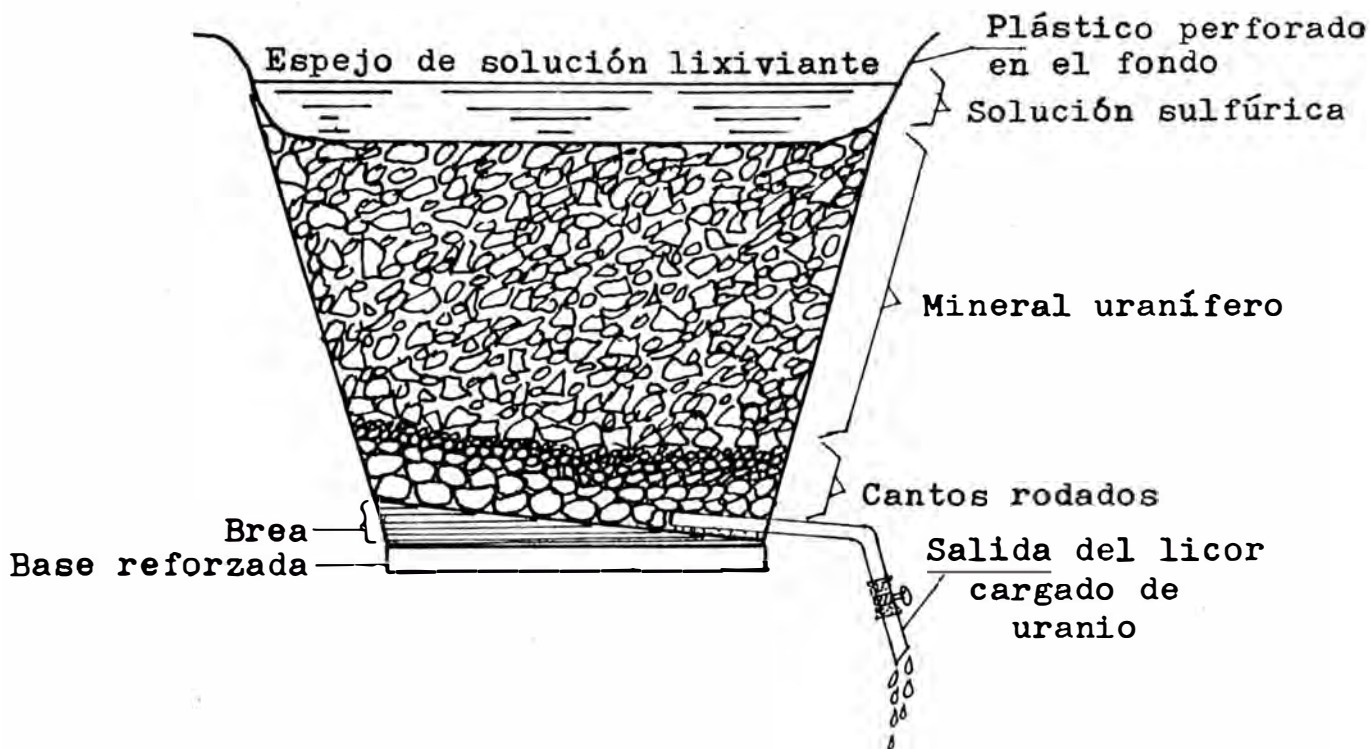
De acuerdo a resultados de los estudios realizados sobre las características del mineral uranífero por los diferentes métodos anteriormente descritos se adoptó esta tecnología con la finalidad de estudiar su factibilidad de aplicación y de analizar los diferentes parámetros inherentes al proceso.

Las principales items consideradas para estudiar el método propuesto fueron los siguientes:

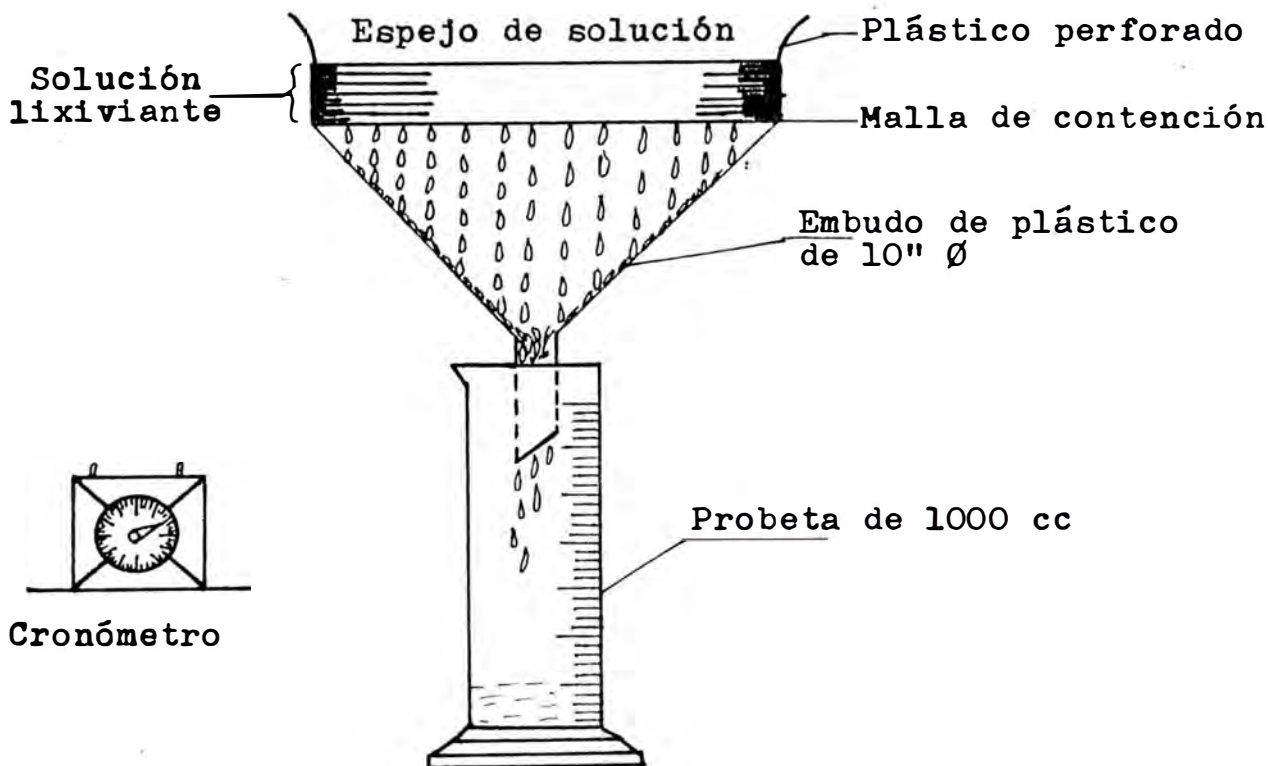
- a) Densidad del mineral uranífero
- b) Grado de saturación del mineral con relación a la solución lixiviante.
- c) Velocidad de percolación de la solución lixiviante.
- d) Consumo neto de ácido sulfúrico.
- e) Porcentaje de extracción del uranio por acción del lixiviante.
- f) Características iónicas de los principales componentes de licor sulfúrico cargado obtenido.
- g) Concentración de uranio en la solución lixiviada.
- h) Estudio termodinámico del sistema lixiviante.
- i) Estudio cinético del sistema.
- j) Precipitación selectiva de componentes catiónicos del sistema en función del pH.

4.2.3.1 DISPOSICION DE LOS EQUIPOS.- La disposición de los equipos utilizados en las pruebas, para el estudio de las variables del método utilizado; como son:

- Detalles del lecho de lixiviación.
- Descarga del licor lixiviante cargado.
- Pendiente para el flujo por gravedad.
- Disposición de los cantos rodados.



**FIGURA 4-3:** VISTA EN CORTE DE LOS DETALLES DEL LECHO DE LIXIVIACION POR HEAP LEACHING EN LABORATORIO



**FIGURA 4-4:** DISPOSICION DEL EQUIPO DE CONTROL DEL CAUDAL DE RIEGO PARA LA SOLUCION LIXIVIANTE

- Cargado del mineral uranífero.
- Altura de inundación de la solución lixiviante sulfúrica.
- Control de flujo o caudal de alimentación del lixiviante.

Se muestran en las figuras 4-3 y 4-4 y los datos y resultados se tabulan en el cuadro 4-9 y se representan en el gráfico 4-5.

C U A D R O      4 - 9

DETERMINACION DEL DOSIFICADOR DE CAUDAL PARA LA SOLUCION LIXIVIANTE EN FUNCION DEL TIEMPO-DATOS Y RESULTADOS

Volumen de Solución Alimentado (ml)	Altura Inicial de Solución Retenida (cm)	Volumen Filtrado (ml)	Tiempo de Flujo del Filtrado (seg)	Caudal de Solución Lixiviante (Ltr/hrxm <sup>2</sup> )
100	0.5	50		0.0
200	0.8	50		0.0
300	1.0	50		0.0
400	1.2	50		0.0
500	1.5	50		0.0
600	1.7	50		0.0
700	1.9	50	200	20.0
800	2.1	50	142	28.0
900	2.3	50	133	30.0
1000	2.5	50	86	46.2
1100	2.7	50	62	64.0
1200	2.9	50	55	72.2
1300	3.1	50	50	79.4
1400	3.3	50	40	99.3

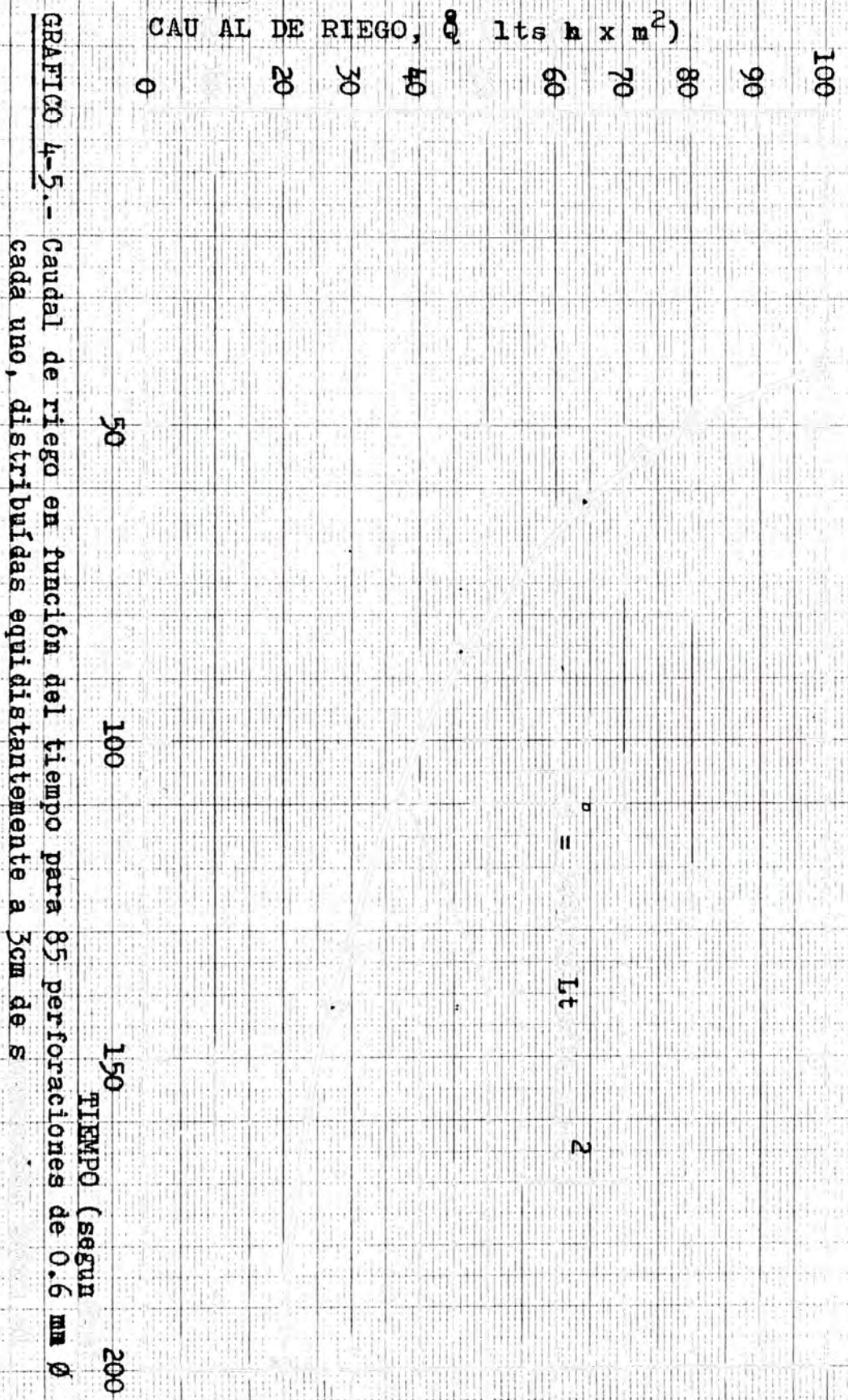


GRAFICO 4-5.- Caudal de riego en función del tiempo para 85 perforaciones de 0.6 mm  $\varnothing$  cada uno, distribuidas equidistantemente a 5cm de s



#### 4.2.3.2 CONDICIONES EXPERIMENTALES DESARROLLADOS EN EL LABORATORIO:

##### a) LECHO DE LIXIVIACION:

- Balde de plástico de 25 lts. de capacidad.
- Diámetro medio = 18 cm.
- Altura del mineral = 24 cm.
- Fondo del lecho.- Embreado con 15 grados de inclinación.
- Material filtrante del licor cargado.- Cantos rodados; refractarios al ataque ácido, con granulometría descendente desde la base hasta interfase con el mineral a lixiviar.
- Superficie dosificadora del riego y continente de la solución lixiviante.- Lámina de plástico con perforaciones equidistantes de 3 cm entre sí y de 0.6mm cada una. (ver figura 4-4)

##### b) MINERAL URANIFERO A LIXIVIARSE:

- Procedencia.- Macusani-Puno, compósito del muestreo de exploración geológica correspondiente a muestras de origen volcánico y sedimentario.
- Peso del mineral .- 18.00 Kg.
- Granulometría.- m-3/8" (serie Tyler)

##### c) SOLUCION LIXIVIANTE:

- Acido sulfúrico diluído (pH=0.5)  
Densidad del ácido concentrado usado = 1.835
- Porcentaje de pureza = 95.72 %

NOTA.- Para llevar un litro de agua de servicio de pH=7.0 a pH= 0.5 se usó 6 ml de ácido sulfúrico; con las características especificadas.

#### 4.2.3.3 VARIABLES ANALIZADAS DERIVADAS DE LAS PRUEBAS:

A partir de las pruebas efectuadas se determinaron las siguientes variables:

a) DENSIDAD DEL MINERAL URANIFERO.- La densidad se determinó para el material con una granulometría de m-3/8" y reporto 1.1-1.2 Kg/dm<sup>3</sup>.

b) GRADO DE SATURACION.- Se determinó para el material, un 20 % de saturación ponderado.

c) VELOCIDAD DE PERCOLACION.- La velocidad de percolación determinada fue de 30 l/h-m<sup>2</sup>.

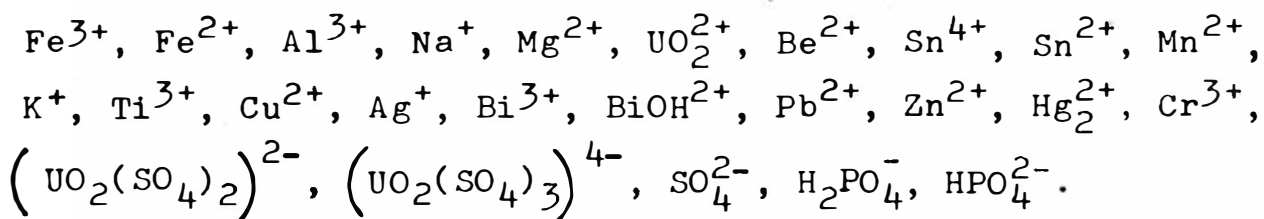
d) CONSUMO NETO DE ACIDO SULFURICO.- El consumo neto de ácido sulfúrico fue determinado en función del pH de la solución lixivante alimentada y del licor cargado obtenido y fue de 11 Kg/TM (mineral uranífero), 2.4 Kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/Kg U ó 2.0 Kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/Kg U<sub>3</sub>O<sub>8</sub>.

e) PORCENTAJE DE EXTRACCION.- Los resultados de las pruebas efectuadas, en cuanto se refieren a los porcentajes de extracción, consumo de ácido y tiempo de lixiviación se muestran en el gráfico 4-2.

Como se puede apreciar el consumo de ácido es relativamente bajo para una extracción superior al 80 %, comparándolo con las referencias de otras plantas similares en el extranjero.

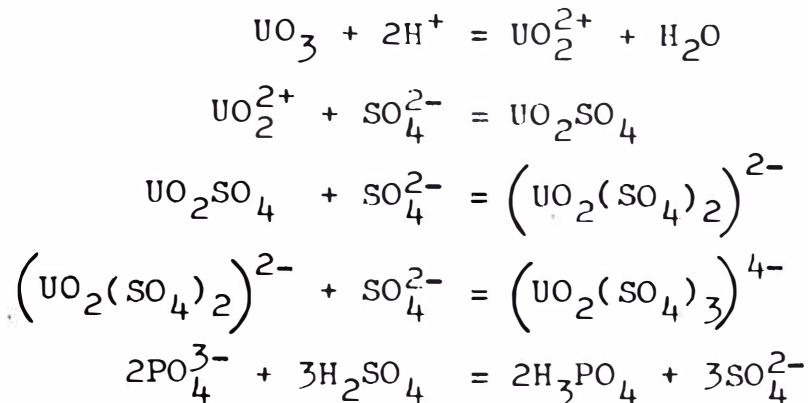
La diferencia estriba en las características del mineral, que muestra docilidad a la lixiviación con ácido sulfúrico diluido y a la existencia de oxidantes naturales en el sistema.

f) CARACTERISTICAS IONICAS DE LOS PRINCIPALES COMPONENTES DEL LICOR SULFURICO CARGADO OBTENIDO.- De acuerdo a los análisis espectrométricos se determinaron en la solución cargada los siguientes iones:



Hago referencia a los textos de J.CLEGG, ROBERT C. MERRIT, WEN DELL M. LATIMER Y MARCEL E. POURBAIX, que en las condiciones de pH=1.2 y 400 mV, los iones arriba descritos coexisten en el sistema.

A continuación se muestran las reacciones principales de lixiviación:



g) CONCENTRACION DE URANIO.- Luego de 45 días del proceso de lixiviación se obtuvo al final un compuesto de nueve litros de licor sulfúrico cargado con 4.85 gpl de uranio.

h) ESTUDIO TERMODINAMICO DEL SISTEMA.- Como la razón de la elaboración de la tesis consiste en estudiar todo lo inherente al uranio, acotaré y limitaré mi estudio al análisis del comportamiento del sistema uranio-agua a condiciones ambiente (24°C, 1 atm).

En la figura 4-6 muestro el diagrama de equilibrio, potencial vs. pH del sistema URANIO-AGUA a 25°C considerando como sustancias sólidas a U, UO<sub>2</sub>, al U<sub>3</sub>O<sub>8</sub> verde, al UO<sub>3</sub> anhidro. Aquí se indica la enorme importancia de contar con este tipo de diagrama para aplicarlo al campo de la lixiviación. En este caso; por ejemplo, se prevee que a partir de la observación de los dominios de estabilidad de los cationes U<sup>4+</sup> y UO<sub>2</sub><sup>2+</sup> se pueden anticipar las condiciones del medio.

Las ecuaciones correspondientes para la elaboración de los diagramas se puede ver en el anexo del presente trabajo.

Se hace notar que las condiciones en que se llevaron a cabo las pruebas de lixiviación se encuadraban en el rango de pH entre 0.5-1.5 y de 0.33-0.60 voltios; con oxidantes, de tal forma, que se pueda reducir el consumo de ácido al mínimo; tal vez, hasta un pH=5.

FIGURA 4-6

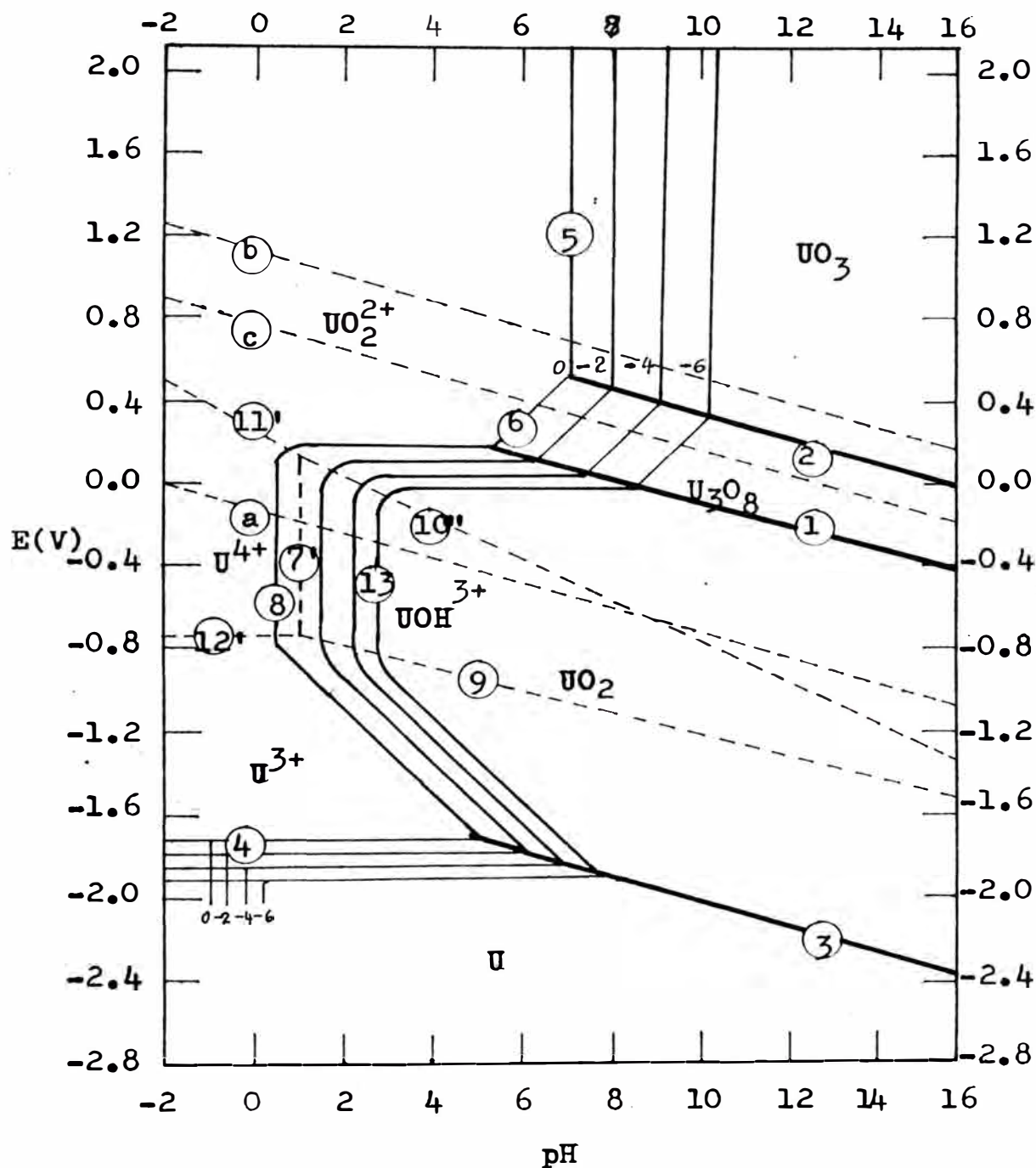


Diagrama de equilibrio POTENCIAL .vs. pH para el sistema : URANIO-AGUA.

i) ESTUDIO CINETICO DEL SISTEMA.- Observando los resultados experimentales expresados en los gráficos 4-1 y 4-2 podríamos inferir; apoyado en la prueba de lixiviación Vatch, estática, que el tiempo de lixiviación (45 días), es más que suficiente para menas de origen volcánico (100% recuperación).

j) PRECIPITACION SELECTIVA DE COMPONENTES CATIONICOS DEL SISTEMA EN FUNCION DEL pH.- La variación del pH de la solución lixiviada cargada se llevó a cabo luego de corregir el pH = 0.9, a partir del cual se precipitaron los cationes indicados en (f), añadiendo solución de NaOH al 20% sobre el sistema.

Los resultados de la prueba se puede observar en los cuadros 4-11, 4-12 y figura 4-7, elaborados a partir de la lectura de los espectrogramas de los precipitados para cada pH controlado subsecuentemente.

A esta altura cabe indicar, que la finalidad de esta última prueba fue para observar las siguientes posibilidades:

1º) Separar las impurezas contaminantes del sistema del licor lixiviado cargado por precipitación directa.

2º) Visualizar y acotar el pH óptimo en el que se precipita cuantitativamente el catión uranilo existente en un medio sulfúrico a un potencial determinado.

Los resultados a los que arribamos luego de las pruebas y a la vista de los cuadros 4-11, 4-12 y figura 4-7, se mencionan a continuación:

a) A pH = 0.9 los elementos componentes de los feldespatos (sódicos y potásicos)  $(K, Na)AlSi_3O_8$  permanecen inalterables.

b) A pH = 1.5 comienzan a precipitar  $Fe^{3+}$ ,  $Na^+$ ,  $Al^{3+}$ , y complejos fosfatados.

CUADRO 4-11 LECTURA DE LOS ESPECTROGRAMAS DE LOS CATIONES PRECIPITADOS CORRESPONDIENTES A CADA pH.

N° PLACA	PRECIPITADO A pH	E. MAYORES 10 %	E. MENORES 1-10 %	ELEMENTOS TRAZAS			VESTIGIOS 0.001 %
				MAYORES 0.1-1.0	INTERMEDIOS 0.01-0.1	MENORES 0.01-0.001	
439-A 24	pH = 0.9	Al Si	Na K	Fe	B	Ca Cu Mg Sn Mn	Ag Ti Pb Cr
439-A 2	pH = 1.5	Fe	Na Al P	U Si	Be Sn Mn K	Cu Ti Mg Ag Bi Pb	Cr
439-A 3	pH = 2	Fe	Na P	Al	Mn U K	Be Cu Bi Si	Ti Cr
439-A 4	pH = 3	Al Na	Fe P	U	Be Cu Mg Mn	Si K	Ca V Ag Cr

(Continúa ... )

CUADRO 4-11 LECTURA DE LOS ESPECTROGRAMAS DE LOS CATIONES PRECIPITADOS CORRESPONDIENTES A CADA pH.

Nº PLACA	PRECIPITADO A pH	E. MAYORES 10 %	E. MENORES 1-10 %	ELEMENTOS TRAZAS			VESTIGIOS 0.001 %
				MAYORES 0.1-1.0	INTERMEDIOS 0.01-0.1	MENORES 0.01-0.001	
439-A 5	pH = 4	Al Na	P	Fe Be Si U	Cu Mg Mn K	Ca V	Ag Cr
439-A 6	pH = 5	Al Na	Zn P	Ca Cu Mg Mn	Be Fe	Ag Si K	Cr
439-A 7	pH = 6	Na	Ca Mg Mn P	Cu Zn	Al Fe	Ag K	Be Si Cr
439-A 8	pH = 7	Na Mg	P	Mn	Cu	Ca Ag Zn Ni Si Fe B K	Cr
439-A 9	pH = 8	Na	Mg	Cu	B	Si P Mn	Ag Ni Fe K

(Continúa ...)

CUADRO 4-12 (...Continuación)

N° PLACA	PRECIPITADO A pH	E. MAYORES 10 %	E. MENORES 1-10%	ELEMENTOS TRAZAS			VESTIGIOS 0.001 %
				MAYORES 0.1-1.0	INTERMEDIOS 0.01-0.1	MENORES 0.01-0.001	
439-A 10	pH = 9	Na	Mg	K	Fe	Al Cu	Ag Ni
439-A 11	pH = 10	P	Fe Al Si U	Be Mg	Na Mn Th	Cu Ag Ti Sn Pb B	Cr K
439-A 12	pH = 11	P U	Fe Si	Al Mg	Be Cu Na Ti Mn Th	Ca K	Cr
439-A 13	pH = 12	Na		Si Mg	Al	Fe B K	Cu
439-A 14	pH = 13	Al Si	Ca Na K	Fe Mg	Mn	Be Cu Ti B	



FIGURA 4-7 CONCENTRACION DE ELEMENTOS PRECIPITADOS SELECTIVAMENTE EN FUNCION DEL pH DEL LICOR CARGADO

pH	0.001 Vestigios	0.01 Elementos trazas	0.1 Elementos menores	1 Elementos mayores	10
14		Fe, Mg, Mn, Be, Cu, Ti, B		Ca, Na, K	Al, Si
13	Cu	Si, Mg, Al, Fe, B, K			
12	Cr			Na	
11	Cr, K	Al, Mg, Be, Cu, Na, Ti, Mn, Th		Fe, Si	P, U
10	Ag, Ni	Be, Mg, Na, Mn, Th, Cu, Ag, Ti		Fe, Al, Si, U	P
9	Ag, Ni, Fe, K	K, Fe, Al, Cu		Mg	Na
8	Cr	Cu, B, Si, P, Mn		Mg	Na
7	Be, Si, Cr	Mn, Cu, Ca, Ag, Zn, Ni, Si, Fe		P	Mg, Na
6	Cr	Cu, Zn, Al, Fe, Ag, K		Ca, Mg, Mn, P	Na
5	Ag, Cr	Ca, Cu, Mg, Mn, Be, Fe, Ag, Si		Zn, P	Al, Na
4	Ca, V, Ag, Cr	Fe, Be, Si, U, Cu, Mg, Mn, K, Ca		P	Al, Na
3	Ti, Cr	U, Be, Cu, Mg, Mn, Si, K		Fe, P	Al, Na
2	Cr	Al, Mn, U, K, Be, Cu, Bi, Si, Sn		Na, P	Fe
1	Ag, Ti, Pb, Cr	U, Si, Be, Sn, Mn, K, Cu, Ti, Mg		Na, Al, K	Fe
0		Fe, B, Ca, Cu, Mg, Sn, Mn		Na, K	Al, Si

RANGO DE CONCENTRACION DE LOS CATIONES (%)

Un dato importante es la presencia de uranio precipitado en estas condiciones como se puede observar hasta pH=5 en el cuadro 4-11 y en la figura 4-7.

La explicación de esta anomalía se puede observar en el texto de Arribas y Lucena donde nos muestra que el uranio es arrastrado con el  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  por oclusión. Se infiere que igual fenómeno le ocurre al berilio, el que al parecer posee un comportamiento similar al del uranio.

c) La precipitación cuantitativa del uranio y del fósforo en solución ocurre a pH comprendido entre 10 y 11. Al igual que el del berilio, el cual aparece como un compañero inseparable del uranio. A estas condiciones precipita también el torio.

d) Otra información de importancia que vale la pena hacer notar es el carácter anfótero del aluminio y del silicio que aparecen como compañeros inseparables.

e) La presencia de fierro precipitado a pH 10 y 11 se debe a la existencia de  $\text{Fe}^{2+}$  en la solución.

f) A pH=13 se hace evidente la presencia de los elementos componentes de los piroxenos  $\text{Ca}(\text{Mg},\text{Fe})\text{Si}_2\text{O}_6$  y de los feldespatos.

g) Se hace evidente la presencia de oxidante natural y es el par  $\text{MnO}_4^-/\text{Mn}^{2+}$  el cual es más oxidante en medio ácido y más reductor en medio alcalino, lo cual no es más que una consecuencia de que la forma oxidada contiene más oxígeno que la forma reducida.

#### 4.2.4 INTERPRETACION DE LOS DATOS Y RESULTADOS OBTENIDOS:

1º) En base a los resultados de la prueba de lixiviación estática, existe la posibilidad de extraer eficientemente el uranio contenido en los minerales de origen volcánico seleccionándolos con el uso de contadores de radiación.

2º) En cuanto a las pruebas de lixiviación por montones es posible obtener mayores recuperaciones en la extracción, añadiendo oxidantes alcalinos como el Bisulfato alcalino al

sistema lixiviante y aumentado el pH, con el consiguiente ahorro en el consumo de ácido.

En las condiciones mencionadas en la prueba aludida se puede incrementar la extracción con solo incrementar el período del proceso.

3º) Existe la posibilidad de separar las impurezas contaminantes de la solución lixiviada por precipitación, enmascarando el catión  $UO_2^{2+}$  para evitar la oclusión por el  $Fe^{3+}$  y de esta forma facilitar el proceso de extracción por solventes y obtener concentrados relativamente puros.

#### 4.3 OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

a) El estudio de las características del mineral de acuerdo con los diferentes análisis realizados, nos muestra que:

- Las muestras con mayores cuentas por segundo poseen mayor concentración de uranio.

- Existen dos clases de menas de acuerdo a su origen: sedimentarios y volcánicos (tobas).

- La ganga del mineral esta compuesto principalmente por cuarzo, vidrios y feldespatos.

El mineral es poroso y friable.

- La mena principal de uranio es la meta autunita ( $CaO \cdot 2UO_3 \cdot P_2O_5 \cdot 8H_2O$ ) en coexistencia con el silicato complejo de aluminio y berilio ( $3BeO \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$ ).

- La ley de cabeza promedio del mineral es de 0.5 % de uranio.

b) El tratamiento hidrometalúrgico para la obtención de soluciones de lixiviación del mineral uranífero nos reporta lo siguiente:

- Es posible lixiviar en pozas de cemento recubiertas de brea o impermeabilizadas con recubrimiento sintéticos, por inmersión de las menas de origen volcánico por ser dóciles al ataque ácido con mínimo consumo de ácido recirculable.

- Es aún más factible el tratamiento por Heap-Leaching por su gran versatilidad en el manipuleo de soluciones y materiales sólidos.

Por este proceso es posible obtener extracciones mayores a 95 % controlando las diferentes variables inherentes.

c) Se recomienda acumular por separado a los minerales de origen sedimentario, al igual que los sólidos estériles provenientes de los procesos de lixiviación estática y por montones; para su posterior tratamiento en tanques de lixiviación por agitación a flujo continuo y a contracorriente; cuando los estudios técnicos y económicos así lo permitan.

d) Se recomienda hacer pruebas de lixiviación con agua de servicio utilizando el oxidante persulfato alcalino en medio ligeramente ácido para disminuir el consumo de ácido y por la docilidad de la mena de origen volcánico.

e) Se recomienda separar cationes como:  $\text{Ag}^+$ ,  $\text{Pb}^{2+}$ ,  $\text{Bi}^{3+}$ ,  $\text{Cu}^{2+}$  y  $\text{Sn}^{2+}$  con  $\text{SNa}_2$  en medio ácido, si la circunstancia así lo requiera.

f) Es posible separar el fosfato lixiviando el mineral con  $\text{NaOH}$  a  $40^\circ\text{C}$ ; en una etapa previa, y de esta manera poder contar con fosfato como subproducto. Al que se le puede dar uso como fertilizante o como materia prima de porcelanas chinas en forma de fosfatos tricálcicos (mayor referencia se puede hallar en el ITINTEC).

g) Se recomienda hacer un estudio y pruebas para separar el berilio de los concentrados de uranio. Este elemento se usa en la industria del cobre como endurecedor; caso concreto para alambres de acometida, para teléfonos y en tuberías de cobre para alambiques y frigoríficos y lo más interesante para la industria aeroespacial (ver anexo).

h) Se recomienda hacer pruebas complementarias variando la acidéz del medio y estudiar la aplicación de la precipitación selectiva para continuar con una disolución de los concentrados de uranio y purificarlos subsecuentemente por resinas de intercambio iónico o por solventes orgánicos o ambos a la vez

# TECNOLOGIA METALURGICA

"Investigo, estudio, analizo, escucho,  
discrimino y reviso; después de todo  
esto trato de formar una idea con la  
que pueda tener una opinión"

LAFAYETTE

## TECNOLOGIA DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS

**5.1 INTRODUCCION.-** El objetivo de este capítulo esta dirigido a la aplicación tecnológica de las operaciones y procesos para la obtención del yellow-cake o torta amarilla ( $\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7$ ) a partir de los licores sulfúricos obtenidos en la etapa de lixiviación.

Para la etapa de extracción se ha empleado una amina terciaria de cadena recta; como orgánica selectivo de iones uranilo ( $\text{UO}_2^{2+}$ ) y preferentemente aniones  $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]^{4-}$ ,  $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_2]^{2-}$ .

Para la etapa de reextracción se ha empleado el carbonato de sodio, obteniendo una solución de  $\text{UO}_2\text{CO}_3$ . A partir de esta solución se procede a precipitar el catión uranilo  $\text{UO}_2^{2+}$  con hidróxido de sodio obteniendo el  $\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ , el que tratado con  $\text{NH}_4\text{OH}$  desplazará el sodio a  $\text{NaOH}$  para pasar a  $(\text{NH}_4)_2\text{O} \cdot 2\text{UO}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$  a este precipitado se le filtra y somete a secado con temperatura controlada, resultando un compuesto final de  $\text{U}_3\text{O}_8$  apto para el mercado.

La importancia del capítulo radica principalmente en la información aportada por las pruebas experimentales; ya que a partir de cuyos resultados, se puede elegir el diagrama de flujo adecuado de los procesos. También podrá ser utilizado para acotar parámetros que nos servirán de referencias, cuando se trate de seleccionar y especificar maquinarias y equipos.

5.2 GENERALIDADES.- La extracción por solventes o líquido se basa en el principio aquel donde un soluto puede distribuirse por sí mismo en una cierta proporción entre dos solventes inmiscibles, esto obedece a que un compuesto iónico es más soluble en un disolvente con constante dieléctrica más alta. Uno de los solventes es generalmente una solución acuosa y el otro un solvente orgánico tal como el benceno, tetracloruro de carbono, tributilfosfato, tricapril amina terciaria etc. En ciertos casos el soluto puede ser más o menos completamente transferido a la fase orgánica.

La técnica puede ser usado para propósitos de preparación, purificación, enriquecimiento, separación y análisis, sobre todas las escalas de trabajo, desde el microanálisis hasta los procesos de producción.

La extracción por solventes tiene una rápida expansión en el campo, con un total de 5000 o más publicaciones a la fecha, en una proporción de 400 por año (en 1966) comparado con 50 en 1950.

En la industria metalúrgica tiene aplicación para extraer complejos iónicos en soluciones acuosas de lixiviación; tales como, los del Au, Cu, Be, U, V, Cr, W, Mo, Fe, Zn, Cd, Co, Ni, Zr, Hf, Nb, Ta, tierras raras y todo aquel elemento cuya relación de carga iónica a radio iónico sea mayor de dos; salvo contadas excepciones.

Antes de ingresar de lleno a la parte experimental considero oportuno poner en autos al lector, sobre ciertas definiciones terminológicas y algunos conceptos fundamentales inherentes a las operaciones y procesos usados en la concentración por solventes orgánicos, (SX).

### 5.2.1 DEFINICIONES TERMINOLOGICAS INHERENTES A LA EXTRACCION CON SOLVENTE ORGANICO

a) ORGANICO.- Se denomina "orgánico" a aquella solución constituida por un reactivo de origen orgánico (Alamina 336), un diluyente también orgánico (Kerosene) y un modificador (Solvesso - 150) que sirve como catalizador para definir la interfase entre el orgánico y el acuoso, evitando de esta manera

la formación de emulsiones y favoreciendo al mismo tiempo el desplazamiento de fases. El modificador es generalmente un alcohol de cadena larga (isodecanol).

El orgánico al contacto con el acuoso siempre permanecerá; en estado de reposo relativo, encima del acuoso en razón de su menor densidad con respecto al acuoso.

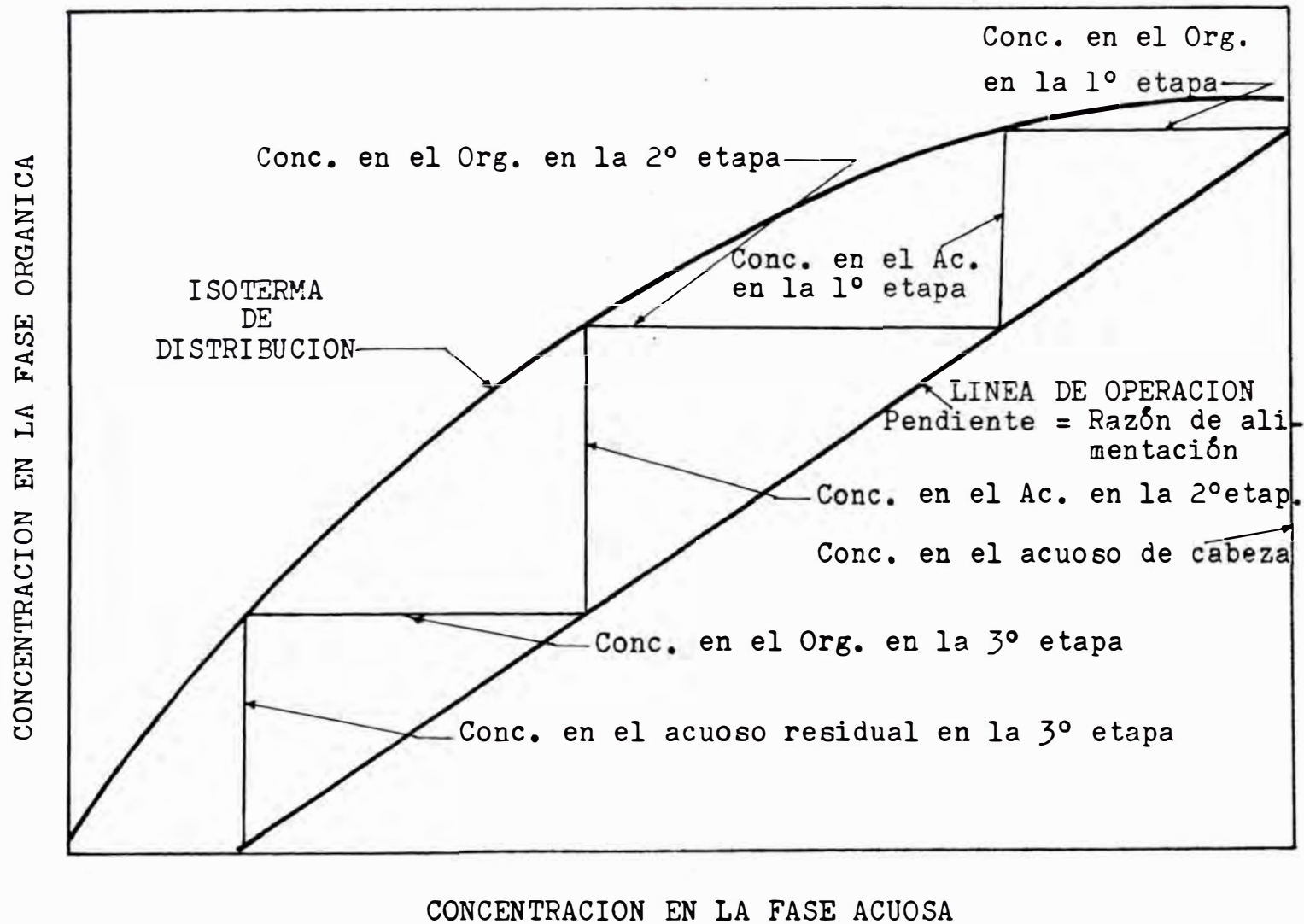
b) ACUOSO/- Se conoce como acuoso al licor cargado del catión disuelto, proveniente de un proceso de lixiviación ó aquella solución del proceso de reextracción (Stripping).

El acuoso por su mayor densidad que el orgánico siempre se ubicará por debajo a partir de la interfase cuando se encuentren en estado de reposo relativo.

c) ISOTERMA DE DISTRIBUCION.- El ploteo de las concentraciones de las especies extraídas en equilibrio en la fase orgánica versus su concentración en la fase acuosa es de invalorable ayuda en el estudio de un sistema de extracción. Un método conveniente para la obtención de estos datos es mezclar, muestras del extractante con una cierta cantidad de solución acuosa y luego, después del equilibrio obtener muestras de cada fase para analizarlos. El ploteo da como resultado una curva sigmoideal cóncava en dirección al eje X del acuoso. La curvatura es debido a la disminución en el coeficiente de extracción a medida que aumenta la concentración en el orgánico.

La concentración en el orgánico se aproxima a su capacidad de saturación a altas concentraciones de las especies iónicas en el acuoso. La pendiente de una línea dibujada desde un punto de la isoterma de distribución al origen, es igual al coeficiente de extracción para el sistema en equilibrio representado por aquel punto. El coeficiente de extracción es más grande, a baja concentración de la especie extraída en la fase orgánica (ver figura 5-1).





**FIG. 5-1** Diagrama típico de McCabe - Thiele para tres etapas de extracción a contracorriente y flujo continuo.

d) RAZON DE DISTRIBUCION O COEFICIENTE DE EXTRACCION(D)

La habilidad y selectividad de un solvente orgánico para extraer una especie iónica en solución acuosa se mide por el coeficiente de distribución (LEY DE DISTRIBUCION DE NERNST). El coeficiente de distribución se define como la relación de concentración de la especie distribuida entre la fase orgánica y acuosa; así:

$$D = \frac{\text{Concentración total del metal en fase orgánica}}{\text{Concentración total del metal en fase acuosa}}$$

El coeficiente de reextracción en la operación de desbaste (STRIPPING) se define como la inversa del coeficiente de extracción:

$$S = \frac{1}{D} = \frac{\text{Concentración total del metal en fase acuosa}}{\text{Concentración total del metal en fase orgánica}}$$

e) RELACION DE FASES (R).- Es la relación de volúmenes de orgánico a acuoso:

$$R = \frac{\text{Volumen de fase orgánico}}{\text{Volumen de fase acuosa}}$$

f) PORCENTAJE DE EXTRACCION (%E).- Es la cantidad relativa de un constituyente metálico transferido del acuoso a la fase orgánica en función del D y R.

$$\%E = \frac{100 R.D}{1 + R.D}$$

g) PORCENTAJE DE EFICIENCIA (%eff).- Es la relación de la cantidad de constituyente metálico realmente extraído con relación a un estado, bajo el cual sería extraído en "condiciones ideales".

h) FACTOR DE SEPARACION (CS).- Es la selectividad mostrada por un sistema de reactivos orgánicos relativo a un constituyente metálico, A existente en el acuoso con relación a otro, B.

$$CS = \frac{D_A}{D_B}, \text{ donde } D_A > D_B, \text{ luego CS siempre será mayor que la unidad.}$$

i) COEFICIENTE DE PARTICION, P.- Para un sistema simple en el cual se distribuye una sola especie, M y tiene la misma forma en ambas fases, el coeficiente de partición termodinámico se expresa por:

$$P_M = \frac{\{M\}_{org}}{\{M\}_{aq}} = \frac{\gamma_{Morg} [M]_{org}}{\gamma_{Maq} [M]_{aq}}$$

$$P_M = DM (\gamma_{Morg} / \gamma_{Maq})$$

donde las llaves indican actividades, los corchetes indican concentraciones, y  $\gamma$  denota el coeficiente de actividad para las especies en las fases indicadas como subíndices.

j) CONCENTRACION DE ESPECIE REMANENTE.- Para el cálculo teórico de la concentración de la especie remanente en el acuoso descargado se determinará; para la extracción repetida n veces por:

$$C_n = C \cdot \left[ \frac{(100-E)}{100} \right]^n$$

k) CONCENTRACION PARCIAL EN CADA ETAPA TEORICA.-

Para la extracción repetida n veces en cada etapa la parte de sustancia capaz de extraerse, i es:

$$i_{r,n} = \frac{n!}{r!(n-r)!} \cdot \left( \frac{100-E}{100} \right)^n \cdot \left( \frac{E}{100-E} \right)^r$$

donde: r = Número de la etapa (vaso)  
n = Número de transferencias.

## 5.2.2 CLASIFICACION DE SISTEMAS DE EXTRACCION

### 5.2.2.1 ESPECIE COVALENTES NO - CARGADAS:

a) MOLECULAS SIMPLES.- Tales como el  $I_2$ ,  $Hg(II)$  (Aluros),  $RuO_4$ , extraíbles en solventes como el  $CCl_4$ , o hidrocarburos alifáticos y aromáticos. El orden de extractabilidad es el  $Hg_2I_2 > HgBr_2 > HgCl_2$ . los aluros de  $Ge^{4+}$ ,  $As^{3+}$  y  $Sb^{3+}$  son miembros de esta clase. Las especies extraídas son:  $GeCl_4$ ,  $AsCl_3$ ,  $AsBr_3$ ,  $AsBr_5$ ,  $AsI_3$  y  $SbI_3$ .

b) COMPLEJOS QUELATOS.- El ión metálico es que lado por reactivos apropiados; si la carga del ión es neutralizado por el número de aniones ligando necesarios para satisfacer el número de coordinación del ión, y no existan grupos hidrolíticos y ionogénicos en la periferia del complejo resultante, el quelado será mucho más soluble en solventes orgánicos no - polares que en agua.

La presencia de grupos hidrofílicos y ionogénicos puede causar en el quelato su permanencia en la fase acuosa dependiendo de las condiciones de operatividad.

En la extracción con THENOYL TRIFLUORO ACETONA (HTTA), la solvatación produce un efecto sinérgico; por ejemplo en exceso de HTTA la extracción del  $U^{6+}$  es  $HTTA(UO_2(TTA)_2)HTTA$ , la especie hidrolítica formada  $OH(UO_2(TTA)_3)$  formado a bajas concentraciones en soluciones de alcohol y agua y la especie torio tal como  $Th(TTA)_4$   $CH_3COOH$  y  $Th(TTA)_4(CH_3COOH)_2$  obtenida en exceso de  $CH_3COOH$  y extraído con  $CCl_4$ .

#### 5.2.2.2 ESPECIES ELECTROVALENTES NO - CARGADAS:

a) ACIDOS ALOMETÁLICOS.- Son ejemplos típicos de este sistema de extracción el  $HFeCl_4$  por éter,  $InBr_3$  por éter,  $PoCl$  por ISOBUTIL METIL CETONA (IBMK).

b) COMPUESTOS COMPLEJOS AMINO - ANIÓNICOS.- La amina fuertemente básica, de alto peso molecular; tal como, la TRI-ISO-OCTIL-AMINA (TIOA) extrae metales por formación de pares-iónicos con complejos metales de caracteres aniónicos. Un ejemplo típico es la extracción de sulfato de uranil por  $(TIOA)(iOc_3N)$  como  $(iOc_3NH)_2UO_2(SO_4)_2$  del  $H_2SO_4$ . El nombre de intercambio líquido-aniónico se usa amenudo, para este tipo de sistema de extracción.

c) COMPLEJOS ESTERES DE ACIDO-METAL.- Intercambio líquido-catiónico, principalmente por ésteres de ácidos fosforosos disuelto en diluyentes; tales como, TRIBUTIL - FOSFATO (TBP).

d) SALES ACIDAS SOLVATADAS.- Tal como el uranio por el TBP de un medio de  $\text{HNO}_3$ , se extrae el uranio como un complejo considerablemente polar  $\text{UO}_2(\text{NO}_3)_2(\text{TBP})_2$  con algunos diluyentes solvatados, se forman  $\text{UO}_2(\text{NO}_3)_2\text{TBP}\cdot\text{BuOH}$  con el butanol. Por otro lado las especies extraídas de concentraciones moderadas de HCl es  $\text{UO}_2\text{Cl}_2\cdot(\text{TBP})_2$ , ambas por TBP puro y por TBP en  $\text{CCl}_4$  o benceno.

El renio se extrae como  $\text{H}(\text{TBP})_4\cdot\text{ReO}_4$  de una solución de  $\text{HNO}_3$  a como  $\text{H}(\text{TBP})_3\cdot\text{ReO}_4$  a baja concentración de TBP; dependiendo de las condiciones, el rutenio es extraído como  $\text{RuNO}(\text{NO}(\text{TBP})_2)_2$ .

El más usado es el TRIOXIDO DE N-OCTIL FOSFINA (TOPO) para el Ti, Th, U, Fe, y Mo.

e) SALES NO - SOLVATADAS.- Incluyen pares iónicos para aniones grandes y cationes no solvatados; para el Cs.

### 5.2.3 CONSIDERACIONES FUNDAMENTALES PARA LA SELECCION DE REACTIVOS

Para la selección del reactivo adecuado en la extracción por solvente se tienen que considerar las propiedades características siguientes:

a) CAPACIDAD DE EXTRACCIÓN.- Esta propiedad se halla influenciado por el coeficiente de distribución, la capacidad de saturación y la variación de éstas con la temperatura.

b) SELECTIVIDAD .- Es una medida de la extracción de una especie dada con relación a la extracción de otras especies. Este es una característica importante del solvente, no solamente porque la falta de selectividad para el uranio conlleva a una menor purificación en la etapa de extracción sino también porque los lugares activos en el solvente serán ocupados por otros metales y no estarán disponibles para extraer el uranio.

La selectividad se define usualmente por el coeficiente de separación, el cual es la razón del coeficiente de extracción de las especie deseada; tales como, el uranio con relación a otras especies.

c) REEXTRACCION.- Para que un solvente sea un extractante metalúrgico aceptable debe ser barato y de simple aplicación para que se pueda recuperar la especie extraída. En la mayoría de los casos, la recuperación va acompañada por el contacto con una solución acuosa la cual altera la forma de la especie extraída de tal forma que altere la preferencia de la misma por el extractante. Este proceso se conoce como reextracción o remoción de una especie extraída de una solución orgánica en contacto íntimo con una solución acuosa específica. La habilidad de remoción o reextracción de una solución acuosa se mide por el coeficiente de reextracción o remoción.

El coeficiente de reextracción no es una constante, generalmente se acrecenta con el incremento de la concentración en la fase orgánica.

El comportamiento de un sistema se puede representar por una isoterma de distribución, el cual generalmente se plotea con la concentración en el orgánico como la abcisa de tal forma que la pendiente de la línea trazada desde cualquier punto sobre la curva al origen dará el coeficiente de reextracción directamente.

Puesto que la solución de reextracción o remoción y los reactivos necesarios para recuperar el uranio representan los mayores costos en los procesos de extracción, la elección de un solvente óptimo depende directamente de la confiabilidad de estos factores estimados experimentalmente.

d) ESTABILIDAD.- Un solvente debe ser un compuesto relativamente estable, de tal forma que pueda reciclarse por un buen tiempo entre los circuitos de extracción y reextracción sin alterarse. Sin embargo, si el coeficiente de extracción es muy alto, de tal forma que pueda usarse el solvente muy diluído y de esta manera sea posible operar económicamente con un solvente inestable.

Un ejemplo es el uso de soluciones de alquil fosfatos para la extracción del uranio de ácidos fosfóricos.

e) SEPARACION DE FASES.- Es importante que tanto el solvente como el diluyente deben ser de tal naturaleza que la separación de fases sea rápida y completa. Muchos extractantes prometen tener una tendencia a formar emulsiones estables cuando se contactan con soluciones acuosas. En algunos casos , estas tendencias pueden derivar en un cambio en las relaciones de fase en los mezcladores o sobre las temperaturas de las soluciones, o por la remoción de trazas de impurezas tales como la sílice coloidal. Se ha encontrado experimentalmente que para facilitar la separación de fases bien definidas se utilizan modificadores; tales como, un alcohol de cadena larga.

f) DILUYENTES.- Los diluyentes son de origen orgánico y han de ser baratos y de disponibilidad inmediata.

g) INFLAMABILIDAD Y TOXICIDAD.- Para seguridad en la planta, la inflamabilidad del solvente y del diluyente, y la toxicidad de los vapores debieran ser considerados.

El solvente y el diluyente deben tener un punto de encendido alto y una presión de vapor baja. El kerosene; diluyente industrialmente usado, tiene un punto de encendido aproximado de 160°F y tiene una relativa presión de vapor baja. Una presión de vapor bajo se hace necesario para disminuir el peligro de toxicidad y para minimizar las pérdidas de solvente.

h) COSTO DEL SOLVENTE.- El costo del solvente sería relativamente de poca importancia si no hubiere pérdidas y si no decayese la capacidad de extracción del solvente al ser reciclado indefinidamente.

Sin embargo, en cualquier planta existen apreciables pérdidas debidas a: evaporación, inestabilidad química, fugas, solubilidad en la fase acuosa, hidrólisis, manipuleo, etc. La mayoría de los reactivos usados en las operaciones comerciales actuales son relativamente estables y tienen baja volatilidad.

Las pérdidas por manipuleo generalmente resultan de la presencia de orgánico finamente disperso en la fase acuosa debido a la intensidad de mezclado o por separación incompleta de fases.

Para instalaciones industriales la solubilidad normal es del orden de aproximadamente 5ppm ya sea para las aminas terciarias o para los Fosfatos alquílicos. Algunas de las aminas secundarias tienen solubilidades ligeramente altas desde 5 a 15ppm. Las pérdidas por solubilidad del TBP y del alcohol tridecil son respectivamente de 10a 25ppm.

Las pérdidas totales por solubilidad y arrastre rara vez excede al 0.5 galon de la fase orgánica por cada 1000 galones de acuoso alimentado.

Osea que el consumo por pérdidas será de aprox. 0.008 lbs de amina o fosfato consumido por lb de  $U_3O_8$  producido.

Las pérdidas de isodecanol será el doble; en proporción a su concentración, con relación a la de las aminas.

NOTA.- Prestar especial atención a las soluciones clarificadas cuando se usan AMINAS por que las emulsiones formadas suspendidas forman una tercera fase por lo que se entorpecerá la continuidad del proceso procediéndose a un desangrado para su lavado o desechado, con el consiguiente incremento de los costos de operación.

#### 5.2.4 EFFECTOS DE LA COMPOSICION DEL LICOR LIXIVIADO

Puesto que el uranio puede existir en solución acuosa tanto como complejo neutro, complejo aniónico o catiónico, el solvente orgánico usado en la extracción por solventes se puede dividir en tres clases, de acuerdo al tipo de complejo de uranio extraíble. Los miembros principales de la primera clase son los ETERES, los TRIALKIL FOSFATOS y los OXIDOS de TRIALKIL FOSFINA, todos ellos extraen complejos neutros. La segunda clase consiste de ALKIL AMINAS, los cuales extraen complejos aniónicos.

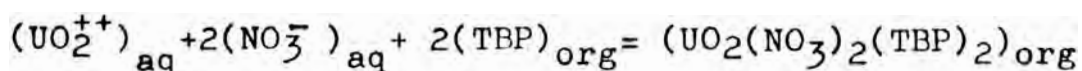


La tercera clase consiste de ACIDOS ALKIL ORTOFOSFORICOS (usualmente llamados ACIDOS ALKIL FOSFORICOS) y ACIDOS ALKIL PIROFOSFORICOS, los cuales extraen cationes.

El estado de oxidación del uranio en la fase acuosa también afecta considerablemente la extracción. Tanto el complejo uranil y el uranoso se puede extraer de la mayoría de las soluciones. El TBP, las AMINAS PRIMARIAS y algunas aminas secundarias muestran altos coeficientes para las especies reducidas; pero, la terciaria y un número de aminas secundarias extraen el complejo uranil mas fuertemente que el uranoso. Los ácidos alkil ortofosfóricos extraen ambas formas por igual de soluciones de sulfatos.

5.2.4.1 EXTRACCION DE COMPLEJOS NEUTROS.- La extracción de complejos neutros de uranio se han usado industrialmente por muchos años para la producción de compuestos de uranio altamente purificados. Los nuevos solventes usados son los ETERES DIETILICOS Y LOS TRIBUTIL FOSFATOS. El éter no requiere diluyente, pero el TBP se diluyen en kerosene.

El uranio se extrae de los licores de lixiviación con ácido nítrico de concentrados de acuerdo a la siguiente reacción característica:



Una alta concentración de nitrato en la solución de lixiviación dirigirá esta reacción hacia la derecha. El orgánico cargado puede ser fácilmente reextraído o despojado con agua, puesto que una baja concentración de nitrato desviará la reacción hacia la izquierda.

Las soluciones de TBP extraerán complejos de uranio en nitratos, tiocianatos, o cloruros. El complejo cloruro extraíble se forma; sin embargo, en soluciones de HCl concentrado. Las principales ventajas en la extracción con TBP o con ETERES son la facilidad de reextracción y la alta selectividad para el uranio sobre otro constituyente, dando como resultado un producto de alta pureza.

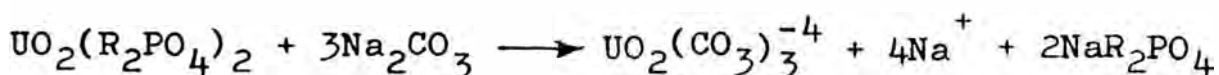
Los OXIDOS DE TRIALKIL FOSFINA extraerán complejos neutros de uranio de soluciones sulfúricas. Con licores de lixiviación de pH y contenido de sulfatos usuales, el coeficiente de extracción es un tanto más bajo que aquellos con ACIDOS ALKIL ORTOFOSFORICO. La reextracción o remoción de óxidos fosfinados requieren soluciones carbonáticas.

5.2.4.2 EXTRACCION DE CATIONES.- Los ACIDOS ALKIL FOSFORICOS extraen los iones uranilo de soluciones de lixiviación con ácido sulfúrico. Ambos de los ETERES MONO- y DIALKIL son efectivos, y los mecanismos parecen ser similares. Las reacciones características son:



Se pueden escribir ecuaciones similares para la extracción de las formas uranosas.

La remoción o reextracción se realiza generalmente con una solución acuosa carbonática, la reacción propuesta:



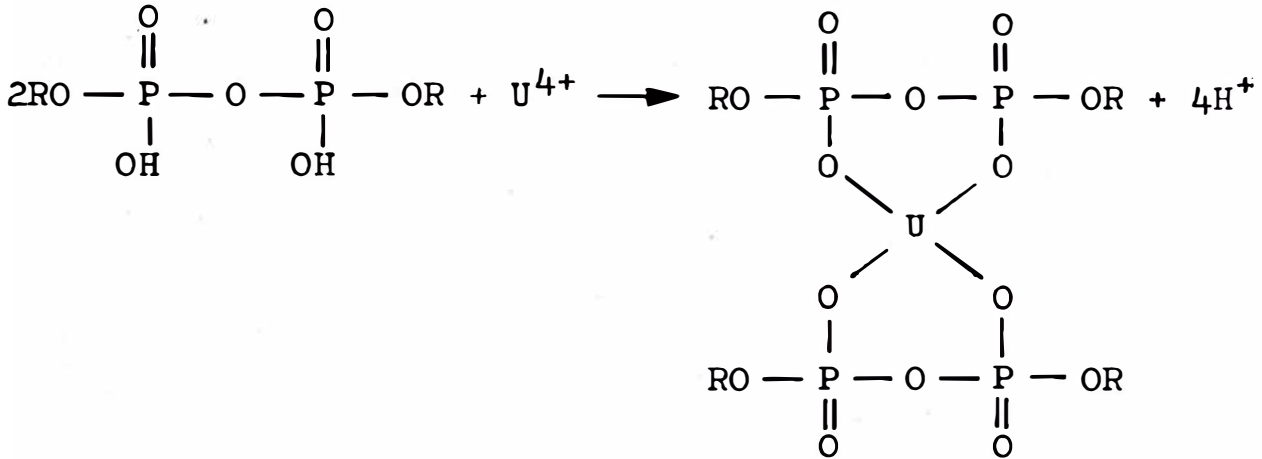
Con una solución de carbonato suficientemente concentrada la remoción es casi cuantitativa.

La mayoría de otros metales extraídos, experimentado, en la planta del COLORADO PLATEAU en USA. Afirman que se precipitan en forma de hidróxidos insolubles al actuar en medios carbonáticos y a pH característico.

Esta precipitación es ventajosa ya que elimina impurezas del sistema orgánico. Sin embargo, el precipitado dificulta el filtrado.

El catión de uranio tetravalente se extrae eficientemente CON ACIDOS ALKIL PIROFOSFORICOS.

El alto coeficiente de extracción que exhibe el ALKIL PIROFOSFATO comparado con los ORTOFOSFORICOS se debe probablemente a la formación de anillos quelantes, como se muestra a continuación en la siguiente reacción:



El quelato se forma probablemente más fácilmente con iones uranosos que con uranilos. El uranio en ácido fosfórico se reducirá tratándolo con sulfato ferroso antes de su extracción.

5.2.4.3 EXTRACCION DE COMPLEJOS ANIONICOS.- El uranio puede ser extraído de licores de lixiviación con ácido sulfúrico en el cual existe en mayor proporción como complejos sulfatados y disulfatados aniónicos con aminas. Se han obtenido altos coeficientes de extracción con AMINAS PRIMARIAS, SECUNDARIAS Y TERCIARIAS. Las reacciones son análogas a aquellas de las resinas de intercambio iónico:



Estas AMINAS son comparables a resinas débilmente básicas.

La estructura de la amina influye en la capacidad, selectividad y formación de emulsiones en el proceso de extracción. Las aminas primarias de cadena recta a menudo forman emulsiones estables con la fase acuosa, pero las aminas primarias ramificadas que contienen de 14 a 20 carbonos se separan con facilidad de la fase acuosa si es que no se hallan presentes sólidos en suspensión. Las aminas secundarias de cadena normal y ramificada son buenos extractantes, y la insaturación de la cadena carbonada no inhibe la extracción.

Al menos 10 carbonos se requieren en los grupos alifáticos para asegurar la baja solubilidad en la fase acuosa. Las aminas terciarias de alto peso molecular con cadenas normales son también buenos extractantes. Las aminas secundarias y terciarias generalmente muestran menor tendencia a la formación de emulsiones que aquellas tales como las aminas primarias.

Algunas aminas secundarias con un sustituyente aromático (especialmente de bencil) tienen coeficientes muchos más altos que sus compuestos alifáticos análogos, pero las aminas terciarias con sustituyentes aromáticos son más pobres extractantes que los compuestos alifáticos análogos.

Las aminas en las cuales el grupo aromático está directamente ligado al nitrógeno; tales como, los derivados de la anilina, son pobres extractantes. En muchas aminas, especialmente en la terciaria, el efecto estérico inhibe la extracción.

El diluyente usado industrialmente es el kerosene por las ventajas de su bajo costo y amplia disponibilidad.

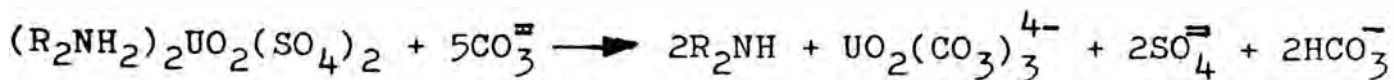
El kerosene es un diluyente adecuado para la mayoría de las aminas secundarias de cadena larga y ramificada y para las aminas terciarias de cadena recta simétrica con cadena de 10 o más carbonos.

En la mayoría de otros casos, se hace necesario añadir una pequeña cantidad (2 a 5 % en volumen) de un alcohol de cadena larga al kerosene para obtener un diluyente satisfactorio. La adición de alcohol disminuye la eficiencia de extracción ligeramente; pero, incrementa la selectividad por el uranio en relación a otros metales.

La selectividad de las aminas por el uranio con relación a otros metales presentes normalmente en licores de lixiviación sulfúrica es más grande con las aminas que con los fosfatos. Las aminas primarias tienen la selectividad más pobre y extraen al hierro con más fuerza. Las aminas secundarias tienen buena selectividad y las aminas terciarias especialmente las simétricas, son muy selectivas para el U. Todas las clases de aminas extraen intensamente al Mo. Las aminas secundarias y terciarias

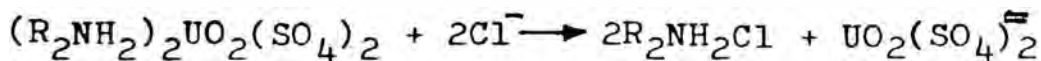
extraen pequeñas cantidades de hierro férrico, pero la extracción de otros metales es relativamente baja. Las aminas tienen una considerable desventaja con relación a los fosfatos como extractantes por requerir soluciones clarificadas y contenido bajo de hierro férrico siendo imprescindible la reducción del hierro en una etapa previa.

La remoción o reextracción del uranio de las aminas se pueden llevar a cabo con soluciones carbonáticas, cloruradas o nítricas. La remoción con carbonato procede probablemente por hidrólisis de los cationes ALKIL AMONICO a moléculas de AMINA NO-IONICAS. Una reacción posible que toma lugar con el carbonato se muestra a continuación:



Esta reacción ocurre casi completamente, y el uranio puede ser cuantitativamente removida en una sola etapa si se halla presente el carbonato en cantidad suficiente.

La remoción con cloruro es comparable a la elución con resinas de intercambio iónico. La reacción de intercambio que toma lugar será:



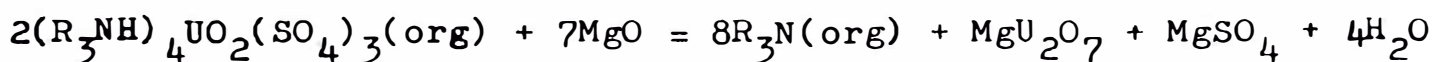
La concentración de cloruro que debe ser usado para la remoción es limitado, puesto que las aminas extraerán el uranio de soluciones altas en cloruro. Se han usado una concentración de cloruro de 1 a 3 molar. La remoción es más eficientes si se añade una pequeña cantidad (0.05M) de ácido.

En el siguiente cuadro se enumeran algunas aminas comercialmente disponibles, adecuadas para extraer el uranio.

Existe la posibilidad de que el uranio puede precipitarse directamente del orgánico cargado por neutralización con MgO, NaOH, o por NH<sub>4</sub>OH; tal como:

C U A D R O 5 - 1

Trade name*	Chemical name	Structure
Amine 21F81 (Carbide)	1-(3-Ethylpentyl)- 4-ethyloctylamine	$\begin{array}{c} \text{CH}_2\text{CH}_3 \\   \\ \text{H}_2\text{N}-\text{CH}(\text{CH}_2)_2-\text{CH}(\text{CH}_2)_3\text{CH}_3 \\   \\ (\text{CH}_2)_2\text{CHCH}_2\text{CH}_3 \\   \\ \text{CH}_2\text{CH}_3 \end{array}$
Primene JM-T (R&I)	Trialkylmethylamino	$\begin{array}{c} \text{R} \\   \\ \text{HN}-\text{C}-\text{R}' \\   \\ \text{R}'' \end{array}$ <p>(R + R' + R'' = 17-23 carbon atoms)</p>
Amine 9D-178 (R&I)	N-Dodecenytri- alkylmethylamino, "dodeceny" = 5, 5, 7, 7- tetramethyl-2-octenyl	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \\   \quad   \\ \text{CH}_2\text{CH}:\text{CHCH}_2\text{CCH}_2\text{CCH}_3 \\   \quad   \\ \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \\ \text{HN} \\   \\ \text{R}-\text{C}-\text{R}'' \\   \\ \text{R}' \end{array}$ <p>(R + R' + R'' = 11-14 carbon atoms)</p>
Amine S-24 (Carbide)	Bis(1-isobutyl-3, 5- dimethylhexyl)amine	$\text{HN}-\left[ \begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \\   \quad   \\ -\text{CHCH}_2\text{CHCH}_2\text{CHCH}_3 \\   \\ \text{CH}_2\text{CH}(\text{CH}_3)_2 \end{array} \right]_2$
Di(tridecyl P)amine (Carbide)	"Tridecyl P" = mixture of 13-carbon alkyls, probably principally 3, 5, 5, 7, 7-pentamethyl- octyl	$\text{HN}-\left[ \begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \\   \quad   \\ -\text{CH}_2\text{CH}_2\text{CHCH}_2\text{CCH}_2\text{CCH}_3 \\   \quad   \quad   \\ \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \end{array} \right]_2$
N-Benzylheptadecylamine (Carbide)	"Heptadecyl" = 1-(3-ethylpentyl)- 4-ethyloctyl	$\begin{array}{c} \text{CH}_2-\text{C}_6\text{H}_5 \\   \\ \text{HN} \\   \\ \text{CH}(\text{CH}_2)_2\text{CH}(\text{CH}_2)_3\text{CH}_3 \\   \\ (\text{CH}_2)_2\text{CHCH}_2\text{CH}_3 \\   \\ \text{CH}_2\text{CH}_3 \end{array}$
Trisooctylamine (Carbide) (Gulf)	"Isooctyl" = mixture of dimethylhexyls and methylheptyls, etc., principally 3, 5-, 4, 5-, and 3, 4- dimethylhexyl	$\text{N}-\left[ \begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \\   \quad   \\ -\text{CH}_2\text{CH}_2\text{CHCH}_2\text{CHCH}_3 \\   \quad   \\ \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \end{array} \right]_3$
Butyldidodecylamine (R&I)	"Dodeceny" = 5, 5, 7, 7-tetramethyl-2- octenyl	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \\   \quad   \\ \text{N}-\left[ \begin{array}{c} -\text{CH}_2\text{CH}:\text{CHCH}_2\text{CCH}_2\text{CCH}_3 \\   \quad   \\ \text{CH}_3 \quad \text{CH}_3 \end{array} \right]_2 \\   \\ (\text{CH}_2)_3\text{CH}_3 \end{array}$



La sal de amina se libera a amina y el uranio se precipita por MgO como unas granallas, el cual facilitará su separación por filtración. En cambio los hidróxidos de sodio y amonio forman un lado de difícil manipuleo.

Existe un número de AMINAS comercialmente disponibles para la extracción del uranio. En el cuadro adjunto se indican algunas (ver cuadro 5-1)

### 5.2.5 EQUIPOS UTILIZADOS EN LA EXTRACCION POR SOLVENTES

#### 5.2.5.1 ESTUDIO DE LA CINETICA EN EL PROCESO DE EXTRACCION.-

La velocidad de las reacciones químicas implícitas en la extracción por solventes no ha sido medido con precisión; pero, experimentalmente se observa una gran rapidéz. La medición del tiempo necesario para llegar al equilibrio parece estar supeditado al tiempo requerido para obtener un contacto físico óptimo entre el acuoso y el orgánico. Se han realizado estudios sobre el tiempo de contacto y la intensidad de agitación y los resultados indican que la mayoría de los equipos mezcladores (contactores), requieren un tiempo relativamente corto para obtener un contacto adecuado. Las relaciones acerca de la geometría del agitador, velocidad de los álabes del impulsor, el tamaño de las partículas dispersas, el tiempo de retención, y el porcentaje de extracción no han sido claramente definidos con relación a la velocidad de transferencia de masa.

5.2.5.2 OPERACIONES MULTIETAPAS.- Puesto que en el proceso de extracción por solventes, las reacciones inherentes no ocurren hasta la saturación de la capacidad disponible del orgánico en una sóla etapa; dando como resultado una recuperación parcial de uranio de la fase acuosa. Se recurrirá a extracciones en varias etapas necesarias y suficientes para aprovechar al máximo la capacidad del extractante y obtener una recuperación casi completa. (ver figura 5-2(a)).

MEZCLADORES-DECANTADORES PARA PROCESOS A FLUJO CONTINUO Y A CONTRACORRIENTE A ESCALA DE LABORATORIO

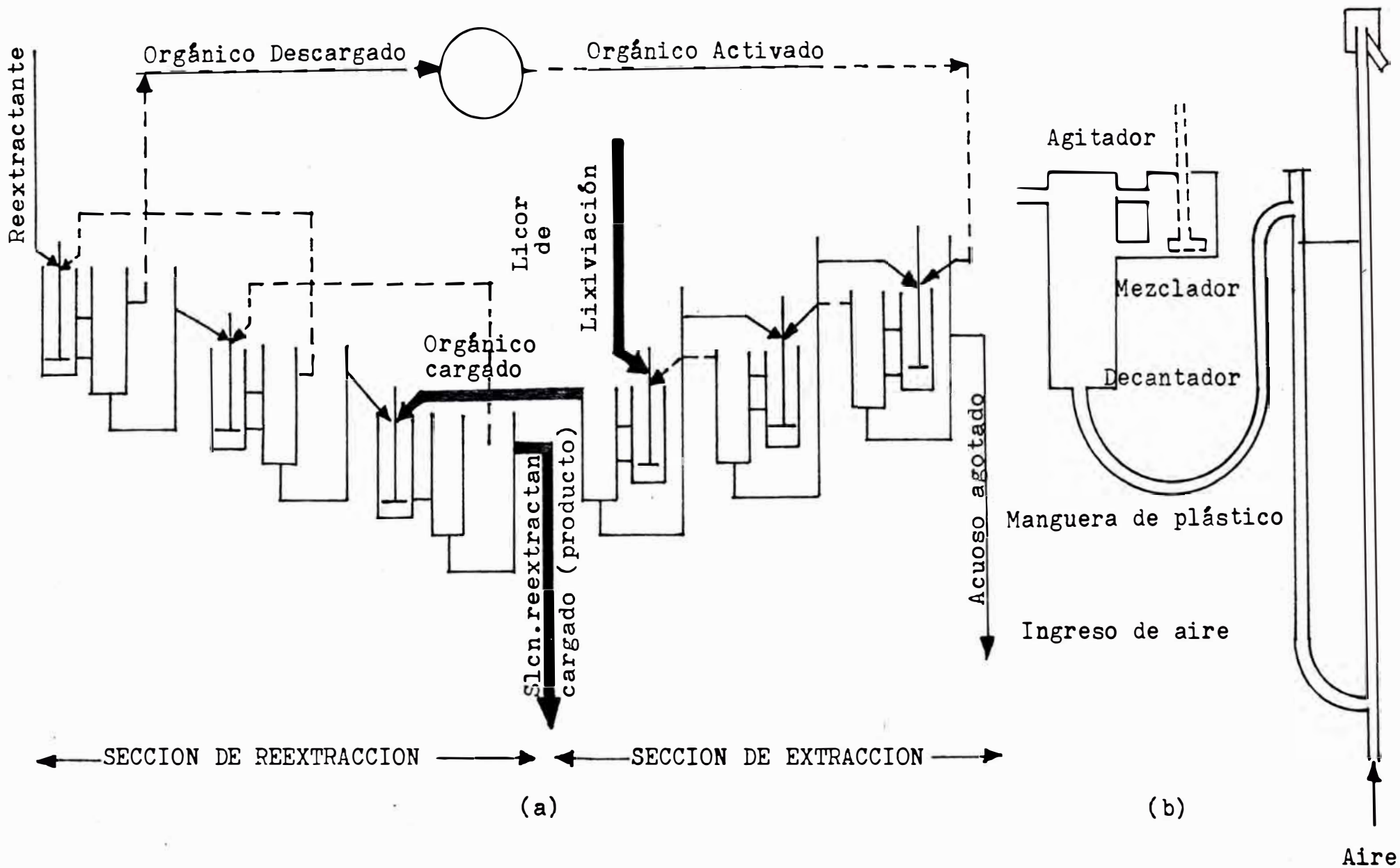


FIG. 5-2 (a) Diagrama de flujo para tres etapas de extracción y tres de reextracción  
 (b) Detalle del mezclador-decantador unitario.



El número de etapas necesarias para una recuperación dada puede ser determinado a partir de la ISOTERMA DE DISTRIBUCION por el método del diagrama típico de McCABE - THIELE (ver fig. 5 - 1).

A partir de este diagrama se determinará el número de mezcladores y sedimentadores (MIXER - SETTLER) que se utilizarán en las etapas de extracción y reextracción.

Este diagrama muestra la isoterma de distribución y la línea de operación cuya pendiente esta dado por la relación de alimentación de orgánico a acuoso. La línea de operación parte de un punto determinado por las concentraciones de entrada y salida en el acuoso y en el orgánico respectivamente, en la primera etapa. Y se extiende hasta el punto de entrada y salida del acuoso y del orgánico en la última etapa.

Por intermedio del diagrama se interpreta con facilidad el balance metalúrgico y de materia en los circuitos de extracción y reextracción.

5.2.5.3 EQUIPOS DE LABORATORIO.- Para mediciones a escala de laboratorio y elaboración de las isotermas de distribución son suficientes aparatos comunes de laboratorios tales como embudos separadores, cilindros de vidrio graduados, vasos, y frascos. Se hace necesario un mezclador mecánico cuando se tiene que hacer una variedad de experimentos. Las operaciones en multietapas se pueden simular en los laboratorios con simples embudos de separación conocidos también como peras de decantación; pero, es un tanto embarazoso por el consumo de tiempo. Un método más elegante para la obtención de datos de procesos en multietapas es por medio de un banco a escala pequeña de MEZCLADORES - SEDIMENTADORES (mixer-settlers). Estos son de simple construcción y no son difíciles de operar. En la figura 5-2b) se muestra el dibujo de un aparato mezclador-sedimentador a escala de laboratorio.

Este tipo de unidad se usa en muchos laboratorios. Consiste de una serie mezcladores y sedimentadores cilíndricos, hechos generalmente de vidrio.

Cada mezclador se conecta a un sedimentador por dos aberturas. El propósito de la abertura superior es proveer de un medio de retroalimentación para la solución orgánica de tal forma que los volúmenes relativos en el mezclador no se determinarán por las proporciones de alimentación de ambas fases.

De esta manera, la relación interna de mezclado en cada etapa se puede controlar y hacerse independiente de las relaciones de alimentación externa del sistema. Cada mezclador es agitado por agitador rotatorio tipo turbina de vidrio accionado por un motor eléctrico de velocidad graduada. Una fase fluye a través del sistema por gravedad; el otro se bombea de etapa a etapa.

#### 5.2.5.4 DISEÑOS DE EQUIPOS MEZCLADORES-SEDIMENTADORES

A NIVEL INDUSTRIAL.- Aunque se han propuesto varios tipos de equipos para la extracción por solventes a flujo continuo y a contracorriente, ellos pueden ser clasificados a su vez como mezcladores-sedimentadores, contactores en columnas o contactores centrífugos. En la figura 5-3 se muestra varios tipos comunes de los equipos mencionados.

Los MEZCLADORES-DECANTADORES consisten generalmente de tanques mezcladores y decantadores separados, pero en algunos tipos el mezclador se ubica en un compartimiento dentro del sedimentador o se complementa con una bomba centrífuga que alimenta al sedimentador. Los tanques de mezcla y sedimentación pueden ser de cualquier forma siempre que obtenga un adecuado contacto entre las fases en el mezclador, y se provea de suficiente área al sedimentador de tal forma que permitan una completa separación de fases.

El diseño de los mezcladores considera como factores principales al tiempo de residencia y al grado de dispersión. El diseño de sedimentadores abarca los mismos factores considerados en el diseño de espesadores. Los factores de escalamiento tanto para mezcladores como para decantadores se hallan en una proporción de 2 entre equipos industriales con relación a los de laboratorio.

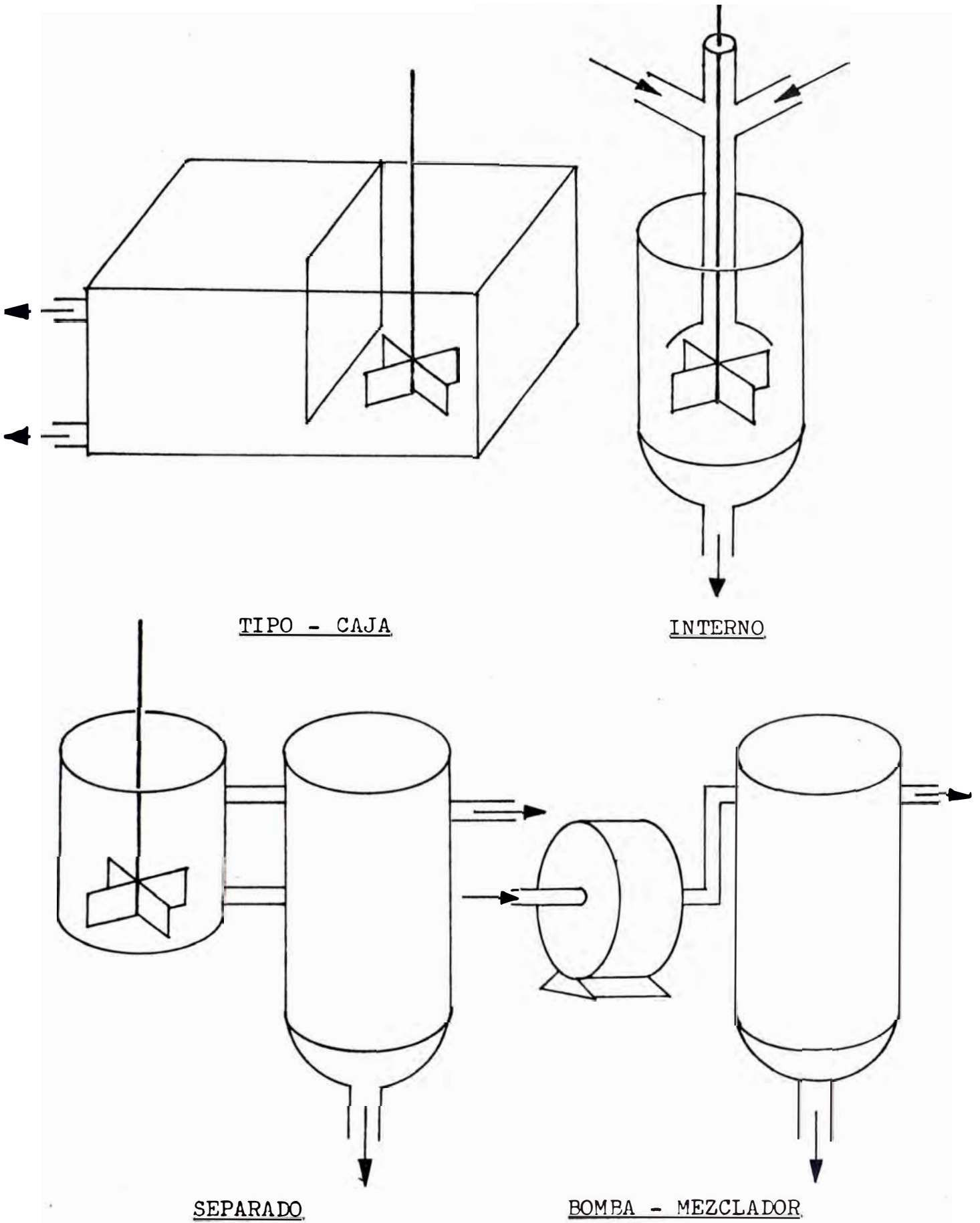


FIG. 5-3 Variedad de sistemas de Mezcladores-Sedimentadores

Es aconsejable que en el diseño de sedimentadores se provea de un medio de reciclaje del orgánico entre el sedimentador y el mezclador para de esta forma minimizar la formación de emulsiones. También se podría instalar coaleszores a la salida de los mezcladores para facilitar la eliminación de burbujas en el seno de las fases mezcladas.

En la metalurgia del uranio se utilizan en mayor proporción cuatro tipos de diseños de mezcladores-sedimentadores: El mezclador y el sedimentador separados, el mezclador interno el del tipo-caja, y el sistema de bombeo y mezclado. (ver fig 5-3)

Los contactores en columna se basan en la diferencia de densidades de las dos fases que fluyen a contracorriente. La fase más pesada se alimenta por la parte alta de la columna y la más liviana por la parte baja. Existen muchos tipos de columnas ( ver fig 5 -4)

Para operaciones eficientes tanto de los mezcladores-sedimentadores como de los contactores en columna, la separación de fases deberá ser simple, rápida y completa. En la extracción del uranio, la tendencia a la formación de emulsiones son generalmente menores si se manipula con fase orgánica continua.

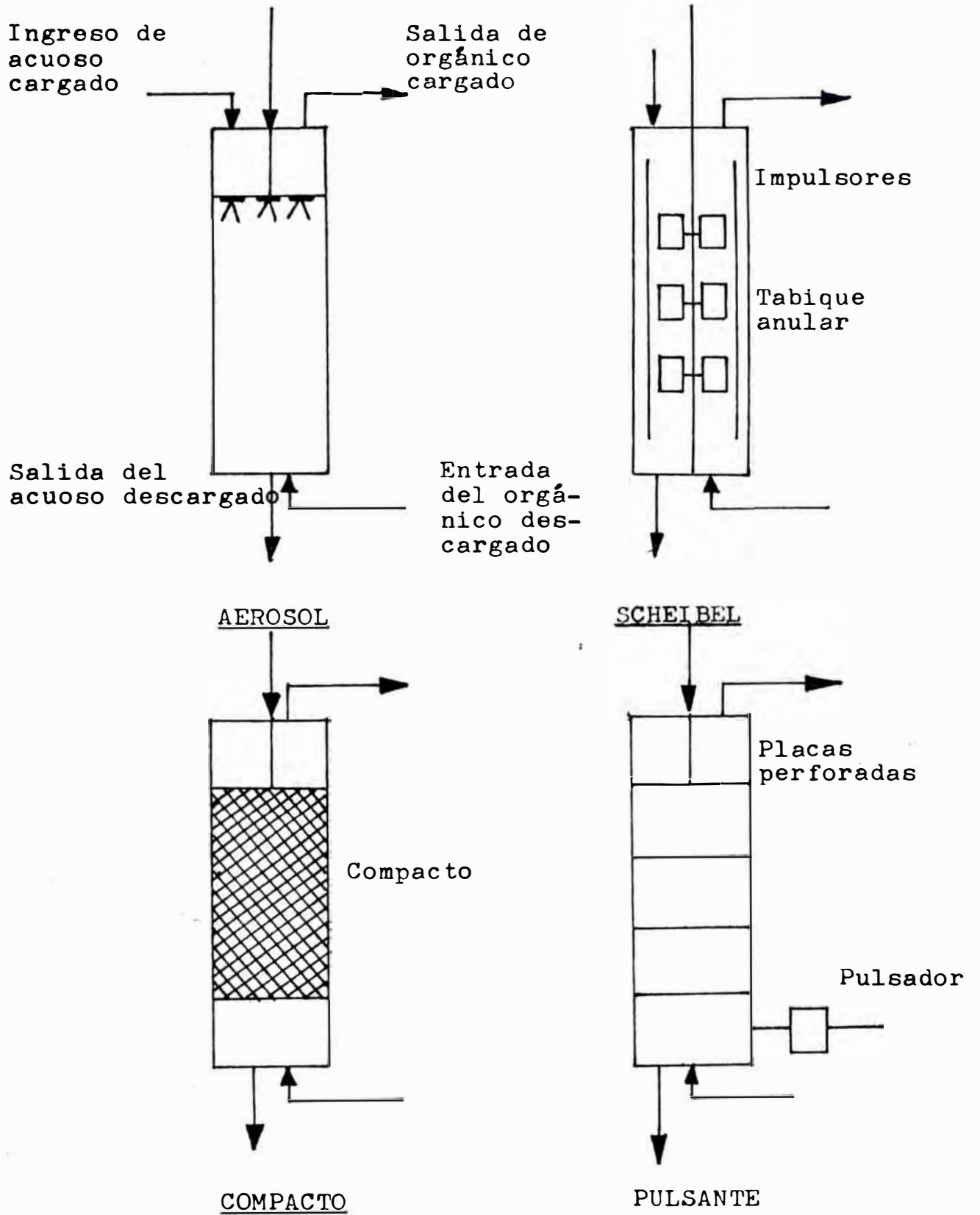


FIG. 5-4. Mezcladores Líquido-Líquido en columnas

## 5.2.6 ESTUDIO DE LOS DIAGRAMAS DE FLUJO O FLOW-SHEETS TÍPICOS

Existen una variedad de diagramas de flujo de los materiales en el proceso de extracción con solventes orgánicos. A continuación mencionaré y presentaré algunos de los más utilizados a nivel de laboratorio, planta piloto e industrial:

5.2.6.1 CONTACTO SENCILLO.- Consta de una unidad de extracción. En él; el solvente y la alimentación, se mezclan en las cantidades que se estimen convenientes y se separan las dos fases formadas. El sistema es poco usado debido a que no se consigue una alta recuperación del soluto. (ver fig. 5-5).

5.2.6.2 CONTACTO MULTIPLE.- Una mejora del proceso anterior es dividir el disolvente en varias partes y tratar al acuoso cargado alimentado sucesivamente en cada una de ellas. La extracción del soluto es más completa que en el caso anterior y se puede llevar a los límites que se desee aumentando el número de unidades de recuperación. (ver figura 5-6).

5.2.6.3 CONTACTO MULTIPLE EN CONTRACORRIENTE.- Este método está basado en contactar las fases alimentadas una en la dirección contraria con respecto a la otra. En la primera etapa de extracción el acuoso cargado alimentado se contactará con el orgánico ya cargado en etapas anteriores llegando a la máxima capacidad de saturación del orgánico en la última etapa de mezclado. (ver figura 5-7).

5.2.6.4 CONTACTO DIFERENCIAL EN CONTRACORRIENTE.- El método está basado en la diferencia de densidad de las dos fases que se forman; para conseguir la marcha en contracorriente la fase menos densa se introduce por la sección inferior de una columna y la parte más pesada por la parte superior. Cualquiera de las dos fases puede subdividirse convenientemente para pasar a través de la otra, y entonces recibe el nombre de fase dispersa. (ver figura 5-8).

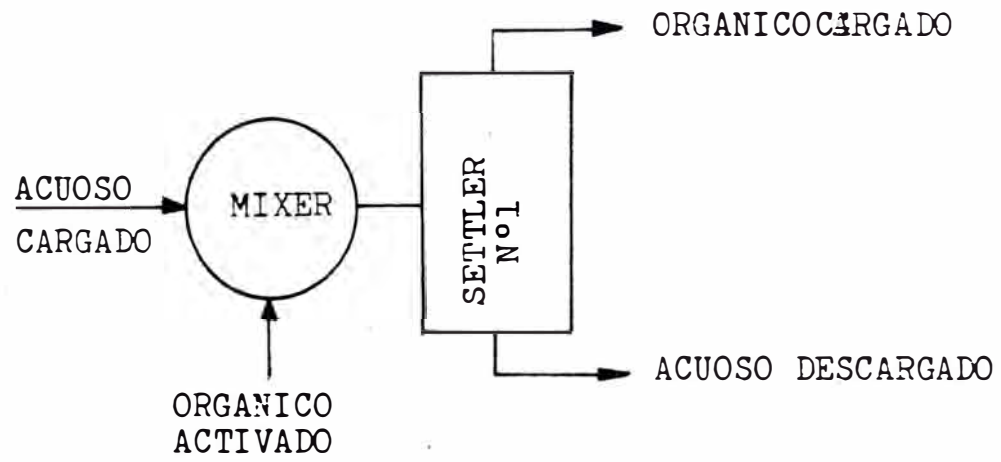


FIGURA 5-5 Contacto Sencillo

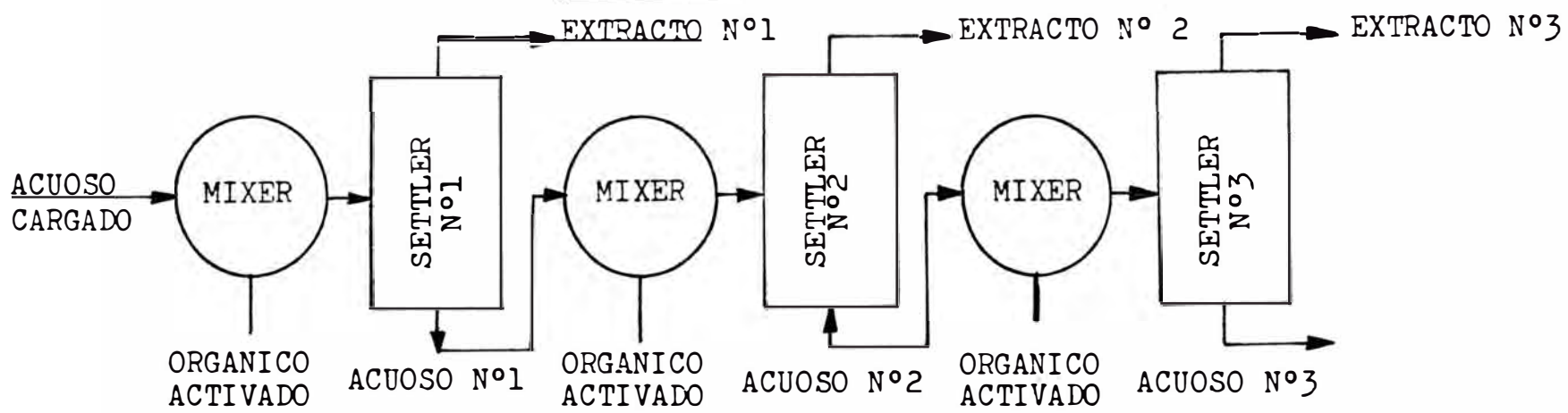


FIGURA 5-6 Contacto Múltiple

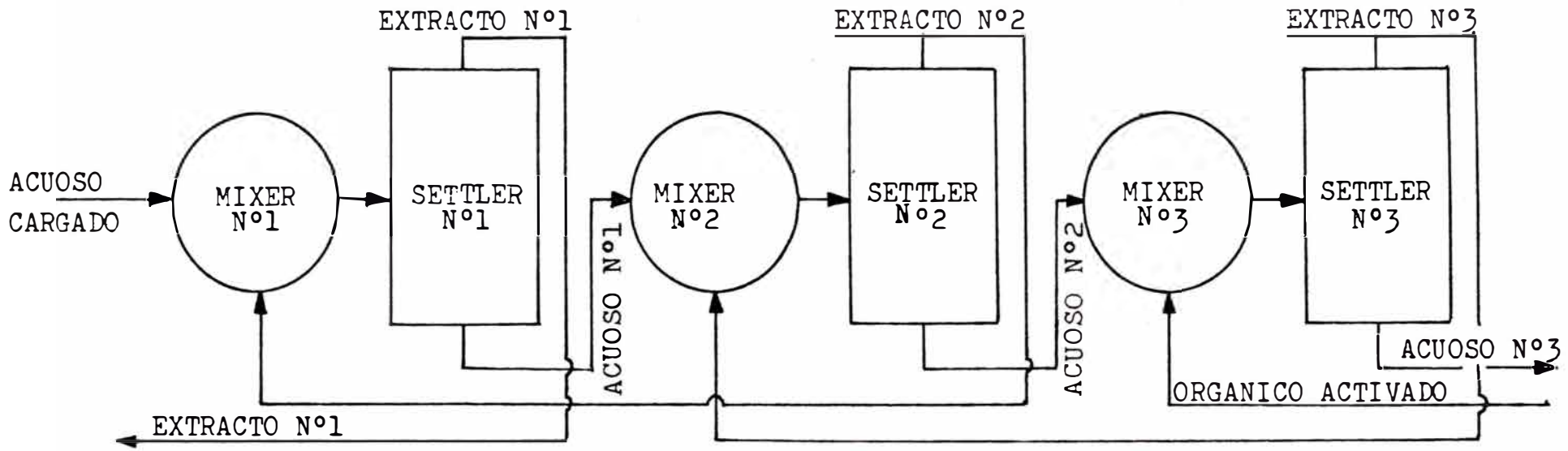


FIGURA 5-7 Contacto Múltiple en Contracorriente



5.2.6.5 EXTRACCION CON REFLUJO.- Cuando uno de los componentes de la alimentación, es parcialmente miscible con el disolvente, solamente él puede ser obtenido puro, apareciendo en la otra fase una mezcla de los dos componentes (cuya proporción depende de las relaciones de solubilidad y del número de unidades de extracción empleada). El reflujo puede ser aplicado a una fase o a las dos simultáneamente, tiene por objeto el colocar a la fase de que se trate en las condiciones más favorables para una mejor separación del componente a extraer.

Cuando el reflujo se aplica al extracto o a ambas fases la alimentación debe entrar por una sección intermedia de la columna y cuando se aplica al refinado, por el extremo o puesto a la salida de éste. (ver figura 5-9).

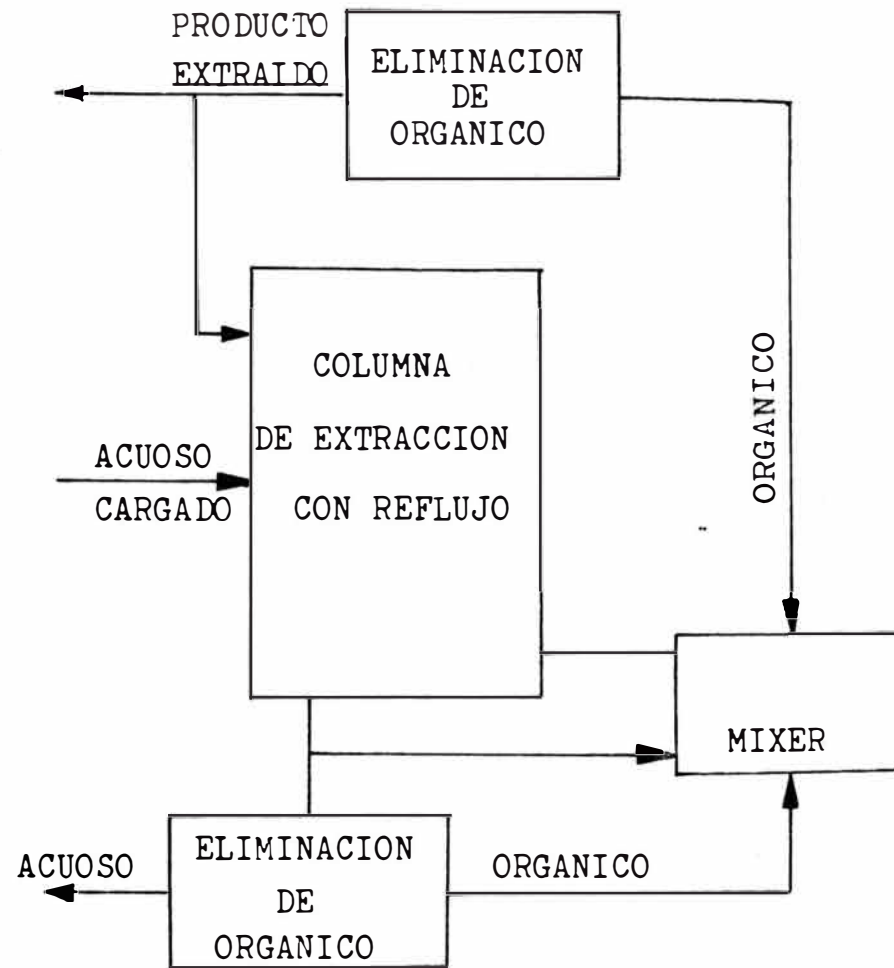
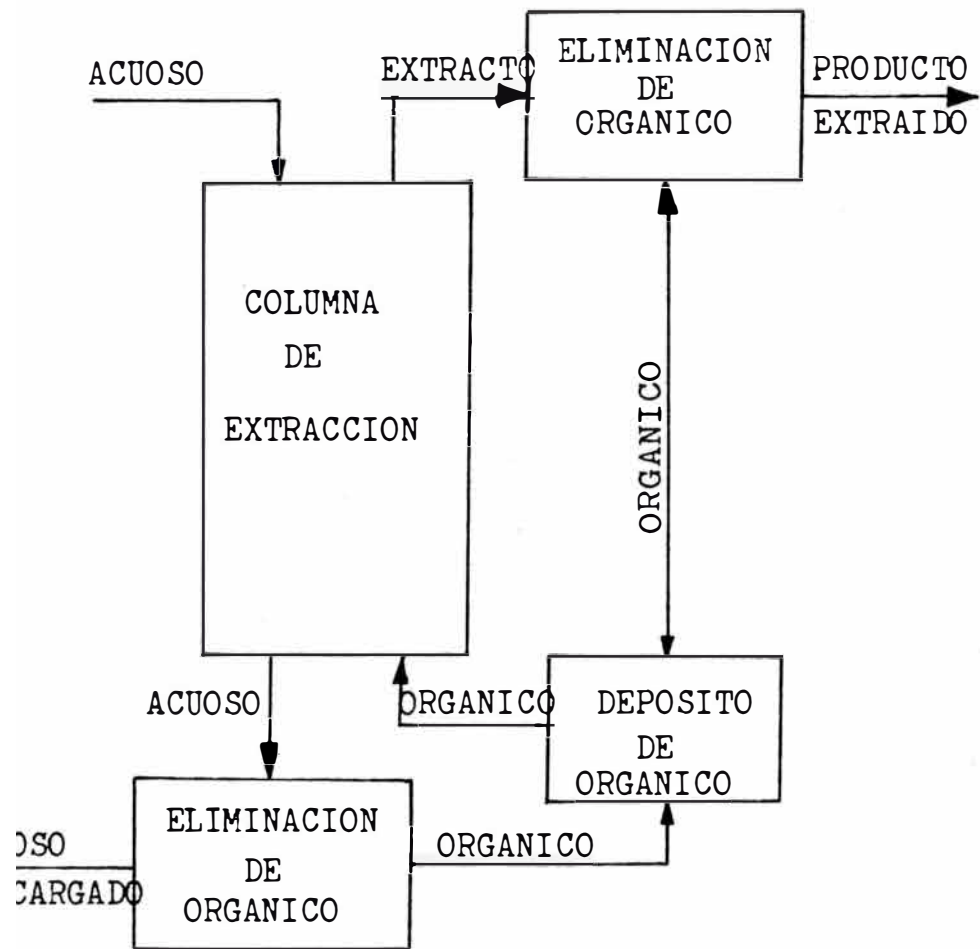


FIG. 5-8 Contacto Diferencial en contracorriente

FIGURA 5-9 Extracción con reflujo

### 5.2.7 COMBINACIONES DE FLOW-SHEETS PARA EL TRATAMIENTO HIDROMETALURGICO DE MINERALES DE URANIO

Existe una amplia variedad de posibilidades para el beneficio metalúrgico de minerales uraníferos en función de su clasificación mineralógica y de sus propiedades físicas, químicas y radioactivas. Para el efecto se pueden combinar métodos tecnológicos-metalúrgicos de amplio espectro en las diferentes etapas de las operaciones y procesos; tales como: Preparación mecánica, lixiviación, separación sólido-líquido, concentración, precipitación-filtración y embalaje (ver figura 5-10).

De acuerdo con la asociación paragenética de las menas uraníferas y en base a un estudio sistemático de factibilidad técnica y económica se podrían tomar decisiones alternativas para tratarlos por lixiviación ácida o alcalina, precipitarlos directamente a partir de las soluciones de lixiviación, filtrarlos y almacenarlos para luego en otra etapa posterior someterlo a purificación in-situ o en otro lugar (ver figura 5-11).

### 5.2.8 PROCESOS ESPECIFICOS DE EXTRACCION POR SOLVENTES ORGANICOS A PARTIR DE SOLUCIONES DE LIXIVIACION CON ACIDO SULFURICO

Para la extracción de uranio por solventes orgánicos, a partir de soluciones de lixiviación con ácido sulfúrico existen comúnmente dos tipos de extractantes: Los ácidos alquil-fosfóricos y las aminas. Se pueden usar tanto los fosfatos monoalquílicos como los dialquílicos; por tanto, los procesos con fosfatos se denominarán proceso DDPA (ácido dodecil fosfórico) o proceso EHPA (ácido di-2-etil-hexil fosfórico), dependiendo del compuesto que se use. El proceso EHPA es conocido también como proceso DAPEX (extracción con ácido fosfórico dialquílico). El proceso con Aminas es conocido como proceso AMEX (extracción con aminas). La figura 5-12 muestra un esquema general del diagrama de flujo o flow-sheet de cada uno de estos procesos.

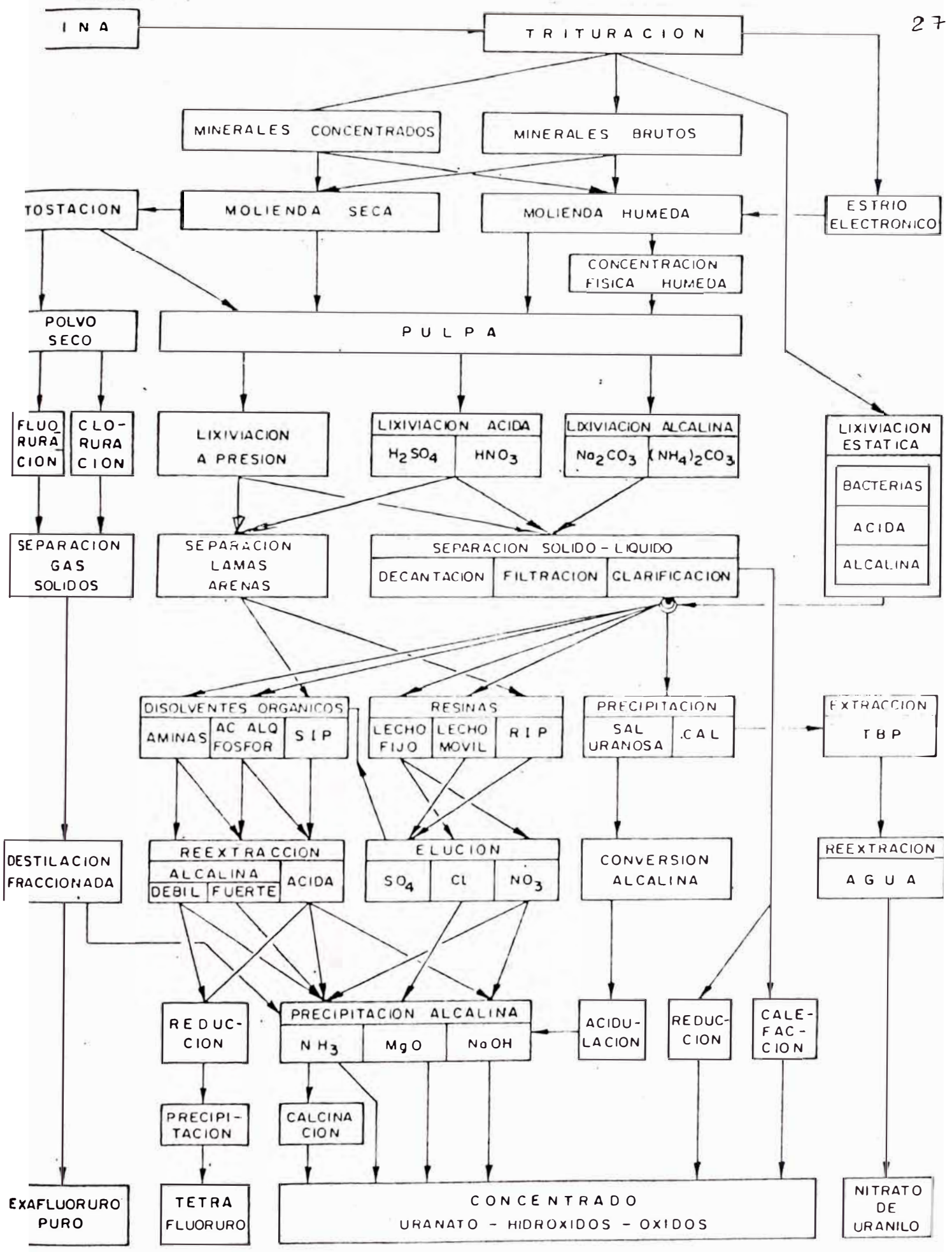


FIG. 5-10 POSIBILIDADES PARA LA HIDROMETALURGIA DE MINERALES URANIFEROS

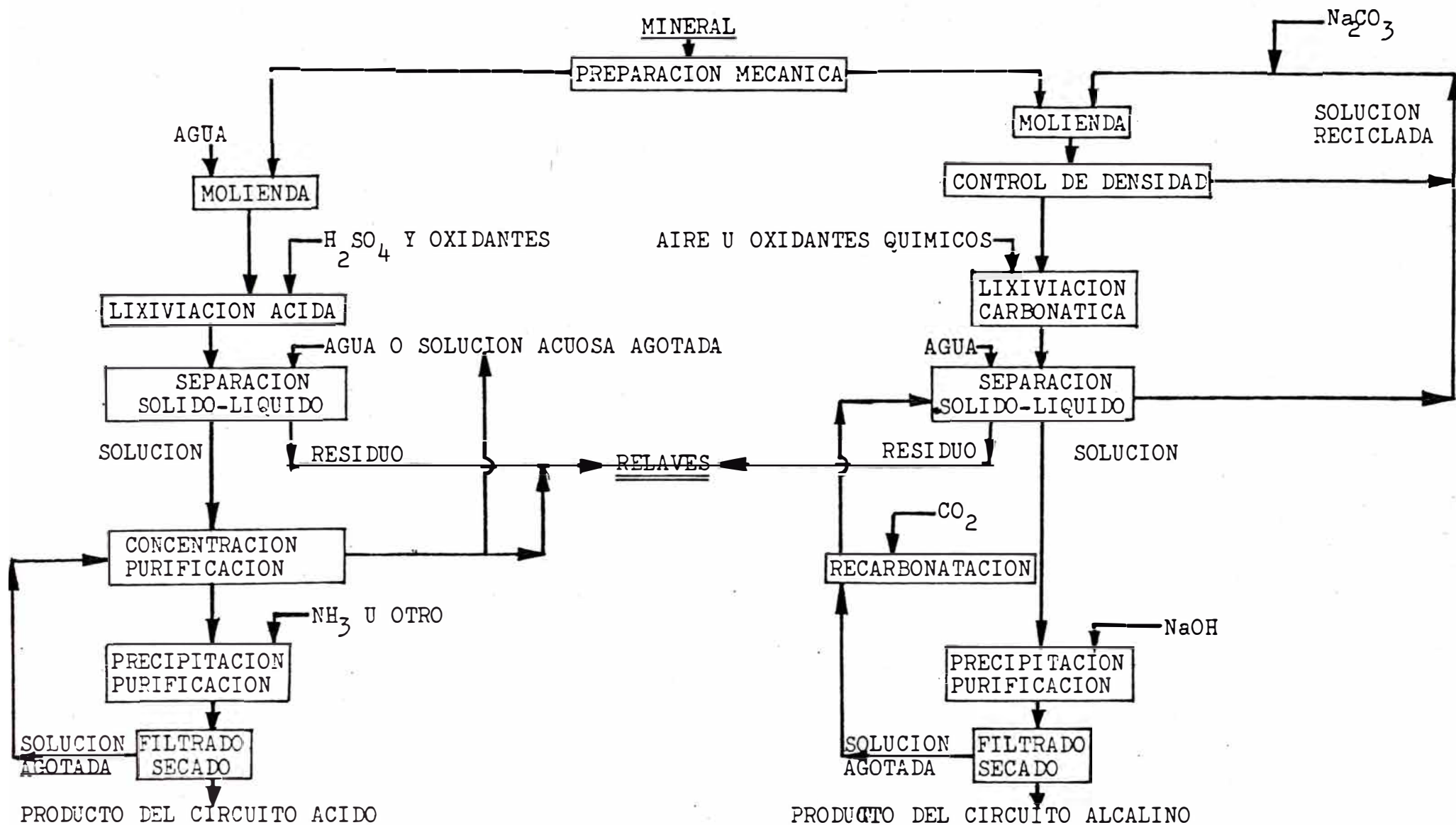


FIG. 5-11 CIRCUITOS DE EXTRACCION DE URANIO ACIDOS Y ALCALINOS

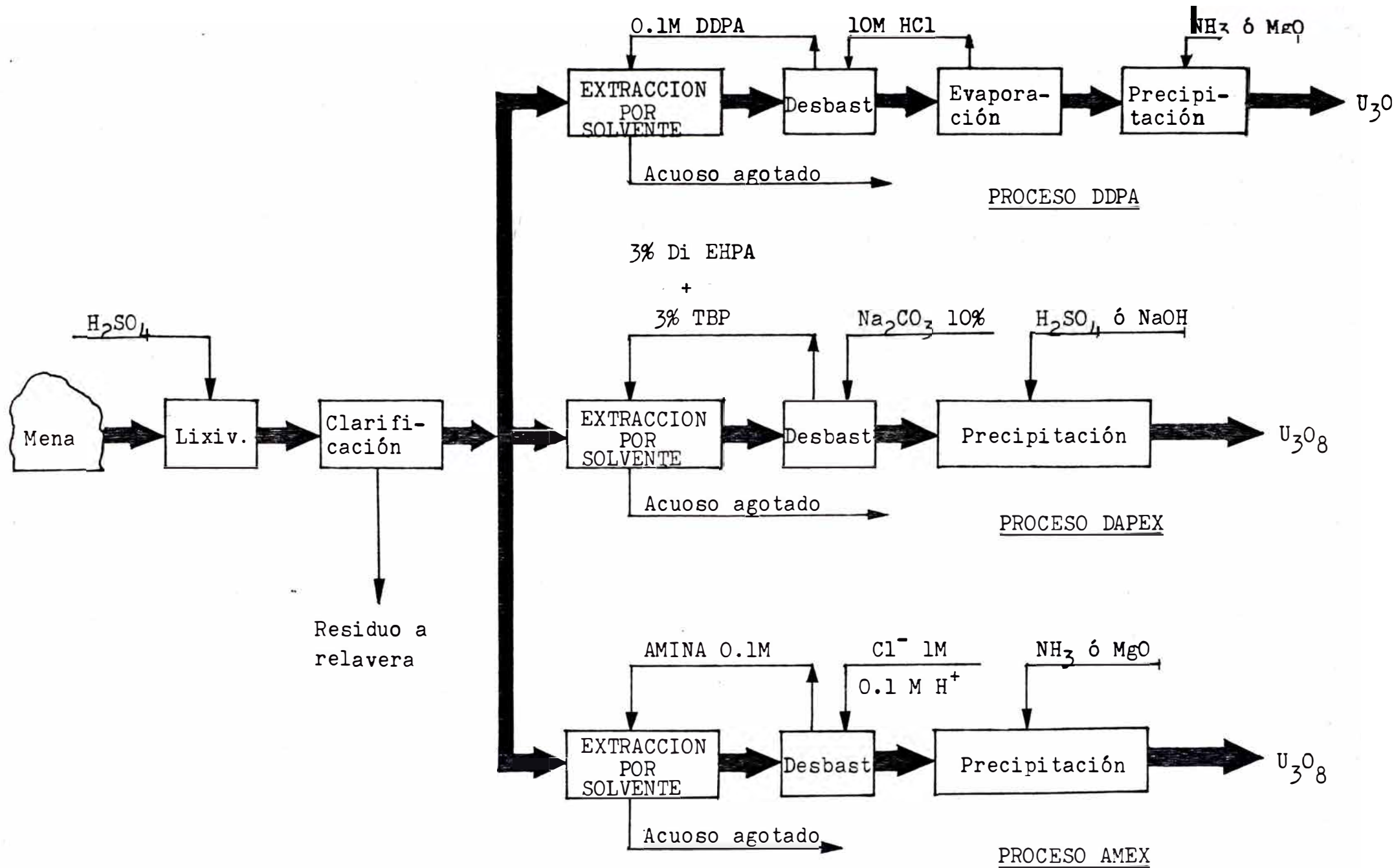


FIG. 5-12 Diagramas de flujo alternativos para la extracción por solventes orgánicos y concentración del uranio de lixiviación sulfúrica.

5.2.8.1 PROCESO DDPA.- En este proceso se usa una solución de DDPA 0.1 M como extractante y como agente de reextracción o desbaste (STRIPPING) una solución HCl 10 M. El proceso fue ampliamente estudiado en una planta piloto de 100 gal/h. El equipo de extracción constaba de 8 tanques de 18 pulg. de diámetro, cuatro de los cuales fueron equipados con agitadores. Los tanques fueron interconectados de tal forma que las corrientes de los dos mezcladores y separaron alternativamente en cuatro etapas a flujo continuo y a contracorriente. La sección de desbaste (STRIPPING) consistían de cuatro etapas de mezcladores-sedimentadores similares; pero, en vez de ello se usaron vasos de 4 litros. La solución de HCl que se obtenía en la etapa de reextracción o desbaste contenía aproximadamente 40 g  $U_3O_8$ /litro. Esta solución fue alimentado a un evaporador continuo donde la mayor parte del HCl libre fue destilado y reciclado como HCl 10M. El concentrado fue continuamente removido del evaporador con 500 a 1000 g  $U_3O_8$ /Lt, el producto final se precipitó con amoníaco o con óxido de magnesio.

El proceso mencionado fue instalado a escala de planta industrial, donde el equipo de extracción consistía de cuatro tanques de 20 pies de diámetro equipado con agitadores de turbina de 20 pulgadas de diámetro.

5.2.8.2 PROCESO DAPEX O EHPA.- Este proceso emplea como extractante una solución de kerosene con 3 a 5% de ACIDO FOSFORICO DI(2-ETIL HEXIL), (EHPA) y aproximadamente la misma concentración de TRIBUTIL FOSFATO,(TBP). Este proceso difiere del DDPA en que la solución de reextracción o desbaste es una solución de carbonato de sodio al 10%. El TBP añadido al extractante provee de un efecto sinérgico incrementando el coeficiente de extracción del uranio e incrementado a la par la solubilidad del sodio existente en el EHPA, adherido durante la etapa de desbaste. Sin este aditivo existe la posibilidad de formación de una tercera fase al contactar con la solución de desbaste de carbonato de sodio. La formación de la tercera fase puede también ...

prevenirse usando alcohol de cadena larga insoluble en agua; tal como el alcohol tridecil o isodecanol, pero se incrementaría el costo de extracción del uranio.

El proceso se llevó a cabo a nivel de planta piloto en un solo tanque de 20 pies de diámetro con un mezclador interno. Aunque estos ensayos dieron datos para operaciones de una sola etapa, la recuperación de uranio fue hallado satisfactoria. Se construyó una planta industrial para extracción con 4 etapas. La sección de extracción de esta planta consiste de cuatro tanques de 16 pies de diámetro, con un mezclador interno de 4 pies de diámetro ubicado en cada tanque.

La sección de reextracción de esta planta consistía de dos mezcladores de 4 pies de diámetro y dos sedimentadores de 8 pies de diámetro con base cónica. Luego de cargarse la solución de desbaste de carbonato de sodio se filtra, el anión carbonático se destruye al mezclarse con ácido sulfúrico, y el uranio se precipita con amoníaco. Otras plantas que emplean este proceso se hallan también en operación. En algunos casos la precipitación final del producto uranífero se efectúa por adición de soda caústica a la solución de desbaste. Cuando se sigue este procedimiento, el filtrado se puede reciclar y el carbonato consumido es de aproximadamente 2 lb/lb de  $U_3O_8$ .

5.2.8.3 PROCESO AMEX.- Un gran número de ALKIL-AMINAS tienen habilidad para extraer uranio. La extracción de uranio de soluciones sulfúricas con pH menores que 3 no se ven afectados por la concentración de uranio, excepto indirectamente a través del intercambio de sulfatos con aminas libres. La variación del pH tiene un efecto indirecto de gran importancia en lo referente al equilibrio acuoso sulfato-bisulfato; el bisulfato compite más severamente con el uranio por la amina libre que con el sulfato. Las figuras 5-13 y 5-14 muestran, respectivamente, el efecto del incremento de la concentración de sulfato y del incremento del pH sobre el coeficiente de extracción. En la práctica el coeficiente de extracción para el uranio se reporta que disminuye rápidamente sobre un rango de pH de 2.0 a 2.5 y la extracción se hace inefectiva sobre un pH de 4.0 debido a la hidrólisis y a la formación de aminas básicas libres.



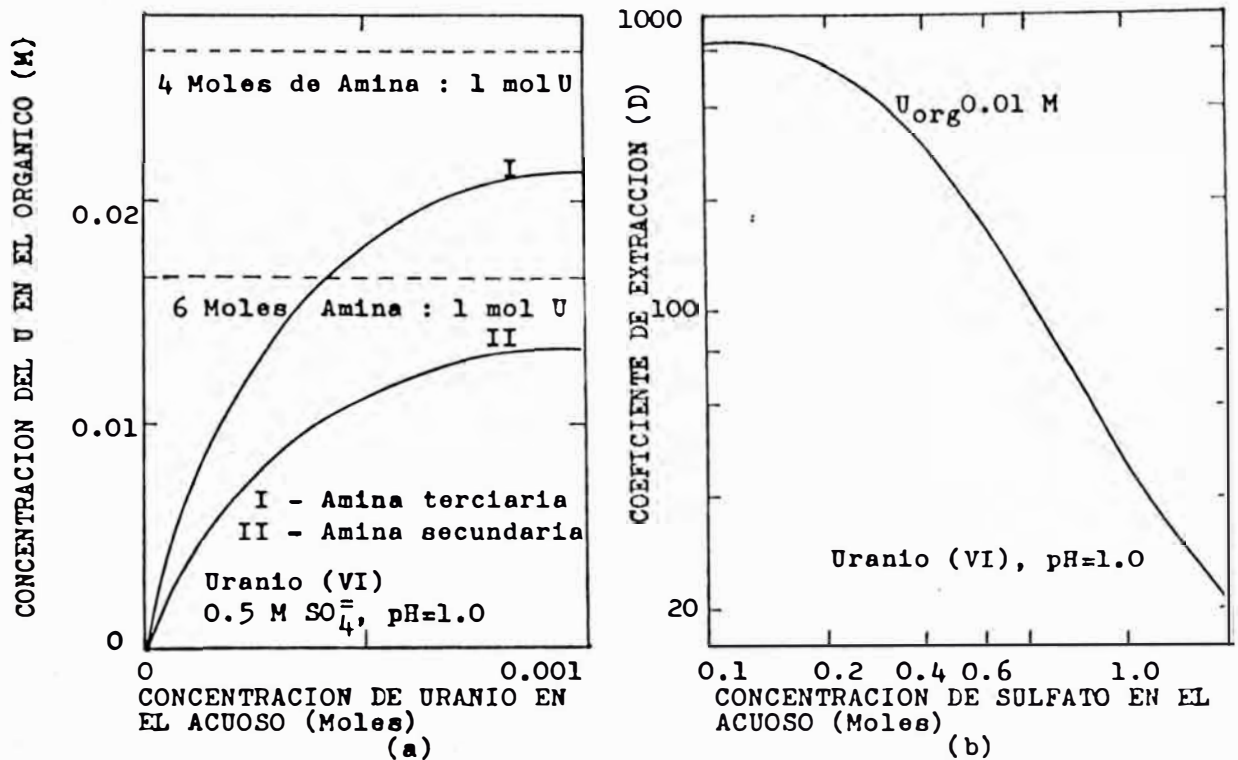


FIG. 5-13 Efecto de la estructura de la Amina sobre el cargado de U(a)  
(b) Efecto de la concentración de sulfato sobre la extracción de uranio con amina terciaria.

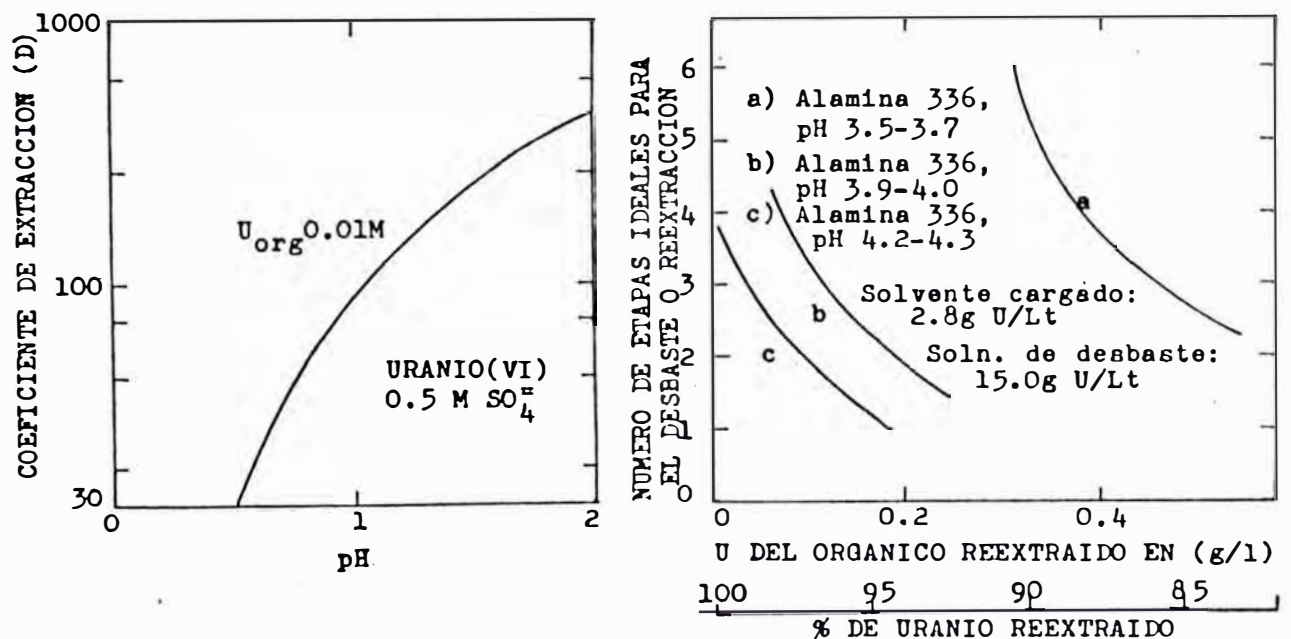


FIG. 5-14 Efecto del pH sobre la extracción de uranio.

FIG. 5-15 Etapas requeridas para el desbaste de uranio a diferentes valores de pH

La elevación de la temperatura disminuye el coeficiente de extracción para el uranio en aprox. 20 a 30 % por cada 10°C. La adición de otros aniones a una solución de sulfato dañará la extracción de uranio más que la adición de un incremento correspondiente al sulfato mismo. El efecto se incrementa con la adición de aniones fosfato, cloruro, fluoruro y nitratos, en el orden mencionado. La interferencia del anión nitrato se considera severa. Se ha encontrado que la interferencia del cloruro es significativamente más grande que las aminas secundarias.

La selectividad exhibida por las aminas comerciales, secundarias y terciarias; es muy buena. De los elementos ordinariamente hallados en las soluciones de lixiviación de menas, generalmente perturban el molibdeno y el vanadio pentavalente. El ión férrico es efectivamente rechazado por las aminas en contraste con su similar; las resinas de intercambio aniónicas. Esto se muestra por los coeficientes de extracción enumerados en el cuadro 5-2 para varios iones metálicos contactados con aminas secundarias y terciarias en pruebas de laboratorio. Donde para la recuperación del vanadio se recomienda que el licor sea generalmente oxidado y se ajuste su pH de 1.8 a 2.0 en un paso previo a su extracción.

El uranio se puede reextraer del solvente cargado por una variedad de agentes de desbaste incluyendo nitratos, cloruros, sulfatos, carbonatos, hidróxidos y ácidos diluïdos. Los nitratos y en menor proporción los cloruros son particularmente efectivos en la reextracción, pero debido a su vigoroso ataque a las aminas también son desplazados con dificultad por el uranio durante la siguiente etapa. Por esta razón los nitratos no son usados a menos de que se disponga de una etapa de regeneración con carbonato o hidróxido. La reextracción con álcalis regeneran las moléculas de amina no ionizadas las cuales son luego resulfatadas en un próximo contacto con los licores lixiviados.

**CUADRO 5-2** COEFICIENTE DE EXTRACCION PARA DIFERENTES IONES METALICOS CON AMINAS TIPICAS SECUNDARIAS Y TERCIARIAS

(1 M $SO_4^{=}$ , pH=1.0, 1 gr de ión metálico por litro; relación de fase 1:1; Amina 0.1 M en diluyentes orgánicos)		
ION METALICO ENSAYADO	COEFICIENTE DE EXTRACCION (D)	
	SECUNDARIA (AMINA S-24)	TERCIARIA (TRI ISO OCTIL AMINA MEZCLADO CON ALCALIS)
Mg, Ca, Al, V <sup>+4</sup> , Cr <sup>+3</sup> , Mn <sup>+2</sup> Fe <sup>+2</sup> , Co <sup>+2</sup> , Ni <sup>+2</sup> , Cu <sup>+2</sup> , Zn Fe <sup>+3</sup> .	< 0.01	< 0.01
TIERRAS RARAS <sup>+3</sup>	< 0.1	< 0.01
Ce <sup>+4</sup>	< 0.01	< 0.01
Ti <sup>+4</sup>	< 0.01	< 0.01
Zr	0.2	< 0.1
Th	> 50	200
U <sup>+4</sup>	2 <sup>a</sup>	< 0.1 <sup>a</sup>
V <sup>+5</sup>	50 <sup>a, b</sup>	< 1 <sup>c</sup>
V <sup>+5</sup> (pH = 2) <sup>c</sup>	> 1	< 1
Mo <sup>+6c</sup>	~ 20	~ 20
Mo <sup>+6</sup> (pH = 2) <sup>c</sup>	400	150
U <sup>+6</sup>	> 1000 20 <sup>d</sup>	> 1000 90 <sup>d</sup>

a Extracción en solución de 0.5 M  $SO_4^{=}$  .

b Diluido en Kerosene.

c Coeficiente de cargado de aprox. 5 gr de V o 3 gr de Mo por litro de extractante.

d Otra referencia da valores de 90-110 para diferentes aminas secundarias comercialmente disponibles y de 100-140 para aminas terciarias.

La reextracción con cloruros no requieren de esta etapa adicional a menos que se utilicen aminas secundarias. Se debe evitar una alta concentración de cloruros puesto que esto causará la formación de cloruro complejo de uranilo los cuales son rápidamente extraídos por la amina. La concentración usual de cloruro es de 1.0 a 1.5 M acompañado por baja concentración de ácido para obtener un pH cercano a 2.0 para evitar las reacciones de hidrólisis.

El vanadio presente con el uranio en el orgánico cargado es reextraído con el uranio. El molibdeno, sin embargo, no es reextraído por la solución convencional de cloruro y tenderá a entramparse en la amina actuando como veneno de manera similar al efecto causado sobre las resinas de intercambio.

La reextracción con solución de carbonato es efectiva en la remoción del molibdeno y a menudo se emplea en operaciones continuas y estáticas con este propósito.

Se ha sugerido que el uranio puede ser precipitado directamente a partir del orgánico cargado por neutralización con MgO, NaOH, o NH<sub>4</sub>OH; tal como:



La sal de amina se convierte a amina libre y el uranio se precipita por el MgO en forma de flóculos grandes, el cual es un producto fácil de filtrar. Los hidróxidos de sodio y amonio forman un lodo de difícil manipuleo.

Se ha adoptado en varias plantas una técnica conocida como de pH controlado. Este método emplea una solución de sulfato de amonio 1.5 M con el pH regulado por el hidróxido de amonio o por el amoníaco anhidro.

El control cuidadoso del pH dentro de un rango estrecho es crítico, porque debajo de un rango de pH de aprox. 4.0 a 4.3 la eficiencia de reextracción es pobre, mientras que encima de un pH de aprox. 4.3 la eficiencia de desbaste es eficiente pero la separación de fase puede ser pobre. En el

alto rango, la hidrólisis del uranio es posible, resultando en emulsiones muy molestas. La figura 5-15 muestra el efecto de la variación del pH sobre el número de etapas ideales requeridas para diferentes eficiencias de reextracción de uranio e ilustra la importancia del pH. El sulfato de amonio se genera en el licor de desbaste reciclado durante las operaciones continuas añadiéndole amoníaco a la parte de la amina sulfatada durante la reextracción y en la subsecuente precipitación del uranio con amoníaco. Las pérdidas normales en la solución por sí misma constituyen una suficiente pérdida de nivel en la concentración de  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  a aprox. 1.5M. La concentración de este reactivo, sin embargo, no se ha encontrado como nivel crítico.

Los costos de operación del proceso a pH controlado son relativamente bajos y el producto es mínimo en contenido de sodio y por tanto el sodio no complica el proceso de desbaste o precipitación. El molibdeno no se separa efectivamente del uranio aplicando la técnica.

A continuación en la figura 5-16 se muestra un diagrama generalizado del proceso Amex típico. Las condiciones de operación más corrientes reportan que el rango de concentración de la Amina oscila entre 3 a 7 % y un modificador; tal como, el isodecanol entre 2 a 3 %. La concentración promedio de  $\text{U}_3\text{O}_8$  en el orgánico cargado es de 3.6 gr/Lt de acuerdo a la relación de orgánico a acuoso ajustado para obtener el valor requerido. La proporción de orgánico a solución acuosa de desbaste también se ajusta para producir una concentración final de uranio de aprox. 30 a 40 gr de  $\text{U}_3\text{O}_8$ /Lt.

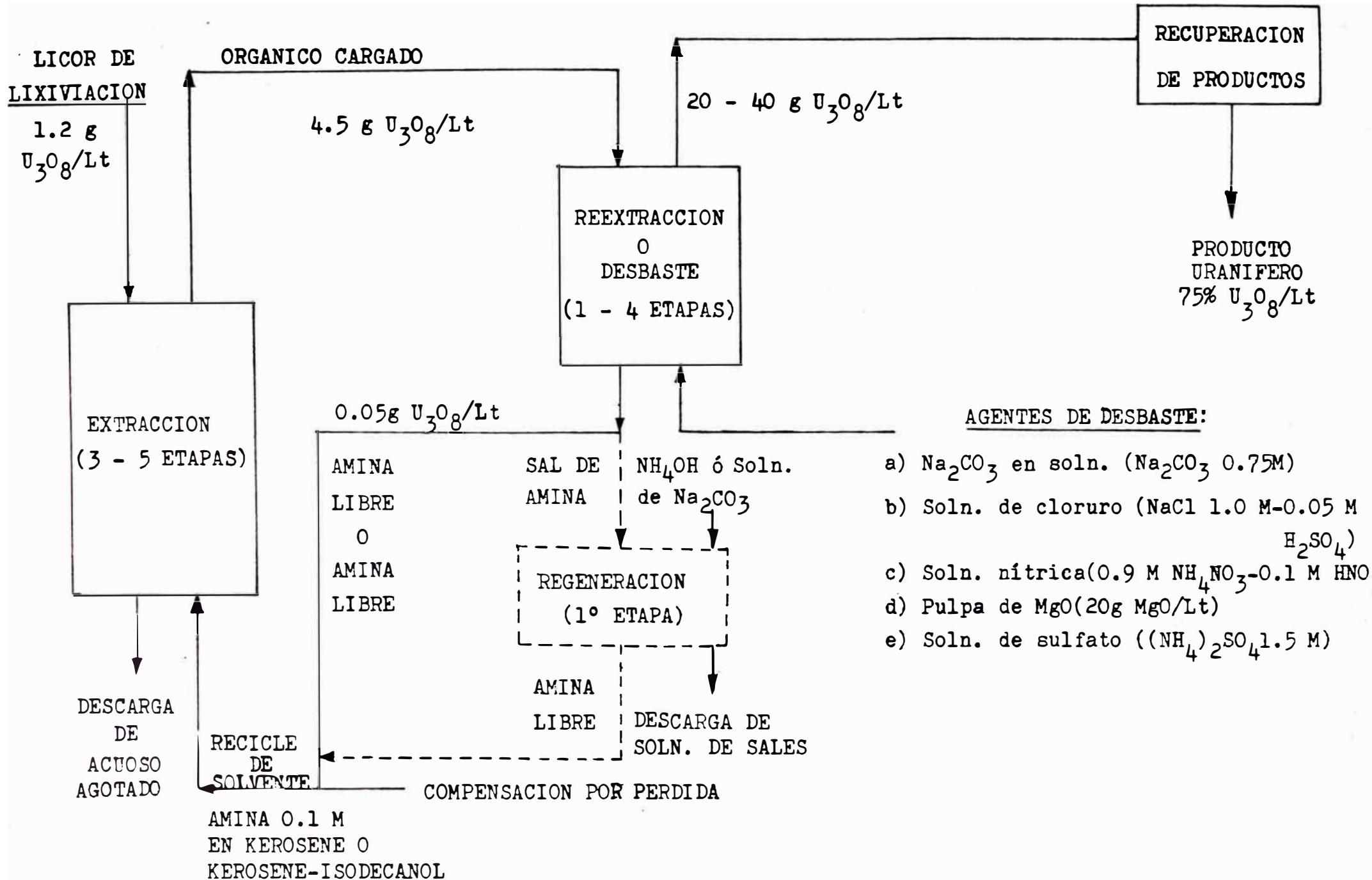


FIG.5-16 Diagrama de flujo generalizado en el proceso AMEX para el uranio.

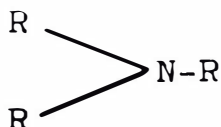
5.3 PRUEBAS EXPERIMENTALES PARA LA EXTRACCION SELECTIVA DEL  $UO_2^{+2}$  DE LOS LICORES DE LIXIVIACION SULFURICA CON LA AMINA TERCIARIA ALAMINA-336

A partir de este punto me remití a las pruebas de laboratorio con la rigurosidad que el caso requiere, considerando la disponibilidad de reactivos y las limitaciones de equipos.

5.3.1 JUSTIFICACION DEL METODO AMEX ADOPTADO.- El método AMEX fue adoptado en base a las características del licor de lixiviación cuyo principal constituyente es el complejo aniónico sulfatado  $[UO_2(SO_4)_2]^{-2}$  y  $[UO_2(SO_4)_3]^{-4}$  ya que la Alamina-336 (Amina Terciaria) es selectivo para el uranio y además por la inexistencia de molibdeno; el cual es considerado como un gran interferente en el proceso.

5.3.2 DESCRIPCION DE LAS CARACTERISTICAS Y PROPIEDADES DEL REACTIVO FLEGIDO:

a) FORMULA.- La ALAMINA-336 es insoluble en agua, simétrico, y de cadena recta. Los del grupo alquílico son una mezcla de  $C_8-C_{10}$  con predominancia de aquella de cadena  $C_8$ . Esta AMINA terciaria tiene por fórmula:



b) ANALISIS TIPICO.- El análisis arroja los siguientes, contenidos:

Amina Terciaria .....	95 %
Amina Secundaria .....	1 %
Amina Primaria .....	0.2 %
Agua .....	0.0 %

Un reactivo del grado de la Alamina 336, es la Alamina 336-S, se obtiene en cantidades comerciales. Este producto esta compuesto por 99-100 % de amina terciaria.

c) USOS SUGERIDOS:

1º) La Alamina 336 funciona como un reactivo líquido para intercambio iónico en la extracción y concentración de complejos aniónicos de soluciones acuosas ácidas. La Alamina 336 forma sales complejas organometálicas con muchos metales los cuales son insolubles en agua y solubles en solventes orgánicos. Las especies aniónicas de los siguientes metales se conocen como ejemplos:

- |               |            |                   |
|---------------|------------|-------------------|
| a. Uranio     | f. Hierro  | k. Zirconio       |
| b. Vanadio    | g. Zinc    | l. Hafnio         |
| c. Cromo      | h. Cadmio  | m. Niobio         |
| d. Tungusteno | i. Cobalto | n. Tantalio       |
| e. Molibdeno  | j. Níquel  | o. Tierras raras. |

En suma, este reactivo extrae ácidos orgánicos e inorgánicos de procesos y de relaves.

2º) Como inhibidor de corrosión en sistemas orgánicos

3º) Aditivo para productos de petróleo

4º) Preparación de sales organometálicas

5º) Reactivo analítico.

d) PROPIEDADES FISICO-QUIMICAS:

- Apariencia: Líquido amarillo pálido
- Número de amina promedio: 134
- Gravedad específica (20°/25°): 0.81
- Peso molecular promedio: 392
- Viscosidad (Centipoises) : 23 (40°F)  
11 (86°F)  
6 (140°F)
- Tensión superficial de la **solución saturada** (dinas/cm) : 0.53 (25 °C)
- Punto de congelación o de fluidez: 65°F (ASTM)
- Punto de inflamación: 355°F (ASTM)
- Punto de combustión: 410°F (ASTM)

e) DILUYENTES ESPECIFICOS PARA LA ALAMINA 336:

DILUYENTE

SOLUBILIDAD DE LA ALAMINA  
A 30°C

- Acetona ..... 13 g/100 g de diluyente



## DILUYENTE

## SOLUBILIDAD DE LA ALAMINA A 30°C

Benceno .....	Completamente miscible
- Tetracloruro de Carbono .....	Completamente miscible
- Ciclo hexano .....	Completamente miscible
- Di-isobutil Cetona .....	Completamente miscible
- Etanol (Absoluto).....	Completamente miscible
- Fuel oil, N° 2 .....	Completamente miscible
- Isopropanol .....	Completamente miscible
- Kerosene .....	Completamente miscible
- n-Butanol .....	Completamente miscible
- n-Decanol .....	Completamente miscible
- Agua .....	Menos de 5 ppm.

f) DISPONIBILIDAD.- La Alamina 336 se dispone en cilindros de acero con abertura en la parte superior y con capacidad de 55 galones y peso neto de 360 lbs, f.O.b KANKAKEE ILLINOIS; cuyo representante de ventas en el Perú es HENKEL.

g) TOXICIDAD.- Las aminas grasas son bases orgánicas y por tanto son irritantes de la piel. En caso de contacto directo con la piel, se recomienda que el área afectada sea lavado con ácido acético diluido (2-4 %) o vinagre y luego con abundante cantidad de agua y jabón. Una quemadura por amina es similar a un quemado por álcali.

5.3.3 CONDICIONES EXPERIMENTALES.- Para el trabajo experimental se han utilizado una serie de materiales, reactivos y equipos, cuyas características fundamentales pasamos a describir:

I) ACUOSO.- La solución de lixiviación sulfúrica obtenido por el método mencionado en 4.2.3 fue utilizado como acuoso cuya composición ensayó en (g/l): 6.6 U, 1.95  $P_2O_5$ , 25  $SO_4^{=}$ . A dicha solución se le filtró, clarificó diluyéndolo a 2.0 gr U/l; esto se realizó preveyendo el tratamiento de menas con leyes más bajas que los tratados en el laboratorio. Por último se le ajustó el pH=1.0.

II) ORGANICO.- La solución orgánica tiene que ser preparado con anterioridad al proceso de extracción, por lo que debe acondicionarse con los siguientes reactivos:

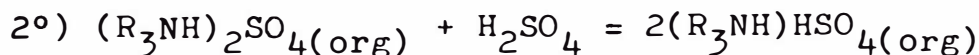
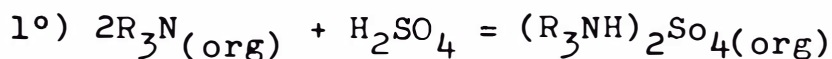
a) AGENTE DE EXTRACCION.- La Tricapril amina terciaria, denominada comercialmente ALAMINA 336 en una concentración promedio de 5 % v/v.

b) MODIFICADOR.- Se ha utilizado un alcohol de cadena larga (Isodecanol), conocido como SOLVESSO-150 en una concentración promedio de 5 % v/v.

c) DILUYENTE DEL AGENTE DE EXTRACCION.- Como diluyente se ha preferido al kerosene por su disponibilidad inmediata, su bajo costo y por su efectividad. Se le usó como soporte estructural del agente de extracción y del modificador en una proporción de 90 % v/v.

d) ACTIVADOR DEL ORGANICO.- Como activador del orgánico se utilizó al ácido sulfúrico diluído a pH=1.2. El proceso de activación se realiza mezclando al orgánico con el  $H_2SO_4$  en volúmenes iguales y por un tiempo mínimo de una hora.

Se muestran a continuación las reacciones de activación:



Donde:  $R = (2\text{-ETIL HEXIL-O})_2\text{-P-O}$   
0

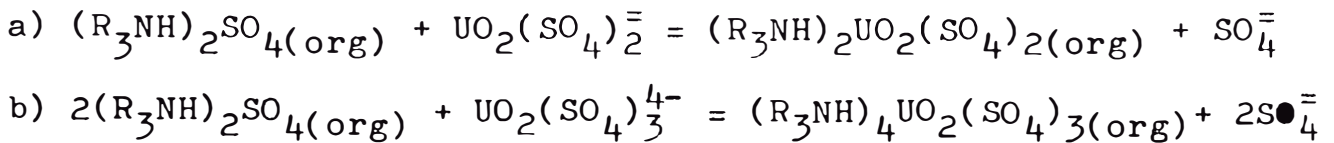
### III) EQUIPOS Y MATERIALES USADOS:

- 10 Embudos de separación de 2 Lts. c/u.
- 5 Vasos de 2 Lts. c/u.
- 5 Embudos de tallo largo.
- 5 Agitadores mecánicos.
- 2 Portaembudos de separación múltiple.
- 1 Potenciómetro de precisión  $\pm 0.05$ .
- 5 Pipetas (5ml, 25ml) con succionadores.
- 3 Probetas de : 1 Lt, 1/2 Lt y 20ml.
- 100 Tubos portamuestras.
- 1 Cronómetro.
- 1 Balanza.
- 1 Estufa graduable.

- 1 Caja de filtros watman 42.
- 1 Rollo de papel para rotular.
- 3 Bidones para almacenar soluciones.

#### 5.3.4 REACCIONES TIPICAS EN EL PROCESO DE EXTRACCION.

Para que el proceso de extracción sea efectiva es imperativo el contacto íntimo del acuoso y del orgánico ya que el intercambio de iones se produce en la interfase debido a la formación de pares iónicos. Las reacciones propuestas son:



5.3.5 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES.- Las pruebas experimentales se realizaron con el objeto de estudiar y determinar los parámetros y las variables inherentes a las operaciones y procesos unitarios de extracción líquido-líquido.

La finalidad consistía en confrontar las informaciones, referencias y sugerencias de experimentados profesionales con respecto a la aplicación de la tecnología empleando el método AMEX con ligeras variantes adecuadas para el tratamiento de la solución de lixiviación sulfúrica obtenida en las pruebas anteriores y de esta manera acopiar información para el diseño del circuito de extracción.

Las pruebas efectuadas fueron las siguientes:

- a) Determinación del tiempo óptimo de contacto entre el orgánico activado y el acuoso cargado de uranio.
- b) Determinación del número de etapas de extracción por el método de McCabe-Thiele.
- c) Determinación del tiempo de extinción de la banda de dispersión en el sedimentador.

C U A D R O    5 - 3

DETERMINACION DE LA CAPACIDAD DE CARGA DE LA ALAMINA-336 EN FUNCION DEL TIEMPO DE MEZCLADO.

FASE ORGANICA: Alamina-336 0.1M + Solvesso-150 al 5% v/v + Kerosene al 90% v/v.

FASE ACUOSA: Licor lixiviado sulfúrico cargado con 2 gr U/Lt, pH=1.0, FEM = -405 mV.

RELACION DE FASES: Orgánico/Acuoso = O/A = 1

MUESTRA Nº	TIEMPO DE CONTACTO seg	U(ORGANICO) g/Lt	U(ACUOSO) g/Lt	COEFICIENTE DE DISTRIBUCION D	GRADO DE EXTRACCION E
EM-200	0	0.00	2.00	0.0	0.0
EM-201	5	1.52	0.48	3.17	75.99
EM-202	10	1.58	0.42	3.76	78.99
EM-203	20	1.86	0.14	13.28	92.99
EM-204	30	1.88	0.12	15.67	93.99
EM-205	40	1.88	0.12	15.67	93.99
EM-206	60	1.88	0.12	15.67	93.99

DETERMINACION DEL TIEMPO OPTIMO DE RESIDENCIA O CONTACTO

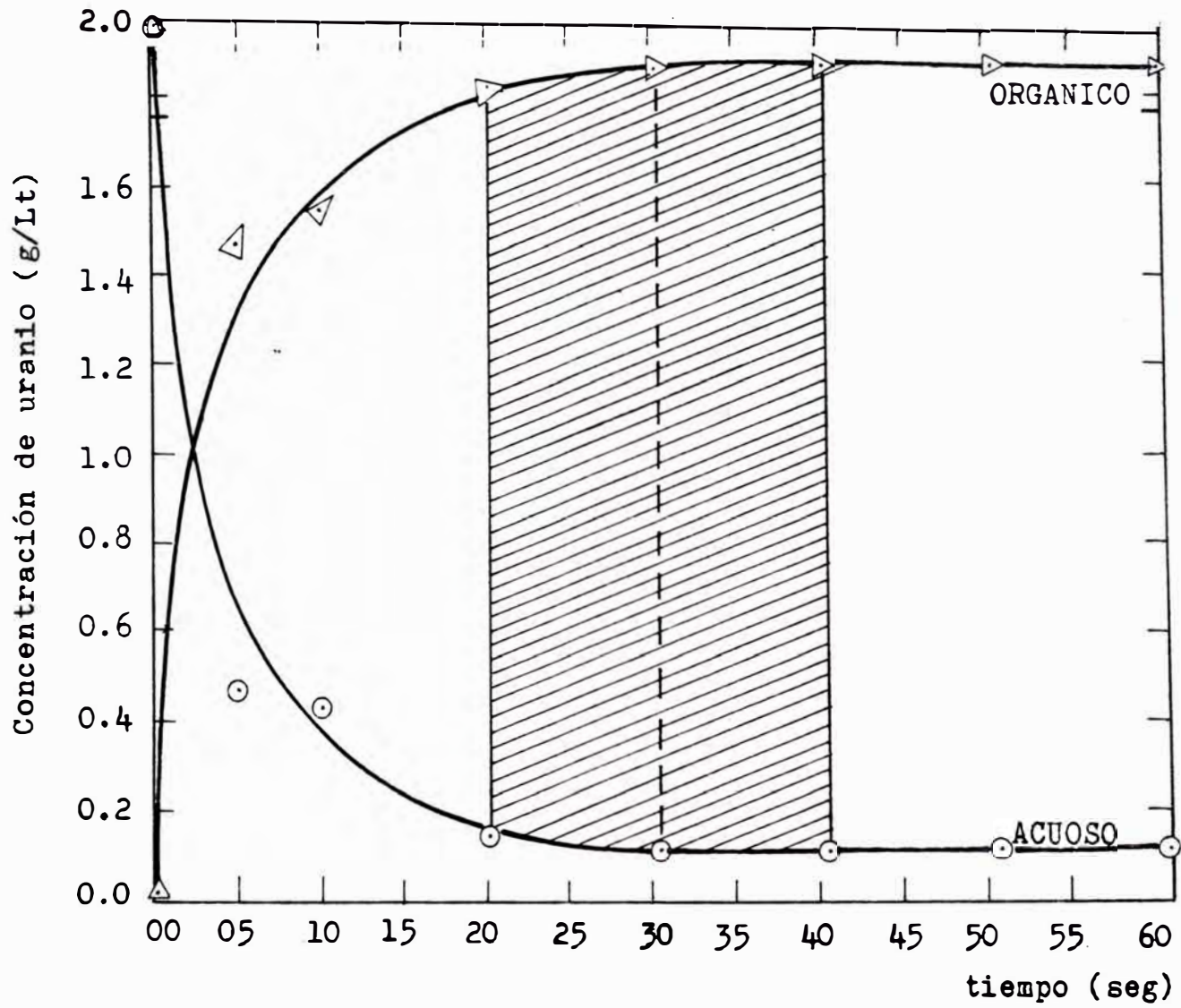


FIG.5-17 Cinética de la distribución de uranio entre orgánico/acuoso.

a) PRUEBAS PARA LA DETERMINACION DEL TIEMPO OPTIMO DE CONTACTO ENTRE EL ORGANICO ACTIVADO Y EL ACUOSO CARGADO DE URANIO:

Esta prueba estaba encaminado al estudio de la capacidad de saturación del orgánico con relación a los complejos de uranil disulfatados y trisulfatados, para así determinar; al mismo tiempo, la capacidad del tanque de mezclado (MIXER).

Los datos y resultados de las pruebas se muestran en el cuadro 5-3 y en la figura 5-17.

De acuerdo a los resultados observados en el cuadro y la figura mencionados se infiere que el tiempo óptimo de contacto de las fases; en el mezclador, es de 30 segundos para las condiciones especificadas.

El tiempo de residencia en el mezclador se puede acortar a partir del tiempo óptimo determinado; por tanto, debe inscribirse al intervalo comprendido entre 15 a 40 segundos como se puede observar en la figura 5-17 (área achurada).

**La eficiencia de extracción experimental es de 90 %.**

El coeficiente de distribución (D) es de 16.

Con los resultados a la vista se realizaran pruebas complementarias de saturación de la capacidad de extracción de 100 ml de reactivo puro en función del pH de trabajo comprendido entre: 0 a 2.5. Los datos y resultados se muestran en el cuadro 5-4 y la figura 5-18.

C U A D R O 5 - 4

RESULTADOS DE LABORATORIO SOBRE SATURACION DE LA CAPACIDAD DE EXTRACCION DE 100ml DE REACTIVO PURO EN FUNCION DEL pH.

pH	0.5	1.0	1.5	2.0	2.5
g U/100ml	0.18	0.36	0.44	0.46	0.48

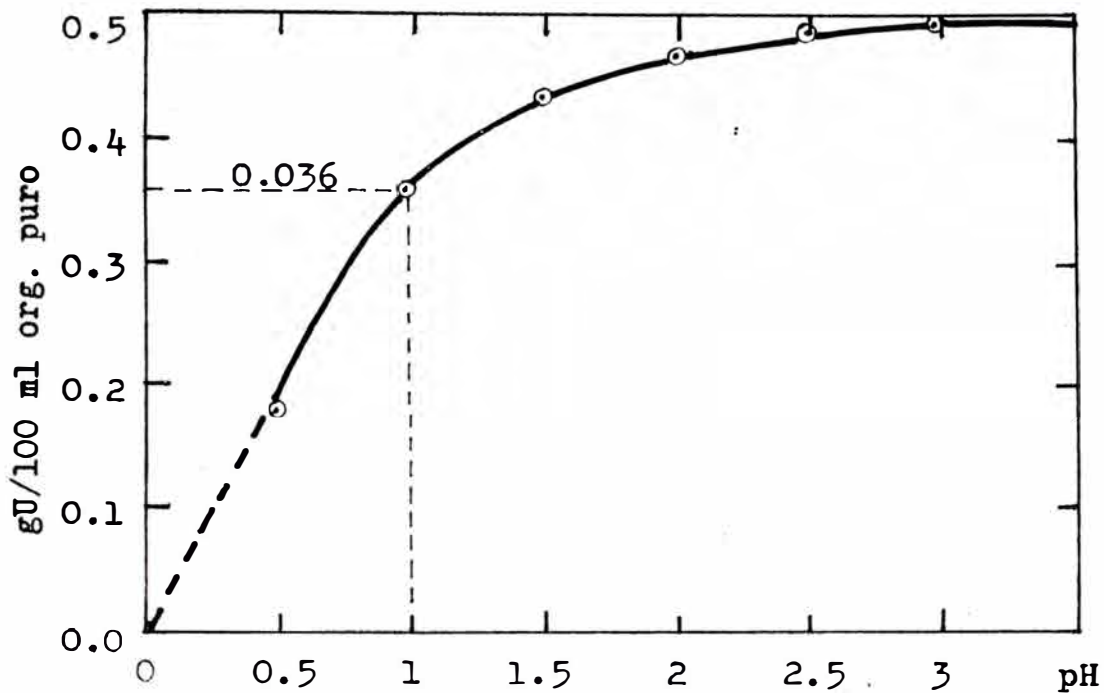


FIG. 5-18

b) PRUEBA PARA LA DETERMINACION DEL NUMERO DE ETAPAS DE EXTRACCION POR EL METODO DE McCABE-THIELE

Para determinar el número de etapas de extracción se precisa graficar la isoterma de distribución. Para el efecto se realizaron una serie de pruebas de extracción considerando que el tiempo máximo de mezclado es de un minuto.

La característica principal de esta serie de pruebas radica en la variación de la relación de fases de orgánico a acuoso (O/A) en volumen.

Los resultados se pueden observar en el cuadro 5-5 y en la figura 5-19 y 5-20.

c) PRUEBAS PARA LA DETERMINACION DEL TIEMPO DE EXTINCION DE LA BANDA DE DISPERSION EN EL SEDIMENTADOR

Las pruebas se desarrollaron mezclando soluciones de orgánico y acuoso cargado de uranio en condiciones similares a las del proceso de extracción. Se puso énfasis en la medición de la banda de dispersión formada por la agitación de los álabes de los impulsores s diferentes períodos de tiempo: 5,10,15 y 20 minutos.

Se mantuvo constante la relación de volúmenes de las fases (1/1), lo mismo que la velocidad de agitación (500 RPM).

Los resultados se muestran en los cuadros 5-6 y en la figura 5- 22.

C U A D R O 5 - 5

RESULTADOS DE LABORATORIO PARA LA CONSTRUCCION DE LA ISOTERMA DE EXTRACCION:

RELACION DE FASES : O/A	U-ORGANICO gr/Lt	U-ACUOSO gr/Lt	U-TOTAL gr /Lt
10	0.20	0.05	2.05
5	0.40	0.06	2.06
2	0.90	0.18	2.00
1	1.60	0.42	2.02
0.5	2.15	0.90	2.0
0.2	2.40	1.50	2.0
0.1	2.50	1.80	2.05

C U A D R O 5 - 7

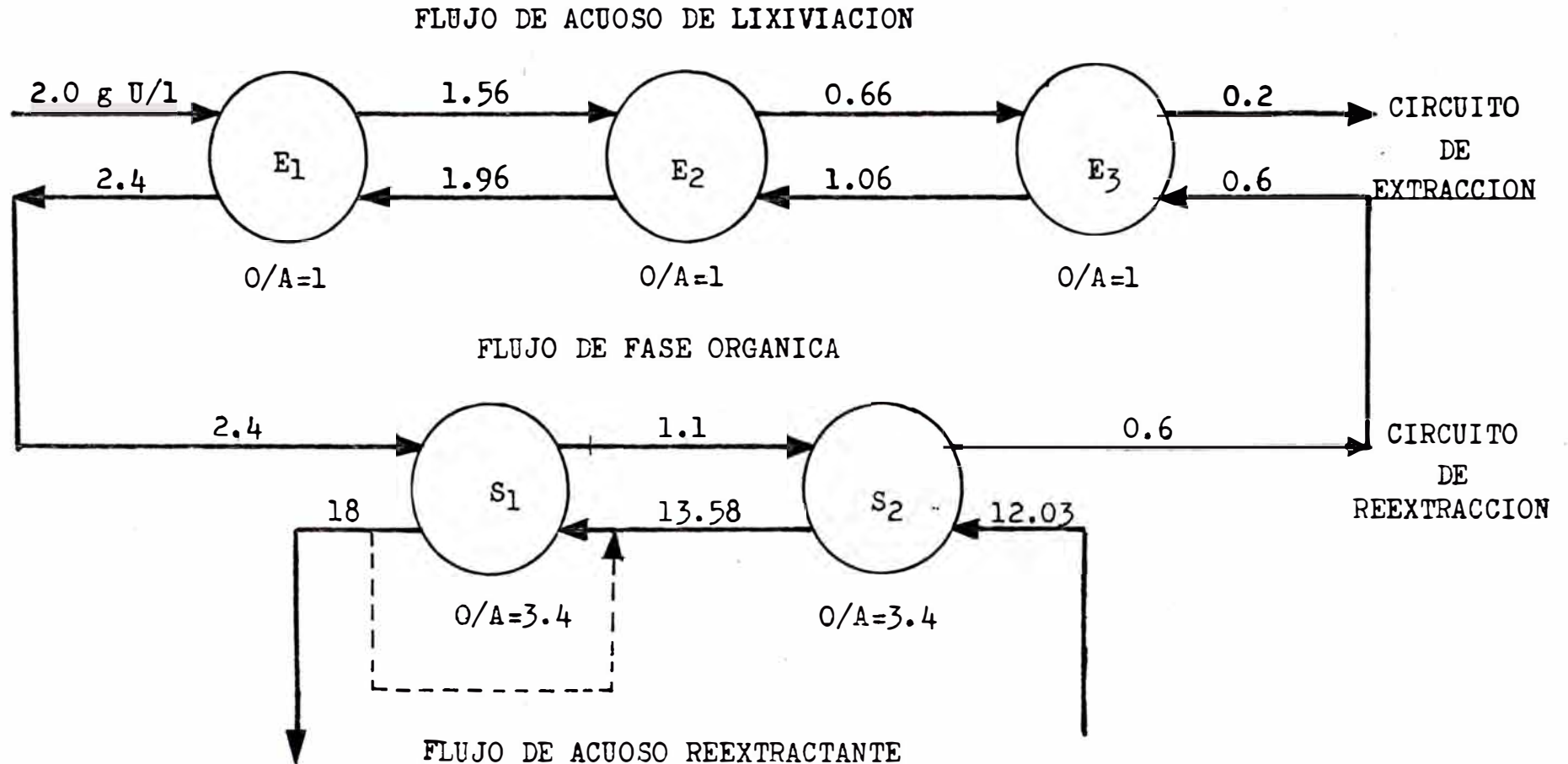
RESULTADOS DE LABORATORIO PARA LA CONSTRUCCION DE LA ISOTERMA DE REEXTRACCION:

RELACION DE FASES: R=O/A	U-ORGANICO gr/Lt	U-ACUOSO gr/Lt	U-TOTAL gr/Lt
10	0.52	12.80	18
5	0.70	14.50	18
2	0.90	16.20	18
1	1.00	17.00	18
0.5	1.05	17.47	18
0.2	1.08	17.78	18
0.1	1.10	17.90	18





FIG. 5-20 FLUJO BALANCEADO CONTINUO Y A CONTRACORRIENTE DE FASES



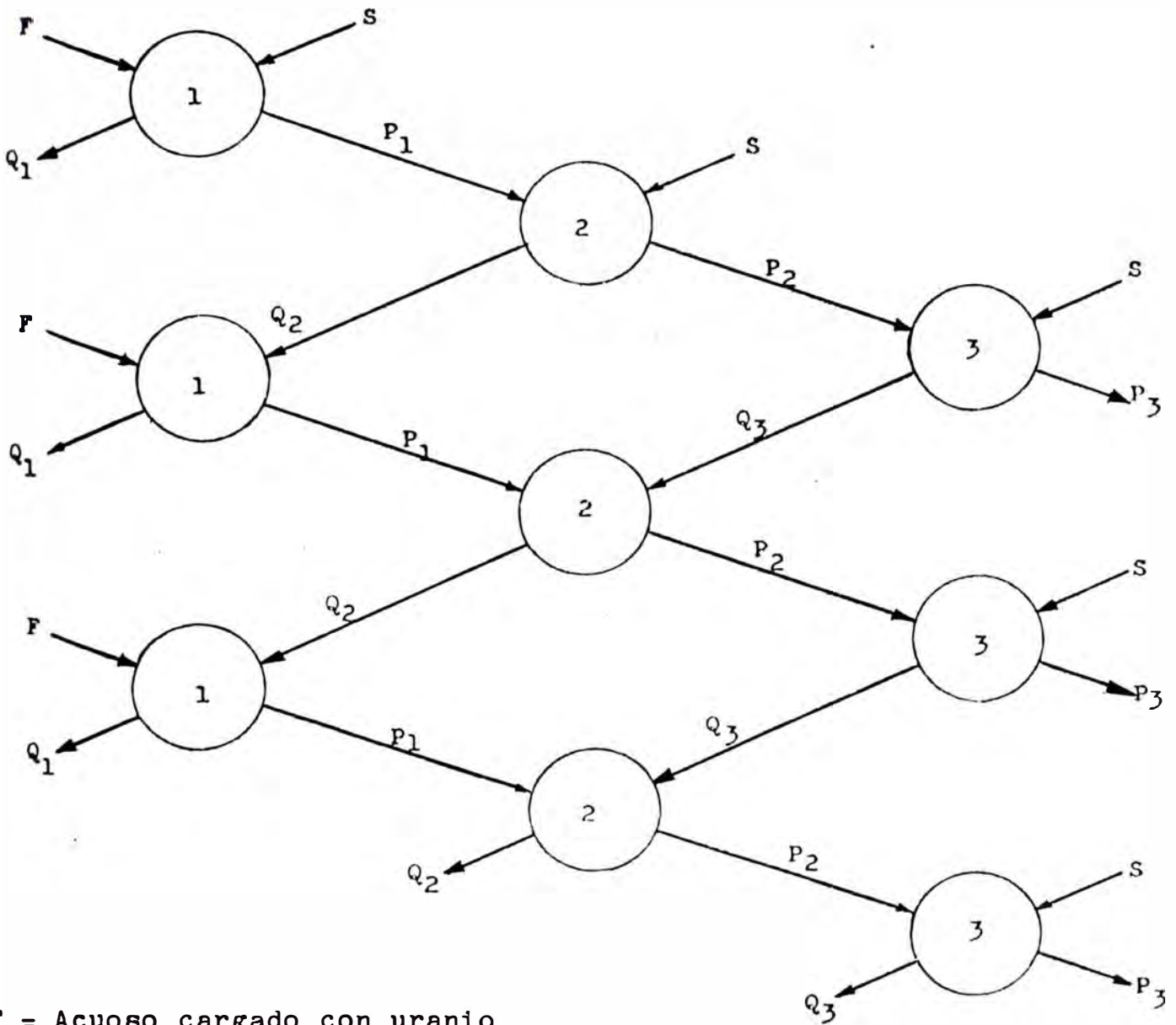
E<sub>i</sub> = Número de etapas en el circuito de extracción

S<sub>i</sub> = Número de etapas en el circuito de reextracción

O/A = Relación de fase orgánico/Acuoso.

F I G U R A 5 - 21

EXTRACCION "INTERMITENTE-CONTINUA" DE TRES ETAPAS EN CONTRACORRIENTE  
 CADA CIRCULO REPRESENTA UNA PERA DE DECANTACION (SEGUN ALDERS, ref. 10)

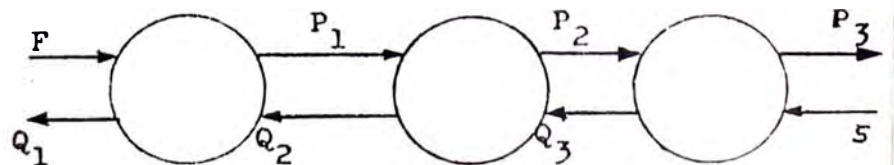


F = Acuoso cargado con uranio

S = solvente orgánico

P = solución acuosa agotada

Q = orgánico cargado



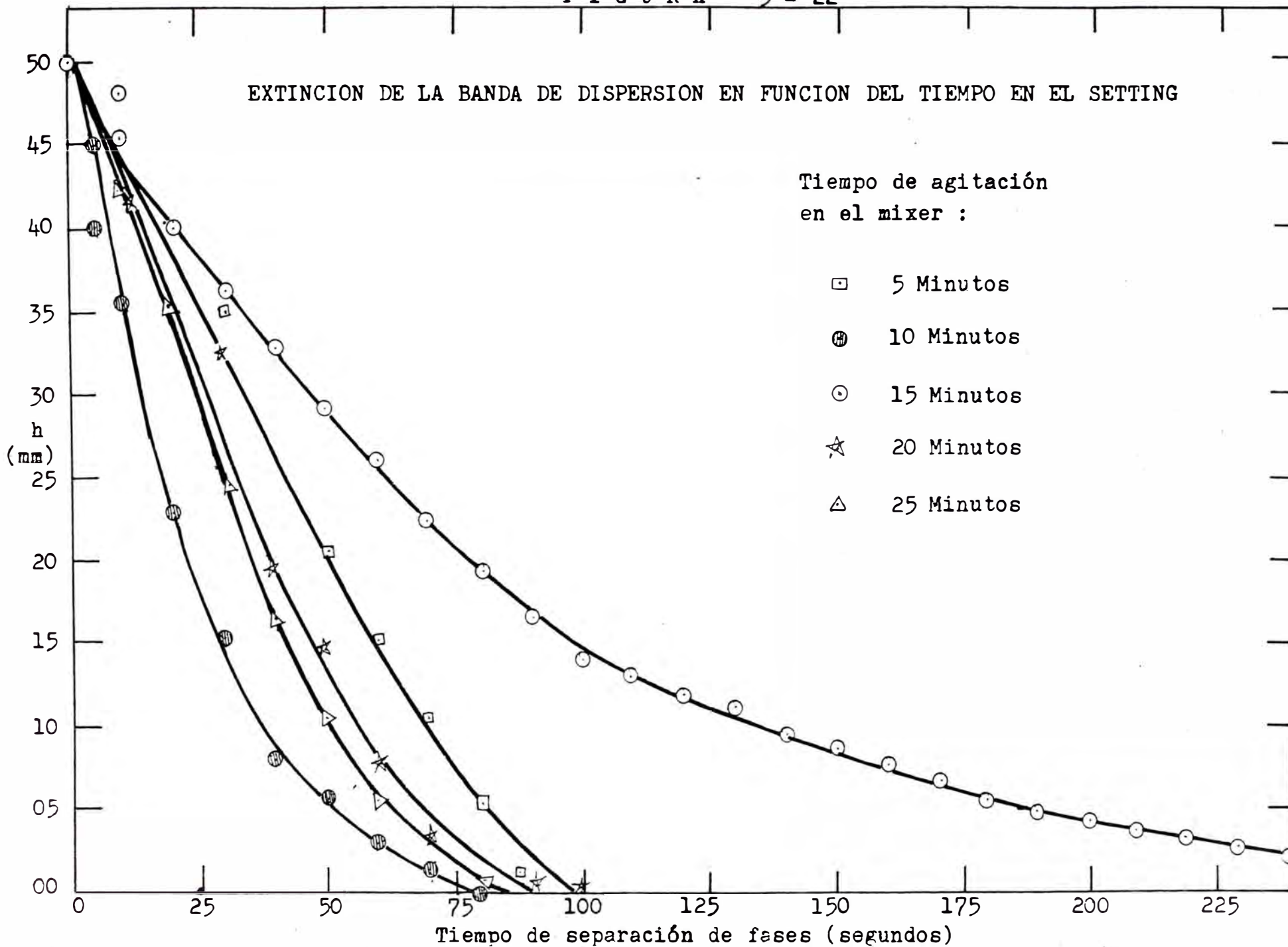
**CUADRO 5-6: EXTINCION DE LA BANDA DE DISPERSION CON RELACION AL TIEMPO DE MEZCLADO**

TIEMPO DE SEPARACION DE FASES (seg)	DISMINUCION DE LA BANDA DE DISPERSION EN CENTIMETROS				
	Tiempos de mezclado en minutos				
	5	10	15	20	25
0	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000
10	4.737	3.770	4.510	5.000	4.260
20	3.947	3.520	4.010	4.010	3.520
30	3.454	2.290	3.620	3.270	2.430
40	2.714	1.550	3.270	1.940	1.640
50	1.974	0.800	2.900	1.550	1.050
60	1.480	0.560	2.600	0.760	0.560
70	0.987	0.310	2.240	0.310	0.160
80	0.493	0.070	1.940	0.110	0.070
90	0.070	0.000	1.650	0.070	0.000
100	0.000		1.400	0.000	
110			1.300		
120			1.200		
130			1.100		
140			0.960		
150			0.860		
160			0.760		
170			0.660		
180			0.560		
190			0.460		
200			0.410		
210			0.360		
220			0.320		
230			0.270		
240			0.220		
250			0.170		
260			0.120		
270			0.070		
280			0.000		

EXTINCION DE LA BANDA DE DISPERSION EN FUNCION DEL TIEMPO EN EL SETTING

Tiempo de agitación  
en el mixer :

- 5 Minutos
- ⊗ 10 Minutos
- 15 Minutos
- ☆ 20 Minutos
- △ 25 Minutos



### 5.3.6 OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

En el proceso de extracción se realizaron pruebas con una solución de cosecha diluída con 2.0 g U/Lt, a pH=1.0 en contacto con una solución orgánica compuesta por: Alamina-336, en una concentración de 0.1 molar y un modificador iso-decanol en una proporción de 5 % v/v, ambos diluídos en kerosene de alto punto de combustión. Estas concentraciones se mantuvieron constante en todas las pruebas a menos que expresamente se mencionaran lo contrario. La secuencia de las pruebas de extracción y reextracción se efectuaron de acuerdo al modelo propuesto por ALDERS como se puede ver en la fig. 5-1. Los resultados a que se arribaron fueron:

a) El tiempo óptimo de contacto fue de 30 segundos el cual esta inscrito en un intervalo de 15 a 40 segundos.

Las pruebas de capacidad de saturación del orgánico puro en función del pH de trabajo nos arroja: 3.6 gr U por cada 100ml de Alamina 336.

b) La isoterma de Distribución a partir de la cual se ha de definir el número de etapas de extracción por el Método de McCabe-Thiele se muestra en el cuadro 5-5 y en la figura 5-19.

c) El tiempo de definición de la interfase o de extinción de la banda de dispersión recomendada es de 100 segundos.

### 5.4 PRUEBAS EXPERIMENTALES PARA EL PROCESO DE DESBASTE O REEXTRACCION DEL $UO_2^{2+}$ CONTENIDO EN EL ORGANICO, CON UNA SOLUCION ACUOSA DE CARBONATO DE SODIO

Las pruebas se realizaron mezclando el orgánico cargado obtenido en la etapa de extracción con una solución diluída de carbonato de sodio.

La secuencia de las pruebas se desarrollaron en forma similar a las de extracción.

5.4.1 JUSTIFICACION DEL METODO ADOPTADO.- De acuerdo con las referencias se podía reextraer el complejo uranil contenido en el orgánico por una solución acuosa de cloruro, sulfato de amonio o carbonato de sodio. Procedí a tratar con la solución diluída de carbonato de sodio ya que disponía

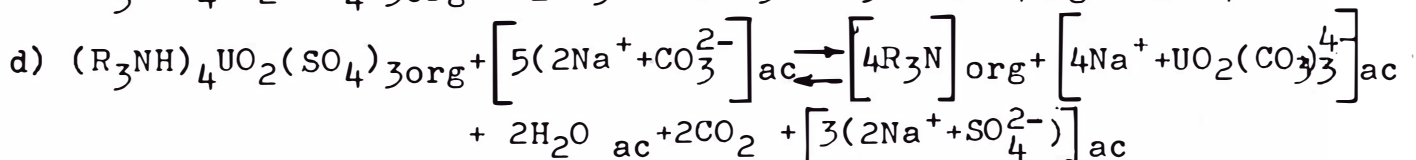
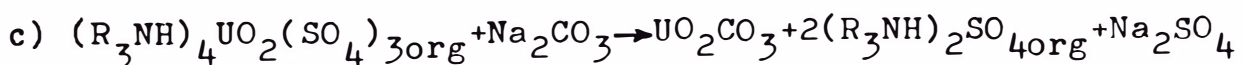
en el laboratorio de los tres reactivos mencionados; pero, como se menciona en 5.2.8.3; la adición de aniones tales como los fosfatos, cloruros, fluoruros y nitratos causarían daño en el proceso de extracción ya que existe la posibilidad de quedar atrapado en el orgánico recirculante. El costo del sulfato de amonio es mucho más alto que el correspondiente al carbonato por ser importado y también por que existe la posibilidad de fabricar carbonato de sodio en nuestro medio (Ver tesis del ing<sup>o</sup> Max Rodríguez) y además por que en la prueba exploratoria se obtuvo un excelente resultado ya que en la primera etapa de reextracción se captó el complejo uranil en forma cuantitativa.

#### 5.4.2 PRUEBAS CON SOLUCION DILUIDA DE CARBONATO DE SODIO

Las pruebas estaban dirigidas a la determinación del número de etapas de desbaste (STRIPPING) por lo que se precisaba construir la isoterma de reextracción o desbaste.

Los datos y resultados se muestran en el cuadro 5-7 y la figura 5-23.

5.4.3 REACCIONES CARACTERISTICAS DEL PROCESO.- Las reacciones típicas propuestas se muestran a continuación:



Estas reacciones dan lugar a la formación del complejo estable  $UO_2(CO_3)_3^{4-}$  por lo que el uranio es removido del orgánico en forma casi cuantitativa.

5.4.4 CONDICIONES EXPERIMENTALES.- Las pruebas de laboratorio se realizaron en forma similar a las condiciones del proceso de extracción:

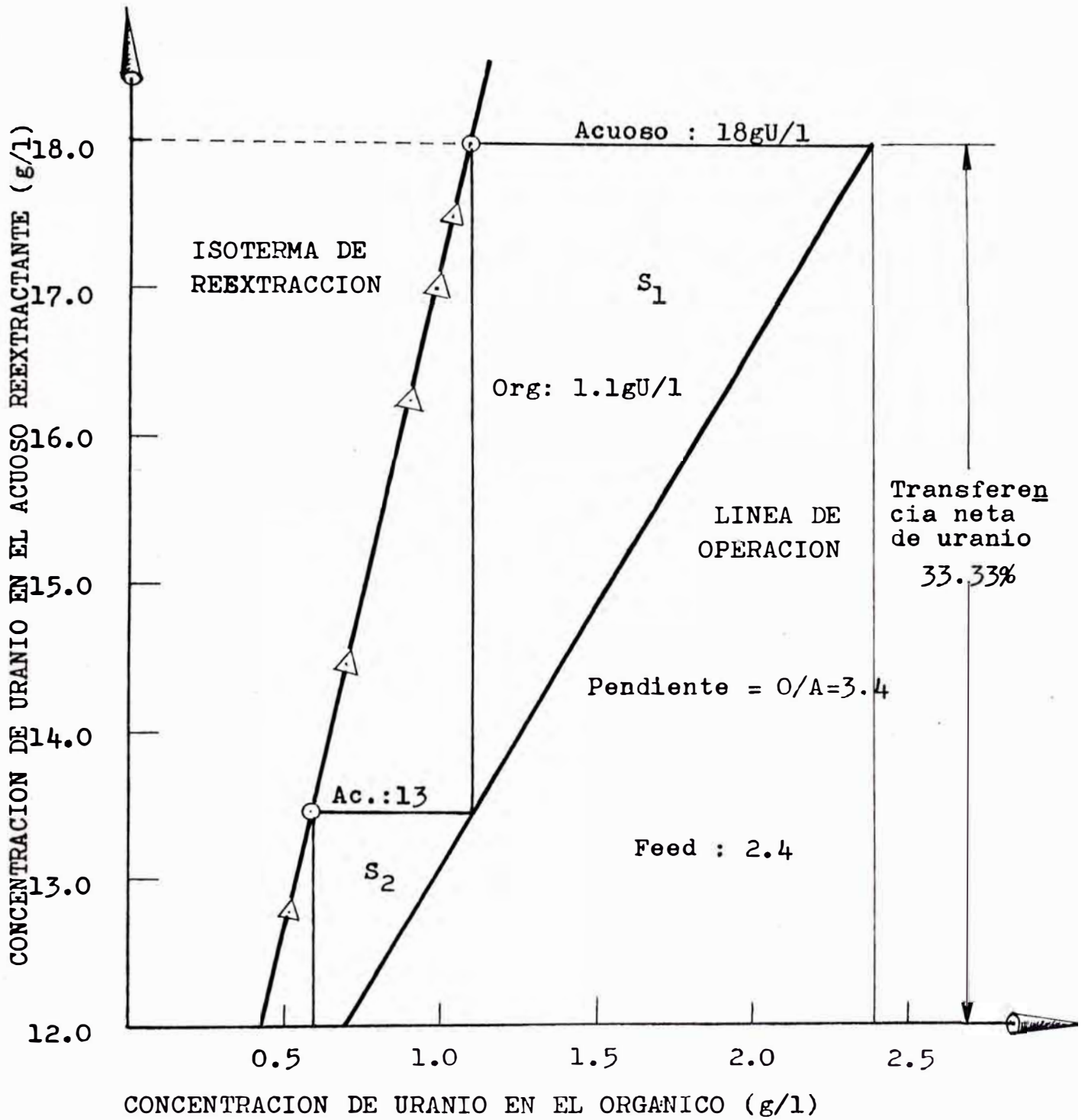


FIG. 5-23 Determinación del número de etapas de reextracción por el método de : McCABE-THIELE



I) ACUOSO.- En base a la información obtenida en pruebas exploratorias se utilizó una solución de carbonato de sodio diluido al 10 % y un pH regulado a 12.

II) ORGANICO.- Se utilizó el orgánico cargado de uranio en el proceso de extracción con una concentración de 2.4 gr U por litro de orgánico.

III) REEXTRACCION (STRIPPING):

Velocidad de agitación o mezclado: 500 RPM

- Tiempo de agitación: 30 segundos

- Flujo de soluciones: ver figura 5-21

- Temperatura: 22°C

5.4.5 OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS.- De acuerdo a las pruebas se pudo observar que el mínimo número de etapas requeridas era de una; pero, por razones obvias al trabajar a flujo continuo y contracorriente se requiere por lo menos de dos etapas.

El tiempo de reextracción se encuentra en un intervalo de 20 a 60 segundos.

La eficiencia de reextracción es de 25%. Esto se explica por la gran afinidad del anión carbonato por el catión uranilo ya que se ligan con firmeza y avidéz, por lo que se tiene que destruir el anión en su totalidad.

El coeficiente de reextracción se aproxima a 100.

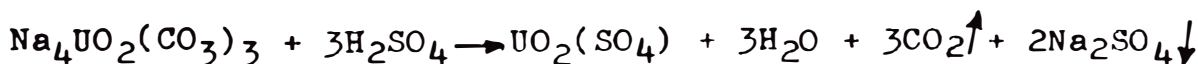
La solución acuosa extractante cargada arrojó una concentración de 18 gr U/Lt.

#### 5.5 PRECIPITACION, ESPESAMIENTO Y FILTRADO DEL CONCENTRADO OBTENIDO

Luego de las pruebas del proceso de reextracción, a la solución carbonática había que acidificarlo para destruir el anión carbonato,  $UO_2(CO_3)_3^{4-}$  ya que el complejo es muy estable.

Para el efecto se añadió ácido sulfúrico concentrado hasta llevar a la solución a un pH=1.5. El proceso de destrucción del anión carbonático se manifestó por la evolución vigorosa del anhídrido carbónico,  $CO_2$ .

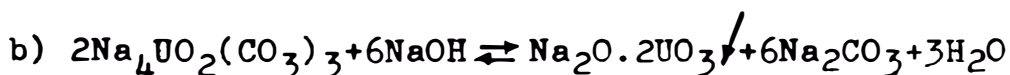
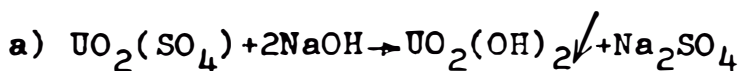
La reacción propuesta se muestra a continuación:



El  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  se manifestó en forma de un precipitado blanco casioso y por tal motivo se precisa de una etapa de clarificación o filtrado por decantación antes de proceder a la precipitación y espesamiento. Si se calienta la solución se acelera el proceso.

5.5.1 PRUEBAS PARA LA DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE PRECIPITACION Y ESPESAMIENTO.- Las pruebas se efectuaron sobre la solución acuosa clarificada obtenida luego de la acidificación con 18 gr U/lit. La solución precipitante empleada fue preparado con hidróxido de sodio al 30 % que luego de ser clarificado se añadió en forma dosificada en el mezclador hasta llegar a un pH=6.0. La precipitación se manifiesta a partir de un pH=4.0.

Las reacciones de precipitación propuesta se muestran a continuación:



Luego de la neutralización se procedió a la operación de espesamiento para lo cual se efectuó una serie de pruebas con el objeto de determinar los parámetros de sedimentación para el diseño del espesador.

Con el propósito de acelerar la operación de espesamiento se utilizó un floculante donado por la DOW-CHEMICAL con el propósito de someterlo a prueba. El floculante utilizado estaba codificado como XD-30150.00, LOTE: 05029 y se le usó en una concentración al 0.05% y se le añadió en una proporción de 20ml por litro de solución.

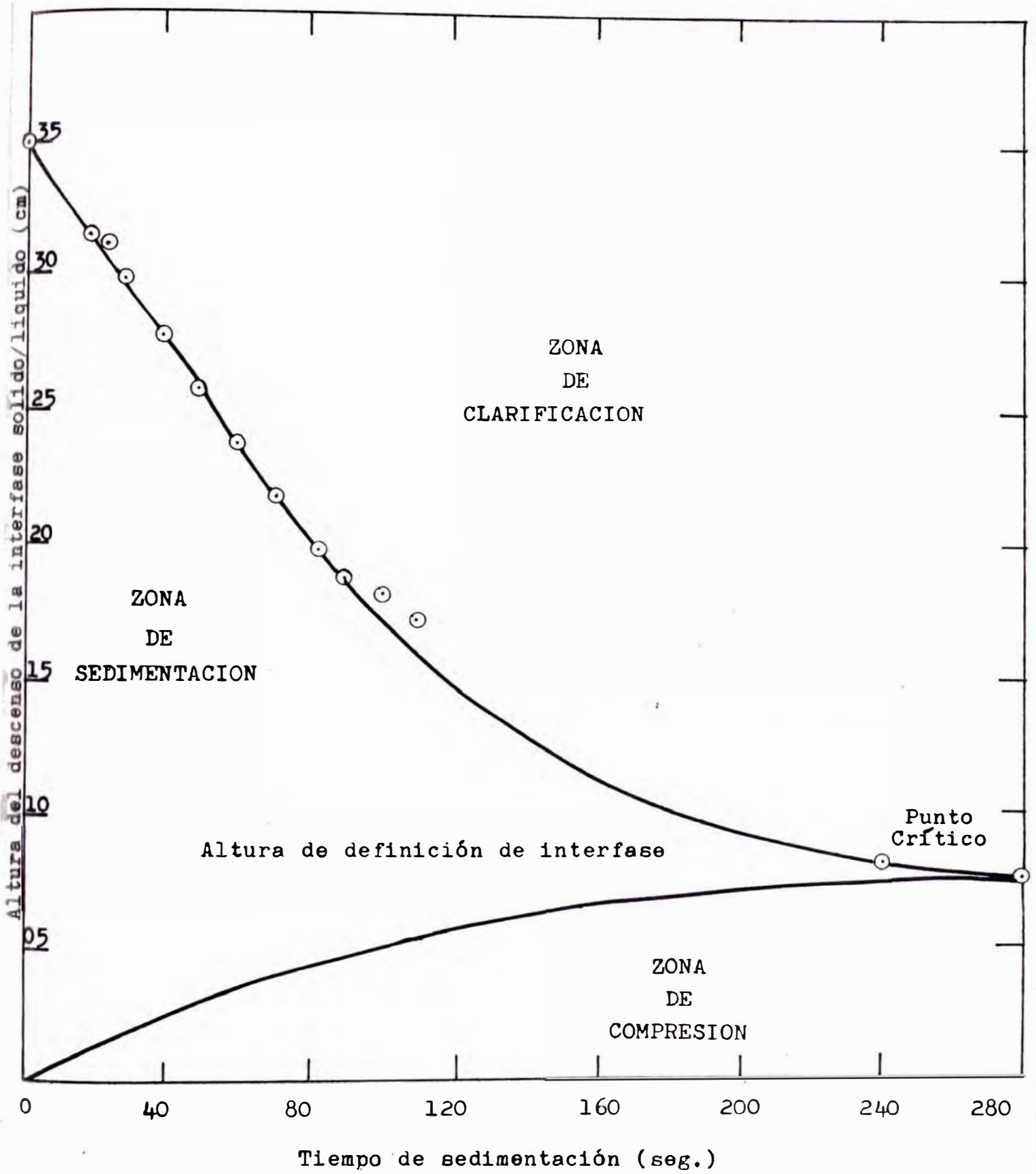
Los datos y resultados se muestran en el cuadro 5-8 y la figura 5-24.

De acuerdo al cuadro y la figura se puede inferir que a los 3 minutos después del contacto de la solución y el floculante, los flóculos descienden a una altura de 15 cm bajo el punto de contacto de las soluciones y a los 6 minutos se hallan a 24 cm.

C U A D R O    5 - 8

RESULTADOS DE LA EXPERIENCIA DE PRECIPITACION-SEDIMENTACION  
DESCENSO DE LA INTERFASE EN FUNCION DEL TIEMPO, USANDO FLO-  
CULANTE XD-30150.00 (Dow-Chemical)

TIEMPO DE SEDIMENTACION (seg)	VOLUMEN CLARIFICADO PARCIAL (ml)	ALTURA CLARIFICADA PARCIAL (cm)	DESCENSO DE LA INTERFASE (cm)	VELOCIDAD DE SEDIMENTACION (cm/seg)
0	0	0.0	32.35	0.00
15	10	0.323	32.03	0.06
20	20	0.647	31.38	0.12
25	15	0.485	31.00	0.09
30	30	0.970	29.92	0.19
35	25	0.810	29.11	0.16
40	40	1.294	27.82	0.25
45	30	0.970	26.85	0.19
50	30	0.970	25.88	0.19
55	35	1.132	24.75	0.23
60	30	0.970	23.78	0.19
65	30	0.970	22.81	0.19
70	30	0.970	21.84	0.19
75	30	0.970	20.87	0.19
80	25	0.810	20.05	0.16
85	15	0.485	19.57	0.10
90	20	0.647	18.93	0.12
95	15	0.485	18.44	0.10
100	10	0.323	18.12	0.06
105	10	0.323	17.80	0.06
110	10	0.323	17.47	
17 hs.			8.30	



**FIG. 5-24** Altura del descenso de interfase en función del tiempo de sedimentación del concentrado en un espesador

Cabe hacer notar que el floculante mencionado produce macroflóculos que favorecerán a la operación de filtrado.

En el gráfico se representa la manifestación de tres zonas que confluyen en un lugar geométrico conocido como "punto crítico" y que es el punto a partir del cual se define la interfase entre la zona de compresión y la zona de líquido clarificado y es a partir del cual la velocidad de sedimentación tiende a cero.

Las tres zonas están definidas por las interfases comprendidas entre la zona de clarificación y la zona de sedimentación; y la de la zona de sedimentación y la zona de compresión respectivamente.

#### 5.5.2 PRUEBAS PARA LA DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE FILTRADO:

De acuerdo a los procesos y operaciones convencionales; los parámetros que tienen que ser considerados para el diseño de filtros son: las resistencias específicas de la torta y de la superficie filtrante. Las variables que tienen que estudiarse para su determinación son:

- V : Volumen de solución filtrada ( $\text{cm}^3$ )
- P : Presión de trabajo ( $\text{kg}/\text{cm}^2$ )
- t : Tiempo de filtración (seg)
- A : Superficie de filtración ( $\text{cm}^2$ )
- : Densidad de la solución filtrada ( $\text{gr}/\text{cm}^3$ )
- u : Viscosidad de la solución filtrada (dina-seg/cm)
- w : Cantidad de sólidos por unidad de solución filtrada ( $\text{gr}/\text{cm}^3$ )
- e : Espesor de la torta
- T : Temperatura de trabajo ( $^{\circ}\text{C}$ )
- pH : Grado de acidéz de la pulpa
- D : Densidad de la pulpa alimentada ( $\text{gr}/\text{lt}$ )
- Vp: Volumen de la pulpa ( $\text{cm}^3$ )

a) CONDICIONES EXPERIMENTALES. - Se desarrollaron aplicando el método de presiones constantes recomendados por RUTH y CARMAN; para el efecto, las mínimas variables estudiadas fueron:

C U A D R O    5 - 9

P R U E B A   D E   F I L T R A C I O N

Presión de trabajo : 0.9 Kg/cm<sup>2</sup>  
 Superficie del filtro : 113.1cm<sup>2</sup>  
 Temperatura de trabajo : 22°C  
 pH de trabajo : 7.0  
 Volumen de pulpa : 1000cm<sup>3</sup>

Peso del cake húmedo : 63gr  
 Peso de la torta seca : 50.7gr.  
 Viscosidad del filtrado: 9.80x10<sup>-3</sup>dinas-seg/cm<sup>2</sup>  
 Peso de sólidos por unidad de filtrado:0.0507gr/cm<sup>3</sup>  
 Espesor de la torta seca : 8mm.

Nº	t	V	t/V	v <sup>2</sup>	(t/V) <sup>2</sup>
1	240	300	0.8000	90 000	0.6400
2	390	350	1.1143	122 500	1.2417
3	530	400	1.3250	160 000	1.7556
4	695	450	1.5444	202 500	2.3852
5	845	500	1.6900	250 000	2.8561
6	1010	550	1.8364	302 500	3.3724
7	1195	600	1.9917	360 000	3.9669
8	1400	650	2.1538	422 500	4.6388
9	1630	700	2.3286	490 000	5.4224
10	1880	750	2.5067	562 500	6.2835
11	2115	800	2.6437	640 000	6.9891
12	2380	850	2.8000	722 500	7.8400
13	2650	900	2.9444	810 000	8.6695
Σ	16957	7800	25.6790	5'135 000	56.0612

CURVA DE FILTRACION

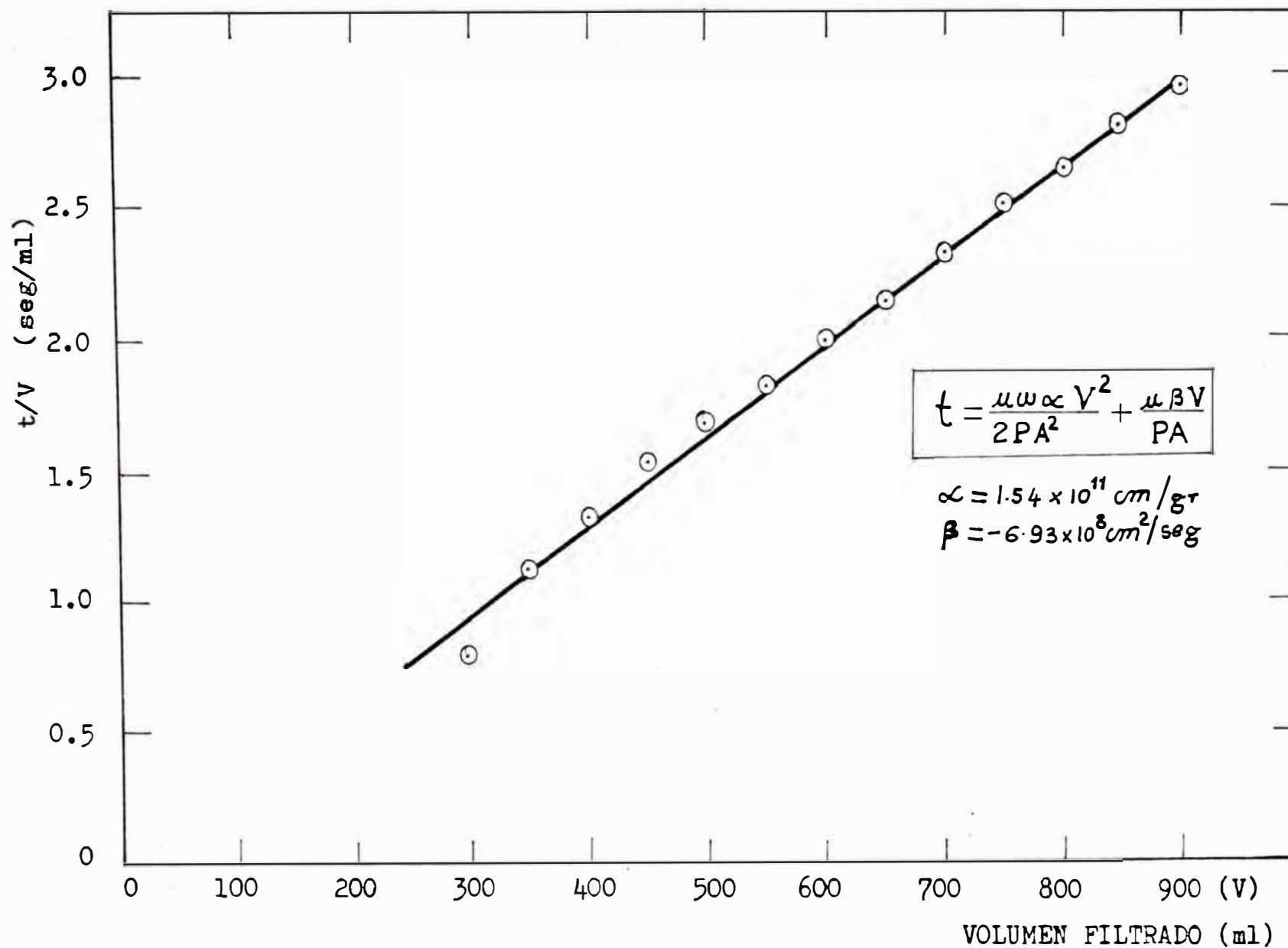


FIG. 5-25 DETERMINACION DE LOS PARAMETROS  $\alpha$  y  $\beta$  - METODO CARMAN

P : Presión de trabajo	= 0.9 Kg/cm <sup>2</sup>
A : Superficie de filtración	= 113.1 cm <sup>2</sup>
T : Temperatura de trabajo	= 22°C
Vp: Volumen de pulpa	= 1000 cm <sup>3</sup>
pH: Grado de acidéz de la pulpa	= 6.0 a 7.0

b) RESULTADOS Y OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS.- Los datos y resultados se muestran en el cuadro 5-9 y la figura 5-25.

- El espesor de la torta obtenida por filtración fue : e=10mm
- El peso de sólidos húmedos obtenido fue de 63.0 gr.
- El peso de sólidos secos fue de 50.7 grs.
- El pH de trabajo recomendable es el de 7.0; para que se pueda utilizar un filtro de lona y no se tenga problemas de corrosión con el equipo de filtrado.

### 5.5.3 PRUEBAS PARA LA DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE SECADO

Las pruebas experimentales para el secado de la torta amarilla proveniente de la sección de filtrado se realizó con 18 gramos de diuranato de sodio seco mezclándolo con agua hasta su saturación.

a) CONDICIONES EXPERIMENTALES.- Las condiciones en que se realizaron las pruebas fueron las siguientes:

- Temperatura de secado : 110°C
- Area de la bandeja : 63cm<sup>2</sup>
- Peso de material húmedo : 31.3 gr
- Porcentaje de saturación : 42.5 %

b) RESULTADOS Y OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS.- Los datos y resultados se muestran en el cuadro 5-10 y los gráficos 5-26 y 5-27, de acuerdo a ellos se puede inferir que:

- La pérdida de humedad por la unidad de tiempo es relativamente gradual.
- La velocidad de secado por unidad de agua evaporada experimenta variaciones con el tiempo, presentándose hasta cuatro zonas. De las mencionadas nos llama la atención la (C); que corresponde a un intervalo de mayor velocidad de secado que las correspondientes a las otras zonas.



DETERMINACION DE VELOCIDAD DE SECADO

t(min.)	Peso (g.)	$X = \frac{\text{Kg H}_2\text{O}}{\text{Kg Sólido}}$	$\Delta X$	$\Delta t$	$-\frac{\Delta X}{t}$
0	31.3	0.738	0.055	3	0.018
3	30.3	0.683	0.011	3	0.0036
6	30.1	0.672	0.017	5	0.0034
11	29.8	0.655	0.028	5	0.0056
16	29.3	0.627	0.011	5	0.0022
21	29.1	0.616	0.033	5	0.0066
26	28.5	0.583	0.017	5	0.0034
31	28.2	0.566	0.022	5	0.0044
36	27.8	0.544	0.022	5	0.0044
41	27.4	0.522	0.017	5	0.0034
46	27.1	0.505	0.033	5	0.0066
51	26.5	0.472	0.017	5	0.0034
56	26.2	0.455	0.022	5	0.0044
61	25.8	0.433	0.028	5	0.0056
66	25.3	0.405	0.022	5	0.0044
71	24.9	0.383	0.022	5	0.0044
76	24.5	0.361	0.017	5	0.0034
81	24.2	0.344	0.017	5	0.0034
86	23.9	0.327	0.022	5	0.0044
91	23.5	0.305	0.017	5	0.0034
96	23.2	0.288	0.016	5	0.0032
101	22.9	0.272	0.022	5	0.0044
106	22.5	0.250	0.017	5	0.0034
111	22.2	0.233	0.017	5	0.0034
116	21.9	0.216	0.022	5	0.0044
121	21.5	0.194	0.022	5	0.0044
126	21.1	0.172	0.017	5	0.0034
131	20.8	0.155	0.017	5	0.0034
136	20.5	0.138	0.011	5	0.0022
141	20.3	0.127	0.011	5	0.0022
146	20.1	0.116	0.016	5	0.0032
151	19.8	0.100	0.023	5	0.0046
161	19.2	0.066	0.011	5	0.0022
166	19.0	0.055	0.011	5	0.0022
171	18.8	0.044	0.017	5	0.0034
176	18.5	0.027	0.011	5	0.0022
181	18.3	0.016	0.011	5	0.0022
186	18.1	0.005	0.005	5	0.0010
191	18.0	0			

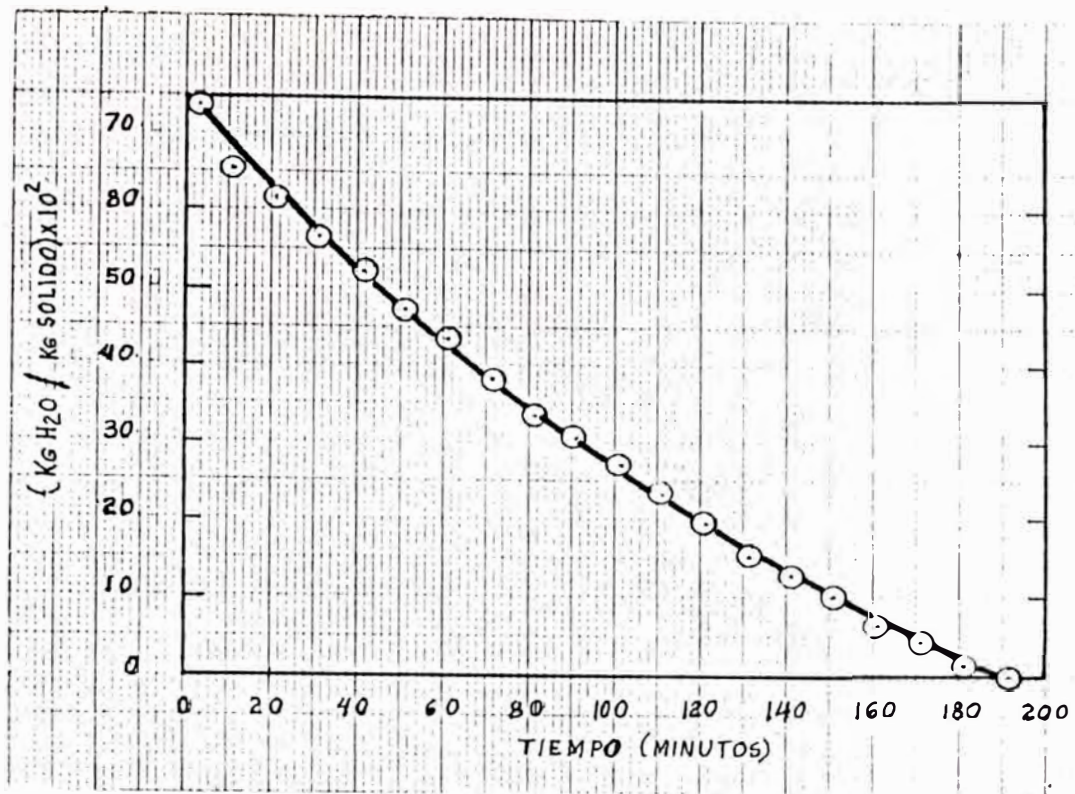


FIGURA 5-26 VARIACION DE LA HUMEDAD .vs. TIEMPO

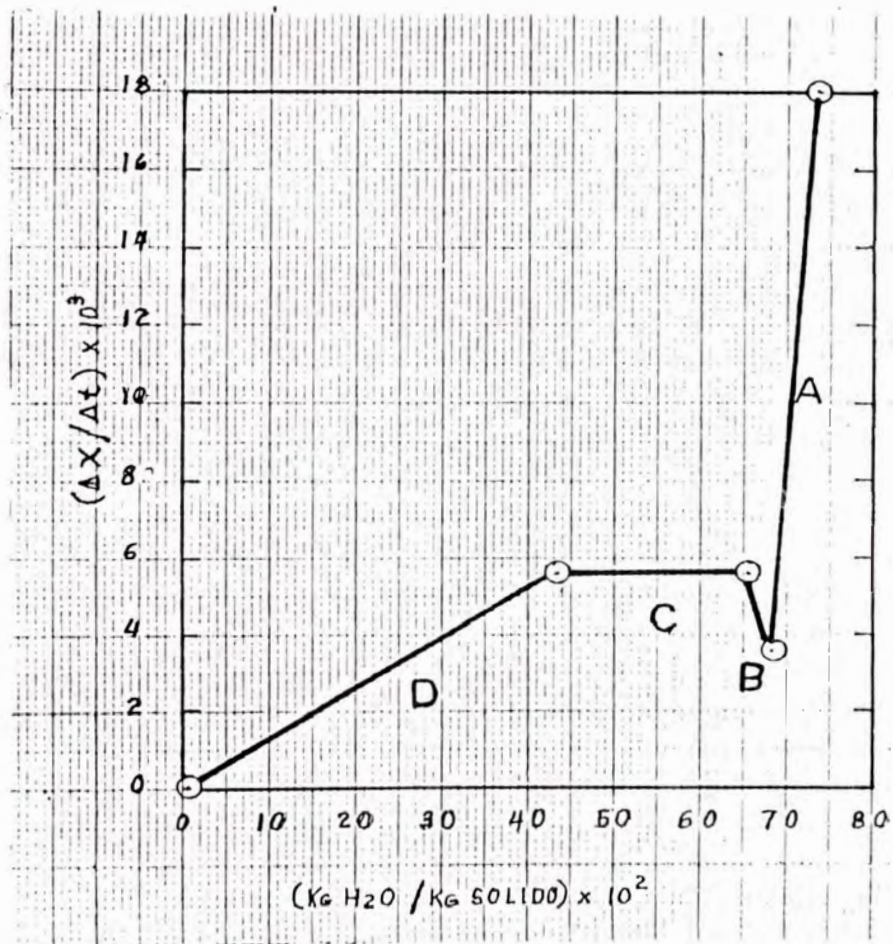


FIGURA 5-27 VELOCIDAD DE SECADO

5.5.4 ANALISIS DEL CONCENTRADO OBTENIDO.- Los concentrados obtenidos en las pruebas experimentales a nivel de beaker-stage fueron sometidos a ensayos espectrométricos con la finalidad de determinar impurezas, cuantificar el contenido de uranio elemental y por ende el porcentaje de  $U_3O_8$  promedio.

5.5.4.1 DETERMINACION DE IMPUREZA SPOR ESPECTROMETRIA.-

A continuación mostramos el siguiente cuadro elaborado con los datos obtenidos del análisis espectrométrico y volumétrico:

C U A D R O      5 - 11

<u>IMPUREZAS</u>	<u>PORCENTAJE PROMEDIO</u>
Fósforo ( $PO_4$ )	1%
Azufre ( $SO_4$ )	7%
Hierro (Fe)	4%
Sodio (Na)	8%
Calcio (Ca)	0.9%
Potacio (K)	0.4%
Carbonato ( $CO_3$ )	0.7%
Agua ( $H_2O$ )	3.0%

5.5.4.2 DETERMINACION DEL  $\%U_3O_8$  EN EL CONCENTRADO OBTENIDO.- Del cuadro (5-11) se deduce que el contenido de uranio en el Yellow-Cake es de 75% luego el contenido de  $U_3O_8$  en la torta amarilla será:

$$\% U_3O_8 = 88.44$$

Se pudo observar que la muestra de torta amarilla estaba exento de vanadio, molibdeno, etc. No se realizó ensayos por aluros ni fluoruros.

Se detectó vestigios de Al, Mg, Ti, Th, Cu, etc. en cantidades del orden de ppm; tal es así que no se les tomó en cuenta.

#### 5.5.5 OBSERVACIONES SOBRE LOS RESULTADOS OBTENIDOS.-

Se hace notar que los sulfatos y carbonatos se determinaron por volumetría; mientras que el contenido de fosfato se llevó a cabo por fotocolorimetría con el espectronic-20. La cantidad de agua se determinó por gravimetría.

Se estima que a nivel industrial el contenido de impurezas se han de incrementar, por lo que se recomienda adoptar un método para disminuir o eliminar la proporción de contaminantes.

Se sugiere que el lavado del concentrado se realice en la centrífuga, utilizando reactivos apropiados.



## ESTIMACION DEL TAMAÑO DE PLANTA

6.0 INTRODUCCION.- En la elaboración del perfil, la pre-factibilidad o la factibilidad de un proyecto; para el estudio tecnológico de las características de la materia prima, el tratamiento de los intermedios hasta la obtención de los productos finales; se sigue una secuencia de operaciones y procesos a nivel de laboratorio o de planta piloto, los que darán pautas para la selección de los equipos y maquinarias que han de intervenir en la unidad de transformación.

¿Cuántos equipos y maquinarias, y de qué magnitud serán todos y cada uno de ellos?. En otras palabras; ¿Cuál será el tamaño de la unidad de transformación?. La respuesta estará acotada o delimitada en función del estudio de mercado, la disponibilidad de materia prima, la cantidad de producto a obtenerse, etc.

En tratándose de plantas de beneficios de mineral el dimensionamiento y localización se hará en función del potencial de yacimiento y fundamentalmente de la ley de cabeza del mineral. Este parámetro tendrá que relacionarse rigurosamente con el costo de operación o producción para que la información tenga sustento biunívoco desde el punto de vista técnico y económico.

Para nuestro caso se contaba con muestras de exploración; aunque lo ideal sería contar con testigos de perforaciones diamantinas. Las leyes del mineral uranífero se cuantificaron desde 0.1 hasta 0.7 % U y el costo unitario de producción se consideró con un amplio margen de seguridad; del orden de 500 % por tratarse de un estudio preliminar.

## 6.1 ESTIMACION DEL TAMAÑO DE PLANTA EN FUNCION DE LA LEY DE CABEZA DEL MINERAL

A partir del estudio sistemático; sobre la serie de pruebas experimentales, realizados con relación de muestras representativas provenientes del yacimiento de Macusani con 250000 TM probadas y 5'000000 TM probables de mineral uranífero. Se observó la posibilidad de obtener un concentrado con 75%  $U_3O_8$  trabajando con una ley de cabeza promedio en el mineral, de 0.2%  $U_3O_8$ .

El porcentaje de extracción del valioso en el proceso de lixiviación de mineral de origen volcánico fue de 95%.

### 6.1.1 DETERMINACIÓN DE LA FORMULA DEL COSTO UNITARIO DE MINADO Y CONCENTRACION

Con los datos tecnológicos mencionados y considerando que el costo unitario por minado y concentración según VERNER & SCHURTZ, es:

$$\boxed{C_{M\&M} = a + b/x^{0.6}} \quad (6.1)$$

Donde:

a y b : Son constantes que correlacionan el costo de operación de plantas concentradoras con similares características y diferentes capacidades.

X : Toneladas de mineral uranífero sometidas a tratamiento.

$C_{M\&M}$  : Costo unitario de minado y concentración

En la ecuación (6.1) se aplican los datos de costos de operación en \$/TC(min); obtenidos del texto de C. MERRIT del 1º de enero de 1970 y actualizados el 1º de Octubre de 1985. Además se ha ajustado con datos obtenidos de CENTRO-MIN-PERU sobre consideraciones de costo de mano de obra. Con respecto al nivel de estudio del proyecto se ha optado por el método de NICHOLS extraído de una publicación de la "AMERICAN ASSOCIATION OF COST ENGINEERS" por lo que la deducción de la fórmula

del costo unitario de producción estima valores con una precisión de  $\pm 30\%$ .

A continuación se presenta la fórmula deducida del costo unitario y beneficio:

$$C_{M\&M} = 35.30 + 312.40/x^{0.6} \quad (6.2)$$

Con la fórmula propuesta y sabiendo que el precio de venta del  $U_3O_8$  es de 17 \$/lb (Marzo de 1985), estamos en condiciones de:

- Estimar el tamaño de la planta en función de la ley de cabeza del mineral.
- La mínima capacidad de operación de la planta para no incurrir en pérdidas económicas.
- Sugerir la mínima recuperación con la que deberá operar el circuito de lixiviación.
- Preveer el horizonte del proyecto para una determinada capacidad.

#### 6.1.2 BALANCE METALURGICO EN EL CIRCUITO DE LIXIVIACION

Para el efecto procederemos a elaborar un balance metalúrgico para obtener el peso del concentrado en función de las leyes del mineral alimentado y productos:

C U A D R O 6-1

	TC	% $U_3O_8$	TC $U_3O_8$
CABEZA	A	a	aA
CONCENTRADO	B	b	bB
RELAVE	C	c	cC

Balance de materia:

$$A = B + C \quad (6.3)$$

$$aA = bB + cC \quad (6.4)$$



De las expresiones (6.3) y (6.4) se pueden, expresar pesos del concentrado (B), del relave (C) y de la recuperación (R) en función del tonelaje del mineral de cabeza y de las respectivas leyes:

$$B = A \left( \frac{a-c}{b-c} \right) \quad \text{TC (Conc.)} \dots\dots\dots(6.5)$$

$$C = A \left( \frac{b-a}{b-c} \right) \quad \text{TC (Rve)} \dots\dots\dots(6.6)$$

$$R = \frac{b}{a} \left( \frac{a-c}{b-c} \right) \quad \dots\dots\dots(6.8)$$

Tomando como base de cálculo : A=1 TC (min), se tiene que el peso de concentrado será:

$$\boxed{B = \left( \frac{a-c}{b-c} \right)} \quad \text{TC (Conc.)/(min)} \dots\dots\dots(6.9)$$

6.1.3 DETERMINACION DE LA LEY DE CABEZA EN FUNCION DE LA CAPACIDAD DE TRATAMIENTO DE LA PLANTA POR DIA DE OPERACION CONTINUA

Se sabe que en el punto o nivel de equilibrio económico (PEE); se cumple que:

$$\boxed{\text{Precio de venta} = \text{Costo de producción}} \dots\dots\dots(6.10)$$

Se podrá expresar la ley de cabeza en función de la capacidad de tratamiento (X) de la planta; aplicando datos, (6.2) y (6.9) en (6.10); así:

$$34000(a-c)/(b-c) = 35.30 + 312.40/x^{0.6}$$

Donde:

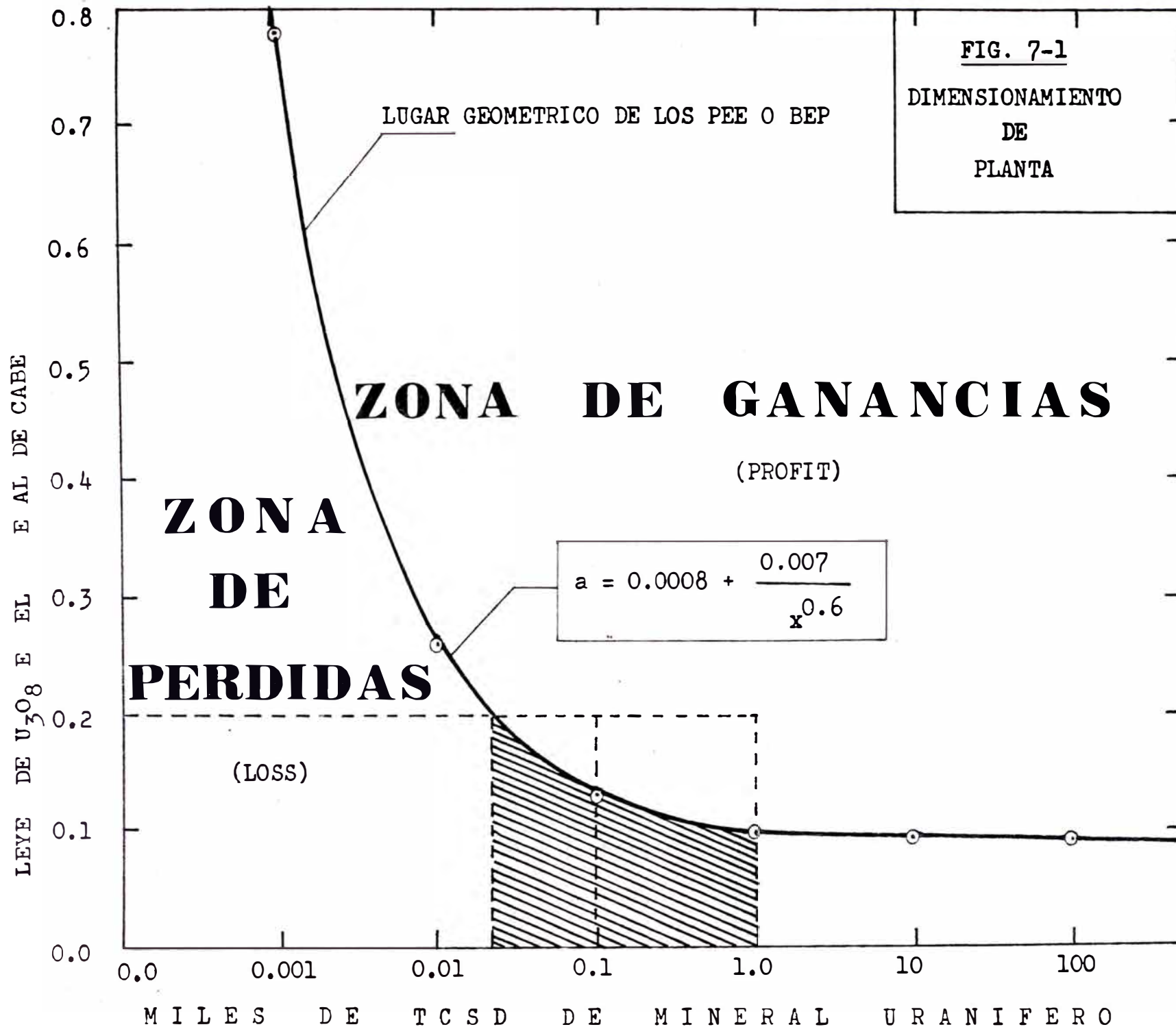
$$b = 0.75$$

$$c = 0.0001$$

Luego:

$$\boxed{a = 0.0008 + 0.007/x^{0.6}} \dots\dots\dots(6.11)$$

Con la ecuación hallada se elabora el cuadro(6-2) y la figura (6.1):



C U A D R O      6 - 2

<b>x</b>	0.001	0.01	0.1	1.0	10	100
<b>a</b>	0.78	0.26	0.13	0.10	0.09	0.091

**x** : Miles de TCSD

**a** : Ley de cabeza en %

**6.1.4 OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:**

Del cuadro 6-2 y de la figura 6-1, se infiere lo siguiente:

1º) El tamaño de la planta deberá ser de tal magnitud, que su operatividad sea económicamente rentable; para la ley de cabeza promedio propuesto. Por lo tanto; en función del tonelaje a tratarse, deberá ubicarse en la zona de ganancias delimitada por el lugar geométrico de los puntos de equilibrio económico (PEE) ó (BEP).

El intervalo de TCSD se halla indicado por el área achurada comprendido entre 20 a 1000 TCSD; a partir del cual se sugiere que se instale una planta para tratar 400 TCSD de mineral uranífero con las características propuestas y si las condiciones económicas lo permitan; una de 1000 TCSD.

2º) La mínima capacidad de operación de la planta para no incurrir en pérdidas de acuerdo a la ley de cabeza promedio estipulado, deberá ser de 40 TCSD.

3º) La mínima recuperación con la que deberá operar el circuito de lixiviación será; aplicando (6.8):

$$R = \frac{0.75}{0.002} \left( \frac{0.002 - 0.0001}{0.75 - 0.0001} \right)$$

$$R = 95\%$$

4º) El horizonte del proyecto si se instala una planta de 400 TCSD será de 5 años considerando las reservas probadas y 8% de las probables.

El horizonte para una planta de 1000 TCSD será de 5 años considerando las reservas probadas y 28% de las probables.

5°) Se hace notar que la determinación de la ecuación (6.2); sobre el costo unitario de producción, se elaboró con criterios desde el punto de vista pesimista con  $\pm 30\%$  de precisión y preveviendo cualquier contingencia posterior.

6°) Del cuadro 6-2 y de la figura 6-1 se infiere que no tiene mayor relevancia instalar plantas de mayor tonelaje que 1000 TCSD ya que el margen de utilidad se mantendrá casi constante para capacidades de 10000 ó 100000 TCSPD.

7°) La ley mínima del mineral de cabeza con la que la planta deberá operar para tonelaje mayores a 1000 TCSD será de 0.09 %  $U_3O_8$ .

8°) El costo unitario para una capacidad de tratamiento comprendido entre 1 a 1000 TCSD con leyes respectivas de 0.78 a 0.10 % U estará enmarcado entre los 347.7 a 40.25 \$/TCS (min) respectivamente. Considerando un margen de seguridad del orden de los 200 %. Esto quiere decir que a medida que se incrementa el tamaño de la planta puede tratarse minerales de leyes menores con el consiguiente decremento de los costos unitarios de operación los que implicarán un margen de utilidad mayor. Toda esta información; como se puede constatar en la figura 6.1, se halla diagramada a priori.

# I N G E N I E R I A

"El que produce avances en la ingeniería, puede decirse así mismo que, está sentando los cimientos que han de soportar los resultados ilimitados del porvenir".

GOETHE 1958

## INGENIERIA DE DISEÑO - ESTUDIO DE LOS PARAMETROS Y SELECCION DE LOS EQUIPOS Y MAQUINARIAS PRINCIPALES

7.0 INTRODUCCION.- Para el diseño de los diferentes circuitos y etapas de una planta metalúrgica se requieren del conocimiento previo de todos los parámetros inherentes a las operaciones y procesos tendientes a transformar la materia prima en productos.

Para nuestro caso se ha tenido que investigar tecnológicamente y sistemáticamente a las principales características y propiedades físicas, química y radioactivas del mineral uranífero y sus interacciones con los reactivos seleccionados; para así de esta forma, obtener datos que nos permitan determinar los parámetros requeridos para su concentración hidrometalúrgica.

Toda vez que se hayan obtenido los parámetros, ellos nos servirán para poder diseñar la planta en base a la selección y especificación de los equipos y maquinarias utilizados en cada circuito.

Se tendrá que emplear toda la información acopiada; tanto, experimental como aquellas importantes provenientes de expertos y de fuentes bibliográficas seleccionadas.

La acotación de parámetros; concernientes a la preparación mecánica del mineral y a la tecnología empleada, para la obtención del licor de lixiviación cargado de uranio ya se realizó en los capítulos respectivos. Por lo que se procederá; en este capítulo, directamente al estudio de los circuitos siguientes.

## 7.1 DETERMINACION DE PARAMETROS DE DISEÑO EN LOS CIRCUITOS DE OPERACIONES Y PROCESOS UNITARIOS:

### 7.1.1 DETERMINACION DEL NUMERO DE ETAPAS EN EL CIRCUITO DE EXTRACCION:

En el circuito de extracción el número de etapas, se suele determinar por varios métodos; los más importantes son:

- El Método Analítico de CRAIG
- El Método Gráfico de PONCHON SAVARIT y
- El Método Gráfico de McCABE-THIELE

Se decidió aplicar el último; mencionado, debido a su simplicidad generalizada y a su relevante importancia, ya que adopta rápida información sobre simulación de procesos a flujo continuo y a contracorriente, mostrándonos la estequiometría, la cinética y el balance metalúrgico implícito, en base a las relaciones del flujo de fases con sus respectivas concentraciones; etapa por etapa.

Los datos experimentales para la simulación de flujo continuo y a contracorriente se obtiene por el método reticular propuesto por ALDERS (fig. 5-21).

Partiendo del cuadro 5-5 y sobre la isoterma de distribución mostrada en la fig. 5-19 se procederá a la determinación del número de etapas de extracción. Sabiendo que la máxima capacidad de extracción en las condiciones mencionadas es de 90%(100% = 2.7 grU/l) y que el uranio de cosecha en el acuoso del orgánico recirculante proveniente del circuito de reextracción; se procederá:

1°) Se traza una vertical a partir de la concentración del uranio de cosecha en el acuoso (eje de abscisas), 2gr/l hasta cortar la Isoterma.

2°) Sobre la vertical, se calcula el 90% de extracción máxima correspondientes al punto A (2.4g U/l).

3°) A partir del punto A obtenido, se traza la LINEA DE OPERACION hasta el punto B, correspondiente a la concentración de uranio en el acuoso y orgánico descargados o despojados.

4°) De acuerdo con las figuras 5-19, 5-20, 5-21 y el cuadro 5-5 el orgánico se carga hasta 2.4gr U/l y el acuoso es despojado de 2.4 a 1.56gr U/l. Así, se procede sucesivamente trazando horizontales y verticales, acotados por la isoterma y la línea de operación hasta que en la tercera etapa el orgánico se carga de 0.6 hasta 1.06g U/l, al mezclarse con el acuoso que ingresa con 0.66 y sale con 0.2g U/l; el cual, reciclará hacia el circuito de lixiviación.

5°) Las relaciones de fase concuerdan con la pendiente de la línea de operación; a partir de las concentraciones de uranio en las fases respectivas. Así, en la primera etapa se tiene que:  $O/A = (2.4 - 1.96)/(2.0 - 1.56) = 1/1$ . (A nivel industrial la línea de operación es quebrada en cada etapa).

6°) La transferencia neta del uranio de acuerdo con las fig. 5-19 y 5-20 es de:  $((2.4 - 0.6)/2.4) \times 100 = 75\%$ .

#### 7.1.2 DETERMINACION DEL NUMERO DE ETAPAS EN EL CIRCUITO DE REEXTRACCION

En el circuito de reextracción el número de etapas se determina en forma similar a la metodología empleada para el circuito de extracción, el método de MCCABE-THIELE a partir de los datos experimentales obtenidos por el método de ALDERS.

La diferencia estriba en que al determinar la Isoterma de distribución la concentración de uranio en el orgánico cargado alimentado se ubica en el eje de abscisas y la correspondiente al acuoso reextractante se plotea en el eje de ordenadas (ver fig. 5-20, 5-21, 5-23 y cuadro 5-7.)

Los principales parámetros determinados son:

- 1°) Número de etapas de reextracción ...: 2
- 2°) Transferencia neta .....: 33.33 %
- 3°) Relación de orgánico a acuoso ..... :  $O/A = 3.4$
- 4°) Concentración de orgánico cargado alimentado al circuito .... : 2.4gr U/Lt
- 5°) Concentración de acuoso reextractante alimentado ..... : 12.03gr U/Lt



- 6°) Concentración de orgánico despojado  
 que sale del circuito ..... : 0.6gr U/Lt
- 7°) Concentración de acuoso reextractante  
 que deja el circuito ..... : 18gr U/Lt

7.1.3 DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DEL SEDIMENTADOR  
 O SEPARADOR DE FASES:

De acuerdo con los datos experimentales mostrados en el cuadro 5-6 y en la figura 5-20 observamos que existe una curva intermedia, la cual corresponde al tiempo de mezclado de 5 minutos, tiempo de resistencia que se considera como máximo; por etapa, de cualquiera de los circuitos.

Sabiendo que el área del sedimentador experimental es de 20 cm<sup>2</sup> y que la altura máxima de la banda de dispersión correspondiente a 5 cm; alberga 100 cm<sup>3</sup> de fase dispersa, un tiempo de extinción de fase dispersa y definición de interfase de 100 segundos se puede calcular el flujo específico experimental; así:

$$\begin{aligned} \text{Flujo específico} &= (100 \text{ cm}^3) / (20 \text{ cm}^2 \times 100 \text{ seg}) \\ &= 3 \times 10^{-2} \text{ m}^3 / \text{m}^2 \times \text{min} \end{aligned}$$

Para 50mm de altura de la banda de dispersión; luego, para 100mm consideraremos el doble; entonces, el flujo específico será : 6 x 10<sup>-2</sup> m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> x min.

Según datos de la DENVER EQUIPMENT Y LA DAVY POWER GAS, de acuerdo a las figuras 5-23 y 5-24 el flujo específico promedio; para procesos similares y para una altura de la banda de dispersión de 100mm, es : 8.1 x 10<sup>-2</sup> m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> x min.

7.1.4 DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE FILTRADO

La metodología empleada fue la de presiones constantes propuesta por RUTH y CARMAN por lo que se utilizó la ecuación:

$$t = \frac{uw\alpha}{2PA^2} V^2 + \frac{u\beta}{PA} V \dots\dots\dots (7-1)$$

A partir de los resultados experimentales mostrados en el cuadro 5-9 y la figura 5-25; aplicando el método de los mínimos cuadrados para el ajuste de la curva, se halla una ecuación lineal de la forma:

$$Y = 3.4 \times 10^{-3} - 6.81 \times 10^{-2} \dots\dots\dots (7-2)$$

Por lo que adecuado las ecuaciones de RUTH y CARMAN se puede presentar como:

$$\frac{t}{V} = \frac{uw\alpha}{2PA^2} V + \frac{u\beta}{PA} \dots\dots\dots (7-3)$$

De donde por comparación de las ecuaciones (7-2) (7-3); tendremos que:

$$\frac{uw\alpha}{2PA^2} = 3.4 \times 10^{-3} \text{ seg/cm}^6$$

$$\frac{u\beta}{PA} = -6.81 \times 10^{-2}$$

A partir de las cuales obtenemos las resistencias específicas de la torta y de la superficie de filtración; respectivamente:

$$\alpha = 1.54 \times 10^{11} \text{ cm/gr}$$

$$\beta = -6.93 \times 10^8 \text{ cm}^2/\text{seg}$$

Por tanto, la ecuación que gobierna el tiempo de filtración del Yellow-Cake o de la torta amarilla precipitada; en función del volumen de la solución filtrada será:

$$t = 0.0034 V^2 - 0.068 V \dots\dots\dots (7-4)$$

### 7.1.5 CALCULOS PARA LA DETERMINACION DE PARAMETROS DE SECADO:

Para determinar la capacidad de secado de un aparato en una planta metalúrgica de concentración de minerales se precisa realizar pruebas para obtener la velocidad de secado en función del tiempo, temperatura, espesor, densidad y área de la superficie de la torta o concentrado expuesto al secado.

La velocidad de secado se calcula por la pérdida de humedad en la unidad de tiempo  $(-dx/d\theta)$ . Este procedimiento analítico se rige por la siguiente fórmula:

$$V = \frac{W}{A} (-dx/d\theta) \quad (7-5)$$

Donde:  $V$  = Velocidad de secado  
 $W$  = Peso de sólido seco  
 $A$  = Area de la superficie expuesta.

A partir de la ecuación (7-5) se puede obtener el tiempo que tarda en secar determinada cantidad de material en las condiciones especificadas:

$$0 = \frac{W}{A} \int_{x_1}^{x_2} dx/v \quad (7-6)$$

Considerando en el período postcrítico a la velocidad,  $V_c$  constante; se tendrá, de acuerdo con (7-6):

$$0 = W(x_1 - x_2)/A.V_c \quad (7-7)$$

Cuando la velocidad varía linealmente en el período antecrítico la integración de la ecuación (7-6) nos conduce a la siguiente expresión:

$$0 = \frac{W(x_1 - x_2)}{A(V_1 - V_2)} \ln \frac{V_1}{V_2} \quad (7-8)$$

Si a partir de (7-8) consideramos que la velocidad de secado es linealmente variable se puede simplificar, conduciéndonos a:

$$\boxed{O = \frac{W(x_1 - x_2)}{A V_m}} \quad (7-9)$$

Luego si aplicamos las expresiones (7-7), (7-9) considerando los gráficos 5-26 y 5-27 sobre los datos del cuadro 5-10 tendremos que:

- La velocidad crítica de secado es :  $0.63 \frac{\text{Kg H}_2\text{O}}{\text{hr x m}^2}$
- La humedad crítica : 42.5 %
- La velocidad media en la zona (A) :  $0.71 \frac{\text{Kg H}_2\text{O}}{\text{hr x m}^2}$
- La velocidad media en la zona (B) : 0.58 "
- La velocidad constante en la zona(C) : 0.76 "
- La velocidad media en la zona (D) : 0.57 "
- La velocidad media total será : 0.65 "

De donde obtenemos la fórmula que sirve para determinar el área de la bandeja de secado para las características del material en estudio:

$$\boxed{A = 1.135 \frac{W}{O} (\text{m}^2)} \quad (7-10)$$

7.2 DIAGRAMA DE FLUJO PRELIMINAR.- El diagrama de flujo preliminar se muestra en la figura (7-0).

El diagrama de flujo tentativo es aquella correspondiente a una capacidad instalada mínima de 400 TCSD y máxima de 1400 TCSD considerando el triturador secundario, la zaranda y las fajas transportadoras correspondientes.

El flow-sheet presenta cinco circuitos definidos: Trituración; lixiviación; extracción-reextracción; precipitación, espesamiento, filtrado, secado y embalaje; el circuito de tratamiento de efluentes y recirculación de agua tratada.

TRITURACION Y MUESTREO

LIXIVIACION ESTATICA

EXTRACCION CON DISOLVENTES

CONCENTRADO

EFLUENTES

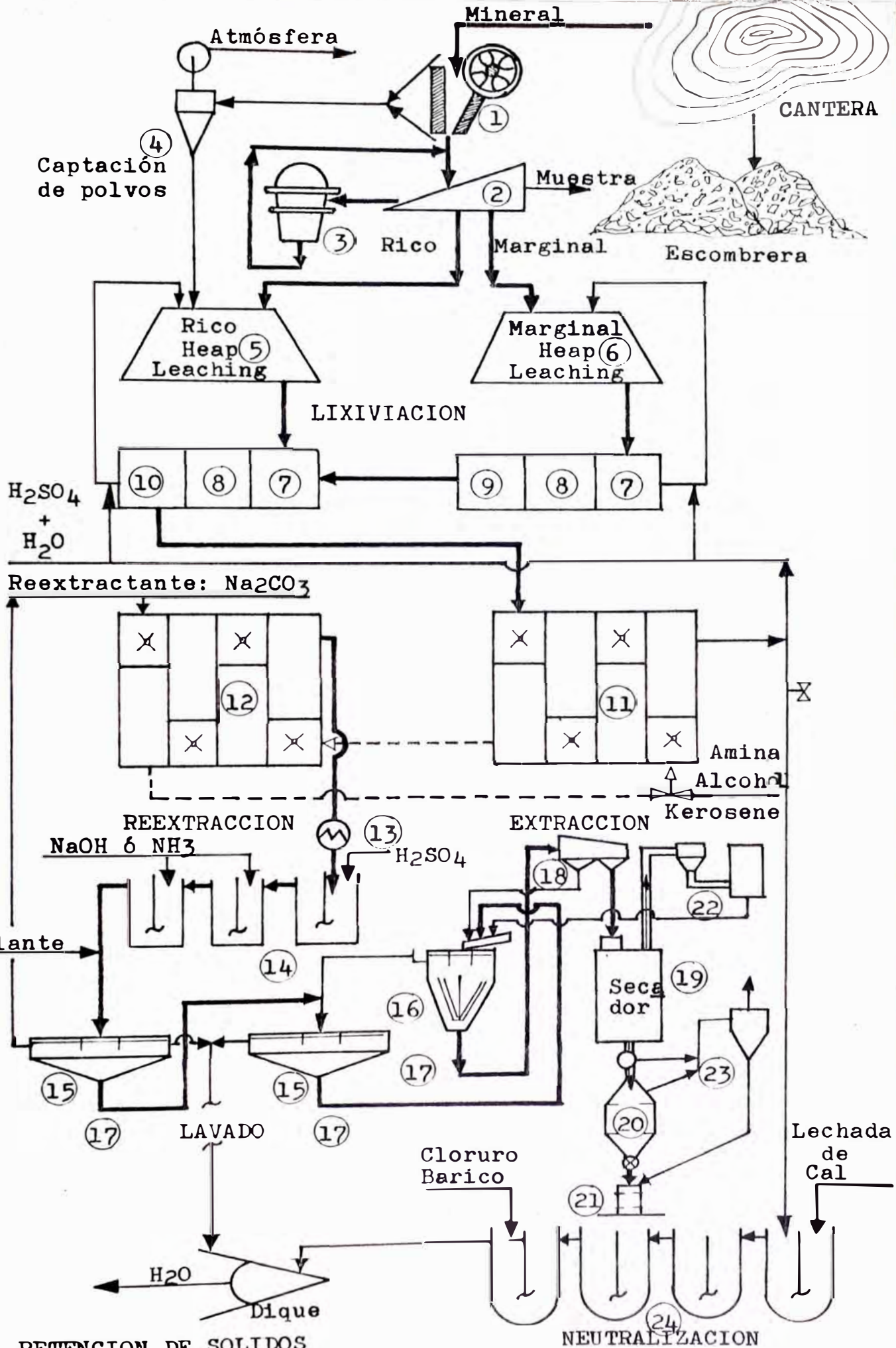


FIG.7-0 Diagrama de flujo preliminar de la planta: Macusani-Puno (400 TCSD)

LEYENDA DEL DIAGRAMA DE FLUJO PRELIMINAR (FIG. 7-0)

- 1 Trituradora de quijadas tipo "Blake"
- 2 Zaranda vibratoria
- 3 Trituradora secundaria tipo "Symons"
- 4 Neumociclón colector de polvos
- 5 Pila de lixiviación de minerales uraníferos de alta ley(Rico)
- 6 Pila de lixiviación de minerales uraníferos de baja ley(Pobre)
- 7 Tanques de almacenamiento de solución acuosa sulfúrica cargada
- 8 Batería de filtros clarificadores de arena
- 9 Tanques de almacenamiento de acuoso pobre clarificado
- 10 Tanque de almacenamiento de acuoso cargado con 2.0 g U/Lt.
- 11 Batería de mezcladores-sedimentadores en el circuito de SX
- 12 Batería de mezcladores-sedimentadores en el circuito de reSX
- 13 Calentador alimentado por energía solar
- 14 Batería de tanques de precipitación
- 15 Espesadores convencionales
- 16 Tanque de lavado
- 17 Bombas de diafragma
- 18 Filtro centrífugo
- 19 Secador vertical turbo
- 20 Tolva de almacenamiento hermético
- 21 Cilindro de acero de 1000 lbs de capacidad
- 22 Depurador
- 23 Colector de polvos
- 24 Batería de tanques para neutralización de efluentes

### 7.3 DISEÑO DEL CIRCUITO DE TRITURACION

7.3.0 INTRODUCCION.- La selección preliminar de los principales equipos y maquinarias, esta dirigido hacia el bosquejo del perfil de diseño de la planta de desintegración, clasificación, manipuleo y almacenamiento del mineral uranífero en las diferentes etapas del flujo del mineral dirigido hacia la lixiviación.

De acuerdo al diagrama de flujo propuesto el mineral transportado de la mina se tendrá que descargar en la tolva de gruesos, protegido por un emparrillado con abertura de 8" de separación entre rieles, de tal forma que cualquier material de mayor dimensión tendrá que desintegrarse con combas o con plastas; de acuerdo a la dimensión de los bancos.

Además se recomienda instalar un emparrillado inclinado a media altura de la tolva de tal manera, que sirva de amortiguador y clasificador de materiales menores de 8" y mayores de 3" los que serán alimentados a la trituradora primaria por un sistema de cadenas.

El mineral con dimensiones menores de 3" clasificados por el emparrillado de fondo inclinado y el triturado, descargarán sobre un alimentador de placas (apron feeder) el que a su vez descargará sobre una faja transportadora la cual alimentara a un clasificador vibratorio inclinado con abertura cuadrada de  $1\frac{1}{2}$ ".

El material rechazado por el tamiz vibratorio ( $-3"$ ,  $+1\frac{1}{2}"$ ) se alimentara a una trituradora secundaria de cono giratorio tipo "Symons"; cuyo producto ( $-1\frac{1}{2}"$ ), recirculará al tamiz vibratorio.

El material tamizado,  $100\%(-1\frac{1}{2}"$ ) se almacenará en uno o varios silos que abarquen las 400 TC (opcional) correspondientes a un día de operación preveyendo cualquier contingencia.

7.3.1 ALMACENAMIENTO DE GRUESOS.- Aquí se sugiere contar con una cancha para almacenamiento del mineral transportado de la mina, contigua a la tolva de gruesos; toda vez, que la operación de minado es de carácter intermitente; mientras que, las operaciones y especialmente los procesos se desarrollan en flujo continuo.

a) CANCHA DE ALMACENAMIENTO:

Las especificaciones para la cancha de almacenamiento son:

- Capacidad	400 TC
- Angulo de reposo del mineral	30°
- Porcentaje de humedad	5%
- Peso específico del mineral	1.7655 TC/m <sup>3</sup>
- Si es circular tendrá un diámetro de	17m
- Si es cuadrado sus dimensiones serán	15 x 15m
- Area mínima requerida	225m <sup>2</sup>

b) TOLVA DE RECEPCION.- De acuerdo a la topografía del terreno se sugiere una tolva de gruesos en forma de pirámide truncada invertida de sección trapezoidal cuya forma le da estabilidad en terrenos inclinados.

Las especificaciones de la tolva; cuyo esquema se muestra en la figura 7-1, son:

- Capacidad	100TC
- Volumen total	87m <sup>3</sup>
- Volumen excluido (35%)	30m <sup>3</sup>
- Volumen útil	56.64m <sup>3</sup>
- Superficie metálica	64m <sup>2</sup>
- Espesor de acero común	1/8"
- Costo unitario (año 1985)	8.5\$/m <sup>2</sup>
- Costo de acero común (año 1985)	370\$/TM
- Tipo de cambio (año 1985)	13.98 I./\$
- Indice Marshall & Swift (1985)	893
- Costo de la tolva de gruesos (año 1985)	544\$USA



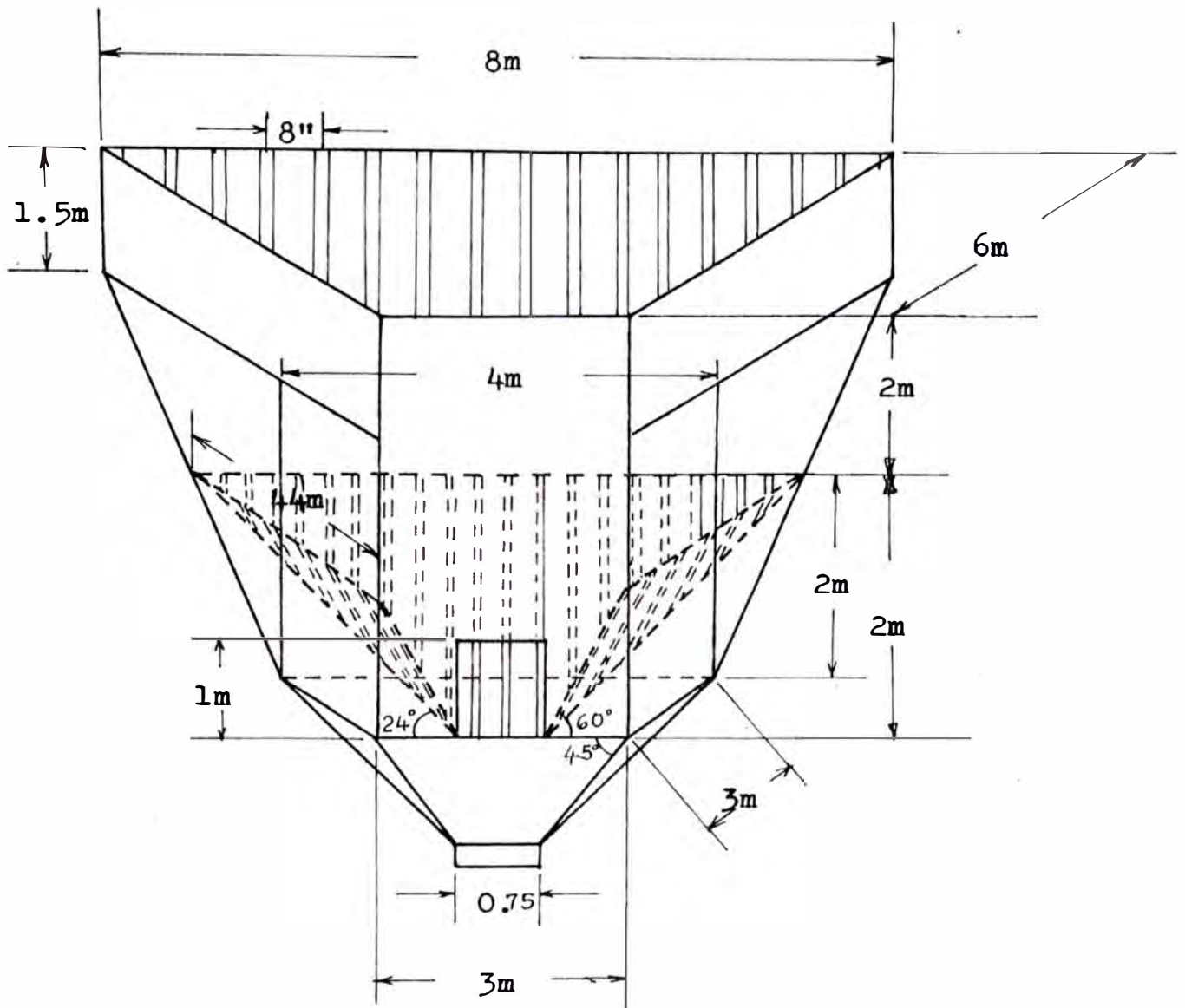


FIGURA 7-1 DIMENSIONES DE LA TOLVA DE GRUESOS PROPUESTO

El emparrillado de protección y clasificación que se instalará en la parte superior de la tolva y de acuerdo con el esquema mostrado en la fig. 7-1, cumplirá con las especificaciones siguientes:

- Separación entre rieles	8"
- Superficie abarcada	30m <sup>2</sup>
- Sección de cada riel	2" x 5"
- Densidad del fierro fundido	7.25 Kg/dm <sup>3</sup>
- Costo del acero común (año 1985)	370\$/TM
- Costo unitario del emparrillado	85\$/m <sup>2</sup>
- Costo del emparrillado superior(año 85)	2550\$ USA

El emparrillado interior de fondo inclinado que servirá de protección y clasificación para el incremento de la eficiencia de la trituradora primaria cumplirá con las siguientes especificaciones (ver dimensiones en el esquema mostrado en la fig. 7-1):

- Separación entre rieles	3"
- Superficie clasificadora abarcada	24m <sup>2</sup>
- Inclinación del emparrillado posterior	26.6°
- Inclinación de las parrillas laterales	60.6°
- Sección de cada riel	2" x 2"
- Costo unitario del emparrillado(año 85)	54\$/m <sup>2</sup>
- Costo del emparrillado interior(año 85)	1296\$ USA

7.3.2 ALIMENTADOR DE CADENAS.- La alimentación a la trituradora primaria se realizará por cadenas, accionado por un motor de 2 ó 4 Hp el cual estará ubicado en la descarga del mineral rechazado (+3") por el emparrillado interior de la tolva de gruesos. Este tipo de alimentador es recomendable por su bajo costo y por que preserva del impacto de minerales de 8" al momento de la descarga del mineral transportado de la mina, sobre la tolva de recepción.

### 7.3.3 ALIMENTADOR DE PLACAS O DE ORUGA (APRON FEEDER).-

Se sugiere este tipo de transportador en la descarga de la tolva y la trituradora primaria (mineral -3") para prevenir posibles atascamientos; actuando a la vez, como amortiguador

### 7.3.3 ALIMENTADOR DE PLACAS O DE ORUGA (APRON FEEDER).-

Se sugiere este tipo de transportador en la descarga de la tolva y la trituradora primaria (mineral -3") para prevenir posibles atascamientos; actuando a la vez, como amortiguador y alimentador de la faja transportadora N° 1.

Las especificaciones del alimentador de placas sugerido son (Referencia: LINK-BELT, CATALOG 1000):

- Distancia de transporte estimada	3.0m
- Material	Gramítico
- Peso específico	100 lb/pie <sup>3</sup>
- Capacidad	30 TCPH
- Máximo tamaño de trozos	8", 15 % (volumen en total)
- Ancho del apron-feeder	24"
- Capacidad máxima en peso	81 TCPH
- Capacidad máxima en volumen	1620 pies <sup>3</sup> /h
- Velocidad del alimentador operando a 30 TCPH	7.41 FPM
- Caballos de potencia mínima requerida	1.5 Hp
- Diámetro del eje motriz	37/16"
- Velocidad en el eje motriz	2.1 RPM
- Costo del apron-feeder (año 1985)	275 \$ USA

7.3.4 TRITURADOR PRIMARIO.- El mineral rechazado por el emparrillado interior de la tolva de gruesos (+3") se alimentará a un triturador primario por medio de un sistema de cadenas. El material (-8", + 3") alimentado al triturador se halla exento de materiales menores a 3" en una proporción de 30 % por lo que la eficiencia en la performance del triturador se verá incrementado.

A continuación procederemos a la selección y especificación del triturador primario:

7.3.4.1 CAPACIDAD HORARIA PROYECTADA.- La capacidad del triturador se sugiere a 30 TCPH en vista de que la práctica usual indica que el circuito de trituración trabaja de 7 a menos horas por turno; permitiendo de esta manera una vigilancia y mantenimiento permanente.

7.3.4.2 ESTIMACION DEL CONSUMO ENERGETICO.- El consumo energético se aproxima necesariamente a partir de la relación entre la alimentación y el producto. A esta conclusión arribaron luego de una subsecuente discusión del tema, experimentados investigadores tales como: Kick y Rittinger (1885); F.C. Bond (tercera teoría, 1952); Charles (1957); Schuhmann (1960); Hukki (1961); Austin, Klimpel y Beke (1964); Harris (1966) y otros.

En cualquier argumentación cuantitativa de reducción dimensional, la variable de mayor importancia es la distribución granulométrica; por lo que, además de existir expresiones matemáticas que rigen las leyes de la distribución dimensional de las partículas; tales como:

- i) Función de distribución granulométrica de Gates-Gaudin-Schuhmann
- ii) Función de distribución dimensional de Rosin-Rammler
- iii) Función de distribución de 3 parámetros, y
- iv) Función de distribución Gamma.

(En el apéndice 7 se muestra las fórmulas correspondientes)

Usaremos con propósitos prácticos la primera de las estipuladas que es la que mejor se adecua a las fórmulas de consumo energético propuestas por F.C. Bond:

$$W = W_i \sqrt{\frac{100}{P80}} \left( \frac{\sqrt{R80} - 1}{R80} \right) \quad (7-11)$$

$$W = 10 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right) \quad (7-12)$$

En las ecuaciones (7-11) y (7-12) se puede observar en forma implícita las relaciones de la termodinámica, cinética y estequiometría de la operación de desintegración; así tenemos:

$$\text{Partícula grande} + \text{Energía} = \text{Partículas trituradas} + \text{Sonido} + \text{Calor}$$

Donde : W = Cantidad de energía requerida para desintegrar una tonelada corta de mineral (KWH/ton)

W<sub>i</sub> = Índice de trabajo, característico de cada mineral

F<sub>80</sub> = Tamaño 80% passing, de la alimentación en micrones

P<sub>80</sub> = Tamaño 80% passing, del producto en micrones

l<sub>0</sub> = Constante determinada por F.C.Bond, se utiliza para circuito abierto

R<sub>80</sub> = Relación de reducción de F<sub>80</sub>/P<sub>80</sub>

Para determinar el índice de trabajo existen varios métodos de los cuales los más importantes son:

- i) Pruebas de chancado por impacto con el péndulo balístico
- ii) Pruebas con el molino estándar de F.C.Bond (12" x 12")
- iii) Método comparativo del Canadiense Bruce.
- iv) Método directo usado en planta: Chancadora giratoria-UTAH COPPER(Referencia: Taggart 4-28)
- v) Método directo usado en planta: Molino de bolas-Chino Copper (Referencia: A.F. Taggart 5-43)

(En el apéndice 7 se muestra las fórmulas correspondientes)

Para propósitos de cálculo de la energía requerida se utilizará en esta tesis el índice de trabajo; W<sub>i</sub> = 12.41 que fue extraído de una publicación de la Allis Chalmers, "How to determine Crusher and Grinding Mill Sizes Accurately", en donde enumera 1200 índices de trabajo de diferentes minerales.

Es posible determinar exactamente el índice del mineral uranífero de Macusani-Puno; pero, esto sería materia de otra tesis. Las características físicas de nuestro mineral se

asemeja a materiales graníticos por lo que para propósitos de estimación no estamos muy imprecisos al asignarle el valor del  $W_i = 12.41$  (En el apéndice 7 se muestra la justificación del valor asumido)

Para la determinación del F80 y P80 haré uso de las funciones de distribución de GATES-GAUDIN-SCHUHMANN.

$$Y = 100 \left[ \frac{x}{K} \right]^m \quad (7-13)$$

Donde : Y = Porcentaje en peso acumulado passing (% Ac(-))

x = Tamaño de partículas distribuidas en micrones

K = Módulo de tamaño (indica el tamaño teórico máximo de partícula en la muestra).

m = Módulo de distribución (pendiente de la curva).

m =  $0.175 \log x + 0.067$  (para circuito abierto)

K = F100 = 8" = 203 200 micrones

K = P100 = 3" = 76 200 micrones

a) CALCULO DEL F80.- Para el efecto se aplicara logaritmos de BRIGGS a la ecuación (7-13):

$$\log Y = \log 100 + m \log x - \log K \quad (7-14)$$

Haciendo : Y = 80,  $\log x = Z$ , aplicando datos y reordenando en la ecuación (7-14); tendremos:

$$0.175 Z^2 + 0.067 Z - 0.175 Z \log K - 0.067 \log K + 0.097 = 0 \quad \dots\dots\dots(7-15)$$

En (7-15) aplicando: K = F100 = 203 200, obtenemos :

Z =  $\log x = \log F80 = 5.21$ ; de donde:

$$F80 = 162181 \text{ micrones}$$

b) CALCULO DEL P80.- La determinación se llevara a cabo operando de manera similar que para el cálculo del F80; sólo, que en este caso aplicaremos en (7-15):

K = P100 = 76 200 micrones y obtendremos:

Z =  $\log x = \log P80 = 4.7745$ ; de donde:

$$P80 = 59 495 \text{ micrones}$$

Con los datos obtenidos y aplicándolos en la ecuación (7-12) se puede estimar el consumo energético requerido por el triturador primario para reducir un 80% de partículas alimentadas iguales ó menores a  $F_{80} = 162\ 181$  micrones, a un 80% de partículas producidas iguales o menores a  $P_{80} = 59495$  micrones:

$$W = 10(12.41) \left( \frac{1}{\sqrt{59\ 495}} - \frac{1}{\sqrt{162\ 181}} \right)$$

$$W = 0.201 \frac{\text{KWh}}{\text{TC}} = 0.27 \frac{\text{HP}}{\text{TC}}$$

La energía calculada requerida por el triturador primario para reducir 30 TCPH de mineral de (80%,- 162 181 micro nes) a (80%,- 59 495 micrones), será:

$$W = 6.03 \text{ KW} = 8.1 \text{ HP.}$$

De fuentes bien informadas se sabe que la eficiencia, E de la performance de una chancadora primaria oscila en un rango comprendido entre 50 a 95%. Se sabe que la eficiencia se calcula a partir de la siguiente fórmula:

$$E = \frac{\text{ton calculado}}{\text{ton diseñado}} = \frac{\text{HP calculado}}{\text{HP teórico}} \quad (7-16)$$

En la ecuación (7-16) podemos estimar el caballaje teórico requerido; asumiendo la mínima eficiencia:

$$\text{HP (teórico)} = 8.1/0.5 = 16.2\text{HP}$$

#### 7.3.4.3 ESTIMACION DEL GAPE DE LA TRITURADORA PRIMARIA

Se sabe que el máximo tamaño de material alimentado se rá el que pase el espaciamento del emparrillado (8") superior de la tolva de recepción de gruesos. En este punto cabe hacer notar que en la práctica pasan materiales de mayor di mensión que el estipulado por lo que sobredimensionaremos el gape de la trituradora en un 25%:

$$F_{\text{máx.}} = 0.85 \text{ Gape}$$

(7-17)

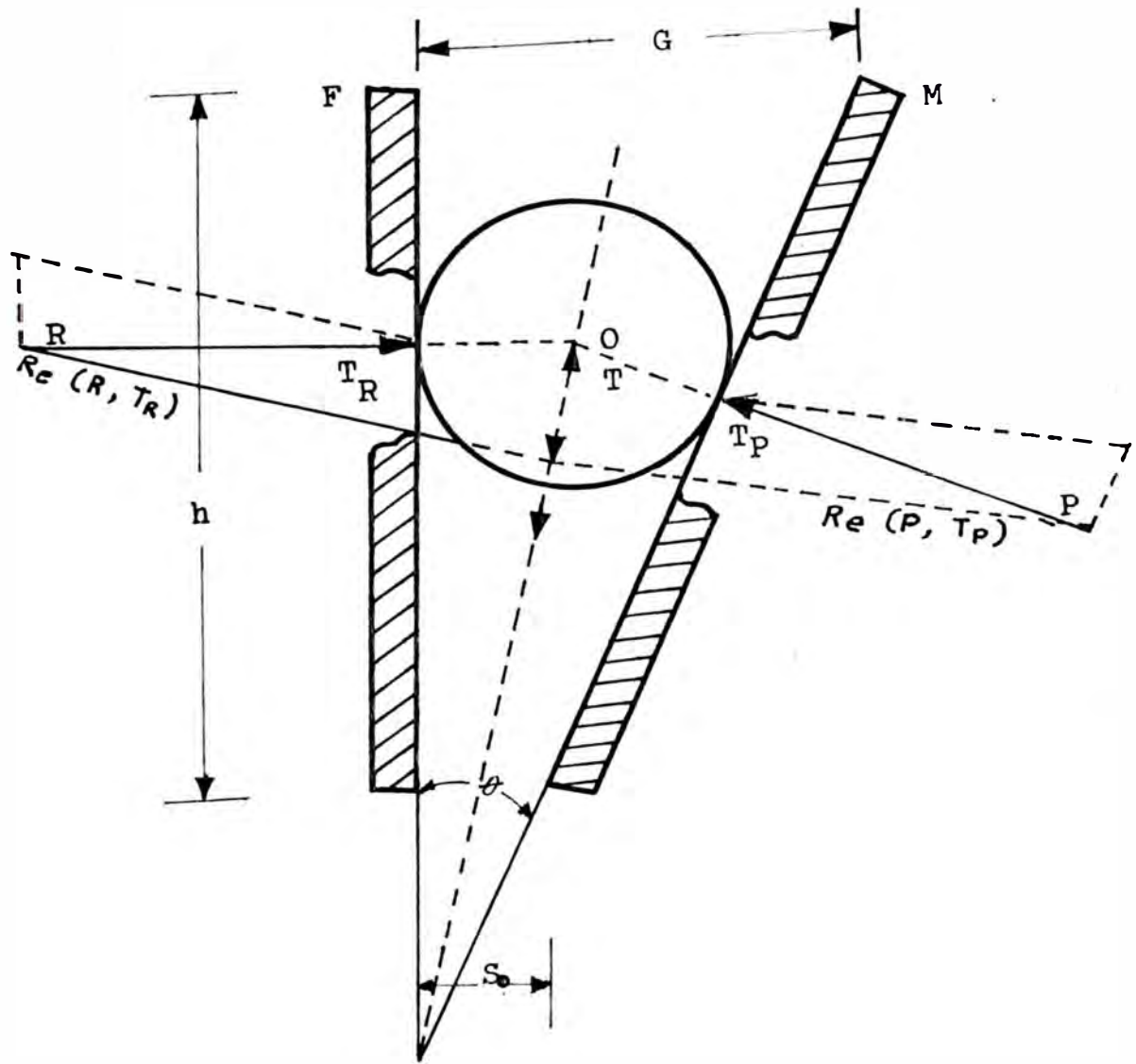


FIGURA 7 - 2



Donde :  $F_{\text{máx.}}$  = Tamaño máximo de material alimentado a la trituradora (8")  
 GAPE = Abertura de recepción de la trituradora en pulgadas.  
 $GAPE = 1.25 (F_{\text{máx.}}/0.85)$   
 $= 1.25 (8"/0.85)$

$$\boxed{GAPE = 12"}$$

7.3.4.4 DETERMINACION DE LA LONGITUD (L) DE LA ABERTURA DE RECEPCION DEL TRITURADOR PRIMARIO

El criterio que prima sobre la selección del triturador primario, según A.F. TAGGART, es el siguiente:

Si la relación:

$$\frac{\text{Tonelaje horario a ser triturado (TCPH)}}{Gape^2 (\text{pulg}^2)},$$

es menor que 0.115; se elegirá un triturador de quijadas en caso contrario se elegirá un triturador giratorio.

Luego; sabiendo que a falta de datos prácticos se puede estimar el tonelaje rechazado por el emparrillado inclinado (-8", + 3"), ubicado en el interior de la tolva de gruesos; que es el que será alimentado al triturador primario tendremos; según TAGGART:

$$\text{Tonelaje horario a ser triturado : } (1-3"/8")30 = 18.75$$

$$Gape^2 = (12)^2 = 144 \text{ pulg}^2$$

Reemplazando estos valores en la relación propuesta, tendremos:

$$\frac{18.75}{144} = 0.13 \approx 0.115$$

Razón por la cual elegimos un triturador de quijadas, asumiendo que el costo de un triturador giratorio es mucho mayor.

El cálculo de la longitud de la abertura de recepción del triturador de quijadas se realiza a partir de datos de catálogos existentes; tales como: "DENVER EQUIPMENT Co.", "BABBITLESS" y la referencia de TAGGART, de donde se extraen las siguientes relaciones, cuyo rango oscila entre:

$$\boxed{1.2G \leq L \leq 3.2G}$$

Donde : L = Longitud de la abertura de recepción en el triturador primario

G = Gape o ancho de la abertura de recepción

De acuerdo a la relación (7-18) la longitud, L estaría comprendido entre 14.4" y 38.4". de la abertura

Para elegir la longitud de la abertura de recepción ha de tenerse en cuenta el siguiente criterio: "El material triturado ha de ser alimentado a una faja transportadora para operar a flujo continuo; por lo que el ancho de la faja que esta en función del tamaño de trozos del material triturado, será el que acote la dimensión buscada entre el rango calculado".

Del manual de la CEMA (CONVEYOR EQUIPMENT MANUFACTURERS ASSOCIATION) se extrae que:

- En ancho de fajas normalizadas existen en U.S.A. son: 18", 24", 30", 36", 42", 48", 54", 60", 72", 84", 96", etc.

- El tamaño máximo recomendado de gruesos; con las características de nuestro mineral 90% gruesos y 10% finos y para ángulos de sobrecarga comprendidos entre 20° y 30° ; será de  $\frac{b}{5}$  a  $\frac{b}{10}$ , donde b es el ancho de la faja transportadora; luego el ancho requerido estará comprendido entre 15" y 30".

Con los datos hallados nos remitimos al catálogo de la DENVER en donde encontramos que existen las siguientes dimensiones: 10" x 36", 15" x 24", 15" x 36", 18" x 24", etc. para trituradoras de quijada para trabajos pesados tipo "J" (HEAVY DUTY JAW CRUSHERS).

De donde podemos acotar que las dimensiones de nuestra trituradora de quijadas, será:

$$G \times L = 15" \times 24"$$

#### 7.3.4.5 CALCULO DE LA CAPACIDAD INSTALADA DEL TRITURADOR PRIMARIO

Voy ha mostrar sólo dos métodos de estimación de la capacidad instalada del triturador primario por ser los más conocidos:

##### i) METODO EMPIRICO PROPUESTO POR TAGGART:

$$T = 0.6 LS_o \quad (7-19)$$

Donde : T = Toneladas cortas por hora (TCPH)

L = Longitud de las quijadas (pulgadas)

S<sub>o</sub> = Abertura de la descarga del producto del triturador en su posición abierta (pulgadas)

En la figura (7-2) se tiene:

$$\tan\theta = (G - S_o)/h \quad (7-20)$$

En donde :  $\theta$  pertenece al intervalo(18° - 24°); entonces,

para : G = 15"

S<sub>o</sub> = 3"

$\theta$  = 20°

Luego : h = 33" (Altura de la quijada fija)

Aplicando datos en (7-19), tendremos:

$$T = 0.6 (24)(3)$$

$$T = 45 \text{ TCPH} \quad (\text{Capacidad mínima})$$

##### ii) CAPACIDAD INSTALADA ESTIMADA EN FUNCION DE LAS CARACTERISTICAS DEL MINERAL EN ESTUDIO:

$$T_a = TR/(K_c \cdot K_m \cdot K_f) \quad (7-21)$$

Donde : T<sub>a</sub> = Toneladas trituradas por hora, para condiciones donde los factores K<sub>c</sub>, K<sub>m</sub> y K<sub>f</sub>; son equivalentes a la unidad

T<sub>R</sub> = Tonelaje de tratamiento proyectado (30 TCPH)

K<sub>c</sub> = 0.85 (factor de dureza o triturabilidad de HERSAM, para las características físicas de nuestro mineral. Tabla 6-1; Taggart)

$K_m = 0.75$  (para una humedad del material comprendido entre 3 a 7%)

$K_f = 0.75$  (Para un sistema de alimentación mecánica su pervisado por un operador)

Aplicando datos en la ecuación (7-21), tendremos:

$$T_a = 30 \text{ TCPH} / (0.85 \times 0.75 \times 0.75)$$

$$T_a = 63 \text{ TCPH}$$

Con los resultados obtenidos corroboramos que la elección realizada, satisface las exigencias de diseño de la unidad de trituración primaria.

#### 7.3.4.6 ESTIMACION DEL CONSUMO DE ACERO EN LA OPERACION

Para el efecto se hará uso de los índices de abrasión ó desgaste,  $A_i$  propuesto por FRED C. BOND; mostrado en el siguiente cuadro (7-1):

#### C U A D R O 7 - 1

#### I N D I C E S D E A B R A C I O N $A_i$

MATERIAL	$A_i$	MATERIAL	$A_i$
Dolomita	0.016	Menas de cobre	0.1472
Caliza	0.032	Hematita	0.1647
Cemento clinker	0.0713	Granito	0.3880
Magnesita	0.0783	Cuarcita	0.7751
Sulfuros pesados	0.1284		

Del cuadro se extraerá el índice de acuerdo a las características de nuestro mineral (granito-cuarcífero).

$$A_i = (0.3880 + 0.7751) / 2 = 0.58155$$

Este resultado aproximado se aplicará en la fórmula propuesta por F.C.Bond; para el desgaste de forros o chaquetas de acero con alto contenido de manganeso:

$$\boxed{T.P.(Forros) = 0.22A_i/l_1} \quad (7-22)$$

Donde : T.P.(Forros) = Desgaste de los forros del triturador primario (lb/KWh)

$A_i$  = Índice de abrasión en función de los materiales a ser triturados (lb/KWh)

$$T.P.(Forros) = 0.22(0.58155)/l_1$$

$$\boxed{T.P.(Forros) = 0.012 \text{ lb/KWh}}$$

Sabiendo que el consumo energético del triturador primario es de 0.201 KWh/TC; tendremos el consumo de acero en lb/TC.

$$\boxed{T.P.(Forros) = 2.412 \times 10^{-3} \text{ lb/TC}}$$

Otra referencia (EDMOND C. BLANC) indica que el consumo de acero oscila entre 0.07 a 0.5 lb/TC.

#### 7.3.4.7 ESPECIFICACIONES DEL TRITURADOR PRIMARIO SELECCIONADO

##### a) CARACTERISTICAS DE LA UNIDAD DE TRITURACIÓN PRIMARIA:

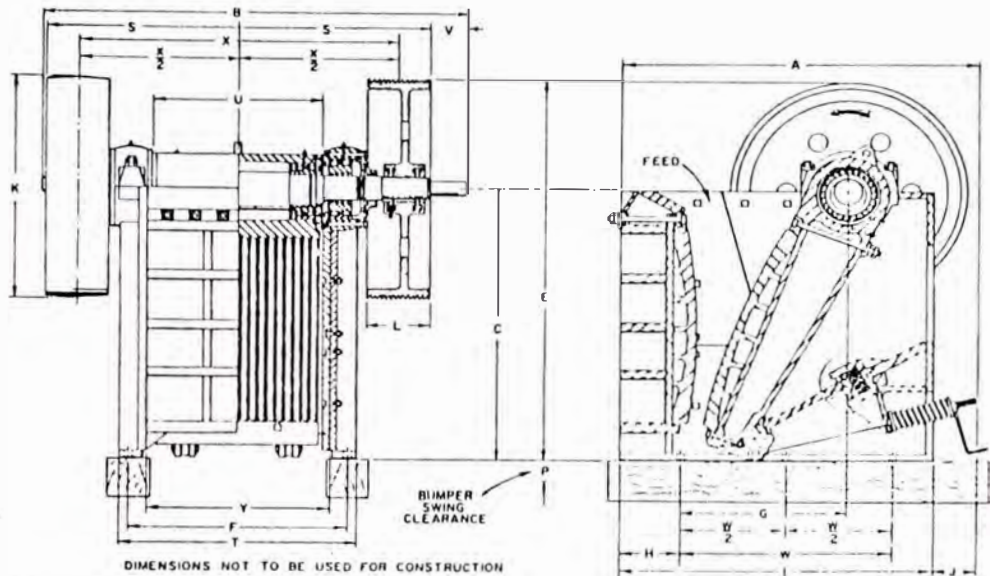
- Triturador primario : De quijadas DENVER tipo "J"
- Dimensiones : 15" x 24"
- Motor recomendado : 50 HP
- Velocidad : 275 RPM
- Peso neto : 13 600 lbs
- Esquema (ver fig. 7-3)

##### b) CONDICIONES DE OPERACION:

- Alimentación : 8"
- Descarga : 3"
- Radio de reducción medio : 5 : 1
- Horas efectivas por turno : 7 horas



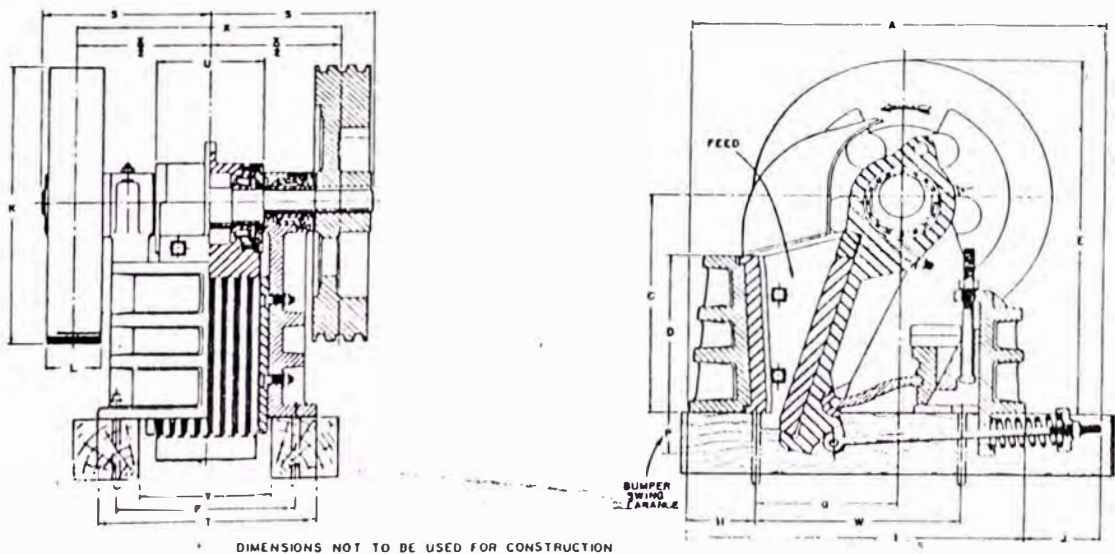
## HEAVY DUTY JAW CRUSHERS (Type "J")



**FIG. 7-3** Diagramas de Chancadoras de Quijadas, mostrando sus partes Principales en vista de frente y de perfil. Las dimensiones de los esquemas se encuentran especificadas en las tablas que se dan en la página 4-10.  
Dibujo superior corresponde a la Chancadora Denver tipo "J"  
Dibujo inferior corresponde a la Chanc. de laboratorio tipo "H".



## LABORATORY JAW CRUSHERS (Type "H")



- Turnos 2
- Capacidad de producción (ver cuadro 7-2 mostrado)

C U A D R O 7 - 2

CAPACIDAD DE PRODUCCION INSTALADA

PRODUCCION	MINIMA	MEDIA	MAXIMA
R.R	10:1	5:1	3 : 1
T C P H	20-33	55-80	75 - 95
Set abierto	1 1/2"	3"	5"

7.3.5 ZARANDA VIBRATORIA.- La zaranda vibratoria se diseñará de tal forma que trabaje en circuito cerrado con una trituradora secundaria.

El diseño del circuito de trituración se ha elaborado para capacidades comprendidos entre 300 a 500 TCPD.

El diagrama de flujo propuesto se muestra en la figura 7-7, el mismo que se denomina "Circuito cerrado en reversa-Producto con granulometría controlada".

7.3.5.1 CALCULOS PARA LA ESTIMACION DE LAS DIMENSIONES DE LA ZARANDA:

- a) ESTIMACION DEL PORCENTAJE ACUMULADO EN PESO DE PARTICULAS DE MINERAL MENORES QUE LA ABERTURA DEL TAMIZ EN LA DESCARGA DEL TRITURADOR PRIMARIO (f)

En el cuadro 7-3 (extraído del texto de JOHN M. CURRIE) se muestran valores experimentales de porcentajes acumulados de materiales característicos producidos por un triturador primario, los cuales pasarían una abertura cuadrada igual al set abierto de la chancadora. Estos porcentajes permiten estimar el valor de f en función de la procedencia y de las características generales del material a tratarse.

C U A D R O      7 - 3

TRITURADOR	PROCEDENCIA DEL MINERAL ALIMENTADO	%En peso, + fino que el set, ch'cadora			
		Caliza	Granito	Material Silicoso	Minerales
Quijada(P)	tajo abierto	85-90	70-75	65-70	85-90
Quijada(P)	sin finos	80-85	65-70	60-65	80-85
Gir'tria(P)	tajo abierto	85-90	75-80	65-70	85-90
Gir'tria(S)	tamizado	70-75	65-70	65-70	70-75
Gir'tria(S)	tamizado	85-90	80-85	75-80	85-90

Gir'tria = Giratoria

(P) = Etapa primaria

(S) = Etapa secundaria

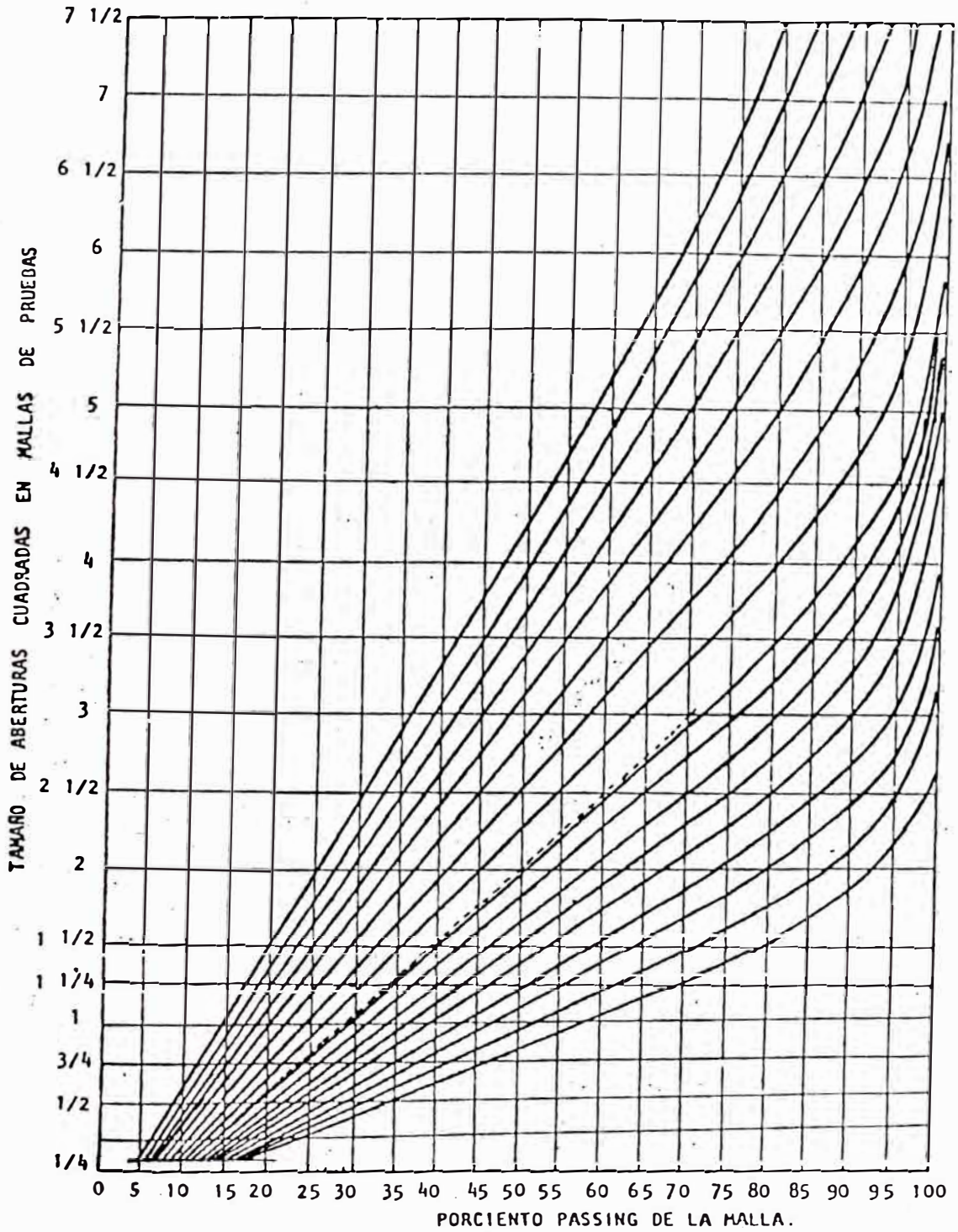
Del cuadro 7-3 y de acuerdo con las características del mineral (granítico, silicoso, etc) y la posibilidad de su procedencia (tajo abierto y sin finos), estimamos que un 70% del producto del triturador primario será menor que 3" (set abierto del triturador). Teniendo en cuenta el dato anterior pasamos a observar la fig. 7-4 (Familias de curvas para el producto de chancado primario en general, de un alimento no-tamizado, tal como material procedente de tajo abierto o de mina subterránea), se ubica el porcentaje de material (para una mena promedio), cuya granulometría es menor que el set abierto del triturador primario, 3". Esto es; 70% del producto menor que 3" lo ubicamos en la abscisa, luego ascendiendo por la vertical intersectamos con el set abierto del triturador (3"). Esto conduce a la curva típica que representa la distribución granulométrica características del mineral en estudio.

Sabiendo que este producto se enviará a una operación combinada zaranda-chancadora secundaria, donde las aberturas cuadradas del tamiz miden 11/2" por lado. Como se desea saber el porcentaje acumulado del producto de la chancadora primaria con posibilidades de ser tamizado, se hallará este valor



F I G U R A 7 - 4

ANALISIS DE MALLAS TÍPICOS DE PRODUCTOS DE CHANCADORAS MENORES QUE 7 1/2"



siguiendo la curva hacia abajo, hasta intersectarse con la horizontal igual a  $1\frac{1}{2}$ "; luego, descendiendo por la vertical hasta la abscisa, se observa que el 38% del producto de la chancadora primaria es menor que  $1\frac{1}{2}$ ", por lo tanto  $f = 38\%$ .

b) CALCULO DE LA CARGA CIRCULANTE (cc)

Asumiendo; también, que el triturador secundario produzca un 70% de partículas menores que  $1\frac{1}{2}$ " y que la eficiencia de la zaranda a seleccionarse sea de un 90% se estaría en condiciones de aplicar la fórmula extraída de la revista E & MJ (February 1979, pag. 155), para estimar el porcentaje de carga circulante, el tonelaje de material tamizable alimentado a la zaranda proveniente de la chancadora primaria y del producto del triturador secundario:

$$\% \text{ cc} = \frac{1}{s} \left( \frac{100 \times 100 \times 100}{E} - 100 f \right) \quad (7-23)$$

Donde :  $s = 70\%$ (%Ac(-) de partículas menores que  $1\frac{1}{2}$ " en la descarga del triturador secundario)  
 $f = 38\%$ (%Ac(-) de partículas menores que  $1\frac{1}{2}$ " en la descarga del triturador primario)  
 $E = 90\%$ (eficiencia de la zaranda)

Aplicando datos en la ecuación (7-23) se obtiene que :

$$\boxed{\% \text{ cc} = 104.4\%}$$

El tonelaje teórico de material tamizable alimentado a la zaranda es :

$$TT = F \left( \frac{f}{100} \right) + \frac{\% \text{ cc} \cdot F}{100} \left( \frac{s}{100} \right) \quad (7-24)$$

Donde el primer y el segundo término del extremo derecho de la igualdad expresan el tonelaje teórico de material tamizable proveniente del triturador primario y secundario, respectivamente; considerando al valor de F como el tonelaje total proveniente del triturador primario. Reemplazando datos en la ecuación (7-24); tendremos :

FIGURA 7 - 5

PIES CUADRADOS DE AREA DEL CEDAZO POR CADA T.P.H. DE ALIMENTO.

2.0

1.5

1.0

0.5

0

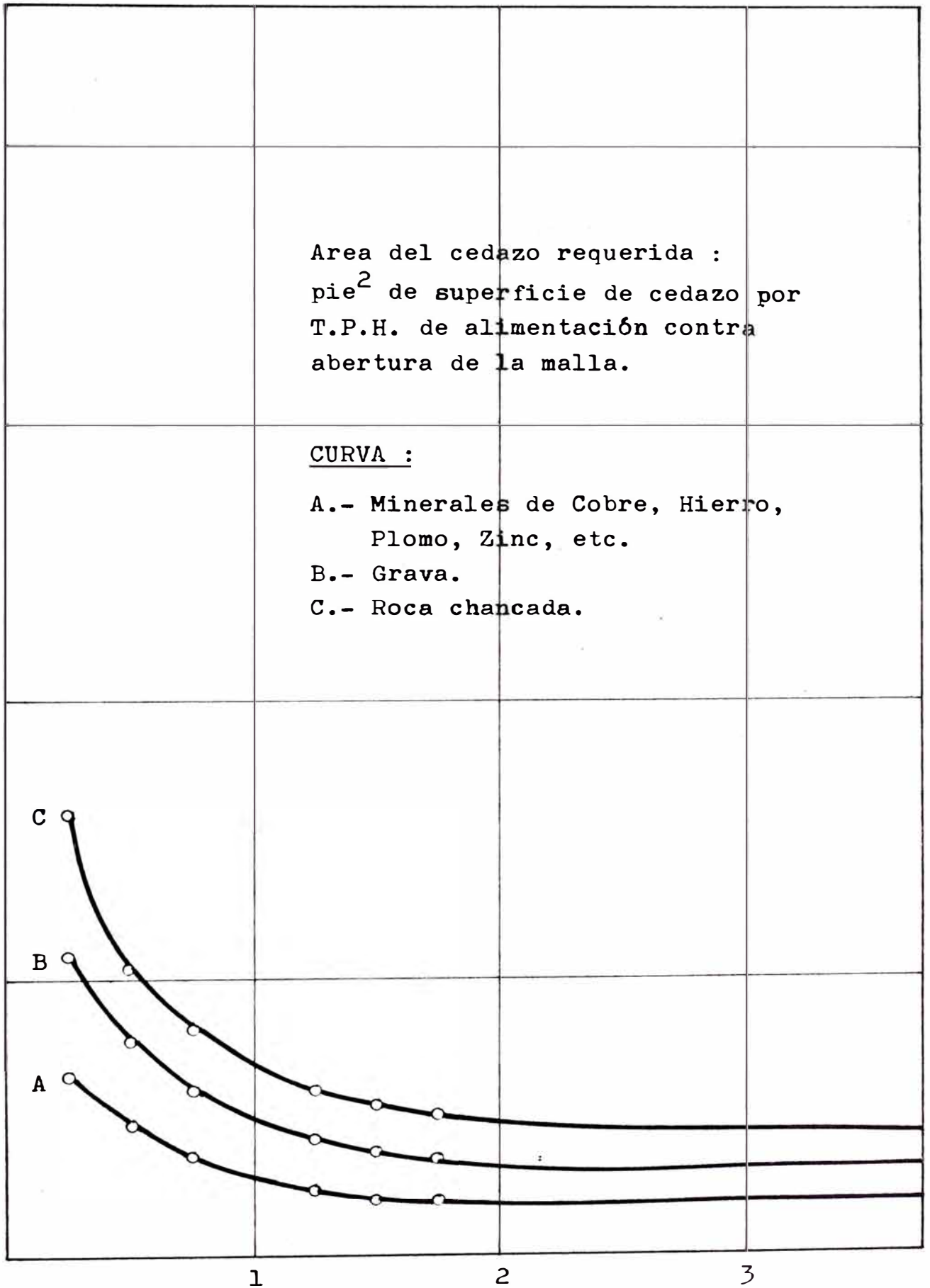
Area del cedazo requerida :  
pie<sup>2</sup> de superficie de cedazo por  
T.P.H. de alimentación contra  
abertura de la malla.

CURVA :

A.- Minerales de Cobre, Hierro,  
Plomo, Zinc, etc.

B.- Grava.

C.- Roca chancada.



TAMAÑO DE LA ABERTURA CUADRADA-PULGADAS.

$$TT = 30 \left( \frac{38}{100} \right) + \frac{104.4(30)}{100} \left( \frac{70}{100} \right)$$

$$= 11.4 + 21.924$$

$$\boxed{TT = 33.324 \text{ TCPH}} \text{ (Un-dersise total alimentado a la zaranda)}$$

El tonelaje recirculante será :  $R = cc.F = 1.044 \times 30 = 31.32$  TCPH de donde estimamos que el tonelaje total alimentado a la zaranda,  $F' = 30 + 31.32 = 61.32$  TCPH.

Para corroborar las estimaciones se puede calcular el porcentaje acumulado de partículas menores que la abertura del cedazo existente en el material rechazado (r) :

$$cc = \frac{R}{F} = \frac{f - t}{r - s} \quad (7-25)$$

Donde : cc = Es la relación de carga circulante

R = Es el tonelaje total de material rechazado y que es igual a la carga recirculante.

F = Es el tonelaje proveniente del triturador primario

t = Es el porcentaje acumulado de partículas que atraviesan el tamíz vibratorio y que por definición del diseño del circuito será igual a 100%.

f y s = Son los mismos que el de la ecuación(7-23).

Reemplazando datos en (7-25), resulta :

$$1.044 = \frac{38 - 100}{r - 70}$$

$$\boxed{r = 10.63\%}$$

Con los resultados obtenidos se esta en condiciones de calcular el porcentaje acumulado en peso, de particulas menores que  $1\frac{1}{2}$ ", existente en el compósito de la alimentación total a la zaranda vibratoria, f' :

$$f' = (33.324/61.32)100 = 54.34\%$$

También se podría comprobar la estimación de la eficiencia de la zaranda mediante la siguiente fórmula:

$$E = 10\ 000(f' - r)/f'(t - r) \quad (7-26)$$
$$= 10\ 000(54.34 - 10.63)/54.34(100 - 10.63)$$

$$E = 90\%$$

Además, se comprobará el tonelaje proveniente de la trituración primaria:

$$F = E.F'.f'/10\ 000 \quad (7-27)$$
$$= (90 \times 61.32 \times 54.34)/10\ 000$$

$$F = 30\ \text{TCPH.}$$

### c) ESTIMACION DE LAS DIMENSIONES DE LA ZARANDA VIBRATORIA.-

Habiendo asumido desde un inicio que las aberturas de la superficie tamizante serían de forma cuadrada con dimensiones de 1 1/2" por lado y con los datos obtenidos observamos la figura 7-5, de donde extraemos que la dimensión unitaria será de 0.11 pies<sup>2</sup>/ton/hora, sabiendo que la alimentación al cedazo es de 61.32 ton/hora tendremos : 0.11 x 61.32 = 7pies<sup>2</sup>.

Ahora si se aplica el criterio de que la longitud de una zaranda vibratoria normal varía de 1.5 a 3 veces el ancho, tendremos que :

$$\text{La longitud, } 2L = 4\text{pies}$$

$$\text{El ancho, } L = 2\text{pies}$$

#### 7.3.5.2 SELECCION DE LA ZARANDA VIBRATORIA

Para el efecto se hace uso del texto del Ingeniero Consultor EDMOND C. BLANC publicado por EDITIONS EYROLLES-PARIS, capítulo 6. Se hará uso de la siguiente fórmula para determinar la capacidad unitaria :

$$C = Q.R.E.B.H.F.N.A.I \quad (7-28)$$

Donde : C = Capacidad unitaria estimada

Q = Tonelaje alimentado por m<sup>2</sup> y por hora

R = Factor de corrección para el rechazo

E = Factor de corrección para la eficiencia de cribado

B = Factor de corrección para la semidimensión (d<sub>50</sub>)

H = Factor de corrección para la humedad del mineral

F = Factor de corrección para las partículas trituradas

N = Factor de corrección para el número de bandejas en la zaranda

A = Factor de corrección para cribado con riego

I = Factor de corrección por inclinación de la zaranda

De la tabla I (pag.46); para una abertura de tamizaje de 1.5", diámetro de hilo de 1/4" y % de vacíos igual a 70% le corresponde un valor para  $Q = 8.0 \text{ TC/pie}^2 \times \text{hr}$  (deducido del Sistema AFNOR a unidades inglesas).

Los factores de corrección de la capacidad base, se extraen de la tabla II (pág.47); teniendo como información el análisis granulométrico aproximado (a partir de la ecuación de distribución granulométrica en el punto (5) de la fig. 7-7) :

0 - 0.75" = 36.97 %

0.75 - 1.5" = 17.37 %

1.5"- 4.5" = 45.66 %

Como se desea tamizar a 1.5", el rechazo estará compuesto por partículas mayores de 1.5", el todo-uno (compósito) dado contiene de ello 45.66%; la tabla 11, enfrente de 45.66% (columna 1), da el factor de rechazo  $R = 1.0434$  (interpolado). Se desea una eficiencia de cribado de por lo menos 90%; la tabla 11 da  $E = 1.2$ . La dimensión de la malla es de 1.5"; la semidimensión es por tanto 0.75". Los datos muestran que hay, en el todo-uno, el 36.97% de fragmentos menores que 0.75"; la tabla 11 da, enfrente de 36.97% (columna 1);  $B = 0.9394$  (interpolado). La humedad del todo-uno es de 5%; la tabla 11, enfrente de 5 (columna 1) da un factor de humedad  $H = 0.8$ .

Tenemos igualmente los factores de corrección :

F = 0.85 (piedras y minerales normalmente triturados)

N = 1.0 (para una sola bandeja)

A = 1.0 (sin riego)

I = 1.0 (para zarandas inclinadas)

Se deduce; por tanto, que para el todo-uno considerando, la capacidad unitaria de alimentación de la criba, en TC/pie<sup>2</sup>/h será, aplicando (7-28) :

$$C = 8 \times 1.0434 \times 1.2 \times 0.9394 \times 0.8 \times 0.85 \times 1 \times 1 \times 1$$
$$C = 6.4 \text{ TC/pie}^2 \times \text{hr.}$$

de los cuales el 80% supone el 90% de rendimiento; es decir, que los 72% serán aproximadamente 4.6 TC/pie<sup>2</sup> x hr. Los cuales deben constituir el material tamizado; o sea que, como mínimo pararán 37 TCPH, lo cual satisface lo requerido para las dimensiones propuestas (2' x 4').

### 7.3.5.3 ESPECIFICACIONES DE LA ZARANDA VIBRATORIA SELECCIONADA

Se extrae del cuadro X111-28 del texto en referencia (según Olevsku) :

#### a) CARACTERISTICAS DE LA UNIDAD DE CLASIFICACION :

- Zaranda vibratoria de una bandeja
- Dimensiones 2' x 4'
- Abertura cuadrada 11/2" x 11/2"
- Diámetro del hilo de malla 1/4"
- Inclinación óptima 12°
- Precisión de cribado 94%
- Motor recomendado 3 HP
- Revoluciones por minuto 1146
- Porcentaje de vacíos 70%

#### b) CONDICIONES DE OPERACION :

- Alimentación 61.32 TCPH
- Carga circulante 31.32 TCPH
- Tonelaje tamizado 30.00 TCPH
- Eficiencia de cribado 90%
- Espesor de la capa 18 mm
- Velocidad óptima de avance 260 mm/seg
- Caudal de producto 17 m<sup>3</sup>/h
- Humedad del mineral 5%
- Horas efectivas por turno 7
- Número de turnos 2

### 7.3.6 TRITURADORA SECUNDARIA

La trituradora secundaria de acuerdo con el diseño del circuito trabajará en circuito cerrado con la zaranda vibratoria seleccionada; por lo que el material alimentado al triturador, estará íntegramente constituido por el material rechazado por el cedazo.

#### 7.3.6.1 CAPACIDAD HORARIA PROYECTADA

La capacidad proyectada del triturador viene dado por el tonelaje circulante = 31.32 TCPH.

#### 7.3.6.2 ESTIMACION DEL CONSUMO ENERGETICO

Usaré la siguiente ecuación para circuito cerrado:

$$W = 11 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right) \quad (7-29)$$

Para determinar el F80 y el P80 se hará uso de la función de distribución granulométrica de GATES-GAUDIN-SCHUHMANN:

$$Y = 100 \left[ \frac{x}{K} \right]^m \quad (7-30)$$

$$\text{Donde : } m = \frac{6.65 \log x + 2.55}{38 - 3(cc)^{0.4}}$$

$$\text{y : } cc = 1.044$$

Se tiene:  $m = 0.19028 \log x + 0.073$  (para circuito cerrado); luego, aplicando logaritmos a la ec(7-30), haciendo que  $\log x = Z$  y reemplazando el valor de  $m$  hallado, tendremos :

$$0.19028 Z^2 - 0.19028 Z \log K - 0.073 Z - 0.073 \log K + 0.097 = 0 \quad \dots\dots\dots(7-31)$$

a) DETERMINACION DEL F80.- Para el efecto se aplicará en la ec.(7-31) el valor de  $K=F100=3''=76$  200 micrones, y se obtendrá:

$$0.19028 Z^2 - 0.85594 Z - 0.259383 = 0$$



Resolviendo la ecuación; tendremos:

$$Z = \log x = \log F80 = 4.783294$$

de donde

$$F80 = 60\ 715 \text{ micrones}$$

b) DETERMINACION DEL P80.- La determinación se llevará a cabo operando de manera similar que para el F80; sólo, que este caso aplicaremos en (7-31);  $K=P100=38\ 100$  micrones y operando, tendremos como resultado que :

$$Z = \log x = \log P80 = 4.476026$$

$$P80 = 29924 \text{ micrones}$$

Los datos obtenidos en (a) y en (b) serán aplicados en la ec. (7-29), a partir del cual se estimará el consumo energético del triturador secundario para reducir un 80% de partículas alimentadas iguales o menores a  $F80=60\ 715$  micrones, a un 80% de partículas producidas iguales o menores a  $P80=29924$  micrones:

$$W = 11(12.41) \left( \frac{1}{\sqrt{29924}} - \frac{1}{\sqrt{60715}} \right)$$

$$W = 0.2351 \frac{\text{KWh}}{\text{TC}} = 0.3151 \frac{\text{HPh}}{\text{TC}}$$

$$W = 7.4 \text{ KW} = 10\text{HP}$$

Sobre este dato aplicamos conceptos vertidos en 7.3.4.2 y haciendo uso de la ecuación (7-16); tendremos que:

$$\text{HP(teórico)} = 10\text{HP}/0.5 = 20\text{HP}$$

### 7.3.6.3 ESTIMACION DE LA CAPACIDAD INSTALADA DE TRITURADOR SECUNDARIO

En este punto aplicaremos los conceptos vertidos en 7.3.4.5 (ii) y aplicando la ec. (7-21), se obtiene:

$$T_a = 31.32 / (0.85 \times 0.75 \times 0.75)$$

$$T_a = 65.5 \text{ TCPH}$$

7.3.6.4 ESPECIFICACIONES DEL TRITURADOR SECUNDARIO SELECCIONADO:

a) CARACTERISTICAS DE LA UNIDAD DE TRITURACION SECUNDARIA:

- Triturador secundario : Giratorio (CESE 1V-EUROPEA)
- Dimensiones : 13"/36" (gape/Ø mantle)
- Motor recomendado : 100 HP
- Velocidad de la excéntrica : 250 RPM
- Peso total : 12 000 Kgs.
- Esquema (ver fig. 7-6) :

b) CONDICIONES DE OPERACION:

- Alimentación : 3"
- Descarga : 1 1/2"
- Radio medio de reducción : 2:1
- Horas efectivas por turno : 7 hrs.
- Turnos : 2
- Capacidad de producción (ver cuadro 7-4 mostrado)

C U A D R O 7 - 4

CAPACIDAD DE PRODUCCION INSTALADA

PRODUCCION	MINIMA	MEDIA	MAXIMA
R.R.	2.5:1	2:1	1.5:1
TCPH	75	95	195
Set abierto	1 1/4"	2"	2.5"

### CHANCADORA HIDROCONICA.

La operación de la chancadora hidrocónica de Allis Chalmers es similar a aquella descrita para una chancadora cónica Symons. El ajuste de la máquina para regular el tamaño del producto, se lleva a cabo mediante el levantamiento hidráulico de la cabeza de la chancadora en su soporte principal. La protección contra las sobrecargas se provee por el mismo sistema hidráulico mediante un acumulador de gas.

### CHANCADORA SYMONS TIPO STANDARD

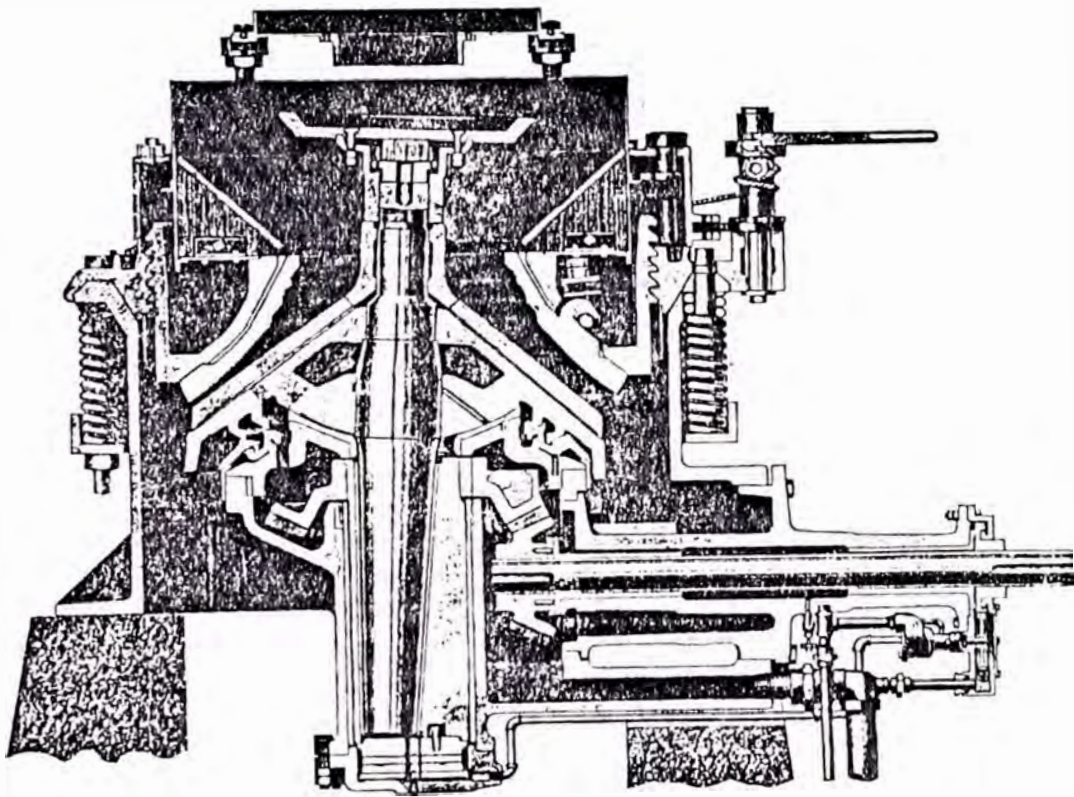


FIGURA 7-6

7.3.7 FAJAS TRANSPORTADORAS.- Según el diagrama de flujo **propuesto** (fig. 7-8), se utilizarán dos fajas transportadoras de 24" y una de 18" de ancho, cuyas longitudes estarán dados de acuerdo con la topografía del terreno; y la disposición de las tolvas, trituradoras y zaranda vibratoria. La selección se fundamenta en el manual de la CEMA (CONVEYOR EQUIPMENT MANUFACTURERS ASSOCIATION).

7.3.8 TOLVA PARA ALMACENAMIENTO DE FINOS.- El mineral tamizado por la zaranda vibratoria (100% $m$  - 1 1/2") se almacenará en tolvas de 200 TC, los que descargarán en camiones para su transporte hacia la cancha de lixiviación.

7.3.9 DIAGRAMA DE FLUJO PRELIMINAR CUANTITATIVO.- EL **diagrama** de flujo cuantitativo preliminar se muestra en la fig. 7-7.

7.3.10 BALANCE DE MATERIA Y FUNCIONES DE DISTRIBUCION GRANULOMETRICA EN EL CIRCUITO DE TRITURACION.-

Para el balance de materia deduciremos las fórmulas en los puntos de muestreo indicados en la fig. 7-7. Para mostrar las funciones que rigen la distribución granulométrica de las partículas en los puntos mencionados, se hará uso de las ecuaciones de GATES-GAUDIN-SCHUHMANN:

a) DEDUCCION DE LAS FORMULAS.- De acuerdo con la fig. 7-7, se puede indicar que:

F = Tonelaje de alimentación fresca proveniente del triturador primario (1).

F' = Tonelaje compuesto (todo-uno) por los productos del triturador primario y secundario (5)

R = Tonelaje de rechazo o retorno de material no-tamizado (2)

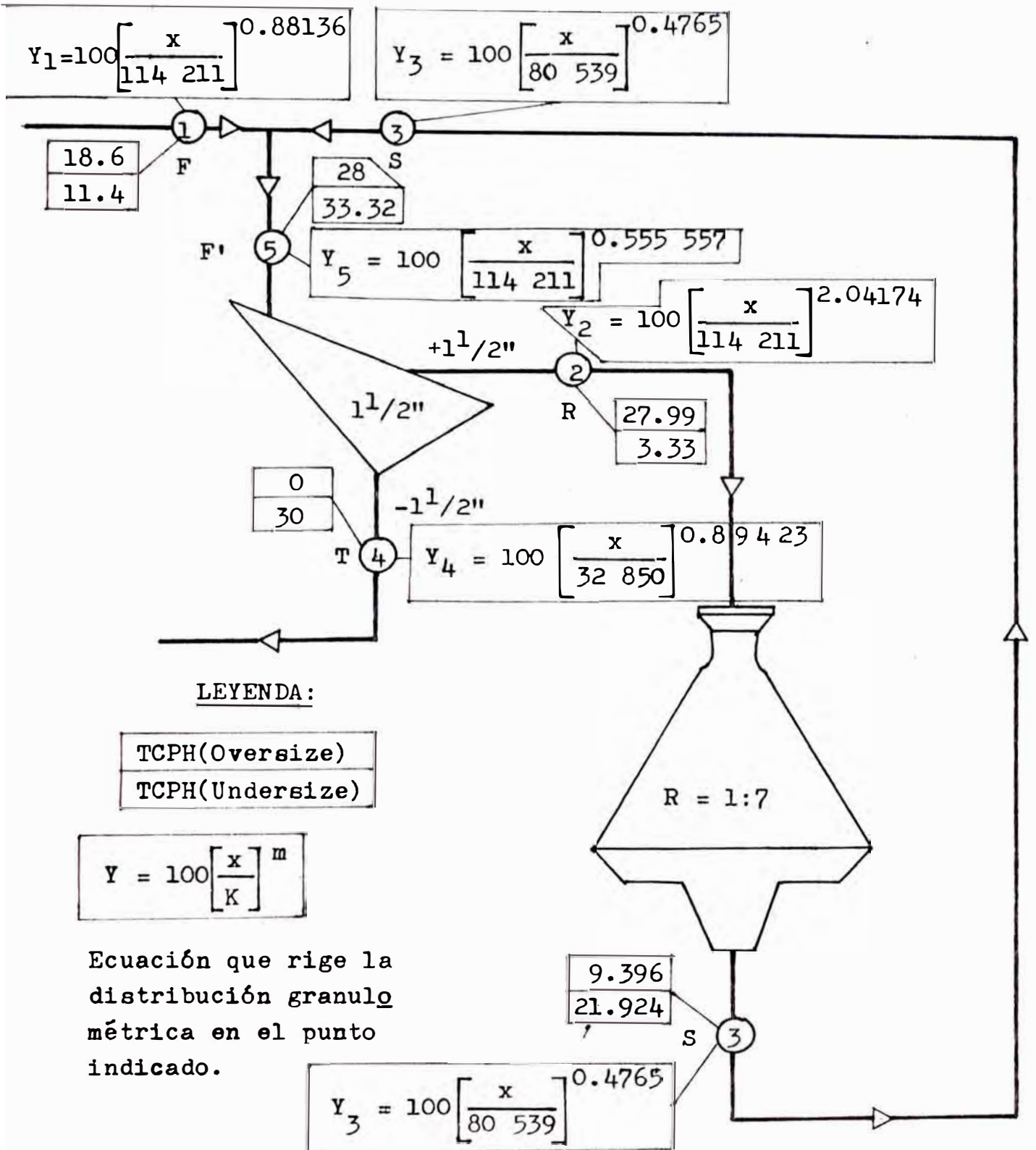
S = Tonelaje de mineral producto del triturador secundario (3)

T = Tonelaje de mineral tamizado (4)

d = Abertura de la malla de la zaranda

CIRCUITO DE TRITURACION

DIAGRAMA DE FLUJO CUANTITATIVO PRELIMINAR



**FIGURA 7-7** Diagrama de flujo cuantitativo preliminar del circuito de trituración.

$f = \% \text{ Ac } (-)$  de partículas más finas que  $d$  en  $F$   
 $r = \% \text{ Ac } (-)$  de partículas más finas que  $d$  en  $R$   
 $s = \% \text{ Ac } (-)$  de partículas más finas que  $d$  en  $S$   
 $t = \% \text{ Ac } (-)$  de partículas más finas que  $d$  en  $T$   
 $f' = \% \text{ Ac } (-)$  de partículas más finas que  $d$  en  $F'$

En el diagrama se cumple que  $R=S$  y  $F=T$ :

$$\begin{aligned}
 F' &= F + S \\
 F + S &= R + T \\
 Ff + Ss &= Rr + Tt \\
 Ff + Rs &= Rr + Ft \\
 F(f - t) &= R(r - s)
 \end{aligned}$$

Por definición:

Relación de carga circulante :  $cc = R/F$

Porcentaje de carga circulan

te :  $\%cc = (R/F) \times 100$

Tonelaje de carga circulante :  $R = cc \times F$

Ordenando términos tendremos:

$$cc = R/F = (f-t)/(r-s) \quad (7-32)$$

$$\%cc = (R/F) \times 100 = 100(f-t)/(r-s) \quad (7-33)$$

$$R = cc \times F = F(f-t)/(r-s) \quad (7-34)$$

b) BALANCE DE MATERIALES EN EL CIRCUITO DE TRITURACION.-

El balance de materiales se realizará en el esquema mostrado en la figura 7-7 con sus respectivas funciones de distribuciones granulométricas:

PUNTO (1):

$F = 30$  TCPH (alimentación nueva)

$f = 38\%(m-1\frac{1}{2}'' )$  y  $70\%(m-3'' )$

$fF = 0.38 \times 30 = 11.4$  TCPH (Undersize)

$O_1 = 18.6$  TCPH (Oversize)

$$Y_1 = 100 \left( \frac{x}{114 \quad 211} \right)^{0.88136}$$

PUNTO (2):

$$\begin{aligned}R &= 31.32 \text{ TCPH (rechazo)} \\r &= 10.63\% \text{ (m-1 1/2" = 38 100 micrones)} \\rR &= 3.33 \text{ TCPH (Undersize en el rechazo)} \\O_2 &= 27.99 \text{ TCPH (Oversize en el rechazo)}\end{aligned}$$

Para la determinación de la fórmula que rige la distribución granulométrica en este punto, se tendrá en cuenta que el máximo tamaño teórico alimentado al cedazo es igual que el correspondiente al del punto (1),  $K=114211$  y que el 10.63% de partículas son menores que  $1\frac{1}{2}$ ", luego:

$$10.63 = 100 \left( \frac{38 \ 100}{114 \ 211} \right)^{m_2}$$

de donde :

$$Y_2 = 100 \left( \frac{x}{114 \ 211} \right)^{2.04174}$$

PUNTO (3):

$$\begin{aligned}S &= R = 31.32 \text{ TCPH (Tonelaje circulante)} \\s &= 70\% \text{ (m-1 1/2") } \\sS &= 21.924 \text{ TCPH (Undersize en el producto del triturador secundario)} \\O_3 &= 9.396 \text{ TCPH (Oversize)}\end{aligned}$$

Para la determinación de la fórmula que rige la distribución granulométrica en este punto, se hará uso de la ecuación (7-30) para un sistema de desintegración en circuito cerrado:

$$Y_3 = 100 \left[ \frac{x}{K} \right]^{m_3}$$

Donde :  $m_3 = (6.65 \log x + 2.55) / (38 - 3(cc))^{0.4}$

$cc = 1.044$  (relación de carga circulante)

Aplicando logaritmos a (7-30) y asumiendo que:

$$\log x = Z, x = P80, K_3 = P100 = 2.5'' = 63500 \text{ micrones,}$$

$Y_3 = 80$  y reemplazando valores se obtiene:

$$0.19028 Z^2 - 0.84091 Z - 0.2535 = 0$$

que luego de resolverse se tendrá:

$$Z = \log x = \log P80 = 4.70263$$

$$x = P80 = 50\ 423 \text{ micrones}$$

Con este resultado y sabiendo que un 70% del mineral triturado es menor que 38 100 micrones en el punto (3); haciendo uso de (7-30) se planteará un sistema de dos ecuaciones con dos incógnitas:

$$70 = 100 \left( \frac{38\ 100}{K_3} \right)^{m_3}$$

$$80 = 100 \left( \frac{50\ 423}{K_3} \right)^{m_3}$$

de donde se obtiene que :

$$Y_3 = 100 \left( \frac{x}{80\ 539} \right)^{0.4765}$$

PUNTO (4)..- En este punto existe facilidad para realizar un análisis de distribución granulométrica experimental con el producto de la serie de cedazos de laboratorio. De esta manera se han obtenido los siguientes datos:

Malla	1 1/2"	1 1/4"	1"	3/4"	1/2"	1/4"	1/8"	-1/8"
% Peso	0.0	3.0	9.0	20.0	23.0	22.0	9.0	14.0
% Ac(-)	100.0	97.0	88.0	68.0	45.0	23.0	14.0	0.0

Con ellos se puede plantear un sistema de dos ecuaciones:

$$97 = 100 \left( \frac{31\ 750}{K_4} \right)^{m_4}$$

$$27 = 100 \left( \frac{6\ 350}{K_4} \right)^{m_4}$$



De donde :

$$Y_4 = 100 \left( \frac{x}{32\ 850} \right)^{0.89423}$$

luego : T = 30 TCPH (tonelaje tamizado)  
t = 100% (m-1 1/2" = 38 100 micrones)  
tT = 30 TCPH (Undersize en el producto)  
O<sub>4</sub> = 0 TCPH (Oversize en el producto)

PUNTO (5):

F' = 61.32 TCPH (todo-uno alimentado al tamiz)  
f' = 54.34% (m-1 1/2" = 38 100 micrones) (calculado)  
f'F' = 33.32 TCPH (Undersize en el todo-uno)  
O' = 28.0 TCPH (Oversize en el todo-uno)

La ecuación que rige la distribución granulométrica se determina a partir del porcentaje acumulado en peso del material tamizable existente en la alimentación a la zaranda; proveniente de los productos de las trituradoras primarias y secundarias; respectivamente. Aquí se hace notar que el módulo de tamaño teórico mayor  $K_5$  es el mismo que el correspondiente  $K_1$ , considerando que los productos del triturador secundario son de menor tamaño; así:

$$54.34 = 100 \left( \frac{38\ 100}{114\ 211} \right)^{m_5}$$

de donde :  $m_5 = 0.555\ 557$

luego :  $Y_5 = 100 \left( \frac{x}{114\ 211} \right)^{0.555\ 557}$

DIAGRAMA DE FLUJO PRELIMINAR CUANTITATIVO: CIRCUITO DE TRITURACION

DATOS:

- La planta de chancado trata 421.26 TCHPD con 5.0% de humedad = 400.2 TCSPD
- Se considera en los cálculos 6.67 horas netas de funcionamiento por turno
- Funcionará con dos turnos de operación por día.

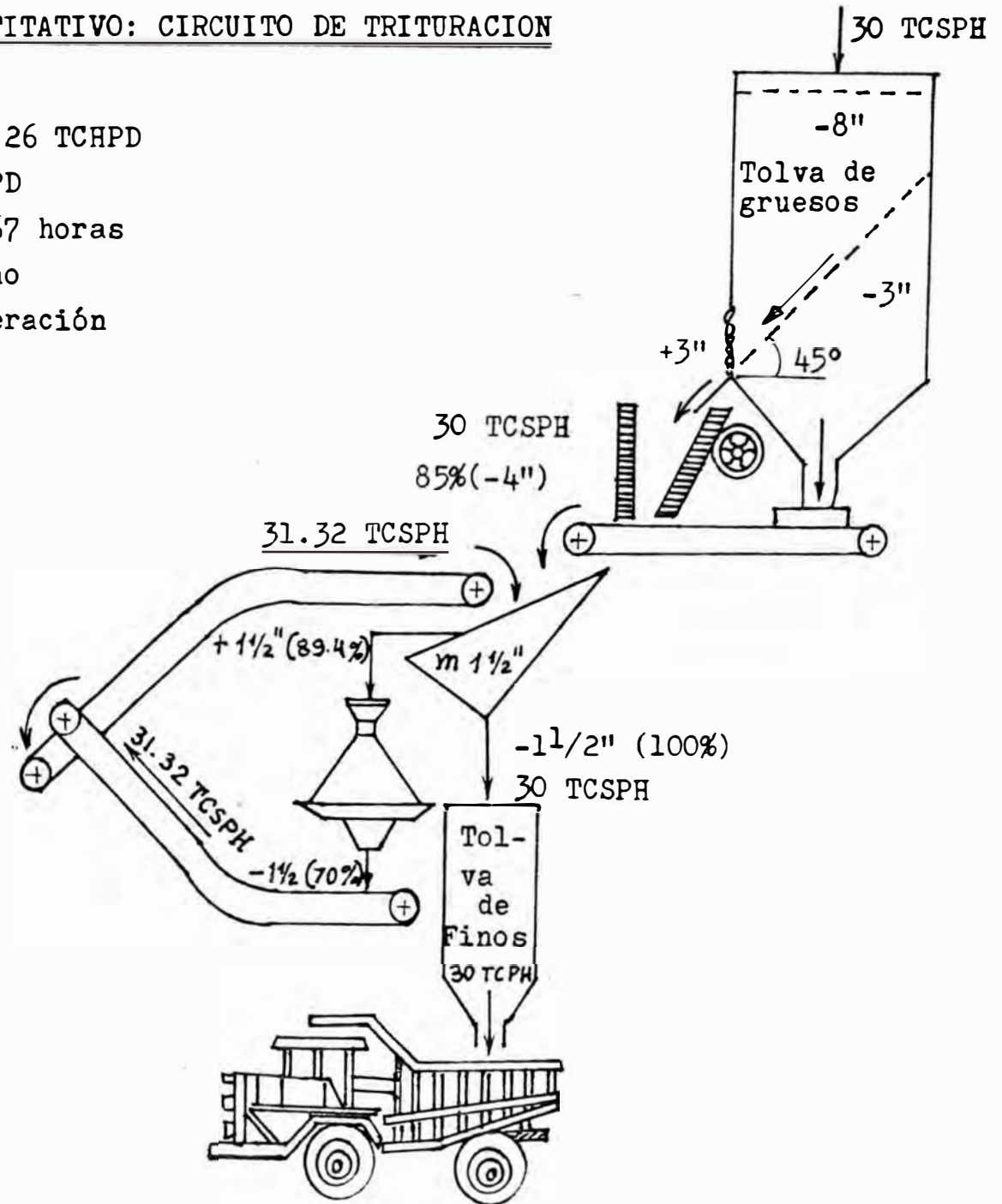


FIGURA 7-8

#### 7.4 DISEÑO DEL CIRCUITO DE LIXIVIACION ACIDA

El mineral triturado y almacenado en la tolva de finos se transportará y apilará en canchas de lixiviación; previamente preparadas para este fin. El sistema de transporte y apilamiento podría realizarse con camiones-volquetes de 15 TM y 2 cargadores frontales de 5 yard<sup>3</sup>; tanto para el cargado del mineral (m-1<sup>1</sup>/2"), como para el descargado del estéril (ripios).

7.4.1 DIMENSIONAMIENTO DE LAS PILAS.- Se tendrá en cuenta el tiempo de duración del ciclo completo: carga, lixiviación y descarga; número de pilas; capacidad de carga, capacidad de descarga, tiempo de lixiviación y tiempo adicional para el lavado del estéril; etc.

Se considerará la siguiente relación empírica:

$$P/C + T + t + P/D = nP/C \quad (7-32)$$

Donde : P = Tamaño de la pila (TC)

n = Número de pilas (3)

T = Tiempo de lixiviación (55 días)

t = Tiempo adicional (5 días)

C = Capacidad de carga (400 TCPD)

D = Capacidad de descarga (600 TCPD)

Reemplazando los valores indicados entre paréntesis se determina que  $P = 18\ 000$  TC =  $10\ 200\ m^3$ .

Asumiendo que la altura de la pila sea de 3m, el área superior resulta igual a  $2812.5\ m^2$  (37.5m x 75m) y el área en la base de la pila abarca  $3612.5\ m^2$  (42.5m x 85m) considerando el ángulo de reposo del material igual a 30°. Por tanto, se infiere que:

Tiempo de cargado =  $18\ 000/400 = 45$  días

Tiempo de descarga =  $18\ 000/600 = 30$  días

Ciclo total =  $45 + 55 + 5 + 30 = 135$  días

Considerando un margen de seguridad para cualquier contingencia se considerará un ciclo completo de 150 días.

En vista de que la operación ha de ser continua se precisa de 3 áreas disponibles de  $3650\ m^2$  cada una de tal forma que cuando la primera se esta cargando, la segunda estará en

proceso de lixiviación; mientras que, en la tercera se estará descargando el estéril tal como se muestra en la fig. 7-9. Si la disponibilidad del área ha de ser menor se puede elevar altura de la pila sin menoscabo de su eficiencia.

#### 7.4.2 SISTEMA DE ALIMENTACION DE LA SOLUCION LIXIVIANTE

Para la lixiviación se ha elegido un sistema de riego por aspersión y la distribución del ácido por medio de molinetes de PVC dispuestos en la red de tuberías del mismo material, los que serán alimentados por gravedad y la recirculación por medio de una bomba cuyo flujo será de 344 730 Litros/día= 63.24 GPM. Se hace notar que el caudal mencionado ocurrirá cuando se hayan estandarizado las operaciones en todos los circuitos; tal como se muestra en el diagrama de flujo preliminar cuantitativo (figura 7-11).

El mineral alimentado al circuito de lixiviación corresponde a 400 TCSD; osea, 800 000 lb de mineral con una ley promedio de 0.2% U, correspondiente a 2133.334 lb de yellow-cake (Y.C.) equivalente a 1600 lbU (75% Y.C.). A partir de los cuales se obtendrá ponderativamente una solución cargada con 2g U/Lt correspondiente a una recuperación de 95%(2026.7 lb Y.C.) donde el 75% del contenido es equivalente a 1520 lb U por día de operación continua; los que serán alimentados al circuito de extracción, de donde reciclará el acuoso descargado (barren) con un flujo de 63.24 GPM (U.S.) con un contenido de 0.244g U/Lt correspondiente a 247.25 lb Y.C./día con un contenido de 185.44 lb U.

##### 7.4.2.1 SELECCION Y ESPECIFICACION DE LA BOMBA DE RECIR CULACION:

###### a) SISTEMA DE NECESIDADES:

- Cabeza estática = 3m(pila) + 3m(pozo) = 8m =  
= 26.25 pies
- Capacidad = 63.24 GPM (U.S.)
- Tubería: Longitud= 75m + 8m = 83m = 272.31 pies  
; Material= PVC (C=130)  
Diámetro= 3"

b) CARACTERISTICAS FISICAS DE LA PULPA:

- Gravedad específica de los solidos = 1.5
- Densidad de la pulpa = 1010 Gr/Lt
- Concentración = 2.97 % sólidos
- Dureza = 7
- Granulometría = 100% (m-325)
- Tipo de fluido = Newtoniano

c) CARACTERISTICAS DINAMICAS DE LA PULPA (HAZEN Y WILLIAM)

- Velocidad crítica de transporte = 1.5 m/s
- Coeficiente de fricción = 1.4 pies/100 pies tubería
- Velocidad de transporte = 3.2 pies/seg

d) DATOS DE INSTALACION DE LA BOMBA:

- Alimentación = Por entrega de carga
- Ubicación = En el tanque de cosecha
- Fuerza eléctrica = 440 voltios-60 ciclos
- Accesorios = Dos codos de 3" x 90°

c) CALCULO DE LA CABEZA DINAMICA:

- Cabeza estática = 26.25 pies
  - Cabeza por fricción de tubería y accesorio (fH):
    - . Longitud tubería = 272.31 pies
    - . Dos codos de 4" x 90° = 196.00 pies
- Longitud equivalente (L) = 468.31 pies

$$H_f = \frac{C_f \times L \times D_p}{100} = \frac{1.4 \times 468.31 \times 1.01}{100} = 6.62 \text{ pies}$$

- Cabeza por velocidad de descarga (dH):

$$Q = 63.24 \text{ GPM} \times 0.1337 = 8.455 \text{ pies}^3/\text{min} = 0.14 \text{ pies}^3/\text{seg}$$

$$A = 0.7854 D^2 = 0.7854 (3/12)^2 = 0.05 \text{ pies}^2$$

$$V = Q/A = (0.14 \text{ pies}^3/\text{seg}) / 0.05 \text{ pies}^2 = 2.8 \text{ pies}/\text{seg}$$

$$dH = V^2/2g = (2.8)^2 / (2 \times 32.2) = 0.12 \text{ pies}$$

- Cabeza por velocidad de entrada a la bomba:  
 $eH = KV^2/2g = 0.5(2.8)^2/(2 \times 32.2) = 0.06$  pies

- Cabeza dinámica total :  
 Cabeza estática = 26.25 pies  
 Cabeza por fricción = 6.62  
 Cabeza por descarga = 0.14  
 Cabeza por entrada = 0.06'  
 Cabeza dinámica total (DH) = 33.07 pies

f) POTENCIA REQUERIDA POR EL MOTOR DE LA BOMBA (HP):

$$HP = \frac{GPM \times Dp \times DH}{3960 \times Ef \times F. S.} \quad (7-33)$$

Donde: GPM = Capacidad de bombeo

Dp = Densidad de la pulpa

Ef = 35% (Eficiencia de bombeo, asumido)

F.S= 80% (Factor de seguridad, asumido)

Reemplazando valores en (7-33), resulta:

$$HP = \frac{63.24 \times 1.01 \times 33.07}{3960 \times 0.35 \times 0.8} = 2.0$$

g) ESPECIFICACIONES DE LA BOMBA.- De acuerdo al diseño se requerirá de una bomba por cada poza colectora de solución para recirculación.

Las especificaciones de cada bomba de según el catálogo de la DENVER SRL Con revestimiento contra corrosión ácida:

- Dimensiones = 3" x 3"  
 - Cabeza total = 40 pies  
 - Capacidad: Máxima = 260 GPM  
                   Mínima = 80 GPM  
 - Motor: Potencia = 2-5 HP  
               Velocidad = 1100 - 1250 RPM  
 - Diámetro del impulsor = 10 1/2"  
 - Tamaño máximo de la esfera = 3/4"

La instalación se realizará a un extremo del estanque colector de los licores de lixiviación cargada y descargada.

Se requiere; además, un tanque para almacenar ácido - sulfúrico concentrado en cantidad suficiente para 10 días de operación (tiempo que tardaría el transporte para reabastecimiento).

Las dimensiones se calcularán de acuerdo a la figura 7-11:  $986.4 \text{ Lts/día} \times 10 \text{ días} = 9864 \text{ Lts} = 10 \text{ m}^3$ ; luego se estima un tanque de  $2.5 \text{ m } \varnothing \times 2.5 \text{ mH}$ . Este tanque alimentará a la poza de solución acuosa descargada (barren) y al tanque para la activación del orgánico.

La planta de lixiviación requerirá de  $345 \text{ m}^3$  de agua por día de operación por lo que tendrá que construirse un reservorio de  $6 \text{ m} \times 6 \text{ m} \times 12 \text{ m}$ . La descarga de los ripios por día será de 399 TC con 0.04% U.

7.4.3 ESQUEMA DEL CIRCUITO DE LIXIVIACION.- El esquema se muestra en la figura 7-9.

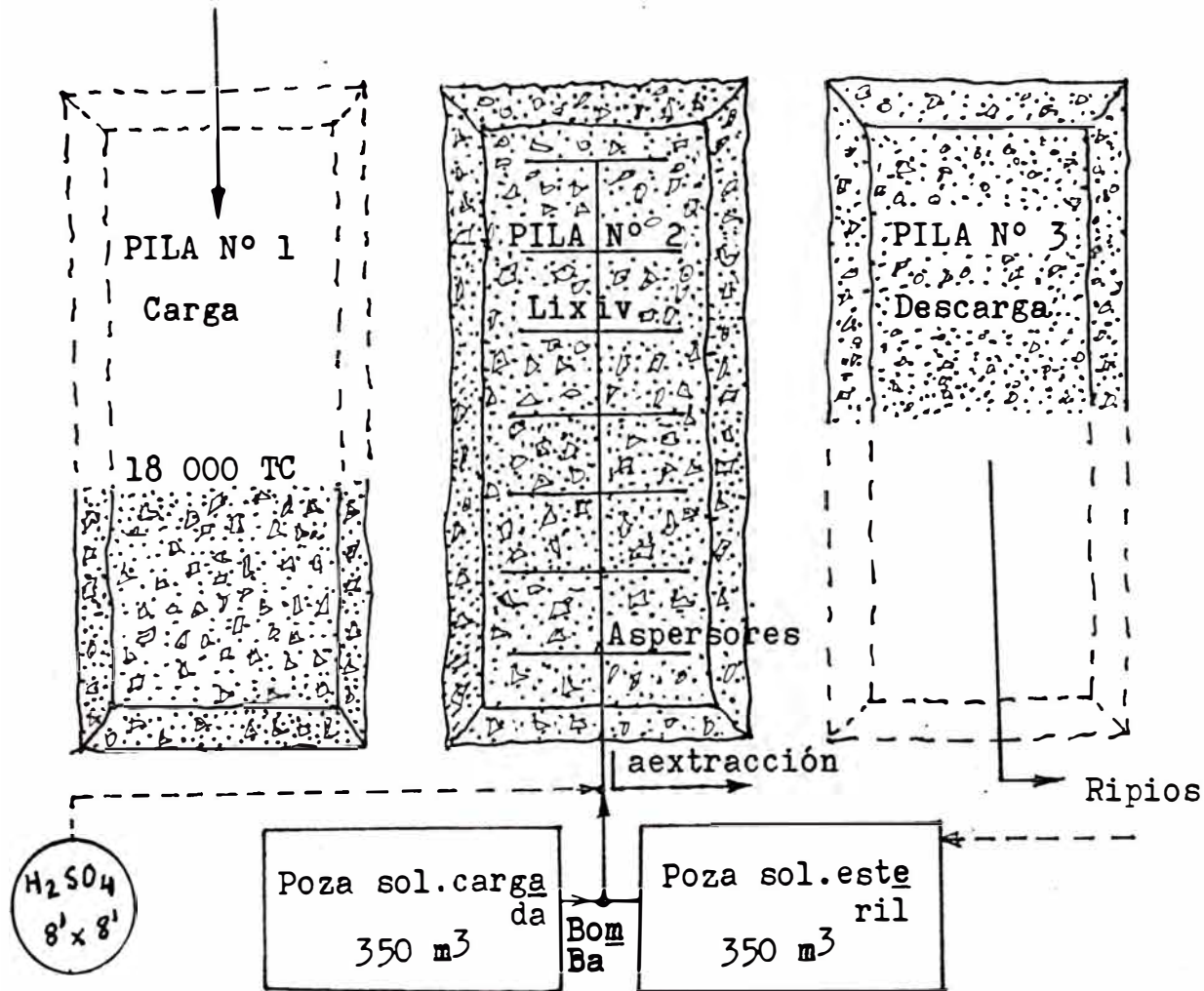
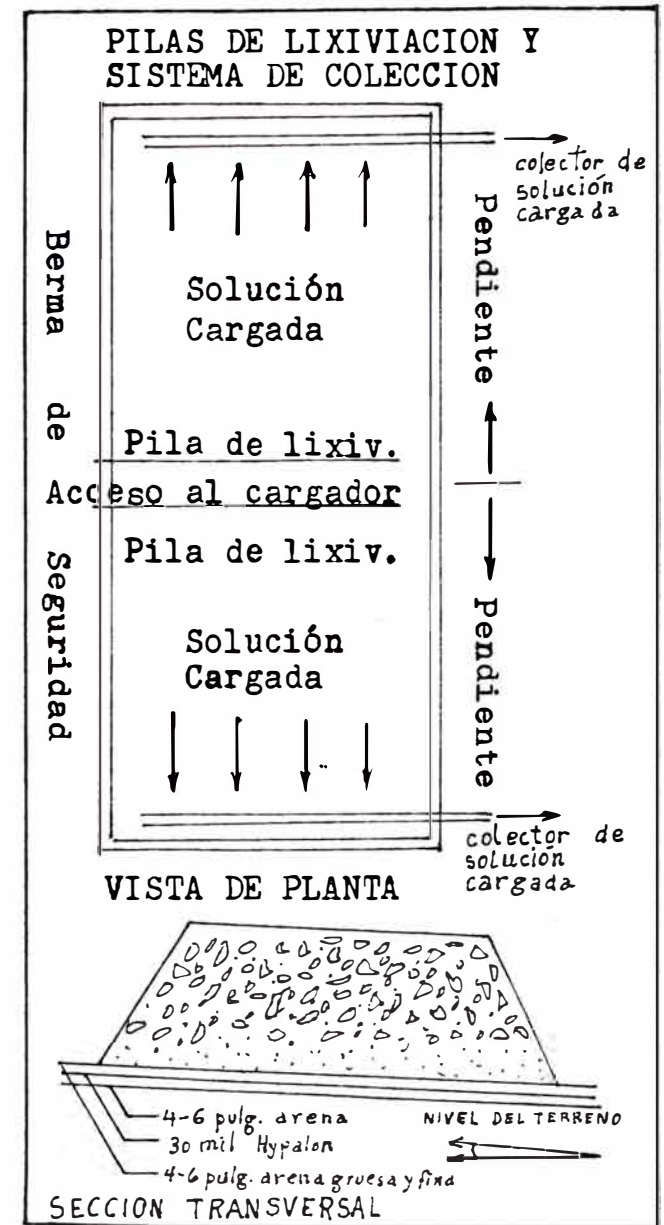


FIG. 7-9 DIAGRAMA DE FLUJO DEL CIRCUITO DE LIXIVIACION





## 7.5 DISEÑO DEL CIRCUITO DE EXTRACCION Y REEXTRACCION

El diseño de este circuito se fundamenta en el diagrama de flujo cuantitativo preliminar del perfil del proyecto cuyo cálculo se ha basado en un día de operación continua estandarizada. Los datos pertinentes al diseño son:

- Producción estimada 452 760 lb U/año = 226 TC U/año = 249 TM/año
- Análisis del licor lixiviado obtenido por "Heap-Leaching" = 2gr U/Lt, pH = 1.0
- El acuoso descargado (barren) ensayado para recycle ensaya = 0.244gr U/Lt
- El acuoso cargado obtenido procedente del proceso de reextracción (STRIPPING) listo para su precipitación ensaya = 18 gr U/Lt  
Tonelaje de mineral tratado = 132 000 TCSA, ley 2Kg U/TM (mineral)
- Periodo de operación continua = 330 días/año  
Capacidad de carga de saturación de 100 ml de orgánico puro = 0.036 gr U a pH = 1.0  
Máxima capacidad de extracción del orgánico = 95%

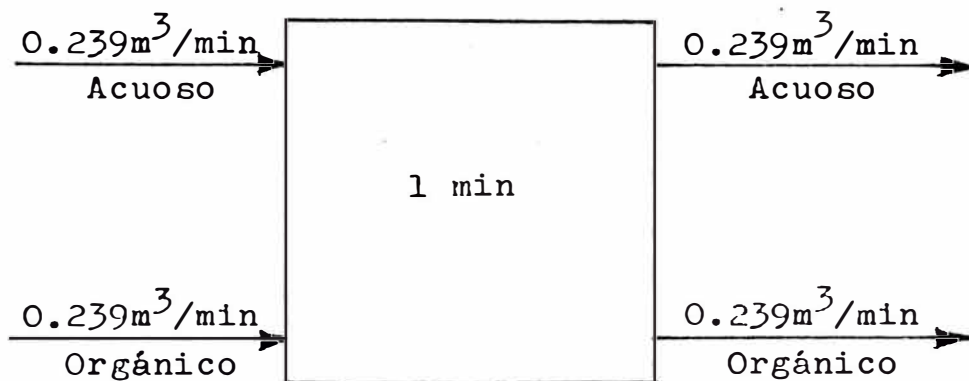
Con los datos mencionados y otros referentes a los puntos (5.3.5), (7.1.1) y(7.1.2) estamos en condiciones de realizar cálculos para estimaciones inherentes a los procesos:

### 7.5.1 CLARIFICACION DEL FLUJO DE LICOR CARGADO EN EL CIRCUITO DE EXTRACCION

El licor lixiviado cargado con 2gr U/Lt y con un flujo igual a 344 730 Lt/día = 63.24 GPM = 0.239 m<sup>3</sup>/min; pasará antes de ser alimentado al circuito, por una batería de filtros de arena por ser considerados de menor costo y de gran rendimiento. Aquí se precisa realizar ensayos de percolación con arena seleccionada y lavada; previamente con solución ácida (pH = 1.0) y clasificados por granulometría, para poder dimensionar a los filtros.

### 7.5.2 ESTIMACION DE LAS DIMENSIONES DE CADA MEZCLADOR:

a) PARA EL PROCESO DE EXTRACCION.- En la etapa de extracción de acuerdo con el cuadro 5-3, esquematizado en la figura 5-17 se acota como el tiempo óptimo de residencia = 30 segundos; pero, con fines de escalamiento a la etapa industrial y en concordancia con la referencia pertinente se duplicará este tiempo para la estimación de las dimensiones del mezclador; luego:



Del diagrama de flujo balanceado y en relación a la pendiente de la línea de operación (fig. 5-19), observamos que la relación de fases : O/A = 1 de donde se infiere que el flujo del acuoso es igual al del orgánico,  $0.239 \text{ m}^3/\text{min}$  por tanto, la capacidad de cada mezclador será:

$$0.239 \text{ m}^3/\text{min} \times 2 \times 1 \text{ min} = 0.478 \text{ m}^3$$

Considerando un 30% de sobredimensionamiento para evitar el rebose, resultará:

$$0.478 \times 1.3 = 0.6214 \text{ m}^3$$

Luego las dimensiones básicas de cada mezclador cilíndrico será:

$$V = 0.7854 D^2 H; \text{ asumiendo } D = H$$

$$V = 0.7854 D^3 = 0.6214 \text{ m}^3$$

$D \times H = 1 \text{ m} \times 1 \text{ m} = 3' \times 3'$
--

b) PARA EL PROCESO DE REEXTRACCION.- Sabiendo que el flujo del orgánico; procedente del circuito de extracción es de  $0.239\text{m}^3/\text{min}$  y que la relación de fases en el circuito de reextracción es:  $O/A = 3.4$  (fig. 5-23), inferimos que el flujo del acuoso reextractante carbonático será:  $0.239/3.4 = 0.07\text{m}^3/\text{min}$ .

La capacidad de cada mezclador; sabiendo que la máxima saturación del acuoso reextractante se consigue en un tiempo similar al de extracción, se estimará:

$$(0.239 + 0.07)\text{m}^3/\text{min} \times 1\text{min} \times 1.3 = 0.402\text{m}^3$$

Considerando un sobredimensionamiento de 30%, el mezclador cilíndrico para la reextracción, resulta:

$$\boxed{D \times H = 0.85\text{m} \times 0.85\text{m} = 3' \times 3'}$$

De acuerdo con el catálogo de la DENVER EQUIPMENT, cada mezclador estará accionado por un motor de 1HP. El material para la construcción de los tanques de agitación se recomiendan de fibra de vidrio.

7.5.3 DIMENSIONAMIENTO DE LOS SEDIMENTADORES.- Según pruebas experimentales (5.3.5 (c)) y determinación de parámetros (7.1.3), resumidos en el cuadro 5-6 y esquematizado en la figura 5-22 la altura de la banda de dispersión al ingreso es de 50mm y el tiempo máximo para la definición de la interfase es de 100 segundos. Para el escalamiento a nivel industrial asumiremos un 100% de incremento en los valores experimentales; luego la capacidad del sedimentador (Settler) será:

a) PARA EL PROCESO DE EXTRACCION:

$$0.478\text{m}^3/\text{min} \times 200\text{seg} \times 1\text{min}/60\text{seg} = 1.60\text{m}^3$$

Asumiendo que la forma del sedimentador sea prismático rectangular, considerando un margen de 20% incremental; las características dimensionales serán:

$$\text{largo} \times \text{ancho} \times \text{altura} = 3L \times L \times 2L$$

$$6L^3 = 2\text{m}^3$$

$$L = 0.70$$

Las dimensiones básicas resultantes con un margen de 20% serían :

$$3L \times L \times 2L = 2.0m \times 0.7m \times 1.4m$$

El material para su fabricación podría ser de madera recubierto.

b) PARA EL PROCESO DE REEXTRACCION.- En esta etapa el tiempo de definición de interfase es el mismo que en la etapa de extracción, luego:

$$(0.239 + 0.07)m^3/\text{min} \times 200\text{seg} \times 1 \text{ min}/60\text{seg} = 1.03m^3$$

Cuyas dimensiones características básicas con un margen de 20% serán:

$$3L \times L \times 2L = 1.24m^3$$

$$6L^3 = 1.24$$

$$L = 0.6m$$

$$3L \times L \times 2L = 1.8m \times 0.6m \times 1.2m$$

#### 7.5.4 ESTIMACION DEL VOLUMEN DE ORGANICO EN LA PLANTA:

- En los mezcladores:  $0.239 \times 5 \text{ etapas} = 1.195 m^3$   
- En los sedimentadores se consideran según las referencias que usualmente el orgánico alcanza un máximo de 250mm de altura; sobre la interfase, antes de su recirculación, por tanto se tendrá:

$$\bullet \text{ En la extracción} \quad : \quad 2.0m \times 0.7m \times 0.25m = 0.35m^3$$

$$\bullet \text{ En la reextracción} \quad : \quad 1.8m \times 0.6m \times 0.25m = 0.27m^3$$

Entonces el volumen total de orgánico en los mezcladores sedimentadores (3 etapas de extracción + 2 etapas de reextracción) :

$$V = 1.195 + (0.35 \times 3) + (0.27 \times 2) = 2.8m^3$$

Para estimar el volumen total de orgánico en la planta se adicionara un 25% del volumen calculado en los equipos principales; considerando la existencia en las tuberías, bombas de recirculación, etc:

$$V_{TOP} = 2.8 \times 1.25 = 3.5 \text{m}^3$$

#### 7.5.5 ELIMINACION DEL ANION CARBONATICO POR ACIDIFICACION:

Luego del proceso de reextracción el acuoso carbonático cargado pasará por una etapa de acidificación, con la finalidad de eliminarse el anión carbonático. Los 4225 Lt/h de acuoso carbonático se acidificarán con 223 Lt/h de ácido sulfúrico hasta obtener un pH = 3.5. El proceso producirá 1165 pies cúbicos de CO<sub>2</sub> por hora que puede recircularse para su regeneración, burbujeando en NaOH. Aquí se puede añadir calor proveniente de la energía solar (los 9 meses del año son soleados intensos).

Las dimensiones del tanque de acidificación se pueden estimar en el supuesto de que el tiempo de residencia para llevar a la mezcla hasta un pH = 3.5 sea como máximo de 30 minutos; luego

$$(4.225 + 0.223) \text{m}^3/\text{h} \times 0.5 \text{h} \times 1.3 = 3 \text{m}^3$$

De donde las dimensiones básicas del tanque de sección circular serán:

$$D \times H = 1.5 \text{m} \times 1.5 \text{m}$$

La potencia del motor será de 1-2 HP

7.5.6 DIAGRAMA DE FLUJO DEL CIRCUITO.- Se encuentra esquematizado en la figura 7-10.



FIGURA 7 - 10B

# SOLVENT EXTRACTION TECHNIQUES

By WAYNE C. HAZEN, HAZEN RESEARCH, INC.

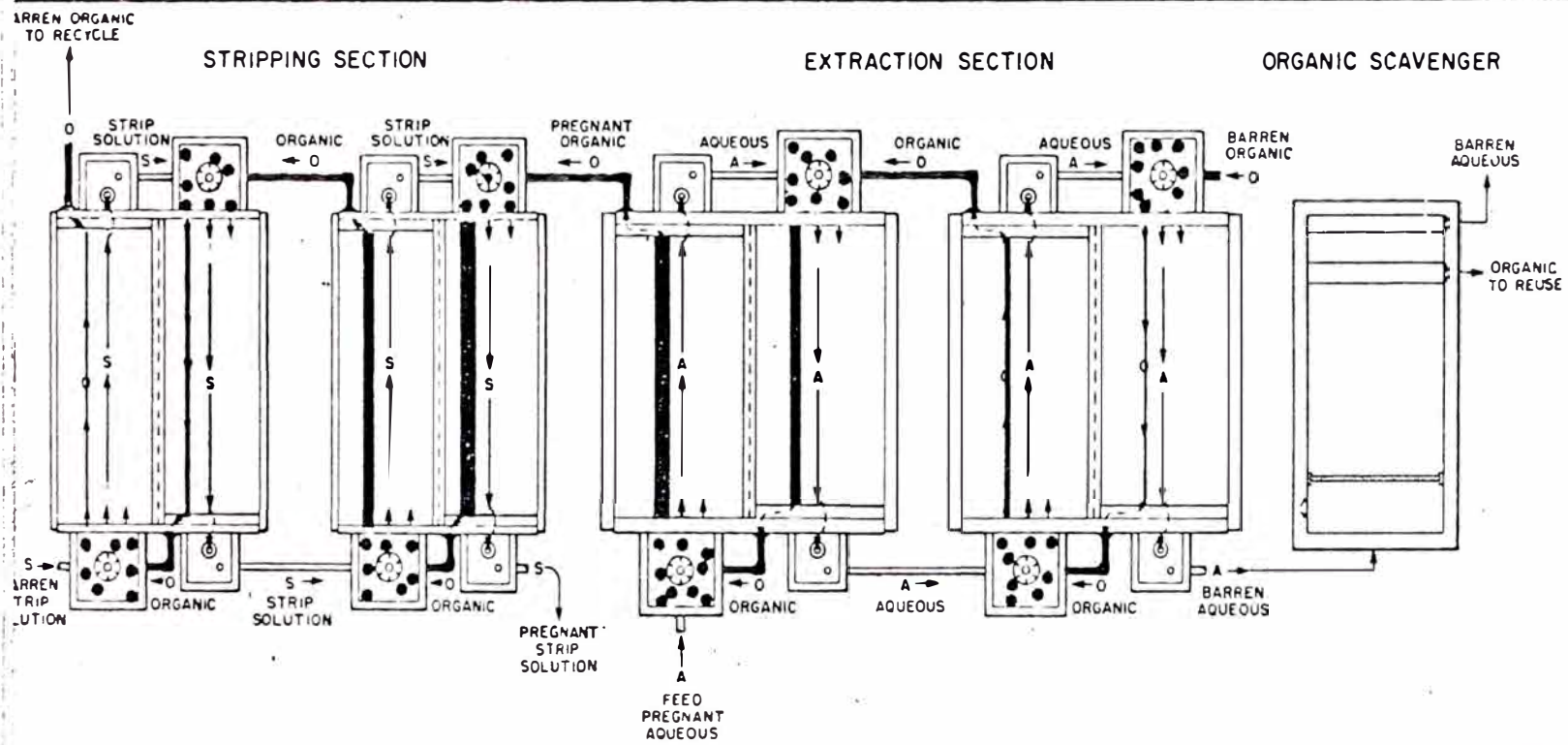
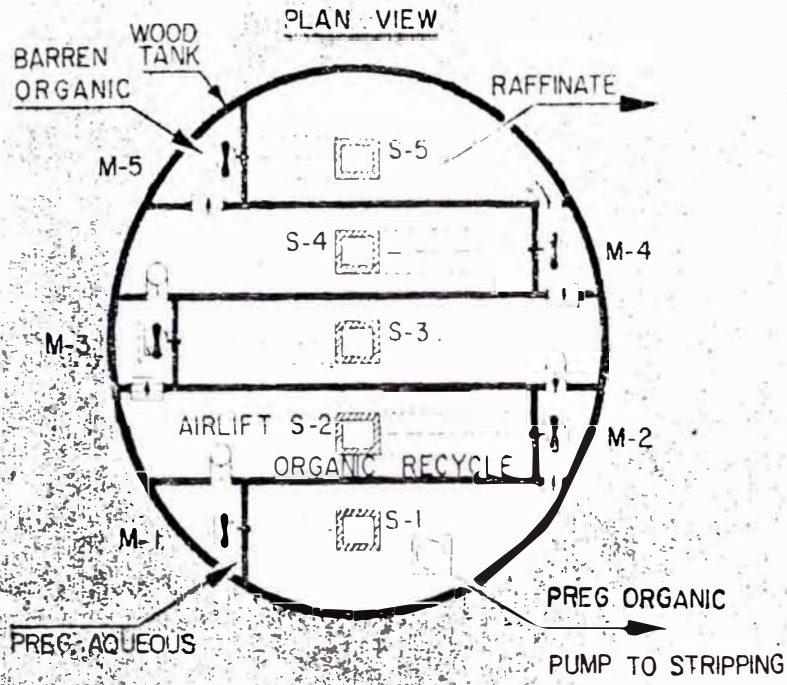
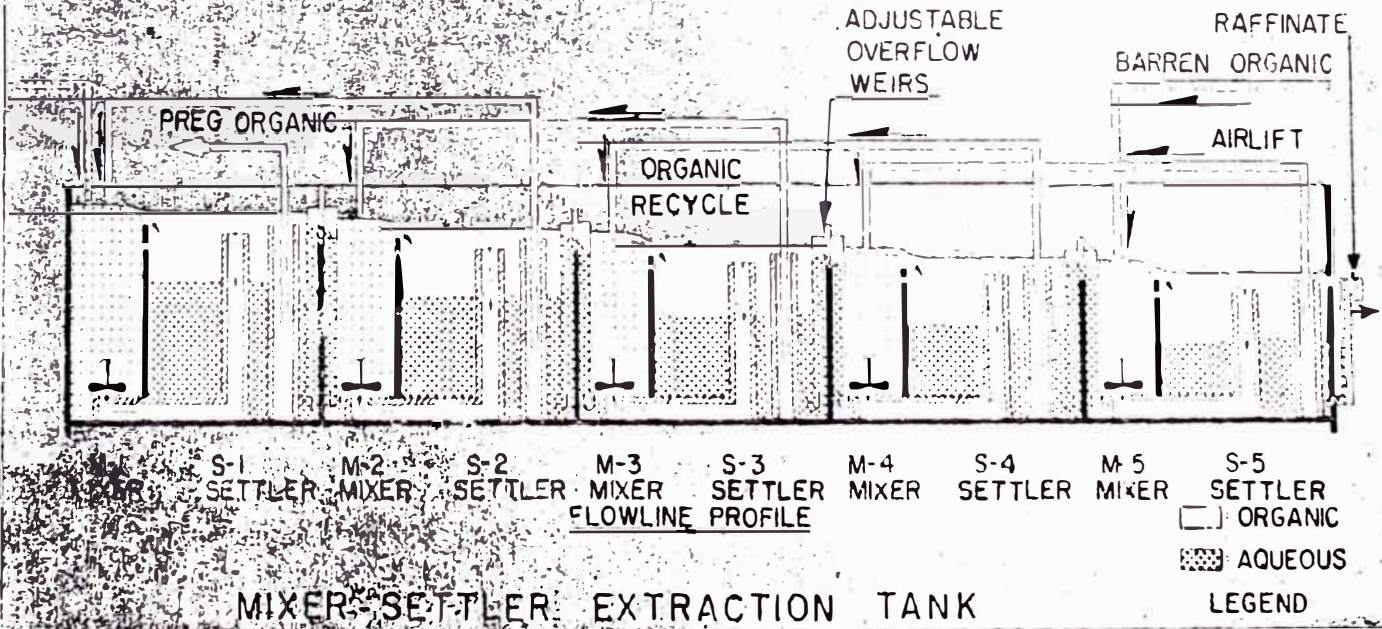


FIGURE 7-10C



COMP NO.	USE	AREA SQFT	GAL/FT	DEPTH FT.	GALLONS
M-1	MIXER *1	80	60.0	7.0	420
S-1	SETTLER *1	536	401.0	7.0	2800
M-2	MIXER *2	75	56.0	6.5	360
S-2	SETTLER *2	532	400.0	6.5	2600
M-3	MIXER *3	86	64.6	5.9	380
S-3	SETTLER *3	568	424.0	5.9	2500
M-4	MIXER *4	75	56.0	5.4	300
S-4	SETTLER *4	532	400.0	5.4	2160
M-5	MIXER *5	80	60.0	4.8	290
S-5	SETTLER *5	536	401.0	4.8	1930

H.L. HAZEN  
CONSULTING ENGINEER  
DENVER, COLORADO





## 7.6 DISEÑO DEL CIRCUITO DE PRECIPITACION, ESPESAMIENTO, FILTRADO Y ENVASADO

### 7.6.1 NEUTRALIZACION DE LA SOLUCION Y PRECIPITACION DEL URANIO .- Antes de proceder a la neutraliza

ción de la solución acidificada cargada de cationes uranil; se tendrá que filtrar para clarificar a la solución, pasando lo por filtros de arena.

Al flujo de 4448 Lt/h de solución acidificada se neutralizarán y precipitarán con 1290 Kg/h de NaOH al 29% hasta obtener un pH = 8.5.

Las soluciones mezcladas en un tanque y alimentados con los caudales indicados llegarán desde un pH = 3.5 hasta un pH = 8.5; en un tiempo de 5 minutos. Por lo que a nivel industrial se sugiere el doble de este tiempo, de donde podemos estimar las dimensiones del tanque de mezclado; considerando un margen de 30%:

$$0.7854 D^2 H = (4.448) m^3/h \times \frac{5}{60} \times 1.3$$

Donde : D = H

Luego; las dimensiones básicas serán:

$D \times H = 0.90m \times 0.90m$
-----------------------------------

El tanque de mezclado estará accionado por un motor de 1HP de potencia.

7.6.2 ESPESAMIENTO DEL PRECIPITADO CON FLOCULANTE.- El espesamiento de los 4448 Lt/h del precipitado a flujo continuo se realizará en un tanque cuyo rebose de líquido clarificado evacuará 5.36 m<sup>3</sup>/día. La velocidad de sedimentación del concentrado en suspensión se verá incrementada por la adición de 53 Kg/día de floculante al 0.05% V/V.

Si se observa el cuadro 5-8 y la figura 5-24 se podrá observar que la mínima velocidad de sedimentación (Settling-rate) es de 0.06 cm/seg = 51.84m/día, a partir de ello podemos estimar el área del espesador:

$$S = (5.36\text{m}^3/\text{día}) / (51.84\text{m}/\text{día}) = 0.1\text{m}^2$$

$$S = 0.7854 D^2 = 0.1$$

Luego :  $D = 0.4\text{m}$

Aquí aplicamos el criterio de escalamiento de los resultados experimentales a los industriales, considerando el flujo continuo se requerirá un incremento de 200% en la dimensión del diámetro por lo que se sugiere que  $D=1.5\text{m}$ .

Con relación a la altura se tiene del dato experimental de que a los 6 minutos de alimentación de la solución la interfase sólido-líquido se halla a 24cm del nivel de rebose, mas 30cm de la zona inferior del depósito con forma cónica, mas un 15% de sobredimensionamiento; resultará = 1m, luego las dimensiones básicas del espesador serán:

$$D \times H = 1.5\text{m} \times 1\text{m}$$

Si se provee un margen adicional para almacenamiento en caso de interrupciones las dimensiones serán:

$$D \times H = 3.0\text{m} \times 1.5\text{m}$$

7.6.3 BOMBEO DEL CONCENTRADO ESPESADO.- El concentrado espesado en una proporción de 50% de sólidos se bombeará a un filtro. La bomba a ser utilizado se sugiere de diafragma con una capacidad de bombeo de 0.5 GPM para el cálculo de la cabeza dinámica se tendrá que determinar la ubicación precisa del espesador de acuerdo a la topografía del terreno.

7.6.4 FILTRADO DEL CONCENTRADO ESPESO.- Para el filtrado del concentrado espeso (50%) se sugiere el uso de centrífuga con la que se puede alcanzar hasta un 90% de sólidos sobre el cual se puede lavar con agua desionizada o algún otro reactivo para disminuir el contenido de sales e impurezas. La capacidad básica de la centrífuga será de 2 Lts por minuto; por lo menos.

7.6.5 ENVASADO DEL CONCENTRADO.- El envasado del concentrado con 10% de humedad, se llevará a cabo en bolsas de polietileno contenido en tambores de 1000 lbs de capacidad. En las mencionadas condiciones se podrán envasar hasta 2 cilindros por día.

Aquí se hace notar que el costo por transporte es de consideración por lo que se sugiere la adquisición de un horno de secado con lecho fluidizado con lo que partiendo del concentrado con 10-15% de agua se podrá disminuir hasta un contenido de agua de 1%.

En este caso se podrá embalar sólo 2 tambores por día de operación correspondientes a las 1830 lbs de Yellow-Cake con un contenido de 1372 lb de uranio correspondientes a sólo el 75% del Yellow-Cake (torta amarilla), lista para su exportación o almacenamiento.

## 7.7 DIAGRAMA DE FLUJO CUANTITATIVO DEL PERFIL DEL PROYECTO

El diagrama de flujo cuantitativo preliminar del perfil de proyecto se muestra en la figura 7-11.

## 7.8 OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

- La capacidad de tratamiento de la planta esta acotado fundamentalmente por el circuito de trituración, donde juegan un papel preponderante las trituradoras. Si observamos el cuadro 7-2 notaremos que con sólo el triturador de quijetas seleccionado (15" x 24") y utilizando su mínima capacidad estamos en condiciones de satisfacer el flow-sheet propuesto (figuras 7-0 y 7-11).

De lo expuesto se concluye que la mínima capacidad de tratamiento de la planta es de 400 TCSPD y la máxima; prescindiendo de la zaranda y el triturador secundario, sería de 800 TCSPD.

Por lo tanto, se recomienda operar inicialmente el circuito de trituración, instalando sólo el triturador primario a su mínima capacidad.

- En el caso de contarse con los recursos económicos disponibles podrían instalarse al alimentador de placas, las fajas transportadoras, la zaranda vibratoria y el triturador secundario con los que la capacidad de tratamiento de la planta se incrementaría de 800 TCSPD a 1500 TCSPD (ver cuadro 7-4 y figuras 1 y 11. Ante tal determinación se recomendaría el incremento de diez mezcladores-decantadores instalados en paralelo con las anteriores y en series de cinco.

- En cuanto al circuito de lixiviación no reviste un incremento sensible en los costos ya que debido a su gran flexibilidad de dimensionamiento se pueden incrementar el área y la altura de las pilas. De no disponerse de área suficiente para el incremento se habilitaría otras canchas en

forma paralela; aladaños a las ya existentes.

- Otra de las ventajas del diseño de la tolva de gruesos; aparte de la mencionada en el ítem (7.3.3), con relación al emparrillado interior es que permite separar el exceso de finos que puedan surgir al avanzar las labores de minado como consecuencia del manipuleo excesivo del mineral. Ante esta situación es posible instalar otra zaranda de tal forma que los productos gruesos (mayores de 1/8") recirculen hacia la zaranda cuyos productos gruesos alimentan al triturador secundario; mientras que aquellos finos (menores de 1/8"), productos de la zaranda incrementada pueden ser derivados para ser lixiviados en tanques de agitación.

- En cuanto a los mezcladores-sedimentadores se sugiere que se construyan en nuestro medio ya que se cuentan con la tecnología propicia para materializar el proyecto. Solo podrían adquirirse flucómetros, potenciómetros y algún otro instrumental accesorio de otros países.

- Para el filtrado se recomienda el uso de centrífugas ya que permite el tratamiento de purificación del concentrado con soluciones apropiadas.

- El uso del secador de lecho fluidizado es opcional ya que el manipuleo del concentrado es más flexible cuando contiene humedad, máxime cuando ha de ser sometido a procesos de purificación posterior.

- Para el embalaje y transporte del concentrado es relieveante el uso de bolsas de polietileno sellados herméticamente y protegidos por tambores de 500-1000 lbs de capacidad.

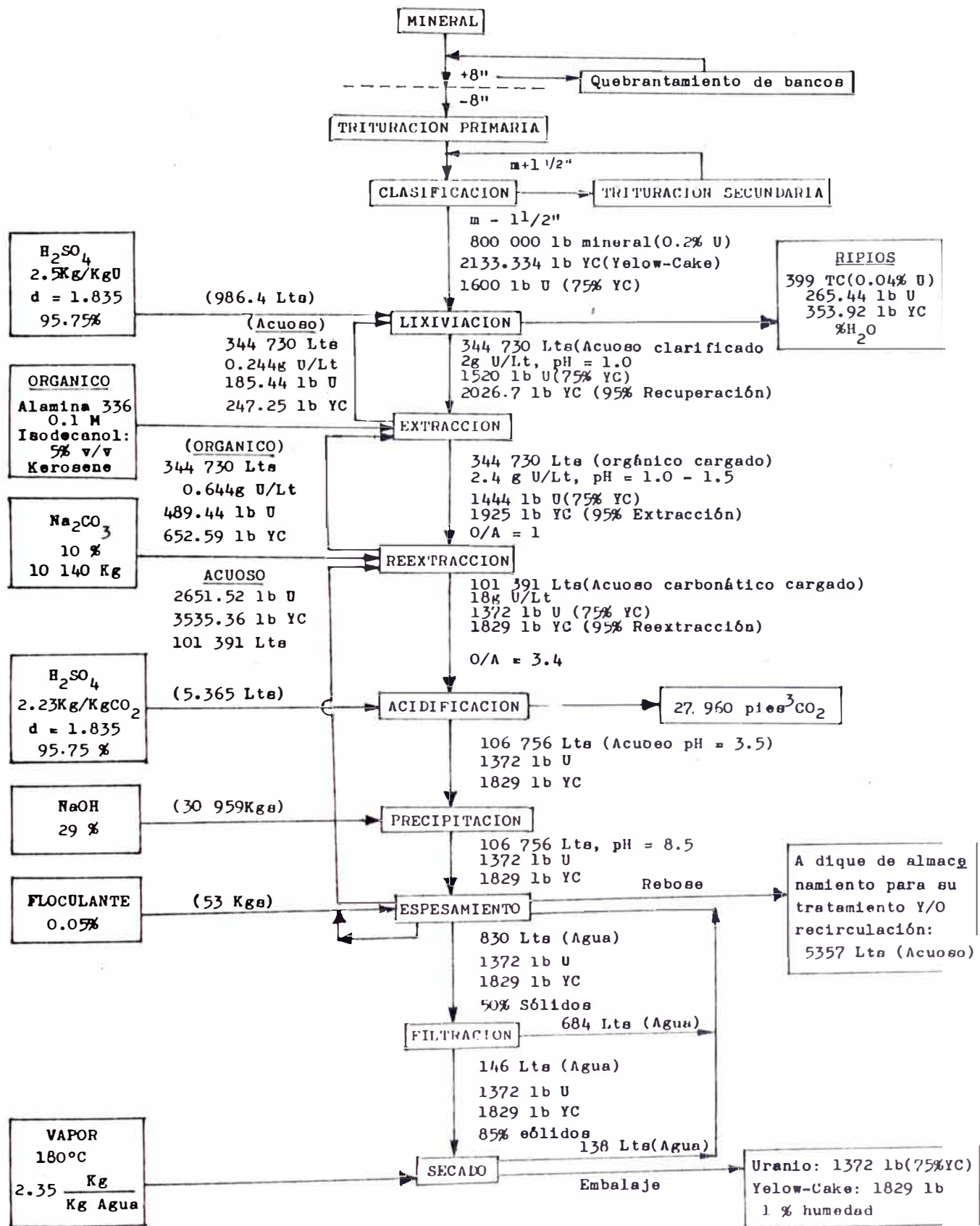


FIG. 7-11 DIAGRAMA DE FLUJO CUANTITATIVO PRELIMINAR PARA LA PRODUCCION DE URANIO  
 BASE: Un día de operación, 400 TCSD mineral (0.2 % U)  
 PRODUCCION: 1372 lb de uranio por día de operación, a partir de 132 000 TCSD  
 OPERACION: 330 días por año

**S E G U R I D A D**  
**I N D U S T R I A L**

"Dios creó la naturaleza para  
el bienestar de la humanidad,  
el hombre creó la ingeniería  
para preservarla".

EL AUTOR

## SEGURIDAD, HIGIENE INDUSTRIAL Y PROTECCION RADIOLOGICA

8.0 INTRODUCCION.- La creación de polos de desarrollo industrial por obra y gracia del impulso de la Ingeniería debería contemplar con mucha seriedad el control ecológico. Para el efecto; felizmente, existe en la UNI la facultad de Ingeniería Ambiental que se ha creado para encarar problemas; tales como, el tratamiento y control de los desechos o residuos industriales gaseosos, líquidos y sólidos.

Se sugiere la creación de la División de seguridad, higiene industrial y protección Radiológica mediante un convenio con la UNI y el IPEN sabiendo que el último cuenta con el Dpto. de seguridad radiológica y que un trabajo en conjunto crearía una infraestructura que serviría de apoyo y sea muestra que debiera ser imitada; si no, obligada y extendida a todo tipo de industria.

En todo ambiente en donde se trate con materiales radioactivos debieran existir; aparte de charlas periódicas, cuadros alusivos a las precauciones que debieran tenerse en cuenta a la vista de todo el personal que labore en ello. A manera de ejemplo, se presentan dos cuadros.



8.1 MANIPULEO DE SOLIDOS.- En el manipuleo de sólidos; como son, los minerales uraníferos y los concentrados de uranio deberán observarse especiales cuidados. En el primer caso, se tendrá que prevenir de la polvareda que se generan en los puntos de minado, carguío, almacenaje, trituración y zarandeo, por el potencial peligro de inhalación del gas principal  $^{222}\text{Rn}$  (un isótopo del radon), de los productos derivados sueltos y los productos hijos; del  $^{218}\text{Po}$  y  $^{214}\text{Pb}$  (isótopos del polonio y del plomo respectivamente), los que se hallan pululando en los ambientes mencionados en rangos de magnitud del aerosol.

Como medida principal se mantendrá un dosaje permanente en los puntos indicados; de ser posible se evitará la polución de polvareda y se proveerá de equipos de seguridad al personal en servicio.

En el caso de manipuleo de concentrados se evitará todo contacto directo; especialmente, cuando se hallen al estado pulverulento. Se precisará de ambientes herméticos para su manipuleo con protectores adecuados.

El departamento de seguridad y protección radiológica jugará un rol preponderante para el efecto.

8.2 MANIPULEO DE SOLUCIONES DE LIXIVIACION.- En el caso supuesto de que la solución recirculante de lixiviación, llegara a saturarse por contaminación de impurezas se procederá al proceso de evacuación. Como se sabe la solución contiene iones sulfatos y sulfatos de uranilo por lo que se neutralizará con soluciones de carbonato de calcio y/o cloruro de bario antes de ser desechado.

La solución procedente del rebose del espesador; luego de un tratamiento similar puede recircularse al circuito de lixiviación o desecharse; previa precipitación de elementos contaminantes.

Se evitará en lo posible el contacto directo con soluciones procedentes de la planta de beneficio de uranio.

8.3 MANIPULEO DE RELAVES.- Fundamentalmente se evitará arrojar los relaves, rípios o cualquier desecho proveniente de la planta a los ríos o su almacenamiento en lugares con existencia de napas acuíferas abundantes.

Se recomienda desechar los rípios; luego de su neutralización con lechada de cal en lugares de difícil arrastre por las aguas de lluvias.

C U A D R O 8 - 1

EFECTOS BIOLÓGICOS DE LAS RADIACIONES (Rayos X o Gamma)

DOSIS AGU DAS	EFECTO PROBABLE
0 - 25 rads	Ninguna lesión evidente
25- 50 rads	Posibles cambios en la sangre, pero ninguna lesión grav
50 - 100 rads	Cambios en la célula de la sangre, alguna lesión, ninguna invalidéz
100 - 200 rads	Lesión, posible invalidéz
200 - 400 rads	Certeza de lesión e invalidés, posible muerte
400 - 500 rads	50 % mortalidad en 30 días
600 ó más rads	Probablemente mortal

RESUMEN DE LOS EFECTOS PROBABLES DE LA IRRADIACION DE TODO EL CUERPO

Dosis ligera		Dosis moderada	
0 - 25 rads	50 rads	100 rads	200 rads
<p>Ningun efecto clínico detectable. Probablemente ningún efecto tardío.</p>	<p>Ligeros cambios pasajeros en la sangre. Ningún otro efecto detectable clínicamente. Posibles efectos tardíos, pero muy improbable un efecto grave en un individuo medio.</p>	<p>Náusea y fatiga con posibles vómitos por encima de 125 rads. Cambios marcados en la sangre con restablecimiento tardío. Acortamiento de la esperanza de vida.</p>	<p>Náusea y vómitos en las primeras 24 h. A continuación de un período latente de un semana, caída del cabello, pérdida del apetito, debilidad general y otros síntomas tales como irritación de la garganta y diarrea. Posible muerte al cabo de 2 a 6 semanas de una fracción pequeña de los irradiados. Restablecimiento probable de no haber complicaciones por salud anterior precaria, o conjunción de lesiones o infecciones.</p>

(Continúa) RESUMEN DE LOS EFECTOS PROBABLES DE LA IRRADIACION DE TODO EL CUERPO

Dosis semiletal	Dosis letal
400 rads	600 rads
<p>Naúseas y vómitos al cabo de 1 ó 2 h. Después de un período latente de una semana comienzo de la caída del cabello, pérdida del apetito, y debilidad general acompañada de fiebre. Inflamación grave de boca y garganta en la tercera semana. Síntomas como palidez, diarrea, hemorragia nasal y rápida. Emaciación hacia la cuarta semana. Algunas muertes al cabo de 2 a 6 semanas. Finalmente, muerte probable del 50 % de los individuos irradiados.</p>	<p>Náusea y vómitos al cabo de 1 ó 2 h. Corto período latente a partir de la náusea inicial Diarrea, vómitos, inflamación de boca y garganta hacia el final de la primera semana. Fiebre, rápida emaciación y muerte en la segunda semana. Finalmente, muerte probable de todos los individuos irradiados.</p>

rad.- Es el dosaje que imparte 100 ergs de energía a cada gramo de materia atravezada por la radiación  
La unidad se aplica a todos los tipos de radiaciones.

C U A D R O 8 - 2

SENSIBILIDAD A LAS RADIACIONES EN LOS ORGANISMOS VIVOS-VALORESE DOSIS LETAL MEDIA EN 30d.(DL 50/30d.)

Organismo	Radiación	Dosis	Organismo	Radiación	Dosis
Cobayo	X	175 - 409 r	Ave	X	1000 r
Cerdo	X	275 r	Pez dorado	X	670 r
Perro	X	300 - 430 r	Rana	X	700 r
Mono	X	500 r	Tortuga	X	1500 r
Hombre	X	400 - 500 r	Caracol	X	8000 - 2000 r
Rata	X	390 - 970 r	Ratón	X	400 - 650 r
Conejo	X	750 - 825 r		neutrones rápidos	54 n unidades*

r.- Es la cantidad de radiación X o gamma tal que la emisión corpuscular correspondiente a 1293 mg de aire (masa de 1 cc de aire seco en condiciones normales de temperatura y presión) produce, en el aire, iones que transportan ~~l(uee)~~ de carga eléctrica de cualquier signo ( $2.08 \times 10^9$  pares iónicos). Esto significa que 1 r produce  $1.61 \times 10^{12}$  pares iónicos por gramo de aire, lo que corresponde a la absorción de 83.8 ergs/g de aire.

\*.-Una unidad n es una dosis de neutrones que produce la misma cantidad de ionización que 1 r de rayos X en una cámara de ionización.

(DL 50/30 d).- Es la dosis de radiación que mata el 50 % de la población expuesta a la misma en un lapso de 30 días.

NOTA.- Para tener una idea de un roentgen: una radiografía de tórax lleva unos 0.5 r.

# E C O N O M I A

"El Metalurgista será el que ha de ganar la última etapa en la carrera por el KWH; haciendo que la energía atómica resulte económica, a la par que la Metalurgia del Uranio".

LIBBY, C.E.A.

## ESTIMACION ECONOMICA

9.0 INTRODUCCION.- La estimación económica en cuanto a la inversión fija, capital de trabajo, deducción de costos y evaluación de las estimaciones propuestas se realizarán en función al nivel del estudio presentado a lo largo de capítulos anteriores, los cuales se hallan resumidos en los diagramas de flujo preliminares mostrados en las figuras 1 y 11 y el ítem 7.8; fundamentalmente.

El método de estimación de costos es el propuesto por Nichols; expuesto y presentado por la "AMERICAN ASSOCIATION OF COST ENGINEERS". Por lo tanto, se halla a un nivel de exactitud probable de  $\pm 30\%$ .

Como no es propósito de este trabajo el estudio económico se sugiere tomarlo sólo como referencial para observar su factibilidad.

La unidad monetaria utilizada es el dólar americano cuyo tipo de cambio es de 1 \$U.S. = 1/.13.98; en vista de que muchos de los rubros de la inversión fija y los correspondientes a la liquidación por ventas de los productos se cotizarán en la unidad monetaria mencionada.

Para la actualización y escalamiento de costos se utilizarán las siguientes fórmulas:

$$\boxed{C = a (x)^b} \quad (9-1)$$

$$\boxed{\frac{C_o}{C_f} = \frac{I_o}{I_f}} \quad (9-2)$$

$$\boxed{\frac{C_1}{C_2} = \left( \frac{Q_1}{Q_2} \right)^{0.6}} \quad (9-3)$$

Donde :

C = Costo del equipo en referencia

C<sub>o</sub> = Costo del equipo en determinada fecha, (o)

$C_f$  = Costo del equipo en otra fecha; posterior, (f)

$C_1$  = Costo del equipo de cierta capacidad estipulada, ( $Q_1$ )

$C_2$  = Costo del mismo tipo de equipo de diferente capacidad, ( $Q_2$ )

x = Parámetro inherente a la capacidad nominal del equipo

a y b = Constantes tabulados y publicados por: The Canadian Institute of Mining and Metallurgy, special volume 18.

$I_o$  e  $I_f$  = Indicadores económicos de Marshall y Swift (Chem. Eng.) publicados periódicamente a partir de 1926 (I = 100)

NOTA: La cotización de los equipos y maquinarias se realizarán teniendo en cuenta el precio FOB (precio del producto en puerta de fábrica de origen), ya que algunos podrían importarse y otros se adquirirán de manufactura nacional; en todo caso los fabricantes de equipos y maquinarias en nuestro medio se basan en la cotización presentada por los representantes de ventas de material importado.



## 9.1 ESTIMACION DEL PRESUPUESTO DE LAS INVERSIONES

9.1.1 INVERSIONES EN ACTIVO FIJO.- Las inversiones en activo fijo comprenden los siguientes conceptos que se resumen en el cuadro 9-1:

### a) PARA LABORES DE MINADO:

<u>TIPO DE MAQUINARIAS Y/O EQUIPOS</u>	<u>CANTIDAD</u>	<u>COSTO MILES \$U.S.A.</u>
- Perfodadora tipo Track Drill "Ingersoll Rand" modelo CM 350 D 475	(1)	15
- Pala cargadora "Caterpillar" tipo Payloader, modelo 966 de 5 yd <sup>3</sup> de capacidad	(1)	70
- Tractor "Caterpillar" modelo D6C (motoniveladora)	(1)	60
- Camión Volquete "Volvo" de 15 TM	(1)	75
	SUB-TOTAL	220
- Imprevistos (contingencias) 10%		20
	TOTAL	240

### b) CIRCUITO DE TRITURACION

- Tolva de gruesos y emparrillado (100m <sup>3</sup> )	(1)	23
- Alimentador de cadenas	(1)	2
- Trituradora de quijada 15" x 24"	(1)	30
- Tolva de finos	(1)	10
	SUB-TOTAL	65
- Imprevistos 10%		7
	TOTAL	72

c) CIRCUITO DE LIXIVIACION:

<u>TIPO DE MAQUINARIAS Y/O EQUIPOS</u>	<u>CANTIDAD</u>	<u>COSTO MILES \$U.S.A</u>
- Cargador frontal de 5 Yd <sup>3</sup>	(2)	140
- Camión volquete de 15 TM	(2)	150
- Tanque para ácido sulfúrico de 2.5mØ x 2.5mH	(1)	10
- Bomba para recirculación de 3" x 3" de 5HP	(2)	15
	SUB-TOTAL	315
- Imprevistos 10%		30
	TOTAL	345

d) CIRCUITO DE EXTRACCION Y REEXTRACCION:

- Tanques mezcladores: 1mØ x 1mH	(5)	15
- Tanques de sedimentación: 2m x 0.7m x 1.4m	(5)	10
- Tanques de acidificación: 1.5mØ x 1.5mH	(1)	4
- Filtro para clarificación : (100ft <sup>2</sup> area filtro)	(2)	4
	SUB-TOTAL	33
- Imprevistos 10%		3
	TOTAL	36

e) CIRCUITO: PRECIPITACIÓN, ESPESADO Y FILTRACION

- Tanque precipitador de 0.9mØ x 0.9mH	(1)	2
- Tanque espesador de 3mØ x 1.5mH	(1)	10
- Centrífuga de 2 lts/min	(1)	10
- Filtro para clarificación	(2)	5
	SUB-TOTAL	27
- Imprevistos 10%		3
	TOTAL	30

COSTO TOTAL: ADQUISICION DE EQUIPOS = 723000 \$U.S.A. (1986)

C U A D R O    9 - 1

ESTIMACION DE LAS INVERSIONES EN ACTIVO FIJO

<u>COMPONENTE</u>	<u>COSTO MILES \$U.S.A.</u>	<u>%*</u>
<u>Costos Directos:</u>		
Adquisición de equipos principales	723	23
- Instalación de los equipos adquiridos	283	9
- Instrumentación y controles (colocados)	94	3
- Cañerías y tuberías (instaladas)	283	9
- Redes eléctricas (instaladas)	63	2
- Obras civiles (incluyendo servicios)	220	7
- Mejoras del terreno	157	5
- Servicios de la planta (instaladas)	346	11
- Terreno	31	1
<u>Costos Indirectos:</u>		
- Ingeniería y supervisión	314	10
- Gastos de construcción	251	8
- Honorarios del contratista	94	3
- Eventuales	283	9
Inversión total en activo fijo, IF :	<u>\$ 3'142</u>	<u>100</u>

INDICE DE COSTOS (M & S) = 938 (Estimado año 1986)

\* J.E.HALSELBARTH y J.M.BERK, Chem. Eng. 67 (10): 158 (1960)

DEPRECIACION (Se considera un promedio de vida de 15 años a la inversión fija)

$$4'377\ 000 \div 15 = 291\ 800$$

$$\text{DEPRECIACION} = \$ 291\ 800$$

9.1.2 INVERSIONES EN CAPITAL DE TRABAJO.- De fuentes dignas de crédito las inversiones en capital de trabajo o capital circulante se estiman en un 10% de las correspondientes a las inversiones fijas de donde se infiere que; el monto correspondiente para 60 días de operación prevista será:

Inversión en capital de trabajo = \$314 200, y que el  
Presupuesto de Inversiones = Inversión Fija + Capital  
de Trabajo

Dando como resultado que:

PRESUPUESTO DE INVERSIONES = \$3'456 200

### 9.2 ESTIMACION DEL PRESUPUESTO ECONOMICO DE OPERACION:

La estimación del presupuesto económico de operación correspondiente a costos de: Producción, Comercialización, Financieros, gastos generales de administración y otros se resumen en el cuadro 9-2.

### 9.3 ESTIMACION DEL PRESUPUESTO FINANCIERO:

9.3.1 PRESUPUESTO DE EGRESOS.- El presupuesto de egresos contempla los gastos anuales de operación y los correspondientes a la anualidad que se ha de amortizar durante la vida útil del proyecto por concepto del financiamiento de la inversión fija y del capital de trabajo.

En cuanto al período de amortización de la deuda se considera 1 año de gracia durante la materialización del proyecto y cinco de horizonte operativo. La tasa de interés anual se considera de 10%. Se utilizará el método de la anualidad equivalente, aplicando el factor de recuperación de capital:

$$R = P \left[ \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right] \quad (9-4)$$

Donde: R = Anualidad

P = Monto del préstamo (inversión fija) = \$3'142 000

i = Tasa de interés anual = 0.10

n = Tiempo en el que se proyecta amortizar el préstamo =  
5 años.

Reemplazando valores en (9-4) resulta (ver cuadro 9-3):

- Monto de amortización de la inversión fija	= 828 852
- Monto de amortización del capital de trabajo	= 82 885
- Costo de operación anual	= 3'564 000
PRESUPUESTO DE EGRESO ANUAL	<u>\$4'475 737</u>

C U A D R O      9 - 2

PRESUPUESTO ECONOMICO DE OPERACION

<u>R U B R O S</u>	<u>U.S.\$/TCS(min.)</u>
- Materia prima (operaciones de minado)	6.0
- Mano de obra (50 obreros)	1.0
- Supervisión directa y tareas de oficina	0.5
- Servicios auxiliares (energía, agua, combust.)	3.0
Mantenimiento y reparaciones	2.0
- Suministros de operación (reactivos, lubric.)	5.0
- Gastos de laboratorio	0.4
- Patentes y regalías	0.4
Depreciación de maquinas, equipos y edificios	2.0
- Impuestos locales	0.5
- Seguros	0.5
- Gastos generales(Directivos, oficinistas y aux.)	2.0
- Gastos administrativos	0.2
- Gasto de transporte y comercialización	1.1
- Gasto de investigación y desarrollo	0.4
- Gastos imprevistos o contingencias	2.0
COSTO UNITARIO DE OPERACION	<u>27.0</u>

C U A D R O    9 - 3

ANUALIDAD EQUIVALENTE DE LA INVERSION FIJA

Año	Saldo a Inicio de año	Interés	Anualidad Equiva - lante	Saldo a Fin de año	Capital Recuperado
0	-	-	-	3'142 000	-
1	3'142 000	314 200	828 852	2'627 348	514 652
2	2'627 348	262 735	828 852	2'061 231	566 117
3	2'061 231	206 123	828 852	1'438 502	622 729
4	1'438 502	143 850	828 852	753 500	685 002
5	753 500	75 350	828 852	-	753 500
					3'142 000

Nota:

- Se considera un año de gracia
- El monto de la inversión fija = \$3'142 000
- Anualidad equivalente de la inversión fija = \$828 852
- Anualidad equivalente del capital de trabajo = 82 885
- Anualidad equivalente de la inversión total = \$911 737

9.3.2 PRESUPUESTO DE INGRESOS.- El presupuesto de ingreso se estima en función de la producción anual vendida en su totalidad (ver figura 7-11). Según ello; sabiendo que el precio de venta del uranio es de 15.25 \$ lb U (ref.: E & MJ March 1985 volumen 186 number three). Habiendo proyectado una producción mínima de 452 960 lb U/año; correspondiente a una recuperación media de 85.75 %, a partir del tratamiento de 132 000 TCSA de mineral con una ley promedio de 0.2% U y operando 330 días por año; tendremos:

$$15.25 \text{ \$/lb U} \times 452\,960 \text{ lb U/año} = \$6'907\,640$$

INGRESO ANUAL = \$6'907 640
-----------------------------

9.4 BALANCE ECONOMICO PROYECTADO.- Para la realización del balance se requerirán los siguientes datos:

- Anualidad equivalente de la inversión fija = \$828 852
- Capacidad de tratamiento de la planta = 400 TCSD = 132 000 TCSA
- Concentrado de uranio producido = 452 960 lb U/año en la forma de torta amarilla (75% del Yellow-Cake)
- Ley promedio del uranio en el mineral de cabeza = 0.2% U
- Período de operación de la planta = 330 días/año
- Precio unitario del uranio = 15.25 \$U.S./lb U

- a) Ingreso por ventas anuales, S = \$6'907 640
  - b) Costo de operación anual, CP = \$ 3'564 000
  - c) Anualidad equivalente de la inversión total, IT=\$911 737
  - d) Ganancia bruta anual, GB = \$2'431 903
  - e) Depreciación, 10% (inversión fija), D = 10% IT=\$82 885
  - f) Renta neta, RN = GB-D = \$2'349 018
  - g) Donaciones y regalías, D y R (CM = 10%RN + IT = 1%RN = 11%RN, D y R = \$258 392
  - h) Utilidad imponible, UI = RN-D y R = \$2'090 626
  - i) Impuesto = 30%UI = \$627 188
  - j) Utilidad neta, UN = UI-Imp. = \$1'463 438
  - k) Retorno de fondos, RF = UN + D = \$1'546 323
  - l) Inversión total = \$3'456 200
- CM = Comunidad Minera  
IT = Instituto Tecnológico

#### 9.5 EVALUACION DE LAS ESTIMACIONES ECONOMICAS

Para la evaluación de las estimaciones propuestas se empleará sólo algunos de los indicados comunmente empleados:

##### 9.5.1 VALOR ACTUALIZADO NETO DE LOS INGRESOS Y COSTOS(VAN)

Para el efecto se hará uso de los resultados obtenidos en los items (9-3) y(9-4) donde los beneficios corresponden a una serie de valores uniformes anuales durante un horizonte de cinco años como mínimo a partir de la puesta en marcha del proyecto. Los beneficios se actualizarán mediante la siguiente fórmula:

$$P = R \left[ \frac{((1 + i)^n - 1)}{i (1 + i)^n} \right] \quad (9-5)$$

Donde: R = Anualidad o valor uniforme de la serie

P = Valor actualizado de los montos uniformes, durante los cinco años

i = Tasa de interés, constante durante la vida útil del proyecto

n = Tiempo de generación de costos e ingresos por funcionamiento de la unidad de producción

Reemplazando valores en la ecuación (9-5), se obtendrán resultados que serán tabulados en el cuadro 9-4; así, para una tasa de 10% (costo de capital), resultará:

$$\begin{aligned} \text{Beneficio} &= 1'546\ 323 \left[ \frac{((1 + 0.1)^5 - 1)}{0.1(1 + 0.1)^5} \right] \\ &= \$5'861\ 781 \end{aligned}$$

$$\text{Inversión Inicial} = \$3'456\ 200$$

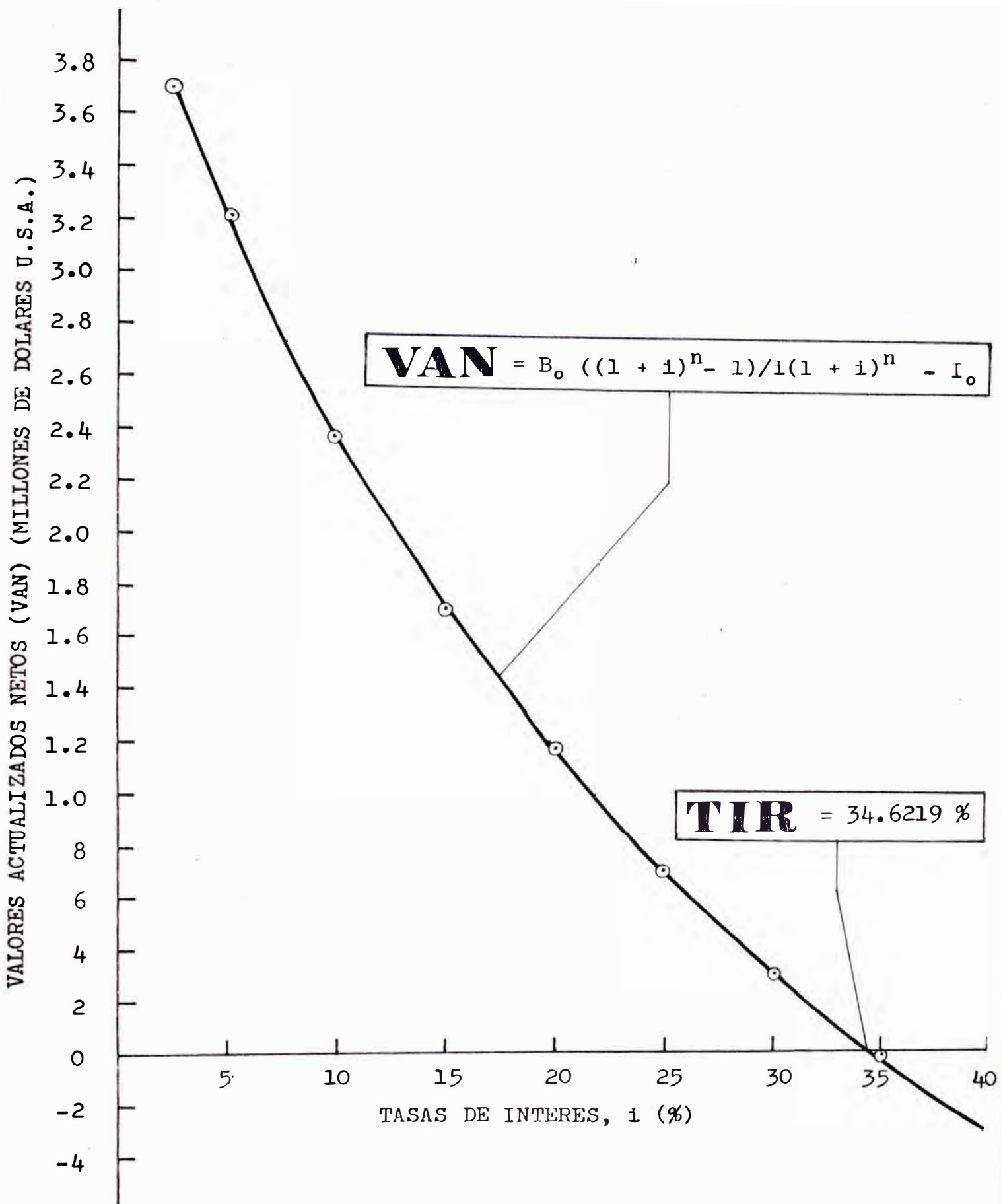
$$\text{VAN} = \text{Beneficio} - \text{Inversión}$$

$$\boxed{\text{VAN} = \$2'405\ 581}$$

C U A D R O      9 - 4

Tasas empleadas en el cálculo (%)	Valores Actualizados Netos (VAN) \$U.S.A.
5	3'238 569
10	2'405 581
15	1'727 314
20	1'168 252
25	702 295
30	309 977
35	-23 423
40	-309 179





**FIG. 9-1** Valores actualizados netos a diferentes tasas.  
Determinación gráfica de la tasa interna de retorno (TIR)

9.5.2 LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).- Indica el máximo interés que se puede pagar, cuando la totalidad de los fondos provienen de un préstamo. Un proyecto es aceptable cuando su TIR es superior al costo de capital. A partir del cuadro (9-4) y de la figura (9-1) se puede estimar que interpolando el VAN = 0 cuando la tasa empleada es igual a 34.6219%. Por lo tanto la TIR = 34.6219% y es mucho mayor que el costo de capital asumido, 10%.

9.5.3 LA RELACION: BENEFICIO-COSTO (B/C).- Es un indicador útil para complementar el criterio del VAN, ya que da una idea de la relación existente entre los beneficios de un proyecto y su costo. Todo proyecto cuya relación Beneficio-Costo sea mayor que la unidad, es factible económicamente. En nuestro caso para el cálculo se empleará la ecuación (9-5) con el propósito de actualizar los beneficios y los costos; luego:

$$B/C = 5'861.781/4'475\ 737$$

$B/C = 1.31$
--------------

9.5.4 PERIODO DE RECUPERO (PR).- Nos indica el período en que la inversión inicial se recuperará. Para nuestro caso el período de recupero estimado es igual a 1.4212 años. Osea que en 1 año, 5 meses, 1 día y 15 horas se recuperará el monto de la inversión inicial total.

9.5.5 PUNTO O NIVEL DE EQUILIBRIO ECONOMICO (PEE).- Es este indicador es de gran importancia ya que por su versatilidad puede ser utilizado para predecir y/o actuar como programa de control referente al aprovechamiento máximo de los costos fijos y utilización óptima de la capacidad productiva de la unidad de transformación en función de los ingresos generados.

Los parámetros y variables que intervienen en el análisis del PEE son:

- Los costos fijos (CF)
- Los costos variables (CV)
- Los costos totales (CT)
- Los ingresos obtenidos (IG)
- Tonelaje de mineral o concentrado; tratado o producido respectivamente (x)

El PEE se puede determinar por métodos gráficos o analíticos. Las fórmulas usadas en el método analítico son:

- Para la ordenada del punto:

$$\text{PEE(u.m./año)} = \frac{\text{CF (u.m./año)}}{1 - \text{CV (u.m./año)}/\text{IG(u.m./año)}} \quad (9-6)$$

- Para la abscisa del punto:

$$\text{PEE(u.p./año)} = \frac{\text{CF(u.m./año)}}{p - \text{CV(u.m./año)}/x \text{ (u.P./año)}} \quad (9-7)$$

Para la determinación gráfica del PEE se requiere elaborar un cuadro de distribución de costos:

- a) Monto de la inversión total (IT): \$3'456 200
- b) Amortización anual del préstamo, en base a un plazo de 5 años al 10% de interes (principal e interes, considerando un año de gracia \$ 911 737
- c) Ingresos por venta del producto (proyectado)
  - Cantidad producida al año: 1b U/año: 452 960
  - Precio unitario de venta (p) : \$/1b U: 15.25
  - Ingreso por venta anual proyectada (IG): \$6'907 640
- d) Capacidad instalada de acuerdo al diseño propuesto en función del tratamiento (TCSA): 396 000
- e) Costo en que incurrirá la unidad de transformación durante un año de operación, para el efecto se elaborará el siguiente cuadro resumen:

C U A D R O      9 - 5

	C O S T O S		
	FIJO	VARIABLE	TOTAL
Costo de producción	1'096 556	2'036 460	3'133 016
Costo de administración	447 574	-	447 574
Costo de comercialización	55 947	167 840	223 787
Costo financiero	402 816	268 544	671 360
TOTAL :	2'002 893	2'472 844	4'475 737

A partir del cuadro 9-5 se deducen las siguientes ecuaciones:

- ECUACION DEL COSTO TOTAL:

$$\boxed{CT = 2'002\ 893 + 18.734x} \qquad (9-8)$$

- ECUACION DEL COSTO UNITARIO:

$$\boxed{c = (2'002\ 893/x) + 18.734} \qquad (9-9)$$

Con las ecuaciones (9-8) y (9-9) se elabora el siguiente cuadro cuyos datos se plotearán en las figuras (9-2) y (9-3)

C U A D R O      9 - 6

CAPACIDAD DE TRATAMIENTO MILES DE TCSA	COSTOS TOTALES (\$USA/año)	COSTO UNITARIO (\$USA/Unidad)
33	2'621 115	79.43
66	3'239 337	49.08
132	4'475 781	33.91
198	5'712 225	28.85
264	6'948 669	26.32
330	8'185 113	24.80
396	9'421 557	23.80

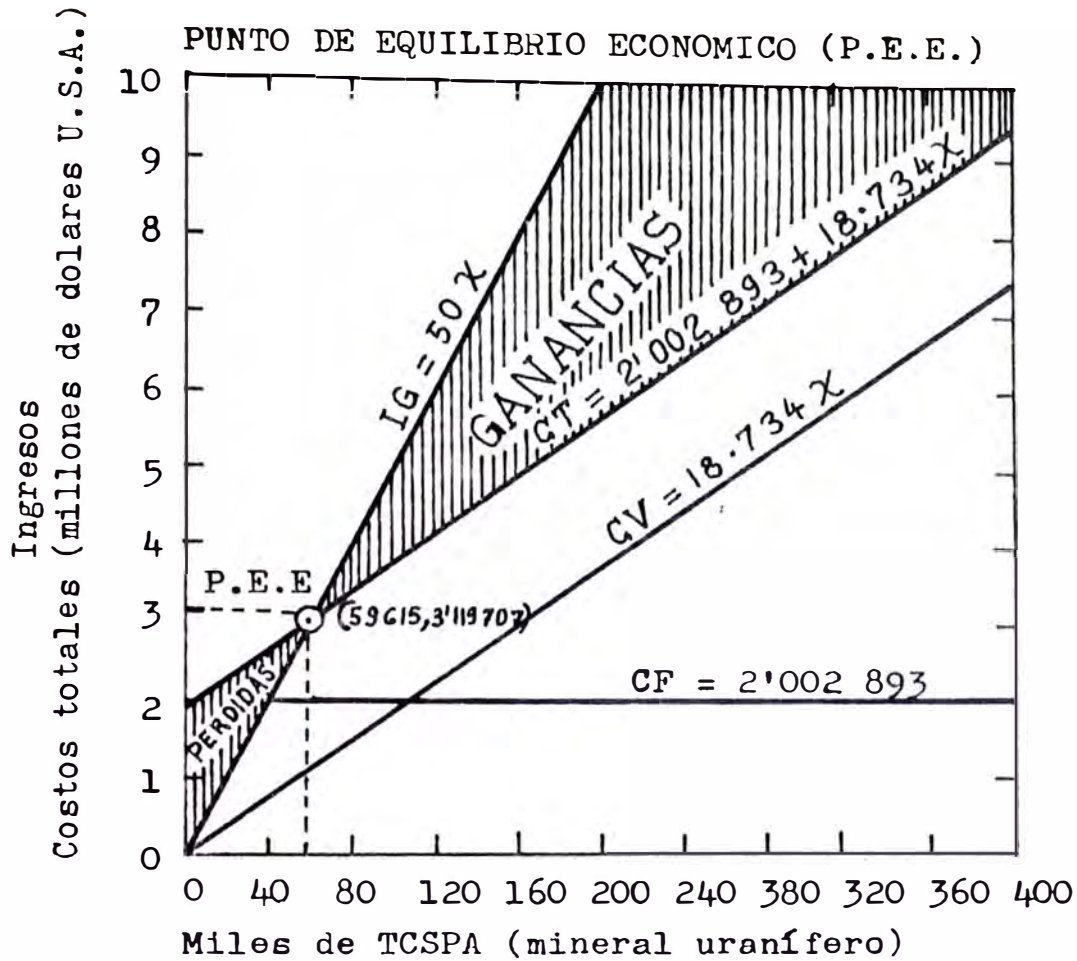


Fig.9-2 COSTOS TOTALES .vs. CAPACIDAD DE TRATAMIENTO

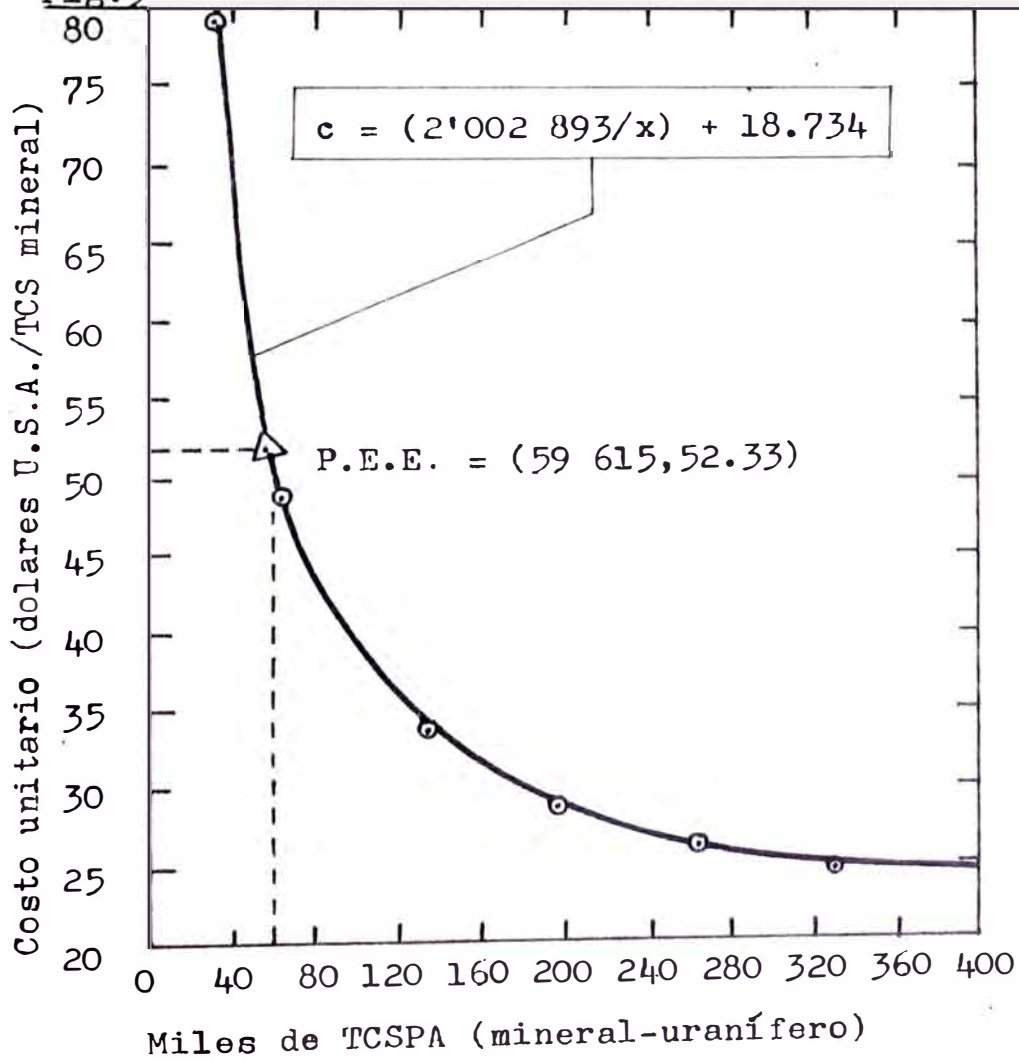


FIG. 9-3 COSTOS UNITARIOS .vs. CAPACIDAD DE TRATAMIENTO

El cuadro muestra tratamientos entre 100 a 1200 TPCD de mineral uranífero, se considera 330 días operativos por año.

La figura (9-2) muestra esquemáticamente la influencia de los costos fijos, variables, totales y el ingreso anual; sobre el punto de equilibrio económico, en función del tonelaje de mineral uranífero tratado.

El punto de equilibrio económico determinado nos indica que el proyecto comenzará a generar ingresos a partir del tratamiento de 60 000 TCS de mineral uranífero por año, correspondiente a 182 TCSPD. El gráfico permite visualizar que la ganancia; antes de impuestos, operando a 35% de la capacidad instalada generará ingresos superiores a U.S. \$2'000 000. Y si funcionara a capacidad plena (1200 TCSPD) permitiría percibir una ganancia del orden de \$10'000 000 anuales.

Otra aplicación de suma importancia es que el gráfico nos muestra la correlación entre los costos en función de la capacidad de tratamiento coadyuvando a tomar decisiones con respecto al almacenaje de materiales, materias primas, combustibles, reactivos, productos, ahorros en gastos generales o para ampliar la capacidad instalada de la planta, etc.

La figura (9-3) nos muestra la relación entre los costos unitarios de tratamiento en función de la capacidad operativa de la planta; tal es así que, el costo unitario para tratar 182 TCSPD equivalente a 600 000 TCSPA será de U.S. \$ 52.33. Esta observación es muy importante ya que como se puede inferir del cuadro (9-6) y del gráfico; el costo unitario, para la capacidad proyectada (400 TCSPD) será de \$34 estando en condiciones de incrementar la capacidad de tratamiento al 100% (1200 TCSPD) disminuyendo; con ello, el costo unitario a \$24. Todo lo mencionado se aplica en razón del incremento en el volumen de tratamiento sin mayores aumentos de los costos fijos.

9.5.6 INDICE DE RENTABILIDAD DEL PROYECTO (R).- Este indicador correlaciona las utilidades en función de la inversión fija y de la inversión total; antes y después de impuestos (ver ítem 9-4)

a) Antes de impuestos:

La rentabilidad correspondiente a la inversión fija (RIF) será:

$$\begin{aligned} \text{RIF} &= (\text{Utilidad Imponible}/\text{Inversión fija}) \times 100 \\ &= (2'090\ 626/3'142\ 000) \times 100 \end{aligned}$$

$$\boxed{\text{RIF} = 66.54\%}$$

La rentabilidad correspondiente a la inversión total (RIT) será:

$$\begin{aligned} \text{RIT} &= (\text{Utilidad Imponible}/\text{Inversión total}) \times 100 \\ &= (2'090\ 626/3'456\ 200) \times 100 \end{aligned}$$

$$\boxed{\text{RIT} = 60.50\%}$$

b) Después de Impuestos:

$$\begin{aligned} \text{RIF} &= (\text{Retorno de fondos}/\text{Inversión fija}) \times 100 \\ &= (1'546\ 323/3'142\ 000) \times 100 \end{aligned}$$

$$\boxed{\text{RIF} = 49.21\%}$$

$$\begin{aligned} \text{RIT} &= (\text{Retorno de fondos}/\text{Inversión total}) \times 100 \\ &= (1'546\ 323/3'456\ 200) \times 100 \end{aligned}$$

$$\boxed{\text{RIT} = 44.74\%}$$

## 9.6 OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- El monto estimado de la Inversión total ( U.S. \$ 3'456 200) esta compuesto por las Inversiones en el Activo fijo (\$3'142 000) y Capital de trabajo (\$314 200) para 30 días de operación.

- Se hace expresa observación que en el estimado de costos de adquisición de los equipos principales; contemplado en el activo fijo, sólo se consideran los concernientes a aquellos que satisfacen la capacidad tentativa de tratamiento; comprendidos entre 120 - 800 TCSPD.

- El presupuesto económico de operación es de U.S. \$ 27.00/TCS(min).

- El presupuesto económico financiero es el siguiente:

- . Presupuesto de Ingreso anual = U.S.\$6'907 640
- . Presupuesto de Egreso anual = U.S.\$4'475 737
- . Ganancia Bruta anual = U.S.\$2'431 903
- . Retorno de Fondos anual = U.S.\$1'546 323

- Los indicadores de evaluación económica son:

- . VAN = U.S.\$ 2'405 581 (para una tasa de 10 %).
- . TIR = 34.6 % (ver figura (9-1))
- . B/C = 1.31 (Para una tasa de 10 %)
- . PEE = (X, Y) (Ver figuras (9-2) y (9-3))

$$X = 59\ 615\ \text{TCSPA} = 200\ \text{TCSPD} = 25\ \%$$

$$Y = 3'119\ 707\ \text{U.S.}\ \$ / \text{año}$$

- . RIT = 60.5 % (Antes de impuestos)
- . RIT = 45.0 % (Después de impuestos)

- La precisión de las estimaciones están comprendidos en un rango de  $\pm 30\ %$ .

- El valor de la inversión en el activo fijo puede disminuir; en gran medida, si se adquieren los equipos liberados de impuestos.

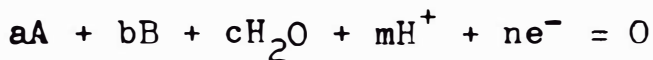


- Los Insumos principales a ser adquiridos son:
  - . La Alamina 336 cuyo proveedor es HENKEL
  - . El kerosene, cuyo proveedor es PETRO PERU
  - . El ácido sulfúrico, se puede adquirir de la refinería de Cinc de Cajamarquilla.
- La entidad encargada del estudio de financiamiento puede estar a cargo de COFIDE.
- La unidad receptora del financiamiento y ejecutora del proyecto será el IPEN.
- La entidad encargada de la instalación física del proyecto podría ser COMESA.
- Las entidades de apoyo y asesoras en la implementación del proyecto podrían ser: El ejército; Universidades; tales como: La UNI, LA MOLINA, UNMSM.
- El perfil del proyecto se terminó de elaborar el 28 de Febrero de 1986.

A P E N D I C E      4 A

4A.1 FUNDAMENTOS HIDROMETALURGICOS PARA LA ELABORACION  
DE LOS DIAGRAMAS DE EQUILIBRIO: POTENCIALES ES -  
TANDAR EN FUNCION DEL pH DEL MEDIO

Para la formulación de las condiciones de equilibrio de cualesquier reacción (química o electroquímica) a condiciones de 25°C de temperatura a partir de los valores de los potenciales químicos estandar  $\mu^\circ$ , se considerarán:



$$a \log(A) + b \log(B) = \log K + mpH + \frac{n E}{0.0591}$$

$$E = E^\circ - \frac{0.0591m}{n} pH + \frac{0.0591}{n} (a \log(A) + b \log(B))$$

Donde (A) y (B) son concentraciones de las sustancias en moles/litro, teniendo en cuenta que la constante de equilibrio K y el potencial del electrodo estandar  $E^\circ$  tienen valores:

$$\log K = - \frac{a\mu_A^\circ + b\mu_B^\circ + c\mu_{H_2O}^\circ + m\mu_{H^+}^\circ}{1363}$$

$$E^\circ = \frac{a\mu_A^\circ + b\mu_B^\circ + c\mu_{H_2O}^\circ + m\mu_{H^+}^\circ}{23060n}$$

El correspondiente a la fugacidad del hidrógeno y del oxígeno del vapor de agua a las condiciones impuestas:

$$2rH + rO = 83$$

$$2 \log p_{H_2} + \log p_{O_2} = -83$$

Donde:  $rH = -\log p_{H_2}$

$$rO = -\log p_{O_2}$$

Por condiciones de acidéz y basicidad (neutralidad ab soluta)

$$\boxed{(\text{H}^+) = (\text{OH}^-)}$$

Para la descomposición estequiométrica del agua

$$\text{pH} = 7.0$$

$$\text{pH}_2 = 2 \text{ pO}_2$$

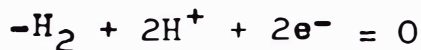
$$\text{rH} = \text{rO} - 0.30$$

Se obtiene de acuerdo a la convención de neutralidad absoluta que:

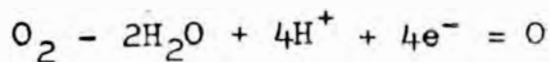
$$\boxed{\text{rH} = 27.6}$$

$$\boxed{\text{rO} = 27.9}$$

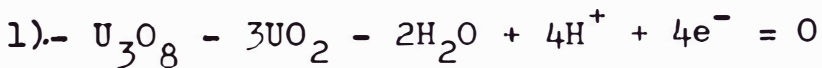
#### 4A.2 REACCIONES CONSIDERADAS PARA LA ELABORACION DE LA FIGURA 4-6



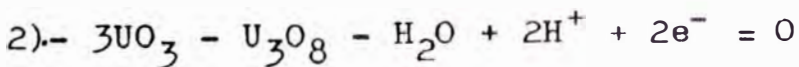
$$\text{a).- } E = 0.000 - 0.0591 \text{ pH} - 0.0295 \log \text{p}_{\text{H}_2} \text{ (Volts)}$$



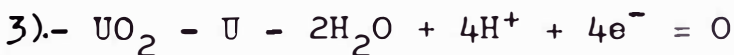
$$\text{b).- } E = 1.228 - 0.0591 \text{ pH} + 0.0148 \log \text{p}_{\text{O}_2} \text{ (Volts)}$$



$$E = 0.533 - 0.0591 \text{ pH}$$



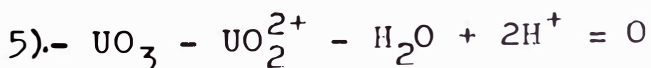
$$E = 0.904 - 0.0591 \text{ pH}$$



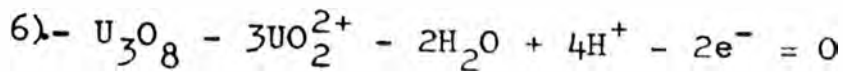
$$E = -1.444 - 0.0591 \text{ pH}$$



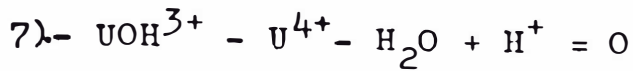
$$E = -1.798 + 0.0197 \log(\text{U}^{3+})$$



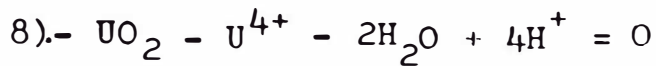
$$\log(\text{UO}_2^{++}) = 14.74 - 2\text{pH}$$



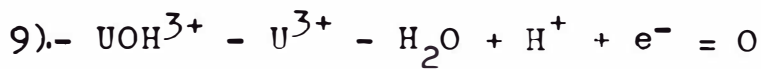
$$E = -0.403 + 0.1182 \text{ pH} + 0.0886 \log(\text{UO}_2^{2+})$$



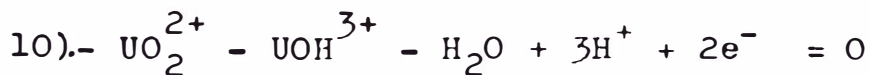
$$\log \frac{(\text{UOH}^{3+})}{(\text{U}^{4+})} = -1.16 + \text{pH}$$



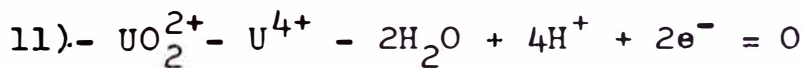
$$\begin{aligned} \log(\text{U}^{4+}) &= 3.80 - 4 \text{ pH} \\ &= 9.95 - 4 \text{ pH} \end{aligned}$$



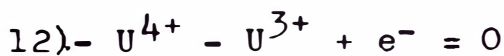
$$E = -0.538 - 0.0591 \text{ pH} + 0.0591 \log \frac{(\text{UOH}^{3+})}{(\text{U}^{3+})}$$



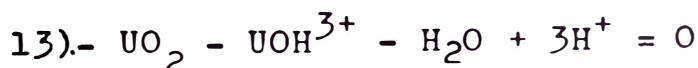
$$E = 0.299 - 0.0886 \text{ pH} + 0.0295 \log \frac{(\text{UO}_2^{2+})}{(\text{UOH}^{3+})}$$



$$E = 0.333 - 0.1182 \text{ pH} + 0.0295 \log \frac{(\text{UO}_2^{2+})}{(\text{U}^{4+})}$$



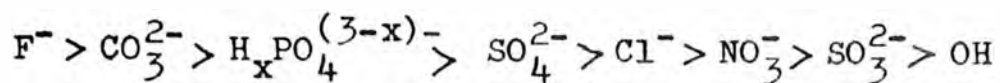
$$E = -0.607 + 0.0591 \log \frac{(\text{U}^{4+})}{(\text{U}^{3+})}$$



$$\log(\text{UOH}^{3+}) = 2.63 - 3 \text{ pH}$$

$$\log(\text{UOH}^{3+}) = 8.78 - 3 \text{ pH}$$

La secuencia de estabilidad del  $\text{UO}_2^{2+}$  para la formación de especies neutras en el agua es:



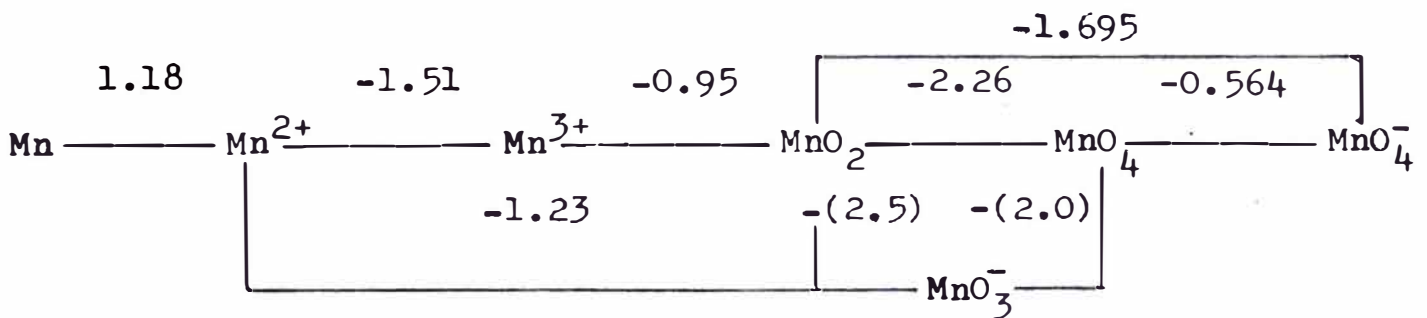
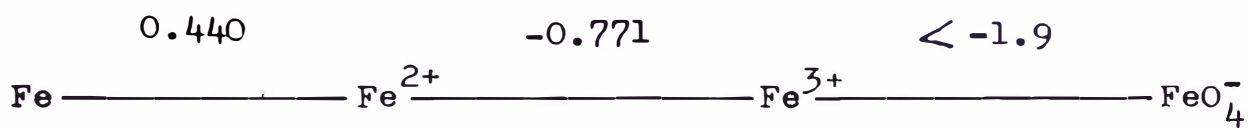
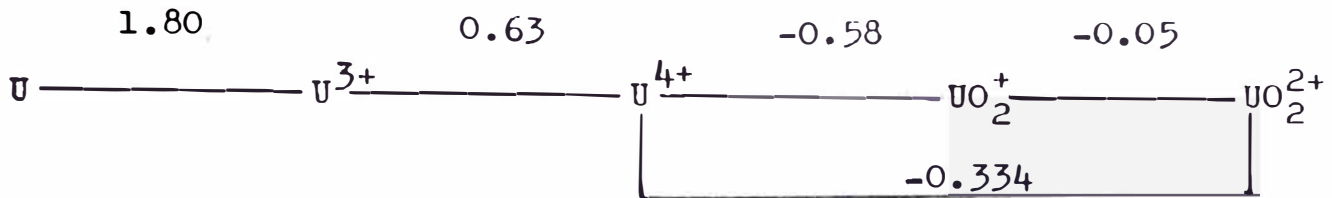
**FUENTE:**

1) Jones, A.D. and Choppin, G.R., Complexes of Actinide Ions in Aqueous soln., Actinides Rev., 1(4) (1969), 31136

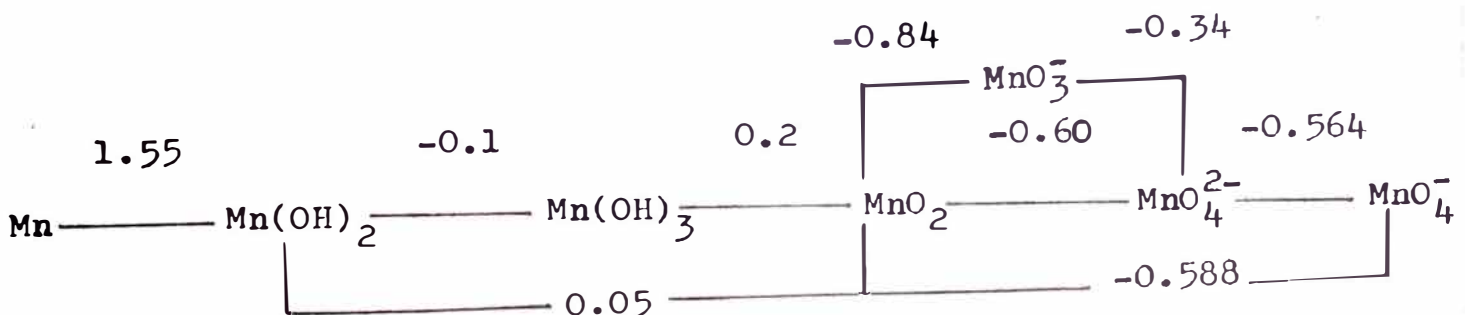
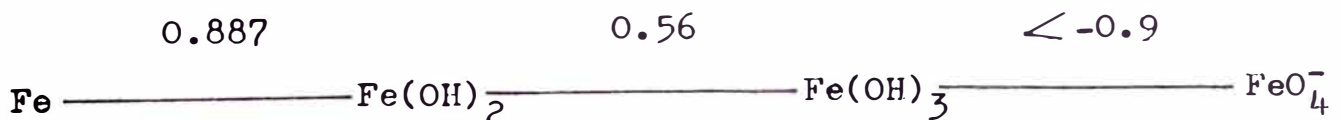
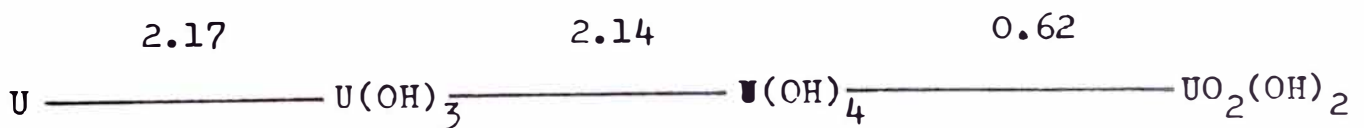
2) Latimer, W.M., Oxidation Potentials, Prentice Hall (1952)

4A.3 POTENCIALES DE OXIDACION ESTANDAR PARA EL URANIO, FIERRO Y MANGANESO CON RELACION AL ELECTRODO DE HIDROGENO

EN SOLUCION ACIDA



EN SOLUCION BASICA



#### 4A.4 DETERMINACION DEL FACTOR DE CONSUMO DE ACIDO

##### DATOS:

$$d = 1.835 \text{ gr/ml a } 25^{\circ}\text{C}$$

$$\text{pureza} = 95.72 \% \text{ H}_2\text{SO}_4$$

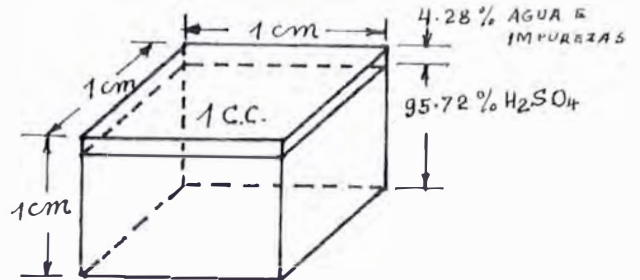
E = Equivalente del  $\text{H}_2\text{SO}_4$  (49)

a = ml de solución ácida usado

b = gr de mineral a lixivarse

F.C = Factor de consumo

N = Normalidad del ácido



Base de cálculo un c.c. de solución ácida:

$$\text{F.C.} = d \times \frac{\text{gr H}_2\text{SO}_4}{100\text{g de soln.}} \times \frac{a}{b} \times \frac{1\text{kg H}_2\text{SO}_4}{10^3\text{gr H}_2\text{SO}_4} \times \frac{10^3\text{grmin. usado}}{1 \text{ TM min.}}$$

$$\text{F.C.} = 10.\text{d.}\%. \frac{a}{b}. \frac{\text{kg H}_2\text{SO}_4}{\text{TM min.}}$$

Reemplazando datos en la relación anterior resulta:

$$\text{F.C.} = 10 \times 1.835 \times 95.92 \frac{a}{b} \text{ (kg H}_2\text{SO}_4/\text{TM min.)}$$

$$\text{F.C.} = 1756 \frac{a}{b} \text{ (kg H}_2\text{SO}_4/\text{TM min.)}$$

$$N = 10.\%. \frac{d}{E} = 10 \times 95.72 \times 1.835/49$$

$$N = 36$$

#### 4A.5 B E R I L I O

MERCADO .- El consumo de Berilio metálico y productos del berilio mostró en 1984 un registro de estabilidad de precios en todos los frentes.

Brush Wellman suscribió un contrato de \$13'467,000 en setiembre de 1984 para que el Servicio General de Administración (GSA), suministre 60,000 lb de Berilio al 98%, para los almacenes de la defensa nacional de los Estados Unidos hasta fines de 1985. El contrato se celebró el 14 de Setiembre de 1983.

USOS .- La demanda de Berilio se incrementó en 1984 debido a:

- 1°) Requerimientos del Departamento de Defensa de los E.E.U.U.
- 2°) Requerimiento de la Industria Aeroespacial.
- 3°) Usos en la Industria Electrónica de las aleaciones Cu-Be
- 4°) Usos en la Industria Metal-Mecánica de las aleaciones Cu-Be, para la elaboración de rodillos, barras, tubos extruídos y tochos que son utilizados para la fabricación de forros, manguitos, casquillos, cojinetes, boquillas.
- 5°) La industria de Instrumentos de lubricación, medición y perforadoras o taladradoras.
- 6°) La industria para la elaboración de soldaduras.
- 7°) En la industria de materiales cerámicos para la fabricación de semiconductores, se basa el mayor incremento de la demanda del berilio en la forma de berilo (BeO).

Según afirma Brush Wellman, su planta de fabricación de esta línea esta operando en casi toda su capacidad.

---

PROYECCION DE IMPORTACIONES, EXPORTACIONES, CONSUMOS Y PRECIOS EN U.S.A (Libras).

---

	1984 <sup>e</sup>	1983	1982	1981
Importación de menas	140,000	194,000	230,000	174,000
Exportación	40,000	38,000	134,000	78,000
Consumo	660,000	558,000	300,000	606,000
Precio, U.S.\$/lb metal	213	206	194	173

---

e.-Estimado

---

FUENTE: E&MJ March 1985 Volumen 186 Number Three.



## A P E N D I C E    7   A

7 A.1 FUNCIONES DE DISTRIBUCION GRANULOMETRICA.- Existe una variedad de funciones matemáticas que se adecúan para expresar la distribución de partículas de mineral triturado y molido.

A partir de fuentes fidedignas se estima que un 45 % del monto de la inversión total en una planta minero metalúrgica, corresponde a las operaciones de trituración y molienda por lo que se justifica un análisis detallado de la tendencia de distribución de las partículas en la etapa de diseño de los circuitos de trituración y molienda.

Para el efecto a manera de información y sugerencia se presenta algunos de los más importantes funciones de distribución referente al tema:

1º) FUNCION NORMAL DE PROBABILIDAD.- Esta función es útil en análisis por microscopía. La aplicabilidad de esta ecuación puede ensayarse por el ploteo o mapeo de datos en papel de probabilidad aritmética o papel de probabilidad logarítmica, con los datos de tamaños sobre la abscisa y el porcentaje en peso de material retenido o tamizado en la ordenada. Si resulta una línea recta esta ecuación se aplicará para los datos considerados en el estudio:

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n n_i}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(D - \bar{D})^2}{2\sigma^2}} \quad (7A-1)$$

Donde: n = Número de partículas de tamaño D  
      = Desviación estándar  
      D = Tamaño promedio de partículas

2°) FUNCIÓN DE PROBABILIDAD ADAPTADA:

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n n_i}{\log \sigma_g \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\log D - \log D_g)^2}{2 \log^2 \sigma_g}} \quad (7A-2)$$

Donde:  $D_g$  = Diámetro medio geométrico

$\log \sigma_g$  = Logaritmo de la desviación geométrica estándar

$$\log \sigma_g = \sqrt{\frac{\sum (n \log D - \log D^2 g)}{\sum n}} \quad (7A-3)$$

Esta ecuación se utiliza frecuentemente en mediciones microscópicas.

3°) FUNCIÓNES DE HATCH Y CHOATE.- Son útiles para el cálculo de los diámetros medios. Se derivan de las funciones propuestas:

$$\log D_A = \log D_g + 1.151 \log^2 \sigma_g \quad (7A-4)$$

$$\log D_B^2 = \log D_g^2 + 4.605 \log^2 \sigma_g \quad (7A-5)$$

$$\log D_C^3 = \log D_g^3 + 10.362 \log^2 \sigma_g \quad (7A-6)$$

Estas ecuaciones pueden ser usados para calcular las dimensiones medias longitudinales,  $D_A$ ; superficiales,  $D_B$  y volumétricas,  $D_C$ .

4°) FUNCIÓNES DE ROSIN-RAMMLER

$$W_r = 100 e^{-\left(\frac{D}{a}\right)^b} \quad (7A-7)$$

Donde:  $W_r$  = Porcentaje en peso retenido

$$D = D_A = (d_1 + d_2)/2$$

$a$  = Tamaño de abertura para el cual se retendría un 36.8% de la muestra.

$b$  = Módulo de distribución de partículas (pendiente de la curva)

$d_1, d_2$  = Tamaño de partículas en el entorno al 36.8% en peso acumulado.

Esta ecuación provee una excelente distribución de los tamaños para el quebrantado de carbón de piedra y los finos relativos a la trituración del mineral. Tiene la ventaja de poseer un fundamento científico, tal como lo demuestran sus autores y BENNET.

Si en la ecuación (7A-7) hacemos  $D = a$ ; entonces  $W_r = 36.8\%$  cuando  $b$  se aproxima a 3 la función de ROSIN-RAMMLER no es aconsejable y es mejor reemplazarlo por la de GAUSS (probabilidad normal).

5°) FUNCION DE ROLLER:

$$W_t = a \sqrt{D} e^{-b/D} \quad (7A-8)$$

Donde:  $W_t$  = Porcentaje acumulado tamizado  
 $a, b$  = Constantes.

Para propósitos de aplicación plotear  $W_t / D$  sobre una escala logarítmica (ordenada) contra el recíproco del diámetro sobre una escala aritmética (abscisas). Si el resultado es una recta, su aplicabilidad es posible.

6°) FUNCION DE GATES-GAUDIN-SCHUHMANN

$$F(x) = 100 \left[ \frac{x}{K} \right]^m \pm E \quad (7A-9)$$

Donde:  $F(x)$  = Porcentaje en peso acumulado de material tamizado  
 $x$  = Tamaño de partículas en micrones  
 $K$  = Tamaño teórico máximo de partícula existente en la muestra.  
 $m$  = Módulo de distribución (pendiente de la curva)  
 $E$  = Error debido a muestreo y análisis de distribución granulométrica.

La importancia de la fórmula (7A-9) es que sirve como herramienta fundamental en el diseño de circuitos de desintegración correlacionando conceptos de energía como los de F.C.Bond,

Charles y Rittinger y proporcionando datos estimados de módulos de tamaños de alimentación y producto definidos por Taggart como el tamaño 80 % de material tamizado de una familia de partículas trituradas o molidas. El concepto de índice de trabajo; característico, es generalmente la permanencia de su valor invariable en un amplio rango de distribución granulométrica de partículas que es donde juega un papel de estimación invaluable para propósitos de requerimiento de energía para una unidad de desintegración.

A partir de los parámetros de la ecuación de SCHUHMANN se puede estimar el tamaño promedio de la familia de partículas existentes en una muestra en estudio, así:

$$u = \bar{x}_{13} = \frac{m}{m+1} \cdot K \quad (7A-10)$$

Donde  $u = \bar{x}_{13}$  = Tamaño promedio de partículas en la muestra

$m$  = Módulo de distribución por tamaños (pendiente)

$K$  = Tamaño teórico máximo de partículas en la muestra

También se podría estimar la varianza,  $\sigma^2$  a partir de la siguiente ecuación:

$$\sigma^2 = \left[ \frac{m}{m+2} - \frac{m^2}{(m+1)^2} \right]^2 \cdot K^2 \quad (7A-11)$$

Lo mismo se podrá calcular la dispersión de la distribución por tamaños que obedecen a la función; así tenemos:

$$CV = \frac{\sigma}{u} = \frac{\sigma}{\bar{x}_{13}} \quad (7A-12)$$

Donde: CV = Coeficiente de dispersión

7º) FUNCION GAMMA DE DISTRIBUCION.- Es la función que expresa con más aproximación la tendencia de la distribución en un análisis granulométrico de mineral triturado o molido.

$$f_j(x) = \frac{1}{\sqrt{a}} b^a x^{a-1} e^{-bx} \quad (7A-13)$$

Donde : a y b = Parámetros obtenidos por ajuste.

8°) FUNCIÓN DE DISTRIBUCIÓN LOGARÍTMICA NORMAL

$$f_j(x) = \frac{1}{bx \sqrt{2\pi}} \exp \left\{ - \left[ \frac{\ln \frac{x}{a}}{b} \right]^2 \right\} \quad (7A-14)$$

Donde : a y b = Se obtienen a partir del ploteo de datos de distribución en escala logarítmica.

9°) FUNCIÓN DE DISTRIBUCIÓN DE 3 PARAMETROS

$$F(x) = 1 - \left[ 1 - \left( \frac{x}{x_0} \right)^b \right]^r \quad (7A-15)$$

La función se obtiene graficando datos en papel Rosin-Ramler.

Con las funciones propuestas aplicando datos obtenidos estadísticamente estamos en condiciones de elaborar una serie de gráficos útiles para seguir la tendencia de la distribución de partículas en el diseño de un circuito de desintegración. (Referencia : Hand Book of Mineral Dressing By A. F. TAGGART y Estadísticas para ciencias e ingeniería por: JOHN B. KENNEDY y ADAM M. NEVILLE).

Otra aplicación de sumo interés relativo a las funciones es su aplicabilidad para determinar los tamaños de muestras teniendo en cuenta los errores introducidos por muestreo y análisis granulométrico.

## 7A.2 FORMULAS PARA DETERMINAR EL INDICE DE TRABAJO, Wi:

Existe en la referencias una variedad de métodos para la determinación del índice de trabajo por lo que sólo presentaremos algunas de las más importantes :

### 1°) ENSAYO DE TRITURABILIDAD CON EL PENDULO BALISTICO

Las pruebas realizados en el laboratorio de la ALLIS-CHALMERS Co. se aplicaron sobre roca quebrantada tamizado en un cedazo de 3" de abertura cuadrada y retenida sobre un tamíz de 2" de abertura cuadrada. Luego la muestra es machacada por martillos pendulares que golpearán a la partícula en lados opuestos y variando siempre la altura de caída.

Después de 10 pruebas de quebrantado se obtendrá el índice aplicando la siguiente fórmula:

$$W_i = 2.59 C/Sg \quad (7A-16)$$

Donde :  $W_i$  = Índice de trabajo del mineral en estudio

$C$  = Resistencia a la trituración por impacto en p  
pies-lb/pulg

$Sg$  = Gravedad específica del mineral.

### 2°) PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD EN MOLINO DE BARRAS ESTANDAR:

$$a) W_i = 62/(P_1)^{0.23} (Grp)^{0.625} \left( \frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right) \quad (7A-17)$$

Donde:  $P_1$  = Abertura del cedazo usado en la prueba, en micrones.

F80 y P80 = Alimentación y producto tamizados en un 80% cuya abertura se expresa en micrones.

Grp = Gramos netos por revolución.

(Método estándar de F.C. Bond : molino de 12" x 24")

$$b) W_p = \frac{K.W.H.}{\text{ton. neta de mineral que pasa el tamaño P80}} = \frac{23}{G_R^{0.625}} \quad (7A-18)$$

Donde :  $W_P$  = Es una medida de laboratorio (KWH/ton)  
 $G_R$  = Producción neta de mineral tamizado por revolución del molino.

$$W = W_i \sqrt{\frac{100}{P_{80}}}, \quad W = 0.80 W_P \text{ y } W_i = 0.80 W_P \sqrt{\frac{P_{80}}{100}}$$

3º) PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD EN MOLINO DE BOLAS ESTANDAR:

$$a) W_i = 44.5 / (P_i)^{0.23} (G_{bp})^{0.82} \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (7A-19)$$

Donde :  $P_i$  = Abertura en micrones del cedazo usado en el ensayo

$G_{bp}$  = Promedio de gramos netos por revolución del molino en el circuito en estudio.

$F_{80}$  = El 80% tamizado del material nuevo alimentado al molino

$P_{80}$  = Es el 80% tamizado del material proveniente del ciclo anterior de molienda

$W_i$  = Índice de trabajo de la ecuación revisada en 1960 (Método estándar de F. C. Bond: molino de 12" x 12")

$$b) W_P = \frac{\text{K.W.H.}}{\text{ton. neta de mineral que pasa el tamaño } P_{80}} = \frac{20}{G_B^{0.82}} \quad (7A-20)$$

Donde :  $W_P$  = Es una medida de laboratorio

$$W = 0.80 W_P$$

$$W = W_i \sqrt{\frac{100}{P_{80}}}$$

$$W_i = 0.80 W_P \sqrt{\frac{P_{80}}{100}} \quad (7A-21)$$

El valor  $0.80 \sqrt{\frac{P_{80}}{100}}$  se puede tabular en función de las

aberturas del tamíz en micrones y por ende se tendrán valores que multiplicados con  $W_P$ ; determinados con el laboratorio, se obtendrán los  $W_i$  buscados.

4°) METODO COMPARATIVO DE BERRY & BRUCE :

$$W_{iB} = W_{iA} \sqrt{\frac{PB80 \cdot FB80}{PA80 \cdot FA80}} \left( \frac{\sqrt{FA80} - \sqrt{PA80}}{\sqrt{FB80} - \sqrt{PB80}} \right) \quad (7A-22)$$

Donde :  $W_{iA}$  = Indice de trabajo de un material conocido

$W_{iB}$  = Indice de trabajo del material en estudio

$FA80, FB80$  = Corresponden al 80% del logaritmo del porcentaje acumulado tamizado del material alimentado al molino en función de la abertura nominal de las mallas en micrones.

$PA80, PB80$  = Se obtienen a partir del 80% del logaritmo del porcentaje acumulado tamizado del producto proveniente de la operación del molino en función de la abertura nominal de las mallas en micrones.

NOTA.- Los valores :  $FA80, FB80, PA80$  y  $PB80$ , se pueden obtener experimentalmente y ajustar analíticamente aplicando la función de distribución de GATES-GAUDIN-SCHUHMAN.

5°) METODO PRACTICO APLICADO A NIVEL INDUSTRIAL DE PLAN-  
TAS EN OPERACION

Se obtienen con datos de planta aplicados a la fórmula de F. C. Bond:

$$a) W = \frac{K.W.H.}{\text{ton. de alimento por hora}} \quad (7A-23)$$

$$W_i = \frac{W \cdot F80}{\sqrt{F80} - \sqrt{P80}} \sqrt{\frac{P80}{100}} \quad (7A-24)$$

$KW$  = Se lee en la placa del motor que acciona la unidad de operación (Chancadora, molino).

(Referencia: A.F. TAGGART: 4-28 y 5-43)



$$b) W = P/T \quad (7A-25)$$

$$P = (V.A. \sqrt{3} \cdot \cos\theta) / 1000 \text{ (KW)} \quad (7A-26)$$

Donde .: P = Energía realmente suministrada total activa

W = Consumo unitario de energía (KW-hr/TC)

V = Voltaje suministrado al motor. Se toma de la placa.

A = Amperaje realmente suministrado al motor. Se determina tomando medidas en los tres conductores y extrayendo el promedio.

$\sqrt{3}$  = Factor de corrección correspondiente a la instalación en estrella para aplicar a la tensión de fase y obtener la tensión entre líneas.

$\cos\theta$  = Factor de potencia.

1000 = Factor de conversión de watts a kilowatts.

T = Tonelaje corto alimentado en una hora.

W<sub>i</sub> = Índice de trabajo obtenido aplicando la relación (7A-24).

### 7A.3 INDICE DE TRABAJO DEL MINERAL URANIFERO MACUSANI-PUNO (ASUMIDO)

Aquí se presenta la justificación del índice de trabajo,  $W_i$ , asumido en razón de que no se contaba con molino estándar de laboratorio y otras instalaciones conexas. Además de la escasez de muestras representativas del futuro yacimiento a explotarse.

De acuerdo con el estudio mineralógico y el cuadro 4-2 mostrado; se infiere, que el mineral uranífero tiene características graníticas al mostrar la siguiente composición: Cuarzo 23%, Feldespatos 15%, Vidrio volcánico 20%, Fragmentos líticos 10%, Plagioclasas 8%, Menas de uranio 4%, micas, moscovitas y otros en menor proporción.

Según el análisis químico y espectrofotométrico de elementos componentes del mineral uranífero tal como se muestra en los cuadros 4-3 y 4-4 se tiene:  $\text{SiO}_2$  20%,  $\text{P}_2\text{O}_5$  15%,  $\text{CaO}$  15%,  $\text{Na}_2\text{O}$  10%,  $\text{K}_2\text{O}$  8%,  $\text{F}_2\text{O}_3$  6%,  $\text{FeO}$  4%,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  6%,  $\text{PbO}_2$  4%,  $\text{MgO}$  4%,  $\text{MnO}_2$  4%,  $\text{U}_3\text{O}_8$  2%,  $\text{Al}_2\text{Be}_3(\text{Si}_6\text{O}_{18})$  1%,  $\text{TiO}_2$  0.5%.

En la referencia (Rocas y minerales del profesor Dr. Ingº Walter Schuhmann p.72) se muestra la siguiente composición del granito:

- MINERALOGICA : Feldespatos 66%, Cuarzo 26%, Biotita 7%, Moscovita 0.5%, apatito y minerales metalíferos 0.5%.  
El granito tiene un peso específico de 2.7.

- QUIMICA :  $\text{SiO}_2$  70%,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  15%,  $\text{K}_2\text{O}$  4.5%,  $\text{NaO}$  3.5%,  $\text{CaO}$  2%,  $\text{FeO}$  2%,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  1.5%,  $\text{MgO}$  1%,  $\text{TiO}_2$  0.5%.

De publicaciones de la ALLIS-CHALMERS Co. :

- "How to determine crusher and grinding mill sizes accurately" By Fred C. Bond.
  - "Crushing and grinding calculations" By Fred C. Bond
- Se extrae el siguiente cuadro:

MATERIAL	Nº DE PRUEBAS	Wi	Ai	GE	Fi(%)
SiO <sub>2</sub>	7	12.8	0.1831	2.64	20
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	27	11.67		2.59	15
CaO	119	11.61		2.7	15
Feldespatos	8	11.67		2.59	18
Mena Fe	79	12.68		3.76	10
Al <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	10	11.37		1.63	6
PbO <sub>2</sub>	22	11.40		3.41	4
MgO	1	16.80		5.22	4
Mena U	20	17.93		2.70	2
TiO <sub>2</sub>	5	12.12		2.84	0.5
Otros	2088	13.81			5.5

Del cuadro se puede hacer una grosera estimación para la determinación del índice de trabajo, Wi; a partir de su constitución ponderativa de especies componentes del mineral:

$$\begin{aligned}
 Wi = & 0.2(12.8) + 0.15(11.67) + 0.15(11.61) + 0.18(11.67) \\
 & + 0.06(11.37) + 0.04(11.4) + 0.04(16.8) + 0.02(17.93) \\
 & + 0.005(12.12) + 0.055(13.81)
 \end{aligned}$$

Wi = 12.41
------------

## B. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. Grunig, J.K., Chemical aspects of the Ocurrence and Extraction of Uranium, Anaconda Copper Company, 1976.
2. Mario Samamé Boggio, El Perú Minero, 1981.
3. Juan E. Barreda Delgado, EL Desarrollo Nuclear en el Perú, IPEN, 1980.
4. U.S. Mineral Resouces, Geological Survey, Profesional Paper 820, 1973.
5. John W. Clegg & Dennis D. Foley, Uranium Ore Processing, 1958.
6. Glenn T. Seaborg, Uranio y sus Compuestos.
7. Uranium Ore Processing, IAEA, Viena, 1976.
8. Robert C. Merrit, The Extractive Metallurgy of Uranium, Golden, Colorado, 1970.
9. H.G. Petrow and others, Solvent Extraction of Uranium from Sulfuric Acid Eluates. USAEC Report WIN-75, Natio<sub>n</sub>al Lead Co., Inc., 16pp., Mar. 29, 1956.
10. W.C. Hazen, Solvent Extraction Techniques, Deco Trefoil, Bulletin N° T4B32, August, September, October 1963
11. J.L. Drobnick and C.J. Lewis, Control of Molybdenum Du ring Liquid-Liquid Extraction of Uranium Using Amine Extractants, U.S. Patent N° 3,083,076, Mar. 26,1963.
12. E.H. Crabtree and C.J. Lewis, Liquid-Liquid Extraction of Uranium, Eng. Mining J., 159, N° 9,102-108 (1958).
13. Planta Piloto de Recuperación de Uranio de Soluciones de Lixiviación de Cobre, Comisión Chilena de Energía Nuclear, Diciembre 1978.
14. E.S. Dana y W.E. Ford, Tratado de Mineralogía, CECSA, 1969.
15. Walter Schumann, Rocas y Minerales, OMEGA, 1980.

16. Paul Ander y Anthony J. Sonnesa, Principios de Química, LIMUSA, 1973.
17. Wendell M. Latimer, the Oxidation States of the Elements and their Potentials In Aqueous Solutions, 1952.
18. M. Pourbaix, Thermodynamics of Dilute Aqueous Solutions, Pergamon Press, 1965.
19. Arenas Carrasco, A.G., Estudio de Pre-Factibilidad de Recuperación de Uranio, UNSA, 1976.
20. Sosa B. Juan E., Segundo Congreso Latinoamericano de Geología, 11-16, JCEA, Noviembre 16, 1973.
21. OIEA, Uranio, Recursos-Producción y Demanda, Setiembre 1970.
22. P. Newell, Geology of the Lake Titicaca Region.
23. AIME, Process and Fundamental Considerations of Selected Hydrometallurgical Systems, N.Y., 1981.
24. Heinen, H.J., Mc Clelland, G.E., and Lindstrom, R.E., Enhancing Percolation Rates in Heap Leaching of Gold-Silver Ores, BuMines RI 8388, 1979, 20pp.
25. Chamberlain, P.D., Heap Leaching and Pilot Testing of Gold Silver ores, Mining Cong. J., Vol. 67, N° 4, April, 1981, pp. 47-52.
26. Robert C. Treybal, Extracción Líquido-Líquido, UTEHA.
27. M.J.N. Pourbaix, Thermodynamics of dilute aqueous Solutions.
28. Ju. Lurie, Hand Book of Analytical Chemistry, MIR.
29. A.I. Bellingham, the application of SX to the Recovery of Uranium from the Siigrama Ore, the Australian Institute of Mining and Metalurgy 1971.
30. Eithel J. McGoven Lagos y Hans Hein, Intercambio Iónico Aplicado a la Metalurgia del Cobre y otros Metales, INCITEMI, 1975.

31. Harshman, E.M., Uranium Ore Rolls in the U.S., Uranium Exploration Geology, Intl., Atom. Enrg. Agncy., STI/PUB/ (1970), 277 (IAEAPL - 391/4), 219231.
32. U.S. Mineral Resources, Geological Survey, Professional Paper 820, 1973.
33. P.C. Merrit, Book of Flow-Sheets, E&MJ, 1984.
34. R. Thomas, Operating Hand Book of Mineral Processing, E&MJ, 1977.
35. F. Habashi, Principles of Extractive Metallurgy, Vol. 2, Gordon & Breach, 1970.
36. Operaciones de separación en Metalurgia Extractiva, J.L. Otero de la Gándara, Alhambra, 1976.
37. Mineral Processing Flow-Sheets, Denver Equipment Co., Denver, Colorado.
38. J. Perry, Manual del Ingeniero Químico, Unión Tipográfica Editorial Hispano-Americana, 1982.
39. George G. Brown, Operaciones Básicas de la Ingeniería Química, Edit. Marin S.A.
40. Edmond C. Blanc, Tecnología de los Aparatos de Fragmentación y de Clasificación Dimensional, Edit. Rocas y Minerales, 1975.
41. Link-Belt, Materials Handling and Processing Equipment, Catalog 1000.
42. CEMA, Belt Conveyors for Bulk Materials, 1979.
43. A.J. Lynch, Mineral Crushing and Grinding Circuits, 1980.
44. John M. Currie, P.D., Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales.
45. A. Taggart, Hand book of Mineral Dressing.
46. Berry. T.F & Bruce, R.W.A. Simple Method of Determining the Grindability of Ores, Can. Min. J. 63 (July 1966).

47. Bond, F.C. Crushing and Grinding Calculations, Bulletin 07 R 9235 B, Allis-Chalmers, 1961.
48. Henry D. Brañes, Pulpas en Minería, 1984.
49. Andrew L. Mular y Roshan B. Bhappu, Diseño de Plantas de proceso de Minerales, 1982.
50. J. Angel Egas Saenz, Evaluación de Plantas Concentradoras, 1985.
51. Alvin Glassner, Fundamentos de la Ciencia Nuclear, 1961.
52. Max S. Peters y Klauss D. Timmerhaus, Diseño de Plantas y su evaluación económica para Ingenieros Químicos.
53. A.L Mular, Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimations, 1977.
54. Franklin J. Stermole, Economic Evaluation and Investment Decision Methods, 1974.
55. Nolberto J. Munier, Preparación técnica, evaluación económica y presentación de proyectos, 1979.
56. S. Andrade, Proyectos de Inversión, 1982.
57. John B. Kennedy y Adam M. Neville, Estadísticas para Ciencias e Ingeniería, 1982.
58. Cochran y Cox, Diseños Experimentales, 1980.

#### APUNTES DE CLASES

- Curso de Diseño de Plantas	Ing° Luis Alva Saldaña
- Curso de Fundamentos Metalúrgicos	Ing° Pedro M. Angeles B.
- Curso de Tecnología de Rayos X	Ing° Oscar Medina B.
- Curso de Concentración III	Ing° José Vidalón G.
- Curso de Ing. Metalúrgica	Ing° Edwilde Yoplac C.
- Curso de Concentración I y II	Ing° Ricardo Zacarías