

**UNIVERSIDAD NACIONAL  
MAYOR DE SAN MARCOS  
PROGRAMA ACADÉMICO DE ING. METALÚRGICA**

**METODOLOGIA DE ESTUDIO PARA LA  
OBTENCION DE CONCENTRADO DE URANIO  
A NIVEL LABORATORIO, APLICACION  
A MINERAL URANIFERO PERUANO  
Y PRE-DISEÑO DE PLANTA PILOTO**



**TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE  
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR EL BACHILLER  
Sr. AUGUSTO ERNESTO CHUNG CHING  
ASESOR: ING. GUILLERMO TANTALEAN VANINI**

**1984**

Con mucho Cariño:

Al Departamento de Producción -  
Laboratorio de Hidrometalurgia del  
Instituto Peruano de Energía Nuclear

Ings César Olave  
Máximo Rodríguez  
Consuelo Arias

Téc's Alejandro, Felipe, Héctor, Luebo y  
Paula.

Dedico a todos ellos <sup>por</sup> su cuota de  
amistad y dedicación a la "Meta-  
lurgia del Uranio", Siempre sigan  
adelante!

A Chung  
Cuzajon, Mayo 16, 1985.

Cada ser humano nace con la aptitud para pensar y razonar. En el transcurso de los años, Maestros, Superiores, Compañeros de Trabajo, así también como Amigos y Adversarios juntamente con una multitud de libros y escritos, contribuyeron en mi formación de conocimientos, ideas e inspiraciones cuyo punto culminante es el pensamiento creador. Aunque muchos de estas personas y fuentes han dejado una impresión indeleble en mí, me es imposible recordarlos uno por uno. Dedico este libro a todos ellos y a los que lean este libro y apliquen esta información adoptándola a sus propias necesidades.



## A MIS PADRES

Ellos me dieron las primeras ideas de sencillez, diligencia, sinceridad, honesti - dad y responsabilidad. Dedicación al estudio, trabajar arduamente sin dar paso a la depresión y sobre todo "terminar lo que se comienza" transmitieron en mí incansablemente.

Dedico este momento culminante a ellos, por sus enormes reservas de paciencia y confianza y por la gran familia que formaron con mucho tesón.

A MIS HERMANOS

y

HERMANAS

Luis Santiago

Angel Fernando

César Emilio

Ricardo Alejandro

Juan Francisco

Jorge Nelson

Jesús Antonio

María Esperanza

María Eugenia

Luz María

Juana María

María Isabel

María Luisa.

Catorce conmigo. Grandes en número y en calidad. Comparto con ellos una herencia común. En ellos encontré grandes cuotas de apoyo, variedad de caracteres, gustos y liderazgos.

Catorce en mis momentos de éxitos y de infortunios ¿Qué más puedo pedir?



我於數年前考進本京聖馬古大學  
賴父母督促匡扶幸能如期畢業  
然學海深淵渺茫止境尚望我賢  
師良友並高明之士時賜指導能  
於百尺竿頭再進一步感德靡既耳

鍾嘉強謹識

一九八五年十一月

# INDICE

	<u>Pág.</u>
<u>CAPITULO 1.0 - INTRODUCCION</u>	1
1.1. Generalidades.	
1.2. Antecedentes.	
1.3. Objetivos .	
<u>CAPITULO 2.0 - INFORMACION BASICA</u>	9
2.1. El Uranio y sus Propiedades.	9
2.2. Minerales de Uranio.	14
2.3. Posición Geoquímica del Uranio.	21
2.4. Yacimientos Minerales de Uranio.	25
2.5. Obtención del Uranio.	31
2.6. Preparación Física del Mineral de Uranio.	34
2.7. Extracción y Concentración del Uranio.	35
2.8. Purificación del Uranio.	39
2.9. Precipitación del Uranio.	44
<u>CAPITULO 3.0 - METODOLOGIA DE ESTUDIO</u>	
<u>    <u>APLICACION A MINERAL URANIFERO PERUANO</u></u>	47
3.1. Generalidades.	
3.2. Infraestructura Física.	49
3.2.1. Area de Análisis Físicos.	
3.2.2. Area de Análisis Químicos.	
3.2.3. Area de Experimentación Metalúrgica.	
3.2.4. Area de Planta Piloto.	
3.3. Infraestructura Humana.	55
3.4. Programa de Ensayos.	59

3.4.1. Ensayos de Análisis Físicos y Químicos	64
3.4.1.1. Estudio Mineralógico.	
3.4.1.2. Estudio Petrográfico .	
3.4.1.3. Cuarteo y Desmuestre.	
3.4.1.4. Determinación de la Densidad aparente.	
3.4.1.5. Determinación de la Humedad.	
3.4.1.6. Análisis Granulométrico del Mineral.	
3.4.1.7. Análisis de U en Fracciones Granulométricas.	
3.4.1.8. Análisis Minerográfico.	
3.4.1.9. Determinación de la Permeabilidad del Mineral.	
3.4.1.10. Análisis Espectrográfico del Mineral de Cabeza.	
3.4.1.11. Determinaciones posteriores.	
3.4.2. Ensayos de Experimentación Metalúrgica	92
3.4.2.1. Preparación Física	92
3.4.2.2. Lixiviación Acida.	98
Básica	110
Estática en pilas	117
3.4.2.3. Purificación del Uranio, Resinas Intercambiadoras.	133
Solventes Orgánicos.	144
Proceso Elvex.	150
3.4.2.4. Precipitación y Secado	151
3.4.2.5. Separación Sólido-Líquido	157
a) Espesadores	
b) Filtros.	

	<u>Pág.</u>
<b><u>CAPITULO 4.0 - PRE-DISEÑO DE PLANTA PILOTO</u></b>	<b>170</b>
4.1. <i>Flow Sheet General</i>	172
4.2. <i>Características Generales de la Planta Piloto</i>	172
4.3. <i>Selección de Equipos</i>	173
4.3.1. <i>Equipos de Preparación Física</i>	
4.3.2. <i>Equipos de Extracción del Uranio.</i>	
4.3.3. <i>Equipos de Separación Sólido-Líquido.</i>	
4.3.4. <i>Equipos de Purificación de la Solución de Uranio.</i>	
4.3.5. <i>Equipos de Precipitación.</i>	
4.3.6. <i>Equipos de Filtración.</i>	
4.3.7. <i>Equipos de Secado.</i>	
4.3.8. <i>Equipos de Clasificación.</i>	
4.3.9. <i>Equipos Auxiliares.</i>	
4.4. <i>Cálculos de Ingeniería.</i>	178
4.4.1. <i>Preparación Física del Mineral.</i>	178
4.4.2. <i>Extracción del Uranio.</i>	178
<i>Cálculo del tamaño de tanque de lixiviación.</i>	
<i>Cálculo del tamaño de las columnas para lixiviación estática.</i>	
4.4.3. <i>Separación Sólido-Líquido.</i>	179
<i>Cálculo del área de sedimentación de espesadores.</i>	
<i>Cálculo del número de etapas de lavado en CCD de pulpa de lixiviación.</i>	
<i>Cálculo del rendimiento de lavado de pulpa de lixiviación.</i>	
<i>Cálculo del tamaño del filtro.</i>	
<i>Cálculo del rendimiento de filtración.</i>	
4.4.4. <i>Purificación de la Solución de Uranio</i>	183

	<u>Pág.</u>
Cálculo del tamaño de columna de intercambio iónico.	
Cálculo de las dimensiones del mezclador-decantador para extracción por solventes.	
4.4.5. Precipitación.	187
Cálculo del tamaño del tanque de precipitación.	
4.4.6. Clasificación	188
Cálculo del tamaño del ciclón.	
Cálculo del número de ciclones necesarios.	
Cálculo del vortex.	
Cálculo del apex.	
Cálculo de bombas	
Bombas para pulpa.	
Cálculo de las pérdidas por fricción.	
Cálculo de la altura estática.	
Bombas para soluciones líquidas.	
4.4.7. Secado.	194
Cálculo del tamaño del secador.	
4.4.8. Auxiliares.	195
Cálculo del Grupo Electrógeno.	
Cálculo del Caldero.	
Cálculo del Equipo de Vacto.	
Cálculo de la Compresora.	
4.5. Flow Sheet Detallado, Distribución en Planta y Detalles del Pre-Diseño.	202
4.6. Presupuesto y Financiación.	197
4.6.1. Inversión permanente.	198
4.6.2. Costo de producción.	199
4.6.3. Ingeniería económica	200

	<u>Pág.</u>
4.6.4. Financiación	201
<u>CAPITULO 5.0 - CONCLUSIONES</u>	204
5.1. Generales.	
5.2. Particulares.	205
5.3. Sugerencias.	207
<u>APENDICE</u>	
<u>BIBLIOGRAFIA .</u>	208

1.0 INTRODUCCION

1.1 GENERALIDADES

1.2 ANTECEDENTES

1.3 OBJETIVOS

## 1.0 INTRODUCCION

### 1.1 GENERALIDADES

Este estudio, "Metodología de Estudio para la obtención de Concentrado de Uranio a nivel laboratorio, aplicación a mineral uranífero peruano y Pre-diseño de Planta Piloto", fué realizado en el Instituto Peruano de Energía Nuclear - IPEN - y en la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, en el Programa Académico de Ingeniería Metalúrgica.

Consta de 5 Capítulos y son :

<u>Capítulo</u>	<u>Comprende</u>
1	Parte introductoria.
2	Información Básica.
3	Metodología de Estudio.
4	Pre-diseño de Planta Piloto.
5	Conclusiones.

El mineral uranífero es proveniente del Dpto. de Puno, Provincia de Macusani, de las zonas denominadas Tantamaco, Kiguitián, Pinocho y Chilcuno Chico.

La Planta Piloto es de 10 ton.mineral/día y es del tipo portátil, diseñada en una unidad compacta, remolcable con flow sheet bastante flexible.

### 1.2 ANTECEDENTES

La demanda del uranio se inicia mucho antes de 1940, especialmente durante la 2da. Guerra Mundial; las plantas de procesamiento recuperaban convencionalmente el uranio por lixiviación y luego lo purificaban con una serie de precipitaciones fraccionadas partiendo de minerales de alta ley, el costo de recuperación era alta y se conseguían bajas recuperaciones.

En estos últimos 25 años, la industria del uranio ha sufrido una se



rie de grandes transformaciones, el uranio de poco interés comercial pasó a ser materia prima estratégica para la fabricación de armas y para la generación de energía eléctrica.

En EE.UU. , en el año de 1946 la Comisión de Energía Atómica otorga una serie de incentivos a través de mejora de precios, bonos , estaciones de compra y asistencia técnica, permitiéndolo el descubrimiento de nuevas reservas de uranio y el incremento del mismo de 1 millón de toneladas de mineral en 1946 a 89 millones en 1959.

La MANHATTAN ENGINEERING DISTRICT y más tarde la AEC (Atomic Energy Commission) de EE.UU. a través de 20 separadas organizaciones, iniciaron programas de recuperación de uranio a partir de minerales de baja ley. Similares esfuerzos se desplegaron en otros países como Gran Bretaña, Sud-Africa, Canadá y Australia. Muchas empresas privadas interesadas en la explotación y producción de uranio aportaron valiosas experiencias en este período.

Mejores recuperaciones a costos más bajos se alcanzaron con la aplicación de resinas intercambiadoras y solventes orgánicos en la purificación. El uso de floculantes en las técnicas de separación sólido-líquido y el estudio correlativo de las variables de lixiviación, ayudó enormemente en el tratamiento de una más amplia variedad de minerales con aceptables eficiencias y la obtención de concentrados de mejor pureza.

En la década del 60, época de apogeo del uranio, EE.UU. era el primer productor de uranio en el mundo con 25 plantas en operación, seguidos de Canadá con 19 plantas y Sud-Africa con 14 plantas. En total, estos 3 países producían cerca de 40,000 toneladas de  $U_3O_8$  al año.

Actualmente, la industria del uranio sufre aparentemente una recesión momentánea producto de intereses político-militar, sin desconocer los avances tecnológicos logrados en estos años en materias pacíficas (Medicina ,

Radioquímica, Centrales Nucleoeléctricas, etc.)

En el Perú, nace la actividad nuclear en el año de 1955 con la creación de la JUNTA DE CONTROL DE SUSTANCIAS RADIOACTIVAS cuya función fue el control y la determinación de la radioactividad ambiental, actividad estacionaria dado a lo reducido del presupuesto. En Febrero de 1975 dicha Junta, por Decreto Ley pasa a ser INSTITUTO PERUANO DE ENERGIA NUCLEAR y es encargado de "promover coordinar y controlar acciones para el desarrollo de la Energía Nuclear en el Perú".

Entre 1968 y 1974, con asistencia técnica del Organismo Internacional de Energía Atómica (OIEA) se inicia una serie de investigaciones de laboratorio y el desarrollo de diversos proyectos, así tenemos el Laboratorio de Dosimetría de Película, Central de Radioisótopos, Laboratorio de Radioquímica y Química Analítica, Prospección de Minerales Radioactivos y Laboratorio de Control de Radioactividad Ambiental.

En 1975 se firma un Convenio con el Instituto Científico Tecnológico Minero (INCITEMI) actual Instituto Geológico Minero Metalúrgico (INGEMMET) para la realización de un estudio de obtención de concentrado de uranio a nivel laboratorio y diseño de una planta piloto.

En Octubre de 1977 el IPEN se define una política nuclear, establecida en el Plan de Gobierno Túpac Amaru a mediano y largo plazo. A mediano plazo (1977-1983) obtener una infraestructura humana con capacidad y número suficiente, y las facilidades operacionales mínimas que permitan el pleno desarrollo de esa capacidad. A largo plazo (1983-2000) proporcionar a la población y a los sectores productivos todos los beneficios que derive de la Energía Nuclear.

Paralelamente se firmó un contrato de cooperación técnica con el OIEA, por un monto de 2'118,000 dólares para la prospección de uranio y se

inició conversaciones con diversos países para la construcción de un reactor nuclear que culminaron con la Carta de Intención con la República de Argentina sentando las bases del "Tratado de Cooperación Nuclear", siendo efectiva en Julio de 1978, la inauguración del Reactor de Potencia Cero y en 1979 la iniciación de las Obras del Centro Nuclear de Investigaciones del Perú en Huarangal.

En 1980 se hace realidad el proyecto de la 1era. planta piloto para la producción de concentrado de uranio. Se trata un mineral sulfurado de Colquijirca, Dpto. de Pasco, de 0.24% U, se realizaron operaciones de molienda, lixiviación ácida, intercambio iónico con resinas, precipitación y secado.

Las acciones más importantes en estos últimos años se ha centralizado en la construcción del Centro Nuclear de Huarangal (reactor de 10 megawatts) y la prospección de uranio con el fin de evaluar el potencial uranífero del país y la participación en el mercado internacional del uranio con la producción industrial del concentrado, todo ello en un plazo razonable.

Cabe señalar que dentro de la actividad internacional, el Perú a través de la Presidencia del IPEN ha alcanzado altas performances. A nivel regional ha tenido la Presidencia de la Comisión Interamericana de Energía Nuclear de la OEA (1977-78) y una reunión cumbre en Lima.

### 1.3. OBJETIVOS

Las Centrales Nucleares y Nucleoeléctricas constituye la mayor aplicación del uranio en lo que se refiere a usos pacíficos. De los isótopos del uranio, solamente 3 pueden considerarse como fisionables, es decir, dividirse en fragmentos importantes como resultado de un choque producido por un neutrón que viene del exterior.

La fisión de un átomo está acompañada de una pérdida de energía rela

tivamente grande, como comparación, la energía perdida por la fisión de 1 Kg. de Uranio es equivalente a la energía producida por 3 millones de Kgr. de carbón.

En Centrales Nucleares se aprovecha dicha energía de fisión en forma gradual y controlada para generar energía eléctrica. Considerando una tasa de desarrollo moderada, el mundo requerirá para el año 2000 aproximadamente 125 billones de toneladas de petróleo. Actualmente el mundo dispone de 80-90 billones de toneladas, esto significa que tenemos un defecto de 35-45 billones de toneladas de petróleo o su equivalente en otras fuentes.

El carbón, la hidroelectricidad y la energía nuclear son los únicos recursos significativos actualmente obtenibles. Teniendo en cuenta el incremento del costo del petróleo y las reservas mundiales, es probable que progresivamente su uso sea eliminado como fuente energética, derivando fundamentalmente el petróleo para la propulsión y la petroquímica. La Agencia Internacional de Energía Atómica pronostica que para América Latina, en 1985, la electricidad generada por la energía nuclear será 4.5 veces que la abastecida en 1981.

De las alternativas planteadas : hidroelectricidad, carbón y energía nuclear, toca al profesional peruano el desarrollo de los mismos. La hidroelectricidad está siendo desarrollada por el Instituto de Investigaciones Energéticas y Servicios de Ingeniería Eléctrica (INIE) de ELECTROPERU, con estudios de Pequeñas Centrales Hidroeléctricas.

La segunda alternativa, el carbón, está siendo desarrollada por el Instituto Geológico Minero Metalúrgico mediante la evaluación de los yacimientos de La Oroya, Alto Chicama, Santa, Goyllarisquizca, Jatunhuasi, Piñipata y los lignitos de Tumbes, y de las posibilidades de sustituir parte del consumo del petróleo por carbón mineral en las Centrales Termoeléctricas.

El desarrollo de la tercera alternativa, recae en el IPEN. Se está

estableciendo la favorabilidad de los yacimientos de uranio en las diversas regiones del país. El ritmo de desarrollo del Perú determina una correspondiente demanda energética, que si bien es posible satisfacer mediante las 2 anteriores alternativas, existe la interrogante en el grado de conveniencia del país en la participación nuclear en la demanda energética. El IPEN ha previsto la formación de un grupo humano en lo que se refiere a Reactores, Seguridad Nuclear, Física Neutrónica y Combustibles Nucleares, en este último se considera la presente tesis.

Se realizó esta tesis "Metodología de Estudio para la Obtención de Concentrado de Uranio a Nivel Laboratorio, aplicación a minerales uraníferos peruanos y Pre-diseño de Planta Piloto con el fin de desarrollar una experimentación netamente metalúrgica, en lo que se refiere a planeación, realización y evaluación de los diferentes métodos de concentración de uranio a escala laboratorio para la definición del proceso metalúrgico, llevarlo a comprobación en forma continua a escala piloto, generándose datos para la realización de un proyecto a escala industrial y sirviendo de centro de entrenamiento para el personal requerido en ella.

Table 4. Estimates of Total and Nuclear Electrical Generating Capacity.

Country Group	1981			1985 (see h)			1991 (see h)			2000 (see h)		
	Total Elect. GWe	Nuclear		Total Elect. GWe	Nuclear		Total Elect. GWe	Nuclear		Total Elect. GWe	Nuclear	
		GWe	%		GWe	%		GWe	%		GWe	%
OECD North America	728	52.4	9.5	743 754	105.7 109.7	14.7 13.8	831 904	133.9 134.1	15.7 15.2	1077 1207	180.0 193.5	16.7 16.0
OECD Europe	455	53.9	11.9	505 521	101.4 101.4	23.1 19.5	591 619	114.4 142.6	20.3 24.0	823 941	239.2 330.2	29.0 35.0
OECD Pacific	183	15.3	8.3	187 156	24.7 24.7	13.2 12.6	228 249	25.0 31.7	10.9 12.7	330 325	69.2 96.1	20.9 24.3
Centrally Planned Europe	381	18.3	4.8	518 540	35.4 36.4	7.4 7.1	688 758	53.2 77.8	7.7 10.2	1037 1309	180.0 240.0	17.3 18.3
Asia	165	3.7	2.2	244 255	10.6 10.6	4.3 4.1	373 410	15.0 15.9	4.0 3.8	799 1017	31.3 42.7	3.9 4.1
Latin America	107	0.3	0.3	144 147	2.9 2.9	1.9 1.9	180 191	6.8 5.9	3.5 3.5	251 363	13.9 24.9	5.5 6.8
Africa and Middle East	66	-	-	84 88	1.8 1.8	2.1 2.0	99 115	1.8 3.3	1.8 2.9	197 262	9.8 15.4	4.9 5.8

World Total	2082	153.6	7.3	2425 2541	285.9 285.9	11.9 11.4	2980 3246	250.3 422.3	11.7 13.1	4514 5454	723.4 842.8	16.0 17.1
Industrialized Countries	1763	149.6	8.4	1982 2057	275.8 275.5	13.9 13.4	2359 2561	319.3 393.0	13.3 15.3	3312 3657	671.9 864.8	20.2 22.1
Developing Countries	319	4.0	1.2	443 484	13.4 13.4	3.0 2.7	621 685	31.5 4.3	3.4 3.5	1202 1597	51.5 78.0	4.2 4.8

Notes:-

h:- the top and bottom figures for total electric and nuclear capacity are low and high estimates, respectively.

Estimados del total de la capacidad de generación Nucleoeléctrica en el Mundo.

Table 6. Estimates of Total World Energy Consumption (EJ), Percentage Used for Electricity Generation, and Percentage Supplied by Nuclear Energy.

Country Group	1981			1985 (see b)			1990 (see b)			2000 (see b)		
	Total Energy Consumption	% Used for Elect. Gener.	% Supp. by Nucl.	Total Energy Consumption	% Used for Elect. Gener.	% Supp. by Nucl.	Total Energy Consumption	% Used for Elect. Gener.	% Supp. by Nucl.	Total Energy Consumption	% Used for Elect. Gener.	% Supp. by Nucl.
OECD North America	86.9	31.4	3.7	94.6 57.6	29.3 30.5	7.6 7.4	101.6 106.6	32.1 33.3	8.4 8.5	111.2 122.6	38.0 38.6	10.6 10.3
OECD Europe	53.7	32.6	8.6	60.2 68.9	32.1 32.7	11.1 11.0	68.7 78.8	34.3 35.6	11.3 13.8	85.0 96.0	39.0 42.1	18.4 24.0
OECD Pacific	18.9	39.4	4.6	22.6 23.7	33.1 33.0	7.2 6.8	24.2 28.8	35.8 39.5	6.2 7.2	31.6 37.6	42.7 42.0	14.3 16.7
Centrally Planned Europe	72.2	24.6	1.0	84.2 87.6	28.6 28.8	3.0 2.9	96.6 103.6	33.1 34.1	3.6 4.9	117.4 134.9	40.5 44.9	10.0 11.7
Asia	42.0	16.0	0.8	55.7 57.7	17.9 18.0	1.2 1.2	75.2 81.4	28.9 21.4	1.3 1.3	122.7 146.0	26.5 28.6	1.7 1.9
Latin America	20.1	19.4	0.2	21.4 22.4	24.3 23.6	0.9 0.8	26.8 29.5	28.0 26.9	1.6 1.5	38.8 47.5	26.2 31.1	2.3 3.4
Africa and Middle East	17.3	15.5		18.4 20.2	16.7 16.7	0.6 0.6	26.8 30.6	17.9 17.7	0.5 0.7	44.1 57.5	20.0 20.0	1.5 1.6

World total	311.7	26.8	2.7	358.6 365.7	27.1 27.5	5.3 5.1	421.6 480.2	25.8 30.3	5.5 6.1	551.8 636.1	34.3 36.1	8.6 9.7
Industrialized Countries	234.7	30.4	3.5	265.3 271.5	30.1 30.8	6.6 6.7	296.8 313.5	33.4 34.3	7.3 8.3	350.1 391.1	39.7 42.6	12.6 14.5
Developing Countries	77.0	16.1	0.3	93.3 97.3	18.5 18.5	0.9 0.9	124.8 137.3	21.2 21.3	1.1 1.2	201.7 247.0	24.5 26.7	1.7 2.1

Notes:-  
\*\*\*\*\*

b:- the top and bottom figures for total energy consumption are low and high estimates, respectively.

Estimados del consumo total de Energía en el mundo, % utilizado para la generación de electricidad y % abastecido por la Energía Nuclear.

2.0 INFORMACION BASICA

2.1 EL URANIO Y SUS PROPIEDADES

2.2 MINERALES DE URANIO

2.3 POSICION GEOQUIMICA DEL URANIO

2.4 YACIMIENTOS MINERALES DE URANIO

2.5 OBTENCION DEL URANIO

2.6 PREPARACION FISICA DEL MINERAL  
DE URANIO

2.7 EXTRACCION Y CONCENTRACION DEL  
URANIO.

2.8 PURIFICACION DEL URANIO

2.9 PRECIPITACION DEL URANIO.



## 2.0 INFORMACION BASICA

### 2.1 EL URANIO Y SUS PROPIEDADES

En 1789, KLAPROTH descubrió el trióxido de Uranio al tratar pechblenda de los yacimientos de JOACHIMSTHAL; pero recién en 1841, PELIGOT obtuvo el metal en polvo, al que se bautizó derivando su nombre del Planeta Urano.

Es el de mayor peso atómico (238, 07) de todos los elementos conocidos, excluyendo los trans-uránicos, (Neptunio, Plutonio, Americio, Curio, etc.), con un peso específico de 18.7 y un punto de fusión de 1100°C.

Se trata de un metal de color blanco níquel, menos duro que el acero, ligeramente maleable y dúctil y poco estable al aire. Calentándolo en contacto con el aire arde con incandescencia y producción de chispas. Es soluble en los ácidos clorhídrico, nítrico y sulfúrico y descompone al agua a los 100°C y aún a menor temperatura.

Si bien se le conoce combinaciones tri y octavalentes, en sus compuestos naturales actúa solamente como tetra y hexavalente.

Sus óxidos principales son : el uranoso ( $UO_2$ ) y el uránico ( $UO_3$ ) en el primer caso el elemento en cuestión es tetravalente, y en el segundo, hexavalente. Forma 2 tipos de sales principales, a saber : compuesto uranosos correspondientes al óxido básico  $UO_2$  y compuesto de uranilo en los cuales el uranio se encuentra formando parte del ión  $UO^{2+}$ .

Los primeros son altamente inestables, siendo rápidamente oxidados a la forma de uranilo; el óxido uranoso ha sido el constituyente original de todos los minerales hipógenos y mientras más jóvenes sean los minerales primarios inalterables, mayor es su proporción en el mismo.

Aparte de los óxidos mencionados, se conoce el uranoso-uránico :  $U_3O_8$  ( $UO_2 - 2UO_3$ ) ó intermedio, que se presenta en la pechblenda, en mayor o menor grado.

El  $UO_3$  es anfótero, lo que significa que reacciona como una base frente a los ácidos para formar compuestos de uranilo y como un ácido frente a las bases para constituir uranatos, diuranatos, etc.

Las sales de uranilo son generalmente amarillas o verdes, y por lo común fluorescentes, son del tipo  $(UO_2)_m R_n$ ; donde R representa  $CO_3$ ,  $SO_4$ ,  $SiO_3$ ,  $AsO_4$ ,  $VO_4$ ,  $PO_4$ . En la naturaleza se conocen diversos compuestos que corresponden a esta fórmula como se verá más adelante al tratar los minerales de Uranio.

Los óxidos hidratados del tipo  $nVO_3 \cdot xH_2O$  existente también en el reino mineral, derivan del ácido uránico  $UO_3 \cdot H_2O$ .

Por reducción de los óxidos de uranio ó de otros compuestos con carbón a elevada temperatura, se obtiene el uranio común en forma elemental, en el que participa el uranio 238 y sus isótopos uranio 235 y uranio 234, en las proporciones siguientes

$U_{238}$	99.274%
$U_{235}$	0.720%
$U_{234}$	0.006%

Radio elementos, desintegración, períodos, vida media.

Los elementos radioactivos ó radio elementos están compuestos de átomos que se desintegran, esto es, que por ruptura pasan a átomos de diferente naturaleza, emitiendo en el momento del cambio, radiaciones que pueden ser detectados o medidos por instrumentos.

Cada radio elemento se desintegra siguiendo un camino y en una proporción que le es característica, produciendo radiaciones de una cierta energía que le es también característica

El uranio 238, el torio y el uranio 235 o actinouranio son cabezas de familias radioactivas, y cada uno de ellos produce en su proceso de transformación, una serie de radioelementos, lo que se originan paso a paso por sucesivas desintegraciones hasta terminar en plomo inactivo.

Es así que un átomo de  $U_{238}$ , libera en su total transformación, 8 átomos de helio, y termina en un plomo de peso atómico 206, en tanto que el torio desprende 6 átomos de helio y finaliza en un plomo 208.

Todas las radiaciones beta y gamma y la mayoría de las alfa de los minerales viejos de uranio y torio proceden de radioelementos altamente activos- como son de la serie del radio y mesotorio- que se han acumulado en largos períodos de tiempo y que han sido constantemente remplazados por desintegraciones de elementos de estas series.

Los cuerpos radioactivos, se encuentran entre los de mayor peso atómico. La emisión de una partícula alfa o beta corresponde a una transmutación del átomo que cambia entonces de especie.

De la Ley de Rutherford y Soddy, relacionada con las transformaciones radioactivas, se deduce que : el número de núcleos de un cuerpo radioactivo que se desintegra en la unidad de tiempo, es proporcional al número total de los núcleos que están presentes en el instante considerado.

El coeficiente de proporcionalidad se denomina "Constante Radioactiva" de la sustancia.

Se llama "período" de un cuerpo radioactivo al tiempo necesario para que la mitad de los núcleos radioactivos, presentes en un momento cualesquiera, se desintegren en otros núcleos estables o radioactivos.

De la Ley arriba mencionada, resulta que el período es igual a la inversa de la "Constante Radioactiva" multiplicada por 0.693.

La "Vida Media" o el promedio de las duraciones de vida efectiva de todos los núcleos de un cuerpo radioactivo, es igual al valor de la inversa de su "Constante Radioactiva", y por lo tanto igual al "Período" dividido por 0.693 ó multiplicado por 1.44.

Así, en el caso del radio, el "período" es de 1590 años, mientras que la vida media es de 2,289.6 años.

Cabe mencionar que las temperaturas, presiones, catalizadores y otros factores que influyen sobre las reacciones químicas, no tienen acción alguna sobre el tiempo de desintegración de un cuerpo radioactivo.

En el Cuadro siguiente, se indica la serie de desintegración del uranio 238, señalándose los distintos elementos de transformación, los tipos de radiaciones emitidas en cada caso y el periodo de cada elemento de esta serie.

ELEMENTO	DESINTEGRACION RADIOMETRICA.	PERIODO	RADIACIONES
$U_{238}$	UI	1,500' millones de año.	Alfa
Torio 234	UX <sub>4</sub>	24.1 días.	Beta-gamma
Protactinio 234	UX <sub>2</sub>	1.1 minuto.	Beta-gamma
Uranio 234	UH	269,000 años.	Alfa
Torio 230	Tonio (To)	82,200 años.	Alfa
Radio 226	Radio (Ra)	1,590 años.	Alfa-gamma
Radón 222	Radón (Rn)	8.8 días.	Alfa
Polonio 218	Radio A (RaA)	3.1 minutos.	Alfa
Plomo 214	Radio B (RaB)	26.8 minutos.	Beta
Bismuto 214	Radio C (RaC)	19.7 minutos.	Beta-gamma
Polonio 214	Radio C <sup>1</sup> (RaC <sup>1</sup> )	0.0002 segundos.	Alfa
Plomo 210	Radio D (RaD)	22.2 años.	Beta-gamma
Bismuto 210	Radio F (RaF)	159 días	--
Plomo 206	Radio G (RaG)	Estable.	

El periodo del torio que en la naturaleza se presenta con un solo isótopo Th 232, es de 13,9 mil millones de años y la del Actinouranio  $U_{235}$ , 707 millones de años.

## 2.2 Minerales de Uranio

Se conocen más de 150 especies minerales portadores de Uranio, de los cuales 60 corresponden a compuestos secundarios bien definidos.

De este conjunto, cuya naturaleza varía desde simples óxidos hasta compuestos de constitución muy compleja y dudosa, sólo un número reducido es el que tiene verdadera importancia comercial.

De acuerdo a su origen, se pueden clasificar los minerales en 2 grandes grupos : a) Minerales primarios ó hipogénicos y b) Minerales secundarios ó supergénicos.

### 2.2.1. Minerales Primarios

Desde el punto de vista de su composición química podrían distribuirse así :

#### OXIDOS SIMPLES

Comprenden la uraninita y la pechblenda, constituidos por uranio y participación variable de torio, plomo y pequeñas cantidades de tierras raras.

#### OXIDOS MULTIPLES

Se caracterizan por ser portadores en la mayoría de los casos de tierras raras en combinación con el Columbio y/o Tantalio a menudo con fuerte proporción de Titanio estando presentes, además, otros elementos como Torio, Hierro, Manganeso, Circonio, Calcio, Estaño, etc.

En relación a sus principales elementos constituyentes, se pueden agrupar en 5 grupos ordenados conforme con el aumento de la complejidad :

I) Consisten principalmente de Cb, Ta, Ca, Na(OH) y F.

Microlita  $Ta_2O_5$   $Cb_2O_5$

Pirocloro  $Cb_2O_5$   $Ta_2O_5$

II) Contienen esencialmente Cb, Ta y elementos del grupo del Ytrio :

Fergusonita  $Cb_2O_5$   $Ta_2O_5$

Samaraskita  $Cb_2 O_5$   $Ta_2 O_5$

III) En su composición predominan Cb, Ta, tierras raras y Ti :

Euxenita  $Cb_2 O_5 + Ta_2 O_5 : Ti O_2$  (1:3)

Policlasa  $Cb_2 O_5 + Ta_2 O_5 : TiO_2$  (1:4)

Eschynita  $(Ce, La)_2 O_3$  (Y,Er) $O_3$  y  $ThO_2 UO_2 + UO_3$

Priorita  $(Y,Er)_2 O_3$   $(Ce,La)_2 O_3$  y  $Th O_2 UO_2 + UO_3$

IV) Diversos óxidos múltiples conteniendo Ti, conteniendo Cb y Ta:

Betafita Principalmente Cb, Ta, U, Ti y Ca.

Dyalmita Principalmente Ta, U y Ca

Ampangabesta Principalmente Cb, Ta, Ti, U y Tierras raras.

V) Óxidos múltiples conteniendo Ti, con ausencia de Cb y Ta.

Dadivita Principalmente Ti, Te con U, V y Tierras raras.

Brannerita Principalmente U y Ti.

Tucolita Principalmente U y T.

### 2.2.2. b) Minerales Secundarios

Se originan por procesos de meteorización a partir de los compuestos hipógenos, siendo químicamente mejor conocidos que los últimos, aunque la composición de algunos permanece aún dudosa.

A continuación se citan algunos de estas especies ordenadas conforme a su composición química.

#### OXIDOS

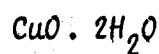
Gummita  $UO_3 \cdot nH_2O$

Brecquerelita  $2UO_3 \cdot H_2O$

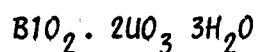
Shoepita  $4UO_3 \cdot 9H_2O$

Curita  $2PbO \cdot 5 UO_3 \cdot 4H_2O$

Vandenbrandita

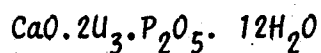


Uranofaerita

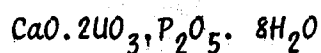


FOSFATOS

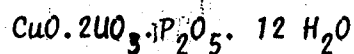
Autunita



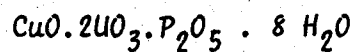
Metautunita



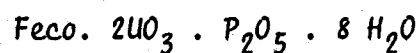
Torbenita



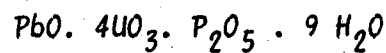
Metatorbernita



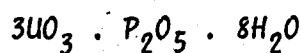
Ferrouranita



Renardita

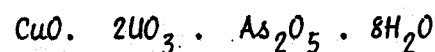


Fosfuranilita

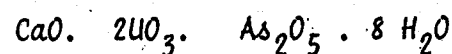


ARSENIATOS

Zeunerita



Uranospinita

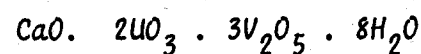


VANADATOS

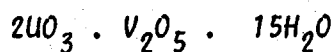
Carnotita



Tyuyamunita

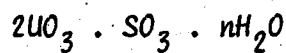


Uranita



SULFATOS

Zippeita

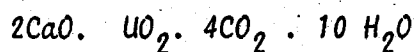


Johannita

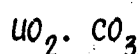


Carbonatos

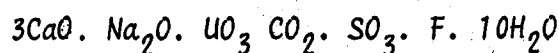
Uranothallita



Rutherfordina

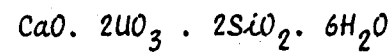


Schoeckingenita

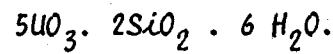


SILICATOS

Uranofano



Soddyita



Seguidamente pasamos a tratar los minerales que revisten mayor importancia, señalando brevemente sus características esenciales.

#### URANINITA . -

En su estado primario consiste en  $UO_2$  al que se asocia conforme con su grado de alteración al  $UO_3$ . Contiene además cierto porcentaje de torio, tierras raras y plomo de la desintegración del uranio, en una proporción apreciable en los uraninitas precámbricos. Es de color negro, con tinte a menudo verdoso, pardo ó gris, se presenta en cubos y octaedros bien desarrollados. Su dureza está entre 5 y 6 y su peso específico de 8 a 10.5, según su contenido de uranio, siendo mucho menor en los alterados. Es por lo general más duro y más pesado que la pechblenda, como así también de mayor pureza y homogeneidad que aquella. Suele acompañar a la tucolita, compuesto que lo reemplaza en algunos casos. Se trata de un yacimiento típico pegmatítico.

#### PECHBLENDA . -

Se presenta en yacimientos hidrotermales y es el mineral más importante de uranio. Como la uraninita contiene plomo y óxidos de uranio. Generalmente no contiene torio, tiene pequeñas participaciones las tierras raras (menor al 1%).

No adquiere forma externa cristalina sino redondeada, mamelonar y otroidal, con estructura bandeada y radiada. Posee un color negro acerado a negro de pez cuando se halla en estado fresco; pero toma una coloración grisácea a verdosa cuando se altera. Su fractura es coloidal siempre a la del vidrio. Encierra en su masa inclusiones e intercrecimientos de otros minerales presentes en las vetas como el cuarzo, carbonatos, sulfuros y arseniuros. Como la uraninita, expuesta a la acción de los agentes meteóricos, se altera en "gummita", urófono y otros compuestos. Tanto la uraninita como la pechblenda son formas cúbicas de  $UO_2$ ; la primera es cristalina macroscópica en tanto que la segunda está compuesta por crista



litos a veces orientados, del orden de  $10^{-3}$  cm. y menos aún. En consecuencia, el término pechblenda, es aplicado a la forma submicroscópica cristalina del  $UO_2$  con o sin exceso de oxígeno.

#### TUCOLITA . -

Se trata de un mineral carbonoso, liviano portador de uranio y torio, que se asemeja en cortes frescos a un carbón duro brillante o resinoso. De densidad 1.7, frágil de fractura concoidal y quebradizo. No arde por sí solo y se quema con dificultad sin dar humo ó sustancias alquitranosas. Su contenido en cenizas es variable. Se admite que este compuesto se origina por efecto de la polimerización de los hidrocarburos, causada por la radioactividad de minerales de U-torio. Se encuentra en pegmatitas e incluso en yacimientos de vetas. Su contenido de U llega hasta 53% en cenizas, dureza entre 3.5 a 4.0.

#### COFFINITA . -

Se trata de un silicato de uranio. Su color es negro, de lustre adamantino y cristaliza en el sistema tetragonal, isoestructural con el zircón (según estudios de rayos X). Su peso específico varía hasta 5.1, su dureza está entre 5 a 6. Su contenido de uranio varía entre 40.9 y 60.1%. Este mineral acompaña a la pechblenda en zonas no oxidadas.

#### PIROCLORO - MICROLITA. -

Los minerales de este grupo se encuentran preferentemente en pegmatitas alcalinas y constituyen óxidos complejos de columbio, tantalio, calcio y sodio con (OH) y flúor. Además registra presencia de hierro, manganeso, titanio, torio y tierras raras. Muestran tendencia a cristalizar con hábito octaédrico, hallándoseles además en granos y pequeñas masas irregulares. Su contenido de uranio es muy variable llegando hasta 10.4%. Sus colores varían desde el amarillo hasta el pardo y negro, según el grado de alteración poseen un lustre vítreo resinoso, una dureza entre 5 y 6 y un peso específico de 4.2 a 6.4 de acuerdo a su estado de conserva -

ción y su contenido de tantalio.

FERGUSONITA-FORMANITA . -

Son columbatos y tantalatos de ytrio y erbio con tierras raras y torio. La fergusonita es el término rico en columbio y la formanitas en tantalio. Son de origen pegmatítico, se presentan con preferencias en prismas tetragonales de color pardo a negro en estado fresco, y amarillo verdoso cuando están alterados, con lustre vítreo y fractura concoidal. Su dureza es de 5.5 a 6.5 y su densidad variable entre 4.18 a 5.78 según su contenido de tantalio. Su contenido de uranio llega entre 0.8 y 7.2%.

DADIVITA . -

Se trata de un mineral pegmatítico de composición aún no definida, constituida principalmente por titanio y hierro, con tierras raras del grupo del cerio, con participación de uranio hasta un 4.4%, vanadio y cromo. Es masivo, de color pardo oscuro a negro parduzco, de lustre submetálica a vítreo y fractura subconcoidal, dureza entre 5 a 6 y peso específico entre 4.1 a 5.

"GUMMITA" . -

No tiene fórmula química definida, en general consiste en grandes proporciones de uranio hexavalente en combinación con cantidades subordinadas de plomo y agua con presencia de torio y tierras raras cuando deriva de la uraninita o pechblenda portadora de dichos elementos.

Se presenta en masas redondeadas y achatadas, en costras y también en cubos, en pseudomorfosis según uraninita, con colores anaranjados, amarillentos, verdosos y pardos claros. Fractura concoidal a desigual, con lustre comunmente mate o graso y ocasionalmente vítreo. Dureza 2.5 a 3 (según su grado de hidratación y peso específico 3.9 a 6.4 de acuerdo al % de U que llega hasta 70%. Constituye uno de los minerales más comunes de uranio y se halla estrechamente asociado a la uraninita y pechblenda.

URANOFANO . -

Es un mineral muy difundido, que se presenta como un producto de la alteración de la gummita y este a su vez de la uraninita y pechblenda. Se encuentra asociado a la autunita, torbernita y otros minerales de uranio. Es un silicato hidratado de calcio y uranio, teóricamente llega a 55.6% de U. Se le observa en agregados de diminutos prismas rómbicos, dispuestos radialmente o en forma estrellada, siendo también masivo; su color es amarillo limón-amarillo anaranjado. De lustre perla a graso, muestra clivaje según (100), posee dureza entre 2 a 3 y peso específico entre 3.7 a 3.9.

AUTUNITA=METAUTUNITA . -

Son fosfatos hidratados de calcio y uranio; la autunita contiene teóricamente doce moléculas de agua, en tanto que la metautunita, la especie más común, ocho. Estas registran hasta 50.1 y 59% U, respectivamente. Se presentan en delgadas y gruesas tablillas basales rómbicas o en masa de aspecto micáceo, cuyos individuos muestran secciones cuadradas o rectangulares. Con lustre de perla y color amarillo limón o azufre y también verde manzana, posee una dureza de 2-2.5 y un peso específico de 3.1. Expuesta a la luz ultravioleta dan comúnmente una fluorescencia brillante amarilla-amarilla verdosa. Estos minerales se encuentran en zonas de oxidación de la mayor parte de yacimiento de uranio y derivan de la alteración de la uraninita, pechblenda, "gummita" y urófono.

TORBERNITA Y METATORBERNITA . -

Son fosfatos hidratados de cobre y uranio, con 12 y 8 moléculas de agua, y contenido de uranio de 55 y 47% respectivamente. Su modo de presentarse es similar a la autunita y metautunita. Su color es verde esmeralda, registrándose también otras tonalidades. De lustre de perla, con dureza 2-2.5 y peso específico 3.4 - 3.6. No siempre acusa fluorescencia y

cuando lo hace es débil y de color verdoso. Como la autunita, metautunita, son muy comunes entre los minerales supergénicos de uranio. No es común en las pegmatitas, pero sí pueden serlo en los depósitos típicos de pechblenda que contienen calcopirita y otros sulfuros de cobre.

#### CARNOTITA-TYUYAMUNITA. -

Son vanados hidratados de uranio y potasio (carnotita) y de uranio y calcio (Tyuyamunita) de los cuales la primera es la más abundante. La carnotita generalmente se presenta como un mineral terroso, compuesto de material criptocristalino, en costras delgadas globulares y raramente en costras cristalinas de individuos tabulares ó micáceos pertenecientes al sistema rómbico. De color verdoso amarillento a amarillo limón, con lustre opaco a perla, poseen dureza de 2-3 y un peso específico de 4. No es fluorescente. Su contenido teórico en U es de 55.0% con 20.16%  $V_2O_5$ . Constituye la especie más importante de muchos depósitos uraníferos del Colorado (EE.UU.) donde aparecen como material de areniscas y también en masas reemplazando a restos de troncos, ramas y huesos.

La tyuyamunita, semejante a la carnotita, con quien a menudo se la asocia, tiene un color amarillo ligeramente más verde que aquella. De dureza 2-3 y peso específico 3.7 - 4.4 No da fluorescencia y si lo hace es débil y de color verde amarillento. Su contenido de agua es variable, como en el caso de la carnotita y oscila entre 8 a 10 moléculas. El porcentaje de U es de 54.1% y 19.1%  $U_2O_5$  calculado con 8 moléculas de agua.

### 2.3 POSICION GEOQUIMICA DEL URANIO

El uranio es un elemento ampliamente difundido en la corteza terrestre, en una proporción que supera la de otros más conocidos. En efecto, con los cálculos establecidos acerca de la distribución de los elementos en la litósfera, el uranio, en las rocas ácidas, sería 1000 veces más abundante que el oro, 100 más que la plata, e igual que el estaño y molibdeno. No

obstante, lo manifestado, son relativamente escasos los yacimientos económicamente explotables debido en general al bajo tenor de U en los minerales que lo encierran.

En el ciclo eruptivo, el uranio alcanza su mayor concentración en la faz hidrotermal, aunque debe señalarse que está presente asimismo en la cristalización inicial y en el proceso de deposición pegmatítica del mismo.

Mientras que el torio, elemento asociado estrechamente al uranio no adquiere importancia en la faz pegmatítica, esto en cambio, encuentra las condiciones favorables de precipitación en las soluciones acuosas juntamente con otros metales tales como níquel, cobalto y plata.

El uranio es un elemento de la litósfera y no tiene tendencias siderófila ni calcófila, admitiéndose en consecuencia, que no desempeña ningún papel en la capa oxisulfurada de la tierra ni en su núcleo central ó NiFe.

Siguiendo el proceso de diferenciación del magma, el uranio adquiere su mayor importancia en la faz hidrotermal, en la que termina el ciclo primario de dicho elemento. En este período de soluciones acuosas, portadoras también de otros metales, el uranio se encuentra en estado casi exclusivamente de pechblenda como un compuesto de deposición temprana, intermedia ó también, según al tipo de yacimiento al que pertenece.

Dentro del conjunto de los yacimientos hidrotermales, el uranio se encontraría en ciertos depósitos de carácter hipotermal; pero su ubicación preferencial es en los mesotermiales, es decir, en aquellos formados en condiciones de temperatura y presión moderada. En los epitermales, el uranio estaría al parecer, presente en cantidades que no revisten importancia. En este tipo de acumulaciones hidrotermales muestra por lo común, una tendencia a asociarse marcadamente - aunque no siempre es posible generalizar - con elementos como níquel, cobalto, plata y bismuto en

combinaciones con el azufre y arsénico, en ganga predominante de cuarzos, carbonato y fluorita. Estos yacimientos se relacionarían preferentemente a rocas ácidas y corresponderían estructuralmente a vetas originadas con rellenos de fracturas y fallas, con escasos fenómenos de reemplazo en la roca de caja.

Los óxidos de uranio son alterados fácilmente por los agentes meteóricos, como lo son también aunque en menor grado, los minerales complejos uraníferos de columbio, tantalio y titanio. Durante estos procesos de oxidación e hidratación los óxidos de uranio, dan origen, en combinación con otros elementos propios de las minas o bien aportados por soluciones, a una serie de sales (fosfatos, arseniados, vanadatos, etc.) que, como delgadas partículas e impregnaciones asociadas a otros compuestos meteorizados de las vetas, constituyen su zona de oxidación. Dichos minerales uraníferos suelen impregnar indistintamente la roca de caja y poseen por lo general un color amarillo, con tonalidades a veces verdosas.

Debido a la solubilidad de ciertas sales de uranio en presencia de aguas aciduladas, pueden existir fenómenos de migración de este elemento. Tanto la materia carbonosa como la bituminosa o asfáltica, precipitan con facilidad el uranio contenido en las soluciones circulantes, constituyendo un factor que rige su deposición.

El uranio participa también en el ciclo sedimentario, en grandes cantidades, apareciendo por lo común en forma muy dispersa y en bajas concentraciones. Se ha comprobado que las aguas de los océanos y de los ríos contienen uranio en pequeñísimas cantidades, del orden de  $0.36$  a  $2.3 \times 10^{-6}\%$ . La radioactividad de las aguas termales corresponderían principalmente al radio. Asimismo, se ha verificado la existencia de radioactividad en los sedimentos oceánicos, las capas más inferiores contienen excesivo radio, lo que se atribuye posiblemente a la precipitación del sulfato y carbonato de radio insolubles en agua de mar.

En los ambientes continentales, algunas de las sales de uranio, dada su solubilidad, son transportadas a las cuencas de sedimentación (marinas ó terrestres), donde pueden precipitar cuando las condiciones les resulte propicia.

También se menciona la presencia del uranio en diversos yacimientos de fosfatos. El uranio, puede haber formado parte de un material orgánico o bien estar absorbido por las arcillas.

En cuanto a los depósitos de aluviones, esto es, aquellos formados por erosión y concentración mecánica de sus minerales pesados, cabe señalar que tanto la uraninita y la pechblenda, no llegan a constituir por lo general acumulaciones de valor económico, debido a su escasa dureza y su alterabilidad. Participan de estos yacimientos, en cambio, los compuestos complejos de columbios, tantalio y titanio, por ser más resistentes dichos minerales, como asimismo a otros de torio, corresponde al uranio que se registra en ciertos aluviones.

Además de las condiciones geológicas expuestas, en el que se originan los depósitos de minerales de uranio, cabe señalar otras posibilidades conducentes a la formación de concentraciones, como es, por fenómenos de lixiviación de sedimentos y materiales volcánicos por aguas meteóricas y posterior precipitación de su contenido de uranio allí donde los factores fisicoquímicos son favorables. Esta teoría explicaría el origen de ciertos tipos de yacimientos secundarios.

Por último, debe señalarse que el uranio se encuentra también en las materias vivientes (biósfera). Al respecto se estima la posibilidad de que algunos de los animales, y que ciertas algas puedan muy bien desempeñar un rol de cierta importancia en la formación de depósitos sedimentarios. Esta hipótesis explicaría, la presencia del uranio en materiales ricos en hidrocarburos ó materias carbonosas, como son los esquistos bituminosos, carbonatos, asfaltitas y petróleo.

## 2.4 YACIMIENTOS DE MINERALES DE URANIO

Sin pretender dejar sentada una clasificación precisa de los yacimientos de minerales de uranio, como consecuencia de la extensa variedad de condiciones geológicas en los que se han encontrado, los yacimientos se pueden agrupar en :

- a) Pegmatitas ,
- b) Yacimientos hidrotermales en vetas,
- c) Yacimientos en sedimentos arenosos, conglomerádicos y en calizas
- e) Yacimientos en areniscas asfálticos, y
- f) Yacimientos en Lignitos y Carbones .

Los yacimientos de uranio se presentan en rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias, en formaciones de distintas edades, comprendidos desde el Precámbrico hasta el Terciario Superior , e inclusive hasta el Cuaternario, en el de los aluviones.

### 2.4.1. Pegmatitas

Se trata de pegmatitas graníticas, rocas que presentan la primera etapa de diferenciación del magma granítico, originados a temperaturas alrededor de 575°C y a presiones elevadas. Afloran en granitos y en los sedimentos metamorfizados de su cubierta constituyendo cuerpos preponderantemente filonianos de muy variado espesor y longitud.

Sus componentes principales, que se presentan con grano grueso y pueden alcanzar gran tamaño, entremezclados indistintamente o bien siguiendo un ordenamiento de zonas son : cuarzo, feldespato y mica (muscovita comunmente); a ellos se asocian a menudo minerales accesorios, entre otros, de columbios, tantalio, uranio, torio, tierras raras, berilio y litio.

No todas las pegmatitas son portadoras de uranio, aquellas pegmatitas o zonas de las mismas, ricas en potasio, tienen más posi-



bilidad de contener uranio, en tanto que son menos favorable los que contie  
ne sodio y litio.

Las pegmatitas con uraninita, son rocas ricas en cuarzo y mus  
covita. El feldespato preponderantemente es el microclino, acompañado por  
lo general de escasas plagioclasas. La muscovita suele estar asociada a la  
biotita.

Entre otros minerales accesorios de este tipo de pegmatitas se  
mencionan el zircón, allanita, granate y berilo, raramente samarskita,  
euxenita, monacita y columbita-tantalita.

Debido a la esporádica y esparcida distribución de los minera  
les accesorios en las pegmatitas, su producción en uranio es insignifican  
te y de muy elevado costo sino se le recupera como subproducto en las ex-  
plotaciones la mica, el feldespato y el berilo.

#### 2.4.2. Yacimientos Hidrotermales en Vetas . -

Todos estos yacimientos están vinculados a rocas áci-  
das, preferentemente de naturaleza granítica, si bien no siempre existe  
una evidencia directa de ello.

Las soluciones que originaron a los depósitos son de  
carácter mesotermal, aunque algunos indican temperaturas más bajas, co-  
rrespondientes a yacimientos epitermales.

La pechblenda es el principal mineral de uranio, el  
que se asocia por lo general, compuesto de cobalto, níquel, plata y bismuto.  
Las gangas típicas están representadas por varios tipos de sílice, car-  
bonatos, fluorita, y a veces hidrocarburos. El cuarzo común, la calcita  
y la dolomita son los más frecuentes.

El período de la deposición de la pechblenda es va-  
riado, ocupando una etapa temprana e intermedia en los depósitos, carac-  
terizados por la presencia de grandes proporciones de minerales metalife-  
ros (sulfuros, arseniuros) y tardía en aquellos ricos en ganga. En cuanto

a la roca de caja, los más favorables parecen ser los de naturaleza ígnea y los metasedimentos silíceos, aunque hay excepciones.

Estructuralmente las vetas con pechblenda, constituyen rellenos con cavidades libres, siendo de escasa importancia su localización por fenómenos de reemplazo en la roca de caja.

Las soluciones mineralizantes, han producido en la roca de caja, antes del período de metalización fenómenos de alteración hermatítica y de caolinización, sericitización y silicificación. Por efectos de agentes meteóricos, allí donde las circunstancias son propicias, la pechblenda se altera conjuntamente con otros minerales existentes, dando lugar a una zona de oxidación que alcanzan gran desarrollo y en los que participan óxidos, sulfatos, fosfatos, carbonatos, arseniatos y silicatos hidratados de uranio.

#### 2.4.3. Yacimientos Sedimentarios . -

Las lutitas bituminosas y carbonosas, las fosforitas y los aluviones son los principales sedimentos, portadores de uranio. En pocos casos constituyen yacimientos comerciáveis, por su bajo tener y elevado costo. Serían las posibles reservas del futuro.

Sólo las lutitas parecen contener uranio en cantidades de interés, dependiendo de ciertas características especiales relacionadas con su origen. Se ha comprobado que hasta el presente, arcillo-esquistos uraníferos de origen masivo, de edad premesozoica, tienen color negro a gris pardo muy oscuro, elevado porcentaje de materia orgánica, sulfuros (pirita y marcasita) y escasa cantidad de carbonatos. En general integran complejos de escaso espesor, donde aparecen con estratificación muy fina y a veces laminar. Los compuestos de uranio no son identificables y se encuentran en la fracción más fina de la roca; son solubles en ácidos y se hallan íntimamente asociado a los materiales arcillosos y orgánicos.

Se han encontrado esquistos bituminosos que van desde los 200 a 3000 gr. de  $U_3O_8$  por tonelada.

De las fosforitas se ha comprobado que varias formaciones fosforíticas marinas contienen uranio - entre 50 - 300 gr.  $U_3O_8$ , por tonelada. En estudios efectuados en EE.UU. se ha demostrado que el tenor de uranio guarda relación con el porcentaje de fosfato. Se considera que la mayor parte del uranio de los yacimientos de fosforita hasta ahora conocidos se encuentran en la fluorapatita y colófano, sustituyendo probablemente al calcio, el resto estaría distribuido en el material arcilloso y orgánico que acompañan a los fosfatos.

Los fosfatos uraníferos considerados como fuentes de abastecimiento de uranio, tienen un tenor de 0.01 a 0.03% de  $U_3O_8$ .

En general, las acumulaciones de minerales uraníferos en depósitos originados por procesos mecánicos de transporte y concentración como son los aluviones, se consideran insignificantes fuentes de recurso. Salvo contadas excepciones, el aprovechamiento de estos materiales no han tenido mayor éxito, por cuanto los minerales principales de uranio, por su dureza relativamente pequeña y su alterabilidad, no llegan a formar concentraciones como lo hacen otros compuestos pesados. Los columbatos, tantalatos, titanatos, portadores de uranio como euxenita, samarskita, fergusonita, betafita, etc. los llamados "refractarios" se pueden concentrar en aluviones; pero por su tenor originario son explotaciones antieconómicas de no estar acompañados por otros materiales útiles.

#### 2.4.4. Yacimientos en Sedimentos Arenosos y Conglomerádicos y en Calizas . -

La procedencia del uranio contenido en estos depósitos no han sido aún establecidos concretamente, no obstante, ciertos factores inducen a unos a apoyar la idea que dicho uranio procede del lavado

de ~~tabas~~ e incluso de areniscas arcólicas, en tanto que otros sostienen con igual evidencia el origen hidrotermal de los mismos. En este grupo comprenden 4 tipos de depósitos.

#### Depósitos de Carnotita . -

Muchos de estos yacimientos de carnotita, conocidos desde hace varias décadas, se explotarán en sus inicios, por el radio contenido en sus minerales de uranio, luego por el vanadio y el último por el uranio y el vanadio. Los minerales esenciales que lo forman son la carnotita ( $K_2 \cdot 2UO_2 \cdot 2V_2O_4 \cdot 3H_2O$ ) vanoxita ( $2V_2O_4 \cdot V_2O_5 \cdot 8H_2O$ ) y la hewetita ( $CaO \cdot 3V_2O_5 \cdot H_2O$ ). Además de estos compuestos se señalan tyuyamunita y roscoelita (mica portadora de vanadio). El control estructural de estos depósitos carnotíticos es parte regido por los antiguos canales de agua. Los minerales en referencia son tratados directamente, por vía química, produciendo los óxidos de uranio y vanadio.

#### Depósitos de Cobre y Uranio

En general los depósitos de este tipo son lenticulares y presentan un marcado adelgazamiento y engrosamiento a lo largo del rumbo de la estratificación, características que corresponden a depósitos fluviales, dentro ó cercanos a canales de agua. Estas acumulaciones contienen en superficie sulfatos, fosfatos, silicatos y arseniatos hidratados de uranio (johannita a malaquita, antlerita, brocantita), etc. en tanto que en profundidad la mineralización primaria está representada por pechblenda, pirita, calcopirita, bornita, galena y gersdorffita. En general, estos depósitos, se distribuyen erráticamente y son de volumen por lo general reducido, aunque algunos pueden alcanzar varios cientos de miles de toneladas. Los minerales oxidados de cobre, de fácil identificación, no constituyen siempre un índice para la búsqueda de uranio, por cuanto aquellos muchas veces sólo registran poca o ninguna radioactividad

#### Depósito de Pechblenda - Coffinita en Areniscas . -

Se tratan de acumulaciones en areniscas pertenecientes a las formaciones Chinle (Triásico) y Morrison (Jurásico) que en algunos aspectos guardan cierta similitud con los yacimientos de carnotita. Son portadores de pechblenda con pirita, además de carnotita, tyuyamunita y minerales de vanadio con considerable proporción de material carbonoso. Colectivamente estos depósitos presentan la mayor reserva de mineral de EE.UU (más de 20 millones de toneladas, con ley 0.25%).

#### Depósitos de Caliza Uranífera . -

Forman concentraciones tabulares, irregulares con espesores hasta 1m. Sus minerales principales son el urófono, carnotita, tyuyamunita, a los que se asocian, fluorita, calcita, benatita, óxidos de manganeso, materia carbonosa y pechblenda, esta última en "pequeñas ampollas". Los compuestos principales de uranio antes mencionados aparecen constituyendo manchas amarillas en los planos de estratificación, en los juntos y en otras fracturas menores de las calizas, las que son macrocristalinas y compactas. La pechblenda, hematita y fluorita se observan en pequeñas masas sustituyendo al carbonato de calcio. La ley media en uranio en estos depósitos es de 0.20%  $U_3O_8$  y con grandes probabilidades de gran tonelaje.

#### 2.4.5. Yacimientos en Areniscas Asfálticas

Además de los depósitos de carnotita y de cobre y uranio, existen yacimientos concentrados de asfaltitas uraníferas en areniscas triásicas en relaciones estructurales y litológicas similares a los de aquellos. El material asfáltico urano-vanadínífero, cementa los granos de areniscas o bien constituyen masas de reemplazo. Areniscas asfálticas con leyes medias de 0.2%  $U_3O_8$  son explotados económicamente.

#### 2.4.6. Yacimientos en Lignitos y Carbones

Los lignitos y carbones suelen ser portadores de uranio,

aunque por lo general no lo contienen en proporciones llamativas. Se admite que el uranio contenido no es propio del período de deposición de dichos materiales, sino que su presencia en ella se debe a su absorción de aguas circulantes que lo extrajeron por lavado de rocas volcánicas. La distribución de uranio en los lignitos y carbones es muy irregular y su mayor concentración corresponde a áreas de fisuras, fracturas y diaclasas, así también en impregnaciones en la roca de caja (areniscas) que encierra los mantos de estos materiales. Estos yacimientos registran hasta 400 gr. a más de  $U_3O_8$  por tonelada.

## 2.5 OBTENCIÓN DEL URANIO

En plantas de procesamiento el uranio es recuperado del mineral de cabeza y concentrado hasta un semirefinado producto llamado "Yellow Cake". Este producto es reprocesado en una planta de refinación para obtener el uranio metal ó  $UF_6$ . El hexafluoruro de uranio es alimentado a una planta de difusión gaseosa para finalmente producir el isótopo U-235 enriquecido.

### 2.5.1. Obtención del Concentrado de Uranio

Extraído el mineral de la mina, es llevado a la planta de beneficio y como primer paso es reducido de tamaño en etapas de chancado y molienda para facilitar la extracción del uranio. Previamente, en la mina, pueden realizarse operaciones de "cabecero" (mezclado de minerales ricos y pobres) para obtener una ley promedio adecuada al circuito, como también separar minerales estériles y marginales de muy bajo contenido. Puede ser posible una lixiviación "In Situ" para minerales pobres.

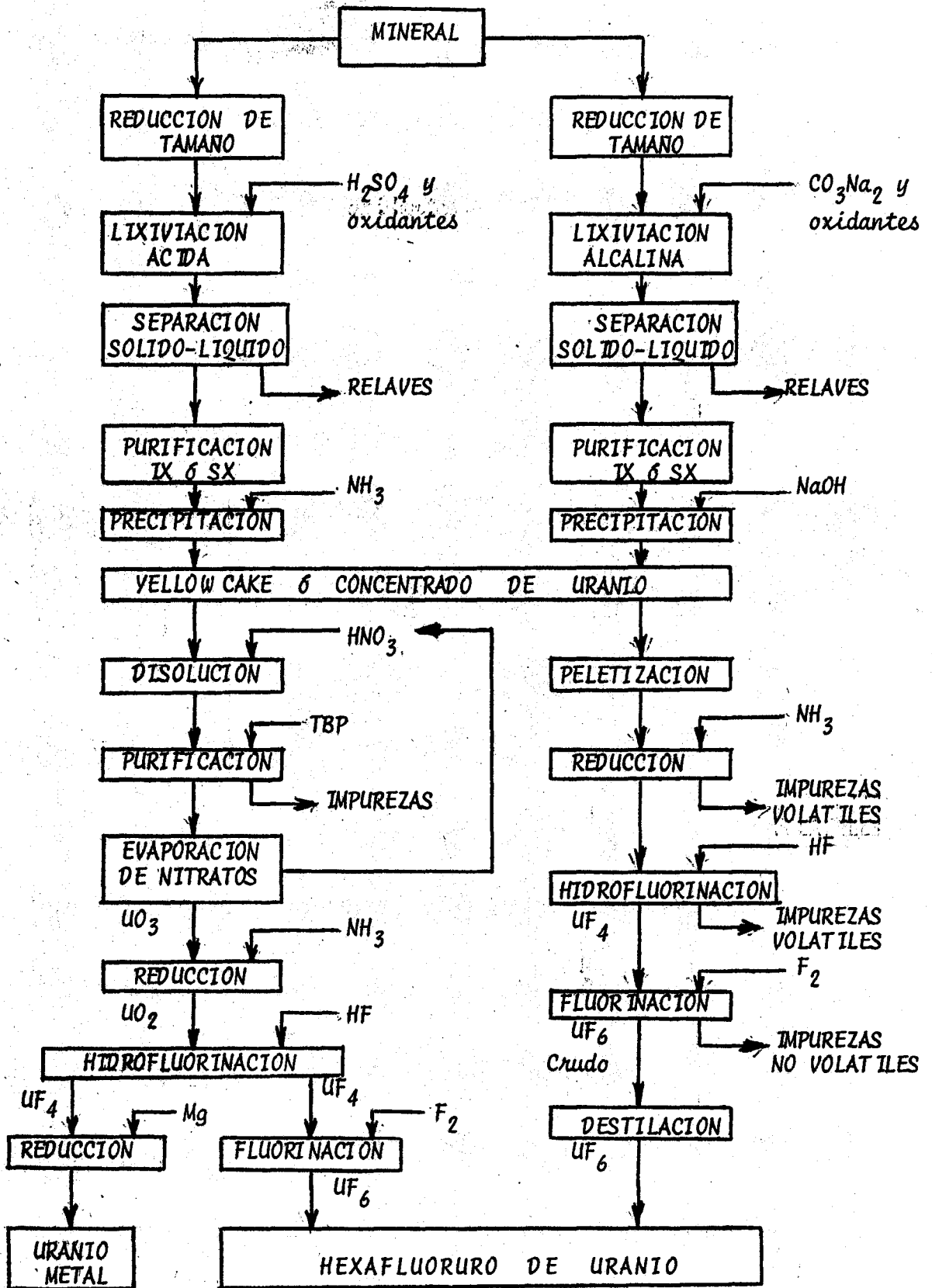
El mineral reducido de tamaño, pasa a la etapa de extracción, consistente en poner en solución al uranio con un disolvente ácido ó alcali no a veces con ayuda de oxidantes. Esta operación se llama lixiviación.

La solución así obtenida, arrastra una serie de impurezas por lo que es necesario purificarlo. En la etapa de purificación (intercambio iónico con resina ó con solventes orgánicos) se obtiene una solución con alto contenido de uranio (más de 70%  $U_3O_8$ ) la cual sea precipita obteniendo el producto semi refinado llamado "Yellow Cake" o concentrado de Uranio.

### 2.5.2. Obtención del Hexafluoruro de Uranio

Este concentrado de uranio no es posible utilizarlo como combustible de reactores nucleares, para esto es refinado por el proceso Tributyl Phosphate ó Fluoride Volatility. El primero consiste en la disolución del Yellow Cake con ácido nítrico, extractado con solvente orgánico tributil fosfato como uranil carbonato y reextraído con agua. La solución purificada es concentrada por evaporación y denitrada para producir el concentrado anaranjado de  $UO_3$ . Este producto es reducido por el  $H_2$  de la disociación del amoníaco para obtener el  $UO_2$  y seguidamente por hidrof fluorinación con HF obtener el  $UF_4$ . Se puede obtener el U metal a partir del  $UF_4$  por reducción directa con magnesio. Y finalmente, el  $UF_4$  es pasado a  $UF_6$  y alimentado a un proceso de difusión gaseosa para la obtención y enriquecimiento del isotopo U-235. Por último, en el proceso fluoruro, el concentrado previa peletización, es reducido por el  $H_2$  a  $UO_2$ , hidrof fluorinado por el HF a  $UF_4$  y fluorinado por el  $F_2$  hasta  $UF_6$ . Este  $UF_6$  obtenido como ceniza, es purificado por destilación fraccionada. La reducción, hidrof fluorinación y fluorinación es realizado en un reactor de cama fluidizada con volatización de impurezas.

### OBTENCION Y REFINACION DEL CONCENTRADO DE URANIO





## 2.6. PREPARACION FISICA DEL MINERAL DE URANIO

### OBJETIVO

Todos los minerales de uranio de importancia comercial se encuentran sólo muy raras veces en el estado natural, en las formas y grados de pureza que su utilización exige, pues, casi sin excepción, forman mezclas físicas y químicas con otras sustancias carente de valor. Por tanto, tenemos que proceder a separarlos de estas sustancias desprovistas de valor, por métodos físicos si es posible ó métodos químicos. Una roca que encierra una cantidad de mineral suficiente para justificar su explotación comercial se conoce con el nombre de mena; la parte estéril se conoce con el nombre de ganga. La suma total de todos los tratamientos físicos a los que se someten los menos para separarlas de las gangas se conoce como preparación física del mineral.

### REDUCCION DE TAMAÑO

La separación de la mena de la ganga debe ir precedida de la liberación de las especies minerales.

La reducción de tamaño agrupa 3 etapas :

Chancado primario o quebrantado, chancado secundario o trituration y pulverizado ó molienda.

El Quebrantado o Trituración Primaria es para reducir los mayores trozos a fragmentos de 60 a 30 mm.; las máquinas que lo efectúan se llaman chancadoras o quebrantadoras de mandíbula.

La trituración es destinada para reducir los géneros quebrantados en la etapa anterior a tamaños superiores a 1 mm., las máquinas se llaman trituradoras ó chancadoras cónicas.

La molienda ó pulverizado es para reducir de tamaño el producto de la trituración hasta el límite de polvo impalpable.

La molienda puede ser realizado en seco ó en húmedo y las máquinas se llaman molinos o pulverizadores.

De un modo muy general e indefinido, el chancado primario y secundario consiste en la reducción de tamaños gruesos, mientras la molienda lo hace con tamaños finos.

## 2.7. EXTRACCION DEL URANIO

En la preparación física, el mineral solamente ha sufrido una reducción de tamaño. Si bien las especies componentes de la mena y de la ganga están separadas físicamente, no hay todavía una extracción por que ambas se encuentran mezcladas.

Para extraer solamente las especies de uranio (mena) se utilizan métodos de separación físicas, químicas y fisicoquímicas. En el tratamiento de uranio, estos métodos se pueden agrupar en 2 grandes grupos : Métodos convencionales y No convencionales.

### 2.7.1. Métodos Convencionales

Dentro de este grupo tenemos la lixiviación. Es un método químico, consistente en atacar el mineral con soluciones ácidas o básicas con la finalidad de poner en disolución únicamente a la especie de uranio. Dichas soluciones ácidas o básicas tienen que cumplir ciertos requisitos. Unos de los más importantes es que tenga disolución mínima o nula (refractaria) con las especies de la ganga, y otra que sea un reactivo barato. Las soluciones ácidas pueden ser de ácido sulfúrico, ácido clorhídrico y ácido nítrico. La primera ofrece mejores ventajas económicas y es el más común en el uranio, el clorhídrico y el nítrico son más fuertes disolventes del uranio que el sulfúrico; pero por su mayor costo y problemas de corrosión no se usan.

Las soluciones alcalinas pueden ser el carbonato de sodio, el bicarbonato de sodio o una mezcla de ellos. Ofrece ventajas en cuanto a que muchas impurezas que son extraídas en la lixiviación ácida, en soluciones carbonatadas son mínimas y a veces nula; pero ofrece la desventaja de

la granulometría del mineral ya que necesita una molienda más fina.

Según la ley del mineral, la lixiviación puede ser con agitación o sin ella (estática). La primera es para minerales de alta ley, donde se necesita el ataque más severo y la extracción en corto tiempo. Esto se consigue con una mayor superficie de exposición al ataque del disolvente, por consiguiente, necesita de la etapa de molienda en la preparación física del mineral. La segunda el ataque es más selectivo y lento. El mineral, mucho más grueso que el requerido en la lixiviación por agitación, es convenientemente apilado sobre una superficie impermeable con ligera pendiente (para poder recolectar los líquidos) y humectado con el disolvente. Es destinado para minerales marginales y de baja ley. Son considerados alta ley los minerales cuyo contenido de uranio es mayor a 0.1% y de baja ley los menos de 0.1%, aunque este límite no es definitivo y cambia de acuerdo al tipo de yacimiento.

### 2.7.2. Métodos No Convencionales

Son métodos que no están siendo usados por la industria, salvo en etapas donde el mineral es tratado por poseer ciertas propiedades particulares como magnetismo, radioactividad, dureza, flotabilidad, gravedad específica, etc.

A continuación comentamos brevemente los diferentes métodos No convencionales existentes para el uranio :

#### a) Concentración por Tamizado . -

La típica ocurrencia de los minerales de uranio y vanadio en areniscas como parte del material cementado entre los granos de arena (estéril) permite la aplicación de este método. Este método de concentración consiste en separar una mezcla de granos de diferentes tamaños. Este método es mejor aplicado a minerales en el cual los granos de arena son relativamente groseros bien redondeados y exhibe un bajo grado de cementación en

tre los granos. Estas características permite efectivizar la separación de las arenas de los finos con un aceptable radio de concentración.

b) Concentración Gravimétrica

Es un método limitado para aquellos minerales en los cuales el mineral de uranio y la ganga poseen gravedades específicas no muy cercanas. Se han estado investigando la concentración gravimétrica por mesa de sacudidas, jigs, espirales y medios densos. Las mesas de sacudidas y los espirales son efectivas entre 100 y 200 mallas, jigs cerca de las 20 mallas; separación por medios por 10 mallas y ciclones hasta malla 100.

La concentración de la pechblenda por jigs y mesa de sacudidas fueron usados desde 1933 hasta antes de 1960 por plantas de Canadá y EE.UU. recuperando hasta cerca de un 70% , aunque en 1952 la lixiviación entró en el tratamiento de las colas de estos métodos.

c) Concentración Magnética y Electrostática . -

Es aplicado a los minerales de uranio que están íntimamente ligado a otros minerales con propiedades magnéticas y electrostáticas acentuadas. Entre ellos tenemos la euxenita, branerita, fergusonita, samarskita, monazita, dadivita, autunita y ~~carnotita~~. Una de las ventajas es que es posible la concentración en lugares secos y remotos donde hay carencia de agua. Pruebas de concentración magnética en seco en Australia llegaron hasta 60% de recuperación. Estos métodos están contenidos, generalmente, cantidades prohibitivas de uranio en las colas.

d) Concentración por Flotación

La flotación de uranio ha sido sujeto de intensivos estudios a nivel laboratorio por más de 3 décadas. Muchos investigadores han estudiado el problema de la selectividad del uranio de una gran variedad de minerales pero aún no se han encontrado reactivos específicos.

La aplicación de esta técnica de concentración depende de una

molienda razonable para tener separada las especies de uranio de la ganga, además debe ser aplicados a minerales de bajo contenido de lamas.

En Sud-Africa, existe una planta que aplica una flotación bulk plata, pirita y uranio con una recuperación entre 40 y 50% para el uranio con 6 - 10% de contenido en la alimentación.

e) Concentración por Radioactividad

Los minerales son separados (pre-concentrados) aprovechando la diferencia de radioactividad con las gangas (pocas ó negativamente radioactivas). El mineral es originalmente pasado por una faja transportadora lo cual por intermedio de un detector convierte la señal de radioactividad en una orden mecánica de selección. En 1947, funcionó una planta en El Dorado (EE.UU.) concentrando por radioactividad mineral con 0.045-0.08%  $U_3O_8$  alcanzando 75 -80% de recuperación

f) Tostación

No es método de concentración, es prácticamente un pre-tratamiento con 2 objetivos bien definidos : mejorar la solubilidad del uranio en la lixiviación y mejorar las características físicas del mineral. Con esto se consigue un menor consumo de reactivos en la lixiviación, volatilización de impurezas, oxidación del uranio tetravalente al hexavalente (ya que el tetravalente es refractaria a la lixiviación) y la mejora de las etapas de sedimentación y filtración. Esta operación se realiza en hornos rotatorios hasta temperaturas de 850°C, por espacio de 1 a 6 horas, dependiendo del mineral.

Muchos de estos métodos No convencionales resultan antieconómicas y no ofrecen muchas ventajas, salvo en ciertos casos donde las condiciones de tratamiento son especiales por el tipo del mineral. Otros todavía, sin aplicación a gran escala, o para mejorar están siendo investigados y quizás, sean aplicados satisfactoriamente en el futuro.

## 2.8. CONCENTRACION Y PURIFICACION DEL URANIO

En la etapa de extracción, la lixiviación entrega una solución que teóricamente debe contener solamente uranio; pero en la práctica, esta conlleva una serie de impurezas provenientes del mineral, y que, si así impurificada pasa a la etapa de precipitación se obtendría un concentrado que no cumple las especificaciones comerciales.

La etapa de concentración purificación persigue la eliminación de impurezas (Fe, P, Mo, V, Ni, Co, Ti, etc.) para obtener un concentrado comercial.

La lixiviación alcalina disuelve menos impurezas, que la lixiviación ácida, en algunos casos los líquidos producto de una lixiviación alcalina es directamente precipitada sin ser purificada.

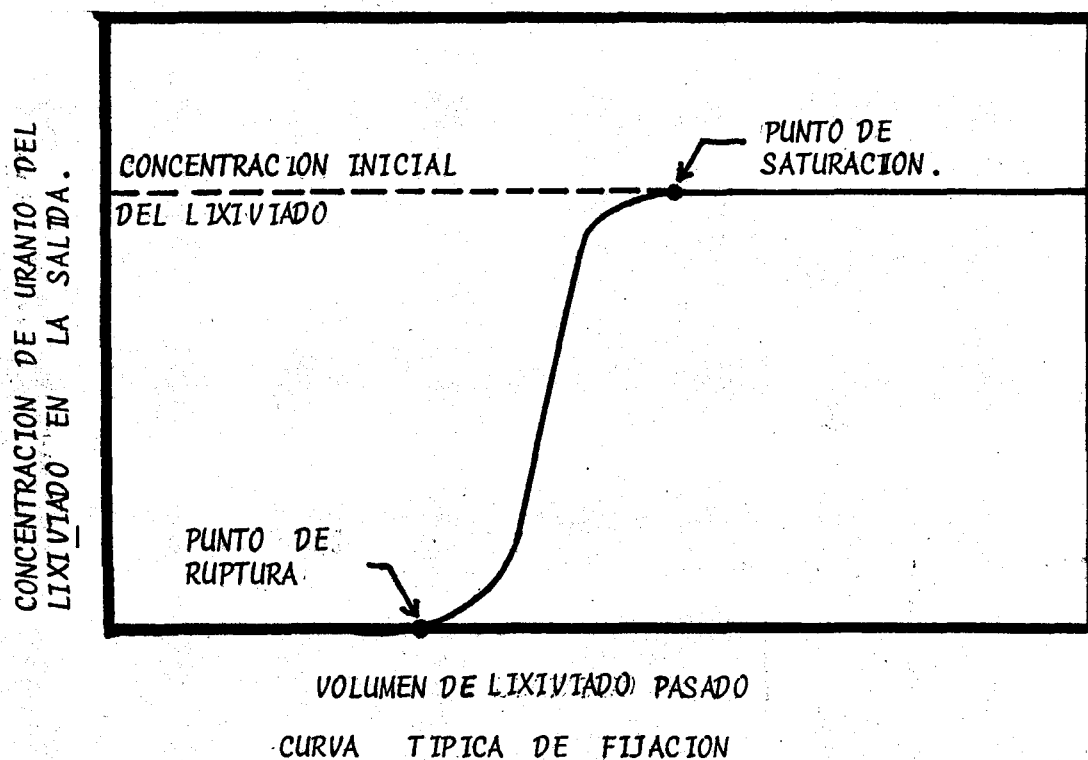
Las técnicas más aplicadas en la purificación de soluciones de lixiviación es la de intercambio iónico con resinas, con solventes orgánicos y una combinación de ellas llamada proceso ELVEX. Ambas técnicas, en vuelven el intercambio de iones entre la solución acuosa y la resina sólida o solvente orgánico líquido.

### 2.8.1. Intercambio iónico con resinas

La aplicación de este método está basado en la existencia de un complejo aniónico de uranio en solución sulfúrica o carbonatada, que bajo ciertas condiciones son selectivamente absorvidas por la resina.

Las resinas son geles semi-rígidos preparados en forma de granos o esferas que contiene una amina cuaternaria como grupo funcional activo. Son preparados por clorometilación del poliestireno y un tratamiento subsecuente con una amina terciaria.

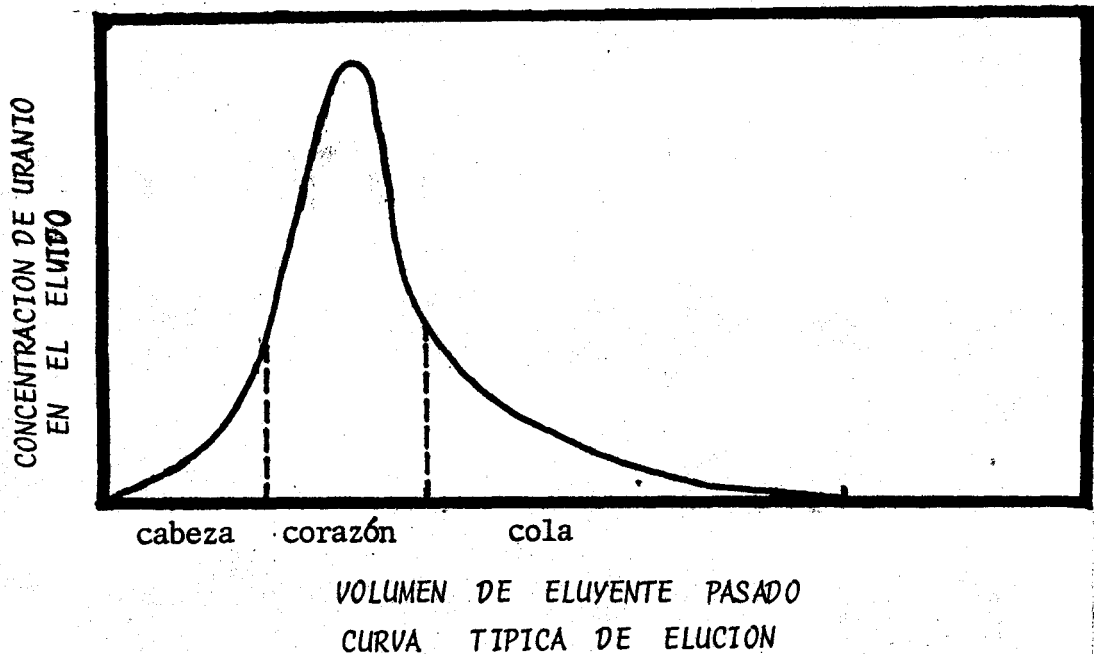
A través de un lecho de resina se hace pasar en una primera etapa llamada "Fijación" la solución de uranio; al principio la solución se le agotada de uranio pero llega un momento en que comienza a salir algo de uranio. En la práctica cuando esta concentración de uranio es el 2% de la concentración en la alimentación, aparece en la curva de fijación el "Punto de Ruptura"; a partir del cual la concentración de uranio crece hasta alcanzar el valor de la alimentación apareciendo el "Punto de Saturación".



Estando la resina saturada de uranio, se pasa a la siguiente etapa denominada "Elución", donde el uranio fijado es desplazado con soluciones adecuadas llamadas "Eluyentes". Este eluyente debe contener un ión más selectivo que el complejo de uranio para que sea posible su desplazamiento, generalmente son soluciones de nitratos.

El eluyente cargado de uranio (Eluido) se fracciona en 3 partes según su concentración. La primera fracción pobre en uranio, llamado "cabeza de elución", la segunda fracción, rica en uranio llamado "corazón de la elución" y la última fracción, pobre en uranio llamado "cola de la elución".

La primera y la última fracción se destina para un nuevo ciclo de elución, mientras que la segunda fracción es destinada a precipitación para obtener el concentrado de uranio.



A nivel industrial, el lecho de resina puede ser fija ó móvil. El primero cuando el compartimiento que contiene la resina es cerrado donde la solución de uranio atraviesa el lecho en forma ascendente o descendente. El segundo cuando la solución y la resina forma una pulpa y ambas constantemente están en movimiento.

### 2.8.2. Intercambio Iónico con Solventes Orgánicos

La separación de soluciones clarificadas desde la pulpa lixiviada por medio de decantación en contra corriente, seguido con la extracción por solvente en la concentración y purificación de uranio, es para muchos el mejor de los procesos. Esta elección es basado predominantemente por la relativa facilidad con que el proceso de extracción por solvente puede ser operado en contracorriente en forma continua en contraste con el intercambio iónico con resinas por ser una operación semi continua y su relativa complejidad en la operación de estas plantas.



Los solventes orgánicos usados industrialmente son los alquil fosfóricos y las aminas tanto las secundarias como las terciarias y cuaternarias. Las ventajas que presentan son : alta eficiencia, bajo costo y fácil control. Entre las desventajas tenemos : la formación de emulsiones, pérdida de solvente por evaporación y en las colas, un bajo punto de inflamación, y la necesidad de precaución en el manipuleo del solvente.

Este proceso es aplicado más a soluciones ricas en uranio (más de 1 gramo de U por litro). El proceso tiene 2 etapas, la extracción, donde el solvente orgánico y la solución acuosa conteniendo uranio es mezclada un cierto tiempo y luego separado por inmiscibilidad y diferencia de densidades en un decantador y, la reextracción, donde el solvente cargado de uranio es reextraído en una segunda solución acuosa, quedando al final el solvente orgánico exento de uranio listo para ser reutilizado.

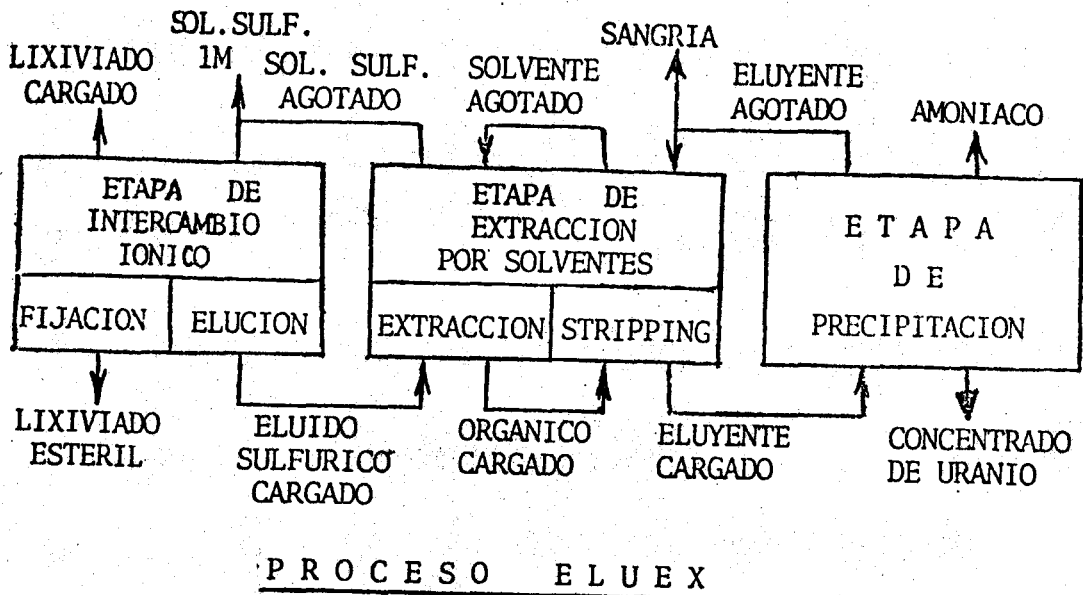
### 2.8.3. Proceso ELUEX

Este proceso combina una etapa inicial de intercambio iónico con resinas con otra etapa de extracción por solventes para separar y purificar el uranio. La resina cargada de uranio se eluye con una solución sulfúrica que a su vez sirve de alimentación a un circuito de extracción por solventes en el cual el orgánico extrae el uranio, que se eluye del solvente orgánico, mediante una solución de sulfato de amonio a pH controlado. La solución de reextracción conteniendo todo el uranio se precipita con amoníaco.

En la etapa de intercambio iónico, la fijación del uranio contenido en los lixiviados se realiza en forma común; en cambio la elución se realiza con una solución sulfúrica 1M, por lo que resulta más lenta y menos eficiente que la elución con nitratos. La concentración del eluido es menor (4 a 8 g. U/l) y se requiere más volúmenes (12 a 16VL).

En la etapa de extracción por solventes, el eluido cargado de U, es agotado y reutilizado en la etapa de elución de intercambio iónico previo control y ajuste de la acidez.

El orgánico, luego de la extracción es lavado para separar el ácido arrastrado en la extracción para reducir el consumo de amoníaco en la reextracción. Este lavado se hace con agua corriente. El orgánico lavado, cargado de uranio es reextraído con una solución de sulfato de amonio controlando el pH por medio de la adición de amoníaco para mantener el pH entre 4.5 y 5.5. El tiempo de retención en la etapa de extracción y reextracción es de 2 minutos ó más. El líquido obtenido en la reextracción varía entre 18 a 20 gU/l a más y es destinado a precipitación.



La gran ventaja que ofrece este método combinado frente al intercambio iónico y extracción por solventes separadamente es la reducción del consumo y número de reactivos y la obtención de un concentrado más puro.

## 2.9. PRECIPITACION DEL URANIO

Antiguamente, la precipitación del uranio a partir de las soluciones de lixiviación era muy dificultosa y costosa, envolviendo una compleja química en la separación de las impurezas. Estos problemas de separación fueron considerablemente simplificados desde la introducción del intercambio iónico y extracción por solventes como técnicas de purificación.

Con el paso de los años, las especificaciones comerciales de los concentrados de uranio han sido gradualmente más estrictas, motivo por el cual muchas plantas han sido modificadas y acondicionadas para satisfacer las especificaciones actuales.

El uranio como solución uranil sulfato, proveniente de la elución de la resina, es generalmente precipitada como diuranato de amonio o peróxido de uranio, siendo más común la primera. En el caso de solución uranil carbonato, proveniente de la elución del solvente con soluciones de carbonato de sodio o de lixivitaciones alcalinas, es precipitada como diuranato de sodio.

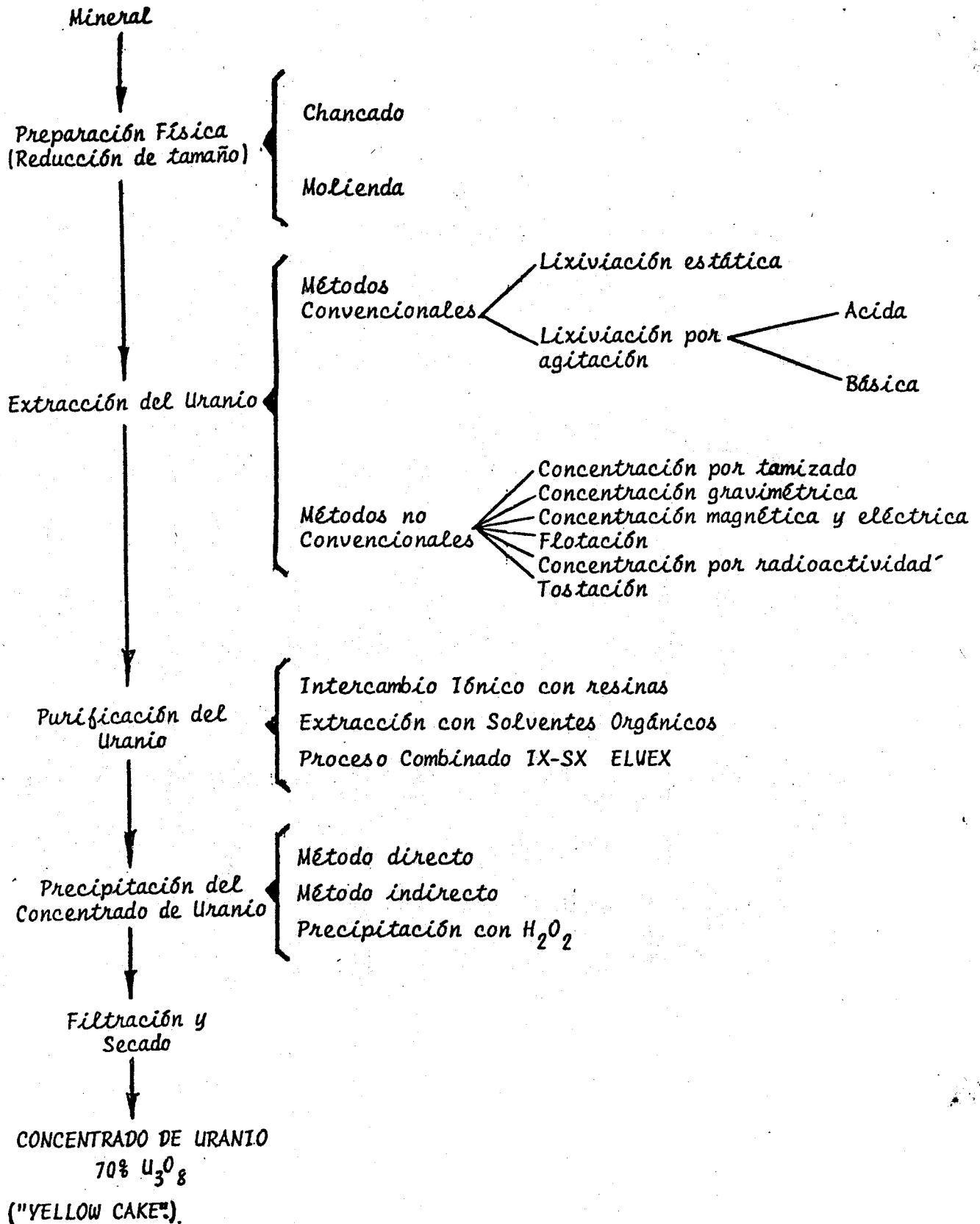
El peróxido de uranio es formado por la adición de peróxido de hidrógeno a la solución uranil sulfato. La formación de ácido sulfúrico durante la precipitación requiere de la adición de una base para alcanzar la máxima eficiencia; este tipo de precipitación es más costosa, entrega un concentrado de 98%  $U_3O_8$ , y es usado en plantas donde tienen que evitar castigos por vanadio, molibdeno y fósforo como impurezas.

El diuranato de amonio es formado por la adición de amoníaco a la solución uranil sulfato. La temperatura de trabajo está entre 50 - 85°C, que en comparación con la precipitación con peróxido que se realiza a temperatura ambiente para minimizar la formación de ácido sulfúrico. El consumo de amoníaco varía de acuerdo a la acidez libre de la solución y esta cerca de 0.22 Kg.  $NH_3$ /Kg.  $U_3O_8$  aproximadamente.

El diuranato de sodio es formado por la adición de hidróxido de sodio a la solución uranil carbonato proveniente de la lixiviación alcalina ó de la reextracción del solvente orgánico, necesitando para el primero condiciones más severas de temperatura, tiempo y consumo de NaOH que la segunda.

El rango de pH para la precipitación del uranio es de 3.8 a 6.0; para la precipitación del hidróxido de hierro 2.5 - 3.5, del fosfato de uranio 1.9 - 2.5 (otros autores mencionaron de 1.2 a 2.3), del arsenato de uranio 1.3 a 1.7, de los fosfatos de hierro 1.3 a 1.7.

TRATAMIENTO DE MINERALES DE URANIO



### 3.0 METODOLOGIA DE ESTUDIO, APLICACION A MINERAL URANIFERO PERUANO

#### 3.1 Generalidades

#### 3.2 Infraestructura Fisica

- 3.2.1. Area de Analisis Fisicos
- 3.2.2. Area de Analisis Quimicos
- 3.2.3. Area de Experimentación Metalúrgica
- 3.2.4. Area de Planta Piloto.

#### 3.3. Infraestructura Humana

#### 3.4. Programa de Ensayos

##### 3.4.1. Ensayos de Analisis Fisicos y Quimicos

- 3.4.1.1. Estudio Mineralógico
- 3.4.1.2. Estudio Petrográfico
- 3.4.1.3. Cuarteo y Demuestra
- 3.4.1.4. Determinación de la densidad aparente
- 3.4.1.5. Determinación de la humedad
- 3.4.1.6. Analisis Granulométrico del mineral
- 3.4.1.7. Analisis de U en fracciones granulométricas
- 3.4.1.8. Analisis Minerográfico
- 3.4.1.9. Determinación de la Permeabilidad del mineral
- 3.4.1.10. Analisis Espectrográfico del mineral de cabeza
- 3.4.1.11. Determinaciones posteriores.

##### 3.4.2. Ensayos de Experimentación Metalúrgica

- 3.4.2.1. Preparación Fisica
- 3.4.2.2. Lixiviación.
  - a) Lixiviación Acida
  - b) Lixiviación Alcalina
  - c) Lixiviación Estática en pilas.

3.4.2.3. Purificación del Uranio

- a) Resinas intercambiadoras
- b) Solventes Orgánicos
- c) Proceso ELWEX

3.4.2.4. Precipitación y Secado

- a) Precipitación
- b) Secado

3.4.2.5. Separación Sólido-Líquido

- a) Espesadores
- b) Filtros.

### 3.0 METODOLOGIA DE ESTUDIO, APLICACION A MINERAL URANIFERO PERUANO

#### 3.1 GENERALIDADES

Para la realización de estudios de caracterización mineralógica - petrográfica y de definición de procesos metalúrgicos, se debe contar con una infraestructura necesaria, para cubrir en forma autosuficiente, las etapas de estudios (laboratorio-piloto) y concluir en la factibilidad técnica de producción de concentrados de uranio, "torta amarilla".

Un buen estudio deberá estar formado por las siguientes áreas de trabajo :

- (1) Area de análisis físicos.
- (2) Area de análisis químico
- (3) Area de experimentación metalúrgica.
- (4) Area de planta piloto.

#### 3.2. INFRAESTRUCTURA FISICA

##### 3.2.1. Area de Análisis Físicos

Debe contar con laboratorios de petrografía, mineralogía, rayos X y radiometría; en ella se efectuarán los estudios petrográficos, mineralógicos, de liberación, por rayos X, por fluorescencia de rayos X, análisis radiométricos, paragenéticos y de caracterización.

##### a) Estudios Petrográficos.

Este tipo de estudio se efectuarán sobre nuestras rocas colectadas por los geólogos y prospectores y consiste en hacer una descripción macroscópica de su textura, estructura y especies mineralógicas que la constituyen, con el objeto de determinar el origen y la clasificación de la misma. Además, en este estudio se determina si los minerales que forman a la roca han sufrido cambios o alteraciones por acción de soluciones transportadoras de mineralización, todo ello son guías muy importantes para la localización del yacimiento mineral.



b) Estudios Mineralógicos.

Este estudio se efectúa principalmente sobre yacimientos minerales que contienen minerales opacos (minerales que no dejan pasar la luz a través de ellos), y consiste en hacer la identificación y descripción de los minerales en un microscopio que utiliza luz reflejada sobre una muestra perfectamente pulida. Además de la información mineralógica que le proporciona al geólogo, este estudio le determina el orden de cristalización de los minerales, las alteraciones, las causas que la produjeron y ayuda a la clasificación del yacimiento.

c) Estudios de Liberación.

El objetivo fundamental de este estudio es determinar el porcentaje de minerales, de importancia económica, que se encuentran libres de los que carecen de valor (minerales de ganga), a diferentes moliendas. Es decir, este estudio nos sirve para determinar la molienda adecuada a la que hay que moler los minerales para llegar a mejores resultados metalúrgicos. Este estudio también es llamado Minerográfico.

d) Estudios por Difracción de Rayos X

Este estudio se realiza con un espectrógrafo de emisión y es una poderosa herramienta para la identificación de minerales; consiste en hacer incidir un haz de rayos X sobre una muestra finamente pulverizada, montada sobre un portamuestras giratorio con goniómetro y un detector que transmite a un graficador los valores de las distancias interplanares de los cristales. Una vez obtenida la gráfica de la muestra problema, cada uno de los picos de la gráfica representa una distancia interplanar de un cristal y su altura depende de la intensidad y porcentaje de las reflexiones que la originaron. Un conjunto de picos nos representa a un mineral, los cuales para su identificación son comparados con las distancias interplanares de manuales y tarjetas, sin necesidad de hacer cálculos complicados.

Esta técnica también se usa en la exploración para determinar alteraciones en las rocas o para identificar minerales aislados.

e) Estudio por Fluorescencia de Rayos X .

Se efectúa con un espectógrafo de fluorescencia de rayos X, y es de gran utilidad para determinar la composición química elemental de una muestra. El principio del método se basa en el hecho de que, al hacer incidir un haz de rayos X de cierta longitud de onda sobre la muestra finamente pulverizada, éste excita a los electrones de los elementos existentes en ella hasta "botar" uno; al detectarse esta diferencia de energía (la cual es característica de cada elemento), es un contador que gira en determinado rango de inclinación, envía la señal a un graficador obteniéndose la gráfica de la inclinación en la que sucedió esta diferencia de energía. Una vez obtenida la gráfica, se procesa y se procede a su interpretación. En general, esta técnica la utilizamos como cualitativa; sin embargo, podemos contar con el análisis cuantitativo con el uso de patrones.

f) Análisis Radiométricos.

Este análisis se utiliza para determinar cuantitativamente el contenido de uranio, aprovechando las radiaciones beta y gamma de este elemento. El método es bastante rápido y sencillo, por lo que todas las muestras que llegan para el análisis de U primeramente son analizadas por esta técnica y posteriormente, si su contenido es importante, se comprueban por análisis químico. En la práctica se observa que la diferencia entre el análisis radiométrico y el químico es de 10% aproximadamente.

g) Estudio Paragenético.

Es el estudio más completo desde el punto de vista de génesis de yacimientos minerales y se puede efectuar sobre un yacimiento determinado, sobre un distrito minero o sobre una región más extensa.

Este estudio consiste en hacer un muestreo detallado del yacimiento y de la roca que lo encajona, al cual se le efectúan estudios petrográficos, mineralógicos y de difracción de rayos X, con el objeto de determinar mineralogía, alteraciones, minerales termómetros, etc., para de terminar con esta información cual fué el proceso geológico o geoquímico que dió origen a la mineralización, así como las condiciones de presión, temperatura y pH de formación del yacimiento.

h) Estudio de Caracterización .

Este estudio se realiza en los yacimientos que se les va a efectuar estudios metalúrgicos y sirve para que el metalurgista determine el camino más adecuado para enfocar su investigación metalúrgica. La información básica que se obtiene con este estudio de un yacimiento mineral es la siguiente : (1) En qué especies minerales están contenidas el o los elementos que se pretende beneficiar; (2) A qué minerales se encuentran asociada la mineralización de valor comercial, (3) Qué porcentaje representan cada uno de los minerales de mina y de ganga, y (4) Qué porcentaje de minerales de mena y ganga se encuentran liberados a diferentes moliendas.

3.2.2. Area de Análisis Químico.

Es una área de apoyo que da servicio a las 3 restantes áreas (análisis físicos, experimentación metalúrgica y planta piloto). La principal labor consiste en la determinación del U, además de otros elementos y sustancias necesarias para lograr los propósitos de cada área en particular. Los elementos y sustancias son muy variados; pero principalmente son : Mo, Th, V, LC, Na, K, P, Fe, As, F, Si, Ca, Mn, Se, carbonato de calcio, de sodio, bicarbonato de sodio, aminas, isodecanol, hidróxido de sodio, etc. La capacidad de trabajo de esta área - equipo analítico y humano - dependerá del número de determinaciones químicas por día para cubrir la demanda de servicio de las 3 áreas.

Los métodos analíticos a utilizar son: fluorimetría, espectrofotometría, ultravioleta visible (incluido absorción atómica y emisión) potenciométrica, volumétrica y gravimétrica. El hecho de contar con varios métodos analíticos para la determinación de un mismo elemento no implica que uno sea mejor que otro, sino que cada uno tiene su sensibilidad (cantidad mínima detectable) y una cierta tolerancia en presencia de otros elementos (interferencias), así, por ejemplo, en el caso del U, el método analítico más sensible es la fluorimetría, el cual permite detectar contenidos menores a 0.001 %, mientras que la gravimetría es el menos sensible; se utiliza para determinar contenidos mayores del 5%.

### 3.2.3. Area de Experimentación Metalúrgica

Corresponde a esta área la planeación, realización y análisis de los estudios para la definición de los procesos metalúrgicos, a "escala laboratorio", de los yacimientos de uranio. Esta área basa sus estudios en los trabajos realizados por el área de análisis, físicos y químicos para el estudio de las variables de operación en el proceso de beneficio de uranio, el área de experimentación debe contar con las siguientes secciones:

#### Preparación Física.

Esta sección determina el comportamiento de los minerales en los procesos de reducción de tamaño, (trituration y molienda), obteniéndose información base (Índice de trabajo) para el consumo de energía esperado en el proceso escala industrial.

#### Separación Sólido-Líquido

Corresponde a esta sección realizar los estudios de separación sólida-líquida en las etapas de control de dilución, posterior a la operación de molienda y de lavado en contracorriente, posterior a la lixiviación, obteniéndose información sobre la influencia de aditivos químicos (floculantes) y datos de diseños para el equipo de nivel piloto industrial.

### Extracción.

En esta sección se realizarán pruebas para determinar el efecto de las variables en el proceso de transferencia de uranio (métodos convencionales y no convencionales) y otros elementos de interés; de la fase sólida (mineral) a la fase líquida (agua y reactivos químicos). Generalmente esta sección se encarga de evaluar la lixiviación únicamente como método más económico de extracción de uranio. En tal caso, las variables generalmente estudiadas son: concentración de reactivos (ácidos, bases) en la lixiviación, concentración de oxidante, temperatura, tiempos de residencia, efectos de molienda y dilución.

### Concentración y Purificación.

En función a las características de las soluciones obtenidas en la lixiviación se determina la conveniencia de efectuar el proceso y purificación del uranio disuelto, estudio que se realiza en esta sección, donde se puede optar por el sistema de resinas intercambiadoras o por la extracción líquido a líquido con solventes orgánicos, o bien una combinación de ellos. De esta sección se obtiene la información de las características del proceso de purificación adecuada, así como los datos para el diseño de los equipos de escala piloto e industrial.

### Precipitación, Filtración y Secado.

Las determinaciones experimentales necesarias para la recuperación de las sales de uranio (concentrado) se realizan en esta sección; aquí se obtiene la información del efecto de los parámetros del proceso (agente precipitante, temperatura, tiempo, etc.) así como los datos de la pureza de los concentrados obtenidos (especificaciones).

#### 3.2.4. Área de la Planta Piloto.

Corresponde a esta área la comprobación a mayor escala, y en continuo, de los procesos definidos en el área de experimentación meta-

lúrgica. En ella, se generarán datos de diseño para los proyectos minero-metalúrgicos futuros, y servirá, como centro de entrenamiento del personal que se requerirá en las operaciones a nivel industrial.

En nuestro medio, si bien es cierto, existen plantas pilotos, (INGEMMET, CENTROMIN, U. CATOLICA) no son aplicables al uranio, y si quisieramos, están lejos de poder adaptarlos.

Esta infraestructura física, muy necesaria para desarrollar programas de ensayos para la obtención de concentrado de uranio a nivel laboratorio, ha sido cuidadosamente estructurado en base a opiniones, consejos y experiencias de personas, técnicos y profesionales especialistas en la materia (en geología, minería y metalurgia del uranio, en evaluación de proyectos y en la docencia universitaria).

El Instituto Peruano de Energía Nuclear - IPEN - como entidad encargada de "promover, coordinar y controlar las acciones para el desarrollo de la Energía Nuclear", participa de esta infraestructura física, no de una forma cabal; pero sí en su mayoría. A ésta se suman, los servicios que ofrece los laboratorios externos (INGEMMET, BANCO MINERO), el apoyo de los laboratorios de las universidades peruanas (UNMSM, UNI) y de la Comisión de Energía Atómica de Argentina.

### 3.3 INFRAESTRUCTURA HUMANA

Durante la etapa de exploración el GEOLOGO, obtiene una variedad de nuestras pequeñas, guiados fundamentalmente por un criterio geológico o mineralógico que le permita evaluar la naturaleza de la formación, las especies mineralógicas, los componentes fundamentales y accesorios y esbozar hipótesis sobre la génesis del presunto yacimiento. A estas alturas de la exploración es imposible exigir nuestras representativas que sirvan para definir las características reales del yacimiento y mucho menos para definir un flow-sheet de procesamiento del mineral.

Sin embargo, es natural que una buena parte de dichas muestras sean derivadas al METALURGISTA para que éste intente una evaluación aproximada de sus características particulares con miras a un futuro aprovechamiento de la reserva. Constituyen de alguna manera adelantos transitorios, tentativos, para iniciar las sucesivas aproximaciones a la realidad.

El Metalurgista deberá recibir y aceptar estas primeras muestras con plena conciencia del esfuerzo exigido al geólogo para obtenerlos; en casi todos los casos estas muestras -mas que la verdad del yacimiento- representan la verdad de una vocación y de una profesión que exige sacrificio a nivel humano, no visible al ojo, del funcionario o directivo. Sin embargo, es importante que el GEOLOGO como METALURGISTA, reconozcan que, en esta etapa de exploración, ninguna muestra (salvo por azar) representará las condiciones reales del presente yacimiento, y que ninguna respuesta del metalurgista podrá ser definitiva, sino simplemente orientativa, demostrativa de una tendencia del mineral y totalmente nula para comprometer un esquema geológico económico del procesamiento.

El Metalurgista podría encontrar una buena base de apoyo para sus estimaciones (a esta altura del desarrollo de una exploración, sólo puede hablarse de estimaciones) vinculándose con el MINERALOGISTA, profesional que cuenta en general con un buen bagaje de métodos y equipos para explorar la intimidad de las muestras aisladas o parciales y, anticipar en buena medida, la composición fundamental de la especie uranífera, de los acompañantes, tipos de relaciones, diseminaciones, etc. La mayor frecuencia de la muestra (aún pequeñas o aisladas) aportará un caudal de información donde la repetición de observaciones mineralógicas, configura un dato estadístico que, otra vez por sucesivas aproximaciones, podrá participar una idea más realista acerca del modelo de mineral que se tiene entre manos. Claro está que la interrelación de ambas disciplinas MINERALOGIA-METALURGIA reclama de cada actor una franca y humilde comprensión de los obje-

tivos y de la terminología del otro para poder desembocar un objetivo común.

En igual sentido, la interrelación GEOLOGO-METALURGISTA se hace imprescindible, condicionándose ambos al intercambio de conocimientos mutuos y con sincera vocación de comprender los objetivos y las dificultades que cada parte sobrelleva en su búsqueda de soluciones válidas. Así el Geólogo deberá comprender la persistencia del Metalurgista en querer cuantificar o evaluar por ejemplo, la mayor ó menor presencia de materia orgánica, ó de arcillas ó de la naturaleza de estos (por su nociva incidencia en la lixiviación, por más pequeña que sea) aún cuando para el Geólogo no tenga ninguna relevancia en su concepto geológico. Pero de la misma manera, el metalurgista no podrá ser exigente al fijar los límites de esos componentes, en tanto ello no sea posible, puesto que, aunque a él le produzca una reconocida dificultad en el esquema del proceso, esas presencias son insolventes al mineral.

A su debido tiempo entrará en escena un cuarto actor : el INGENIERO DE MINAS. Con su responsabilidad de horadar las rocas, penetrar la tierra, extraer su mineral valioso y ponerlo en manos del Metalurgista de acuerdo con todas sus expectativas en los estudios y modelos previos. Y así como la única verdad es la realidad, el Minero será encargado de confirmar ó modificar dichas expectativas; no es frecuente pero ocurre que, súbitamente aparezcan modificaciones en la formación geológica ó en la naturaleza del mineral ó en la distribución de sus componentes. Así como el Metalurgista deberá comprender la posibilidad de que el Minero enfrente un riesgo no calculable (producto de la naturaleza) que afectará su proceso, de igual manera el Minero deberá entender las consecuencias posteriores de tales riesgos y, tanto más, los de aquellos previsibles para tomar a tiempo los recaudos necesarios. El caso de un mineral confinado por una caja arcillosa, puede contaminar peligrosamente a la mena y obligará al minero a practicar una explotación cuidadosa, conciente del riesgo en el proceso.



Pero si ello no fuera posible, el Metalurgista deberá estar advertido para dimensionar convenientemente su flow-sheet.

Ello sólo será posible si existió a tiempo la suficiente y oportuna comunicación entre ambos.

Finalmente, es hora de hacer intervenir al ANALISTA quien desde su laboratorio cuantifica, tenores, concentraciones, composiciones y -gracias a sus datos- todos los especialistas pueden concretar y diseñar sus respectivos modelos. Deberá reconocerse su inestimable responsabilidad en tales definiciones. De allí que la intervención del analista en el grupo interdisciplinario resulta imprescindible. El deberá comprender cuantas conclusiones dependen de la exactitud y celeridad de sus datos o de qué manera deberá modificar su servicio para adecuarlo al requerimiento (generalmente abrumador) de las etapas de exploración y ensayos de procesos.

Pero, de la misma manera, los restantes especialistas deberán comprender que el laboratorio de análisis no es una máquina inagotable de producción de datos y, dentro de sus posibilidades deberán seleccionar y calificar el número de análisis solicitados (y la categoría de ellos) para adecuarlos al mejor rendimiento del laboratorio. Una vez más la mutua comprensión de los objetivos, dificultades, urgencias y limitaciones de cada uno para conducir a un feliz término.

De todo lo dicho, no puede ser más obvia : generar y fomentar imprescindiblemente una estrecha relación interdisciplinaria, despojándonos de comportamientos estancos donde cada sector, ample su óptica especializada abriéndose al campo vecino, no para interferirlos sino para comprenderlos, y con igual espíritu, mostrar generosamente sus posibilidades y limitaciones, sin el temor de ser invadido sino con el beneficio de ser comprendido.

En la medida en que se reconozca que el camino del ansiado mineral, desde su estado yacente en las entrañas de la tierra hasta su transformación en un valioso concentrado, en una sucesión de vocaciones, esfuerzos y costos, será más fácil mantener el objetivo final de todos estos esfuerzos y ensamblar las responsabilidades con la mutua comprensión de cada uno de ellos.

Si bien nadie se anima a negar la validez y buena intención de estas reflexiones, es frecuente que en la realidad doblamos por caminos diferentes, insensiblemente, por celos profesionales ó aún por excesos entusiasmos surge la tendencia a aislarse y encerrarse en su propio y exclusivo oficio cerrando las ventanas al entorno, aún perteneciendo a un mismo organismo, unidad operativa o empresa.

Más que cuantificar el personal necesario para este estudio, que al final viene a ser representado por un número, es mejor enfocar la infraestructura humana como una suma de cualidades y honestidades.

#### 3.4 PROGRAMA DE ENSAYOS.

Un Programa de Ensayos, como parte del desarrollo de un Proyecto futuro, requiere saber, en que etapa el Proyecto se encuentra. Un Proyecto se puede dividir en 4 etapas:

##### Primera Etapa . -

En esta etapa se incluyen todos los trabajos que conducen al descubrimiento de zonas aptas para la exploración. Estos trabajos originan muestras que se analizan y se investigan mineralógicamente, a fin de obtener una orientación preliminar de la respuesta del mineral al tratamiento metalúrgico. Los programas de ensayos se limitan a unos pocos para confirmar esa orientación inicial.

##### Segunda Etapa : Exploración y Evaluación . -

En esta segunda etapa se confirman la existencia del depósito

mineralizado, en el cual se realizan, sondeos sistemáticos a fin de determinar y estudiar su geología, sus reservas y la ley promedio del yacimiento. Con los testigos de los sondeos realizados se efectúan Programas de Ensayos Metalúrgicos y Estudios Mineralógicos completos. Toda la información obtenida permite hacer una evaluación preliminar del esquema del proceso y de la economía del proyecto, realizando de esta forma un estudio de Prefactibilidad.

#### Tercera Etapa : Ingeniería Básica y Estudio de Factibilidad

Esta etapa incluye operaciones mineras de ensayos, programas de ensayos metalúrgicos más severo y operaciones de planta piloto, sobre muestras de gran volumen con el proceso adoptado, preparación de la ingeniería básica de mina y planta, con especificaciones de equipos y estimaciones de inversión y de costos de operación, abarcando toda la amplitud de un estudio de factibilidad.

#### Cuarta Etapa : Ingeniería de Detalle, Construcción del Complejo Minero-Metalúrgico y Puesta en Marcha.

Comprende todas las actividades de ingeniería, construcción y montaje. Debe tenerse en cuenta que el complejo debe terminarse dentro de los plazos y costos previstos y que tanto las operaciones de mina como la de planta deben desarrollarse dentro de las capacidades y rendimientos fijados en el estudio de factibilidad.

El Metalurgista debe tener muy en cuenta de los objetivos de cada etapa y la clase de recomendación que se espera de su experiencia, así como la sensibilidad del proyecto a dicha recomendación. Esta sensibilidad depende del tipo de compromiso que se está asumiendo con el proyecto y también de la influencia que las conclusiones de la Metalurgia puedan tener en la toma de decisiones del proyecto.

Por ejemplo, de una o pocas muestras aisladas obtenidas en la etapa de prospección (1a. etapa), la clase de recomendación esperada no

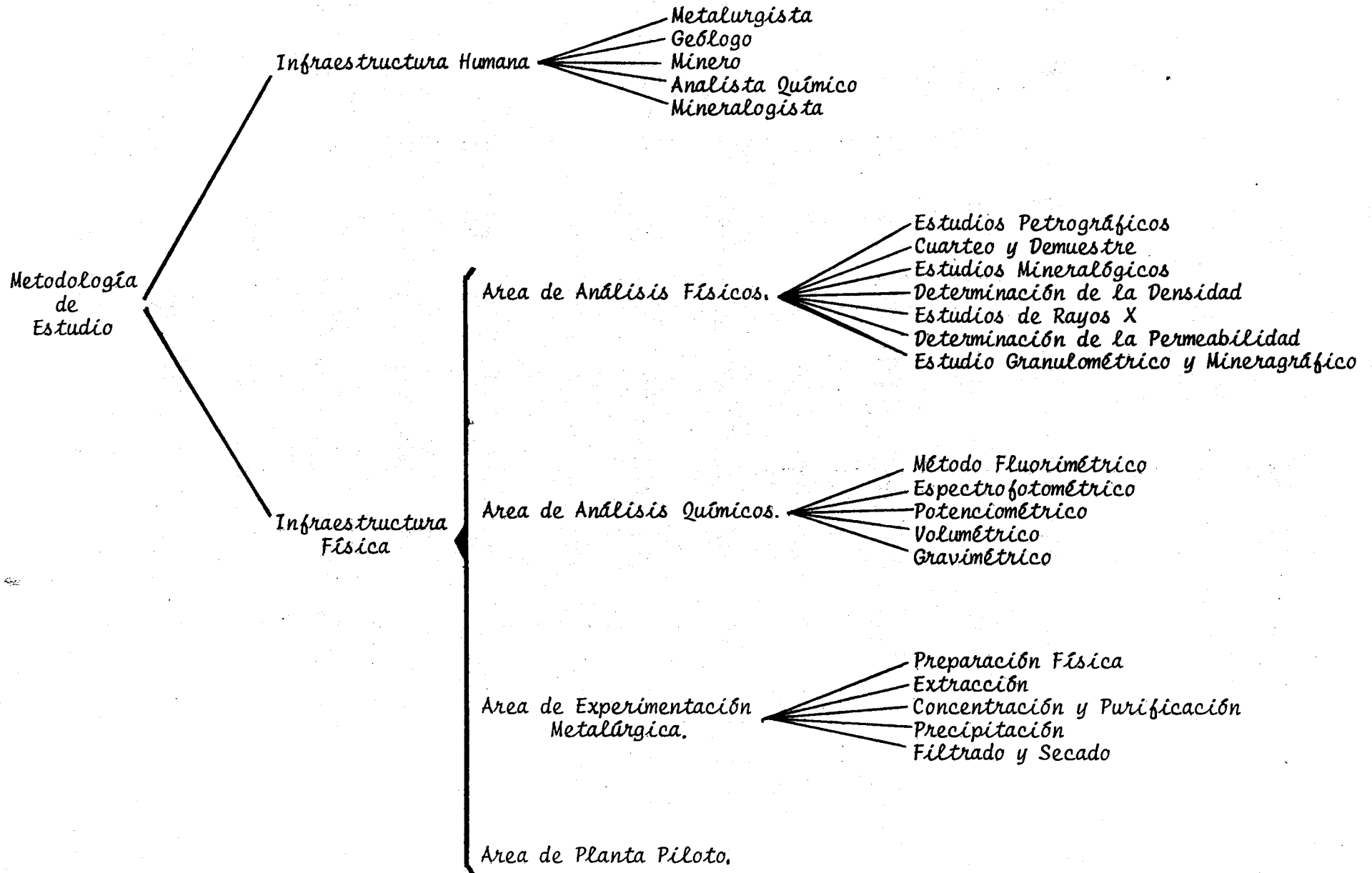
es mucho más que una opinión u orientación acerca del camino a seguir en caso de que un programa de exploración (2da. etapa) conduzca al descubrimiento de un yacimiento similar a la muestra.

Esa opinión puede basarse en el conocimiento de la ley del mineral y de su mineralogía, sin ensayos de procesamiento en el laboratorio. Si los estudios de mineralogía indican una roca muy refractaria al procesamiento, sin embargo, debe realizarse un programa de ensayos metalúrgicos, antes de afrontar los gastos considerables que ocasionan un programa de exploración.

En cambio, al pasar a la etapa de exploración (2da. etapa) el trabajo avanzará hasta completar un estudio de pre-factibilidad, aunque el estudio metalúrgico debe definir y prácticamente optimizar las operaciones fundamentales del procesamiento, que son la preparación física y la lixiviación.

Debe tenerse en cuenta que el proyecto de un complejo minero-metalúrgico es una actividad multidisciplinaria, que requiere un trabajo en equipo, con una comprensión adecuada del papel que corresponde a cada grupo de trabajo, a fin de hacer un programa efectivo de tareas.

En lo que respecta a la comunicación entre Metalúrgistas y Mineralogistas, el grado de detalle requerido a la información mineralógica aumenta a medida que progresan las fases del proyecto. Al comienzo del mismo se requiere más amplitud que profundidad, porque es importante conocer las posibles variaciones que pueden presentarse en el cuerpo mineralizado. Para ello es imperativo conocer las informaciones mineralógicas fundamentales de un espectro amplio de muestras, que abarquen todos los sectores conocidos del yacimiento. En cambio, más adelante, el mineralogista deberá conocer más profundamente la naturaleza de la presencia de uranio en las co<sup>l</sup>as o relaves, sobre todo si el residuo de uranio es elevado y resistente al tratamiento.



ETAPAS DEL  PROYECTO	PRIMERA ETAPA PROSPECCION	Descubrimiento de zonas aptas de exploración. Originan muestras para obtener una orientación preliminar de la respuesta del mineral al tratamiento.
	EXPLORACION y EVALUACION	Confirmación del depósito mineralizado, estudio de su geología, reservas y leyes promedios. Se efectúan programa de ensayos metalúrgicos y mineralógicos completos. Estudio de Pre-Factibilidad.
	INGENIERIA BASICA y ESTUDIO DE FACTIBILIDAD	Ensayos metalúrgicos más severos, operaciones de planta piloto sobre muestras de grandes volúmenes con el método adoptado. Preparación de ingeniería básica mina y planta. Equipos, costos e inversión.
	INGENIERIA DE DETALLE CONSTRUCCION Y PUESTA EN MARCHA	Construcción y montaje dentro del plazo y los costos previstos. Operación de mina, desbroce y manipuleo de mineral. Arranque de la planta. Ajustes.

### 3.4.1. Ensayos de Análisis Físicos y Químicos

Extraído el mineral del yacimiento, el Geólogo separará las muestras necesarias para el estudio mineralógico y petrográfico y el resto será remitido al laboratorio de pruebas metalúrgicas. La cantidad de muestra extraída depende de la etapa en que se encuentra el Proyecto como también de la accesibilidad, distancia y transporte, generalmente la cantidad de mineral en la etapa de exploración es mayor que de la prospección.

Al recepcionar el mineral en el laboratorio metalúrgico deben tomarse nota del lugar donde proviene, fecha y forma de recolección, cantidad (si es posible pesarlo en el momento) y por quienes fueron recolectados.

Antes de ser almacenados se procederá a codificar para diferenciarlo de otros minerales antes recepcionados. El almacén puede ser una habitación de material noble, si es posible lejos de zonas de tránsito y de trabajo de personal.

No está demás recalcar que para el estudio del mineral se requiere mucho cuidado en la selección y preparación de las muestras. Si el lote recepcionado corresponde a una zona superficial oxidada su mineralogía y su comportamiento metalúrgico puede ser completamente diferente en el caso de que el lote corresponda a una zona profunda. Por consiguiente, desde el punto de vista metalúrgico, sólo se puede tomar una decisión después de una evaluación de diferentes muestras de zonas del yacimiento. En el muestreo se desarrollarán consideraciones que se deben más a la experien-  
cia que a la teoría y no constituye más que un conjunto de consejos de sentido común.

El problema de determinar la cantidad de muestra necesaria requiere de consideraciones entre los cuales es importante la meto-  
dología del muestreo. La preparación de una pequeña alicuota de mineral que represente a un lote requiere ajustarse a estrictos procedimientos.

No se discuten aquí las manipulaciones o las estadísticas de muestreo (teoría); interesa en cambio, destacar el rol importante que desempeña la mineralogía del mineral. Por ejemplo, si el mineral de uranio que nos interesa están distribuidos sin uniformidad o en rocas irregulares de alta ley, se requiere de mucho cuidado.

Muchos minerales como conglomerados, areniscas, presentan el uranio concentrado en las fracciones más finas. Por tanto, si no se dispone de un buen sistema de muestreo mecánico, estas características pueden presentar grandes problemas para la reducción de muestras.

Refiriéndose a la cantidad de muestras, los ensayos de humedad deben hacerse con muestras comprendidas entre 2 a 5 kgs., las mismas que serán obtenidas a la brevedad posible para evitar la ganancia o pérdida de humedad alterando la humedad original.

Los ensayos de lixiviación deben hacerse en muestras comprendidas entre 100 y 500 grs. siendo 500 grs. un buen tamaño para trabajos de rutina, que reduce los problemas de muestreo y de reproducibilidad del balance, y es una cantidad proporcional para su manejo en los equipos en escala de laboratorio.

Un programa razonable completo para una evaluación metalúrgica preliminar requiere unos 50 kgs. de muestra. Esta muestra se suele subdividir en lotes más pequeños, por ejemplo 10 kg. cada uno, más fáciles de reducir a lotes experimentales de 500 grs. cada uno.

Cuando se trata de muestras de mineral más grandes (2 a 5 toneladas), es conveniente pasarlas por una trituradora secundaria y luego dividir la muestra mediante un muestreador mecánico en lotes representativos más pequeños y manejables, de 400 a 500 grs., cada uno.

#### 3.4.1.1. Estudio Mineralógico.

El presente estudio tiene por finalidad la de terminación de especies minerales, preferentemente uraníferas de las mues



tras provenientes del Dpto. de Puno. Dicho estudio consistió en primer término en la molienda a mano de las muestras a analizar. Posteriormente fueron tamizados a mallas 60, 80 y 120. Luego mediante líquidos densos se procedió a la separación de la fracción pesada. Las especies así obtenidas fueron estudiadas realizándose repetidos análisis por difracción de Rayos X, de cada una de ellas.

El mineral de uranio encontrado es META-AUTUNITA. Los otros minerales correspondientes a la fracción pesada son los siguientes : andalucita, apatita, turmalina y rutilo-ilmenita. A continuación se describe cada uno de ellos.

#### Meta-Autunita .-

$\text{Ca}(\text{UO}_2)(\text{PO}_4)_2 \cdot 2.5\text{H}_2\text{O} - 6.5\text{H}_2\text{O}$ , se presenta en 2 formas (U). En cristales tabulares, de bordes rectangulares a octogonales, de color verde amarillento, transparente y de brillo vítreo; el tamaño de los cristales es de alrededor de 1.5 mm. Presenta clivaje en 2 direcciones y (2) 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. Se encuentra diseminado en los poros de la roca, en los espacios abiertos de tamaño mayor se desarrollan cristales como los descritos. También se encuentra impregnados en forma de agregados radiales o fibras.

#### Andalucita .-

Muy buen desarrollo de cristales de hasta 2 mm. las formas predominantes son las de prisma cuadrada, el color es rosado claro, la fractura subconcoidea y el brillo vítreo. Se encuentra ampliamente distribuida.

Apatita . -

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

Turmalina . -

Se presentan 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 observan intercrecimientos de ambos minerales. El rutilo cristaliza en primer término hasta que el remanente 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 (ilmenita). En general estos agregados son muy escasos.

3.4.1.2. Estudio Petrográfico.

La muestra en estudio, es una roca de color gris claro, masiva, algo friable, de fractura concoide, textura porfiroclástica, con porfiroclastos identificado como cuarzo ahumado, feldespatos blancos, 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 compuesto por :

Cuarzo . -

Los porfiroclastos de tamaño mayor oscilan entre 0.96 a 2.56 mm., se presentan de subangulosos a redondeados, con bor

des 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 cristalitas prismáticos de color rojizo (rutilo) y escasas inclusiones fluidas. Se observan, asimismo intercrecimientos con plagioclasas ácidas y las fracturas de los cristales se encuentran rellenas por la pasta. Los cristales de menor tamaño son más angulosos con extinción relámpago y bordes corroídos.

#### Plagioclasas . -

Oligoclasa en cristales aproximadamente anhedrales, fracturados y con estructuras zonales en ocasiones. Presentan algunos bordes corroídos e inclusiones de laminillas de biotita, apatita y pequeñísimos cristales de circón y rutilo. Se observan así texturas mirmequíticas dadas por intercrecimientos con el cuarzo en forma de gotas.

#### Feldespatos . -

Ortosa, en cristales subhedrales y, en menor proporción, Sanidita, también en cristales algo fracturados, con bordes corroídos e inclusiones de biotita. Por lo general, los cristales se encuentran límpidos.

#### 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 desferrizadas & 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.

#### Ancalucita . -

De color rojizo a verdoso muy claro, en cristales euhedricos . En ocasiones se encuentran asociados 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 feldespatos potásicos y de sílice microcristalina. Se observan esferulitas en el vidrio en sus características cruces de extinción, así como sílice vesicular algo bandeada mostrando una cierta estructura fluidal. En dicha pasta se observa 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 consanguíneos 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 y muscovita. La roca es una toba, ácida vitrocristalina riolítica.

#### 3.4.1.3. Cuarteo y Desmuestra.

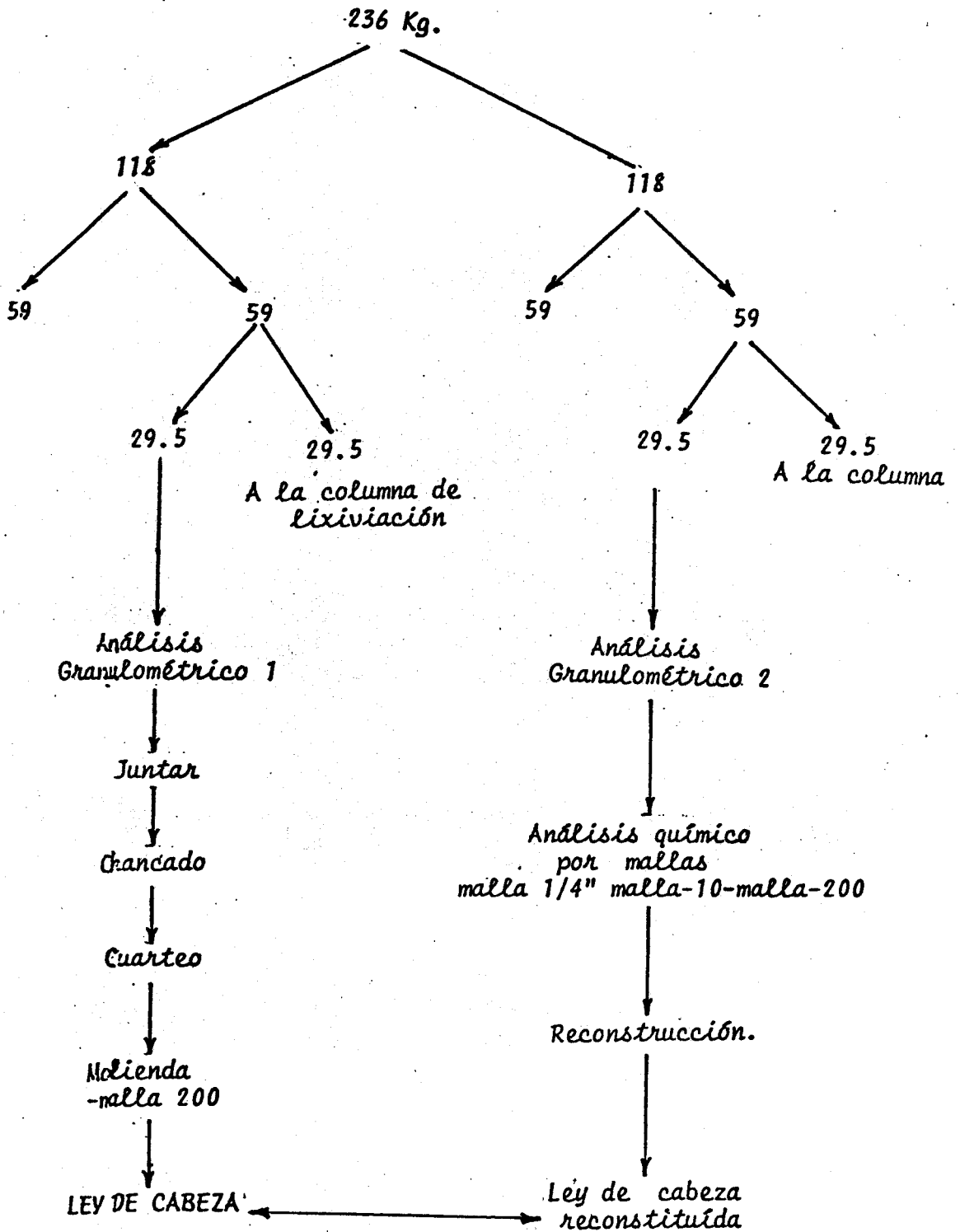
Cuando se dispone de un lote o muestra mineral para ensayos por la vía convencional, su preparación comenzará por reducciones sucesivas de la granulometría y de los volúmenes que se cuarteo y desmuestran para llegar, finalmente, a unos pocos kilos de muestra suficientemente representativa. De acuerdo con la regla de que cada etapa de cuarteo, debe corresponder una adecuada reducción de tamaños, ello es posible porque la granulometría requerida en tales ensayos es habitualmente inferior al tamiz N° 20 ó 30. En este caso la posibilidad de reducir el tamaño en cada etapa de desmuestra o cuarteo, garantiza la representatividad de los muestreos respecto del lote original.

Diferente es el caso cuando se recibe una muestra o lote para ensayos de lixiviación estática en columnas, donde el parámetro granulométrico, "según viene de mina" debe ser conservado o apenas reducido para mantener la aproximación a las condiciones en que se cargará una pila de producción o bien para ajustarse a la condición de economizar los gastos de trituración y molienda.

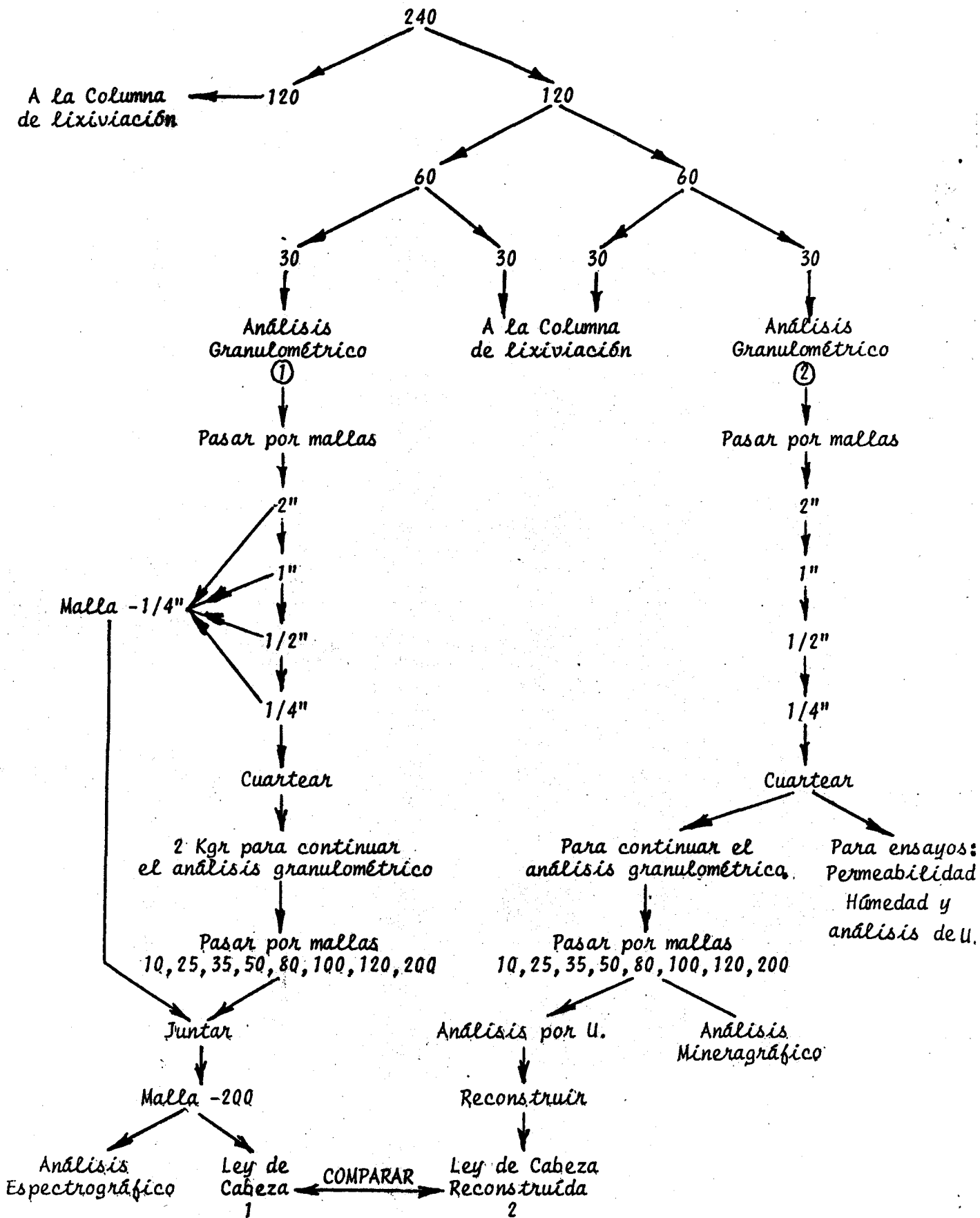
Con este condicionamiento el preparador de la muestra se encontrará con que todo el lote o casi todo debe ser convertido en una muestra de sí mismo para ser utilizado repetidamente en sucesivos ensayos en columnas : ello implica la necesidad de homogenizar todo el lote para luego por sucesivos cuarteos, sin reducción de tamaños, alcanzar una alicuota mínima y suficiente representativa con la cual llegar a las muestras finales y determinar datos (análisis granulométricos, químicos, humedad y densidad).

La experiencia indica que 50 a 100 Kgs. del lote original convenientemente homogenizado y cuarteado puede ser suficiente para constituir la mencionada alicuota mínima. A partir de la alicuota mínima, el operador de muestreo adquiere libertad para procesar dicha alicuota con simultáneas reducciones de volumen y de tamaño, si dispone de los equipos necesarios para la trituración y molienda y muestreadores convenientemente dimensionados para alcanzar la mas exigente muestra : para análisis químico del lote original.

CUARTEO  
Mineral según viene de Mina



Mineral según viene de Mina



El Esquema adjunto se preparó teniendo en cuenta las características granulométricas del lote del mineral (240 kg), casi igual proporción de fracciones gruesas, medianas y finas (34% + 2"; 30% - 2"; 32% - 1/4")

El objeto del cuarteo y demuestre es :

- a) Lograr la homogenización más completa posible de modo que el mineral que se ensaye, tanto en lixiviación convencional como estática, sean similares en su composición física como química.
- b) Obtener una muestra representativa para el análisis granulométrico, para el análisis de U' por fracciones granulométricas, para la determinación de la humedad y densidad, para el análisis de cabeza y para realización de ensayos y determinaciones complementarias.

El homogenizado, operación que se inicia la preparación es fundamental, y de su corrección dependerá de la mayor o menos confiabilidad de los resultados que se obtengan. Esta operación permitirá que, con los inevitables errores de toda operación manual, podamos utilizar fracciones del lote que sean representativos del total.

#### 3.4.1.4. Determinación de Densidad Aparente.

En el caso de nuestra muestra, se utilizó un recipiente calibrado de 20 litros. Se aconseja utilizar un cilindro de 50 litros, con dos asas, perfectamente calibrado y tarado, con ambos datos pintados en el exterior del cilindro. Debe mantenerse en buen estado para evitar maltratos y abolladuras que deformen y varíen su volumen. Para calibrarlo (determinar su volumen exacto) se aconseja pesarlo (en una balanza exacta) lleno de agua :  $\text{Peso neto} = \text{volumen del tanque}$ . A medida que se llena de mineral, se sacudirá para asentarlo. Para los cálculos :  $\text{peso} / \text{volumen} = \text{densidad aparente}$ .



Peso : 32.6 Kg.

Volumen : 20 litros

Densidad :  $32.6/20 = 1.63$

#### 3.4.1.5. Determinación de la Humedad

El mineral es heterogéneo en sus componentes granulométricos y normalmente el % de humedad es distinto en los diferentes tamaños de grano. La muestra para determinar la "humedad a 110°C" debe ser tan representativa como se pueda en cuanto a sus diferentes componentes granulométricos. Por ello se aconseja, utilizar muestras de por lo menos 2 Kg. ó mayores según la granulometría.

El secado del mineral se realizó en una estufa adecuada a 110°C. Otra forma de obtener un secado adecuado es mediante lámparas de cuarzo o de rayos infrarrojos dispuestos a alturas regulables sobre las bandejas de mineral. Dos o tres veces al día deberá removerse el mineral para facilitar la exposición a la fuente de calor.

Cuando se emplea lámparas caloríficas, deberá regularse la altura de éstos para que no sobrepase la temperatura de 100 - 110°C. - Si se sobrepasa esta temperatura se correrá el riesgo de registrar la "humedad mayor de 110°C", correspondiente a los hidratos fijos habituales de los componentes del mineral.

Conviene que la toma de muestra y determinación de la humedad a 110°C no esté alejada del momento en que se necesite los datos (humedad, según viene de mina, humedad en el momento de la alimentación, de la realización de un ensayo, etc.) para evitar las variaciones por efectos climáticos (insolación, humedad ambiental, lluvias, etc.). Si al cabo de un tiempo debe realizarse nuevos ensayos con el mismo mineral, debe repetirse la determinación de la humedad, en ese momento, pues puede existir variaciones durante el almacenamiento prolongado.

ENSAYO : DETERMINACION DE LA HUMEDAD

Mineral : Chilcuno Chico

Tara : 583 gr. (fuente blanca)  
Tara + mineral (-1/4") = 2651.2 grs.

PESO	TEMP. °C
2651.2 gr.	110°C
2649.0 gr.	110°C
2645.0 gr.	110°C
2627.0 gr.	110°C
2565.0 gr.	110°C
2563.0 gr.	110°C
2582.0 gr.	110°C
2594.0 gr.	110°C
2575.0 gr.	110°C
2565.0 gr.	110°C
2565.0 gr.	110°C

$$\% \text{ humedad} = \frac{(2651 - 2565)}{2651 - 583} \times 100$$

$$\% \text{ humedad} = 4.16\%$$

### 3.4.1.6. Análisis Granulométrico del Mineral

A la fracción obtenida por cuarteos (30 Kgs. a proximadamente) se pasó por zarandas de 2", 1", 1/2" y 1/4". Este análisis dará al metalurgista un panorama de la granulometría del mineral, proporción de los diferentes, tamaños y servirá para conocer la distribución porcentual del uranio .

Para nuestro mineral elegimos 3 niveles de granulometría :

Nivel 1 : Fracción retenida por la malla de 2"

Nivel 2 : Fracción entre -2" y + 1/4".

Nivel 3 : Fracción que pasa la malla 1/4".

La fracción que pasa la malla 1/4", se homogenizó por conos y por Jones y se obtuvo 2 fracciones de aproximadamente 2Kg. cada una que se destinaron :

- a) Para continuar el análisis granulométrico con mallas número 4, 10, 18, 25, 35, 50, 80, 120 y 200 y luego para el análisis minerográfico o de liberación
- b) Para la determinación del coeficiente de permeabilidad.

Los resultados de las fracciones tamizadas son referidas al peso inicial de toda la fracción de -1/4".

### 3.4.1.7. Análisis de U en las fracciones granulométricas.

Se elegirán 3 ó 4 niveles granulométricos que serán analizados por U. Ello permitirá al metalurgista conocer la distribución de U y de acuerdo con ello predeterminar la importancia de una mayor trituración o reducción de tamaño.

El mismo procedimiento se aplicará con el residuo de los ensayos pudiendo establecerse de esta manera un dato de mucho inte

ANALISIS GRANULOMETRICO

MINERAL CHILCUNO CHICO

MALLA	ENSAYO A			ENSAYO B			DISPERSION
	PESO KG.	%	ACUMULADO	PESO KG.	%	ACUMULADO	
+ 2"	11.2	34.25	100.00	9.2	32.50	100.00	+ 1.87 %
+ 1"	6.2	18.96	65.75	5.2	18.37	37.41	+ 0.29
+ 1/2"	3.2	9.79	46.79	2.8	9.89	49.04	+ 0.05
+ 1/4"	2.1	6.42	37.00	2.0	7.06	39.15	+ 0.32
+ 4	0.300	0.92	30.58	01.64	0.58	32.09	+ 0.17
+ 10	1.571	4.80	29.66	1.465	5.17	31.51	+ 0.18
+ 18	1.696	5.19	24.86	1.582	5.59	26.34	+ 0.20
+ 25	1.045	3.20	19.67	1.049	3.70	20.75	+ 0.25
+ 35	1.035	3.17	16.47	0.888	3.13	17.08	+ 0.02
+ 50	1.490	4.56	13.30	1.617	5.71	13.92	+ 0.07
+ 80	1.257	3.84	8.74	0.788	2.78	8.21	+ 0.53
+ 120	0.583	1.78	4.90	0.534	1.88	5.43	+ 0.05
+ 200	0.672	2.06	3.12	0.574	2.02	3.55	+ 0.01
- 200	0.348	1.06	1.06	0.435	1.53	1.53	+ 0.24
	<u>37.7 Kg.</u>			<u>28.3 Kg.</u>			

rés : el rendimiento de extracción en cada fracción granulométrica. La selección de las fracciones granulométricas dependerá del análisis granulométrico previo.

En el mineral, el U está desigualmente distribuido en los diferentes tamaños de granos o en los diferentes grupos de tamaños. El metalurgista podrá anticipar conclusiones muy válidas, conociendo de antemano esta distribución. Si por ejemplo, el mayor contenido de U se verifica en los tamaños más finos y si el % de gruesos es bajo, ya puede pronosticarse que la trituración del mineral puede ser innecesaria y tanto más si los trozos gruesos muestran un grado interesante de porosidad.

Para nuestro mineral se eligió 3 niveles como se menciona anteriormente. Para preparar las muestras para análisis de U, el nivel 1 y 2 se pasó por la etapa de trituración hasta obtener granulometría  $1/4''$ , luego se cuarteó obteniéndose aproximadamente 2 kgs. de mineral y se llevó a mallas - 10 y finalmente, un último cuarteo para obtener 250 gr. y llevarlo al pulverizador. Para el mineral del nivel 3 no hubo necesidad de la trituración inicial y el mismo tratamiento del nivel 1 y 2 sufrió.

Este criterio seguido para esta muestra de mineral no debe ser repetido necesariamente con otras muestras del mismo origen, ni puede ser el modelo a seguir con otras muestras diferentes. En cada caso, de acuerdo con la granulometría del mineral y con la información geológica y mineralógica que se disponga, el metalurgista deberá tentar su propia elección guiado por el sentido común y por la expectativa de los resultados que busca obtener.

#### 3.4.1.8. Análisis Minerográfico,

Vasea por indicaciones de los estudios mineralógicos o por la determinación práctica en los ensayos convencionales, esta información y la del grado de porosidad de la mena, podrá dar al metalurgista un buen antecedente para seleccionar las variables de la granulometría y

ANALISIS POR U. POR FRACCIONES GRANULOMETRICAS

MINERAL : CHILCUNO CHICO

	u
Cabeza 1	4.2%
Cabeza 2	4.3%
+ 2"	1.10%
+ 1"	3.50
+ 1/2"	7.00
+ 1/4"	8.24
+ 10	6.40
+ 18	3.80
+ 25	3.00
+ 35	2.80
+ 50	3.68
+ 120	5.90
+ 200	8.20
- 200	9.70

de otros parámetros relacionados con la lixiviación.

El incremento de los problemas del tratamiento de minerales complejos y la presente demanda de alta eficiencia metalúrgica y de bajos costos de operación, han hecho necesario que el Ingeniero Metalurgista especializado en concentración de minerales busque el apoyo de otras ramas del conocimiento humano, entre las cuales se encuentra la Minerografía, parte de la geología que se ocupa fundamentalmente del estudio microscópico de los minerales económicos.

Mediante la Minerografía, se pueden obtener datos como la composición mineralógica de las muestras de un yacimiento o de los productos de una planta. El Microscopista o Minerógrafo investiga las diferentes propiedades de los minerales (color, bi-reflectancia, reflectancia, anisotropía, reflejos internos, relieves de pulido, microdureza, etc) con el fin de identificarlos.

También nos informa la granulometría de los distintos constituyentes minerales. Esta información es esencial para determinar el grado de molienda necesario para liberar los minerales económicos de las gangas; las relaciones texturales de los minerales presentes tales como forma de granos, tipos de intercrecimiento, y modo de ocurrencia de los diferentes componentes del ensamble mineralógico.

La forma de los granos es significativa en cuanto se refiere a la molienda ya que afecta al tamaño de la partícula que se va a pasar por un determinado tamiz. Un mineral isométrico pasará por un tamiz de pequeño tamaño sólo si su eje mayor es perpendicular al tamiz.

Otros minerales son porosos, siendo por lo tanto aptos a lixiviarse; la cohesión entre los granos de mineral es una importante característica textural que influye en la molienda, los granos pobremente cementados tienden a separarse fácilmente, lo que no sucede con los bien cementados; el tipo de crecimiento influye en los interlockings o ama-

rres mineralógicos ya que al aplicar la molienda los granos con bordes regulares pueden separarse fácilmente de sus vecinos pero aquellos con bordes irregulares no se liberan completamente dando lugar a partículas amarradas.

El análisis minerográfico de nuestro mineral se realizó en el Laboratorio de Petrotomía del IPEN. Se contó con un microscopio de aumento como única herramienta de estudio; pero se ha logrado obtener informaciones importantes que han ayudado a dar criterios y justificar comportamientos en la lixiviación.

En la muestra existen numerosos amarres mineralógicos los cuales no fueron seleccionados y contados como especies componentes del amarre. Las especies minerales de interés observados en los distintos granulometrías son: autunita-meta-autunita, macusanita, cuarzo ahumado, cuarzo hialino, andalucitas, biotita, muscovita. El resto de las especies accesorios (componentes de la ceniza volcánica) fueron considerados como matriz ó ceniza por la dificultad de identificación en el microscopio - producto de la facilidad con que se llega a finos.

Los rechazos de cada malla correspondiente al análisis granulométrico del nivel 3 se utilizó para este análisis minerográfico. Se observa que a medida que se reduce de tamaño las especies de uranio (autunita-metaautunitas) se pierden o se diluyen en la matriz por su baja dureza. Las especies observadas y diferenciadas con facilidad son las que se han contado (en porcentaje) aproximando en una pequeña área de la vista del microscopio.

Las especies duras como los cuarzos y la macusanita son las que predominan en los tamaños mayores y son fácilmente liberados de la matriz mientras que las especies de uranio que ocurre como relleno de poros y disseminaciones en la matriz se encuentran entre mallas 18 y 50, parcialmente libres y parcialmente trenzadas, Más allá de esas mallas es muy dificultosa su observación.



MALLA TYLER	ESPECIES LIBRES		MATRIZ MAS ESPECIES TRENZADAS.
	AUTUNITA-META AUTUNITA	CUARZO AHUMADO, CUARZO HIALINO, ANDALUCITA, MA CUSANITA.	
-3 +18	NO HAY	NO HAY	100%
-18 +25	1.0%	30%	69%
-25 +35	0.5%	30%	69.5%
-35 +50	0.5%	22%	77.5%
-50 +80	0.2%	15%	84.8%
-80 +120	0.1%	10%	89.9%
-120 +200	NO OBSERVADO	5%	-
-200	NO OBSERVADO	5%	-

### 3.4.1.9. Determinación de la Permeabilidad del Mineral.

Se dice que un mineral es permeable cuando tiene vacíos continuos que permiten el paso de un fluido a través del mismo.

Si las leyes del mineral son bajas en uranio (menor al 0.1%) y se cuenta con grandes volúmenes las que hace que el yacimiento sea económicamente explotable, será necesario pensar en la lixiviación en pilas por sus múltiples ventajas que ofrece; la permeabilidad de la pila es un parámetro fundamental en este método de recuperación de U. Un valor muy bajo de la permeabilidad puede malograr y hasta hacer inoperante el proceso, pues toma un tiempo de retención excesivo de la solución lixivante conduciendo además a la formación de precipitados que obturan la pila.

Es aconsejable, que el Metalurgista ensaye a priori en laboratorio las condiciones previsibles de permeabilidad a fin de orientar su conocimiento y expectativa de lo que pueda ocurrir en una pila de grandes dimensiones.

El flujo de líquidos a través de materiales permeables se rige por la ecuación de Darcy :

$$(1) \dots\dots\dots V = \frac{K.S. H.}{u.L}$$

Donde :

V = Caudal de flujo ó volumen del fluido en la unidad de tiempo (cc/seg.)

K = Permeabilidad específica (cm/seg).

S = Area de la sección que se estudia (cm<sup>2</sup>)

H = Diferencia de presión del fluido ó carga hidráulica (cm)

u = Viscosidad del fluido variable según la temperatura (mili-poises).

L = Altura del lecho permeable (cm).

Si en (1) hacemos que H/L = i = gradiente hidráulico, tendremos:

$$(2) \dots\dots\dots V = \frac{K.S}{u} \cdot i$$

Si hacemos i = 1, S = 1 (sección unitaria) y u = 1 (agua a 20°C), la ecuación 2 se reduce a :

$$(3) \dots\dots\dots V = K$$

V se puede definir la permeabilidad específica como "el volumen de agua gravitacional que percola durante la unidad de tiempo a través de la unidad de superficie de una sección del material ó lecho de mineral, bajo un gradiente hidráulico (H/L) igual a la unidad y a la temperatura de 20°C".

Para la determinación de la permeabilidad de nuestro mineral se construyó un permeámetro consistente en un tubo de vidrio de 5 cm. de diámetro aproximadamente y 50 cm. de altura, con una salida inferior y un lecho filtrante de arena gruesa y limpia cuya permeabilidad sea mayor que la del

mineral a ensayar.

Verticalmente se le adhiere una cinta milimétrica que permita medir la altura del mineral (L) y la diferencia de niveles de agua (H) durante el ensayo. Dado que la operación se realiza a "carga hidráulica constante" será necesario proveer un sistema que permita mantener un nivel constante del agua sobre el mineral durante la percolación. Para este fin se pudo obtener buenos resultados empleando una pera de decantación de 500 - 1000 ml. con el vástago inferior de descarga biselado a 60°.

La pera se llena de agua hasta 2/3 de su altura, se asegura el cierre del tapón superior, se ajusta el soporte de modo que el bisel del vástago quede apenas sumergido en el nivel de agua del permeámetro y se abre la llave de descarga de la pera. El agua de la pera descenderá sólo cuando el bisel del vástago quede expuesto al aire, es decir cuando el nivel de agua del permeámetro ha descendido lo suficiente para dejar entrar aire a la pera, en ese momento la descarga de la pera restablecerá el nivel original cerrando nuevamente la abertura del bisel.

En realidad, en este sistema, el nivel no es estrictamente constante, pues oscilará un par de mm. en el bisel del vástago; pero el error cometido está dentro del margen de apreciación que se pretende con esta experiencia.

Para la operación del permeámetro, en el fondo del tubo se dispone el lecho filtrante y sobre el mineral (con granulometría menor de 5 - 6 mm.) hasta una altura de 35 - 40 mm. (L). Por la parte inferior del permeámetro se comienza a inundar con agua, lentamente y en flujo ascendente para desalojar todo el aire ocluido hasta que el nivel de agua alcance algunos cms. sobre el nivel del mineral. El flujo ascendente debe ser lento para evitar el esponjamiento del mineral.

Mantener inundado durante 12 a 15 horas para estabilizar las condiciones físicas del mineral, luego iniciamos la percolación a nivel constante mediante la pera. Dejamos percolar libremente durante 3 ó 4 horas antes de iniciar la medición. Al iniciar las mediciones, recogemos los volúmenes drenados a intervalos regulares de 30 a 60 minutos mediante una probeta graduada y registramos la temperatura del agua en cada medición. Para cada experiencia se anotará S, H y L.

Para el cálculo, convertimos cada medición de volumen (por lo menos 4 volúmenes expresado en cc/hora) en su equivalente a  $Q_s$  l/m<sup>2</sup>h, luego convertimos  $Q_s$  a  $v$  (cm/seg) según la fórmula :

$$v = Q_s \times 10^{-4} / 3.6$$

Luego obtenemos  $K_t = v/i$ , donde  $i = (H/L)$  y finalmente corregimos  $K_t$  a  $K_{20}$  que es la permeabilidad a 20°C mediante una tabla de viscosidad del agua en función de la temperatura sabiendo que  $K_{20} = K_t (u_t/u_{20})$ , siendo :

$u_t$  = viscosidad del agua a  $t^\circ\text{C}$

$u_{20}$  = viscosidad del agua a 20°C

PLANILLA ENSAYO DE PERMEABILIDAD,  $i = 0.46$

TIEMPO (MIN)	T°C AGUA	VOL. REC. V = cm <sup>3</sup>	EQUIVALENTE		Kt = $\frac{V}{L}$	K 20	VISCOSIDAD
			LT/m <sup>2</sup> .h	V=cm/seg.			
30'	28	40.5	53.29	$1.476 \times 10^{-3}$	$3.21 \times 10^{-3}$	$2.66 \times 10^{-3}$	0.83
60'	29	40.5	53.29	$1.476 \times 10^{-3}$	$2.60 \times 10^{-3}$	$2.60 \times 10^{-3}$	0.81
90'	30	40.5	53.29	$1.476 \times 10^{-3}$	$3.21 \times 10^{-3}$	$2.57 \times 10^{-3}$	0.80
120'	30	40.5	53.29	$1.476 \times 10^{-3}$	$3.21 \times 10^{-3}$	$2.57 \times 10^{-3}$	0.80
150'	30	40.5	53.29	$1.476 \times 10^{-3}$	$3.21 \times 10^{-3}$	$2.57 \times 10^{-3}$	0.79

PROMEDIO ..  $2.59 \times 10^{-3}$

Mineral : CHILCUNO CHICO

Malla : - 1/4"

$$i = \frac{H}{L} = \frac{18}{39} = 0.46$$

Hora de inicio : 09:40'

Factor : 1.3158

S : 15.2

#### 3.4.1.10. Análisis de Cabeza y Espectrográfico del Mineral.

La preparación de una muestra representativa para el análisis químico está suficientemente tratado en las publicaciones existentes sobre este tema. Se debe tener en cuenta de que una muestra mal obtenida o mal procesada puede deformar las conclusiones de un ensayo.

El análisis de cabeza utilizaremos para ver el tenor exacto de U y las impurezas importantes que tiene el mineral, mientras que el segundo análisis nos será útil para determinar la composición química cualitativa y semi cuantitativo de todos los elementos componentes del mineral. El primer análisis se realizó en el Laboratorio de Análisis Químico del IPEN y el segundo en el Laboratorio Espectrográfico de la Universidad Nacional de Ingeniería.

#### 3.4.1.11. Determinaciones Posteriores.

Una vez terminado los ensayos será necesario realizar una serie de mediciones, determinaciones y análisis que permitan evaluar los resultados de la extracción (rendimientos, ley reconstituida, etc.) y conocer íntimamente el comportamiento del mineral en el proceso.

Las determinaciones de humedades de residuos - permitirá obtener el peso seco del residuo y dará cuenta del grado de disolución del mineral y de la formación de precipitados. El análisis químico por U en el residuo y por fracciones granulométricas indicará el nivel de extracción alcanzado. También dará idea del grado de porosidad de las fracciones más gruesas (en caso de lixiviación en pilas) y por consiguiente el grado de trituración que puede ser necesario. El análisis granulométrico indicará el grado de disgregación del mineral en un tamaño más grueso o con un mínimo de trituración.

Todos estos análisis se llevarán a cabo de la misma forma y con los mismos cuidados con que se realizaron inicialmente entrar en el proceso.

PLANILLA ENSAYO DE PERMEABILIDAD,  $i = 0.76$

Tpo. (min.)	Temp. °C agua	Vol. recargado $V = \text{cm}^3$	EQUIVALENTE		$Kt = \frac{V}{\lambda}$	K 20°
			lt/m <sup>2</sup> /h	$V = \frac{\text{cm}}{\text{seg.}}$		
30'	28°C	67.5	88.81	$2.46 \times 10^{-3}$	$3.24 \times 10^{-3}$	$2.63 \times 10^{-3}$
60'	29°C	68.0	89.47	$2.48 \times 10^{-3}$	$3.25 \times 10^{-3}$	$2.68 \times 10^{-3}$
90'	30°C	68.0	89.47	$2.48 \times 10^{-3}$	$3.26 \times 10^{-3}$	$2.60 \times 10^{-3}$
120'	31°C	67.5	90.13	$2.50 \times 10^{-3}$	$3.29 \times 10^{-3}$	$2.43 \times 10^{-3}$
150'	32°C	68.0	89.8	$2.46 \times 10^{-3}$	$3.24 \times 10^{-3}$	$2.23 \times 10^{-3}$
180'	32°C	68.0	89.47	$2.48 \times 10^{-3}$	$3.26 \times 10^{-3}$	$2.24 \times 10^{-3}$

PROMEDIO ..  $3.25 \times 10^{-3}$

Hora de inicio : 9.30 am.

Mineral : CHILCUNO CHICO

Malla :  $-\frac{1}{4}''$

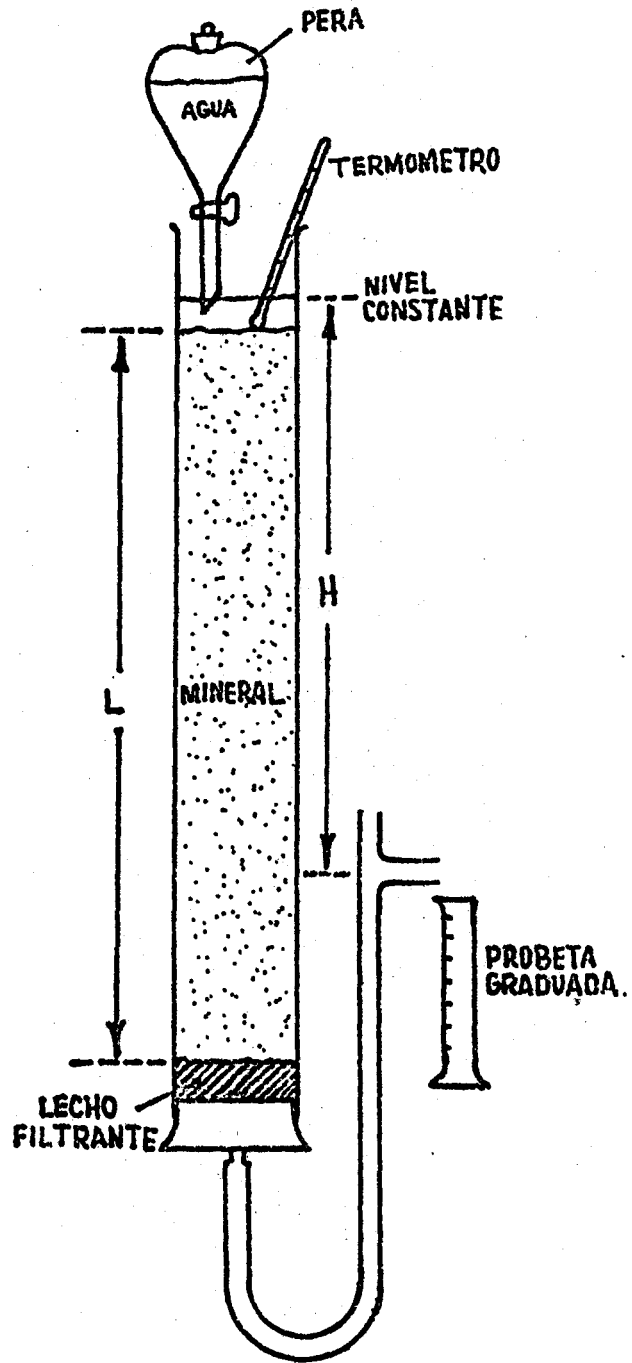
Sección :  $15.2 \text{ cm}^2$

L : 40 cm.      $i = 0.76$

H : 30.5

Factor : 1.3158

S : 15.2



PERMEAMETRO



ANALISIS ESPECTROGRAFICO CUALITATIVO SEMICUANTITATIVO

MINERAL : TANTAMACO KIGUITIAN, MACUSANI

ELEMENTOS MAYORES MAYOR DE 10%	ELEMENTOS MENORES 1 a 10%	ELEMENTOS TRAZAS MAYORES 0.1 a 1.0%	ELEMENTOS TRAZAS INTERMEDIAS 0.01 a 0.1%	ELEMENTOS TRAZAS MENORES 0.001 a 0.01%	VESTIGIOS MENOR DE 0.001%
Al	Fe	Be	Ag	V	Co
Si	Ca	P	Ti	Cu	Cr
	Na			Ni	
	Mg			Sn	
	Mn			Pb	
	URANIO			B	
	(U=2.5%, análisis N° 141, solicitud 16 con fecha 27. 4.82. Laborato - rio IPEN).			Ba	
				Sr	
				Th	

Laboratorio Espectrográfico de la Univ. Nac. de Ingeniería  
Placa 475-A  
Disparo N° 12 (15)  
Código IPEN-TK

ANALISIS ESPECTROGRAFICO CUALITATIVO SEMICUANTITATIVO

MINERAL : CHILCUNO CHICO, MACUSANI

ELEMENTOS MAYORES Mayor de 10%	ELEMENTOS MENORES 1.0 a 10%	ELEMENTOS TRAZAS MAYORES 0.1 a 1.0%	ELEMENTOS TRAZAS INTERMEDIOS 0.01 a 0.1%	ELEMENTOS TRAZAS MENORES 0.001 a 0.01%	VESTIGIOS MENOR DE 0.001%
Al	Fe	Be	V	Cu	Co
Si	Ca		Ti	Ag	Cr
	Na		Mn	Ni	La
	Mg		B	Sn	
	P			Pb	
	URANIO			Ba	
	(U = 4.2%, análisis N° 25, solicitud N° 6 con fecha 17.1. 83. Laboratorio IPEN)				

Laboratorio Espectrográfico de la Univ. Nac. de Ingeniería.

Placa 475-A

Disparo N° 11 (14)

Código IPEN-cc.

### 3.4.2. Ensayos de Experimentación Metalúrgica

El meollo de la concentración de Uranio es "obtener la solución clarificada de Uranio". Obtenida dicha solución, los problemas que se presenten en las etapas de purificación, precipitación y secado son menos complicados que los problemas que se presentan en la lixiviación, por esta razón trataremos de una forma más profunda el tema lixiviación

#### 3.4.2.1. Preparación Física

La selección de una chancadora correcta depende mucho del tipo del mineral y de algunos otros factores. La unidad elegida debe satisfacer los requisitos de menor consumo de energía por tonelada de mineral tratado y un mínimo de tiempo y requerimiento para su mantenimiento.

Cuatro son los factores necesarios para seleccionar un equipo de chancado : tipo de mineral, tamaño de alimentación, tamaño de descarga y capacidad. También son considerados los análisis de fuerzas de compresión, impacto, atricción y azallamiento y las cualidades físicas del mineral como dureza, humedad y friabilidad.

En términos de tamaño de alimentación cuestionarse acerca de la dimensión máxima promedio y el % de distribución de tamaños. Las respuestas pueden ayudar a determinar la chancadora primaria ó se cundaria necesaria y la posibilidad del uso de clasificadores de tamaño antes del chancado.

En cuanto al tamaño de descarga, considerar la necesidad de una adecuada distribución granulométrica y las limitaciones en el % de gursos y finos. Puesto que estos factores varían de lugar a lugar, es necesario realizar pruebas de laboratorio y piloto.

Pruebas de laboratorio para definir los factores de tamaño y % de distribución de tamaños de alimentación y descarga son realizados en el Programa de Ensayos en la parte de Ensayos de Análisis Físicos y Químicos en el análisis granulométrico.

El consumo de energía es muy importante conocerlo de antemano antes de la selección del equipo, en laboratorio se hacen pruebas para determinar el "Work Index" ó índice de trabajo que es definido como el consumo de energía en Kilowatts-hora por tonelada de mineral chancado o molido.

Ensayo de Work Index . - Aplicando la tercera teoría de Fred C. Bond, podemos determinar fácilmente el work index. La base de razonamiento de Fred C. Bond, es que "Una partícula del mineral con un tamaño inicial dado, antes de ser reducido debe estar ya debilitada de cierta cantidad de energía superficial, acumulada durante su reducción de un tamaño grande, teóricamente infinita, a este tamaño inicial".

En este sentido, al reducir un tamaño de alimentación  $F$ , a otro tamaño de producto  $Q$ , la energía aplicada a esta operación será la diferencia entre el trabajo total aplicado para cada uno de este tamaño de partículas. El tamaño de malla, expresado en micrones, que dé un producto, pasa el 80% de su peso, es el valor que se toma como medida del tamaño de partículas  $F$  y  $Q$  en la ecuación de Bond.

Haciendo el análisis granulométrico y buscando el equivalente en micrones, se puede interpolar el tamaño a que pasa el 80%, tanto para la alimentación como para la descarga .

Puesto que en las primeras etapas de reducción (chancado primario y secundario), la reducción es grosera y además la selección del equipo se hace en base a la capacidad especificada

en catálogos y recomendados por las firmas comerciales, el work index es generalmente empleado en la molienda, donde el gasto de energía es mayor e importante conocerlo.

Suponiendo que para una molienda de 3 Kg. se gastó un promedio de 0.18 amp. y que el 80% de los productos de alimentación y salida del molino pasan por los cedazos Tyler 3/4" y 60 mallas respectivamente, se pregunta ¿Cuál es el work index del mineral?

ANALISIS DE MALLAS DE LA ALIMENTACION Y DESCARGA

MALLA	% PESO	% ACUMULADO	% PESO	% ACUMULADO
+3/4	19.35	100	-	-
-3/4"+1/2"	25.79	( 80.65 )	-	-
		( 80% F )		
-1/2"+3/8"	14.30	54.86	1.30	100.0
-3/8"+3	12.65	40.56	0.30	98.60
-3 + 4	6.95	27.91	0.87	98.30
-4 + 6	4.74	20.96	0.78	97.43
-6 + 8	2.67	16.22	0.48	96.65
-8 + 10	2.28	13.55	0.82	96.17
-10 + 14	1.64	11.27	0.98	95.35
-14 + 20	1.33	9.63	1.35	94.37
-20 + 35	1.66	8.30	4.90	93.02
-35 + 48	1.07	6.64	6.35	88.12
-48 + 60	0.72	5.57	7.70	( 81.77 )
				( 80% Q )
-60 + 100	0.81	4.85	10.27	74.07
-100 + 150	0.62	4.04	8.43	63.80
-150 + 200	0.62	3.42	7.94	55.37
- 200	2.80	2.80	47.43	47.43

La ecuación básica ideada por Bond es :

$$\frac{Kwh}{ton} = W_i \left( \frac{10}{\sqrt{Q}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)$$

Donde :

$W_i$  = Work index

$Q$  = Descarga 80% - malla en micrones

$F$  = Alimentación 80% - malla en micrones

Primero identificamos  $F$  y  $Q$  del análisis granulométrico

$$F = 3/4" + 1/2 = 19,000 \text{ micrones (3/4")}$$

$$Q = 48 + 60 = 250 \text{ micrones (malla 60)}$$

Determinamos los Kwh consumidos utilizando la siguiente fórmula

$$Kwh = 3 V. I. \cos \phi / 1000 \dots\dots\dots (1)$$

$$Kwh = 2 V. I. \cos \phi / 1000 \dots\dots\dots (2)$$

Donde :

$V$  = Tensión en voltios.

$I$  = Corriente en amperios.

$\cos \phi$  = Factor de potencia

3 = Factor de corrección para corriente trifásica

2 = Factor de corrección para corriente monofásica

1000 = Factor de conversión de watts en kilowatts.

La tensión se toma de la placa del motor, mientras que el amperaje se calcula en forma práctica mediante el uso de un amperímetro en forma de pinza tomándose varias lecturas y luego se saca un promedio, con dicho valor se realiza los cálculos. El amperaje que marca la placa del motor es el máximo teórico pero en estos casos el cálculo se realiza con valores reales, sólo para el caso de voltaje se toma de la placa del motor del molino.

$$\begin{aligned} Kwatt &= 2 V. I. \cos \phi / 1000 \\ &= 2 \times 110 \times 0.18 \times 0.90 / 1000 \\ &= 0.2520 \end{aligned}$$

$\cos \theta$  = factor de potencia, generalmente se toma 0.90. Eventualmente se encuentra en la placa del motor.

Si el tiempo de molienda es 45 minutos para 3 Kgr.

$$\begin{aligned} \text{Kwatt-h/ton} &= 0.02520 \times 45 \text{ min.} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min.}} / 3 \text{ Kgrs.} \times \frac{1 \text{ ton}}{1000 \text{ Kgrs.}} \\ &= 6.30 \end{aligned}$$

Por último :

$$\frac{\text{Kwatt-h}}{\text{ton}} = W_i \left( \frac{10}{\sqrt{Q}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) = W_i \left( \frac{10}{\sqrt{19,000}} - \frac{10}{\sqrt{250}} \right)$$

$$6.30 = W_i (0.601 - 0.073) = W_i \times 0.528$$

$$W_i \ 6.30 / 0.528 = 11.9$$

Según la siguiente escala de dureza

Work index	= 4.0	Muy suave
	6.5	Suave
	9.0	Medio suave
	12.0	Medio
	15.0	Medio duro
	18.0	Duro
	22.5	Muy duro

Nuestro mineral cuyo work index es de 11.9 es de dureza media. El uso cotidiano del work index de un mineral nos indica la calidad del mismo en cuanto a su resistencia a la rotura por impacto.

#### 3.4.2.2. Lixiviación

El procesamiento de los minerales de uranio se inicia, propiamente con la lixiviación del mineral, mediante un reactivo ácido o alcalino, dependiendo de las características mineralógicas del mineral, tanto de la mena como de la ganga.

Para la lixiviación de los minerales de uranio se emplean varios métodos, cuya selección se efectúa en gran parte de acuerdo con la naturaleza del mineral y el tipo de ganga el cual está asociado.

Los minerales de uranio para la lixiviación se pueden dividir en tres grupos :

- Oxidos primarios, como uraninita y pechblenda ( $UO_2$ ) con uranio TETRAVALENTE.
- Minerales primarios en los que el uranio está combinado con otros óxidos metálicos como la brannerita ( $UTi_2O_6$ ) y está en estado TETRAVALENTE.
- Minerales secundarios en los que el uranio está en forma HEXAVALENTE como la carnotita  $K_2(UO_2)_2(VO_4)_2 \cdot 3H_2O$  y la autunita  $Ca(UO_2)_2 \cdot (PO_4)_2 \cdot 1 H_2O$

Los minerales de los 2 primeros grupos requieren del empleo de oxidantes para la disolución del uranio. Los del tercer grupo se disuelven fácilmente sin el empleo de oxidantes y con soluciones diluidas.

El uranio es un elemento extremadamente móvil en condiciones ácidas ó alcalinas, en forma de ión uranilo ( $UO_2^{2+}$ ) el cual forma gran número de minerales complejos en la naturaleza combinado con una gran variedad de aniones y cationes. En las condiciones naturales se pueden presentar ambientes reductores con frecuencia que reducen los compuestos de uranilo hexavalente precipitando  $UO_2$ . Por lo tanto, es evidente que la respuesta del uranio a los lixiviantes estará influenciada por sus asociaciones mineralógicas y sus características físicas de textura.



Los minerales con ganga silícea se lixivian invariablemente con un reactivo ácido, mientras que los que tienen gran contenido de caliza se lixivian con reactivo alcalino.

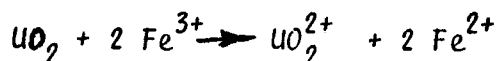
Algunos constituyentes de la ganga pueden tener gran influencia en la selección del proceso y del agente lixiviante. Así, por ejemplo, los carbonatos consumen ácido sulfúrico en la proporción de 1 Kg. por Kg. de carbonato de calcio o magnesio contenido en el mineral, y solamente después de eliminados los carbonatos se inicia el ataque al mineral de uranio.

a) Lixiviación ácida

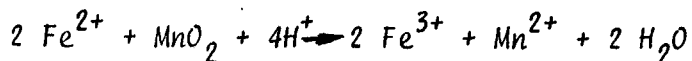
Los reactivos ácidos tienen varias ventajas sobre los alcalinos. Una de las más importantes es la de abrir el camino para llegar al mineral de uranio por ataque y disolución del material interpuesto, por esta razón su selectividad es poca y las recuperaciones elevadas se obtienen a expensas de un mayor consumo de reactivos y una mayor complejidad en el procesamiento posterior a causa de las impurezas disueltas.

Principios Químicos

El hierro férrico oxida al  $UO_2$  permitiendo su disolución por el reactivo ácido.

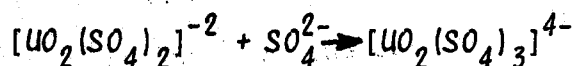
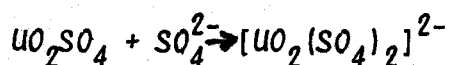
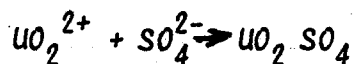


La acción de un oxidante, como el  $MnO_2$ , permite reoxidar el hierro de ferroso a férrico

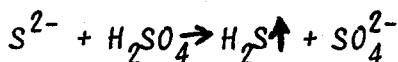
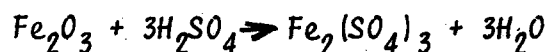
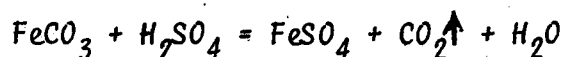
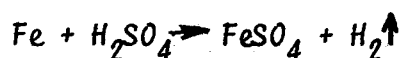
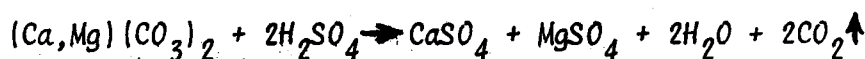
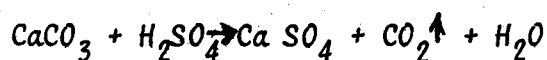


La oxidación del  $UO_2$  se determina por medición de la fuerza electromotriz de la solución lixiviante y se mantiene generalmente entre -400 y -500 mV.

La acción del ácido sobre el uranio es la siguiente:

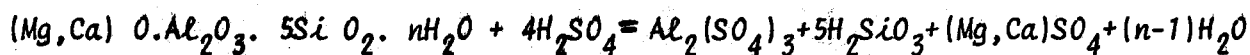


También el consumo de ácido está en función de las gangas presentes en el mineral, las típicas reacciones son las siguientes:



Estas reacciones contaminan la solución a medida que la concentración del ácido y la temperatura y tiempo de lixiviación es incrementada.

Algunas disoluciones complejas (aluminosilicatos como la montmorillonita) se realizan especialmente a elevadas temperaturas.



Variables del proceso :

Tamaño de grano

El tamaño del grano de molienda es una de las variables más importantes, pues permite liberar las partículas del mineral de uranio y ponerlas en contacto con el agente lixivante. Para los minerales del tipo arenisca, en

los que el uranio está en el cemento que une los granos de sílice, se pueden obtener buenas recuperaciones aún con partículas del tamaño correspondiente a la malla 10. Sin embargo, se muele habitualmente a malla 28 para permitir la agitación y el bombeo de las pulpas. Otros minerales pueden requerir una molienda más fina para liberar los granos y exponerlo al ataque del lixivante.

### Concentración del ácido

El bajo costo del ácido sulfúrico lo hace reactivo universal para la lixiviación ácida. La acidez debe ser tal que haya suficiente ácido libre para disolver al uranio sin atacar mucho a los minerales de la ganga y para evitar la re-precipitación del uranio disuelto hasta que es extraído de las soluciones.

La presencia de otros aniones produce la precipitación del uranio hexavalente a los siguientes pH :

Hidróxidos 3.8 a 6.0

Carbonatos 3.5 a 6.0

Fosfatos 1.9 a 2.5

Arseniatos 1.3 a 1.7

En presencia de fosfato y arseniato es aconsejable un exceso de ión férrico, que forma complejos muy estables con dichos iones y retarda la precipitación del uranio.

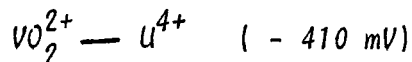
En la mayoría de los minerales, el consumo de ácido depende del contenido de carbonatos de calcio, magnesio y hierro. Debe tenerse en cuenta que una elevada concentración del ácido tiene 2 efectos favorables :

- Aumenta la velocidad de disolución de los minerales de uranio, lo cual es importante cuando se procesan minerales refractarios, y

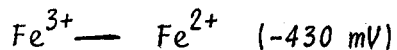
- Permite el ataque de minerales ocluidos en zonas internas de las partículas.

### Condición de Oxidación

Tal como se indicó antes, la disolución del uranio tetravalente exige condiciones determinadas en cuanto al potencial de oxidación-reducción durante la lixiviación. Estas condiciones se alcanzan mediante el empleo de dióxido de manganeso ó de clorato de sodio que permitan mantener un potencial no inferior de -400 mV. En la lixiviación, casi todo el uranio disuelto está en forma hexavalente y el potencial del par



está próximo al del par.



Por consiguiente, las variaciones en la relación del par  $\text{Fe}^{3+} - \text{Fe}^{2+}$  afectan a la velocidad de oxidación y de disolución del uranio tetravalente. En la práctica la relación  $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$  debe ser mayor de 1.

La adición del oxidante a la pulpa se realiza con retraso respecto a la adición del ácido para dar lugar a que terminen las reacciones iniciales del ácido con el hierro metálico y los sulfuros. Estas reacciones producen gases reductores ( $\text{H}_2$  naciente y  $\text{H}_2\text{S}$ ) que consumirían parte del oxidante.

### Densidad de Pulpa

La mejor densidad de pulpa en la lixiviación es la máxima densidad que permita una adecuada agitación y un bombeo satisfactorio. Una mayor densidad permite reducir la capacidad y los tanques de lixiviación para un determinado tiempo de retención y requiere menores cantidades de ácido y de oxidante para alcanzar determinadas concentraciones. La densidad de pulpa aplicada industrialmente varían desde 50 a 60% de sólido para agita

ción mecánica y 75% de sólidos para agitación por aire.

### Temperatura y Tiempo

La velocidad de disolución de los minerales de uranio aumenta con la temperatura, incrementando la capacidad del tratamiento y mejorando la extracción en los minerales refractarios. En Sudáfrica y Canadá se emplean temperaturas de 65 a 75°C para alcanzar una extracción satisfactoria. Debe cuidarse, sin embargo, el mayor ataque sobre los minerales que constituyen la ganga que ocasiona un mayor consumo innecesario de ácido. El calentamiento de las pulpas se hace por inyección de vapor directo en los tanques de lixiviación.

El tiempo necesario depende de todas las condiciones de ataque : concentración de ácido, intensidad de agitación, tipo de mineral, temperatura, etc. Para cada mineral hay un tiempo máximo más allá del cual no resulta económico continuar el ataque para aumentar la extracción del uranio.

### Programa de Ensayos de Lixiviación Ácida

Muchas decisiones son empíricas y dependen de la experiencia del Metalurgista y del Minerólogo, que les permite intuir el camino a seguir para el tratamiento del mineral en estudio, a partir de su conocimiento mineralógico .

De acuerdo a los conceptos ya vistos, las variables del proceso a tener en cuenta para estudiar la respuesta del mineral al tratamiento son las siguientes : tamaño de grano, cantidad y concentración de ácido, oxidación, densidad de pulpa y temperatura.

El camino más adecuado para el estudio inicial consiste en realizar una serie de ensayos en los cuales se varían los parámetros indicados dentro de límites determinados, buscando un nivel óptimo para cada parámetro.

Un estudio estadístico completo de todos los parámetros o variables no se justifica en el inicio de los ensayos, porque resulta costoso. Conviene más basar el esquema de los ensayos en el informe mineralógico y en la experiencia previa, fijando algunos parámetros inicialmente y estudiando su influencia más adelante. Por ejemplo, los sólidos pueden dejarse en 50%, el oxidante agregar sólo la cantidad necesaria para mantener el potencial redox sobre -430 mV, la agitación hacerse en forma tal que asegure una buena mezcla de la pulpa.

Los resultados de un programa de ensayos de este tipo son de fácil interpretación, por cuanto van indicando la tendencia hacia una condición óptima, así como la influencia de las distintas variables. Ello permite pasar al estudio estadístico posterior a un conocimiento previo, que reduce el número de ensayos, con el ahorro consiguiente de costos y tiempo.

A continuación expongo un esquema de ensayos que permita evaluar las variables de la lixiviación con un mínimo número de ensayos.

El uso de un esquema de ensayos de variables múltiples es la única forma de estimar la correcta cantidad de ácido a agregar. Si bien el consumo de ácido puede ser previsto por el estudio mineralógico, las variaciones en la etapa final del ensayo dependerán de la duración del ataque, de la temperatura y de la concentración real del ácido, dado a que estos parámetros son los que determinan la velocidad o intensidad del ataque.

Los valores adoptados para las variables pueden estar referidos a los que se emplean regularmente en la industria. Por ejemplo, en "tamaño de grano" se pueden adoptar 4 valores correspondientes a mallas 18, 28, 35 y 65.

En "temperatura" 20, 45 y 60°C. En "tiempo" 6, 8, 10 y 12 horas. En "acidez" un pH de la pulpa de 0.7, 1.0 y 1.2. La pulpa puede tener % sólidos que convenga 50, 60% de sólidos u otro valor

Así se puede preparar este esquema de ensayos, en el que van seleccionando escalonadamente las condiciones óptimas sobre la base del rendimiento de extracción del uranio contenido :

Ensayo N°	Tiempo	Tamaño de grano				Temperatura °C			pH			Fuerza electromotriz	
	Horas	18	25	35	65	60	45	20	0.7	1.0	1.2	Normal-430	20% exceso Oxidante.
1	0	✓						✓	✓			✓	
2	8	✓						✓	✓			✓	
3	10	✓						✓	✓			✓	
4	12	✓						✓	✓			✓	
5			✓					✓	✓			✓	
6	óptimo			✓				✓	✓			✓	
7					✓			✓	✓			✓	
8	óptimo	óptimo					✓		✓			✓	
9						✓			✓			✓	
10	óptimo	óptimo				óptimo				✓		✓	
11										✓		✓	
12	óptimo	óptimo				óptimo			óptimo				✓

El efecto de la concentración del ácido puede estudiarse con 2 alternativas de ensayos :

Primera alternativa : Desarrollar el ensayo como se indica en el Cuadro anterior manteniendo el pH controlado durante toda la experiencia, por ejemplo a pH 0.5, 1.0 y 1.5, agregando solamente el ácido necesario para mantener constante el pH seleccionado.

Segunda alternativa : Agregar una cantidad determinada de ácido al inicio del ensayo y controlar la acidez libre a lo largo del ataque sin adición de nuevas cantidades de ácido. Por ejemplo, sobre la base del peso del mineral, agregar el ácido correspondiente a 60, 80 y 100 kg/ton. Estos valores se escogen según el consumo estimado para cada mineral y pueden ser mayores o menores que los indicados.

Los ensayos pueden realizarse en vasos precipitados de 500 ml., colocando cada vaso 300 g. de mineral molido a la malla indicada y repulpando con agua 300 ml. para tener una pulpa con 50% de sólidos.

Para otra densidad de pulpa se agrega la cantidad de agua calculada para cada caso; la pulpa se mantiene en agitación suave pero completa mediante agitadores de velocidad regulable y la temperatura se alcanzan mediante planchas calefactores eléctricas.

Para la 1era. alternativa, el ácido se agrega en la cantidad necesaria para mantener el pH seleccionado para el ensayo y el oxidante se comienza a agregar 30 minutos después de la adición inicial del ácido y se continúa de acuerdo a lo necesario según el f.e.m. alcanzado.

Para la 2da. alternativa, se agrega todo el ácido al comienzo del ensayo y el oxidante también se comienza a agregar 30 minutos después de la adición del ácido.

Terminada la lixiviación de conformidad con el tiempo seleccionado, se filtran las pulpas en filtro Buchner y se lavan los sólidos con una secuencia de 3 porciones de 100 ml. c/u de solución sulfúrica de pH 1.5 y 2 porciones de 100 ml c/u de agua destilada.

El líquido filtrado y las aguas de lavado se reúnen, tomando nota del volumen de c/u, y el líquido residual se analiza. La torta lavada se seca a 110°C hasta peso constante y se pesa; analizando por uranio se determina el contenido residual no lixiviado.

Los resultados obtenidos se disponen en los Cuadros o Planillas, de acuerdo al modelo que se acompaña (condiciones de operación y resultados obtenidos).



Se deben registrar el peso total del vaso de lixiviación (mineral, agua, ácido y oxidante). Se termina el ensayo se vuelve a pesar y si es necesario ajustar al peso inicial con agua destilada.

Los siguientes cuadros muestran la aplicación de un programa de ensayos de lixiviación acida a un mineral de 0.8%.

Fecha : Mayo 1982

PLANILLA I  
 Ensayos de Lixiviación Acida  
 Condiciones de Operación.

Mineral : Tantamaco-Kiguitian  
 Peso mineral por ensayo : 300 grs.  
 Ley de cabeza : 0.8% U

Ensayo N°	Tamaño de Gra- no (malla)	Tiempo de Lixivia- ción. (Horas)	Temp. de lixivia- ción. °C	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> Agregado		pH		oxidante		f.e.m.		Recuperación (%)
				ml.	kg/ton.	inicial	final	K <sub>2</sub> Mn O <sub>4</sub>		inicial	final	
								grs.	kg/ton			
1	18	6	20	6	36.28	4.4	0.72	-	-	-210	-460	79.19
2	18	8	20	6	36.28	4.5	0.70	-	-	-230	-460	79.70
3	18	10	20	6	36.28	4.5	0.70	-	-	-225	-465	80.41
4	18	12	20	6	36.28	4.4	0.70	-	-	-215	-460	81.01
5	28	óptimo (6)	20	6	36.28	4.2	0.71	-	-	-205	-460	79.16
6	35	óptimo (6)	20	6	36.28	4.4	0.70	-	-	-215	-460	79.21
7	65	óptimo (6)	20	6	36.28	4.4	0.71	-	-	-210	-465	79.56
8	óptimo (18)	óptimo (6)	45	6	36.28	4.2	0.70	-	-	-205	-460	79.60
9	óptimo (18)	óptimo (6)	60	6	36.28	4.5	0.70	-	-	-230	-455	79.89
10	óptimo (18)	óptimo (6)	óptimo (20)	5.5	35.57	4.4	0.88	-	-	-225	-435	77.80
11	óptimo (18)	óptimo (6)	óptimo (20)	6.5	42.04	4.3	0.64	-	-	-220	-480	81.00
12	óptimo (18)	óptimo (6)	óptimo (20)	óptimo (6.5)	42.04	4.5	0.63	0.6	2.0	-225	-520	81.22

NOTA : H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> industrial  
 1.87 g/cc de densidad  
 97 % pureza.

Fecha : Mayo 82

PLANILLA II  
 Ensayos de Lixiviación Acida  
 Resultados Analíticos

Mineral : Tantamaco - Kiguitian  
 Peso mineral por ensayo : 300 gr.  
 Ley de cabeza : 0.8%

Ensayo N°	Peso (g)	RESIDUOS SOLIDOS		SOLUCIONES			RENDIMIENTO DE EXTRACCION (%)	LEV DE CABEZA CALCULADA (%)	RENDIMIENTO SO- BRE LEV DE CABE- ZA CALCULADA (%)
		U contenido %	Peso (g)	Volumen total (ml)	U contenido g/l	Peso de U (g)			
1	288.2	0.17	0.490	915	2.04	1.866	79.58	0.785	79.19
2	288.9	0.21	0.607	910	2.05	1.870	74.71	0.782	79.70
3	285.0	0.20	0.570	890	2.13	1.898	76.25	0.787	80.41
4	284.7	0.19	0.541	910	2.53	2.306	77.46	0.781	81.01
5	287.1	0.17	0.488	875	2.12	1.854	79.67	0.779	79.16
6	285.9	0.22	0.629	875	2.12	1.858	73.79	0.782	79.21
7	280.6	0.21	0.589	880	2.12	1.862	75.46	0.780	79.56
8	286.2	0.21	0.601	870	2.14	1.858	74.96	0.778	79.60
9	284.1	0.17	0.483	895	2.14	1.919	79.88	0.782	79.89
10	289.4	0.23	0.666	850	2.16	1.835	72.25	0.786	77.80
11	288.8	0.19	0.549	895	2.13	1.905	77.13	0.784	81.00
12	281.8	0.19	0.535	900	2.11	1.903	77.71	0.781	81.22

Fecha : Mayo 1982

PLANTILLA

Ensayo de Lixiviación Acida

Desarrollo del Ensayo

Ensayo N° : 1

Mineral : Tantamaco-Kiguitian

Peso de Mineral: 300 g.

Peso del vaso:

Volumen de H<sub>2</sub>O : 300 ml.

Volumen de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> : 6 ml.

Peso oxidante :

Peso total :

Ley de cabeza : 0.8%V

Malla : 18 TYLER

Tiempo de lixiviación : 6 horas

Temperatura de lixiviación: 20°C

Peso de H<sub>2</sub>O : 300 g. Densidad de pulpa : 50%

Peso de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>: 10.83 g. Kg. H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/ton min:36.28

Kg.Oxidante/ton de mineral :

CONTROL pH-mV

Hora	pH	mV	ml.agregados H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Temp. °C	Observaciones
0	4.4	-210	6	20	
0.5	0.53	-580	-	20	
1.0	0.59	-565	-	20	
1.5	0.61	-560	-	20	
2.0	0.63	-550	-	20	
2.5	0.65	-535	-	20	
3.0	0.67	-510	-	20	
3.5	0.68	-500	-	20	
4.0	0.70	-580	-	20	
4.5	0.70	-465	-	20	
5.0	0.70	-465	-	20	
5.5	0.70	-460	-	20	
6.0	0.72	-460	-	20	

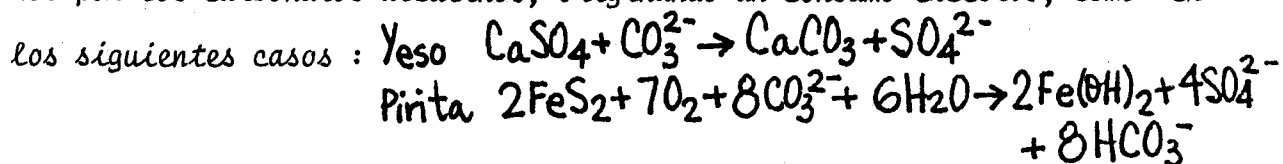
Volumen Licor madre	453 ml.
Primer Lavado Acido	92 ml.
Segundo Lavado Acido	95 ml.
Tercer Lavado Acido	96 ml.
Primer Lavado con agua	95 ml.
Segundo Lavado con agua	94 ml.
Volumen Total Líquidos	915 ml.
Peso Húmedo Relave	328.6 g.
Control 1 Secado	289.9
Control 2 Secado	288.7
Control 3 Secado	288.4
Control 4 Secado	288.2
Control 5 Secado	288.2 gr.
Peso Final Relave seco	288.2 gr.

### b) Lixiviación Alcalina

El reactivo empleado en la lixiviación alcalina es una solución de carbonatos alcalinos ó carbonato de amonio, que puede extraer al uranio de sus minerales aprovechando la forma del complejo  $[UO_2(CO_3)_3]^{4-}$  que es muy estable y soluble en  $H_2O$ . Es muy conveniente para la lixiviación de minerales con elevado contenido de caliza que consumirían cantidades exageradas de ácido sulfúrico por cuanto la calcita y otros carbonatos no son atacados por las soluciones de carbonatos alcalinos.

La lixiviación alcalina se puede aplicar tanto a los minerales de uranio primarios como a los secundarios. En el caso de los minerales primarios, con el uranio en estado tetravalente, se requiere una fuerte oxidación para alcanzar una buena extracción. Por otra parte, la íntima asociación del uranio con ciertos componentes de la ganga que no son atacados por, el reactivo obliga a realizar una molienda mas fina que para lixiviación ácida, a fin de exponer al ataque las partículas del mineral de uranio poniéndolas en contacto con el agente lixivante.

Si bien las soluciones de carbonatos alcalinos tienen muchas ventajas sobre las soluciones ácidas, como son : (1) carácter no corrosivo, (2) su selectividad, que les permite disolver minerales de uranio y vanadio y algunos silicatos sin atacar a la mayoría de los otros componentes, (3) la posibilidad de separar el uranio por precipitación de los líquidos de lixiviación y (4) la posibilidad de regenerar las soluciones empleadas en la lixiviación para su recicle y el uso posterior; hay también limitaciones en su empleo, por ejemplo, algunos minerales de la ganga pueden ser atacados por los carbonatos alcalinos, originando un consumo excesivo, como en los siguientes casos :



El empleo de la lixiviación alcalina requiere un circuito cerrado e integrado en el cual las soluciones de lixiviación se reciclan después de la precipitación del uranio, a fin de volver a emplear los reactivos contenidos en las mismas, que son caros.

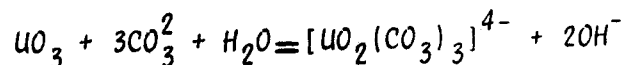
Existen razones económicas que influyen para que el proceso de lixiviación carbonática, a pesar de sus aparentes ventajas, no se utilizan sino únicamente cuando en el mineral hay una excesiva cantidad de minerales carbonáticos que consumen ácido sulfúrico. Por lo general cuando un mineral es refractario al ataque ácido, también es igualmente refractario al ataque con soluciones de carbonato de sodio, de modo que la lixiviación alcalina no puede dar solución al ataque de minerales refractarios del tipo de óxidos múltiples, como la "dadivita", la "brannerita" y otros.

El principal problema de orden económico para la aplicación de la lixiviación alcalina estriba en que los requerimientos energéticos son casi el doble que para un circuito ácido. Esta comparación tiene en cuenta la suma total de energía eléctrica, térmica y química que insume la operación.

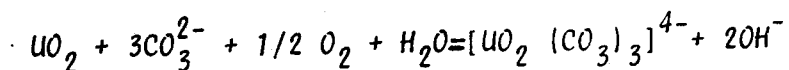
#### PRINCIPIOS QUÍMICOS

El compuesto de uranio hexavalente soluble en soluciones de carbonato de Na es el ión uranil tricarbonato, que se forma a partir de uranio hexavalente o tetravalente, según estas reacciones :

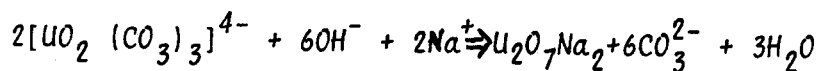
- Uranio hexavalente.



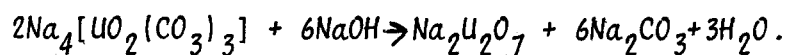
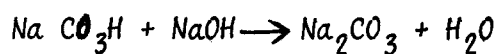
- Uranio tetravalente (con oxidación)



El oxhidrilo formado en ambos casos por la disolución del uranio producirá la precipitación del uranio cuando su concentración sea suficiente, según esta reacción.



Para evitar la precipitación indicada se agrega bicarbonato de Na a la solución, a fin de neutralizar el ión oxhidrilo formado. La concentración de ión bicarbonato requerida depende del mineral en cuestión, pues las gangas sulfurosas como la pirita generan bicarbonato y otras las consumen. Terminada la lixiviación y separados los sólidos agotados, se precipita el uranio con NaOH. Este neutraliza el bicarbonato en exceso y una mayor adición precipita una sal sódica de uranio :



VARIABLES DEL PROCESO :

Tamaño del grano

En la lixiviación alcalina el mineral debe ser molido finamente para liberar los minerales de uranio de los constituyentes de la ganga. Una exposición limitada de los minerales de uranio, reduce la velocidad de disolución y aumenta la duración de la lixiviación. Dependiendo entonces del tipo de relación entre el mineral de uranio y ganga, la molienda requerida es más fina que en la lixiviación ácida, pudiendo llegar en algunos casos hasta un 70 - 80% malla - 200.

Concentración de Carbonato

Habitualmente la lixiviación se realiza en una pulpa cuya solución tiene una concentración de 40 a 50 gr. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y de 10 a 20 grs. de  $\text{NaHCO}_3$  por litro. Si se mantiene una concentración total de reactivos a un nivel constante, la relación carbonato/bicarbonato puede variar entre 1/2 y 2/1, la velocidad de disolución es independiente de la relación carbonato/bicarbonato. Debe tenerse en cuenta que una insuficiente concentración del ión bicarbonato produce un aumento de la concentración de oxhidrilo que sobre pH 10.5 tiende a precipitar  $\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7$ .



### Condiciones de Oxidación.

Mientras que los minerales de uranio hexavalente se disuelven fácilmente en soluciones de carbonatos alcalinos, los de uranio tetravalente requieren un tratamiento intensivo de oxidación, alta temperatura y mucho tiempo de retención para disolver, necesitando en algunos casos lixiviación a alta presión en autoclaves.

Los procesos de oxidación se clasifican en tres tipos :

- Oxidación por aire
- Oxidación por reactivos químicos.
- Oxidación por empleo de catalizadores químicos que actúan como intermediarios entre el agente oxidante, sea este el aire o un reactivo químico.

El más empleado actualmente es el primero por aereación en grandes tanques a presión atmosférica y con un prolongado tiempo de retención. La aereación obtenida por burbujeo del aire en tanques de 12 a 18 mt. de altura llamado "Pachuca" produce oxidación y agitación simultáneamente.

### Densidad de Pulpa

Habitualmente la densidad de pulpa en la lixiviación alcalina se mantienen en valores que van de 50 a 60% de sólidos lo cual permite una buena agitación por aire.

### Temperatura y Tiempo

Las operaciones de lixiviación en "Pachucas" trabajan a temperaturas que van de 75 a 80°C con descarga de gases y vapores a la atmósfera. En el trabajo en autoclaves a presión se llega hasta 95 - 120°C y presiones de 2-7 Kg./cm<sup>2</sup>. El tiempo de retención varía entre 4 y 20 horas para autoclaves

y va mucho mayor en "Pachucas", pudiendo llegar hasta 96 horas (4 días), lo que implica el empleo de tanques de gran volumen. El calentamiento se hace por vapor indirecto (serpentes de calefacción).

#### Desarrollo de un Programa de Ensayos de Lixiviación Alcalina.

Para este programa de ensayos valen las consideraciones señaladas en la lixiviación ácida, conviene como en aquél caso, establecer las variables del proceso a tener en cuenta, variando dichos parámetros dentro de límites determinados y buscando su nivel óptimo.

Las variables a estudiar son, en este caso, tiempo de lixiviación, tamaño de grano, temperatura y aereación pudiendo agregarse como quinta variable el dosaje o concentración del reactivo y finalmente hacer un ensayo a presión mayor que la atmósfera.

Para reducir el número de variables se puede fijar la concentración del reactivo lixivante, por ejemplo 50 g/l de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y 15 g/l de  $\text{NaHCO}_3$  utilizando como densidad 50% de sólidos.

Como se trabaja a temperaturas elevadas (75° a 90°C) conviene utilizar matraces cerrados con agitación y con recuperación de vapores. De otro modo debe mantenerse el nivel de la pulpa reponiendo el agua evaporada.

Como en la lixiviación ácida, los ensayos pueden hacerse en vasos de precipitado de 500 ml., con cargas de 300 g. de mineral que se repulpan con la solución de carbonato y bicarbonato de sodio hasta tener un 50% de sólidos. La agitación de la pulpa debe ser suave pero completa mediante agitadores de velocidad variable y la temperatura de lixiviación la conseguimos con las planchas calefactoras eléctricas.

El aire para la oxidación se ingresa mediante un tubo hasta el fondo de la pulpa, controlando el caudal mediante un flujómetro.

(por ejemplo : 30 ml/min. caudal bajo y 150 ml/min. caudal alto).

Se debe reponer el agua evaporada a intervalos regulares.

Terminada la lixiviación según el tiempo adoptado se filtran las pulpas con ayuda de un floculante en un filtro buchner y se lavan los sólidos con una secuencia de 3 porciones de 100 ml c/u de solución seguida de 2 porciones de 100 ml c/u de agua destilada.

El líquido filtrado y las aguas de lavado se reúnen, tomando nota del volumen de c/u y el líquido resultante se analiza por uranio. La torta ya lavada se seca a 110°C hasta peso constante y se pesa analizando por uranio para determinar el contenido residual no lixiviado.

En los filtrados se deben determinar los contenidos residuales de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y  $\text{NaHCO}_3$ , a fin de conocer el consumo de estos reactivos durante la lixiviación. Los resultados obtenidos se disponen en planillas como el modelo que se acompaña. El esquema de ensayos puede hacerse en forma sistemática, similar al de la lixiviación ácida:

Ensayo	Tiempo lixiviación Horas	Tamaño Grano Malla Tyler	Temperatura Lixiviación °C	Aereación	
				Baja	Alta
1	12	80	90	✓	
2	24	80	90	✓	
3	48	80	90	✓	
4	Optimo	80	90		✓
5	Optimo	65	90	Optimo	
6	Optimo	35	90	Optimo	
7	Optimo	20	90	Optimo	
8	Optimo	Optimo	75	Optimo	
9					

Los valores adoptados para las variables deben referirse a los que se emplean regularmente a escala industrial y pueden diferir de los que figuran en el cuadro anterior, que sólo se dan a título ilustrativo.

La concentración de los reactivos  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y  $\text{NaHCO}_3$  pueden también incorporarse como variable tomando 2 ó 3 combinaciones de diferentes concentraciones de carbonato y bicarbonato de sodio, ejemplo: 50 g/l de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  + 15 g/l de  $\text{NaHCO}_3$ ; 60 g/l de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  + 10 g/l de  $\text{NaHCO}_3$ .

La densidad de pulpa puede fijarse en un valor determinado entre 50 y 60% La aereación puede hacerse a 2 caudales diferentes, tomando el valor alto igual a 5 veces el valor bajo.

Los ensayos preliminares pueden utilizar como oxidante en el medio alcalino de la lixiviación.  $\text{KMnO}_4$ , que fué el primer oxidante empleado a escala industrial. Se pueden agregar, por ejemplo, las cantidades correspondientes a 3 y 6 Kgr. de  $\text{KMnO}_4$  por litro de pulpa. Debe tenerse en cuenta que el reactivo es caro y que su efectividad disminuye porque tiende a precipitar  $\text{MnO}_2$  sobre la superficie del mineral, dificultando el acceso a los reactivos.

Las planillas usadas para tomar datos y realizar el balance son las mismas a las usadas en la lixiviación ácida.

### c) Heap Leaching ó Lixiviación Estáticas en Pilas

Los antecedentes de la lixiviación en pilas se remonta en la antigüedad, donde el hombre desconocía las nociones elementales de procesamiento de minerales. La naturaleza ofreció ejemplos de "lixiviación natural" como resultado de la interacción de determinadas menas favorecidas por aguas de origen pluvial y freáticas.

Algún Metalurgista observador, imaginativo e intrépido asoció el fenómeno

de la lixiviación natural intentando "provocarla" y "acelerarla" con soluciones débiles de reactivos para recuperar económicamente las inevitables pérdidas de contenidos de menas de minerales pobres o marginales.

Pronto se comprobó la ventaja y economía de este proceso y se perfeccionó la construcción y geometría de las pilas, la impermeabilización de las bases de pilas y la metodología. De allí, a considerar la posibilidad de aplicar el método a minerales pobres, normales y aún ricos programando parámetros a fin de obtener flujos continuos de lixiviados para destinarlos a las plantas de resina o solventes.

La lixiviación en pilas ofrece una serie de economías respecto a los métodos convencionales y se pueden aplicar en los siguientes casos :

- Reservas de gran volumen con menas de baja ley que no soportan costos y amortizaciones de una planta convencional.
- Reservas de alta ley pero que por su pequeño volumen, no justifican los gastos de instalación de una planta convencional ó por la gran incidencia del transporte a la planta en el costo de producción.
- Reservas parcialmente aprovechables en plantas convencionales pero que obliga de dejar en mina volúmenes importantes de minerales de baja ley.

No se puede aplicar la lixiviación estática en : (1) minerales con alto contenido de arcillas porque hace impermeable a la pila, (2) minerales que al entrar en contacto con el lixivante produce precipitados que impermeabilizan la pila, (3) la lixiviación alcalina por la limitación de la granulometría en las pilas (habitualmente gruesa) y de la temperatura (generalmente bajos) y (4) minerales refractarios donde exige trabajar con parámetros muy extremos.

El mineral según viene de mina es triturado, generalmente en una sola etapa (trituración primaria) hasta para alimentar a las pilas. Así triturado es dispuesto en un terreno inclinado (pendientes baja) previamente impermeabilizado e intercalando entre el mineral y la superficie impermeable un lecho filtrante para permitir un drenaje rápido de las soluciones. La altura de la pila depende del volumen de mineral a tratar, 4 metros es una altura cómoda para ser alcanzada por los volquetes que transportan el mineral. Al final, la superficie de la pila es horizontalizada y regada por la solución de ácido sulfúrico. El sistema de riego dependerá de la pila, la frecuencia y el volumen de cada riego resultará de los ensayos de laboratorio adecuadamente aplicado al campo.

La solución de  $H_2SO_4$  percola verticalmente a través de la pila solubilizando al uranio, se escurre por el lecho filtrante y se colecta en fosas o depósitos adecuados al costado de la pila. De esta misma fosa o depósito se reajusta el pH hasta el nivel fijado en el laboratorio y mediante una bomba se recicla nuevamente a la superficie de la pila.

Los sucesivos recícles incrementa paulatinamente la concentración de uranio solubilizando el máximo de uranio contenido en la pila. En la práctica es habitual derivar periódicamente una parte de lixiviado (cuando tiene la concentración adecuada) a la planta de purificación (intercambio iónico o extracción por solventes). De esta manera con un conjunto de pilas se logra regularidad de flujo y concentración para alimentar a una planta.

La recirculación prolongada e intermitente facilita la oxidación natural de  $Fe^{2+}$  a  $Fe^{3+}$  presente, por lo que no se usa oxidantes. Parte de los líquidos estériles provenientes de la planta de IX o SX se recicla nuevamente a la pila, aprovechando el contenido de  $H_2SO_4$ , el volumen depen-

de del contenido de impurezas que incorpora a la pila, por ejemplo : la cantidad de  $\text{NO}_3^{2-}$ .

El volumen de lixiviado derivado a la planta de purificación se debe re - poner con una solución nueva de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  para mantener la relación sólido : líquido prefijada en laboratorio.

Una vez que el balance metalúrgico acumulativo indica que alcanzó el máximo rendimiento, se inicia la etapa de lavado realizado con una solución ácida a pH adecuado, con el fin de desplazar las soluciones fértiles que quedan retenidas en la pila. El destino de esta solución de lavado depende del contenido de uranio : puede ser bombeado a la planta de IX ó a una nueva pila.

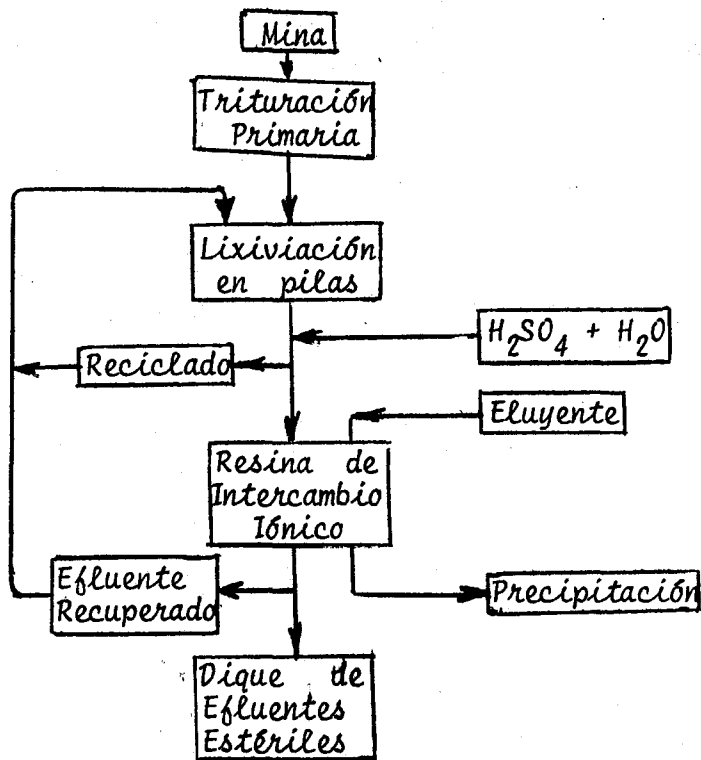
La lixiviación en pila admite en la práctica un sin-número de variantes - condicionada por el tipo de mena, disponibilidad de espacios, infraestructura, etc. Es oportuno comentar que al elegir la lixiviación en pilas - existe la tendencia a definir algún proceso de purificación : resinas (IX) ó solventes (SX). La definición está basada por las siguientes causas :

- El recicle de soluciones estériles de SX implica el riesgo de arrastrar emulsiones de fase orgánica que cubre la partícula de mineral dificultando la lixiviación.
- Por la misma causa, el solvente orgánico puede deteriorar la superficie impermeable de la pila que son hechos a base de productos bituminosos.
- Las resinas de IX no son tan selectivas a los solventes orgánicos , además las soluciones de recicles de éste acumula lentamente el contenido de nitratos, fosfatos y hierro que reducen el tiempo de la resina.

Variables del Proceso:

Granulometría . -

Es bastante gruesa y es habitual alimentarlo con mineral triturado a 50 - 100 mm y aún mineral tal como viene de mina si su estructura (fisuramiento y porosidad) lo permite. La elección de la granulometría depende de :  
(1) la permeabilidad del lecho - una trituración excesiva produce muchos finos que reduce la permeabilidad - y (2) Costo de instalación de una planta de trituración.



ESQUEMA DE UN PROCESO DE LIXIVIACION ACIDA EN PILAS CON RESINA DE IX



### Concentración y Consumo de Reactivo Lixiviante :-

Contrario al método convencional, la lixiviación en pilas emplea soluciones débiles (pH 1.0 - 1.2) con el cual mejora la selectividad por el uranio. La economía en el consumo de  $H_2SO_4$  depende de la incidencia del transporte de este reactivo sujetos a cuidados y riesgos especiales que incrementa sensiblemente el costo de operación final.

### Oxidantes . -

Puesto que la lixiviación en pilas es un proceso largo, los continuos recicles y la gran aereación después de cada riesgo, favorecen los procesos de oxidación natural requerido evitando el uso de oxidantes.

### Temperatura .-

Toda instalación de una pila está a la intemperie y es imposible aplicar temperatura diferente a la ambiental. La temperatura de la pila está sujeta a la ambiental con sus variaciones diarias y estacionales, sin embargo, debe recordarse que la temperatura del ambiente no es exactamente igual al de la pila, pruebas tomadas en Argentina registra (1) temp. ambiental a 1m. de la pila  $-5^{\circ}C$ , (2) temp. a 20 cm. de la superficie de la pila,  $0^{\circ}C$ ; y (3) temp. de lixiviado colectado al pie de la pila  $+5^{\circ}C$  (Yacimiento Don Otto, 2700 m.s.n.m. Argentina).

### Tiempo de Lixiviación :-

La lixiviación en pilas es del orden de 2 a 6 meses según el tipo de mineral, concentración de uranio en el lixiviado y la frecuencia de riego. Este tiempo largo compensa las limitaciones en las otras variables: granulometría, concentración de  $H_2SO_4$ , oxidante y temperatura.

### Relación Sólido Líquido :-

Es normal alcanzar relaciones sólido-líquido = 1/1 para un ciclo completo

de lixiviación + lavado. Esta relación aporta un doble beneficio : (1) economía en el consumo de agua y (2) mayor concentración de uranio en los lixiviados.

#### Permeabilidad . -

Es un parámetro fundamental para este método, es aconsejable entonces que el Metalurgista ensaye a priori las condiciones previsibles de permeabilidad en el laboratorio. En la parte de Ensayos de Análisis Físicos y Químicos (2.4.1.9.) se implementa una técnica sencilla para evaluar dicha variable.

#### Programa de Ensayos de Lixiviación en Pilas .

Consideramos una pila de mineral homogéneamente formado, es decir, que cualquiera de sus secciones sean igualmente representativas y aislemos un cilindro que interese verticalmente a toda la pila. Obtendríamos así un modelo ideal de columna de ensayo con mineral representativo, limitados por su diámetro y su altura.

Si por la parte superior de la columna de mineral, dejamos percolar un volumen ( $V$ ) de agua. Al cabo de un tiempo recogemos en la parte superior - hasta la última gota, veremos que este volumen recogido es menor que el volumen inicial ( $V$ ) : el mineral se ha humectado en función a su porosidad , capilaridad, etc. A dicho volumen retenido lo llamaremos "volumen humectante" ( $VH$ ). En las pilas, este volumen no es recuperable, es del orden de 90 - 130 l/ton. y debe tenerse en cuenta.

El volumen recogido en la parte inferior será  $V-VH$ . Si comenzamos a reciclar dicho volumen en forma sistemática y periódica tendremos  $V-VH=VC$  ó "volumen circulante", es decir, todo aquel volumen que circula en el sistema. El valor de  $VC$  es fundamental para el cálculo de depósitos y fosas de lixiviados.

Entonces recordemos que  $V_H$ , volúmen humectante, es un volúmen fijo e inmovible en forma natural, salvo que sea permanentemente remplazado y desplazado por el  $V_C$ , volumen circulante, (volumen "dinámico") en función a los fenómenos de osmosis, capilaridad, difusión, etc.

Si consideramos una columna "humectada" y operando en recicles, encontraremos que en cada ciclo no recogeremos en la parte inferior de la columna todo el  $V_C$  puesto que parte de él queda aún empapando el mineral y drenará lentamente en función del tiempo. A este volumen que queda por drenar lo llamaremos  $V_E$  ó volumen empapante.

El volumen  $V_C - V_E = V_O$  es el volumen de solución realmente disponible para operar la pila. De esta manera tenemos  $V_O =$  Volumen Operativo, que es el que dispondremos realmente al pie de la columna al final de cada ciclo. Cuando la pila haya alcanzado su máximo rendimiento de extracción es necesario desplazar las soluciones fértiles que quedan retenidas en la pila. Este desplazamiento se realiza con soluciones de  $H_2SO_4$  débiles con pH adecuado para impedir la hidrólisis de los compuestos solubilizados. Al volumen de líquido requerido para desplazar eficientemente lo llamaremos  $V_L =$  volumen de lavado y en términos aproximados es igual a  $V_L = 5$  a  $6 V_H$  según la naturaleza del mineral.

Finalmente, el balance volumétrico ó  $V_T$  (volumen total) será relacionado de la siguiente manera :

$$V_T = V + V_L$$

$$V_T = V_H + V_C + V_L$$

$$V_T = V_H + V_E + V_O + V_L$$

Y el volumen recuperado  $V_R$  del sistema será  $V_R = V_T - V_H$ . En los ensayos de laboratorio deberá tenerse muy en cuenta el cuidado en la medición de

estos volúmenes como base para cualquier cálculo de planta.

Las columnas de ensayos con diámetro no inferior a 0.20 m. y altura 2.50 m. para permitir una altura útil del mineral aloja aproximadamente 100 Kg. de mineral de granulometría máxima de 2" de lo que es de esperar como tamaño de descarga después de una trituración primaria.

Si ensayamos 3a 4" como granulometría máxima, debemos usar por lo menos columnas 3 veces mayores que dichos tamaños (10" y 13" respectivamente) que con 2.00 m. de altura útil tendremos 160 y 230 Kg. aproximadamente de mineral alojados.

Nosotros escogeremos granulometría máxima de 2" puesto que el mineral de Macusani es friable y difícilmente encontraremos mayores tamaños. Para granulometría de 3" y 4" una vez más deberá el Metalurgista apoyarse en el diálogo con el Geólogo y el Mineralogista : ¿ grado de porosidad? ¿ grado de fisuramiento (diaclasas) ? ¿ alojamiento de mineralización en las fisuras ? ¿ diseminados?. Si por el contrario la roca es compacta, poco porosa, mineralización difusa, es probable que necesite de trituración primaria (2").

Para facilitar la descarga del mineral agotado el fondo debe ser desmontable.

Para el riego de la columna se empleará un bidón de plástico, calibrado, de unos 15 a 20 l. En la columna dejaremos un espacio de 30 cm. de altura como seguridad en el caso de que se exceda el caudal de riego y no rebalse. Para cargar la columna de mineral trataremos de formar un lecho homogéneo, evitando así zonas preferenciales a la percolación deformando todo el ensayo. Para esto se debe contar con un embudo ó tolva de unos 40 cm. de boca y una descarga de 15 cm. El mineral se volcará al embudo en forma rápida y

masiva para que ingrese a la columna sin clasificarse por tamaños.

En la base de la columna se dispondrá de un lecho filtrante para facilitar el drenaje de los líquidos. Estará formado por gravas y arenas resistentes al  $H_2SO_4$ , debidamente lavados y clasificados por tamaños (grandes abajo, chicos encima). La altura del lecho no debe pasar de 30 cm. de altura. Para cada mineral es posible buscar el lecho filtrante adecuado.

Al pie de la columna se dispondrá de otro bidón similar al descrito para el riego. En él se recibirá el lixiviado como también los ajustes de pH.

La operación de una columna consta de las siguientes etapas :

- 1era Etapa : Humectación

Agregar un volumen  $V$  de agua (desde el bidón superior) y recoger el excedente en el bidón inferior. Reciclar de nuevo para asegurar la máxima absorción del agua. Dejar drenar totalmente la columna hasta que deje de gotear. La diferencia del volumen  $V$  y del volumen recibido es igual a  $VH$  = volumen humectante.

- 2da. Etapa : Neutralización

Humectado el mineral, se inicia el ataque con solución ácida de concentración ó pH prefijado (lo llamamos "pH de entrada"). Se riega adoptando un volumen circulante, por ejemplo : 150 l/ton desde el bidón superior. La velocidad del riego estará en función del mineral (su permeabilidad).

El volumen de líquido recogido en el bidón inferior al cabo de 25 horas, se registra el pH y el potencial y el volumen. Se reajusta su acidez al pH prefijado y luego se trasvasa al bidón superior para iniciar un nuevo ciclo. La operación : registro de volumen, pH y mV- reajuste de pH y reinicio de un nuevo ciclo, se repite diaria y rutinariamente has-

ta que el pH de salida sea igual a 3. Los pH de salida descenderán lentamente en función del contenido de neutralizantes.

Químicamente hablando, el  $H_2SO_4$  neutralizará a los compuestos carbonatados. El pequeño VC aporta una pequeña cantidad de  $H_2SO_4$  que alcanzará a neutralizar solamente una parte del mineral, la neutralización se cumplirá progresivamente desde arriba hacia abajo por sucesivos escalones.

No es de alarmarse si el pH de salida es mayor de 7. Esto indica la formación del sistema  $CO_3H_2 - CO_2 - H_2O$  produciendo incluso una leve y temporal lixiviación alcalina. La neutralización indica también la formación de precipitados y disolución con el  $H_2SO_4$  contenido en un nuevo ciclo. Los riesgos deben ser ininterrumpidos para evitar que los precipitados "envejecen" tornándose refractarios a la redisolución disminuyendo la permeabilidad de la pila.

### - 3ra. Etapa: Lixiviación

Sin interrumpir el reciclado de las soluciones (una vez alcanzado pH=3 de salida) estaremos en la etapa de lixiviación franca del mineral puesto que toda la columna está en un pH 3 resta esperar la paulatina lixiviación del uranio en función del tiempo.

La solución de uranio se irá concentrando en uranio paulatinamente e irá aumentando su viscosidad reduciendo la permeabilidad de la pila. Convendrá en estos casos retirar periódicamente una parte del volumen circulante y reemplazarlo (con igual volumen) con solución  $HaSO_4$  a pH prefijado.

La etapa de lixiviación se conduce hasta obtener la máxima solubiliza -

ción del uranio, momento en el cual se drena totalmente la columna (registrando el volumen recogido) y se inicia el lavado. El caudal de riego en la lixiviación debe experimentarse de modo que sea compatible con la cinética de la lixiviación.

- 4ta. Etapa : Lavado

Consiste en el desplazamiento de las soluciones del uranio mediante soluciones "frescas" de agua y  $H_2SO_4$  a pH adecuado para impedir la hidrólisis y precipitación de los elementos solubilizados. En esta etapa no hay recicle sino renovación permanente de soluciones.

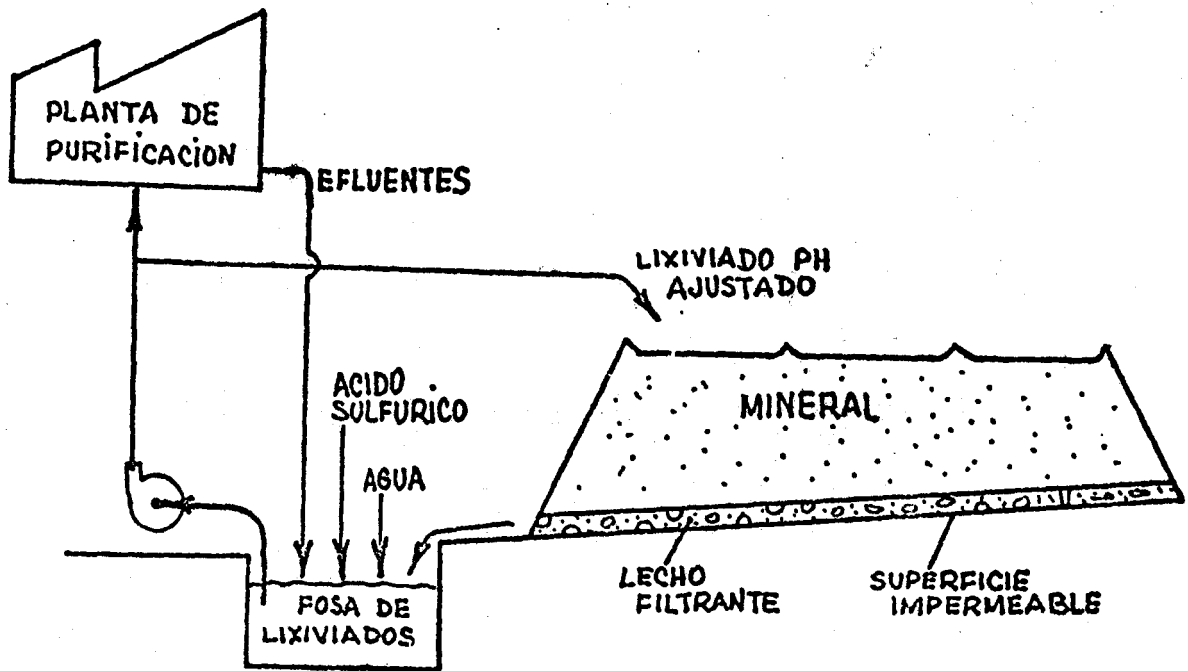
Según el tipo de mineral el volumen de lavado VL es 5 a 6 veces el VH. Lo lógico será lavar hasta llevar a una concentración de 5 - 10 ppm. de U en el último lavado. El lavado debe ser lento (10 - 20 l/ton día). Al finalizar el lavado, registrar el VL. para calculos de dimensionamiento de tanques y fosas.

La guía expuesta para la operación de columnas de lixiviación no es rígida, el Metalurgista deberá seguir atentamente la marcha del ensayo para introducir a tiempo las modificaciones que a su criterio aconseje. No es raro pues que se debe modificar los caudales, el volumen, el pH etc.

Un programa de ensayos distinguirá 2 tipos de parámetros : principales y complementarios.

Entre los principales tenemos el pH de la solución y el caudal del riego expresado en litros por tonelada por día. Los parámetros complementarios serán granulometría y oxidantes. Los primeros parámetros son ineludibles en cualquier programa de ensayo mientras que los complementarios podrán ó no incluirse según los resultados de aquéllos.

Parámetro	Principales						Complementarios			
	pH			Riego l/t día			Oxidante		Granulometría	
Ensayo	0.5	1.0	1.2	20	40	80	SIN	CON	2"	4"
N°										
1	✓				✓		✓		✓	
2		✓			✓		✓		✓	
3			✓		✓		✓		✓	
4		✓				✓	✓		✓	
5	Optimo			✓			✓		✓	
6	Optimo					✓	✓		✓	
7	Optimo			Optimo				✓	✓	
8	Optimo			Optimo			Optimo		✓	✓
9	Optimo			Optimo			Optimo		Optimo	



PILA DE LIXIVIACION



Mineral : Inicó :  
Ensayo N° : Terminó :  
Columna N° : Duración : días  
Peso Mineral : N° de ciclos :

Humedad :  
Peso seco :  
Ley cabeza :  
Densidad aparente :

Condiciones

Mineral triturado a :  
pH ó concentración del lixiviado :  
caudal de riego :  $l/m^2 =$   $l/ton\ día.$

Volúmenes

Humectante (VH) :	Litros =	$l/ton\ x\ día$
Circulante (VC) :	Litros =	$l/ton\ x\ día$
Empapante (VE) :	Litros =	$l/ton\ x\ día$
Operativo (VO) :	Litros =	$l/ton\ x\ día$
Lavado (VL) :	Litros =	$l/ton\ x\ día$
Total (VT) :	Litros =	
Volumen Re- tirado (VR) :	Litros =	

Consumo de Reactivos

$H_2SO_4$ :	Kg =	Kg/ton.
Otros :	Kg =	Kg/ton.

Concentración promedio de las soluciones (g/l)

V :	Fe :	Al :	P :	Otros :
-----	------	------	-----	---------

Ley de Residuo :

Humedad :

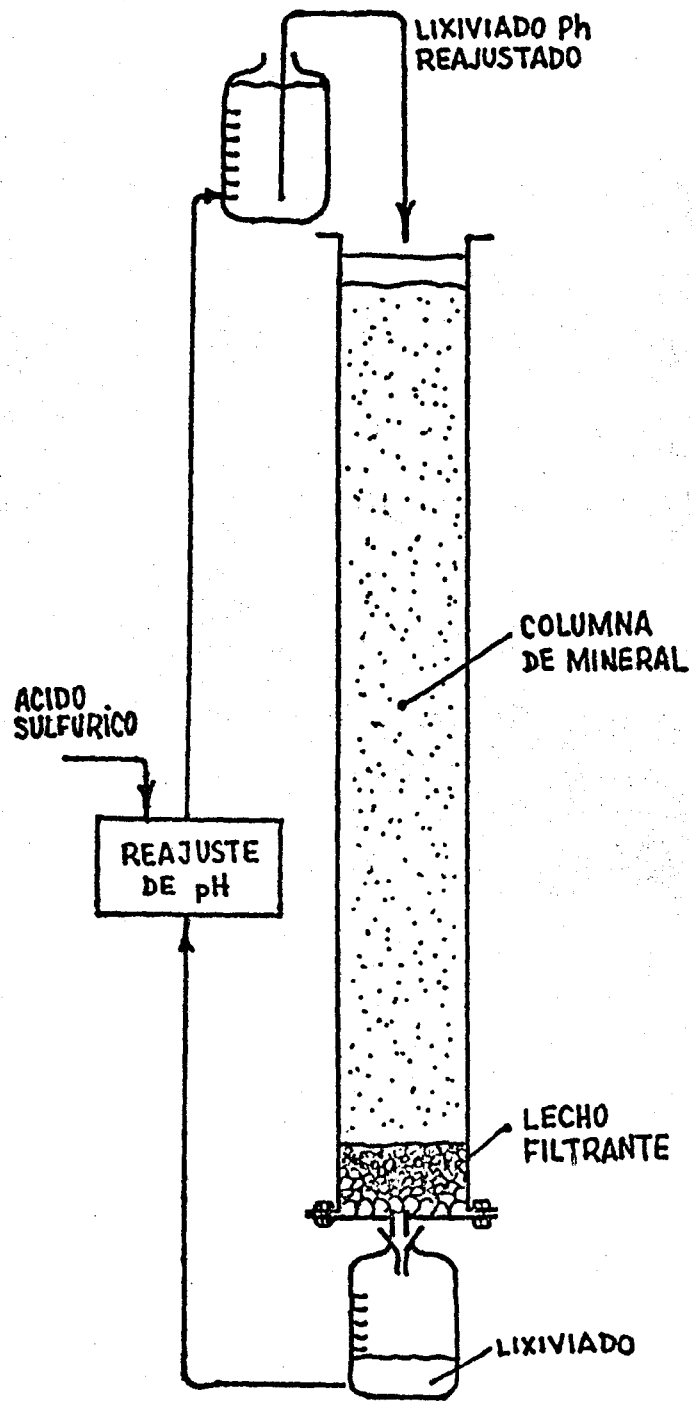
Peso residuo seco:

Rendimientos :

Según líquidos :

Según residuo :

Observaciones : (indicar todas las que hubieran)



COLUMNA DE LIXIVIACION ESTATICA

Comparación de Métodos-Ventajas y Limitaciones Económicas

Para establecer las ventajas y comparaciones de la lixiviación convencional (ácida ó alcalina) versus lixiviación estática se presente 1 gráfico y 2 Tablas.

En las Tablas I y II se cuantifica los valores económicos comparativos, costo de equipos, de operación y de consumo energético. No figuran costos de instalación y operación de diques y fosas para confinar relaves y estériles cual representa una inversión muy importante.

Será misión del Metalurgista investigar por ambos caminos las posibilidades y alcances de cada método para establecer el flow sheet respectivo, disponer todos los elementos de juicio, económico, tecnológico, necesario para una selección acertada.

Operaciones Unitarias	Costos de Equipos		Costos Operativos	
	Convencional	En Pilas	Convencional	En Pilas
Trituración-Molienda	28%	10%	16%	4%
Lixiviación	9	3	46	30
Separación S:L	46	-	22	-
Solvente (SX)	11	11	11	11
Precipitación-Secado	6	6	5	6
Total	100%	30%	100%	40%

TABLA I : Distribución del Costo Relativo para Lixiviación Ácida - Solventes.

Requerimiento Neto (1/1000 Kg. $U_3O_8$ )	Convencional	En Pilas
Trituración Molienda	26%	5%
Lixiviación	38	15
Separación Sólido:Líquido.	10	-
Purificación (IX-SX)	11	11
Precipitación-Secado	15	15
Total	100%	46%

TABLA II : Distribución del Requerimiento Energético para lixiviación ácida

### 3.4.2.3. Purificación del Uranio

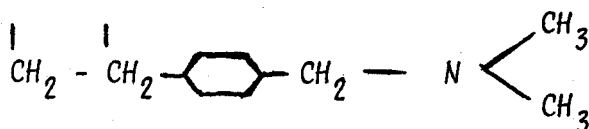
Obtenida ya la solución clarificada de uranio, tenemos ya casi el 70% de los problemas resueltos en una planta de concentración de uranio. Para purificar esta solución tenemos 3 métodos : Intercambio iónico con resinas, extracción por solventes orgánicos y el método EL-VEX que es un método combinado de los 2 anteriores mencionados. A continuación pasamos a tratar método por método.

#### a) Purificación del Uranio por Resinas Intercambiadoras (IX)=ión exchange

En los últimos años se han comenzado a aplicar en escala industrial las resinas intercambiadoras para la purificación del uranio. Estas pueden ser de base fuerte o de base débil y difieren entre ellas la mayor selectividad por el uranio, vanadio, ión fosfato y hierro férrico, lo cual se debe a su composición química funcional, similar al de las aminas terciarias usadas en extracción por solventes. También mejoran la eficiencia de elución y las características de regeneración.

#### Estructura Química y Propiedades Físicas

La estructura química de las resinas corresponde a una amina terciaria :



Las de base fuerte su estructura física es microreticular mientras que las de base débil es macroreticular con una estructura similar a la de los absorbentes clásicos como la alúmina, la sílice y el carbón. Esta estructura les imparte una gran estabilidad física y química permitiendo una buena carga de uranio y buenas características de elución. Las de base débil no pueden usarse con líquidos de lixiviación alcalina.

Las resinas de base débil por su mayor selectividad para el uranio y menor para el ión fosfato, la hacen apropiada para líquidos de lixiviación de minerales con alto contenido de fosfatos, como ocurre con los minerales peruanos (zona Macusani), por esta razón vamos a aplicarla a líquidos obtenidos a partir del mineral de MACUSANI.

#### Programa de Ensayos.

##### Equipo de Laboratorio.

El estudio del comportamiento de las resinas de IX en la extracción del uranio contenidos en las soluciones de lixiviación, así como la determinación de parámetros fundamentales del proceso, se realizan habitualmente en el laboratorio mediante el empleo de columnas de lecho fijo, construidas con un tubo de vidrio.

El tamaño de las columnas depende del objetivo de los ensayos: si nuestro propósito es ensayar la aplicación del IX a la recuperación del uranio contenido en líquidos, los ensayos pueden hacerse convenientemente en una columna de vidrio de unos 25-35 mm. de diámetro y de unos 50 a 60 cm. de altura.

Si se obtienen resultados, favorables, la etapa siguiente consiste en realizar experiencias en columnas más grandes, de por lo menos 50 mm. de diámetro y 75 cm. de altura. Estas experiencias permiten obtener la información necesaria para el diseño de equipos en escala industrial.

Para las experiencias debemos emplear líquidos completamente limpios y libres de sólidos en suspensión, por cuanto el lecho de resina actúa como un filtro muy efectivo y la acumulación de partículas finas en la parte superior del lecho puede originar un rápido aumento de la pre-

sión del líquido.

El equipo de laboratorio puede construirse como se ilustra en la figura. El tubo de vidrio se cierra en ambos extremos con tapones de jebe perforados, colocando en cada tapón una T de vidrio de 8mm. para canalizar la entrada y la salida de líquidos. Sobre el tapón del fondo se coloca un disco de POROFLEX que sirve de soporte a la resina.

Es una posición elevada respecto a la columna se colocan 4 recipientes para los siguientes líquidos :

- Solución de uranio ajustada a pH : 1.5
- Solución eluyente, conteniendo  $\text{NO}_3 \text{NH}_4$  1M más  $\text{HNO}_3$  0.2N
- Solución sulfúrica 0.1N para el lavado ácido y el reacondicionamiento de la resina.
- Agua para el lavado en contracorriente.

Las conexiones indicadas en la figura permitirán hacer las diferentes operaciones requeridas a los caudales señalados :

- Caudal de la solución de uranio en etapa de fijación : 6 a 8 VR/hora. Para 500 ml. de resina corresponde 50-67 ml./min.
- Caudal de la solución eluyente en etapa de elución : 3 VR/hora. Para 500 ml. de resina corresponde 25 ml./min.
- Caudal de la solución sulfúrica para lavados : 2VR/20 min. Para 500 ml. de resina corresponde 50 ml./min. Este caudal se mantiene también para la operación de reacondicionamiento después del lavado con agua en contracorriente.
- Lavado con agua en contracorriente, hacer circular agua en flujo ascendente durante 30 minutos, de modo que el lecho de resina se expanda un 50%.

### Técnica Operativa

Las resinas a utilizar en los ensayos pueden ser algunas pertenecientes al grupo de resinas aniónicas de base fuerte : RA 400, DOWEX 21K., DUOLITE 1010 ó XFS 43116, ó de base débil : IRA 99. Estas resinas vienen en forma de cloruro y el ión cloruro debe ser eliminado , para lo cual debe acondicionarse la resina antes de su empleo.

Debe efectuarse para alimintar el ión  $\text{Cl}^-$  presente en la resina en su forma original, y de esa manera ponerla en condiciones de fijar el uranio como anión  $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]^{4-}$  . La operación se realiza así :

- Se suspende la resina con agua y se vierte dentro de la columna. La columna se cierra y luego se lava con agua en contra corriente, de modo que el lecho se expanda y deje salir las burbujas de aire. De esta forma las perlas de resina se clasifican dentro de la columna de acuerdo a su tamaño. Luego se deja decantar el agua y drenar hasta 1 cm. sobre el nivel superior de la resina.
- Luego se vierte sobre la resina 2VR (1000 ml) de solución 1N de NaOH y se lava la solución alcalina con 5 a 6 VR (2.5 a 3 litros) de agua durante 1/2 hora (83-100 ml/min) dejando drenar el agua hasta 1cm. sobre la resina.
- Luego se trata la resina con 2 VR (1000 ml.) de solución 1N de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  y se lava con 5 a 6VR (2.5 a 3 litros) de agua durante 1/2 hora (83 - 100 ml/min) dejando drenar el agua como en el anterior paso.
- Finalmente se pasa en flujo descendente una solución de 1N de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  con un caudal de 6 - 8VR/hora (50-67 ml/min) hasta total eliminación del ión  $\text{Cl}^-$  en el líquido efluente de la columna.

Los líquidos de uranio a recuperar se prepararán a pH 1.5 y se pasan a tratamiento en la columna siguiendo este esquema :

- Fijación . -

Se hará por pasaje descendente del lixiviado en la columna, a un caudal de 6 - 8VR/hora (50-67 ml/min). Para una evaluación inicial de laboratorio de la factibilidad del empleo de una resina determinada , conviene utilizar la técnica de "carga total".

Para ello, el líquido efluente de la columna se muestren periódicamente (cada 1/2 hora por ejemplo) hasta que la concentración del efluente en uranio sea la misma que la del líquido que ingresa a la columna. En este punto, la resina ha fijado la máxima cantidad posible de uranio en las condiciones de operación.

Si se representa en una gráfica los datos de laboratorio, dando la concentración de uranio en el efluente en función del volumen del efluente, se obtiene la "curva de fijación" del uranio en la resina. Esta curva coincide con el eje de las abscisas en su primera parte - (contenido cero de uranio en el efluente), hasta que aparece uranio en el efluente crece rápidamente formando una curva S típica. Llega un momento en que la concentración de uranio en el efluente es igual a la del líquido de alimentación. En este punto la resina tiene la carga máxima posible de uranio.

Si la alimentación se detiene en el punto de ruptura se pueden determinar fácilmente el volumen de líquido que puede ser procesado por volumen de resina, expresando esa capacidad gr. de  $U_3O_8$  por litro de resina por ciclo.



- Lavado y Elución . -

Saturada la columna, se debe extraer el uranio retenido por la resina, por elución por la solución nítrica ya mencionada. Previo a la elución se hace un lavado descendente con sol. Sulfúrica 0.1N que tiene por objeto desplazar la solución de uranio remanente entre las resinas. El lavado se hace como ya se indicó con 2VR (50 ml/min) durante 20 minutos. Terminado el lavado se drena el líquido hasta 1 cm. sobre el nivel de resina.

Entonces se inicia la elución circulando en flujo descendente la solución eluyente, en este caso  $\text{NO}_3 \text{NH}_4$  1M +  $\text{HNO}_3$  0.2N. En general 0.2N de  $\text{HNO}_3$  es suficiente pero puede elevarse hasta 0.5 N en caso de concentraciones altas de fosfatos en el lixiviado que determinan la fijación de complejos de uranilo y fosfato sobre la resina en cantidades excesivas.

El caudal de la solución eluyente se realiza a 3VR/hora con un tiempo de retención de 20 minutos. Como en la etapa de fijación se toma una muestra cada 1/2 hora de líquido efluente de la columna para analizar por uranio.

La elución con nitrato requiere un mínimo de 8VR pudiendo llegar hasta 12 VR en casos especiales. Si los datos de laboratorio se representan en una gráfica, se obtiene la "curva de elución", que indica la concentración de uranio del eluyente cargado en función del volumen. En esta curva se puede ver que la mayor parte del uranio fijado en la resina se eluye en la primera mitad de elución y que solo una pequeña parte lo hace en la segunda mitad.

Industrialmente se le denomina "elución por partes" que separa el eluente cargado en 3 partes : La primera ó "cabeza" con muy poco uranio corresponde al desplazamiento de la solución sulfúrica 0.1N existente en la columna; la segunda "corazón", con la concentración más alta en uranio que puede llegar 10-15 gr/l de  $U_3O_8$  y la última o "cola" que tiene una concentración promedio mena que 1gr/l de  $U_3O_8$ .

- Lavado en Contracorriente . -

Esta es una operación muy importante. En efecto, durante la fijación y las distintas etapas los líquidos se filtran a través de la resina. Esta es un polielectrolito que actúa como un fuerte floculante que coagula todas las partículas y coloides que llegan a la columna, de modo que los sólidos son retenidos como una capa delgada en la parte superior del lecho de resina.

Para eliminar estos sólidos, la resina se expande hidráulicamente mediante un flujo ascendente de agua a través del lecho provocando una expansión del lecho en un 50%. Como las partículas sólidas tienen velocidades de sedimentación inferiores a los granos de resina, pueden separarse mediante este lavado. Esta operación se realiza durante 30 minutos.

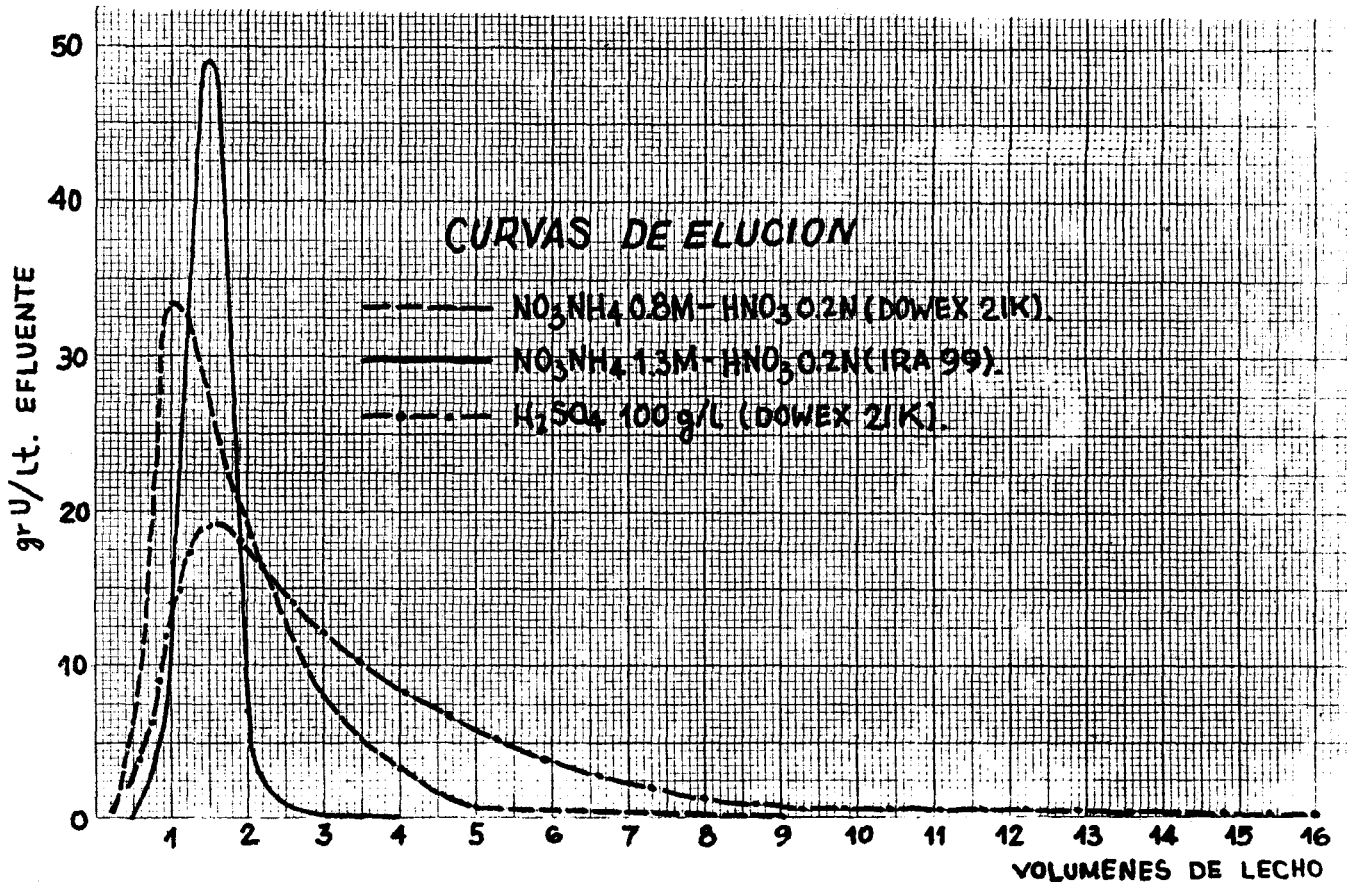
Al terminar se deja sedimentar la resina y se drena el agua hasta llegar a 1 cm. sobre el lecho de resina. Finalmente se hace un reacondicionamiento de la columna con un pasaje descendente de solución sulfúrica 0.1 N pasandola en iguales condiciones que los 2 lavados ácidos anteriores. Así la resina queda preparada para iniciar un nuevo ciclo.

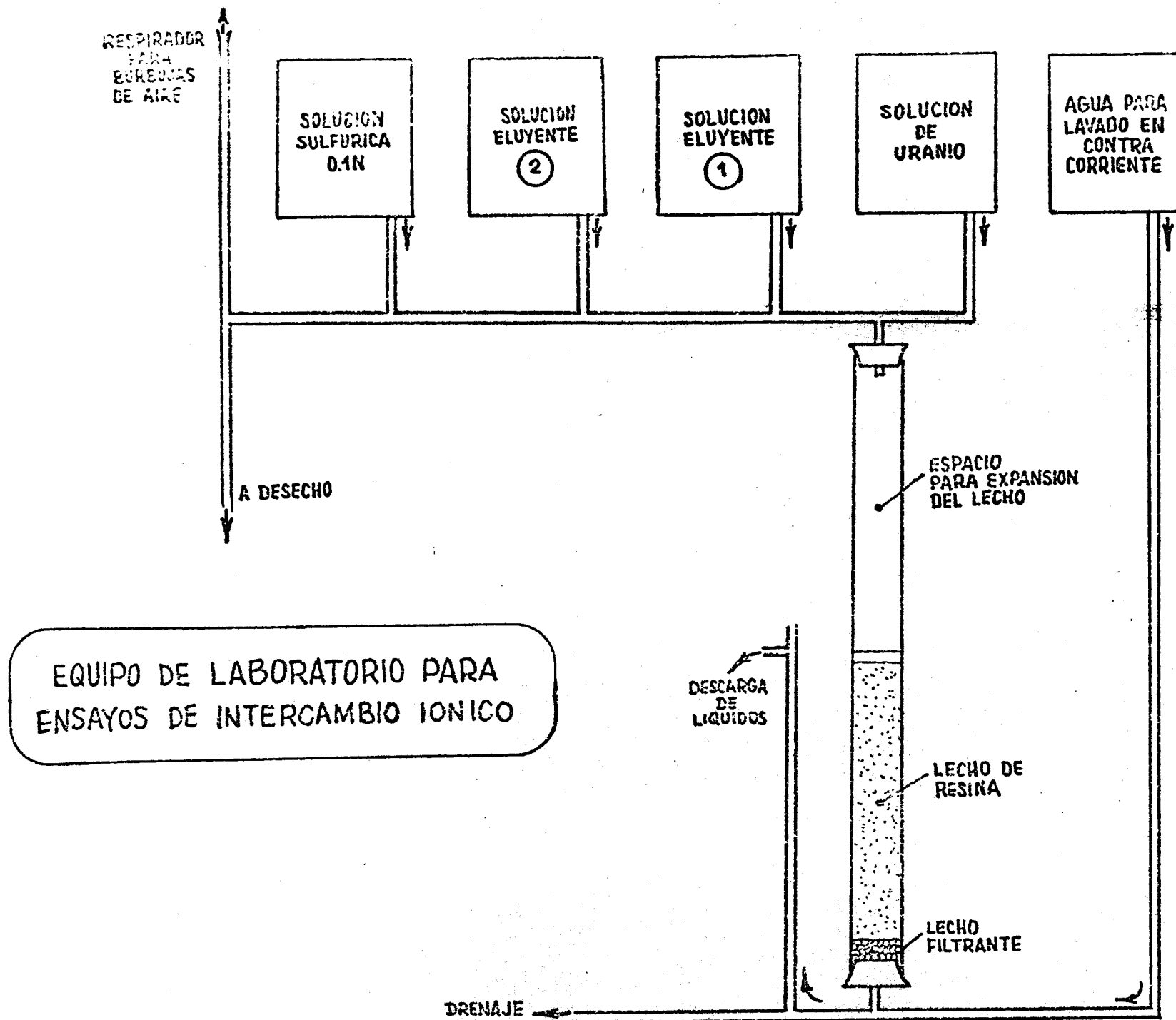
<u>VL</u>	<u>U en el efluente</u>	<u>VL</u>	<u>V en el eluido</u>
4	5.3 ppm	1	33.5 g/l
8	0.5	2	18.5
12	0.1	3	8.0
16	6.3	4	3.2
20	1.4	5	0.9
24	1.3	6	400 ppm
28	4.5	7	100
32	2.5	8	65
36	12.0	9	33
40	0.1 g/l	Concentración de U en el eluido etapa de elución, eluyente $\text{NO}_3\text{NH}_4$ 0.8 M - $\text{HNO}_3$ 0.2N	
44	0.4		
48	0.5		
52	0.6		
56	0.7		
60	0.7		
64	0.7		
68	0.8		

Concentración de U en el efluente  
 etapa de fijación, resina DOWEX 21K  
 lixiviado 0.8 g/l de U. pH : 1.5

<u>VL</u>	<u>U en el efluente</u>	<u>VL</u>	<u>U en el eluido</u>
55	290 ppm.	0.5	0.67 g/l.
57	330	1.0	13.90
59	350	1.5	48.80
61	0.20 g/l	2.0	7.02
63	0.36	2.5	1.05
65	0.44	3.0	0.32
67	0.53	3.5	0.29
68	0.60	4.0	0.23
71	0.66	Concentración de U en el eluido, etapa de elución, resina Amberlite IRA 99 eluyente $\text{NO}_3\text{NH}_4$ 1.3M- $\text{HNO}_3$ 0.2N	
73	0.70		
75	0.76		
79	0.76		
81	0.78		
83	0.80		
85	0.80		
87	0.80		
89	0.80		
91	0.80		
93	0.80		
95	0.85		
97	0.85		
99	0.88		
101	0.88		
103	0.88		

Concentración de U en el efluen  
te etapa de fijación, resina  
AMBERLITE IRA 99, lixiviado  
Q88 g/lt pH : 1.5

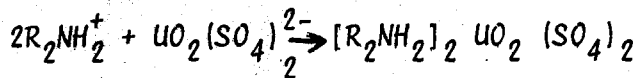




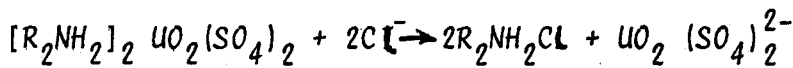
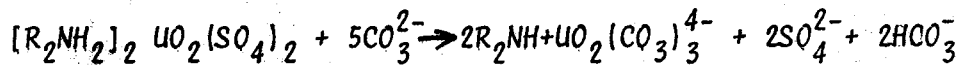
b) Purificación del uranio por Extracción por Solventes Orgánicos

Este proceso es más aplicado a soluciones ricas (más de 1 g/l de U) tiene 2 etapas : la extracción (equivalente a fijación en IX) y la reextracción o stripping (equivalente a elución en IX).

Los solventes son alquil fosfóricos y aminas terciarias y cuaternarias iguales que las resinas de IX pero en estado líquido. La extracción puede representarse por la siguiente reacción :



El stripping con carbonatos y cloruros pueden representarse por las siguientes reacciones :



La medida de la capacidad de una resina para extraer y retener el uranio se determina mediante el coeficiente de distribución o de extracción, que viene a ser la relación entre la concentración de uranio de la fase orgánica y la fase acuosa.

$$E_a^o = \frac{C_o}{C_a} = \frac{\text{Concentración de U en la fase orgánica}}{\text{Concentración de U en la fase acuosa.}}$$

La máxima carga del solvente es el límite de saturación del solvente y depende de la cantidad de amina y de su estructura.

Programa de Ensayos

Para determinar el tiempo que se necesita para llegar al equilibrio de distribución del uranio entre las fases orgánicas y acuosa se aplica la técnica de los ensayos en ampollas de decantación de la siguiente forma:

En una ampolla de decantación cilíndrica, de 250 ml, se colocan 150ml. de fase orgánica ya sulfatada y 100 ml. de fase acuosa conteniendo de uranio. Se agita 10 seg. y se deja decantar para que separen ambas fases. Completada la separación se sacan muestras de las 2 fases para analizar por uranio.

Se repiten estos ensayos con nuevas proporciones de fase orgánica y acuosa agitando durante 15, 20, 25, 30, 40, 50, 60 seg. analizando ambas fases por uranio en todos los casos. La temperatura debe ser constante durante el ensayo..

Los resultados de laboratorio se representan en una gráfica de concentración de uranio en la fase orgánica y acuosa versus tiempo. El - tiempo necesario para que ambas fases lleguen al equilibrio se obtiene fácilmente de esta forma.

Esta técnica se aplicará toda vez que deban procesarse líquidos nuevos o de diferentes concentraciones, así como en el caso que se cambiará de solvente o que se deba determinar el tiempo necesario para llegar al equilibrio de reextracción.

TIEMPO (seg.)	Concentración de uranio	
	Fase Orgánica	Fase Acuosa
10	2.5 g/l	1.6 g/l.
15	3.7	1.4
20	5.4	1.2
25	5.6	1.1
30	5.6	1.1
40	5.6	1.1
50	5.6	1.1
60	5.6	1.1



Para la determinación del número de etapas y la carga máxima del solvente se corren ensayos discontinuos mediante ampollas de decantación. Consiste en tomar diferentes volúmenes de fase orgánica y acuosa (diferentes relaciones de fases) y agitar un tiempo predeterminado e iguales para cada uno. Esperar la separación de fases y sacar muestras de ambas fases para analizarlas por uranio.

Por ejemplo, valores de relación de fases o/a iguales a 2, 1, 0.5, 0.25, 0.17, 0.125 y 0.1 El tiempo de agitación debe ser mayor al tiempo que necesita para llegar al equilibrio, en este caso mayor de 25 segundos como se determinó en el ensayo anterior (ver tabla anterior). Estos ensayos deben realizarse a pH y temperatura constante para no variar el coeficiente de distribución.

Luego con los resultados del contenido de uranio en cada fase, se grafica una curva, en las abscisas concentración de U en la fase acuosa y en las ordenadas concentración del U en la fase orgánica, obteniéndose la típica curva de Mc.Cabe-Thiele.

El número de etapas se determina trazando la línea de operación (recta que pasa por los puntos de máx. concentración de uranio obtenida en la fase orgánica y la concentración mínima de uranio en la fase acuosa) y luego trazando desde el punto de máx. concentración de uranio en la fase orgánica un segmento paralelo al eje de las abscisas hasta la curva de equilibrio y de esta intercepción una línea vertical hasta la línea de operación. Seguimos trazando desde ese punto otra paralela al eje de las abscisas hasta la curva de equilibrio y nuevamente una vertical hasta la línea de operación, y así sucesivamente. El número de escalones formados es el número de etapas necesarias para la extracción.

Para el stripping se debe realizar nuevamente el ensayo.

La carga máxima está dada en unidades g. de U/lt. de solvente. Este será el límite de saturación, es decir cuando la concentración de uranio en la fase orgánica es constante.

A continuación se presenta un programa de ensayos para la determinación del número de etapas y la carga máxima del solvente orgánico ALAMINE 336 con lixiviado de Tantamaco Kiguitian de 3.7 g V/L a pH 1.2 El tiempo de agitación fué de 2 minutos. Previamente el orgánico fué sulfatado con una solución sulfúrica 0.1N.

Relación O/A	Volúmen del Orgánico	Volúmen del Acuoso	Tpo de separación de fases	gr U/l O	gr U/l A	%Extracción
2 : 1	100 ml.	50 ml.	1min.25 seg.	3.0	9.2. ppm	99.8
1 : 1	100	100	1min.33 seg.	5.0	0.2 g/l	96.2
1 : 2	50	100	1min.11 seg.	5.6	2.2	55.9
1 : 4	50	200	1min.12 seg.	5.6	3.2	29.3
1 : 6	50	300	30 seg.	5.6	3.4	21.5
1 : 8	40	320	25 seg.	5.6	3.5	16.7
1 : 10	40	400	22 seg.	5.6	3.6	13.4

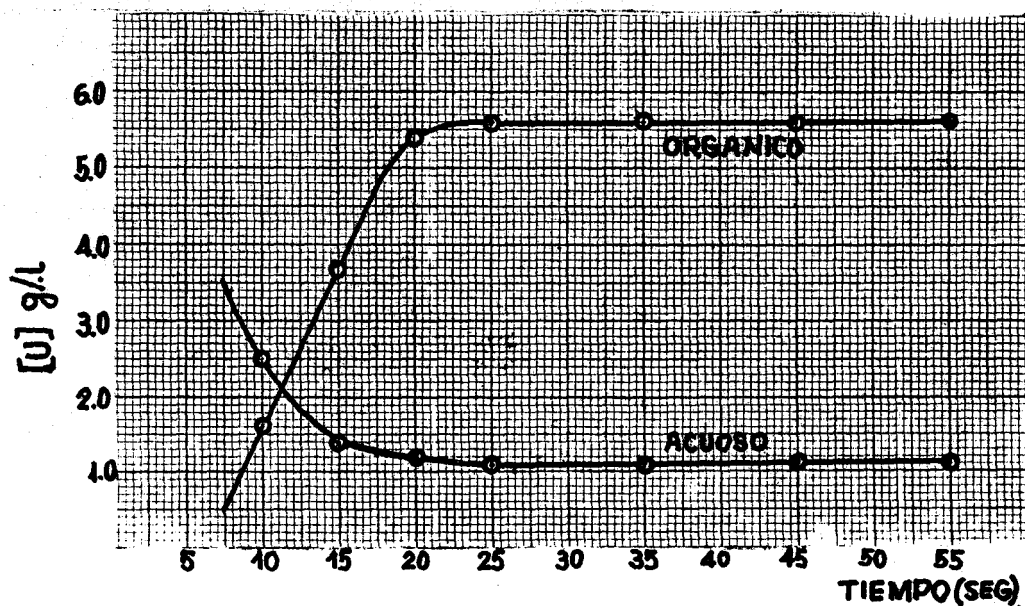
Se observa en el Cuadro que la concentración de uranio en la fase orgánica se hace constante en O/A = 1 : 2 e igual a 5.6, es decir que la carga máxima del orgánico es 5.6 gr.U/lt de O.

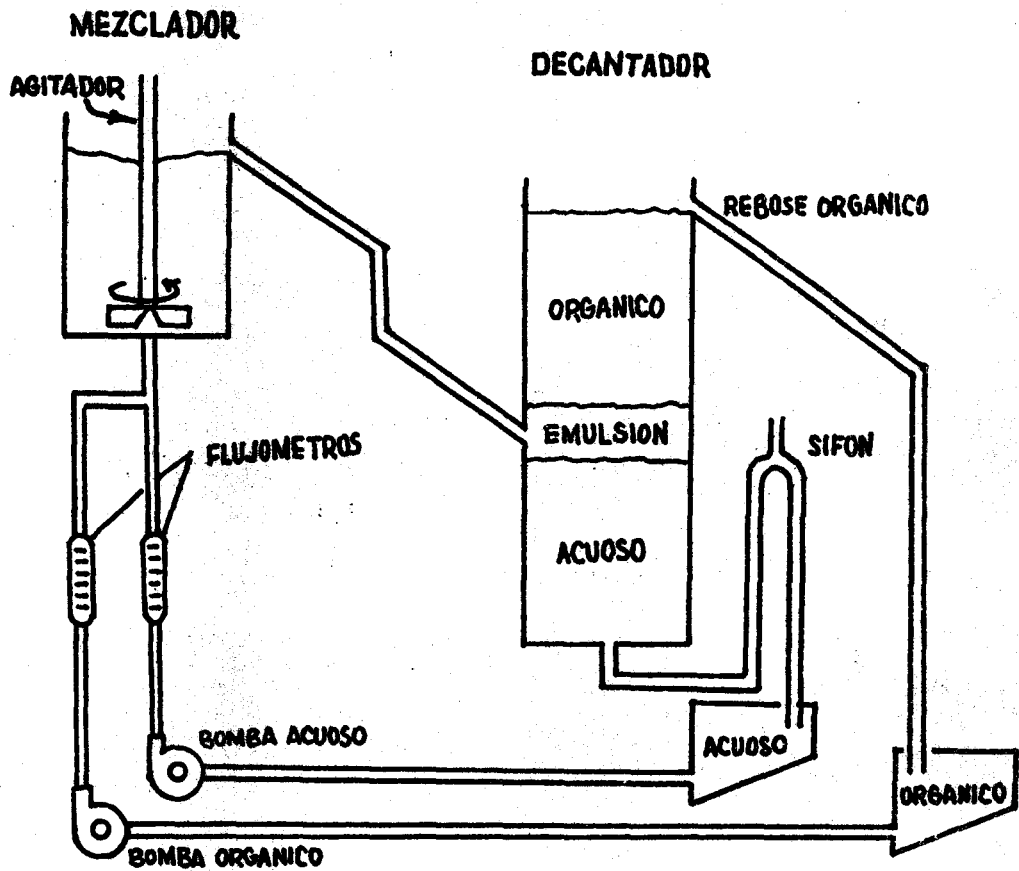
Gráficamente determinaremos el número de etapas.

Para la determinación del área de decantación (velocidad de decantación) se tiene 2 técnicas : método estático y método dinámico.

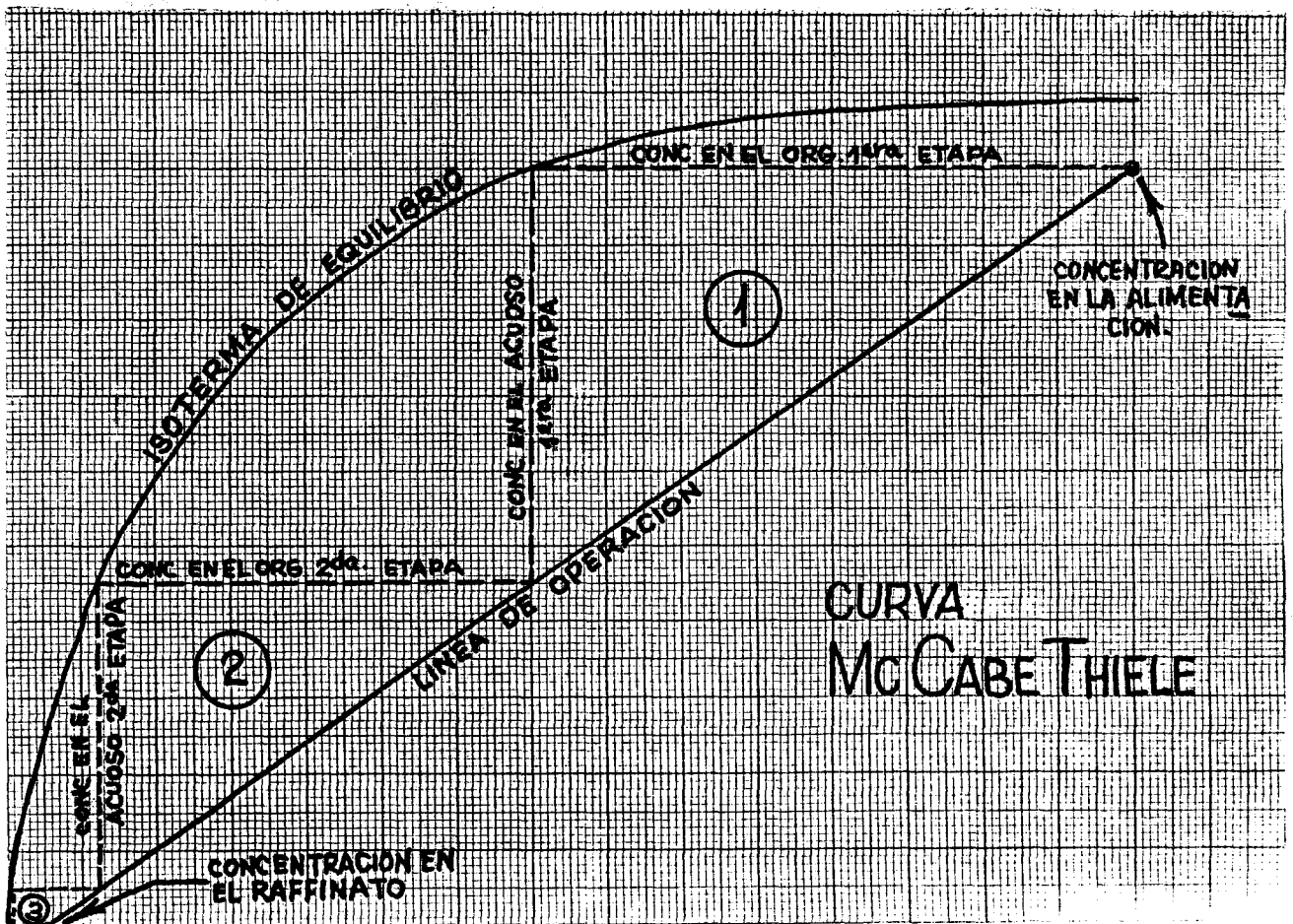
La primera consiste en agitar la mezcla de fase acuosa y orgánica para conseguir una buena emulsión y luego dejarla sedimentar. Esta mezcla se hace en una probeta cilíndrica graduada. Se mide el ancho de la banda de emulsión de la interfase hasta que se reduce a una línea, expresándolo en función del tiempo. Esta gráfica se puede utilizar para calcular la capacidad de decantación de un tanque cuando la emulsión se vierte en él, sin extraerse simultáneamente las fases decantadas; pero no se puede emplear para sistemas continuos.

La segunda técnica emplea un sistema dinámico mezclador-decantador que permite el flujo continuo de las 2 fases. Este equipo produce emulsión en forma continua con relación de fases que se tendrá a nivel industrial (o la que se desee investigar) y luego para un decantador donde las fases se separan y salen continuamente. Se mide el ancho de la banda de emulsión para distintos caudales. Este ensayo debe realizarse a temperatura que trabajará el equipo industrial, ya que lo afecta notablemente.





**EQUIPO DINAMICO PARA ESTUDIO DE SEPARACION DE FASES**



c) Proceso Elvex

El concentrado de uranio obtenido por cualquiera de los 2 anteriores métodos de purificación descritos en ciertas plantas industriales pasan las especificaciones comerciales en impurezas. Para eliminar estas impurezas y al mismo tiempo reducir los gastos en reactivos se aplicó este proceso combinado IX y SX llamado Elnex.

Combina una etapa inicial de IX con otra de SX para separar y purificar el uranio. La etapa de IX se realiza en forma acostumbrada pero cambiando la elución con una solución sulfúrica 1M y mayor volumen.

La etapa de SX se realiza también con los técnicos acostumbradas.

Mediante este proceso se obtienen 4 grandes ventajas : (1) aprovecha al máximo el contenido de  $H_2SO_4$  en la recirculación de líquidos estériles que no contienen nitratos ni cloruros, (2) No requiere ajuste de acidez, sólo para mantener constante la concentración  $H_2SO_4$  en la elución de la resina, (3) Se reduce el consumo y el N° de reactivos a 2( $H_2SO_4$  y  $NH_3$ ) y (4) se obtiene un concentrado más puro con mayor contenido de uranio y próximo a pureza nuclear a causa de los 2 sucesivas purificaciones.

Programa de Ensayos

Se utilizarán las mismas técnicas usadas en la evaluación del IX y del SX separadamente. En la etapa de IX, fijación, se realizará a 8VR/hora y se sacarán muestras acostumbradas. Después del lavado correspondiente, la elución se realizará con una solución de  $H_2SO_4$  1M como eluyente a 3VR/hora requiriendo 12-18 VR.

En la etapa de SX emplearemos el eluido obtenido en la etapa de IV. Los ensayos discontinuos acostumbrados se realizarán para determinar la curva de equilibrio, número de etapas, tiempo de equilibrio y capacidad de carga del solvente.

#### 3.4.2.4. Precipitación y Secado

##### a) Precipitación

De todas las operaciones unitarias que desarrolla en una planta de tratamiento de uranio, la que menos se comenta es la precipitación. En las plantas industriales las condiciones de precipitación son rutinarias y para su control llama poco la atención. Los problemas de baja pureza, alta densidad, pésimas características para el filtrado y el lavado deben requerir una considerable atención. En general, la precipitación se vuelve como un arte, afectadas por variables impredecibles como el sistema geométrico del tanque, tipo de agitación, sistemas continuos versus batch, método de adición de reactivos, tiempo y otros factores.

Nuestras pruebas de laboratorio se aborarán a evaluar los 3 métodos de precipitación conocidas : precipitación directa, precipitación inversa y precipitación con  $H_2O_2$ . Una primera medida de evaluación será el grado de pureza. Posteriormente, en el 3.4.2.4. Separación sólido líquido, complementaremos dicha evaluación con las características del filtrado y lavado y la prueba de floculación para la selección del método de precipitación más adecuado.

##### Programa de Ensayos

Las soluciones de precipitación son producidas inicialmente por lixiviación ácida ó alcalina y luego purificada por IX ó SX entregando comunmente uranio como uranil sulfato ó uranil carbonato.



Ca	1.50
Tn	2.00
Sm, Eu, Gd.	0.015 c/u
Uranio insoluble en $\text{HNO}_3$	0.10% máx.
Orgánico	0.10% máx.
Humedad	10.00

Precipitación Directa :

Tomar 500 ml. de solución a precipitar, llevarla a 70°C y agregar  $\text{NH}_4\text{OH}$  gota a gota hasta pH 7.2 agitando constantemente. Agregar floculante y seguir agitando durante 30 seg. Cortar la agitación, dejar de contar, y filtrar. Realizar lavados (3) con 100 ml. de  $\text{H}_2\text{O}$  destilada c/u. Secar el precipitado a una temperatura de 105°C. Analizar el precipitado y el líquido remanente.

Precipitación Inversa :

Tomar 100 ml. de agua destilada y añadir la mitad del volumen utilizado de amoníaco en la precipitación directa. Llevar a 70°C y agregar gota a gota, simultáneamente, los 500 ml. de solución de U y amoníaco hasta pH 7.2 Agregar floculante y seguir la secuencia de la precipitación directa. Analizar el precipitado y el líquido remanente.

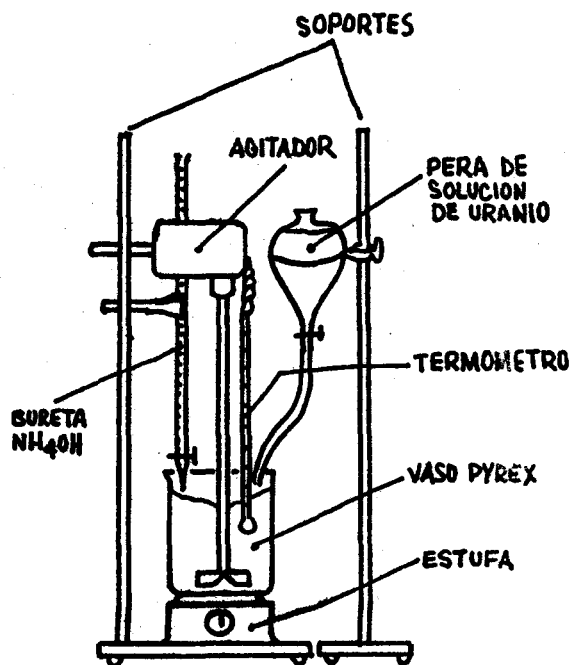
Precipitación con Peróxido de Hidrógeno :

Tomar 500 ml. de solución de U, agregar amoníaco en agitación hasta pH 2.8. Añadir agua oxigenada gota a gota y mantener dicho pH 2.8 con el amoníaco ya que la adición de agua oxigenada produce ácido sulfúrico. Utilizar el doble de la cantidad estequiométrica de agua oxigenada necesaria para la precipitación. Seguir la misma secuencia de trabajo de los métodos anteriores.



Método de Precipitación	Precipitación Directa.	Precipitación Inversa.	Precipitación con Peróxido de Hidrógeno
Solución a precipitar	13.27 g/l U	13.27 g/l U	13.27 g/l U
Volúmen	500 ml.	500 ml.	500 ml.
Temperatura de trabajo.	70°C	60 - 70°C	20 - 25°C
Reactivo precipitante.	NH <sub>4</sub> OH	NH <sub>4</sub> OH	N <sub>2</sub> O <sub>2</sub>
pH final	7.2	7.2	2.8
Floculante usado	Separan MG-200	Separan MG-200	Separan MG - 200
Concentrado de Uranio	87.56% U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	96.69% U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	93.75% U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>
Líquido sobrenadante	0.9 ppm	0.2 ppm	23.0 ppm

Evaluando estos 3 métodos encontramos que el método inverso es más eficiente, produce un concentrado puro y su líquido remanente casi nada de uranio. El equipo de laboratorio utilizado es como se muestra en la figura.



**EQUIPO DE PRECIPITACIÓN**

b) Secado

Una variedad de equipos se usa en el secado del concentrado de uranio final, dependiendo esto del tonelaje y de la temperatura de secado. Antiguamente el secado era discontinuo pero con el avance y el progreso industrial actualmente se están usando sistemas continuos de secado.

Para rangos de temperaturas bajos, entre 120 y 170°C, se están usando vapor para secar. Algunas plantas están usando secadores rotatorios que llegan hasta 400°C y tostadores que llegan a más de 700°C.

El efecto de la temperatura con el concentrado es la siguiente: Hasta 170°C evapora agua y algo de amoníaco, cerca de 260°C elimina parte del nitrógeno. El concentrado se torna de color oscuro y algunos hidratos de  $UO_3$  son formados con el amoníaco remanente. A 450°C el nitrógeno es eliminado totalmente, comienza la conversión de  $UO_3$  a  $U_3O_8$ , el concentrado se pone de color rojo anaranjado llegando a verde a 600°C. Hasta 800°C se completa la conversión a  $U_3O_8$  y aumentando hasta 900°C causaría una parcial conversión de  $U_3O_8$  a  $UO_2$ , tornándose color negro.

Por el contrario, si el concentrado está en forma de diuranato de sodio, estas son bien estables a temperaturas altas. La descomposición del peróxido de uranio ocurre a baja temperatura (150°C) con gradual conversión a  $UO_{3.5}H_2O$  (probablemente) hasta temperatura de 290°C, y ya cerca de 480°C completa deshidratación.

La elección de la temperatura depende del posterior camino que deba seguir el concentrado. Si se va a comercializar como concentrado se aconseja bajas temperaturas para eliminación de agua

solamente y alcanzar las especificaciones del comprador. Si el camino es la purificación nuclear las temperaturas elevadas ayudarán a volatilizar las impurezas, especialmente el amoníaco y acortar el camino para llegar a la pureza nuclear.

#### Programa de Ensayo

Se destinarán para conocer la velocidad de eliminación de agua y la textura del concentrado, muy importante para el manipuleo y envasado del mismo.

Se pueden realizar en fuentes, en una estufa eléctrica común, teniendo cuidado de que esta tenga colectores de polvo por si el secado produce vapor con suspensiones finas de partículas de concentrado que contamine la sala del laboratorio.

En ensayos realizados con concentrado peruano, la velocidad de eliminación de agua es casi similar, quizás por la poca cantidad que se dispuso para cada ensayo (100 gr.). Será necesario en la etapa piloto tomar mayor cantidad de concentrado y realizar nuevamente el ensayo. La textura que mejor se acomoda para el manipuleo resulta los concentrados obtenidos por el método directo e inverso, no así el obtenido por  $H_2O_2$ . La textura de este último es de polvo impalpable levantando mucho polvo en el manipuleo. La textura de los restantes métodos es mucho mejor, en forma de grumos con poco contenido de finos.

### 3.4.2.5. Separación Sólido Líquido

Comprende la separación del mineral lixiviado de la solución cargada de uranio y de la separación del precipitado (concentrado de uranio) de la solución remanente ó estéril. La eficiencia de esta operación es muy importante dado que toda pérdida de uranio, ya sea como solución cargada o concentrado, tiene significancia económica.

Debe recordarse que a nivel industrial, hasta esta operación (preparación del mineral, lixiviación y separación sólido) llegan hasta un 84% del costo total (falta purificación IX ó SX y precipitación).

La respuesta de los minerales de uranio a la separación sólido líquido varía notablemente de un mineral a otro, de modo que se necesita hacerse predicciones o anticipar el comportamiento del mineral. Tener en cuenta que también puede haber diferencias en las características de operación sólido-líquido de los minerales de diferentes partes de un mismo yacimiento, lo cual debe investigarse.

En plantas convencionales se utilizan los equipos comunes de separación sólido-líquidos, tenemos :

#### a) Espesadores :

El desarrollo de los poliacrilamidas como floculantes hacia fines de la década del 50 permitió la aplicación de estos equipos para el lavado en contracorriente de las pulpas lixiviadas.

La eficiencia del lavado en un sistema de espesadores está en función del número de etapas, de la cantidad de agua de lavado y del contenido de agua en la pulpa de descarga del espesador.

Casi todos los circuitos están calculados para 98% de eficiencia a más, con diferentes combinaciones de equipos. En la mayoría de los casos se emplean 3 a 6 etapas de espesamientos.

Las fases sólida y líquida fluyen en contracorriente, de modo que finalmente la solución cargada con uranio rebalsa el primer espesador en el cual se ha introducido la pulpa lixiviada mientras que los sólidos lavados salen por la descarga inferior - del último espesador donde ingresa el agua de lavado.

Es muy importante aparte de los factormencionados anteriormente, asegurar un completo mezclado entre etapas, el cual es de importancia fundamental y aunque en los cálculos se supone perfecta su mala ejecución práctica es la causa principal de las pérdidas de eficiencia en el lavado.

La recuperación del uranio soluble se puede determinar por cálculo, con la sola condición de que las corrientes de pulpas y rebalses líquidos se mezclen completamente entre etapas. En un circuito donde no haya recirculación de solución el rendimiento de lavado está determinado por la expresión.

$$S = 1 - \left( \frac{D}{F-D} \right)^n$$

Donde :

D = dilución de la descarga ( $m^3$  líquido/ton.mineral)

F = dilución en la alimentación ( $m^3$  líquido/ton mineral).

n = número de etapas de lavado

b) Filtros

Cuando las pulpas de lixiviación ácida tienen características favorables de filtración pueden usarse circuitos de lavados en filtros tambor con 2 ó 3 etapas en instalaciones mucho más compactas que con los espesadores. Este equipo es utilizado impresionantemente en la separación del concentrado de uranio de la solución remanente.

Los espesadores tienen la ventaja del bajo de mantenimiento y que pueden dimensionarse para tonelajes muy elevados sin necesidad de fraccionarlo en varias corrientes paralelas, sin embargo, las capacidades unitarias de un espesador y de un filtro expresados en to.mineral por  $m^2$  de área de decantación ó filtración y por día son similares y dentro del intervalo de 2-10 ton/ $m^2$ .día.

Un gran cambio en la tecnología de separación sólido-líquido en la industria del uranio ha tenido lugar con la introducción de grandes filtros de banda horizontal. Los primeros se instalaron en Francia, alcanzando una capacidad de 25ton/ $m^2$ .día.

El rendimiento de filtración es proporcional al contenido de agua en la pulpa que se alimenta y en la torta filtrada según la expresión :

$$S = \frac{F-C}{F} \text{ Donde : } S = \text{fracción de solución recuperada.}$$

F = Líquido en la alimentación ( $m^3$ /ton.)

C = Líquido en la torta ( $m^3$ /t mineral).

El rendimiento de lavado no se puede determinar con la misma facilidad, pues la efectividad del lavado depende mucho del mineral y de sus características físicas, puede sin embargo establecerse esta expresión :

$$R = \left( 1 - \frac{E}{100} \right)^n$$

Donde : R = fracción de residuos solubles en la torta después de n lavados por desplazamiento

E = eficiencia de lavado, que se debe determinar experimentalmente. Para materiales que filtran bien, E=70% para fines del diseño. Cuando la torta se cuartea antes o durante el lavado E baja a 55% hasta 35%

Usando estas 2 expresiones se puede estudiar un circuito de lavado en filtros, determinando el volumen de agua de lavado necesario para alcanzar un rendimiento pre-establecido.

#### Programa de Ensayos

La separación de los minerales lixiviados y de la solución fértil es uno de los pasos más críticos del tratamiento, y la recuperación de la solución es el principal objetivo de la operación hidrometalúrgica.

Si las muestras de las pulpas que se disponen son representativas, los ensayos a escala laboratorio son a menudo suficiente para determinar la forma más correcta, con lo cual se reduce a un mínimo el trabajo en planta piloto, sólo para confirmar el método seleccionado.

Para ensayos de espesamiento debemos tener en cuenta los siguientes factores :

- Dependientes del sólido (tamaño de partículas, forma, densidad, floculación)
- Dependientes del líquido (densidad, viscosidad, temperatura).
- Dependiente del % de sólidos en la pulpa

La dificultad de conocer todas estas variables hace que los cálculos basados en la teoría del desplazamiento de sólidos en el seno de un fluido carezcan de precisión. Por tanto, para dimensionar los espesadores se hacen previamente ensayos de sedimentación discontinua que dan la información necesaria.

Sabemos que al colocar una pulpa floculada en una probeta decantando libremente aparece 4 zonas :

- A : líquido claro
- B : zona de concentración de sólidos constantes
- C : zona de concentración de sólidos variables con la altura.
- D : zona compacta llamada de compresión.

Cuando la suspensión se deja en reposo, las partículas sólido inician su caída y pronto alcanzan una velocidad constante. Como la zona B es de concentración constante, también lo es su velocidad de sedimentación, que se mide por la velocidad de descenso de la interfase entre las zonas A y B.

En el fondo, las capas inferiores se comprimen por el peso de los sólidos formando la zona D de compresión, cuya altura aumenta por depósito de las capas superiores. Llega un momen



to que la zona B desaparece, quedando sólo la zona de compresión que desciende hasta alcanzar una altura final y constante que corresponde al límite de compresión del sólido suspendido en el líquido.

Las zonas mencionadas pueden no estar definidas claramente, aunque la zona de compresión siempre está presente y se distingue porque está surcada por una serie de pequeños canales verticales por los cuales fluye hacia arriba el agua expulsada por el peso de las capas superiores.

Para la determinación experimental de la velocidad de sedimentación tenemos 2 métodos : el de COE y CLEVENGER y el de la DENVER EQUIPMENT COMPANY. El primero consiste en realizar una serie de ensayos de sedimentación discontinua para determinar el área o sección transversal de espesador.

Los ensayos deben hacerse a las condiciones de la operación continua, con el tamaño de grano y la temperatura correspondiente. Se emplean probetas cilíndricas de 1 litro con muestras de pulpas de diferente densidad, desde la pulpa más diluida que alimentará al espesador hasta la pulpa más densa (30% sólidos).

Para preparar las pulpas se parte una muestra patrón de pulpa espesa que se lleva a diferentes diluciones con líquido limpio mezclando bien. Si se usan floculantes estos se agregan con el líquido limpio según las condiciones e indicaciones del fabricante, de acuerdo al dosaje recomendado.

La mezcla se agita igual para todas las probetas, cerrando la probeta con la palma de la mano e invirtiéndola -

suave y completamente 2 ó 3 veces para alcanzar un buen mezclado. Es importante reproducir los movimientos con exactitud en cada probeta.

Una vez obtenida la mezcla se coloca la probeta en posición vertical y se inicia la cuenta del tiempo registrando la altura de la superficie de separación pulpa-líquido limpio a intervalos fijos. Con estos datos se representan las alturas en función del tiempo y se calcula la velocidad de sedimentación para diferentes concentraciones iniciales de pulpa.

Aplicando la fórmula :

$$A = \frac{(F - D)}{d.R}$$

Donde : A = área de sedimentación (m<sup>2</sup>)

F = kg.liq/kg. sólido en la alimentación.

D = kg.liq/kg. sólido en la descarga

Q = kg. sólidos alimentados por hora

d = peso específico (kg/m<sup>3</sup>) del líquido.

El método DENVER EQUIPMENT Co., es más sencillo : se realizan 3 ensayos a 3 densidades diferentes de pulpa partiendo con la densidad de alimentación. Para ello se coloca una cantidad de pulpa con la densidad de alimentación en una probeta de 1 litro , se mezcla cuidadosamente agregando el floculante necesario, se marca una línea indicando el nivel de la pulpa y se inicia la cuenta del tiempo en el momento que se deja de mezclar y se pone de pie la probeta.

Se marca cada minuto y durante 5 minutos, el punto al que llega el límite superior de los sólidos se sedimentan. Así se mide la velocidad de sedimentación libre de los sólidos a la densidad de alimentación.

Luego se deja decantar suficientemente para poder retirar parte del líquido limpio y tener una pulpa de mayor densidad. Por ejemplo : si la relación S:L inicial es de 4 a 1, se retira 1/4 del líquido con lo cual la relación S : L cambia a 3 a 1. Se vuelve a mezclar y se repiten las lecturas de sedimentación y tiempo.

Finalmente se hace otra decantación para sacar más líquido y tener la relación S:L 2 a 1. La velocidad de sedimentación debe ser uniforme para cada solución hasta que se alcanza la zona de compresión. En cada caso se calcula la velocidad en mt. por hora.

La densidad final que alcanza la pulpa en la sedimentación se determina dejando reposar la probeta el último ensayo hasta el día siguiente, marcando la altura de pulpa, observando si en las horas siguientes hay algún cambio y haciendo marcas a intervalos de una hora. Se retira el agua sobrenadante y se determina el contenido de humedad en la pulpa.

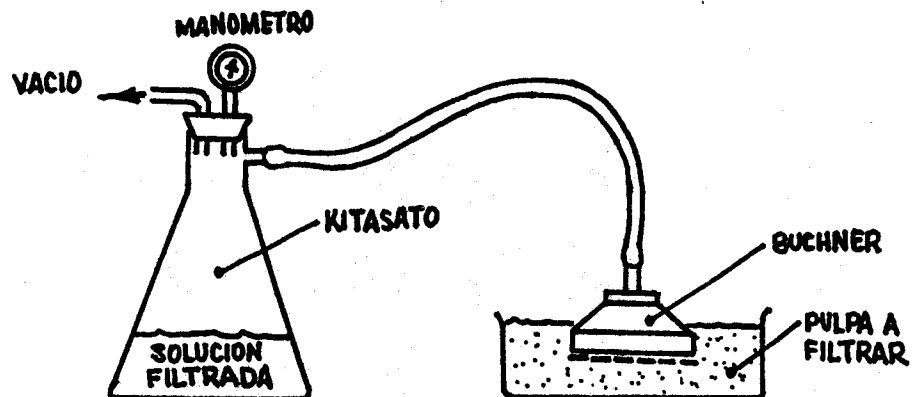
La sección de sedimentación se calcula por  $A = (F-D)Q/d.R$  para cada caso. Si los valores obtenidos son diferentes, se adopta el valor más grande de los 3 calculados y se incrementa un 25 % como factor de seguridad.

Para ensayos de filtración se deben duplicar o repetir las mismas etapas que un ciclo continuo de filtración : formación de torta, escurrido inicial, lavado de la torta, escurrido final y descarga de la torta. La información necesaria incluye los siguientes datos :

- Pesos de torta húmeda y seca
- Volúmenes de filtrado y de agua de lavado
- Tiempo de filtración y de lavado.

Para la mayoría de las aplicaciones prácticas, la velocidad de lavado debe ser tal que en un intervalo igual al tiempo de filtración se pueda hacer a la torta de 1/2 a 1 lavado por desplazamiento. Si el tiempo de lavado es más largo, es probable que la filtración de pulpas de lixiviación resulte mejor con espesadores.

El mineral lixiviado o concentrado de uranio se filtra sobre un embudo buchner y se separa todo el filtrado, si los caudales de filtración son bajos ( $500 \text{ l/m}^2.\text{h}$ ) pueden aumentarse empleando floculante en el dosaje necesario. Se realizan los lavados y se anotan los volúmenes, terminado el lavado, se deja escurrir la torta, luego se pesa y seca determinando el contenido de humedad de la torta.



EQUIPO DE LABORATORIO PARA PRUEBAS DE FILTRACION

ENSAYOS DE FILTRACION SOBRE BUCHNER Y TELA FILTRANTE

Fecha : Noviembre 1982

ENSAYO N°	FLOCULANTE			% sólidos pulpa	duración ciclo de filtración (seg.)	Volumen agua lavado m <sup>3</sup> /ton.	humedad de torta (%)	U SOLUBILIZADO		Caudal de filtración m <sup>3</sup> /m <sup>2</sup> .h.
	Marca y Tipo	g/l Concent.	Consumo g/ton.min.					en la torta (ppm)	recuperac. (%)	
1	Sin	Floculante		25	174	3	12.5	2.3	87.3	12.3
2	Sin	Floculante		25	168	3	11.8	1.4	96.2	12.8
3	Sin	Floculante		30	143	3	13.2	27	93.2	9.6
4	Separan MG-200	0.5	60	25	169	3	12.4	0.9	87.6	12.5
5	Separan MG-200	0.5	60	25	161	3	12.1	0.2	96.7	13.1
6	Separan MG-200	0.5	60	30	147	3	12.9	23	93.8	10.1

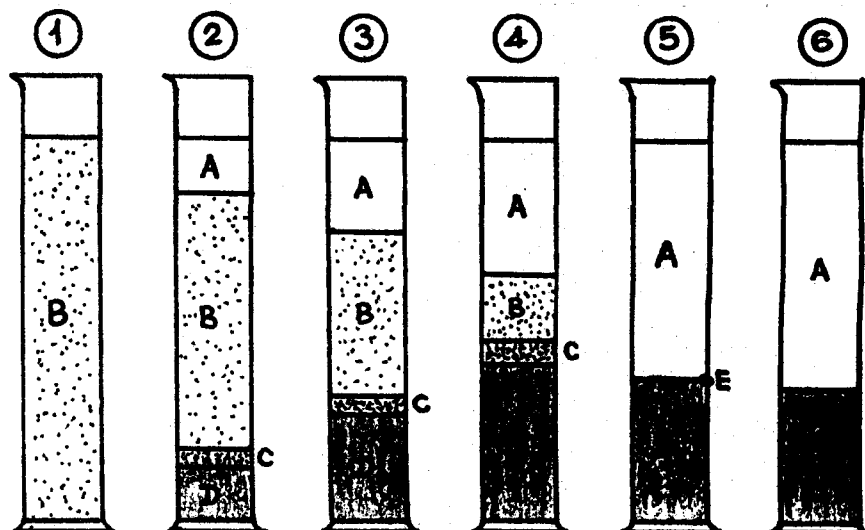
Material Concentrado de Uranio TK

Tratamiento previo : Molienda 50%      Malla 35  
 Lixiviación ácida      Consumo      Kg. H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/ton. mineral  
 tela filtrante : superficie de filtración 452 cm<sup>2</sup>.  
 Tipo de tela : papel filtro.

ENSAYO DE SEDIMENTACION LIBRE COE-CLEVINGER

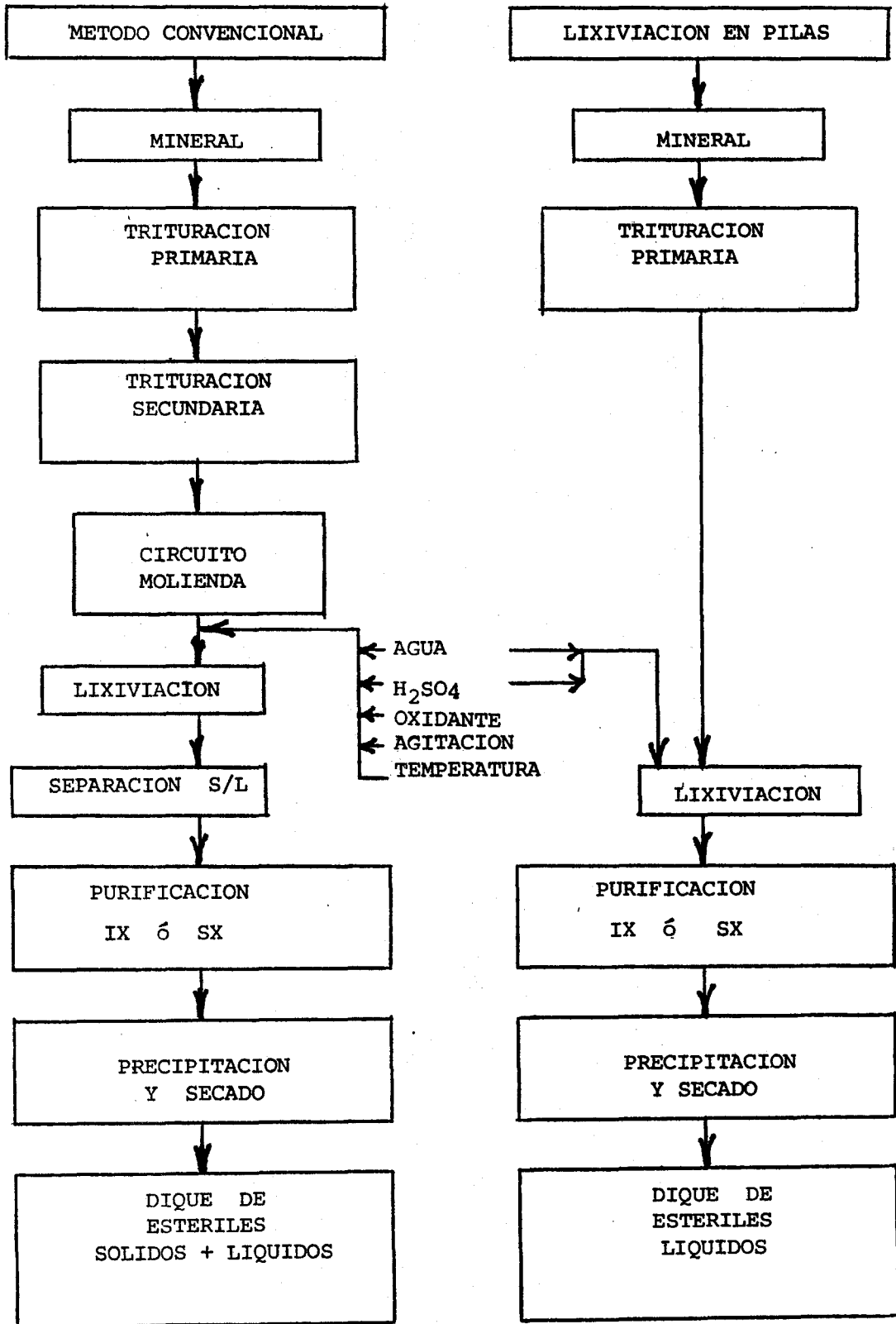
Mineral : TK  
 Floculante : nose usó

% Sólidos	10%	20%	30%	40%	50%
1 mñ.	39 cm.	32.2	21.8	6.7	6.1
2 mñ.	39.9	34.0	23.9	13.0	11.9
3 mñ.	40.5	35.2	26.0	18.5	17.5
4 mñ.	40.5	35.8	27.8	21.9	20.7
5 mñ.	40.5	36.4	29.2	24.0	21.5
7.5 mñ.	40.5	36.0	30.8	26.1	22.3
12.5 mñ.	40.5	36.0	31.2	26.6	22.5
15 mñ.	40.5	36.0	31.4	26.9	22.6
20 mñ.	40.5	36.0	31.5	27.1	22.6
30 mñ.	40.5	36.0	31.5	27.1	22.7
45 mñ.	40.5	36.0	31.5	27.1	22.7
R m/h.	8.10	2.16	0.945	0.807	0.452



FASES DE SEDIMENTACION DE LA PRUEBA  
COE- CLEVINGER

COMPARACION DE METODOS



#### 4.0 PRE-DISEÑO DE PLANTA PILOTO

- 4.1. Flow Sheet General
- 4.2. Características generales de la Planta.
- 4.3. Selección de Equipos.
- 4.4. Cálculos de Planta.
- 4.5. Flow Sheet detallado, distribución en planta .
- 4.6. Presupuesto y Financiación.



#### 4.0. PRE-DISEÑO DE PLANTA PILOTO.

La etapa de planta piloto es una etapa importante, necesaria para determinar el tratamiento adecuado y establecer aproximadamente el costo de producción y la rentabilidad del proyecto. En esta etapa mucho de los proyectos se han determinado que son antieconómicos, sabiendo que desde el inicio del estudio de un proyecto hasta el inicio de la operación industrial todos los gastos son irretornables, el capital invertido es perdido.

Para aliviar parte de dicha pérdida, se ha pensado en diseñar una planta piloto portátil, a manera de una planta trailer, remolcable por carreteras y caminos convencionales. Las especificaciones y dimensiones del trailer se ajustará a las normas de vehículos pesados, regidos por el Ministerio de Transporte y Comunicaciones. Las ventajas que ofrecen son las siguientes :

- Tratamiento del mineral cerca del yacimiento ó de los trabajos de exploración.
- Permite una gran flexibilidad en el flow sheet.
- Bajo costo de inversión y de mantenimiento.
- Es una unidad bastante compacta, portátil y eficiente.
- Puede trabajar como una planta semi-permanente con las seguridades del caso.

En los casos que la planta piloto portátil haya prestado sus servicios en un proyecto que llegado a la etapa piloto se determina que no es rentable, el capital invertido en la planta piloto portátil no se pierde, seguirá sus servicios en futuros proyectos, cosa que no sucede en una planta fija, donde el desmantelamiento y la construcción de una nueva

planta requiere de tiempo, diseño nuevos, transporte cuidadoso, con el consiguiente deterioro de accesorios y equipos y pérdida de tiempo.

Los requerimientos para este tipo de planta son poco exigentes, entre las que creemos importantes son :

- Selección del terreno y preparación adecuada del mismo.
- Condiciones de carreteras adecuadas para minimizar los riesgos en el traslado del trailer.

Los requerimientos de agua y energía lo hemos considerado no determinante puesto que se ha previsto para el primero (agua) que la selección del terreno sea lo más cercano a una fuente natural (lago, laguna, río, subterránea); de agotar estas posibilidades se satisficará con el abastecimiento en tanques cisternas a depósitos y el retratamiento de aguas de relaves y estériles. Para el segundo (energía) se dispondrá de un grupo electrógeno lo suficiente como para abastecer normalmente con su rango de seguridad correspondiente.

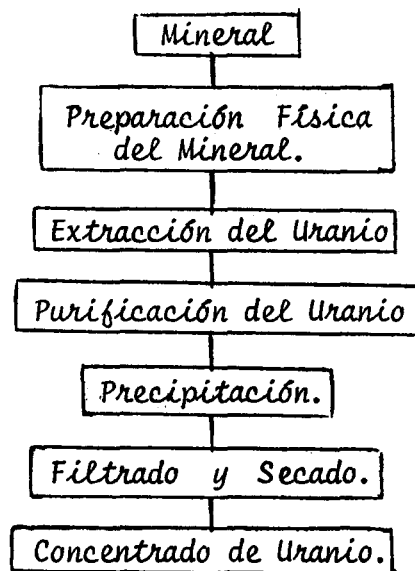
#### El Papel de Ingeniero Metalurgista.

El Ingeniero Metalurgista es un profesional con conocimientos teóricos - prácticos sobre el diseño, desarrollo, construcción y operación de todas aquellas instalaciones metalúrgicas. En la industria tiene 4 grandes campos de acción : investigación, diseño, producción y administración.

Es esencial que el Ingeniero Metalurgista reconozca que el diseño de plantas metalúrgicas es su responsabilidad como también que sus opiniones tienen gran peso en la decisión final del proyecto. Su papel consiste en determinar el flow sheet adecuado, selección de equipos y maquinarias, distribución en planta, sistemas de seguridad industrial, cálculos y balances, posibilidades de ampliaciones futuras y el análisis económico respectivo.

#### 4.1. Flow Sheet General.

La producción de concentrado de uranio consiste básicamente en 5 etapas : preparación física del mineral, extracción del uranio, purificación, precipitación, filtrado y secado :



#### 4.2. Características Generales de la Planta Piloto

- a) Capacidad : 10 toneladas/día.  
417 kg/hora.
- b) **Materia Prima** : Mineral de Uranio.  
Ley de Cabeza : 0.1 a 2.0% U  
Gravedad específica : 1.8 a 4.0  
Dureza : 5 escala Mohs.
- c) **Producto Final** : Concentrado de Uranio o Yellow Cake.  
Ley : 70% en  $U_3O_8$  a más.  
Humedad : menor de 10%.
- d) **Condiciones de Trabajo** : Temperatura mínima :  $-14.25^{\circ}C$   
Presión atmosférica : hasta 460 mmHg.  
Altura sobre el nivel del mar : 4500 m.

e) Dimensiones : Ancho : 2.50 m.

Largo : 13.72 m.

Altura: 4.50 m.

Ajustados a la de un remolque común.

#### 4.3. Selección de Equipos

##### 4.3.1. Equipos de Preparación Física

###### a) Chancado primario

Se selecciona la chancadora de mandíbula DENVER, tipo H, de 8" x 10", capacidad igual a 42 Ton/día a producto -3/4", su abertura de admisión máxima es de 8" y su set de descarga regulable hasta 1/4".

Se sobredimensiona ese equipo con el criterio de abastecer mineral para los métodos de lixiviación estática y por agitación. En base a los 320% de sobredimensionamiento se omite el diseño de un grizzly, esto ayuda a que el conjunto portátil tenga menos peso.

###### b) Molienda húmeda

El circuito de molienda es cerrada, es decir, la descarga de molinos entra a un clasificador, específicamente un ciclón KREBBS D3, el over flow pasa a la siguiente etapa de tratamiento mientras que el under flow vuelve al molino, estableciéndose el circuito cerrado.

La selección del molino se hace en base a un máximo de 80% de sólidos en la descarga y 50% de carga circulante. La preferencia de un molino de bolas en vez de barras es obvio (el molino de bolas entrega un producto más fino). El molino seleccionado es DENVER 30"x54", cuya capacidad es de 11 Ton/día, de 3/4" a malla 120. Si se alimenta a 1/4" (como entrega la chancadora de mandíbula) la capacidad aumenta a 15 Ton/día.

##### 4.3.2. Equipos de Extracción del Uranio

El over flow de la etapa de molienda requiere levantar el %

de sólidos para la lixiviación para el cual utilizamos otro ciclón KREBBS D3 cuyo under flow alimentará a la etapa de lixiviación mientras que el over flow se emplearía para regular el % de sólidos del molino.

a) Lixiviación por Agitación.

La lixiviación es realizada en forma discontinua, tipo batch, en 3 tanques de 5.2 m<sup>3</sup> c/u, un tanque en lixiviación, otro en espera y el tercero llenando. Los tanques son de 2.46 m. de altura por 1.64m de diámetro calculados en base a 50% de sólidos en la lixiviación con un mineral de peso específico mínimo, es decir 1.8 Kg/m<sup>3</sup>.

El sistema de agitación está compuesta por un motor 7.5 HP que comunica su rotación a una volante, el eje posee 2 propulsores de 24" de diámetro que impulsan la pulpa hacia arriba y hacia abajo simultáneamente, este tipo de agitadores es especialmente diseñado para pulpa de alto % de sólidos y evitar problemas de arenamientos.

b) Lixiviación Estática.

El diseño de esta planta también ha considerado este tipo de lixiviación, para esto se ha considerado 2 tipos de ensayos : para 1 ó más toneladas en "pads" ó pilas, impermeabilizando el terreno cerca de la planta y preparando su respectivo lecho filtrante; y para menos de 1 tonelada en columnas de 8' de altura por 12" y 15" de diámetro (2 tamaños diferentes) las cuales se adaptarán al costado de la planta.

4.3.3. Equipos de Separación Sólido-Líquido

Aplicamos el método más usado en las plantas industriales actuales : lavado en contracorriente por medio de espesadores (CCD). Los espesadores son del tipo DENVER de 3'x3' cuya área de sedimentación es de 7 pies<sup>2</sup>. Se utilizarán 4 espesadores : Uno para la separación de la solución fértil ó rica en uranio y los 3 restantes para 3 etapas de lavado.

La solución de lavado proveniente del rebose de la 1era. etapa de lavado se almacenará en un tanque de solución de uranio pobre y la descarga del espesador perteneciente a la 3era. etapa de lavado será depositada en una "cocha" ó dique de tal manera que ocurra una filtración natural y pueda ser utilizada como solución de lavado la solución de filtrado.

#### 4.3.4. Equipos de Purificación de la Solución de Uranio.

El diseño de esta planta considera los 3 métodos de purificación : (1) Intercambio iónico con resinas, (2) Extracción con solventes orgánicos y (3) Proceso ELVEX (IX-SX). Además permite realizar pruebas simultáneas de IX y SX separadamente.

- a) Intercambio iónico con Resinas . - 4 columnas de lecho fijo de 0.8 m. de diámetro por 1.96 m. de altura de material acrílico o PVC. Las líneas (tuberías) son también de PVC de 1" de diámetro. El cálculo del tamaño de la columna fueron realizadas en base a 40 Kg.U/m<sup>3</sup> de resina como carga máxima, 0.5 gU/l como concentración del líquido lixiviado y lecho tipo fijo con 50% de expansión.
- b) Extracción por Solventes Orgánicos : Considera 6 unidades mezclador-decantador de 150 m. de largo por 0.4 m. de ancho. Los cálculos fueron realizados en base a 5 gr.U/lt de solvente como carga máxima, 2.0 gU/l como concentración promedio del líquido lixiviado y relación O/A igual a 1.5. Las 6 unidades están repartidas 2 unidades o etapas para extracción, 2 para reextracción o stripping, 1 etapa para regeneración del solvente y 1 en stand by.
- c) Proceso Elmex. - Utiliza los mismos equipos seleccionados en los 2 métodos anteriores.

#### 4.3.5. Equipos de Precipitación.

La precipitación es realizada en 2 tanques agitadores de

0.5 m<sup>3</sup> capacidad (80 cm. de diámetro por 1.20 de altura). El sistema de agitación está compuesta por un motor de 1½ HP que comuncia su rotación a una volante, las paletas de agitador tienen un diámetro de 12". El reactivo precipitante (NH<sub>4</sub>OH ó NaOH) es adicionado desde un tanque por medio de tuberías. Se tienden líneas de vapor para realizar la precipitación a la temperatura necesaria.

#### 4.3.6. Equipos de Filtración.

La pulpa proveniente de precipitación es filtrada en 2 filtros tipo tambor de 8" de diámetro por 3" de largo, con un área de filtración de 0.524 pies<sup>2</sup>. El tamaño de este filtro no se encuentra en el mercado, por lo tanto será diseñado.

#### 4.3.7. Equipos de Secado.

El contenido de humedad en el producto final juega un papel impo-tante en la sele-ción del equipo de secado, comunmente está entre 4 a 8% de humedad. A nivel industrial se están utilizando varios tipos de secadores : rotatorio, de cama fluidizada, de spray y estacionario Wedge; el más común es el rotatorio.

Por la capacidad pequeña que requerimos secar, se ha diseñado un secador rotatorio de 10" de diámetro por 5' de largo, de calor directo proporcionado por una resistencia eléctrica colocado en el eje del tubo rotatorio. El sistema de rotación es realizado por un motor de 3/32 HP.

#### 4.3.8. Equipos de Clasificación.

Se prefiere la selección de un ciclón por las ventajas de espacio frente a los clasificadores de rastrillos, espirales e hidroclasificadores. El tamaño del ciclón es D3, cuyo diámetro del apex está entre 3/4" a 11/16", diámetro del vortex entre 1 3/16 a 1 1/4". En el dise-

no se considera 2 ciclones enseriados de tal manera que el primero clasifique y el segundo espese y consiga variación en % de sólidos en la lixiviación.

La bomba necesaria para la clasificación deseada es de 1 1/2" x 1" marca HIDROSTAL cuyo motor es de 1 HP de potencia y alcanza una altura dinámica de hasta 98 pies.

#### 4.3.9. Equipps Auxiliares.

a) Caldero . - Para el intercambio calorífico en los tanques de lixiviación y precipitación se utilizará un caldero CMB steam boiler modelo CMB-10L, presión de trabajo hasta 100 PSI y out put de vapor hasta 30 lb hora.

b) Bomba de vacío y compresora . - Para formación y desprendimiento de la torta de filtración se utilizará una bomba de vacío Bell & GOSSET modelo SYCT501-7 de presión hasta 50 PSIG.

d) Grupo electrógeno. - Para el suministro de energía eléctrica en toda la planta se seleccionó el grupo electrógeno CATERPILLAR modelo 3304 que desarrolla 75 KW en trabajo normal y 100 KW en emergencia.



#### 4.4 Cálculos de Ingeniería

##### 4.4.1. PREPARACION FISICA DEL MINERAL

La selección de equipos para el chancado y molienda se realizó en base a catálogos donde la capacidad y el tamaño de descarga y alimentación son factores determinantes para su selección. (Catálogo C12-B20 DENVER JAW CRUSHERS y B2-B34 DENVER GRINDING MILLS).

##### 4.4.2. EXTRACCION DEL URANIO

###### - Cálculo del Tamaño del Tanque de Lixiviación

capacidad : 10 ton/día

% sólidos : 50% (10 ton de agua)

Peso específico : 1.8 kg/lt.

Números de tanques: 3

Volúmen total de pulpa/día = Volúmen de agua + volúmen de mineral.

$$= 10 \text{ m}^3 + 10/1.8$$

$$= 10 + 5.56 = 15.56 \text{ m}^3.$$

Volúmen de cada tanque =  $15.56/3 = 5.19 \text{ m}^3.$

Si  $D = \frac{2}{3} h$  del tanque, entonces  $V = \frac{\pi D^2}{4} \times h$

$$\text{reemplazando: } V = \frac{\pi (\frac{2}{3} h)^2}{4} h \Rightarrow h = \sqrt[3]{\frac{9V}{\pi}}$$

$$h = \sqrt[3]{\frac{9 \times 5.19}{3.1416}} = \underline{2.46 \text{ m.}}$$

$$D = \frac{2}{3} \times 2.46 = \underline{1.64 \text{ m.}}$$

La selección del agitador (motor HP, tamaño del propulsor) se realizó en base al catálogo A2-B15 DENVER EQUIPMENT COMPANY.

###### - Cálculo del tamaño de las Columnas para Lixiviación Estática

La granulometría máxima a ensayar son 3" y 4", como regla el diámetro de la columna debe ser mayor a 3 veces la granulometría mayor.

Para 3" diámetro de la columna =  $3 \times 3" = 9"$ .  
más 3" de seguridad =  $9" + 3" = 12"$  = diámetro del  
1er. tipo de  
columna.

Para 4" diámetro de la columna =  $3 \times 4" = 12"$   
más 3" de seguridad =  $12" + 3" = 15"$  = diámetro del  
2do. tipo de  
columna.

Las pilas industriales van hasta 4m. de altura de mineral, para ensayos en columna se puede tomar un valor intermedio entre 2 a 4 metros de altura, Considerando que el nivel de trabajo es el techo de la planta cuya altura es de 4.50m. y necesitando 1m. de espacio entre el piso y la parte inferior y 1m. de espacio entre el nivel del techo y la parte superior de la columna, aproximadamente nos queda  $4.50 - 1.00 - 1.00 = 2.50$ m. como espacio libre para la columna, esto es  $2.50 / 0.305$  aproximadamente 8' de altura de la columna.

#### 4.4.3. SEPARACION SOLIDO-LIQUIDO

- Cálculo del Area de Sedimentación de Espesadores :

Según la fórmula  $A = \frac{F-D}{d \cdot R} Q$

donde :

A = Area de sedimentación en m<sup>2</sup>.

F = Kg. de liq./Kg. sólidos en la alimentación.

D = Kg. de liq./Kg. sólidos en la descarga

d = Densidad del líquido en Kg/m<sup>3</sup>.

R = velocidad de sedimentación calculada a partir de los ensayos JOE CLEVENGER.

Q = Kg. sólidos alimentados por hora.

Para :

F = 1 Kg.liq./1 kg.sól. (50% sólidos)

D = 1.8 Kg.liq/8.2 Kg.sól. (82% sólidos).

$$d = 1200 \text{ Kg/m}^3.$$

$$R = 0.45 \text{ m/h.}$$

$$Q = 417 \text{ Kg sól/hora.}$$

$$A(\text{m}^2) = \left( \frac{1 - 1.8/8.2}{1200 \times 0.45} \right) 417 = 0.603$$

$$A = 0.603 \times 10.764 \frac{\text{pies}^2}{\text{m}^2} \times \text{m}^2 = 6.49 \text{ pies}^2$$

$$A = 7 \text{ pies}^2 \text{ ESPESADOR } 3' \times 3' \text{ (Catálogo T5-B6 DENVER T ICKENERS)}$$

- Cálculo de Número de Etapas de Lavado en CCD de la Pulpa de Lixiviación.

(CCD = contracurrent decantation)

En un circuito donde no haya recirculación, el rendimiento de lavado está dado por :

$$S = 1 - \left( \frac{D}{F-D} \right)^n$$

Donde :

S = Rendimiento de lavado

D = m<sup>3</sup> liq/ton mineral en la descarga del espesador.

F = m<sup>3</sup> liq/ton mineral en la alimentación.

n = número de etapas.

Para un rendimiento no menor del 95%

$$1-S = \left( \frac{D}{F-D} \right)^n$$

$$1-0.95 = 0.05 = (D/F-D)^n$$

$$D = (82\% \text{ sól}) = 18/82 \times 1.2 = 0.183$$

$$F = (50\% \text{ sól}) = 50/50 \times 1.2 = 0.833$$

$$\text{Reemplazando : } 0.05 = (0.183/0.833-0.183)^n = 0.2815^n$$

$$n = 2.36 \text{ etapas} = 3 \text{ etapas.}$$

- Cálculo del Rendimiento de Lavado de la Pulpa de Lixiviación.

$$S = 1 - \left( \frac{D}{F-D} \right)^3$$

$$S = 1 - \left( \frac{0.183}{0.833-0.183} \right)^3$$

$$S = 1 - (0.2815)^3 = 0.9-77$$

$$S = 97.77\%$$

- Cálculo del Area de Filtración del Concentrado de Uranio

$$\text{Producción} = 50 \text{ Kg.U/día} = 2.083 \text{ gr.U/hora}$$

$$= 2.083 \frac{\text{gr.U}}{\text{hora}} \times \frac{842 \text{ gr.U}_3\text{O}_8}{714 \text{ gr.U.}} =$$

$$2.458 \text{ gr.U}_3\text{O}_8$$

A 70% de  $\text{U}_3\text{O}_8$

$$\text{Producción} = 2458 / 0.7 = 3511 \text{ gr.de concentrado}$$

$$= 3.511 \text{ Kg.} \times 2.2 \frac{\text{lb}}{\text{kg.}} = 7.723 \text{ lb. de}$$

concentrado.

Según el Cuadro :

Lixiviación	Purificación	Precipitante	lb.con c/hora/pie <sup>2</sup>
	IX	$\text{NH}_4\text{OH}$	5 - 10
Acida	IX	$\text{NaOH}$	3
	SX	$\text{NH}_4\text{OH}$	15 - 25
Alcalina	-	$\text{NaOH}$	6 - 8

Tomamos la torta que ofrece mayor resistencia en el filtrado, es decir aquel que produce menor lbs. de conc /hora/pie<sup>2</sup> que corresponde a lixiviación ácida, IX y NaOH con un valor de 3.

Nuestra producción es : 7.723 lbs. de conc.

Con un margen de seguridad :9 lbs. de conc.

Si 3lbs. necesita un área de 1 pie<sup>2</sup>, para 9 lbs. de conc. necesita  $9/3 = 3$  pies<sup>2</sup>.

El tambor del filtro realiza 1 revolución en 10 minutos.

Por lo tanto el tambor da  $60/10 = 6$  RPM.

Luego una revolución tendrá  $3/6 = 0.5$  pies<sup>2</sup> de área de filtración.

#### - Tamaño del Filtro

Como es un filtro de pequeña área de filtración, el diámetro debe ser mayor que el largo, de tal manera que facilite la construcción y el tendido de líneas de vacío y de soplado dentro del tambor.

Para esto tanteamos el D y L del filtro.

$$D.L = \text{Area de filtración.}$$

$$D.L = 0.5 \text{ pies}^2$$

$$\text{Si } L = 0.4D \quad D(0.4D) = 0.5$$

$$D = 0.531 \text{ pies} = 7 \frac{9}{16}''$$

$$D = 8 \text{ pulgadas}$$

$$L = 8 \times 0.4 = 3.2'$$

$$L = 3 \text{ pulgadas.}$$

$$\text{Verificando el área: } D.L = (8)(3) = 75.4 \text{ pulg.}^2$$

$$1 \text{ pie}^2 = 144 \text{ pulg.}^2$$

$$A = 75.4/144 = 0.524 \text{ pies}^2$$

$$0.524 \text{ pies}^2 \quad 0.5 \text{ pies}^2 \text{ correcto!}$$

- Cálculo de Rendimiento de Filtración.

Es proporcional al contenido del agua en la pulpa que se alimenta y en la torta filtrada, según la expresión :

$$S = \frac{F - C}{C}$$

Donde :

S = Fracción de solución recuperada.

F = Líquido de alimentación (m<sup>3</sup>/t.mineral)

C = Líquido en la torta final (m<sup>3</sup>/t.mineral).

Para nuestra operación :

$$F = 25\% \text{ sólidos} = \frac{75 \text{ m}^3 \text{ líquido}}{25 \text{ ton. mineral}} = 3 \text{ m}^3 / \text{ton. mineral.}$$

$$C = 15\% \text{ humedad} = \frac{15 \text{ m}^3 \text{ líquido}}{85 \text{ ton. mineral}} = 0.177 \text{ m}^3 / \text{ton. mineral.}$$

$$S = \frac{3 - 0.177}{3} = 0.941$$

$$S = 94.1\%$$

4.4.4. PURIFICACION DE LA SOLUCION DE URANIO

- Cálculo del Tamaño de las Columnas de Intercambio Iónico

Condiciones : líquido lixiviado : 0.5 g/l de U.

Resina empleada: RA 400

Carga de resina : 40 g/l de U=40 Kg/m<sup>3</sup> de U,

Producción : 10 ton x 0.5% = 50 Kg/día de U.

Como base del dimensionamiento se toma la duración de la elución, es decir el tiempo necesario para sacar la columna de entrada de lixiviano de su lugar del circuito, eluir el uranio fijado y colocar la columna eluida y lavada en la posición tercera de la etapa de finación.

En un ciclo normal de un sistema de 4 columnas, la etapa de elución se realiza según esta secuencia :

<u>FRACCION</u>	<u>VR</u>	<u>TIEMPO RETENCION</u>	<u>TIEMPO TOTAL</u>
1er, lavado ácido	2	10 minutos	20 minutos.
Cabeza	1/3	30 minutos	10 minutos.
Corazón	6 2/3	30 minutos	200 minutos.
Cola	5	20 minutos	100 minutos.
2do. lavado ácido	2	10 minutos	20 minutos.
Lavado en contra-corriente.	-	-	30 minutos.
Reacondicionamiento	2	15 minutos.	<u>30 minutos.</u>
			410 min. = 6h.50'

Tomando un margen de seguridad se adopta como tiempo total de elución 8 horas para cada columna. Esto hace un promedio de  $24/8 = 3$  eluciones por día, y por tanto, una carga por columna de :

$$\frac{50 \text{ Kg./día}}{3 \text{ eluciones/día}} = 16.67 \text{ Kg. de U por elución.}$$

y un volumen de resina de :

$$\frac{16.67 \text{ Kg. de U}}{40 \text{ Kg. U/m}^3} = 0.417 \text{ m}^3 = 417 \text{ l. de resina}$$

el uranio fijado por hora será :

$$\frac{16.67 \text{ Kg. U}}{8 \text{ horas}} = 2.084 \text{ Kg. U/hora.}$$

y para ello se requerirá un caudal horario de líquido lixiviado de :

$$\frac{2.084 \text{ Kg./H.} \times 1000}{0.5 \text{ g/l.}} = 4.168 \text{ lt/h.} = 69.5 \text{ lt/min.}$$

que equivale a 10VR por hora.

Este caudal corresponde al siguiente tiempo de retención:

$$tr : \frac{\text{Volumen de resina (lt)}}{\text{caudal (lt/min.)}} = \frac{417 \text{ l}}{69.5} = 6 \text{ minutos.}$$

lo cual está dentro de los valores usuales (3 a 12 minutos).

<u>- Detalles del lecho de Resina</u>	<u>Caso 1</u>	<u>Caso 2</u>
Volumen calculado :	0.417 m <sup>3</sup>	0.417 m <sup>3</sup>
Altura adoptada :	1.00 m.	0.80 m.
Sección :	0.417 m <sup>2</sup>	0.521 m <sup>2</sup>
Diámetro :	0.73 m.	0.815 m.
Caudal unitario $Q=V/sección$	9,995 $\frac{l/h}{m^2}$	8,000 $\frac{l/h}{m^2}$
Dentro de los valores usuales? (hasta 25,000 $\frac{l/h}{m^2}$ )	Si	Si
<u>- Altura Total de la Columna</u>	<u>Caso 1</u>	<u>Caso 2</u>
Altura lecho filtrante.	0.30 m.	0.30 m.
Altura lecho resina.	1.00 m.	0.80 m.
Altura expansión (100%)	1.00 m.	0.80 m.
Total :	2.30 m.	1.90 m.

Discusión . - Entre ambos casos, la diferencia de diámetros es menor de 9 cm. mientras que la diferencia de alturas es de 40 cm. Puesto que necesitamos ganar en altura para mayor estabilidad del trailer, preferimos el diseño de la columna del Caso 2, empero haciendo un pequeño reajuste del diámetro.

$$h = 4V / D^2 \quad (\text{altura de la columna despejada a partir de la fórmula del volumen}).$$

para un diámetro exacto de 80 cm.

$$h = 4 \times 0.417 \text{ m}^3 / 3.1416 \times 0.8^2 \text{ m}^2 = 0.83 \text{ m.}$$

Las dimensiones del diseño de la columna es :

diámetro : 0.80 m.

altura : 1.96 m.



- Cálculo de las dimensiones del decantador-mezclador para extracción por solventes.

Condiciones : Líquido lixiviado : 2.0 gr.U/lt.

Solvente empleado : ALAMINE 336 ó ADOGEN 364

Carga del solvente : 5 gr.U/lt.

Producción : 50 Kg.U/día.

Una solución de 2 gr.U/lt., para 50 Kg.U/día equivale a un caudal horario de

$$Q_a = \frac{50 \text{ Kg.U}}{\text{día}} \times \frac{\text{día}}{24 \text{ h.}} \times \frac{1000 \text{ gr.}}{1 \text{ Kg.}} \times \frac{1}{2 \text{ gr./lt.}} = 1042 \text{ lt/hora.}$$

Como relación de fases  $P=O/A$  debe ser igual o mayor a 1.5

$$Q_o \text{ (caudal de orgánico)} = 1,042 \times 1.5 = 1563 \text{ lt/hora.}$$

$$Q_t \text{ (caudal total)} = Q_o + Q_a = 1042 + 1563 = 2605 \text{ lt/hora.}$$

$$V \text{ mezclador} + \frac{Q_t \times \text{tpo. de retención.}}{60 \text{ minutos.}}$$

$$\begin{aligned} \text{Tiempo de retención (según ensayos laboratorio)} &= 30 \text{ seg.} \\ &+ \text{seguridad} = 1'30 \text{ seg.} \\ \hline \text{total} &= 2 \text{ minutos.} \end{aligned}$$

$$V_m = \frac{2605 \times 2}{60} = 86.83 \text{ lt.}$$

Dato práctico :  $C_{su} = 20-40 \text{ lt/min./m}^2$  de sección transversal

$C_{su}$  = capacidad de superficie unitaria.

En nuestro diseño  $Q_a = 1042 \text{ lt/hora} = 17.4 \text{ lt/min.}$

Para  $C_{su} = 40 \text{ lt/min./m}^2$

$$A = Q_a / C_{su} = 17.4 : 40 = 0.435 \text{ m}^2 \text{ área del decantador.}$$

Dimensiones del mezclador

- Base cuadrada condiciones.

- Altura entre 50 - 100cm.

$$\text{tomando } l = 0.4 \text{ m.}$$

$$\text{Area} = 0.4 \times 0.4 = 0.16 \text{ m}^2$$

$$\text{Altura} = \text{volumen/área} = 0.09 / 0.16 = 0.563 \text{ m.}$$

redondeando la altura = 0.6 m.

dimensiones del mezclador : lado 0.4 m.

altura 0.6 m.

#### Dimensiones del Sedimentador

- Area =  $0.435 \text{ m}^2$

condiciones.

- Ancho = 0.4 m.

Area = largo x ancho =

Largo = Area/ancho =  $0.435/0.4 = 1.09 \text{ m}$ .

Dimensiones del sedimentador : largo = 1.09 m.

ancho = 0.4 m.

altura = 0.6 m.

#### Características del Agitador

Diámetro del agitador =  $1/3$  diámetro del mezclador.

=  $1/3 \times 0.4 \text{ m} = 0.133 \text{ m}$ .

Potencia del motor =  $1/2$  a  $1 \text{ HP/m}^3$  de volumen.

=  $1 \times 0.09 = 0.09 \text{ HP} = 3/32 \text{ HP}$ .

Velocidad Periférica = 150 a 300 m/min. (promedio = 225 m/min)

$225 = n \times 2\pi R$  (donde  $n = \text{RPM}$  y  $R = \text{radio del agitador}$ ).

$n = 225/2 \times 3.1416 \times 0.6667 = 53.7 \text{ RPM}$

#### 4.4.5. PRECIPITACION

- Cálculo del Tamaño del Tanque de Precipitación.

Producción :  $50 \text{ Kg.U/día} = 2.083 \text{ Kg.U/hora}$ .

Concentración de la solución a precipitar :  $10 \text{ g.U/lt}$ .

Volumen de solución =  $2,083/10 = 208.3 \text{ litros/hora}$ .

Tiempo de digestión (precipitación) = 2 horas.

Volúmen del tanque =  $208.3 \text{ lt/hora} \times 2 \text{ horas} = 416.6 \text{ lt} = 0.417 \text{ m}^3$

Volumen del tanque + seguridad =  $0.5 \text{ m}^3$

Diámetro del tanque =  $2/3$  de la altura.

$$V = \pi R^2 h = \frac{\pi D^2 h}{4} = \frac{\pi (2/3h)^2 h}{4} = \frac{\pi h^3}{9} = 0.5 \text{ m}^3$$

$$h = 1.13 \text{ m.}$$

$$h + \text{seguridad} = 1.2 \text{ m.}$$

$$D = 2/3 \times 1.2 = 0.8 \text{ m.}$$

#### Sistema de Agitación

Tamaño del agitador, Potencia y RPM del motor extraída del catálogo A2-B15 DENVER AGITATORS.

#### 4.4.6. CLASIFICACION

##### - Selección del Tamaño del Ciclón

Haciendo el balance del circuito tenemos :

i) En el rebose del ciclón o over flow (50% sólidos)

gravedad específica del mineral (1.8-4.0)

mineral = 417Kg/hora = 6.95 Kg/min. = 3.86 lt a 1.74 lt.

agua = 6.96 Kg/min. = 6.95 lt.

total pulpa = 13.90 Kg/min. = 8.69 a 10.81 lt.

ii) En la descarga del ciclón o under flow (80% sólidos)

mineral = 6.95 x 0.5 = 3.475 Kg/min. = 1.93 a 0.87 lt.

(50% carga circulante)

agua = 3.475 x 0.2 = 0.695 Kg/min. = 0.695 lt.

total pulpa = 4.17 Kg/min. = 0.565 a 2.625 lt.

Como alimentación = rebose + descarga

iii) En la alimentación al Ciclón

mineral = 6.95 + 3.475 = 10.425 Kg/min. = 5.89 a 2.61 lt.

agua = 6.95 + 0.695 = 7.645 = 7.645 lt.

total pulpa = 18.07 Kg/min. = 10.255 a 13.535 lt.

La gravedad específica de la pulpa variará entre

18.07/13.535 = 1.34 a 18.07/10.255 = 1.76

El volumen de pulpa variará entre

10.255 x 0.2642 = 3.58 GPM y 13.535 x 0.2642 = 2.71 GPM.

factor 1 lt = 0.2642 galones.

iv) Según la fórmula propuesta por H.L. Mular y A. Jull del

"The Selection of Cyclones classifiers, pump and pump box for grinding circuits".

$$X_{500} = \frac{13.2V^{0.675} e^{(-0.301 + 0.945V - 0.00356V^2 + 0.0000684V^3)}}{AP^{0.3} V s.g - 1}$$

Donde :

$X_{50C}$  = malla en micrones que clasifica con 50% de eficiencia pasando 80%.

$D$  = tamaño del ciclón en pulgadas

$V$  = volumen a tratar en GPM.

$AP$  = presión, tomamos 10PSI

s.g. = gravedad específica de la pulpa.

Reemplazando para el mayor galonaje, es decir  $V=3.58$  GPM;

$AP=10$  PSI, s.g. = 4.0 y  $X_{50C}=150$  micrones (malla 100)

$$2.11 = D^{0.675}$$

Donde :

$$D = 3.032'' = 3 \frac{1}{32}$$

aproximado :

Tamaño del ciclón = 3 pulgadas.

verificando para  $V=2.71$  GPM,  $AP=10$  PSI, s.g.=1.8 y  $D=3''$

resulta un  $X_{50C}=501$ , es decir malla 32.

Rango de clasificación entre malla 32 a 100 correcto!

#### - Cálculo del Número de Ciclones necesarios

La carga de un ciclón será :

$$Q = 0.7 V AP D^2$$

Donde :

$Q$  = carga del ciclón en GPM

$AP$  = presión igual a 10 PSI

$D$  = tamaño del ciclón en pulgadas.

$$Q = 0.7 V 10 3^2 = 19.92 \text{ GPM.}$$

Como necesitamos clasificar solamente 3.58 GPM, un ciclón solamente será necesario.

#### - Cálculo del Vortex

El vortex debe ser :  $Vortex = 0.4D$

$$\text{Vortex} = 0.4 \times s = 1.2''$$

Es decir Vortex = 1 3/16 a 1 1/4 de pulgada.

- Cálculo del Apex

Según mular y J Ilk.

$$\text{Apex}'' = 4.162 - \frac{16.43}{2.65 - 2.g. + \frac{100 \text{ s.g.}}{Pu}} + 1.10 \ln(u/s.g.)$$

Donde : s.g. = gravedad específica del mineral

Pu = % sólidos en la descarga del ciclón

U = TPD tratado

$$\begin{aligned} \text{Reemplazando } Pu = 80\%, u=10 \text{ y } s.g.=1.8 \text{ se obtiene apex}'' \\ = 0.748 = 3/4'' \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Pu = 80\%, u=10 \text{ y } s.g.=4.0 \text{ se obtiene apex}'' \\ = 0.669 = 11/16'' \end{aligned}$$

- Cálculo de Bombas

Bombas para Pulpas

Para el bombeo de pulpas necesitaremos 4 bombas :

- (1) Para bombear la descarga del molino a los ciclones
- (2) Para bombear de los tanques de lixiviación al espesador 1.
- (3) Para recircular pulpa y/o cambiar tanques de lixiviación.
- (4) Para bombear la descarga del espesador 2 al espesador 3.

Puesto que van a bombear para los 4 casos el mismo caudal de pulpa y a condiciones de altura estática y % sólidos similares, el presente cálculo servirá para seleccionar el tamaño de las 4 bombas.

1) Cálculo de Pérdidas por Fricción

$$\text{pulpa} = 1.34 - 1.76 \text{ kg/lt.}$$

$$Q = 2.71 - 3.58 \text{ GPM.}$$

$L = 30'$  (longitud de la línea)

$D = 1\ 1/2''$  (diámetro de la línea)

$$V \text{ (velocidad)} = \frac{Q}{A} = \frac{4Q}{D^2} = \frac{4 \times 3.58 \times 3.7853 \times 10^{-3}}{(1.5 \times 0.0254)^2} \text{ m/mn.}$$

$$V = 11.9 \text{ m/mn.} = 0.198 \text{ m/seg.}$$

$$h_f \text{ (altura perdida)} = f \times \frac{LV^2}{D \times 2g}.$$

por fricción.

donde :

$f$  = coef. pérdida por fricción, asumimos 0.03 máx. valor.

$g$  = aceleración de la gravedad  $9.81 \text{ m/seg.}^2$

$$h_f = 0.03 \frac{30 \times 0.3048 \times 0.198^2}{1.5 \times 0.0254 \times 2 \times 9.81} \text{ m}$$

$$h_f = 0.0144 \text{ m} = 0.0472' \text{ valor pequeño.}$$

#### ii) Cálculo de la Altura Estática

Como la carga hidrostática es la misma

$d \text{ pulpa} \times \text{altura pulpa} = d \text{ agua} \times \text{altura agua.}$

$$d \text{ pulpa} = 1.74$$

Altura pulpa = altura de la planta  $\times 1.3$

1.3 = factor de seguridad 30%.

$$d \text{ agua} = 1.0$$

Presión agua = ¿?

$$\text{Presión agua} = \frac{1.74 \times 10' \times 1.3}{1.0} = 22.62 \text{ pies.}$$

$H_e F$  (altura estática) = presión agua +  $h_f$ .  
efectiva.

$$H_e f = 22.62 + 0.0472 = 22.67 \text{ pies.}$$

Con esta altura efectiva nos remitimos al catálogo

1-120-10 de BOMBAS HIDRUSTAL y seleccionamos la bomba B1-1M de  $1'' \times 1\ 1/2''$ .

Bombas para soluciones líquidas

Para el bombeo de soluciones necesitamos 10 bombas:

Cantidad

- (1) Para bombear solución rica de uranio.
- (1) Para bombear solución pobre de uranio.
- (1) Para bombear solución de lavado del espesador 2 al 3
- (1) Para bombear eluyente cargado de SX a precipitación.
- (1) Para bombear eluyente cargado de IX a precipitación.
- (1) Para bombear solución ácida (acuoso agotado de IX) para el proceso ELVEX.
- (3) Para bombear solución eluyente fresca, solución ácida de lavado y agua para las operaciones de IX
- (1) Para bombear orgánico para SX.

Total 10

Como se ha visto en el cálculo de las bombas para pulpa, la pérdida de altura por fricción es despreciable, se puede seleccionar el tamaño de las 10 bombas omitiendo dicho cálculo.

Ahora bien, lo ideal sería calcular separadamente para las 10 bombas puesto que dan diferentes servicios, pero a pesar de estas diferencias (líquidos de naturaleza, peso específico y caudales diferentes), lo más recomendable es seleccionar un único tamaño para las 10 bombas ya que ofrece ventajas en el mantenimiento y cambio de repuestos, además de que el precio de las bombas para uno u otro servicio difieren muy poco.

En base al mayor caudal (5 GPM aprox.) se selecciona la bomba VANTON 60B de 1" de descarga por 1 1/4" de succión, especial para trabajos de bombeo de ácidos y bases fuertes, solventes y líquidos viscosos. El material de block seleccionado es Teflón como aconseja la VANTON ENGINEERING DEPARTMENT, en su catálogo 10.0 el cual transcribimos parcialmente.



MATERIAL DEL BLOCK

FLUIDO	POLIETILENO	POLIPROPILENO	TEFLON	ACERO INOXIDABLE
Aminas	C	A	A	A
Tributil Fosfato	C	A	A	A
Kerosene	C	B	A	A
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	C	A	A	B
C <sub>a</sub> CO <sub>3</sub>	A	A	A	A
NH <sub>4</sub> OH	A	A	A	A
N <sub>a</sub> OH	A	A	A	B
H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	-	A	A	A
ClN <sub>a</sub>	A	A	A	A
Agua Des-tilada	A	A	A	B

- A = Excelente  
 B = Regular  
 C = No aplicable.

4.4.7. SECADO

- Cálculo del Tamaño del Secador.

Según Sullivan, Maler y Ralston (U.S. Bureau Mines Tech. paper 384), sacado del Manual de Ingeniero Químico de Perry, el tiempo de paso de un secador rotatorio es :

$$\theta = \frac{0.19L}{NDS}$$

Donde :  $\theta$  = Tiempo de paso en mñ.

L = Long. del secador en m.

N = RPM del secador

D = Diámetro del secador en m.

S = Pendiente del secador en m. por m.

Asumiendo :

$\theta = 2$  minutos (tiempo suficiente para el secado)

$L = 5'$  (por el espacio disponible).

$N = 6$  RPM (definido por el tamaño del motoreductor)

$S = 0.1$  (pendiente aconsejada).

Hallamos :

$$D = 0.19L/NS\theta$$

$$D = 0.19 \times 5 \times 0.3048/6 \times 0.1 \times 2$$

$$D = 0.2413m. = 9 \frac{1}{2}''$$

Redondeando:

$$D = 10''$$

Por lo tanto, tamaño del secador : diámetro 10"

largo 5'

#### 4.4.8. AUXILIARES

##### - Cálculo del Grupo Electrógeno

El consumo de energía de la planta es como se describe:

<u>Cantidad</u>	<u>Equipo</u>	<u>Consumo HP</u>
1	Chancadora de mandíbula DENVER 8"x10"	10.0
1	Molino de bolas DENVER 30"x54"	10.0
3	Agitadores DENVER para lixiviación 7.5 HP c/u.	22.5
2	Agitadores DENVER para precipitación 1.5 HP c/u.	3.0
4	Espesadores DENVER 3'x3' 0.25 HP c/u	1.0
2	Filtros tambor 8"x3" 0.10 HP c/u.	0.2
1	Secador rotatorio 10"x60"	0.1
4	Bombas HIDROSTAL 1 x 1 1/2 1.0 HP c/u	4.0
10	Bombas VANTON 1 x 1 1/4 0.5 HP c/u	5.0
6	Agitadores para equipo de SX 0.1 HP c/u	0.6
1	Bomba de vacío 27.5" de Hg. 0.25 HP	0.25
1	Compresora 50 lb. 0.25 HP	0.25
1	Caldero 30 lb.he. salid- 0.5 HP	0.5
15	Focos de alumbrado de 40 Watts=0.0536 HP c/u	0.8
<b>Total consumo</b>		<b>49.20 HP</b>

$$1\text{HP} = 746 \text{ Watt.}$$

$$49.2 \times 746 = 36,703 \text{ Watts} = 36.7 \text{ Kw.}$$

Como factor de seguridad 100%

$$36.7 \times 2 = 73.4 \text{ Kw.}$$

En base a este consumo elegimos el grupo electrógeno CATERPILLAR, modelo 3304 que desarrolla 75 Kw. en trabajo normal.

### - Cálculo del Caldero

Haciendo el balance térmico, tenemos la cantidad de masa total a calentar :

$$\text{en lixiviación (50\% sólido)} \quad \frac{\text{TPD}}{\frac{\% \text{sólidos} \times \text{N}^\circ \text{ tanques}}{100}} = \frac{10 \text{ Ton/día}}{0.5 \times 3} = 6.67 \frac{\text{Ton}}{\text{día}} = 611.4 \text{ lb/h}$$

$$\text{en precipitación (solución 10Gr.U/lt)} \quad \frac{\text{Kg.U/día} + \frac{\text{gr.U/día}}{[U]}}{\text{N}^\circ \text{ tanques.}} = \frac{50 + \frac{50 \times 10^3}{10}}{12} = 420.8 \frac{\text{Kg.}}{\text{día}} = 38.6 \text{ lb/h.}$$

$$\text{N}^\circ \text{ tanques} : \frac{24 \text{ horas/días}}{\text{tpo. digestión}} = \frac{24}{2} = 12$$

La masa total a calentar es :  $611.4 + 38.6 = 650 \text{ lb/hora.}$

Ahora, el calor desarrollado por el caldero es :

$$Q = m(H_2 - H_1) \quad \text{donde : } Q = \text{calor}$$

$m = \text{masa}$   
 $H = \text{entalpías.}$

Para la presión de 100 PSI (presión del caldero)

de tablas  $H_1 = 298.4 \text{ BTU/lb}$  (líquido)

$H_2 = 1187.2 \text{ BTU/lb}$  (vapor).

$m = \text{masa de vapor del caldero} = 30 \text{ lb/h.}$

$$Q = 30 \text{ lb/h} (1187.2 - 298.4) = 26,664 \text{ BTU/h.}$$

Este calor es intercambiado por los 650 lb/hora cuyo  $C_p = 0.34 \text{ BTU/lb}^\circ\text{F}$

(Standard Hand Book for Mechanical Engineers pág. 4.11-6.7)

$$Q = m (T_F - T_i) C_p \quad \begin{array}{l} T_i = \text{temp. inicial } (-14.25^\circ\text{C} = 6.35^\circ\text{F}) \\ T_F = \text{temp. final } (?) \end{array}$$

$$26,664 \frac{\text{BTU}}{\text{hr}} = 650 \frac{\text{lb}}{\text{hr}} (T_F - 6.35) \times 0.34 \frac{\text{BTU}}{\text{lb} \times ^\circ\text{F}}$$

$T_F = 127^\circ\text{F} = 95^\circ\text{C}$  temperatura suficiente para el proceso

Considerando 15% pérdidas de calor

$$26,664 \times 0.85 = 650 (T_F - 6.35) 0.34 \quad T_F = 109^\circ\text{F} = 77^\circ\text{C}$$

A nivel industrial, en casos extremos la temperatura de lixiviación y precipitación son  $75^\circ\text{C}$  y  $65^\circ\text{C}$ , respectivamente.

El caldero elegido es el CMB Steam Boilers modelo CMB-10L cuyo rango de presión de trabajo es 0-10 PSI y una salida de 30 lb hr. que satisface exactamente nuestras necesidades.

#### - Cálculo del Equipo de Vacío y Compresora

La formación de la torta y el soplado del concentrado de uranio estará realizada por 1 bomba de vacío Bell & Gosset, modelo SYC21-1, de vacío hasta 27.5" de Hg. y por una compresora también Bell & Gosset de 35 lbs. de capacidad, modelo SYCT 501-1 con presión hasta 50 PSIG

Para la selección de un compresor para sistema de aire comprimido y de una bomba de vacío se debe encontrar el flujo de aire requerido, el factor de carga, tipo de motor, tipo de distribución de aire, velocidad de bombeo y diámetro de las líneas (Ingeniería Mecánica de HICK "Compresoras para aire y gas y sistemas de vacío" pág. 3-317/3-325). En nuestro caso estos cálculos no fueron determinados puesto que el tamaño de nuestros filtros (2) 8"x3" el requerimiento de vacío y aire de soplado es mínimo.

#### 4.6. PRESUPUESTO Y FINANCIACION

##### 4.6.1. INVERSION PERMANENTE

a) Camión-remolque	S/.	80'000,000
b) Equipos y maquinarias		
1 Jaw Crusher DENVER 8"x10"		7'000,000
1 Molino de bolas DENVER 30"x54"		25'000,000
3 Agitadores DENVER para lixiviación 24" Ø		9'000,000
2 Agitadores DENVER para precipitación 12" Ø		4'000,000
4 Espesadores DENVER 3'x3'		16'000,000
2 Filtros tambor 8"x3"		5'000,000
1 Secador rotatorio 10"x60"		2'500,000
4 Bombas HIDROSTAL 1x 1 1/2		6'000,000
10 Bombas VANTON 1x 1 1/4		15'000,000
6 Agitadores para equipo de solventes		4'500,000
2 Ciclones 3"Ø		4'000,000
1 Bomba vacío Bell & Gosset 27.5" Hg.		2'000,000
1 Compresora Bell & Gosset 35 lb.		2'000,000
1 Caldero CMB 30 lb.hora		2'000,000
1 Grupo electrógeno CATERPILLAR 75 Kw.		25'000,000
6 Unidades mezclador-decantador por solventes.		2'000,000
4 Columnas 0.8 mØ x 1.96m. para resinas.		4'000,000
4 Columnas para lixiviación estática		4'000,000
		<u>139'000,000</u>
c) Equipo construido en planta : cajones, canales tolvas, tanques, chutes, estruc- tura de la planta.		40'000,000
d) Accesorios eléctricos y de control, vál- vulas, flujómetros, termómetros, manóme- tros.		30'000,000
e) Equipos de laboratorio, maestranza, he- rramientas de carpintería y de mecánica.		40'000,000
	Total	329'000,000
	10% imprevistos	32'900,000
Total Inversión Permanente	S/.	351'900,000
	US\$	159,955

4.6.2. Costo de Producción

a)	Materia Prima : Mineral 10 Ton/día.	
	300 días/año x 10 Ton/día = 3000 ton/año.	
	3000 ton/año x 15,000 soles/Ton	45'000,000
b)	Reactivos	
	Reactivo lixivante ( $H_2SO_4-CO_3Na_2-CO_3HN_a$ )	
	Oxidante ( $MnO_2$ )	
	Solvente Orgánico-Keroseno	
	Resina intercambiadora	
	Eluyentes ( $NO_3NH_4-SO_4NH_4-ClNa$ )	
	Precipitantes ( $NaOH-NH_4OH-H_2O_2$ )	
	Floculantes, reactivos de filtración.	
	Cal	
	Otros.	
		70'000,000
c)	Personal:	
	1 Ingeniero Metalug., Jefe de Planta.	S/. 1'000,000/mes
		12'000,000
	1 Laboratorista-analista	800,000/mes
		9'600,000
	3 Técnicos I (1 por guardia).	700,000/mes
		25'200,000
	6 Técnicos II (2 por guardia).	600,000/mes
		21'600,000
		68'000,000
d)	Gastos diferidos: bolas de molinos, chaquetas, blindajes de chancadora, mantenimiento, mecánico, lubricantes, etc.	20'000,000
e)	Energía eléctrica (petróleo)	
	50Kw/ton x 3000 ton/año=150,000 Kwh.	
	1 Kwh = 30 soles	4'500,000
f)	Transporte de concentrado	6'000,000
g)	Depreciación.	
	$D = (c-w) \frac{R}{(1+R)^n - 1}, R=55\%$	

$$D = 352'000,000 \times \frac{0.55}{(1.55)^5 - 1}; R=55\%$$

$$D = 24'360,000$$

<u>Total</u>	
Costo de Producción/año S/.	213'900,000
Interés bancario 55%	<u>117'645,000</u>
Costo de Producción anual directa.	331'545,000
Depreciación	<u>24'360,000</u>
TOTAL	S/. 355'905,000

$$\text{Costo por tonelada} = 355'905,000 : 3000 = \text{S/. } 118,655.00$$

$$1 \text{ US\$} = \text{S/. } 2,200$$

$$\text{En dólares} : 53.93$$

#### 4.6.3. Ingeniería Económica

En primer término determinamos la ley crítica del mineral el cual hay equilibrio entre la ganancia y la pérdida.

$$1 \text{ lb. conc. U } (75\% \text{ U}_3\text{O}_8) = 20 \text{ US\$}.$$

$$1 \text{ ton} \times \text{ley} \times \text{factor} \frac{\text{U}_3\text{O}_8}{\text{U}} \times \frac{\text{Recuperación}}{\text{pureza de conc.}} \times \text{lb/ton} \times \text{US\$/lb} = \text{costo de producción 1 lb/}$$

$$1 \text{ ton} \times \text{ley} \times 1.179 \times \frac{0.90}{0.76} \times 2200 \text{ lb/ton} \times 20 \text{ US\$/lb} = 53.38 \text{ US\$}.$$

Ley = 0.087% es decir leyes menores de 0.087% U hace antieconómico el tratamiento del mineral en la planta.

Ahora bien, suponiendo que nuestro mineral tiene 0.15% como ley promedio calculemos la ganancia. (ley promedio del mineral de Colquijirca 0.24% U).

$$\text{Valor de venta del conc. de U. contenido en 1 tonelada de mineral} = 0.0015 \times 1.179 \times \frac{0.90}{0.76} \times 2200 \times 20 = 92.15 \text{ US\$}$$

$$\text{Ganancia} = \text{Valor de venta} - \text{costo de producción}$$

$$= 92.15 - 53.93 = 38.22 \text{ US\$}$$

$$\text{Para 10 ton/día} = 38.22 \times 10 = 382.2 \text{ US\$/día.}$$

Como el costo de la planta es 159,955 US\$

El tiempo que necesitaremos para pagar el costo de la planta será

$$159,955 : 382.2 = 418.5 \text{ días}$$

$$= 14 \text{ meses} = 1 \text{ año } 2 \text{ meses.}$$

#### 4.6.4. Financiación

Tenemos 3 posibilidades de financiación :

Posibilidad I : Que la empresa financiera sea el mismo IPEN ( Instituto Peruano de Energía Nuclear) por 2 posibles canales : (1) solicitar presupuesto para el año 1984, incluyendo la partida "Planta Piloto" equivalente a 352 millones de soles, y (2) racionalizar y/o cortar partidas internas del IPEN hasta cubrir los 352' millones de soles.

Posibilidad II : Que la financiación esté a cargo de una Entidad del Estado y pueden ser COFIDE-CONADE, MINERO PERU, MINPECO y BANCO MINERO. El primero no se le ha visto deseos de financiación a los programas mineros; el segundo apenas ha logrado poner en marcha algunos de sus propios proyectos; MINPECO sólo proporciona ayuda para la comercialización de minerales o concentrados y el BANCO MINERO que muestra más voluntad en el desarrollo minero-metalúrgico del país.

Aunque el Banco Minero por ser "Banco", con sus leyes orgánicas y estatutos que conllevan a evitar pérdidas y no correr riesgos puede ser la segunda posibilidad.

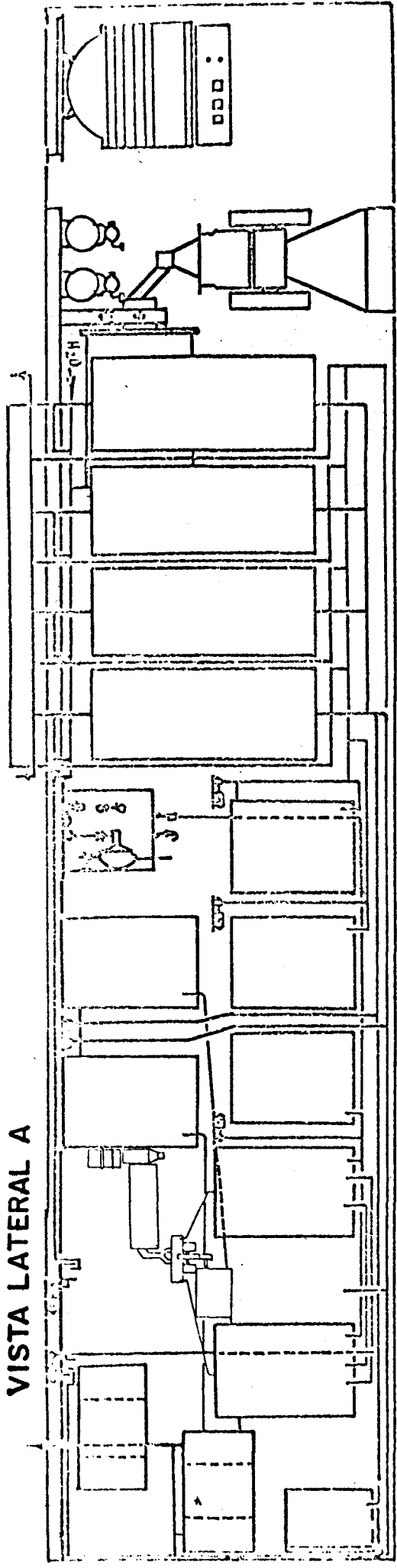
El Banco Minero realizará estudios técnicos, económicos y legales y luego la Gerencia someterá la solicitud al Directorio para su resolución, teniendo en cuenta las garantías ofrecidas.

Posibilidad III : Cooperación de Organismos Internacionales de Asistencia técnica y Entidades afines : ( OEA, AEA, etc.)

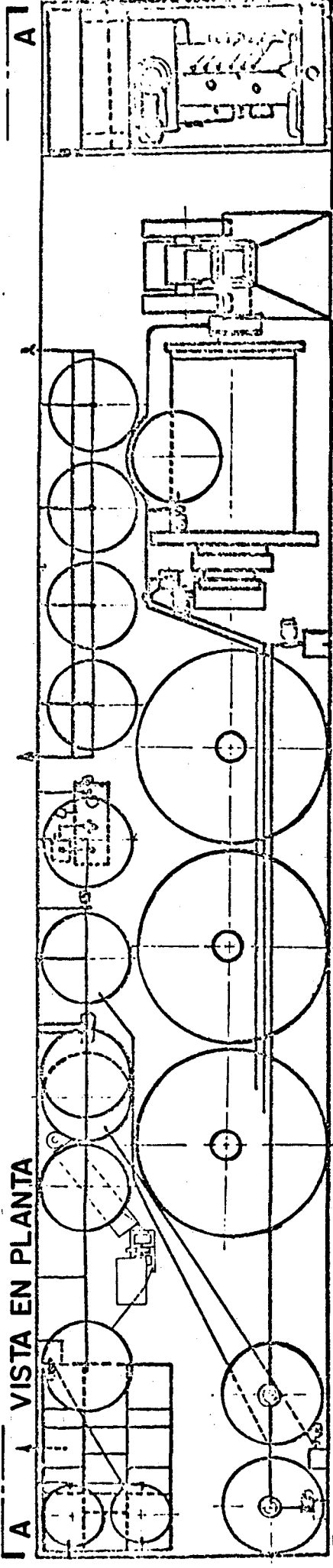
Nosotros nos inclinamos por la Posibilidad I como la más factible y en segundo lugar la Posibilidad III.



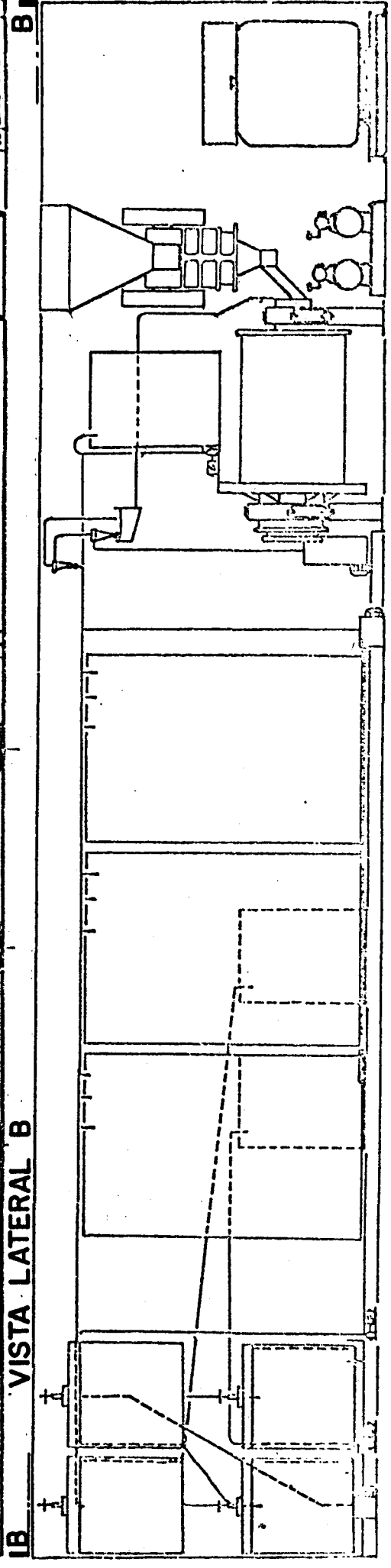
VISTA LATERAL A

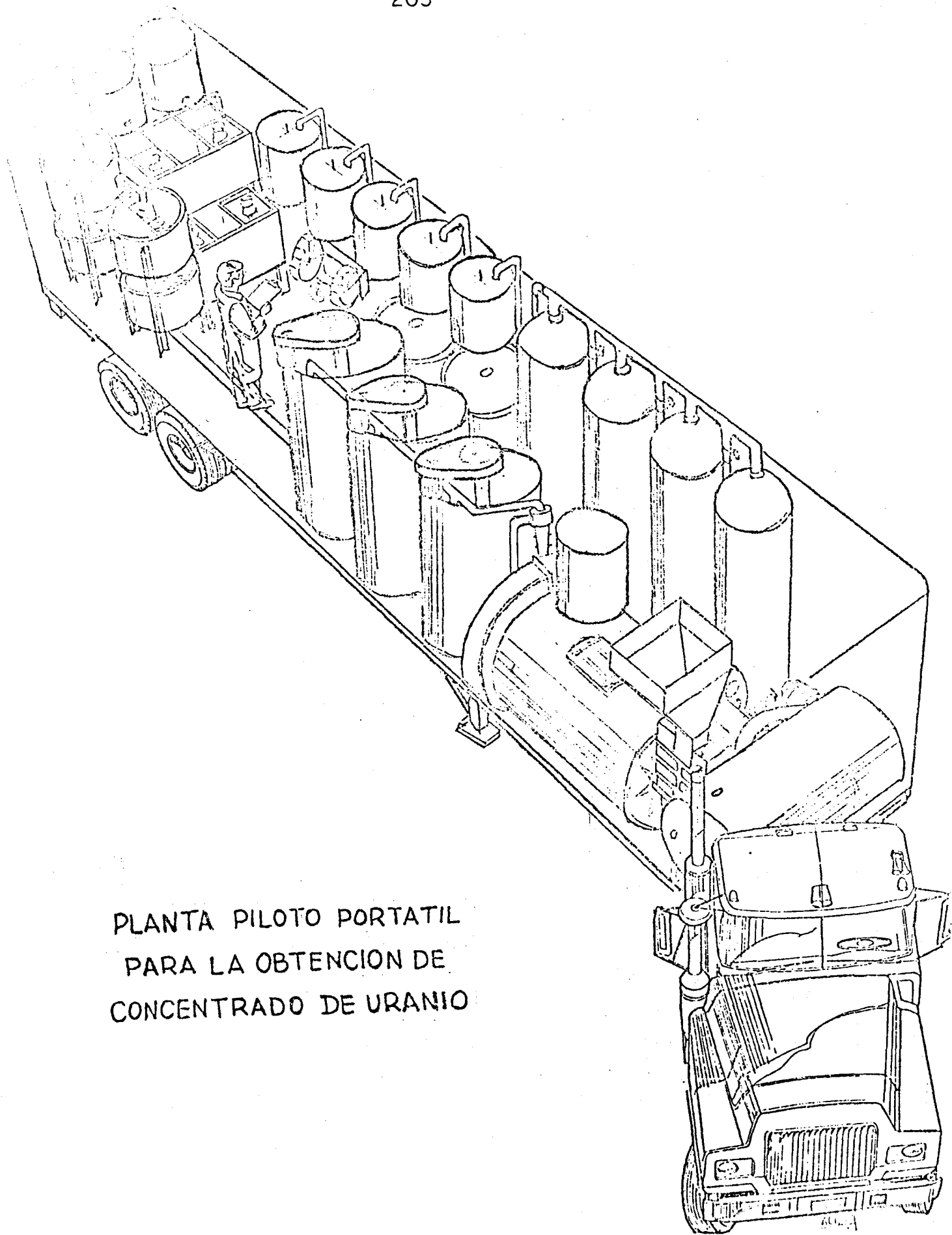


A VISTA EN PLANTA



VISTA LATERAL B





PLANTA PILOTO PORTATIL  
PARA LA OBTENCION DE  
CONCENTRADO DE URANIO

5.0 CONCLUSIONES

5.1. *Generales*

5.2. *Particulares*

5.3. *Sugerencias.*

APENDICE

BIBLIOGRAFIA

## 5.0. CONCLUSIONES

### 5.1 Generales

1. El Perú debe prepararse para participar en la demanda energética por medio de la Energía Nuclear. Esta preparación debe ser planificada a corto, mediano y largo plazo y debe referirse a factores físicos y humanos con capacidad y número suficiente, todo ello de acuerdo a la realidad económica en que vive el país.

2. El ingreso a la demanda de la energía nucleoelectrónica requiere de una participación multidisciplinaria y encontramos en primer plano al Profesional Geólogo, Minero y Metalúrgico en busca del ansiado mineral de uranio, de la explotación y de la producción de la materia prima (concentrado de uranio) para luego purificarlo y usarlo como combustible nuclear en el reactor. La Metalurgia Extractiva del Uranio debe iniciarse y hacerse sentir sus progresos para incentivar y exigir el desarrollo de las otras disciplinas profesionales en el Perú (mecánica, eléctrica, electrónica, civiles, etc.).

3. El Instituto Peruano de Energía Nuclear -IPEN- puede ser autónomo, sostenerse y desarrollarse bajo rentas propias, producto de la participación en el mercado internacional del uranio con la producción industrial de concentrado, en un plazo razonable.

4. La Seguridad y Radioprotección es imprescindible al desarrollo de la Energía Nuclear, tendrá que ir hallando formas de evitar y disminuir los riesgos de su utilización.

### 5.2. Particulares

1. El mineral de uranio en estudio es proveniente del Dpto. de Puno, es una tola volcánica, friable de color gris claro con inclusiones de autunita y meta-autunita.

2. El análisis granulométrico revela que llega fácilmente a partículas finas advirtiéndose pensar desde ya en un circuito de extracción y control de polvos en el circuito de chancado.

3. Los ensayos convencionales de extracción alcanzaron rendimientos aceptables. La lixiviación estática con 97% de recuperación y la lixiviación por agitación con ensayos unitarios de 300 gr. con recuperaciones del 80%. Este último rendimiento se puede mejorar aumentando la severidad del ataque del mineral en la lixiviación.

4. El mineral en estudio no exige una molienda fina, el rendimiento de extracción es directamente proporcional al consumo de ácido sulfúrico, se logró 96% de rendimiento con 63.5 Kg.  $H_2SO_4$ /ton. No hay un aumento sensible en la extracción con el aumento de la relación sólido:líquido y con el tiempo de agitación ya que el mineral es relativamente rico. Con variaciones de temperatura bajo cero se alcanzó recuperaciones hasta 80% y temperaturas mayores a la ambiental alcanzó extracciones del orden del 95%.

5. En los ensayos de purificación con resinas se averiguaron la carga máxima para las resinas IRA 99, IRA400 y DOWEX 21K, resultando 42.08, 43.51 y 58.0 gU/lit de resina, respectivamente; en lo que respecta a solventes orgánicos se halló la carga máxima del ALAMINE 336 resultando 5.6 gr.U/lit de solvente.

6. Aparece un problema en el ajuste de PH de soluciones lixiviadas que es la formación de precipitados por envejecimiento. Para definir el problema se elaboró un programa de ensayos de fijación con resina IRA 99 y 400 y ensayos de elución con 7 eluyentes diferentes, ensayos de precipitación integral y fraccionada con adición de Fe. El problema se define por la alta concentración del P en las soluciones y poco Fe, manteniéndose complejado el P como fosfato de uranilo y no como fosfato férrico.

7. De los métodos de precipitación el inverso resultó ~~mas~~ mas eficiente seguido del  $H_2O_2$  y del directo, obteniéndose concentrados de uranio de 96.69, 93.75 y 87.56%  $U_3O_8$ , respectivamente.

8. Se realizaron ensayos de separación sólido : líquido. En ensayos de sedimentación libre para pulpas de lixiviación y lavado del mismo obteniéndose rendimientos de lavado mayores a 95% y ensayos de filtración del concentrado de uranio con un rendimiento de 94.1%

9. En el diseño de planta piloto, el tipo portátil se muestra como la mejor alternativa técnica-económica para el tratamiento de minerales de uranio por las siguientes razones :

- Ahorro del costo del transporte y acarreo del mineral.
- La inversión realizada en la planta es reutilizable en más de 1 proyecto.
- Bajo costo de mantenimiento.
- Flexibilidad en el Flow Sheet.
- Operatibilidad y
- Disponibilidad.

10. El monto de inversión es del orden de los 160,000 US\$, en el caso que la planta opere en forma estable con una pequeña producción de 50 Kg.U/día, la inversión es pagada en 1 año, 2 meses. (El costo de inversión no incluye el costo de ensamble de la planta).

11. El costo de producción/tonelada es de 53.93 US\$ y en el caso más desfavorable, la ganancia es del orden del 41.5% del costo de producción. La ley crítica del mineral en el cual hay equilibrio entre la ganancia y la pérdida es igual a 0.087%U.

12. Existen 3 posibilidades de financiación : el IPEN, Banco Minero y Organismos Internacionales de Ayuda Técnica. Nos inclinamos por la 1era. y 3era. posibilidad en ese orden.

### 5.3. SUGERENCIAS

1. En la etapa de fijación (IX), ver la influencia del pH con respecto a la concentración de U, Fe y P. fijados.
2. Agregar adrede cantidades conocidas de Fe férrico en lixivios previo al paso del mismo por la columna de IX con la finalidad de observar variaciones que pueden ocurrir en la fijación.
3. Correr ensayos de precipitación fraccionadas a diferentes relaciones de Fe férrico :  $PO_4$  y graficar una curva de esta relación versus la concentración de P y U. en la torta final. También ver la pérdida de U en el precipitado parcial obtenido a pH 2.8
4. Variar el pH 2.8 de precipitación fraccionada para definir el pH crítico de precipitación del U en los lixivios.
5. Llevar una historia del uso de las resinas y solventes, desde la fecha de adquisición hasta los ensayos debidamente descritos .
6. Seleccionar exclusivamente recipientes, tanques y todo tipo de materiales y equipos utilizado para solventes orgánicos, roturar lo debidamente con la finalidad de evitar malograrse ensayos y contaminar muestras .
7. Tener al alcance un microscopio mineralógico con herramienta básica de trabajo para el metalurgista. En ella se define muchas veces el problema del rendimiento de extracción en la lixiviación .
8. Durante el desarrollo de una investigación mantener contactos con los laboratorios y centros de investigación de las Universidades Peruanas.

7.0 BIBLIOGRAFIA

THE EXTRACTIVE METALLURGY OF URANIUM

Robert C. Merritt

Colorado School of Mines Research Institute

United States Atomic Energy Commission.

U.S.A. 1971 First Printing.

SIGNIFICANCE OF MINERALOGY IN THE DEVELOPMENT OF FLOW SHEETS  
FOR PROCESSING URANIUM ORES

Technical Report Series 196

International Atomic Energy Agency

Vienna 1980.

PROCESSING OF LOW-GRADE URANIUM ORES

Proceedings of a Panel Held in Vienna

17 June to 1 July 1966

International Atomic Energy Agency

Vienna 1967.

URANIUM ORE PROCESSING

John W. Foley & Dennis F. Clegg

Addison-Wesley Publishing Company INC

Massachusetts, USA 1958.

URANIUM METALLURGY

W.D. Wilkinson

International Institute of Nuclear Science and

Engineering - Volumen 1 : Uranium Process Metallurgy.

USA 1962.



THE NEW URANIUM RECOVERY CIRCUIT AT BLYVOORUITZICHT .

D. W. Boydell, Atomic Energy Board of South Africa.

P.A. Laxen, National Institute for Metallurgy

D.W. Bosch, Rand Mines Limited

CIM Bulletin, May 1979 Pág. 127 - 134

COMPARISON OF LIQUID AND RESIN ION-EXCHANGE FOR PURIFICATION  
AND CONCENTRATION OF URANIFEROUS SOLUTIONS

A.J. Brown & B.S. Haydon.

Fluor Mining and Metals , Inc., San Mateo, California.

CIM Bulletin, May 1979, Pág. 141 - 149.

URANIUM MILLING OVER VIEW

Robert B. Coleman, Hazen Research, Inc.

Mining Congress Journal, Nov. 1980, Pág. 53-54

DENVER BULLETINS

Nº LG3-B12 Uranium Plant Pilot &

Nº M4-B97 Mills, Uranium Upgrading.

MINERAL PROCESSING PLANT DESIGN

Andrew L. Mular, Professor of Mineral Processing University of  
British Columbia, Vancouver, B.C. Canada

Roshan B. Bhappu, Vice President & General Manager Mountain  
States REsearch and Development, Inc. Tucson - Arizona.

Published by Society of Mining Engineers of AIME

N.Y. 1980.

HANDBOOK OF MINERAL DRESSING ORES AND INDUSTRIAL MINERALS

Arthur F. Taggart, Vinton Professor Emeritus of Mining, School  
of Mines Columbia University.

A. Wiley Inter Science Publications. N.Y. 1976

LOS MINERALES DE URANIO, SUS YACIMIENTOS Y PROSPECCION

Victorio Angelelli.

Comisión Nacional de Energía Atómica.

Argentina 1968.

SEDIMENTATION : THEORY, EQUIPMENT AND METHODS .

Joseph M. Keane, Chief Metallurgical Engineer Pincock, Allen,  
& Holt, Inc.

World Mining, Dec. 1979, Pág. 48 - 53.

PUESTA EN MARCHA DE LA PLANTA DE URANIO EN "POCOS DE CALDAS"

World Mining, Dec. 1982, Ed. Latinoamericana Pág. 53-61.

PLANTA DE PRODUCCION DE CONCENTRADO DE URANIO, MALARGUE, PROVINCIA DE MENDOZA, ARGENTINA .

CNEA, Dirección de Suministros Nucleares.

Revista ENERGIA NUCLEAR N° 3.

Mayo - Junio 1981 Pág. 32-38.

LIXIVIACION ESTATICA DE PIZARRAS URANIFERAS

G. Cordero - M. Villarrubia y J. Hernandez.

Junta de Energía Nuclear de España

Madrid 1973.

RECUPERACION DEL URANIO COMO SUB-PRODUCTO DEL COBRE

Gerardo E. Fuentes.

Departamento de Mina de la Universidad de Chile.

PRINCIPIOS DE HIDROMETALURGIA Y ALGUNAS APLICACIONES FUNDAMENTALES

Venancio Astocuri T.

Colección Ciencias

Lima - Perú 1980.

PRINCIPIOS DE HIDROMETALURGIA

*Van Ardale.*

CORRELACION DE VARIABLES DE LIXIVIACION

*Jorge Rodríguez Velarde, Aida Olmedo*

*XIV Convención de Ing. de Minas Lima*

*Nov. 1978, Pág. 129 - 142, Tomo 3.*

RECUPERACION DE URANIO CONTENIDO EN D ISOLUCIONES DE ACIDO SULFURI  
CO MEDIANTE INTERCAMBIO IONICO CON RESINAS .

*Gilberto Vicente Salas Colo-ta.*

*Tesis de Bachiller UNMSM, Química 1976.*

COSTO DE UNA PLANTA DE CAPACIDAD MINIMA

*Aquiles Figueroa Loli.*

*XV Convención de Ing. de Minas Trujillo*

*Nov. 1980.*

EL CARBON MINERAL EN EL PERU Y SUS POSIBILIDADES DE USO .

*Jorge Agromonte Bermejo, Alejandra Díaz Valdiviezo.*

*XVI Convención de Ing. de Minas Lima*

*Nov. 1982.*

POR QUE LA ENERGIA NUCLEOELECTRICA

*Frisancho Pineda Ignacio*

*Boletín Informativo 0181 IPEN*

INSTITUTOS DE INVERSION, EL IPEN

*Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología CONCYTEC .*

*Revista N° 12 Edición Especial*

*Nov. 1982, Pág. 5 - 8.*

THE NEW URANIUM RECOVERY CIRCUIT AT BLYVOORUITZICHT .

D. W. Boydell, Atomic Energy Board of South Africa.

P. A. Laxen, National Institute for Metallurgy

D. W. Bosch, Rand Mines Limited

CIM Bulletin, May 1979 Pá. 127 - 134

COMPARISON OF LIQUID AND RESIN ION-EXCHANGE FOR PURIFICATION  
AND CONCENTRATION OF URANIFEROUS SOLUTIONS

A. J. Brown & B. S. Haydon.

Fluor Mining and Metals , Inc., San Mateo, California.

CIM Bulletin, May 1979, Pá. 141 - 149.

URANIUM MILLING OVER VIEW

Robert B. Coleman, Hazen Research, Inc.

Mining Congress Journal, Nov. 1980, Pá. 53-54

DENVER BULLETINS

N° LG3-B12 Uranium Plant Pilot &

N° M4-B97 Mills, Uranium Upgrading.

MINERAL PROCESSING PLANT DESIGN

Andrew L. Mular, Professor of Mineral Processing University of  
British Columbia, Vancouver, B.C. Canada

Roshan B. Bhappu, Vice President & General Manager Mountain  
States REsearch and Development, Inc. Tucson - Arizona.

Published by Society of Mining Engineers of AIME

N.Y. 1980.

HANDBOOK OF MINERAL DRESSING ORES AND INDUSTRIAL MINERALS

Arthur F. Taggart, Vinton Professor Emeritus of Mining, School  
of Mines Columbia University.

A. Wiley Inter Science Publications. N.Y. 1976