

C. N. E. A. Biblioteca	
ARCHIVO PUBLICACIONES	
Nº 1	AÑO 1962

03.62.01

REPUBLICA ARGENTINA

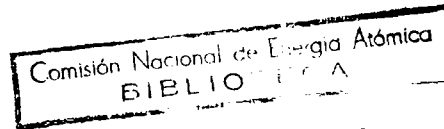
COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA

ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA PARA PROCESAR
EL MINERAL CUPRO - URANIFERO
DE HUEMUL - AGUA BOTADA.
(PROV. DE MENDOZA)

GERENCIA DE MATERIAS PRIMAS

1962

**ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA PARA PROCESAR EL MINERAL
CUPRO-URANIFERO DE HUEMUL - AGUA BOTADA,
(PROV. DE MENDOZA)**



I. GENERALIDADES

La operación antieconómica de Fábrica Malargüe en el procesamiento de los minerales cupro-uraníferos de los yacimientos Huemul-Agua Botada a partir de 1954, determinó la necesidad de realizar análisis técnico-económicos que permitieran:

- a) Definir la posibilidad de que dicha planta, con los equipos y métodos disponibles, o bien con la adecuación o perfeccionamiento de ellos, pudiese elaborar concentrados comerciales de uranio (yellow cake) al nivel de los precios medios internacionales en producción normal, es decir entre 8 y 8,50 dólares estadounidenses la libra;
- b) En caso contrario, determinar la posibilidad de instalar una nueva planta que cumpliera tales requisitos, y definir las características generales de la misma.

En el Anteproyecto del Plan de trabajos de la Gerencia de Materias Primas para el ejercicio 1961, y en base a datos e informaciones parciales obtenidas en Sede Central, se incluyó el primer análisis técnico-económico previo sobre Fábrica Malargüe. El mismo demostró la imposibilidad de que ella pudiese producir concentrados comerciales de uranio a costos standard normales, por lo que el titular de esa dependencia decidió la inmediata suspensión de sus actividades, en el mes de enero de 1961.

Durante su primer estada en la Argentina, a principios de 1961, el Ingeniero **PIERRE SUGIER**, Segundo Jefe del Servicio de Plantas de la Direction des Productions del Commissariat à l'Énergie Atomique de Francia, que actuó en calidad de Asesor de la Gerencia, visitó Fábrica Malargüe y elaboró un informe técnico-económico, en el que también se ratifica la imposibilidad de que dicho establecimiento pudiese operar con rendimiento económico. Dicho experto señaló además la necesidad de determinar en primera instancia y mediante ensayos de laboratorio, el proceso de tratamiento más conveniente a aplicar al mineral en cuestión y recomendó proyectar una planta, dimensionada de acuerdo a las reservas minerales y provista de una etapa de solventes aminados para la separación y concentración selectiva del uranio. Sugirió asimismo la posibilidad de la concentración física de los sulfuros de cobre para obtener una mayor recuperación en dicho metal.

Según un estudio preliminar orientativo de costos parciales, concluyó que dicha planta podría operar con buen rendimiento económico, por debajo de los valores standard internacionales del "yellow cake".

En forma casi simultánea, el titular de la Gerencia, al analizar la situación de las tres plantas del ex-Departamento Fábricas, se refirió en su informe a la de Malargüe y ratificó, esta vez disponiendo de datos más detallados, su anterior opinión sobre la inconveniencia de seguir operando la misma con el método de procesamiento en uso y las instalaciones disponibles. A la vez, sos tuvo (pág. 5) que para "elaborar concentrados de uranio en escala industrial reducida, con rendimiento económico y recuperación del cobre, se impone indeluctablemente la necesidad de operar con una nueva planta, basada en métodos modernos de tratamiento continuo....", fijando las bases preliminares de la misma.

Luego de permanecer 45 días en Argentina, el Ingeniero PIERRE SUGIER, en su segundo viaje al país presentó en octubre de 1961 un informe intitulado "Estudio económico del tratamiento de los minerales de Huemul y Agua Botada", cuya copia se adjunta como ANEXO Nº 2.

En él da las bases técnico-económicas para una nueva planta, fundándose en los resultados preliminares de los ensayos sobre procesamiento del mineral de Malargüe, cumplidos tanto en los laboratorios de la CNEA como en la Direction des Productions del Commissariat a l'Energie Atomique de Francia, bajo la supervisión del Ingeniero ANGELO SIALINO, Jefe del Laboratorio de Ensayos de Procesos, (informe adjunto como ANEXO Nº 1).

De acuerdo con el estudio del Ingeniero SUGIER, puede evidenciarse que una planta con capacidad aproximada de 80 t/d podría tratar con buen rendimiento económico el mineral de Huemul-Agua Botada, si se aplica el siguiente proceso básico: 1) molienda; 2) flotación y concentración del cobre; 3) tostación del concentrado; 4) lixiviación ácida, de las colas y del tostado, mediante ataque y preataque; 5) separación y concentración diferencial del uranio por solventes aminados; 6) recuperación del cobre.

Según dicho estudio previo, el beneficio de esta planta oscilaría entre U\$S 2,90 y 3,73 por kg de U_3O_8 elaborado (como concentrado comercial).

En el mes de octubre de 1961, con motivo de la visita a la Argentina de la Misión del O.I.E.A. presidida por el Dr. Arturo Cairo, el miembro de la misma, Ingº. JOHN WEBB, estudió en detalle los últimos informes y resultados alcanzados en el proyecto Planta Malargüe. En la reunión plenaria de la Misión, Directorio y Gerentes de la CNEA, manifestó que compartía plenamente la medida de haber suspendido las actividades de la ex-Fábrica Malargüe y que consideraba que el proceso a aplicar en la nueva planta era conveniente, llamando la atención sobre la necesidad de asegurar el consumo de ácido, por su influencia en el costo del producto final.

//3. -

Terminada la misión de los ingenieros SUGIER y SIALINO en la Argentina, y planificados los estudios y ensayos en detalle a realizar para cada etapa del proceso total, tanto en escala de laboratorio como de planta piloto, los mismos se fueron cumpliendo en los plazos previstos y en base a los resultados obtenidos se elaboró el presente Anteproyecto que se pone a consideración del señor Presidente.

En el Cuadro nº 1 se indican los profesionales o técnicos que tuvieron a su cargo los distintos estudios, ensayos o tareas que sirvieron para fundamentarlo.

I. 1. POSIBILIDAD DE OPERACION DE LA PRIMITIVA FABRICA MALARGUE

A. CAPACIDAD

Planta Malargüe fué construída para una capacidad operativa diaria de 10 t. Mediante sucesivas modificaciones se intentó elevar la misma a 30 t/día (informes varios del ex-Departamento Fábricas, Boletines Informativos, informes a Presidencia, etc).

Según lo determinado por el Ingeniero PIERRE SUGIER (Anexo Nº 3 pgs. 6, 7, 8 y 9) la capacidad real efectiva de toda la línea de tratamiento es de 6 t/d, según demuestran los registros del régimen operativo de aproximadamente 1 año, cifra que podría elevarse a 12 t/día poniendo en marcha la línea de extracción por agitación, aún incompleta.

B. METODO DE PROCESAMIENTO

Luego de sucesivos cambios de métodos, se adoptó el siguiente:

- a. Trituración del mineral a un tamaño menor de 4 mm y separación de la fracción fina (+ 50% del total), para su almacenaje.
- b. Extracción del uranio y cobre contenidos en la fracción gruesa mediante lixiviación con ácido sulfúrico y oxidante.
- c. Separación del hierro solubilizado mediante agregado de caliza molida, hasta pH 2,7, separando el hidróxido de hierro precipitado por filtración, con agregado de sulfato de calcio como "filter-aid" (obtención de la "torta férrica").
- d. Neutralización de la solución filtrada, con carbonato de sodio, hasta pH 6,5 - 7, separándose el precipitado conteniendo el uranio y el cobre por filtración ("torta verde").

////

//4. -

- e. Extracción del uranio de la "torta verde" por disolución en caliente con carbonato de sodio, separando por filtración la solución con el uranio, permaneciendo el cobre en el residuo ("torta negra").
- f. Retratamiento con solución de carbonato de sodio de la "torta negra" para extraer el uranio residual.
- g. Obtención del uranio de las soluciones, en forma de diuranato de sodio, mediante adición de ácido sulfúrico e hidróxido de sodio (descomplejamiento); filtración y secado del "concentrado".

Este "concentrado" tenía una ley aproximada de 50-55 % U_3O_8 y se enviaba a Fábrica Córdoba para su refinación y elaboración del concentrado comercial (yellow-cake), con 80-85% U_3O_8 .

- h. Acopio de la "torta negra" para posterior recuperación del cobre.

C. RENDIMIENTOS Y COSTOS

El método aplicado en Fábrica Malargüe resultaba absolutamente inconveniente por:

- a. No ser apto para el mineral "tipo medio" del distrito en cuanto a recuperación del cobre se refiere, sino solamente para las partidas de minerales oxidados, los que sólo representan menos del 15% de las reservas totales del área.
- b. Para el caso de minerales oxidados, los rendimientos totales eran:

Uranio	70,76 %
Cobre	86,3 %

- c. Aún para el caso de los minerales oxidados, sólo podía utilizarse la fracción gruesa de la molienda, que representaba el 50-60%, debiendo separarse la "fina" por no resultar apta para percolación y proceder a su acopio.
- d. La fuerte pérdida en uranio se debía a que los residuos de precipitación arrastraban cantidades apreciables del mismo y su recuperación a partir de ellos no estaba solucionada o bien resultaba antieconómica:
 - a) La "torta férrica" arrastraba uranio en cantidades que oscilaban entre 0,07 y 0,11 % sobre su peso total seco.
 - b) La "torta negra" inicial retenía mucho uranio y aún después de su retratamiento ("torta negra" cúprica) acusaba leyes entre 1 y 3 % U_3O_8 , sobre peso seco.

///

PROYECTO MALARGÜE

DIRECCION GENERAL: STIPANICIC, PEDRO NICOLAS

ASESOR: SUGIER, PIERRE (Commissariat à l'Énergie Atomique)

DESARROLLO		RESPONSABLE	SUBRESPONSABLE
I	<u>ESTUDIO TECNICO -ECONOMICO PREVIO. PLANIFICACION DE ENSAYOS Y ANTEPROYECTO</u>	STIPANICIC, P.N. ASESORES: SUGIER, P. y SIALINO, A.	
II	<u>CUBICACION YACIMIENTO HUEMUL</u>	RODRIGO, F.	BELLUCO, A.
III	<u>PRODUCCION MINERA</u>	SALAS, J.	LOBOS, J.
IV	<u>ESTUDIO DEL PROCESO Y ANTEPROYECTO DE PLANTA</u> 1.- UBIGACION 2.- MOLIENDA 3.- CONCENTRACION FISICA 4.- LIXIVIACION, EXTRACCION POR AMINAS Y OBTENCION DE CONCENTRADOS 5.- REUPERACION DE Cu 6.- ENSAYOS EN ESCALA PLANTA PILOTO a) EZEIZA. b) CONSTITUYENTES c) BANCO INDUSTRIAL 7.- RECuento Y EVALUACION DE MATERIALES Y EQUIPOS EXISTENTES 8.- ANALISIS QUIMICOS 9.- DIBUJANTE PROYECTISTA 10.- CARTOGRAFIA, DIBUJO Y SERVICIO OFICINA	COORDINADOR GENERAL: COSTARELLI, R. COORDINADORES ASISTENTES: OBERMANN, R. CECCHETTO, A. ALEGRIA, J. L. GODOY, M. MOCHULSKY, M. GARCIA BOURG, J. OBERMANN, R. KAUFFMANN, F. GARCIA BOURG, J. MOCHULSKY, M. KOMPEL, F. LINARES, E. COPPA, R. - GODOY, M. GESTOSO, J. - CADIROLA, R. KOMPEL, F. - GODOY, M. FULLER, B. - DOUCE, E. - COLOMBO, A. - KISS, G. BANDIERI, H. SAINT-GERMES, C.	
V	<u>ANALISIS ECONOMICO FINAL</u>	STIPANICIC, P. N.	COSTARELLI, R. - COPPA, R.

//5.-

- e. Este método de tratamiento prácticamente no se aplicó sobre el mineral "negro", es decir el mineral predominante (85% del total) y tipo "medio" del distrito, debido a sus bajísimos rendimientos en extracción de U y Cu:

U : menos del 70 %
Cu : del orden del 30 %

- f. El método de tratamiento aplicado en Fábrica Malargüe es antieconómico, debido al gran consumo de reactivos que obliga la repetición de las etapas de precipitaciones, redisoluciones, cambios de pH, etc y por la gran demanda de mano de obra necesaria, al no ser continuo (Anexo N° 3).
- g. Así, tomando en consideración uno solo de los rubros, el de "Gastos proporcionales" (drogas, combustibles, fuerza motriz, etc), se demuestra que el método es antieconómico, pues éste incide en m\$n 1.678/kg U₃O₈, es decir en U\$S 20, 21/kg U₃O₈:

Gastos proporcionales	m\$n 1880/t
Ley media mineral tratado o útil	0,16 % U ₃ O ₈
Recuperación en U ₃ O ₈	70 %
$\frac{1.880}{1,6 \times 0,7} = 1.678 = \text{U\$S } 20, 21/\text{kg U}_3\text{O}_8$	

- h. Aún para el caso de que la planta operase a plena capacidad, computando otros rubros directos (gastos fijos, amortizaciones, costo del mineral, etc) y deduciendo el valor del cobre recuperado, se llegaría a un costo de m\$n 5.628 por kg de U₃O₈ obtenido, es decir U\$S 67/kg U₃O₈.

Discriminando los factores incidentes se tiene:

-Capacidad planta	1.800 t/año
-Leyes del mineral apto	{ 0,16 % U ₃ O ₈
	{ 2 % Cu
-Recuperaciones	{ 70 % U ₃ O ₈
	{ 85 % Cu
-Precio equivalente Cu recuperado	m\$n 80/kg

Costo bruto de tratamiento por tonelada

-Gastos fijos (\$8.000.000/año)	m\$n 4.444/t
-Gastos proporcionales	" 1.880/t
-Amortización (\$ 1.000.000/año)	" 555/t
-Costo medio mineral (1961)	" 785/t
Total	m\$n 7.664/t

Beneficio por recuperación del cobre

20 x 0,85 x 80	m\$n 1.360
COSTO TRATAMIENTO INCIDENTE S/URANIO	m\$n 6.304

////

//6.-

COSTO POR KILOGRAMO DE U_3O_8 :

$$\frac{6.304}{1,6 \times 0,7} = \text{m\$n } 5.628 = \text{U\$S } 67/\text{kg } U_3O_8$$

- i. Aún de haberse habilitado la línea de extracción por agitación, de operar la planta en su máxima capacidad de 12 t/día con mineral que ya entraría con mayor ley en uranio (0,2%), pero menor en cobre (1%) y admitiendo que no se incrementarían los rubros de gastos fijos, etc, se llegaría a la cifra de m\\$n 3.203 por kg de U_3O_8 recuperado en el concentrado, es decir U\\$S 38,6.

-Capacidad de la planta	3.600 t/año
-Leyes del mineral	$\left\{ \begin{array}{ll} 0.2 & \% U_3O_8 \\ 1 & \% Cu \end{array} \right.$
-Recuperaciones	$\left\{ \begin{array}{ll} 70 & \% U_3O_8 \\ 85 & \% Cu \end{array} \right.$

Costo bruto de tratamiento por tonelada:

-Gastos fijos	m\\$n 2.222/t
-Gastos proporcionales	" 1.880/t
-Amortización	" 277/t
-Costo medio del mineral	" 785/t
Total	m\\$n 5.164/t

Beneficio por recuperación del Cu

10 x 0,85 x 80	m\\$n 680/t
COSTO TRATAMIENTO INCIDENTE S/URANIO	m\\$n 4.484/t

COSTO POR KILOGRAMO U_3O_8

$$\frac{4.484}{2 \times 0,7} = \text{m\$n } 3.203 = \text{U\$S } 38,6/\text{kg } U_3O_8$$

- j. Todo lo expuesto evidencia que bajo ningún concepto podía seguirse operando con Fábrica Malargüe, aún en el caso de colocarla en su máxima capacidad posible (12 t/día), pues su producción siempre resultaría antieconómica.

////

//7.-

- k. Para procesar económicamente el mineral del distrito cupro-uranífero de Huemul-Agua Botada, se hace imprescindible, por ende, instalar una nueva planta, de mayor capacidad, basada en métodos continuos de tratamiento y que permita la concentración selectiva del uranio. (por solventes).

I. 2. RECURSOS EN MINERALES CUPRO-URANIFEROS DEL DISTRITO MALARGUE

Los depósitos cupro-uraníferos cuyos minerales servirán para aprovisionar a Planta Malargüe se distribuyen en un área de $\pm 150 \text{ km}^2$, situada entre 40 y 50 km al S del pueblo de Malargüe, siguiendo la Ruta Nacional N° 40. (LAMINA N° I).

De las manifestaciones o depósitos conocidos, los que al presente revisten mayor interés o importancia de acuerdo a los trabajos de exploración minera realizados sobre los mismos son (LAMINA N° II):

1. <u>Cerro Huemul</u>	Operado por	C. N. E. A.
2. <u>Arroyo Seco</u>	" "	C. N. E. A.
3. <u>Agua Botada</u>	" "	C. N. E. A.
4. <u>Agua Botada (S)</u>	" "	C. N. E. A.
5. <u>Pampa Amarilla (varios)</u>	" "	Cfa. Minera "El Cobre"
6. <u>Cerro Mirano</u>	" "	Cfa. Minera "El Cobre"

I. 2. A. RESERVAS ACTUALES EN YACIMIENTOS DE C. N. E. A.

- a) Las reservas en mineral correspondientes a las categorías de mineral "medido" e "indicado", es decir aquellas que se toman en consideración para los proyectos de plantas (excluyendo las de carácter "inferido"), y pertenecientes a depósitos operados por la C. N. E. A., se indican en detalle en el Cuadro N° 2.
- b) El monto de las mismas, como así también sus tenores medios en U_3O_8 y Cu se determinaron mediante trabajos de exploración minera, muestreos y análisis químicos y/o radiométricos (ANEXO N° 4 y LAMS. III, IV, V).
- c) Existen ya acopiadas en la playa de Planta Malargüe, 20.000 t de mineral, procedentes de los trabajos de exploración y explotación realizados a la fecha.
- d) Dicho mineral, apilado desde hace años, sufrió una pérdida de uranio y cobre por lixiviación natural y el contenido actual en dichos metales se determinó mediante un muestreo especial (ANEXO N° 4).

///

DISTRITO CUPRO-URANIFERO MALARGUE

Cuadro N° 2

RESERVAS EN MINERAL "MEDIDO-INDICADO"

SECTORES	MINERAL t	U ₃ O ₈		Cu	
		%	Kg	%	Kg
I.- MINA NUCLEAR "HUEMUL" (CNEA)					
A.-SECTOR HUEMUL					
1.- Zona labores	18.700	.24	45.000	1.95	365.000
2.- Aflorante	750	.24	1.800	2.00	15.000
3.- Zona bajo ley	1.500	.05	750	0.80	12.000
4.- Banco inferior	300	.10	300	?	?
5.- Planchada	300	.23	700	1.80	5.400
	21.550	.225	48.550	1.844	397.400
B.-SECTOR ARROYO SECO					
1.- Zona labores y R XII	2.000	.13	2.600	0.90	18.000
2.- Zona R VII y R XVIII	5.000	.10	5.000	0.70	35.000
3.- Zona R III y R V	8.000	.30	24.000	0.80	64.000
	15.000	.210	31.600	0.780	117.000
C.-SECTOR AGUA BOTADA					
1.- Zona muestreo original	12.000	.52	62.400	0.58	69.600
2.- Zona dispersión	15.000	.07	10.500	0.35	52.500
3.- Zona Banco 3	600	.25	1.500	0.50	3.000
4.- Zona nivel -52	1.000	.15	1.500	0.50	5.000
5.- Planchada	1.200	.28	3.300	0.50	6.000
	29.800	.265	79.200	0.456	136.100
D.- SECTOR AGUA BOTADA SUR					
1.- Banco 1	7.600	.13	9.880	0.50	38.000
2.- Banco 2	1.900	.25	4.750	0.50	9.500
3.- Banco 3	5.250	.19	10.050	0.50	26.200
4.- Banco 4	26.500	.18	48.300	0.60	159.000
5.- Banco 5	3.600	.21	7.600	0.50	18.000
	44.850	.179	80.580	0.558	250.700
TOTAL "EN MINA":	111.200	.216	239.930	0.810	901.200
E.- MINERAL EN PLANCHADA EN PLANTA MALARGUE	20.000	.150	30.000	1.750	350.000
TOTAL RESERVAS CNEA:	131.200	.20574	269.930	0.9536	1.251.200
II.- CONCESIONES PARTICULARES					
1.- PAMPA AMARILLA - CERRO MIRANO	8.000	.120	9.600	3.400	272.000
TOTAL GENERAL DEL DISTRITO:	139.200	.200	279.530	1.094	1.523.200

NOTA: Cifras redondeadas.

DISTRITO CUPRO-URANIFERO MALARGÜE**RESERVAS EN MINERAL "INFERIDO"**

SECTORES	MINERAL t	U ₃ O ₈		Cu	
		%	Kg	%	Kg
I.- MINA NUCLEAR "HUEMUL" (CNEA)					
A.- SECTOR HUEMUL					
1.- Borde Sur, entre niveles 0 m y -24 m	1.200	.20	2.400	1.75	21.000
B.- SECTOR ARROYO SECO					
1.- Zona de las perforaciones R. 3 y R.5	4.000	.15	6.000	.50	20.000
C.- SECTOR AGUA BOTADA SUR					
1.- Banco 1	4.000	.10	4.000	?	—
2.- Banco 2	2.500	.15	3.750	.50	12.500
3.- Banco 3	2.500	.15	3.750	.50	12.500
4.- Banco 4	6.000	.15	9.000	.50	30.000
5.- Banco 5	3.500	.15	5.000	.50	17.500
TOTAL GENERAL	23.700	.143	33.900	.479	113.500

NOTA: Cifras redondeadas

//8.-

e) En resumen, las reservas totales útiles de mineral certificadas a la fecha, existentes en los yacimientos operados por la C. N. E. A. y las depositadas en Planta Malargüe, que la Gerencia de Materias Primas puede disponer en cualquier momento, ascienden a:

- Mineral	131.200	t
- Ley media U_3O_8	.205	%
- Contenido U_3O_8	269.930	kg
- Ley media Cu	.953	%
- Contenido Cu	1.251.200	kg

I. 2. B. POSIBILIDAD DE INCREMENTAR LAS RESERVAS DE C. N. E. A.

En varios sectores de los cuerpos mineralizados de Huemul, Arroyo Seco y Agua Botada, los límites aún no quedaron definidos por los trabajos mineros que se realizaron, ya que la mineralización se continúa más allá de las últimas labores.

Existe, por ende, la posibilidad de incrementar las reservas en los depósitos operados por la C. N. E. A. mediante la continuación de los trabajos exploratorios mineros correspondientes.

El monto probable de dicho incremento, estimado en forma muy conservativa, se detalla en el Cuadro N° 3, que comprende el mineral de categoría "inferido" y que alcanzaría a las siguientes cifras:

- Mineral	23.700	t
- Ley media U_3O_8	.143	%
- Contenido U_3O_8	33.900	kg
- Ley media Cu	.479	%
- Contenido Cu	113.500	kg

I. 2. C. RESERVAS EN YACIMIENTOS PRIVADOS

En el distrito hay varios depósitos cupro-uraníferos de concesión privada, cuyas reservas no están bien definidas por falta de trabajos exploratorios.

El valor de 8.000 t de mineral que se indica en el cuadro N° 2, representa una estimación mínima, la que sin duda debe incrementarse.

El mineral de estos depósitos privados acusa leyes en U_3O_8 relativamente bajas (entre 0,1 y 0,15% U_3O_8), pero en cambio su tenor en Cu es interesante y oscila entre 3 y 4%.

////

//9. -

Este mineral resultaría muy útil de ser tratado en la nueva planta por su contenido en cobre. De adquirírselo a los concesionarios, se lo haría a los precios standard ya fijados por la C. N. E. A.

I. 3. COSTOS DEL MINERAL

A. COSTOS DE EXPLOTACION EN YACIMIENTOS DE LA C. N. E. A. (ANEXO Nº 5)

- a. Para las 111.200 t de mineral a extraer en 5 años de los depósitos de la C. N. E. A., el cupo de producción anual será de 22.240 t, es decir 2.020 t/mes (cifras redondeadas), considerando que la mina operará 11 meses al año.
- b. A los efectos del cálculo del costo medio de la tonelada de mineral, se consideraron todos los gastos que inciden directamente en la producción, es decir, las inversiones en trabajos de evaluación y desarrollo, perforaciones, instalaciones, construcciones, etc, realizadas hasta el presente.
- c. Por no haber sido en su totalidad mineral de explotación, el costo de extracción de las 20.000 t ya depositadas en Fábrica Malargüe se incluyen dentro del rubro de inversiones realizadas.
- d. Por dicho motivo, a los efectos del cálculo unitario de cada rubro, y por estar afectados los mismos por las 20.000 t cargadas en inversiones, el denominador general es de 131.200 t (111.200 + 20.000).
- e. El costo unitario por tonelada útil de mineral resulta, descompuesto en rubros:

	m\$/t
1. <u>Amortizaciones</u>	236
2. <u>Gastos Fijos</u>	311
3. <u>Gastos Proporcionales</u>	92
4. <u>Salidas de Almacén</u>	76
	<u>m\$ 715/t</u>

- f. El costo unitario por kg de U_3O_8 contenido en el mineral es de m\$ 347,52 (aproximadamente m\$ 347,50).
- g. Queda perfectamente aclarado que toda tonelada de mineral producida adicionalmente al cupo fijado (2.020 t/mes) y hasta un máximo de 25% de la capacidad diaria, sólo costará m\$ 168 o sea m\$ 81,66/kg U_3O_8 (aproximadamente U\$S 1,00/kg U_3O_8).

///

B. DE ADQUISICION A PARTICULARES

En el sector Pampa Amarilla-Cerro Mirano, existen varias manifestaciones cupríferas y otras cupro-uraníferas, las que actualmente pertenecen a un solo concesionario, la "Cfa. Minera El Cobre, S.A.". Dicha empresa tiene programado instalar una planta de beneficio para los minerales de cobre, esperando separar y recuperar el uranio cuando éste se presente.

Es opinión del suscripto que la "Cfa. Minera El Cobre" encontrará dificultades para alcanzar un éxito técnico-económico en el intento que realizará, pues el mismo se basa en la presunción, no confirmada por trabajos orgánicos de exploración ni en muestreos sistemáticos y análisis suficientes, de que minerales de sus depósitos acusan leyes medias en cobre del orden de 6 a 8 %.

Los estudios cumplidos por técnicos de la Gerencia de Materias Primas sobre algunos de los depósitos en cuestión, evidencian que el tenor en Cu de los mismos oscila entre 3 y 5 %, como máximo.

Por las razones anotadas, se estima que posiblemente en un futuro próximo la Cfa. Minera "El Cobre prefiera ofrecer sus minerales en venta a la C. N. E. A.

Según el estado actual de conocimientos y desarrollo de los trabajos de exploración sobre dichos depósitos, las partidas de mineral que se podrán entregar con ley comercial en uranio (superior a 0,15% U_3O_8) serán reducidas, ya que la mayor parte de las reservas, de carácter "inferido", acusan leyes en uranio variables entre 0,1 y 0,15% U_3O_8 .

Para el caso de las que poseen más de 0,15% U_3O_8 , habrá que pagar el precio oficial, es decir m\$ 520/kg U_3O_8 , hasta una ley de 0,2% U_3O_8 , a partir de la cual el mineral recibe una bonificación adicional proporcional de m\$ 180 por cada kilogramo de U_3O_8 contenido por arriba de 2 kg (R. D. N° 207/59). A estos costos, hay que adicionar la bonificación por el contenido en cobre y la correspondiente al transporte automotor, que es de m\$ 1,80 kg/km, hasta un máximo de 100 km. (ANEXO N° 6)

Con referencia a la bonificación por el cobre contenido, el problema merece un cuidadoso estudio, pero la misma debe guardar estrecha relación con la ley del uranio acompañante.

Para casos particulares, la C. N. E. A. bonificó a algunos productores mineros según la siguiente escala:

//11.-

Contenido mínimo en Cu = 3%

Pagos:

m\$ 250 t/de mineral con 3% Cu contenido

m\$ 200 por cada punto (1%) en Cu superior al 3%

Esta escala no debe tomarse como antecedente, pues no responde a las reales condiciones operativas de la nueva planta, ni a los rendimientos que en la misma se obtendrán.

C. INCIDENCIA TRANSPORTE

Para el caso del mineral de adquisición, bastará aplicar lo establecido en la R.D. n° 207/59, que fija una bonificación por transporte automotor hasta punto de embarque ferroviario o de recepción del mineral de m\$ 1,80 t/km, hasta una distancia máxima de 100 km.

En cambio, el transporte hasta planta del mineral de producción propia se podrá hacer mediante contrato con transportistas privados, a razón de m\$ 3,00 t/km, es decir con un costo directo para las 111.200 t de $\pm$ m\$ 150/t, e incidencia en el total del mineral de m\$ 128/t.

Si en cambio el transporte lo encararía la C.N.E.A. con camiones propios, podría bajarse la cifra de incidencia a m\$ 108,5/t (ANEXO N° 5).

I. 4. NECESIDAD DE CONSTRUIR UNA NUEVA PLANTA

A. POLÍTICA DE COSTOS DE PRODUCCION

Por las razones expuestas en I, 1, se demostró la imposibilidad de que la ex-Fábrica Malargüe pudiera operar con rendimiento económico, aún de haberse dado término a la ampliación de su línea de lixiviación, con lo que su capacidad total sería de 12 t/día.

Las directivas impuestas actualmente en la Gerencia de Materias Primas, respecto a la producción de concentrados comerciales de uranio, se basan en el principio de que, salvo casos de fuerza mayor, de requerimientos especiales o de política superior, los mismos deben ser elaborados a un costo comparable al del precio mundial medio, bajo régimen de producción normal (no marginal).

Dicho precio medio de venta, para todos los contratos mayores suscriptos en el mundo, oscila entre: (CUADRO N° 3 b).

Año	1960	U\$S	9,78/lb
	1961		9,44
	1962		9,28
	1963		8,81
	1964		8,60

///

II) VOLUMEN DE LOS CONTRATOS MAYORES DE COMPRA DE CONCENTRADOS DE URANIO (en toneladas cortas de U_3O_8)

PRODUCTOR	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966
1) U.S.A. (prod. interna)	18.910	19.415	14.950	13.067	12.734	12.452	12.342
2) CANADA (contrato secreto)	12.400	9.720	8.370	6.550	3.460	1.460	1.100
3) SUDAFRICA (contrato especial)	6.200	4.797	4.382	4.332	3.754	3.244	1.888

III) PRECIOS DE VENTA (F.B.O. en dólares estadounidenses por libra de U₃O₈)

1) U.S.A.	8,58	8,47	8,04	7,63	8,00	8,00	8,00
2) CANADA	10,5	10,5	10,5	8,58	8,00	6,50	6,50
3) SUDAFRICA	12	11,20	11,20	11,20	11,20	11,20	11,20
Precios medios (ponderados)	9,78	9,44	9,28	8,81	8,60	8,48	8,29

FUENTES DE INFORMACION :

- 1) Informes U.S.A.E.C. del XI/1960, 28/XII/1960, 4/I/1961, 23/I/1961
- 2) Uranium canadien, DREM, Commissariat à l'Energie Atomique de France, 17/II/1960
- 3) Informe Ing. R. Barret, Vice Presidente El Dorado Mining, 28/III/1960
- 4) Informe conjunto Ministerio de Minas de la Unión Sudafricana y la U.K.A.E.C., 23/I/1961
- 5) Mining Journal, 3/II/1961

//12. -

Año	1965	U\$S	8, 48/lb	(*)
	1966		8, 29	(*)

De acuerdo a los datos expuestos, la Gerencia de Materias Primas estimó necesario y conveniente basar su política de elaboración de concentrados de uranio en precios patrones, a los que coloca en las condiciones de producción standard normales, es decir cercanos a los valores mundiales medios antes señalados.

Así, estimando que la nueva planta de Malargüe empezaría a producir a fines de 1963 y lo haría durante 5 años, el costo medio de producción unitaria deberá ser del orden de U\$S 8, 45/lb U_3O_8 , es decir de m\$n 1.540/lb U_3O_8 (en cifra redonda).

B. REQUERIMIENTOS Y ABASTECIMIENTO DE MATERIAS PRIMAS NUCLEARES

De acuerdo a los planes de la Gerencia de Energía, los requerimientos internos en materias primas nucleares (expresados en U_3O_8) serán de 37 toneladas anuales a partir de 1963.

La posible demanda externa inmediata y mediata no está concretada por el momento.

Sin embargo existen ya firmadas cartas de intención con un país extranjero, para la provisión de yellow cake en cantidades y precios a fijar, de acuerdo con los excedentes que pudiese tener la C. N. E. A.

Hasta el momento, de los principales yacimientos uraníferos argentinos, el de Huemul-Agua Botada es el que posee los suficientes trabajos de exploración minera como para integrar reservas, con carácter de mineral "medido e indicado", de un monto tal que justifiquen la instalación de una planta para su beneficio.

Las reservas de los depósitos de Salta, entran en su mayoría en la categoría de mineral "indicado e inferido", pues falta desarrollar el plan exploratorio pertinente para pasar las mismas a mineral "medido-indicado", requerimiento necesario para fundar todo proyecto de planta.

En los de Chubut, recién se iniciaron este año los trabajos orgánicos de evaluación, sensiblemente demorados por razones climáticas y presupuestarias.

Por los motivos expuestos, se concluye que a los efectos de satisfacer los requerimientos internos y posibles externos en concentrados de uranio, se hace necesario instalar una planta para el beneficio de los minerales de los yacimientos Huemul-Agua Botada, es decir de aquéllos cuyas reservas ofrecen seguridades de abastecimiento y de operación a la misma.

(*) A partir de 1965, la disminución del precio depende en parte del valor reducido del producto canadiense, el que entrará en el mercado a U\$S 6, 50/lb, por tener ya totalmente amortizadas sus plantas.

C. UBICACION DE LA NUEVA PLANTA

En los ANEXOS N^{os}. 7 y 8 se estudian en detalle los posibles puntos de ubicación de la nueva planta, comparándolos entre sí desde el punto de vista técnico y económico.

De no existir la situación creada de la actual fábrica, que posee instalaciones fijas útiles y costosas, además de 20.000 t de mineral ya acopiado, el lugar virgen que reúne mejores condiciones entre Malargüe-Zona de los yacimientos Barda Blanca, es el denominado "Loma C".

Sin embargo, del análisis comparativo final entre "Loma C" y la situación actual, resulta que desde varios puntos de vista es aconsejable ubicar la nueva planta en el mismo terreno de la vieja fábrica, en su sector topográficamente más alto.

Los fundamentos principales son:

- a. No existen razones de orden económico que justifiquen el cambio de lugar de emplazamiento de la nueva planta, respecto a la primitiva.

Una primera estimación indica un ahorro de más de m\$ 7.000.000 (durante el período operativo de 5 años), en favor del punto actual respecto al de "Loma C" o al cercano a la mina.

- b. No existen inconvenientes de orden técnico insalvables, cuya solución resulte antieconómica.

El mayor costo de las fundaciones incide en un porcentaje mínimo y despreciable frente al monto de las obras civiles.

- c. No existen problemas de orden sanitario, puesto que la evacuación de residuos se hace en terrenos propios y aguas abajo de toda futura población.

- e. No existen problemas de asistencia y transporte de personal, vivienda, etc.

- f. Pueden iniciarse de inmediato las obras civiles de la nueva planta industrial, obviándose los trámites de adquisición o transferencia de terreno, construcción de cercas, servicios auxiliares, etc.

- g. Se cuenta ya con las construcciones necesarias destinadas a depósitos, garages, talleres, parte de oficinas, etc, lo que representa una sensible economía en las inversiones, restando sólo construir los galpones de la planta propiamente dicha.

- h. Se obvian posibles problemas de orden político-social y también de prestigio, al evitarse el transporte de las 20.000 t de mineral ya acopiado hasta una nueva ubicación posible.

//14. -

II. FUNDAMENTOS TECNICOS

II. 1. ENSAYOS EN ESCALA DE LABORATORIO

Con fecha 26 de octubre de 1961, el Ingeniero PIERRE SUGIER analizó las distintas posibilidades técnico-económicas para el tratamiento del mineral del Distrito Malargüe (ANEXO Nº 2). Según dicho estudio, basado en antecedentes obrantes en la C. N. E. A., y en los ensayos realizados por el Ingeniero ANGELO SIALINO del C. E. A. de Francia, la rentabilidad del proceso sería posible a condición de:

- a) Obtenerse una alta recuperación del cobre, mediante flotación del mineral y posterior tostación de la fracción cuprífera, previamente a la etapa de lixiviación. La tostación reduciría asimismo el consumo de oxidantes, por eliminación de la materia orgánica presente en la mena original.
- b) Empleo de aminas como agente de recuperación del uranio en las soluciones de lixiviación.

Atendiendo a estas condiciones se desarrolló el programa de ensayos en escala de laboratorio, para verificar la posibilidad de las distintas operaciones del proceso.

II. 1. A. ENSAYOS DE MOLIENDA

En las etapas de trituración y molienda de cada una de las menas utilizadas (Agua Botada y Huemul) para los ensayos de flotación, se comprobó una diferencia apreciable de molibilidad entre ambas. Los ensayos de molienda del mineral Agua Botada a -6 y -20 mallas brindan porcentajes de productos finos (-150 mallas) muy superiores a los de Cerro Huemul, según se aparece en los análisis granulométricos del ANEXO Nº 11.

Esta diferencia de molibilidad determinó la necesidad de realizar ensayos con mayores cantidades de mineral, con el objeto de estudiar la adecuación del circuito de molienda y clasificación para evitar la producción de fracciones finas (-270 mallas) al realizarse la molienda conjunta de ambas menas, según lo requiere el proceso (Ver II. 2).

II. 1. B. ENSAYOS DE FLOTACION (ANEXO Nº 12)

Previo un estudio de la composición química y mineralógica de las menas de Huemul y Agua Botada, se realizó un total de 97 ensayos de flotación sobre las menas independientes de cada depósito, como así también sobre la mezcla de ambas en la proporción de 25% y 75% respectivamente.

///

//15. -

Se empleó en cada experiencia aproximadamente 100 g de material, probándose diferentes grados de molienda como así también diversas formulaciones y reactivos.

Los resultados obtenidos dieron lugar a las siguientes conclusiones:

- a. Es posible la flotación de las menas de Agua Botada y Huemul y la de su mezcla, con la obtención de concentrados enriquecidos en Cu.
- b. La flotación es eficiente aún con menas molidas a -35 y -48 mallas.
- c. Es posible obtener un concentrado cuya masa represente el 13-16% de la original, con leyes de 0,7-0,8% U_3O_8 y 5-6,4% Cu, con recuperaciones de aproximadamente 40-50% y 65-71% respectivamente.
- d. El costo de los reactivos de flotación oscila entre m\$ 20 y 56 por tonelada de mineral tratado, y es susceptible de reducirlo sustancialmente al pasar a los ensayos en escala piloto.

II. 1. C. ENSAYOS DE LIXIVIACION (ANEXO N° 13)

De acuerdo con las condiciones establecidas para el tratamiento del mineral del Distrito Malargüe (II. 1) pueden desarrollarse 4 esquemas de procesos, cuyas etapas fundamentales figuran en los CUADROS 4, 5, 6 y 7. Todos ellos se basan en el sistema de ataque y preataque del mineral, largamente experimentado en Francia, el que permite una sensible disminución en el consumo de ácido.

En la División Ensayos de Laboratorio se completaron 50 ensayos de tratamiento con los siguientes resultados medios:

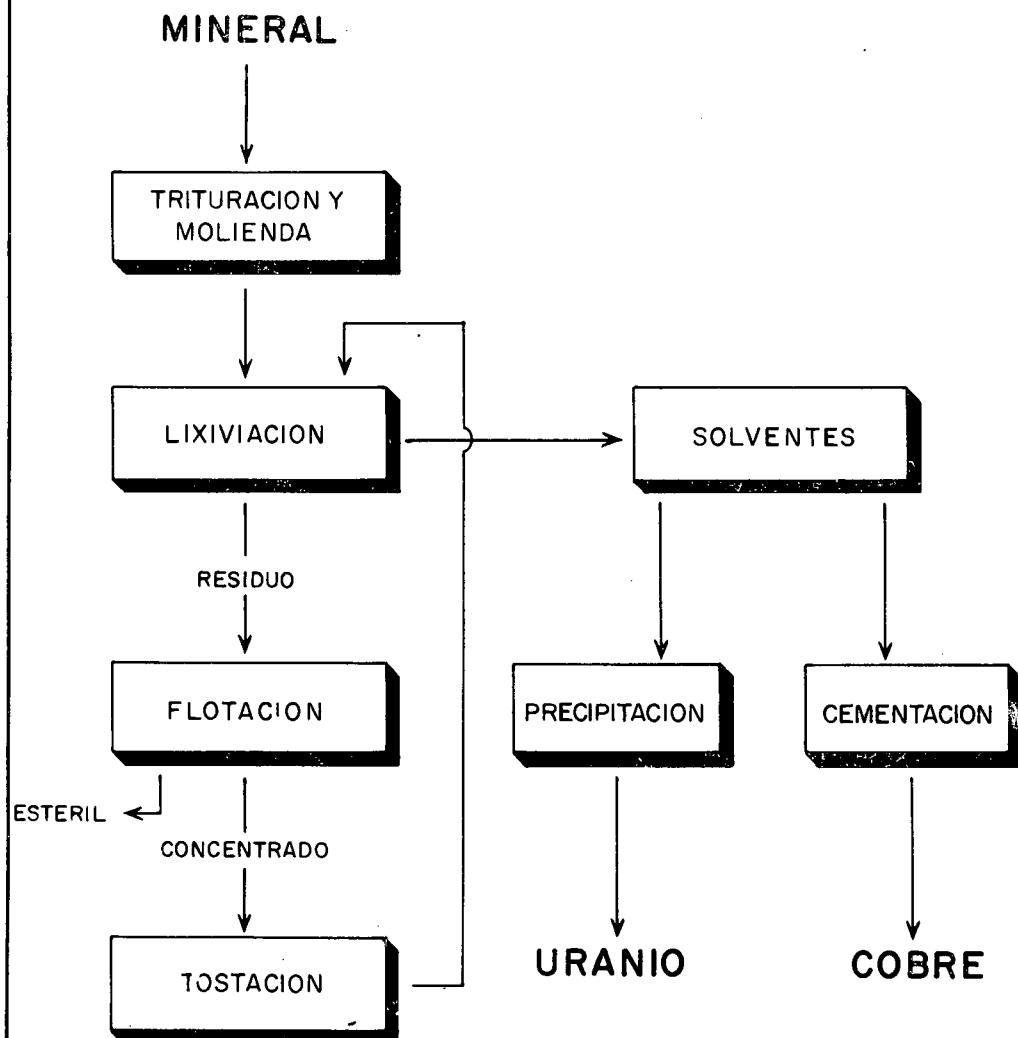
Esquema	Consumo de reactivos		Rendimientos de extracción	
	H_2SO_4 (kg/t)	MnO_2 (kg/t)	U_3O_8 (%)	Cu (%)
I(=A)	112,5	6	87,0	56
II(=B)	108	18	94,6	75
III(=C)	120	15,6	96,2	76
IV(=D)	122	23	96,8	72

De la comparación de estos valores, resulta que:

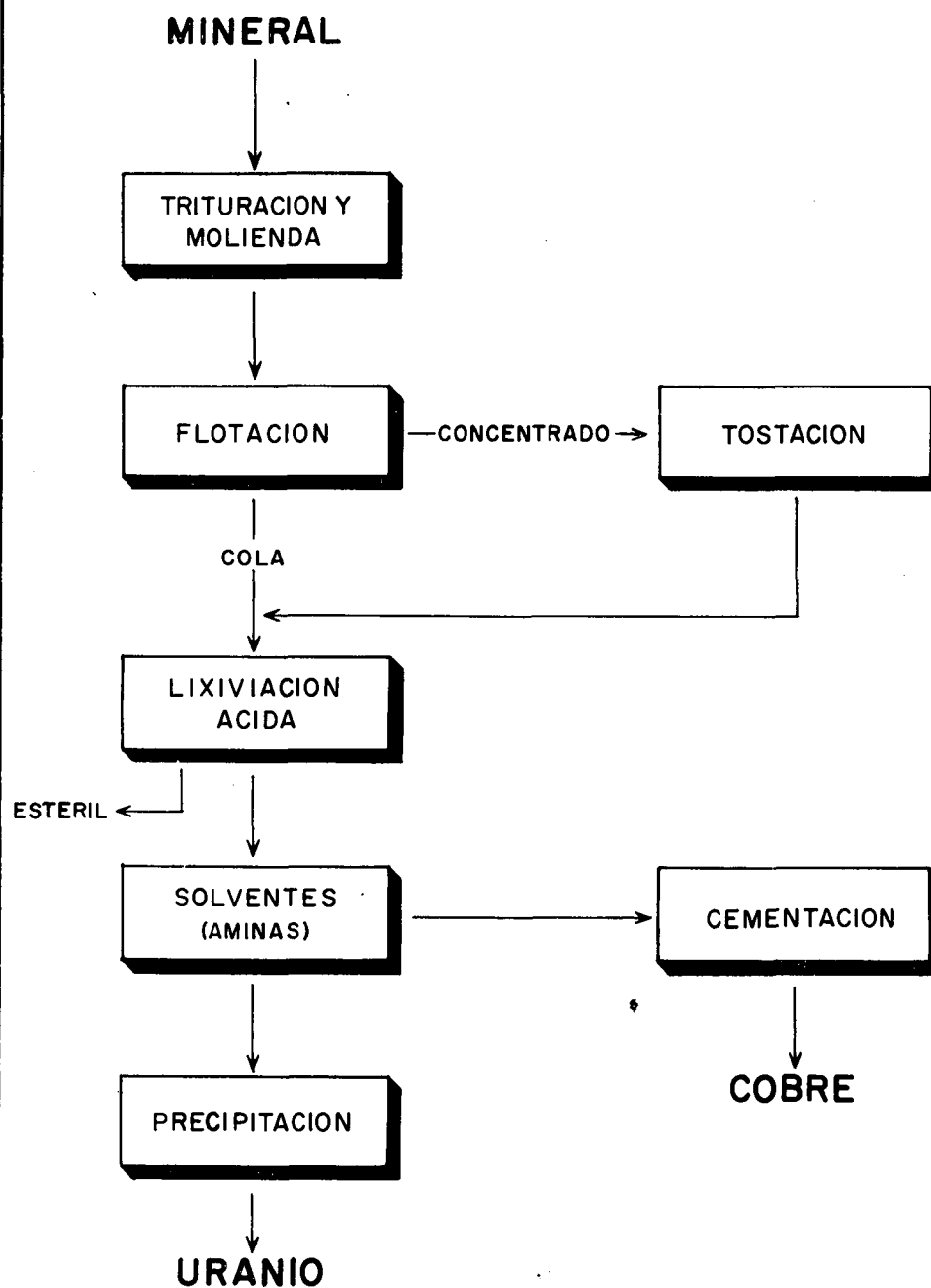
- a. El Esquema I se desecha por el menor rendimiento en la recuperación del U_3O_8 y del Cu.

///

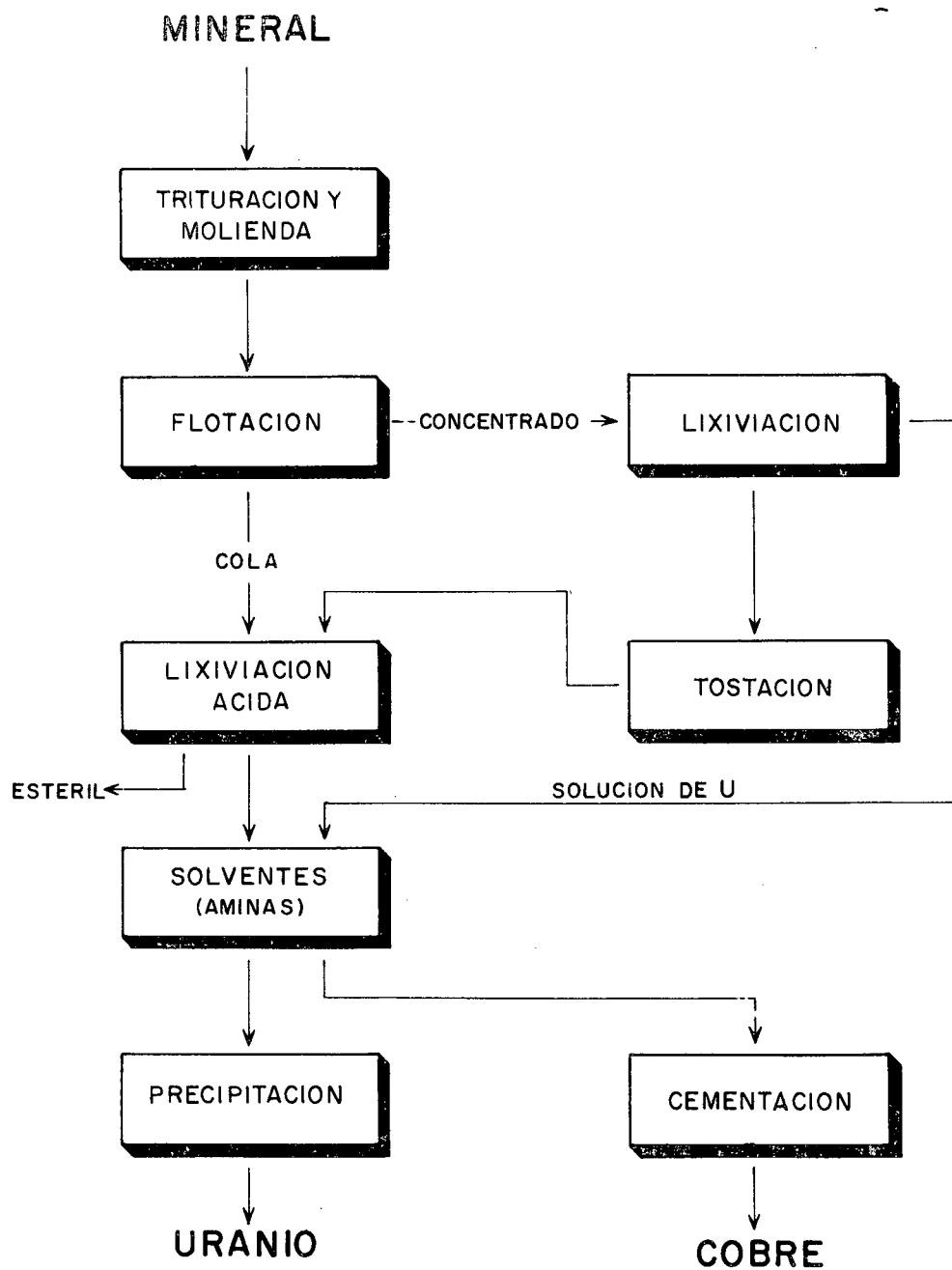
ESQUEMA I



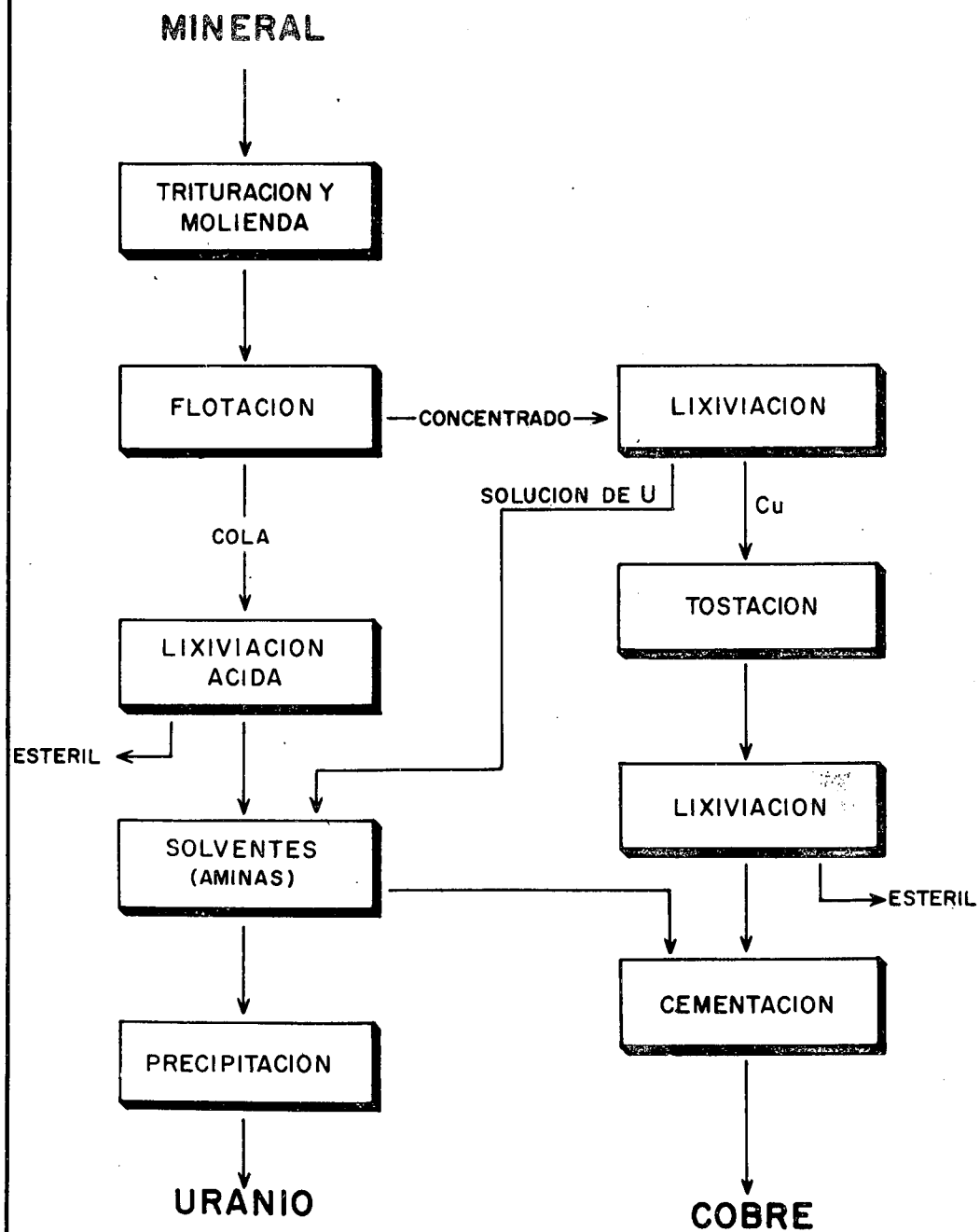
ESQUEMA II



ESQUEMA III



ESQUEMA IV



En el mismo, por otra parte, la flotación es posterior a la etapa de lixiviación. En estas condiciones, el costo de flotación es superior al de los esquemas II, III y IV (flotación previa a la lixiviación) por mayor consumo de reactivos y empleo de equipos adicionales (ANEXO N° 14).

b. Los esquemas III y IV se desechan por mayor consumo de ácido sulfúrico.

Por consiguiente se seleccionó el esquema II como el más conveniente, teniendo en cuenta la incidencia por consumos de reactivos, los rendimientos de recuperación de U_3O_8 y Cu y la simplicidad del circuito de tratamiento industrial.

Se previó que el consumo de MnO_2 y la recuperación del Cu mejoraría con la utilización de un horno rotativo para la tostación en la escala industrial, hecho comprobado posteriormente en los ensayos en planta piloto.

II. 1. D. ENSAYOS DE RECUPERACION DEL URANIO EN LIQUIDOS DE LIXIVIACION POR SOLVENTES AMINADOS

La recuperación del uranio contenido en las soluciones de lixiviación del mineral puede lograrse por diversos caminos. En el ANEXO N° 2 se analizan varias posibilidades por medio de las cuales se obtienen preconcentrados (4-7% U_3O_8) o bien concentrados comerciales (70% U_3O_8). Razones económicas inclinan la elección hacia esta última.

En nuestro caso se pueden aplicar dos técnicas operatorias a saber: a) pasaje de las soluciones por resinas de intercambio iónico o bien, b) extracción por medio de solventes aminados.

Se descarta la primera de ellas pues su aplicación es aconsejable preferentemente a soluciones pobres en uranio y no ricas como la de Huemul-Agua Botada; además es preciso tener en cuenta el peligro de envenenamiento de la resina por la presencia de algunos iones metálicos acompañantes (Mo, V).

La elección del método de extracción por solventes aminados, por otra parte, está avalada por una amplia experiencia mundial, de la que se poseen referencias muy completas.

En el ANEXO N° 15 se concretan las condiciones y resultados obtenidos en los ensayos de extracción del uranio a partir de líquidos de lixiviación con concentración aproximada a 1 gU/l, utilizando Amina LA-2 (0,15M en kerosene desodorizado).

//17. -

En la etapa de re-extracción se utilizó solución acuosa de ClNa 1 M y SO_4H_2 0,05 M.

En ambas etapas (extracción y re-extracción) se obtiene una separación selectiva del uranio -en medio líquido- y al mismo tiempo una concentración del mismo de aproximadamente 30 veces la del líquido original. Los rendimientos de recuperación del uranio, alcanzaron a un valor promedio de 99,8%.

Los líquidos obtenidos se destinan a la precipitación final de concentrados de uranio (diuranato).

II. 1. E. ENSAYOS DE PRECIPITACION DE CONCENTRADOS DE URANIO

Se consideraron cuatro posibilidades para la obtención del producto final:

- a) concentrado sódico
- b) concentrado amónico
- c) concentrado cálcico
- d) concentrado magnésico

Los resultados de los ensayos (ANEXO Nº 15) se sintetizan así:

REACTIVO	LEY DEL PPDO. U_3O_8 %	CONSUMO DE REACTIVO kg/kg U_3O_8	GASTO EN REACTIVO m\$/kg U_3O_8
a) NaOH	68,5	1,008	20
b) NH_3	81,0	0,723	37,60
c) CaO	35,7	0,652	1,30
d) MgO	65,0	0,750	37,5(mfnimo)

De acuerdo con los resultados obtenidos se descartan las variantes:

- b) Por resultar más cara. Si bien es 12,5 puntos superior en ley de U_3O_8 contenido, respecto al concentrado que le sigue, la disminución de la incidencia del flete se hace imperceptible en este orden de concentraciones (m\$ 0,20 por kg de U_3O_8 transportado).
- c) Por dar un producto que debe calificarse sólo como "preconcentrado", por su bajo contenido en U_3O_8 ; además la presencia excesiva del SO_4Ca puede complicar las etapas posteriores de purificación.
- d) Por resultar más cara en relación a a).

//18. -

La variante a) elegida (precipitación sódica), se realiza mediante el agregado del reactivo sobre la solución ácida portante (en este orden), manteniendo la temperatura a 50°C aproximadamente. Se descarta el orden inverso de mezcla de las soluciones pues aunque se obtenga una calidad de grano superior en el precipitado, que facilita la filtración, la ley en U_3O_8 del producto disminuye sensiblemente por la formación de compuestos no definidos con un contenido superior en sodio.

El producto final se seca a 200° - 300°C.

II. 1. F. ENSAYOS DE RECUPERACION DEL COBRE

La recuperación del cobre a partir de la fase acuosa proveniente de la etapa de extracción del uranio por solventes, ofrece tres alternativas fundamentales:

- Electrólisis,
- Precipitación química,
- Resinas de intercambio iónico.

En lo que se refiere a la posibilidad de aplicar la primera de ellas, se hace notar que la técnica internacional indica que las soluciones a tratar deben contener aproximadamente 35 g/l de Cu, en tanto que los líquidos del procesamiento del mineral de Malargüe contienen solamente entre 4 y 5 g/l de Cu. Los ensayos realizados al efecto confirman las referencias conocidas sobre el trabajo en estas condiciones, ya que el metal, muy lentamente depositado, es poco adherente y muy oscuro.

La segunda alternativa comprende cinco variantes:

- a) cementación
- b) precipitación con soluciones amoniacales
- c) precipitación con sulfuro de sodio o ácido sulfhídrico
- d) precipitación con hidróxido de sodio
- e) precipitación con cal

Las dificultades inherentes a las variantes b), c), d) y e) que se establecen en ANEXO N° 13 vuelcan la elección hacia el método de cementación. Las ventajas del mismo consisten en la simplicidad de operación, escasa supervisión y empleo de un equipo sencillo.

Finalmente, se aclara que el empleo de resinas es aconsejable para soluciones conteniendo cantidades insignificantes en cobre, como el caso de líquidos de desecho, con concentraciones del orden de las 100 p.p.m. (0,1 g/l).

///

//19. -

Las condiciones de trabajo quedarán por ende fijadas así:

Método: CEMENTACION

Ley de líquido: 4,8 - 5 g Cu/1
pH: 1,3 - 1,5
Fuerza electromotriz inicial: -390 mv
Temperatura: 20° - 25°C
Relación Fe/Cu: 2,5/1
Duración de operación: 1 hora
Modo de operar: con chatarra en movimiento
F. E. M. final: - 170 mv
Consumo de hierro: Fe/Cu = 1,2/1

Es posible, así, alcanzar un rendimiento de deposición de cobre del 98 %, con una pureza en el cemento del 89% en Cu.

La demanda de este producto es muy reducida en el país y los precios no son retributivos. Esto obliga a continuar el proceso hasta obtener un producto de fácil colocación en el mercado y cuyo precio absorba la parte proporcional de costos de elaboración prevista en los cálculos económicos: estos requisitos son llenados por el sulfato de cobre.

El cobre cemento deberá ser puesto en solución sulfúrica. Hay dos posibilidades para hacerlo:

- disolución directa oxidando mediante corriente de aire
- tostación previa y disolución

La primera se elimina por la extrema lentitud de la operación.

La tostación del cobre cemento se realizará a 550-600°C, durante 1 hora, con el material en movimiento.

El óxido obtenido se disolverá a 90-95°C en una solución de ácido sulfúrico, preparada de modo tal que se obtenga una solución saturada a esa temperatura, la que por enfriamiento a temperatura ambiente (20-25°C) dará lugar a la cristalización previsible entre 85 y 90 %. Las aguas madres serán recicladas hasta que la carga progresiva en sales de hierro obligue a un drenaje.

El consumo previsible en ácido será del orden de 0,4 a 0,5 kg, de SO_4H_2 por kilogramo de $\text{SO}_4\text{Cu} \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ obtenido.

///

//20. -

II. 2. ENSAYOS EN ESCALA DE PLANTA PILOTO

Los ensayos en escala de laboratorio permitieron seleccionar el Esquema II (=B) como el más adecuado. El mismo debió verificarse en una escala mayor (de planta piloto) para comprobar la reproducción de los datos y condiciones.

Por falta de instalaciones adecuadas, no solo en la CNEA sino en el país, no se pudo desarrollar un ensayo en marcha continua que representase simultáneamente las condiciones químicas del laboratorio y las operativas de la escala industrial. Por consiguiente, esta etapa se limitó a reproducir las condiciones observadas en los ensayos de laboratorio, en forma discontinua, a fin de verificar las variables más fundamentales del proceso (consumo de reactivos, rendimientos, características de los productos, etc) adecuando para ello diferentes equipos e instalaciones de la Gerencia de Materias Primas y del Banco Industrial de la República Argentina.

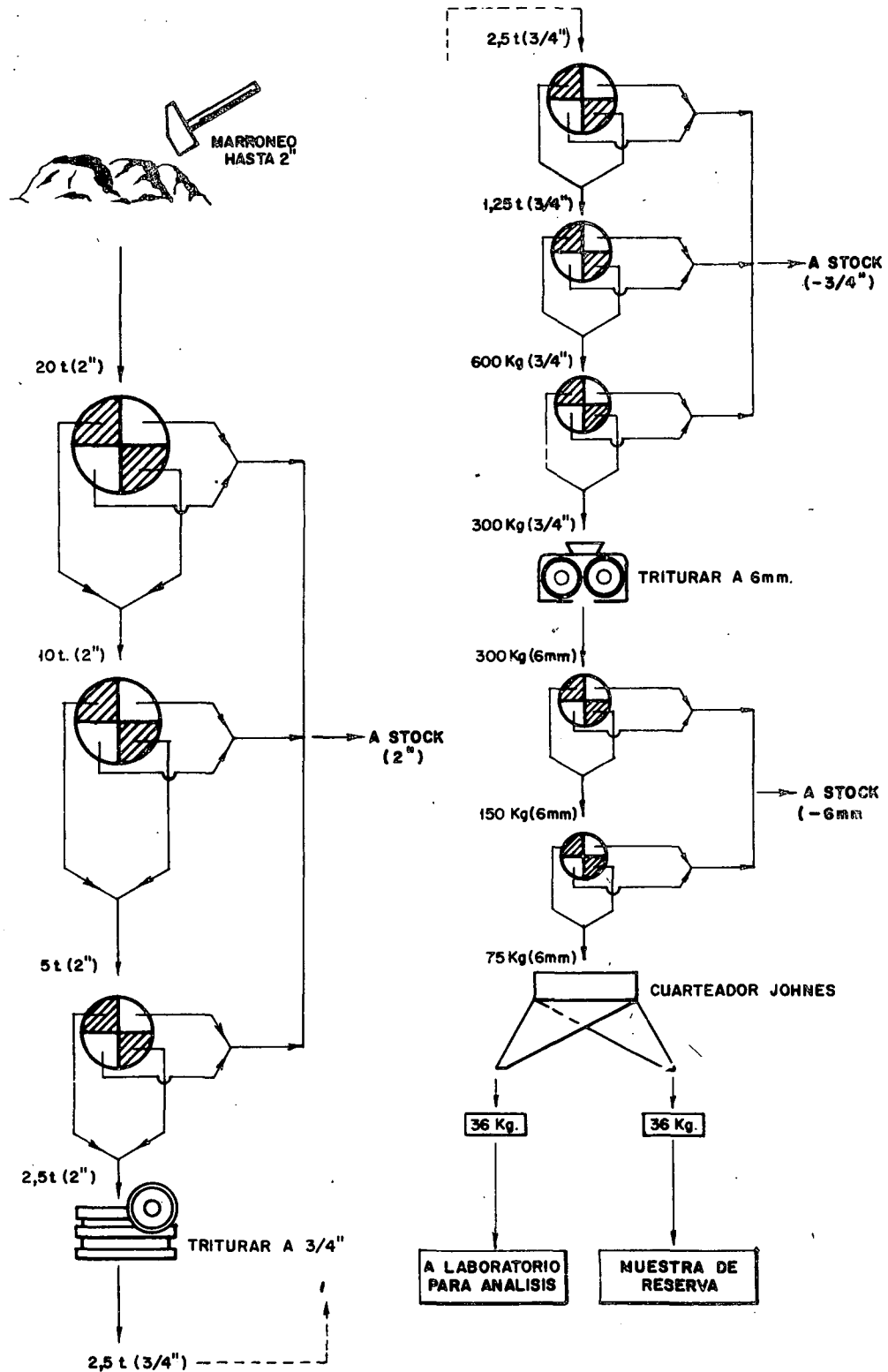
Estos ensayos se realizaron durante 13 días consecutivos, en el transcurso de los cuales se procesó un total de 2.630 kg de mineral proveniente de 40 t de mena representativa de los yacimientos Huemul y Agua Botada, debidamente homogeneizadas y cuarteadas.(Cuadro Nº 8). -

El desarrollo del proceso se cumplió de la siguiente manera:

OPERACION	L U G A R	INSTALACIONES UTILIZADAS
1) Preparación de muestras representativas	Planta Constituyentes	-Planchada -Quebrantadora
2) Molienda y flotación	Planta Piloto del Banco Industrial (B. I. R. A)	-Molino a rolos -Molino a bolas -Clasificador Akins -Bomba vertical de arena -Acondicionador -6 Celdas de flotación (Denver Sub A) -Pileta de decantación de colas -Filtro de vacío (c/equipo completo para concentrados)
3) Tostación del concentrado de flotación	Planta Ezeiza Planta Constituyentes	-Hornos de destilación de Ca. -Mufla eléctrica adaptada (tipo Horno Hereshoff)

///

HOMOGENEIZACION Y MUESTREO DE 20Tn. DE MINERAL



//21, -

OPERACION	L U G A R	INSTALACIONES UTILIZADAS
4) Extracción por lixiviación ácida	Planta Constituyentes	-1 Cuba de agitación -1 Bomba centrífuga -1 Filtro de vacío c/equipo completo Planta Ezeiza
5) Recuperación de líquidos de lixiviación	Div. Ensayos de Laboratorio	-Batería de mezcladores-decantadores (diseño Ing. A. Sialino)
6) Precipitación de concentrado comercial de uranio	Div. Ensayos de Laboratorio	-Equipos de Laboratorio

En forma independiente se realizaron además, dos ensayos de trituración y molienda, en marcha continua, cuyos resultados se informan más adelante.

II. 2. A. PREPARACION DE LA MUESTRA REPRESENTATIVA

Se dispuso de dos lotes de mineral (20 t c/u) representativos de los sectores de Agua Botada y Huemul (ANEXO Nº 10).

Ambos fueron homogeneizados y cuarteados, siguiéndose la técnica esquematizada en el Cuadro 8, obteniéndose:

- muestras de 6 mm para análisis.
- fracciones de $\frac{1}{4}$ " para ensayos.

Los análisis químicos de las muestras indicaron:

	<u>U₃O₈ %</u>	<u>Cu %</u>
Agua Botada	0,213	0,78
Huemul	0,208	1,74

La mezcla de ambos minerales en la proporción de 75% y 25% respectivamente, tiene una ley promedio de:

U ₃ O ₈	0,21 %
Cu	1,02 %

///

II. 2. B. ENSAYOS DE TRITURACION Y MOLIENDA

La diferente molibilidad de las menas de Agua Botada y de Huemul -comprobada en los ensayos en escala de laboratorio (ANEXO N° 11)- determinaron la realización de ensayos en escala de Planta Piloto, a fin de comprobar el grado de sobremolienda del componente de mayor molibilidad (Agua Botada) y su influencia en las etapas posteriores de flotación y lixiviación.

Los ensayos se realizaron independientemente del ensayo de tratamiento químico, en la instalación de trituración y molienda de Planta "Constituyentes" (ANEXO N° 11).

Los resultados finales de los ensayos fueron:

MALLA N°	P E S O %		
	1er. ENSAYO	2do. ENSAYO	3er. ENSAYO
+ 35	3, 3	2, 8	1, 0
+ 60	19, 3	12, 5	14, 2
+ 150	42, 2	46, 6	42, 9
+ 200	14, 2	9, 7	14, 0
- 200	21, 0	28, 4	27, 9

De este cuadro se deduce que es posible evitar el peligro de la sobremolienda del mineral de Agua Botada, obteniéndose un producto final ajustado a la granulometría especificada para la mezcla.

Complementando los ensayos mencionados, se dispone además de los que se realizaron en la Planta Piloto del Banco Industrial (B. I. R. A.), que confirman la posibilidad de alcanzar un grado de molienda apto para las operaciones de flotación y lixiviación (ANEXO N° 16).

II. 2. C. ENSAYOS DE FLOTACION (ANEXO N° 16)

Se efectuaron 12 ensayos de flotación con mineral mezcla, molido, con leyes medias de 0, 20 % U_3O_8 y 1, 03% de Cu.

Los resultados confirman los obtenidos en escala de laboratorio a saber:

//23. -

	Peso %	U ₃ O ₈ %	Recup. %	Cu %	Recup. %
Concentrado	13,1	0,719	46,5	6,10	78,0
Cola	86,9	0,125	53,5	0,26	22,0
Alimentación	100,0	0,203	100,0	1,03	100,0

El costo de consumo en reactivos asciende a m\$n 19,00 por tonelada de mineral tratado.

II. 2. D. ENSAYOS DE FILTRACION (ANEXO N° 16)

Con los productos obtenidos de la flotación se realizaron los siguientes ensayos de filtrabilidad:

a) Para concentrados

Coadyuvante: Separán (25 g/t)

Equipo: Pan-Filter "Denver" de 0,90 x 0,90 cm

Capacidad de filtración: 2,9 t/m² en 24 horas.

b) Para colas

Coadyuvante: Separán (55 g/t)

Equipo: Equipo experimental de laboratorio

Capacidad de filtración: 3,4 t/m² en 24 horas.

II. 2. E. ENSAYOS DE LIXIVIACION (ANEXO N° 16)

Tuvieron como objetivo la confirmación en escala piloto de los resultados obtenidos en laboratorio, especialmente en lo que a consumo de ácido se refiere, dada la incidencia del mismo en el costo de producción del concentrado.

Si bien era de preveer una reproducción de los datos, la realización de los ensayos en esta escala significaron una medida de prudencia por configurar la lixiviación una etapa básica y fundamental del proceso.

Las condiciones óptimas de ataque y preataque quedaron determinadas así:

///

//24. -

- tiempo de ataque: 8 horas
- temperatura de lixiviación: 35-40°C
- relación sólido/líquido: 1:1
- granulometría óptima: 95% - malla 35
45% - malla 150
- pH final: 0,4
- fuerza electromotriz final: -700 mV
- cantidad de mineral: 150 kg/operación
- volumen de agua de lavado: 125 l/operación, a pH= 1
- tiempo de preataque: 1-2 horas

Operando de esta manera los consumos quedan fijados en:

115 kg SO_4H_2 /t mineral
15 kg MnO_2 /t mineral

y los rendimientos de extracción en:

92% para uranio
82% para cobre

II. 3. DESCRIPCION DEL PROCESO ADOPTADO (CONDICIONES OPERATIVAS) (CUADRO Nº 9)

II. 3. A. TRITURACION Y MOLIENDA

El material que ingresa al circuito de trituración se compone de 75% de mena de Agua Botada y 25% de Cerro Huemul, en tamaño inferior a 10".

La etapa de trituración reduce el material a -3/4" para alimentar la molienda húmeda, la cual entrega un producto de:

95% - Malla 35
50% - Malla 150

II. 3. B. FLOTACION

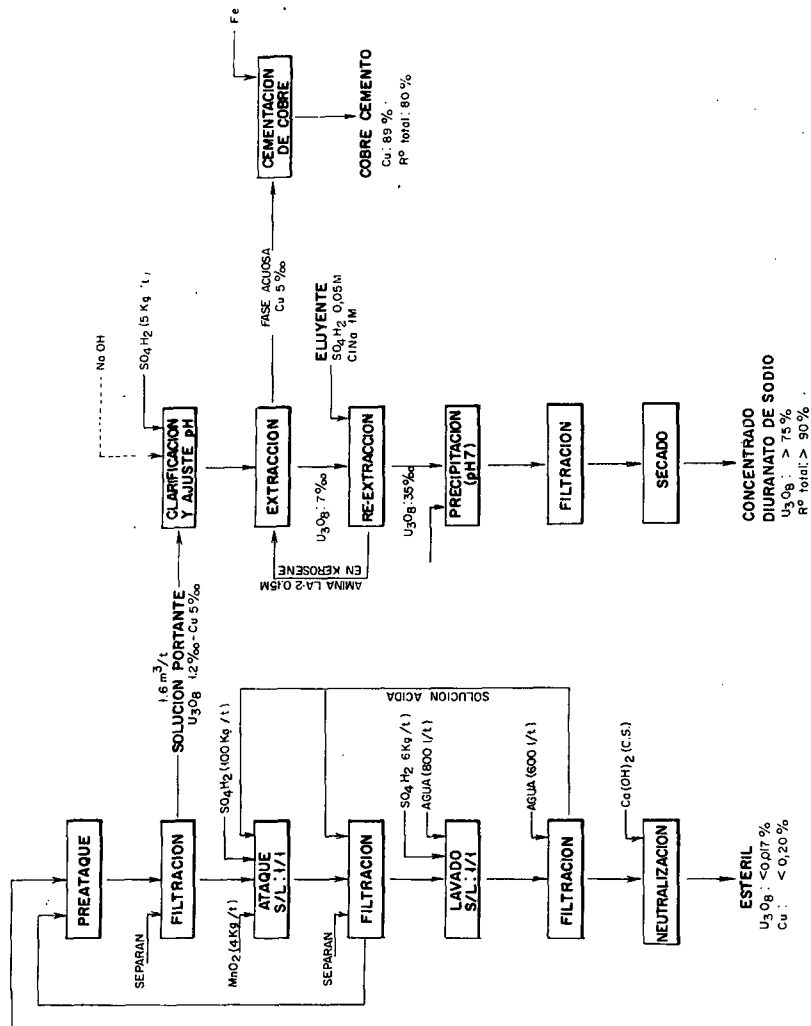
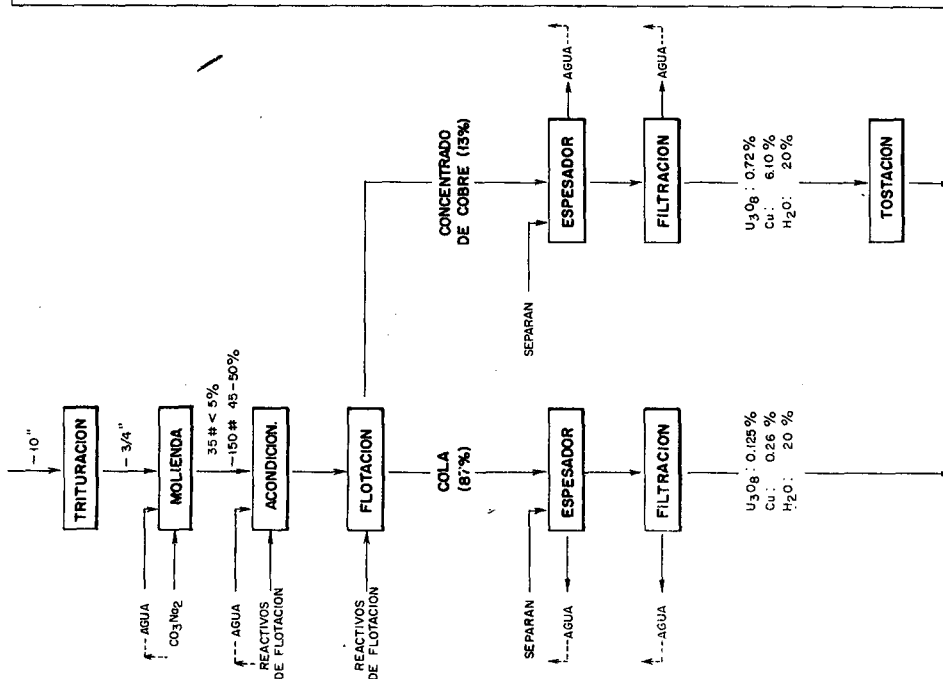
La etapa posterior, de flotación (precedida de un acondicionador de pulpa), utiliza carbonato de sodio, amilxantato de potasio y aceite de alquitrán como reactivos de flotación.

///

CONDICIONES OPERATIVAS DEL PROCESO

MINERAL (AGUA BOTADA : 75% }
(MUEMUL : 25% }

U_3O_8 : 0.21% - Cu : 1.02%



//25. -

De ella resultan dos productos:

- a. Concentrado de Cu (13% del material original) con 0,72 % U_3O_8 , 6,10% Cu y 20% de humedad, aproximadamente.
- b. Colas de flotación (87% del material original) con 0,125% U_3O_8 ; 0,26% Cu y 20 % de humedad, aproximadamente.

II. 3. C. TOSTACION

El concentrado de cobre se destina a la tostación con el objeto de destruir la materia orgánica presente y pasar los minerales de cobre a un estado de fácil lixiviación.

Por efecto de la tostación, el peso de concentrado se reduce en un 10% aproximadamente.

La temperatura de tostación no debe sobrepasar los 520°C, a fin de evitar la insolubilización de uranio.

II. 3. D. LIXIVIACION

a) Preataque

El concentrado tostado y la cola de flotación ingresan en conjunto al "preataque", iniciándose la lixiviación (mediante agitación) con soluciones ácidas provenientes del "ataque".

Esta etapa tiene por objeto:

-Neutralizar el material ingresante, aprovechando la acidez remanente (pH: 0,4) de los líquidos de "ataque", lo que produce una considerable economía en el consumo de ácido sulfúrico.

-Enriquecer el tenor en uranio de los líquidos de "ataque"

El tiempo de "preataque" es de aproximadamente una hora, obteniéndose al final del mismo -previa filtración- una solución de uranio (1,6 m³/tonelada de mineral original, al 1,18 o/oo de U_3O_8 y 5%o de Cu; pH: 2-3 y f. e. m. = -350 mV), la que se destina al circuito de solventes aminados.

///

//26. -

El mineral filtrado pasa a la etapa de "ataque".

b) Ataque

Esta etapa tiene por objeto completar la extracción del uranio y cobre contenidos en el material pre-atacado.

Se acondiciona SO_4H_2 y MnO_2 en la proporción de 100 kg/t y 4 kg/t, respectivamente, llegando a un pH final de 0,4 y f.e.m. = -700 mv luego de 8 horas de lixiviación a temperatura ambiente (la exotermia de la reacción eleva la temperatura hasta 35°C).

Los líquidos del ataque -previa filtración- se destinan al circuito de preataque según se vió en el punto anterior.

El mineral atacado y filtrado se lava, suspendiéndolo nuevamente con solución de SO_4H_2 a pH 1 y se vuelve a filtrar, para asegurar la máxima recuperación del uranio y cobre empapantes.

Los líquidos ácidos del lavado se reciclan al circuito de ataque.

Finalmente, el mineral estéril se neutraliza con suspensión de $\text{Ca}(\text{OH})_2$, para ser enviado al depósito de residuos.

En las etapas de filtración se emplea Separan como agente coadyuvante, en la proporción de 10-100 g/t de mineral.

En las etapas de lavado se emplea aproximadamente 6 kg de ácido sulfúrico en solución acuosa (pH 1) por tonelada de mineral tratado.

II. 3. E. RECUPERACION POR SOLVENTES AMINADOS

La solución portante que proviene del preataque (ver II. 3. D. a) debe ser clarificada para evitar inconvenientes posteriores en la mezcla con solventes. Asimismo, debe ajustarse la acidez hasta pH: 1, 1 -1, 5 (con un consumo aproximado de 5 kg SO_4H_2 /t mineral), para encuadrarse en las condiciones de trabajo exigidas por el proceso.

a) Extracción

Se utiliza Amina LA-2 en solución 0,15 M en kerosene desodorizado. Se adopta una relación:

$$\frac{f \quad (\text{aq})}{f \quad (\text{org})} = \frac{6}{1}$$

en 5 etapas de mezcladores-decantadores.

///

//27. -

De esta manera el solvente resulta con una concentración aproximada de 7,08 g U_3O_8 /l.

En la fase acuosa permanece el Cu, que se destina a la sección correspondiente.

b) Re-extracción

El uranio contenido en el solvente de la etapa anterior, se re-extrae mediante una solución acuosa (eluyente) de $ClNa$ 1M y SO_4H_2 0,05 M en relación

$$\frac{f(aq)}{f(org)} = \frac{1}{5}$$

Al finalizar la reextracción, la concentración de U en el eluyente alcanza aproximadamente a 35,4 g U_3O_8 /l. Este líquido se destina a la precipitación de concentrados.

El rendimiento de la etapa de recuperación (extracción y reextracción) alcanza a 99,8%.

II. 3. F. PRECIPITACION DE CONCENTRADOS

El uranio contenido en la fase acuosa proveniente de la reextracción eluyente, se precipita al estado de uranato sódico mediante el agregado de solución de hidróxido de sodio. La operación se realiza a 50°C y el rendimiento de precipitación alcanza prácticamente al 100%, obteniéndose un precipitado que, secado a 200° - 300°C, llega a titular un 75% en U_3O_8 .

La separación sólido-líquido se efectúa en filtro continuo al vacío, eliminándose la humedad residual en un secadero también continuo; la descarga del producto seco se hace a silos de almacenamiento, de los cuales se extrae para el envasado y expedición.

Este producto está ya en condiciones de ser calificado como "concentrado de uranio de valor comercial".

II. 3. G. RECUPERACION DEL COBRE

En la fase acuosa que sale de la etapa de extracción con solvente, se encuentra todo el cobre extraído del mineral (80% del original) y su recuperación se opera mediante cementación.

Este proceso se realizará por circulación de las soluciones cupríferas sobre chatarra de hierro en movimiento (no fija), obteniéndose la deposición de cobre metálico pulverulento, que se desprende y cae al fondo del recipiente, gracias al roce de los trozos de hierro.

La separación del cemento de cobre se efectúa por filtración. El rendimiento de la cementación llega a un 98%, dando un cobre cemento con una pureza aproximada al 89% Cu.

Con el objeto de facilitar la disolución del cobre cemento en ácido sulfúrico se lo somete a una tostación previa a 500 -600°C en ambiente oxidante. El óxido resultante se disuelve, a 90-95°C, en la cantidad calculada y suficiente de ácido como para obtener una solución saturada a esa temperatura, la que enfriada a temperatura ambiente dará origen a la cristalización del $\text{SO}_4\text{Cu} \cdot 5\text{H}_2\text{O}$. Esta operación se realizará aplicando agitación para obtener cristales pequeños y homogéneos.

Los cristales obtenidos son escurridos por centrifugación, y las aguas madres retornan al ciclo de disolución-cristalización.

El rendimiento de cristalización dependerá de las condiciones físicas de operación que se elijan, siendo la recuperación del cobre prácticamente total gracias al reciclo de las aguas madres de cristalización.

III. ANTEPROYECTO PLANTA

III. 1. CAPACIDAD DE LA PLANTA

El estudio del Ing. SUGIER (ANEXO N° 2) indica que para operar económicamente una planta de concentración para el mineral de Huemul-Agua Botada, la misma deberá ser de una capacidad de 80 a 100 t/día.

Es indudable que el costo de producción podría disminuirse en forma sensible si la planta tuviese mayor capacidad que la señalada, pero ello obligaría a acortar su período de operación, puesto que las reservas comprobadas de mineral solo ascienden a 131.200 t.

De procederse así, por otra parte, se aumentaría la incidencia del rubro "Amortización", tanto en planta como en mina y se requeriría una inversión inicial superior para los equipos de mayor capacidad.

Como las reservas totales a procesar ascienden a 131.200 t, y considerando un período operativo anual de 300 días, resulta una capacidad de 87,5 t/día, que se tomará como base para el balance de materias.

En previsión de un posible aumento de las reservas y de la correspondiente ventaja en obtener producciones marginales a costos por debajo de los normales, se estima conveniente fijar la capacidad nominal de planta, en el orden de 100 toneladas por día.

La operación de la misma será continua, deduciéndose 1 mes por período de licencia anual del personal y repaso general de las instalaciones y equipos y otros 35 días por paralizaciones imprevistas en el transcurso del año.

En definitiva, quedan establecidos estos criterios generales:

- a) capacidad inicial de la planta, a los efectos de la estructuración de los balances de materias y energético:

87,5 t/día (3,6 t/hora)

- b) capacidad calculada de planta, a los efectos del dimensionamiento de los equipos e instalaciones y previsión de disponibilidades energéticas, sobre la base de operación de 22 h/día:

100 t/día (4,5 t/hora)

//30.-

La capacidad productiva anual de la planta puede resumirse así:

Mineral a tratar.....	26.240 t/año
Ley media en uranio.....	0,20574%U ₃ O ₈
Uranio contenido.....	53.986 kg U ₃ O ₈
Uranio a producir (R = 90%)	48.587 kg U ₃ O ₈
Ley media en cobre	0,9536 % Cu
Cobre contenido	250.240 kg Cu
Cobre a producir (R = 80 %).....	200.192 kg Cu
Sulfato de cobre equivalente	780.749kgSO ₄ Cu.5H ₂ O

$$\text{Relación: } \frac{\text{kg SO}_4\text{Cu. 5H}_2\text{O a producir}}{\text{kg U}_3\text{O}_8 \text{ a producir}} = 16,07$$

$$\text{Relación: } \frac{\text{kg U}_3\text{O}_8 \text{ a producir}}{\text{t mineral a tratar}} = 1,8516$$

III. 2. FLOW-SHEET

En las LAMINAS VIII, IX, X, XI y XII se ilustra el flow-sheet general de la planta y los parciales para cada etapa principal.

III. 3. DESCRIPCION DE LAS INSTALACIONES

III. 3. A. RECEPCION Y ACOPIO DEL MINERAL

- a. Recepción: El mineral procedente de los yacimientos no contendrá trozos de tamaño superior a 10" (25 cm), pues las tolvas en mina contarán con parrillas de barras de tal distanciamiento. Asimismo, se preve que en

///

//31.-

el yacimiento se efectuará una primera determinación radimétrica de las leyes de las distintas partidas. De acuerdo con lo previsto la mena llegará a planta en camiones, previo pesaje en báscula.

Cada partida se destinará a tolva o cancha-stock, según las necesidades.

- b. Acopio: Para el caso de interrupción del suministro, se preve una cancha stock mínima para 1,750 t de mineral, cantidad que constituye la reserva básica correspondiente a 20 días de operación. Dicha cancha tendrá piso hormigonado y un sistema de canaletas recolectoras de agua, a fin de impedir la pérdida de los elementos valiosos de la mena que puedan lixiviarse naturalmente por el agua de lluvia o de nieve. El agua recolectada se bombeará al circuito de tratamiento correspondiente, para la recuperación del cobre y del uranio que contenga en solución.

En la cancha se dispondrán, según convenga, varios lotes perfectamente determinados en cuanto a pesos y leyes se refiere.

La carga de mineral de cada camión, si no es descargada en la tolva primaria, se volcará en el lote correspondiente. Toda vez que sea necesario, un tractor provisto con pala topadora arrastra mineral de los lotes adecuados, hasta la tolva.

Como depósito complementario de acopio se dispone de la tolva primaria, en la que pueden almacenarse 50 t.

III. 3. B. MOLIENDA

El circuito de molienda del mineral comprende una trituración primaria, otra secundaria y luego la molienda propiamente dicha.

Se considera que el mineral llegará a la planta en trozos de tamaños no superiores a 10" (25 cm), y que el producto de descarga del clasificador debe contener el 5% en peso como máximo a más de 35 mallas Tyler.

De la tolva primaria de 50t (1) por medio de un alimentador a oruga (2), el mineral pasa por una parrilla de 2" (3), que envía el grueso a la trituradora primaria a mandíbulas de 10" x 20" (4) y el material pasante a la trituración secundaria.

///

//32.-

El material triturado primariamente es llevado por medio de correas transportadoras (5, 6, 7) a una zaranda vibratoria de 3' por $\frac{1}{2}$ ' (8) y con mallas de $\frac{3}{4}$ '. Desde allí el fino pasa al silo secundario y el grueso a la trituración secundaria, que se realiza en un cono Symons de 22" (9).

Completada la trituración, todo el material se envía por correa (10) a la tolva secundaria de 140 t de capacidad (12). Esta tolva establece una reserva por cualquier situación de emergencia en la planta de trituración. Previamente a la descarga en esta tolva se toma muestra para determinación de humedad por medio de un muestreador automático (11).

A partir de esta tolva el circuito se hace continuo y por medio de un alimentador a correa (13) y previa pesada automática (14), el material pasa a un molino a bolas de 5' por 6' (15), en molienda húmeda y con un clasificador Akins de 30" por 18' (16).

Posteriormente, el material es muestreado en forma automática (17) para la determinación de leyes y previa preparación en un acondicionador de 6' por 6' (27), pasa a la planta de flotación.

III. 3. C. FLOTACION

La flotación tiene por objeto concentrar el cobre para obtener un volumen menor de material a tostar. Los ensayos demostraron que con una flotación que permita obtener un 13% en peso de concentrado de flotación, puede separarse en él, el 80% del cobre total. Para el uranio los valores promedian el 45%.

Las celdas de flotación serán del tipo Denver Sub-A N° 15 de subaereación, que permiten la realización de una o más etapas de "cleaning" (28).

De las celdas de flotación, el concentrado se envía a un espesador de 10' por 7' (38) y desde allí a un filtro de discos de 4' por 5' (41). Finalmente, una correa transportadora (42) lo lleva al horno de tostación.

Igual circuito realizan las colas de flotación que van a un espesador de 38' por 10' (20) y, posteriormente, a un filtro de discos de 8' por 6' (23). Por último este material es transportado por correa (24) a las cubas del preataque.

El circuito se completa como puede apreciarse en el flow-sheet de la LAMINA IX con los alimentadores de reactivos, bombas de diversos tipos para movimiento de barros y líquidos, muestreadores, etc (18, 19, 21, 22, 25, 26, 29, 30, 31, 32, 33, 34, 35, 36, 37, 39, 40, 43, 44, 45, 46, 47).

///

//33.-

Los productos que se obtienen en la flotación son los siguientes:

- 1.- Cola de flotación, que involucra el 87% del total del material, con un 20% de humedad.
- 2.- Concentrado de flotación, que involucra un 13% del total, igualmente con un 20% de humedad. Esta fracción se envía al horno de tostación.

III. 3. D. TOSTACION DEL CONCENTRADO CUPRIFERO

Para la tostación del concentrado de la flotación se adoptará un horno rotatorio continuo de 15 m de largo por 0,90 de diámetro interior (medida aproximada), donde el material será secado y tostado a una temperatura no superior a 520 °C (48).

En el horno de tostación se pierde un 10% en peso por eliminación de la materia orgánica.

Por medio de un transportador a tornillo (49) este material es llevado al circuito de lixiviación.

III. 3. E. LIXIVIACION DEL MINERAL

Al circuito de lixiviación ingresan en conjunto el concentrado tostado y la cola proveniente de flotación.

El preataque se efectuará en dos cubas con una capacidad unitaria de 6 m³, provistas de agitación mecánica (51-52).

El material preatacado se filtra en un filtro rotativo sin lavado y con una superficie de filtración de 30 m², construido en material resistente al ácido (53).

Los líquidos portadores serán bombeados a 3 tanques colectores de líquidos de preataque, de 12 m³ c/uno, de acero inoxidable (70, 71, 72).

Los barros provenientes del filtro se descargan por gravedad a las cubas de ataque que integran una batería de 10 unidades similares a las adoptadas para el preataque (54 a 63).

La pulpa agotada se filtra y lava en un filtro rotativo a vacío de similares características del adoptado para el preataque, con lavado del material (64).

El residuo es repulpado en una cuba similar a las anteriores. Los líquidos se bombean a 3 tanques colectores de líquidos portantes de ataque, de 12 m³ c/uno, de acero inoxidable (76, 77, 78).

///

El residuo repulpado se filtra y lava nuevamente en otro filtro de iguales características a los anteriores (66), desde donde los residuos lavados son otra vez repulpados y neutralizados con lechada de cal en una cuba de 6 m^3 (67) y posteriormente se bombean al depósito de estériles.

Los líquidos del último filtro pasan a los tanques colectores de líquidos de lavado, que también son 3 a 12 m^3 c/uno, contruados con acero inoxidable (79, 80, 81).

Los líquidos de los tanques colectores del preataque se filtran con filtro clarificador del tipo Swetland (73), de acero inoxidable, de $4,75 \text{ m}^2$ de superficie de filtración, y luego se bombean a los tanques de almacenamiento y ajuste de pH en la planta de solventes.

El circuito de extracción se completa con los tanques de preparación de soluciones de Separan, bombas de diversos tipos, y elementos accesorios a las instalaciones principales (50, 68, 69, 74, 75, 82, 83, 84, 85, 86).

III. 3. F. EXTRACCION DE LOS LIQUIDOS

Los líquidos clarificados provenientes de la lixiviación se almacenen en tres tanques de ajuste de pH; con una capacidad de 12 m^3 cada uno, contruados en acero inoxidable (87, 88, 89).

Desde estos tanques, se bombean a un recipiente de nivel constante de acero inoxidable y de 200 litros de capacidad, desde el cual se alimentan las baterías de mezcladores-decantadores en número de 5 (93 a 97).

Cada mezclador-decantador, de acero inoxidable, con agitador-impulsor, tendrá una capacidad de 3,600 litros; la batería se complementa con caudalímetros, bombas dosificadoras especiales, etc.

El líquido estéril en uranio y portador del cobre pesa a través de un decantador de seguridad de 7,200 litros (98) para luego ser enviado a tres tanques de 6 m^3 cada uno, de acero inoxidable, para alimentación de la planta de recuperación de cobre.

La alimentación del solvente a la batería de mezcladores-decantadores del grupo de extracción se efectúa desde los tanques depósitos de solventes, de acero inoxidable, de 12 m^3 cada uno.

Tres tanques con estas características contienen solvente regenerado (100, 101, 102) y otro similar solvente nuevo (99). Desde ellos, previo un recipiente de nivel constante de 200 litros (103), se alimenta la batería de extracción.

//35 -

El solvente cargado que proviene de la batería de extracción, pasa a través de un decantador de seguridad de 7.200 l (104), para ser colectado en dos tanques depósitos de los tipos standard adoptados, es decir de acero inoxidable de 12 m³ (105-106).

Desde allí se bombea a un recipiente de nivel constante de 200 litros (107), desde donde se efectúa la alimentación de la batería de reextracción, la cual está integrada por cuatro mezcladores-decantadores de 825 litros de capacidad unitaria (108 a 111).

Cada mezclador-decantador se construirá en acero inoxidable y estará provisto de equipo agitador-impulsor.

La batería se complementa con los medidores de caudal y las bombas de circulación.

El solvente agotado, previo pasaje por un decantador de seguridad de 1.500 litros de capacidad se enviará a los tanques de solventes regenerados.

Eventualmente podrán desviarse, previo pasaje por un tanque compensador de 6 m³ (115), a la planta de regeneración del solvente afectado por envenenamiento.

A la batería de reextracción ingresa el eluyente, previo pasaje por un recipiente de nivel constante de 200 litros (133), el que se alimenta por bombeo desde el tanque depósito de 6m³ (120).

Este tanque se carga desde la planta de alimentación de eluyente, compuesta por un depósito para sal (130), de mampostería, donde se prepara la solución; por un filtro prensa (131), un tanque de ajuste de pH de 12 m³ (132) y una bomba de impulsión.

El eluyente cargado, previo pasaje por un decantador de seguridad de 1.500 litros de capacidad (113), se envía al depósito de 6 m³ (114) de hierro ebonitado, desde donde se bombea a la planta de precipitación.

Como planta auxiliar para regeneración de amina se contará con un mezclador-decantador de 825 litros de capacidad (117), alimentado desde un tanque de nivel constante de 200 litros (116) con la amina impura y desde otro recipiente similar (119), con la solución regenerante de carbonato de sodio, preparada en un tanque de acero inoxidable de 6 m³ (118).

////

//36. -

III. 3. G. PRECIPITACION DEL URANIO

Del depósito de eluyente cargado se bombea éste a dos tanques de precipitación (124, 125), de 1.000 l c/u, de acero inoxidable, con agitador, previo pasaje por un tanque de nivel constante de 200 l (123).

El reactivo se bombea desde un depósito de 500 l, de acero inoxidable (121), con agitador, a un tanque de nivel constante de 50 l (122).

El precipitado que se obtiene se filtra con un filtro rotativo (126) de 0,75 m² desde donde pasa al secadero. Los líquidos estériles se bombean al exterior.

III. 3. H. SECADO Y ENVASADO DEL DIURANATO

El diuranato se recibirá en forma continua desde el filtro sobre la cinta de un horno de secado (127), del que se obtendrá el material con menos del 5% de humedad.

El secadero descarga sobre una cinta (126), la que transporta el material a un silo de 2 t de capacidad, herméticamente cerrado y con sistema de captación de polvo, desde donde se procede al envasamiento y pesada final para su posterior expedición.

III. 3. I. RECUPERACION DEL COBRE

Los líquidos agotados en uranio y que contienen todo el cobre se reciben en 3 tanques de 6 m³ c/u (134-135-136). De estos pasan a dos tanque de cementación (137-138) a tambor cribado, sumergidos en la solución a tratar. La chatarra de hierro se encuentra dentro del tambor. La suspensión de cemento cobre pasa a dos tanques de 6 m³ (139-140) con agitador, desde donde descarga a dos filtros prensas de 6 m² de superficie filtrante cada uno (141-142).

El cobre cemento separado cae a una tolva de alimentación a tornillo (143) del horno de tostación (144). Este horno es del tipo mufla vertical continuo, con una capacidad de 30-40 kg/hora.

Desde la salida del horno, el óxido de cobre es transportado por cinta (145) a un silo de 6 m³ (146).

El óxido, previa pesada en báscula (147), se carga en los reactores de disolución (149-150) de 4 m³ c/u, con calefacción y agitación, en los que es disuelto con ácido sulfúrico proveniente de un tanque (148) de 3 m³.

///

//37.-

La solución de sulfato de cobre, saturada en caliente, pasa a los cristalizadores (151 - 152) de 4 m^3 c/u, con refrigeración y agitación. El agua de refrigeración se enfría en la torre de enfriamiento (156).

La suspensión de cristales de $\text{SO}_4\text{Cu} \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ cae a una centrífuga de canasto (153), donde se separan los cristales de sus aguas madres. Los cristales escurridos son luego lavados con agua acidulada proveniente del tanque (155) de 6 m^3 .

Las aguas madres de cristalización se recogen en un tanque (154) de 6 m^3 , del cual son recicladas a la cabeza del proceso.

Los cristales de $\text{SO}_4\text{Cu} \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ pasan a envase y expedición.

Se dispondrá además de un tanque reserva con una capacidad de 6 m^3 (157).

III. 4. A. CONSUMOS

Los consumos proporcionales previstos son:

Acido sulfúrico.....	120	kg/t
Bióxido de manganeso.....	18	kg/t
Separán.....	0,1	kg/t
Reactivos de flotación.....	varios	
Cal.....	2	kg/t
Sal.....	4	kg/t
Hidróxido de sodio.....	1,5	kg/t
Pérdida de fase orgánica.....	0,756	kg/t
Carbonato de sodio.....	5	kg/t
Amina.....	0,024	kg/t
Chatarra de hierro.....	12	kg/t
Electricidad.....	96	kW/t
Combustible (mezcla 70/30).....	15	kg/t

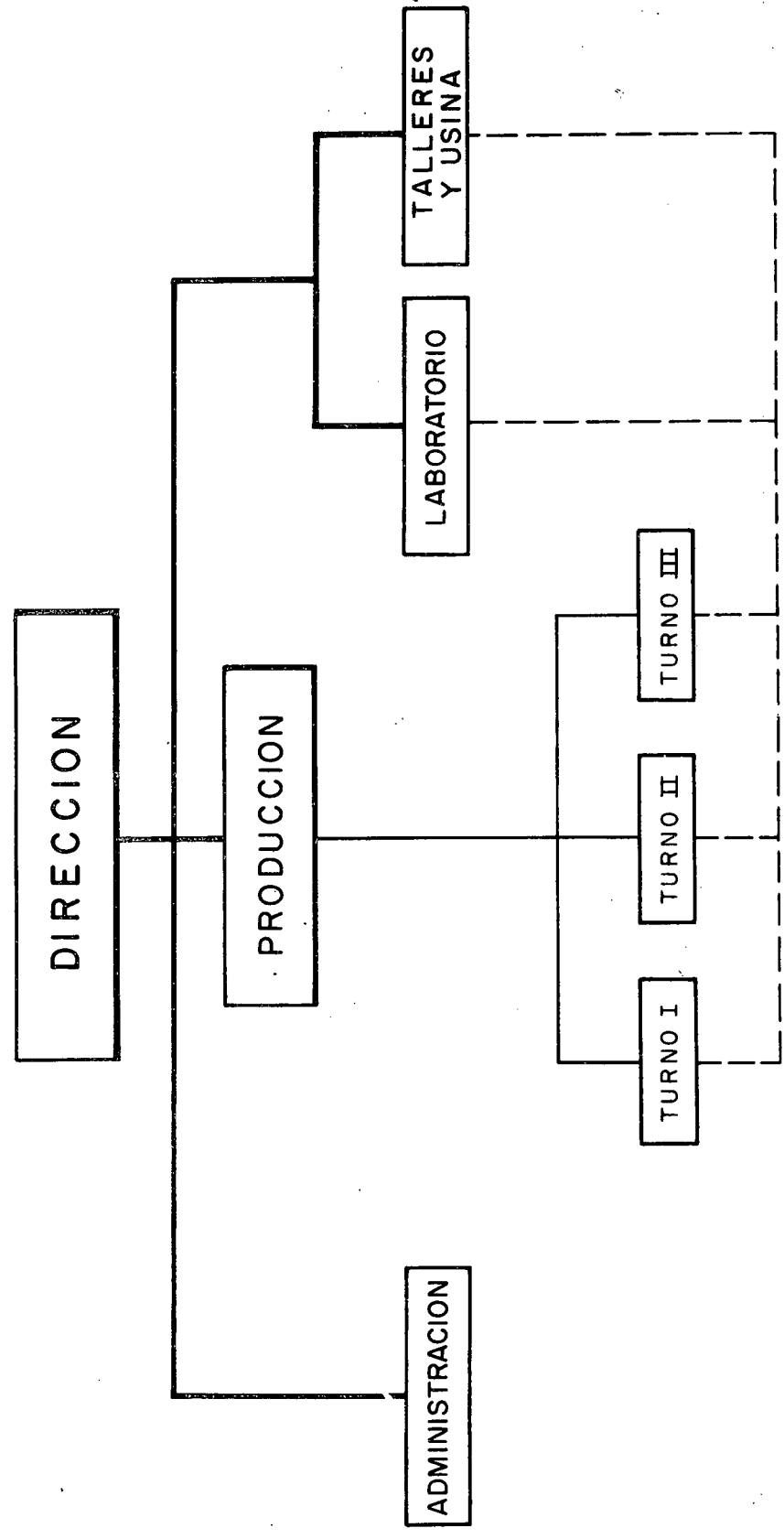
IV. ORGANIZACION Y SERVICIOS GENERALES

IV. 1. ORGANOGRAMA DE LA PLANTA

En el Cuadro Nº 10 se ilustra el organograma general de la Planta, el que se confeccionó de acuerdo a los requerimientos funcionales de la misma.

///

ORGANOGRAMA GENERAL PLANTA MALARGÜE



//38. -

Se tomaron como antecedentes:

- a) La función productiva de la Planta.
- b) La economía que representa el menor número de personal superior.
- c) La experiencia efectuada en otras plantas de este tipo, tanto en el país como en el extranjero.
- d) La situación geográfica de Malargüe.
- e) El régimen de trabajo determinado por el proceso continuo de 24 h/dfa.
- f) Las líneas generales de la organización de la C. N. E. A.

En la lista adjunta se discrimina la distribución y el número de agentes que se prevé serán necesarios para operar la nueva Planta, el que constituye el plantel mínimo para atender los tres turnos de trabajo. Por otra parte, esta cifra deberá ser ajustada de acuerdo al régimen laboral que se aplicará y que podría ser:

- a) El de la Administración Pública, ajustado al ritmo de necesidades de la Planta.
- b) El de la industria privada.
- c) Un régimen escalafonario especial (C. N. E. A.).

Debe destacarse que si el aumento de reservas de mineral lo permitiera, con el mismo plantel podrá hacerse operar la planta con mayor capacidad diaria.

	<u>TURNOS</u>	<u>AGENTES</u>	<u>TOTAL</u>
<u>A. Dirección y Servicios Generales</u>			
-Director de Planta	-	1	
-Jefe de Producción	-	1	
-Encargado de Laboratorio	-	1	
-Encargado de Talleres y Usina	-	1	
- Jefe de Administración	-	1	
-Encargados de turno	3	3	
-Empleados de Administración	-		
Contaduría y Personal	1	2	
Almacenes y Compras	1	2	
-Guardia y servicio	3	4	
-Químicos de laboratorio	3	3	
-Peón de Laboratorio	1	1	
-Usina y Abastecimiento	3	6	
SUBTOTAL A:		26	26

///

//39. -

	<u>TURNOS</u>	<u>AGENTES</u>	<u>TOTAL</u>
B. <u>Obreros</u>			
-Recepción y trituración	1	2	
-Molienda, Flotación, Tostación	3	6	
-Lixiviación y eliminación residuos	3	6	
-Solventes	3	6	
-Preparación de reactivos	2	2	
-Precipitación, envase, pesadas	3	6	
-Recuperación de cobre	3	6	
-Mantenimiento	3	6	
-Peones generales	1	3	
-Peones generales	2	4	
SUBTOTAL B		47	
			47
TOTAL PLANTEL BASICO			73
C. <u>Relevos del plantel de obreros</u>			
-Un agente c/5(20% sobre un régimen de 40 hs/6 días)			10
<u>TOTAL GENERAL</u>			83

IV. OBRAS CIVILES

En el Cuadro N° 11 se detallan las necesidades de la planta en obras civiles, y se destacan las posibilidades de recuperación o de utilización de las instalaciones ya existentes en Malargüe.

El total de superficie cubierta que demandará la nueva Planta alcanza a 3.820 m², existiendo un total de 1.420 m² recuperables de las actuales instalaciones. Algunas de ellas deberán ser sometidas a mejoras, como en el caso del edificio de Administración, comedor, etc.

Se consideró la conveniencia de instalar en el actual galpón de fábrica parte de los almacenes y en el de usinas y caldera, el futuro garage y taller de automotores.

Los galpones de aluminio no pertenecientes a la C.N.E.A., quedarán disponibles para su devolución a la Secretaría de Aeronáutica, dado el alto costo de

///

OBRAS CIVILES (EDIFICIOS)

LOCAL	SUPERFICIE m ²	VALOR m\$ n A	EXISTENTE		COSTO MEJORAS m\$ n C	VALOR MATERIALES DISPONIBLES m\$ n D	OBSERVACIONES
			m ² B	VALOR m\$ n B			
6 - Administración	200	1.000.000	200	1.000.000	100.000	—	
11 - Casa habitación de guardia	50	150.000	50	150.000	—	—	
10 - Comedor	100	500.000	100	500.000	300.000	—	
9 - Baños y Vestuarios	100	500.000	—	—	—	50.000 (*)	(*) Aberturas, hierro. -
12 - Guardia	30	90.000	30	90.000	—	—	
4 - Laboratorios	100	600.000	—	—	—	60.000 (*)	(*) Aberturas, hierro. -
5 - Pañol Industrial	580	1.740.000	580	1.740.000	—	—	
8 - Garage - Taller Automotores	300	900.000	300	900.000	—	—	
1 - Planta Industrial	1.500	4.650.000	—	—	—	670.000 (*)	(*) Armaduras, aberturas, hierros. -
2 - Tinglados Depósitos	500	750.000	—	—	—	65.000 (*)	(*) Aberturas, hierros. -
3 - Usina y Calderas	200	620.000	—	—	—	155.000 (*)	(*) Armaduras, aberturas, hierros. -
7 - Taller Industrial	160	500.000	160	500.000	—	—	
TOTALES	3.820	12.000.000	1.420	4.880.000	400.000	1.000.000	

Inversión total prevista: m\$ n 12.000.000.-
 Economía: B - C + D = 5.480.000 m\$ n.-
 Nueva Inversión: A - (B - C + D) = 6.520.000 m\$ n.-
 Superficie total necesaria prevista 3.820 m²
 Superficie total disponible 1.420 m²
 Superficie total a construirse 2.400 m²

//40.-

adquisición con que fueron tasados y su escasa adaptabilidad a las condiciones de la zona.

Las mayores superficies necesarias que deberán construirse corresponden al edificio de la planta industrial, depósitos para materiales elaborados, edificio de caldera y usina, y laboratorio. En total integran 2.400 m².

Para estas construcciones, existe material disponible en el Centro Atómico Bariloche, por un valor mínimo de m\$ⁿ 1.000.000, cuya utilización representará una apreciable economía.

En lo que se refiere a las obras civiles para fundación de maquinarias, éstas serán necesarias en la planta de molienda y para los motores Diesel, debiendo ser las mismas computadas conforme a las informaciones de los fabricantes de los equipos y de acuerdo a las características del terreno.

IV.3. FUERZA MOTRIZ

La planilla adjunta demuestra que la potencia total necesaria a instalar alcanzará a 761 HP.

El régimen de trabajo distribuye esta potencia en:

761 HP durante 8 h
700 HP durante 16 h

Los equipos generadores de que ya se dispone, son los siguientes:

a) 2 Grupos ANSALDO de "Fábrica Malargüe"; potencia unitaria 150 HP.....	300 HP
b) Grupo OTTO-DEUTZ de Usina Ezeiza; potencia 336 KW, equivalentes a	450 HP
c) Grupo OTTO-DEUTZ de Constituyentes; potencia 166 KW, equivalentes a	220 HP
<u>Total (a nivel del mar)</u>	<u>970 HP</u>
<u>Reducción 15% por altura en Malargüe</u>	<u>145 HP</u>
<u>Total disponible equipos propios</u>	<u>825 HP</u>
<u>Suministro usina Malargüe</u>	<u>50 HP</u>
TOTAL GENERAL:	875 HP

Esta disponibilidad es satisfactoria, pues se trata de potencia instalada. La demanda real será de un 75% del total o sea que el consumo efectivo será de + 575 HP, lo que significa que el margen de reserva será de 300 HP, cifra que no sólo permitirá atender un posible incremento del ritmo operativo, sino que facilitará la atención mecánica de los distintos grupos electrógenos.

///

//41. -

ESTIMACION DE FUERZA MOTRIZ NECESARIA

A. - TRITURACION Y MOLIENDA 218 HP

1) Alimentador a oruga	3
2) Triturador a mandíbulas	30
3) Correa transportadora de 100'	2
4) Cono Symons	25
5) 2 correas transportadoras de 50' (total)	3
6) Polea magnética	0,75
7) Zaranda vibrante	3
8) Alimentador a correa	1,5
9) Molino a bolas	60
10) Clasificador a espiral	3
11) Muestreador Snyder nº 27	0,5
12) 2 bombas centrífugas verticales de 1-1,5 (total)	6
13) Muestreador tipo Denver, de 21"	0,25
14) Espesador de 38' x 10'	1,5
15) 2 bombas a diafragma de 3" (total)	4
16) 2 bombas centrífugas para agua, de 2" (total)	10
17) Filtro de discos de 8' x 6	3
18) Equipo de vacío para filtro a discos, (total)	45
19) Puente grúa	14
20) Correa transportadora de 4 m	1
	217,5 HP

B. - FLOTACION, 50HP

1) Batería de 6 celdas, (total)	9
2) Acondicionador	3
3) Espesador de 10' x 7'	1
4) Bomba a diafragma de 2"	1
5) 3 bombas verticales de 1,5 (total)	9
6) 4 alimentadores Clarkson E-2 (total)	0,2
7) 2 muestreadores de pulpa tipo Denver, de 21" (total)	0,5
8) Alimentador de reactivo a cono, de 18"	0,5
9) 2 agitadores para preparación de reactivos (total)	4
10) Bomba centrífuga para agua, de 1,5	3
11) Filtro a discos de 4' x 5	1
12) Equipo de vacío para filtro a discos, (total)	17
13) Correa transportadora de 5 m	1
	50,2 HP

///

//42. -

C. PREPARACION DE MUESTRAS 15 HP... 15 HP

D. VARIOS 478 HP

1) Tostación	20
2) Transportador	1
3) 2 cubas preataque (pot. unit. 8 HP)	16
4) Bomba barras	2
5) Filtro preataque	35
6) 10 cubas ataque (p. u. 8 HP)	80
7) Bomba	2
8) Filtro ataque	35
9) Cuba repulpado	8
10) Bomba 2	2
11) Filtro 2	35
12) Cuba neutralización	8
13) Bomba barras	5
14) 3 bombas lfq-port. (p. u. 2 HP)	6
15) 2 circuitos prepar. separán (p. u. 3 HP)	6
16) Cuba barras	3
17) 12 bombas varias (p. u. 3 HP)	36
18) 5 mixer p/ extracción (p. u. 1 HP)	1
19) 5 agitadores tanque (p. u. 4 HP)	12
20) 4 Mixer Reextracción (p. u. 1 HP)	4
21) Agitador tanque salmuera	4
22) 10 bombas dosadoras (p. u. 1 HP)	10
23) Agitador tanque CO_3NA_3	3
24) 2 agitadores precipitación (p. u. 2 HP)	4
25) Bomba	2
26) Filtro rotativo	10
27) Secadero	20
28) Cinta pesada automática	1
29) Planta cobre	10
30) Calderas	8
31) Talleres	25
32) Alumbrado	30
33) Laboratorio y Administración	10
34) Bombeo agua	20

478 HP

TOTAL GENERAL:

761 HP

//43. -

La cifra resultante de potencia consumida, o sea de 575 HP, coincide practicamente con el índice común para este tipo de plantas, que es de 134 HP t/h. Como en Malargüe se procesarán 4,5 t/h, la demanda teórica según dicho índice sería de:

$$4,5 \text{ t/h} \times 134 \frac{\text{HP}}{\text{t/h}} = 603 \text{ HP}$$

IV.4. DISPONIBILIDAD DE AGUA

IV.4. A. APROVISIONAMIENTO

Para la determinación del consumo de agua de la planta, se tomó como base el valor máximo de necesidades, que es de 500 m³/dfa.

Este valor es algo superior a la cifra standard dada para plantas similares, pero constituye una estimación conservativa, que permitirá cubrir todas las necesidades, incluso los servicios auxiliares, casa-habitación, baños, etc y además asegura un margen para un posible incremento operativo.

La capacidad de la cisterna existente en la actual Planta Malargüe es de 500 m³ y se alimenta desde acequias, previo pasaje por una pileta decantadora.

Dado que el almacenamiento de agua en cantidades grandes en un tanque elevado involucra una fuerte inversión inicial, se utilizará la variante de un tanque de capacidad menor, actuando la cisterna como elemento de almacenamiento, para desde allí bombearla al tanque elevado, desde el que se efectuará la distribución a los servicios de planta, permitiendo disponer de una presión adecuada.

El equipo de bombeo para alimentar al tanque estará constituido por dos bombas en paralelo, una de servicio y otra de reserva, con una capacidad de 40 m³/cada una, ubicadas junto a la cisterna. El comando de las bombas se efectuará por un flotante que actuará a la mitad de la reserva del tanque.

Se complementará este sistema de abastecimiento con una perforación de captación de agua, a fin de no dejar la producción supeditada al congelamiento de los canales o a la interrupción del suministro.

Con este objeto, se ha previsto una perforación, al pie del tanque elevado, para desde allí impulsar el agua directamente al mismo. Esta perforación deberá tener una bomba de pozo profundo, con una capacidad de 40 m³/hora.

IV.4. B. AGUA TRATADA

Para el enfriamiento de los motores Diesel y alimentación de la caldera de vapor, deberá contarse con agua suavizada o ablandada.

A fin de obtener economía de agua se ha previsto una torre de enfriamiento para el agua destinada a refrigerar los motores Diesel.

///

//44. -

En lo relativo a la caldera, considerada con una producción media de 1.000 kg/hora y con un circuito de recuperación de condensado de una previsión del 50%, demandaría una necesidad de reposición de 500 l/h de agua de alimentación-.

Las cifras de agua a ablandar serán de:

1) reposición enfriamiento motores Diesel	1.250 l/h
2) alimentación calderas	500 l/h
Total	<u>1.750 l/h</u>

Previendo un ablandador de un lapso de trabajo de 8 horas entre regeneraciones, sería necesario disponer de 2 horas para regenerar la resina.

La demanda de agua será de 17.500 l en 10 horas, cantidad ésta que deberá ser suministrada en 8 horas (con 2 horas para regeneración).

$$\frac{17.500}{8} = 2.187 \text{ l/h}$$

Por lo que se tomará un valor de 2.500 l/h a suministrar por el ablandador.

El equipo suavizador existente en Fábrica Malargüe estaba originariamente previsto para 5.000 l/h, pero en la actualidad tiene las resinas de intercambio en mal estado. Renovando su carga puede ser puesto en condiciones de correcto funcionamiento, en corto plazo y suplirá perfectamente las necesidades de planta.

El agua destinada a caldera deberá ser adicionalmente sometida a un tratamiento con desincrustantes internos para una correcta conservación de la unidad.

IV. 5.EVACUACION DE MATERIALES RESIDUALES:

Los materiales a eliminar, o sea el estéril resultante de la extracción del uranio y cobre, pueden equipararse en volumen al total del mineral ingresante a procesar.

Como este material, una vez neutralizado, se bombea con una concentración del 40% (sólido en líquido), y suponiendo que todo el volumen bombeado se deposite sin secado, resultará un volumen total de unos 220.000 m³, a lo largo de todo el período de trabajo de la planta, es decir 5 años

Utilizando los terrenos que se ubican en la parte posterior de la planta, que corresponden a los niveles más bajos, y suponiendo una altura media de 2 m para el depósito de material estéril, resulta necesario una superficie de 110.000 m².

////

//45. -

Esto se traduce en un area aproximada de 300 x 400 m, donde puede ubicarse el total de estéril producido por la planta.

Aplicando el sistema de "impounding", mediante el uso de conos de distribución con cañería articulada, puede acumularse racionalmente el mineral en el área indicada sin ninguna dificultad.

Las filtraciones no traerán problemas, pues aflorarían en la Cañada Amarilla (aguas abajo del pueblo), en terrenos no aptos para cultivos ni futura expansión de la población.

IV. 6. TALLERES AUXILIARES

Por el hecho de no existir en la Villa de Malargüe establecimientos metalúrgicos de importancia, debe preverse una independencia para las tareas de mantenimiento y construcción de equipos menores. El taller que actualmente existe en planta puede, con una pequeña ampliación, cumplir sin dificultad esas funciones. Para las construcciones de relativa importancia se recurrirá a talleres particulares de San Rafael o Mendoza. La experiencia ha demostrado la eficacia y economía de tal procedimiento.

Se estima que dada la cantidad de elementos que poseerá la nueva planta resultará necesario disponer de un torno de mayor distancia entre puntas, especialmente para el mantenimiento de agitadores y equipos de molienda, puesto que dicha reparación no puede quedar librada a la dependencia de centros alejados. Los actuales talleres de automotores y de carpintería, con ligeras adquisiciones, resultarán adecuados a las necesidades del servicio.

IV. 7. DEPOSITO DE DROGAS Y COMBUSTIBLES

IV. 7. A. GAS OIL

De las cifras que se mencionan en el rubro "Fuerza motriz", se deduce la demanda de energía. Considerando 200 g/HP/h como consumo medio de los motores Diesel, se tiene:

8 h	761 HP	1.217 kg Gas Oil
16 h	700 HP	2.240
		3.457 kg Gas Oil

El consumo diario de Gas Oil se elevará, por ende, a 3.457 kg, y previendo una reserva para 20 días, resulta una capacidad de almacenaje del orden de 70.000 kg. Actualmente se dispone en Malargüe de un tanque para

////

//46*-

tales fines de 50 m^3 , equivalente a una capacidad de 40,000 kg de Gas Oil.

IV.7.B. MEZCLA 70-30

-Para horno de tostación (60 kg/h)	1,440 kg/día
-Para caldera (900 kg/h vapor - 90 kg/h mezcla)	2,200 "
TOTAL	3,640 kg/día

Es decir que la capacidad de almacenamiento para mezcla 70-30 debe ser similar a la de Gas Oil.

Para el stock de mezcla se dispone de otro tanque de 50 m^3 . Como estos tanques de 50 m^3 están divididos al centro por un tabique, la construcción de un solo tanque adicional de estas características permitirá elevar la reserva a 75 m^3 para cada tipo de combustible, con lo que quedan cubiertos los requerimientos de Gas Oil y de mezcla 70-30 para 18-20 días.

IV.7.C. ACIDO SULFURICO

El consumo de ácido sulfúrico para procesar 100 t/d de mineral se eleva a 12,000 kg. Con la densidad de 1,84, se requiere una capacidad de almacenamiento de $6,5 \text{ m}^3/\text{d}$.

En la actualidad se dispone de 2 tanques para tales fines, uno de 32 m^3 y otro de 37 m^3 , es decir de un total de 69 m^3 .

Esta capacidad permite una reserva para 10 días, la que si bien es suficiente como almacenaje en caso de contarse con producción propia de ácido sulfúrico, no aseguraría en forma conveniente los requerimientos para el caso de adquisición a terceros.

De operarse según el último sistema, resulta evidente la necesidad de contar con un tanque adicional de 60 m^3 de capacidad.

IV.7.D. OTROS PRODUCTOS

El resto de necesidades para almacenamiento de productos líquidos ha sido previsto en los distintos sectores de la planta. Las otras drogas, que se consumen al estado sólido, serán directamente acopiadas en los galpones existentes de la actual Fábrica.

IV.8. COMUNICACIONES

Las comunicaciones de Planta Malargüe con Sede Central pueden considerarse aseguradas por la existencia de un equipo transmisor receptor discretamente apto para tales fines.

///

//47. -

El mismo será posteriormente modernizado a fin de adaptarlo a un servicio más eficiente.

Las comunicaciones de la planta con el yacimiento se cumplirán con un equipo menor, ya disponible, sirviendo Planta Malargüe de puente entre Sede Central y mina.

En la actualidad se encuentra en formación una cooperativa telefónica en la Villa de Malargüe, lo que permitirá vincular la planta con la villa y eventualmente con las redes telefónicas nacionales y provinciales.

Este medio adicional de comunicaciones eliminará toda posibilidad de aislamiento de dicha dependencia.

En el pueblo existe además oficina de correo y telégrafo, pudiéndose recurrir, para casos de emergencia, al Destacamento de Gendarmería Nacional, que también posee equipos de telecomunicaciones.

IV. 9. SERVICIOS SOCIALES

Al ser ubicada la Planta en las actuales instalaciones, cercana a la Villa de Malargüe, no se hace necesario establecer servicios sociales que requieran características excepcionales.

La Villa de Malargüe cuenta con un hospital regional, que depende de la Provincia de Mendoza; se estima conveniente establecer con el mismo un régimen asistencial que permita su utilización por el personal de la Fábrica.

Se aconseja, no obstante, contratar los servicios de un médico de la zona, con un sistema similar al que mantiene Planta Córdoba, lo que permite un control estricto de las inasistencias por enfermedad, justificaciones, etc.

Por otra parte el personal cuenta con los Servicios Sociales comunes a la C. N. E. A. y dependientes de la Obra Social de Bancarios. Por la existencia en Malargüe de Sucursales del Banco de la Nación Argentina y del Banco de Mendoza, resulta factible, dada la cantidad de afiliados, tratar de obtener una mejora y ampliación de los Servicios existentes.

IV. 10. VIVIENDA

Por las mismas razones expuestas en lo que se refiere a Servicios Sociales, la cercanía de la Villa de Malargüe, descarta la necesidad de instalación de campamentos o viviendas.

////

//48. -

Se estima no obstante conveniente mantener el régimen de locación vigente con el F. C. G. S. Martín, para las viviendas pertenecientes a este último y destinadas al personal de mayor jerarquía, dadas las ventajas que surgen de su cercanía con la Planta.

Estas viviendas si bien no son adecuadas para la zona, resultan aceptables para las necesidades actuales.

El número de casas actualmente alquiladas al F. C. G. S. Martín es de 7 unidades, siendo sus comodidades oscilantes entre 2 y 3 ambientes, integradas por dormitorios, porch, baño y cocina.

Poseen servicio de agua corriente suministrada desde los tanques del ferrocarril, supergas y energía eléctrica de la red de la Villa de Malargüe.

El monto total de las locaciones alcanza a la suma de m\$ 805 mensuales.

IV. 11. MOVILIDAD

Al recibirse el mineral a procesar directamente en planta, el movimiento general queda sensiblemente disminuido, máxime si se toma en consideración el hecho que la recepción general de combustibles, drogas, etc puede hacerse con la utilización del servicio ferroviario existente.

La actual disponibilidad de medios de locomoción existente en Malargüe, puede cumplir satisfactoriamente con las necesidades del servicio, sujeta lógicamente al estado de mantenimiento y reequipamiento periódico de los mismos.

En resumen, con la existencia de dos camiones livianos aptos para el eventual tráfico por rutas de montaña, siendo uno de ellos volcador y complementado con una camioneta liviana y una rural, se puede considerar completado el equipo necesario para el funcionamiento de la Planta.

Se ha previsto efectuar el Servicio General de mantenimiento de vehículos en la misma planta, para lo cual el actual galpón de usina y caldera será destinado en el futuro a estas funciones.

Dada la vecindad del pueblo, no se hace necesario el transporte del personal con automotores, pues el mismo llega al establecimiento por sus propios medios.

///

//49. -

V. ESTUDIO ECONOMICO Y FINANCIACION

V. 1. PRESUPUESTO

A. COSTO DE LA NUEVA PLANTA

En el ANEXO N° 17 se estimó el valor de las inversiones en equipos, instalaciones, edificios y obras diversas, necesarias para la nueva planta, las que se pueden resumir:

Equipos e instalaciones.....	m\$n 51.586.000
Instalaciones varias.....	m\$n 28.025.000
TOTAL.....	m\$n 79.611.000

B. ECONOMIAS PREVISIBLES

En el mismo anexo se calculó la economía de inversión que se podrá realizar utilizando elementos disponibles en la C.

N.E.A., y que asciende a..... m\$n 23.845.000

La adquisición de equipos de molienda y flotación al Comisariato Francés de Energía Atómica representa una economía de.....

m\$n 3.219.000

TOTAL DE ECONOMIAS PREVISTAS:..... m\$n 27.064.000

C. NUEVA INVERSION

Teniendo en cuenta las economías mencionadas, para la construcción de la nueva planta se hace necesaria una nueva inversión de.....

m\$n 52.547.000

V. 2. ANALISIS DE GASTOS

V. 2.A. COSTO DEL MINERAL PUESTO EN PLANTA

De acuerdo a la información del ANEXO N° 5, el costo medio de explotación minera, para las 131.200 toneladas, es de m\$n 715/t de mineral y la incidencia del transporte desde mina a planta, para el mismo volumen, de m\$n 128/t.

Explotación minera y transporte..... m\$n 843/t

Se estima que este valor podrá ser rebajado en aproximadamente m\$n 20 por transporte más económico.

V.2.B. COSTOS DE TRATAMIENTO

I. GASTOS FIJOS

a. Gastos en personal

En IV.1 se detalló el plantel básico necesario para permitir la operación continua de la planta.

Para la determinación del monto anual total de sueldos y jornales (incluyendo las cargas sociales), se tomaron los siguientes valores, que corresponden a cifras actualizadas al mes de Febrero de 1962:

-Jefe de Fábrica.....	m\$n 452,000 x 1	m\$n 452,000
-Jefe de Producción.....	" 374,800 x 1	" 374,800
-Encargado de Laboratorio.....	" 341,900 x 1	" 341,900
-Encargado de Talleres y Usina.....	" 230,000 x 1	" 230,000
-Jefe Administrativo.....	" 285,000 x 1	" 285,000
-Encargado de Turno.....	" 230,000 x 3	" 690,000
-Administrativos.....	" 149,000 x 4	" 596,000
-Guardia y Servicio.....	" 123,000 x 4	" 492,000
-Químicos Laboratorio.....	" 224,000 x 3	" 732,000
-Peón Laboratorio.....	" 120,000 x 1	" 120,000
-Usina y Abastecimiento.....	" 136,000 x 6	" 816,000

TOTAL Dirección y Servicios Generales m\$n 5,129,700

-Obreros..... m\$n 120,000 x 57 m\$n 6,840,000

TOTAL Gastos en Personal..... m\$n 11,969,700

Redondeando m\$n 12,000,000

b. Salidas de Almacén y Gastos Generales

Se adoptarán valores normales y conocidos de otras plantas semejantes:

-Salidas de Almacén.....	m\$n 6,000,000
-Gastos Generales.....	<u>m\$n 600,000</u>

TOTAL del rubro..... m\$n 6,600,000

c. Amortización de las instalaciones

El presupuesto reproducido en ANEXO Nº 17 que se calculó en base a la construcción de una planta con elementos integralmente nuevos, asciende a m\$n 79,611,000.

//51.-

Utilizando edificios, instalaciones y elementos existentes, la inversión real se reduce a m\$n 52,547,000.

Si se acepta esta cifra como valor inicial de la planta, y se la incrementa en m\$n 10,453,000 (valor actual de inventario de los elementos disponibles), se obtendrá como capital a amortizar la cifra de m\$n 63,000,000.

Dentro de la variedad de elementos y equipos que integran la nueva planta, puede estimarse como es común en estos casos, que el 50% de los mismos será amortizable en 5 años y el resto en 10 años.

Esto significa que la amortización anual de la planta montada será:

m\$n 9,450,000

d. Total de Gastos Fijos

Gastos en Personal.....	m\$n	12,000,000
Salidas de Almacén y Gastos Generales.....	"	6,600,000
Amortizaciones.....	"	9,450,000
<u>TOTAL Gastos Fijos.....</u>	<u>m\$n</u>	<u>28,050,000</u>

II) GASTOS PROPORCIONALES

En el punto (III, 4, A,) se resumen los consumos de las principales drogas y materias primas, cuya valorización queda calculada en el cuadro que sigue:

Designación	Consumo kg/t	Precio unitario m\$n	Gasto m\$n/t min.	Inversión anual
Acido sulfúrico.....	120	6,00	720,00	18,892,800
Bióxido de manganeso...	18	5,60	100,80	2,645,000
Separán	0,1	280,00	28,00	734,800
Reactivos flotación.....	- -	- -	20,00	524,800
Cal.....	2	2,00	4,00	105,000
Sal.....	4	0,50	2,00	52,000
Hidróxido de sodio.....	1,5	20,00	30,00	787,200
Pérdida fase orgánica...	0,756	15,00	11,34	297,600
Carbonato de sodio.....	5	8,00	40,00	1,049,600
Electricidad (kWh/t)....	96	2,00	192,00	5,038,000
Combustible (p/proc.)..	15	5,00	75,00	1,968,000
Amina (pérdida).....	0,024	400,00	9,60	251,900
Chatarra de hierro.....	12	2,00	24,00	629,700
T O T A L E S			1,256,74	32,976,800

///

V.3. REDUCCION DE GASTOS POR VALOR DEL ACIDO SULFURICO

La incidencia del consumo de ácido sulfúrico en el costo de producción del yellow cake es de U\$S 4, 68/kg U_3O_8 (=U\$S 2, 13/lb U_3O_8), calculado sobre el precio de adquisición de dicho reactivo a m\$n 6/kg H_2SO_4 .

El mismo resulta sensiblemente mayor que su valor internacional medio, el que oscila entre m\$n 1, 50 y 3, 00/kg, por lo que se hace imprescindible estudiar toda posibilidad en obtenerlo a menor costo.

Dicha posibilidad es perfectamente factible si se operara con una pequeña planta de sulfúrico, ya sea por parte de la C. N. E. A., o bien por un convenio especial con terceros.

Así por ejemplo, la firma KREBS de Francia ofrece una unidad para tales fines, capaz de producir 12 t/d de sulfúrico, al precio de m\$n 10.000.000. Tomando un gran margen de seguridad, se adicionan m\$n 5.000.000 para gastos de traslado de la planta desde Francia a Malargüe y de instalación final, de manera que se fija en m\$n 15.000.000 el costo total de la misma.

Aún fijando un período de amortización de 5 años, a pesar de que instalaciones de este tipo lo admiten de 10, el ácido producido resultaría a m\$n 3/kg H_2SO_4 .

Azufre	340	x	5, 50	m\$n	1.870, 00
Energía	30	x	2	"	60, 00
Agua				"	30, 00
Mantenimiento				"	160, 00
Mano de Obra				"	75, 00
Amortización				"	830, 00
(m\$n 3.000.000)				m\$n	3.025, 00
3.600 t					

Si en cambio la planta es operada por un particular, debe estimarse un beneficio para el mismo de + m\$n 1/kg, por lo que el producto se obtendrá a + m\$n 4/kg.

V.4. ANALISIS FINANCIERO

A. INVERSIONES DE PRIMERA INSTALACION

En el punto V.1 se concretó que la inversión necesaria para instalar la nueva planta sería del orden de los m\$n 52.547.000. Esta cifra se invertiría en el plazo de 12 meses aproximadamente, duración estimada de la etapa de montaje.

//53. -

B. INVERSIONES ANUALES PREVISTAS PARA LA OPERACION DE PLANTA

Si se deduce el rubro de Amortizaciones del punto V.2.B.I. y a la cifra resultante se le suma el rubro Gastos Proporcionales, se obtendrá la inversión anual necesaria para los gastos de operación:

Gastos Fijos - Amortizaciones.....	m\$n 18.600.000
Gastos Proporcionales.....	" 32.976.800
Total Gastos de Operación.....	m\$n 51.576.800

C. INVERSION INICIAL DE ABASTECIMIENTOS

Si bien esta inversión no integrará el capital a amortizar pues estará computada como Gasto, debe tomarse en consideración a los fines de la financiación.

Materiales de almacén.....	m\$n 6.000.000
Reserva de combustible.....	" 600.000
Solvente.....	" 150.000
Drogas.....	" 2.000.000
Total.....	m\$n 8.750.000

Esta inversión deberá realizarse antes de poner en marcha la planta.

D. RESUMEN

En el CUADRO Nº 12 se sintetizan los datos que permiten obtener en forma analítica básica los costos de producción de concentrados de uranio en la nueva Planta Malargüe.

En el CUADRO Nº 13 se discriminan las inversiones a realizar para permitir la operación de la misma en 5 años, con control final y global de costos.



PEDRO N. STIPANICH
Gerente de Materias Primas

COSTO DE PRODUCCIÓN

I T E M S		C O S T O S				
		ANUAL	POR TONELADA DE MINERAL	DE U ₃ O ₈ PRODUCIDO		
				m\$ n / kg	U\$ S / kg	U\$ S / lb
V.2.A. MINERAL PUESTO EN PLANTA		26.873.958	1.024,16	553,12	5,53	2,51 ⁴
V.2.B. COSTOS DE TRATAMIENTO						
I. GASTOS FIJOS						
PERSONAL		14.400.000	548,78	296,38	2,964	1,35
SALIDAS ALMACEN Y G.GRALES		9.240.000	352,13 ⁴	190,18	1,90	0,86
AMORTIZACIONES		11.854.000	451,75	243,98	2,440	1,11
II. GASTOS PROPORCIONALES		42.870.440	1.633,78	882,36	8,824	4,01
COSTO DE TRATAMIENTO (I + II)		78.364.440	2.986.44	1.612.90	16,13	7,33
COSTO TOTAL BRUTO (V2A+V2B)		105.238.398	4.010.60	2.166,00	21,66	9,84
BONIFICACION POR SULFATO DE COBRE (m \$ n 30 / kg)		23.422.470	892,62	482,08	4,82	2,19
COSTO FINAL	1) H ₂ SO ₄ A PRECIO MERCADO LIBRE			1.683,92	16,84	7,65
	2) H ₂ SO ₄ DE PRODUCCION PROPIA (ECON. U \$ S 1,06 / lb			1.450,72	14,51	6,59

PLANTA MALARGÜE (BALANCE DE COSTOS E INVERSIONES) AL 30/V/62

I. PRODUCCION Y VALOR DE LA MISMA					(cifras redondeadas)	
ITEMS	TOTALES EN 5 AÑOS		ANUAL		BASES DE CALCULO	
	CANTIDADES	VALOR DE LA PRODUCCION m\$ n	CANTIDADES	VALOR DE LA PRODUCCION m\$ n		
1 Mineral a procesar	131.000 t		26.240 t		1 U\$S = m\$ n	100
2 U ₃ O ₈ a producir	243.000 kg	451.980.000	48.600 kg	90.396.000	1 lb U ₃ O ₈ = U\$S	8,45
3 Cu a recuperar	1.001.000 kg		200.200 kg		1 kg U ₃ O ₈ = U\$S	18,60
4 SO ₄ Cu 5H ₂ O a producir	3.904.000 kg	117.120.000	780.800 kg	23.424.000	1 m\$ n = m\$ n	1860
TOTALES		569.100.000		113.820.000	1 kg SO ₄ Cu	30
					5H ₂ O = m\$ n	

II. CALCULO DE COSTOS E INVERSIONES												Inversión inicial de abastecimiento, incluido proporcionalmente en costos operativos anuales.	
ITEMS	INVERTIDO	INVERSION INICIAL (1963) m\$ n	COSTO OPERATIVO ANUAL					NUEVA INVERSION TOTAL 5 AÑOS m\$ n	COSTO TOTAL BRUTO m\$ n	VALOR RESIDUAL EQUIPOS (-) m\$ n	COSTO TOTAL REAL m\$ n		
			1964 m\$ n	1965 m\$ n	1966 m\$ n	1967 m\$ n	1968 m\$ n						
A PRODUCCION MINERA	20.200.000	10.434.600	21.429.438	21.429.438	21.429.438	21.429.438	21.429.438	117.581.790	20.200.000 137.781.790				
B PLANTA Y PROCESAMIENTO	10.453.000	68.573.850	66.510.440	66.510.440	66.510.440	66.510.440	66.510.440	401.126.050	10.453.000 411.579.050				
	30.653.000	79.008.450 (12.250.000)	87.939.878	87.939.878	87.939.878	87.939.878	87.939.878	518.707.840	30.653.000 549.360.840				
TOTALES		91.258.450											

COSTO BRUTO PRODUCCION U₃O₈ = m\$ n 526.192.128, m\$ n 2.165/kg U₃O₈
243.000 kg

BONIFICACION SO₄ Cu 5H₂O = m\$ n 117.120.000, m\$ n 482/kg U₃O₈
243.000 kg

COSTO FINAL U₃O₈ { 1) H₂SO₄ adquirido mercado
2) H₂SO₄ producción propia

= U\$S 7,65 / lb U₃O₈
= U\$S 6,59 / lb U₃O₈