

Albi

584

609

ESTUDIO
PARA EL APROVECHAMIENTO DEL MINERAL
ORO Y MANGANESO
DE
FARELLON NEGRO

ING. RAMON RUIZ BATES

1953

485

PODER EJECUTIVO NACIONAL
MINISTERIO DE INDUSTRIA

Ing. Ramón Ruiz Bates



ESTUDIO

para el aprovechamiento del mineral de

ORO y MANGANESO

de Farellón Negro (Catamarca)

Contratado por la
Dirección Nacional de Minería

San Juan

1 9 5 3

SUMARIO1a. Parte

Pruebas de laboratorio

	Pág.
1. Antecedentes	1
2. Conclusiones	1
3. Descripción, identificación y preparación de la muestra	2
4. Pruebas de orientación	3
5. Planteo del problema	5
6. Pruebas de cianuración directa	6
7. "Foulling" de las soluciones	9
8. Recuperación del oro	10
9. Velocidad de asentamiento de las pulpas	10
10. Concentración gravitacional del mineral original	11

2a. Parte

Anteproyecto de planta piloto

1. Objeto y capacidad de la planta tipo	13
2. Esquema de circulación	13
3. Enumeración y descripción del equipo	15
4. Consumo de energía	17
5. Consumo de agua	18
6. Personal	18

PRIMERA PARTE
PRUEBAS de LABORATORIO1. Antecedentes

El presente informe se refiere al estudio para el aprovechamiento del mineral de oro y manganeso de Farellón Negro (Catamarca) contratado por el suscripto con la Dirección Nacional de Minería en fecha 23 de diciembre último. Dicho contrato, aprobado por Resolución N° 41 del Ministerio de Industria y Comercio de la Nación, señala como objetivo del estudio la obtención de oro metálico y concentrados de manganeso así como el anteproyecto de una planta piloto apta para el estudio, en operación continua, de variantes sobre el procedimiento que se recomienda en función de las pruebas de laboratorio.

El informe consta de dos partes: en la primera se describen las pruebas realizadas y sus resultados; en la segunda se trata el anteproyecto, se discute el esquema de circulación de la planta piloto, se fijan las características de las máquinas y sus dimensiones, consumo de agua, energía y otros datos necesarios para los pedidos de presupuestos y la elaboración del proyecto definitivo.

Las pruebas que se referirán han sido efectuadas en el Laboratorio de Tratamiento Mecánico de Minerales de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional de Cuyo con la colaboración del Ingeniero de Minas Sr. José Da Rold, técnico designado por la Dirección Nacional de Minería de acuerdo con el respectivo contrato.

El suscripto agradece las amplias facilidades acordadas por La Universidad Nacional de Cuyo para la realización de este estudio y, al Ing. Da Rold, por su valiosa colaboración en las pruebas de laboratorio y trabajos de gabinete.

2. Conclusiones

De los estudios efectuados resulta:

- 1) Que el mineral de Farellón Negro puede ser tratado por cianuración en combinación con concentración gravitacional en el circuito de molienda y amalgamación subsiguiente del concentrado aurífero, con una recuperación total de 90,6 % del oro contenido, en tiempo de agitación de 24 horas y con consumo normal de cianuro y cal.
- 2) Que la concentración gravitacional en mesas de las colas de cianuración permite recuperar el 20 % del manganeso contenido, en forma de concentrados de 51,6 % de Mn., cuya pureza y granulometría se ajusta a las especificaciones comunicadas a la Dirección Nacional de Minería por la Eveready Soc. Anón. Ind. y Com. en nota del 12 de febrero del corriente año, con excepción de un exceso de 0,98 % en la ley de hierro. La aptitud de dichos concentrados para su utilización en la fabricación de pilas secas depende de otros factores que no son controlables por métodos de tratamiento mecánico y debe ser comprobada por medio de pruebas de despolarización que efectuará la referida firma.
- 3) Que si se concentra el mineral previamente a su cianuración resulta una recuperación de 51,0 % del manganeso en forma de concentrados de 48,5 % y similar pureza, pero debido a la retención de oro en estos últimos habría que complicar la instalación prevista con un circuito independiente de cianuración y molienda para no perder el contenido de metal noble que representa aproximadamente el 11 % del total.



- 4) Que la plata contenida en el mineral es refractaria al tratamiento por cianuración en el que rinde no más del 13% de recuperación en 24 horas sin que, por la baja ley de este metal, se justifique el empleo de procedimientos especiales para mejorarla.
- 5) Que tomando en consideración la evidente potencialidad del yacimiento, el plan de exploración preparado y la conveniencia de utilizar maquinaria normalizada, resulta aconsejable fijar la capacidad de la planta piloto en 50 toneladas por día y adoptar el esquema de cianuración previa a la concentración, dejando para una etapa posterior de desarrollo el objetivo de una mayor recuperación del manganeso.

3. Descripción, identificación y preparación de la muestra.

La muestra utilizada en este estudio fué enviada por la Dirección Nacional de Minería y recibida en la Facultad de Ingeniería el 14 de julio de 1951. Consistía en 175 kg. de mineral contenido en 8 bolsitas repartidas en 3 cajones.

En el primer examen de la muestra se comprobó que no había prácticamente trozos de material estéril separable a mano; luego de escoger algunos trozos para preparaciones calcográficas se trituró todo el material hasta pasar por el tamiz de 4 ~~mm~~.

La mena tiene el color oscuro que le dan los minerales de manganeso; éstos alternan en forma de bandas con cuarzo y calcedonio. Estos dos últimos son en conjunto los minerales más abundantes. El cuarzo es blanco pero hay también agregados de cristallitos incoloros; el calcedonio es de color marrón claro hasta amarillo y a veces rojizo. La pirolusita es el mineral de manganeso más abundante. Aparece en forma de individuos aciculares en agregados radiales y también en forma masiva en la base de los anteriores. Con menor abundancia aparece un mineral de manganeso sin brillo, más blando que la pirolusita, que es probablemente psilomelano; a esta especie corresponden seguramente unas masas arriñonadas de características similares pero más duras que aparecen con menor frecuencia.

Además de los minerales mencionados se ha reconocido limonita pulverulenta, calcita y pequeñas chispitas de pirita incluidas en el cuarzo.

El oro no es notable a simple vista; tampoco pudo ser identificado en ninguna de las preparaciones calcográficas examinadas. Sin embargo, el examen bajo la lupa binocular de concentrados obtenidos en la batea Haultain reveló la existencia de oro en partículas hasta de 200 micrones (dimensión intermedia). La importancia relativa de estas partículas gruesas es pequeña pero significativa. La mayor parte del oro se encuentra en forma de partículas mucho más finas y como hojuelas o láminas adheridas a otros minerales, particularmente la pirolusita.

No se ha reconocido ningún mineral de plata, pero de los análisis efectuados y del comportamiento de la mena en las pruebas de tratamiento resulta que parte de ese metal existe en forma independiente del oro y vinculada a los minerales de manganeso.

Sobre la relación oro: plata se han hecho las siguientes determinaciones:

en la mena	1 : 13
en la pirolusita	1 : 32
en el oro libre	1 : 0,12

Sobre la composición de la muestra, que sólo contenía muy pocos trozos de roca encajonante, ilustran los siguientes datos analíticos:

Mn., como Mn ₂ O ₃	32,4 %
Fe., como Fe ₂ O ₃	6,2 %
Insoluble en ácidos	55,9 %
Oro	13,6 g/t
Plata	173 g/t

El peso específico determinado por el método del picnómetro es 3,14.

4. Pruebas de orientación

Para orientar las pruebas de tratamiento se ha considerado necesaria la siguiente información:

- Si el mineral de manganeso es portador de oro.
- Tamaño del grano de oro y su influencia en el tratamiento.

No habiendo podido obtener la primera información por el examen microscópico se procedió empíricamente haciendo en jig y mesa varios concentrados de pirolusita prácticamente libres de otros minerales y determinando los contenidos de oro y plata en los mismos. Los resultados se dan en el Cuadro I y, en el Cuadro II se presenta la distribución del oro y la plata en los respectivos tamaños del original.

CUADRO I. Leyes de Au y Ag en los concentrados de manganeso y sus colas

Tamaño	Concentrados		Colas		Distribución del oro %	
	Au	Ag	Au	Ag	Concentrado	Cola
- 6 † 8	7,2	246	10,4	179	24,2	75,8
† 10	8,0	246	16,8	187	4,0	96,0
† 14	8,0	257	12,8	192	8,0	92,0
	7,7	248	13,7	186	11,7	88,3

CUADRO II. Distribuc. del oro y la plata en el mineral original.

Tamaño	% peso	Au	Ag	Distribución %	
				Au	Ag
- 6 † 8	16,3	9,9	189	12,2	16,5
† 10	22,2	16,1	192	26,8	23,0
† 14	15,2	12,3	197	14,2	16,3
- 14	46,3	13,6	178	46,8	44,2
Original	100,0	13,2	186	100,0	100,0

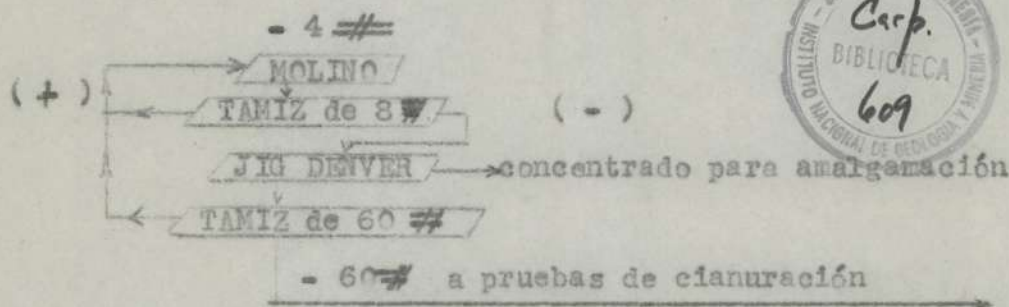
Resulta llamativa la constancia de las leyes de oro y plata en los distintos concentrados de manganeso. Al mismo tiempo se pone en evidencia la mayor vinculación de la plata con la pirolusita.

Las leyes de oro en los concentrados son bastante altas para justificar su extracción previamente al aprovechamiento como despolarizante. En efecto, con una razón de concentración de 5:1, aproximadamente el 11 % del oro total pasa al concentrado.

Como el examen microscópico de las secciones pulidas no había suministrado ninguna información sobre el tamaño del oro se procedió de la siguiente manera: la fracción -14 # del mineral triturado a -6 # se concentró en la mesa Deister de laboratorio; el concentrado obtenido se lavó en la batea para oro y el producto de ésta, clasificado, se trató en la batea Haultain. Este concentrado demostró bajo la lupa binocular con 30x la existencia de partículas de oro de tamaño hasta 200 micrones (dimensión intermedia), de aspecto sucio algunas (rusty gold) y en ciertos casos cubiertas por una película negra que se disuelve en ácido sulfúrico.

Concentración en jig del oro grueso.

Para conocer la importancia cuantitativa de las partículas gruesas se resolvió probar experimentalmente su influencia sobre los resultados de la cianuración haciendo una prueba de extracción sobre el mineral original y otra sobre las colas de una concentración previa en jig Denver. Esta operación se hizo según el esquema siguiente que corresponde a la práctica usual cuando se intercala un jig en el circuito de molienda.



En el Cuadro III se dan los análisis de tamaños y distribución del oro en el original molido a 60 # y en la cola de jig obtenida por el esquema anterior, y en el Cuadro IV se presentan los resultados de la concentración del oro grueso.

CUADRO III. Distribuc. del oro en el original y en cola jig Denver.

Tamaño	Original a - 60 #			Cola jig Denver		
	% peso	Ley Au	% del oro	% peso	Ley Au	% del oro
- 60 + 100	27,1	12,0	21,5	16,0	8,0	10,1
↓ 200	27,7	12,7	23,2	24,0	10,0	18,9
- 200	45,2	18,5	55,3	60,0	15,0	71,0
	100,0	15,2	100,0	100,0	12,7	100,0
	(13,6)					

CUADRO IV. Resultados de la concentración en Jig Denver

	% de peso	Ley Au g/t	Distribución del oro %
Concentrado	5,7	28,6	12,0
Cola	94,3	12,7	88,0
Original	100,0	13,6	100,0

El oro libre en el concentrado de jig varía en tamaño desde 30 hasta 200 micrones pero las partículas mayores que 100 micrones son escasas y se estima que representan aproximadamente 1,5 % del oro total.

Amalgamación del concentrado de jig Denver.

En un molino de porcelana de 5lts. se molieron durante 14 hs. 200 g. de concentrado con 200 cc de agua y 2 g de cal apagada. Luego se retiraron las bolas de hierro y se agregaron 40 g de mercurio limpio haciéndolo funcionar 1 hora, después de lo cual se lavó la pulpa en una batea recuperando sin dificultad el mercurio con una pérdida de solamente 0,5 g. Las colas ensayaron 3 g/t Au dando por diferencia una recuperación de 89,5 %. En esta prueba el prolongado tiempo de molienda

///se consideró necesario dado el estado superficial de las partículas de oro.

Cianuración de las colas del jig Denver y del original.

Como se dijo más arriba estas pruebas tuvieron por objeto conocer el efecto del oro grueso sobre la recuperación por cianuración. Los análisis de tamaños de ambas muestras con los que se dan en el Cuadro III. La solución para la prueba sobre cola de jig se preparó con agua de la utilizada en el circuito de molienda a fin de que no faltaran en la misma los componentes solubles del mineral.

CUADRO V. Cianuración del original y la cola del Jig Denver.

1. Prueba Nº	1	2
2. Mineral	Original	Cola Jig Denver
3. Dilución	---	2,5 : 1
4. Molienda	---	- 60 #
5. Tiempo hs.	---	24
6. Ley Au g/t calculada	14,3	12,6
7. Concentración NaCn %	0,042 a 0,050	0,038 a 0,050
8. " CaO %	0,012 a 0,015	0,012 a 0,015
9. Consumo NaCn kg/t	0,575	0,485
10. " CaO kg/t	2,300	1,545
11. Oro disuelto g/t mín.	12,4	11,6
12. Ley de la cola Au g/t	1,9	1,0
13. Extracción Au en función de 11 y 12, %	86,7	92,0
14. Extracción referida al mineral original %	86,7	81,0
15. Extracción en la amalgamación referida al mineral original	---	10,7
16. Extracción total	86,7	91,7



De los resultados presentados precedentemente se desprende la ventaja de concentración previa del oro grueso por medio de jig.

5. Planteo del problema.

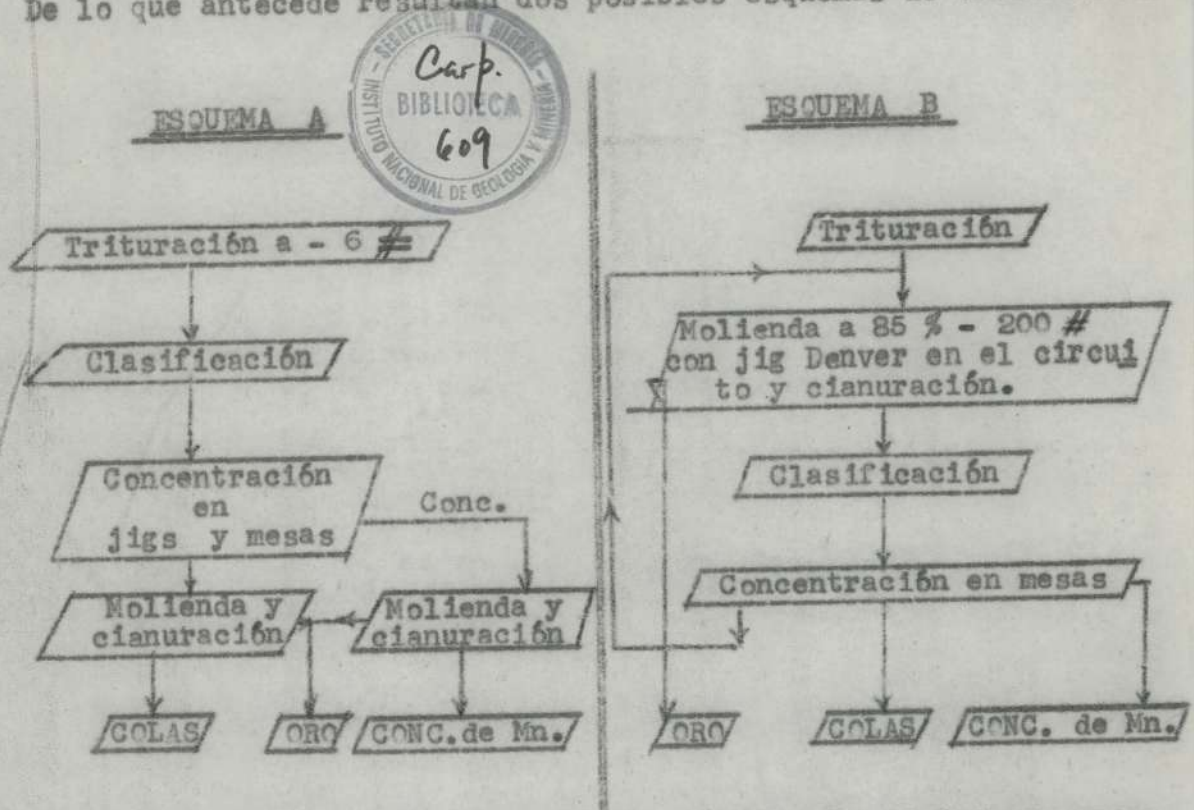
La información obtenida en las pruebas de orientación descriptas en el capítulo anterior puede resumirse así:

- 1º Por medio de jigs y mesas es posible obtener concentrados de manganeso de alta ley en tamos inferiores a 6 #.
- 2º Una parte importante del oro pasa a los concentrados de manganeso (aproximadamente 11 % del total) y debe ser recuperado antes o después de la concentración.
- 3º El oro grueso en la mena influye de manera apreciable en la extracción por medio de cianuración en tiempos relativamente cortos (24 hs.).

Además para elección del tratamiento habrá que tener en cuenta lo siguiente:

- a) Para la pirolusita destinada a despolarizante en pilas secas se especifica una molienda con 85 % debajo de 200 #.
- b) La relativa escasez de partículas de oro gruesas excluye la amalgamación como método general de tratamiento.
- c) El estado superficial del oro, su tamaño y la ausencia de sulfuros no hacen recomendable el tratamiento por flotación.

De lo que antecede resultan dos posibles esquemas de tratamiento:



El esquema "A" favorece una concentración racional del manganeso y nos deja en libertad para elegir el grado de molienda más económico para la cianuración; implica en cambio dos circuitos separados de cianuración y molienda. Las partículas de oro grueso pasan al concentrado de manganeso y en el tratamiento posterior de éste podrá aplicarse cualquiera de las dos variantes; introducir en el circuito de molienda y cianuración un jig para la separación del oro grueso con amalgamación en tambor y retorno de las colas a la cianuración, o bien, prolongar el tiempo de cianuración lo necesario para la disolución del oro grueso. Este último sería económicamente posible debido al volumen relativamente pequeño del concentrado de manganeso en relación con la alimentación (razón de concentración 5:1).

El esquema "B" es más sencillo pero obliga a concentrar el manganeso en el rango de las lamas sacrificando su recuperación; en cambio, la molienda inicial fina favorecerá la recuperación del oro fino mientras que el grueso se recuperará en un jig intercalado en el circuito, con posterior amalgamación de sus concentrados. Este esquema, el más económico en costo inicial y de operación es también el más adecuado para una planta piloto de pequeña capacidad y por lo tanto se adoptó para la experimentación.

6. Pruebas de cianuración directa.

Elegido el esquema B se impone la necesidad de una molienda fina inicial que permita obtener después de la cianuración un concentrado de manganeso que se ajuste a la siguiente granulometría suministrada por una de las fábricas de pilas secas que operan en el país:

- 65 #	100 #	3 %
	200 #	12 %
	200 #	85 %

Dos fracciones de la muestra original molidas a - 100 # y - 150 # respectivamente dieron las siguientes granulometrías:

	I	II
- 100 - 150 #	29,7 %	0,0 %
- 200 #	13,3 %	17,3 %
- 200 #	57,0 %	82,7 %

Dado que la pirolusita es más friable que los otros componentes de la mena se ha admitido que la granulometría deseada en el concentrado se encuentra entre ambos límites de molienda. Con ambas fracciones se hicieron pruebas de cianuración directa para conocer el efecto de la molienda y el tiempo de tratamiento sobre la extracción del oro. Se fijó la concentración de cianuro de sodio en 0,050 %, la alcalinidad protectora en 0,025 % CaO y la dilución en 2,5:1, en concordancia con la práctica más generalizada en cianuración por agitación. Las pruebas se realizaron en un agitador de frascos a 6 r.p.m. Los resultados expresados en el cuadro VI permiten deducir que una molienda más fina que el límite fijado por las especificaciones del concentrado de manganeso para pilas no aportaría ninguna ventaja de importancia para la extracción del oro. Por otra parte, parece evidente que la prolongación del tratamiento por más de 24 hs., en ambos grados de molienda, produce incrementos poco significativos en la extracción económica del oro. La caída de la extracción entre 36 y 48 horas (pruebas 13 y 14) no se considera real y se atribuye a errores analíticos admisibles.

Para conocer el comportamiento de la mena en otro tipo de agitador con aeración se hicieron varias pruebas utilizando una celda de flotación Denver para 2 kg. Previamente se cambió el tarugo de bronce del fondo por otro de hierro y se determinó el consumo de cianuro de la celda que resultó nulo. En estas pruebas se hicieron muestreos sucesivos que permitieron conocer la marcha de la disolución del oro y la plata. Las condiciones de las pruebas y resultados detallados se presentan en los cuadros VII y VIII.

CUADRO VI. Cianuración directa en agitador de frascos.

1. Prueba Nº	9	10	11	12	13	14
2. Mineral	-----	-----	original	-----	-----	-----
3. Molienda	-----	-100 #	-----	-----	-150 #	-----
4. Dilución	-----	-----	2,5:1	-----	-----	-----
5. Tiempo hs.	24	36	48	24	36	48
6. Ley original calculada, Au g/t	14,3	14,7	14,2	14,8	14,2	14,3
7. Ley Original calculada, Ag g/t	157	165	165	172	160	191
8. Concentración NaCN %	-----	-----	-----	0,050	-----	-----
9. " CaO %	-----	-----	-----	0,020	-----	-----
10. Consumo NaCN kg/t	0,475	0,525	0,535	0,475	0,560	0,560
11. " CaO kg/t	2,550	2,700	2,810	2,725	2,850	2,840
12. Oro disuelto g/t de mineral	12,4	12,9	12,6	13,0	12,6	12,6
13. Ley cola Au g/t	1,9	1,8	1,6	1,8	1,6	1,7
14. Extracción en función de 12 y 13 %	86,7	87,8	88,7	87,8	88,7	88,1
15. Plata disuelta g/t de mineral	16,6	18,7	16,1	20,0	18,3	36,3
16. Ley cola Ag g/t	140	146	149	152	142	155
17. Extracción en función de 15 y 16 %	10,6	11,4	9,8	11,6	11,4	19,0

CUADRO VII. Cianuración directa en agitador tipo mecánico, en 24 hs.

1.	Número de la prueba	16		
2.	Mineral	original		
3.	Molienda	- 150 #		
4.	Dilución	2,5:1		
5.	Tiempo total horas	24		
6.	Ley del mineral calculada Au g/t	14,8		
7.	" " " " Ag g/t	184,3		
8.	Concentración NaCN %	0,043 - 0,050		
9.	" " CaO %	0,009 - 0,044		
10.	Consumo NaCN kg/t	0,590		
11.	" " CaO kg/t	3,510		
12.	Oro disuelto g/t en 1 h.	7,3	Extracción %	49,3
13.	id. en 5 hs.	12,0	"	81,0
14.	id. en 12 hs.	12,8	"	86,5
15.	id. en 24 hs.	13,2	"	89,2
16.	Ley de la cola, Au g/t	1,6		
17.	Plata disuelta g/t en 1 h.	10,4	"	5,6
18.	id. en 5 hs.	16,3	"	8,9
19.	id. en 12 hs.	21,3	"	11,6
20.	id. en 24 hs.	23,9	"	13,0
21.	Ley de la cola Ag g/t	160,4		

CUADRO VIII. Cianuración directa en agitador tipo mecánico en 48 hs.

1.	Número de la prueba	17		
2.	Mineral	original		
3.	Molienda	- 150 #		
4.	Dilución	2,5:1		
5.	Tiempo total horas	48		
6.	Ley del mineral calculada Au g/t	14,8		
7.	" " " " Ag g/t	186,0		
8.	Concentración de NaCN %	0,042 - 0,048		
9.	" " CaO %	0,009 - 0,028		
10.	Consumo de NaCN kg/t en 48 hs.	0,907		
11.	" " CaO kg/t en 48 hs.	3,720		
12.	Oro disuelto g/t de mineral en 1 h.	6,0	Extracción %	40,5
13.	id. en 5 hs.	11,4	"	77,0
14.	id. en 12 hs.	12,9	"	87,2
15.	id. en 24 hs.	13,3	"	89,7
16.	id. en 36 hs.	13,4	"	90,5
17.	id. en 48 hs.	13,8	"	93,2
18.	Ley de la cola, Au g/t	1,0		
19.	Plata disuelta g/t de mineral, en 1 h.	10,3	"	5,5
20.	id. en 5 hs.	15,9	"	8,6
21.	id. en 12 hs.	19,9	"	10,7
22.	id. en 24 hs.	24,4	"	13,1
23.	id. en 36 hs.	25,0	"	13,4
24.	id. en 48 hs.	25,2	"	13,6
25.	Ley de la cola, Ag. g/t	161,0		

Crítica y comentario sobre las pruebas de cianuración.

- Las extracciones obtenidas en 24 hs. en las pruebas Nº 16 y 17 (Cuadros VII y VIII) son superiores entre 1,4 y 1,9 % a las registradas en las pruebas del Cuadro VI en condiciones iguales. Se atribuye esta mejora a la más efectiva agitación que proporciona la celda de flotación en comparación con el agitador de frascos. La prueba Nº 17, por error analítico probablemente, da una extracción que se estima demasiado alta para el tiempo de 48 hs.; en efecto el incremento de 2,7 % que aparece en las 12 últimas horas de tratamiento sale fuera de la curva usual de la extracción hidrometalúrgica. Si se excluye ese dato resulta confirmado el hecho de que la prolongación del tratamiento más allá de las 24 hs. es de dudosa conveniencia económica.

- El más elevado consumo de cianuro en la prueba Nº 17 se atribuye al bajo valor de la alcalinidad en las últimas 12 hs. de tratamiento (0,009 %).

- Por los resultados de estas pruebas la plata contenida en la mena puede considerarse refractaria al tratamiento por cianuración.

- En todas las pruebas se ha calculado la extracción por la relación entre el oro recuperado por precipitación de la solución (método de Chiddy) y la suma de éste con el oro contenido en la cola según análisis. De dicha suma resulta la "ley calculada" que figura en la línea 6 de los cuadros. Estas leyes oscilan entre 14,2 y 14,8 g/t mientras que la "ley ensayada" del mineral original es 13,6 g/t (término medio de los laboratorios). Si se calcula la extracción en función de la ley ensayada resultan naturalmente valores más altos, superiores en hasta 8 unidades en algunos casos, que no se toman en cuenta.

- Por cianuración directa la mejor extracción obtenida en 24 horas es de 90 % (Cuadro VIII) sin que la prolongación del tratamiento produzca ninguna ventaja económicamente significativa. El tratamiento combinado con amalgamación del oro grueso rinde 91,7 % de extracción en igual tiempo de agitación con una molienda de -60 # (Cuadro V).

- El consumo de cianuro en 24 hs. ha variado entre 0,485 y 0,590 kg/t; el de CaO entre 2,3 y 3,5 kg/t. Ambos datos caen dentro de lo que se considera normal.

7. "Fouling" de las soluciones y recuperación del oro.

Aunque la composición mineralógica de la mena no da lugar a ningún temor sobre acumulación de impurezas nocivas en la solución de cianuro ("fouling"), se creyó conveniente hacer una prueba de empleo repetido de la misma solución.

Se trataron cuatro cargas consecutivas con la misma solución de cianuro precipitando el oro con virutas de zinc al final de cada tratamiento. Cada ciclo de tratamiento comprendió las siguientes operaciones: agitación durante 24 hs. en pulpa 2:1, filtrado en filtro a presión, filtrado y desaerado en filtro al vacío, agitación con virutas de zinc durante 40 min., filtrado.

Las pruebas se hicieron sobre partidas de 3,5 kg. en la celda de flotación Denver para 2 kg. Las leyes de las soluciones fueron las siguientes:

<u>Ciclo Nº</u>	<u>Solución estéril</u>	<u>Solución rica</u>
1	0,00 g/t	4,44 g/t
2	1,92 "	5,92 "
3	(?)	8,96 "
4	2,80 "	6,56 "

La cola de la última operación ensayó 1,2 g/t.

Como la recuperación de la solución utilizada en cada ciclo no ha sido total debido a la retención de humedad en los sólidos, fué necesario introducir solución nueva en cada operación hasta llegar al volumen necesario. La precipitación incompleta del oro se atribuye a corto tiempo de contacto en relación con la superficie de zinc disponible.

No obstante las imperfecciones de esta prueba sus resultados concordantes con el carácter mineralógico de la mena permiten esperar que no se presenten en la práctica dificultades debidas al "fouling" de las soluciones.

8. Recuperación del oro.

Según la prueba del Cuadro IV el oro recuperado en la amalgamación de los concentrados de jig será, para una alimentación de 50 t.:

$$50 \times 0,057 (28,6 - 3,0) = 75 \text{ g}$$

La alimentación para la cianuración contendrá entonces:

$$50 \times 0,943 \times 12,6 + 50 \times 0,057 \times 3,0 = 603 \text{ g. (Cuadros IV y V)}$$

Siendo las colas de 1,0 g/t (Cuadro V, prueba 2) el oro que entra en solución por 50 toneladas de cabeza será:

$$603 - 50 = 553 \text{ g.}$$

La recuperación de este oro disuelto dependerá de la perfección del sistema de lavado que se aplique y de la eficiencia de la precipitación. Para un sistema de lavado por decantación en contra-corriente con solo tres espesadores, sin filtro (ver esquema de circulación pág. 14) con una dilución de 4:1 en el rebalse del clasificador, 2:1 en los agitadores y 1:1 en todas las pulpas espesadas, admitiendo que el 50 % del oro entre en solución en el molino y el resto en los agitadores, y con una ley de 0,02 g/t en la solución estéril, se calcula por un procedimiento muy conocido, que la ley de la solución que sale de la planta con las colas será de 0,22 g/t. Esto representa una pérdida de:

$$50 \times 0,22 = 11 \text{ g}$$

Luego se tendrá para 50 t de mineral de 13,6 g/t

Oro recuperado por amalgamación	75 g
" " " cianuración (553 - 11)	<u>542 g</u>
Total	617 g

lo que dá una recuperación porcentual de:

$$\frac{617}{50 \times 13,6} \times 100 = 90,6 \%$$

9. Velocidad de asentamiento de las pulpas.

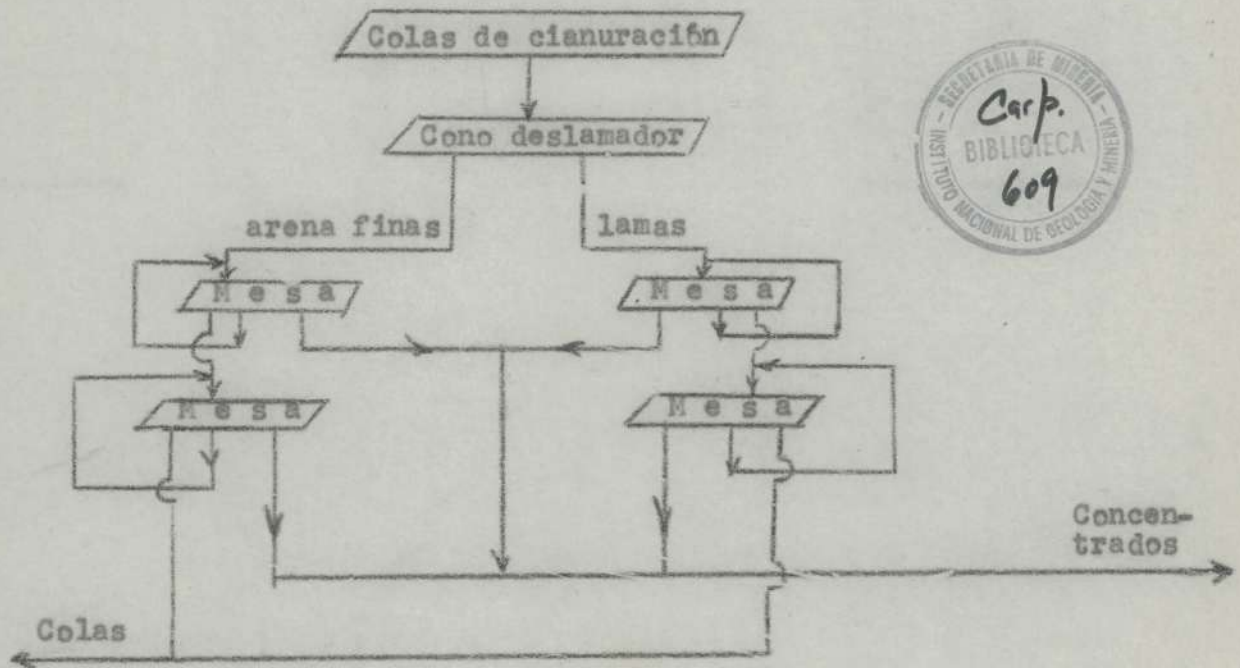
Se hicieron repetidas mediciones de la velocidad de asentamiento de la pulpa en distintas condiciones. En la determinación del área de estanque requerida por tonelada de mineral por 24 hs. el valor máximo correspondiente a la dilución 2:1 (partes de solución por parte de sólidos), fué de 2,59 pies cuadrados. Este valor, considerablemente más bajo que lo normal, expresa una condición favorable del mineral estudiado, pero no se ha aceptado considerando que la planta piloto deberá tratar mineral procedente de diversos lugares del yacimiento que pueden no participar de esa propiedad; en consecuencia, para el cálculo de los espesadores se ha tomado el valor más frecuente de 5

//pies cuadrados por tonelada por 24 hs. La dilución final alcanzada a las 19 horas fué de 0,93:1; lo que permite el empleo de espesadores de profundidad normal.

10. Concentración gravitacional del manganeso en las colas de cianuración.

El tratamiento de la cola de cianuración con vistas a la obtención de un concentrado de manganeso de alta pureza que satisfaga las especificaciones del despolarizante para pilas secas se hizo en una mesa Deigter Overstrom, para laboratorio, con tablero especial para lamas.

El esquema seguido en la prueba corresponde a una instalación sencilla adecuada para una planta de pequeña capacidad con no más de 4 mesas de concentración y un cono deslamador, tal como se representa en el esquema siguiente:



La prueba se hizo sobre 132 kg. de muestra a fin de obtener una cantidad de concentrado suficiente para los ensayos de despolarización que se ejecutarán en una fábrica de pilas del país. Los resultados se expresan en el siguiente cuadro:

CUADRO IX. Resultados de la concentración en mesas.

	% peso	Ley Mn %	Distribución del Mn %
Concentrados	8,7	51,6	21,9
Colas	91,3	17,4	78,1
Original	100,0	20,5	100,0

Razón de concentración 11,5

La baja recuperación del manganeso se explica por el alto grado de molienda impuesto por las razones dadas en el capítulo 5. y por la sencillez del esquema de tratamiento seguido. En una planta de gran capacidad podrán utilizarse otros recursos que mejoren la recuperación en forma considerable, pero ellos no son compatibles con las dimensiones de una planta pilot.

Los concentrados obtenidos fueron pasados por un separador magnético Dings de alta intensidad, con el fin de eliminar pequeñas cantidades de hierro magnético que pudieran afectar su pureza. El material magnético separado representa solamente 0,7 % del peso total del concentrado.



La Composición del concentrado final, así como su granulometría corresponden a las especificaciones del bixido de manganeso para pilas, pero el valor del producto para esa aplicación no depende solamente de esas características sino también de otras que son inherentes al mineral mismo y cuyo control escapa a los recursos de la concentración. Con el fin de que puedan hacerse las pruebas de despolarización correspondientes se concentró todo el mineral disponible obteniéndose 11 kg. de concentrados de las características que se dan a continuación:

<u>Análisis químico del concentrado</u>		<u>Análisis de tamaños</u>	
Manganeso	53,78 %	+ 100 #	0,3 %
Hierro	2,98 %	+ 150 #	0,8 %
Alúmina (Al ₂ O ₃)	1,10 %	+ 200 #	1,0 %
Insoluble (SiO ₂ 5,93)	6,48	+ 300 #	12,3 %
Cobre	no contiene	- 300 #	85,6 %
Níquel y cobalto	Vestigios		
Plata	0,02		100,0 %
Plomo	no contiene		
Arsénico y antimonio	" "		
Nitrógeno	" "		

11. Concentración gravitacional del manganeso en el original.

Para fines de comparación se hizo una prueba completa de concentración del manganeso contenido en el mineral original molido a -6 #, tamaño en que empieza la liberación de la pirolusita. Esta prueba corresponde al esquema A (pág. 6) que ya ha sido discutido en el capítulo respectivo.

Se hicieron en total 8 clases por tamaños; las tres primeras se trataron en un jig tipo Harz de laboratorio y las restantes en la mesa Deister-Overstrom.

En cada caso se hicieron tres productos: concentrado, medianía y cola. La medianía se remolió y clasificó incorporándose a las clases subsiguientes. Los resultados de la prueba se resumen a continuación:

CUADRO X. Resultados de la concentración del original en jigs y mesas.

	% peso	Ley Mn %	Distribución del Mn %
Concentrados	20,5	48,5	51,0
Colas	79,5	12,1	49,0
Original	100,0	19,1	100,0

Razón de concentración: 4,87

SEGUNDA PARTEANTE-PROYECTO de PLANTA PILOTO1) Objeto y capacidad de la planta piloto

El objeto de una planta piloto es el estudio en operación continua y mínima escala industrial, de la mena a tratar en la planta definitiva. Se justifica como etapa de transición entre el estudio de laboratorio y la instalación final, -de dimensiones económicamente proporcionadas al tamaño del yacimiento-, toda vez que se trata de aplicar procedimientos nuevos y menas ya conocidas o métodos conocidos a minerales que por falta de antecedentes metalúrgicos o por peculiaridades de su constitución puedan considerarse como nuevos. Esta función primordial de la planta piloto no excluye el rendimiento económico de la instalación, la cual, no obstante la desventaja de la pequeña capacidad puede en algunos casos amortizar su propio costo en el breve período de existencia que presupone su finalidad.

El funcionamiento de una planta piloto suele correr parejo con el desarrollo del yacimiento minero y en este caso la instalación debe proyectarse con suficiente elasticidad funcional para absorber los cambios menores previsibles en la mineralización. Es también función de la planta piloto estudiar el comportamiento de las máquinas que se empleen, en las condiciones de trabajo que imponen las particularidades del caso, y suministrar aquella información necesaria para el proyecto definitivo que por su naturaleza no puede obtenerse en el laboratorio, tal como el rendimiento de los molinos, el consumo de acero, la aptitud de absorber las variaciones de la alimentación, el consumo de agua y energía, etc., etc. Por esta razón la planta piloto debe armarse con maquinaria industrial normalizada y no con unidades fabricadas especialmente para ajustarse a una capacidad determinada, de manera que las observaciones hechas tengan valor aplicativo para el proyecto de la instalación definitiva.

Las consideraciones que anteceden y el estudio del esquema de circulación B seguido en la experimentación aconsejan fijar la capacidad nominal de la instalación en 50 t diarias. Esta magnitud se considera adecuada a la extensión de los trabajos de reconocimiento minero proyectados los cuales, dada la potencia de las vetas a desarrollar, se estima que podrán proporcionar sin dificultad la carga necesaria para mantener en actividad la planta.

2. Esquema de circulación.

El esquema de circulación proyectado responde al esquema B de la experimentación en laboratorio (pág 6) incluyendo un jig tipo Denver en el circuito de molienda y una pequeña sección de amalgamación para los concentrados del mismo. Esta disposición se justifica en vista de los resultados experimentales expresados en el Cuadro V y en previsión de un posible aumento de la proporción de oro grueso en la mena.

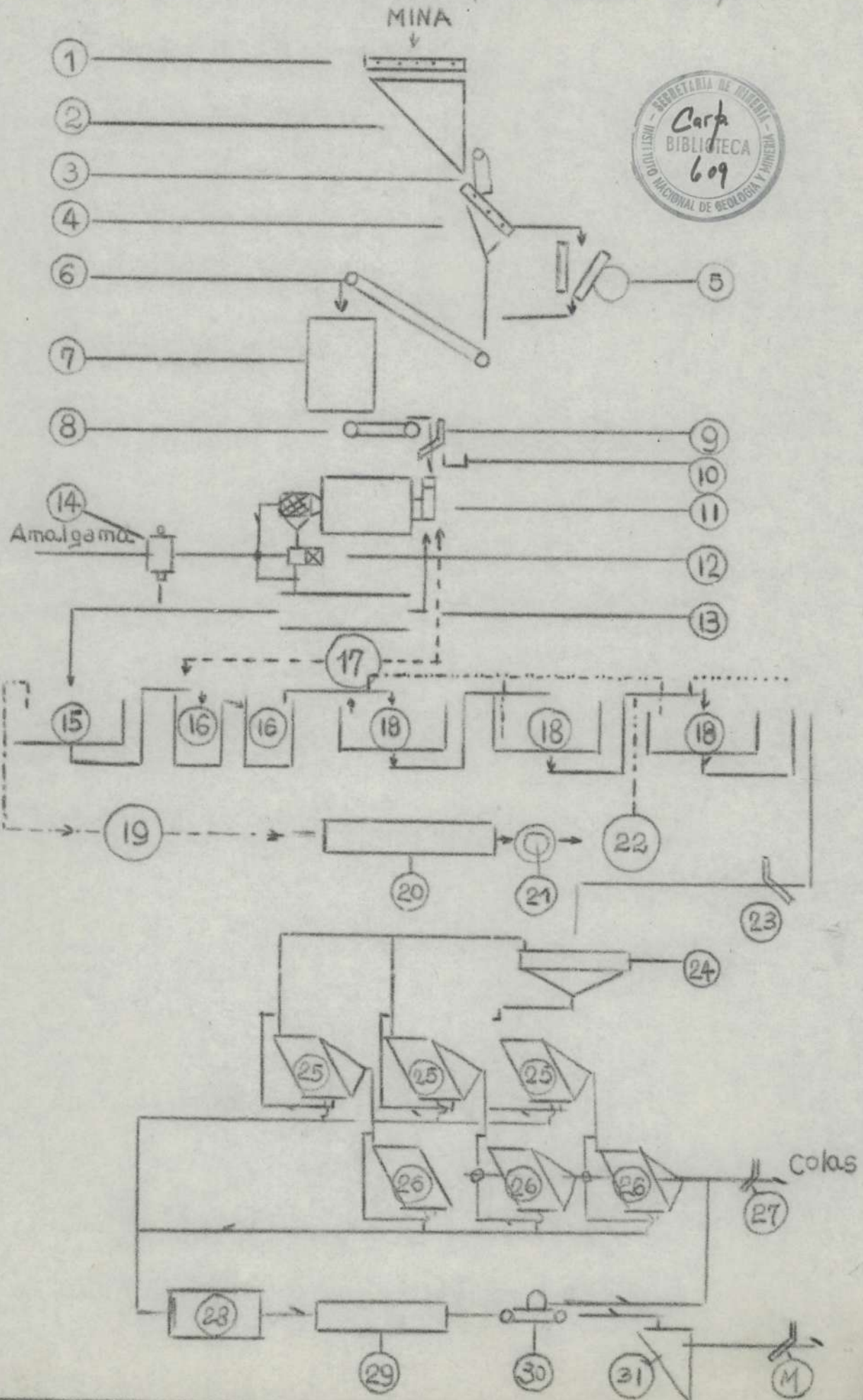
Funcionalmente la planta proyectada se divide en tres secciones: a) trituración, b) molienda y cianuración y c) concentración gravitacional.

La sección a) cumple su cometido en un turno de 8 horas y está separada de las otras dos, que trabajan 24 hs., por una tolva de finos con capacidad para 50 t de mineral. De esta manera las secciones molienda y cianuración y concentración tienen una autonomía de 24 hs. A su vez, la sección trituración disfruta de una autonomía de 24 hs. con relación a la mina gracias a una tolva primaria también de 50 t de capacidad. Con ambas tolvas llenas la autonomía de la instalación es de 48 hs., lo que se considera satisfactorio para una planta piloto.



FARELLON NEGRO

Esquema de circulación para planta piloto de 50 ton/día.



La función de la sección a) es preparar la alimentación para el molino de bolas, lo que hace en una sola etapa por medio de una trituradora de mandíbulas.

En la sección b) tiene lugar la molienda en solución de cianuro con reducción de tamaño a -100μ en un molino de bolas en circuito cerrado con un clasificador espiral. Entre estas dos máquinas se instala el jig tipo Denver. Sus concentrados se tratan intermitentemente en un tambor amalgamador cuyas colas van al circuito de cianuración. El rebalse del clasificador, en dilución 4:1 alimenta al espesador primario; la descarga de éste en dilución 1:1 pasa por dos agitadores en serie previa dilución con solución pobre (solución molino) hasta 2:1. Los agitadores están dimensionados para dar en esas condiciones un tiempo de tratamiento de 36 hs. cuando se muele a razón de 50 t/24 hs. El rebalse del espesador primario es solución rica que va a la sección precipitación. El lavado de la pulpa que sale de los agitadores se hace por el sistema de decantación en contracorriente en tres espesadores tipo Dorr con solución estéril que entra por el segundo estanque; en el tercero se introduce agua en cantidad igual a las pérdidas de solución del circuito (50 t/día aproximadamente).

La descarga del último espesador constituye la alimentación de la sección c) para la concentración gravitacional del manganeso y entra a un hidroclasificador regulado para producir un rebalse a -200μ el cual luego se divide en dos fracciones de igual volumen para alimentar otras tantas mesas para lamas Deister-Overstrom. La descarga de $\frac{1}{2}$ 200 μ es concentrada en otra mesa igual a las anteriores. Las tres mesas hacen concentrado, medianía y cola; las medianías se repiten en su misma mesa mientras que las colas se vuelven a tratar en otras tres mesas idénticas a las anteriores que hacen concentrado, medianía y cola definitiva.

Los concentrados pasan a una pileta de decantación dividida en dos secciones y de allí a un secador intermitente calentado a leña al que sigue una pequeña tolva para ensacar. Entre estos dos últimos dispositivos se prevé la instalación de un separador magnético.

Para el control de la planta se dispone de un muestrador automático antes del molino, otro en la descarga del último espesador y finalmente otro en la canaleta de colas. Se dispondrá además de un medidor-registrador de solución a la salida de la precipitación. Los concentrados de manganeso muestrearán a mano al ensacarlos.

3. Enumeración y descripción del equipo.

Un mismo esquema de circulación puede satisfacerse con muy distinto equipo sin que se alteren por eso sus líneas generales. La elección de las máquinas depende también de otros factores que los estrictamente técnicos y entre ellos hay que mencionar como más importantes el costo y la facilidad de conseguirlas. Tratándose de una planta piloto destinada a estudiar un mineral que sólo se conoce por pruebas de laboratorio no se justificaría la formulación de especificaciones minuciosas y menos la exigencia rigurosa en su aplicación debido a la falta de antecedentes industriales sobre la mena. La descripción que sigue es suficiente para los pedidos de cotizaciones y consultas previas a la elaboración del proyecto definitivo el cual deberá hacerse solamente una vez que se haya comprometido la provisión de las máquinas.

Los números se refieren al esquema de la pág. 14.

- 1) Parrilla sobre la tolva primaria. Se construirá con rieles usados en posición horizontal con sus bases hacia arriba y distanciados a 0,20 m. cubriendo toda la abertura de la tolva y convenientemente apoyados para resistir una carga de 10 t.



- 2) Tolva primaria. Será del tipo de fondo inclinado con descarga por la pared frontal por una abertura de 0.60 x 0.60 Puede construirse en madera o en hormigón armado; en ambos casos tendrá revestimiento interior de chapas de hierro renovables sobre las partes sometidas a desgaste. Su capacidad en carga viva será de 50 t para un mineral de 1500 kg/m³.
- 3) Alimentador primario. Será del tipo Ross de cadenas y velocidad variable accionado por un motor reductor de 0,5 HP.
- 4) Parrilla de trituradora. El largo se fijará en el proyecto pero no será menor de 1,50 m x 0.60 m. de ancho. Será de barras de acero trapezoidal con separación de 25 mm. e inclinación 45°.
- 5) Trituradora de mandíbulas. Será del tipo Blake o de un separador. Dimensión en la boca 0,23 x 0,40 m. (9" x 16"). Motor de 15 HP. Consumo 12 HP. Capacidad prevista 7 t/h a -25 mm.
- 6) Correa transportadora. Ancho 0,35 m. (14"), longitud a fijar en el proyecto. Motor reductor 1,5 HP.
- 7) Tolva de finos. Se preferirá una de acero, cilíndrica, de fondo plano con descarga central de 0,30 x 0,30 m., soportada sobre estructura de madera. Capacidad 50 t de carga viva para un mineral de 1700 kg/m³.
- 8) Alimentador de correas. Ancho 0,35 m (14"). Largo a fijar en el proyecto. Velocidad variable entre 0 y 4 m/min. Motor 0,5 HP.
- 9) Muestrador automático. Tipo trayectoria recta c/cuchillo de 75 mm.
- 10) Cajón para medición de carga. Capacidad 50 kg. montado sobre rieles.
- 11) Molino de bolas. Cilíndrico, descarga por rebalse sin diafragma, de 1,5 m. diámetro interior x 1,80 m. de largo (5' x 6'). Corazas de acero manganeso o fundición dura. Alimentador combinado. Trommel unido al muñón de descarga de 0,45 m. diámetro x 0,80 m. largo, con tela de 2 mm. y espiral interior para extracción del sobretamaño. Carga de bolas, 7000 kg. Motor de inducido devanado y colector de anillos con resistencia de arranque, de 60 HP. Consumo probable 57 HP. Transmisión por correa trapezoidal y contra-eje.
- 12) Jig tipo "Denver Mineral Jig". De dos celdas de 0,20 x 0,30 (8" x 12") con motor de 1 HP, cama de municiones de hierro de 5 mm.
- 13) Clasificador espiral. Tipo Akins de espiral sumergida, 0,75 diámetro (30") con dispositivo para levantar la espiral. Tamaño del corte entre 100 y 150 #. Motor de 2 HP.
- 14) Unidad para amalgamación. Consistente en tambor de 0,60 m. x 0,90 m. de largo (2' x 3') y separador hidráulico de amalgama. Motor de 3 HP con dos velocidades. Prensa y retorta para amalgama.
- 15) y 18) Tanques espesadores tipo "Dorr". Construcción en chapa de hierro con superestructura de perfiles de acero. 5,40 diámetro x 2,40 m. de altura. Rastrillos elevables. Bomba de diafragma de 5 cm. (2"). Motor común de 1,25 HP. Se requieren cuatro tanques.
- 16) Tanque agitador tipo "Dorr". Construcción en chapa de acero con superestructura de perfiles de acero. Elevador central y rastrillos levantables. 5,40 diámetro x 4,80 m. de altura (18' x 16'). Motor de 2 HP. Consumo de aire aproximadamente 0,700 m³/min.; presión requerida 1,2 atmósferas (25 pies cúbicos) por minuto a 16 libras. Se requieren dos tanques. Compresor común 7,5 HP. Se requieren dos compresores.
- 17), 19) y 22) Tanques para solución molienda, rica y estéril respectivamente. Construcción cilíndrica en chapa de hierro, altura igual a diámetro, capacidad útil 75 m³ cada uno.

20) Equipo de precipitación sistema "Merril-Crowe" con clarificador de hojas y filtro de bolsas para precipitados. La capacidad será para 200 m³ de solución por día y el equipo constará de los siguientes elementos:

Tanque clarificador con filtros de hojas, tanque desaerador al vacío, bomba extractora, alimentador regulable para polvo de zinc, cono mezclador, bomba de circulación, caja de filtros para precipitación, bomba de vacío. Potencia prevista para el equipo 5 HP

21) Medidor registrador para solución estéril con capacidad para 300 m³ por día.

23) Muestreador automático para las colas de cianuración. Igual que 9) pero con cuchilla para lamas.

24) Hidroclasificador de 2,5 m. de diámetro. Tanque de chapa de hierro mecanismo elevador de rastrillos. Motor de revoluciones variables de 1 HP. Bomba de diafragma para extracción de arenas con motor de 1 HP.

25) y 26) Seis mesas Deister Overstrom para lamas. Tablero oblicuo, tamaño Standard, cubierta y rifles de goma. Motores individuales de 1 HP cada uno.

27) Muestreador automático igual que 23)

28) Cajones decantadores para concentrados. A proyectar y construir en el lugar en madera y mampostería. X

① 29) Horno secador para concentrados. A proyectar y construir en el lugar en mampostería y fundición de hierro.

30) Separador magnético de correas cruzadas tipo Wetherill, de un par de polos, con su equipo generador. Capacidad 1 t/h a 200 #. 2 HP.

31) Tolva para concentrados c/dispositivos p/ensacar, capacidad 10 t.

4. Consumo de energía.

En base a la enumeración anterior se puede hacer la siguiente estimación sobre el consumo de energía:

	<u>HP inst.</u>	<u>Consumo HP</u>
Alimentador primario	0,5	0,4
Trituradora de mandíbulas	15,0	12,0
Alimentador de correa	0,5	0,4
Molino de bolas	60,0	57,0
Jig	1,0	0,8
Clasificador tipo Akins	2,0	1,6
Tambor de amalgamación	3,0	2,4
Tanques espesadores	5,0	4,0
Tanques agitadores	4,0	3,5
Compresores	15,0	7,0
Equipo de precipitación	5,0	4,0
Hidroclasificador	1,0	0,8
Mesas Deister Overstrom	6,0	4,5
Separador magnético	2,0	1,6
Bombas para circulación de soluciones, no especificadas	6,0	4,8
Laboratorio	2,0	1,5
Luz	2,5	2,5
	<hr/>	<hr/>
	129,5	108,8



El consumo máximo de 108,8 HP se producirá únicamente en el turno en que la sección trituración funciones simultáneamente con el resto de la planta. Durante los otros dos, el consumo será de 96,3 HP.

5. Consumo de agua.

Sección cianuración.

Agua de lavado	50 m ³	
Para reponer pérdidas, etc.	5 "	55 m ³

Sección concentración.

Hidroclasificador	50 m ³	
Mesas	600 "	650 m ³
T o t a l:		705 m ³

Los consumos estimados se refieren a las 24 horas y corresponden por lo tanto a un caudal de 8,15 lts/seg. Con una instalación para recuperación de agua consistente en tanques tipo Dorr se podría recuperar el 80 % del agua usada en la concentración, de manera que el consumo de agua nueva en la planta se reduciría a 185 m³ por día correspondiente a un caudal de 2,14 lts/seg.

6. Personal

	<u>Número</u>	<u>Turnos</u>	<u>Total</u>
Jefe de planta	1	-	1
Ayudantes de laboratorio	2	1	2
Jefes de turno	1	3	3
Trituración	1	1	1
Molienda	1	3	3
Cianuración	1	3	3
Concentración	1	3	3
Secado y embolsado de concentrados	1	3	3
			19

No se menciona personal para reparaciones porque pertenecerá a un taller común a todos los servicios.

San Juan, Julio de 1953

Ing. Ramón Ruiz Bates

ES COPIA

D. N. M. EC. Y EST.
BP.
23-8-56