



REPÚBLICA FEDERATIVA DO BRASIL
MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA
DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL

FLOTAÇÃO DE REJEITOS FINOS DE SCHEELITA EM PLANTA PILOTO

EXEMPLAR PERTENCENTE A BIBLIOTECA

STM21

CE

172

nº 21

Seção Beneficiamento

nº 15

Brasília

1982

MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA
CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL – CETEM
CONVÊNIO DNP/CPM

Tecnologia Mineral
nº 21

Autores: José Farias de Oliveira *
Ronaldo Moreira Horta **
João Alves Sampaio ***

**FLOTAÇÃO DE REJEITOS FINOS
DE SCHEELITA EM PLANTA PILOTO**

Execução e elaboração do trabalho pelo
CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL – CETEM
Através do convênio DNP/CPM

* Eng. de Minas
** Eng. de Minas
*** Eng. de Minas

MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA
Cesar Cals - Ministro de Estado

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL
Yvan Barretto de Carvalho - Diretor Geral

DIVISÃO DE FOMENTO DA PRODUÇÃO MINERAL
Manoel da Redenção e Silva - Diretor

CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL
Roberto C. Villas Bôas - Superintendente

CT-0049-D

Tambo 3006389

BRASÍLIA
1982

CETEM
BIBLIOTECA

Reg. N.º 156 Data 05/02/85

PATRIMÔNIO	
17-B - 4045	
COL. DE	VOL VOL Nº
DATA 28/04/93	
REG. Nº	
BMB	

Publicação do Departamento Nacional da Produção Mineral
Setor de Autarquias Norte
Quadra OI - Bloco B - Telex (OGI) III 6
70-000- Brasília (DF) - Brasil

Copyright 1982
Reservados todos os direitos
Permitida a reprodução, desde que mencionada a fonte

Depósito Legal
Biblioteca Nacional do Rio de Janeiro
Instituto Nacional do Livro

STM
21
CE

Brasil.DNPM
Flotação de rejeitos finos de scheelita
em planta piloto/por J.F.de Oliveira, R.M.
Horta e J.A.Sampaio.Brasília,1982.
...p.graf,tab.(Brasil.DNPM.Ser.Tecnologia
Mineral,21.Seção Beneficiamento,15)
"Trabalho executado pelo Centro de Tec-
nologia Mineral, através do convênio DNPM
-CPRM".

Bibliografia : 4 refs.

1.Tecnologia Mineral-Brasil.1.Oliveira,
J.F.deII.Horta,R.M.III.Sampaio,J.A.IV.Cen-
tro de Tecnologia Mineral,Rio de Janeiro .
V.Título.VI.Série.

CDD 622.364
CDD 622.2(81)

SUMÁRIO

PÁGINAS

Resumo	
Abstract	
Introdução	
1. OPERAÇÕES EM ESCALA PILOTO	04
1.1. Características da Amostra Utilizada na Flotação	04
1.2. Descrição da Instalação	05
1.3. Sistemas de Reagentes	05
1.4. Controle de pH	06
1.5. Vazão d'Água e Percentagem de Sólidos	06
1.6. Amostragem	06
1.7. Balanço Metalúrgico	07
2. DISCUSSÃO	08
3. CONCLUSÕES	10
4. BIBLIOGRAFIA	11

ILUSTRAÇÕES

Tab. 1 - Consumo médio (kg/t) de reagentes em 9 en- saiois em planta piloto	12
Tab. 2 - Valores médios de pH tomados nos diversos ensaiois em planta piloto	13
Tab. 3 - Taxas de alimentação, adição d'água e % de sólidos nos 9 ensaiois em planta piloto	14

Páginas

Tab. 4 - Balanço metalúrgico dos ensaios de flotação dos rejeitos de scheelita	15-16
Tab. 5 - Recuperação e teores dos concentrados obtidos nos diversos ensaios em planta piloto	17
Fig. 1 - Fluxograma da planta piloto de flotação dos rejeitos de scheelita	18
Fig. 2 - Recuperação e teor dos concentrados obtidos em 9 ensaios de flotação em planta piloto	19
Fig. 3 - Evolução dos teores de concentrado nos estágios "Rougher", "Cleaner" e "Recleaner" nos ensaios piloto 2, 3 e 9	20

RESUMO

No presente trabalho são apresentados os resultados de estudos de flotação em escala piloto com rejeitos finos de scheelita da Mina Brejuí. A amostra foi classificada a 200 malhas, descartando-se a fração grosseira mais pobre, com uma recuperação em torno de 80% e consequente elevação do teor a 0,19% WO_3 .

Na flotação foram obtidos concentrados com 12,5% WO_3 e 61,5% de recuperação. O fluxograma da planta piloto, constou de duas etapas de condicionamento seguidas das operações de flotação "rougher", "scavenger" e duas etapas de limpeza. No sistema de reagente de flotação foram utilizados carbonato de sódio, silicato de sódio, quebracho, AERO-830, óleo mineral e MIBC.

A granulometria fina, o baixo teor do minério e a presença de calcita, fluorita e apatita foram as principais dificuldades enfrentadas no estudo do processo em questão. Os ensaios em planta piloto apresentaram resultados superiores aos obtidos nos ensaios de bancada.

ABSTRACT

Results are presented of flotation studies at pilot plant scale of fine scheelite tailing from Mina Brejuí. The sample was classified to 200 mesh and the coarser fraction was discarded with an 80% recovery increasing the feed grade to 0,19% WO_3 .

Concentrates obtained by flotation analyzed 12,5% WO_3 with a 61,5% recovery. The flowsheet of the pilot plant involved two conditioning stages followed by a rougher, scavenger and two cleaner flotation operations. The flotation reagents used were sodium carbonate, sodium silicate, quebracho, AERO 830, mineral oil and MIBC.

The main problems encountered in these studies were the fine size distribution, the low grade and the presence of calcite, fluorite and apatite in the ore. The tests at pilot plant scale showed better results than those carried out at bench scale.

INTRODUÇÃO

Sendo a scheelita um mineral pesado, o seu beneficiamento é normalmente efetuado através de operações unitárias de concentração gravimétrica, principalmente jigagem e mesagem. A alternativa da flotação enfrenta as dificuldades inerentes à mineralização da scheelita, de vez que a constituição dos tactitos do Nordeste apresenta, normalmente associadas, calcita, fluorita e apatita. Estes minerais apresentam propriedades físico-químicas bastante semelhantes às da scheelita, motivo pelo qual o desenvolvimento de um sistema de reagentes de flotação suficientemente seletivo é uma tarefa a que se vêm dedicando diversas instituições e empresas em diversas partes do mundo (1, 2, 3). Este interesse reside principalmente na ineficiência, que tem se manifestado intransponível, da concentração gravimétrica das frações finas de scheelita.

O CETEM vem trabalhando há três anos nesta área através de apoio financeiro direto do Departamento Nacional da Produção Mineral. Em 1979 foram concluídos os estudos em escala de bancada, sendo os trabalhos apresentados em reunião realizada em Currais Novos, no início daquele ano, para engenheiros de minas, geólogos e empresários da região. O trabalho foi divulgado, em seguida, na forma de Contribuição Técnica ao VI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, realizado no Rio de Janeiro, a 13/14 de setembro de 1979.

O presente relatório diz respeito aos trabalhos subsequentes de desenvolvimento do processo em planta piloto. Para tanto foi necessária preliminarmente a realização de um programa de ensaios complementares que durou quatro meses (17 de julho a 20 de novembro de 1979). Neste período foram detalhados os efeitos de algumas variáveis do processo, tais como percentagem de sólidos, pH e controle de espuma. Foram também efetuadas modificações que levaram a uma sensível redução do coletor principal (AC-830), através de emulsificação com óleo combustível. Os trabalhos desta fase fazem parte de um relatório, cujos resultados foram em grande parte utilizados na planta piloto.

Finalmente, após a aprovação da segunda etapa (planta piloto) pelo DNPM, foi efetuada uma nova amostragem, desta vez apenas na Mina Brejuí. Esta empresa já dispõe de uma instalação industrial de flotação e lixiviação a pressão, montada através de associação com a NITTETSU MINING CO., LTDA., do Japão. A usina foi montada, porém, por dificuldades encontradas no processo de flotação, encontra-se paralisada.

Em viagem recente de um dos autores ao Japão (agosto de 1980), o assunto foi discutido com o Dr. KOJI FUKASAWA, da NITTETSU, que esteve no Rio Grande do Norte, na operação da BREMETAL. De fato, um boletim de controle de operação da usina mostrava que a média dos teores dos concentrados obtidos no período de 12 a 17 de março de 1978 foi de apenas 3,4% WO_3 .

Na planta piloto desenvolvida no CETEM com a fração fina (-200 malhas) do rejeito da Mina Brejuí, com teor de 0,19% WO_3 , foram obtidos concentrados com teores de 12,5% WO_3 (recuperação de 61,5%) a 14,6% WO_3 (recuperação de 47,5%).

1. OPERAÇÕES EM ESCALA PILOTO

1.1 Características da Amostra Utilizada na Flotação

No engenho da Mina Brejuí o rejeito grosso, praticamente estéril, é transportado por caminhões, ao passo que o rejeito fino, após espessamento, é enviado à barragem do rejeito por bombeamento. A amostragem foi realizada no "underflow" do espessador e a amostra ainda úmida foi transportada para o CETEM em tambores. Após a secagem ao sol, a amostra foi peneirada a 200 malhas, tendo em vista o menor teor das frações grosseiras.

Com o procedimento acima descrito, foi obtida uma amostra de 1200kg, com um teor de 0,19% WO_3 . Esta foi a amostra utilizada nos ensaios de flotação em planta piloto e todos os resultados dos ensaios referem-se a esta amostra. No entanto, é importante ressaltar que a scheelita contida nas frações 100 e 150 malhas apresenta boas condições para flotação. A sua inclusão na alimentação é, portanto, recomendável para aumentar a recuperação global.

O minério em questão caracteriza-se pela presença significativa de calcita, fluorita e apatita, minerais com propriedades muito semelhantes às da scheelita no que se refere à flotação. Outro dado importante sobre a amostra estudada é que mais de 30% da scheelita estão distribuídos nas frações de granulometria fina, abaixo de 10 μ m.

1.2. Descrição da Instalação

O fluxograma da planta piloto está apresentado na Figura 1. Através de um alimentador vibratório o minério é conduzido ao primeiro tanque de condicionamento, onde se adicionam água para formação da polpa e Na_2CO_3 para elevação do pH. Num segundo condicionador marca CIMAQ, 77 litros, adicionam-se silicato de sódio e quebracho, e subsequentemente, num terceiro condicionador, o coletor AERO-830. A polpa, após condicionamento, alimentava o circuito de flotação, composto de duas células de "rougher" (CIMAQ Nº5) e duas células (CIMAQ Nº5) para, respectivamente, "cleaner" e "recleaner" dos concentrados. Nos ensaios de 1 a 6 a planta piloto foi rodada com apenas 1 etapa de flotação "scavenger" através de uma célula DENVER de 27 litros (Nº 7). Nos ensaios 7 e 8 duas células GALIGHER foram introduzidas, como tentativa de aumentar a recuperação (ver fluxograma, figura 1.).

1.3. Sistema de Reagentes

Foram utilizados na flotação os seguintes reagentes: carbonato de sódio, silicato de sódio, quebracho, AERO-Promotor-830, óleo mineral e MIBC (metil isobutil carbinol). As quantidades e os pontos de adição são apresentados na tabela 1.

1.4. Controle de pH

As medidas de pH foram efetuadas com potenciômetro portátil marca BECKMAN. A tabela 2 apresenta para cada estágio os valores médios de pH tomados nos diferentes pontos do circuito. O decréscimo do pH observado na tabela mencionada decorre das diluições pela entrada d'água nova no circuito, necessária à recirculação das espumas, não havendo, portanto, adição de ácido.

1.5. Vazão d'Água e Percentagem de Sólidos

O controle da vazão d'água é feito através de um medidor de vazão OMEL, e a percentagem de sólidos, nos diversos estágios, controlada com a utilização de uma balança MARCY para densidade de polpa. Os valores referentes aos diversos pontos do circuito estão apresentados na tabela 3.

1.6. Amostragem

Os ensaios realizados tiveram uma duração variando de 3 a 4 horas. As amostragens eram feitas na segunda metade do período com espaçamento de meia hora. Os concentrados finais ("re-cleaner") eram coletados durante todo o período de meia hora. Os rejeitos "scavenger" eram amostrados durante 5 segundos de cinco minutos. Nos ensaios em que foi feita amostragem dos produtos intermediários, es-

ta era realizada apenas no final do ensaio, numa sequência inversa ao fluxo, visando minimizar a influência de cada amostragem na imediatamente anterior, num tempo que variou de 1 a 5 minutos, conforme o fluxo de massa em cada ponto amostrado.

1.7. Balanço Metalúrgico

O balanço metalúrgico global de todos os testes foi calculado com base nos teores da alimentação (1), do concentrado final (2) e do rejeito "scavenger" (3). Os resultados estão apresentados na tabela 5. Para quatro dos ensaios realizados, foi feita uma amostragem completa dos pontos intermediários, e um balanço metalúrgico completo destes ensaios está apresentado na tabela 4. A Figura 3 apresenta a evolução dos teores dos concentrados nas etapas "cleaner" e "re-cleaner" dos ensaios 2, 3 e 9.

Obs.: - A numeração (1), (2) e (3) refere-se aos fluxos assinalados na Figura 1.

2. DISCUSSÃO

Os ensaios de 1 a 5 foram efetuados com adição do coletor (AERO-830) no 3º condicionador na forma de solução 0,2%. O óleo mineral era adicionado puro nas células "rougher" e "scavenger" (Tabela 1). Estes ensaios, apesar de apresentarem teores elevados (até 25% WO_3) nos concentrados (Figura 2), apresentaram em contrapartida recuperações muito baixas, inferiores a 30%.

Os resultados dos ensaios 6, 7, 8 e 9 foram sensivelmente melhores (Figura 2), tendo sido obtidas recuperações de até 61,5%, com teor de 12,5% WO_3 . Esses ensaios foram efetuados com adição de coletor e óleo mineral alimentados sob a forma de uma emulsão única. No ensaio 6, a emulsão contou ainda com a adição de querosene na mesma proporção do coletor.

O ensaio 7 foi realizado com a incorporação de duas células GALIGHER de 28 litros ao circuito "scavenger". Este ensaio foi realizado com uma emulsão coletor / óleo mineral 1/1. Pelos resultados obtidos (Tabela 5), observa-se que a ampliação do circuito "scavenger" acarretou um aumento na recuperação.

Para o ensaio 8, a emulsão coletor/óleo mineral foi preparada numa relação 2/1. Durante o teste foi feita ainda uma adição de 20% de AC-830 nas células "scavenger". Finalmente, para o ensaio 9 mais duas células GALIGHER

de 28 litros foram incorporadas ao circuito numa tentativa de aumentar-se a recuperação. A emulsão coletor/óleo mineral 1/1 foi distribuída, sendo 8% adicionada no 3º condicionador e 20% nas células "scavenger". Não houve vantagem apreciável nas modificações introduzidas nestes dois últimos ensaios.

Quanto à percentagem de sólidos, na etapa de condicionamento dos reagentes, procurou-se mantê-la em torno de 10% (tabela 3). Na flotação "rougher", esta situou-se em torno de 6%, e no circuito "scavenger", em torno de 8%. É necessário trabalhar-se com baixa percentagem de sólidos devido à fina granulometria do material. No entanto, nas etapas "cleaner" e "re-cleaner", a percentagem de sólidos, ainda menor (1 a 2%) foi ditada apenas por limitações operacionais de capacidade da instalação.

As curvas de evolução dos teores (Figura 3) apresentam a forma convexa normal. Os ensaios 2 e 3 indicam a possibilidade de enriquecimento dos concentrados com mais uma etapa de limpeza. No entanto, nestes ensaios a recuperação foi ainda muito baixa (26,4%). Quanto ao ensaio 9, representante de uma série (6, 7, 8 e 9) onde foram obtidas recuperações mais altas, a elevação do teor com mais uma etapa "cleaner" não parece ser significativa.

3. CONCLUSÕES

1) O desenvolvimento de estudos em planta piloto (30 kg/hora) confirmou a viabilidade técnica de se produzirem por flotação concentrados de scheelita com teores de 12,5% e 61,5% de recuperação, a partir do rejeito fino da Mina Brejuí, após peneiramento a 200 malhas (0,19% WO_3).

2) O processo desenvolvido apresentou na planta piloto resultados superiores aos obtidos nos ensaios de bancada previamente desenvolvidos. O consumo de carbonato de sódio foi, no entanto, excessivo. A diminuição do seu consumo é, sem dúvida, um fator primordial na economicidade do processo em questão.

3) Em se tratando de material de baixo teor, é recomendável o desenvolvimento de estudos numa planta de maior porte para avaliar-se corretamente a viabilidade econômica do processo, através da diminuição do consumo de reagentes, aumento de percentagem de sólidos, nas etapas "cleaner" e "re-cleaner" e recirculação d'água de tratamento.

4. BIBLIOGRAFIA

1. DETENNE, J.T. et alii. Beneficiation of a low-grade scheelite ore. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 12. Varsóvia, 1979.
2. GRÄSBERG, M; MATTSSON, K. Novel process at YSXJÖBERG, a pointer towards future more sophisticated flotation methods. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 12. Varsovia, 1979.
3. KOH, P.T.L.; WARREN, L.J. Flotation of an ultrafine scheelite ore and the effect of shear-flocculation. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 12. Varsóvia, 1979.
4. OLIVEIRA, J.F.; SAMPAIO, J.A. Flotação de rejeitos finos de scheelita, estudos complementares de parâmetros do processo. Relatório Interno. Centro de Tecnologia Mineral, Rio de Janeiro, n. 34, 1980.

ENSAIO	CONDICIONADORES						ROUGHER		SCAVENGER	
	1º	2º		3º			Óleo Mineral	MIBC	Óleo Mineral	AERO-830
	Na ₂ CO ₃	Na ₂ SiO ₃	Quebracho	AERO-830	Óleo Mineral	Querosene				
1	10,55	0,350	0,140	0,319	-	-	0,319	0,024	-	-
2	13,22	0,450	0,180	0,410	-	-	0,050	0,031	0,050	-
3	14,59	0,480	0,190	0,258	-	-	0,055	0,034	0,055	0,172
4	12,40	0,420	0,170	0,380	-	-	0,046	0,029	0,046	-
5	10,35	0,370	0,150	0,330	-	-	0,042	0,025	0,042	0,037
6	10,52	0,350	0,140	0,319	0,319	0,319	-	0,059	-	-
7	12,32	0,410	0,210	0,392	0,392	-	-	0,091	-	-
8	10,82	0,349	0,157	0,330	0,165	-	-	0,042	-	0,078
9	12,04	0,402	0,160	0,407	0,407	-	-	0,067	0,102	0,102

TABELA 1 - Consumo médio (kg/t) de reagentes em 9 ensaios em Planta Piloto.

12

ENSAIOS	CONDICIONADOR (1)	ROUGHER	SCAVENGER	CLEANER	RECLEANER
1	10,5	10,3	10,3	9,6	8,5
2	10,6	10,2	10,2	9,4	8,0
3	10,5	10,2	10,1	9,8	7,8
4	10,5	10,3	10,3	9,6	8,5
5	10,4	-	-	-	-
6	10,4	-	-	-	-
7	10,4	10,0	10,0	9,5	8,3
8	10,5	10,0	10,0	9,8	8,5
9	10,3	10,0	10,0	9,6	8,3

TABELA 2 - Valores médios de pH tomados nos diversos ensaios em Planta Piloto.

13

ENSAIOS	ALIMENTAÇÃO		ÁGUA		PERCENTAGEM DE SÓLIDOS				
	kg/h	gpm	Homogeneizador	Rougher	Scavenger	Cleaner	Recleaner		
1	35,3	1,2	11,5	6,0	9,0	1,0	1,0		
2	28,1	1,2	9,7	5,0	6,0	2,0	2,0		
3	25,5	1,2	8,7	7,0	8,0	1,0	1,0		
4	30,6	1,2	10,0	6,0	9,0	1,0	1,0		
5	20,4	1,2	11,0	-	-	-	-		
6	35,3	1,2	11,0	-	-	-	-		
7	30,2	1,2	10,0	-	-	-	-		
8	34,2	1,2	11,0	-	-	-	-		
9	30,8	1,2	10,0	6,0	8,0	2,0	1,0		

TABELA 3 - Taxas de alimentação, adição d'água e % de sólidos nos 9 ensaios em Planta Piloto.

ENSAIO	ETAPAS	FLUXOS*	POR ETAPA			GLOBAL	
			Peso(%)	WO ₃ (%)	Distr. WO ₃ (%)	Peso(%)	Distr. WO ₃ (%)
2	Global	C 2	0,2	18,8	26,4	0,2	26,4
		R 3	99,8	0,13	73,6	99,8	73,6
		A 1	100,0	0,18	100,0	100,0	100,0
	Rougher	C 5	2,8	3,36	40,5	2,9	54,4
		R 9	97,2	0,14	59,5	101,1	79,9
		A(1+7+6)	100,0	0,23	100,0	104,0	134,3
	Scavenger	C 7	1,3	0,85	7,8	2,9	6,3
		R 3	98,7	0,13	92,2	99,8	73,6
		A 9	100,0	0,14	100,0	102,7	79,9
	Cleaner	C 8	13,9	13,43	53,4	0,4	32,2
		R 6	86,1	1,89	46,6	2,7	28,0
		A(5+4)	100,0	3,49	100,0	3,1	60,2
	Recleaner	C 2	56,8	18,8	81,9	0,2	26,4
		R 4	43,2	5,61	19,1	0,2	5,8
		A 8	100,0	13,43	100,0	0,4	32,2
3	Global	C	0,06	24,6	10,2	0,06	10,2
		R	99,4	0,12	89,8	99,4	89,8
		A	100,0	0,14	100,0	100,0	100,0
	Rougher	C	1,2	2,56	14,0	1,2	23,2
		R	98,8	0,19	86,0	102,9	96,1
		A(1+7+6)	100,0	0,22	100,0	104,1	119,3
	Scavenger	C =	2,8	2,45	4,4	2,9	6,3
		R	97,2	0,12	95,6	99,4	89,8
		A	100,0	0,19	100,0	102,3	96,1
	Cleaner	C	7,9	16,95	49,2	0,1	12,8
		R	92,1	1,50	50,8	0,2	12,9
		A(5+4)	100,0	2,72	100,0	1,3	25,7
Recleaner	C	56,2	24,60	81,5	0,06	10,2	
	R	43,8	7,15	8,5	0,04	2,3	
	A	100,0	16,95	100,0	0,1	12,5	

* Ver fluxograma (Figura 1).

TABELA 4 - Balanço Metalúrgico dos Ensaio de Flotação dos Rejeitos de Scheelita.

ENSAIO	ETAPAS	FLUXOS*	POR ETAPA			GLOBAL		
			Peso(%)	WO ₃ (%)	Distr. WO ₃ (%)	Peso(%)	Distr. WO ₃ (%)	
4	Global	C	0,2	21,7	22,2	0,2	22,2	
		R	99,8	0,10	77,8	99,8	77,8	
		A	100,0	0,16	100,0	100,0	100,0	
	Rougher	C	0,8	8,45	33,0	0,8	43,3	
		R	99,2	0,14	67,0	100,1	87,3	
		A(1+7+6)	100,0	0,21	100,0	100,9	130,6	
	Scavenger	C	0,2	6,42	11,0	0,2	9,6	
		R	99,8	0,10	89,0	99,8	62,2	
		A	100,0	0,14	100,0	100,0	71,8	
	Cleaner	C	20,0	21,7	51,3	0,2	22,2	
		R	80,0	5,13	48,7	0,6	21,1	
		A	100,0	8,45	100,0	0,8	43,3	
	Recleaner	C	-	-	-	-	-	
		R	-	-	-	-	-	
		A	-	-	-	-	-	
	9	Global	C	0,6	12,42	47,0	0,6	47,0
			R	99,4	0,08	53,0	99,4	53,0
A			100,0	0,15	100,0	100,0	100,0	
Rougher		C	3,6	2,38	47,3	4,4	70,1	
		R	96,4	0,10	52,7	116,9	77,9	
		A(1+7+6)	100,0	0,18	100,0	121,3	148,0	
Scavenger		C	14,97	0,21	32,0	17,5	24,9	
		R	85,13	0,08	68,0	99,4	53,0	
		A	100,06	0,10	100,0	116,9	77,9	
Cleaner		C	22,5	9,20	74,8	1,1	68,4	
		R	77,5	0,90	25,2	3,8	23,1	
		A(5+4)	100,0	2,76	100,0	4,9	91,5	
Recleaner		C	50,9	12,42	68,7	0,6	47,0	
		R	49,1	5,87	31,3	0,5	21,4	
		A	100,0	9,20	100,0	1,1	68,4	

ENSAIO	AMOSTRAGEM	TEORES (%)		RECUPERAÇÃO (%)
		CONCENTRADO	REJEITO	
1	1a	17,17	0,14	27,1
	2a	17,90	0,14	22,8
	3a	17,61	0,14	25,6
	4a	16,83	0,16	19,9
2	1a	19,50	0,16	18,8
	2a	21,50	0,15	21,6
	3a	18,80	0,13	27,2
3	1a	25,30	0,16	12,30
	2a	26,20	0,16	8,10
	3a	24,06	0,16	8,90
4	1a	18,10	0,13	20,30
	2a	21,10	0,11	22,80
	3a	21,10	0,15	27,00
	4a	21,70	0,10	29,30
5	1a	22,40	0,13	30,00
	2a	23,40	0,14	21,50
	3a	20,00	0,13	26,30
	4a	20,90	0,19	4,10
6	1a	14,60	0,11	47,5
7	1a	17,60	0,13	36,0
	2a	17,40	0,09	50,0
	3a	12,50	0,09	61,5
8	1a	10,00	0,09	51,3
9	1a	12,40	0,08	47,0

TABELA 5 - Recuperação e teores dos concentrados obtidos nos diversos ensaios em planta piloto.

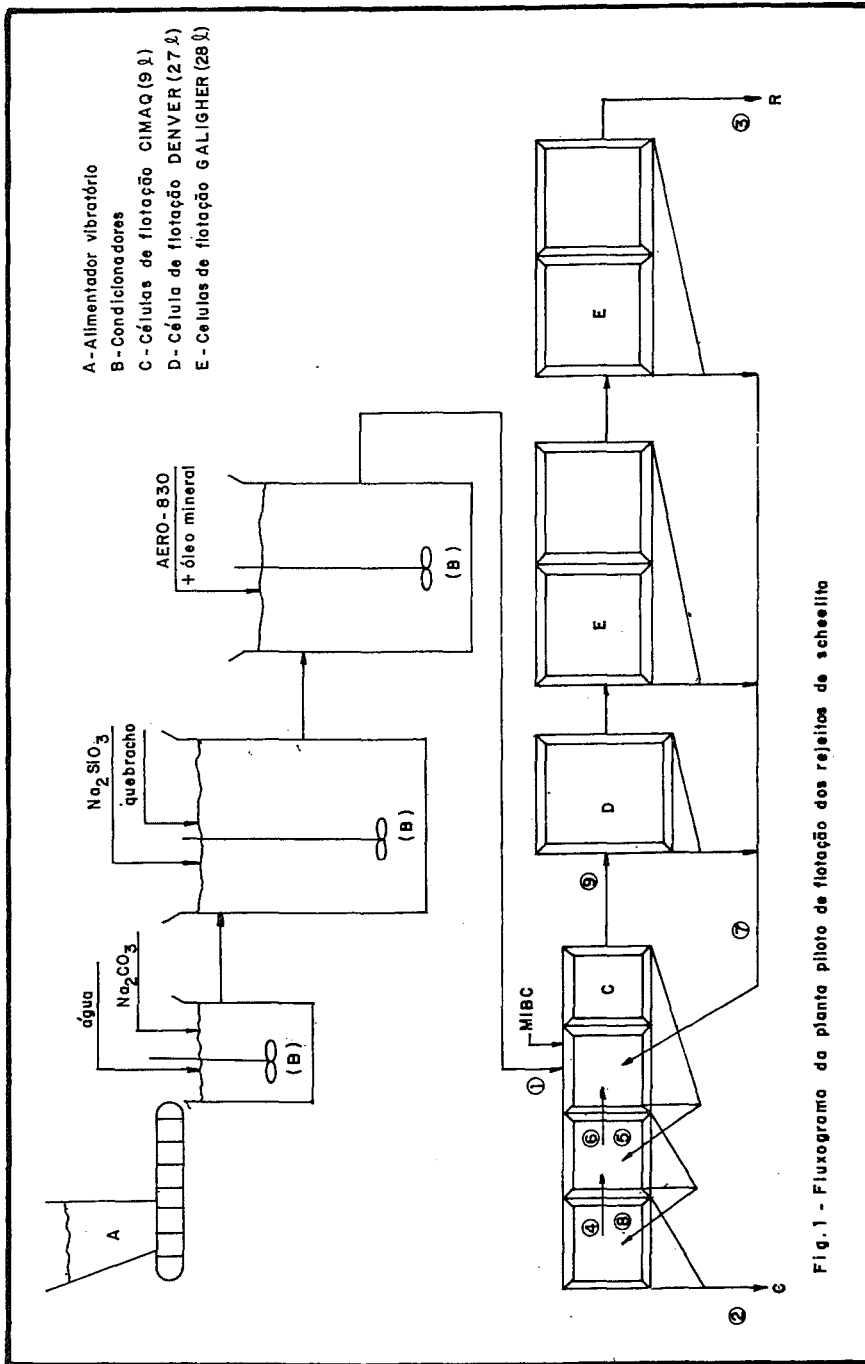


Fig.1 - Fluxograma da planta piloto de flotação dos rejeitos de scheelita

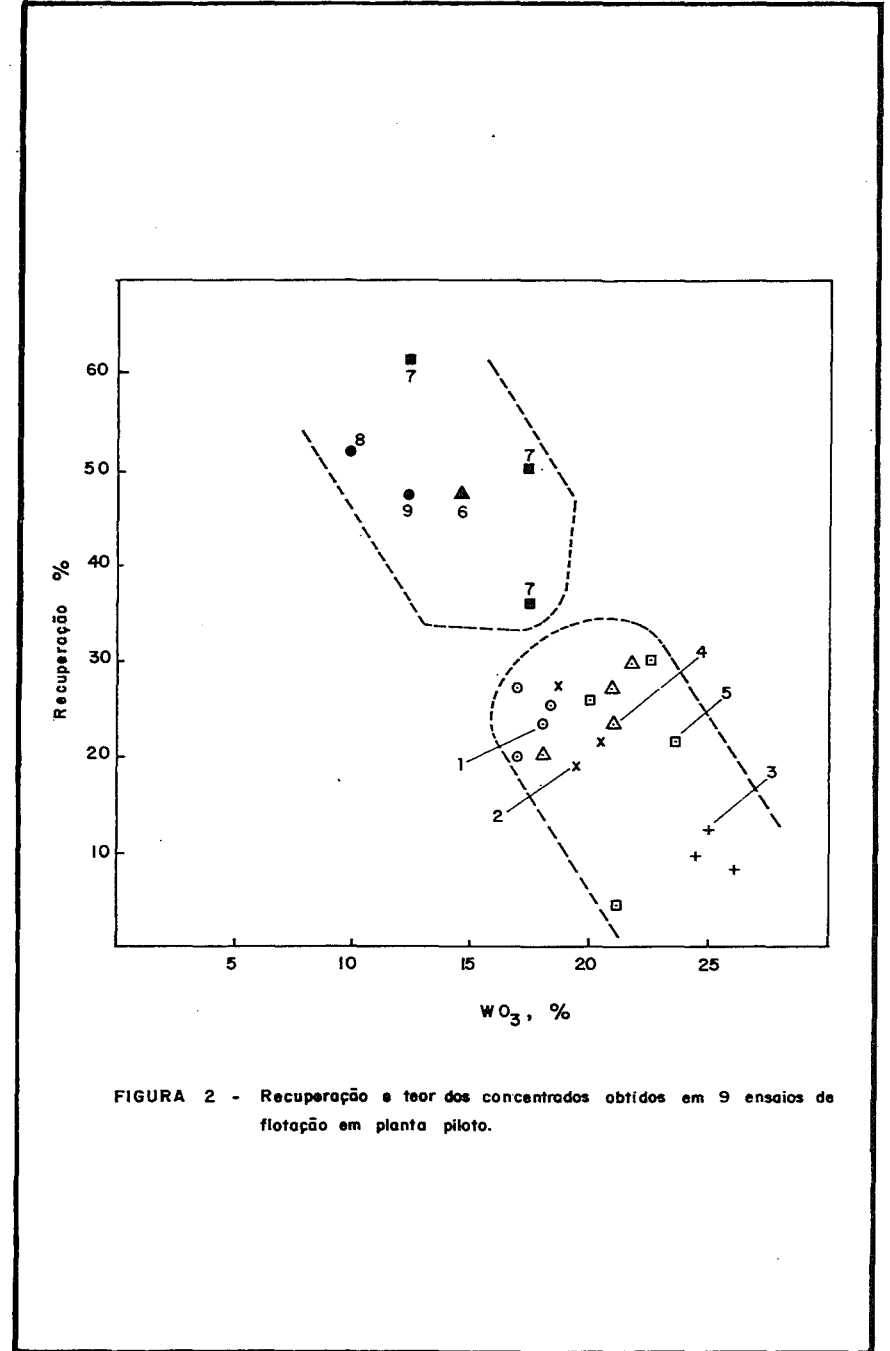


FIGURA 2 - Recuperação e teor dos concentrados obtidos em 9 ensaios de flotação em planta piloto.

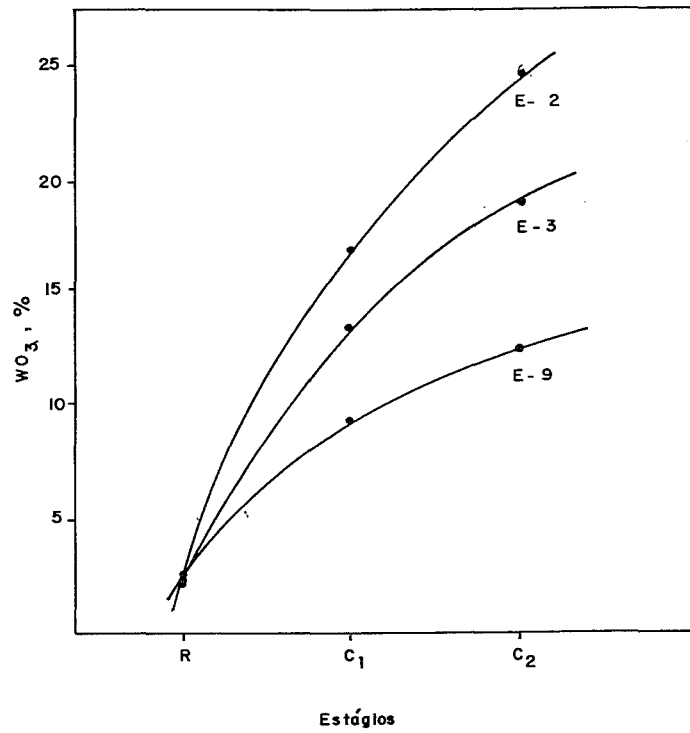


Fig. 3 - Evolução dos teores do Concentrado nos estágios Rougher, Cleaner e Recleaner nos ensaios piloto 2, 3 e 9