



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**  
**Departamento de Engenharia Nuclear**  
**Programa de Pós-Graduação em Ciências e Técnicas Nucleares**

**VANDERLEI VILAÇA DE MOURA**

**TÉCNICAS DE PROCESSAMENTO MINERAL EM ESCÓRIAS PROVENIENTES  
DE BENEFICIAMENTO METALÚRGICO DA COLUMBITA/TANTALITA**

**Belo Horizonte**

**2022**

**VANDERLEI VILAÇA DE MOURA**

**TÉCNICAS DE PROCESSAMENTO MINERAL EM ESCÓRIAS PROVENIENTES  
DE BENEFICIAMENTO METALÚRGICO DA COLUMBITA/TANTALITA**

Tese apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Ciências e Técnicas Nucleares do Departamento de Engenharia Nuclear da Universidade Federal de Minas Gerais como requisito parcial à obtenção do título de Doutor em Ciências e Técnicas Nucleares. Área de Concentração: Engenharia Nuclear e da Energia

Orientadora: Profa. Dra. Cláudia Pereira B. Lima

Coorientadora: Profa. Dra. Talita Oliveira Santos

**Belo Horizonte**

**2022**

M929t

Moura, Vanderlei Vilaça de.  
Técnicas de processamento mineral em escórias provenientes de beneficiamento metalúrgico da columbita/tantalita [recurso eletrônico] / Vanderlei Vilaça de Moura. - 2022.  
1 recurso online (212 f. : il., color.) : pdf.

Orientadora: Cláudia Pereira Bezerra Lima.  
Coorientadora: Talita de Oliveira Santos.

Tese (doutorado) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia.

Anexos e apêndices: f. 170-212.

Bibliografia: f. 149-169.

Exigências do sistema: Adobe Acrobat Reader.

1. Engenharia nuclear - Teses. 2. Escória - Teses. 3. Ferro - Teses. 4. Lixiviação - Teses. 5. Nióbio - Teses. 6. Sustentabilidade - Teses. 7. Tântalo - Teses. I. Lima, Cláudia Pereira Bezerra. II. Santos, Talita de Oliveira. III. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. IV. Título.

CDU: 621.039(043)



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM CIÊNCIAS E TÉCNICAS NUCLEARES



## FOLHA DE APROVAÇÃO

TÉCNICAS DE PROCESSAMENTO MINERAL EM ESCÓRIAS PROVENIENTES DE BENEFICIAMENTO METALÚRGICO DA COLUMBITA/TANTALITA

### VANDERLEI VILAÇA DE MOURA


Tese submetida à Banca Examinadora designada pelo Colegiado do Programa de Pós-Graduação em CIÊNCIAS E TÉCNICAS NUCLEARES, como requisito parcial para obtenção do grau de Doutor em CIÊNCIAS E TÉCNICAS NUCLEARES, área de concentração ENGENHARIA NUCLEAR E DA ENERGIA.

Aprovada em 13 de abril de 2022, pela banca constituída pelos membros:

  
Profa. Cláudia Pereira Bezerra Lima - Orientadora  
Departamento de Engenharia Nuclear - UFMG

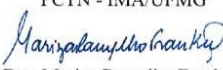
Talita de Oliveira Assinado de forma digital por  
Talita de Oliveira  
Santos:07678846630  
Dados: 2022.04.18 13:51:03 -03'00'

Profa. Talita de Oliveira Santos - Coorientadora  
Departamento de Anatomia e Imagem-UFMG


  
Prof. Arno Heeren de Oliveira  
Departamento de Engenharia Nuclear - UFMG

Adriana de Souza Medeiros Assinado de forma digital por  
Adriana de Souza Medeiros  
Batista:01252019661  
Dados: 2022.04.20 13:28:09 -03'00'

Profa. Adriana de Souza Medeiros Batista  
PCTN - IMA/UFMG



Dra. Mariza Ramalho Franklin  
IRD/CNEN

  
Dr. Wagner de Souza Pereira  
Indústrias Nucleares do Brasil S A, INB

Belo Horizonte, 13 de abril de 2022.

*In memoriam Zailton Dacio Aparício*

## **Agradecimentos**

Em primeiro lugar a Deus, pois sem Ele nada somos.

A meus pais que sempre primaram por minha educação me apoiando incondicionalmente. Muito obrigado Pedro e Nenzinha. Amo muito vocês!

A minha banca de qualificação e de defesa: Dra. Mariza, Dra. Adriana, Dr. Arno, meu incentivador e amigo Dr. Wagner e especialmente às minhas orientadoras Dra. Cláudia e Dra. Talita. As sugestões enviadas ajudaram a moldar o trabalho e torná-lo ainda melhor. Profa. Cláudia, muito obrigado pela oportunidade de tê-la como orientadora no mestrado e no doutorado.

A todos do Departamento de Energia Nuclear da UFMG de modo especial Aline, Raoni, Caio, Rafael, Isabela, Prof. Clarisson, Profa. Telma, Prof. Carlos Cabrera, Profa. Antonella e a Profa. Dora.

Ao apoio institucional da Mineração Taboca que permitiu a realização do trabalho. Obrigado Sr. Newton Viguetti, Sr. Agnaldo Martins, Sr. Denilson Coutinho.

A todos da Mineração Taboca, pelo apoio, incentivo e conselhos. Time de PRAD e Meio Ambiente: Wagner, Eliezer, Rodrigo, Nayara, Marlus, Aline, Eline, Janete, Carla, Nonato, Carlos Coelho, Jéssica, Mozaniel e Gerson. Times de Processos, Laboratório, Concentração e Metalurgia: Adriel, Solon, Juarez, Francisco (pela ajuda determinante na lixiviação), Leandro, Kátia, Veisac, Reinaldo, Jasiel, Marcelão e Paulinho. Time de Qualidade e Performance e Controle: Ieda e Jacy.

Ao Sr. Marcos Graciano pelo incentivo, aconselhamento e apoio.

Aos meus amigos Daniel Pereira que muito contribuiu para a definição da rota de processos e Demerval pela ajuda incomensurável nos ensaios físicos. Sem vocês este trabalho não teria sido realizado.

Ao Time do Laboratório Sievert: Minori e Fortunato (meu professor) pelo apoio pessoal e técnico e pelo incentivo.

A minha equipe de trabalho, meus irmãos de Pitinga Cabrera, Tony, Claudinei, Neibe e Klicia pelo incentivo, palavras amigas, paciência, conselhos e parceria.

Um agradecimento muito especial aos meus filhos Rafael, Pedro e Catarina. E um mais que especial a minha esposa Marina. Obrigado pelo incentivo, apoio, parceria, cada gesto carinhoso, cada sorriso e gargalhada e, principalmente, pela compreensão. Obrigado por serem minha luz, minha força, meu conforto... MINHA FAMÍLIA! Amo vocês!

*You say you want a revolution*

*Well, you know*

*We all want to change the world*

*You tell me that it's evolution*

*Well, you know*

*We all want to change the world*

*John Lennon / Paul McCartney*

**Labor omnia vincit**

## RESUMO

A produção e consumo de energia elétrica estão ligados ao desenvolvimento de uma nação. Mas é necessário diversificar a matriz energética para não ficar dependente de sazonalidades, flutuações de preço, falta de insumos dentre outras. Além disso, é fundamental a busca de fontes de energia sustentáveis, sendo a nuclear um exemplo. Existem diversos estudos sendo realizados com o intuito de recuperar urânio de resíduos de mineração de urânio, da rocha fosfática, de carvão mineral e até mesmo da água do mar o que pode auxiliar na sustentabilidade da matriz nuclear. Nesta linha, este estudo tem como objetivo principal avaliar técnicas de processamento mineral para recuperação do óxido de urânio ( $U_3O_8$ ) e do óxido de tório ( $ThO_2$ ) retidos em escórias de ferro-ligas de nióbio e tântalo provenientes do processamento metalúrgico da columbita/tantalita. Este resíduo/rejeito é produzido por instalações mínero-industriais e seu destino é o armazenamento em depósitos iniciais, mas sem previsão de uso futuro. A metodologia utilizada foi a coleta de amostras de escória, seu preparo através de moagem, britagem, homogeneização e quarteamento. Na sequência foram: analisados os teores da amostra cabeça; determinada a densidade da escória; realizados os ensaios físicos (separação granulométrica, separação gravimétrica, separação eletrostática e separação magnética); os 160 ensaios de lixiviação com ácido sulfúrico (tendo com parâmetros de processo pH, tempo, percentual de sólidos na polpa e granulometria da escória); determinada a recuperação metalúrgica; determinada a massa e o custo de  $H_2SO_4$  necessários ao tratamento de 1 tonelada de polpa; determinado o custo de armazenamento da escória e o custo de licenciamento, construção e operação de um depósito de material radioativo de médio e baixo níveis de radiação. Todos os produtos gerados pelos ensaios foram analisados por fluorescência de raios-X. A amostra cabeça apresentou um teor de 1,78 % de  $U_3O_8$  e de 3,66 % de  $ThO_2$ . A densidade da escória foi de  $3,56 \text{ g.cm}^{-3}$  – valor que concorda, dentro dos limites de incerteza, com a densidade da ganga que compõe a escória ( $Al_2O_3$  e  $SiO_2$ ). A separação granulométrica mostrou que os teores dos óxidos de urânio e de tório ficaram distribuídos ao longo das faixas granulométricas. A separação gravimétrica resultou em três produtos: finos, concentrado e mistos. A maior parte da massa da escória (64,5 %) ficou nos mistos. A separação elétrica resultou em três produtos: condutores, não condutores e mistos. A maior parte da massa da escória apresentou comportamento condutor (63,5 %) contrapondo-se ao esperado, já que os óxidos de maior composição ( $Al_2O_3$  e  $SiO_2$ ) são dielétricos. A separação magnética resultou em três produtos: magnético, não magnético e mistos. Ocorreu uma certa proporção entre a



distribuição da massa de escória entre magnéticos (40 %) e não magnéticos (48 %). Este resultado contrapõe-se ao esperado, pois os óxidos de alumínio e de silício, maiores componentes da escória, são dielétricos. Assim, a escória deveria ter maior proporção de não magnéticos. Verificou-se que os parâmetros mais relevantes para a lixiviação foram o pH e o tempo. Assim, as maiores recuperações foram observadas em  $t \geq 8\text{h}$  e  $\text{pH} \leq 1,5$ . Já a granulometria, contrapondo-se ao esperado, exerceu pouca influência neste estudo. A recuperação máxima foi de 83 % para o óxido de urânio e de 81,6 % para o óxido de tório – no tempo de 9 h e pH igual a 1 (Ensaio 70). As condições ótimas de processo, ou seja, recuperação acima de 80 % para o urânio, acima de 70 % para o tório e menor custo para tratamento de uma tonelada de polpa foram observadas no Ensaio 66:  $\text{pH} = 1,5$ ;  $t = 9\text{h}$ ; granulometria de 200  $\mu\text{m}$ ; 40 % de sólidos; recuperação de  $\text{U}_3\text{O}_8$  de  $(81 \pm 4,0)\%$ ; recuperação de  $\text{ThO}_2$  de  $(73 \pm 1,0)\%$ ; custo de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  de USD 10,01 a USD 15,51 por tonelada de polpa. O custo de planejamento, construção e licenciamento para um volume de 80.000 toneladas de escória foi estimado em 126,6 milhões de dólares tomando como referência um depósito espanhol para armazenamento de rejeitos de baixo e médio níveis de radiação. O custo de transferência da escória para a CNEN, caso fosse possível e sem levar em conta os custos de transporte, foi estimado em 19,7 milhões de dólares. O resultado da amostra cabeça, 1,78 % de  $\text{U}_3\text{O}_8$ , é superior ao das minas que mais produziram urânio em 2021 – exceto a Cigar Lake. A proximidade da densidade da escória com a da ganga que a compõe foi determinante nos resultados da separação gravimétrica onde o maior produto foram os mistos. Os resultados das separações físicas mostraram que não ocorreu variação significativa dos óxidos de urânio e de tório entre os produtos. Assim, elas não foram eficientes para a obtenção de materiais com maior concentração de  $\text{U}_3\text{O}_8$  ou  $\text{ThO}_2$  sendo necessária a lixiviação. Os ensaios de lixiviação mostraram-se eficientes, já que foram obtidas recuperações acima de 80 % para os dois óxidos. A recuperação metalúrgica, tomando-se o Ensaio 66, pode ser viável uma vez que o custo com ácido sulfúrico se encontra dentro da faixa de uma mina de urânio tradicional e as opções atuais, construção de depósitos ou transferência da escória, são estimadas em dezenas de milhões de dólares, não geram receita para as instalações minero-industriais e não são sustentáveis, pois deixam a gestão dos resíduos/rejeitos para as próximas gerações.

**Palavras-chave:** Óxido de urânio. Óxido de tório. Lixiviação. Recuperação metalúrgica. Sustentabilidade. Reaproveitamento de resíduos industriais. NORM (material radioativo de ocorrência natural). Escória. Columbíta-tantalita. Ferro-nióbio. Ferro-tântalo.

## ABSTRACT

The production and consumption of electricity are linked to the development of a nation. But it is necessary to diversify the energy matrix so as not to be dependent on seasonality, price fluctuations, and lack of inputs, among others. In addition, the search for sustainable energy sources is essential, with nuclear energy being an example. Several studies are being carried out to recover uranium from uranium mining residues, phosphate rock, mineral coal and even seawater, which can help in the sustainability of the nuclear matrix. In this line, the main objective of this study is to evaluate mineral processing techniques for the recovery of uranium oxide ( $U_3O_8$ ) and thorium oxide ( $ThO_2$ ) retained in niobium and tantalum ferroalloy slag from the metallurgical processing of columbite/tantalite. This residue/tailing is produced by NORM facilities and its destination is storage in initial deposits, but with no forecast of future use. The methodology used was the collection of slag samples, and their preparation through grinding, crushing, homogenization and quartering. In the sequence were: analyzed the contents of the head sample; determined the density of the slag; physical tests were carried out (granule size separation, gravimetric separation, electrostatic separation and magnetic separation); the 160 sulfuric acid leaching tests (with process parameters pH, time, percentage of solids in the pulp and slag granulometry); determined the metallurgical recovery; determination of the mass and cost of  $H_2SO_4$  needed to treat 1 ton of pulp; determined the cost of storing the slag and the cost of licensing, building and operating a medium and low radiation radioactive material deposit. All products generated by the assays were analyzed by X-ray fluorescence. The head sample had a content of 1.78% of  $U_3O_8$  and 3.66% of  $ThO_2$ . The slag density was  $3.56 \text{ g}\cdot\text{cm}^{-3}$  – a value that agrees, within the limits of uncertainty, with the density of the gang that makes up the slag ( $Al_2O_3$  and  $SiO_2$ ). The granulometric separation showed that the levels of uranium and thorium oxides were distributed along with the granulometric ranges. The gravimetric separation resulted in three products: fine, concentrated and mixed. Most of the slag mass (64.5%) was mixed. The electrical separation resulted in three products: conductive, non-conductive and mixed. Most of the slag mass showed conductive behaviour (63.5%) in contrast to what was expected since the oxides of higher composition ( $Al_2O_3$  and  $SiO_2$ ) are dielectric. The magnetic separation resulted in three products: magnetic, non-magnetic and mixed. There was a certain proportion between the slag mass distribution between magnetic (40%) and non-magnetic (48%). This result is contrary to what was expected, since aluminium and silicon oxides, major components of slag, are dielectric. Thus, the slag should have a higher proportion

of non-magnetics. It was found that the most relevant parameters for leaching were pH and time. Thus, the highest recoveries were observed at  $t \geq 8\text{h}$  and  $\text{pH} \leq 1.5$ . The granulometry, in contrast to what was expected, had little influence on this study. The maximum recovery was 83% for uranium oxide and 81.6% for thorium oxide – in a  $t = 9\text{ h}$  and  $\text{pH} = 1$  (Assay 70). The optimal process conditions, that is, recovery above 80% for uranium, above 70% for thorium and lower cost for treating one ton of pulp were observed in Assay 66:  $\text{pH} = 1.5$ ;  $t = 9\text{ h}$ ; granulometry of  $200\ \mu\text{m}$ ; 40% solids;  $(81 \pm 4.0)\%$   $\text{U}_3\text{O}_8$  recovery;  $\text{ThO}_2$  recovery of  $(73 \pm 1.0)\%$ ; cost of  $\text{H}_2\text{SO}_4$  from USD 10.01 to USD 15.51 per ton of pulp. The cost of planning, construction and licensing for a volume of 80,000 tons of slag was estimated at 126.6 million dollars, taking as a reference a Spanish deposit for the storage of low and medium radiation tailings. The cost of transferring the slag to CNEN, if possible and without taking into account transport costs, was estimated at 19.7 million dollars. The result of the head sample, 1.78% of  $\text{U}_3\text{O}_8$ , is superior to that of the mines that produced the most uranium in 2021 – except for Cigar Lake. The proximity of the slag density to that of the gangue that composes it was decisive in the results of the gravimetric separation, where the highest product was the mixed ones. The results of the physical separations showed that there was no significant variation of uranium and thorium oxides between the products. Thus, they were not efficient to obtain materials with a higher concentration of  $\text{U}_3\text{O}_8$  or  $\text{ThO}_2$ , requiring leaching. The leaching tests proved to be efficient since recoveries above 80% were obtained for the two oxides. Metallurgical recovery, taking Assay 66, maybe feasible since the cost of sulfuric acid is within the range of a traditional uranium mine and the current options, building deposits or transferring the slag, are estimated to be in the dozens million dollars, do not generate revenue for NORM facilities and they are not sustainable, as they leave the management of waste/tailings to the next generations.

**Keywords:** Uranium oxide. Thorium oxide. Leaching. Metallurgical recovery. Sustainability. Reuse of industrial waste. NORM (naturally occurring radioactive material). Slag. Columbite-tantalite. Iron-niobium. Iron-Tantalum.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1. Serie de decaimento do Th-232 (MARTIN, 2006, p. 270).....	39
Figura 2.2. Serie de decaimento do U-238 (MARTIN, 2006, p. 268).....	40
Figura 2.3. Serie de decaimento do U-235 (MARTIN, 2006, p. 269).....	41
Figura 2.4. Esquema de um britador de mandíbula (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 163).....	46
Figura 2.5. Esquema de um moinho cilíndrico de bolas (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 153, 156).....	46
Figura 2.6. Quarteador Jones. À esquerda, esquema do equipamento (SAMPALIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 58); à direita aspecto externo.....	47
Figura 2.7. Peneiras para separação granulométrica (SAMPALIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 64).....	49
Figura 2.8. Visualização da quantidade de aberturas por polegada (mesh) de algumas peneiras (CONTROL LAB, 2020).....	49
Figura 2.9. Esquema de uma mesa plana utilizada para separação gravimétrica (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 253).....	50
Figura 2.10. Mesa de separação gravimétrica do CETEM (SAMPALIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 257).....	50
Figura 2.11. Partículas dentro de um campo elétrico. ....	51
Figura 2.12. Diagrama esquemático de um separador eletrostático (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 386).....	51
Figura 2.13. Diagrama de um separador magnético (SAMPALIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 329).....	52
Figura 2.14. Processo de <i>bremsstrahlung</i> – produção de raios-X característicos (EISBERG, R e RESNICK, R, 1979, p. 68) .....	54
Figura 2.15. Produção de raios-X característico (SHIMADZU DO BRASIL, 2021).....	54
Figura 2.16. Diagrama da técnica FRX (PARREIRA, 2006, p. 2). ....	55
Figura 2.17. Fluxograma da produção de urânio – circuito convencional. ....	64
Figura 2.18. Localização da mineradora. ....	68
Figura 2.19. Fluxograma da produção de ferro ligas (MOURA e PEREIRA, 2018, p. 576)... ..	70
Figura 2.20. Trincheira para deposição da escória. ....	71

Figura 2.21. Fluxograma de produção de ácido fosfórico. Adaptado de (REIS e LAURIA, 2014; REIS, 2012, p. 76).	72
Figura 3.1. Fluxograma geral da recuperação de urânio e tório da escória.	78
Figura 3.2. Pontos de coleta da amostra (em vermelho).	79
Figura 3.3. Aspecto das pilhas de escória no depósito.	79
Figura 3.4. Pedacos de escória coletadas nas pilhas para a formação da amostra.	80
Figura 3.5. Britadores utilizados: em A, ABM 110/AMEF; em B, ABM 220/AMEF. Em C, o aspecto da escória após a etapa de britagem.	81
Figura 3.6. Moinho utilizado. Em A, aspecto geral do moinho de bolas. Em B, detalhe do moinho.	81
Figura 3.7. Picnômetro (SAMPAIO e SILVA, 2006, p. 39-40).	83
Figura 3.8. Em A, peneirador vibratório; em B e C detalhe de uma das peneiras utilizadas.	86
Figura 3.9. Equipamento de FRX utilizado (Marca/Modelo Axios/PanAnalytical).	87
Figura 3.10. Mesa concentradora utilizada (marca/modelo Humphreys/Carpco).	89
Figura 3.11. Separador eletrostático utilizado (Carpco Research and Engeneering INC)	90
Figura 3.12. Separador magnético utilizado (LP1030/Outotec).	92
Figura 3.13. PHmetro e sonda.	96
Figura 3.14. Pipeta, porta filtro, filtro e erlenmeyer.	96
Figura 3.15. À esquerda, chapa aquecedora. À direita, capela.	96
Figura 3.16. Agitador magnético e bquer utilizado. Pode-se observar a polpa dentro deste.	97
Figura 3.17. Estabilização do pH.	97
Figura 4.1. Distribuição granulométrica da escória com a granulometria.	106
Figura 4.2. Variação dos teores do $U_3O_8$ e do $ThO_2$ com a granulometria.	106
Figura 4.3. Variação dos teores do $U_3O_8$ entre as granulometrias e a cabeça calculada.	107
Figura 4.4. Variação dos teores do $ThO_2$ entre as granulometrias e a cabeça calculada.	108
Figura 4.5. Distribuição da massa da escória após a separação gravimétrica.	109
Figura 4.6. Variação dos teores dos óxidos de urânio e de tório com os produtos da separação gravimétrica.	110
Figura 4.7. Variação dos teores $U_3O_8$ e $ThO_2$ entre os produtos da separação gravimétrica e a cabeça calculada.	110
Figura 4.8. Distribuição da massa da escória após a separação eletrostática.	112
Figura 4.9. Variação dos teores dos óxidos de urânio e de tório com os produtos da separação eletrostática.	113

Figura 4.10. Variação dos teores $U_3O_8$ e $ThO_2$ entre os produtos da separação eletrostática e a cabeça calculada. ....	113
Figura 4.11. Distribuição da massa da escória após a separação magnética. ....	115
Figura 4.12. Variação dos teores dos óxidos de urânio e de tório com os produtos da separação magnética.....	116
Figura 4.13. Variação dos teores $U_3O_8$ e $ThO_2$ entre os produtos da separação magnética e a cabeça calculada. ....	116
Figura 4.14. Aspecto da escória após os ensaios de lixiviação. ....	122
Figura 4.15. Distribuição das recuperações do óxido de urânio.....	122
Figura 4.16. Distribuição da recuperação do óxido de tório. ....	123
Figura 4.17. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função do tempo. ....	124
Figura 4.18. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função do tempo.....	124
Figura 4.19. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função do pH. ....	126
Figura 4.20. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função do pH.....	126
Figura 4.21. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função da granulometria. .	127
Figura 4.22. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função da granulometria. ...	128
Figura 4.23. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função do percentual de sólidos.....	130
Figura 4.24. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função do percentual de sólidos. ....	130
Figura 4.25. Gráficos da recuperação dos óxidos de $U_3O_8$ e $ThO_2$ em função do tempo para os grupos 1, 2, 3 e 4. ....	133
Figura 4.26. Gráficos da recuperação dos óxidos de $U_3O_8$ e $ThO_2$ em função do tempo para os grupos 5, 6, 7 e 8. ....	134
Figura 4.27. Gráficos da recuperação dos óxidos de $U_3O_8$ e $ThO_2$ em função do tempo para os grupos 9, 10, 11 e 12. ....	135
Figura 4.28. Gráficos da recuperação dos óxidos de $U_3O_8$ e $ThO_2$ em função do tempo para os grupos 13, 14, 15 e 16. ....	136
Figura 4.29. Gráficos da recuperação dos óxidos de $U_3O_8$ e $ThO_2$ em função do tempo para os grupos 17, 18, 19 e 20. ....	137
Figura 17.1. Evolução do preço do urânio em 2021 em USD por libra de $U_3O_8$ . Fonte: (TRADING ECONOMICS, 2021).....	202
Figura 20.1. Distribuição de t-Student (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 43).....	209

Figura 21.1. Série de Tyler (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 61). .....	210
Figura 22.1. Indicador de tarifa média de abastecimento de água no Brasil (MDR, 2020, p. 56). .....	211

## LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1. Alguns materiais radioativos de ocorrência natural (REIS, 2016; ALBUQUERQUE, 2010; MOURA, SANTOS e PEREIRA, 2018; MARTIN, 2006; GARCIA, 2009; SANTOS, 2015) .....	37
Tabela 2.2. Alguns agentes lixiviantes (HABASHI, 1993, p. 67).....	56
Tabela 2.3. Valência dos óxidos de urânio e de tório (HABASHI, 1993, p. 243; HABASHI, 1997, p. 1661).....	59
Tabela 2.4. Alguns depósitos de urânio (IAEA, 2020; INB, 2021) .....	61
Tabela 2.5. Concentração de U e Th no Granito Madeira (PIRES, 2010, p. 157-159).....	69
Tabela 2.6. Concentração de atividade de alguns dos materiais de Santa Quitéria (FUKUMA, FERNANDES e QUINELATO, 2002, p. 4). .....	72
Tabela 2.7. Custo de planejamento, construção e licenciamento de alguns repositórios .....	76
Tabela 3.1. Especificações dos equipamentos utilizados nos processos de britagem e moagem da escória. ....	80
Tabela 3.2. Especificações dos equipamentos para determinação da densidade relativa da escória. ....	83
Tabela 3.3. Especificações dos equipamentos para determinação da granulometria da escória. ....	86
Tabela 3.4. Peneiras Tyler utilizadas na Separação Granulométrica. ....	87
Tabela 3.5. Especificações da mesa concentradora (marca/modelo Humphreys/Carpco). ....	89
Tabela 3.6. Especificações do separador eletrostático (Carpco Research and Engineering INC).....	90
Tabela 3.7. Especificações do separador magnético. ....	91
Tabela 3.8. Propriedades do ácido sulfúrico (MERCK S. A., 2020).....	93
Tabela 3.9. Equipamentos utilizados na lixiviação da escória. ....	95
Tabela 4.1. Resultado da análise da escória. ....	102
Tabela 4.2. Massas obtidas pelo Método do Picnômetro. ....	104
Tabela 4.3. Resultado da análise química da escória após a separação granulométrica. ....	105
Tabela 4.4. Resultados obtidos após a separação gravimétrica da escória. ....	108
Tabela 4.5. Resultados obtidas após a separação eletrostática da escória. ....	111
Tabela 4.6. Resultados obtidas após a separação magnética da escória. ....	114



Tabela 4.7. Comparação entre a amostra cabeça e as cabeças calculadas de cada separação. .....	118
Tabela 4.8. Agrupamento dos ensaios em relação ao pH, granulometria e porcentagem de sólidos.....	132
Tabela 8.1. Densidades dos materiais que compõe a escória. ....	173
Tabela 16.1. Constantes para determinação da concentração de atividade (MARTIN, 2006, p. 79; IAEA, 2020; IUPAC, 2020). ....	200
Tabela 17.1. Produção e estimativa de receita das 10 minas mais produtivas do mundo, de Caetité e de Santa Quitéria* (WNA, 2021). ....	203

## LISTA DE QUADROS

Quadro 1. Resultados dos ensaios de lixiviação.	119
Quadro 2. Estimativa da massa de ácido sulfúrico necessário para tratar 1 tonelada de polpa e seu custo associado	138
Quadro 3. Estimativa da massa de água necessária para tratar 1 tonelada de polpa e seu custo associado	141
Quadro 4. Determinação da média e desvio padrão dos resultados do Método do Picnômetro.	189
Quadro 5. Resultado da análise química da escória após a separação granulométrica.	191
Quadro 6. Resultado da análise química da escória após a separação gravimétrica.	192
Quadro 7. Resultado da análise química da escória após a separação eletrostática.	192
Quadro 8. Resultado da análise química da escória após a separação magnética.	192
Quadro 9. Resultados dos 160 ensaios de lixiviação.	193

## LISTA DE ABREVIATURAS

ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas

Al – Alumínio

ANDRA – *Agence Nationale pour la Gestion des Déchets Radioactifs*

BACEN – Banco Central do Brasil

BBC – *British Broadcasting Corporation*

BG – *Background*

BGE – *Bundesgesellschaft für Endlagerung*

BHP – *Broken Hill Proprietary Company Limited*

BLS – *U.S. Bureau of Labor Statistics*

CBMM – Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineração

CC – Circuito convencional

CDTN – Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear

CETEM – Centro de Tecnologia Mineral

CMOC – *China Molybdenum Company Limited*

CNEN – Comissão Nacional de Energia Nuclear

CNPQ – Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico

CPRM – Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais – Serviço Geológico do Brasil

DAE – Departamento de Águas e Esgotos

DEM – *Department for Energy and Mining*

DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral

DOE – *United States Department of Energy*

DRS – Diretoria de Radioproteção e Segurança Nuclear

ETR – Elementos de terras raras

Fe – Ferro

FORATOM – *European Atomic Forum*

HP – *heap leach* – lixiviação em pilha

IAEA – *International Atomic Energy Agency*

IBGE - Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística

ICRP – *International Commission on Radiological Protection*

IEN – Instituto de Engenharia Nuclear

IGCE – Instituto de Geociências e Ciências Exatas

IMI – Instalação Mínero-Industrial

IN – Instalação Nuclear

INAC – *International Nuclear Atlantic Conference*

INB – Indústrias Nucleares do Brasil

INMETRO - Instituto Nacional de Metrologia, Qualidade e Tecnologia

IPCC – *Intergovernmental Panel on Climate Change*

IPEN – Instituto de Pesquisas Energéticas e Nucleares

IRD – Instituto de Radioproteção e Dosimetria

ISL – *in situ leach* – lixiviação *in situ*

IUPAC – *International Union of Pure and Applied Chemistry*

LANL – *Los Alamos National Lab*

MDR – Ministério do Desenvolvimento Regional

MME – Ministério de Minas e Energia

NAC KAZATROMPROM – *National Atomic Company Kazatomprom*

Nb – Nióbio

NCBI – *National Center for Biotechnology Information*

NEA – *Nuclear Energy Agency*

NORM – *Naturally Occurring Radioactive Material* – Material Radioativo de Ocorrência Natural.

NUCLEP – Nuclebrás Equipamentos Pesados S.A

O – Oxigênio

OCDE – *Organisation for Economic Co-Operation and Developmen*

ONG – Organização Não Governamental

RBMN – Rejeitos de Baixo e Médio Níveis de Radiação

RBMN – Repositório Nacional de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação

RBMN-RN – Rejeitos Contendo Radionuclídeos Naturais

RMB – Reator Multipropósito Brasileiro

SFOE – *Swiss Federal Office of Energy*

Si – Silício

Sv – sievert

Ta – Tântalo

Th – Tório

U – Urânio

UNESP – Universidade Estadual Paulista

WNA – *World Nuclear Association*

Y – Ítrio

Zr – Zircônio

## SUMÁRIO

<b>RESUMO.....</b>	<b>8</b>
<b>ABSTRACT .....</b>	<b>10</b>
<b>LISTA DE FIGURAS.....</b>	<b>12</b>
<b>LISTA DE TABELAS.....</b>	<b>16</b>
<b>LISTA DE QUADROS.....</b>	<b>17</b>
<b>LISTA DE ABREVIATURAS.....</b>	<b>18</b>
<b>1. INTRODUÇÃO .....</b>	<b>25</b>
1.1. SUSTENTABILIDADE.....	26
1.1.1. Sustentabilidade e reciclagem de resíduos e rejeitos para obtenção de urânio e de tório	28
1.2. JUSTIFICATIVA .....	34
1.3. OBJETIVOS .....	35
1.3.1. Objetivo principal.....	35
1.3.2. Objetivos específicos.....	35
<b>2. FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA.....</b>	<b>37</b>
2.1. MATERIAL RADIOATIVO DE OCORRÊNCIA NATURAL .....	37
2.2. USOS DO TÓRIO .....	43
2.3. CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA .....	44
2.3.1. Amostragem .....	44
2.3.2. Preparação da amostra.....	45
2.3.3. Caracterização mineral .....	47
2.3.4. Fluorescência de Raios-X (FRX) .....	53
2.3.5. Cabeça Calculada .....	55
2.4. LIXIVIAÇÃO.....	55
2.4.1. Equilíbrio iônico e pH/pOH .....	56
2.4.2. Ácidos e bases .....	58
2.4.3. Lixiviação do óxido de urânio (U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> ) e do óxido de tório (ThO <sub>2</sub> ).....	59
2.5. RECUPERAÇÃO METALÚRGICA .....	60
2.6. DEPÓSITOS DE URÂNIO E DE TÓRIO.....	60
2.7. MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO DE URÂNIO .....	62
2.8. MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO DE NORM.....	65

2.9.	PROJETO SANTA QUITÉRIA: UM CASO SINGULAR .....	71
2.10.	CUSTOS COM ÁCIDO SULFÚRICO E COM DESTINAÇÃO DA ESCÓRIA .....	73
2.10.1.	Custos com ácido sulfúrico .....	73
2.10.2.	Custos com a destinação da escória – destinação do NORM.....	75
<b>3.</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS .....</b>	<b>78</b>
3.1.	COLETA E MONTAGEM DA AMOSTRA .....	78
3.1.1.	Britagem e moagem.....	80
3.2.	DETERMINAÇÃO DA DENSIDADE DA ESCÓRIA .....	82
3.2.1.	Densidade da ganga.....	84
3.3.	SEPARAÇÃO GRANULOMÉTRICA DA ESCÓRIA.....	85
3.4.	SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA DA ESCÓRIA .....	88
3.5.	SEPARAÇÃO ELETROSTÁTICA DA ESCÓRIA .....	90
3.6.	SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DA ESCÓRIA.....	91
3.7.	LIXIVIAÇÃO DA ESCÓRIA .....	93
3.7.1.	Controle do pH.....	93
3.7.2.	Porcentagem de sólidos .....	94
3.7.3.	Granulometria.....	94
3.7.4.	Tempo.....	94
3.7.5.	Duplicata e total de testes .....	95
3.7.6.	Procedimento de lixiviação .....	95
3.8.	ESTIMATIVA DE CUSTOS .....	99
3.8.1.	Ácido sulfúrico e água.....	99
3.8.2.	Transferência da escória.....	101
<b>4.</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO .....</b>	<b>102</b>
4.1.	AMOSTRA CABEÇA.....	102
4.2.	DENSIDADE DA ESCÓRIA E DA GANGA .....	103
4.3.	SEPARAÇÃO GRANULOMÉTRICA DA ESCÓRIA.....	104
4.4.	SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA DA ESCÓRIA .....	108
4.5.	SEPARAÇÃO ELETROSTÁTICA DA ESCÓRIA .....	111
4.6.	SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DA ESCÓRIA.....	114
4.7.	COMPARAÇÃO ENTRE A AMOSTRA CABEÇA E AS CABEÇAS CALCULADAS .....	117
4.8.	RESULTADOS DA LIXIVIAÇÃO .....	118
4.8.1.	Influência dos parâmetros de processo na recuperação dos óxidos.....	122
4.8.2.	Recuperação dos óxidos de urânio e de tório .....	131
4.9.	ESTIMATIVA DE CUSTOS .....	138

4.9.1. Ácido Sulfúrico .....	138
4.9.2. Água .....	140
4.9.3. Destinação da escória .....	142
<b>5. CONCLUSÕES.....</b>	<b>143</b>
<b>TRABALHOS FUTUROS.....</b>	<b>147</b>
<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>149</b>
<b>APÊNDICE I.....</b>	<b>170</b>
ESTIMATIVA DO ERRO TOTAL DA AMOSTRAGEM EXPRESSO COMO DESVIO PADRÃO .....	171
DIÂMETRO MÁXIMO.....	172
FATOR DE COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA .....	172
FATOR DE LIBERAÇÃO DO MATERIAL .....	174
FATOR DE FORMA DAS PARTÍCULAS .....	175
FATOR DE DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO DAS PARTÍCULAS .....	175
CÁLCULO DA MASSA MÍNIMA .....	175
<b>APÊNDICE II .....</b>	<b>177</b>
<b>APÊNDICE III.....</b>	<b>179</b>
DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DO FATOR DE COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA .....	180
DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DOS TEORES DO MINERAL DE INTERESSE DA ESCÓRIA .....	180
DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DA MASSA MÍNIMA .....	181
DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DA DENSIDADE DA ESCÓRIA .....	181
DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DA PONDERAÇÃO DA DENSIDADE.....	182
DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DA RECUPERAÇÃO METALÚRGICA.....	182
DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA PARA CÁLCULO DA MASSA DE ÁCIDO E DE ÁGUA NECESSÁRIAS PARA TRATAMENTO DE 1 TONELADA DE POLPADA .....	183
DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DA AMOSTRA CABEÇA .....	184
DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DO CUSTO DE TRANSFERÊNCIA PARA A CNEN .....	185
DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DAS MASSAS DE ÓXIDO DE URÂNIO E DE TÓRIO NO DEPÓSITO.....	185
DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DA DENSIDADE DA GANGA .....	186
<b>APÊNDICE IV .....</b>	<b>187</b>
<b>APÊNDICE V .....</b>	<b>188</b>
DETERMINAÇÃO DA MÉDIA E DESVIO PADRÃO DA TABELA 4.2 .....	188

<b>APÊNDICE VI.....</b>	<b>190</b>
<b>APÊNDICE VII .....</b>	<b>191</b>
<b>APÊNDICE VIII.....</b>	<b>193</b>
<b>APÊNDICE IX.....</b>	<b>198</b>
<b>APÊNDICE X .....</b>	<b>202</b>
<b>APÊNDICE XI.....</b>	<b>204</b>
<b>APÊNDICE XII .....</b>	<b>205</b>
<b>APÊNDICE XIII.....</b>	<b>207</b>
<b>ANEXO I.....</b>	<b>209</b>
<b>ANEXO II.....</b>	<b>210</b>
<b>ANEXO III.....</b>	<b>211</b>
<b>ANEXO IV .....</b>	<b>212</b>



## 1. INTRODUÇÃO

O domínio da produção e uso de energia estão ligados ao desenvolvimento econômico e tecnológico de uma nação. Além disso, é de suma importância a diversificação da matriz energética para que um dado país não fique refém da sazonalidade ou das flutuações de preço no mercado, por exemplo (WNA, 2018).

A principal fonte energética do mundo são os combustíveis fósseis com 64 % da energia gerada. Eles têm como principal vantagem a estabilidade ao longo do tempo, assim, uma usina termoeétrica, por exemplo, não depende de condições climáticas para operar, tais como secas ou enchentes. Por outro lado, uma matriz baseada neste tipo de fonte é afetada por flutuações no preço do insumo e tem, como principal desvantagem, a sua imensa contribuição para os efeitos ligados ao aquecimento global (WNA, 2018).

Outra fonte importante, a hidrelétrica, com 16 % de participação na energia gerada no mundo (WNA, 2018), tem como vantagem o baixo custo operacional quando comparada às demais. Mas, também apresenta desvantagens: depende muito do regime de chuvas/secas; o lago formado pela barragem alaga áreas imensas que poderiam ter outros fins (BATISTA, SÁNCHEZ, *et al.*, 2012, p. 71).

Já as fontes alternativas, tais como a eólica, a solar, biomassa, com 8 % da energia gerada no mundo, num primeiro momento, apresentam-se como boas opções, uma vez que não comprometem grandes áreas, como a hidrelétrica e nem contribuem significativamente para o aquecimento global, como as termoeétricas. No entanto, apresentam altos custos de instalação, dependem das condições climáticas e de insumos caros para a fabricação de peças e componentes (WNA, 2018).

A energia nuclear é outra fonte importante com 10,5% de participação na produção de energia no mundo. Nela existe uma preocupação extrema com meio ambiente e segurança na mineração de urânio, na operação dos reatores de potência e na disposição de resíduos/rejeitos. Possui vantagens, como a não dependência da sazonalidade, a possibilidade de reutilização e reciclagem do combustível queimado, a estabilidade no fornecimento e a baixa contribuição na geração de gases do efeito estufa. Mas, também possui desvantagens como as flutuações no preço do urânio e o alto investimento necessário à sua instalação (COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999; WNA, 2018).

## 1.1. SUSTENTABILIDADE

Neste contexto, onde cada fonte de energia apresenta prós e contras, o desafio é a seleção e desenvolvimento de fontes sustentáveis, por exemplo, que emitam pouco carbono, não prejudiquem a qualidade das águas, apresentem boa relação de uso e ocupação de solos/terras e águas, reduzam a geração de resíduos, gerem emprego e renda dentre outros (WNA, 2020; IPCC, 2014).

Como a geração de energia elétrica é uma das principais responsáveis pelas emissões de gases relacionados ao aquecimento global, é urgente a substituição dos combustíveis fósseis por opções de baixo carbono tais como a solar, a hidrelétrica, a nuclear e a eólica – colocadas em ordem decrescente de contribuição – para a limitação do aquecimento global (IPCC, 2014).

Em relação à qualidade das águas, um indicativo de sustentabilidade de uma matriz é seu potencial de eutroficação, ou seja, de aumentar as concentrações de nutrientes (fosfatos e nitratos, por exemplo) e ocasionar o crescimento desordenado de algas e outros vegetais – o que limita o oxigênio disponível (IBGE, 2004). O pior desempenho deve-se aos combustíveis fósseis. Já a nuclear está entre as menores contribuições (WNA, 2020).

O uso e ocupação de água e solos/terras relaciona-se à biodiversidade da região e ao seu emprego para agropecuária e demais atividades econômicas. Além disso, deve-se refletir sobre a geração de energia em territórios ocupados pelas sociedades devido a possibilidade de impactos negativos na cultura ou desenvolvimento humano. Novamente, a energia nuclear destaca-se das demais fontes: mesmo levando em consideração a mineração de urânio, o impacto estimado é muito inferior às demais (BROOK e BRADSHAW, 2014).

Todas as fontes energéticas produzem resíduos, mas muitas vezes parte do impacto não é contabilizado no gerenciamento, como por exemplo, os provenientes da mineração dos insumos necessários à geração da energia. Outra vez a nuclear destaca-se sobre as demais fontes, pois prevê custos relativos à otimização, reciclagem, armazenamento e destinação de resíduos em todas as etapas de produção. Além disso, o descomissionamento já é previsto nas análises iniciais do projeto e faz parte do licenciamento das plantas (WNA, 2020; CNEN, 1989).

Outro item caro à sustentabilidade é a geração de empregos. É fato que a produção de energia cria muitas vagas de trabalho. No caso de uma matriz baseada na energia nuclear, eles podem ser mantidos por décadas em virtude do tempo de operação das usinas – estimados em 50 ou 60 anos; com grande probabilidade de serem estendidos com os aperfeiçoamentos e

melhorias tecnológicas nas plantas (WNA, 2020). Existem ainda estudos indicando que essa opção fornece mais empregos por terawatt que qualquer energia limpa. Além disso, cada emprego direto na indústria nuclear gera 3,2 empregos indiretos (FORATOM, 2019).

Em relação ao uso de insumos diretos, a matriz baseada na energia nuclear leva novamente vantagem, pois o urânio não tem uso previsto em larga escala a não ser a geração de energia. Além disso, estão sendo desenvolvidos projetos de reatores para utilização do tório como combustível – outro material sem outro uso que não seja produção de energia (CORREA, 1977; WNA, 2020; IAEA, 2005; BBC, 2013). Por outro lado, por exemplo, os hidrocarbonetos são necessários na indústria petroquímica e nos transportes; a água é necessária em todas as atividades humanas – em especial na agropecuária (WNA, 2020).

Ainda em relação aos insumos, a comparação com fontes alternativas pode levar a crença de que elas têm vantagem sobre a nuclear, pois, o sol e os ventos, por exemplo, são recursos renováveis. Entretanto, a análise deve levar em consideração outros aspectos, como os comuns a todas as opções energéticas, tais como, a fabricação de linhas de transmissão e das plantas; e os específicos, tais como, eletroímãs, placas solares, barragens, elementos combustíveis e outros. Assim, os insumos indiretos (metais, terras raras e outros) tem impacto significativo e colocam a opção nuclear muito bem-posicionada – perdendo apenas para a geração de energia por gás natural (DOE, 2015).

Portanto, a matriz baseada na energia nuclear apresenta-se como uma opção sustentável: baixa emissão de carbono, pequeno impacto sobre a qualidade das águas, pequena ocupação do solo quando comparada às demais, contabilização e gestão de resíduos em todas as etapas de produção, geração e manutenção de empregos e uso de insumos diretos de única finalidade (NEA, 2018; IPCC, 2014; WNA, 2020).

### 1.1.1. Sustentabilidade e reciclagem de resíduos e rejeitos<sup>1</sup> para obtenção de urânio e de tório

A produção de energia de base nuclear inicia-se com a mineração do urânio<sup>2</sup> com a cominuição das rochas ou dos minerais. Posteriormente ocorrem as demais etapas do ciclo do combustível: processamento físico-químico, para a produção do concentrado de urânio (*yellow cake*); conversão para hexafluoreto de urânio e enriquecimento isotópico; reconversão para óxido de urânio; fabricação de pastilhas e montagem do elemento combustível; geração de energia e, no caso de ciclos fechados<sup>3</sup>, o reprocessamento do combustível irradiado. Assim, o combustível nuclear pode ser obtido diretamente na mineração ou por processos de reciclagem dentro do próprio ciclo (WNA, 2018; COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 210-236; INB, 2021).

Além disso, o urânio pode ocorrer juntamente com rocha fosfática (produção de fertilizante), minerais de elementos de terras raras – ETR (bastnaesita, monazita, xenotima, apatita entre outras), ouro, carvão mineral, zirconita (zircônio), minerais de nióbio e tântalo (columbita, pirocloro), cassiterita (estanho), minerais de cobre (calcopirita, calcocita, covelita, bornita, cuprita, tenorita, malaquita, azurita), xisto, mica, em escórias ou cinzas de metalurgias, em rejeitos de mineradoras não nucleares (que não pertençam ao ciclo do combustível), na água provenientes de minas ou de processos de mineração, na água do mar entre outros (REIS, 2016,

---

<sup>1</sup> Para a CNEN, rejeito radioativo é “(...) qualquer material resultante de atividades humanas, que contenha radionuclídeos em quantidades superiores aos limites de isenção, estabelecidos pelo órgão regulador, para o qual a reutilização é imprópria ou não prevista”. Já resíduo radioativo é “(...) qualquer substância remanescente, gerada em instalações, que contenha radionuclídeos e para a qual a reutilização é possível, em conformidade com os requisitos de proteção radiológica estabelecidos pelo órgão regulador” (CNEN-DRS, 2020, p. 34-35).

Para o setor mineral e para as usinas de beneficiamento mineral (físico, químico ou metalúrgico) o “(...) rejeito consiste no resíduo produzido pelas usinas de beneficiamento de minérios, depois de que os minerais com valor econômico para as mineradoras foram extraídos” (GOMIDE, COELHO, *et al.*, 2018, p. 197).

Já a Política Nacional de Resíduos Sólidos, que não se aplica a rejeitos radioativos, tem uma definição próxima à da CNEN, ou seja, rejeitos são “(...) resíduos sólidos que, depois de esgotadas todas as possibilidades de tratamento e recuperação por processos tecnológicos disponíveis e economicamente viáveis, não apresentem outra possibilidade que não a disposição final ambientalmente adequada” (PRESIDÊNCIA DA REPÚBLICA - CASA CIVIL - SUBCHEFIA PARA ASSUNTOS JURÍDICOS, 2010).

Assim, durante este texto são colocadas as expressões “resíduo e/ou rejeito” como forma de enfatizar que o objetivo é reciclar o material que não é mais de interesse das mineradoras/usinas de beneficiamento/metalurgias.

<sup>2</sup> O tório não foi citado, porque ainda não existem reatores comerciais baseadas nele. Mas, como trata-se de uma excelente perspectiva futura, ele foi inserido ao longo do texto (IAEA, 2005, p. 10-33; BBC, 2013; VAN GOSEN e TULSIDAS, 2016).

<sup>3</sup> No caso de ciclos abertos, a destinação do combustível é sua deposição em repositórios (MOHANAKRISHNAN, SINGH e UMASANKARI, 2021, p. 367-368; COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 17-18).

p. 75-124; HORE-LACY, 2016, p. 239-250; LAHIRI, MISHRA, *et al.*, 2021; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009; LUO, ZHANG, *et al.*, 2021; IAEA, 2018, p. 12-14). Ou seja, a matéria prima do ciclo do combustível poderia ser obtida também do resíduo ou rejeito de outras indústrias.

O caso de maior destaque é o da indústria de fertilizantes. A rocha fosfática é cominuída e passa por processos de lixiviação onde é gerado um licor (o ácido fosfórico) que após a extração do urânio é destinado a fabricação de fertilizantes. Os resíduos resultantes apresentam teores de urânio e até mesmo de tório (REIS, 2012, p. 73-74).

SING *et al.*, por exemplo, apresentam tipos destes resíduos gerados ao redor do mundo bem como o processo geral de recuperação do urânio. Apontam ainda que estes processos são protegidos por patentes (SING, MONDAL e CHAKRAVARTTY, 2016).

Já ALBUQUERQUE, WORLD NUCLEAR ASSOCIATION (WNA) e INDÚSTRIAS NUCLEARES DO BRASIL (INB), apresentam um caso brasileiro: o Projeto Santa Quitéria, no interior do Ceará. Trata-se de uma parceria entre a Fosnor Fertilizantes Fosfatados do Norte-Nordeste SA e as Indústrias Nucleares do Brasil (INB). A primeira processará a rocha para a obtenção do fertilizante enquanto a INB vai recuperar o urânio do ácido fosfórico e do fosfogesso (ALBUQUERQUE, 2010, p. 2-5 e 6-11; WNA, 2020; INB, 2020).

Nos testes de bancada realizados por FUKUMA *et al.*, com amostras do Projeto Santa Quitéria, a extração do urânio se deu por etapas de lixiviação da rocha fosfática utilizando ácido sulfúrico à temperatura entre 75 °C e 80 °C. Na sequência, extração por solvente, precipitação do ácido fosfórico e purificação. Como resultado, 99 % do tório ficou na fase líquida (FUKUMA, FERNANDES e QUINELATO, 2005; FUKUMA, 2004).

Ainda sobre a indústria de fertilizantes, QAMOUCHE *et al.* apresentam um estudo realizado no Marrocos. Neste ensaio foi utilizado ainda outro resíduo – a serragem proveniente do beneficiamento do óleo de argan – como bioabsorvente para catalisar a recuperação do urânio. Assim os autores relataram que a adição da serragem na etapa de extração por solvente auxiliou na recuperação de 50% do U retido no ácido fosfórico (QAMOUCHE, CHETAINE, *et al.*, 2021).

Outro caso de possibilidade de obtenção do urânio é o da indústria de terras raras – estudado desde antes mesmo dos anos 1950 (CROUSE, 1959). Os minerais de ETR passam por etapas de cominuição, concentração física, lixiviação, extração por solvente, separação sólido-

líquido, precipitação e neutralização onde são gerados resíduos contendo urânio, tório e outros elementos (IAEA, 2018, p. 15-28).

AMARAL *et al.*, por exemplo, apresentam um estudo de recuperação do U do resíduo e rejeito sólido provenientes da monazita da INB – unidade de Caldas, Minas Gerais. Inicialmente, foram adicionados dois tipos de ácido ao material (ácido sulfúrico e ácido clorídrico) para sua dissolução. A fase líquida passou por processo de separação (sólido/líquido), filtragem, extração por solvente utilizando dois tipos de extratante e precipitação seletiva dos elementos. As amostras sólidas foram analisadas por espectrometria de raios-X, fluorescência de raios-X e espectrometria de massa (ICP-MS<sup>4</sup>). Foram recuperados elementos de terras raras, urânio (97 %) e tório (81 %) (AMARAL, SÁ e MORAIS, 2018).

AMARAL e MORAIS estudaram também a fase líquida da indústria das terras raras. Neste trabalho, quatro extratantes foram adicionados à lixívia armazenada pela INB-Caldas para verificação de sua eficiência na recuperação de urânio e de tório. Assim, como resultado foram obtidos uma recuperação de 99,9% para o Th e de 99,5% para o U (AMARAL e MORAIS, 2010).

ZANG *et al.* estudaram de forma mais específica o trinitrato de tório IV (Th[NO<sub>3</sub>]<sub>4</sub>·4.H<sub>2</sub>O) que é um rejeito obtido do processamento da bastnaesita – mineral de ETR que ocorre na China. Assim, eles dissolveram o trinitrato em água deionizada; adicionaram extratantes e querosene; efetuaram as extrações (com ácido sulfúrico e ácido nítrico) e separações sólido-líquido; analisaram a fase líquida por espectrofotometria. Foi obtida uma recuperação de 99 % de ThO<sub>2</sub> (ZHANG, XU, *et al.*, 2012).

Já LOTTERING *et al.* fizeram um estudo de recuperação de urânio a partir de resíduos e rejeitos da mineração de ouro na África do Sul. Assim, o trabalho consistiu na cominuição do material; na sua caracterização mineral por meio de fluorescência de raios-X (FRX); na lixiviação com ácido sulfúrico em três concentrações sob três temperaturas diferentes e na adição de óxido de manganês (MnO<sub>2</sub>) como agente oxidante na mistura. O resultado obtido revelou que 90 % do urânio presente no resíduo foi dissolvido (LOTTERING, LORENZEN, *et al.*, 2008).

De modo semelhante, SUN *et al.* realizaram um estudo de recuperação do urânio dos resíduos e rejeitos das minas de carvão da China. Foi utilizada uma metodologia próxima à de

---

<sup>4</sup> *Inductively coupled plasma mass spectrometry* ou ICP-MS (AMARAL, SÁ e MORAIS, 2018).

LOTTERING *et al.*, mas neste caso foram selecionados três ácidos (clorídrico, sulfúrico e nítrico). As análises também foram por FRX. O resultado foi uma recuperação de 90 % do urânio (SUN, QI, *et al.*, 2016).

Juntamente ao carvão mineral pode ocorrer uma rocha que se apresenta também associada a minerais de terras raras, urânio e tório – trata-se do xisto (DEPARTAMENTO DE PETROLOGIA E METALOGENIA - IGCE-UNESP, 2021). WATLING *et al.* estudaram este material. Suas amostras eram provenientes de minas de carvão da Austrália possuindo em sua composição 54 elementos diferentes. Realizaram a biolixiviação ácida numa polpa contendo  $H_2SO_4$ , uma cultura de microrganismos, água e xisto. As amostras foram analisadas por FRX e ICP-MS revelando uma recuperação de 44 dos 54 elementos – o U incluído nesta lista (WATLING, COLLINSON, *et al.*, 2017).

Outro material que pode apresentar urânio e tório em sua composição é a mica – um tipo de silicato que pode ocorrer associado a minerais de ETR, U, Th, Nb, Ta e carvão mineral (DEPARTAMENTO DE PETROLOGIA E METALOGENIA - IGCE-UNESP, 2021). Assim, IBRAHIM *et al.* elaboraram um estudo de lixiviação para a recuperação do U presente na mica que ocorre no Egito. Nos ensaios foram estudadas como variáveis de processo a porcentagem de sólidos, o tempo de lixiviação e a concentração de ácido sulfúrico. Após a lixiviação, a lixívia passou por extração por solvente e precipitação. O resultado foi recuperação de 92 % do urânio num pH de 0,25 (IBRAHIM, ORABI, *et al.*, 2020).

O urânio pode ser recuperado ainda dos resíduos e rejeitos provenientes da sua própria mineração. LI *et al.* estudaram este tipo de material. No caso, foram selecionadas amostras provenientes da província de Hunai na China. Inicialmente o material foi cominuído, passou por tratamento alcalino, lixiviação por ácido sulfúrico e filtração. Os sólidos e líquidos resultantes foram analisados por ICP-MS e FRX. Como resultado, 42 % do urânio foi recuperado (LI, HUANG, *et al.*, 2018).

Em outro trabalho com resíduos e rejeitos da mineração, desta vez provenientes de barragens de mineração de rocha fosfática e de cobre, LI *et al.* utilizaram outra metodologia: cominuição das amostras; secagem; lixiviação por cinco ácidos diferentes para verificação de suas eficácias; inserção da polpa num reator para realização de lixiviação eletroquímica. Como resultado, LI *et al.* recuperaram 95 % do urânio dos resíduos e rejeitos (LI, GAO, *et al.*, 2020).

NALIVAICO *et al.* estudaram o lodo (sedimentação composta por matéria orgânica e inorgânica) que se acumula em instalações nucleares nas fases de produção. Assim para que o

descomissionamento seja autorizado ele precisa ser mitigado. Esse material tem ocorrência de urânio. Assim, foi proposta uma metodologia de recuperação: coleta do lodo e sua secagem; caracterização por fluorescência, difratometria de raios-X e microscopia eletrônica de varredura; determinação da concentração de atividade através de espectrometria alfa e gama; lixiviação do lodo com ácido sulfúrico; extração por solvente e precipitação do urânio. Foram analisados os efeitos da concentração de ácido, o tempo de lixiviação e a temperatura. O resultado foi uma recuperação ótima de 98,8 % do urânio em uma temperatura de 80 °C, com o H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> em uma concentração de 200 g.L<sup>-1</sup> e tempo de 3 horas (NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022).

Mais uma maneira de recuperar o urânio é através da água utilizada nos processos de mineração. Para tanto, LAHIRI *et al.* propuseram uma metodologia onde em algumas amostras, provenientes da Índia, foram adicionadas nanopartículas de sílica – no procedimento, elas poderiam ou não ser ativadas por ultrassom; em outras foram adicionadas uma cultura de bactérias (*Streptococcus lactis*) que também poderiam ou não ser ativadas por ultrassom. As amostras tiveram seu pH controlado pela adição de ácido nítrico. Foram analisados os efeitos da temperatura; da intensidade e da frequência sonora; do uso das nanopartículas ou das bactérias. As análises foram por ICP-MS mostrando que, no caso do uso da sílica, a recuperação do urânio pode chegar a 30 % e 35 % (com ativação por ultrassom); já com os microrganismos, pode chegar a 35 % a 40 % (com ativação por ultrassom) (LAHIRI, MISHRA, *et al.*, 2021).

SHUIBO *et al.* também estudaram a recuperação de urânio das águas utilizadas na mineração. As amostras foram obtidas de minas de U do sul da China. No procedimento proposto, foram adicionados hematita (mineral de ferro) à água para a formação de uma polpa, cujo pH foi controlado pela adição de ácido clorídrico. As variáveis de processo definidas foram o pH, o tempo, a concentração de hematita na polpa e a temperatura. Como resultado, chegou-se a uma recuperação do urânio próxima de 90 % para o pH entre 7 e 8 (SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009).

O urânio e o tório podem ser obtidos também de escórias de fornos metalúrgicos. MAGIED *et al.*, por exemplo, publicaram um trabalho sobre recuperação de U em siderúrgicas do Cairo, no Egito. A metodologia proposta consiste na cominuição da escória; sua dissolução em ácido clorídrico; adição de sílica polimerizada (para aumento da viscosidade da amostra); filtração da amostra; secagem dos sólidos; lixiviação dos sólidos obtidos; filtração e eluição da lixívia; análise dos sólidos por FRX. O resultado foi a recuperação de 70 % do urânio (EL-MAGIED, DHMEES, *et al.*, 2018).



Outro exemplo de recuperação de U e Th em escórias é dado por MARTINS que, em 2001, elaborou um relatório técnico para o Instituto de Engenharia Nuclear (IEN). Foi utilizada uma amostra de escória aluminotérmica de columbita, um mineral de nióbio, de 15 gramas. Ela foi adicionada à 95 ml de água e à 12 ml de ácido sulfúrico para lixiviação durante 4,5 h a 80 °C. A polpa foi filtrada, o sólido lavado, o líquido precipitado e calcinado sendo analisado por FRX. O resultado relatado foi que é possível “(...) aumentar o teor de urânio e tório extraídos, e que a quantidade de tório extraído foi superior à do urânio (...)” (MARTINS, 2001).

Apesar das diversas oportunidades para recuperação do urânio e do tório, conforme relatado nos parágrafos anteriores, os autores mencionam que existem dificuldades: a existência de elevada quantidade de ganga<sup>5</sup> junto aos minerais; o custo elevado dos insumos e processos envolvidos; a cotação variável do urânio no mercado que faz mineração ter menor custo, por enquanto; a grande quantidade variedade de minerais associados aos resíduos e rejeitos; as propriedades físico-químicas dos resíduos/rejeitos ou minerais que dificultam o processamento ou o beneficiamento inicial (LI, GAO, *et al.*, 2020; YE, AL-KHALEDI, *et al.*, 2019; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009; LAHIRI, MISHRA, *et al.*, 2021; HORE-LACY, 2016; HANEKLAUS, 2021; NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022).

Por outro lado, os mesmos autores mencionam que numa perspectiva de sustentabilidade é preciso reaproveitar e reciclar os resíduos e rejeitos das indústrias. Principalmente, porque sempre existirá a necessidade de fertilizantes, terras raras, cobre, nióbio, carvão dentre outros, ou seja, estes elementos sempre serão minerados. Assim, nada mais ambientalmente correto que o urânio e o tório, também necessários, sejam obtidos a partir de um resíduo que já é gerado. Deste modo, é possível a redução do impacto social e ambiental que a mineração de urânio causa (HORE-LACY, 2016; HANEKLAUS, SUN, *et al.*, 2016; YE, AL-KHALEDI, *et al.*, 2019; WNA, 2020; LI, GAO, *et al.*, 2020; DAS, UPADHYAY, *et al.*, 2021).

Nesta linha, o propósito desta tese é avaliar técnicas de processamento mineral em escórias provenientes de beneficiamento metalúrgico da columbita/tantalita<sup>6</sup> para a recuperação de óxido de urânio (U<sub>3</sub>O<sub>8</sub>) e de óxido de tório (ThO<sub>2</sub>). A escolha se deu, porque o Brasil é o

---

<sup>5</sup> Ganga são impurezas contidas nos minerais. Trata-se da parte que não é aproveitada em circuitos de beneficiamento (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 67).

<sup>6</sup> É um mineral de nióbio e tântalo, de fórmula (Fe,Mn,Nb,Ta)<sub>2</sub>O<sub>6</sub>, que apresenta ocorrência de urânio e tório em sua composição. No Brasil, os depósitos mais significativos localizam-se no estado do Amazonas (GUPTA, 2003, p. 48 e 54; FELICIANO, 2016, p. 99 e 101).

maior produtor mundial de nióbio – um dos elementos presentes na columbita/tantalita e no pirocloro<sup>7</sup>. Assim, este tipo de resíduo é produzido em larga escala no país nos estados do Amazonas, Goiás e Minas Gerais (REIS, 2016, p. 101-102; CBMM, 2021; SIMBIOX, 2021; CMOB BRASIL, 2018).

Deste modo, vislumbram-se duas perspectivas de cunho sustentável:

- i) reaproveitamento de resíduos e/ou rejeitos industriais: o urânio e o tório resultantes poderiam ser utilizados como incremento ao Ciclo do Combustível Nuclear;
- ii) redução das exigências legais e técnicas relacionadas a operação e licenciamento de depósitos para este tipo de resíduo e rejeito que contém material radioativo de ocorrência natural (radionuclídeos presentes nas séries do urânio e do tório – serão abordados na Seção 2.1).

## 1.2. JUSTIFICATIVA

Deste modo, numa perspectiva de Sustentabilidade, ou seja, de reutilização e reaproveitamento de resíduos e/ou rejeitos industriais, o processamento da escória para a recuperação de urânio e de tório é uma oportunidade pois:

- i) O teor de  $U_3O_8$  da escória pode ser superior ao da Mina de Caetité, que tem picos de 0,3% na rocha (HEIDER, 2009, p. 77; RIBEIRO, AFONSO, J. C., *et al.*, 2008, p. 2160), e que o previsto no projeto Santa Quitéria, no Ceará, com teor de 0,1% (ALBUQUERQUE, 2010, p. 6; DNPM, 2009, p. 74);
- ii) Pode significar um incremento ao Ciclo do Combustível Nuclear uma vez que o Brasil é o maior produtor mundial de nióbio, existindo mineradoras e usinas de beneficiamento em Minas Gerais, Goiás e Amazonas (REIS, 2016, p. 101-102; CBMM, 2021; SIMBIOX, 2021; CMOB BRASIL, 2018). Assim, existe uma quantidade significativa de resíduos e rejeitos que podem ser reutilizados ou reciclados;
- iii) Numa escala industrial, o processamento da escória não necessitará de desmonte de rocha, ou seja, do uso de explosivos e todo o controle envolvido (autorizações ambientais, do Exército, técnicos especializados). Elimina-se ainda a produção de matacos<sup>8</sup>, cujo processamento é

---

<sup>7</sup> Outro mineral de nióbio (DNPM, 2009).

<sup>8</sup> Rochas cujas dimensões são superiores a capacidade de britadores e moinhos.

difícil; o transporte de grandes quantidades de material; a formação de pilhas de minério e de estéril que ocupam grandes áreas; a necessidade de moinhos e britadores de grande porte, já que a escória possui pequenas dimensões – em geral, seu volume é menor que  $1\text{m}^3$  (RIO, 1999);

iv) Não será necessária a construção ou ampliação de depósitos de material radioativo de grandes dimensões – atividade que gera custos da ordem de dezenas de milhões de reais entre construção, operação e controles ocupacional e ambiental (GOUVEIA, 2019; NEA-OCDE, 1999);

v) Com a redução do número e/ou das dimensões de depósitos reduz-se também a probabilidade de impactos ambientais, tais como vazamento, percolação de material radioativo para lençóis freáticos, por exemplo (CNEN, 1989);

vi) O processamento da escória e a destinação do urânio e do tório são alternativas para o gerenciamento de um resíduo que atualmente é um passivo (resíduo radioativo) e que, numa perspectiva otimista, pode tornar-se um ativo (concentrado de urânio, concentrado de tório) (IAEA, 2018).

### **1.3. OBJETIVOS**

#### **1.3.1. Objetivo principal**

Avaliar técnicas de processamento mineral para recuperação do óxido de urânio ( $\text{U}_3\text{O}_8$ ) e do óxido de tório ( $\text{ThO}_2$ ) retidos em escórias de ferro-ligas de nióbio e tântalo provenientes do processamento metalúrgico da columbita/tantalita.

#### **1.3.2. Objetivos específicos**

- i) Fazer uma estimativa de custos com insumos para a lixiviação da escória;
- ii) Investigar as propriedades físicas da escória aluminotérmica;
- iii) Investigar se o processamento físico da escória aluminotérmica resulta em produtos com maiores teores de urânio e/ou tório;

- v) Investigar as condições ótimas de lixiviação considerando como parâmetros de processo o controle de pH, a granulometria, a porcentagem de sólidos e o tempo de lixiviação para obtenção da recuperação metalúrgica da escória;
- vi) Fazer uma estimativa do custo de construção de depósitos de rejeito e/ou resíduo radioativo de baixo e médio nível de radiação para a escória.

## 2. FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

### 2.1. MATERIAL RADIOATIVO DE OCORRÊNCIA NATURAL

Existem rochas, areias, solos, resíduos industriais, concentrados, minérios, minerais dentre outros que apresentam mineralogia complexa, ou seja, além dos elementos de interesse tais como nióbio, tântalo, estanho, terras raras, zircônio, fósforo, cobre, carvão mineral, por exemplo, apresentam teores de radionuclídeos naturais das famílias do urânio e/ou do tório. Este tipo de material é denominado NORM (*naturally occurring radioactive material*) ou material radioativo de ocorrência natural (REIS, 2016, p. 73; ALBUQUERQUE, 2010, p. 17). Na Tabela 2.1 seguem alguns exemplos.

Tabela 2.1. Alguns materiais radioativos de ocorrência natural (REIS, 2016; ALBUQUERQUE, 2010; MOURA, SANTOS e PEREIRA, 2018; MARTIN, 2006; GARCIA, 2009; SANTOS, 2015)

Material	Observação	Concentração de atividade típica (Bq.g <sup>-1</sup> )	Radionuclídeos típicos
Rocha fosfática	Matéria prima para produção de fertilizante	35 ~ 86	Famílias do U família do Th
Granito	Matéria prima para produção de diversos minérios; construção civil	> 1	Famílias do U família do Th
Carvão mineral	Produção de energia elétrica	variável	Famílias do U família do Th
Ácido fosfórico	Proveniente da lixiviação da rocha fosfática. Destina-se a produção de fertilizante	variável	U
Fosfogesso	Resíduo da fabricação de fertilizante	variável	Família do Th, Ra226, Pb210
Areia monazítica	Matéria prima para produção de silicato de zircônio, titanato de ferro e dióxido de titânio para a produção de tintas e cerâmicas	~ 7	Família do U e do Th

Tabela 2.1. Alguns materiais radioativos de ocorrência natural (REIS, 2016; ALBUQUERQUE, 2010; MOURA, SANTOS e PEREIRA, 2018; MARTIN, 2006; GARCIA, 2009; SANTOS, 2015)

(continuação)

Material	Observação	Concentração de atividade típica (Bq.g-1)	Radionuclídeos típicos
Concentrado de zirconita (minério de zircônio)	Matéria prima para a produção de zircônio utilizado na metalurgia do aço, em catalizadores, em reatores nucleares e na indústria de tintas	~ 40	Família do U e do Th
Concentrado de Cassiterita (minério de estanho)	Matéria prima para a produção de estanho utilizado em ligas; fabricação de telhas, correntes, âncoras e recipientes para conservação de alimentos; soldas industriais	5 ~ 200	Família do U e do Th
Rejeitos sólidos da produção de cassiterita	Resíduos da produção de estanho	40 ~ 1200	U, Th, Pb-210
Concentrado de Columbíta (minério de nióbio)	Matéria prima para a produção de nióbio e tântalo	~ 250	Família do U e do Th
Escória da produção de Nióbio	Resíduos da produção de nióbio e tântalo	> 300	Família do U e do Th

Os pais das famílias de decaimento são o U-238, o U-235 e o Th-232. Os dois primeiros mais o U-234 compõe o elemento urânio na natureza. A composição isotópica destes nuclídeos é, respectivamente, 99,274 %; 0,72 %; e 0,0055 %. Já o Th-232 apresenta-se como 100 % de abundância (BAUM, KNOX e MILLER, 2002, p. 69-70; IAEA, 2020).

A Figura 2.1, a Figura 2.2 e a Figura 2.3 apresentam algumas das propriedades dos componentes das séries de decaimento. Observe ainda que nas séries existem sequências de decaimentos alfa e beta, isótopos de radônio e que todas finalizam em isótopos estáveis de chumbo (MARTIN, 2006, p. 267-271).

A série do U-238 possui alguns radionuclídeos de importância biológica e para a proteção radiológica: tório-230, rádio-226, radônio-222, chumbo-210. Estes radioisótopos

podem depositar-se em sedimentos, corpos hídricos e entrar na cadeia alimentar. O mesmo pode ser dito para os isótopos correspondentes das séries do U-235 e do Th-232 – uma vez que a bioacumulação é propriedade química do elemento (EISENBUD e GESELL, 1997, p. 135-154)

Radionuclídeo	Meia-vida	Emissão alfa		Emissão beta		Emissão gama	
		E (Mev)	abundância (%)	E (Mev)	abundância (%)	E (keV)	abundância (%)
Th-232	14,05 x10 <sup>9</sup> anos	3.95	22.1				
↓ α		4.01	77.8				
Ra-228	5,75 anos			0.02	40		
↓ β <sup>-</sup>				0.04	60		
Ac-228	6,15 horas			0.45	2.6	209.6	3.88
				0.5	4.18	270.2	3.43
				0.61	8.1	328	2.95
				0.97	3.54	338.3	11.3
				1.02	5.6	463	4.44
				1.12	3	794.9	4.34
				1.17	31	835.7	1.68
				1.75	11.6	911.2	26.6
				2.08	10	964.8	5.11
						969.9	16.2
				1588	3.3		
↓ β <sup>-</sup>							
Th-228	1,913 ano	5.34	28.2			84.4	1.27
↓ α		5.42	71.1				
Ra-224	3,62 dias	5.45	5.06			241	3.97
↓ α		5.69	94.9				
Rn-220	55,6 segundos	6.29	99.9				
↓ α							
Po-216	0.145	6.78	100				
↓ α							
Pb-212	10,64 horas			0.16	5.17	238.6	43.3
↓ β <sup>-</sup>				0.34	82.5	300.1	3.28
				0.57	12.3		
Bi-212	60.55	6.05	25.13	0.63	1.87	727.3	6.58
		6.09	9.75	0.74	1.43	785.4	1.1
				1.52	4.36	1621	1.49
				2.25	55.5		
↓ β <sup>-</sup> 64.1%							
↓ α 35,9%							
Po-212	0,299 μs	8.79	100				
↓ β <sup>-</sup>	3,053 minutos			1.03	3.1	277.4	6.3
				1.29	24.5	510.8	22.6
				1.52	21.8	538.2	84.5
				1.8	48.7	763.1	1.8
↓ β <sup>-</sup>						860.6	12.4
						2.615	99.2
Pb-208	Estável						

Figura 2.1. Serie de decaimento do Th-232 (MARTIN, 2006, p. 270).

Radionuclídeo	Meia-vida	Emissão alfa		Emissão beta		Emissão gama	
		E (Mev)	abundância (%)	E (Mev)	abundância (%)	E (kev)	abundância (%)
U-238	4,468 x10 <sup>9</sup> anos	4,15	21				
α ↓		4,2	79				
Th-234	24,10 dias			0,08	2,9	63,3	4,8
β <sup>-</sup> ↓				0,1	7,6	92,4	2,8
				0,1	19,2	92,8	2,8
				0,2	70,3		
Pa-234 <sup>m</sup>	1,17			2,27	98,2	766	0,3
Tl* ↓						1,001	0,084
Pa-234	6,75 h			0,224	média	1,313	18
β <sup>-</sup> ↓				1,26	máxima	1,527	5,97
U-234	2,457 x10 <sup>5</sup> anos	4,72	28,4				
α ↓		4,78	71,4				
Th-230	7,538 x10 <sup>4</sup> anos	4,62	23,4				
α ↓		4,69	76,3				
Ra-226	1600 anos	4,6	5,55			186,2	3,6
α ↓		4,79	94,5				
Rn-222	3,823 dias	5,49	99,9			510	0,08
α ↓							
Po-218	3,11 minutos	6	100				
α ↓							
Pb-214	26,8 minutos			0,019	2,35	53,2	1,11
β <sup>-</sup> ↓				0,68	46	242	7,5
				0,74	40,5	295,2	18,5
				1,03	9,3	351,9	35,8
Bi-214	19,9 minutos			0,79	1,45	609,3	44,8
β <sup>-</sup> ↓				0,83	2,74	768,4	4,8
				1,16	4,24	934,1	3,03
				1,26	2,9	1120,3	14,8
				1,26	1,66	1238,1	5,86
				1,28	1,38	1377,7	3,93
				1,38	1,59	1408,9	2,8
				1,43	8,26	1729,6	2,88
				1,51	16,9	1764,5	15,4
				1,55	17,5	2204,2	4,86
				1,73	3,05	2447,9	1,5
				1,9	7,18		
				3,27	19,9		
Po-214	164,3 μs	7,69	99,99				
α ↓							
Pb-210	22,3 anos			0,02	84	46,5	4,25
β <sup>-</sup> ↓				0,06	16		
Bi-210	5,03 dias			1,16	100	1,764	15,4
β <sup>-</sup> ↓							
Po-210	138,4 dias	5,3	100				
α ↓							
Pb-206	Estável						

Figura 2.2. Serie de decaimento do U-238 (MARTIN, 2006, p. 268).



Radionuclídeo	Meia-vida	Emissão alfa		Emissão beta		Emissão gama	
		E (Mev)	abundância (%)	E (Mev)	abundância (%)	E (kev)	abundância (%)
U-235	0,704 x10 <sup>9</sup> anos	4,2 - 4,32	11			143,8	11
↓ α		4,37	17			163,3	5,1
		4,4	55			185,7	57,2
		4,5 - 4,6	10,9			205,3	5
Th-231	25,52 horas			0,21	12,8	25,6	14,5
↓ β <sup>-</sup>				0,29	12	84,2	6,6
				0,31	35		
Pa-231	3,27 x10 <sup>4</sup> anos	4,95	22,8			27,4	10,3
↓ α		5,01	25,4			283,7	1,7
		5,03	20			300,1	2,5
		5,06	11			330,1	1,4
Ac-227	21,773 anos	4,94	0,55	0,002	10		
↓ β <sup>-</sup> 98,6%		4,95	0,66	0,03	35		
				0,04	54		
Th-227	18,72 dias	5,76	20,4			50	8
↓ α		5,98	23,5			236	12,3
		6,04	24,2			300	2,3
						304	1,2
						330	2,7
Fr-223	21,8 minutos			0,91	10,1	50	36
↓ β				1,07	16	79,7	9,1
				1,09	67	234,9	3
Ra-223	11,435 dias	5,43	2,27			144	3,2
↓ α		5,54	9,2			154	5,6
		5,61	25,7			269	13,7
		5,72	52,6			324	3,9
		5,75	9,2			338	2,8
Rn-219	3,96 segundos	6,43	7,5			271	10,8
↓ α		6,55	12,9			401,8	6,4
		6,82	79,4				
Po-215	1,781 ms	7,39	100				
↓ α							
Pb-211	36,1 minutos			0,97	1,5	405	3,8
↓ β <sup>-</sup>				1,38	91,3	427	1,8
						832	3,5
Bi-211	2,14 minutos	6,28	16,2	0,58	0,28	351	12,9
↓ β <sup>-</sup> 0,28%		6,62	83,5				
Po-211	0,516 segundo	7,45	98,9				
↓ α							
Tl-207	4,77 minutos			1,43	99,7	898	0,26
↓ β <sup>-</sup>							
Pb-207	Estável						

Figura 2.3. Serie de decaimento do U-235 (MARTIN, 2006, p. 269).

Deste modo, devido às propriedades físicas, químicas, biológicas e radiológicas (meia vida, tipo de decaimento radioativo, energia das emissões, por exemplo) o NORM é um problema para as mineradoras e metalurgias que processam este tipo de material (instalações mínero-industriais) já que, além dos controles ocupacionais e ambientais comuns a todo tipo de mineradora, é necessário:

i) Que a produção atenda a legislação específica, por exemplo, (PRESIDÊNCIA DA REPÚBLICA - CASA CIVIL, 1962):

Art. 31. As minas e jazidas de substâncias de interesse para a produção de energia atômica constituem reservas nacionais, consideradas essenciais à segurança do País e são mantidas no domínio da União como bens imprescritíveis e inalienáveis.  
(...)

Art. 39. A exportação ou importação clandestina dos materiais nucleares enumerados no artigo 34, constitui crime contra a Segurança Nacional.

Art. 40. É proibida a posse ou transferência de material nuclear, inclusive subprodutos, sem autorização expressa da CNEN, mesmo no comércio interno; pena de perda das vantagens ou produtos e reclusão de um (1) a quatro (4) anos para os responsáveis.

Ou seja, o material NORM é controlado pela União. Deste modo, a exportação, por exemplo, de columbita/tantalita é passível de anuência da CNEN (Comissão Nacional da Energia Nuclear);

ii) O atendimento a requisitos de proteção radiológica ditados pela CNEN. Existe, além das normas gerais de proteção radiológica, um grupo específico para material radioativo de ocorrência natural. Trata-se do Grupo 4: Materiais, Minérios e Minerais Nucleares (CNEN, 2020; CNEN, 2020);

iii) Que a comercialização do NORM, mesmo dentro do Brasil, atenda às normas e/ou leis de transporte radioativo – o material é classificado como produto perigoso, Classe 7 (MTPA - ANTT, 2016, p. 15; CNEN, 2021, p. 16-17). Além disso, o urânio e o tório são patrimônios da União, conforme mencionado acima (PRESIDÊNCIA DA REPÚBLICA - CASA CIVIL, 1962);

iv) Enfrentar a “propaganda negativa” que a palavra “RADIOATIVO” carrega: herança das bombas e Hiroshima e Nagasaki, dos acidentes de Chernobyl, Fukushima e Goiânia. Assim, as mineradoras e metalurgias NORM podem se tornar alvo de ONGs e da imprensa tornando a aceitação dos produtos mais difícil pelo mercado;

v) A construção de locais especiais para armazenamento/estocagem de alguns produtos e do resíduo/rejeito gerado – De acordo com as normas da CNEN, é necessário a construção de locais para gerenciamento, tratamento e deposição inicial, intermediária e final. A exceção desta última, os demais precisam ser realizados dentro da própria empresa, o que toma espaço físico, recursos financeiros e não garante retorno econômico sustentável (CNEN, 2016, p. 3; CNEN, 2014; WNA, 2020);

vi) O licenciamento radiológico das instalações mínero-industriais através do atendimento às normas e exigências específicas: grupos 3<sup>9</sup> (Proteção Radiológica), 4 (Materiais, Minérios e Minerais Nucleares), 5 (Transporte de Materiais Radioativos) e 7 (Certificação e Registro de Pessoas). Além disso, existem exigências dos grupos 1 (Instalações Nucleares), 2 (Controle de Materiais Nucleares, Proteção Física e Proteção contra Incêndio), 6 (Instalações Radiativas), 8 (Rejeitos Radioativos) e 9 (Descomissionamento) que podem ser utilizadas como referências ao licenciamento a critério da CNEN.

## 2.2. USOS DO TÓRIO

O tório é mais abundante na natureza do que o urânio. Por ser um radionuclídeo fértil, ou seja, capaz de transmutar-se em material físsil após absorver nêutrons, pode ser utilizado em reatores nucleares associado ao U-235 ou ao plutônio (MARTIN, 2006, p. 171; DOLAN, 2017, p. 4; MOHANAKRISHNAN, SINGH e UMASANKARI, 2021, p. 364). Seu uso ainda é limitado, entretanto, existem projetos especialmente na China para o Th como combustível nuclear - *Thorium-Breeding Molten-Salt Reactor* (WNA, 2018; BBC, 2013; IAEA, 2005; DOLAN, 2017; MOHANAKRISHNAN, SINGH e UMASANKARI, 2021, p. 364-369).

As vantagens do uso do tório como combustível são a baixa geração de rejeitos radioativos quando comparado ao urânio, a maior segurança na operação do reator nuclear e a suas credenciais de não proliferação de armas nucleares (baixa produção de elementos físseis) (WNA, 2018; DOLAN, 2017, p. 7-10).

---

<sup>9</sup> A norma básica de Proteção Radiológica (CNEN NN 3.01 Diretrizes Básicas de Proteção Radiológica), pertencente ao Grupo 3, encontra-se em processo de revisão para incorporar as diretrizes da IAEA e do ICRP (*International Commission on Radiological Protection*) que tratam a exposição a fontes naturais como situação de exposição existente (quando uma decisão sobre a necessidade de controle precisa ser tomada) (IAEA, 2014, p. 30 e 49; ICRP, 2007, p. 14 e 84; CNEN, 2020, p. 7; CNEN, 2021)

Outros usos para o tório incluem dopagem em ligas com magnésio para aumento da resistência mecânica, revestimento de fios de tungstênio, cadinhos de laboratório, lentes, catalisador, craqueamento do petróleo, mas em pequenas quantidades (LANL, 2013).

Existem ainda alguns estudos para outras aplicações do tório. Por exemplo, NIRANJAN *et al.* sugerem a adição de seu óxido juntamente ao de estanho para uso em detectores de trimetilamina – um composto orgânico responsável pelo odor característico de peixe estragado (NIRANJANA, LONDHE, *et al.*, 2002). BITON *et al.* elaborou um estudo para o uso do Th juntamente ao sulfeto de chumbo na detecção de radiação infravermelha (BITON, SHAMIR, *et al.*, 2014). MOHAMED *et al.* o utilizaram como catalizador na eletrólise da água (MOHAMED, ISMAIL, *et al.*, 2021). MITTAL *et al.* propõem o tório como elemento auxiliar na extração de chumbo de soluções aquosas (MITTAL, NAUSHAD, *et al.*, 2016).

### 2.3. CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA

#### 2.3.1. Amostragem

Amostragem é definida como:

(...) a sequência de estágios de preparação e de amostragem propriamente dita, ambos suscetíveis à alteração do teor da característica de interesse e, portanto, à geração de erros de preparação e erros de amostragem (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 19).

Deste modo, a amostragem é uma etapa essencial do processo de caracterização de um dado material, pois a amostra é uma pequena parte que representa todas as características do todo. Uma amostragem mal planejada ou mal realizada pode inviabilizar um trabalho técnico-científico ou mesmo um empreendimento (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 19-20)

A etapa inicial é a obtenção do material a amostrar, ou seja, a basicamente a “coleta”. Ela pode ser realizada, em linhas gerais, por:

i) Amostragem aleatória, onde existe pouco conhecimento sobre o material a ser amostrado. Assim, são adicionados incrementos fortuitos;

- ii) Amostragem sistemática, onde os incrementos são coletados em ciclos ou intervalos de tempo regulares. Como exemplo, cita-se a coleta de amostras em linhas de produção;
- iii) Amostragem estratificada, onde os incrementos são obtidos de grupos distinguíveis ou preexistentes. Como exemplo, cita-se a coleta de material em caminhos.

Posteriormente, são realizados estágios de preparação, tais como, britagem, moagem, homogeneização até a obtenção de uma amostra final como características (granulometria e massa, por exemplo) adequadas aos ensaios (CHAVES, 2002, p. 3-5)

### **2.3.2. Preparação da amostra**

A preparação da amostra para a obtenção da amostra final, ou seja, aquela que contém granulometria adequada aos ensaios e as características do todo passa por etapas de britagem, moagem, homogeneização e quarteamento.

#### *2.3.2.1. Britagem e moagem*

A britagem e a moagem são processos de cominuição, ou seja, da redução das dimensões (granulometria) da rocha ou outro material para adequá-los às próximas etapas: retirar as amostras representativas, realizar o processamento, as análises químicas, por exemplo. Basicamente, são processos de fragmentação mecânica que se valem das diferentes resistências dos materiais às forças de tensão e compressão (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 113).

Existem diversos tipos de britadores. Um deles é o britador de mandíbula. Em geral, é utilizado para fragmentar blocos e minerais de elevada dureza. A Figura 2.4 apresenta seu esquema simplificado. O material é depositado numa abertura e uma “mandíbula” móvel comprime-o reduzindo sua granulometria, em geral, na razão de 5:1 (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 160-5).

Para a redução maior da granulometria é necessário, além da britagem, o processo de moagem onde as partículas sofrem impacto, compressão, abrasão e/ou atrito. Os moinhos mais utilizados são o cilíndrico e o de martelo (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 157-79).

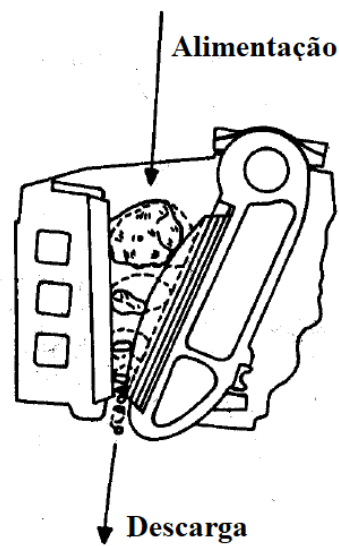


Figura 2.4. Esquema de um britador de mandíbula (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 163).

A Figura 2.5 apresenta o diagrama de um moinho de cilíndrico de bolas. Em A, nota-se sua estrutura externa e que ele possui uma carcaça de ferro. Internamente, é revestido de placas de aço ou borracha, por exemplo, para evitar desgaste e contaminação do material que está sendo moído. Em B, observa-se uma seção transversal com a disposição das bolas que, com seu movimento, fragmentam as partículas até a obtenção da granulometria desejada (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 155-6).

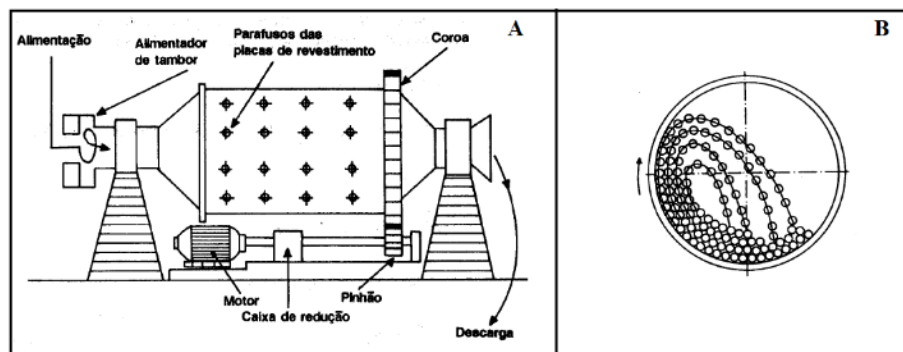


Figura 2.5. Esquema de um moinho cilíndrico de bolas (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 153, 156).

### 2.3.2.2. Homogeneização e quarteamento

Após a coleta da amostra e seu preparo por britagem e moagem é necessário homogeneizá-la e quarteá-la, ou seja, separar a amostra nas frações que serão utilizadas nos ensaios e que mantenham as características da massa do material amostrado. Assim, existem diversas técnicas tais como, separação em pilhas, quarteador de polpa, mesa homogeneizadora/divisora e Quarteador Jones – muito utilizado em análises em laboratórios.

O Quarteador Jones é constituído de calhas de aço inoxidável com inclinação superior a 45°, sem obstáculos (“ângulos vivos”), em número par, com mesma largura e sendo esta superior a  $2d + 5\text{mm}$  ( $d$  é o diâmetro mínimo da maior partícula presente na amostra). A amostra deve ser inserida na abertura, conforme a Figura 2.6, lenta e continuamente. Assim a amostra é dividida e depositada nos coletores. Posteriormente, pode e deve retornar ao quarteador para uma nova divisão até a obtenção da massa mínima ou outra massa desejável (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 37).

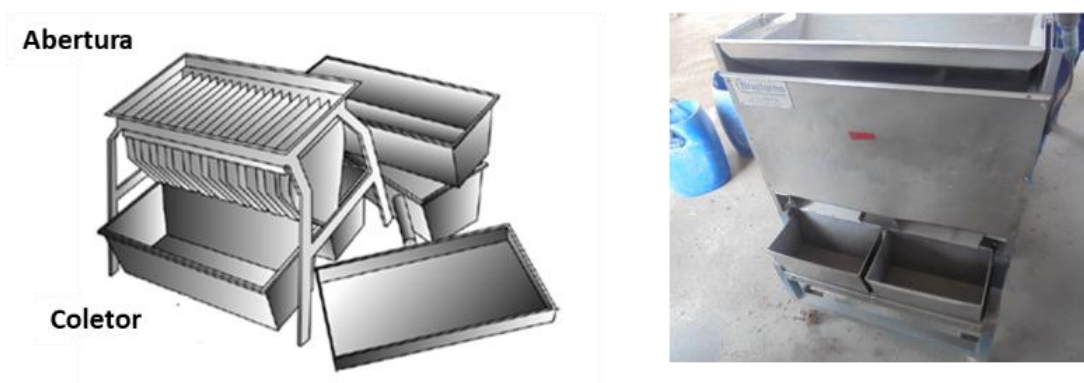


Figura 2.6. Quarteador Jones. À esquerda, esquema do equipamento (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 58); à direita aspecto externo.

### 2.3.3. Caracterização mineral

A caracterização mineral tem como objetivo conhecer a composição química, a distribuição dos elementos na rede cristalina, o tamanho e formato dos grãos minerais. Estas informações são úteis para definição de parâmetros de processo físico e/ou químico necessários para a otimização da separação do mineral de interesse e a redução de resíduos decorrentes do processamento (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 55-56).

A primeira etapa de uma caracterização mineral é a obtenção de amostras representativas do todo (vide Apêndice I). Posteriormente, é necessário a separação das amostras de acordo com suas propriedades. Em resumo, ela é submetida a ensaios que vão separá-la em seus constituintes por massa ou densidade (separação gravimétrica); por dimensões dos grãos (separação por peneiramento); por suas propriedades elétricas (separação eletrostática); por suas propriedades magnéticas (separação magnética) (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 55-58)

As frações obtidas da amostra são analisadas por técnicas de caracterização mineral tais como Fluorescência de Raios-X (FRX), microscopia eletrônica de varredura (MEV), determinação da densidade real, por exemplo (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 56).

#### *2.3.3.1. Separação em peneiras granulométricas*

A granulometria é a medida da distribuição das diferentes partículas que compõe uma dada massa. Assim, a separação em peneiras granulométricas é uma técnica de separação e classificação de minerais e/ou materiais segundo o tamanho geométrico das partículas. Basicamente, a amostra passa por uma série de peneiras com aberturas que mantêm entre si uma relação, como por exemplo, as peneiras que atendem a Escala Tyler. Esta escala apresenta uma abertura de referência de 74  $\mu\text{m}$  (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 217-9).

A Figura 2.7 representa, por exemplo, uma série de 6 peneiras que atendem a Série de Tyler. A amostra é depositada em A e passa pelas demais peneiras sendo separadas de acordo com suas dimensões. Note que as peneiras estão acopladas a um peneirador vibratório – equipamento que realiza o peneiramento.

Outra relação importante das peneiras é a quantidade de aberturas de mesma dimensão por polegada (25,4 mm) – conforme pode ser observado na Figura 2.8. Assim, por exemplo, na Escala Tyler, a abertura de 74  $\mu\text{m}$  representa 200 aberturas por polegada ou 200 mesh; já a abertura de 104  $\mu\text{m}$  corresponde a 150 aberturas por polegada ou 150 mesh (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 218; GOMIDE, 1983, p. 17-18).





Figura 2.7. Peneiras para separação granulométrica (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 64).



Figura 2.8. Visualização da quantidade de aberturas por polegada (mesh) de algumas peneiras (CONTROL LAB, 2020).

#### 2.3.3.2. *Separação gravimétrica*

A separação gravimétrica baseia-se na massa e/ou densidade das partículas que formam um mineral. Estas partículas sofrem diferentes acelerações e atingem diferentes velocidades terminais ao deslocarem-se nos equipamentos de separação (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 241-243). Um exemplo de equipamento para este fim é a mesa plana. Trata-se de um conjunto de três seções inclinadas entre 8 e 10 graus recobertas com um tapete de borracha, conforme a Figura 2.9 e a Figura 2.10.

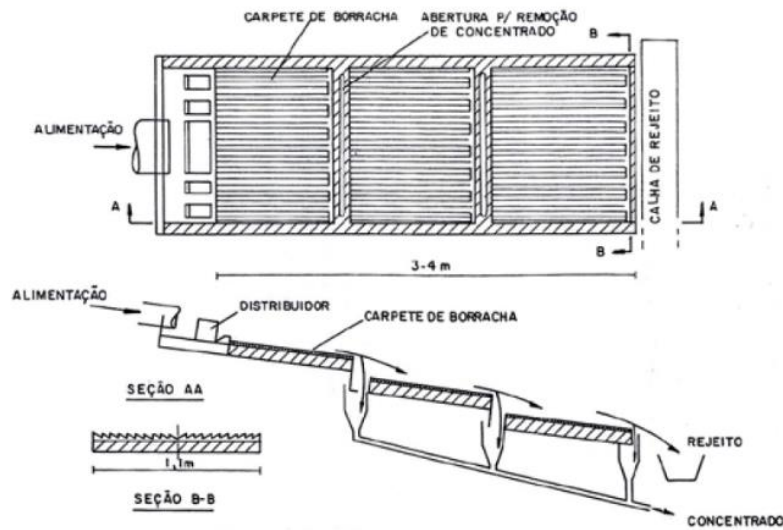


Figura 2.9. Esquema de uma mesa plana utilizada para separação gravimétrica (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 253).



Figura 2.10. Mesa de separação gravimétrica do CETEM (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 257).

Ela possui sulcos longitudinais em forma de V que separam o material de acordo com sua massa: uma parte é direcionada para as laterais sendo coletado; a outra parte, segue para a mesa seguinte (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 250-254). Deste modo, o material é classificado em concentrado (maior densidade e /ou massa), finos e mistos (mistura de concentrado e finos que não foram separados).

### 2.3.3.3. Separação eletrostática

A separação eletrostática depende da indução ou polarização de cargas nas partículas constituintes do mineral e na interação desta carga com um campo elétrico externo. Conforme a Figura 2.11, as partículas condutoras adquirem carga elétrica líquida e movem-se no sentido do campo elétrico. Por outro lado, as dielétricas movem-se pouco ou nada (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 339).

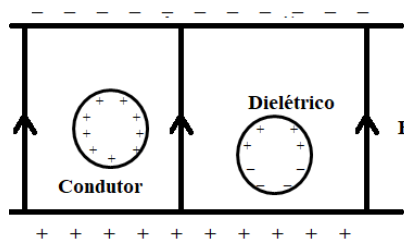


Figura 2.11. Partículas dentro de um campo elétrico.

A Figura 2.12 apresenta o diagrama esquemático de um separador eletrostático. Nele as partículas são eletrizadas através de bombardeamento iônico que consiste num fluxo de gases carregados por um potencial elevado (na ordem de quilovolts). Deste modo, a partir da diferente susceptibilidade elétrica ocorre a separação em elétricos, dielétricos e mistos (mistura de elétrico e dielétrico) (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 386-390).

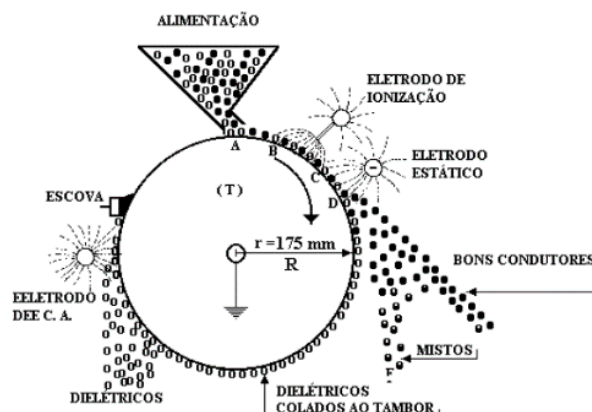


Figura 2.12. Diagrama esquemático de um separador eletrostático (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 386).

### 2.3.3.4. Separação magnética

A separação magnética baseia-se na diferente resposta dos minerais a um campo magnético externo: partículas que são atraídas pelo campo magnético, ou seja, com comportamento ferromagnético ou paramagnético; partículas que são repelidas pelo campo, ou seja, com comportamento diamagnéticos (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 322-330).

A Figura 2.13 apresenta o diagrama de um separador magnético. Ele consiste numa correia transportadora (Figura 2.13A) que passa entre os polos de eletroímãs perpendiculares ao plano da correia (Figura 2.13B). Assim, ocorre a separação do mineral em magnético, não magnético e mistos.

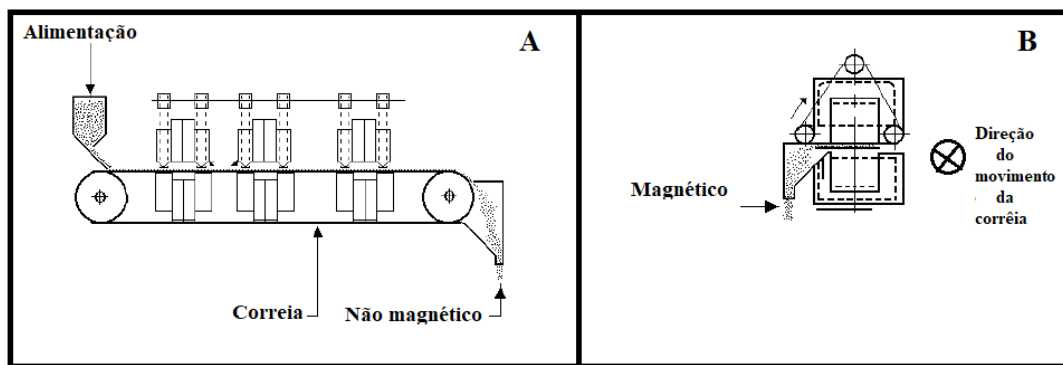


Figura 2.13. Diagrama de um separador magnético (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 329).

### 2.3.3.5. Determinação da densidade real

A densidade real é uma propriedade intensiva de uma dada substância, já que não depende do tamanho da amostra analisada. A densidade,  $\rho$ , é dada pela razão entre massa ( $m$ ) de uma substância e seu volume ( $V$ ) expressa pela Equação 2.1 (SAMPAIO e SILVA, 2006, p. 37):

$$\rho = \frac{m}{V}$$

Equação 2.1

No tratamento de substâncias complexas, como é o caso de minerais e de escórias, a determinação da densidade deve levar em consideração que existem espaços vazios entre os grãos que constituem o material. Ou seja, existe a densidade real, que considera apenas o volume ocupado pela substância (Equação 2.1) e a densidade aparente, que considera a substância e os espaços vazios. Assim, para solucionar este problema, lança-se mão do conceito de densidade relativa que é a razão entre sua densidade e a densidade de uma substância tomada como padrão – em geral a água (SAMPAIO e SILVA, 2006, p. 37-38). Deste modo:

$$\rho_{real} = \frac{\rho_{substância}}{\rho_{H_2O}} = \frac{\frac{m_{substância}}{V_{substância}}}{\frac{m_{H_2O}}{V_{H_2O}}} = \frac{m_{substância}}{m_{H_2O}} \quad \text{Equação 2.2}$$

Onde é assumido que:

$$V_{substância} = V_{H_2O} \quad \text{Equação 2.3}$$

Portanto, utilizando a Equação 2.2 obtém-se quantas vezes a substância é mais densa, por exemplo, que a água (SAMPAIO e SILVA, 2006, p. 38).

#### 2.3.4. Fluorescência de Raios-X (FRX)

Os raios-X são radiações eletromagnéticas de alta frequência e tem origem na eletrosfera do átomo. Eles podem ser originados pelo frenamento de elétrons acelerados ao aproximar-se de um núcleo e sofrer interação com o campo elétrico deste (processo de *bremsstrahlung*<sup>10</sup>), conforme Figura 2.14, cujo espectro é contínuo (EISBERG, R e RESNICK, R, 1979, p. 67).

Outra origem para os raios-X são as transições eletrônicas. Elas correm após a interação da radiação com a matéria. Assim, quando a energia da onda eletromagnética é maior que a energia de ligação da camada, ocorre a criação de lacunas através da emissão de elétrons. Os

---

<sup>10</sup> O termo tem origem no alemão: *brems* (frenagem) + *strahlung* (radiação) (EISBERG, R e RESNICK, R, 1979, p. 69)

elétrons de camadas superiores, ao ocupá-las, emitem energia excedente sobre a forma de raios-X – vide Figura 2.15 (BERTIN, 1984, p. 31-32).

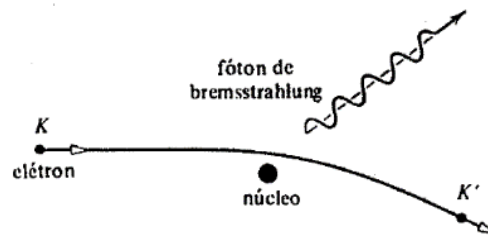


Figura 2.14. Processo de *bremsstrahlung* – produção de raios-X característicos (EISBERG, R e RESNICK, R, 1979, p. 68)

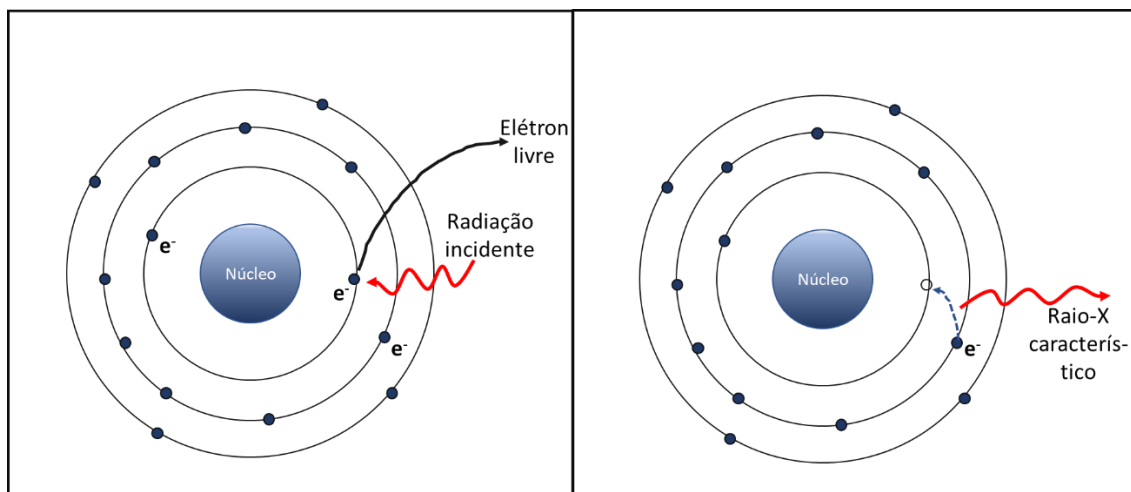


Figura 2.15. Produção de raios-X característico (SHIMADZU DO BRASIL, 2021).

Os raios-X emitidos neste caso são discretos e fornecem informações sobre a energia de ligação. Assim, caracterizam os elétrons e, por conseguinte, o átomo ao qual pertencem. Daí a denominação de raios-X característicos (EISBERG, R e RESNICK, R, 1979, p. 228; BERTIN, 1984, p. 31).

Deste modo, o equipamento de FRX emite raios-X sobre a amostra excitando a eletrosfera de seus átomos. Os elétrons das camadas K e L tem maior probabilidade de sofrerem transições eletrônicas e geram raios-X caraterísticos. Estes são captados por um sistema de espectrometria que analisa a energia emitida, conforme a Figura 2.16 (JENKINS, 1999, p. 123; EISBERG, R e RESNICK, R, 1979, p. 428-432; BERTIN, 1984, p. 31-40).

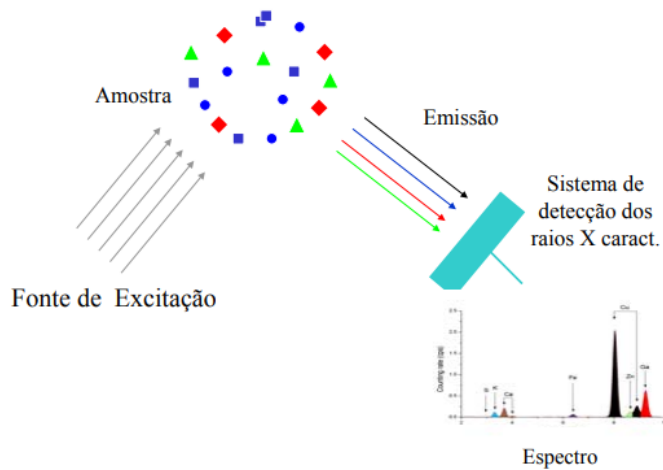


Figura 2.16. Digrama da técnica FRX (PARREIRA, 2006, p. 2).

### 2.3.5. Cabeça Calculada

A cabeça calculada é uma média ponderada realizada entre a fração de massa retida em cada produto dos ensaios/separações e o teor de cada óxido no produto (CYTEC INDUSTRIES INC., 2002, p. 75). Ou seja,

$$O_{cabeça} = \frac{\sum_{i=1}^n m_{produto} \cdot t_{óxido-produto}}{\sum_{i=1}^n m_{produto}} \quad \text{Equação 2.4}$$

onde:  $O_{cabeça}$  é o teor de um dado óxido na cabeça calculada;  $m_{produto}$  é a fração retida num dado produto após o ensaio;  $t_{óxido-produto}$  é o teor do óxido no produto.

Deste modo, a cabeça calculada permite uma comparação do ensaio realizado com a análise da amostra original – anterior a realização do por processamento/separação (CYTEC INDUSTRIES INC., 2002, p. 76).

## 2.4. LIXIVIAÇÃO

A lixiviação é um processo no qual a fração solúvel de um material sólido é removida por um solvente (agente lixiviante). É muito utilizada para extração de minerais de baixo teor

ou de difícil obtenção através de processos físicos ou nos quais quer dispensar-se este tipo de beneficiamento prévio (HABASHI, 1993, p. 66).

Os agentes lixiviantes podem ser ácidos, bases, soluções aquosas (salinas ou clorinas), ou mesmo a água, conforme a Tabela 2.2. Essas substâncias têm como propriedade alterar o equilíbrio em soluções aquosas favorecendo o aparecimento de íons (HABASHI, 1993, p. 66-67).

Tabela 2.2. Alguns agentes lixiviantes (HABASHI, 1993, p. 67).

<b>Categoria</b>	<b>Exemplos</b>
Água	Água (H <sub>2</sub> O)
Ácidos	Sulfúrico (H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ); clorídrico (HCl); fluorídrico (HF); hexafluorossilícico (H <sub>2</sub> SiF <sub>6</sub> ); ácido cianídrico (HCN)
Bases	Hidróxido de sódio (NaOH); Hidróxido de amônio (NH <sub>4</sub> OH)
Soluções aquosas salinas	Cloreto de sódio (NaCl); Sulfito de amônio ((NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> SO <sub>3</sub> )

#### 2.4.1. Equilíbrio iônico e pH/pOH

O equilíbrio iônico é um tipo de equilíbrio químico muito importante nas soluções aquosas. Um exemplo, é a ionização do ácido cianídrico, em solução aquosa dados pela Equação 2.5:



Outro exemplo importante é a autodissociação da água, conforme a Equação 2.6 (RUSSEL, 1980, p. 394):





Onde são formados os íons hidrônio ( $H_3O^+$ ) e oxidrila ( $OH^-$ ). É usual representar a dissociação da água também como<sup>11</sup> (RUSSEL, 1980, p. 392):



O equilíbrio iônico é representado pela constante de ionização,  $k$ . No caso da Equação 2.7 (RUSSEL, 1980, p. 503),

$$k = \frac{[H^+][OH^-]}{[H_2O]} \rightarrow k[H_2O] = k_w = [H^+][OH^-] \quad \text{Equação 2.8}$$

Onde  $k_w$  é o produto iônico da água;  $[H^+]$  e  $[OH^-]$  são as concentrações molares do hidrônio e oxidrila respectivamente.

Na temperatura de 25 °C,

$$[H^+][OH^-] = 1 \times 10^{-14} \quad \text{Equação 2.9}$$

É comum o uso de logaritmos na Equação 2.9. Assim,

$$\log[H^+] + \log[OH^-] = -14 \quad \text{Equação 2.10}$$

Surge, da Equação 2.10, a definição de pH e o pOH (RUSSEL, 1980; HABASHI, 1993):

$$-\log[H^+] - \log[OH^-] = 14 \quad \text{Equação 2.11}$$

---

<sup>11</sup> No caso, usando a definição de Arrhenius (RUSSEL, 1980, p. 390).

$$pH + pOH = 14$$

$$pH = -\log[H^+]$$

$$pOH = -\log[OH^-]$$

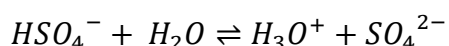
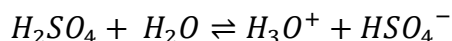
### 2.4.2. Ácidos e bases

A adição de um ácido ou uma base altera o equilíbrio de uma solução aquosa, conforme a Equação 2.10 e/ou a Equação 2.11. Assim, a medida da basicidade ou da acidez pode ser dada pela escala de  $pH^{12}$  (HABASHI, 1993, p. 42): uma substância que apresenta  $pH < 7$  é considerada ácida; a que apresenta  $pH > 7$  é considerada básica e  $pH = 7$  é considerada neutra.

#### 2.4.2.1. Ácido Sulfúrico

O ácido sulfúrico é um líquido viscoso; de incolor a levemente turvo; não inflamável; corrosivo; solúvel em água; e, quando em contato com esta, provoca reação exotérmica (MERCK S. A., 2020). É o mais empregado na indústria tanto que seu consumo é um indicador de desenvolvimento de um país. Assim, é um dos agentes lixiviantes mais comuns sendo utilizado para beneficiamento de óxidos de cobre, óxidos de zinco, de rocha fosfática, de monazita, de laterita, por exemplo. Destaca-se o seu emprego na mineração de urânio para a produção de *yellow cake* (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981; GUPTA e MUKHERJEE, 1990, p. 40; HORE-LACY, 2016, p. 139; GUPTA, 2003, p. 76).

Na reação de ácido sulfúrico com a água observa-se a formação de hidrônio, conforme a Equação 2.12 (HABASHI, 1997).



Equação 2.12

---

<sup>12</sup> Ou de pOH.

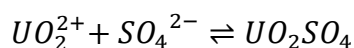
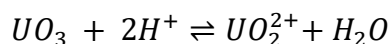
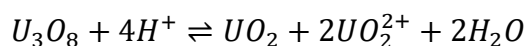
### 2.4.3. Lixiviação do óxido de urânio (U<sub>3</sub>O<sub>8</sub>) e do óxido de tório (ThO<sub>2</sub>)

A formação de hidrônio, conforme a Equação 2.12, e a valência dos óxidos de urânio e tório, vide Tabela 2.3, são fundamentais para a lixiviação com a utilização de ácido sulfúrico.

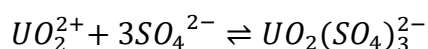
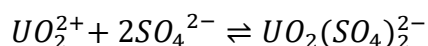
Tabela 2.3. Valência dos óxidos e urânio e de tório (HABASHI, 1993, p. 243; HABASHI, 1997, p. 1661).

Óxido	Valência
UO <sub>2</sub> – dióxido de urânio	4
U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> – octóxido de triurânio	4, 6
UO <sub>3</sub> – trióxido de urânio	6
ThO <sub>2</sub> – dióxido de tório	4

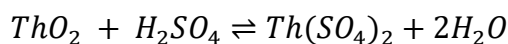
Observe que o U<sub>3</sub>O<sub>8</sub> possui duas valências. Assim, ele é representado como UO<sub>2</sub> . 2UO<sub>3</sub>: a primeira parte com valência 4 e, a segunda, com valência 6 (HABASHI, 1997, p. 1606; WNA, 2021). Então na presença de soluções aquosas segue a Equação 2.13 (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 231; IAEA, 1993, p. 78),



Equação 2.13



Para o dióxido de tório na solução aquosa segue a Equação 2.14 (ZHANG e ZHAO, 2016, p. 46),



Equação 2.14

## 2.5. RECUPERAÇÃO METALÚRGICA

A recuperação metalúrgica representa o quanto do mineral de interesse foi transferido para o concentrado. É definido pela Equação 2.15 (WILLS e NAPIER-MUNN, 2006, p. 66):

$$\text{Recuperação} = \frac{\text{massa do concentrado} \times \text{teor do concentrado}}{\text{massa da alimetação} \times \text{teor da alimentação}} \quad \text{Equação 2.15}$$

Quando não se dispõe das informações do concentrado, pode-se obter a recuperação através do resíduo, por exemplo, conforme a Equação 2.16:

$$\text{Recuperação} = 1 - \frac{\text{massa do resíduo} \times \text{teor do resíduo}}{\text{massa da alimetação} \times \text{teor da alimentação}} \quad \text{Equação 2.16}$$

A Equação 2.16 é útil, por exemplo, quando se analisa a fase sólida da lixiviação com o objetivo de obter a recuperação da lixívia.

## 2.6. DEPÓSITOS DE URÂNIO E DE TÓRIO

Urânio e o tório são elementos comuns na crosta terrestre ocorrendo na maioria das rochas – a média do U é de 2,8 ppm; já o Th chega a ser 3 a 4 vezes mais abundante. Ou seja, são tão comuns quanto o zinco ou o estanho, por exemplo (HORE-LACY, 2016, p. 4 e 253; WNA, 2020). Entretanto, para que uma rocha seja considerada um depósito mineral é necessário que suas concentrações sejam ainda maiores. Além disso, existem fatores econômicos a serem levados em consideração para tornar a exploração de urânio e de tório viáveis (WNA, 2020; LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 10-11 e 57).

Deste modo a IAEA organizou um banco de dados, que foi disponibilizado em seu *site*, contendo informações geológicas incluindo-se os depósitos de urânio (*Uranium DEPOSit*) e de tório (*Thorium DEPOSit*) ao redor do mundo (IAEA, 2012).

Alguns depósitos de urânio estão apresentados na Tabela 2.4: os que contêm as 10 minas mais produtivas em 2020 (WNA, 2020) e alguns dos maiores depósitos do Brasil (INB, 2021).

Tabela 2.4. Alguns depósitos de urânio (IAEA, 2020; INB, 2021)

País	OBS: produtora ou estado da federação (Brasil)	Nome do depósito	Intervalo de recursos (toneladas de U)	Teor de U (%)
Canadá	Cameco/Orano	Cigar Lake	100 001 - 1 000 000	> 5,00
Namíbia	Swakop Uranium	Ida East	1001 - 2 500	0,01 - 0,05
Austrália	BHP Billiton	Olympic Dam	> 1 000 000	0,01 - 0,05
Cazaquistão	Kazaktrompron/Cameco	Inkai 1-2-3	100 001 - 1 000 000	0,01 - 0,05
Cazaquistão	Uranium Ore/Kazaktrompron	Karatal	301 - 1 000 000	0,05 - 0,10
Namíbia	Rio Tinto	Rossing	100 001 - 1 000 000	0,01 - 0,05
Níger	Orano	Tamou	5 001 - 10 000	0,20 - 0,50
Austrália	Quasar	Four Mile West	10 001 - 25 000	0,20 - 0,50
Cazaquistão	Uranium Ore/Kazaktrompron	Inkai South-4	50 001 - 100 000	0,01 - 0,05
Cazaquistão	Kazaktrompron/Uranium Ore	Kharasan 1-North	25 001 - 50 000	0,05 - 0,10
Brasil	Amazonas	Pitinga	100 001 - 1 000 000	0,01 - 0,05
Brasil	Ceará	Itatiaia-Santa Quitéria	100 001 - 1 000 000	0,05 - 0,10
Brasil	Bahia	Lagoa Real (Caetité)	10 001 - 25 000	0,20 - 0,50
Brasil	Goiás	Catalão	50 001 - 100 000	0,01 - 0,05
Brasil	Goiás	Amorinópolis	2 501 - 5 000	0,01 - 0,05
Brasil	Pará	Rio Cristalino	100 001 - 1 000 000	0,01 - 0,05
Brasil	Paraíba	Espinharas	5 001 - 10 000	0,05 - 0,10
Brasil	Minas Gerais	Poços de Caldas - Cercado	10 001 - 25 000	0,05 - 0,10
Brasil	Minas Gerais	Poços de Caldas- Agostino	2 501 - 5 000	0,05 - 0,10
Brasil	Minas Gerais	Serra das Gaivotas - Quadrilátero Ferrífero	5 001 - 10 000	0,01 - 0,05
Brasil	Paraná	Figueira	5 001 - 10 000	0,10 - 0,20
Brasil	Tocantins	Campos Belos	301 - 1 000	0,10 - 0,20

A IAEA não disponibilizou para o tório um banco de dados tão robusto quanto o do urânio: nele não há a indicação, por exemplo, dos nomes dos depósitos ou dos teores. Mas a Agência identifica que eles existem em 29 países e que tem concentrações muito variáveis: de 0,7 % a 35 % de ThO<sub>2</sub> (IAEA, 2020, p. 6; IAEA, 2019)

## 2.7. MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO DE URÂNIO

Antes da mineração e do beneficiamento de qualquer mineral, é necessário investigar e caracterizar áreas potenciais para o estabelecimento de uma mina e plantas concentradoras. Apenas após estas fases é que se inicia o comissionamento e, posteriormente, a exploração e a produção propriamente dita (COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 22-23).

A seleção de área ou análise regional é a fase inicial da investigação para estabelecimento de uma mineradora. Ela tem como objetivo elencar regiões candidatas aos diversos tipos de exploração mineral. É de importância fundamental, pois permite a redução de custos de logística no futuro, por exemplo. Envolve essencialmente trabalhos e levantamentos geológicos utilizando análises geoespaciais, aerofotografias, aeroespectrometria, coleta de amostras no solo e, quando se trata de mineração de material radioativo, levantamentos radiométricos (aéreos e no campo). Inicia-se com regiões extensas, na ordem de 100.000 km<sup>2</sup> (COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 22; IAEA, 1991, p. 17).

A fase seguinte de investigação é a prospecção que tem como objetivo refinar a seleção de áreas restringindo os locais de interesse e detectando anomalias minerais. Utiliza técnicas de amostragem e análise semelhantes a anterior, mas numa escala mais detalhada, e os refinamentos dados pelas sondagens. Assim, efetua-se a coleta de amostras em áreas cada vez menores eliminando, ao fim do estudo, de 80% a 90% dos locais da fase de análise regional (IAEA, 1991, p. 18).

Na sequência tem-se a fase de avaliação de jazidas onde seleciona-se, dentro da anomalia detectada na fase de prospecção, os depósitos minerais que são viáveis economicamente. Envolve a prospecção do solo, subsolo, rocha e seu detalhamento geoquímico; a elaboração programa de desenvolvimento da exploração; definição do tipo de mina a ser estabelecida; tecnologia de extração e de beneficiamento; e a avaliação do custo-benefício (IAEA, 1991, p. 19).

Finalmente, segue a fase de montagem da planta de exploração; das plantas de beneficiamento, de armazenamento e tratamento de resíduos; engenharia, tecnologia e instrumentação necessárias ao funcionamento; infraestrutura interna; cronograma de desenvolvimento e produção; comissionamento. Juntamente a esta última tem-se o licenciamento da exploração que visa, principalmente, a mitigação de potenciais impactos ocupacionais e ambientais: a avaliação das condições iniciais da região através de estudos

geológicos, hidrológicos, meteorológicos, arqueológicos, socioeconômicos, de fauna, flora; a previsão e planos de tratamento de resíduos/rejeitos; a previsão de descomissionamento das estruturas, plantas e do empreendimento; o plano de fechamento de mina; os planos de emergência e de proteção física; o plano de proteção ocupacional; o plano de monitoramento ambiental (IAEA, 1991, p. 43-44; CNEN, 2002; CNEN, 1989).

Finalmente, após a montagem da planta, segue o comissionamento que marca o início da produção. A partir daí existem três tipos principais circuitos de processamento: o convencional, onde ocorre moagem do minério, lixiviação em tanques e separação sólido-líquido; a lixiviação em pilha (*heap leach*) onde o minério é apenas britado e lixiviado em pilha; a lixiviação *in situ* (*in situ leach* – ISL) onde agente lixiviante é injetado diretamente no subsolo (IAEA, 2018, p. 17-18).

#### 2.7.1.1. Circuito convencional de produção

No circuito convencional (CC), a primeira etapa é o desmonte que, em geral, é realizado por escavação direta utilizando perfuratrizes e/ou por implosão. Os resíduos do desmonte são os estéreis – material removidos da mina e que por não apresentarem teores viáveis economicamente não são encaminhados às etapas de beneficiamento. Esta etapa envolve custos elevados em virtude dos insumos e equipamentos necessários (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 3; GOMIDE, COELHO, *et al.*, 2018, p. 106; IAEA, 2018).

Após o desmonte segue a etapa de cominuição que consiste na redução das dimensões da rocha contemplando a britagem, a moagem, o peneiramento e, muitas vezes, uma pré-concentração física (gravimétrica, elétrica, magnética), ou seja, separação com base na massa, densidade do mineral, propriedades elétricas ou magnéticas. Os resíduos desta etapa apresentam grandes volumes e são encaminhados para bacias de sedimentação que ocupam grandes áreas nas mineradoras ou usinas. (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 113-114; IAEA, 2018, p. 17-18).

Ao mineral moído é adicionada água para formação de uma polpa que é encaminhada para os tanques de lixiviação dentro dos quais é adicionado um agente lixiviante que pode ser uma base ou ácido. No caso da lixiviação ácida, o mais utilizado é o  $H_2SO_4$  cujo consumo típico varia de 25 kg a 200 kg por tonelada de polpa tratada (IAEA, 2018, p. 19).

Posteriormente, o licor de urânio, fase aquosa da lixiviação, é coletado, filtrado e purificado. Inicia-se então, a fase de extração por solvente (extração líquido-líquido), onde é inserido um solvente insolúvel no licor que dissolverá preferencialmente os compostos de urânio promovendo sua separação do restante da lixívia (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 159-160; IAEA, 2000, p. 31).

Finalmente, têm-se etapas de concentração, purificação e precipitação. Nesta última ocorre a formação de compostos sólidos de urânio que, após nova purificação e secagem, torna-se o concentrado de urânio – *yellow cake* (COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 36; IAEA, 2000, p. 30). Estas fases, juntamente com a lixiviação e a extração por solvente são denominadas de hidrometalurgia (HABASHI, 1993; IAEA, 2018, p. 15-19).

A Figura 2.17 apresenta o fluxograma da produção pelo CC com as etapas descritas acima (IAEA, 2000, p. 30).

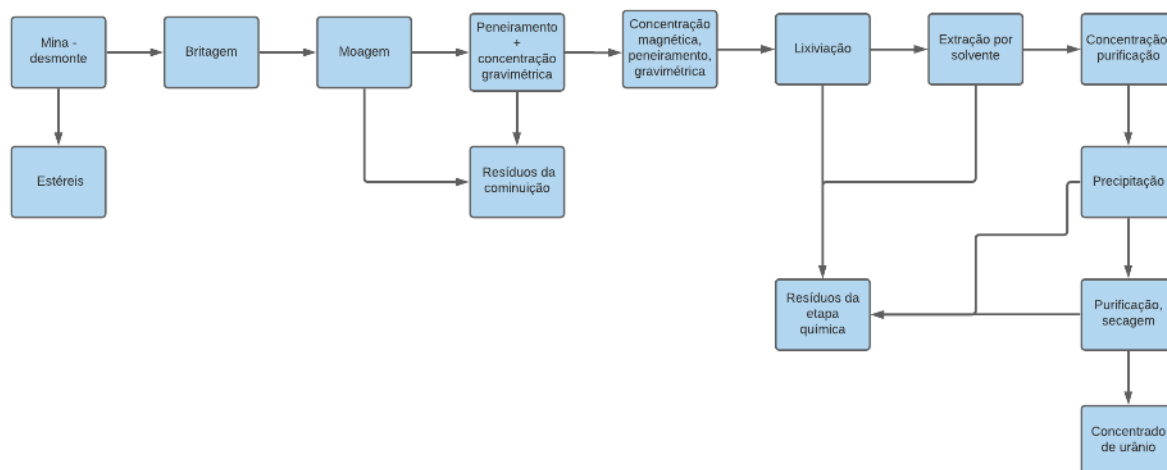


Figura 2.17. Fluxograma da produção de urânio – circuito convencional.

Os resíduos da etapa química da mineração de urânio precisam ser tratados e armazenados por apresentarem em sua composição produtos de decaimento do U-238, tais como o rádio-226 e o chumbo-210. Assim, é necessário a construção de depósitos ou de repositórios (CNEN, 1989, p. 10; CNEN, 2014, p. 4; IAEA, 2010).

Como exemplos de minas do circuito convencional citam-se: Cigar Lake, Canadá (CAMECO CORP, 2021); Husab, Namíbia (SWAKOP URANIUM (PTY) LTD, 2021); Olympic Dam, Austrália (BHP, 2021); Rössing, Namíbia (RÖSSING URANIUM LIMITED,



2021); Somair, Níger – que processa os maiores teores por esse método (ORANO, 2021) e o Projeto Santa Quitéria (Mina de Itatiaia) (REIS e LAURIA, 2014; REIS, 2012, p. 76).

#### 2.7.1.2. *Lixiviação em pilha*

A lixiviação em pilha (HP – *heap leach*) apresenta algumas diferenças em relação ao circuito convencional: a cominuição que não é tão rigorosa (a rocha fica com dimensões entre 10 mm e 25 mm); em geral, a etapa física envolve apenas o peneiramento; existe a formação de pilhas; a lixiviação ocorre nas pilhas e dura alguns dias (30 a 90 dias); em geral, não existe necessidade de separação sólido-líquido após a lixiviação. Já as demais etapas são semelhantes ao do circuito convencional (IAEA, 2018, p. 15 e 20-27).

Como exemplos de minas/usinas de HP citam-se: Somair, Níger – que processa os menores teores por esse método (ORANO, 2021) e Mina de Lagoa Real – Caetité, na Bahia (INB, 2021).

#### 2.7.1.3. *Lixiviação in situ*

Na lixiviação *in situ* (ISL – *in situ leach*), conforme mencionado, o agente lixiviante é injetado diretamente no subsolo e, posteriormente, o licor contendo o urânio é retirado por bombeamento. A partir daí as etapas subsequentes são semelhantes ao circuito convencional e à lixiviação em pilha (IAEA, 2018, p. 16-17).

Como exemplos de ISL citam-se: minas/usinas do Cazaquistão (NAC KAZATOMPROM, 2021) e a Planta *Four Mile* da Austrália (DEM, 2021).

## 2.8. MINERAÇÃO E BENEFICIAMENTO DE NORM

Conforme mencionado na Seção 2.1, existem alguns elementos que podem mineralizar juntamente ao urânio e ao tório dando origem ao NORM. Outra possibilidade é que durante o processamento ocorra concentração de radionuclídeos das famílias do U ou do Th em algum

produto, subproduto, resíduo ou rejeito – o que também dá origem ao NORM<sup>13</sup> (REIS, 2016, p. 73; TSURIKOVA e KOPERSKIB, 2002).

#### *2.8.1.1. Principais diferenças entre a mineração de urânio e a mineração de NORM*

As etapas iniciais da mineração do NORM são semelhantes às da mineração de urânio: seleção de áreas ou análise regional; prospecção; avaliação de jazidas e montagem das plantas (COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 22-23; IAEA, 1991, p. 17-19 e 43-44). A partir da próxima fase – o licenciamento – as diferenças entre o NORM e o urânio tornam-se mais claras.

Inicialmente, no caso do Brasil tem-se a classificação: uma mina ou usina de U é classificada como instalação nuclear (IN); uma mina ou usina NORM é classificada como instalação mínero-industrial (IMI). Isto implica que o nível de exigências com relação à segurança, meio ambiente e proteção radiológica sejam mais intensos na IN do que na IMI (LAURIA, BORGES e VILLEGAS, 2016; MAGALHAES, 2016; CNEN, 2021).

Nas próximas etapas, ou seja, às que estão relacionadas a produção, as diferenças ficam cada vez mais acentuadas. Isto decorre, principalmente, da finalidade das IN que é aumentar concentração de U em seus produtos e concentrados. Isto aumenta também o risco potencial às pessoas e ao meio ambiente. Consequentemente, as exigências relacionadas à segurança e proteção radiológica são maiores para as instalações nucleares (CNEN, 2021; CNEN, 1989; CNEN, 2002; CNEN, 2016).

Deve ser acrescentado que mesmo entre as IMI existem diferenças em relação ao seu risco potencial, já que este depende do nível de concentração de urânio e tório (e seus produtos de decaimento) em seus concentrados, produtos, resíduos e rejeitos. Assim, pode-se afirmar que o nível de exigência depende da concentração de atividade dos materiais que implica na

---

<sup>13</sup>Alguns autores preferem classificar como NORM o material antes de qualquer processamento e após este de TENORM (*technologically enhanced naturally occurring radioactive material*) (IAEA, 2002, p. 3-9).

categoria na qual a instalação mínero-industrial foi classificada<sup>14</sup> (CNEN, 2016, p. 3-4; LAURIA, BORGES e VILLEGAS, 2016, p. 154).

### *2.8.1.2. Beneficiamento da columbita/tantalita para a produção de ferro-ligas de nióbio e tântalo*

Como o objetivo deste estudo é a avaliação de técnicas de processamento mineral para recuperação de óxido de urânio e óxido de tório em escórias de ferro-ligas de nióbio e tântalo, nesta seção estão descritas as etapas de produção de uma instalação que resulta neste resíduo industrial. Inicialmente, segue uma breve contextualização.

A empresa que forneceu as amostras localiza-se no estado do Amazonas a 325 quilômetros ao norte de Manaus – vide Figura 2.18. É a maior produtora de estanho do Brasil e destaca-se ainda na produção de ferro-ligas de nióbio e tântalo (MINSUR, 2016, p. 11). O acesso a ela se dá por via terrestre, inicialmente, por meio da BR 174. O restante do trajeto é realizado por uma estrada vicinal (PIRES, 2010, p. 19-20; FERRON, 2006, p. 17; SIMBIOX, 2021).

O empreendimento localiza-se nas imediações do Granito Madeira que possui 60 km<sup>2</sup> de área (PIRES, 2013, p. 170). Esta região está sobre Escudo das Guianas e foi formada por intenso vulcanismo o que acarretou a mineralização de urânio, tório, nióbio, tântalo, estanho, ítrio, alumínio e elementos de terras raras numa mesma matriz granítica (COSTI, BORGES e DALL'AGNOLL, 2005, p. 412; MOURA, 2017, p. 21).

A descoberta das jazidas se deu em 1978 durante a execução do Projeto Sulfetos do Uatumã – desenvolvido pela Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais (CPRM). No período 1978-1982 uma empresa particular adquiriu os direitos minerários e realizou as pesquisas geológicas na região (avaliação de jazidas). Em 1983, iniciou-se a exploração de cassiterita aluvionar. Na sequência, ela montou uma estrutura urbana, que consta com uma vila residencial e uma hidrelétrica, para atender às suas necessidades (PIRES, 2010, p. 20-21; FERRON, 2006, p. 17).

---

<sup>14</sup> De acordo com CNEN, são três categorias tomadas a partir da concentração de atividade total dos radionuclídeos das séries naturais do urânio e/ou tório (CA) nos produtos, concentrados, resíduos, rejeitos e insumos, por exemplo. Categoria I:  $CA > 500 \text{ Bq.g}^{-1}$ . Categoria II:  $100 \text{ Bq.g}^{-1} \leq CA \leq 500 \text{ Bq.g}^{-1}$ . Categoria III:  $10 \text{ Bq.g}^{-1} \leq CA < 100 \text{ Bq.g}^{-1}$  (CNEN, 2016, p. 3).

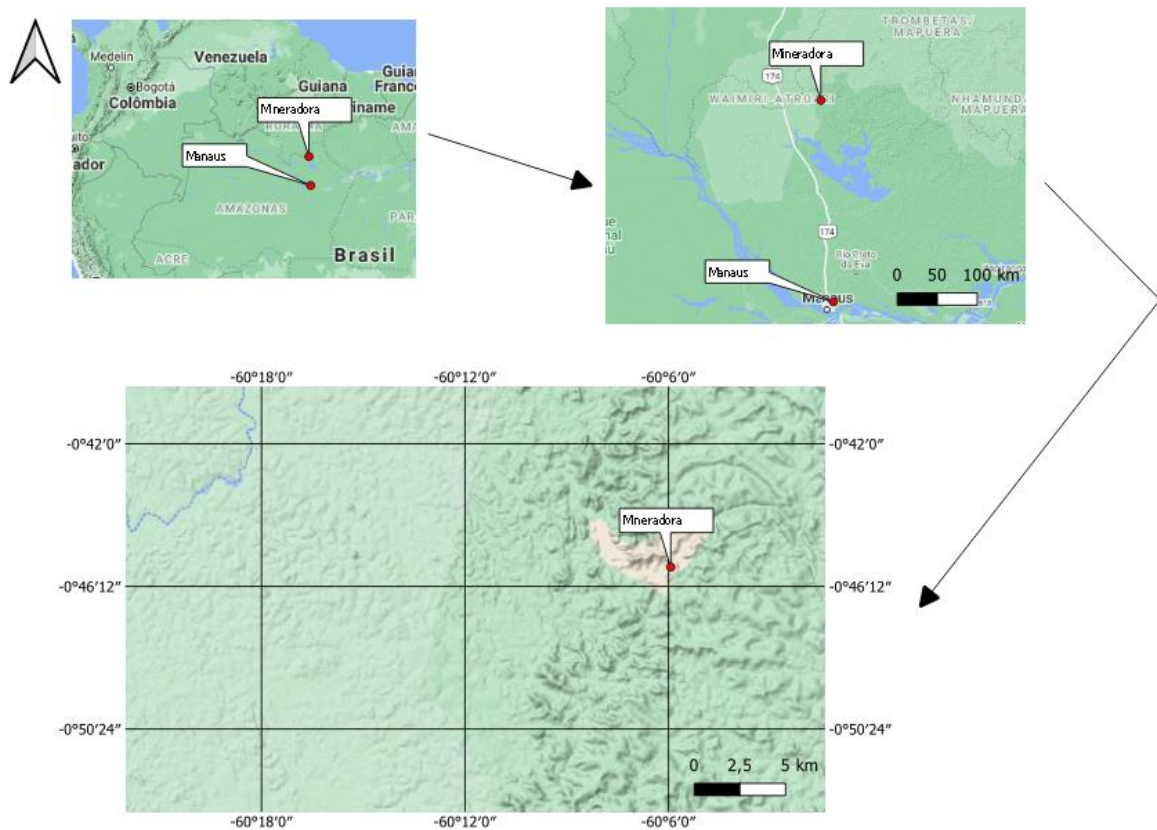


Figura 2.18. Localização da mineradora.

Nos anos 2000-2010 a lavra aluvionar foi sendo substituída gradualmente pela lavra na rocha sã – situada no Granito Madeira. Com isto, abriu-se a possibilidade de exploração de outros recursos minerais (columbita-tantalita; ETR; zirconita; pirocloro; criolita). Deste modo, iniciou-se, em 2003, a mineração e beneficiamento também da columbita para a produção de ferro-ligas de nióbio e de tântalo. A cassiterita ainda é extraída e é encaminhada para Pirapora do Bom Jesus em São Paulo para produção de estanho (SIMBIOX, 2021; PIRES, 2010, p. 21; PIRES, 2013, p. 170).

A Tabela 2.5 apresenta a concentração em partes por milhão (ppm) de U e Th e a respectiva concentração atividade<sup>15</sup> do Granito Madeira – local de onde é extraída a rocha para a produção tanto da cassiterita quanto da columbita/tantalita. Assim, considerando o nível de isenção da IAEA e da CNEN, o material pode ser classificado como NORM (PIRES, 2010, p. 157-159; CNEN, 2011, p. 8; IAEA, 2014, p. 121).

<sup>15</sup> No Apêndice IX segue a dedução da equação para obtenção da concentração de atividade e a incerteza associada.

Tabela 2.5. Concentração de U e Th no Granito Madeira (PIRES, 2010, p. 157-159).

Elemento	Concentração média no granito (ppm)	Concentração de atividade (Bq.g <sup>-1</sup> )
Th	691 ± 813	28 ± 33
U	322 ± 154	58 ± 28

A rocha é extraída do Granito Madeira através de desmonte por explosivos. Na sequência, vem as etapas de cominuição (britagem e moagem) e concentração gravimétrica: o minério moído passa por peneiras, posteriormente por espirais separadoras, filtragem e secagem. O concentrado segue para uma etapa de flotação e o resíduo para bacias de sedimentação (RIO, 1999, p. 86; MOURA e PEREIRA, 2018, p. 576).

A flotação consiste na separação de minerais presentes numa polpa. Para tanto são inseridas bolhas de ar na mistura e ocorre adesão de alguns materiais. Assim, a parte de interesse é encaminhada para filtragem, secagem, separação elétrica e magnética onde é obtida a columbita/tantalita – que apresenta em sua composição típica: 20-60 % de Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 20-50 % de Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,5-3% de TiO<sub>2</sub>; 10-20 de Fe; 1,0-2,6 de Mn; 0,5-2,0 SnO<sub>2</sub>; 5-10 de SiO<sub>2</sub> (GUPTA, 2003, p. 68). O resíduo também é encaminhado para bacias de sedimentação (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 411; MOURA e PEREIRA, 2018, p. 576).

A columbita/tantalita segue, na sequência, para a etapa de pirometalurgia. Assim, são adicionados insumos, tais como barita, carvão, alumínio e ferro sendo tudo direcionado a fornos de redução e aluminotermia. Este beneficiamento resulta nos produtos de interesse que são as ferro-ligas de nióbio e tântalo e num resíduo que é a escória (MOURA e PEREIRA, 2018, p. 576; RIO, 1999; CARVALHO, 2016).

As etapas descritas acima estão resumidas no fluxograma da disponível na Figura 2.19.

As ferro-ligas são destinadas a clientes no Brasil e no exterior (SIMBIOX, 2021). Já a escória é depositada em numa trincheira construída nas dependências da empresa. O local foi projetado para ser um depósito inicial de material radioativo e licenciado como tal perante a CNEN.

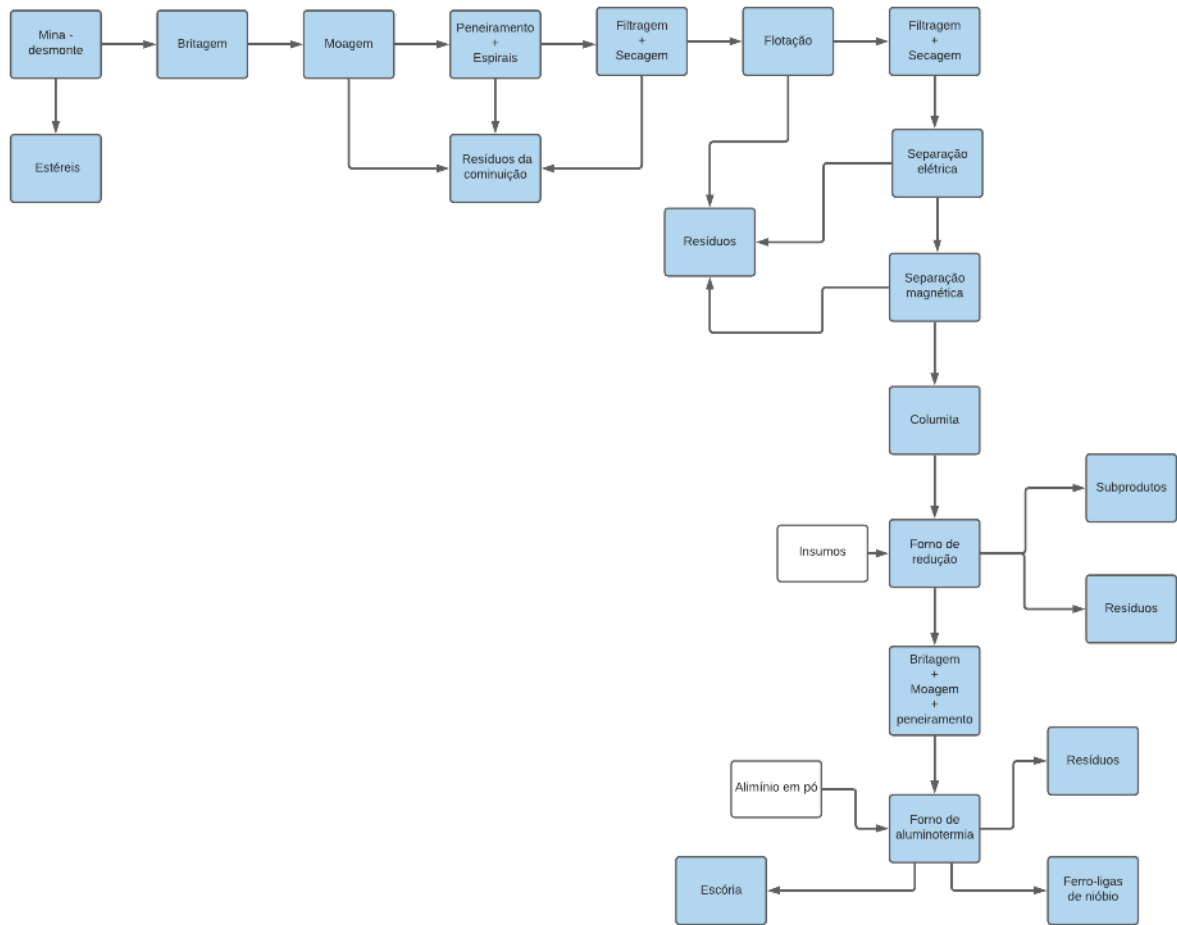


Figura 2.19. Fluxograma da produção de ferro ligas (MOURA e PEREIRA, 2018, p. 576).

Conforme a Figura 2.20, é composto de duas células de armazenamento: Trincheira 1 com capacidade para 28 mil metros cúbicos e Trincheira 2 com 52 mil metros cúbicos – ambas construídas escavando o solo a uma profundidade de 6 metros (GUIMARAES, 2010; FLÓREZ, 2015). Atualmente estão armazenadas no local cerca de 80 mil toneladas de escória (SAP AG, 2021).

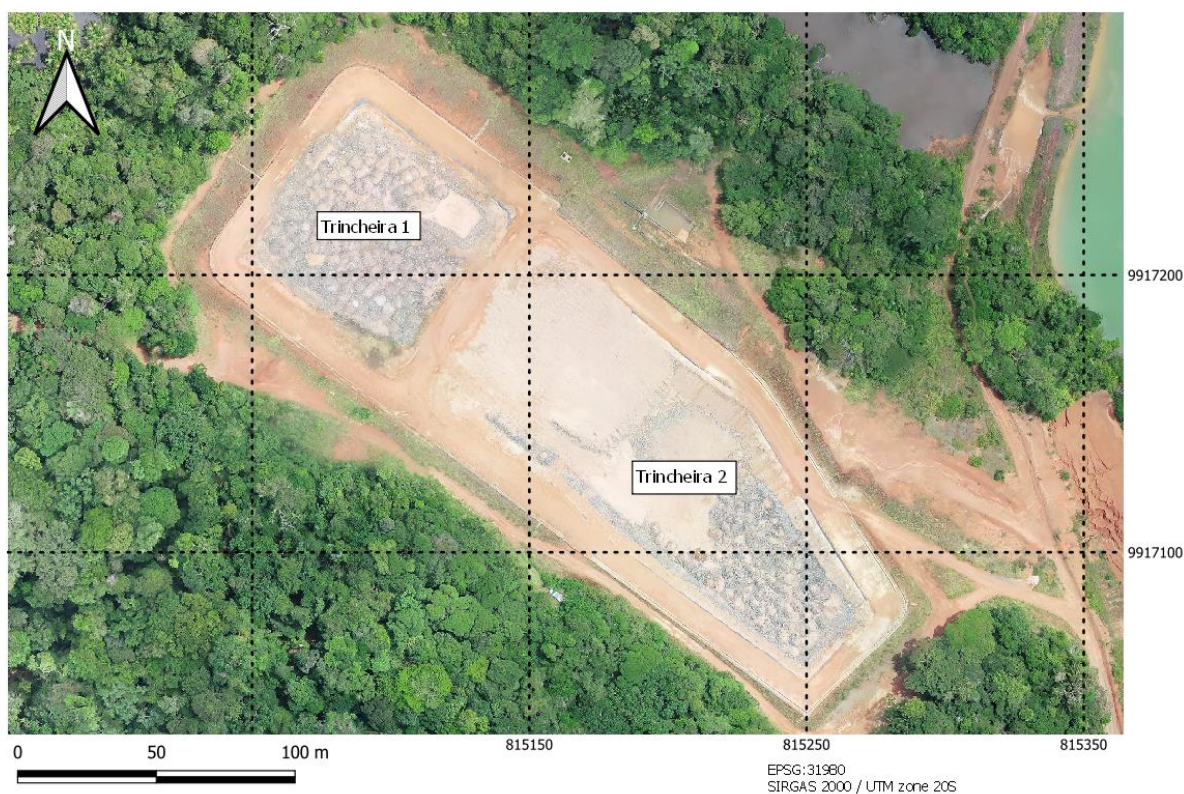


Figura 2.20. Trincheira para deposição da escória.

## 2.9. PROJETO SANTA QUITÉRIA: UM CASO SINGULAR

O Projeto Santa Quitéria é um consórcio estabelecido entre a INB e a Galvani - Fosnor Fertilizantes Fosfatados do Norte-Nordeste S. A., conforme mencionado na Seção 1.1.1, que terá como objetivo produzir fertilizantes e concentrado de urânio. Encontra-se na fase de desenvolvimento (ALBUQUERQUE, 2010, p. 2-5 e 6-11; WNA, 2020; INB, 2020; REIS, 2012, p. 71).

Na Figura 2.21 apresenta-se simplificada fluxograma do Projeto Santa Quitéria. Inicialmente ocorrerá o desmonte da rocha fosfática que contém urânio e minerais fosfatados. O teor de  $U_3O_8$  é estimado em 0,1 % (ALBUQUERQUE, 2010, p. 6; DNPM, 2009, p. 74).

Posteriormente, seguirá a etapa de cominuição: britagem e moagem da rocha. Na sequência, o material irá para uma etapa de flotação que resultará num concentrado de rocha fosfática (JUNIOR, AQUINO e LUZ, 1987, p. 199-201). Este segue para a etapa de lixiviação. Assim, o concentrado de rocha fosfática será diluído em água e será acrescentado o

ácido sulfúrico na mistura para a lixiviação em tanques resultando no fosfogesso e no ácido fosfórico com urânio (REIS e LAURIA, 2014).

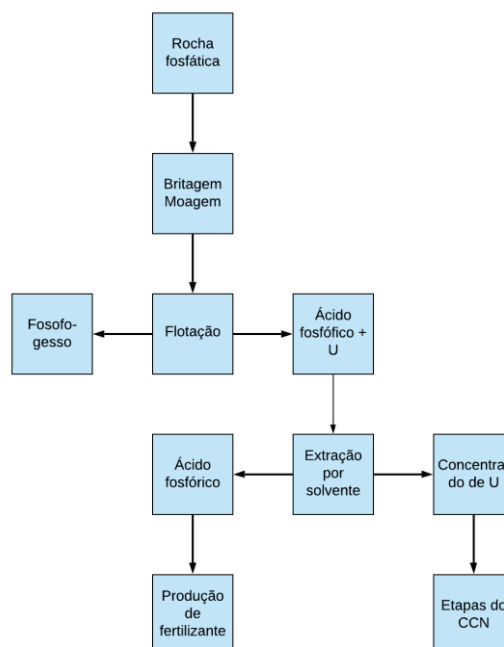


Figura 2.21. Fluxograma de produção de ácido fosfórico. Adaptado de (REIS e LAURIA, 2014; REIS, 2012, p. 76).

A etapa seguinte será a extração por solvente, ou seja, a separação do ácido fosfórico – destinado para fabricação de fertilizantes – do urânio – que, após a hidrometalurgia (vide Figura 2.17), segue para as demais fases do Ciclo do Combustível (REIS, 2012, p. 71).

Na Tabela 2.6, tem-se a concentração de atividade da rocha fosfática, do fosfogesso e do ácido fosfórico com urânio obtidos a partir do processamento realizado numa planta piloto de amostras de Santa Quitéria (FUKUMA, FERNANDES e QUINELATO, 2002, p. 4).

Tabela 2.6. Concentração de atividade de alguns dos materiais de Santa Quitéria (FUKUMA, FERNANDES e QUINELATO, 2002, p. 4).

Material	Concentração de atividade (Bq.g <sup>-1</sup> )
Rocha fosfática	87,1
Fosfogesso	26,2
Ácido fosfórico com U	55,1



Assim, afirmativa realizada no título – Projeto Santa Quitéria: um caso singular – se deve a alguns fatores:

- i) A instalação a ser implementada será ao mesmo tempo uma IMI, de acordo com a concentração de atividade – Tabela 2.6, de responsabilidade da Galvani; e uma IN, de responsabilidade da INB;
- ii) O empreendimento trará desafios inéditos no Brasil de legislação, operação e licenciamento para as duas empresas diferentes, sendo uma pública e a outra privada (REIS, 2012, p. 78-80; CNEN, 2016; CNEN, 1989);
- iii) Trata-se de uma iniciativa pioneira no país de reciclagem de resíduos e/ou rejeitos radioativos numa escala industrial para fornecimento de insumos ao Ciclo do Combustível Nuclear (MME, 2020).

## **2.10. CUSTOS COM ÁCIDO SULFÚRICO E COM DESTINAÇÃO DA ESCÓRIA**

### **2.10.1. Custos com ácido sulfúrico**

Os custos relacionados às fases anteriores ao comissionamento são semelhantes para os diversos tipos de mineradora ou usina de beneficiamento e estão ligados ao tipo de análises exploratórias necessárias, ao local onde vai ocorrer a exploração, às exigências legais do país e ao tipo de mineral que será extraído. Já os custos das fases de licenciamento, comissionamento, produção, descomissionamento e retirada de operação são significativamente diferentes para cada tipo de instalação. Eles dependem, além do que já foi citado: do tipo mina/usina estabelecida (subterrânea, terrestre, ISL, CC, HL), dos processos envolvidos na extração (desmonte por explosão, aluvião); das etapas de beneficiamento e dos equipamentos necessários (britagem, moagem, peneiramento, etapas físicas, etapas químicas); dos insumos necessários ao beneficiamento (produtos químicos, por exemplo); do tipo de gestão de resíduos e rejeitos realizada (barragens, depósitos); do nível de segurança necessários à mitigação de impactos ambientais reais e potenciais; das dificuldades operacionais (rocha granítica; rocha sedimentar; material radioativo de ocorrência natural, por exemplo); da disponibilidade energética e de infraestrutura pré-existentes; da demanda futura do produto

gerado (WNA, 2020; VERGNE, 2008, p. 73-81; COCHRAN, TSOULFANIDIS e MILLER, 1999, p. 255-270; IAEA, 1991, p. 17-18 e 79-80).

Assim, a estimativa de custos como um todo, apesar de ser essencial ao um dado empreendimento, é cercada de muitas incertezas e envolve a aplicação de modelos matemáticos complexos (KIM, KO, *et al.*, 2017; HANSEN e MOWEN, 2006, p. 23-31; KIM, KO e LEE, 2013; IAEA, 1996).

Apesar disso, é possível realizar parametrizações para comparar o custo de uma etapa ou de um insumo específico. No caso deste estudo, por tratar-se de processamento de um resíduo para avaliação de técnicas de beneficiamento, é possível, por exemplo, a comparação entre o custo do ácido sulfúrico necessário para lixiviar a escória e para lixiviar rocha (HANSEN e MOWEN, 2006, p. 223-224; GREENE, 2003; SREEKRISHNAN e TYAGI, 1996). A escolha deste insumo em específico se justifica devido à alta demanda dele em circuitos de lixiviação (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981; GUPTA e MUKHERJEE, 1990, p. 40).

Para tanto seja a Equação 2.17. Ela relaciona o custo,  $C$ , do ácido sulfúrico, seu consumo,  $c$ , e seu preço,  $p$  (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 827):

$$C = c \cdot p \quad \text{Equação 2.17}$$

Com a informação de consumo,  $c$ , de uma mina/usina típica do circuito convencional de produção de 25 - 200  $kg_{H_2SO_4} \cdot t^{-1}$  de polpa tratada (IAEA, 2018, p. 19) e com o preço,  $p$ , entre USD 135,30 a USD 209,53 por tonelada de ácido sulfúrico (LBS, 2021), da Equação 2.17 tem-se:

$$USD 3,38 t^{-1} \leq C \leq USD 41,91 t^{-1} \quad \text{Equação 2.18}$$

A Equação 2.18 representa a faixa de custo,  $C$ , com ácido sulfúrico de uma mina/usina típica do circuito convencional que use  $H_2SO_4$  como agente lixiviante. É importante acrescentar que a faixa acima não leva em conta mão de obra, equipamentos, transporte, segurança,

manutenções ou quaisquer outros tipos de custo que não seja essencialmente a compra/uso do insumo por tonelada de material lixiviado.

### **2.10.2. Custos com a destinação da escória – destinação do NORM**

De acordo com a norma CNEN-NN 8.01 – Gerência de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação (CNEN 8.01), os rejeitos provenientes de mineradoras ou usinas de beneficiamento que contenham radionuclídeos das séries do urânio e do tório acima dos limites de dispensa<sup>16</sup>, ou seja, os rejeitos NORM, estão na Classe 2.3: Rejeitos contendo Radionuclídeos Naturais (RBMN-RN) (CNEN, 2014, p. 3).

Mas, na própria CNEN 8.01 existe a afirmação que ela não se aplica a gerência de rejeitos a granel da Classe 2.3 – Art. 2º §2º. Assim, o material que esteja em bacias, por exemplo, não faz parte do escopo por essa norma. Isto é reforçado também pela Norma CNEN-NN 8.02 Licenciamento de Depósitos de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação (CNEN 8.02) no Art. 2º §5º (CNEN, 2014, p. 1; CNEN, 2014, p. 1).

Apesar disso, a Norma CNEN-NN 4.01 Requisitos de Segurança e Proteção Radiológica em Instalações Mínero-Industriais, norma específica para as IMI, exige no item 3.9 (Plano de Gerência de Escórias, Resíduos e Rejeitos Radioativos) que as empresas apresentem a descrição dos projetos, estruturas e outros de armazenamento de minérios, minerais, rochas, sucatas, escórias, estéreis, resíduos. Ou seja, é necessário que as IMI tenham o plano de gerência de resíduos/rejeitos e que existam locais para tal nos empreendimentos (CNEN, 2016, p. 12).

Parte desse impasse em relação à destinação do rejeito NORM deve-se ao significado atribuído a resíduos e a rejeitos (vide nota de rodapé número 1). Uma mineradora ou usina de beneficiamento sempre deixa em aberto a possibilidade de recuperação metalúrgica de um dado mineral ou elemento que se encontre numa bacia, pilha ou depósito. Basta que exista tecnologia e interesse econômico para tal (GOMIDE, COELHO, *et al.*, 2018, p. 197). Diante dessa perspectiva, um rejeito para uma IMI seria, por exemplo, uma embalagem ou um equipamento de proteção individual contaminado com minério que este tenha em sua composição radionuclídeos acima do limite de dispensa. Já a escória poderia ser reaproveitada – desde que

---

<sup>16</sup> Vide Anexo IV.

exista tecnologia, interesse econômico, atenda aos princípios de proteção radiológica e seja autorizado pela CNEN (CNEN, 2014; CNEN, 2011).

Deste modo, supondo que o destino que uma instalação mínero-industrial dê a escória seja sua classificação como RBMN-RN (rejeito NORM), são apresentados dois cenários: construir um depósito de material radioativo ou transferi-la para a CNEN.

O planejamento, construção e licenciamento de um depósito envolve custos elevados. Como exemplo, cita-se o do Repositório Nacional de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação que foi estimado em R\$ 120 milhões (GOUVEIA, 2019) ou USD 21 milhões (BACEN, 2022). Mas deve ser acrescentado aqui que ele não se destina a receber material de IMI, mas sim rejeitos de baixo e médio nível de radiação do Reator Multipropósito Brasileiro (RMB) e da futura Usina Nuclear de Angra 3 (GOUVEIA, 2019). Além disso, seu volume disponível para armazenamento é limitado enquanto o volume de resíduos/rejeitos de uma instalação mínero-industrial geralmente é muito extenso e aumenta com a produção.

Na Tabela 2.7 apresenta-se o custo de planejamento, construção e licenciamento de repositórios de baixo e médio níveis de radiação em alguns países. Existe ainda uma compensação financeira às comunidades afetadas pelos depósitos, mas estes valores não foram contemplados. No caso do Brasil, por exemplo, estes valores dependem do tipo de instalação a ser construída, das características do rejeito, do tempo de armazenamento, da população do município, da concentração de atividade do rejeito entre outras (CNEN, 2003, p. 9-10; CNEN, 2010, p. 19-27).

Tabela 2.7. Custo de planejamento, construção e licenciamento de alguns repositórios (NEA-OCDE, 1999, p. 51-53; ANDRA, 2021; JNFL, 2021; BGE, 2021; SFOE, 2021).

País	Tipo de repositório	Início da operação	Volume útil (m <sup>3</sup> )	Custo (10 <sup>6</sup> USD)
França	Subsuperfície	1992	1 000.000	391,6
Japão	Subsuperfície	1992	80.000	673,8
Espanha	Subsuperfície	1993	100.000	126,6
Alemanha	Depósito geológico	2003	650.000	1836
Suíça	Depósito geológico	Pós 2030*	200.000	955,7

\*Em fase de planejamento (SFOE, 2021)

A outra opção, ou seja, a transferência para a CNEN, depende da disponibilidade de espaço nos repositórios da Comissão. Assim, supondo que exista tal disponibilidade a relação

entre a taxa,  $t = \text{R\$ } 5.000,00$  por metro cúbico (CNEN, 1999, p. 6; CNEN, 2015, p. 10), cobrada por volume,  $V$ , do rejeito,

$$V = \frac{m}{\rho} \quad \text{Equação 2.19}$$

$$C = \text{taxa} \times \text{volume} \rightarrow C = 5000 \frac{m}{\rho} \quad \text{Equação 2.20}$$

onde o  $V$  foi explicitado em termos da massa,  $m$ , e da densidade,  $\rho$ .

A estimativa acima também não leva em consideração a compensação financeira para as comunidades (CNEN, 2003, p. 9-10; CNEN, 2010, p. 19-27).

### 3. MATERIAIS E MÉTODOS

Na Figura 3.1 seguem, de forma resumida, as etapas da metodologia que foram utilizadas neste estudo: amostragem, cominuição (britagem e moagem), determinação da densidade da escória, caracterização física (separações granulométrica, gravimétrica, elétrica e magnética) e lixiviação.

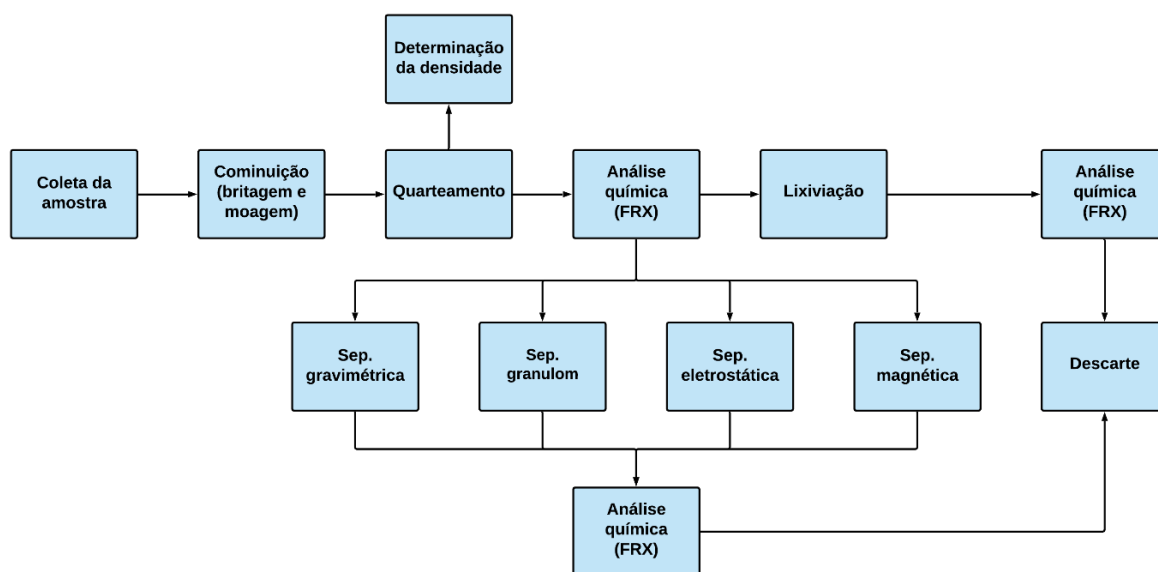


Figura 3.1. Fluxograma geral da recuperação de urânio e tório da escória.

#### 3.1. COLETA E MONTAGEM DA AMOSTRA

Conforme relatado na Seção 2.8.1.2, a escória estudada é proveniente de um depósito inicial pertencente uma instalação mínero-industrial que processa columbita/tantalita para a produção de ferro-ligas de nióbio e de tântalo. Nele existem cerca de 80 mil toneladas de escórias. Não há controle cronológico da deposição e a única informação disponível são os teores de óxidos de nióbio, de tântalo, de ferro, de estanho, de alumínio, de silício, de urânio e de tório (SAP AG, 2021).

A amostragem foi aleatória, ou seja, devido ao pouco conhecimento disponível foram adicionados incrementos fortuitos de 25 pontos do depósito, conforme a Figura 3.2, distantes entre 15 e 20 metros um do outro numa área total de cerca de 5000 m<sup>2</sup> da Trincheira 1 (vide

Figura 2.20). Foi informado que as últimas deposições nesta célula foram realizadas no segundo semestre de 2016, mas continuam a ser realizadas na Trincheira 2 (SAP AG, 2021).

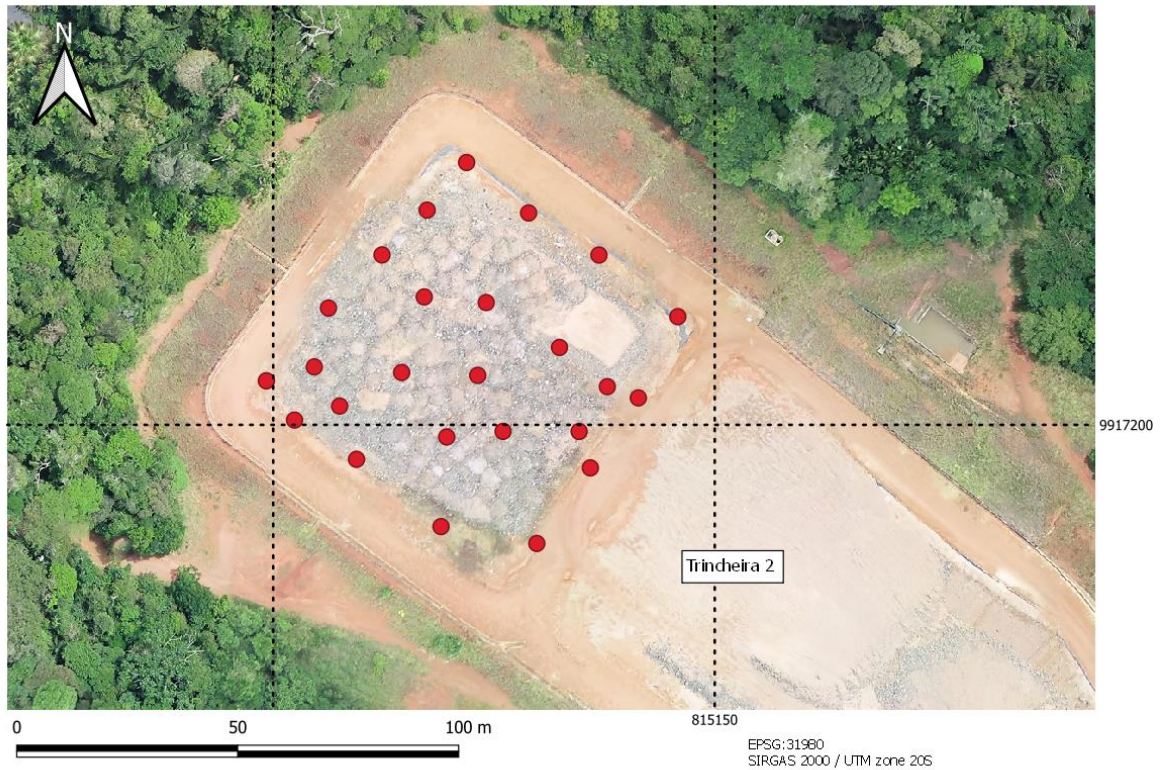


Figura 3.2. Pontos de coleta da amostra (em vermelho).

O aspecto da escória no solo está disponível na Figura 3.3, ou seja, após chegar à superfície ela foi depositada formando pequenas pilhas com no máximo 2 metros de altura. Assim, devido a impossibilidade de realização de sondagens no local, foram coletados pedaços de do resíduo/rejeito nestas pilhas, semelhantes ao disponibilizado na Figura 3.4.



Figura 3.3. Aspecto das pilhas de escória no depósito.



Figura 3.4. Pedacos de escória coletadas nas pilhas para a formação da amostra.

### 3.1.1. Britagem e moagem

A primeira etapa de preparação das amostras foi a cominuição, ou seja, a redução de sua granulometria para utilização dos separadores e para a análise química. Os equipamentos utilizados nesta etapa estão disponíveis na Tabela 3.1.

Tabela 3.1. Especificações dos equipamentos utilizados nos processos de britagem e moagem da escória.

<b>Equipamento</b>	<b>Marca/modelo</b>
Britador	ABM 110/AMEF
Britador	ABM 220/AMEF
Moinho	SEPOR 15 x 21 Batch Ball Mill

Inicialmente, a escória coletada foi encaminhada para o Laboratório de Processos da empresa onde foi britada até 25 mm com a utilização de dois britadores de mandíbula mostrados na Figura 3.5 (ABM 110/AMEF e ABM 220/AMEF). Na sequência, o material resultante foi homogeneizado.



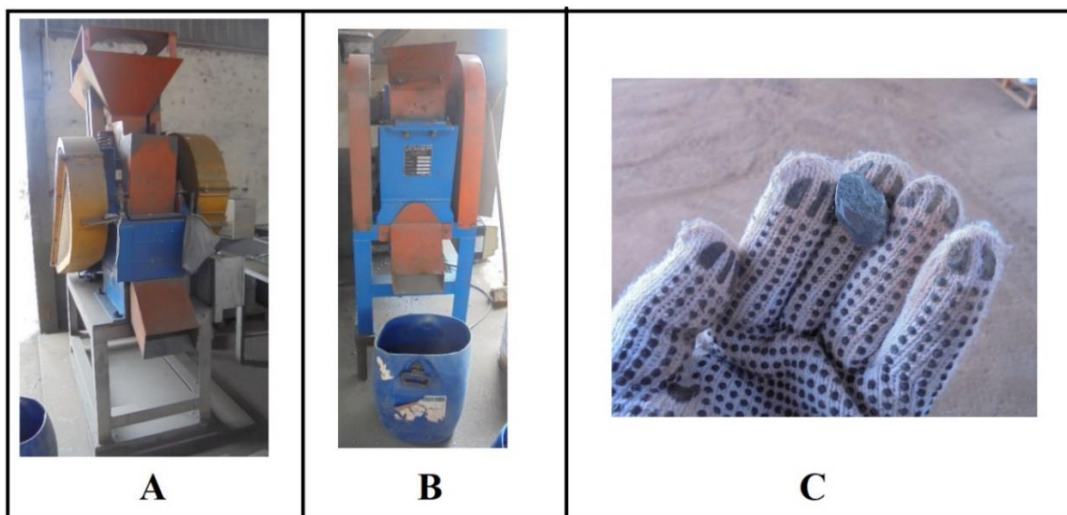


Figura 3.5. Britadores utilizados: em A, ABM 110/AMEF; em B, ABM 220/AMEF. Em C, o aspecto da escória após a etapa de britagem.

Posteriormente, a amostra foi encaminhada para o moinho de bolas (SEPOR 15 x 21 Batch Ball Mill), que pode ser visualizado na Figura 3.6, para moagem a 100% menor que 10 mm, ou seja, para que todas as partículas fiquem com dimensões inferiores a 10 mm.



Figura 3.6. Moinho utilizado. Em A, aspecto geral do moinho de bolas. Em B, detalhe do moinho.

#### 3.1.1.1. Amostra cabeça

Após os processos de cominuição a amostra foi quarteada. Uma das alíquotas foi enviada diretamente para análise dos óxidos por FRX – trata-se da amostra cabeça. As demais alíquotas destinaram-se a realização dos ensaios, conforme as seções subsequentes.

Por meio da amostra cabeça foi determinada a massa de óxido de urânio,  $m_{U_3O_8}$ , e de óxido de tório,  $m_{ThO_2}$ , presentes no depósito. Para tanto, foi utilizada a Equação 3.1:

$$\begin{aligned} m_{U_3O_8} &= M_{escória} \cdot t_{U_3O_8} \\ m_{ThO_2} &= M_{escória} \cdot t_{ThO_2} \end{aligned} \quad \text{Equação 3.1}$$

onde  $t_{U_3O_8}$  e  $t_{ThO_2}$  são os teores de óxido de urânio e óxido de tório determinados por FRX e  $M_{escória}$  é a massa total de escória, ou seja, 80 mil toneladas (SAP AG, 2021).

A incerteza da Equação 3.1 foi determinada por propagação de erros e é dada por (para maiores detalhes vide o Apêndice III, Seção0):

$$\begin{aligned} \sigma m_{U_3O_8} &= \left( M_{escória}^2 \cdot \sigma t_{U_3O_8}^2 \right)^{\frac{1}{2}} \\ \sigma m_{ThO_2} &= \left( M_{escória}^2 \cdot \sigma t_{ThO_2}^2 \right)^{\frac{1}{2}} \end{aligned} \quad \text{Equação 3.2}$$

### 3.2. DETERMINAÇÃO DA DENSIDADE DA ESCÓRIA

A determinação da densidade da escória foi realizada pelo Método do Picnômetro no Laboratório de Processos da empresa. O equipamento consiste num balão de vidro graduado fechado com uma rolha através da qual passa um canal capilar, conforme a Figura 3.7 (SAMPAIO e SILVA, 2006, p. 39).

Os equipamentos utilizados neste ensaio estão na Tabela 3.2.

O procedimento realizado segue abaixo:

i) A massa,  $m$ , foi determinada utilizando-se a balança. Para a média e o respectivo desvio padrão, repetiu-se esta etapa 10 vezes e utilizou-se a Equação 3.3 e a Equação 3.4:

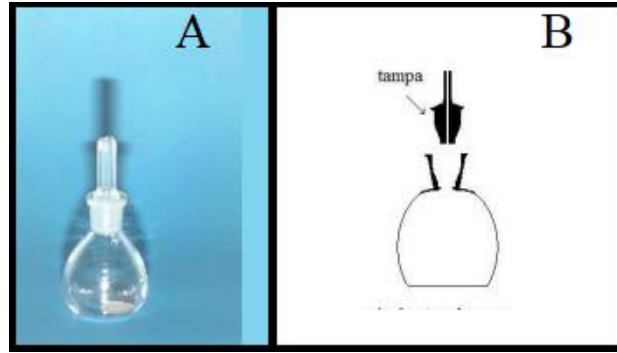


Figura 3.7. Picnômetro (SAMPAIO e SILVA, 2006, p. 39-40).

Tabela 3.2. Especificações dos equipamentos para determinação da densidade relativa da escória.

<b>Equipamento</b>	<b>Marca/modelo</b>
Balança de precisão	UA-420/Urano
Picnômetro	Phox
Estufa	Q317M/Quimis

$$\bar{m} = \frac{\sum_i^n m_i}{n} \quad \text{Equação 3.3}$$

$$\sigma_m = \sqrt{\frac{\sum_i^n (m_i - \bar{m})^2}{n - 1}} \quad \text{Equação 3.4}$$

Onde  $m_i$  é o valor de cada massa e  $n$  é o total de medidas realizadas;

- ii) O volume do picnômetro foi preenchido com água;
- iii) As massas do volume de água e do picnômetro foram medidos juntamente. Para média e desvio padrão foram usadas a Equação 3.3 e a Equação 3.4;
- iv) As etapas i, ii e iii foram repetidas, mas agora com a polpa (mistura de água e escória) no lugar da água. Para média e desvio padrão foram usadas a Equação 3.3 e a Equação 3.4;
- v) Foi utilizada a Equação 2.2 para a obtenção da densidade. Para tanto, observou-se as alterações descritas nas Equação 3.5 e pela Equação 3.6, ou seja,

$$m_{\text{substância}} = m_{\text{escória}} \quad \text{Equação 3.5}$$

$$m_{H_2O} = m_{\text{escória}} + m_{\text{picnômetro}+H_2O} - m_{\text{picnômetro}+polpa} \quad \text{Equação 3.6}$$

Assim,

$$\rho_{\text{escória}} = \frac{m_{\text{escória}}}{m_{\text{escória}} + m_{\text{picnômetro}+H_2O} - m_{\text{picnômetro}+polpa}} \quad \text{Equação 3.7}$$

onde:  $\rho_{\text{escória}}$  e  $m_{\text{escória}}$  são, respectivamente, a densidade e a massa da escória;  $m_{\text{picnômetro}+H_2O}$  é a soma da massa do picnômetro e da água, conforme iii;  $m_{\text{picnômetro}+polpa}$  é a soma da massa da escória, com a água e o picnômetro, conforme iv. As alterações realizadas no denominador são para utilização da massa de água, conforme a Equação 2.2;

vi) As etapas foram realizadas em temperaturas iguais;

vii) A incerteza da Equação 3.7 foi obtida por meio de propagação de erro e é dada pela Equação 3.8 (para maiores detalhes vide o Apêndice III, Seção 0).

$$\sigma\rho = \pm \left\{ \left[ \left( \frac{1}{m_1 + m_2 - m_3} \right) \left( 1 - \frac{m_1}{m_1 + m_2 - m_3} \right) \right]^2 (\sigma m_1)^2 + \left[ -\frac{m_1}{(m_1 + m_2 - m_3)^2} \right]^2 (\sigma m_2)^2 + \left[ \frac{m_1}{(m_1 + m_2 - m_3)^2} \right]^2 (\sigma m_3)^2 \right\}^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 3.8}$$

onde  $m_1 = m_{\text{escória}}$ ;  $m_2 = m_{\text{picnômetro}+H_2O}$ ;  $m_3 = m_{\text{picnômetro}+polpa}$ .

### 3.2.1. Densidade da ganga

A partir dos resultados da amostra cabeça foi calculada a densidade da ganga que são as impurezas contidas nos minerais, ou seja, o que não é aproveitado em circuitos de

beneficiamento (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 67). Assim, neste estudo foram considerados como componentes da ganga os óxidos de alumínio ( $Al_2O_3$ ) e de silício ( $SiO_2$ ) cujas densidades são  $\rho_{Al_2O_3} = 3,97 \text{ g.cm}^{-3}$  (CABRAL, SILVA e LO, 2010, p. 130) e  $\rho_{SiO_2} = 2,65 \text{ g.cm}^{-3}$  (CAMPOS, ESPÍNDOLA e SILVEIRA, 2002, p. 187).

Portanto, a Equação 3.9, que é uma média ponderada da densidade a partir de seus componentes, fornece a densidade da ganga,  $\rho_{ganga}$ , então:

$$\rho_{ganga} = \frac{t_{Al_2O_3}}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{Al_2O_3} + \frac{t_{SiO_2}}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{SiO_2} \quad \text{Equação 3.9}$$

onde  $t_{Al_2O_3}$  e  $t_{SiO_2}$  são os teores dos óxidos de alumínio e de silício, respectivamente que foram determinados no procedimento descrito na Seção 3.1.1.1.

A incerteza da densidade da ganga foi obtida por propagação de erros e dada por (para maiores detalhes vide o Apêndice III, Seção 0):

$$\sigma_{\rho_{ganga}} = \left\{ \left[ -\frac{t_{Al_2O_3}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{Al_2O_3} + \frac{1}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{Al_2O_3} - \frac{t_{SiO_2}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{SiO_2} \right]^2 \cdot \sigma_{t_{Al_2O_3}}^2 + \left[ -\frac{t_{Al_2O_3}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{Al_2O_3} - \frac{t_{SiO_2}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{SiO_2} + \frac{1}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{SiO_2} \right]^2 \cdot \sigma_{t_{SiO_2}}^2 \right\}^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 3.10}$$

### 3.3. SEPARAÇÃO GRANULOMÉTRICA DA ESCÓRIA

A separação granulométrica da escória teve como objetivo a verificação se vai ocorrer variação no teor dos óxidos de urânio e de tório em função da dimensão da escória, ou seja, em alguma das granulometrias.

O ensaio foi realizado no Laboratório de Processos da empresa e os equipamentos utilizados estão na Tabela 3.3. Na Figura 3.8, apresenta-se o peneirador utilizado (Engendrar); e, na Figura 3.9, o analisador FRX (Axios/PanAnalytical).

Tabela 3.3. Especificações dos equipamentos para determinação da granulometria da escória.

<b>Equipamento</b>	<b>Marca/modelo</b>
Quarteador Jones	040G-007/SEPOR
Balança	2096-H/Toledo
Balança de precisão	UA-420/Urano
Peneiras granulométricas (Tabela 3.4)	Bertel
Peneirador vibratório	Engendrar
Analisador FRX	Axios/PanAnalytical

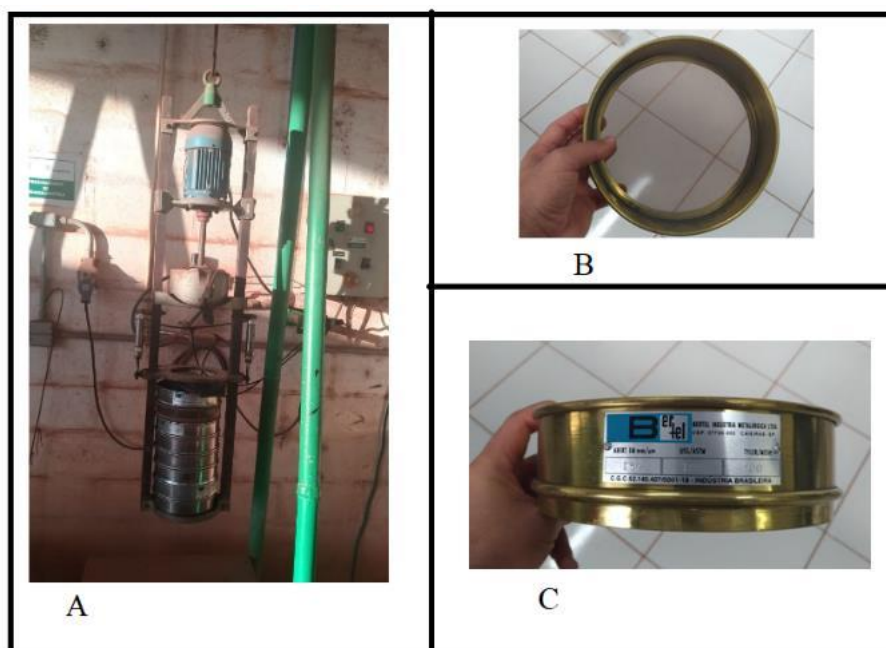


Figura 3.8. Em A, peneirador vibratório; em B e C detalhe de uma das peneiras utilizadas.

Para este ensaio foi seguido o seguinte procedimento:

- i) Foi quarteada uma alíquota de  $(2,30 \pm 0,01)$  kg;
- ii) Foi realizada a separação granulométrica, ou seja, a alíquota foi peneirada por uma série de 18 peneiras de Tyler, conforme a Tabela 3.4, acionadas pelo peneirador vibratório ilustrado na Figura 3.8;



Figura 3.9. Equipamento de FRX utilizado (Marca/Modelo Axios/PanAnalytical).

Tabela 3.4. Peneiras Tyler utilizadas na Separação Granulométrica.

Malha (mesh)	abertura ( $\mu\text{m}$ )	malha (mesh)	abertura ( $\mu\text{m}$ )
3/8"	9500	48#	300
1/4"	6300	65#	212
5#	4000	80#	180
6#	3400	100#	150
9#	2000	150#	105
16#	1000	200#	75
20#	850	270#	53
28#	600	325#	44
35#	425	<325#	<44

iii) Os retidos de cada peneira foram analisados por FRX;

iv) Foram determinados os teores dos óxidos de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.11 – obtida a partir da modificação dos índices da Equação 2.4:

$$U_3O_8_{cabeça} = \frac{\sum_{i=1}^n m_{produto} \cdot t_{U_3O_8-produto}}{\sum_{i=1}^n m_{produto}}$$

Equação 3.11

$$ThO_2_{cabeça} = \frac{\sum_{i=1}^n m_{produto} \cdot t_{ThO_2-produto}}{\sum_{i=1}^n m_{produto}}$$

v) Foram determinadas as incertezas dos óxidos de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.12 (para maiores detalhes vide o Apêndice III, Seção 0).

$$\sigma U_3O_8_{cabeça} = \pm \left( \frac{\sum_{i=1}^n m_{produto}^2 \cdot \sigma t_{U_3O_8-produto}^2}{\sum_{i=1}^n m_{produto}^2} \right)^{\frac{1}{2}}$$

Equação 3.12

$$\sigma ThO_2_{cabeça} = \pm \left( \frac{\sum_{i=1}^n m_{produto}^2 \cdot \sigma t_{ThO_2-produto}^2}{\sum_{i=1}^n m_{produto}^2} \right)^{\frac{1}{2}}$$

### 3.4. SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA DA ESCÓRIA

Conforme abordado na Seção 2.3, a separação gravimétrica teve como objetivo a obtenção de três produtos: concentrados, que é o material de maior massa; finos, que é o material de menor massa; mistos, que é uma mistura dos anteriores, ou seja, que não foi possível separar.

O ensaio foi realizado no Laboratório de Processos da empresa. Para tanto, foram utilizados um Quarteador Jones, uma balança de precisão, o analisador FRX – os mesmos disponíveis na Tabela 3.3 – e uma estufa para secagem dos produtos gerados. Além destes, foi utilizada uma mesa concentradora, cujas especificações estão na Tabela 3.5. Este equipamento pode ser visualizado na Figura 3.10.

Foi utilizado o procedimento descrito abaixo:

- i) Uma mistura de escória e água foi inserida no alimentador. Essa polpa continha 14,5 kg de escória e 40 litros de água;
- ii) A inclinação da mesa foi ajustada para 15° e ela foi ligada;



Tabela 3.5. Especificações da mesa concentradora (marca/modelo Humphreys/Carpco).

	<b>Dimensões (m)</b>
Largura externa	1,3
Altura	0,92
Comprimento externo	4,1
Largura do tablado	1,2
Comprimento do tablado	3,0



Figura 3.10. Mesa concentradora utilizada (marca/modelo Humphreys/Carpco).

- iii) A polpa foi liberada para escorrer até a área de alimentação do tablado e daí para a mesa;
- iv) Foi aguardado que a polpa ficasse uniformemente distribuída pela mesa;
- v) Foram coletadas amostras de concentrado, finos e mistos – vide Figura 3.10;
- vi) As amostras foram secas na estufa;
- vii) O concentrado, os finos e o mistos foram analisados por FRX;
- viii) Foram determinados os teores de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.11;
- ix) Foram determinadas as incertezas dos teores de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.12.

### 3.5. SEPARAÇÃO ELETROSTÁTICA DA ESCÓRIA

A separação eletrostática teve como objetivo obter três produtos com base nas propriedades elétricas da escória: condutores, não-condutores e mistos (misturas dos anteriores). Este ensaio também foi realizado no Laboratório de Processo da empresa e utilizou novamente o Quarteador Jones, a balança de precisão, o analisador FRX e a estufa das separações granulométrica e gravimétrica. Além destes, foi usado um separador eletrostático cujas especificações estão disponíveis na Tabela 3.6. O equipamento pode ser visualizado na Figura 3.11 onde, à direita, segue o detalhe do painel (D, E) e do rolo (F).

Tabela 3.6. Especificações do separador eletrostático (Carpco Research and Engineering INC).

	<b>Dimensões (cm)</b>
Comprimento do tambor	15,2
Diâmetro de tambor	14,0



Figura 3.11. Separador eletrostático utilizado (Carpco Research and Engineering INC)

O procedimento utilizado na separação eletrostática da escória foi:

- i) Inicialmente, 3 kg da escória foram secas na estufa. Observação: para o uso do separador eletrostático é necessário que a umidade do material seja inferior a 1%;
- ii) O equipamento foi ligado com potencial de 50 kV e velocidade do rotor de 150 rpm. O controle do potencial é indicado por “E” e o da velocidade por “D” na Figura 3.11;
- iii) Aguardou-se a separação dos produtos. Estes foram separados nas gavetas – vide Figura 3.11;
- iv) Os produtos foram coletados nas gavetas – em A, não condutor; em B, condutor e em C, mistos;
- v) O não condutor, o condutor e o mistos foram analisados por FRX;
- vi) Foram determinados os teores de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.11;
- vii) Foram determinadas as incertezas dos teores de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.12.

### 3.6. SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DA ESCÓRIA

Esta separação tem como objetivo usar as propriedades magnéticas da escória para obter três produtos: magnético, não-magnético e mistos (mistura de magnéticos e não magnéticos). Para este ensaio, mais uma vez realizado no Laboratório de Processos da empresa, foram utilizados o Quarteador Jones, a balança de precisão e o analisador de FRX das demais separações. O equipamento específico utilizado foi o separador magnético mostrado na Figura 3.12 cujas especificações estão na Tabela 3.7.

Tabela 3.7. Especificações do separador magnético.

<b>Grandeza</b>	<b>Especificações</b>
Tensão	230 V
Corrente	60 A / 60 Hz
Potência	2,7 kW



Figura 3.12. Separador magnético utilizado (LP1030/Outotec).

O procedimento utilizado na separação magnética da escória foi:

- i) Uma amostra de 2,5 kg de escória foi seca na estufa. Observação: para o uso do separador magnético também é necessário que a umidade do material seja inferior a 1%;
- ii) O equipamento foi ligado com potência de 2,5 kW e velocidade do rotor de 100 rpm;
- iii) Aguardou-se a separação dos produtos nas gavetas: A, não magnético; B, mistos; C, magnético – vide Figura 3.12;
- iv) Os produtos foram coletados nas gavetas;
- v) O não magnético, os mistos e o magnético foram analisados por FRX;
- vi) Foram determinados os teores de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.11;
- vii) Foram determinadas as incertezas dos teores de urânio e de tório da amostra cabeça através da Equação 3.12.

### 3.7. LIXIVIAÇÃO DA ESCÓRIA

Conforme a Seção 2.4, a lixiviação teve como objetivo remover a fração solúvel de um material sólido por meio de um solvente. Assim, com a utilização dessa técnica pretendeu-se obter um lixiviado – material sólido “pobre” nos óxidos de urânio e de tório; e uma lixívia – fração líquida com maiores teores que a escória (GUPTA, 2003, p. 459; CIMINELLI, 2007, p. 158).

Assim, para os ensaios de lixiviação foram selecionadas 4 variáveis de processo: pH (controle do pH), porcentagem de sólidos, granulometria e tempo.

#### 3.7.1. Controle do pH

O controle do pH foi realizado dado pela adição de ácido sulfúrico que é de largo emprego na indústria e muito utilizado na lixiviação de minerais de urânio e de tório (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981; HABASHI, 1997). Seu emprego, conforme a Seção 2.4, torna as soluções ácidas, ou seja, com  $\text{pH} < 7$  (MERCK S. A., 2020).

As propriedades físico-químicas do ácido utilizado estão disponíveis na Tabela 3.8.

Tabela 3.8. Propriedades do ácido sulfúrico (MERCK S. A., 2020).

<b>Propriedades</b>	<b>Valor</b>
Estado físico	Líquido
pH	0,1 a 20 °C
Densidade	1,1 g.cm <sup>-3</sup> na temperatura de 20 °C
Concentração molar	1 mol.L <sup>-1</sup>

Na utilização de ácido sulfúrico, os autores consultados sugerem que o pH esteja entre 1 e 3. Assim, para esta variável de processos foram selecionados 5 valores de pH: 1; 1,5; 2; 2,5 e 3 (IAEA, 1993; IAEA, 1980; CIPRIANI, 1980).

### 3.7.2. Porcentagem de sólidos

Para a lixiviação foi necessário adicionar água à escória até a formação de uma polpa. Assim, o percentual de sólidos,  $S_{\%}$ , representa sua concentração e pode influenciar no processo ou mesmo no rendimento do ensaio. Ele é definido pela Equação 3.13, onde  $m$  é a massa de sólidos (escória) e de líquido (água deionizada) (CIMINELLI, 2007; SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 47).

$$S_{\%} = \frac{m_{\text{sólido}}}{m_{\text{sólido}} + m_{\text{líquido}}} \rightarrow m_{\text{líquido}} = \frac{m_{\text{sólido}}}{S_{\%}} - m_{\text{sólido}} \quad \text{Equação 3.13}$$

Para esta variável foram selecionados dois valores: 20 % e 40 %.

### 3.7.3. Granulometria

Para a realização dos ensaios de lixiviação foram selecionadas granulometrias adequadas a formação da polpa. Portanto, utilizou-se o processo de cominuição, vide Seção 2.3, para obter duas granulometrias: 1000  $\mu\text{m}$  e 200  $\mu\text{m}$ .

### 3.7.4. Tempo

O tempo de duração,  $t$ , de cada ensaio foi mais uma variável de processo estudada, pois influencia o resultado da lixiviação (HABASHI, 1993; FORMIGA, MORAIS e GOMIERO, 2011, p. 1006 e seg). Assim, para estudar a variação da recuperação metalúrgica com esta variável de processo, foram selecionados  $t = 6 \text{ h}$ ;  $t = 7 \text{ h}$ ;  $t = 8 \text{ h}$  e;  $t = 9 \text{ h}$ .

### 3.7.5. Duplicata e total de testes

Para uma melhor confiança nos resultados os ensaios foram realizados em duplicata. Assim, de acordo com o princípio multiplicativo da Análise Combinatória, vide Equação 3.14, o total de testes foi:

$$n = pH \times \% \text{ de sólidos} \times \text{granulometria} \times \text{tempo} \times \text{duplicata}$$

$$n = 5 \times 2 \times 2 \times 4 \times 2 = 160 \text{ ensaios}$$

Equação 3.14

Assim, foram preparadas 160 amostras de 40 g para os ensaios de lixiviação.

### 3.7.6. Procedimento de lixiviação

Os ensaios de lixiviação foram realizados no Laboratório Químico da empresa utilizando os equipamentos listados na Tabela 3.9.

Tabela 3.9. Equipamentos utilizados na lixiviação da escória.

<b>Equipamento</b>	<b>Uso</b>
Peneira Tyler	Separação granulométrica – Figura 3.8.
Quarteador	Separação em alíquotas de 40 g – Figura 2.6.
pHmetro (Digimed DM-2P)	Monitoração do pH da polpa – Figura 3.13 e Figura 3.17.
Agitador magnético	Mistura e homogeneização da polpa – Figura 3.17.
Pipeta (Labopette/Hirschmann)	Adição e controle do ácido – Figura 3.14.
Capela com exaustor de gases	Segurança dos ensaios – Figura 3.13.
Béquer de 250 mL	Preparo e homogeneização; mistura com ácido – Figura 3.16.
Balança eletrônica	Medida das massas – Tabela 3.2.
Analizador FRX (Raio-X)	Análise por FRX – Figura 3.9.
Erlenmeyer	Filtragem da polpa – Figura 3.14.
Suporte de filtro	Filtragem da polpa – Figura 3.14.
Chapa aquecedora (TE-038/2-MP)	Secagem do material retido no filtro – Figura 3.15.
Filtro de papel	Filtragem da polpa – Figura 3.14.



Figura 3.13. PHmetro e sonda.

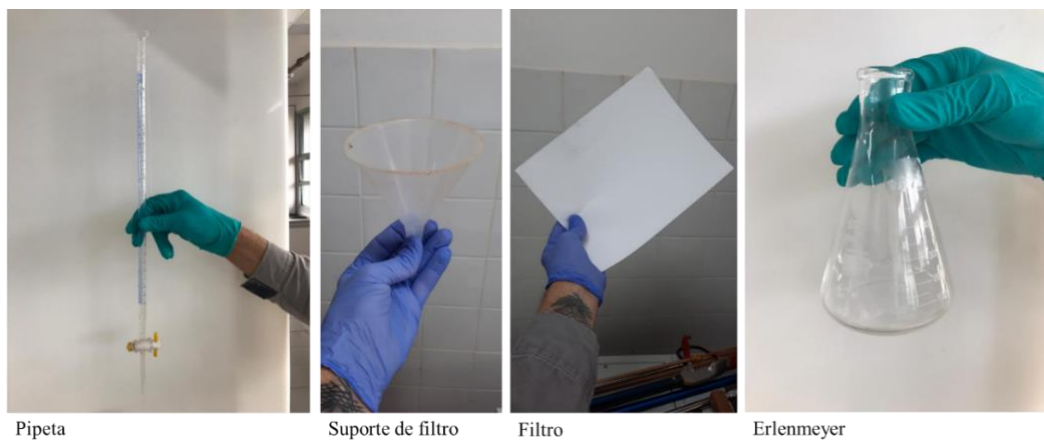


Figura 3.14. Pipeta, porta filtro, filtro e erlenmeyer.



Figura 3.15. À esquerda, chapa aquecedora. À direita, capela.





Figura 3.16. Agitador magnético e béquer utilizado. Pode-se observar a polpa dentro deste.

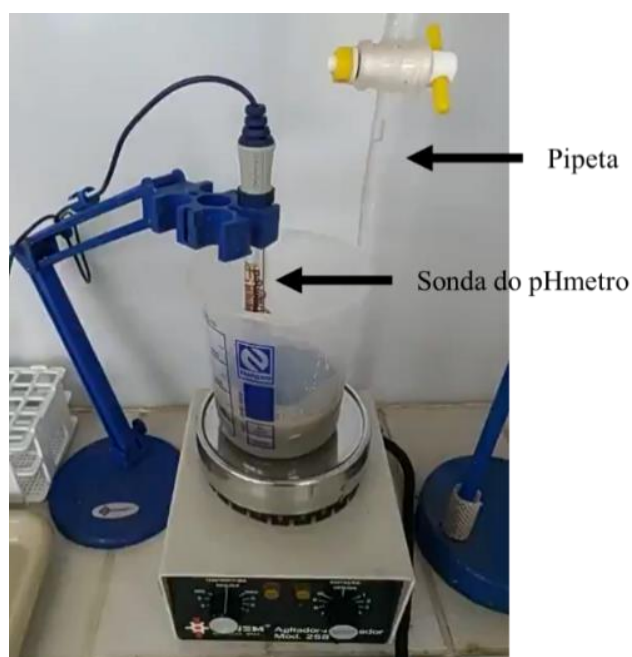


Figura 3.17. Estabilização do pH.

Após a obtenção das alíquotas de 40 g, conforme 3.7.3, foi realizado o seguinte procedimento:

- i) A polpa foi preparada num béquer de 250 mL com a utilização da Equação 3.13. Ela determinou a massa de água a ser adicionada com a escória para a obtenção dos dois percentuais de sólidos: 160 g, para 20 %; 60 g para 40 %;

- ii) O béquer foi colocado sobre o agitador magnético e aguardou-se a sua homogeneização (cerca de 2 minutos), conforme a Figura 3.16;
- iii) Após a homogeneização, a sonda do pHmetro foi inserida na polpa enquanto adicionou-se ácido sulfúrico, de forma controlada através da pipeta, até a estabilização do pH desejado – Figura 3.17;
- iv) O arranjo experimental, vide Figura 3.17, foi mantido sobre o agitador magnético durante todo o ensaio. Deste modo, manteve-se a polpa homogênea enquanto o pH foi monitorado e controlado;
- v) Após a finalização do ensaio, a massa no béquer e a massa do filtro foram medidas;
- vi) A polpa e o material retido no filtro (a fração sólida após os ensaios de lixiviação) foram filtrados e secos;
- vii) A massa do material retido no filtro foi medida;
- viii) O volume de ácido sulfúrico necessário para a realização do ensaio foi anotado;
- ix) Os teores de óxido de urânio e de óxido de tório presentes no material retido no filtro foram analisados por FRX;
- x) Foram obtidos a média e o desvio padrão do pH; da massa de escória; da massa de água; da massa de polpa; do consumo de ácido sulfúrico; da massa de sólido após a lixiviação e filtragem; e dos teores dos óxidos de urânio e de tório de cada par da duplicata. Resultou-se, assim, em 80 ensaios. Para tanto foram adaptadas a Equação 3.3 (média) e a Equação 3.4 (desvio padrão);
- xi) A recuperação metalúrgica,  $R$ , dos óxidos foi determinada pela Equação 2.16, aplicada a cada um dos 80 ensaios, rescrita como:

$$R = 1 - \frac{m_s \cdot t_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}} \quad \text{Equação 3.15}$$

onde  $m_s$  e  $t_s$  são, respectivamente, a massa e o teor do sólido após a lixiviação;  $m_{escória}$  e  $t_{escória}$  são, respectivamente, a massa e o teor da escória antes da lixiviação. Observar que os teores são dos óxidos de urânio e de tório. A incerteza da Equação 3.15 foi obtida por propagação de erros e é dada pela Equação 3.16 (maiores detalhes vide Apêndice III, Seção 0).

$$\sigma R = \pm \left[ \left( -\frac{t_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}} \right)^2 \sigma_{m_s}^2 + \left( -\frac{m_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}} \right)^2 \sigma_{t_s}^2 + \left[ \frac{m_s t_s t_{escória}}{(m_{escória} \cdot t_{escória})^2} \right]^2 \sigma_{m_e}^2 + \left[ \frac{m_s t_s m_{escória}}{(m_{escória} \cdot t_{escória})^2} \right]^2 \sigma_{t_e}^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 3.16}$$

### 3.8. ESTIMATIVA DE CUSTOS

#### 3.8.1. Ácido sulfúrico e água

Para a estimativa do custo com o ácido sulfúrico e com a água foram determinadas, inicialmente, as massas necessárias para o tratamento de uma tonelada de polpa.

Assim, para o ácido sulfúrico foi utilizada a Equação 3.17<sup>17</sup> (para cada um dos 80 ensaios),

$$m_{H_2SO_4} = \rho_{H_2SO_4} \cdot v_{H_2SO_4} \frac{10^6}{m_{polpa}} \quad \text{Equação 3.17}$$

onde  $m_{H_2SO_4}$  é a massa de ácido sulfúrico necessária para tratamento de 1 tonelada de polpa ( $10^6$  g);  $m_{polpa}$  e  $v_{H_2SO_4}$  são, respectivamente, a massa da polpa e o volume de ácido consumido de acordo com os procedimentos da Seção 3.7; e  $\rho_{H_2SO_4}$  é a densidade do ácido sulfúrico que foi obtida da Tabela 3.8.

A incerteza da Equação 3.17 foi obtida por propagação de erros (para maiores detalhes vide Apêndice III, Seção 0).

---

<sup>17</sup> A demonstração da equação está no Apêndice VI.

$$\sigma_{m_{H_2SO_4}} = \pm \left[ \left( \frac{\rho_{H_2SO_4} \cdot 10^6}{m_{polpa}} \right)^2 \cdot \sigma_{v_{H_2SO_4}}^2 + \left( -\frac{\rho_{H_2SO_4} \cdot v_{H_2SO_4} \cdot 10^6}{m_{polpa}^2} \right)^2 \sigma_{m_{polpa}}^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 3.18}$$

Para a água a abordagem foi semelhante e chegou-se a Equação 3.19 e a Equação 3.20, onde  $m_{H_2O}$  é a massa de água necessária para tratamento de 1 tonelada de polpa ( $10^6$  g);  $\rho_{H_2O}$  é a densidade da água; e  $v_{H_2O}$  o volume de água de acordo com os procedimentos da Seção 3.7.

$$m_{H_2O} = \rho_{H_2O} \cdot v_{H_2O} \frac{10^6}{m_{polpa}} \quad \text{Equação 3.19}$$

$$\sigma_{m_{H_2O}} = \pm \left[ \left( \frac{\rho_{H_2O} \cdot 10^6}{m_{polpa}} \right)^2 \cdot \sigma_{v_{H_2O}}^2 + \left( -\frac{\rho_{H_2O} \cdot v_{H_2O} \cdot 10^6}{m_{polpa}^2} \right)^2 \sigma_{m_{polpa}}^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 3.20}$$

Observe que dividindo as equações anteriores por mil, obtemos a massa de ácido ou de água por tonelada de polpa.

Para o custo,  $C$ , reescreveu-se a Equação 2.17 substituindo-se:

- i) O consumo,  $c$ , pela massa de ácido sulfúrico ( $m_{H_2SO_4}$ ) ou de água ( $m_{H_2O}$ ) – obtidos pela Equação 3.17 e pela Equação 3.19, respectivamente – conforme aplicável;
- ii) O preço,  $p$ , pelo preço do ácido sulfúrico ( $p_{H_2SO_4}$ ) que, conforme Seção 2.10.1, varia de USD 135,30 a USD 209,53 por tonelada (LBS, 2021); ou pelo preço da água ( $p_{H_2O}$ ) que é de R\$ 4,63 por metro cúbico para empresa privada (MDR, 2020, p. 56) – conforme aplicável.

Deste modo,

$$C = m_{H_2SO_4} \cdot p_{H_2SO_4}$$

$$C = m_{H_2O} \cdot p_{H_2O}$$

Equação 3.21

A Equação 3.21 também foi aplicada a cada um dos 80 ensaios.

### 3.8.2. Transferência da escória

Para o custo de transferência da escória para a CNEN foi utilizada a Equação 2.19 onde a massa da escória é  $m = 80.000$  toneladas (SAP AG, 2021) e a densidade foi obtida conforme procedimentos da Seção 3.2.

$$C = 5000 \frac{80.000.000}{\rho}$$

Equação 3.22

## 4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 4.1. AMOSTRA CABEÇA

De acordo com a 3.1.1.1, uma das alíquotas de escória destinou-se a análise por fluorescência de raios-X antes dos ensaios, ou seja, determinação da amostra cabeça. Os resultados obtidos estão na Tabela 4.1.

Tabela 4.1. Resultado da análise da escória.

Óxido	(%)	Óxido	(%)
SnO <sub>2</sub>	0,036 ± 0,002	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,62 ± 0,02
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,91 ± 0,05	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,56 ± 0,02
ZrO <sub>2</sub>	2,96 ± 0,12	SiO <sub>2</sub>	19,0 ± 1,0
U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	1,78 ± 0,14	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	53,0 ± 2,0
ThO <sub>2</sub>	3,66 ± 0,04	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,54 ± 0,02

De acordo com SANO *et al.*, a escória apresenta teores típicos de óxido de silício para este tipo de resíduo (15 % a 20 %) (SANO, LU, *et al.*, 1997, p. 46). Já o teor de óxido de alumínio obtido (53 %) justifica-se pelos insumos utilizados (barita, carvão, ferro, alumínio) e pela da própria técnica de produção das ferro-ligas. Na etapa de aluminotermia, por exemplo, que consiste na redução de óxidos a partir do alumínio, os metais de interesse, aqui o nióbio e tântalo, migram para o produto, enquanto o Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e o SiO<sub>2</sub> seguem para os resíduos/rejeitos (GUPTA, 2003, p. 387).

O óxido de urânio apresentou teor superior aos verificados tanto na Mina de Caetité-BA (0,3 %) (HEIDER, 2009, p. 77; RIBEIRO, AFONSO, J. C., *et al.*, 2008, p. 2160) quanto o previsto para o Projeto Santa Quitéria-CE (0,1 %) (ALBUQUERQUE, 2010, p. 6; DNPM, 2009, p. 74).

De modo mais geral, ao converter este óxido para metal (vide Apêndice XI) obtém-se como resultado U% = (1,5 ± 0,1) %. Isto significa que o teor de urânio metálico da escória é de 20 a 80 vezes superior ao de qualquer uma das minas/depósitos citados na Tabela 2.4 – exceto

o Cigar Lake, no Canadá (IAEA, 2020; INB, 2021). Deve ser salientado aqui que as primeiras linhas da tabela correspondem as 10 minas que mais produziram urânio em 2020 (WNA, 2021).

Em relação ao recurso disponível, ou seja, a quantidade de urânio metálico contido no depósito de escória, verifica-se que ele é da ordem de 1000 toneladas (1,5 % de 80.000 toneladas de escória). Um valor relativamente pequeno, comparado à média das minas/depósitos da Tabela 2.4 (81.000 – 304.000 toneladas de U). Mesmo assim, ele é cerca de 10 % do depósito de Lagoa Real em Caetité-BA (IAEA, 2020).

Já o óxido de tório encontra-se na faixa de variação de teores dos depósitos do mundo, ou seja, entre 0,7 % e 35 % (IAEA, 2019, p. 6). E sua massa em toneladas de Th, após a conversão para metal ( $\text{Th} = 3,22 \pm 0,04$ ), pode ser estimada em, cerca de, 2500 toneladas (vide Apêndice XI).

Os teores de  $\text{U}_3\text{O}_8$  e  $\text{ThO}_2$  acima da média, o fato de que quantidade de escória continuará aumentando com a produção e, juntamente com ela, as massas do urânio e do tório já tornam este resíduo/rejeito interessante do ponto de vista da sustentabilidade. É necessário gerenciá-lo observando a segurança radiológica para o ser humano e para o meio ambiente. E, dentro do gerenciamento, além da deposição, existe também a perspectiva de desenvolvimento de processo para recuperação do U e do Th desde que se atendam aos princípios de proteção radiológica (CNEN, 2014).

#### 4.2. DENSIDADE DA ESCÓRIA E DA GANGA

A aplicação do Método do Picnômetro, conforme a Seção 3.2, resultou nos dados da Tabela 4.2. Com a Equação 3.7 e a Equação 3.8 obtém-se como densidade da escória:

$$\rho_{escória} = (3,56 \pm 0,02) \text{ g} \cdot \text{cm}^{-3}$$

De acordo com a Seção 3.2.1, utilizando a Equação 3.9, a Equação 3.10, a densidade do óxidos de alumínio,  $\rho_{\text{Al}_2\text{O}_3} = 3,97 \text{ g} \cdot \text{cm}^{-3}$  (CABRAL, SILVA e LO, 2010, p. 130), a densidade do óxido de silício,  $\rho_{\text{SiO}_2} = 2,65 \text{ g} \cdot \text{cm}^{-3}$  (CAMPOS, ESPÍNDOLA e SILVEIRA,

2002, p. 187), e seus respectivos teores na escória (vide Tabela 4.1) obtém-se para a densidade da ganga:

$$\rho_{ganga} = (3,60 \pm 0,02) \text{ g.cm}^{-3}$$

Tabela 4.2. Massas obtidas pelo Método do Picnômetro.

Medida	Massa da escória (g)	Massa do picnômetro e água (g)	Massa do picnômetro e polpa (g)
1	50,35	180,47	216,66
2	50,29	180,58	216,76
3	50,32	180,57	216,75
4	50,30	180,48	216,67
5	50,33	180,50	216,70
6	50,31	180,56	216,74
7	50,34	180,55	216,75
8	50,35	180,49	216,66
9	50,29	180,58	216,76
10	50,33	180,50	216,71
Média e desvio padrão*	$50,33 \pm 0,02$	$180,50 \pm 0,04$	$216,71 \pm 0,04$

\*vide Apêndice V

A densidade da escória concorda dentro dos limites de incerteza com a da ganga. Isto ocorre porque a maior parte do resíduo/rejeito (72 %) é formada pelos óxidos de silício e de alumínio que foram considerados como ganga. A influência deste último foi ainda maior, pois o  $\text{Al}_2\text{O}_3$  é responsável por 53 % da composição da escória.

### 4.3. SEPARAÇÃO GRANULOMÉTRICA DA ESCÓRIA

De acordo com o procedimento estabelecido na Seção 3.3, apresenta-se na Tabela 4.3 os resultados das análises dos teores dos óxidos por FRX nas massas retidas em cada peneira utilizada na separação granulométrica (92 % menor que 10 mm).



Tabela 4.3. Resultado da análise química da escória após a separação granulométrica.

Amostra	Malha (mesh)	Abertura ( $\mu\text{m}$ )	massa (g)	% retido	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	ThO <sub>2</sub> (%)
P27090	3/8"	9500	198,3	8,62	1,76	3,66
P27091	1/4"	6300	535,6	23,29	1,75	3,66
P27092	5#	4000	329,4	14,32	1,74	3,70
P27093	6#	3400	195,8	8,51	1,72	3,71
P27094	9#	2000	210,7	9,16	1,76	3,72
P27095	16#	1000	180,8	7,86	1,82	3,61
P27096	20#	850	151,4	6,58	1,69	3,63
P27097	28#	600	111,9	4,87	1,70	3,70
P27098	35#	425	60,1	2,61	1,72	3,69
P27099	48#	300	48,8	2,12	1,85	3,72
P27100	65#	212	62,2	2,70	1,76	3,61
P27101	80#	180	45,5	1,98	1,76	3,64
P27102	100#	150	55,8	2,43	1,70	3,65
P27103	150#	105	50,1	2,18	1,81	3,72
P27104	200#	75	29,4	1,28	1,79	3,63
P27105	270#	53	22,3	0,97	1,69	3,61
P27106	325#	44	8,0	0,35	1,73	3,62
P27107	<325#	<44	3,9	0,17	1,79	3,69
Cabeça calculada*	-	-	-	-	1,75 $\pm$ 0,05	3,69 $\pm$ 0,05

\*Para a incerteza vide Apêndice V.

A

Figura 4.1 apresenta a distribuição granulométrica da escória. Observou-se que o processo de cominuição resultou numa granulometria que se concentrou na faixa de 2000  $\mu\text{m}$  a 9500  $\mu\text{m}$  com cerca de 60 % da massa.

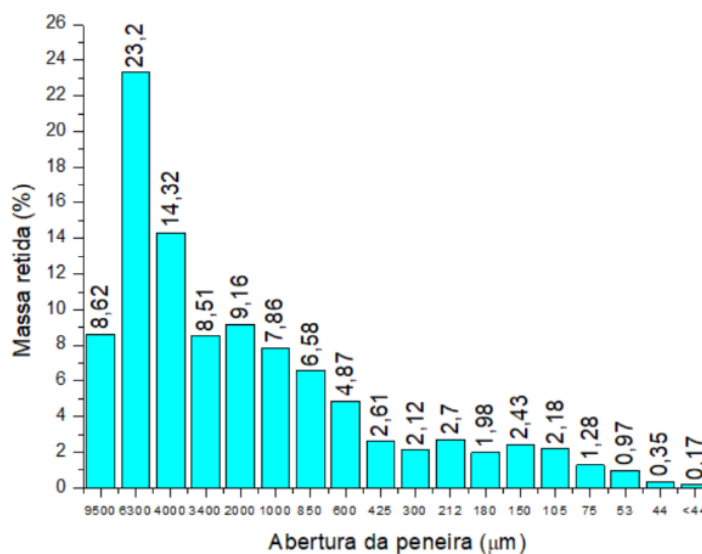


Figura 4.1. Distribuição granulométrica da escória com a granulometria.

Esta distribuição está relacionada aos processos de cominuição adotados, conforme a Seção 3.1.1, onde a escória foi moída a 100% menor que 10 mm (10.000  $\mu\text{m}$ ). Assim, a maior concentração de massa ocorreu nas faixas mais próximas (2000  $\mu\text{m}$  a 9500  $\mu\text{m}$ ).

A Figura 4.2 apresenta a variação dos teores de  $\text{U}_3\text{O}_8$  e  $\text{ThO}_2$  entre as granulometrias. Verificou-se que não ocorreu preferência de concentração em função das dimensões das partículas de escória. No caso do óxido de urânio, a diferença entre o maior e o menor teor foi de 9 %. Já para o óxido de tório, a diferença foi de 3 %.

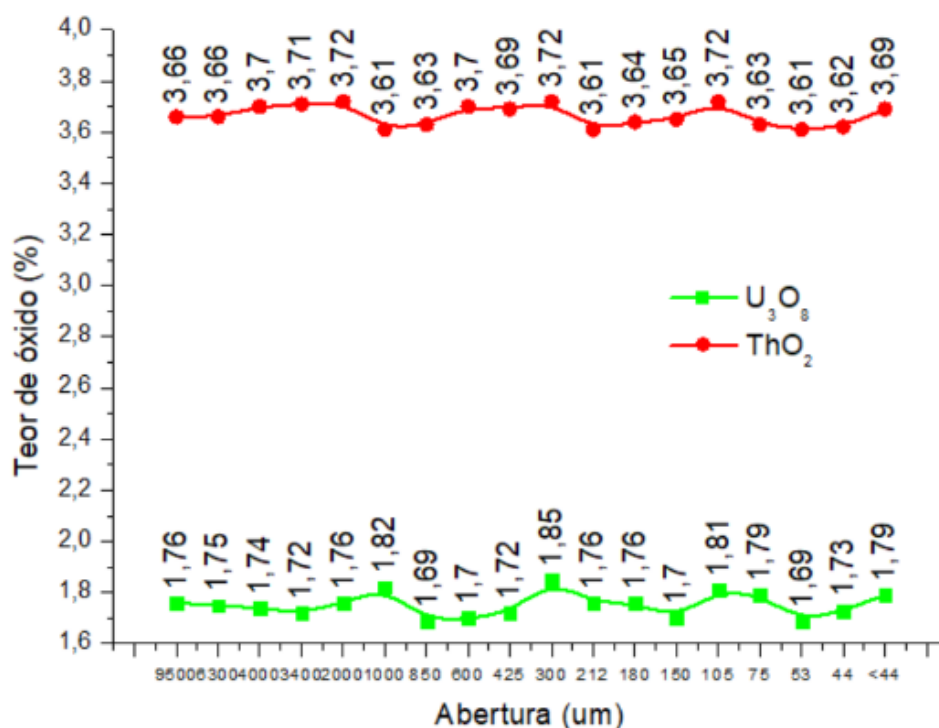


Figura 4.2. Variação dos teores do  $\text{U}_3\text{O}_8$  e do  $\text{ThO}_2$  com a granulometria.

Conforme a Figura 4.3, a variação entre os teores de  $\text{U}_3\text{O}_8$  das granulometrias em relação à amostra cabeça foi pequena, ou seja, inferior a 6 %. Por exemplo, na faixa 6300  $\mu\text{m}$  ocorreu uma redução de 0,13 %. Já a maior alteração, foi observada na faixa de 300  $\mu\text{m}$  com o aumento de 5,58 %.

Além disso, não foi observado um padrão de variação relativo à amostra cabeça: existem faixas com variação negativa e com variação positiva praticamente se intercalando.

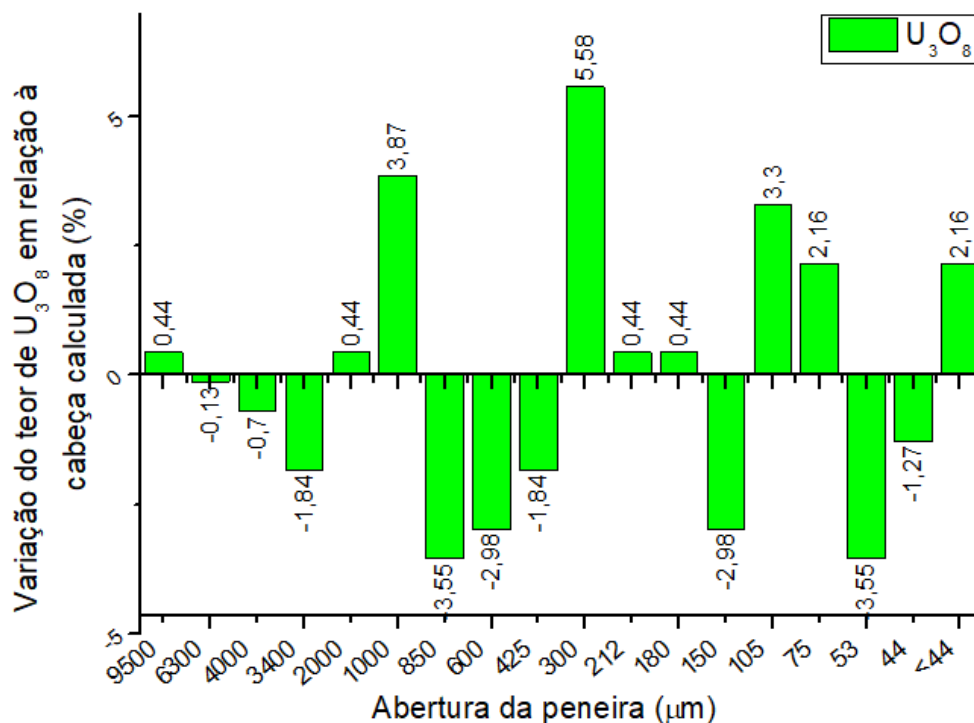


Figura 4.3. Variação dos teores do  $U_3O_8$  entre as granulometrias e a cabeça calculada.

Conforme a Figura 4.4, para o  $ThO_2$  ocorreu o mesmo comportamento em relação à pequena variação – neste caso, inferior a 3 %. Entretanto, apesar de também não existir padrão na distribuição da variação dos teores, quando se compara variações negativas e positivas, observa-se que nas maiores faixas (9500  $\mu m$  à 2000  $\mu m$ ) ocorrem variações positivas. E é justamente nesta região que ocorreu maior concentração da massa (60 %).

Estes resultados são um indicativo de que nos processos de metalurgia da columbita/tantalita ocorreu uma distribuição uniforme dos óxidos de urânio e de tório durante a etapa de formação da escória. Entretanto, mesmo sem ter classificado efetivamente o material, a separação granulométrica é uma etapa importante, pois conforme LUZ *et al* e PORPHIRIO *et al*, as demais fases dos processamentos físicos ou químicos dependem das dimensões das partículas que compõe a amostra (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010; PORPHIRIO, N. H., BARBOSA, M. I. e BERTOLINO, L. C., 2010).

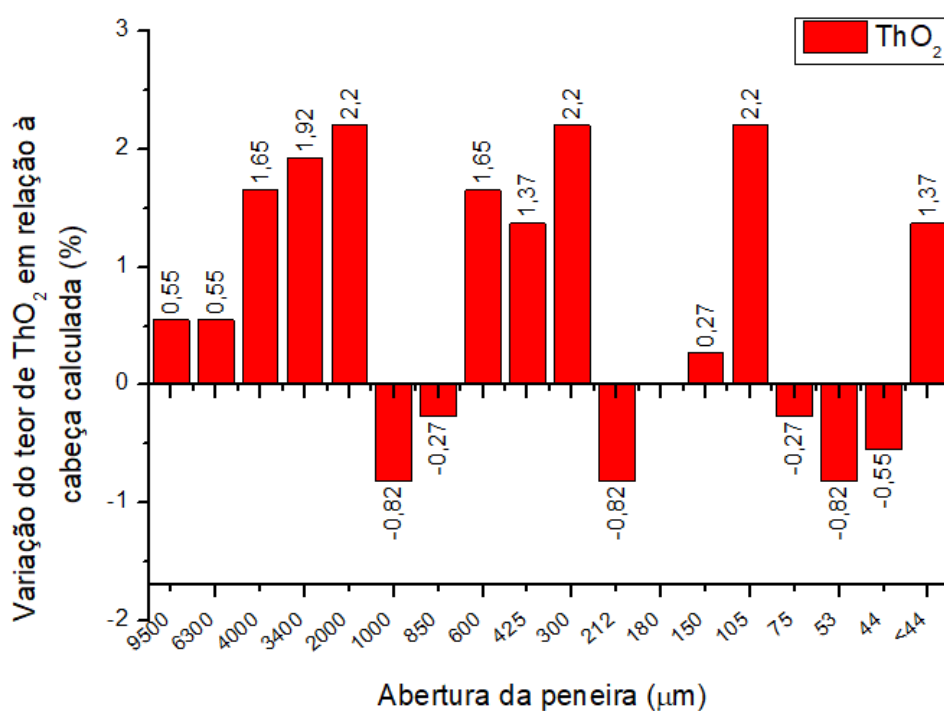


Figura 4.4. Variação dos teores do ThO<sub>2</sub> entre as granulometrias e a cabeça calculada.

#### 4.4. SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA DA ESCÓRIA

Conforme o procedimento estabelecido na Seção 3.4, a separação gravimétrica resultou em três produtos: um material de maior massa (concentrado); um material de menor massa (finos); e uma mistura dos anteriores (mistos). A distribuição das massas e as análises dos óxidos estão na Tabela 4.4.

Tabela 4.4. Resultados obtidos após a separação gravimétrica da escória.

Amostra	Descrição	Massa (kg)	Massa (%)	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	ThO <sub>2</sub> (%)
P27392	Concentrado	3,26	22,60	1,75	3,67
P27393	Mistos	9,32	64,50	1,74	3,83
P27394	Finos	1,82	12,90	1,80	3,80
<b>Cabeça calculada*</b>		-	-	<b>1,75 ± 0,03</b>	<b>3,79 ± 0,07</b>

\*incertezas determinadas pela Equação 0.2.

A Figura 4.5 apresenta a distribuição da massa da escória após a separação gravimétrica. Observa-se que sua maior parte (64,5%) se constitui de mistos, ou seja, uma mistura de concentrado (massa maior) e finos (massa menor).

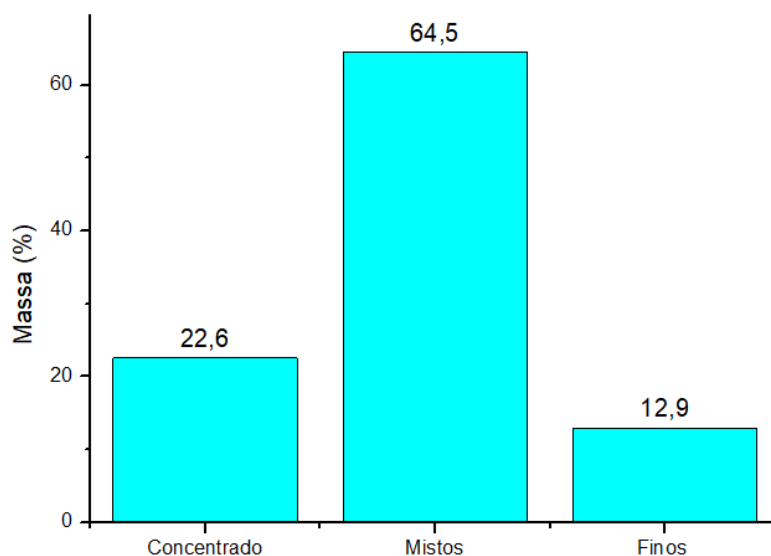


Figura 4.5. Distribuição da massa da escória após a separação gravimétrica.

A razão desta distribuição pode estar relacionada aos resultados obtidos para a densidade da escória e da ganga. Como elas são muito próximas, chegando até mesmo a concordar dentro dos limites de incerteza, dificultou-se a separação do material a partir de sua massa. Outro fator importante é a composição da escória, pois 72 % do material é formado de óxidos classificados como ganga – ou seja, a maior parte da escória é formada de óxidos de alumínio e de silício.

De acordo com a Figura 4.6, ocorreu pequena variação dos óxidos de urânio e de tório entre os produtos gerados – inferior a 5 %.

De acordo com a Figura 4.7, a variação do teor do óxido de urânio em relação a cabeça calculada foi: para o concentrado, os teores foram iguais, para os mistos redução de 0,6 % e para os finos, aumento de 2,9 %. Ao comparar este resultado com a Figura 4.5, nota-se que a maior redução de teor foi no produto com maior massa, ou seja, nos mistos. Enquanto isso, o aumento do teor foi nos finos – produto de menor massa.

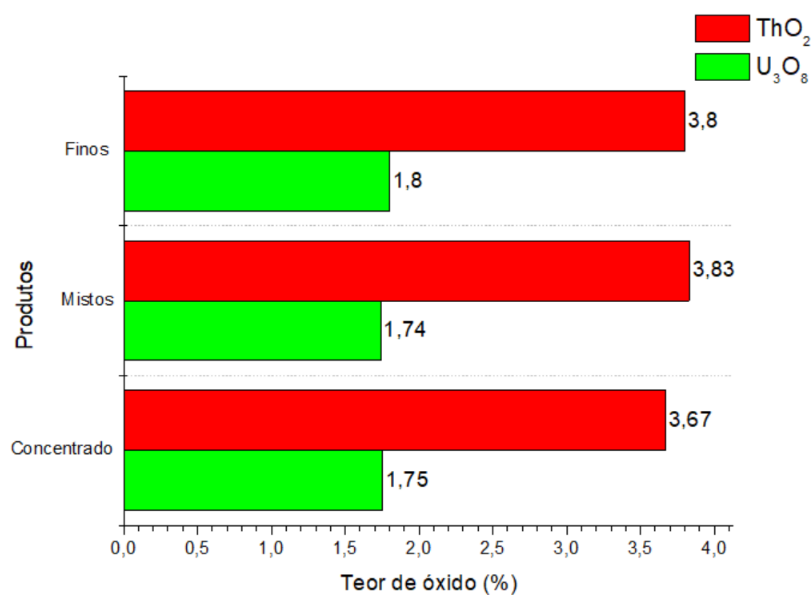


Figura 4.6. Variação dos teores dos óxidos de urânio e de tório com os produtos da separação gravimétrica.

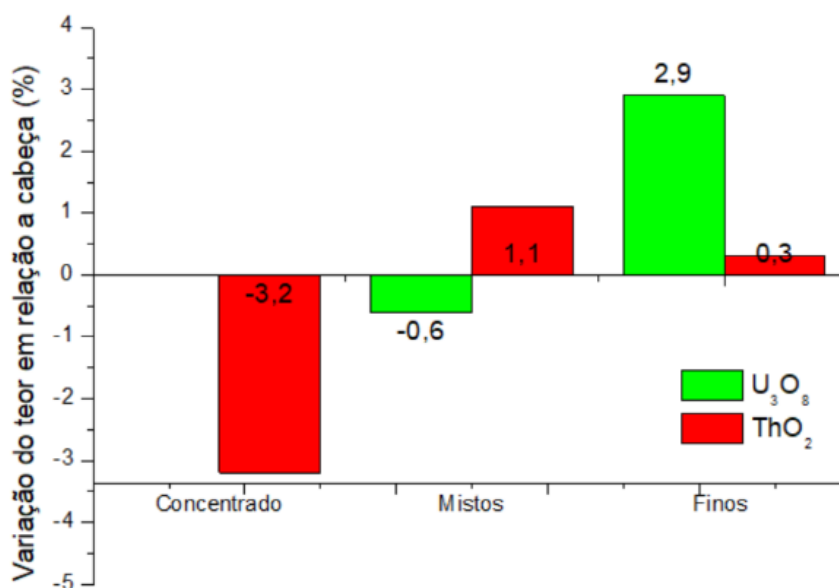


Figura 4.7. Variação dos teores U<sub>3</sub>O<sub>8</sub> e ThO<sub>2</sub> entre os produtos da separação gravimétrica e a cabeça calculada.

Para o óxido de tório observou-se que ocorreu redução de 3,2 % para o concentrado; e aumento de 1,1 % para os mistos e de 0,3 % para os finos em relação a cabeça calculada, conforme a Figura 4.7. Comparando-a com a Figura 4.5, observa-se que o maior aumento do

teor ocorreu no produto com maior aumento da massa – nos mistos. Já a maior redução do teor foi no concentrado.

De acordo com LUNT *et al* e HORE-LACY a separação gravimétrica é usada em mineração de urânio nas fases intermediárias do beneficiamento para a eliminação da ganga (LUNT, BOSHOFF, *et al.*, 2007; HORE-LACY, 2016, p. 138). Neste estudo, no entanto, ela não se mostrou eficiente, porque o produto de maior massa foram os mistos – que é uma mistura do concentrado e dos finos. Isto ocorreu, provavelmente, porque a quantidade de ganga presente na escória é muito significativa e está muito agregada aos óxidos de urânio e de tório (Tabela 4.1).

Além disso, mesmo nos produtos gerados, os aumentos dos teores, em relação a cabeça calculada, foram compensados pelo produto com menor massa. Isto ficou mais evidente para o  $U_3O_8$ . Para o  $ThO_2$ , a avaliação é até mais complexa, pois o aumento do teor, em relação à cabeça calculada, foi nos mistos.

Apesar disso, a separação gravimétrica foi importante para mostrar justamente que, neste estudo, os óxidos de urânio e de tório não se concentram em função da massa ou da densidade da escória.

#### 4.5. SEPARAÇÃO ELETROSTÁTICA DA ESCÓRIA

Para a separação eletrostática, conforme a Seção 3.5, foi selecionada uma alíquota de 3 kg de escória. Assim, como resultado foram obtidos os seguintes produtos: condutores; não-condutores e mistos – mistura dos dois anteriores. A distribuição de massa e os óxidos analisados estão disponíveis na Tabela 4.5.

Tabela 4.5. Resultados obtidas após a separação eletrostática da escória.

Amostra	Descrição	Massa (kg)	Massa (%)	$U_3O_8$ (%)	$ThO_2$ (%)
P27400	Condutor	1,96	63,5	1,78	3,68
P27401	Mistos	0,28	9,0	1,79	3,66
P27402	Não-condutores	0,85	27,6	1,83	3,8
<b>Cabeça calculada*</b>		-	-	<b>1,80 ± 0,02</b>	<b>3,71 ± 0,06</b>

\*incertezas determinadas pela Equação 0.2.

A Figura 4.8 apresenta a distribuição da massa após a separação eletrostática. Assim, a sua maior parte, 63,5 %, foi classificada como condutora. Este comportamento não era o esperado, pois, de acordo com a Tabela 4.1, a escória é composta predominantemente por  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{SiO}_2$ . Estes óxidos, de acordo com o *National Center for Biotechnology Information*, são dielétricos (NCBI, 2022; NCBI, 2021). Assim, a Figura 4.8 deveria apresentar um equilíbrio maior entre os produtos ou mesmo uma predominância dos não-condutores. Portanto, este comportamento precisa ser investigado em estudos futuros.

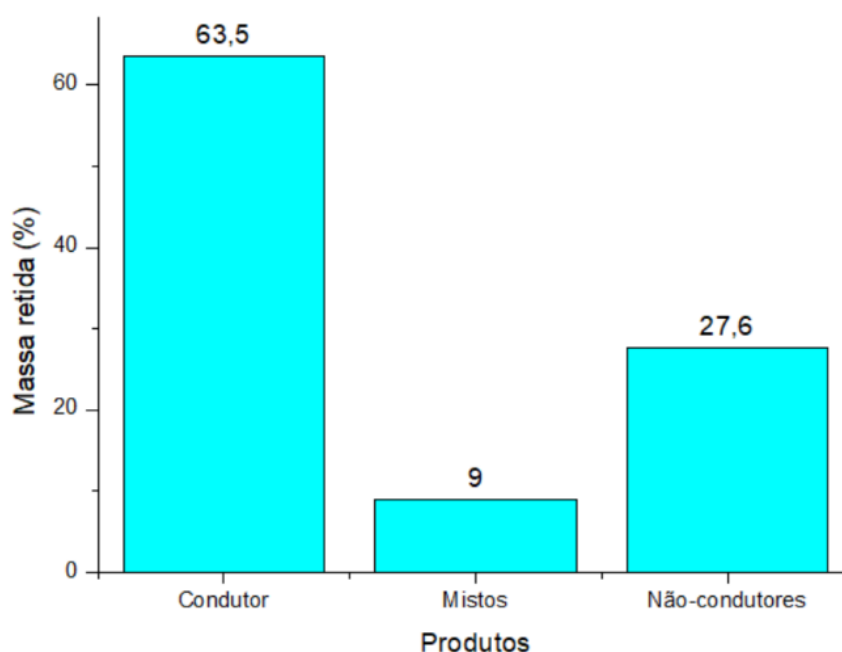


Figura 4.8. Distribuição da massa da escória após a separação eletrostática.

A Figura 4.9 apresenta a variação dos óxidos de urânio e de tório entre os produtos da separação eletrostática. Observou-se que para os dois óxidos ela foi inferior a 4 %.

De acordo com a Figura 4.10, a variação entre do teor do óxido de urânio em relação a amostra cabeça foi negativa nos produtos classificados como condutor e mistos: - 1,1 % e - 0,6 %, respectivamente. Já nos não-condutores, a variação foi positiva: 1,7 %.



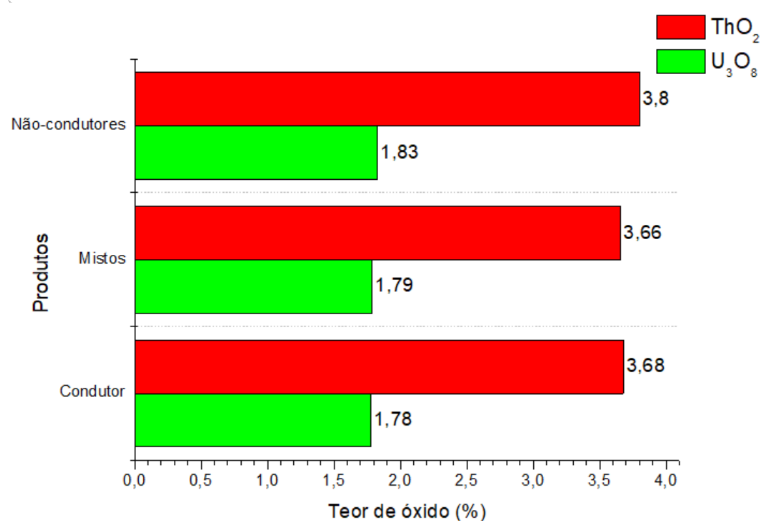


Figura 4.9. Variação dos teores dos óxidos de urânio e de tório com os produtos da separação eletrostática.

Para o óxido de tório, ainda de acordo com a Figura 4.10, a situação foi semelhante: variação negativa para condutores (-0,8 %) e mistos (1,3 %); variação positiva para não condutores (2,4 %).

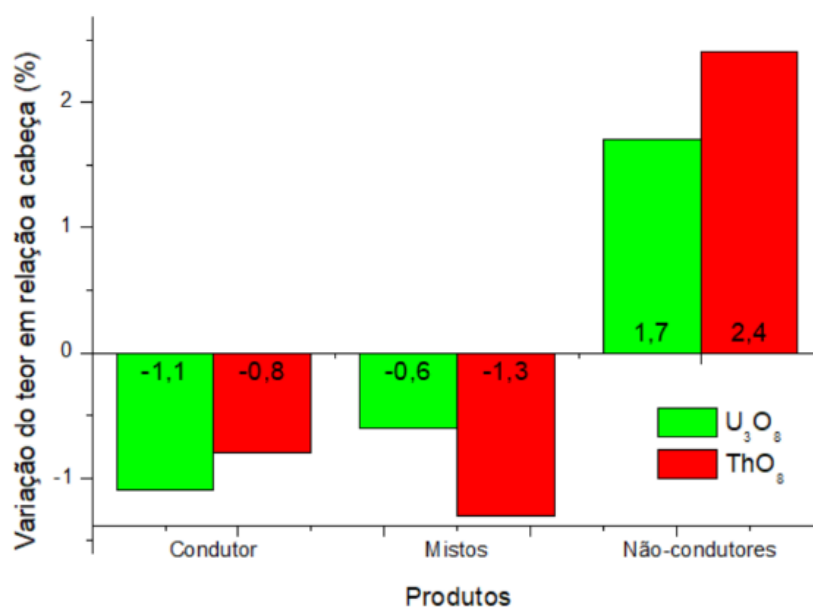


Figura 4.10. Variação dos teores U<sub>3</sub>O<sub>8</sub> e ThO<sub>2</sub> entre os produtos da separação eletrostática e a cabeça calculada.

Estes fatos podem estar relacionados às propriedades elétricas dos óxidos de urânio e de tório uma vez que, de acordo com HABASHI, tanto o  $U_3O_8$  quanto o  $ThO_2$  são dielétricos (HABASHI, 1997, p. 1642 e 1650). Assim, partículas com estes óxidos podem estar migrando para o produto classificado como não-condutor.

Comparando a Figura 4.10 com a Figura 4.8 percebe-se, para ambos os óxidos, que apesar da variação positiva ter ocorrido nos não-condutores, este produto teve um rendimento muito inferior ao dos condutores. Assim, pode-se afirmar que a separação eletrostática não resultou em produtos concentrados em  $U_3O_8$  e  $ThO_2$ . Mas este ensaio foi importante para mostrar que as propriedades elétricas da escória não influenciaram na concentração dos óxidos de urânio e de tório.

#### 4.6. SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DA ESCÓRIA

Para a separação magnética, conforme a Seção 3.6, foi selecionada uma alíquota de 2,5 kg de escória. Assim, como resultado foram obtidos os seguintes produtos: magnético; não magnético e mistos – mistura dos dois anteriores. A distribuição de massa e os óxidos analisados estão disponíveis na Tabela 4.6.

Tabela 4.6. Resultados obtidas após a separação magnética da escória.

Amostra	Descrição	Massa (kg)	Massa (%)	$U_3O_8$ (%)	$ThO_2$ (%)
P27397	Magnético	1,0	40	1,84	3,84
P27398	Mistos	0,3	12	1,82	3,81
P27399	Não Magnético	1,2	48	1,79	3,58
<b>Cabeça calculada*</b>		-	-	$1,81 \pm 0,02$	$3,7 \pm 0,10$

\*incertezas determinadas pela Equação 0.2.

Na Figura 4.11 tem-se a distribuição de massa resultante da separação magnética. Observa-se que a escória teve 48 % de sua massa separada como não magnética.

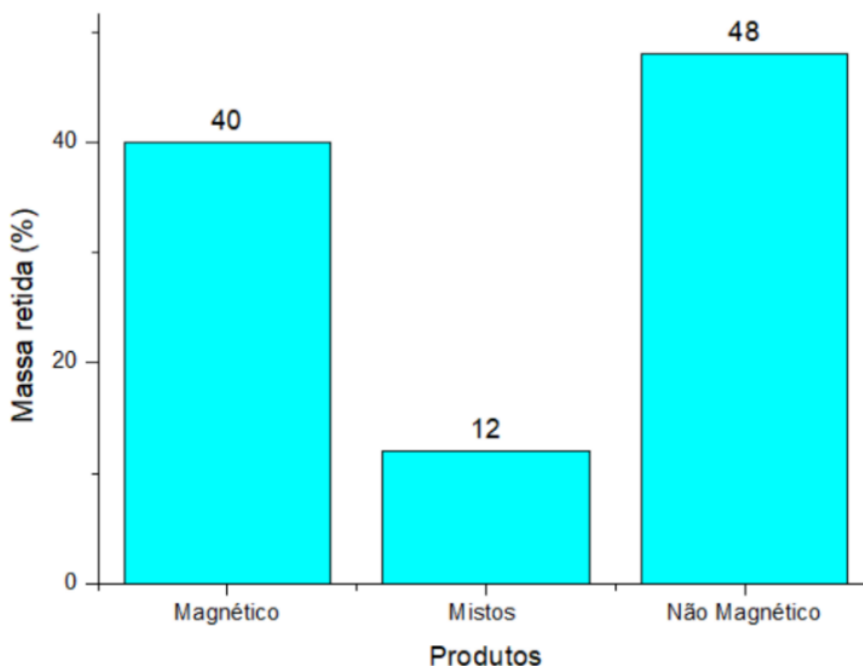


Figura 4.11. Distribuição da massa da escória após a separação magnética.

Apesar da separação ter obtido dois produtos bem caracterizados, ou seja, o não magnético com 48% e o magnético com 40 %, o comportamento esperado para a escória era que o primeiro fosse ainda mais predominante, pois de acordo com DUNLOP e ÖZDEMIR, os óxidos de alumínio e de silício, principais componentes da escória, são diamagnéticos (DUNLOP e ÖZDEMIR, 2001, p. 23).

De acordo com a Figura 4.12, a diferença entre os teores tanto de  $U_3O_8$  quanto de  $ThO_2$  entre os produtos da separação magnética foi pequena – inferior a 7 %.

De acordo com a Figura 4.13, a variação do teor do óxido de urânio em relação a cabeça calculada foi positiva para o magnético (1,7 %) e para os mistos (0,6 %) e negativa para o não-magnético (-1,1). Já para o óxido de tório, a variação foi um pouco maior, mas seguiu o mesmo padrão: positiva para o magnético (3,5 %) e para os mistos (2,7 %); e negativa para o não-magnético (-3,5 %).

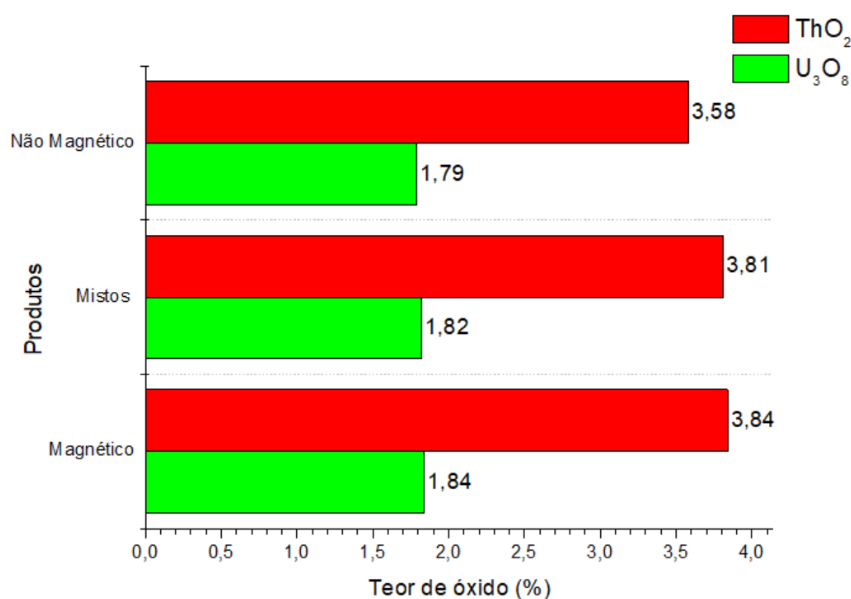


Figura 4.12. Variação dos teores dos óxidos de urânio e de tório com os produtos da separação magnética.

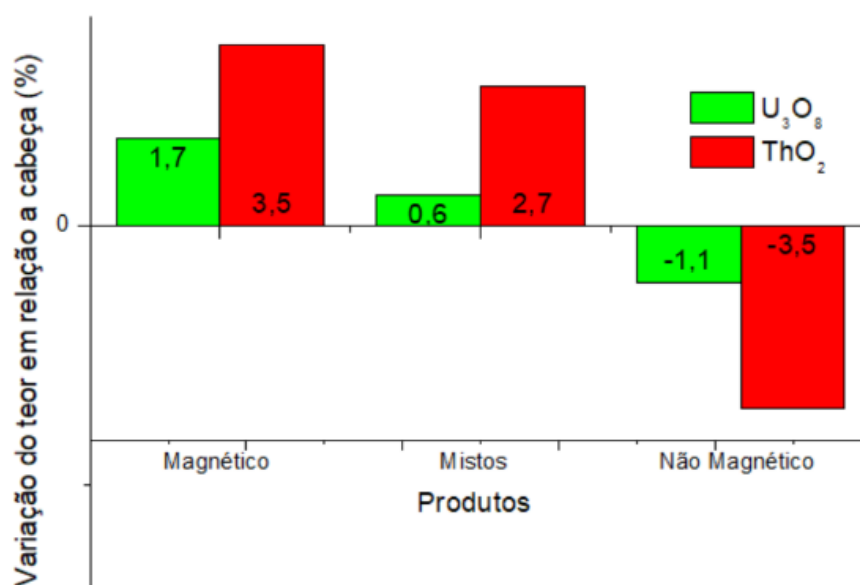


Figura 4.13. Variação dos teores  $\text{U}_3\text{O}_8$  e  $\text{ThO}_2$  entre os produtos da separação magnética e a cabeça calculada.

Comparando a Figura 4.13 e a Figura 4.11, verifica-se que na separação magnética ocorreu uma pequena concentração, de ambos os óxidos, no produto magnético uma vez que a massa separada foi significativa (40 %) e uma ocorreu ligeira alteração em relação a cabeça calculada (menor que 4 %).

Assim, o processamento da escória apresentou dificuldades técnicas na obtenção de produtos concentrados em urânio e tório a partir das separações magnética, elétrica, gravimétrica e granulométrica. Resultados semelhantes foram relatados por LI *et al*, YE *et al*, SHUIBO *et al*, LAHIRI *et al*, HORE-LACY, HANEKLAUS e NALIVAICO *et al* no beneficiamento de outros tipos de resíduos/rejeitos (LI, GAO, *et al.*, 2020; YE, AL-KHALEDI, *et al.*, 2019; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009; LAHIRI, MISHRA, *et al.*, 2021; HORE-LACY, 2016; HANEKLAUS, 2021; NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022).

Este fato pode estar relacionado:

- i) à grande quantidade de ganga associada a escória que, conforme a Tabela 4.1, neste estudo é de 72 %;
- ii) às propriedades físicas da escória;
- iii) à grande diversidade de elementos presentes na escória – neste estudo foram 11 elementos diferentes, conforme a Tabela 4.1.

Deste modo, de acordo com HABASHI, GUPTA, NALIVAICO *et al*, HANEKLAUS *et al* e BENEDICT *et al* é necessária a utilização da lixiviação, já que esta é uma técnica de sucesso para a recuperação metalúrgica de substâncias em baixos teores ou em matrizes complexas, como é o caso da escória. Outro fato digno de nota é o clássico emprego deste tipo de processamento na mineração de urânio e de tório (HABASHI, 1993, p. 66 e 243; GUPTA, 2003, p. 476; NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022; HANEKLAUS, SUN, *et al.*, 2016; BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 15 e 294).

#### **4.7. COMPARAÇÃO ENTRE A AMOSTRA CABEÇA E AS CABEÇAS CALCULADAS**

Na Tabela 4.7 segue a comparação entre as análises dos óxidos de urânio e de tório da amostra cabeça (sem a realização dos ensaios) e das cabeças calculadas de cada separação realizada. Observa-se que a maior variação entre os óxidos foi inferior a 4 %. Além disso, dentro dos limites de incerteza, elas chegam a concordar entre si. Deste modo, pode-se afirmar que as amostras utilizadas nos ensaios granulométrico, gravimétrico, eletrostático e magnético são representativas do todo.

Este tipo de resultado, ou seja, concordância entre as amostras cabeça como evidência representatividade do todo é observado em textos de tratamento mineral, tais como LUZ *et al*, GUPTA, CHAVES e WILLS e NAPIER-MUNN (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 87; GUPTA, 2003; CHAVES, 2002; WILLS e NAPIER-MUNN, 2006).

Tabela 4.7. Comparação entre a amostra cabeça e as cabeças calculadas de cada separação.

Amostra	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	Varição* (%)	ThO <sub>2</sub> (%)	Varição* (%)
Cabeça sem ensaios	1,78 ± 0,14	-	3,66 ± 0,04	-
Cabeça granulométrica	1,75 ± 0,05	-1,7	3,67 ± 0,04	0,2
Cabeça gravimétrica	1,75 ± 0,03	-1,7	3,79 ± 0,07	3,6
Cabeça eletrostática	1,79 ± 0,02	0,6	3,71 ± 0,06	1,4
Cabeça magnética	1,81 ± 0,02	1,7	3,7 ± 0,10	1,1

\*em relação a cabeça sem ensaios

#### 4.8. RESULTADOS DA LIXIVIAÇÃO

Nesta seção foram apresentados os resultados da lixiviação, conforme os procedimentos da Seção 3.7. O aspecto da escória, após os ensaios, pode ser visualizado na Figura 4.14.

Como os testes ocorreram em duplicata, no Quadro 1 apresentam-se os resultados da média e do respectivo desvio padrão<sup>18</sup>: do pH; das massas de escória, da água e da polpa; do consumo de ácido; da massa de sólido após a lixiviação; dos teores dos óxidos de urânio e de tório. O Quadro 1 traz ainda os resultados da recuperação metalúrgica dos óxidos de urânio e de tório,  $R_{U_3O_8}$  e  $R_{ThO_2}$ , onde utilizada a Equação 3.15, cuja incerteza foi determinada pela Equação 3.16.

<sup>18</sup> No Apêndice VIII são apresentados os resultados dos 160 ensaios realizados.

Quadro 1. Resultados dos ensaios de lixiviação.

Ensaio	Tempo (h)	pH	Granulometria ( $\mu\text{m}$ )	Porcentagem de sólidos (%)	Massa de escória (g)	Massa de água (g)	Massa de polpa (g)	Consumo de ácido (mL)	Massa de sólido – após a lixiviação e filtragem (g)	Teor de $\text{U}_3\text{O}_8$ (%)	Teor de $\text{ThO}_2$ (%)	Recuperação de $\text{U}_3\text{O}_8$ (%)	Recuperação de $\text{ThO}_2$ (%)
1	6	1,08 ± 0,03	200	40	40,45 ± 0,08	60,68 ± 0,12	101,10 ± 0,20	28,8 ± 2,3	31,40 ± 0,10	0,76 ± 0,05	1,69 ± 0,09	67,0 ± 2,0	64,0 ± 2,0
2	9	2,08 ± 0,03	1000	40	40,74 ± 0,21	61,11 ± 0,31	101,80 ± 0,50	4,5 ± 0,1	31,80 ± 0,12	0,81 ± 0,33	1,94 ± 0,05	64,0 ± 14	59,0 ± 1,0
3	7	3,08 ± 0,03	1000	40	40,45 ± 0,21	60,67 ± 0,31	101,10 ± 0,50	1,0 ± 0,1	33,20 ± 0,02	1,23 ± 0,02	2,28 ± 0,01	43,0 ± 1,0	48,9 ± 0,3
4	6	3,10 ± 0,01	200	40	40,38 ± 0,30	60,57 ± 0,45	100,90 ± 0,70	1,3 ± 0,3	36,90 ± 0,42	1,06 ± 0,03	2,45 ± 0,07	46,0 ± 2,0	39,0 ± 2,0
5	7	1,05 ± 0,01	200	20	40,69 ± 0,18	162,74 ± 0,70	203,40 ± 0,90	43,3 ± 0,8	32,90 ± 0,43	0,54 ± 0,01	1,05 ± 0,03	75,0 ± 1,0	77,0 ± 1,0
6	9	1,08 ± 0,03	200	40	40,24 ± 0,06	60,36 ± 0,09	100,60 ± 0,10	41,3 ± 2,8	33,80 ± 0,06	0,35 ± 0,01	1,11 ± 0,11	83,0 ± 1,0	74,5 ± 2,5
7	9	2,65 ± 0,01	200	40	40,41 ± 0,31	60,62 ± 0,47	101,00 ± 0,80	1,5 ± 0,1	36,30 ± 0,58	0,79 ± 0,07	1,88 ± 0,05	60,0 ± 3,0	54,0 ± 1,0
8	8	1,60 ± 0,01	200	40	40,46 ± 0,01	60,69 ± 0,01	101,20 ± 0,01	9,8 ± 0,3	32,60 ± 1,06	0,48 ± 0,01	1,21 ± 0,01	78,0 ± 1,0	73,0 ± 1,0
9	8	1,63 ± 0,03	1000	40	40,56 ± 0,33	60,85 ± 0,50	101,40 ± 0,80	8,5 ± 0,5	33,80 ± 0,80	0,51 ± 0,06	1,10 ± 0,10	76,0 ± 3,0	75,0 ± 2,0
10	7	3,13 ± 0,03	200	20	40,26 ± 0,02	161,02 ± 0,06	201,30 ± 0,10	1,0 ± 0,1	33,10 ± 0,02	1,23 ± 0,12	2,74 ± 0,30	43,0 ± 5,0	38,0 ± 7,0
11	8	1,60 ± 0,05	200	20	40,60 ± 0,31	162,38 ± 1,22	203,00 ± 1,50	12,8 ± 1,8	32,00 ± 0,49	0,56 ± 0,02	1,15 ± 0,05	75,0 ± 1,0	75,0 ± 1,0
12	7	3,13 ± 0,03	200	40	40,18 ± 0,04	60,27 ± 0,06	100,40 ± 0,10	1,0 ± 0,1	36,50 ± 0,02	1,11 ± 0,11	2,48 ± 0,27	43,0 ± 5,0	38,0 ± 7,0
13	9	1,63 ± 0,03	200	40	40,53 ± 0,30	60,79 ± 0,44	101,30 ± 0,70	10,5 ± 0,5	32,70 ± 1,24	0,47 ± 0,01	1,15 ± 0,04	79,0 ± 1,0	75,0 ± 1,0
14	9	2,10 ± 0,05	200	20	40,20 ± 0,17	160,80 ± 0,68	201,00 ± 0,80	4,5 ± 0,5	31,70 ± 0,22	0,79 ± 0,07	2,03 ± 0,09	65,0 ± 3,0	56,0 ± 2,0
15	9	2,08 ± 0,03	200	40	40,71 ± 0,16	61,06 ± 0,23	101,80 ± 0,40	4,8 ± 0,3	32,60 ± 0,88	0,86 ± 0,04	1,99 ± 0,05	61,0 ± 2,0	56,0 ± 2,0
16	6	2,63 ± 0,03	1000	20	40,38 ± 0,23	161,50 ± 0,90	201,90 ± 1,10	1,3 ± 0,3	36,80 ± 1,54	1,15 ± 0,05	2,79 ± 0,33	41,0 ± 4,0	31,0 ± 9,0
17	8	1,60 ± 0,05	1000	20	40,45 ± 0,42	161,78 ± 1,66	202,20 ± 2,10	11,3 ± 1,8	32,50 ± 0,04	0,47 ± 0,03	1,23 ± 0,01	79,0 ± 1,0	73,0 ± 0,1
18	8	1,13 ± 0,03	200	20	40,45 ± 0,25	161,78 ± 0,98	202,20 ± 1,20	41,0 ± 3,0	32,30 ± 1,14	0,40 ± 0,01	1,01 ± 0,20	82,0 ± 1,0	78,0 ± 4,0
19	9	3,08 ± 0,03	200	40	40,21 ± 0,03	60,32 ± 0,05	100,50 ± 0,10	1,0 ± 0,1	38,00 ± 1,00	0,97 ± 0,13	2,01 ± 0,11	49,0 ± 7,0	48,0 ± 3,0
20	6	2,55 ± 0,01	200	40	40,86 ± 0,11	61,30 ± 0,17	102,20 ± 0,30	1,3 ± 0,3	36,10 ± 0,57	0,94 ± 0,10	2,42 ± 0,06	53,0 ± 5,0	42,0 ± 2,0
21	7	1,58 ± 0,03	1000	40	40,66 ± 0,15	60,99 ± 0,22	101,60 ± 0,40	8,5 ± 0,5	32,60 ± 0,01	0,73 ± 0,03	1,36 ± 0,20	67,0 ± 1,0	70,0 ± 4,0
22	7	1,55 ± 0,01	200	40	40,53 ± 0,20	60,79 ± 0,29	101,30 ± 0,50	9,9 ± 0,2	34,10 ± 0,01	0,56 ± 0,16	1,28 ± 0,37	74,0 ± 8,0	71,0 ± 9,0
23	7	3,10 ± 0,05	1000	20	40,32 ± 0,02	161,28 ± 0,08	201,60 ± 0,10	1,0 ± 0,1	38,00 ± 0,03	1,12 ± 0,01	2,42 ± 0,19	40,7 ± 0,3	38,0 ± 5,0
24	7	2,08 ± 0,03	1000	20	40,45 ± 0,43	161,78 ± 1,70	202,20 ± 2,10	4,3 ± 0,3	32,50 ± 0,12	1,02 ± 0,05	2,79 ± 0,09	54,0 ± 2,0	39,0 ± 2,0
25	7	2,60 ± 0,05	1000	40	40,54 ± 0,03	60,81 ± 0,04	101,30 ± 0,10	1,3 ± 0,3	36,30 ± 0,82	1,06 ± 0,13	2,05 ± 0,17	47,0 ± 7,0	50,0 ± 4,0
26	7	1,10 ± 0,05	1000	40	40,15 ± 0,08	60,22 ± 0,11	100,40 ± 0,20	28,3 ± 3,3	31,40 ± 0,14	0,56 ± 0,08	1,81 ± 0,10	75,0 ± 4,0	61,0 ± 2,0
27	6	3,08 ± 0,03	1000	20	40,69 ± 0,10	162,74 ± 0,38	203,40 ± 0,50	1,0 ± 0,1	37,20 ± 0,08	1,19 ± 0,04	2,81 ± 0,05	39,0 ± 2,0	30,0 ± 1,0
28	9	2,13 ± 0,03	1000	20	40,19 ± 0,01	160,76 ± 0,04	201,00 ± 0,01	4,8 ± 0,3	32,80 ± 0,02	0,76 ± 0,02	2,41 ± 0,05	65,0 ± 1,0	46,0 ± 1,0

Quadro 1. Resultados dos ensaios de lixiviação.  
(continuação)

Ensaio	Tempo (h)	pH	Granulometria ( $\mu\text{m}$ )	Porcentagem de sólidos (%)	Massa de escória (g)	Massa de água (g)	Massa de polpa (g)	Consumo de ácido (mL)	Massa de sólido – após a lixiviação e filtragem (g)	Teor de $\text{U}_3\text{O}_8$ (%)	Teor de $\text{ThO}_2$ (%)	Recuperação de $\text{U}_3\text{O}_8$ (%)	Recuperação de $\text{ThO}_2$ (%)
29	6	2,10 ± 0,05	200	20	40,87 ± 0,02	163,46 ± 0,06	204,30 ± 0,10	4,3 ± 0,3	32,90 ± 0,54	0,96 ± 0,44	2,70 ± 0,33	57,0 ± 20,0	41,0 ± 7,0
30	8	2,63 ± 0,03	200	40	40,25 ± 0,10	60,37 ± 0,14	100,60 ± 0,20	1,5 ± 0,1	37,80 ± 0,66	0,81 ± 0,08	1,89 ± 0,01	57,0 ± 4,0	52,0 ± 1,0
31	6	1,60 ± 0,05	200	40	40,48 ± 0,42	60,72 ± 0,63	101,20 ± 1,00	8,0 ± 1,0	32,10 ± 0,47	0,83 ± 0,06	1,82 ± 0,21	63,0 ± 3,0	61,0 ± 5,0
32	8	2,05 ± 0,01	1000	20	40,92 ± 0,07	163,68 ± 0,28	204,60 ± 0,40	5,0 ± 0,1	33,10 ± 0,61	0,78 ± 0,01	2,47 ± 0,04	65,0 ± 1,0	45,0 ± 1,0
33	7	2,55 ± 0,01	200	40	40,49 ± 0,09	60,73 ± 0,13	101,20 ± 0,20	1,5 ± 0,1	37,90 ± 0,51	0,86 ± 0,25	2,28 ± 0,14	55,0 ± 13,0	42,0 ± 4,0
34	7	2,60 ± 0,01	1000	20	40,78 ± 0,18	163,10 ± 0,70	203,90 ± 0,90	1,8 ± 0,3	37,60 ± 0,08	0,96 ± 0,04	2,40 ± 0,14	50,0 ± 2,0	40,0 ± 4,0
35	8	3,10 ± 0,05	200	40	40,59 ± 0,38	60,89 ± 0,57	101,50 ± 1,00	1,0 ± 0,1	37,40 ± 0,99	1,05 ± 0,02	2,08 ± 0,06	46,0 ± 2,0	48,0 ± 2,0
36	9	2,58 ± 0,03	1000	20	40,78 ± 0,06	163,10 ± 0,22	203,90 ± 0,30	1,8 ± 0,3	36,60 ± 0,97	0,86 ± 0,03	2,35 ± 0,02	57,0 ± 2,0	42,0 ± 2,0
37	7	2,58 ± 0,03	200	20	40,18 ± 0,14	160,72 ± 0,56	200,90 ± 0,70	1,8 ± 0,3	36,30 ± 0,86	0,85 ± 0,21	2,27 ± 0,03	57,0 ± 10,0	44,0 ± 2,0
38	8	3,13 ± 0,03	1000	40	40,62 ± 0,32	60,93 ± 0,48	101,50 ± 0,80	1,3 ± 0,3	36,70 ± 0,53	1,04 ± 0,04	1,86 ± 0,14	47,0 ± 2,0	54,0 ± 4,0
39	9	1,10 ± 0,05	1000	20	40,59 ± 0,19	162,36 ± 0,76	203,00 ± 1,00	42,3 ± 4,3	33,40 ± 0,59	0,38 ± 0,01	1,18 ± 0,03	82,0 ± 1,0	73,0 ± 1,0
40	8	1,08 ± 0,03	1000	20	40,49 ± 0,37	161,94 ± 1,46	202,40 ± 1,80	41,3 ± 2,8	33,50 ± 1,25	0,40 ± 0,01	1,16 ± 0,05	81,0 ± 1,0	74,0 ± 2,0
41	9	1,60 ± 0,01	200	20	40,67 ± 0,21	162,66 ± 0,82	203,30 ± 1,00	14,0 ± 0,1	33,40 ± 0,41	0,49 ± 0,01	1,07 ± 0,02	77,0 ± 1,0	76,0 ± 1,0
42	9	3,10 ± 0,05	200	20	40,80 ± 0,04	163,18 ± 0,14	204,00 ± 0,20	1,0 ± 0,1	37,70 ± 0,11	1,01 ± 0,04	2,46 ± 0,01	48,0 ± 2,0	37,9 ± 0,3
43	6	2,08 ± 0,03	1000	40	40,47 ± 0,40	60,70 ± 0,59	101,20 ± 1,00	3,3 ± 0,3	31,80 ± 0,40	1,17 ± 0,01	2,64 ± 0,03	48,0 ± 1,0	43,0 ± 1,0
44	9	1,10 ± 0,01	1000	40	40,44 ± 0,06	60,66 ± 0,09	101,10 ± 0,10	34,8 ± 0,3	33,50 ± 0,82	0,38 ± 0,03	1,06 ± 0,04	82,0 ± 1,0	76,0 ± 1,0
45	6	2,10 ± 0,05	200	40	40,62 ± 0,29	60,94 ± 0,44	101,60 ± 0,70	3,3 ± 0,3	32,50 ± 0,85	1,04 ± 0,03	2,36 ± 0,25	53,0 ± 2,0	48,0 ± 6,0
46	7	2,13 ± 0,03	200	40	40,48 ± 0,36	60,72 ± 0,54	101,20 ± 0,90	3,8 ± 0,3	31,30 ± 0,10	0,99 ± 0,02	2,15 ± 0,04	57,0 ± 1,0	55,0 ± 1,0
47	6	1,60 ± 0,01	1000	20	40,12 ± 0,03	160,48 ± 0,12	200,60 ± 0,10	9,0 ± 0,1	32,70 ± 0,52	0,82 ± 0,31	2,30 ± 0,12	62,0 ± 14,0	49,0 ± 3,0
48	8	1,08 ± 0,03	1000	40	40,69 ± 0,15	61,04 ± 0,23	101,70 ± 0,40	34,0 ± 2,0	33,30 ± 0,09	0,44 ± 0,03	1,12 ± 0,12	80,0 ± 1,0	75,0 ± 3,0
49	8	2,63 ± 0,03	1000	20	40,72 ± 0,27	162,86 ± 1,06	203,60 ± 1,30	1,5 ± 0,1	36,00 ± 0,45	0,90 ± 0,01	2,47 ± 0,01	55,0 ± 1,0	40,0 ± 1,0
50	7	2,08 ± 0,03	1000	40	40,69 ± 0,17	61,04 ± 0,26	101,70 ± 0,40	3,8 ± 0,3	32,40 ± 1,12	0,94 ± 0,06	2,38 ± 0,19	58,0 ± 3,0	48,0 ± 5,0
51	8	2,10 ± 0,01	200	40	40,73 ± 0,15	61,10 ± 0,23	101,80 ± 0,40	4,0 ± 0,1	32,50 ± 0,11	1,01 ± 0,05	2,00 ± 0,10	55,0 ± 2,0	56,0 ± 2,0
52	7	1,05 ± 0,01	1000	20	40,58 ± 0,17	162,32 ± 0,68	202,90 ± 0,90	40,0 ± 0,1	32,70 ± 0,51	0,51 ± 0,01	2,07 ± 0,05	76,9 ± 0,4	54,0 ± 1,0
53	7	1,65 ± 0,01	200	20	40,63 ± 0,27	162,50 ± 1,06	203,10 ± 1,30	10,0 ± 0,1	37,90 ± 0,02	0,72 ± 0,04	1,65 ± 0,08	62,0 ± 2,0	58,0 ± 2,0
54	9	2,60 ± 0,05	1000	40	40,64 ± 0,12	60,96 ± 0,18	101,60 ± 0,30	1,5 ± 0,1	36,60 ± 1,15	0,84 ± 0,04	1,82 ± 0,15	58,0 ± 2,0	55,0 ± 4,0
55	6	1,13 ± 0,03	1000	20	40,38 ± 0,27	161,52 ± 1,08	201,90 ± 1,30	30,0 ± 2,0	33,50 ± 0,16	0,77 ± 0,22	2,06 ± 0,15	64,0 ± 10,0	53,0 ± 3,0



Quadro 1. Resultados dos ensaios de lixiviação.  
(continuação)

Ensaio	Tempo (h)	pH	Granulometria ( $\mu\text{m}$ )	Porcentagem de sólidos (%)	Massa de escória (g)	Massa de água (g)	Massa de polpa (g)	Consumo de ácido (mL)	Massa de sólido – após a lixiviação e filtragem (g)	Teor de $\text{U}_3\text{O}_8$ (%)	Teor de $\text{ThO}_2$ (%)	Recuperação de $\text{U}_3\text{O}_8$ (%)	Recuperação de $\text{ThO}_2$ (%)
56	7	2,13 $\pm$ 0,03	200	20	40,49 $\pm$ 0,24	161,94 $\pm$ 0,94	202,40 $\pm$ 1,20	4,3 $\pm$ 0,3	32,70 $\pm$ 0,41	0,85 $\pm$ 0,01	1,96 $\pm$ 0,05	61,0 $\pm$ 1,0	57,0 $\pm$ 1,0
57	8	2,55 $\pm$ 0,01	1000	40	40,29 $\pm$ 0,20	60,43 $\pm$ 0,29	100,70 $\pm$ 0,50	1,5 $\pm$ 0,1	36,90 $\pm$ 0,24	0,86 $\pm$ 0,07	1,93 $\pm$ 0,02	56,0 $\pm$ 3,0	52,0 $\pm$ 1,0
58	6	1,65 $\pm$ 0,01	1000	40	40,26 $\pm$ 0,04	60,39 $\pm$ 0,06	100,60 $\pm$ 0,10	6,3 $\pm$ 0,3	32,40 $\pm$ 0,85	1,03 $\pm$ 0,06	2,01 $\pm$ 0,01	53,0 $\pm$ 3,0	56,0 $\pm$ 1,0
59	8	3,05 $\pm$ 0,01	200	20	40,15 $\pm$ 0,12	160,58 $\pm$ 0,46	200,70 $\pm$ 0,60	1,5 $\pm$ 0,1	38,30 $\pm$ 0,18	1,13 $\pm$ 0,13	2,51 $\pm$ 0,32	39,0 $\pm$ 7,0	35,0 $\pm$ 8,0
60	9	3,10 $\pm$ 0,01	1000	40	40,53 $\pm$ 0,36	60,79 $\pm$ 0,53	101,30 $\pm$ 0,90	1,0 $\pm$ 0,1	36,70 $\pm$ 0,87	1,02 $\pm$ 0,01	1,85 $\pm$ 0,09	48,0 $\pm$ 1,0	54,0 $\pm$ 3,0
61	6	2,60 $\pm$ 0,05	200	20	40,50 $\pm$ 0,05	162,00 $\pm$ 0,20	202,50 $\pm$ 0,30	1,5 $\pm$ 0,5	36,80 $\pm$ 0,39	0,95 $\pm$ 0,05	2,64 $\pm$ 0,29	52,0 $\pm$ 2,0	34,0 $\pm$ 7,0
62	6	3,10 $\pm$ 0,05	200	20	40,41 $\pm$ 0,19	161,62 $\pm$ 0,74	202,00 $\pm$ 0,90	1,3 $\pm$ 0,3	37,00 $\pm$ 0,52	1,17 $\pm$ 0,26	2,59 $\pm$ 0,28	40,0 $\pm$ 13,0	35,0 $\pm$ 7,0
63	6	1,10 $\pm$ 0,05	200	20	40,62 $\pm$ 0,34	162,48 $\pm$ 1,36	203,10 $\pm$ 1,70	36,0 $\pm$ 4,0	32,40 $\pm$ 0,25	0,89 $\pm$ 0,01	1,60 $\pm$ 0,01	60,0 $\pm$ 1,0	65,1 $\pm$ 0,4
64	8	2,10 $\pm$ 0,05	200	20	40,93 $\pm$ 0,03	163,70 $\pm$ 0,10	204,60 $\pm$ 0,10	4,0 $\pm$ 0,5	33,10 $\pm$ 0,39	0,85 $\pm$ 0,14	2,05 $\pm$ 0,09	61,0 $\pm$ 6,0	55,0 $\pm$ 2,0
65	8	1,15 $\pm$ 0,01	200	40	40,67 $\pm$ 0,19	61,01 $\pm$ 0,29	101,70 $\pm$ 0,50	31,0 $\pm$ 0,1	32,30 $\pm$ 1,02	0,37 $\pm$ 0,01	1,25 $\pm$ 0,10	83,0 $\pm$ 1,0	73,0 $\pm$ 2,0
66	9	1,58 $\pm$ 0,03	1000	20	40,29 $\pm$ 0,11	161,16 $\pm$ 0,44	201,50 $\pm$ 0,50	13,5 $\pm$ 0,5	32,30 $\pm$ 0,40	0,43 $\pm$ 0,10	1,24 $\pm$ 0,05	81,0 $\pm$ 4,0	73,0 $\pm$ 1,0
67	9	3,13 $\pm$ 0,03	1000	20	40,50 $\pm$ 0,20	162,00 $\pm$ 0,80	202,50 $\pm$ 1,00	1,0 $\pm$ 0,1	38,30 $\pm$ 0,41	0,93 $\pm$ 0,01	2,13 $\pm$ 0,03	51,0 $\pm$ 1,0	45,0 $\pm$ 1,0
68	6	2,60 $\pm$ 0,01	1000	40	40,56 $\pm$ 0,39	60,84 $\pm$ 0,58	101,40 $\pm$ 1,00	1,3 $\pm$ 0,3	37,20 $\pm$ 1,01	1,07 $\pm$ 0,01	2,24 $\pm$ 0,01	45,0 $\pm$ 2,0	44,0 $\pm$ 2,0
69	6	1,08 $\pm$ 0,03	1000	40	40,39 $\pm$ 0,28	60,58 $\pm$ 0,41	101,00 $\pm$ 0,70	26,5 $\pm$ 1,5	32,40 $\pm$ 0,89	0,84 $\pm$ 0,04	1,80 $\pm$ 0,10	62,0 $\pm$ 2,0	61,0 $\pm$ 2,0
70	9	1,13 $\pm$ 0,03	200	20	40,78 $\pm$ 0,09	163,10 $\pm$ 0,34	203,90 $\pm$ 0,40	44,0 $\pm$ 2,0	32,70 $\pm$ 0,11	0,38 $\pm$ 0,01	0,84 $\pm$ 0,01	82,9 $\pm$ 0,2	81,6 $\pm$ 0,2
71	6	3,05 $\pm$ 0,01	1000	40	40,31 $\pm$ 0,26	60,47 $\pm$ 0,39	100,80 $\pm$ 0,70	1,0 $\pm$ 0,1	37,90 $\pm$ 0,42	1,17 $\pm$ 0,03	2,08 $\pm$ 0,12	38,0 $\pm$ 2,0	47,0 $\pm$ 3,0
72	9	1,60 $\pm$ 0,05	1000	40	40,55 $\pm$ 0,39	60,82 $\pm$ 0,58	101,40 $\pm$ 1,00	10,3 $\pm$ 1,3	33,20 $\pm$ 1,57	0,53 $\pm$ 0,02	1,13 $\pm$ 0,01	76,0 $\pm$ 2,0	75,0 $\pm$ 1,0
73	6	1,60 $\pm$ 0,05	200	20	40,37 $\pm$ 0,31	161,48 $\pm$ 1,24	201,90 $\pm$ 1,60	10,3 $\pm$ 1,3	32,00 $\pm$ 0,40	0,96 $\pm$ 0,15	2,00 $\pm$ 0,04	57,0 $\pm$ 6,0	57,0 $\pm$ 1,0
74	8	3,10 $\pm$ 0,05	1000	20	40,45 $\pm$ 0,31	161,80 $\pm$ 1,24	202,30 $\pm$ 1,60	1,0 $\pm$ 0,1	36,90 $\pm$ 0,57	0,96 $\pm$ 0,03	2,21 $\pm$ 0,05	51,0 $\pm$ 2,0	45,0 $\pm$ 2,0
75	7	1,60 $\pm$ 0,01	1000	20	40,30 $\pm$ 0,23	161,20 $\pm$ 0,92	201,50 $\pm$ 1,20	10,0 $\pm$ 0,1	39,10 $\pm$ 0,01	0,41 $\pm$ 0,06	1,58 $\pm$ 0,16	78,0 $\pm$ 3,0	58,0 $\pm$ 4,0
76	8	2,10 $\pm$ 0,05	1000	40	40,39 $\pm$ 0,08	60,59 $\pm$ 0,12	101,00 $\pm$ 0,20	3,8 $\pm$ 0,3	31,90 $\pm$ 0,23	0,81 $\pm$ 0,10	1,97 $\pm$ 0,14	64,0 $\pm$ 4,0	57,0 $\pm$ 3,0
77	6	2,08 $\pm$ 0,03	1000	20	40,61 $\pm$ 0,08	162,42 $\pm$ 0,30	203,00 $\pm$ 0,40	4,3 $\pm$ 0,3	32,90 $\pm$ 0,59	1,10 $\pm$ 0,04	2,78 $\pm$ 0,04	50,0 $\pm$ 2,0	38,0 $\pm$ 1,0
78	9	2,55 $\pm$ 0,01	200	20	40,53 $\pm$ 0,43	162,10 $\pm$ 1,70	202,60 $\pm$ 2,10	2,3 $\pm$ 0,3	38,50 $\pm$ 0,50	0,73 $\pm$ 0,02	1,88 $\pm$ 0,01	61,0 $\pm$ 1,0	51,0 $\pm$ 1,0
79	7	1,10 $\pm$ 0,05	200	40	40,32 $\pm$ 0,02	60,48 $\pm$ 0,03	100,80 $\pm$ 0,01	31,0 $\pm$ 4,0	33,40 $\pm$ 0,15	0,50 $\pm$ 0,01	1,77 $\pm$ 0,09	76,7 $\pm$ 0,2	60,0 $\pm$ 2,0
80	8	2,55 $\pm$ 0,01	200	20	40,42 $\pm$ 0,26	161,68 $\pm$ 1,04	202,10 $\pm$ 1,30	2,0 $\pm$ 0,1	36,50 $\pm$ 0,16	0,75 $\pm$ 0,05	2,05 $\pm$ 0,06	62,0 $\pm$ 3,0	49,0 $\pm$ 2,0

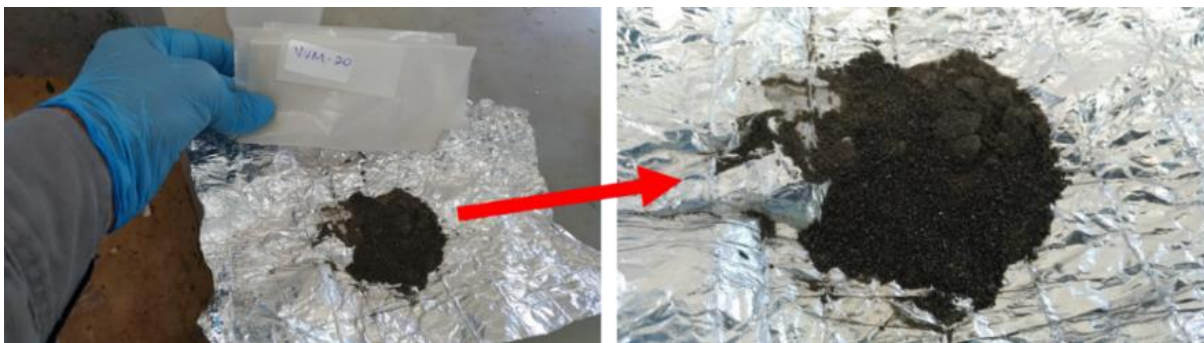


Figura 4.14. Aspecto da escória após os ensaios de lixiviação.

#### 4.8.1. Influência dos parâmetros de processo na recuperação dos óxidos

A Figura 4.15 e na Figura 4.16 mostram a distribuição da recuperação,  $R$ , dos óxidos de urânio e de tório, respectivamente em três classes: recuperação abaixo de 60 % ( $R \leq 60\%$ ); recuperação entre 60 % e 80 % ( $60\% < R \leq 80\%$ ); e recuperação acima de 80 % ( $R > 80\%$ ).

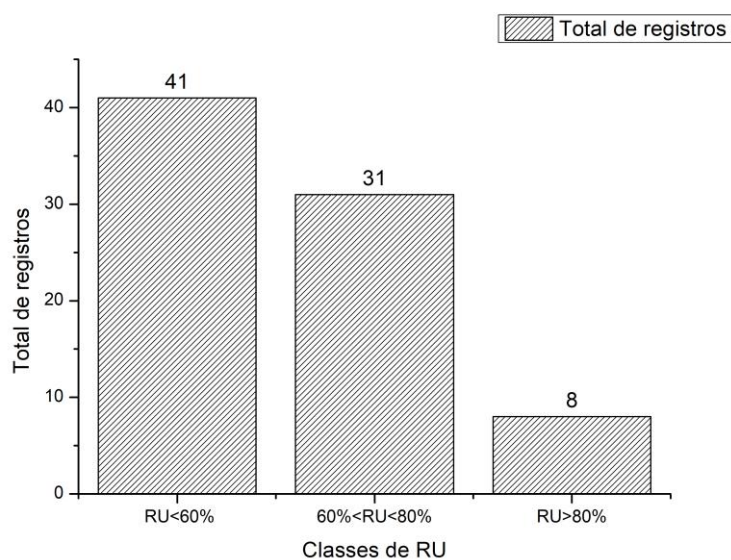


Figura 4.15. Distribuição das recuperações do óxido de urânio.

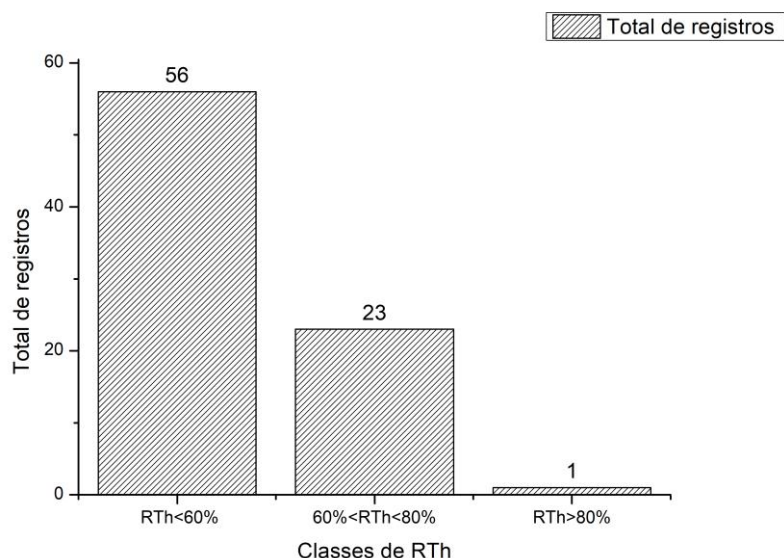


Figura 4.16. Distribuição da recuperação do óxido de tório.

Observa-se que o óxido de urânio teve um desempenho melhor atingindo 8 registros na classe de recuperação acima de 80 %, enquanto o óxido de tório apenas 1 registro. Para ambos a classe mais representativa foi a de recuperação inferior a 60 %.

#### 4.8.1.1. *Influência do tempo*

Para verificar a influência do tempo, utilizou-se o mesmo critério de classes de recuperação conforme descrito acima. Deste modo, discriminando para este parâmetro, obteve-se a Figura 4.17, para o  $U_3O_8$ , e a Figura 4.18 para o  $ThO_2$ .

No caso do óxido de urânio (Figura 4.17) observou-se que nas recuperações acima de 80 % só ocorreram registros dos tempos  $t = 8$  h e  $t = 9$  h. Já na classe entre 60 % e 80 % de recuperação, a participação dos quatro tempos foi importante. E, na classe de recuperação inferior a 60 %, ocorreu predominância dos tempos  $t = 6$  h e  $t = 7$  h.

No caso do óxido de tório (Figura 4.18) o comportamento foi semelhante ao do óxido de urânio: predominância dos tempos  $t = 6$  h e  $t = 7$  h na classe de recuperação inferior a 60 %; registro dos quatro tempos na classe entre 60 % e 80 %. E, na classe de recuperação acima de 80 % ocorreu a principal diferença: um registro único e com tempo  $t = 9$  h.

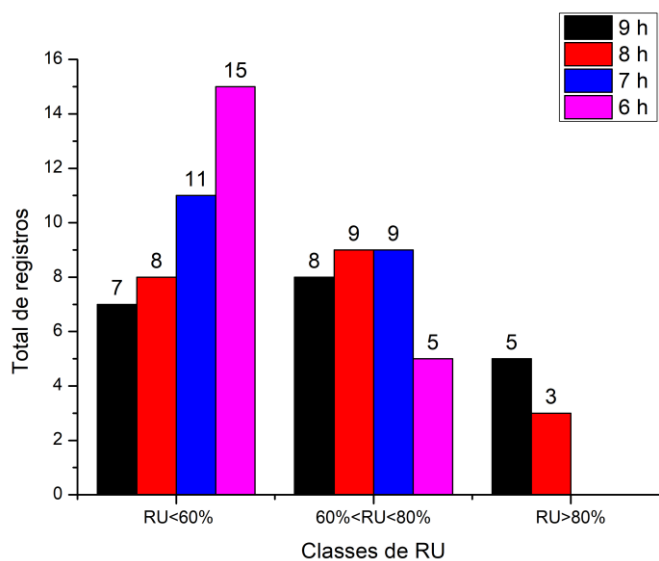


Figura 4.17. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função do tempo.

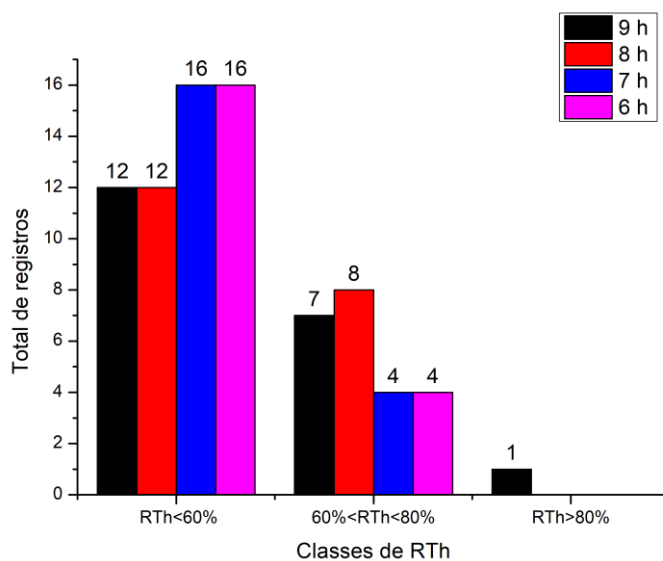


Figura 4.18. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função do tempo.

Este parâmetro é de grande relevância neste estudo, pois determinou o tempo de contato entre a superfície das partículas de escória e o ácido sulfúrico determinando a sua dissociação e transferência para o líquido. Assim, conforme o procedimento estabelecido na Seção 3.7, os maiores tempos estão relacionados às melhores recuperações.

Entretanto, conforme HABASHI, HAVLÍK, SHUIBO *et al* e NALIVAICO *et al* existe um limite a partir do qual o tempo deixa de ser relevante, pois ocorre o equilíbrio químico entre a lixívia e o sólido. Assim, a recuperação entra também em equilíbrio e, mesmo aumentando o tempo de processo, a recuperação não aumenta de valor (HABASHI, 1993; HAVLÍK, 2008; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009; NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022). Isto não foi observado neste estudo devido a escolha dos parâmetros. Mas de acordo com a Figura 4.17 e Figura 4.18 pode-se inferir que ele é superior a oito horas. Esta afirmação é reforçada nas figuras da seção 4.8.2 onde apresenta-se os gráficos de recuperação metalúrgica em função do tempo e onde esta influência será novamente discutida.

Observou-se ainda registros de todos os tempos nas classes com recuperação menor que 80 %. Assim, conforme observado por outros autores, como HABASHI e FORMIGA *et al* (HABASHI, 1993; FORMIGA, MORAIS e GOMIERO, 2011), os demais parâmetros de processo (granulometria, pH e percentual de sólidos) também influenciaram na lixiviação e, conseqüentemente, na recuperação dos óxidos de urânio e de tório.

#### 4.8.1.2. *Influência do pH*

Na Figura 4.19 e na Figura 4.20, seguem, respectivamente, a distribuição de recuperação para o óxido de urânio e para o óxido de tório discriminados cada pH utilizado.

Para o óxido de urânio (Figura 4.19) ocorreu um predomínio muito acentuado do pH = 1 na classe com recuperação maior que 80 % com 7 registros ao passo que o pH = 1,5 obteve um registro e os demais valores de pH nenhum registro. Na classe entre 60 % e 80 % de recuperação ainda ocorreram 8 registros do pH = 1, mas o predomínio foi do pH = 1,5 com 13 registros. Já a classe de recuperação inferior a 60 % teve a participação dos cinco pH selecionados, mas o predomínio foi do pH = 3 com 16 registros.

Para o óxido de tório, conforme a Figura 4.20, só ocorreram registros dos pH 1 e 1,5 nas classes de recuperação entre 60 % e 80 % e acima de 80 % sendo que esta última teve apenas um registro – de pH = 1. Já a classe de recuperação menor que 60 %, como ocorreu com o óxido de urânio, apresentou registros de todos os pH, mas com predomínio dos inferiores a 1,5.

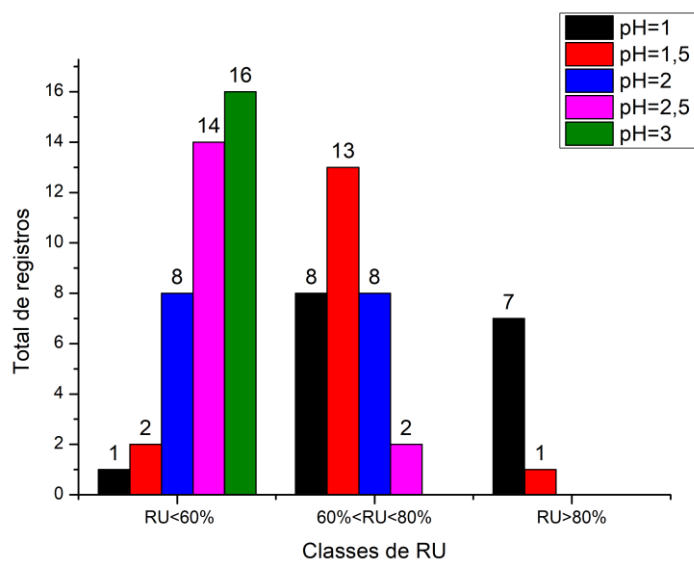


Figura 4.19. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função do pH.

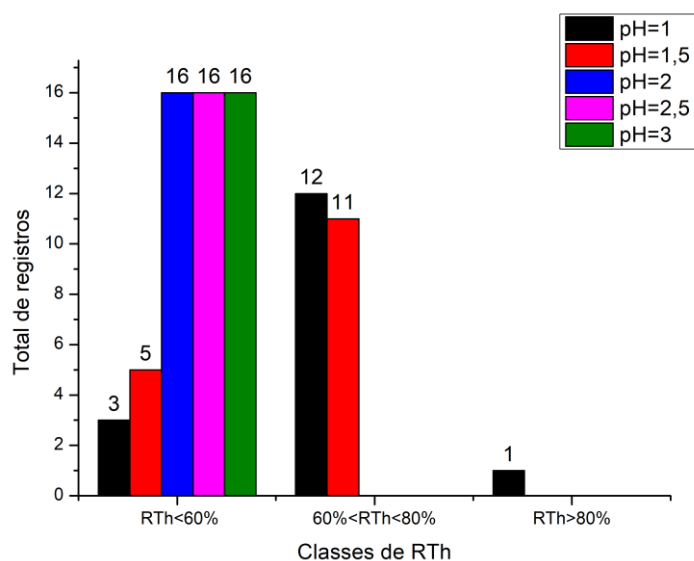


Figura 4.20. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função do pH.

A influência do pH era esperada, pois de acordo com a Equação 2.13 e a Equação 2.14, a maior presença do ácido sulfúrico, ou seja, pH de menor valor, potencializa a formação dos íons que podem ser transferidos para a lixívia. Este fato foi observado por diversos autores como HABASHI, LOTTERING *et al*, WNA, BENEDICT *et al*, IAEA e ZAHNG e ZHAO

(HABASHI, 1993; LOTTERING, LORENZEN, *et al.*, 2008; WNA, 2021; BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981; IAEA, 1993; ZHANG e ZHAO, 2016).

Assim, pode-se inferir que, neste estudo, o desequilíbrio devido aos pH próximos de 1 levou a uma maior lixiviação e, conseqüentemente, a uma maior transferência dos elementos que compõe a escória para a lixívia e a uma maior recuperação metalúrgica.

Por outro lado, mesmo o pH = 1 foi registrado na classe de recuperação menor que 60 para os dois óxidos. Isto ocorre, porque além do pH existem outros parâmetros influenciando a lixiviação e a recuperação metalúrgica (tempo, granulometria e percentual de sólidos). Tal fato também foi observado por outros autores, tais como AMARAL *et al*, VIJAYALAKSHMI *et al* e SHUIDO *et al*, em seus trabalhos onde estudou-se mais de uma variável de processo simultaneamente (AMARAL, SÁ e MORAIS, 2018; HABASHI, 1993; VIJAYALAKSHMI, MISHRA, *et al.*, 2001; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009).

#### 4.8.1.3. Influência da granulometria

A análise da influência da granulometria segue na Figura 4.21 e na Figura 4.22. Do mesmo modo que para o tempo e para o pH, foi elaborada a distribuição das recuperações nas classes menor que 60 %; entre 60 % e 80 %; maior que 80 %.

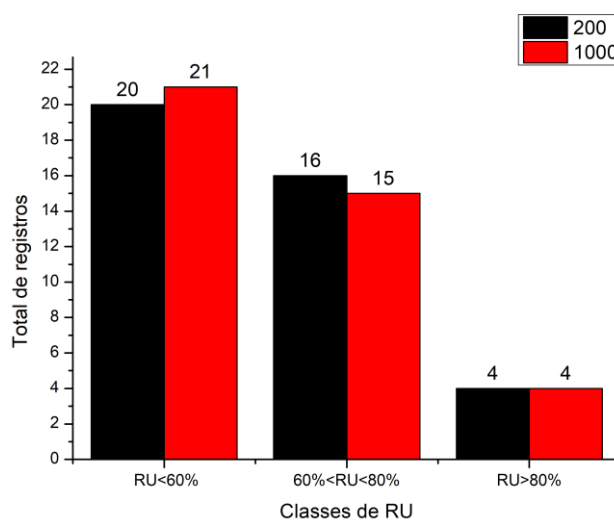


Figura 4.21. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função da granulometria.

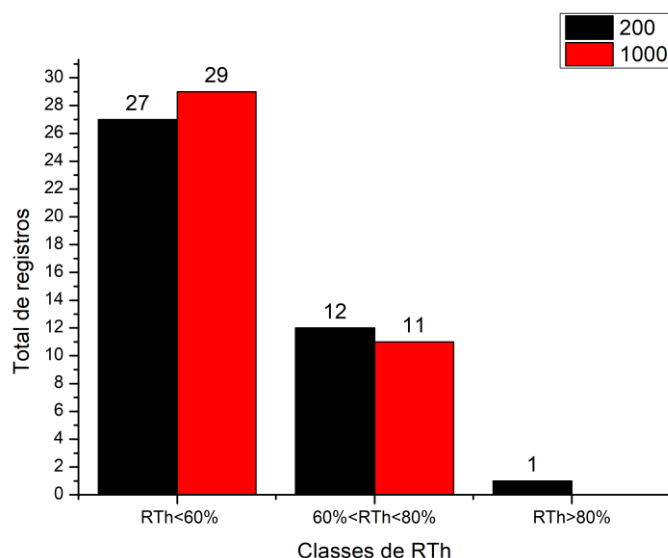


Figura 4.22. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função da granulometria.

Para o óxido de urânio ocorreu uma distribuição uniforme dentro de cada classe, ou seja, não ocorreu predomínio significativo de nenhuma das duas granulometrias, conforme a Figura 4.21. Chama a atenção a classe de recuperação maior que 80 % onde ocorreram 4 registros para cada granulometria.

Para o óxido de tório ocorreu algo similar, ou seja, distribuição homogênea. No entanto, na classe de recuperação maior que 80 % ocorreu um registro único para 200  $\mu\text{m}$  – vide Figura 4.22.

O esperado para os resultados acima era uma maior influência da granulometria da escória uma vez que o tamanho da partícula condiciona a superfície exposta ao ácido sulfúrico. Assim, superfícies maiores por massa ou volume facilitam a lixiviação e, por conseguinte, a recuperação dos óxidos.

A relação granulometria e lixiviação foi estudada por diversos autores tanto em livros texto quanto em artigos como foi o caso de DUTRA e LEITE, MORAIS *et al*, VAN DER SLOOT *et al*, CAUDURO e GUPTA. Nestes trabalhos foi apontado que áreas maiores apresentam lixiviações maiores (DUTRA e LEITE, 2015; MORAIS, GOMIERO e FILHO, 2008; VAN DER SLOOT, HEASMAN e QUEVAUVILLER, 1997; CAUDURO, 2003; GUPTA, 2003).



Assim, a explicação para as distribuições apresentadas na Figura 4.21 e na Figura 4.22 – que se contrapõe aos autores consultados, pode estar relacionada:

- i) Ao procedimento experimental adotado, conforme Seção 3.7, onde os demais parâmetros de processo, em especial o pH e o tempo, tiveram uma influência mais significativa o que colocou a influência da granulometria em segundo plano;
- ii) Às dimensões selecionadas para a escória: pode ser necessário uma maior ou menor cominuição para uma avaliação mais adequada deste parâmetro de processo;
- iii) À própria estrutura física da escória onde, conforme a seção 4.3, verificou-se que existe uma distribuição homogênea dos óxidos de urânio e de tório entre as granulometrias estudadas. O trabalho de LOTTERING *et al* corrobora com esta afirmação: é relatado que a homogeneidade na distribuição das partículas de interesse em meio a ganga dificulta a separação do material física ou quimicamente (LOTTERING, LORENZEN, *et al.*, 2008);
- iv) À área superficial específica da escória – parâmetro que leva em consideração a porosidade e a textura do material (MULAZZANI e GUBIANI, 2016; CESSA, CELI, *et al.*, 2009). Assim, este parâmetro pode ter influenciado mais a lixiviação do que a própria granulometria.

Deste modo, a influência da granulometria precisa ser investigada em estudos futuros, pois pode melhorar a eficiência da lixiviação implicando até mesmo em custos menores – no caso de circuitos pilotos, por exemplo.

#### 4.8.1.4. *Influência do percentual de sólidos*

A influência do percentual de sólidos na recuperação metalúrgica foi disponibilizada na Figura 4.23, para o óxido de urânio, e na Figura 4.24, para o óxido de tório. Conforme os parâmetros de processos anteriores, foi realizada uma distribuição da recuperação em três classes: menor que 60 %; entre 60 % e 80 %; maior que 80 %.

De acordo com a Figura 4.23, observou-se que para o óxido de urânio ocorreram pequenas diferenças entre os percentuais de sólidos em cada classe. Na  $R \geq 80\%$ , por exemplo, ocorreu um predomínio do percentual de 20 % de sólidos com 5 registros. Para o percentual de 40 % foram apenas 3 registros.

Para o óxido de tório, de acordo com a Figura 4.24, ocorreu predomínio do percentual de 20 % na classe de recuperação menor que 60 % e do percentual de 40 % na classe entre 60 % e 80 %. Já na classe maior que 80 % ocorreu um registro único para 20 % de sólidos.

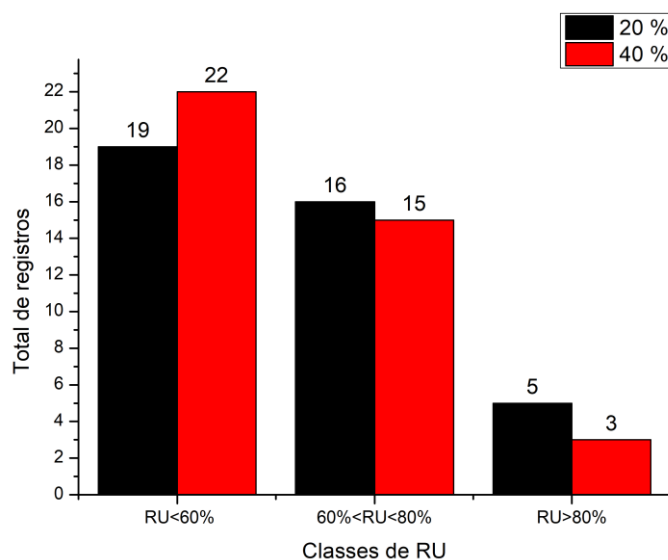


Figura 4.23. Distribuição da recuperação do óxido de urânio em função do percentual de sólidos.

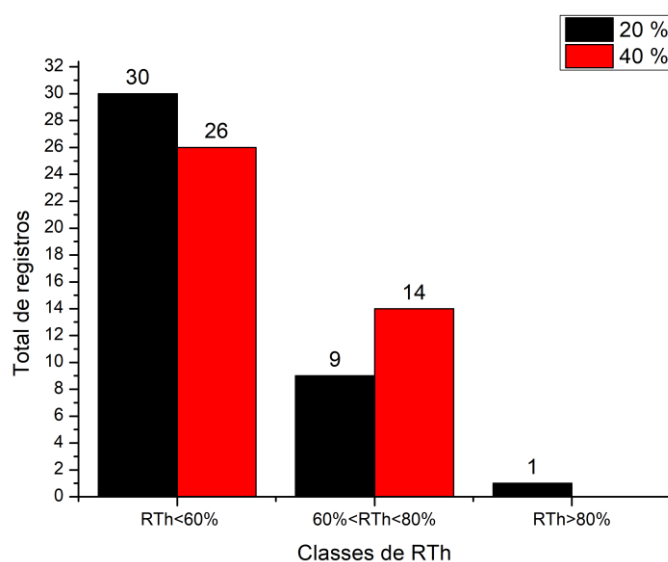


Figura 4.24. Distribuição da recuperação do óxido de tório em função do percentual de sólidos.

Os predomínios das porcentagens menores que foram observados neste estudo não eram esperados uma vez que, de acordo com GUPTA, HABASHI e CAUDURO quanto maior a disponibilidade de sólidos melhor é a lixiviação e, por conseguinte, maior a recuperação metalúrgica (GUPTA, 2003; HABASHI, 1993; CAUDURO, 2003).

Por outro lado, alguns autores como FORMIGA *et al* e IBRAHIM *et al* relatam que o percentual de sólidos em seus trabalhos não foi significativo para a lixiviação metalúrgica (IBRAHIM, ORABI, *et al.*, 2020), assim, seus resultados estão próximo ao do que pode ser observado neste estudo, especialmente, na classe  $60 \% < R \leq 80 \%$  para os dois óxidos, conforme a Figura 4.23 e a Figura 4.24.

Deste modo, é necessário investigar este parâmetro em estudos futuros aumentando o alcance do percentual de sólidos (valores menores que 20 % e maiores que 40 %) para verificar a sua relação com a lixiviação uma vez que ela implica também no consumo de água. Assim, num circuito piloto ou industrial isto pode representar um custo significativo de operação.

#### 4.8.2. Recuperação dos óxidos de urânio e de tório

Para avaliação dos ensaios realizados, os dados do Quadro 1 foram reunidos em 20 grupos usando a configuração de mesmos “pH-granulometria-porcentagem de sólidos”, conforme a Tabela 4.8. Observe que os ensaios listados na coluna “Ensaio” foram colocados em ordem crescente, ou seja, o primeiro do grupo tem tempo de seis horas, o segundo de sete horas, o terceiro de oito horas e o quarto de nove horas de lixiviação. Estes dados foram utilizados para os gráficos de recuperação em função do tempo de lixiviação.

##### 4.8.2.1. Grupos de pH em torno de 1: 1, 2, 3 e 4

Os grupos com pH em torno de 1 foram os que obtiveram os melhores resultados de recuperação metalúrgica, conforme a Figura 4.25. Dentre estes destacou-se, no Grupo 1, o Ensaio 70, porque apresentou recuperação acima de 80% para os dois óxidos:  $R_{U_3O_8} = (82,9 \pm 0,2) \%$  e  $R_{ThO_2} = (81,6 \pm 0,2) \%$ . Neste grupo os parâmetros de processos foram pH = 1; t = 9 h; granulometria 200  $\mu\text{m}$ ; e 20 % de sólidos.

Tabela 4.8. Agrupamento dos ensaios em relação ao pH, granulometria e porcentagem de sólidos.

Grupo	pH	Configuração (pH-granulometria-% de sólidos)	Ensaios	Gráfico
1	~ 1,0	1 – 200 – 20	63, 5, 18, 70	Figura 4.25
2	~ 1,0	1 – 200 – 40	1, 79, 65, 6	
3	~ 1,0	1 – 1000 – 20	55, 52, 40, 39	
4	~ 1,0	1 – 1000 – 40	69, 26, 48, 44	
5	~ 1,5	1,5 – 200 – 20	73, 53, 11, 41	Figura 4.26
6	~ 1,5	1,5 – 200 – 40	31, 22, 8, 13	
7	~ 1,5	1,5 – 1000 – 20	47, 75, 17, 66	
8	~ 1,5	1,5 – 1000 – 40	58, 21, 9, 72	
9	~ 2,0	2,0 – 200 – 20	29, 56, 64, 14	Figura 4.27
10	~ 2,0	2,0 – 200 – 40	45, 46, 51, 15	
11	~ 2,0	2,0 – 1000 – 20	77, 24, 32, 28	
12	~ 2,0	2,0 – 1000 – 40	43, 50, 76, 2	
13	~ 2,5	2,5 – 200 – 20	61, 37, 80, 78	Figura 4.28
14	~ 2,5	2,5 – 200 – 40	20, 33, 30, 7	
15	~ 2,5	2,5 – 1000 – 20	16, 34, 49, 36	
16	~ 2,5	2,5 – 1000 – 40	68, 25, 57, 54	
17	~ 3,0	3,0 – 200 – 20	62, 10, 59, 42	Figura 4.29
18	~ 3,0	3,0 – 200 – 40	4, 12, 35, 19	
19	~ 3,0	3,0 – 1000 – 20	27, 23, 74, 67	
20	~ 3,0	3,0 – 1000 – 40	71, 3, 38, 60	

No Grupo 2, cujos parâmetros de processo são pH = 1; granulometria 200  $\mu\text{m}$ ; e 40 % de sólidos, ocorreram dois destaques para o óxido de urânio. São eles o Ensaio 6 e o Ensaio 65 sendo ambos com  $R_{U_3O_8} = (83,0 \pm 1,0) \%$ . Esta foi a maior recuperação para o  $U_3O_8$ , apesar de, nos limites de incerteza, concordar com os do Ensaio 70. O fato de maior relevância neste grupo é que esta maior recuperação foi atingida também por um ensaio com  $t = 8 \text{ h}$  – caso do Ensaio 65. Este é um dado importante, pois pode implicar em custos menores para a recuperação metalúrgica.

Comparando os quatro grupos da Figura 4.25 observa-se que a granulometria de 200  $\mu\text{m}$  esteve relacionada às maiores recuperações para os dois óxidos. Isto está relacionado ao fato de que menores granulometrias permitem uma melhor lixiviação (CIMINELLI, 2007; DUTRA e LEITE, 2015; MORAIS, GOMIERO e FILHO, 2008).

Já o percentual de sólidos não efetuou grande influência no Grupo 1, principalmente quando se leva em consideração os limites de incerteza das recuperações.

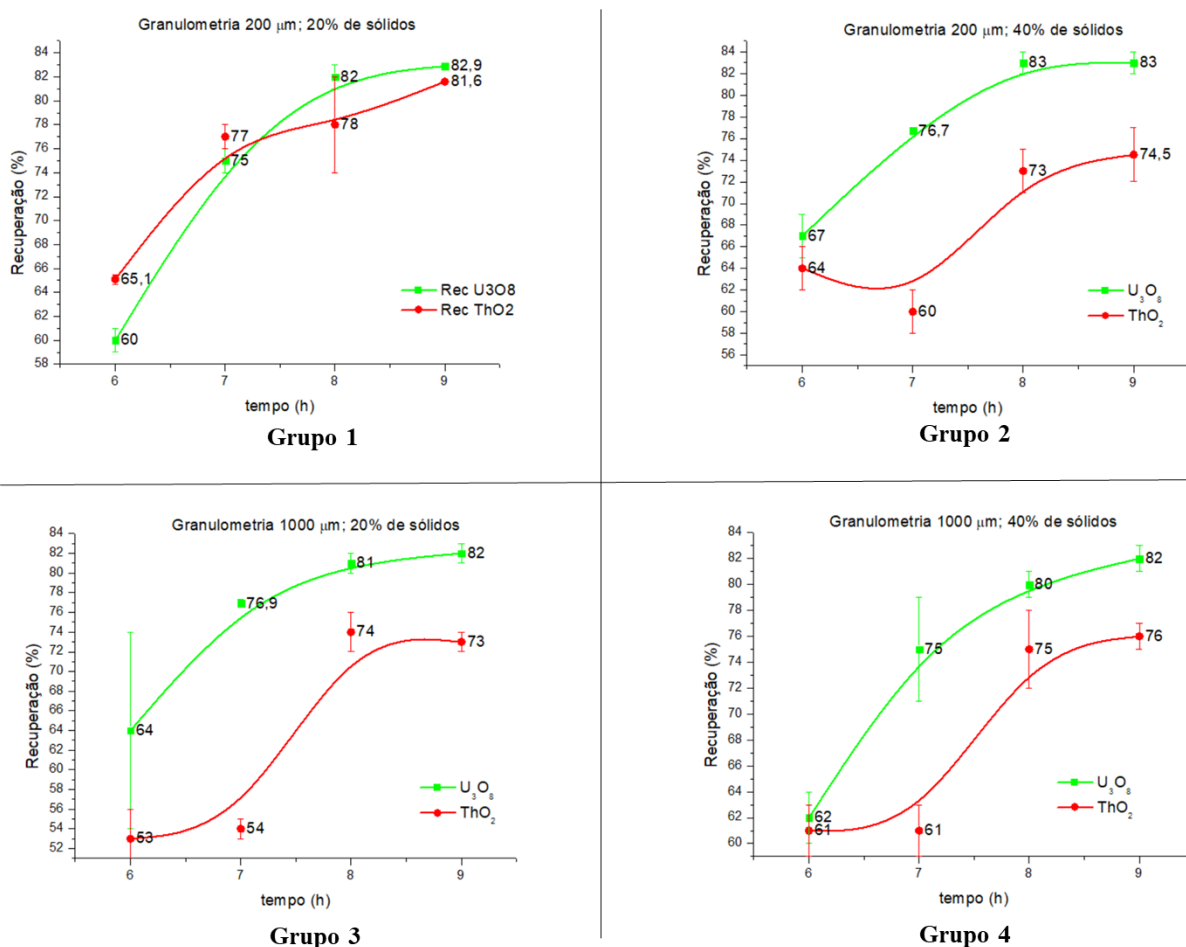


Figura 4.25. Gráficos da recuperação dos óxidos de  $U_3O_8$  e  $ThO_2$  em função do tempo para os grupos 1, 2, 3 e 4.

#### 4.8.2.2. Grupos de pH em torno de 1,5: 5, 6, 7 e 8

De acordo com a Figura 4.26, os grupos 5, 6, 7 e 8 tiveram recuperações máximas entre 73 % e 81 % o que coloca o pH = 1,5 com o segundo melhor desempenho neste estudo.

Para o óxido de tório o destaque foi o Ensaio 41 com  $R_{ThO_2} = (76 \pm 1,0) \%$  cujos parâmetros de processos são: pH = 1,5; t = 9 h; granulometria de 200 μm; 20 % de sólidos. A razão do destaque é a mesma do óxido de urânio, ou seja, recuperação próxima a dos grupos com pH = 1.

Para o óxido de urânio, chama a atenção o Ensaio 66 com  $R_{U_3O_8} = (81 \pm 4,0) \%$  cujos parâmetros de processos são: pH = 1,5; t = 9 h; granulometria de 1000 μm; 20 % de

sólidos. Este destaque se deve à obtenção de uma recuperação que concorda, dentro dos limites de incerteza, com as recuperações dos ensaios 6, 65 e 70 que estão acima de 80 % e foram obtidas num pH = 1. Assim, um pH maior pode implicar num custo menor da recuperação metalúrgica.

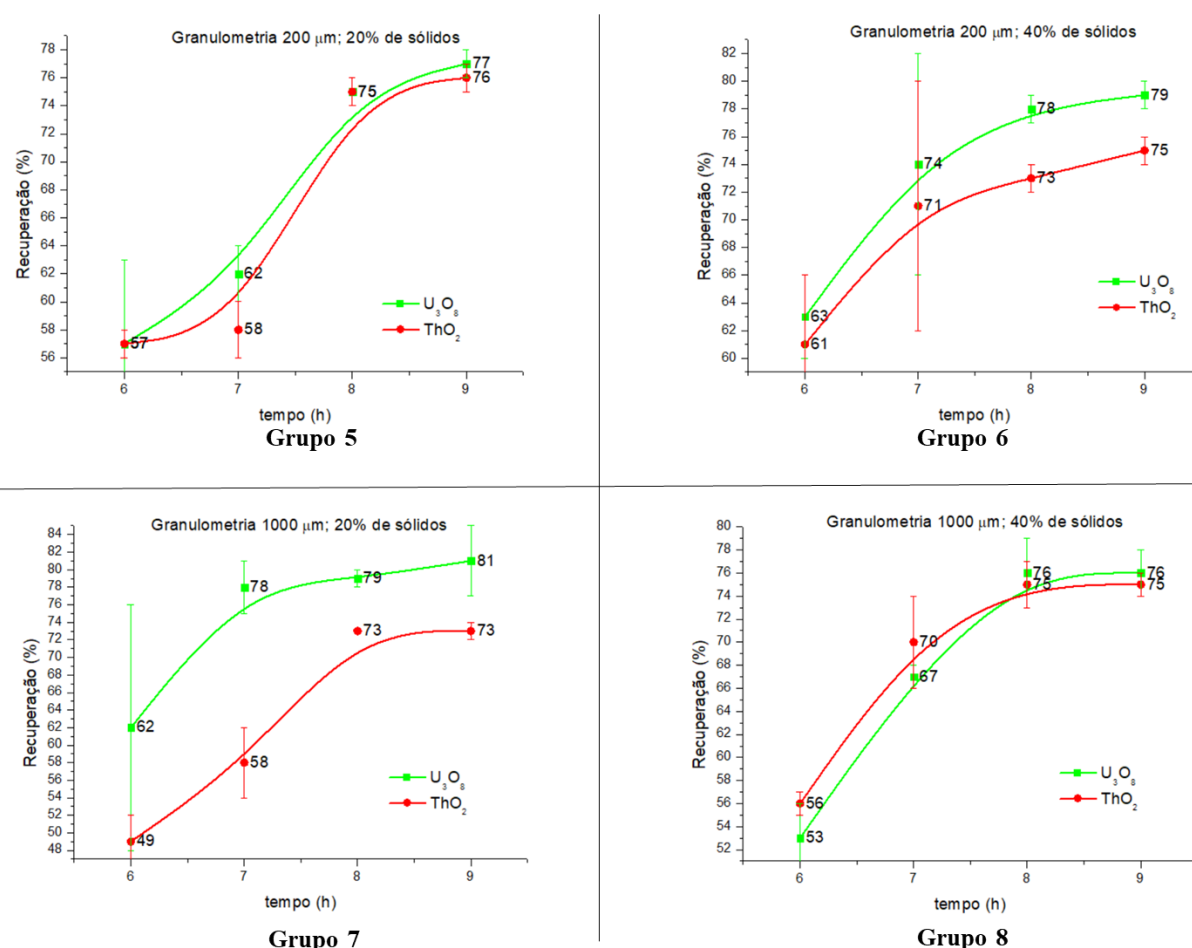


Figura 4.26. Gráficos da recuperação dos óxidos de U<sub>3</sub>O<sub>8</sub> e ThO<sub>2</sub> em função do tempo para os grupos 5, 6, 7 e 8.

Outro fato que chama a atenção do Ensaio 66 é, ainda levando em consideração os limites de incerteza, a obtenção de uma recuperação metalúrgica maior em uma granulometria também maior contrariando as observações anteriores (CIMINELLI, 2007; DUTRA e LEITE, 2015; MORAIS, GOMIERO e FILHO, 2008). Isto pode estar relacionado com os procedimentos realizados, já que são 4 parâmetros de processo atuando ao mesmo tempo, ou mesmo aos próprios limites de incerteza. Então, reforça-se aqui a necessidade de mais estudos futuros.

#### 4.8.2.3. Grupos com pH maior ou igual a 2

De acordo com a Figura 4.27, Figura 4.28 e Figura 4.29 com o aumento do pH a recuperação metalúrgica foi reduzindo. De modo geral, para tempos de 9 horas elas ficaram em torno de 60 %, para o pH = 2 e pH = 2,5, ou em torno de 50 %, para o pH = 3.

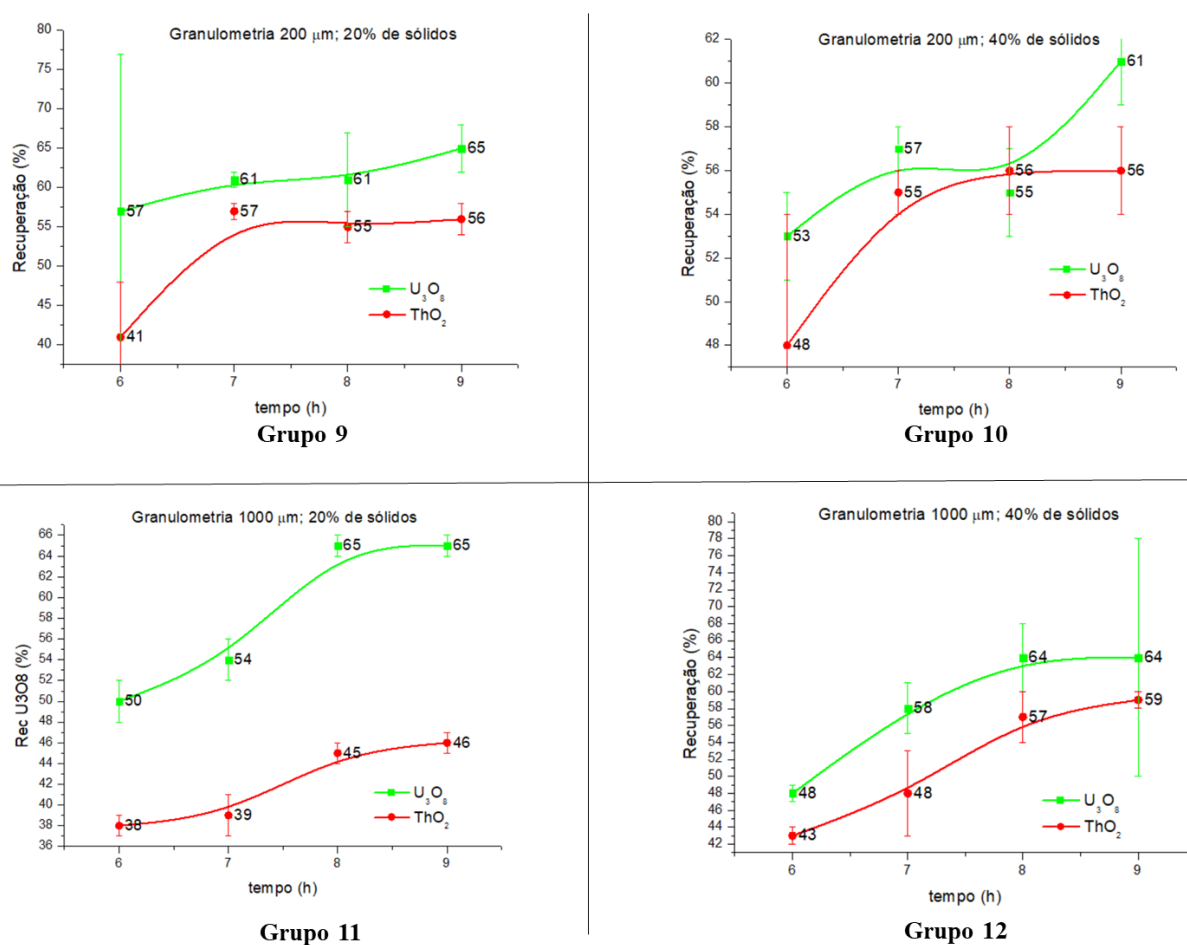


Figura 4.27. Gráficos da recuperação dos óxidos de U<sub>3</sub>O<sub>8</sub> e ThO<sub>2</sub> em função do tempo para os grupos 9, 10, 11 e 12.

Assim, para o pH = 2, por exemplo, a maior recuperação registrada para o óxido de urânio foi de 65 % para o Grupo 9 (Ensaio 14) e para Grupo 11 (ensaios 28 e 32). Já para o óxido de tório, o maior registro foi de 59 % no Grupo 12 (Ensaio 2). Para o pH = 2,5, o maior registro para o óxido de urânio foi de 61 % no Grupo 13 (Ensaio 78). Para o óxido de tório, o maior registro foi de 55 % no Grupo 16 (Ensaio 54). Para pH = 3, o maior registro para o óxido

de urânio foi de 54 % no Grupo 20 (Ensaio 60). Para o óxido de tório, o maior registro foi de 48 % no Grupo 18 (Ensaio 19).

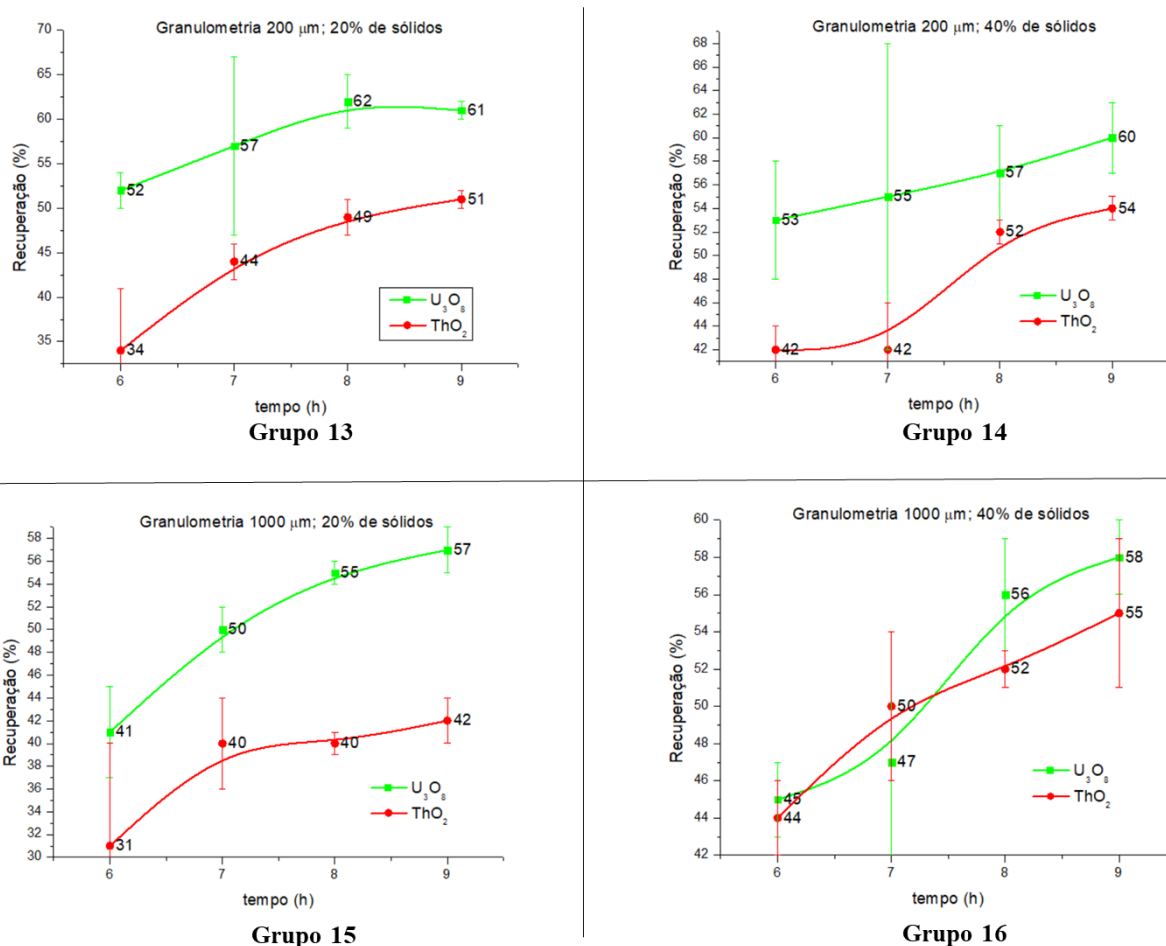


Figura 4.28. Gráficos da recuperação dos óxidos de  $U_3O_8$  e  $ThO_2$  em função do tempo para os grupos 13, 14, 15 e 16.

Apesar destas recuperações serem inferiores às obtidas com o  $pH = 1$  ou  $pH = 1,5$  pode ser interessante, do ponto de vista de custo-benefício, uma recuperação metalúrgica menor, mas um custo associado também menor devido a menor quantidade de ácido sulfúrico consumida, por exemplo.

Pode ser verificado também que, de modo geral, as recuperações metalúrgicas com menor desempenho estão associadas às granulometrias com de 1000  $\mu m$ , de acordo com o lado inferior da Figura 4.27, Figura 4.28 e Figura 4.29.



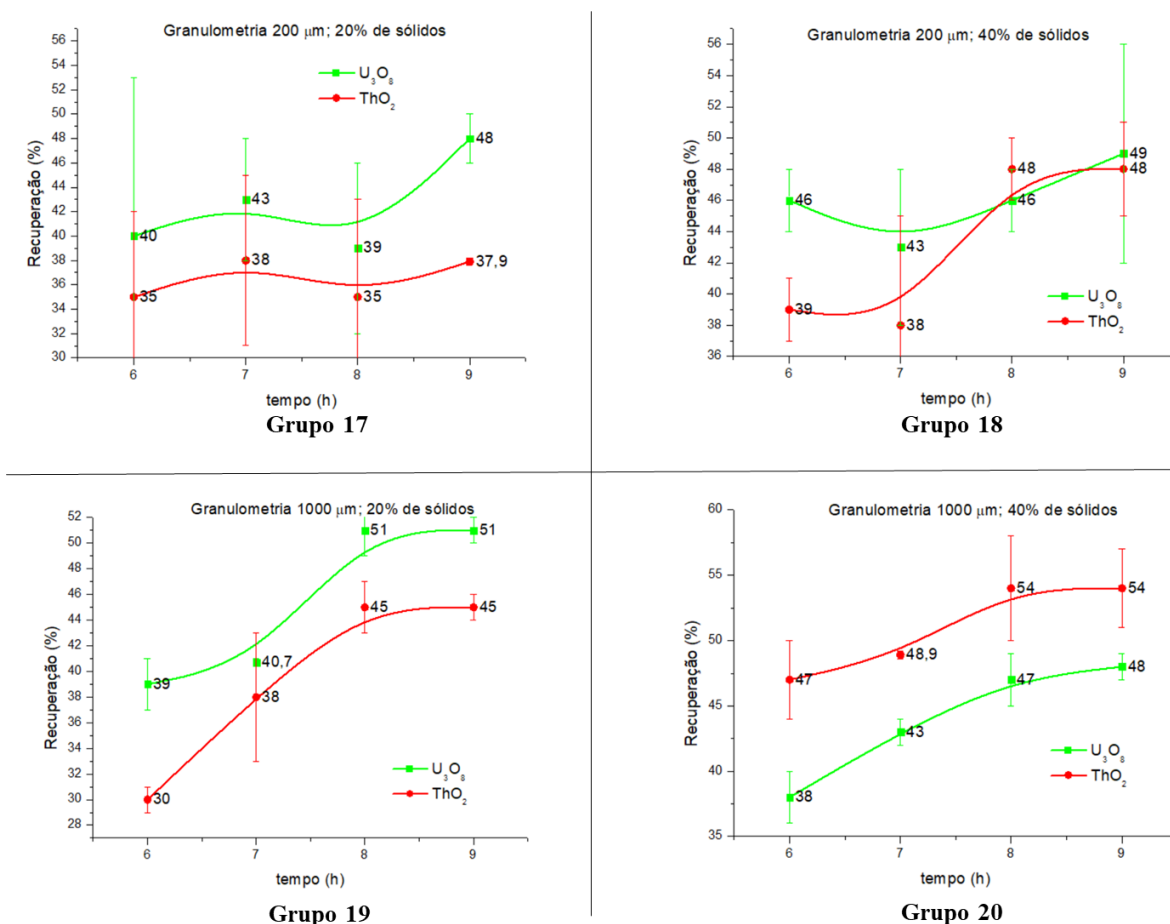


Figura 4.29. Gráficos da recuperação dos óxidos de  $\text{U}_3\text{O}_8$  e  $\text{ThO}_2$  em função do tempo para os grupos 17, 18, 19 e 20.

Apesar de não ter sido evidenciado o tempo ótimo de lixiviação de cada pH, pode-se inferir que ele é superior a 8 horas e, provavelmente, ficará em torno de nove horas de processo. Isto pode ser observado na Figura 4.25, Figura 4.26, Figura 4.27, Figura 4.28 e Figura 4.29 onde, na maioria dos casos, o aumento do tempo entre os valores citados não foi acompanhado de grande variação na recuperação metalúrgica.

Assim, conforme observado por HABASHI, HAVLÍK, SHUIBO *et al*, NALIVAICO *et al*, FORMIGA *et al* e CARVALHO *et al* está iniciando o equilíbrio químico entre a lixívia e o sólido o que determina redução na lixiviação e na recuperação metalúrgica (HABASHI, 1993; HAVLÍK, 2008; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009; NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022; FORMIGA, MORAIS e GOMIERO, 2011; CARVALHO, ARANHA, *et al.*, 2015)

O tempo ótimo de lixiviação em função do pH precisa ser estudada e confirmada em trabalhos futuros.

## 4.9. ESTIMATIVA DE CUSTOS

### 4.9.1. Ácido Sulfúrico

O consumo e o custo de ácido sulfúrico são variáveis importantes para a lixiviação, pois a recuperação deve ser otimizada, ou seja, ter um equilíbrio entre a quantidade de ácido necessária, o resultado obtido e o custo necessário para tal.

Deste modo, utilizando a Equação 3.17 e a Equação 3.18 nos dados do Quadro 1 e da Tabela 3.8, obtém-se a massa extrapolada de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> necessária de tratar 1 tonelada de polpa e sua incerteza associada para cada um dos ensaios realizados.

Para o custo do ácido sulfúrico necessário a cada um dos 80 ensaios, foi utilizada a Equação 3.21 e o preço por tonelada<sup>19</sup> deste insumo. Assim, os dados obtidos estão no Quadro 2.

Quadro 2. Estimativa da massa de ácido sulfúrico necessário para tratar 1 tonelada de polpa e seu custo associado

Ensaio	massa H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> por tonelada de polpa (kg)	Custo mínimo (USD por tonelada)	Custo máximo (USD por tonelada)	Ensaio	massa H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> por tonelada de polpa (kg)	Custo mínimo (USD por tonelada)	Custo máximo (USD por tonelada)
1	313,0 ± 24,0	42,35	65,58	41	76,0 ± 0,4	10,28	15,92
2	49,0 ± 0,2	6,63	10,27	42	5,0 ± 0,1	0,68	1,05
3	10,9 ± 0,1	1,47	2,28	43	36,0 ± 3,0	4,87	7,54
4	14,0 ± 3,0	1,89	2,93	44	379,0 ± 3,0	51,28	79,41
5	234,0 ± 4,0	31,66	49,03	45	36,0 ± 3,0	4,87	7,54
6	452,0 ± 31,0	61,16	94,71	46	41,0 ± 3,0	5,55	8,59
7	16,0 ± 0,1	2,16	3,35	47	49,4 ± 0,1	6,68	10,35
8	107,0 ± 3,0	14,48	22,42	48	368,0 ± 22,0	49,79	77,11
9	92,0 ± 5,0	12,45	19,28	49	8,0 ± 0,1	1,08	1,68
10	5,0 ± 0,1	0,68	1,05	50	41,0 ± 3,0	5,55	8,59
11	69,0 ± 10,0	9,34	14,46	51	43,0 ± 0,2	5,82	9,01
12	11,0 ± 0,1	1,49	2,3	52	217,0 ± 1,0	29,36	45,47
13	114,0 ± 5,0	15,42	23,89	53	54,0 ± 0,3	7,31	11,31
14	25,0 ± 3,0	3,38	5,24	54	16,0 ± 0,1	2,16	3,35

<sup>19</sup> O preço do ácido sulfúrico variou de USD 135,30 a USD 209,53 por tonelada (LBS, 2021), conforme a Seção 2.10.1.

Quadro 2. Estimativa da massa de ácido sulfúrico necessário para tratar 1 tonelada de polpa e seu custo associado  
(continuação)

Ensaio	massa H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> por tonelada de polpa (kg)	Custo mínimo (USD por tonelada)	Custo máximo (USD por tonelada)	Ensaio	massa H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> por tonelada de polpa (kg)	Custo mínimo (USD por tonelada)	Custo máximo (USD por tonelada)
15	52,0 ± 3,0	7,04	10,9	55	163,0 ± 11,0	22,05	34,15
16	7,0 ± 2,0	0,95	1,47	56	23,0 ± 2,0	3,11	4,82
17	61,0 ± 10,0	8,25	12,78	57	16,0 ± 0,1	2,16	3,35
18	223,0 ± 16,0	30,17	46,73	58	69,0 ± 3,0	9,34	14,46
19	10,95 ± 0,01	1,48	2,29	59	8,0 ± 0,1	1,08	1,68
20	14,0 ± 3,0	1,89	2,93	60	11,0 ± 0,1	1,49	2,3
21	92,0 ± 5,0	12,45	19,28	61	8,0 ± 3,0	1,08	1,68
22	108,0 ± 2,0	14,61	22,63	62	7,0 ± 2,0	0,95	1,47
23	5,0 ± 0,1	0,68	1,05	63	195,0 ± 22,0	26,38	40,86
24	23,0 ± 2,0	3,11	4,82	64	22,0 ± 3,0	2,98	4,61
25	14,0 ± 3,0	1,89	2,93	65	335,0 ± 2,0	45,33	70,19
26	310,0 ± 36,0	41,94	64,95	66	74,0 ± 3,0	10,01	15,51
27	5,0 ± 0,1	0,68	1,05	67	5,0 ± 0,1	0,68	1,05
28	26,0 ± 2,0	3,52	5,45	68	14,0 ± 3,0	1,89	2,93
29	23,0 ± 2,0	3,11	4,82	69	289,0 ± 16,0	39,1	60,55
30	16,4 ± 0,1	2,22	3,44	70	237,0 ± 11,0	32,07	49,66
31	87,0 ± 11,0	11,77	18,23	71	11,0 ± 0,1	1,49	2,3
32	26,9 ± 0,1	3,64	5,64	72	112,0 ± 14	15,15	23,47
33	16,0 ± 0,1	2,16	3,35	73	56,0 ± 7,0	7,58	11,73
34	10,0 ± 2,0	1,35	2,1	74	5,0 ± 0,1	0,68	1,05
35	10,8 ± 0,1	1,46	2,26	75	55,0 ± 0,3	7,44	11,52
36	10,0 ± 2,0	1,35	2,1	76	41,0 ± 3,0	5,55	8,59
37	10,0 ± 2,0	1,35	2,1	77	23,0 ± 2,0	3,11	4,82
38	14,0 ± 3,0	1,89	2,93	78	12,0 ± 2,0	1,62	2,51
39	229,0 ± 23,0	30,98	47,98	79	338,0 ± 44,0	45,73	70,82
40	224,0 ± 15,0	30,31	46,93	80	11,0 ± 0,1	1,49	2,3

De acordo com a Seção 4.8.2, para o óxido de urânio, os melhores desempenhos, ou seja, as melhores recuperações são dos ensaios 6, 65, 66 e 70. Por outro lado, eles também possuem custos mais elevados para o ácido sulfúrico.

Assim, comparando o Quadro 2 com o Quadro 1, e efetuando a razão custo por recuperação<sup>20</sup> ( $C_{U_3O_8}/R_{U_3O_8}$ ) chega-se 1,141 USD.%<sup>-1</sup>, para o Ensaio 6; 0,846 USD.%<sup>-1</sup>, para o Ensaio 65; 0,191 USD.%<sup>-1</sup>, para o Ensaio 66; 0,599 USD.%<sup>-1</sup>, para o Ensaio 70. Deste modo, a opção ótima, ou seja, que une recuperação metalúrgica do urânio acima de 80 % e custo mais

<sup>20</sup> Foi inserido no Apêndice XII a razão para todos os ensaios.

atrativo quando comparado a recuperações semelhantes foi observada no Ensaio 66: pH = 1,5; t = 9 h; granulometria de 1000  $\mu\text{m}$ ; 40 % de sólidos;  $R_{U_3O_8} = (81 \pm 4,0) \%$ .

Usando o mesmo raciocínio acima para o óxido de tório, verifica-se que apesar da recuperação metalúrgica do Ensaio 66 ser  $R_{ThO_2} = (73,0 \pm 1,0) \%$  ela é bastante atrativa. Por exemplo, a maior recuperação de  $ThO_2$ , dada pelo Ensaio 70 tem como razão custo por recuperação ( $C_{ThO_2}/R_{ThO_2}$ ) de 0,608 USD.%<sup>-1</sup> ao passo que o Ensaio 66 fica com 0,212 USD.%<sup>-1</sup>.

Reforçando as afirmativas anteriores, comparando o preço por tonelada de polpa tratada do Ensaio 66, que variou de USD 10,01 t<sup>-1</sup> a USD 15,51 t<sup>-1</sup>, com o de uma mina de urânio que utiliza o circuito convencional de mineração, ou seja, lixiviação em tanques, verifica-se que o custo fica dentro da faixa disponível na literatura, ou seja, de USD 3,38 t<sup>-1</sup> a USD 41,911 t<sup>-1</sup> (IAEA, 2018, p. 19; LBS, 2021). Assim, realmente o Ensaio 66 tem um desempenho ótimo comparável até a uma mina de urânio.

Por outro lado, é preciso enfatizar que os custos estimados acima são apenas para a aquisição do ácido sulfúrico. Custos adicionais, tais como mão de obra; melhorias necessárias para mitigação de danos ambientais potenciais e/ou reais; melhorias ocupacionais e proteção e segurança radiológica não estão contemplados sendo, então, necessários mais estudos para quantificá-los.

#### 4.9.2. Água

Para a estimativa do consumo de água foi utilizada a Equação 3.19 e os dados do Quadro 1. A incerteza foi obtida pela Equação 3.20. Já para o custo, foi utilizado o resultado anterior na Equação 3.21 e o preço por metro cúbico de R\$ 4,63 (MDR, 2020, p. 56). Os resultados estão no Quadro 3.

O consumo de água para 1 tonelada de polpa apresentou apenas dois valores, descontando-se os limites de incerteza: 600 kg.t<sup>-1</sup> e 800 kg.t<sup>-1</sup>. Isto ocorreu porque a maior parte da água utilizada foi para a preparação dos dois percentuais de sólidos. Assim, eventuais perdas por evaporação, por exemplo, precisam ser estudadas.

Quadro 3. Estimativa da massa de água necessária para tratar 1 tonelada de polpa e seu custo associado

Ensaio	massa H <sub>2</sub> O por tonelada de polpa (kg)		Custo (R\$ por tonelada)	Ensaio	massa H <sub>2</sub> O por tonelada de polpa (kg)		Custo (R\$ por tonelada)
1	600	± 2,0	2,78	41	800	± 6,0	3,7
2	600	± 5,0	2,78	42	800	± 1,0	3,7
3	600	± 5,0	2,78	43	600	± 9,0	2,78
4	600	± 7,0	2,78	44	600	± 1,0	2,78
5	800	± 5,0	3,7	45	600	± 7,0	2,78
6	600	± 1,0	2,78	46	600	± 8,0	2,78
7	600	± 7,0	2,78	47	800	± 1,0	3,7
8	600	± 0,1	2,78	48	600	± 4,0	2,78
9	600	± 7,0	2,78	49	800	± 8,0	3,7
10	800	± 1,0	3,7	50	600	± 4,0	2,78
11	800	± 9,0	3,7	51	600	± 4,0	2,78
12	600	± 1,0	2,78	52	800	± 5,0	3,7
13	600	± 7,0	2,78	53	800	± 8,0	3,7
14	800	± 5,0	3,7	54	600	± 3,0	2,78
15	600	± 4,0	2,78	55	800	± 8,0	3,7
16	800	± 7,0	3,7	56	800	± 7,0	3,7
17	800	± 13,0	3,7	57	600	± 5,0	2,78
18	800	± 7,0	3,7	58	600	± 1,0	2,78
19	600	± 1,0	2,78	59	800	± 4,0	3,7
20	600	± 3,0	2,78	60	600	± 8,0	2,78
21	600	± 3,0	2,78	61	800	± 2,0	3,7
22	600	± 5,0	2,78	62	800	± 6,0	3,7
23	800	± 1,0	3,7	63	800	± 10	3,7
24	800	± 13	3,7	64	800	± 1,0	3,7
25	600	± 1,0	2,78	65	600	± 4,0	2,78
26	600	± 2,0	2,78	66	800	± 3,0	3,7
27	800	± 3,0	3,7	67	800	± 6,0	3,7
28	800	± 0,1	3,7	68	600	± 9,0	2,78
29	800	± 1,0	3,7	69	600	± 6,0	2,78
30	600	± 2,0	2,78	70	800	± 3,0	3,7
31	600	± 9,0	2,78	71	600	± 6,0	2,78
32	800	± 2,0	3,7	72	600	± 9,0	2,78
33	600	± 2,0	2,78	73	800	± 10	3,7
34	800	± 5,0	3,7	74	800	± 10	3,7
35	600	± 9,0	2,78	75	800	± 7,0	3,7
36	800	± 2,0	3,7	76	600	± 2,0	2,78
37	800	± 4,0	3,7	77	800	± 2,0	3,7
38	600	± 7,0	2,78	78	800	± 13	3,7
39	800	± 6,0	3,7	79	600	± 0,1	2,78
40	800	± 11	3,7	80	800	± 8,0	3,7

### 4.9.3. Destinação da escória

Para a estimativa com o custo da destinação é necessário inicialmente determinar o volume. Assim, da Equação 2.19, da densidade da escória da massa de 80.000 toneladas – vide Seção 3.1:

$$V = 22.472 \text{ m}^3$$

Assim, comparando este volume com os disponíveis na Tabela 2.7, seria necessário construir um depósito, no mínimo, semelhante ao modelo espanhol ao custo de 126,6 milhões de dólares – contemplados os custos de planejamento, construção e licenciamento. Isto para um depósito de 100 mil metros cúbicos de volume.

A outra opção levantada na Seção 2.10.2 é a transferência da escória para a CNEN. Como mencionado, seria necessário primeiro que exista tal disponibilidade – o que não ocorre, já que o Repositório Nacional de Rejeitos de Baixo e Médio Níveis de Radiação destina-se a receber os rejeitos de Angra III e do Reator de Multipropósito (GOUVEIA, 2019). Mas supondo que ela exista, com a Equação 3.22 pode-se estimar,

$$C = R\$ 112.360.000 = USD 19.697.766,56 \text{ (BACEN, 2022)}$$

Deve ser acrescentado que tanto o custo de construção de um depósito quanto o custo de transferência vão crescer ao longo do tempo, já que a produção de ferro-ligas continua e com ela a de escória. Além disso, estes dados referem-se a uma única instalação minero-industrial. Mas existem outras, como mencionado, nos estados do Amazonas, Minas Gerais e Goiás (REIS, 2016, p. 101-102; CBMM, 2021; SIMBIOX, 2021; CMOC BRASIL, 2018)

## 5. CONCLUSÕES

O objetivo principal deste estudo foi avaliar técnicas de processamento mineral para recuperação do óxido de urânio ( $U_3O_8$ ) e do óxido de tório ( $ThO_2$ ) retidos em escórias de ferro-ligas de nióbio e tântalo provenientes do processamento metalúrgico da columbita/tantalita. E assim, verificar a possibilidade de obter um concentrado de urânio que poderia ser utilizado como incremento ao Ciclo do Combustível Nuclear ao mesmo tempo que resultaria, também, num resíduo/rejeito que possa ser armazenado em depósitos com menor exigência legal.

Inicialmente as amostras foram preparadas: coletas, cominuídas, homogeneizadas e quarteadas. Na sequência determinou-se sua composição química. Onde verificou-se que além dos óxidos de urânio e de tório existem elementos que podem ser reaproveitados. Mas a composição principal do material são óxidos de silício e de alumínio – material classificado como ganga.

Foi verificado na amostra cabeça que o teor de óxido de urânio presente na escória é superior ao da Mina de Caetité na Bahia e ao do previsto para o Projeto de Santa Quitéria no Ceará. Além disso, ele é maior que o de diversas minas em operação no mundo e o urânio metálico contido é da ordem de 1000 toneladas.

Na caracterização granulométrica verificou-se que a maior parte da escória, cerca de 60%, está na faixa de 2000  $\mu m$  a 9500  $\mu m$  com a cominuição 90% abaixo de 10 mm. Este processamento é relativamente fácil de se obter além de envolver baixo custo.

A separação granulométrica mostrou que nos processos metalúrgicos ocorre uma distribuição relativamente homogênea dos óxidos de urânio e de tório entre as granulometrias o que dificultou a obtenção de produtos ricos nestes óxidos. Mas mesmo sem classificar a escória o ensaio foi importante, porque as demais etapas propostas dependem das dimensões do material.

A caracterização gravimétrica tinha como objetivo classificar o material com base na massa/densidade das partículas. Foi observado que a maior parte da massa, cerca de 65%, comportou-se como mistos, ou seja, uma mistura de materiais de maior massa (concentrado) e de menor massa (finos). Este resultado deve-se à densidade da escória que tem um valor que concorda dentro dos limites de incerteza com a da ganga.

Outro fator que pode ter influenciado na separação como mistos é a própria composição da escória onde mais de 70 % do material é constituído de óxidos que formam a ganga. Assim, separações com base na massa ou gravidade ficaram comprometidas neste estudo.

Nos produtos gerados pela separação gravimétrica foi verificado que a massa do produto não foi acompanhada de aumento de teor no mesmo produto de modo mais claro para o óxido de urânio. Assim, o ensaio reforçou o resultado da separação granulométrica, ou seja, neste estudo a massa ou a densidade não foram suficientes para obter produtos ricos em  $U_3O_8$  ou  $ThO_2$ .

Foi observado que a escória tem um comportamento condutor, já que cerca de 60 % da massa teve este comportamento na separação eletrostática. Trata-se de um comportamento não esperado já que os principais componentes da escória ( $Al_2O_3$  e  $ThO_2$ ) são dielétricos (NCBI, 2022; NCBI, 2020). Assim, este fato precisa ser investigado futuramente.

Apesar do comportamento condutor, neste produto ocorreu uma redução dos óxidos de urânio e de tório em relação a amostra cabeça. Assim, a separação eletrostática não resultou em produtos concentrados, mas indicou que as propriedades elétricas da escória não influenciaram, neste estudo, na concentração de  $U_3O_8$  ou  $ThO_2$ .

Em relação a classificação magnética, foi observada uma separação bem caracterizada entre os magnéticos com 40 % e dos não-magnéticos com 48 % da massa. Mas o esperado seria uma proporção maior deste último, pois o óxido de silício e o óxido de alumínio são diamagnéticos (DUNLOP e ÖZDEMIR, 2001, p. 23).

A separação magnética apresentou uma pequena concentração dos óxidos de urânio e de tório no produto magnético. Mas nada muito significativo (menor que 4 % quando comparado a cabeça calculada).

Deste modo, os ensaios físicos mostraram a dificuldade técnica na concentração de  $U_3O_8$  e  $ThO_2$  – fato que foi verificado por outros autores em estudos sobre recuperação de urânio em resíduos/rejeitos (LI, GAO, *et al.*, 2020; YE, AL-KHALEDI, *et al.*, 2019; SHUIBO, CHUN, *et al.*, 2009; LAHIRI, MISHRA, *et al.*, 2021; HORE-LACY, 2016; HANEKLAUS, 2021; NALIVAICO, SKRIPCHENKO, *et al.*, 2022). Assim, foi necessário a realização dos procedimentos de lixiviação em duplicata onde foram selecionados 4 parâmetros de processos: pH, com 5 valores; tempo, com 4 valores; granulometria e percentual de sólidos com 2 valores. O que resultou nos 160 testes realizados.



Na avaliação da influência dos parâmetros verificou-se que o pH e o tempo foram os mais determinantes na obtenção de recuperações acima de 80 %. Embora tanto a granulometria quanto a porcentagem de sólidos também tenham influenciado, é necessário investigar estes parâmetros em estudos futuros.

Para o óxido de urânio foram verificados 4 ensaios com desempenho destacado. O Ensaio 6 e o Ensaio 65 com 83,0 % de recuperação metalúrgica; o Ensaio 70 com 82,9 %; e o Ensaio 66 com 81,0 %. Todos, exceto o Ensaio 66, com granulometria de 200  $\mu\text{m}$  – o que mostra a importância do parâmetro. Em relação ao pH, destaca-se novamente o Ensaio 66, pois foi o único com pH = 1,5 – os demais foram pH = 1. Já o tempo, predominou com 3 registros. A exceção foi o Ensaio 65.

O óxido de tório teve menos ensaios em destaque. Mas dois foram importantes: o Ensaio 70, com pH = 1; t = 9 h; granulometria de 200  $\mu\text{m}$ ; 20 % de sólidos;  $R_{\text{ThO}_2} = 81,6$  %. O outro foi o Ensaio 41 com pH = 1,5; t = 9 h; granulometria de 200  $\mu\text{m}$ ; 20 % de sólidos;  $R_{\text{ThO}_2} = 76,0$  %.

Relacionando a recuperação metalúrgica ao consumo de ácido e de água, observa-se que os melhores desempenhos estão ligados ao maior consumo. Como busca-se o resultado ótimo, ou seja, o melhor desempenho por consumo e os melhores parâmetros, este estudo sugere o uso do Ensaio 66 com rendimento de 81,0 % para o óxido de urânio e 73,0 % para o óxido de tório. A razão desta escolha, além do rendimento, é que o custo por tonelada de polpa tratada é baixo quando comparado a recuperações de mesmo patamar.

O Ensaio 66 é atrativo quando comparado a uma mina de urânio convencional ficando dentro da faixa de custo – quando se leva em conta apenas a lixiviação. Ou seja, existe viabilidade econômica com os parâmetros utilizados para obtê-lo. Mas aqui deve-se salientar que neste estudo não foram levadas em consideração custos ambientais, ocupacionais e/ou relacionados a proteção radiológica, por exemplo. O que pode inflacionar os valores.

Portanto, é necessário ainda estudar as próximas etapas para a obtenção de concentrados de urânio e de tório: extração por solvente, precipitação e purificação, por exemplo. Além disso, existem as adaptações necessárias às plantas existente, custo de outros insumos, mão de obra, infraestrutura dentre outros. Pode afirmar, portanto, que a opção de recuperar urânio e tório da escória requer alto investimento tanto em materiais quanto na montagem plantas de processamento.

Por outro lado, mesmo sendo necessário o investimento trata-se de uma alternativa que não deve ser abandonada. Primeiro, porque existem outros elementos de interesse na escória além do urânio e do tório, conforme o resultado exposto na Tabela 4.1. Segundo, porque existem outras variáveis e técnicas de lixiviação que podem ser investigadas para melhorar a recuperação metalúrgica e torná-la mais atrativa economicamente. E em terceiro, porque a transferência dos licoros ou concentrados à União pode gerar recursos financeiros para as instalações minero-industriais – veja o caso da parceria realizada no Consórcio Santa Quitéria usando um resíduo/rejeito com menor teor que a escória (INB, 2020).

Dever ser verificado ainda que o custo de não beneficiar a escória pode ser ainda maior que o gerado no beneficiamento. Por exemplo, na estimativa realizada neste estudo para o armazenamento de, aproximadamente, 22,5 mil metros cúbicos o resultado foi da ordem de 126 milhões de dólares. Isso para um depósito com capacidade de 100 mil metros cúbicos. Quantos destes seriam necessários com a continuidade da produção de ferro-ligas de nióbio/tântalo?

Deve-se acrescentar que na estimativa acima, comparou-se o custo que alguns países da OCDE tiveram para construir repositórios de baixo e médio níveis de radiação – o mesmo que em tese será exigido pela CNEN (CNEN, 1989; CNEN, 2002; CNEN, 2014).

A outra opção, transferência para a CNEN, não vai ser concretizada, pois a Comissão não possui depósitos para a guarda de material proveniente de instalações minero-industriais: tem grande volume e cuja gerência é de responsabilidade da própria IMI (CNEN, 2016). Mas a estimativa, para ter ordem de grandeza, foi de 19,7 milhões de dólares.

Finalizando, numa perspectiva de sustentabilidade, é necessário pensar nas gerações futuras, ou seja, devemos reaproveitar, reutilizar e reciclar todo tipo de resíduo – especialmente um com potencial de tornar-se combustível para geração de energia elétrica. A opção de construir repositórios apenas deixa a operação e custo para o futuro. Ou seja, deixa para as próximas gerações um passivo radioativo cuja meia vida é da ordem de grandeza da idade da Terra (caso do U-238) ou mesmo do Universo (caso do Th-232).

## TRABALHOS FUTUROS

1 – Para melhorias na recuperação metalúrgica outras variáveis podem ser estudadas, como por exemplo, a temperatura, outros ácidos, tempos maiores de lixiviação, utilização de produtos das separações gravimétrica, eletrostática ou magnética, por exemplo.

2 – Em relação a obtenção de concentrados de urânio e de tório, é necessário estabelecer outras etapas de hidrometalurgia, em especial, a extração por solvente e a precipitação onde é possível separar o urânio do tório.

3 – Em relação ao levantamento de custos, é necessário estudar outros processos de lixiviação como o de pilhas, por exemplo – o que reduz a necessidade de água para a formação de polpas, e todas as etapas de uma rota hidrometalúrgica para uma tomada de decisão entre o estabelecimento de um repositório, a transferência da escória para a CNEN ou o processamento nas instalações.

4 – Apesar de não ter realizado estudos para comparar os custos de cominuição existe a possibilidade que para a escória o valor dispendido seja inferior uma vez que não serão necessários britadores de grandes dimensões e nem o desmonte por meio de explosivos.

5 – É importante estudar as propriedades elétricas e magnéticas da escória para a realização de beneficiamento anterior a lixiviação.

6 – Realização de estudos de impacto ambiental da lixiviação da escória.

7 – Realização de estudos para avaliação da exposição à radiação ionizante para controle ocupacional.

8 – Investigação de aspectos ligados a proteção radiológica ocupacional e ambiental tanto operacionais quanto de licenciamento, disposição de resíduos/rejeitos após o processamento, descomissionamento dentre outros.

9 – Investigação dos custos com a perda de água de modo especial a sua evaporação durante a lixiviação.

10 – Busca de alternativas para controle mais efetivo do pH e técnicas de otimizá-lo.

11 – Realização de levantamento de custos de construção de depósitos por instalações mínero-industriais.

12 – Caracterização do material (resíduo/rejeito) resultante após a recuperação do urânio e do tório. Esta caracterização pode mostrar ou não a viabilidade do processamento, pois outros custos podem ser necessários nessa fase.

13 – Investigar qual é o tempo de processo de melhor desempenho, ou seja, o tempo ótimo de operação em função de cada pH.

14 – Tomar como parâmetro de processo de lixiviação a área superficial específica das partículas de escória e estudar a sua influência na recuperação metalúrgica.

15 – Investigar a influência do percentual de sólidos na lixiviação variando o seu alcance.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALBUQUERQUE, R. O. **Alternativas de Processo para Concentração do Minério Fósforo-Uranífero de Itataia**. Tese (Doutorado em Engenharia Metalúrgica). Belo Horizonte: UFMG, 2010.
- ALMEIDA, E. S.; TAUHATA, L. **Estatística, Teoria de Erros e Processamento de Dados**. 1ª. ed. Rio de Janeiro: IRD-CNEN.
- AMARAL, J. C. B. S.; MORAIS, C. A. Thorium and uranium extraction from rare earth elements in monazite sulfuric acid liquor through solvent extraction. **Minerals Engineering**, Amsterdã, v. 23, n. 6, p. 498-503, maio 2010. ISSN 0892-6875.
- AMARAL, J. C. B. S.; SÁ, M. L. C. G.; MORAIS, C. A. Recovery of uranium, thorium and rare earth from industrial residues. **Hydrometallurgy**, Amsterdã, v. 181, p. 148-155, novembro 2018. ISSN 0304-386X.
- ANDRA. CSA: Aube disposal facility. **ANDRA**, 2021. Disponível em: <<https://international.andra.fr/operational-facilities/csa-aube-disposal-facility>>. Acesso em: 29 dezembro 2021.
- BACEN. Gov.br. **Banco Central do Brasil**, 2022. Disponível em: <<https://www.bcb.gov.br/conversao>>. Acesso em: 01 jun. 2022.
- BATISTA, B. M. F. et al. Revisão dos Impactos Ambientais Gerados na Fase de Instalação das Hidrelétricas: uma Análise da Sub-Bacia do Alto Juruena-MT. **Revista Biodiversidade**, Cuiabá, v. 11, p. 69-85, 2012.
- BAUM, E. M.; KNOX, H. D.; MILLER, T. R. **Chart of Nuclides**. 16ª. ed. Schenectady: Lockheed Martin, 2002.
- BBC. Thorium - nuclear fuel of the future? **BBC News**, 2013. Disponível em: <<https://www.bbc.com/news/av/science-environment-24742640>>. Acesso em: 17 dezembro 2021.
- BENEDICT, M.; PIGFORD, T. H.; LEVI, H. W. **Nuclear Chemical Engineering**. 2ª. ed. Nova Iorque: McGraw-Hill Book Company, 1981.

BERTIN, E. P. **Principles and Practice of X-Ray Spectrometric Analysis**. 2<sup>a</sup>. ed. Nova Iorque: Plenum Press, 1984.

BGE. Konrad repository. **Bundesgesellschaft für Endlagerung**, 2021. Disponível em: <<https://www.bge.de/en/konrad/>>. Acesso em: 29 dezembro 2021.

BHP. Olympic Dam, South Australia. **BHP**, 2021. Disponível em: <<https://www.bhp.com/what-we-do/global-locations/australia/south-australia-olympic-dam>>. Acesso em: 20 dezembro 2021.

BITON, M. et al. Chemical deposition and characterization of thorium-alloyed lead sulfide thin films. **Thin Solid Films**, Amsterdã, v. 556, p. 223-229, abril 2014.

BROOK, B. W.; BRADSHAW, C. J. A. Key role for nuclear energy in global biodiversity conservation. **Conservation Biology**, Nova Jersey, v. Volume 29, n. 3, p. 702–712, setembro 2014.

CABRAL, R. F.; SILVA, M. H. P.; LO, L. H. L. Processamento e caracterização morfológica do compósito Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-YAG aditivado com nióbia. **Cerâmica**, São Paulo, n. 56, p. 129-134, 2010. ISSN 0366-6913.

CAMECO CORP. Reserves & Resources - Cigar Lake. **Cameco Home**, 2021. Disponível em: <<https://www.cameco.com/businesses/uranium-operations/canada/cigar-lake/reserves-resources>>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

CAMECO CORP. Cameco.com. **Uranium Price**, 2021. Disponível em: <<https://www.cameco.com/invest/markets/uranium-price>>. Acesso em: 23 fev. 2021.

CAMPOS, S. D.; ESPÍNDOLA, C.; SILVEIRA, C. B. Resistência química de vitro-cerâmicos pertencentes a sistemas Li<sub>2</sub>O-ZrO<sub>2</sub>-BaO-SiO<sub>2</sub> frente ao tratamento com soluções ácidas e básicas. **Química Nova**, São Paulo, v. 25, p. 186-190, 2002. ISSN 0100-4042.

CARVALHO, M. S. **Descritivo de Processo Produção de Ferro – Ligas FeNb50 + FeTa Metalurgia – PTG**. Mineração Taboca S. A. Presidente Figueiredo, p. 25. 2016.

CARVALHO, T. U. S. et al. **Estudo da influência do tempo na lixiviação em leito estático com H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> do minério de cobre da Mina do Sossego**. 70º Congresso Anual da ABM – Internacional e ao 15º ENEMET - Encontro Nacional de Estudantes de Engenharia Metalúrgica, de Materiais e de Minas. Rio de Janeiro: ENEMET. 2015. p. 3010-3016.

CAUDURO, F. **Avaliação Experimental de Procedimentos de Lixiviação de Resíduos**. Dissertação (Mestrado em Engenharia Ambiental). Florianópolis: Universidade Federal de Santa Catarina, 2003.

CBMM. CBMM - Sobre Nós. **CBMM**, 2021. Disponível em: <<https://cbmm.com/Our-Company/About-CBMM>>. Acesso em: 18 dezembro 2021.

CESSA, R. M. A. et al. Área Superficial Específica, Porosidade da Fração Argila e Adsorção de Fósforo em dois Latossolos Vermelhos. **Revista Brasileira de Ciências do Solo**, São Paulo, v. 33, n. 5, p. 1153-1162, 2009. ISSN 1806-9657.

CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. 2ª edição. ed. São Paulo: Signus, v. 1, 2002.

CIMINELLI, V. S. T. Hidrometalurgia. In: **CETEM Tendências Parte 2**. Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais, Escola de Engenharia, Belo Horizonte: CETEM/MCT, 2007. p. 157-174. ISBN 878-85-7227-243-8. Disponível em: <<http://mineralis.cetem.gov.br/handle/cetem/1288>>.

CIPRIANI, M. **Extração contínua de urânio e molibdênio por lixiviação com ácido sulfúrico**. Belo Horizonte: Nuclebrás/CDTN, 1980.

CMOC BRASIL. CMOC - Início. **CMOC**, 2018. Disponível em: <<https://cmocbrasil.com/br>>. Acesso em: 19 dezembro 2021.

CNEN. **Norma CNEN NE 1.13 - Portaria CNEN DE 03/89 - Licenciamento de Minas e Usinas de Beneficiamento de Minérios de Urânio e/ou Tório**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 1989.

CNEN. **Norma CNEN NE 6.06. Resolução CNEN 014/89. Janeiro / 1990. Seleção e Escolha de Locais para Depósitos de Rejeitos Radioativos**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear - Diário Oficial da União, 1989.

CNEN. Portaria CNEN número 1, de 07/01/1999. In: \_\_\_\_\_ **Diário Oficial da União**. Brasília: Imprensa Nacional, 1999. Disponível em: <<http://appasp.cnen.gov.br/seguranca/documentos/Portaria%2001-1999.pdf>>.

CNEN. **Resolução CNEN 012/02: Norma CNEN NN 6.09 Critérios de Aceitação para Deposição de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2002.

CNEN. **Resolução CNEN 15/02 - CNEN NE 1.04 – Licenciamento de Instalações Nucleares**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2002.

CNEN. Resoluções de 18 de Agosto de 2003. In: \_\_\_\_\_ **Diário Oficial da União**. 164. ed. Brasília: Imprensa Nacional, 2003. ISBN 1677-7042.

CNEN. **Resolução Nº 95, de 10 de agosto de 2010**. 18. ed. Brasília: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2010.

CNEN. **Posição Regulatória 3.01 / 001: 2011 - Critérios de exclusão, isenção e dispensa de requisitos de proteção radiológica**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2011.

CNEN. **Resolução 164/14 - Norma CNEN NN 3.01 Diretrizes Básicas de Proteção Radiológica**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2014.

CNEN. **Resolução CNEN 167/14: Norma CNEN-NN 8.01 Gerência de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2014.

CNEN. **Resolução CNEN 168/14 Norma CNEN-NN 8.02 Licenciamento de Depósitos de Rejeitos Radioativos de Baixo e Médio Níveis de Radiação**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2014.

CNEN. **Resolução Nº 187, de 13 de maio de 2015**. 09. ed. Brasília: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2015.

CNEN. **Resolução CNEN 208/16 - Norma CNEN-NN 4.01 - Requisitos de Segurança e Proteção Radiológica para Instalações Mínero-Industriais**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2016.

CNEN. **CNEN 3.01 / 012: 2020 - Níveis de Investigação e de Referência para Radioatividade em Água Potável**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2020.

CNEN. Normas para Materiais, Minérios e Minerais Nucleares. **Comissão Nacional de Energia Nuclear - Ministério da Ciência, Tecnologia, Inovações e Comunicações**, 2020. Disponível em: <<http://www.cnen.gov.br/normas-tecnicas>>. Acesso em: 14 março 2020.

CNEN. Normas para Proteção Radiológica. **Comissão Nacional de Energia Nuclear - Ministério da Ciência, Tecnologia, Inovações e Comunicações**, 2020. Disponível em: <<http://www.cnen.gov.br/normas-tecnicas>>. Acesso em: 14 março 2020.



CNEN. **Norma CNEN NN 5.01 Regulamento para o Transporte Seguro de Materiais Radioativos (Resolução CNEN 271/21)**. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear, 2021. Disponível em: <<http://www.cnen.gov.br/seguranca/normas/pdf/Nrm501.pdf>>. Acesso em: 22 Agosto 2017.

CNEN. Normas em Elaboração / Revisão. **Comissão Nacional de Energia Nuclear**, 2021. Disponível em: <<https://www.gov.br/cnen/pt-br/aceso-rapido/normas/normas-em-elaboracao/elarevnormasnov21.pdf>>. Acesso em: 19 dezembro 2021.

CNEN. Normas Regulatórias. **Comissão Nacional de Energia Nuclear**, 2021. Disponível em: <<https://www.gov.br/cnen/pt-br/aceso-rapido/normas/normas-para-instalacoes-nucleares>>. Acesso em: 20 dezembro 2021.

CNEN-DRS. **Glossário do Setor Nuclear e Radiológico Brasileiro**. 1ª. ed. Rio de Janeiro: Comissão Nacional de Energia Nuclear-Diretoria de Radioproteção e Segurança Nuclear, 2020. Disponível em: <<http://appasp.cnen.gov.br/seguranca/normas/pdf/glossario.pdf>>.

COCHRAN, R. G.; TSOULFANIDIS, N.; MILLER, W. F. **The Nuclear Fuel Cycle: Analysis and Managemen**. 2ª. ed. Chicago: American Nuclear Society, 1999.

CONTROL LAB. Loja Control Lab. **Control Lab**, Niteroi, 2020. Disponível em: <<https://www.lojacontrollab.com.br/produtos/peneira-granulometrica-aro-inox-8-bertel/>>. Acesso em: 04 abr. 2020.

CORREA, F. **Utilização de Tório em Reatores PWR**. Dissertação (Mestrado em Ciências e Tecnologias Nucleares). São Paulo: IEA/USP, 1977.

COSTI, H. T.; BORGES, R. M. K.; DALL'AGNOLL, R. Depósitos de Estanho da Mina Pitinga, Estado Amazonas. **Caracterização de Depósitos Minerais em Distritos Mineiros da Amazônia**, Brasília, 2005. 391-476. Disponível em <>. Acesso em 02/02/2016.

CROUSE, D. J. **Recovery of Thorium, Uranium, and Rare Earths from Monazite Sulfate Liquors by the Amine Extraction (Amex) Process**. Oak Ridge: Oak Ridge National Laboratory, 1959.

CYTEC INDUSTRIES INC. **Mining Chemicals Handbook**. Woodland Park: Cytec Industries Inc., 2002. Disponível em: <[www.cytec.com](http://www.cytec.com)>. Acesso em: Junho abr. 2018.

DAS, P. et al. Waste to wealth: Recovery of value-added products from steel slag. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, Amsterdã, v. 9, n. 4, agosto 2021. ISSN 2213-3437.

DEM. Four Mile Uranium Mine. **Department for Energy and Mining**, 2021. Disponível em: <[https://energymining.sa.gov.au/minerals/mining/mines\\_and\\_quarries/four\\_mile\\_uranium\\_mine](https://energymining.sa.gov.au/minerals/mining/mines_and_quarries/four_mile_uranium_mine)>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

DEPARTAMENTO DE PETROLOGIA E METALOGENIA - IGCE-UNESP. Mica. **Museu de Minerais, Minérios e Rochas Heinz Ebert**, 2021. Disponível em: <<https://museuhe.com.br/mineral/mica-mica/>>. Acesso em: 18 dezembro 2021.

DEPARTAMENTO DE PETROLOGIA E METALOGENIA - IGCE-UNESP. Xistos. **Museu de Minerais, Minérios e Rochas Heinz Ebert**, 2021. Disponível em: <<https://museuhe.com.br/rocha/xistos/>>. Acesso em: 18 dezembro 2021.

DNPM. **Economia Mineral do Brasil**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral. Cidade Gráfica e Editora Ltda, 2009.

DOE. Quadrennial Technology Review 2015. **United States Department of Energy**, 2015. Disponível em: <<https://www.energy.gov/quadrennial-technology-review-2015>>. Acesso em: 15 agosto 2021.

DOLAN, T. J. **Molten Salt Reactors and Thorium Energy**. 1ª. ed. Amsterdã: Woodhead Publishing, 2017. ISBN 9780081011263.

DUNLOP, D. J.; ÖZDEMİR, Ö. **Rock Magnetism - Fundamentals and frontiers**. 2ª. ed. Cambridge: Cambridge University Press, 2001.

DUTRA, I. C.; LEITE, V. D. Influência da granulometria e do pH no processo de dessorção de amônia em torres de recheio. **Revista DAE**, São Paulo, p. 25-37, janeiro 2015.

EISBERG, R; RESNICK, R. **Física Quântica**. Rio de Janeiro: Campus Ltda, 1979.

EISENBUD, M.; GESELL, T. **Environmental Radioactivity from natural, industrial and military sources**. San Diego: Academic Press, 1997.

EL-MAGIED, M. O. A. et al. Uranium extraction by sulfonated mesoporous silica derived from blast furnace slag. **Journal of Nuclear Materials**, Amsterdã, v. 509, p. 295-304, outubro 2018. ISSN 0022-3115.

FELICIANO, V. M. D. Nióbio. In: REIS, R. G. **NORM - Guia Prático**. 1ª edição. ed. Rio de Janeiro: IRD, 2016. Cap. 5A, p. 99-108.

FERRON, J. M. T. M. **Geologia Regional, Geoquímica e Geocronologia Pb-Pb de Rochas Graníticas e Vulcânicas Paleoproterozóicas da Província Pitinga, Cráton Amazônico**.

Tese (Doutorado em Geociências). Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Instituto de Geociências, 2006. 331 f.

FLÓREZ, C. **PT-129-C-TAB-12-SOW-001 - Taludes Trincheira de Deposição de Escória de Metalurgia - Platô 2**. Mineração Taboca S. A. Presidente Figueiredo, p. 12. 2015.

FORATOM. Investing in low-carbon nuclear generates jobs and economic growth in Europe. **Foratom - the voice of european nuclear industry**, 2019. Disponível em: <<https://www.foratom.org/press-release/investing-in-low-carbon-nuclear-generates-jobs-and-economic-growth-in-europe/>>. Acesso em: 15 agosto 2021.

FORMIGA, T. S.; MORAIS, C. A.; GOMIERO, L. A. **Estudo de lixiviação de Urânio de resíduos gerados a partir do beneficiamento de minério de Lagoa Real - BA**. XXIV ENTMME - 2011 - Salvador/Bahia. Salvador: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. 2011.

FORMIGA, T. S.; MORAIS, C. A.; GOMIERO, L. A. **Study of uranium leaching from industrial residues**. 2011 International Nuclear Atlantic Conference - INAC 2011. Belo Horizonte: INAC. 2011.

FUKUMA, H. T. **Purificação de Ácido Fosfórico de Itaitia, Ceará: Remoção de Tório e Outras Espécies Químicas**. Tese (Doutorado em Energia nuclear na agricultura pelo Centro de Energia Nuclear na Agricultura). Piracicaba: Centro de Energia Nuclear na Agricultura, Universidade de São Paulo, 2004. 160 P.

FUKUMA, H. T.; FERNANDES, E. A. N.; QUINELATO, A. L. Distribuição de Radionuclídeos Naturais nos Produtos da Fabricação de Ácido Fosfórico com Rocha Fosfática de Itaitia - Ceará. **Repositório do IPEN - International Nuclear Atlantic Conference - INAC 2002**, São Paulo, 2002. Disponível em: <[https://www.ipen.br/biblioteca/cd/inac/2002/ENAN/E03/E03\\_046.PDF](https://www.ipen.br/biblioteca/cd/inac/2002/ENAN/E03/E03_046.PDF)>. INAC/ENAN-2002.

FUKUMA, H. T.; FERNANDES, E. A. N.; QUINELATO, A. L. Purificação de Ácido Fosfórico de Itaitia, Ceará: Remoção de Tório e Outras Espécies Químicas. **2005 International Nuclear Atlantic Conference - INAC 2005**, Santos, setembro 2005.

GARCIA, M. A. A. **Caracterização Radioquímica e Impacto Radiológico Ambiental no Processamento de Cassiterita para a Produção de Estanho e Chumbo Metálicos**.

Dissertação (Mestrado em Ciências na Área de Tecnologia Nuclear - Aplicações). São Paulo: IPEN/USP, 2009.

GASIK, M. **Handbook of Ferroalloys Theory and Technology**. 1ª. ed. Amsterdã: Elsevier, 2013. ISBN 9780080977539.

GÓES, M. A. C.; LUZ, A. B.; POSSA, M. V. Capítulo 2 - Amostragem. In: GÓES, M. A. C.; LUZ, A. B.; POSSA, M. V. **Tratamento de Minérios**. 4ª. ed. Rio de Janeiro: CETEM – Centro de Tecnologia Mineral, 2004. Cap. 2, p. 19-51.

GÓES, M. A. C.; LUZ, A. B.; POSSA, M. V. **Tratamento de Minérios - Amostragem**. 4ª. ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2004.

GOES, M. A. C.; POSSA, M. V.; LUZ, A. B. **Amostragem de Minérios**. Rio de Janeiro: CETEM/CNPQ, 1991.

GOMIDE, C. S. et al. **Dicionário Crítico da Mineração**. Marabá: Editorial iGuana, 2018.

GOMIDE, R. **Operações Unitárias**. São Paulo: Saraiva, v. 1º volume - operações com sistemas sólidos granulares, 1983.

GOUVEIA, R. M. Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear - CNEN - Comissão Nacional de Energia Nuclear. **O Projeto RBMN e a Sustentabilidade do Setor Nuclear Nacional**, 2019. Disponível em: <<https://www.cdtm.br/ultimas-noticias/121-newsletter/375-o-projeto-rbmn-e-a-sustentabilidade-do-setor-nuclear-nacional>>. Acesso em: 2021 mar. 04.

GOUVEIA, R. M. Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear - CNEN - Comissão Nacional de Energia Nuclear. **O Projeto RBMN e a Sustentabilidade do Setor Nuclear Nacional**, 2019. Disponível em: <<https://www.cdtm.br/ultimas-noticias/121-newsletter/375-o-projeto-rbmn-e-a-sustentabilidade-do-setor-nuclear-nacional>>. Acesso em: 2021 mar. 04.

GREENE, W. H. **Econometric analysis**. 18ª. ed. Nova Iorque: Pearson Education, 2003. ISBN 0-13-446136-3.

GUIMARAES, F. R. **Projeto de Trincheira para Guarda de Escória da Metalurgia da Mineração Taboca S/A - PTG**. Mineração Taboca. Presidente Figueiredo, p. 233. 2010.

GUPTA, C. K. **Chemical Metallurgy**. Weinheim: Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA, 2003.

GUPTA, C. K.; MUKHERJEE, T. K. **Hydrometallurgy in extraction processes**. 1. ed. Boca Raton: CRC Press, v. 1, 1990.

HABASHI, F. **A Textbook of Hidrometallurgy**. Saint-Foy: Métallurgie Extractive Québec, Enr., 1993.

HABASHI, F. **Handbook of Extractive Metallurgy - Volume III**. Wiley-VCH: Weinheim, 1997.

HANEKLAUS, N. et al. To Extract, or not to Extract Uranium from Phosphate Rock, that is the Question. **Environmental Science and Technology**, Washington, v. 51, n. 2, p. 753-754, dezembro 2016.

HANEKLAUS, N. H. Unconventional Uranium Resources From Phosphates. In: GREENSPAN, E. **Encyclopedia of Nuclear Energy**. Amsterdã: Elsevier, 2021. p. 286-291.

HANSEN, D. R.; MOWEN, M. M. **Cost Management Accounting and Control**. 5ª. ed. Mason: Thomson South-Western, 2006. ISBN 978-0-324-23310-0. Library of Congress Control Number: 2005920267.

HAVLÍK, T. **Hydrometallurgy - Principles and applications**. Cambridge: Cambridge International Science Publishing Limited, 2008.

HEIDER, M. Urânio. In: DNPM **Economia Mineral do Brasil - 2009**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, 2009. Cap. 2 - Mineração de Energia, p. 70-92.

HORE-LACY, I. Production of byproduct uranium and uranium from unconventional resources. In: HORE-LACY, I. **Woodhead Publishing Series in Energy Number 93 - Uranium for Nuclear Resources, Mining and Transformation to Fuel**. 1ª. ed. Duxford - Reino Unido: Elsevier, 2016. Cap. 9, p. 239-251.

HORE-LACY, I. **Woodhead Publishing Series in Energy Number 93 - Uranium for Nuclear Resources, Mining and Transformation to Fuel**. 1ª. ed. Duxford - Reino Unido: Elsevier, 2016.

IAEA. **Significance of Mineralogy in the Development of Flowsheets for Processing Uranium Ores**. Viena: International Atomic Energy Agency, 1980.

IAEA. **IAEA-TECDOC-595 - Guidebook on the development of projects for uranium mining and ore processing**. Viena: International Atomic Energy Agency, 1991.

IAEA. **Technical Reports Series N° 359 - Uranium Extraction Technology**. Viena: International Atomic Energy Agency, 1993.

IAEA. **Uranium Extraction Technology**. Viena: International Atomic Energy Agency, 1993.

IAEA. **IAEA-TECDOC-885 - Steps for preparing uranium production feasibility studies: A guidebook.** Viena: International Atomic Energy Agency, 1996. Disponível em: <[https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te\\_885\\_web.pdf](https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te_885_web.pdf)>.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1174 - Methods of exploitation of different types of uranium deposits.** Vienna: International Atomic Energy Agency, 2000.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1239 - Manual of acid in situ leach uranium mining technology.** Vienna: International Atomic Energy Agency, 2001.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1271 - Technologically enhanced natural radiation (TENR II).** Vienna: International Atomic Energy Agency, 2002.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1450 - Thorium fuel cycle — Potential benefits and challenges.** Nova Iorque: International Atomic Energy Agency, 2005.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1629 - World Distribution of Uranium Deposits (UDEPO) with Uranium Deposit Classification.** Viena: International Atomic Energy Agency, 2009. ISBN 978-92-0-110509-7. Disponível em: <[https://www-pub.iaea.org/MTCD/publications/PDF/TE\\_1629\\_web.pdf](https://www-pub.iaea.org/MTCD/publications/PDF/TE_1629_web.pdf)>.

IAEA. **Guia de Seguridad - N° WS-G-1.2:** Gestión de desechos radiactivos procedentes de la extracción y el tratamiento de minerales. Viena: International Atomic Energy Agency, 2010.

IAEA. IAEA-IFICIS home. **IAEA.org**, 2012. Disponível em: <<https://infcis.iaea.org/Default.asp>>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

IAEA. **IAEA Safety Standards Series N° GSR part 3 - Radiation Protection and Safety of Radiation Sources:** International Basic Safety Standards - General Safety Requirements. Viena: International Atomic Energy Agency, 2014.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1849 - Uranium Resources as Co- and By-products of Polymetallic, Base, Rare Earth and Precious Metal Ore Deposits.** Viena: International Atomic Energy Agency, 2018. Disponível em: <<https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/TE-1849web.pdf>>.

IAEA. **IAEA-TECDOC-1877- World Thorium Occurrences, Deposits and Resources.** Viena: International Atomic Energy Agency, 2019. ISBN 1011-4289. Disponível em: <<https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/TE-1877web.pdf>>.

IAEA. IAEA.org - NUCLEUS List of Thorium Deposits - ThDEPO. **IAEA.org - NUCLEUS**, 2020. Disponível em: <<https://infcis.iaea.org/THDEPO/Deposits>>. Acesso em: 26 Dezembro 2021.

IAEA. List of Uranium Deposits - UDEPO. **IAEA.org - NUCLEUS**, 2020. Disponível em: <<https://infcis.iaea.org/UDEPO/Deposits>>. Acesso em: 26 dezembro 2021.

IAEA. Livechart - Table of Nuclides - Nuclear structure and decay data. **IAEA.org**, 2020. Disponível em: <<https://www-nds.iaea.org/relnsd/vcharthtml/VChartHTML.html>>. Acesso em: 01 janeiro 2022.

IBGE. **Vocabulário Básico de Recursos Naturais e Meio Ambiente**. 2<sup>a</sup>. ed. Rio de Janeiro: Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística, 2004.

IBRAHIM, M. E. et al. Processing of the mineralized Black Mica for the recovery of uranium, rare earth elements, niobium, and tantalum. **Hydrometallurgy**, Amsterdã, v. 197, novembro 2020.

ICRP. **ICRP 2007. The 2007 Recommendations of the International Commission on Radiological Protection. ICRP Publication 103. Ann. ICRP 37**. New York: International Commission on Radiological Protection-Elsevier, 2007.

INB. Ciclo do Combustível Nuclear. **INB - Indústrias Nucleares do Brasil**, 2020. Disponível em: <<https://www.inb.gov.br/Nossas-Atividades/Ciclo-do-combustivel-nuclear>>. Acesso em: 01 nov. 2020.

INB. INB Santa Quitéria – Consórcio Santa Quitéria, 2020. Disponível em: <<http://www.inb.gov.br/A-INB/Onde-estamos/Santa-Quiteria>>. Acesso em: 03 ago. 2020.

INB. Ciclo do combustível nuclear. **INB - Home**, 2021. Disponível em: <<http://www.inb.gov.br/Nossas-Atividades/Ciclo-do-combustivel-nuclear>>. Acesso em: 16 dezembro 2021.

INB. INB Caetité. **Indústrias Nucleares do Brasil**, 2021. Disponível em: <<https://www.inb.gov.br/A-INB/Onde-estamos/Caetite>>. Acesso em: 20 dezembro 2021.

INB. INB Home > Nossas Atividades > Urânio > Recursos. **INB Home**, 2021. Disponível em: <<https://www.inb.gov.br/Nossas-Atividades/Ur%C3%A2nio/Recursos>>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

IPCC. Intergovernmental Panel on Climate Change (IPCC), Climate Change 2014: Synthesis Report – Contribution of Working Groups I, II and III to the Fifth Assessment Report of the Intergovernmental Panel on Climate Change (2015). **AR5 Synthesis Report: Climate Change 2014**, 2014. Disponível em: <<https://www.ipcc.ch/report/ar5/syr/>>. Acesso em: 14 agosto 2021.

IUPAC. International Union of Pure and Applied Chemistry. **Periodic Table of Elements**, 2020. Disponível em: <<https://iupac.org/>>. Acesso em: 11 nov. 2020.

JENKINS, R. **X-Ray Fluorescence Spectrometry**. 2<sup>a</sup>. ed. Nova Iorque: John Wiley & Sons, Inc, 1999.

JNFL. Japan Nuclear Fuel Limited. **Low-Level Radioactive Waste Disposal**, 2021. Disponível em: <<https://www.jnfl.co.jp/en/business/llw/>>. Acesso em: 28 dezembro 2021.

JUNIOR, B. R.; AQUINO, J. A.; LUZ, I. L. O. **Estudo em Planta Piloto do Minério Fósforo-Uranífero de Itataia (CE)**. Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear/Nuclebras. Belo Horizonte, p. 19 f. 1987.

KIM, S. et al. Statistical model for forecasting uranium prices to estimate the nuclear fuel cycle cost. **Nuclear Engineering and Technology**, Amsterdã, v. 49, n. 5, p. 1063-1070, agosto 2017.

KIM, S. K.; KO, W. I.; LEE, Y. H. Development and Validation of a Nuclear Fuel Cycle Analysis Tool: a Future Code. **Nuclear Engineering and Technology**, Amsterdã, v. 45, n. 5, p. 665-674, outubro 2013.

LAHIRI, S. et al. Sonochemical recovery of uranium from nanosilica-based sorbent and its biohybrid. **Ultrasonics Sonochemistry**, Amsterdã, v. 76, agosto 2021. ISSN 1350-4177.

LANL. Periodic Table of Elements: LANL - Thorium. **Los Alamos National Laboratory**, 2013. Disponível em: <<http://periodic.lanl.gov/90.shtml>>. Acesso em: 28 março 2018.

LAURIA, D. C.; BORGES, F. L. S.; VILLEGAS, R. A. S. Considerações sobre legislação, transporte e comércio internacional de commodities minerais contendo NORM. In: REIS, R. G. **NORM - Guia Prático**. 1<sup>a</sup>. ed. Rio de Janeiro: CNEN, 2016. Cap. 7, p. 135-163.

LBS. Producer Price Index by Commodity: Chemicals and Allied Products: Sulfuric Acid [WPU0613020T1]. **U.S. Bureau of Labor Statistics Latest Numbers - FRED - Economic Data**, 2021. Disponível em: <<https://fred.stlouisfed.org/series/WPU0613020T1>>. Acesso em: 28 dezembro 2021.



- LI, M. et al. Extraction mechanism of depleted uranium exposure by dilute alkalipretreatment combined with acid leaching. **Hydrometallurgy**, Amsterdã, v. 180, p. 201-209, setembro 2018.
- LI, M. et al. Recovery of uranium from low-grade tailings by electro-assisted leaching. **Journal of Cleaner Production**, Amsterdã, v. 271, outubro 2020. ISSN 0959-6526.
- LI, P. et al. Uranium elimination and recovery from wastewater with ligand chelation-enhanced electrocoagulation. **Chemical Engineering Journal**, Amsterdã, v. 393, agosto 2020. ISSN 1385-8947.
- LOTTERING, M. J. et al. Mineralogy and uranium leaching response of low grade South African ores. **Minerals Engineering**, Amsterdã, v. 21, p. 16-22, agosto 2008.
- LUNT, D. et al. Uranium extraction: the key process drivers. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, Joanesburgo, v. 107, p. 419-426, julho 2007.
- LUO, X. et al. Solar-powered “pump” for uranium recovery from seawater. **Chemical Engineering Journal**, Amsterdã, v. 416, julho 2021. ISSN 1385-8947.
- LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, J. L. M. **Tratamento de Minérios**. 4a Edição. ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2004.
- LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. **Tratamento de Minérios**. 5ª edição. ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2010.
- MADAKKARUPPAN, V. et al. Leaching kinetics of uranium from a quartz–chlorite–biotite rich. **Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry**, Norwell, v. 303, n. 3, p. 1793 - 1801, 2015.
- MAGALHAES, M. H. Aspectos Legais e Regulatórios em Empresas Mínero-Industriais. In: REIS, R. G. **NORM - Guia Prático**. 1ª. ed. Rio de Janeiro: CNEN, 2016. Cap. 6, p. 129-134.
- MARTIN, J. E. **Physics for Radiation Protection**. Weinheim: Wiley-VCH Verlag GmbH & Co, 2006.
- MARTINS, J. A. **Lixiviação de escória aluminotérmica da columbita - Relatório Técnico IEN**. Instituto de Engenharia Nuclear - IEN. Rio de Janeiro, p. 12. 2001.
- MDR. **Do SNIS ao SINISA: Informações para planejar o Abastecimento de Água - Diagnóstico SNIS-AE 2019**. Brasília: Sistema Nacional de Informações sobre Saneamento (SNIS) - Ministério do Desenvolvimento Regional, 2020. Disponível em:

<[http://www.snis.gov.br/downloads/cadernos/2019/DO\\_SNIS\\_AO\\_SINISA\\_AGUA\\_SNIS\\_2019.pdf](http://www.snis.gov.br/downloads/cadernos/2019/DO_SNIS_AO_SINISA_AGUA_SNIS_2019.pdf)>.

MERCK S. A. **Ficha de Informação de Segurança de Produto Químico**. São Paulo: Merck, 2020. Disponível em: <[https://www.merckmillipore.com/BR/pt/product/msds/MDA\\_CHEM-480704?Origin=PDP](https://www.merckmillipore.com/BR/pt/product/msds/MDA_CHEM-480704?Origin=PDP)>.

MINSUR. **Annual Report 2016**. Lima: MINSUR, 2016.

MITTAL, A. et al. Fabrication of MWCNTs/ThO<sub>2</sub> nanocomposite and its adsorption behavior for the removal of Pb(II) metal from aqueous medium. **Desalination and Water Treatment**, Milton Park - Inglaterra, v. 57, n. 46, janeiro 2016.

MME. Projeto Santa Quitéria e Governo do Ceará assinam Memorando de Entendimento. **Ministério das Minas e Energia**, 2020. Disponível em: <[http://antigo.mme.gov.br/web/guest/todas-as-noticias/-/asset\\_publisher/pdAS9IcdBICN/content/projeto-santa-quiteria-e-governo-do-ceara-assinam-memorando-de-entendimento?inheritRedirect=false&redirect=http%3A%2F%2Fantigo.mme.gov.br%2Fweb%2Fguest%2Ftodas-as-](http://antigo.mme.gov.br/web/guest/todas-as-noticias/-/asset_publisher/pdAS9IcdBICN/content/projeto-santa-quiteria-e-governo-do-ceara-assinam-memorando-de-entendimento?inheritRedirect=false&redirect=http%3A%2F%2Fantigo.mme.gov.br%2Fweb%2Fguest%2Ftodas-as-)>. Acesso em: 21 dezembro 2021.

MOHAMED, N. A. et al. A novel photoanode based on Thorium oxide (ThO<sub>2</sub>) incorporated with graphitic Carbon nitride (g-C<sub>3</sub>N<sub>4</sub>) for Photoelectrochemical water splitting. **Applied Surface Science**, Amsterdã, v. 569, dezembro 2021.

MOHANAKRISHNAN, P.; SINGH, O. P.; UMASANKARI, K. **Physics of Nuclear Reactors**. 1<sup>a</sup>. ed. Londres: Academic Press, 2021.

MORAIS, C. A.; GOMIERO, L. A.; FILHO, W. S. Leaching of uranium ore from Caetitê's facilities, Bahia state, Brazil. In: YOUNG, C. A.; TAYLOR, P. R.; ANDERSON, C. G. **Hydrometallurgy 2008: Proceedings of the Sixth International Symposium**. 1<sup>a</sup>. ed. Englewood-EUA: Society for Mining Metallurgy & Exploration, v. 1, 2008. p. 1119-1132. ISBN: 0873352661.

MOURA, V. V. **Avaliação da Radioatividade Natural do Granito Madeira - Região Norte do Amazonas**. Dissertação (Mestrado em Ciências e Técnicas Nucleares). Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia, Departamento de Engenharia Nuclear - DEN/UFMG, 2017. 117f.

MOURA, V. V.; PEREIRA, C. **Mineradoras e Metalurgias NORM**. Anais da Quarta Semana de Engenharia Nuclear e Ciências das Radiações. Belo Horizonte: UFMG. 2018. p. 572-8.

MOURA, V. V.; SANTOS, T. O.; PEREIRA, C. **Mineradoras e Metalurgias NORM**. Anais da Quarta Semana de Engenharia Nuclear e Ciências das Radiações. Belo Horizonte: UFMG. 2018. p. 572-8.

MOURA, V. V.; SANTOS, T. O.; PEREIRA, C. Study of the physical properties of aluminothermic slags for the recovery of uranium and thorium. **Brazilian Journal of Radiation Sciences**, Rio de Janeiro, 2020. ISSN 2319-0612.

MOURA, V.; PEREIRA, C. **Mineradoras e Metalurgias NORM**. Anais da Quarta Semana de Engenharia Nuclear e Ciências das Radiações. Belo Horizonte: UFMG. 2018. p. 572-8.

MTPA - ANTT. **Resolução Nº 5.232, de 14 de dezembro de 2016**. Brasília: AGÊNCIA NACIONAL DE TRANSPORTES TERRESTRES, 2016. Disponível em: <<https://anttlegis.datalegis.inf.br/action/UrlPublicasAction.php>>.

MULAZZANI, R. P.; GUBIANI, P. I. **Modelo de estimativa da área superficial específica do solo por meio da curva granulométrica**. XI Reunião Sul-Brasileira de Ciência do Solo - Qualidade do Solo & Ambiente de Produção. Frederico Westphalen: Sociedade Brasileira de Ciência do Solo. 2016. p. 1-3.

NAC KAZATOMPROM. Natural uranium production. **National Atomic Company Kazatomprom**, 2021. Disponível em: <[https://www.kazatomprom.kz/en/page/dobicha\\_prirodnogo\\_urana](https://www.kazatomprom.kz/en/page/dobicha_prirodnogo_urana)>. Acesso em: 20 dezembro 2021.

NALIVAIKO, K. et al. Characterization and processing of radioactive uranium containing waste sludge by sulfuric acid leaching. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, Amsterdã, v. 10, n. 1, janeiro 2022. ISSN 2213-3437.

NCBI. PubChem Compound Summary for CID 9989226, Aluminum oxide. **National Library of Medicine - National Center for Biotechnology Information-PubChem**, 2020. Disponível em: <<https://pubchem.ncbi.nlm.nih.gov/compound/9989226>>. Acesso em: 04 dezembro 2021.

NCBI. PubChem Compound Summary for CID 9989226, Aluminum oxide. **National Library of Medicine - National Center for Biotechnology Information-Pubchem**, Bethesda, 2021. Disponível em: <<https://pubchem.ncbi.nlm.nih.gov/compound/Aluminum-oxide>>. Acesso em: 04 dezembro 2021.

NCBI. PubChem Compound Summary for CID 24261, Silicon dioxide. **National Center for Biotechnology Information-National Library of Medicine - PubChem**, 2022. Disponível em: <<https://pubchem.ncbi.nlm.nih.gov/compound/Silicon-dioxide>>. Acesso em: 04 janeiro 2022.

NEA. The Full Costs of Electricity Provision. **Nuclear Energy Agency**, 2018. Disponível em: <[https://www.oecd-nea.org/jcms/pl\\_14998](https://www.oecd-nea.org/jcms/pl_14998)>. Acesso em: 15 agosto 2021.

NEA-OCDE. **Low-Level Radioactive Waste Repositories: An Analysis of Costs**. Paris: Nuclear Energy Agency - Organisation for Economic Co-operation and Development, 1999. Disponível em: <<https://doi.org/10.1787/9789264172029-en>>.

NETO, A. C. B. et al. A Jazida de Criolita da Mina Pitinga (Amazonas). In: DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL **Caracterização de Depósitos Minerais em Distritos Mineiros da Amazônia**. Brasília: ADTIMB/DNPM, 2005. Cap. VIII, p. 477-552.

NIRANJANA, R. S. et al. Trimethylamine sensing properties of thorium-incorporated tin oxide. **Sensors and Actuators B: Chemical**, Amsterdã, v. 87, n. 3, p. 406-413, dezembro 2002.

OLIVEIRA, M. L. **Métodos de Estimativa de Balanço de Massa e Metalúrgico**. Tese (Doutorado em Engenharia Química). Campinas: Unicamp, 1997. 249f p.

ORANO. Orano: Nuclear Expertise > Orano's sites around the world > Uranium mines > Niger. **Orano: Nuclear Expertise**, 2021. Disponível em: <<https://www.orano.group/en/nuclear-expertise/orano-s-sites-around-the-world/uranium-mines/niger/technologies>>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

PARREIRA, P. S. **Metodologia de EDXRF e aplicações com um sistema portátil**. Universidade Estadual de Londrina. Londrina, p. 17. 2006. ISBN 2178-4507.

PASCAL, P. **Nouveau Traité de Chimie Minérale - Tome XV Uranium et Transuraniens - Deuxième Fascicule Combinaisons de Uranium**. Paris: Masson et Cie Éditeurs, v. XV, 1961.

PIRES, A. M. **Xenotima, Gagarinita, Fluocerita e Waimirita da Mina Pitinga (AM): Mineralogia e Avaliação Preliminar do Potencial do Albita Granito para Exploração de Elementos de Terras Raras e Ítrio**. Tese (Doutorado em Ciências). Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Instituto de Geociências, 2010. 201 f.

PIRES, F. R. M. **Urânio no Brasil - Geologia, Jazidas e Ocorrências**. 1ª. ed. Rio de Janeiro: Vitрина Comunicação, 2013. ISBN 978-85-88071-02-5.

PORPHIRIO, N. H.; BARBOSA, M. I.; BERTOLINO, L. C. **Caracterização Mineralógica de Minérios - Parte I**. Rio de Janeiro: CETEM, 2010.

PRESIDÊNCIA DA REPÚBLICA - CASA CIVIL - SUBCHEFIA PARA ASSUNTOS JURÍDICOS. **Lei Nº 12.305, de 2 de agosto de 2010 - Política Nacional de Resíduos Sólidos**. Brasília: República Federativa do Brasil, 2010.

PRESIDÊNCIA DA REPÚBLICA - CASA CIVIL. **Lei Nº 4.118, de 27 de agosto de 1962**. Brasília: República Federativa do Brasil, 1962. Disponível em: <[http://www.planalto.gov.br/ccivil\\_03/LEIS/L4118.htm](http://www.planalto.gov.br/ccivil_03/LEIS/L4118.htm)>.

QAMOUCHE, K. et al. Uranium and other heavy metal sorption from Moroccan phosphoric acid with argan nutshell sawdust. **Minerals Engineering**, Amsterdã, v. 171, julho 2021. ISSN 0892-6875. 107085.

QGIS DEVELOPMENT TEAM. **QGIS Geographic Information System**. Open Source Geospatial Foundation Project: QGIS, 2021. Disponível em: <<https://qgis.org/en/site/>>. Versão: 3.20.3-Odense.

REIS, R. G. **Modelo Conceitual para auxílio a decisão na Indústria de Mineração NORM – Aspectos de Radioproteção Ambiental**. Dissertação (Mestrado em Radioecologia). Rio de Janeiro: Instituto de Radioproteção e Dosimetria - IRD, 2012. 118 f.

REIS, R. G. **NORM - Guia Prático**. 1ª. ed. Rio de Janeiro: CNPQ e IRD, 2016.

REIS, R. G.; LAURIA, D. C. The potential radiological impact from a Brazilian phosphate facility. **Journal of Environmental Radioactivity**, Amsterdã, v. 136, p. 188-194, junho 2014.

RIBEIRO, V. A. L. et al. Extração Líquido- Líquido de Urânio(VI) do colofanito de Itaitaia (Santa Quitéria, Ceará) por extratantes orgânicos em presença de ácido fosfórico. **Química Nova**, v. 31, p. 2159-2164, Agosto 2008. ISSN 978-85-60755-31-8.

RIGAKU INDUSTRIAL CORPORATION. **ZSX - Primus II - X-ray Fluorescence Spectrometry**. Osaka: Rigaku, 2008.

RIO, M. A. P. **Indústrias de Mineração Não Nucleares e o Aumento da Exposição à Radiação Natural**. Tese (Doutorado em Ciências). Rio de Janeiro: UERJ, 1999.

RODRIGUES, R. S. **Grau de Liberação de Diferentes Tipos de Minério de Ferro das Minas de Alegria (Mariana-MG) e sua Influência nas Etapas de Cominuição e Concentração.**

Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica, Materiais). Belo Horizonte: UFMG, 2016.

RÖSSING URANIUM LIMITED. Rössing Uranium - Working for Namibia: Home Page> Our product> The nuclear fuel cycle. **Rössing Uranium - Working for Namibia**, 2021. Disponível em: <[https://www.rossing.com/uranium\\_production.htm](https://www.rossing.com/uranium_production.htm)>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

RUSSEL, O. B. **Química Geral**. São Paulo: McGraw Hill do Brasil, 1980.

SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. **Tratamento de Minérios - Práticas Laboratoriais**. Rio de Janeiro: CETEM, 2007.

SAMPAIO, J. A.; SILVA, F. A. N. G. Capítulo 2 - Determinação da Densidade de Sólidos e de Polpa. In: CETEM/MCT **Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais**. Rio de Janeiro: CETEM, 2006. p. 35-51.

SANO, N. et al. **Advanced Physical Chemistry for Process Metallurgy**. Tóquio: Academic Press, 1997. ISBN 978-0126189209.

SANTOS, T. O. **Radionuclídeos naturais em minas subterrâneas brasileiras**. Tese (Doutorado em Ciências e Técnicas Nucleares). Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia, Departamento de Engenharia Nuclear - DEN/UFMG, 2015. 144 f.

SAP AG. **SAP SE - System Applications and Products in Data Processing**. Walldorf: SAP AG, 2021. Versão 6.0, Suporte Package 11. Software de gestão de estoques da empresa.

SFOE. Deep Geological Repository sectoral plan (SDGR). **Swiss Federal Office of Energy SFOE: Radioactive waste**, 2021. Disponível em: <[https://www.uvek-gis.admin.ch/BFE/storymaps/EA\\_SachplanGeologischeTiefenlager/?lang=en](https://www.uvek-gis.admin.ch/BFE/storymaps/EA_SachplanGeologischeTiefenlager/?lang=en)>. Acesso em: 29 dezembro 2021.

SHIMADZU DO BRASIL. Espectrômetros. **Shimadzu - Excellence in Science - Analytical and Measuring Instruments**, 2021. Disponível em: <[https://shimadzu.com.br/analitica/produtos/elemental/raios\\_x/eds/edx7000\\_8000-1.shtml](https://shimadzu.com.br/analitica/produtos/elemental/raios_x/eds/edx7000_8000-1.shtml)>. Acesso em: 21 agosto 2021.

SHUIBO, X. et al. Removal of uranium (VI) from aqueous solution by adsorption of hematite. **Journal of Environmental Radioactivity**, Amsterdã, v. 100, n. 2, p. 162-166, fevereiro 2009. ISSN 0265-931X.

SIMBIOX. Nossos Produtos. **Mineração Taboca S. A.**, 2021. Disponível em: <<https://www.mtaboca.com.br/paginas/produtos.aspx>>. Acesso em: 20 dezembro 2021.

SIMBIOX. Sobre Nós. **Mineração Taboca S. A.**, 2021. Disponível em: <<https://www.mtaboca.com.br/paginas/sobre-nos.aspx>>. Acesso em: 18 dezembro 2021.

SING, D. K.; MONDAL, S.; CHAKRAVARTTY, J. K. Recovery of Uranium from Phosphoric Acid: A Review. **Solvent Extraction and Ion Exchange**, Milton Park - Inglaterra, p. 201-225, abril 2016. ISSN 1532-2262.

SREEKRISHNAN, T. R.; TYAGI, R. D..A Comparative Study of the Cost of Leaching Out Heavy Metals from Sewage Sludges. **Process Biochemistry**, Londres, v. 31, n. 1, p. 31-41, 1996.

SUN, Y. et al. Extraction of Uranium in Bottom Ash Derived from High-Germanium Coals. **Procedia Environmental Sciences**, Amsterdã, v. 31, p. 589-597, 2016. ISSN 1878-0296.

SWAKOP URANIUM (PTY) LTD. Swakop Uranium Home > Our Operations > Processing. **Swakop Uranium Home**, 2021. Disponível em: <[http://www.swakopuranium.com/swakopuranium/c03201215/lm\\_tt.shtml](http://www.swakopuranium.com/swakopuranium/c03201215/lm_tt.shtml)>. Acesso em: 27 dezembro 2021.

TRADING ECONOMICS. Uranium. **Trading Economics**, 2021. Disponível em: <<https://tradingeconomics.com/commodity/uranium>>. Acesso em: 28 dezembro 2021.

TSURIKOVA , N.; KOPERSKIB, J. Tenorm legislation — theory and practice. In: \_\_\_\_\_ **IAEA-TECDOC-1271 - Technologically enhanced natural radiation (TENR II)**. Vienna: IAEA, 2002. p. 3-9.

VAN DER SLOOT, H. A.; HEASMAN, L.; QUEVAUVILLER, P. H. Harmonization on Leaching. **Extraction Tests**, Amsterdã, p. 281-285, 1997.

VAN GOSEN, B.; TULSIDAS, H. Thorium as a nuclear fuel. In: HORE-LACY, I. **Woodhead Publishing Series in Energy Number 93 - Uranium for Nuclear Resources, Mining and Transformation to Fuel**. Amsterdã: Elsevier, 2016. Cap. 10, p. 254-290. ISBN 978-0-85709-073-7.

VERGNE, J. D. L. **Hard Rock Miner's Handbook**. 5<sup>a</sup>. ed. Edmonton: Stantec Consulting Ltd, 2008.

VIJAYALAKSHMI, R. et al. Processing of xenotime concentrate by sulphuric acid digestion. **Hydrometallurgy**, Amsterdã, v. 61, n. 2, p. 75 - 80, julho 2001. ISSN 0304386X.

VUOLO, J. H. **Fundamentos da Teoria de Erros**. 2<sup>a</sup>. ed. São Paulo: Edgar Blücher, 1996.

WATLING, H. R. et al. Simulated heap leaching and recovery of multiple elements from a mineralised black shale. **Hydrometallurgy**, Amsterdã, v. 167, p. 48-57, janeiro 2017. ISSN 0304-386X.

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. J. **Mineral Processing Technology**. 7<sup>a</sup>. ed. Amsterdam: Elsevier Science & Technology Book, 2006.

WNA. Molten Salt Reactors. **World Nuclear Association**, 2018. Disponível em: <<https://www.world-nuclear.org/information-library/current-and-future-generation/molten-salt-reactors.aspx>>. Acesso em: 20 julho 2019.

WNA. Nuclear Power in the World Today. **World Nuclear Association**, 2018. Disponível em: <<https://www.world-nuclear.org/information-library/current-and-future-generation/nuclear-power-in-the-world-today.aspx>>. Acesso em: 13 Janeiro 2018.

WNA. The Nuclear Debate. **World Nuclear Association**, 2020. Disponível em: <<https://www.world-nuclear.org/information-library/current-and-future-generation/the-nuclear-debate.aspx>>. Acesso em: 14 agosto 2021.

WNA. Thorium. **World Nuclear Association**, 2020. Disponível em: <<https://www.world-nuclear.org/information-library/current-and-future-generation/thorium.aspx>>. Acesso em: 15 agosto 2021.

WNA. Uranium from Phosphates. **World Nuclear Association - Home**, 2020. Disponível em: <<https://www.world-nuclear.org/information-library/nuclear-fuel-cycle/uranium-resources/uranium-from-phosphates.aspx>>. Acesso em: 14 dezembro 2021.

WNA. Uranium Mining Overview. **World Nuclear Association**, 2020. Disponível em: <<https://www.world-nuclear.org/information-library/nuclear-fuel-cycle/mining-of-uranium/uranium-mining-overview.aspx>>. Acesso em: 01 dez. 2020.



WNA. Geology of Uranium Deposits. **World Nuclear Association**, 2021. Disponível em: <<http://www.world-nuclear.org/information-library/nuclear-fuel-cycle/uranium-resources/geology-of-uranium-deposits.aspx>>. Acesso em: 26 dezembro 2021.

WNA. Nuclear Power in Brazil. **World Nuclear Association > Home**, 2021. Disponível em: <<https://world-nuclear.org/information-library/country-profiles/countries-a-f/brazil.aspx>>. Acesso em: 28 dezembro 2021.

WNA. Uranium Mining Overview. **World Nuclear Association > Home**, 2021. Disponível em: <<https://world-nuclear.org/information-library/nuclear-fuel-cycle/mining-of-uranium/uranium-mining-overview.aspx>>. Acesso em: 28 dezembro 2021.

YE, Y. et al. Uranium resources in China's phosphate rocks – identifying low-hanging fruits. **IOP Conference Series: Earth and Environmental Science**, Bristol, v. 227, 2019. doi:10.1088/1755-1315/227/5/052033.

ZHANG, J.; ZHAO,. **Separation Hydrometallurgy of Rare Earth Elements**. Nova Iorque: Springer International Publishing, 2016.

ZHANG, Y. et al. Study on thorium recovery from bastnaesite treatment process. **Journal of Rare Earths**, Amsterdã, v. 30, n. 4, p. 374-377, abril 2012. ISSN 1002-0721.

## APÊNDICE I

### DETERMINAÇÃO DA MASSA MÍNIMA

Massa mínima é a menor massa do material do qual se quer realizar ensaios que conterà **todas as características do todo**. Sua determinação parte da Teoria de Pierre Gy que:

supõe que o material a ser amostrado esteja inteiramente homogeneizado e que não existem erros inerentes às ferramentas de amostragem ou instrumentos de cominuição, e, além disso, que partículas individuais possam ser selecionadas com igual probabilidade. Portanto, o erro total da amostragem passa a constituir-se no erro fundamental (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 27).

A partir da equação do erro total,  $S_a$ , é possível obter-se a massa mínima,  $m$ , conforme a Equação 0.1 (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 27). Assim,

$$S_a = \left[ d^3 Q \left( \frac{1}{m} - \frac{1}{M} \right) l f h \right]^{\frac{1}{2}} \rightarrow m = \frac{d^3 Q l f h}{S_a^2} \quad \text{Equação 0.1.}$$

onde  $M$  é a massa do material do qual deseja-se retirar a amostra;  $m$  é a massa mínima;  $d$  é o diâmetro máximo das partículas que formam a amostra;  $Q$  é o fator de composição mineralógica;  $l$  é o fator de liberação do material;  $f$  é o fator de forma das partículas;  $h$  é o fator de distribuição de tamanho das partículas.

Observe que, na prática, a massa do material é muito maior que a massa mínima, assim o termo  $M^{-1}$  tendendo a zero é uma aproximação válida. Deste modo, explica-se a transformação ocorrida na Equação 0.1 (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 27). Para os demais termos, sejam as considerações a seguir.

### ESTIMATIVA DO ERRO TOTAL DA AMOSTRAGEM EXPRESSO COMO DESVIO PADRÃO

O erro total,  $S_a$ , pode ser expresso, também, como desvio padrão sendo dado pela Equação 0.2 (GOES, POSSA e LUZ, 1991, p. 11):

$$S_a = E \frac{(k)^{\frac{1}{2}}}{t} \quad \text{Equação 0.2}$$

onde E é o erro de amostragem que envolve erros individuais dos equipamentos, da ponderação devida a parâmetros do material (densidade, dimensões das partículas, por exemplo), da distribuição do tamanho das partículas, da preparação ou coleta da amostra dentre outras. O uso de erro em torno de 20 % é recomendável para a maioria das situações (GÓES, LUZ e POSSA, 2004).

A constante k representa o número de amostras (alíquotas) a serem retiradas do universo amostrado (GOES, POSSA e LUZ, 1991, p. 11). No caso deste estudo, foram retiradas:

- i) Uma amostra para a determinação dos teores de óxidos de urânio e de tório sem os processos de separação, ou seja, uma amostra cabeça.
- ii) Dez amostras para determinação da densidade.
- iii) Uma amostra para determinação da densidade real da escória.
- iv) Quatro amostras para a caracterização tecnológica (gravimétrica, eletrostática, magnética e granulométrica).
- v) Cento e sessenta amostras para as etapas de lixiviação.
- vi) Uma amostra que ficará acondicionada em tambores como testemunho.

A constante t é um dado que vem da Distribuição de t-Student. Assim, pelo número de partículas da amostra, que pode ser considerado como infinito, e pelo nível de confiança desejado, escolhe-se o valor de t (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 42-3). Aqui,  $t = 1,96^{21}$ . A Figura 0.1, disponibilizada no Anexo I, apresenta a Distribuição de t-Student.

---

<sup>21</sup> De acordo com a Distribuição de t-Student, para um nível de confiança de 95% e um número infinito de partículas tem-se o fator  $t = 1,96$  – vide Anexo I.

Deste modo, da Equação 0.2:

$$S_a = 0,2 \times \frac{177^{\frac{1}{2}}}{1,96} = 1,36$$

O valor de  $S_a$  é adimensional e sem estimativa de incerteza neste estudo.

### **DIÂMETRO MÁXIMO**

Em geral as amostras passam por ensaios de peneiramento para determinar a distribuição de sua granulometria. Assim, na prática, o diâmetro máximo é aproximado pela abertura da maior peneira que se utiliza (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 47). Neste estudo, o diâmetro máximo é de  $d = 9500 \mu\text{m}$  – vide Seção 4.3.

### **FATOR DE COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA**

O fator de composição mineralógica é expresso em unidades de densidade. Ele é obtido a partir da média ponderada da densidade do material,  $\rho_A$ , e a da ganga,  $\rho_B$ , pelo teor do mineral de interesse,  $y$  (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 30). A Equação 0.3 apresenta essa relação.

$$Q = y(100 - y) \left[ \frac{y}{100} \rho_A + \frac{(100 - y)}{100} \rho_B \right] \quad \text{Equação 0.3}$$

Como a escória é formada pelos materiais disponíveis no Tabela 4.1, será considerada ganga aqueles sem interesse comercial, ou seja, óxido de alumínio e do dióxido de silício. E, como o objetivo deste estudo é a recuperação de urânio e tório, seus óxidos são os minerais de

---

interesse. Além destes, existem outros óxidos presentes na escória. Suas densidades estão disponíveis na Tabela 0.1.

Tabela 0.1. Densidades dos materiais que compõe a escória.

<b>Material</b>	<b>Densidade (g.cm<sup>-3</sup>)</b>	<b>Referência</b>
Octóxido de urânio (U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> )	8,28	(BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 210)
Dióxido de tório (ThO <sub>2</sub> )	10,00	(BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 285)
Dióxido de silício (SiO <sub>2</sub> )	2,65	(CAMPOS, ESPÍNDOLA e SILVEIRA, 2002, p. 187)
Óxido de alumínio (AlO <sub>3</sub> )	3,97	(CABRAL, SILVA e LO, 2010, p. 130)
Mineral de interesse	9,44 ± 0,03	Vide Apêndice II
Ganga	3,62 ± 0,02	Vide Apêndice II

Já o teor do mineral de interesse foi obtido no Apêndice IV (vide Equação 0.5 e Equação 0.1). Seu valor é:  $y = (5,44 \pm 0,15) \%$ .

Deste modo, pela Equação 0.3, segue:

$$Q = 5,44 \times (100 - 5,44) \left[ \frac{5,44}{100} \times 9,44 + \frac{100 - 5,44}{100} \times 3,62 \right] = 2025 \text{ g.cm}^{-3}$$

E a incerteza (vide Equação 0.4):

$$\sigma Q = \pm \left\{ \left[ -\frac{5,44^2 \times 9,44}{100} + \frac{2 \times 5,44 \times (9,44 - 3,62)}{100} (100 - 5,44) + \frac{3,62}{100} (100 - 5,44)^2 \right]^2 (0,15)^2 + \left[ \frac{5,44^2}{100} (100 - 5,44) \right]^2 (0,03)^2 + \left[ \frac{5,44}{100} (100 - 5,44)^2 \right]^2 (0,02)^2 \right\}^{\frac{1}{2}} = \pm 59 \text{ g} \cdot \text{cm}^{-3}$$

Assim,  $Q = (2025 \pm 1) \text{ g} \cdot \text{cm}^{-3}$

### FATOR DE LIBERAÇÃO DO MATERIAL

O fator ou grau de liberação do material:

pode ser definido como sendo a condição na qual as espécies minerais, constituintes de um determinado minério, estão livres umas em relação às outras, considerando livres as partículas monominerálicas e mistas aquelas partículas poliminerálicas (...) (RODRIGUES, R. S., 2016, p. 43).

Ele varia de 0 a 1, sendo o último interpretado como material completamente liberado. O fator  $l$  varia de acordo com a cominuição do material e pode ser estimado pela relação entre os diâmetros máximo das partículas do material ( $d$ ) e o diâmetro máximo que assegure uma completa liberação do mineral de interesse ( $d_0$ ), dada pela equação empírica – Equação 0.4 (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 30):

$$l = \left( \frac{d_0}{d} \right)^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.4}$$

Em situações práticas o fator  $l$  não deve ser inferior a 0,03 – o que significaria um material extremamente difícil de ser liberado. Este será o valor atribuído a  $l$  neste estudo (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 31).

### FATOR DE FORMA DAS PARTÍCULAS

As diversas partículas que formam a amostra variam de esféricas à totalmente irregulares. A prática mostra que o uso de  $f = 0,5$  abrange quase a totalidade dos minerais (WILLS e NAPIER-MUNN, 2006, p. 42; GOES, POSSA e LUZ, 1991, p. 45).

### FATOR DE DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO DAS PARTÍCULAS

A distribuição de tamanho das partículas pode ser determinada pelos ensaios de peneiramento onde uma parte constitui o retido e a outra o passante. Assim, uma série de peneiras pode separar as partículas constituintes do material a partir do diâmetro da abertura da peneira (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 31-32).

Observando a Equação 0.1 nota-se que existe uma proporção entre o quadrado da estimativa do erro total e o cubo do diâmetro máximo. Isto significa que partículas maiores implicam em estimativas pessimistas, ou seja, massas desnecessariamente grandes. Deste modo, a prática recomenda um fator  $h$  de 0,25 para materiais cominuídos<sup>22</sup> ao passar por uma peneira (LUZ, SAMPAIO e FRANÇA, 2010, p. 31).

### CÁLCULO DA MASSA MÍNIMA

Assim, utilizando a Equação 0.1 e as considerações acima:

$$m = \frac{0,9500^3 \times 2025 \times 0,03 \times 0,5 \times 0,25}{1,36^2} = 3,52 \text{ g}$$

E a incerteza (vide Equação 0.6):

---

<sup>22</sup> Material que sofreu processos para redução de duas dimensões tais como britagem e moagem, por exemplo.

$$\sigma m = \pm \frac{(0,9500)^3 \times 0,03 \times 0,5 \times 0,25}{1,32^2} \times 1 = \pm 0,002 \text{ g}$$

Portanto, a massa mínima, ou seja, a massa que possui as características do todo é  $(3,520 \pm 0,002) \text{ g}$ .



## APÊNDICE II

### CÁLCULO DA DENSIDADE DO MINERAL DE INTERESSE E DA GANGA

Para a densidade da ganga e do mineral de interesse considera-se (uma abordagem semelhante foi realizada na Seção 3.2.1, Equação 3.9 – apenas para a ganga):

i) que o mineral de interesse é constituído de octóxido de urânio e dióxido de tório com densidades  $8,28 \text{ g.cm}^{-3}$  (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 210) e  $10,00 \text{ g.cm}^{-3}$  (BENEDICT, PIGFORD e LEVI, 1981, p. 285), respectivamente;

ii) que a ganga constituída de óxido de alumínio e dióxido de silício de densidades  $3,97 \text{ g.cm}^{-3}$  (CABRAL, SILVA e LO, 2010, p. 130) e  $2,65 \text{ g.cm}^{-3}$  (CAMPOS, ESPÍNDOLA e SILVEIRA, 2002, p. 187), respectivamente;

iii) os teores dos óxidos disponíveis na Tabela 4.1.

Assim, pode ser realizada a seguinte proporção:

$$\rho = \frac{y_1}{\sum_i y} \rho_1 + \frac{y_2}{\sum_i y} \rho_2 + \dots \quad \text{Equação 0.1}$$

onde  $y_1, y_2$  são os teores e  $\rho_1, \rho_2$  são as densidades dos elementos presentes na ponderação desejada (no caso, ganga ou material de interesse).

Deste modo, para o mineral de interesse:

$$\rho_A = \rho_{interesse} = \frac{1,78\%}{(1,78 + 3,66)\%} \cdot 8,28 + \frac{3,66\%}{(1,78 + 3,66)\%} \cdot 10,00 = 9,44 \text{ g.cm}^{-3}$$

E para a ganga:

$$\rho_B = d_{ganga} = \frac{53\%}{(53 + 19)\%} \cdot 3,97 + \frac{19\%}{(53 + 19)\%} \cdot 2,65 = 3,62 \text{ g.cm}^{-3}$$

As equações para as incertezas foram determinadas no Apêndice III, Seção 0. Assim, utilizando a Equação 0.8 segue:

i) para o mineral de interesse:

$$\sigma_{interesse} = \pm \frac{1}{(1,78 + 3,66)} \left\{ \left[ 8,28 - \frac{1,78 \times 8,28 + 3,66 \times 10}{(1,78 + 3,66)} \right]^2 \times 0,14^2 + \left[ 10 - \frac{1,78 \times 8,28 + 3,66 \times 10}{(1,78 + 3,66)} \right]^2 \times 0,04^2 \right\}^{\frac{1}{2}} = 0,03 \text{ g.cm}^{-3}$$

ii) para a ganga:

$$\sigma_{ganga} = \pm \frac{1}{(53 + 19)} \left\{ \left[ 3,97 - \frac{53 \times 3,97 + 19 \times 2,65}{(53 + 19)} \right]^2 \times 2^2 + \left[ 2,65 - \frac{53 \times 3,97 + 19 \times 2,65}{(53 + 19)} \right]^2 \times 1^2 \right\}^{\frac{1}{2}} = 0,02 \text{ g.cm}^{-3}$$

Então a densidade o material de interesse é  $(9,44 \pm 0,3) \text{ g.cm}^{-3}$

E da ganga é:  $(3,62 \pm 0,02) \text{ g.cm}^{-3}$

### APÊNDICE III

#### DETERMINAÇÃO DAS EQUAÇÕES DE INCERTEZA

Seja uma grandeza  $F(x,y,z)$  determinada pela medida de  $x$ ,  $y$  e  $z$  que apresentam flutuações. Assim, a própria grandeza apresentará flutuação  $\delta F$  dada pela Equação 0.1 (ALMEIDA e TAUHATA, p. 92; VUOLO, 1996, p. 113).

$$F \pm \partial F = (x \pm \partial x + y \pm \partial y + z \pm \partial z) \quad \text{Equação 0.1}$$

Do cálculo diferencial tem-se que a diferencial total de uma função de várias variáveis permite uma boa aproximação do acréscimo total da função – este tomado como a flutuação de cada variável e da função como um todo. Assim, uma primeira aproximação da incerteza da função  $F(x,y,z)$  é dada por seu diferencial de primeira ordem (ALMEIDA e TAUHATA, p. 93; VUOLO, 1996, p. 113):

$$\partial F = \left(\frac{\partial F}{\partial x}\right) \partial x + \left(\frac{\partial F}{\partial y}\right) \partial y + \left(\frac{\partial F}{\partial z}\right) \partial z \quad \text{Equação 0.2}$$

Aplicando-se o método dos mínimos quadrados à Equação 0.2, a fim de obter o menor erro possível, chega-se à Equação 0.3 que representa o caso genérico para a obtenção de erros de funções compostas (ALMEIDA e TAUHATA, p. 93; VUOLO, 1996, p. 114):

$$\partial F = \pm \left[ \left(\frac{\partial F}{\partial x}\right)^2 (\partial x)^2 + \left(\frac{\partial F}{\partial y}\right)^2 (\partial y)^2 + \left(\frac{\partial F}{\partial z}\right)^2 (\partial z)^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.3}$$

$$\sigma F = \partial F = \pm \left[ \left(\frac{\partial F}{\partial x}\right)^2 (\sigma x)^2 + \left(\frac{\partial F}{\partial y}\right)^2 (\sigma y)^2 + \left(\frac{\partial F}{\partial z}\right)^2 (\sigma z)^2 \right]^{\frac{1}{2}}$$

Onde  $\sigma x$ ,  $\sigma y$  e  $\sigma z$  são os erros das grandezas  $x$ ,  $y$  e  $z$  e  $\sigma F$  a da grandeza composta  $F(x,y,z)$ .

### DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DO FATOR DE COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 0.3:

$$\frac{\partial Q}{\partial y} = -\frac{y^2 \rho_A}{100} + \frac{2y(\rho_A - \rho_B)}{100}(100 - y) + \frac{\rho_B}{100}(100 - y)^2$$

$$\frac{\partial Q}{\partial \rho_A} = \frac{y^2}{100}(100 - y)$$

$$\frac{\partial Q}{\partial \rho_B} = \frac{y}{100}(100 - y)^2$$

Assim,

$$\sigma Q = \pm \left\{ \left[ -\frac{y^2 \rho_A}{100} + \frac{2y(\rho_A - \rho_B)}{100}(100 - y) + \frac{\rho_B}{100}(100 - y)^2 \right]^2 (\sigma y)^2 + \left[ \frac{y^2}{100}(100 - y) \right]^2 (\sigma \rho_A)^2 + \left[ \frac{y}{100}(100 - y)^2 \right]^2 (\sigma \rho_B)^2 \right\}^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.4}$$

### DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DOS TEORES DO MINERAL DE INTERESSE DA ESCÓRIA

Conforme o Apêndice IV, para o cálculo dos teores do mineral de interesse é necessário somar os teores dos óxidos. Deste modo, para a incerteza aplica-se a Equação 0.3 na Equação 0.1:

$$\sigma y = \pm [(\sigma y_{U308})^2 + (\sigma y_{Th02})^2]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.5}$$

#### DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DA MASSA MÍNIMA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 0.1:

$$\sigma m = \pm \frac{d^3 l f h}{S_a^2} \sigma Q \quad \text{Equação 0.6}$$

#### DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DA DENSIDADE DA ESCÓRIA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 3.7:

$$\frac{\partial \rho}{\partial m_1} = \left( \frac{1}{m_1 + m_2 - m_3} \right) \left( 1 - \frac{m_1}{m_1 + m_2 - m_3} \right)$$

$$\frac{\partial \rho}{\partial m_2} = - \frac{m_1}{(m_1 + m_2 - m_3)^2}$$

$$\frac{\partial \rho}{\partial m_3} = \frac{m_1}{(m_1 + m_2 - m_3)^2}$$

onde  $\rho_{escória} = \rho$ ;  $m_{escória} = m_1$ ;  $m_{picnômetro+H2O} = m_2$  e  $m_{picnômetro+polpa} = m_3$ .

Após as simplificações matemáticas necessárias chegamos a:

$$\sigma\rho = \pm \left\{ \left[ \left( \frac{1}{m_1 + m_2 - m_3} \right) \left( 1 - \frac{m_1}{m_1 + m_2 - m_3} \right) \right]^2 (\sigma m_1)^2 + \left[ -\frac{m_1}{(m_1 + m_2 - m_3)^2} \right]^2 (\sigma m_2)^2 + \left[ \frac{m_1}{(m_1 + m_2 - m_3)^2} \right]^2 (\sigma m_3)^2 \right\}^{\frac{1}{2}}$$

Equação 0.7

### DETERMINAÇÃO DA INCERTEZA DA PONDERAÇÃO DA DENSIDADE

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 0.1:

$$\frac{\partial\rho}{\partial y_1} = \frac{1}{(y_1 + y_2)} \left[ \rho_1 - \frac{y_1\rho_1 + y_2\rho_2}{(y_1 + y_2)} \right]$$

$$\frac{\partial\rho}{\partial y_2} = \frac{1}{(y_1 + y_2)} \left[ \rho_2 - \frac{y_1\rho_1 + y_2\rho_2}{(y_1 + y_2)} \right]$$

Deste modo:

$$\sigma\rho = \pm \frac{1}{y_1 + y_2} \left[ \left( \rho_1 - \frac{y_1\rho_1 + y_2\rho_2}{y_1 + y_2} \right)^2 (\sigma y_1)^2 + \left( \rho_2 - \frac{y_1\rho_1 + y_2\rho_2}{y_1 + y_2} \right)^2 (\sigma y_2)^2 \right]^{\frac{1}{2}}$$

Equação 0.8

### DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DA RECUPERAÇÃO METALÚRGICA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 3.15:

$$\frac{\partial R}{\partial m_s} = -\frac{t_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}}$$

$$\frac{\partial R}{\partial t_s} = -\frac{m_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}}$$

$$\frac{\partial R}{\partial m_{escória}} = \frac{m_s \cdot t_s \cdot t_{escória}}{(m_{escória} \cdot t_{escória})^2}$$

$$\frac{\partial R}{\partial t_{escória}} = \frac{m_s \cdot t_s \cdot m_{escória}}{(m_{escória} \cdot t_{escória})^2}$$

Após as simplificações matemáticas necessárias chegamos a:

$$\sigma_R = \pm \left[ \left( -\frac{t_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}} \right)^2 \sigma_{m_s}^2 + \left( -\frac{m_s}{m_{escória} \cdot t_{escória}} \right)^2 \sigma_{t_s}^2 + \left[ \frac{m_s t_s t_{escória}}{(m_{escória} \cdot t_{escória})^2} \right]^2 \sigma_{m_e}^2 + \left[ \frac{m_s t_s m_{escória}}{(m_{escória} \cdot t_{escória})^2} \right]^2 \sigma_{t_e}^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.9}$$

#### DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA PARA CÁLCULO DA MASSA DE ÁCIDO E DE ÁGUA NECESSÁRIAS PARA TRATAMENTO DE 1 TONELADA DE POLPA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 3.17 e na Equação 3.19:

$$\frac{\partial m_{H_2SO_4}}{\partial v_{H_2SO_4}} = \frac{\rho_{H_2SO_4} \cdot 10^6}{m_{polpa}}$$

$$\frac{\partial m_{H_2SO_4}}{\partial m_{polpa}} = -\frac{\rho_{H_2SO_4} \cdot v_{polpa} \cdot 10^6}{m_{polpa}^2}$$

Após as simplificações matemáticas necessárias chegamos a:

$$\sigma_{m_{H_2SO_4}} = \pm \left[ \left( \frac{\rho_{H_2SO_4} \cdot 10^6}{m_{polpa}} \right)^2 \cdot \sigma_{v_{H_2SO_4}}^2 + \left( -\frac{\rho_{H_2SO_4} \cdot v_{H_2SO_4} \cdot 10^6}{m_{polpa}^2} \right)^2 \sigma_{m_{polpa}}^2 \right]^{\frac{1}{2}}$$

Para a Equação 3.19 os passos são semelhantes, portanto:

$$\sigma_{m_{H_2O}} = \pm \left[ \left( \frac{\rho_{H_2O} \cdot 10^6}{m_{polpa}} \right)^2 \cdot \sigma_{v_{H_2O}}^2 + \left( -\frac{\rho_{H_2O} \cdot v_{H_2O} \cdot 10^6}{m_{polpa}^2} \right)^2 \sigma_{m_{polpa}}^2 \right]^{\frac{1}{2}}$$

#### DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DA AMOSTRA CABEÇA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 2.4:

$$O_{cabeça} = \frac{m_1 t_{0-1} + m_2 t_{0-2} + \dots + m_n t_{0-n}}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$

Onde os índices 1, 2, ..., n indicam o número de produtos gerados.

$$\frac{\partial O_{cabeça}}{\partial t_{0-1}} = \frac{m_1}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$

$$\frac{\partial O_{cabeça}}{\partial t_{0-2}} = \frac{m_2}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$

$$\frac{\partial O_{cabeça}}{\partial t_{0-n}} = \frac{m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$



Após as simplificações:

$$\sigma O_{cabeça} = \pm \left( \frac{\sum_{i=1}^n m_{produto}^2 \cdot \sigma t_{óxido-produto}^2}{\sum_{i=1}^n m_{produto}^2} \right)^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.10}$$

A Equação 0.10 foi adaptada para cada um dos ensaios realizados (granulométrico, gravimétrico, elétrico e magnético).

#### **DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DO CUSTO DE TRANSFERÊNCIA PARA A CNEN**

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 2.19:

$$\frac{\partial C}{\partial \rho} = -5000 \frac{m}{\rho^2}$$

$$\sigma C = \pm \left[ \left( -5000 \frac{m}{\rho^2} \right)^2 \cdot \sigma \rho^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad \text{Equação 0.11}$$

#### **DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DAS MASSAS DE ÓXIDO DE URÂNIO E DE TÓRIO NO DEPÓSITO**

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 3.1:

$$\frac{\partial m_{U_3O_8}}{\partial t_{U_3O_8}} = M_{escória}$$

$$\frac{\partial m_{ThO_2}}{\partial t_{ThO_2}} = M_{escória}$$

Após as simplificações:

$$m_{t_{U_3O_8}} = (M_{escória}^2 \cdot \sigma_{t_{U_3O_8}}^2)^{\frac{1}{2}}$$

$$m_{ThO_2} = (M_{escória}^2 \cdot \sigma_{ThO_2}^2)^{\frac{1}{2}}$$

Equação 0.12

#### DETERMINAÇÃO DA EQUAÇÃO DE INCERTEZA DA DENSIDADE DA GANGA

Aplicando a Equação 0.3 na Equação 3.9:

$$\frac{\partial \rho_{ganga}}{\partial t_{Al_2O_3}} = -\frac{t_{Al_2O_3}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{Al_2O_3} + \frac{1}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{Al_2O_3} - \frac{t_{SiO_2}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{SiO_2}$$

$$\frac{\partial \rho_{ganga}}{\partial t_{SiO_2}} = -\frac{t_{Al_2O_3}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{Al_2O_3} - \frac{t_{SiO_2}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{SiO_2} + \frac{1}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{SiO_2}$$

Que após as simplificações,

$$\sigma_{\rho_{ganga}} = \left\{ \left[ -\frac{t_{Al_2O_3}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{Al_2O_3} + \frac{1}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{Al_2O_3} - \frac{t_{SiO_2}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{SiO_2} \right]^2 \cdot \sigma_{t_{Al_2O_3}}^2 + \left[ -\frac{t_{Al_2O_3}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{Al_2O_3} - \frac{t_{SiO_2}}{(t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2})^2} \rho_{SiO_2} + \frac{1}{t_{Al_2O_3} + t_{SiO_2}} \rho_{SiO_2} \right]^2 \cdot \sigma_{t_{SiO_2}}^2 \right\}^{\frac{1}{2}}$$

Equação 0.13

## APÊNDICE IV

### DETERMINAÇÃO DO TEOR DO MINERAL DE INTERESSE NA ESCÓRIA

O mineral de interesse da escória foi postulado como uma mistura dos óxidos de urânio e de tório. Assim, seu teor é dado por:

$$y = y_{U_{308}} + y_{Th_{02}} \quad \text{Equação 0.1}$$

onde  $y_{U_{308}}$  é o teor do óxido de urânio e  $y_{Th_{02}}$  é o teor do óxido de tório disponíveis na Tabela 4.1. Assim:

$$y = y_{U_{308}} + y_{Th_{02}} = 1,78 + 3,66 = 5,44 \%$$

A incerteza da Equação 0.1 foi determinada pela Equação 0.5:

$$\sigma y = \pm [(0,14)^2 + (0,04)^2]^{\frac{1}{2}} = 0,14 \%$$

Portanto,

$$y = (5,44 \pm 0,14)\%$$

## APÊNDICE V

### DETERMINAÇÃO DA MÉDIA E DO DESVIO PADRÃO DE UM CONJUNTO DE OBSERVAÇÕES

A média,  $\bar{x}$ , de um conjunto de observações é obtida pela Equação 0.1 (VUOLO, 1996, p. 95):

$$\bar{x} = \frac{\sum_i^n x_i}{n} \quad \text{Equação 0.1}$$

Onde  $x_i$  é o valor de cada item observado e  $n$  é o total de elementos observados.

Uma maneira de estimar a dispersão em relação à média de um conjunto de observações é o desvio padrão,  $\sigma x$ , que corresponde a um desvio médio quadrático de cada ponto em relação à média. Ele é dado pela Equação 0.2 (VUOLO, 1996, p. 107):

$$\sigma x = \sqrt{\frac{\sum_i^n (x_i - \bar{x})^2}{n - 1}} \quad \text{Equação 0.2}$$

#### DETERMINAÇÃO DA MÉDIA E DESVIO PADRÃO DA TABELA 4.2

No Método do Picnômetro foram realizadas dez medidas de cada massa. Assim, para obtermos os resultados da Tabela 4.2:

- i) para a média aplica-se a Equação 0.1;
- ii) para o desvio padrão da média aplica-se a Equação 0.2.

O desenvolvimento destes cálculos foi resumido no Quadro 4.

Quadro 4. Determinação da média e desvio padrão dos resultados do Método do Picnômetro.

Medida	Escória		Picnômetro e água		Picnômetro e polpa	
	massa (g)	$(x_i - \bar{x})^2$	massa (g)	$(x_i - \bar{x})^2$	massa (g)	$(x_i - \bar{x})^2$
1	50,35	0,0008	180,47	0,0034	216,66	0,0031
2	50,29	0,0010	180,58	0,0027	216,76	0,0019
3	50,32	0,0000	180,57	0,0018	216,75	0,0012
4	50,3	0,0004	180,48	0,0023	216,67	0,0021
5	50,33	0,0001	180,5	0,0008	216,7	0,0003
6	50,31	0,0001	180,56	0,0010	216,74	0,0006
7	50,34	0,0004	180,55	0,0005	216,75	0,0012
8	50,35	0,0008	180,49	0,0014	216,66	0,0031
9	50,29	0,0010	180,58	0,0027	216,76	0,0019
10	50,33	0,0001	180,5	0,0008	216,71	0,0000
Média ( $\bar{x}$ )	50,32	-	180,53	-	216,72	-
Desvio ( $\sigma x$ )	0,02	-	0,04	-	0,04	-

## APÊNDICE VI

### DEMONSTRAÇÃO DA Equação 3.17 E DA Equação 3.19

Seja  $v_{H_2SO_4}$  o volume de ácido sulfúrico consumido num dado ensaio. Para obtermos o volume extrapolado,  $V_{H_2SO_4}$ , necessário para tratamento de 1 tonelada de polpa ( $10^6$ g) basta relacionarmos esta com a massa,  $m_{polpa}$ , do ensaio. Assim:

$$V_{H_2SO_4} = v_{H_2SO_4} \frac{10^6}{m_{polpa}}$$

Usando a definição de densidade, dada pela Equação 2.1, segue da **Erro! Fonte de referência não encontrada.**:

$$m_{H_2SO_4} = \rho_{H_2SO_4} V_{H_2SO_4} = \rho_{H_2SO_4} \cdot v_{H_2SO_4} \frac{10^6}{m_{polpa}}$$

Para a obtenção da massa de água,  $m_{H_2O}$ , os passos são os mesmos utilizados acima. No entanto, a relação é estabelecida através do volume de água ( $V_{H_2O}$ ). Deste modo,

$$m_{H_2O} = \rho_{H_2O} V_{H_2O} = \rho_{H_2O} \cdot v_{H_2O} \frac{10^6}{m_{polpa}}$$

## APÊNDICE VII

Quadro 5. Resultado da análise química da escória após a separação granulométrica.

Amostra	malha (mesh)	abertura (um)	massa (g)	% retido	SnO <sub>2</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	ZrO <sub>2</sub> (%)	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	ThO <sub>2</sub> (%)	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	soma (%)
P27090	3/8"	9500	198,3	8,62	0,035	0,38	3,58	1,76	3,66	1,27	0,66	19,0	57,4	0,63	88,4
P27091	1/4"	6300	535,6	23,29	0,041	0,86	3,22	1,75	3,66	1,47	0,57	18,6	55,4	0,59	86,2
P27092	5#	4000	329,4	14,32	0,041	0,73	3,00	1,74	3,70	1,54	0,55	18,6	52,2	0,60	82,6
P27093	6#	3400	195,8	8,51	0,038	1,04	3,13	1,72	3,71	1,49	0,58	18,2	56,8	0,57	87,2
P27094	9#	2000	210,7	9,16	0,036	1,07	3,11	1,76	3,72	1,70	0,60	19,8	55,2	0,54	87,5
P27095	16#	1000	180,8	7,86	0,039	1,27	3,20	1,82	3,61	1,92	0,59	20,3	55,1	0,55	88,4
P27096	20#	850	151,4	6,58	0,038	1,60	3,47	1,69	3,63	1,93	0,65	19,3	51,2	0,63	84,2
P27097	28#	600	111,9	4,87	0,040	0,80	2,81	1,70	3,70	1,70	0,51	18,1	53,2	0,60	83,2
P27098	35#	425	60,1	2,61	0,040	1,25	2,82	1,72	3,69	1,85	0,58	20,9	56,6	0,51	89,9
P27099	48#	300	48,8	2,12	0,047	1,21	2,81	1,85	3,72	2,36	0,59	22,0	58,4	0,49	93,3
P27100	65#	212	62,2	2,70	0,047	1,40	2,63	1,76	3,61	2,16	0,56	21,6	55,8	0,45	90,0
P27101	80#	180	45,5	1,98	0,038	1,43	2,56	1,76	3,64	2,22	0,56	21,2	55,4	0,43	89,2
P27102	100#	150	55,8	2,43	0,048	1,24	2,56	1,70	3,65	2,10	0,54	19,6	53,1	0,44	85,0
P27103	150#	105	50,1	2,18	0,037	0,79	2,80	1,81	3,72	1,59	0,55	20,1	57,7	0,49	89,5
P27104	200#	75	29,4	1,28	0,044	1,23	2,49	1,79	3,63	2,32	0,55	20,3	55,9	0,42	88,6
P27105	270#	53	22,3	0,97	0,038	0,75	2,79	1,69	3,61	1,48	0,54	19,7	57,0	0,48	88,2
P27106	325#	44	8,0	0,35	0,040	1,37	2,94	1,73	3,62	1,50	0,53	18,1	50,4	0,45	80,8
P27107	<325#	<44	3,9	0,17	0,043	0,68	2,95	1,79	3,69	1,48	0,50	17,7	47,5	0,51	76,8
Cabeça Calculada			2300		0,040	0,97	3,11	1,75	3,64	3,64	0,58	19,2	54,9	0,57	86,5

Quadro 6. Resultado da análise química da escória após a separação gravimétrica.

Amostra	Descrição	Massa (kg)	massa (%)	SnO <sub>2</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	ZrO <sub>2</sub> (%)	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	ThO <sub>2</sub> (%)	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	soma (%)
P27392	Concentrado	3,26	22,6	0,041	1,97	2,81	1,75	3,67	3,13	0,73	17,4	53,9	0,55	86,0
P27393	Mistos	9,32	64,5	0,035	0,63	3,33	1,74	3,83	1,29	0,54	19,7	55,7	0,59	87,4
P27394	Finos	1,82	12,9	0,043	0,77	3,09	1,80	3,80	1,42	0,47	20,7	52,2	0,57	84,8
Cabeça calculada		14,4	100	0,037	0,95	3,18	1,75	3,79	1,72	0,58	19,3	54,8	0,58	86,7

Quadro 7. Resultado da análise química da escória após a separação eletrostática.

Amostra	Descrição	Massa (kg)	massa (%)	SnO <sub>2</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	ZrO <sub>2</sub> (%)	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	ThO <sub>2</sub> (%)	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	soma (%)
P27400	Condutor	1,96	63,5	0,038	1,17	3,09	1,78	3,68	1,94	0,62	17,8	54,2	0,17	84,5
P27401	Mistos	0,28	9,0	0,037	0,90	3,63	1,79	3,66	1,46	0,58	18,2	55,1	0,21	85,6
P27402	Não-condutores	0,85	27,6	0,039	0,58	3,11	1,83	3,80	1,25	0,54	20,3	52,6	1,58	85,7
Cabeça calculada		3,08	100	0,038	0,98	3,14	1,80	3,71	1,71	0,60	18,5	53,9	0,56	84,9

Quadro 8. Resultado da análise química da escória após a separação magnética.

Amostra	Descrição	Massa (kg)	massa (%)	SnO <sub>2</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	ZrO <sub>2</sub> (%)	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (%)	ThO <sub>2</sub> (%)	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	soma (%)
P27397	Magnético	1,00	40,0	0,038	1,01	3,42	1,84	3,84	1,95	0,66	20,6	49,6	0,51	83,5
P27398	Mistos	0,30	12,0	0,033	0,42	3,33	1,82	3,81	1,20	0,50	19,4	48,7	0,66	79,9
P27399	Não Magnético	1,20	48,0	0,034	0,55	2,48	1,79	3,58	1,09	0,48	18,2	60,6	0,56	89,3
Cabeça calculada		2,50	100	0,035	0,71	2,95	1,81	3,71	1,44	0,55	19,3	54,9	0,55	85,9



## APÊNDICE VIII

No abaixo seguem os resultados dos 160 ensaios de lixiviação realizados.

Quadro 9. Resultados dos 160 ensaios de lixiviação.

Amostra	Tempo (h)	pH – ref.	pH inicial	pH final	pH média	Gran. (µm)	% de sól	m <sub>escória</sub> (g)	m <sub>água</sub> (g)	m <sub>polpa</sub> (g)	Cons. Ácido (mL)	m <sub>sólido</sub> (g)	t <sub>U3O8</sub> (%)	t <sub>ThO2</sub> (%)
VVM001	6	1	1	1,2	1,1	200	40	40,37	60,56	100,93	26,5	31,28	0,71	1,78
VVM002	9	2	2	2,2	2,1	1000	40	40,94	61,41	102,35	4,5	31,68	0,483	1,985
VVM003	7	3	3	3,2	3,1	1000	40	40,24	60,36	100,6	1	33,18	1,208	2,289
VVM004	6	3	3	3,2	3,1	200	40	40,67	61,01	101,68	1,5	36,52	1,03	2,38
VVM005	7	1	1,1	1,1	1,1	200	20	40,51	162,04	202,55	42,5	32,49	0,55	1,08
VVM006	9	1	1,1	1,2	1,1	200	40	40,29	60,44	100,73	38,5	33,74	0,363	1,222
VVM007	9	2,5	2,6	2,8	2,7	200	40	40,72	61,08	101,8	1,5	36,84	0,86	1,93
VVM008	8	1,5	1,5	1,7	1,6	200	40	40,46	60,69	101,15	9,5	31,51	0,475	1,199
VVM009	8	1,5	1,6	1,7	1,6	1000	40	40,89	61,34	102,23	9	33	0,567	0,998
VVM010	7	3	3,1	3,3	3,2	200	20	40,27	161,08	201,35	1	33,11	1,344	3,035
VVM011	8	1,5	1,6	1,8	1,7	200	20	40,29	161,16	201,45	11	32,45	0,54	1,2
VVM012	7	3	3,1	3,3	3,2	200	40	40,14	60,21	100,35	1	36,49	1,216	2,746
VVM013	9	1,5	1,6	1,8	1,7	200	40	40,23	60,35	100,58	10	33,96	0,459	1,11
VVM014	9	2	2	2,3	2,2	200	20	40,03	160,12	200,15	5	31,94	0,86	1,94
VVM015	9	2	2,1	2,1	2,1	200	40	40,86	61,29	102,15	5	33,47	0,898	2,037
VVM016	6	2,5	2,5	2,8	2,7	1000	20	40,6	162,4	203	1	35,28	1,206	3,119
VVM017	8	1,5	1,6	1,8	1,7	1000	20	40,03	160,12	200,15	9,5	32,49	0,444	1,235
VVM018	8	1	1,1	1,3	1,2	200	20	40,2	160,8	201	38	33,41	0,4	1,2
VVM019	9	3	3	3,2	3,1	200	40	40,24	60,36	100,6	1	36,97	0,835	2,121
VVM020	6	2,5	2,6	2,6	2,6	200	40	40,75	61,13	101,88	1,5	35,52	1,035	2,367
VVM021	7	1,5	1,6	1,6	1,6	1000	40	40,8	61,2	102	9	32,57	0,762	1,554
VVM022	7	1,5	1,5	1,6	1,6	200	40	40,33	60,5	100,83	9,7	34,13	0,72	1,65
VVM023	7	3	3	3,1	3,1	1000	20	40,3	161,2	201,5	1	37,93	1,12	2,61
VVM024	7	2	2	2,2	2,1	1000	20	40,02	160,08	200,1	4	32,42	1,061	2,879
VVM025	7	2,5	2,5	2,8	2,7	1000	40	40,51	60,77	101,28	1	35,47	1,19	2,22
VVM026	7	1	1,1	1,1	1,1	1000	40	40,07	60,11	100,18	31,5	31,24	0,64	1,71
VVM027	6	3	3,1	3,2	3,1	1000	20	40,59	162,36	202,95	1	37,13	1,23	2,85
VVM028	9	1	1,1	1,1	1,1	200	40	40,18	60,27	100,45	44	33,87	0,338	0,997
VVM029	9	2	2,1	2,2	2,1	1000	20	40,18	160,72	200,9	5	32,85	0,78	2,36
VVM030	6	2	2,1	2,1	2,1	200	20	40,88	163,52	204,4	4,5	32,34	0,522	2,367
VVM031	8	2,5	2,6	2,8	2,7	200	40	40,34	60,51	100,85	1,5	38,49	0,886	1,9
VVM032	6	1,5	1,6	1,6	1,6	200	40	40,89	61,34	102,23	9	31,67	0,888	2,03
VVM033	8	2	2,1	2,1	2,1	1000	20	40,85	163,4	204,25	5	33,68	0,77	2,42
VVM034	9	2	2,1	2,1	2,1	1000	40	40,53	60,8	101,33	4,5	31,92	1,134	1,89

Quadro 9. Resultados dos 160 ensaios de lixiviação.  
(continuação)

Amostra	Tempo (h)	pH – ref.	pH inicial	pH final	pH média	Gran. (µm)	% de sól	m <sub>escória</sub> (g)	m <sub>água</sub> (g)	m <sub>polpa</sub> (g)	Cons. Ácido (mL)	m <sub>sólido</sub> (g)	t <sub>U3O8</sub> (%)	t <sub>ThO2</sub> (%)
VVM035	7	2,5	2,6	2,6	2,6	200	40	40,4	60,6	101	1,5	37,37	0,61	2,14
VVM036	7	2,5	2,6	2,7	2,6	1000	20	40,6	162,4	203	2	37,63	0,998	2,541
VVM037	8	3	3	3,1	3,1	200	40	40,97	61,46	102,43	1	36,44	1,03	2,14
VVM038	9	2,5	2,6	2,6	2,6	1000	20	40,83	163,32	204,15	2	35,67	0,89	2,37
VVM039	6	2,5	2,6	2,6	2,6	200	40	40,97	61,46	102,43	1	36,66	0,84	2,48
VVM040	7	2,5	2,5	2,7	2,6	200	20	40,32	161,28	201,6	1,5	35,46	0,641	2,247
VVM041	8	3	3	3,2	3,1	1000	40	40,93	61,4	102,33	1	36,12	1,08	1,995
VVM042	9	1	1,1	1,1	1,1	1000	20	40,4	161,6	202	46,5	32,79	0,366	1,15
VVM043	9	1	1,1	1,3	1,2	1000	20	40,78	163,12	203,9	38	33,96	0,388	1,208
VVM044	8	1	1,1	1,2	1,1	1000	20	40,12	160,48	200,6	38,5	32,29	0,401	1,11
VVM045	9	1,5	1,6	1,7	1,6	200	20	40,46	161,84	202,3	14	32,99	0,475	1,05
VVM046	9	1,5	1,6	1,7	1,6	200	20	40,87	163,48	204,35	14	33,82	0,5	1,08
VVM047	9	3	3	3,3	3,2	200	20	40,76	163,04	203,8	1	37,79	0,965	2,466
VVM048	6	2	2,1	2,1	2,1	1000	40	40,07	60,11	100,18	3,5	31,38	1,166	2,667
VVM049	9	1	1,1	1,2	1,1	1000	40	40,5	60,75	101,25	35	32,66	0,348	1,093
VVM050	6	2	2,1	2,1	2,1	200	40	40,91	61,37	102,28	3,5	31,62	1,077	2,61
VVM051	7	2	2,1	2,2	2,1	200	40	40,12	60,18	100,3	4	31,18	0,975	2,185
VVM052	6	1,5	1,5	1,7	1,6	1000	20	40,15	160,6	200,75	9	32,14	1,13	2,42
VVM053	8	1	1	1,1	1,1	1000	40	40,54	60,81	101,35	36	33,39	0,467	1,008
VVM054	8	2,5	2,5	2,8	2,7	1000	20	40,45	161,8	202,25	1,5	36,43	0,899	2,489
VVM055	8	3	3,1	3,3	3,2	200	40	40,21	60,32	100,53	1	38,42	1,07	2,02
VVM056	7	2	2,1	2,1	2,1	1000	40	40,52	60,78	101,3	4	31,27	0,872	2,573
VVM057	8	2	2,1	2,2	2,1	200	40	40,88	61,32	102,2	4	32,63	0,954	1,9
VVM058	7	1	1	1,1	1,1	1000	20	40,41	161,64	202,05	40	32,22	0,504	2,02
VVM059	9	2	2,1	2,2	2,1	200	40	40,55	60,83	101,38	4,5	31,72	0,822	1,943
VVM060	7	1,5	1,6	1,8	1,7	200	20	40,89	163,56	204,45	10	37,96	0,756	1,733
VVM061	7	1,5	1,6	1,8	1,7	200	20	40,36	161,44	201,8	10	37,92	0,684	1,568
VVM062	8	2	2	2,1	2,1	1000	20	40,99	163,96	204,95	5	32,46	0,79	2,51
VVM063	9	2,5	2,6	2,6	2,6	1000	40	40,76	61,14	101,9	1,5	35,43	0,805	1,974
VVM064	6	1	1	1,3	1,2	1000	20	40,65	162,6	203,25	28	33,36	0,99	1,917
VVM065	8	1,5	1,5	1,6	1,6	200	20	40,9	163,6	204,5	14,5	31,47	0,57	1,1
VVM066	7	2	2	2,3	2,2	200	20	40,25	161	201,25	4	33,12	0,84	2,01
VVM067	8	1	1,1	1,2	1,1	200	20	40,69	162,76	203,45	44	31,14	0,39	0,81
VVM068	7	2	2	2,2	2,1	1000	40	40,86	61,29	102,15	3,5	33,51	0,998	2,185
VVM069	8	2,5	2,6	2,6	2,6	1000	40	40,48	60,72	101,2	1,5	37,16	0,788	1,943
VVM070	6	1,5	1,6	1,8	1,7	1000	40	40,29	60,44	100,73	6	33,24	1,089	2,01
VVM071	8	2,5	2,5	2,7	2,6	1000	20	40,98	163,92	204,9	1,5	35,52	0,901	2,46
VVM072	8	3	3,1	3,1	3,1	200	20	40,03	160,12	200,15	1,5	38,12	0,999	2,196
VVM073	9	3	3,1	3,1	3,1	200	40	40,18	60,27	100,45	1	38,97	1,1	1,9
VVM074	9	3	3	3,2	3,1	1000	40	40,88	61,32	102,2	1	37,56	1,008	1,943

Quadro 9. Resultados dos 160 ensaios de lixiviação.  
(continuação)

Amostra	Tempo (h)	pH – ref.	pH inicial	pH final	pH média	Gran. (µm)	% de sól	m <sub>escória</sub> (g)	m <sub>água</sub> (g)	m <sub>polpa</sub> (g)	Cons. Ácido (mL)	m <sub>sólido</sub> (g)	t <sub>U3O8</sub> (%)	t <sub>ThO2</sub> (%)
VVM075	7	1	1	1,3	1,2	1000	40	40,22	60,33	100,55	25	31,51	0,479	1,919
VVM076	6	2,5	2,6	2,6	2,6	200	20	40,55	162,2	202,75	2	37,21	0,9	2,349
VVM077	6	3	3	3,3	3,2	200	20	40,22	160,88	201,1	1	37,48	0,909	2,313
VVM078	7	3	3	3,2	3,1	200	40	40,21	60,32	100,53	1	36,46	1,007	2,204
VVM079	6	1	1,1	1,1	1,1	200	20	40,28	161,12	201,4	40	32,13	0,9	1,6
VVM080	6	2,5	2,6	2,8	2,7	200	20	40,45	161,8	202,25	1	36,44	0,99	2,926
VVM081	8	2	2,1	2,3	2,2	200	20	40,9	163,6	204,5	4,5	33,45	0,99	1,96
VVM082	9	2,5	2,6	2,7	2,6	1000	20	40,72	162,88	203,6	1,5	37,61	0,822	2,328
VVM083	7	2	2,1	2,2	2,1	200	20	40,72	162,88	203,6	4,5	32,29	0,86	1,91
VVM084	8	1	1,1	1,3	1,2	200	40	40,48	60,72	101,2	31	33,35	0,385	1,15
VVM085	7	2,5	2,6	2,7	2,6	1000	20	40,95	163,8	204,75	1,5	37,48	0,922	2,261
VVM086	7	3	3,1	3,3	3,2	1000	20	40,34	161,36	201,7	1	37,99	1,11	2,233
VVM087	9	1,5	1,5	1,6	1,6	1000	20	40,18	160,72	200,9	14	31,91	0,522	1,281
VVM088	8	2,5	2,6	2,6	2,6	1000	40	40,09	60,14	100,23	1,5	36,67	0,922	1,91
VVM089	6	1,5	1,6	1,8	1,7	200	40	40,06	60,09	100,15	7	32,62	0,775	1,611
VVM090	9	3	3,1	3,3	3,2	1000	20	40,7	162,8	203,5	1	37,88	0,939	2,16
VVM091	9	3	3,1	3,2	3,1	1000	20	40,3	161,2	201,5	1	38,71	0,916	2,095
VVM092	7	1,5	1,6	1,6	1,6	200	40	40,72	61,08	101,8	10	34,14	0,399	0,903
VVM093	6	3	3,1	3,1	3,1	1000	20	40,78	163,12	203,9	1	37,29	1,15	2,76
VVM094	7	3	3	3,2	3,1	200	20	40,24	160,96	201,2	1	33,14	1,113	2,436
VVM095	6	2,5	2,6	2,7	2,6	1000	40	40,17	60,26	100,43	1,5	36,15	1,07	2,23
VVM096	9	3	3,1	3,1	3,1	200	20	40,83	163,32	204,15	1	37,56	1,045	2,456
VVM097	8	1,5	1,6	1,8	1,7	1000	40	40,23	60,35	100,58	8	34,6	0,455	1,2
VVM098	6	1	1,1	1,1	1,1	1000	40	40,66	60,99	101,65	28	31,47	0,805	1,898
VVM099	6	1	1	1,2	1,1	1000	20	40,11	160,44	200,55	32	33,67	0,55	2,211
VVM100	9	1	1,1	1,2	1,1	200	20	40,69	162,76	203,45	46	32,76	0,38	0,83
VVM101	6	3	3,1	3,1	3,1	1000	40	40,05	60,08	100,13	1	37,51	1,2	1,957
VVM102	9	1,5	1,6	1,6	1,6	1000	40	40,93	61,4	102,33	11,5	31,67	0,501	1,12
VVM103	9	1	1,1	1,2	1,1	1000	40	40,38	60,57	100,95	34,5	34,3	0,403	1,018
VVM104	6	1,5	1,6	1,6	1,6	200	20	40,68	162,72	203,4	11,5	32,36	0,81	1,96
VVM105	9	2,5	2,6	2,8	2,7	200	40	40,1	60,15	100,25	1,5	35,68	0,727	1,834
VVM106	8	3	3,1	3,3	3,2	1000	40	40,3	60,45	100,75	1,5	37,18	1	1,72
VVM107	6	2,5	2,6	2,7	2,6	1000	20	40,15	160,6	200,75	1,5	38,36	1,101	2,461
VVM108	6	1	1	1,1	1,1	200	40	40,53	60,8	101,33	31	31,48	0,801	1,593
VVM109	7	2,5	2,6	2,6	2,6	200	20	40,04	160,16	200,2	2	37,17	1,05	2,3
VVM110	8	1	1,1	1,1	1,1	1000	20	40,85	163,4	204,25	44	34,78	0,396	1,201
VVM111	6	1,5	1,5	1,7	1,6	1000	20	40,09	160,36	200,45	9	33,17	0,513	2,176
VVM112	8	1	1	1,3	1,2	200	40	40,86	61,29	102,15	31	31,31	0,363	1,353
VVM113	8	3	3,1	3,1	3,1	1000	20	40,76	163,04	203,8	1	36,28	0,991	2,261
VVM114	7	1,5	1,5	1,7	1,6	1000	20	40,07	160,28	200,35	10	39,12	0,35	1,42

Quadro 9. Resultados dos 160 ensaios de lixiviação.  
(continuação)

Amostra	Tempo (h)	pH – ref.	pH inicial	pH final	pH média	Gran. (µm)	% de sól	m <sub>escória</sub> (g)	m <sub>água</sub> (g)	m <sub>polpa</sub> (g)	Cons. Ácido (mL)	m <sub>sólido</sub> (g)	t <sub>U3O8</sub> (%)	t <sub>ThO2</sub> (%)
VVM115	7	2,5	2,5	2,6	2,6	1000	40	40,56	60,84	101,4	1,5	37,11	0,931	1,872
VVM116	6	1,5	1,6	1,8	1,7	200	20	40,06	160,24	200,3	9	31,57	1,1	2,04
VVM117	8	3	3,1	3,3	3,2	1000	20	40,14	160,56	200,7	1	37,43	0,93	2,157
VVM118	8	2	2,1	2,3	2,2	1000	40	40,47	60,71	101,18	3,5	31,65	0,71	1,83
VVM119	6	3	3,1	3,2	3,1	200	40	40,08	60,12	100,2	1	37,37	1,089	2,519
VVM120	6	2	2,1	2,2	2,1	1000	20	40,53	162,12	202,65	4	32,35	1,06	2,82
VVM121	9	2,5	2,6	2,6	2,6	200	20	40,1	160,4	200,5	2,5	37,97	0,746	1,881
VVM122	9	2,5	2,5	2,6	2,6	200	20	40,95	163,8	204,75	2	38,96	0,714	1,879
VVM123	8	1,5	1,6	1,7	1,6	200	40	40,46	60,69	101,15	10	33,62	0,485	1,221
VVM124	6	1	1,1	1,3	1,2	200	20	40,96	163,84	204,8	32	32,63	0,88	1,595
VVM125	8	2	2,1	2,1	2,1	200	20	40,95	163,8	204,75	3,5	32,67	0,715	2,145
VVM126	9	1,5	1,6	1,7	1,6	1000	20	40,4	161,6	202	13	32,7	0,333	1,19
VVM127	9	2,5	2,6	2,8	2,7	1000	40	40,52	60,78	101,3	1,5	37,72	0,876	1,668
VVM128	6	3	3,1	3,1	3,1	200	20	40,59	162,36	202,95	1,5	36,44	1,43	2,871
VVM129	7	2	2	2,3	2,2	200	40	40,83	61,25	102,08	3,5	31,38	1,012	2,111
VVM130	9	3	3	3,2	3,1	1000	40	40,17	60,26	100,43	1	35,82	1,027	1,758
VVM131	6	1	1,1	1,2	1,1	1000	40	40,11	60,17	100,28	25	33,25	0,877	1,704
VVM132	6	2	2,1	2,3	2,2	200	40	40,33	60,5	100,83	3	33,32	1,011	2,115
VVM133	7	1	1,1	1,1	1,1	200	20	40,86	163,44	204,3	44	33,34	0,523	1,026
VVM134	7	1,5	1,6	1,7	1,6	1000	40	40,51	60,77	101,28	8	32,56	0,698	1,159
VVM135	9	1	1,1	1,3	1,2	200	20	40,86	163,44	204,3	42	32,54	0,37	0,84
VVM136	8	2,5	2,5	2,7	2,6	200	40	40,15	60,23	100,38	1,5	37,18	0,729	1,874
VVM137	8	1,5	1,6	1,6	1,6	1000	20	40,86	163,44	204,3	13	32,42	0,502	1,218
VVM138	6	2	2	2,1	2,1	1000	20	40,68	162,72	203,4	4,5	33,52	1,14	2,746
VVM139	7	1	1	1,3	1,2	200	40	40,3	60,45	100,75	27	33,57	0,504	1,682
VVM140	8	2	2	2,2	2,1	200	40	40,58	60,87	101,45	4	32,41	1,056	2,097
VVM141	9	2	2,1	2,1	2,1	200	20	40,37	161,48	201,85	4	31,51	0,72	2,111
VVM142	7	1,5	1,6	1,7	1,6	1000	20	40,53	162,12	202,65	10	39,14	0,475	1,739
VVM143	6	1,5	1,6	1,8	1,7	1000	40	40,22	60,33	100,55	6,5	31,55	0,965	2,01
VVM144	6	2	2	2,3	2,2	200	20	40,85	163,4	204,25	4	33,42	1,397	3,025
VVM145	7	2	2,1	2,1	2,1	1000	20	40,87	163,48	204,35	4,5	32,66	0,969	2,702
VVM146	7	2,5	2,6	2,6	2,6	200	40	40,57	60,86	101,43	1,5	38,38	1,103	2,415
VVM147	7	1	1,1	1,1	1,1	200	40	40,33	60,5	100,83	35	33,28	0,499	1,859
VVM148	6	3	3,1	3,1	3,1	1000	40	40,57	60,86	101,43	1	38,35	1,14	2,204
VVM149	6	2	2	2,2	2,1	1000	40	40,86	61,29	102,15	3	32,19	1,169	2,613
VVM150	7	1	1,1	1,1	1,1	1000	20	40,75	163	203,75	40	33,24	0,512	2,121
VVM151	8	2,5	2,6	2,6	2,6	200	20	40,68	162,72	203,4	2	36,32	0,701	2,11
VVM152	8	2	2	2,1	2,1	1000	40	40,31	60,47	100,78	4	32,11	0,903	2,1
VVM153	9	1,5	1,6	1,8	1,7	1000	40	40,16	60,24	100,4	9	34,8	0,549	1,131
VVM154	8	1	1,1	1,2	1,1	1000	40	40,84	61,26	102,1	32	33,21	0,418	1,24

Quadro 9. Resultados dos 160 ensaios de lixiviação.  
(continuação)

Amostra	Tempo (h)	pH – ref.	pH inicial	pH final	pH média	Gran. ( $\mu\text{m}$ )	% de sól	m <sub>escória</sub> (g)	m <sub>água</sub> (g)	m <sub>polpa</sub> (g)	Cons. Ácido (mL)	m <sub>sólido</sub> (g)	t <sub>U3O8</sub> (%)	t <sub>ThO2</sub> (%)
VVM155	6	2,5	2,6	2,7	2,6	1000	40	40,94	61,41	102,35	1	38,17	1,064	2,242
VVM156	9	1,5	1,6	1,7	1,6	200	40	40,82	61,23	102,05	11	31,49	0,475	1,192
VVM157	8	2,5	2,6	2,6	2,6	200	20	40,16	160,64	200,8	2	36,64	0,803	1,992
VVM158	7	3	3,1	3,1	3,1	1000	40	40,65	60,98	101,63	1	33,14	1,245	2,271
VVM159	9	2	2	2,3	2,2	1000	20	40,2	160,8	201	4,5	32,82	0,732	2,451
VVM160	8	3	3	3,1	3,1	200	20	40,26	161,04	201,3	1,5	38,48	1,265	2,827

## APÊNDICE IX

### DETERMINAÇÃO DA CONCENTRAÇÃO DE ATIVIDADE DO GRANITO MADEIRA

A atividade,  $A$ , de um dado radionuclídeo em função da constante de decaimento,  $\lambda$ , e do número de radionuclídeos presentes na amostra,  $N$ , é definida por (MARTIN, 2006, p. 70):

$$A = \lambda N \quad \text{Equação 0.1}$$

Com  $\lambda$  em função da meia vida ( $T$ ); e  $N$  em função do Número de Avogadro ( $N_A$ ), da massa ( $m$ ) da amostra e do número de massa atômica ( $M$ ) tem-se da Equação 0.1,

$$A = \frac{\ln 2 N_A \cdot m}{T M} \quad \text{Equação 0.2}$$

Caso a amostra seja constituída de elementos que não sejam radioativos é necessário inserir um fator,  $f$ , para refletir essa contribuição, ou seja, o teor de composição em relação a massa do radionuclídeo. Esse fator pode estar, por exemplo, em percentual ou partes por milhão (ppm). Assim,

$$A = \frac{\ln 2 N_A \cdot m \cdot f}{T M} \quad \text{Equação 0.3}$$

Dividindo-se os dois lados da Equação 0.3 pela massa,  $m$ , obtém-se a concentração de atividade,  $CA$ :

$$CA = f \frac{\ln 2 N_A}{T M} \quad \text{Equação 0.4}$$

No caso de uma mistura de radionuclídeos,

$$CA = f_1 \frac{\ln 2}{T_1} \frac{N_A}{M_1} + f_2 \frac{\ln 2}{T_2} \frac{N_A}{M_2} + \dots + f_n \frac{\ln 2}{T_n} \frac{N_A}{M_n} = \sum_{i=1}^n f_i \frac{\ln 2}{T_i} \frac{N_A}{M_i} \quad \text{Equação 0.5}$$

No caso específico do Granito Madeira existem dois elementos: o urânio e o tório. O primeiro é composto de três radionuclídeos de ocorrência natural: o U-238 com 99,2742 %, o U-234 com 0,0054 % e U-235 com 0,7204 % de abundância. Já o segundo é composto de dois radionuclídeos de ocorrência natural: o Th-232 com 99,98 % e o Th-230 com 0,02 % de abundância (IAEA, 2020). Deste modo, é necessário inserir mais um fator para indicar estas proporções. Além disso, devem ser consideradas, também, as séries de decaimento e o equilíbrio secular.

No caso do urânio, existem duas séries de decaimento: a do U-238 com 14 radionuclídeos, sendo que o U-234 e o Th-230 pertencem a ela; e a do U-235 com 11 radionuclídeos. No caso do tório, existe apenas uma série: a do Th-232 com 10 radionuclídeos – uma vez que o Th-230 faz parte da série do U-238 (MARTIN, 2006, p. 207).

Já quando o equilíbrio secular é atingido a atividade dos radionuclídeos da série são iguais. Ou seja, a partir da atividade do “pai” pode-se obter a da série inteira multiplicando-se pelo número de radionuclídeos que a compõe (MARTIN, 2006, p. 78-79). Esta é uma hipótese razoável para o Granito Madeira uma vez que a rocha não foi processada – o que poderia arrastar algum dos radionuclídeos das séries em virtude de duas propriedades físico-químicas

Assim, a Equação 0.5 pode ser reescrita como:

$$CA = n_{U238} \cdot f_U \cdot \varphi_{U238} \frac{\ln 2}{T_{U238}} \frac{N_A}{M_{U238}} + n_{U235} \cdot f_U \cdot \varphi_{U235} \frac{\ln 2}{T_{U235}} \frac{N_A}{M_{U235}} + n_{Th232} \cdot 10 \cdot f_{Th} \frac{\ln 2}{T_{Th232}} \frac{N_A}{M_{Th232}} \quad \text{Equação 0.6}$$

Ou, na abordagem realizada na Seção 2.8.1.2, onde as cadeias do U e do Th foram deixadas em separado:

$$CA_{U238} = n_{U238} \cdot f_U \cdot \varphi_{U238} \frac{\ln 2}{T_{U238}} \frac{N_A}{M_{U238}} + n_{U235} \cdot f_U \cdot \varphi_{U235} \frac{\ln 2}{T_{U235}} \frac{N_A}{M_{U235}}$$

Equação 0.7

$$CA_{Th232} = n_{Th232} \cdot 10 \cdot f_{Th} \frac{\ln 2}{T_{Th232}} \frac{N_A}{M_{Th232}}$$

onde  $n_{U238}$ ,  $n_{U235}$  e  $n_{Th232}$  são os números de radionuclídeos em cada série;  $f_U$  e  $f_{Th}$  são os fatores dos teores de urânio e de tório;  $\varphi_{U238}$  e  $\varphi_{U235}$  são os fatores para a composição isotópica para o U-238 e para o U-235.

Na Tabela 0.1 apresentam-se as constantes para substituição na Equação 0.7 que após a substituição resultem na Equação 0.8.

Tabela 0.1. Constantes para determinação da concentração de atividade (MARTIN, 2006, p. 79; IAEA, 2020; IUPAC, 2020).

Constante	Valor
$n_{U238}$	14 radionuclídeos
$n_{U235}$	11 radionuclídeos
$n_{Th232}$	10 radionuclídeos
$f_i$	99,2742 %
$f_i$	0,7204 %
$T_{U238}$	$4,47 \cdot 10^{-9}$ anos
$T_{U235}$	$7,04 \cdot 10^{-8}$ anos
$T_{Th232}$	$1,4 \cdot 10^{-10}$ anos
$M_{U238}$	238,05 UMA
$M_{U235}$	235,04 UMA
$M_{Th232}$	232,04 UMA
$N_A$	$6,02E+23$ átomos.mol <sup>-1</sup>

$$CA_{U238} = f_U \cdot 1,75 \cdot 10^5 + f_U \cdot 6,34 \cdot 10^3$$

Equação 0.8

$$CA_{Th232} = f_{Th} \cdot 4,07 \cdot 10^4$$



A incerteza da Equação 0.8 pode ser obtida por propagação de erros (Equação 0.3) deste modo:

$$\frac{\partial CA_{U238}}{\partial f_U} = 1,75 \cdot 10^5 + 6,34 \cdot 10^3$$

$$\frac{\partial CA_{Th232}}{\partial f_{Th}} = 4,07 \cdot 10^4$$

$$\sigma CA_{U238} = \pm [\sigma f_U^2 \cdot (1,75 \cdot 10^5 + 6,34 \cdot 10^3)^2]^{\frac{1}{2}}$$

Equação 0.9

$$\sigma CA_{Th232} = \pm [\sigma f_{Th}^2 (4,07 \cdot 10^4)^2]^{\frac{1}{2}}$$

Assim, usando os dados da Tabela 2.5 obtém-se a concentração de atividade e a respectiva incerteza.

## APÊNDICE X

### RECEITA GERADA PELA PRODUÇÃO DE URÂNIO

A receita refere-se aos recursos financeiros que provém da venda de mercadoria, prestação de serviços, ganhos de aplicação financeira ou por meio de juros, por exemplo (HANSEN e MOWEN, 2006, p. 31). De modo simplificado, no caso da produção mineral, a receita,  $R$ , pode ser estimada pelo produto entre a massa de concentrado produzida,  $m$ , pelo preço de mercado,  $P$ , (GÓES, LUZ e POSSA, 2004, p. 828-829):

$$R = m \cdot P$$

Equação 0.1

Com a faixa de variação do preço,  $P$ , do urânio em 2021 de USD 27,90 até USD 50,70 por libra de  $U_3O_8$  – vide a Figura 0.1 (TRADING ECONOMICS, 2021) e com a produção das minas, conforme a quarta coluna da Tabela 0.1, pode-se obter a faixa de receita obtidas pelas minas/usinas (quinta e sexta colunas da Tabela 0.1).

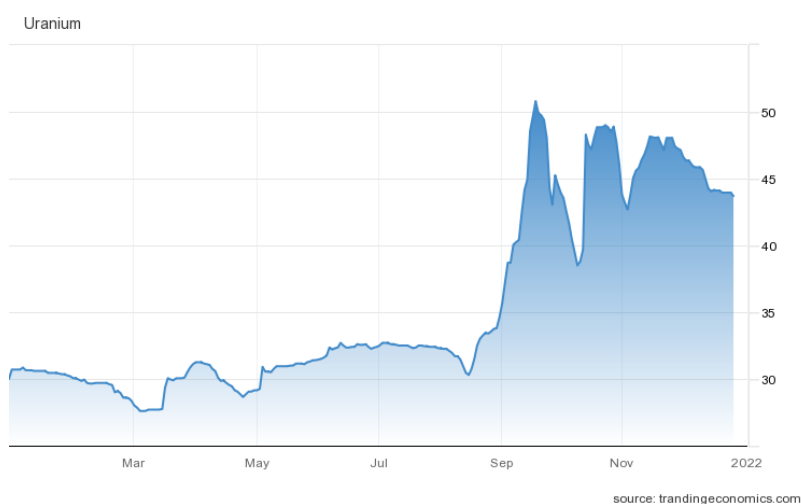


Figura 0.1. Evolução do preço do urânio em 2021 em USD por libra de  $U_3O_8$ . Fonte: (TRADING ECONOMICS, 2021)

Tabela 0.1. Produção e estimativa de receita das 10 minas mais produtivas do mundo, de Caetité e de Santa Quitéria\* (WNA, 2021).

Mina	País	Tipo de produção	Produção (toneladas de U <sub>3</sub> O <sub>8</sub> )	R <sub>min</sub> (USD)**	R <sub>max</sub> (USD)**
Cigar Lake	Canadá	CC	3885	239.003.257,50	434.317.747,50
Husab	Namíbia	CC	3302	203.137.389,00	369.142.137,00
Olympic Dam	Australia	CC	3062	188.372.709,00	342.311.697,00
Inkai, sites 1-3	Cazaquistão	ISL	2693	165.672.013,50	301.059.895,50
Karatau (Budenovskoye 2)	Cazaquistão	ISL	2460	151.337.970,00	275.012.010,00
Rössing	Namíbia	CC	2111	129.867.664,50	235.996.078,50
SOMAIR	Níger	CC/HP	1879	115.595.140,50	210.059.986,50
Four Mile	Austrália	ISL	1806	111.104.217,00	201.899.061,00
South Inkai (Block 4)	Cazaquistão	ISL	1509	92.832.925,50	168.696.391,50
Kharasan 1	Cazaquistão	ISL	1455	89.510.872,50	162.659.542,50
Mina de Caetité	Brasil	HP	150	9.227.925,00	16.769.025,00
Santa Quitéria*	Brasil	CC	1270	78.129.765,00	141.977.745,00

\*Previsão de produção. \*\*Foi realizada a conversão de libras para quilogramas nesta estimativa.

## APÊNDICE XI

### CONVERSÃO DE $U_3O_8$ E $ThO_2$ EM U E Th

Para a conversão dos óxidos de urânio e de tório em metais foi utilizada a Equação 0.1:

$$U\% = f_U \cdot U_3O_8\% = \frac{3.238,03}{3.238,03 + 8.16} U_3O_8\% = 0,848 \cdot U_3O_8\%$$

Equação 0.1

$$Th\% = f_{Th} \cdot ThO_2\% = \frac{232,04}{232,04 + 2.16} ThO_2\% = 0,879 \cdot ThO_2\%$$

onde  $U\%$  e  $Th\%$  são os teores dos metais;  $U_3O_8$  e  $ThO_2$  são os teores dos óxidos;  $f_U$  e  $f_{Th}$  são os fatores de conversão de óxido em metais; 238,03 UMA é a massa atômica do elemento urânio; 232,04 é a massa atômica do elemento tório (IUPAC, 2020).

A incerteza da Equação 0.1 foi obtida por propagação de erros. Assim,

$$\frac{\partial U\%}{\partial U_3O_8\%} = 0,848$$

$$\frac{\partial Th\%}{\partial ThO_2\%} = 0,879$$

$$\sigma U\% = \pm 0,848 \cdot \sigma U_3O_8\%$$

$$\sigma Th\% = \pm 0,879 \cdot \sigma ThO_2\%$$

Equação 0.2

## APÊNDICE XII

RAZÃO CUSTO DO ÁCIDO SULFÚRICO POR RECUPERAÇÃO DE  $U_3O_8$ 

Classificação	Ensaio	$C_{U_3O_8}/R_{U_3O_8}$	Classificação	Ensaio	$C_{U_3O_8}/R_{U_3O_8}$
1°	6	1,141	41°	77	0,096
2°	1	0,979	42°	24	0,089
3°	69	0,977	43°	32	0,087
4°	44	0,968	44°	29	0,085
5°	48	0,964	45°	28	0,084
6°	79	0,923	46°	14	0,081
7°	26	0,866	47°	56	0,079
8°	65	0,846	48°	64	0,076
9°	63	0,681	49°	68	0,065
10°	5	0,654	50°	4	0,064
11°	70	0,599	51°	25	0,062
12°	52	0,591	52°	38	0,062
13°	39	0,585	53°	33	0,061
14°	40	0,579	54°	71	0,061
15°	18	0,57	55°	30	0,06
16°	55	0,534	56°	57	0,06
17°	72	0,309	57°	54	0,058
18°	22	0,306	58°	7	0,056
19°	13	0,302	59°	20	0,055
20°	31	0,289	60°	12	0,053
21°	21	0,288	61°	3	0,053
22°	8	0,287	62°	35	0,049
23°	58	0,273	63°	60	0,048
24°	9	0,254	64°	19	0,047
25°	41	0,207	65°	59	0,043
26°	73	0,206	66°	34	0,042
27°	11	0,193	67°	78	0,041
28°	66	0,191	68°	80	0,037
29°	53	0,182	69°	36	0,037
30°	15	0,179	70°	37	0,037
31°	47	0,167	71°	62	0,037
32°	51	0,164	72°	16	0,036
33°	17	0,162	73°	61	0,032
34°	2	0,16	74°	49	0,031
35°	43	0,157	75°	27	0,027
36°	46	0,151	76°	23	0,026
37°	50	0,148	77°	10	0,024
38°	75	0,148	78°	42	0,022
39°	45	0,142	79°	67	0,021
40°	76	0,134	80°	74	0,021

## RAZÃO CUSTO DO ÁCIDO SULFÚRICO POR RECUPERAÇÃO DE ThO<sub>2</sub>

Classificação	Ensaio	$C_{ThO_2}/R_{ThO_2}$	Classificação	Ensaio	$C_{ThO_2}/R_{ThO_2}$
1°	6	1,271	41°	77	0,127
2°	79	1,18	42°	32	0,125
3°	26	1,065	43°	24	0,124
4°	44	1,045	44°	28	0,118
5°	48	1,028	45°	29	0,118
6°	1	1,025	46°	14	0,094
7°	69	0,993	47°	56	0,085
8°	65	0,962	48°	64	0,084
9°	52	0,842	49°	33	0,08
10°	39	0,657	50°	4	0,075
11°	55	0,644	51°	20	0,07
12°	5	0,637	52°	68	0,067
13°	40	0,634	53°	30	0,066
14°	63	0,628	54°	57	0,064
15°	70	0,609	55°	7	0,062
16°	18	0,599	56°	54	0,061
17°	22	0,319	57°	12	0,061
18°	13	0,319	58°	25	0,059
19°	72	0,313	59°	38	0,054
20°	8	0,307	60°	34	0,053
21°	31	0,299	61°	36	0,05
22°	21	0,275	62°	61	0,049
23°	58	0,258	63°	78	0,049
24°	9	0,257	64°	71	0,049
25°	66	0,212	65°	59	0,048
26°	47	0,211	66°	37	0,048
27°	41	0,209	67°	19	0,048
28°	73	0,206	68°	16	0,047
29°	75	0,199	69°	35	0,047
30°	53	0,195	70°	80	0,047
31°	15	0,195	71°	3	0,047
32°	11	0,193	72°	60	0,043
33°	50	0,179	73°	62	0,042
34°	43	0,175	74°	49	0,042
35°	17	0,175	75°	27	0,035
36°	2	0,174	76°	42	0,028
37°	51	0,161	77°	10	0,028
38°	45	0,157	78°	23	0,028
39°	46	0,156	79°	67	0,023
40°	76	0,151	80°	74	0,023

### APÊNDICE XIII

#### ARTIGOS PUBLICADOS/TRABALHOS APRESENTADOS

Artigo/trabalho	Ano	Evento/Revista	Autores
<i>Radioactive Background of Granito Madeira, North Amazonas, Brazil</i>	2017	INAC	MOURA; MARTINS; PEREIRA
Estudo das propriedades físicas de escórias aluminotérmicas de ferro ligas para a recuperação de urânio e tório	2018	SENCIR	MOURA; PEREIRA
Mineradoras e Metalurgias NORM	2018	SENCIR	MOURA; PEREIRA
<i>Mining and Metallurgy NORM</i>	2019	BJRS	MOURA; SANTOS; PEREIRA
<i>Radiation Protection in mining NORM</i>	2019	INAC	MOURA; SANTOS; PEREIRA
<i>Study of the physical properties of aluminothermic slags for the recovery of uranium and thorium</i>	2019	INAC	MOURA; SANTOS; PEREIRA
Proposta de Equação para avaliação no nível de contaminação superficial com NORM em sucatas metálicas	2020	SENCIR	MOURA; SANTOS; PEREIRA

Artigo/trabalho	Ano	Evento/Revista	Autores
Etapas e custos associados a produção de ferro-nióbio e concentrado de urânio a partir de minérios com ocorrência natural de radionuclídeos	2020	SENCIR	MOURA; BITENCOURT; JONUSAN; VELASQUES; SANTOS; COSTA; PEREIRA
Estudo de lixiviação de escórias aluminotérmicas para recuperação de urânio e tório	2020	SENCIR	MOURA; SANTOS; PEREIRA
<i>Study of the physical properties of aluminothermic slags for the recovery of uranium and thorium</i>	2021	BJRS	MOURA; SANTOS; PEREIRA
<i>Study of aluminothermic slag leaching for uranium and thorium recovery</i>	2021	INAC	MOURA; SANTOS; PEREIRA
<i>Study of aluminothermic slag leaching for uranium and thorium recovery</i>	2022	BJRS	MOURA; SANTOS; PEREIRA



## ANEXO I

## DISTRIBUIÇÃO DE T- STUDENT

Figura 0.1. Distribuição de t-Student (LUZ, SAMPAIO e ALMEIDA, 2004, p. 43).

<i>Graus de Liberdade</i>	50%	60%	70%	80%	90%	95%	98%	99%	99,50%	99,80%	99,90%
1	1,000	1,376	1,963	3,078	6,314	12,710	31,820	63,660	127,300	318,300	636,600
2	0,816	1,061	1,386	1,886	2,920	4,303	6,965	9,925	14,090	22,330	31,600
3	0,765	0,978	1,250	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	7,453	10,210	12,920
4	0,741	0,941	1,190	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	5,598	7,173	8,610
5	0,727	0,920	1,156	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	4,773	5,893	6,869
6	0,718	0,906	1,134	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	4,317	5,208	5,959
7	0,711	0,896	1,119	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	4,029	4,785	5,408
8	0,706	0,889	1,108	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	3,833	4,501	5,041
9	0,703	0,883	1,100	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	3,690	4,297	4,781
10	0,700	0,879	1,093	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	3,581	4,144	4,587
11	0,697	0,876	1,088	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	3,497	4,025	4,437
12	0,695	0,873	1,083	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	3,428	3,930	4,318
13	0,694	0,870	1,079	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	3,372	3,852	4,221
14	0,692	0,868	1,076	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	3,326	3,787	4,140
15	0,691	0,866	1,074	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	3,286	3,733	4,073
16	0,690	0,865	1,071	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	3,252	3,686	4,015
17	0,689	0,863	1,069	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,222	3,646	3,965
18	0,688	0,862	1,067	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,197	3,610	3,922
19	0,688	0,861	1,066	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,174	3,579	3,883
20	0,687	0,860	1,064	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,153	3,552	3,850
21	0,686	0,859	1,063	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,135	3,527	3,819
22	0,686	0,858	1,061	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,119	3,505	3,792
23	0,685	0,858	1,060	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,104	3,485	3,767
24	0,685	0,857	1,059	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,091	3,467	3,745
25	0,684	0,856	1,058	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,078	3,450	3,725
26	0,684	0,856	1,058	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,067	3,435	3,707
27	0,684	0,855	1,057	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,057	3,421	3,690
28	0,683	0,855	1,056	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,047	3,408	3,674
29	0,683	0,854	1,055	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,038	3,396	3,659
30	0,683	0,854	1,055	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,030	3,385	3,646
40	0,681	0,851	1,050	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	2,971	3,307	3,551
50	0,679	0,849	1,047	1,299	1,676	2,009	2,403	2,678	2,937	3,261	3,496
60	0,679	0,848	1,045	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	2,915	3,232	3,460
80	0,678	0,846	1,043	1,292	1,664	1,990	2,374	2,639	2,887	3,195	3,416
100	0,677	0,845	1,042	1,290	1,660	1,984	2,364	2,626	2,871	3,174	3,390
120	0,677	0,845	1,041	1,289	1,658	1,980	2,358	2,617	2,860	3,160	3,373
$\infty$	0,674	0,842	1,036	1,282	1,645	1,96	2,326	2,576	2,807	3,09	3,291

## ANEXO II

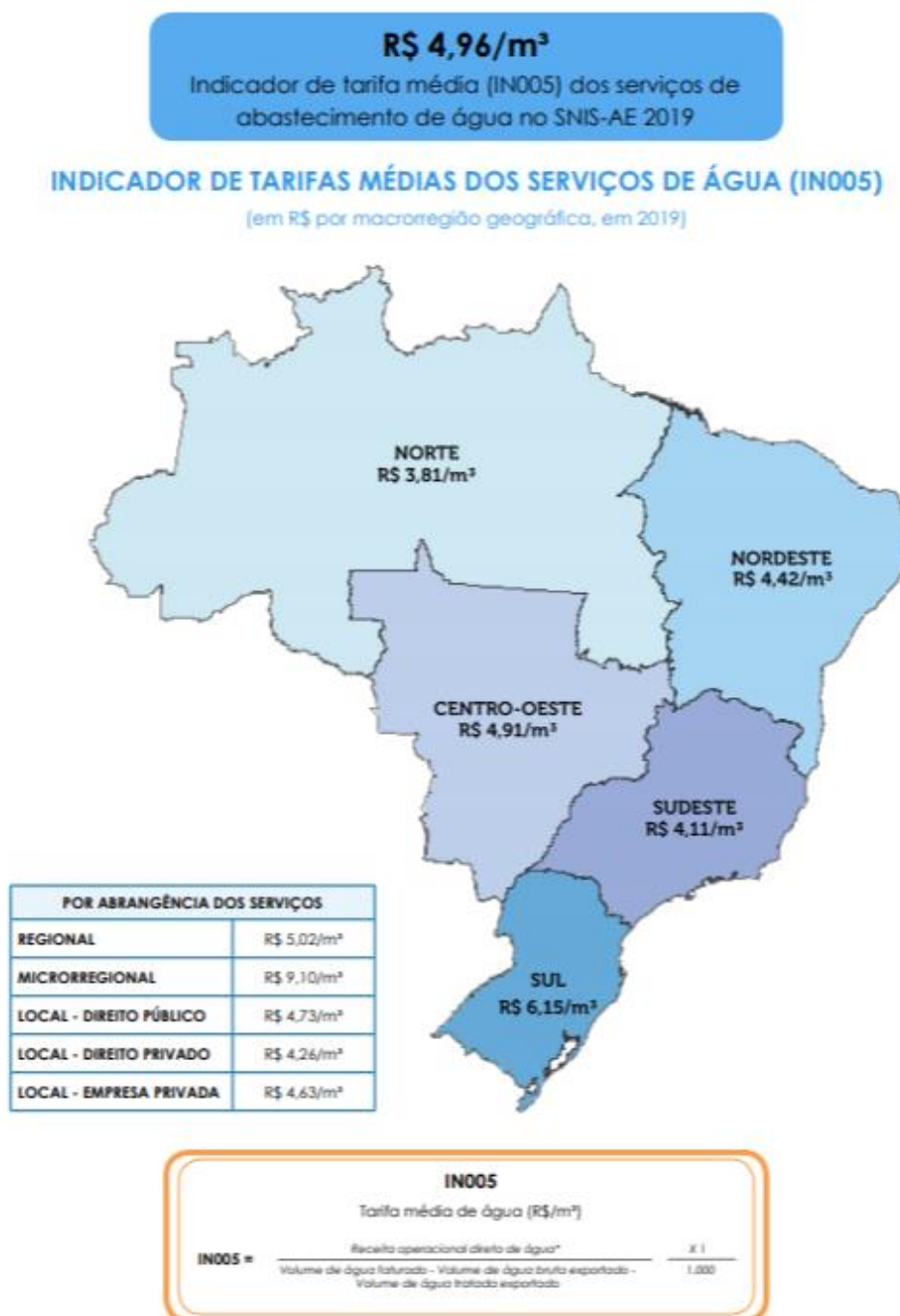
Figura 0.1. Série de Tyler (SAMPAIO, FRANÇA e BRAGA, 2007, p. 61).

Abertura (Malha)		Aberturas	
Série Tyler	(mm)	$\mu\text{m}$	Polegada
2 ½	8,000	8000	5/16
3	6,730	6730	0,265
3 ½	5,613	5613	0,221
4	4,800	4800	0,185
5	4,000	4000	0,157
6	3,400	3400	0,131
7	2,840	2840	0,110
8	2,400	2400	0,093
9	2,000	2000	0,079
10	1,700	1700	0,065
12	1,420	1420	0,055
14	1,200	1200	0,046
16	1,000	1000	0,039
20	0,850	850	0,0331
24	0,710	710	0,0278
28	0,600	600	0,0234
32	0,500	500	0,0197
35	0,425	425	0,0165
42	0,355	355	0,0139
48	0,300	300	0,0117
60	0,250	250	0,0098
65	0,212	212	0,0083
80	0,180	180	0,0069
100	0,150	150	0,0058
115	0,125	125	0,0049
150	0,104	104	0,0041
170	0,090	90	0,0035
200	0,074	74	0,0029
250	0,063	63	0,0025
270	0,053	53	0,0021
325	0,045	45	0,0017
400	0,037	37	0,0014
635	0,020	20	0,00079

## ANEXO III

## INDICADOR DE TARIFA DE ÁGUA POR REGIÃO GEOGRÁFICA DO BRASIL

Figura 0.1. Indicador de tarifa média de abastecimento de água no Brasil (MDR, 2020, p. 56).



## ANEXO IV

**LIMITES DE DISPENSA – Norma CNEN-NN 8.01 (CNEN, 2014, p. 36-45).**

Elemento (Número Atômico)	Radionuclídeo	Limite de Concentração de Atividade para Dispensa de Materiais (Quantidade $\leq 1000$ kg) (kBq/kg)	Limite de Atividade para Dispensa de Materiais (Quantidade $\leq 1000$ kg) (Bq)	Limite de Concentração de Atividade para Dispensa de Materiais Sólidos (Quantidade $> 1000$ kg) (kBq/kg)
Bismuto (83)	Bi-212	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^5$ (a)	-
Chumbo (82)	Pb-210	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^6$ (a)	10
	Pb-212	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^7$ (a)	-
Rádio (88)	Ra-226	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^4$ (a)	1
	Ra-228	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^5$ (a)	1
Radônio (86)	Rn-222	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^8$ (a)	1
	Th-228	$1 \times 10^0$ (a)	$1 \times 10^4$ (a)	1
Tório (90)	Th-234	$1 \times 10^3$ (a)	$1 \times 10^5$ (a)	1
	Th (natural)	$1 \times 10^0$ (a)	$1 \times 10^3$ (a)	11( 1+ 1 por filho)
Urânio (92)	U-238	$1 \times 10^1$ (a)	$1 \times 10^4$ (a)	
	U(natural)	$1 \times 10^0$ (a)	$1 \times 10^3$ (a)	14 ( 1 + 1 por filho)

(a) Os nuclídeos pais e seus filhos incluídos em equilíbrio secular estão listados abaixo:

Bi-212 Tl-208 (0,36), Po-212 (0,64)

Pb-210 Bi-210, Po-210

Pb-212 Bi-212, Tl-208 (0,36), Po-212 (0,64)

Ra-226 Rn-222, Po-218, Pb-214, Bi-214, Po-214, Pb-210, Bi-210, Po-210

Ra-228 Ac-228

Th-natural Ra-228, Ac-228, Th-228, Ra-224, Rn-220, Po-216, Pb-212, Bi-212, Tl-208 (0,36), Po-212 (0,64)

Th-234 Pa-234m

U-238 Th-234, Pa-234m

U-natural Th-234, Pa-234m, U-234, Th-230, Ra-226, Rn-222, Po-218, Pb-214, Bi-214, Po-214, Pb-210, Bi-210, Po-210