



Valorisation des terres rares
Traitement de minerais, mise en solution et purification

Mémoire

Jean-François Boulanger

Maîtrise en génie des matériaux et de la métallurgie

Maître ès sciences (M. Sc.)

Québec, Canada

© Jean-François Boulanger, 2017

Valorisation des terres rares
Traitement de minerais, mise en solution et purification

Mémoire

Jean-François Boulanger

Sous la direction de :

Professeur Claude Bazin, directeur de recherche

Résumé

Ce mémoire décrit des travaux de laboratoire visant à produire des solutions de terres rares (TR) purifiées à partir d'échantillons de deux gisements potentiels québécois. Ces solutions purifiées visent l'alimentation d'un circuit de séparation des éléments individuels de TR par extraction par solvant, qui permet leur valorisation. Le premier échantillon est un minerai silicaté, titrant 0,8 % TR, contenant de l'allanite comme porteur principal de TR. La lixiviation directe du minerai concassé, agité dans une solution d'acide sulfurique, à un dosage de 200 kg/t, permet de faire passer plus de 80 % des TR légères en solution. Une cinétique d'ordre 1 décrit le taux de lixiviation des TR légères. Le Fe et le Th peuvent être précipités par une oxydation suivie d'une neutralisation à un pH entre 3,5 et 5, puis séparés par filtration. Le deuxième minerai contient 1,5 % TR sous forme de bastnaésite et de monazite. La gangue est composée à 90 % de carbonates devant être rejetés pour éviter une surconsommation d'acide. Après un broyage à un P₈₀ de 33 µm, une flottation directe à 50 °C, utilisant 2000 g/t d'acide hydroxamique comme collecteur permet de récupérer 88 % des TR dans un concentré à 6,2 % TR ce qui dépasse la plupart des résultats obtenus jusqu'à présent avec ce minerai. La flottation des minéraux de TR suit une cinétique d'ordre 1 alors que la gangue est entraînée mécaniquement. Une conversion des minéraux en hydroxydes dans une solution de NaOH concentré chaud rend les TR plus solubles. Le solide ainsi obtenu peut être digéré au HCl jusqu'à un pH de 3, afin de lixivier sélectivement 95 % du lanthane, laissant 99,9 % du fer dans un résidu solide. Les travaux contribuent au développement de l'expertise québécoise dans le domaine de la métallurgie et de l'analyse des TR.

Summary

This thesis documents laboratory testwork aiming to produce Rare Earth Elements (REE) purified solutions from two potential ore sources from the Québec province. These solutions would eventually feed a solvent extraction circuit to separate and produce sellable REE. The first sample is a silicate-based ore and has a grade of 0.8 % total REE contained mainly in allanite, a REE hydroxy-silicate. Direct H_2SO_4 leaching of crushed ore, at a dosage of 200 kg/t solubilises more than 80% of the light REE. The extraction rate can be described by a first-order kinetic model. Fe and Th can be selectively precipitated and separated by an oxidation-precipitation reaction at a pH between 3.5 and 5, followed by a filtration, yielding a fairly pure solution. The second tested ore sample contains 1.5 % total REE, present as bastnaesite and monazite. The gangue is 90 % carbonaceous and should be rejected to minimize the acid consumption upon leaching. After grinding at a P_{80} of 33 μm , direct flotation at 50 °C, using 2000 g/t of hydroxamic acid as the collector yields 88 % REE recovery at a grade of 6.2 % REE. The flotation of REE follows first order kinetic model, while the gangue is largely entrained to the concentrate. A conversion of the REE minerals to hydroxides in a hot concentrated NaOH solution renders them more soluble. Leaching the solids, with HCl to a pH of 3 solubilises 95%, of the lanthanum, while 99.9 % of the iron remains in the solid residue. This work contributes to the development of a Québec-based expertise in REE metallurgy, as well as solid and liquid REE analysis.

Table des matières

Résumé	iii
Summary	iv
Table des matières	v
Liste des tableaux	vii
Liste des figures	ix
Remerciements	xi
1 Introduction	1
2 Procédés de traitement des minerais de TR	3
2.1 Mise en contexte des minerais de TR	3
2.2 Traitement de minerais	8
2.2.1 Séparation magnétique	9
2.2.2 Séparation gravimétrique	10
2.2.3 Séparation par flottation	11
2.3 Mise en solution	15
2.4 Purification de la solution	20
3 Méthodes expérimentales utilisées pour évaluer les minerais d'ETR considérés	26
3.1 Réception et division des échantillons	26
3.2 Analyses chimiques des solides et broyage	26
3.3 Réconciliation des données	28
3.4 Analyses minéralogiques	29
3.5 Traitement de minerais	30
3.5.1 Séparation magnétique	31
3.5.2 Séparation gravimétrique	32
3.5.3 Séparation par flottation	35
3.6 Mise en solution	37
3.7 Purification de la solution	39
4 Résultats pour le minerai de TR Soutex	41
4.1 Réception des échantillons	41
4.2 Caractérisation	41
4.2.1 Broyage et analyses granulo-chimiques	42
4.2.2 Analyses minéralogiques	45
4.3 Traitement de minerais	50
4.3.1 Séparation par flottation	50
4.4 Mise en solution des TR par lixiviation du minerai Soutex-2	52
4.4.1 Exemple des mesures générées par un essai de lixiviation	52
4.4.2 Analyse des données brutes	53
4.4.3 Conservation de la matière pendant la lixiviation	55
4.4.4 Principe de la méthode de réconciliation pour les données hydrométallurgiques	55
4.4.5 Solution au problème de réconciliation des données.....	58
4.4.5.1 Méthode numérique.....	59
4.4.5.2 Méthode hiérarchique (méthode Bilmat)	62
4.4.6 Résultats des essais de lixiviation	65
4.4.6.1 Effet de la cuisson acide vis-à-vis de la lixiviation atmosphérique	67

4.4.6.2	Effet des facteurs sur la lixiviation atmosphérique	68
4.4.6.3	Cinétique de la lixiviation atmosphérique	70
4.5	Purification de la solution	76
4.5.1	Précipitation des impuretés par neutralisation	76
4.5.2	Précipitation sélective des TR par ajout d'ions oxalate	81
4.6	Conclusions sur la valorisation du minerai Soutex-2	83
5	Résultats pour le minerai de TR Niobec	85
5.1	Caractérisation	85
5.1.1	Broyage et analyses granulo-chimiques	86
5.1.2	Analyses minéralogiques	88
5.2	Traitement de minerais	91
5.2.1	Séparation magnétique	91
5.2.2	Séparation gravimétrique	94
5.2.3	Séparation par flottation	95
5.3	Mise en solution	108
5.4	Purification de la solution	116
5.4.1	Précipitation des impuretés par neutralisation	116
5.4.2	Précipitation sélective des TR par ajout d'ions oxalates	119
5.5	Conclusions sur la valorisation du minerai de TR Niobec	121
6	Conclusion	123
Bibliographie		129
ANNEXE A		134
ANNEXE B		136
ANNEXE C		145
ANNEXE D		146

Liste des tableaux

Tableau 2.1 : Teneurs élémentaires et valeurs du minerai de la mine Mountain Pass. Valeurs des oxydes :Sources (Info-RE, 2016; USGS, 2017).	4
Tableau 2.2 : Minéraux de TR courants et leurs propriétés.....	5
Tableau 2.3 : Principaux sites d'exploitation des TR documentés	7
Tableau 2.4 : Minéralogie, procédés et performance des principaux sites producteurs de TR	9
Tableau 2.5 : Traitement de minerais des projets québécois et canadiens de TR	15
Tableau 2.6 : Teneur d'une solution de lixiviation non purifiée du projet Foxtrot, extrait de Dreisinger <i>et al.</i> (2014).....	21
Tableau 2.7 : Fractions précipitées par l'ajout d'oxalates dans le projet Bear Lodge, extrait de Dahlberg <i>et al.</i> (2014).....	24
Tableau 4.1 : Teneurs en TR des minerais Soutex (prix utilisés fournis au tableau 2.1)	42
Tableau 4.2 : Granulochimie réconciliée de l'échantillon Soutex-2 broyé dix minutes	44
Tableau 4.3: Distribution de TR dans les classes granulométriques de l'échantillon Soutex-2 broyé	44
Tableau 4.4 : Composition minéralogique de l'échantillon Soutex-2.....	45
Tableau 4.5: Teneurs élémentaires du minerai Soutex-2 (SGS Lakefield)	46
Tableau 4.6 : Teneurs estimées de l'analyse de particules par SGS Lakefield (%).....	48
Tableau 4.7 : Teneurs en TR et distribution des différents minéraux du minerai Soutex-2 .	49
Tableau 4.8 : Teneur en TR lourdes et contribution des différents minéraux	49
Tableau 4.9: Mesures brutes obtenues lors de l'expérience de mise en solution 12.....	53
Tableau 4.10: Comparaison entre les mesures et les estimés du problème de bilan de matière pour l'essai de lixiviation 12	61
Tableau 4.11 : Écarts-types accordés à chaque donnée pour la réconciliation.....	63
Tableau 4.12 : Données brutes et réconciliées pour l'essai de mise en solution 12.....	64
Tableau 4.13: Résultats des essais de lixiviation du minerai Soutex-2 (données réconciliées)	66
Tableau 4.14 : Paramètres et critères des modèles cinétiques de lixiviation du cérium.....	73
Tableau 4.15 : Résultats de la précipitation simple par neutralisation	77
Tableau 4.16: Proportions récupérées par la lixiviation-précipitation de Soutex-2 (pH = 3,5)	78
Tableau 4.17 : Modèle d'erreur utilisé pour la réconciliation des données de purification ..	79
Tableau 4.18 : Données brutes et réconciliées pour l'essai de double lixiviation du précipité	80
Tableau 5.1 : Teneurs en TR des lots de minerai Niobec (Les prix du tableau 2.1)	86
Tableau 5.2 : P ₈₀ obtenus après différents temps de broyage du minerai Niobec-1	86
Tableau 5.3 : Granulochimie réconciliée de l'échantillon Niobec-1 concassé.....	88
Tableau 5.4 : Composition minéralogique de l'échantillon Niobec-2	89
Tableau 5.5 : Teneurs élémentaires du minerai Niobec-2	90
Tableau 5.6 : Teneurs en TR et contribution des différents minéraux du minerai Niobec-2	90
Tableau 5.7: Teneur en TR lourdes et contribution des différents minéraux du minerai Niobec-2	91
Tableau 5.8 : Réconciliation des résultats de l'expérience de flottation 10 - teneurs ICP-MS	96

Tableau 5.9 : Réconciliation des résultats de l'expérience de flottation 31 - teneurs XRF non pressé	97
Tableau 5.10 : Réconciliation des résultats de l'expérience de flottation 33 - teneurs XRF pastilles pressées	97
Tableau 5.11 : Conditions et résultats des essais de flottation sur le minerai Niobec	99
Tableau 5.12: Proportions récupérées par la flottation-lixiviation-purification de l'échantillon Niobec-2 (avec traitement caustique)	115

Liste des figures

Figure 2.1 : Étapes typiques de valorisation des minerais de TR.....	6
Figure 2.2 : Schéma de la flottation directe des minéraux de TR	12
Figure 2.3 : Flottation de sulfures en laboratoire.....	12
Figure 2.4 : Mise en solution d'un concentré bastnaésite-monazite par la voie HCl.....	18
Figure 2.5 : Fours rotatifs de l'usine LAMP de Lynas en Malaisie	18
Figure 2.6 : Purification par neutralisation des impuretés.....	23
Figure 2.7 : Purification par précipitation sélective des TR en oxalates	24
Figure 3.1 : Nomenclature des niveaux de libération des particules	30
Figure 3.2 : Montage de séparation magnétique, © Jean-François Boulanger, 2016.....	32
Figure 3.3 : Schéma du fonctionnement du séparateur gravimétrique (Knelson, 2003)	33
Figure 3.4 : Séparateur gravimétrique Knelson du laboratoire de l'Université Laval, © Jean-François Boulanger, 2016.....	34
Figure 3.5 : Méthodologie employée pour les essais de séparation gravimétrique	35
Figure 3.6 : Montage expérimental de flottation, © Jean-François Boulanger, 2016	36
Figure 3.7 : Schéma des expériences de mise en solution.....	38
Figure 3.8 : Montage de lixiviation d'acide de minerai et filtration d'échantillon, © Jean-François Boulanger, 2016.....	38
Figure 4.1: Échantillon Soutex tel que reçu	41
Figure 4.2 : Dimension du 80 % passant (P ₈₀) du produit en fonction du temps de broyage du minerai Soutex-2.....	43
Figure 4.3 : Association des particules minérales de TR à P ₈₀ de 150 µm.....	47
Figure 4.4 : Exemple de résultats d'analyse de particule d'allanite par SGS Lakefield	48
Figure 4.5 : Courbe récupération-teneur obtenue en flottation de l'échantillon Soutex-2....	51
Figure 4.6: Interface du programme pour la réconciliation des données provenant des essais de lixiviation.....	59
Figure 4.7: Solution au problème du bilan de matière de la figure 4.6	60
Figure 4.8: Procédure hiérarchique pour la réconciliation des données des essais de lixiviation avec deux éléments analysés	63
Figure 4.9: Effet de la cuisson acide sur la mise en solution des TR (200 kg H ₂ SO ₄ /tonne, matériel concassé à 100% passant 1700 µm)	67
Figure 4.10: Effet de la température de la lixiviation atmosphérique sur la mise en solution des TR après 45 heures (200 kg H ₂ SO ₄ /tonne, matériel concassé à 100% passant 1700 µm)	68
Figure 4.11: Effet du dosage de H ₂ SO ₄ sur la mise en solution des TR après 24 heures de lixiviation atmosphérique (85°C, matériel concassé à 100% passant 1700 µm).....	69
Figure 4.12: Effet de la taille des particules sur la mise en solution des TR après 24 heures de lixiviation atmosphérique (200 kg H ₂ SO ₄ /tonne, lixiviation atmosphérique à 85 °C) ...	70
Figure 4.13 : Mise en solution du La et du Dy durant l'essai 16	71
Figure 4.14: Modèle cinétique d'ordre 1 de la mise en solution du cérium.....	72
Figure 4.15 : Modèles cinétiques de lixiviation du cérium	74
Figure 4.16 : Précipitation des impuretés avec double lixiviation du précipité	79
Figure 4.17 : Purification par traitements à l'acide oxalique (C ₂ H ₂ O ₄) d'une solution de lixiviation du minerai Soutex-2	82

Figure 5.1 : Distribution des résidus réduits de la réconciliation des analyses granulochimiques.....	87
Figure 5.2 : Essai préliminaire de séparation magnétique sur le matériel Niobec-1 frais, broyé.....	92
Figure 5.3 : Diagramme d'écoulement de l'expérience de séparation magnétique sur le matériel Niobec-1 broyé et grillé.....	93
Figure 5.4 : Résultats de l'essai de séparation gravimétrique sur le matériel Niobec-1	94
Figure 5.5 : Résultats des expériences de flottation sur le minerai Niobec.....	101
Figure 5.6 : Résultats des essais de flottation sur le minerai Niobec par type de collecteur	102
Figure 5.7 : Teneur et récupération cumulatives en fonction du temps pour l'essai 33.....	104
Figure 5.8 : Modèles calibrés (lignes) et données (points) pour l'essai de flottation 33	106
Figure 5.9 : Simulation d'un circuit de flottation du minerai Niobec	107
Figure 5.10 : Résultats de la lixiviation au HCl du minerai Niobec 2.....	109
Figure 5.11 : Traitement au NaOH, © Jean-François Boulanger, 2017	112
Figure 5.12 : Solution caustique avant filtration © Jean-François Boulanger, 2017	112
Figure 5.13 : Solide post-traitement au NaOH lavé, © Jean-François Boulanger, 2017 ...	112
Figure 5.14 : Résultats de la mise en solution avec traitement caustique à 125 °C	112
Figure 5.15 : Résultats réconciliés de la mise en solution avec traitement caustique à 150 °C	113
Figure 5.16 : Résultats réconciliés avec traitement caustique à 150 °C et filtration	114
Figure 5.17 : Purification d'une solution de lixiviation au HCl du minerai Niobec-2.....	116
Figure 5.18 : Purification par neutralisation d'une solution de lixiviation de concentré Niobec.....	118
Figure 5.19 : Purification d'un lixiviat de concentré Niobec par l'approche oxalate.....	119

Remerciements

Mes premiers remerciements vont au Professeur Claude Bazin, pour le temps et l'énergie qu'il consacre à tous les étudiants qu'il côtoie. En plus d'aider à aligner les travaux détaillés dans ce mémoire, sa persévérance et son enthousiasme autant en pédagogie et au laboratoire qu'en tant que mentor et chercheur ont été un exemple.

Je remercie aussi mes collègues étudiants du groupe de prof. Bazin, particulièrement M. Keven Turgeon et Mme Laurence Whitty-Léveillé, pour leur assistance en chimie analytique, essentielle aux travaux.

La collaboration de M. Dominic Downey de la compagnie Niobec, ainsi que de Mme Isabelle Bombard et M. Sylvain Caron de Soutex est également soulignée. Les échantillons et informations obtenues sont évidemment d'une grande importance dans un projet pratique.

Le personnel technique et administratif du département de génie des mines, de la métallurgie et de des matériaux de l'Université Laval et particulièrement Mme Vicky Dodier méritent aussi des remerciements pour leur patience, leurs encouragements et leur aide précieuse.

Je remercie aussi le professeur Jocelyn Bouchard pour son aide à la relecture du mémoire, ses commentaires et son mentorat toujours clair et sincère.

À ma conjointe Andrée-Anne, pour son écoute, ses mots justes, son énergie et son expertise en révision, je dis merci.

J'aimerais aussi exprimer des remerciements à mes collègues étudiants, dont la présence et les encouragements tout au long de la maîtrise ont rendu l'expérience d'autant plus agréable.

Enfin, je remercie le personnel technique et le professeur Dominic Larivière du département de chimie de l'Université Laval pour les conseils et l'accès aux équipements d'analyse ayant permis de développer l'expertise requise à ces travaux.

1 Introduction

Les terres rares (TR) regroupent les éléments du tableau périodique de la série des lanthanides, du lanthane au lutétium, ainsi que l'yttrium et parfois, selon les auteurs, le scandium. En raison de leurs propriétés magnétiques et chimiques, ils sont utilisés dans diverses applications technologiques modernes nécessitant des aimants et piles puissants, dont les éoliennes et les voitures électriques. La Chine produit présentement plus de 90 % des TR et contrôle largement le marché (Gambogi, 2017). La restriction des exportations en 2010 a mené à une pénurie et à une hausse marquée des prix de ces éléments. Plusieurs projets de mines de TR ont alors vu le jour à travers le monde, y compris au Québec et ailleurs au Canada. Les TR contenues dans les minerais visés par ces projets ont une valeur plusieurs fois supérieure à de nombreux autres types de minerais d'or, de fer et de métaux de base. Malgré ceci, aucun projet de TR n'a dépassé le stade de l'étude de faisabilité au Canada (Sauber et Zinck, 2017). Des facteurs difficiles à contrôler expliquent en partie ce constat : le retour des prix à des niveaux similaires à ceux d'avant 2010 ou la crainte d'une baisse des prix lors de l'entrée d'un nouveau producteur sur le marché en raison de la petitesse de ce dernier. Les difficultés de valorisation de ces éléments sont cependant des obstacles que la recherche peut aider à surmonter.

Les terres rares sont regroupées ainsi parce qu'elles sont généralement toutes présentes dans les minéraux et minerais qui les contiennent. Pour la majorité de leurs usages, les terres rares doivent être séparées au préalable en oxydes ou en métaux individuels purs. C'est le cas pour l'oxyde de cérium (CeO_2) utilisé pour le polissage chimique de surfaces ou pour le dysprosium métallique (Dy) utilisé dans la fabrication d'aimants. Les procédés de valorisation varient d'un minerai à l'autre et peuvent être complexes et coûteux, offrant parfois de faibles rendements, d'où l'intérêt de les étudier pour pouvoir mieux les comprendre et les améliorer.

Ce mémoire documente les travaux de recherche expérimentale effectués sur les procédés permettant de passer d'un minerai de TR à une solution de TR purifiée, prête pour la séparation des éléments. Un premier objectif est de répondre à la question suivante : quels

procédés sont applicables pour produire une solution pouvant alimenter un circuit de séparation des TR à partir d'un minerai spécifique, et quels sont les avantages et inconvénients de chacun? La méthodologie employée débute par une recherche bibliographique sur les procédés existants et à les évaluer en les appliquant sur des minerais réels différents, l'un silicaté et l'autre carbonaté qui représentent des minerais typiques porteurs de TR. Le fait que les minéraux porteurs de TR soient de la même nature que la gangue (par exemple un carbonate de TR, la bastnaésite LaCO_3F dans une gangue de minéraux carbonatés comme la calcite CaCO_3 et la dolomite $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ représente un défi supplémentaire, puisque leurs comportements sont similaires, rendant la séparation difficile.

Puisque la recherche sur la métallurgie des TR n'était pas un sujet courant à l'Université Laval avant 2013, les travaux présentés dans ce mémoire ont également pour objectif de développer des méthodes de laboratoire appropriées permettant de répliquer les procédés à l'échelle réduite et de quantifier leur performance sur des minerais réels. C'est pourquoi deux minerais de TR québécois sont utilisés afin d'éprouver les méthodes documentées de concentration et d'extraction, ainsi que les méthodes d'analyse chimiques disponibles à l'Université Laval. L'acquisition d'une expertise générale dans le domaine peu connu des TR représente également un objectif souhaitable dans le cadre du développement de projets miniers au Québec et au Canada.

Les chapitres 2 à 5 composent le corps de ce mémoire qui débute (chapitre 2) par une présentation des procédés typiques de traitement des minerais, d'extraction et de purification des solutions de TR, appuyée par les références bibliographiques pertinentes. Certains de ces procédés sont ensuite appliqués en laboratoire sur les minerais provenant de deux gisements de TR québécois. Le chapitre 3 présente les matériaux, équipements et méthodes expérimentales employés. Les chapitres 4 et 5 présentent et analysent les résultats obtenus, d'abord (chapitre 4) pour un minerai de TR silicaté appelé Soutex-2, puis (chapitre 5) pour le minerai carbonaté du gisement de TR de la mine Niobec (Niobec Inc., propriété de Magris Resources), situé à Saint-Honoré au Saguenay-Lac-Saint-Jean.

2 Procédés de traitement des minerais de TR

Les minerais de terres rares (TR) sont généralement plus complexes et variés que la majorité de ceux typiquement exploités pour les métaux de base ou précieux. Par exemple, un minerai de fer typique contient habituellement de l'hématite (Fe_2O_3) ou de la magnétite (Fe_3O_4) comme minéral porteur et de la silice (SiO_2) accompagnés de quelques minéraux en proportions mineures. L'hématite contient toujours deux atomes de fer pour trois atomes d'oxygène, ce qui signifie que l'hématite est invariablement composée à 69,9 % de fer et à 30,1 % d'oxygène. La magnétite, avec une proportion moléculaire Fe:O de 3:4, contient pour sa part 72,4 % de fer et 27,6 % d'oxygène. Les minerais de TR peuvent contenir jusqu'à six minéraux porteurs différents, avec des proportions moléculaires et massiques de TR différentes, variables, en plus d'une gamme de minéraux de gangue. Une mise en contexte est donc exposée ici afin de mieux comprendre les minerais de TR. Un aperçu des principales méthodes de traitement des minerais de TR utilisées et proposées est ensuite fourni. Les procédés de mise en solution des TR et de purification de cette solution sont finalement présentés, afin d'exposer au lecteur les aspects couverts dans les travaux expérimentaux.

2.1 Mise en contexte des minerais de TR

Il existe plusieurs dizaines de minéraux contenant des TR (Anthony *et al.*, 2001; Barthelmy, 2014), dont des carbonates, des phosphates, des oxydes et des silicates. Les minerais de TR contiennent fréquemment plusieurs de ces minéraux porteurs de TR. Par exemple, le minerai de la plus importante mine de TR au monde, Bayan Obo en Chine, contient principalement deux minéraux de TR : de la bastnaésite, un carbonate de TR, et de la monazite, un phosphate de TR. Le minerai de la mine Mountain Pass aux États-Unis est un peu plus simple puisque la bastnaésite est le principal minéral porteur de TR, mais pas le seul. La bastnaésite est un fluoro-carbonate de TR, de formule $(\text{Ln,Th})\text{CO}_3\text{F}$ où Ln représente la série des lanthanides : La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Lu. Même dans un contexte d'exploitation monominérale, la valorisation de la bastnaésite demeure toutefois complexe parce qu'elle contient toutes les terres rares dans des proportions différentes, proportions qui diminuent avec le numéro atomique de l'élément

qui augmente. Ces proportions varient aussi en fonction de la provenance de la bastnaésite. Les caractéristiques des minerais de TR sont donc passablement plus complexes que celles des sulfures comme la galène (PbS) ou la chalcopryrite (CuFeS₂). Comme exemple, le tableau 2.1 présente les teneurs élémentaires de la bastnaésite pure et du minerai de la mine Mountain Pass, adaptées de Moldoveanu et Papangelakis (2013). Une teneur de 6,6 % bastnaésite dans le minerai est utilisée comme teneur moyenne pour calculer les teneurs élémentaires du minerai présentées au tableau 2.1. Les prix des différents oxydes de TR sont aussi fournis au tableau 2.1. Ces prix sont approximatifs car en plus du fait que les prix fluctuent dans le temps, les TR ne sont pas échangées sur des marchés ouverts comme l'or ou les métaux de base, mais plutôt sur la base de contrats privés.

Tableau 2.1 : Teneurs élémentaires et valeurs du minerai de la mine Mountain Pass.

Valeurs des oxydes : Sources (Info-RE, 2016; USGS, 2017).

Élément	% massique		Valeurs	
	Bastnaésite	Minerai	\$/kg oxyde pur	\$/t minerai
La	19,8%	1,30%	1,80 \$	27,54\$
Ce	29,3%	1,93%	1,60 \$	36,16\$
Pr	2,59%	0,17%	50,50 \$	104,06\$
Nd	7,17%	0,47%	40,50 \$	222,78\$
Sm	0,47%	0,031%	4,90 \$	1,75\$
Eu	0,07%	0,0046%	280,00 \$	15,04\$
Gd	0,10%	0,0065%	47,00 \$	3,53\$
Tb	0,0095%	0,00062%	415,00 \$	3,05\$
Dy	0,019%	0,0012%	195,00 \$	2,74\$
Ho	0,0030%	0,00020%	41,00 \$	0,09\$
Er	0,0021%	0,00014%	28,00 \$	0,04\$
Tm	0,00054%	0,000035%	750,00 \$	0,30\$
Yb	0,00036%	0,000024%	38,00 \$	0,01\$
Lu	0,000060%	0,0000039%	825,00 \$	0,04\$
Y	0,055%	0,0036%	8,00 \$	0,23\$
C	5,5%	-		
O	21,9%	-		
F	8,7%	-		
TR légères La-Nd	58,9%	3,88%		390,55\$
Sm+Eu+Gd (SEG)	0,64%	0,042%		20,32\$
TR lourdes Tb-Lu + Y	0,09%	0,0058%		6,51\$
Total des TR	59,63%	3,92%		417,37\$

Le tableau 2.1 montre que le cérium, l'élément le plus abondant, représente moins de 2 % de la masse du minerai. Il met également en évidence le fait que les teneurs en TR légères, représentant quelques pourcents de la masse mais sont une dizaine de fois plus concentrées que les éléments du sous-groupe formé du samarium, de l'euporium et du gadolinium (SEG). Les SEG sont présents à l'échelle des centaines de ppm. Les concentrations des TR lourdes varient plutôt entre la fraction de ppm jusqu'à quelques dizaines de ppm. Cette tendance est typique des minéraux de TR comme la monazite $Ln(PO_4)$, la loparite et l'allanite, dont les formules chimiques sont présentées au tableau 2.2. Malgré le faible prix unitaire des TR légères, il demeure que celles-ci représentent plus de 80% de la valeur contenue dans ces minéraux.

La plupart des minéraux exploités pour leur contenu en terres rares sont riches en TR légères, mais certains minéraux sont riches en TR lourdes. Le xénotime, la fergusonite et les argiles à adsorption ionique sont des exemples de ces minéraux. Leurs formules chimiques sont présentées au tableau 2.2 Il est à noter que ces argiles très particulières ne sont présentement exploitées qu'en Chine, en utilisant des méthodes différentes des autres minéraux de TR, en raison de leur lixiviation facile avec des solutions de sulfate d'ammonium (Moldoveanu et Papangelakis, 2013). Le tableau 2.2 présente une liste de plusieurs minéraux de TR importants avec leurs propriétés magnétiques et leur masse volumique, propriétés qui peuvent permettre de les séparer des autres minéraux.

Tableau 2.2 : Minéraux de TR courants et leurs propriétés

Minéral	Formule chimique	Teneur TR (% TR)	Paramagnétique oui/non	Masse volumique (g/cm ³)
Allanite	$(Ln, Ca)_2(Al, Fe^{3+})_3(SiO_4)(OH)$	3-31	oui	3,5 - 4,2
Bastnaésite	$Ln(CO_3)F$	60-63	oui	4,9 - 5,2
Parisite	$Ca(Ln)_2(CO_3)_3F_2$	52	N/D	N/D
Synchisite	$Ca(Ln)(CO_3)_2F$	44	N/D	N/D
Loparite	$(Ln, Na, Sr, Ca)(Ti, Nb, Ta, Fe)_3O_3$	26-31	oui	4,8
Monazite	$Ln PO_4$	35-71	oui	5,0-5,4
Argiles ioniques	$[Al_2Si_2O_5(OH)]_a \cdot bLn^{3+}$	0,05-0,3	N/D	N/D
Fergusonite	$Ln NbO_4$	43	oui	5,5 - 5,8
Xénotime	$Ln PO_4$	52-67	oui	4,4 - 5,1

Le passage d'un minerai de TR à des oxydes ou métaux vendables est typiquement réalisé en plusieurs étapes dont le traitement du minerai, la mise en solution aqueuse ou craquage des minéraux, la purification de la solution, la séparation des TR et la précipitation ou réduction des TR séparés. Ces étapes sont présentées à la figure 2.1 qui met également en évidence celles qui sont étudiées dans le cadre de ce mémoire.

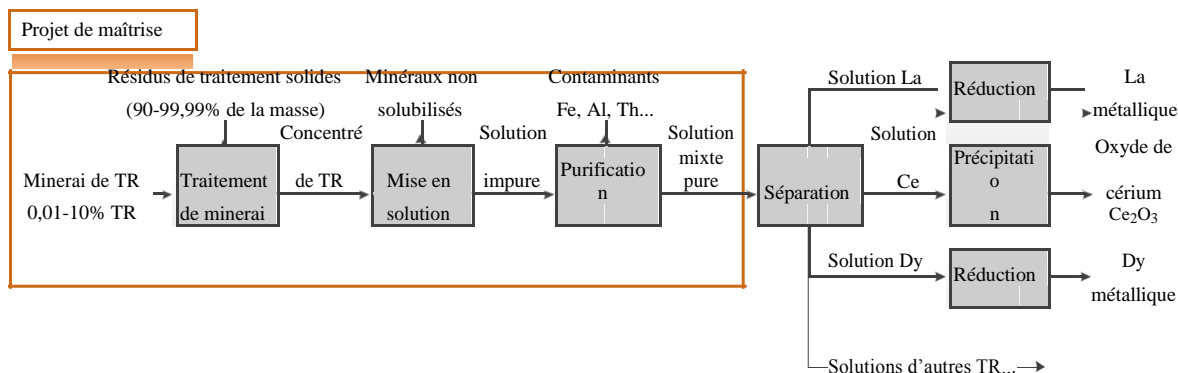


Figure 2.1 : Étapes typiques de valorisation des minerais de TR

Un nombre limité de gisements de TR est présentement exploité à l'échelle industrielle sur la planète. Les principaux sites sur lesquels de l'information est disponible sont présentés au tableau 2.3, avec les productions annuelles, les teneurs moyennes du gisement, les minéraux d'intérêt et les minéraux de gangue (Goode, 2016; Hedrick *et al.*, 1997; Krishnamurthy et Gupta, 2015; Li et Yang, 2014; Schüller *et al.*, 2011; Jack Zhang et Edwards, 2012a, 2012b). Le tableau montre bien la place importante qu'occupe la Chine dans la l'exploitation des minerais de TR. Il est à noter que le site de Mountain Pass, en Californie, a cessé ses opérations en 2015. La faiblesse du prix des TR a été donnée comme l'une des raisons de cet arrêt de production (Goode, 2016).

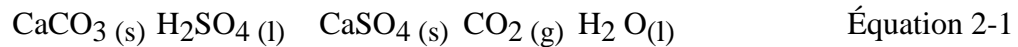
Tableau 2.3 : Principaux sites d'exploitation des TR documentés

Pays	Mine	Production (t TR/an)	Teneur (% TR)	Minéraux de TR	Gangue
Chine	Bayan Obo	68000-107000	5,3	Bastnaésite, monazite	Dolomie, carbonates
Chine	Maoniuping	13000	2,6-3,4	Bastnaésite	Baryte, fluorite, hématite, quartz
Chine	Weishan	N/D	2,6-4,3	Bastnaésite	Baryte, calcite, quarts
Chine	Argiles ioniques	26000-43000	0,04-0,26	Ions d'ETR	Argiles, quartz
États-Unis	Mountain Pass	16000	6,8	Bastnaésite	Calcite, baryte, dolomie
Australie	Mount Weld	9000	10,3	Monazite	Carbonates, phosphates, Fe_xO_y
Inde	3 Dépôts alluviaux	3000	0,4-4,3	Monazite	Quartz
Russie	Karnasursk	2000	1,7-2,6	Loparite	Silicates, feldspaths

Les points suivants se dégagent du tableau 2.3:

- Le site de Bayan Obo est le plus grand producteur de TR, en termes de masse produite.
- La bastnaésite et la monazite sont les principaux minéraux de TR présentement exploités.
- Les teneurs des gisements de TR, à l'exception de certaines monazites indiennes et argiles ioniques, varient entre 2 et 12 % TR. Puisque la bastnaésite et la monazite sont composées d'environ 60 % TR, les minerais contiennent par conséquent de 3 à 20 % massique de minéraux de TR. Le reste du minerai ou gangue est composé de minéraux habituellement sans grande valeur.

Cette fraction de gangue dans les minerais complique souvent la mise en solution et les étapes subséquentes de production des TR. Le traitement du minerai pour concentrer les minéraux de TR présente alors plusieurs avantages. Tout d'abord, la taille des équipements de mise en solution peut être réduite, puisque le débit massique du concentré de TR à traiter ne représente que de 3 à 20 % du débit de minerai. De plus, plusieurs minéraux de gangue, surtout les carbonates, ont tendance à consommer les réactifs utilisés pour la mise en solution. Par exemple, la calcite consommera de l'acide sulfurique lors d'une lixiviation selon la réaction :



En plus de consommer de l'acide, cette réaction génère du gypse (CaSO_4) qui nuit à de subséquentes opérations de séparation solide/liquide nécessaires à la production des TR peut causer des pertes de TR lorsque celles-ci sont emprisonnées dans les cristaux de gypse solide (Habashi, 1985). Enfin, les éléments de gangue qui passent en solution, notamment le fer, doivent être séparés des TR lors de l'étape de purification puisqu'ils peuvent consommer des réactifs et contaminer les produits finaux. Le traitement de minerais inclut tous les procédés de séparation physique des minéraux qui permettent d'optimiser l'efficacité et de diminuer les coûts des opérations suivantes de lixiviation et de purification de la solution. Cependant, comme les séparations ne sont pas parfaites, des pertes de TR surviennent toujours. Les sections suivantes décrivent les méthodes communément employées dans l'industrie des TR et donne des exemples de leur performance lorsque possible.

2.2 Traitement de minerais

Le traitement de minerais consiste en une séparation physique, ou physicochimique, des minéraux de TR et des minéraux de gangue. Parfois, d'autres minéraux de valeur comme le zircon peuvent être récupérés (Marsh, 2013). Toutes les méthodes doivent être précédées d'une étape de broyage, afin de détacher ou de « libérer » les grains des phases minérales présentes dans le minerai et d'en permettre la séparation. Les grains de minéraux de TR étant habituellement fins, le traitement minéralurgique requière une réduction de la taille des particules souvent sous les 80 μm . Il existe cependant des exceptions notables, entre autres le site Maoniuping où les grains de bastnaésite peuvent atteindre des tailles entre 2000-5000 μm (Li et Yang, 2014; Jack Zhang et Edwards, 2012b). Des procédés conventionnels de séparation magnétique, gravimétrique, électrostatique et par flottation sont ensuite utilisés pour séparer les grains des différents minéraux et obtenir un concentré de minéraux de TR. Le tableau 2.4 présente les principaux sites pour lesquels des informations sont disponibles dans le domaine public.

Tableau 2.4 : Minéralogie, procédés et performance des principaux sites producteurs de TR

Site	Minéraux TR	Gangue	Grains TR (μm)	Procédés	Teneur alim. (% TR)	Concentré (% TR)	Récupération (%)
Bayan Obo (Chine)	Bastnaésite Monazite	Dolomie Carbonates	10-74	Flottation Magnétique	5,1	26&51	19-75
Weishan (Chine)	Bastnaésite	Quartz Baryte Carbonates	40-500	Flottation Magnétique Gravimétrie	2,6-3,6	29-52	80-85
Maoniuping (Chine)	Bastnaésite	Baryte Fluorite Hematite Quartz	1000-5000	Flottation Magnétique Gravimétrie	2,6-2,9	50-56	83-93
Karnasursk (Russie)	Loparite	Feldspaths Silicates	-	Magnétique Gravimétrie	1,7-2,6	31	N/D
Dépôts Indiens (Inde)	Monazite	Quartz	> 1000	Gravimétrie Magnétique	0,4-4,3	N/D	N/D
Mount Weld (Australie)	Monazite	Carbonates Phosphates Hematite	10-38	Flottation Magnétique Gravimétrie	9	40-45	67-73
Mountain Pass (États-Unis)	Bastnaésite	Calcite Baryte Dolomie	80	Flottation	6-7	51-60	60-70

2.2.1 Séparation magnétique

Les minéraux de TR présentement exploités sont pour la plupart paramagnétiques, ce qui signifie qu'ils peuvent être récupérés directement par séparation magnétique à haute intensité. Avant celle-ci, une étape de séparation magnétique à faible intensité (LIMS selon l'acronyme anglais de *low intensity magnetic separator*) est souvent appliquée pour retirer les minéraux ferromagnétiques comme la magnétite et l'ilménite. Cette séparation inverse n'entraîne habituellement que de faibles pertes de TR. La séparation magnétique seule n'est habituellement pas suffisante pour obtenir un concentré de TR avec une teneur acceptable. Cette méthode est donc généralement combinée avec la séparation gravimétrique (Dobbins *et al.*, 2009) comme dans le cas de dépôts alluviaux indiens (Krishnamurthy et Gupta, 2015) ou du dépôt de loparite de Karnasursk en Russie (Hedrick *et al.*, 1997). La flottation est parfois aussi utilisée comme complément (Jack Zhang et Edwards, 2012b). La séparation magnétique demeure une méthode peu coûteuse comparativement à la flottation, en raison de l'absence de réactifs, de grands réacteurs pour le conditionnement et d'instrumentation complexe. C'est aussi pour cette raison que malgré un faible facteur

d'enrichissement, le retrait de la petite masse ferromagnétique est souvent effectué (Zhang, 2012).

Les conditions d'opération des circuits industriels de séparation magnétique directe des TR sont peu documentées. Ceux-ci sont habituellement opérés en pulpe, et les minéraux requièrent des équipements de haute intensité (HGMS de l'anglais pour *high gradient magnetic separator*, dont le SLon®, WHIMS pour *wet high intensity magnetic separator*). Certains auteurs rapportent l'utilisation d'un grillage avant la séparation magnétique, pour magnétiser des espèces indésirables et augmenter la susceptibilité magnétique des minéraux de TR pour ainsi pouvoir mieux les séparer (Chan, 1992). La petite taille des grains de TR de plusieurs projets représente un défi additionnel. Plus les particules sont petites, plus l'intensité de champ magnétique requise pour la séparation est grande (Dobbins *et al.*, 2009). En raison de la facilité d'application, du gain potentiel et du faible coût, les essais de séparation magnétiques ont été appliqués dans le cadre de ce mémoire aux minerais sélectionnés, sur des échantillons frais et grillés.

2.2.2 Séparation gravimétrique

Les minéraux de TR ont des masses volumiques entre 3,5 et 5,8 g/cm³, alors que pour la matrice qui les contient (silicates ou carbonates) celle-ci est habituellement près de 3,0 g/cm³. La séparation gravimétrique directe est donc une option intéressante pour séparer les minéraux de TR de la gangue. Les spirales, semblables à celles utilisées dans le traitement des minerais de fer, peuvent constituer des équipements de séparation adéquats (Ferron *et al.*, 1991), mais seulement lorsque les tailles de grains libérés sont supérieures à 0,5 mm. En effet, la faible différence de masse volumique entre les minéraux de TR et de gangue (1,0-1,5 g/cm³) limite la capacité de séparation des particules fines confinant les spirales à une utilisation dans les dépôts alluviaux comme ceux trouvés en Inde. Les grains des minéraux de TR sont alors libérés et contenues dans des grains de monazite et de xénotime de plus de 100 µm.

Pour les particules plus petites que 75 µm, et lorsque les différences de masses volumiques sont faibles, il faut employer des équipements gravimétriques plus sélectifs comme les

tables à secousses, les séparateurs hydrauliques, les concentrateurs centrifuges pulsants (Kelsey®), et les concentrateurs centrifuges Knelson® et Falcon® (Jordens *et al.*, 2013). À l'échelle industrielle, la seule application répertoriée concerne les tables à secousses utilisées à Maoniuping (Li et Yang, 2014). Aucune information n'est disponible sur les autres opérations, par exemple à Mount Weld. Il est cependant probable que le déschlammage qui y est potentiellement effectué (Jack Zhang et Edwards, 2012b) soit sélectif envers les minéraux de TR, en raison de leur masse volumique plus élevée.

Au Canada, le projet Nechalacho est l'un des seuls à proposer l'utilisation de la concentration gravimétrique. L'étude de faisabilité projette l'utilisation de tables à secousses pour l'enrichissement du concentré final (Ciuculescu *et al.*, 2013), mais l'amélioration de l'efficacité de la séparation par flottation semble avoir éliminé le besoin de concentration gravimétrique (Marsh, 2013). En raison des faibles coûts de capitalisation et d'opération, la séparation gravimétrique présente un avantage évident lorsque les performances obtenues sont acceptables, et c'est pourquoi elle est évaluée dans le cadre des travaux présentés dans ce mémoire.

2.2.3 Séparation par flottation

La séparation par flottation est la principale méthode utilisée pour concentrer les minéraux de TR. Les figure 2.2 et 2.3 présentent respectivement un schéma explicatif de la flottation directe et une photo de flottation. Le procédé consiste à rendre hydrophobes les particules des minéraux visés par l'addition d'un réactif appelé collecteur, puis à ajouter des bulles d'air auxquelles les particules hydrophobes s'accrocheront pour remonter à la surface et être récupérées. Un ou plusieurs autres réactifs appelés déprimants, dosés avant le collecteur, peuvent aussi être requis afin de garder les particules des minéraux non désirés hydrophiles pour ainsi les empêcher de flotter. Souvent, l'injection d'un moussant avant l'ajout d'air permet de diminuer la taille des bulles et de stabiliser l'écume en empêchant les bulles d'éclater avant d'être récupérées. Ces différents réactifs sont bien décrits par Bulatovic (2007). La flottation des minéraux de TR est habituellement directe, c'est-à-dire que ce sont les grains des minéraux de TR qui deviennent hydrophobes et qui s'accrochent

aux bulles. À l'opposé, la flottation inverse viserait à flotter les minéraux de gangue pour ne laisser que ceux de TR, mais en raison des faibles teneurs en minéraux de TR (habituellement moins de 10 %), cette option n'est pas pratique.

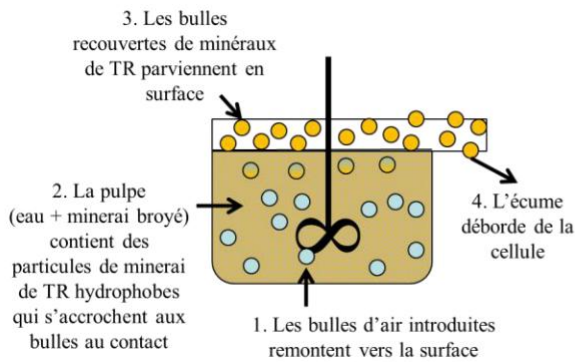


Figure 2.2 : Schéma de la flottation directe des minéraux de TR



Figure 2.3 : Flottation de sulfures en laboratoire¹

Les exemples d'application de la flottation aux minéraux de TR sont nombreux : ainsi plusieurs sites en Chine, la mine de Mount Weld en Australie et la mine Mountain Pass en Californie (Jack Zhang et Edwards, 2012b) utilisent la flottation pour concentrer les minéraux de TR. Plusieurs projets de TR canadiens planifient également utiliser la flottation afin d'obtenir un concentré : les projets Ashram, Montviel et Strange Lake au Québec et le projet Nechalacho dans les Territoires du Nord-Ouest. Ainsi, la flottation est appliquée industriellement aux trois plus importants minéraux : la bastnaésite, la monazite et le xénotime. Chaque combinaison minéral-gangue requiert des conditions particulières afin que la séparation par flottation soit optimale : le pH de la pulpe, le choix et le dosage du collecteur, du ou des déprimants et du moussant, la fraction de solides de la pulpe, les temps de conditionnement, la température. L'auteur de ce mémoire a recensé avec des collègues de l'Université Laval les principaux documents traitant de la flottation des minéraux de TR (J.-F. Boulanger, Bazin, et Turgeon, 2016). La revue de littérature note le manque chronique d'information précise sur les conditions expérimentales et les résultats : dosages, temps de conditionnement, cinétiques de flottation, températures, teneurs de

¹ COREM, Flottation de sulfures, Repéré à <https://www.corem.qc.ca/files/photos/52/89/277-mg-7443-web.jpg>, page consultée le 27/04/2017

gangue et teneurs minérales. Les paragraphes qui suivent résument les principales observations.

Les collecteurs communément identifiés pour rendre les minéraux de TR hydrophobes sont divisés en deux groupes : les acides gras, dont font partie l'acide oléique et l'huile de tall ou tallol (*tall oil* en anglais), et les acides hydroxamiques. Les acides gras sont moins sélectifs (Pradip et Fuerstenau, 1991), mais aussi beaucoup moins coûteux; ce sont souvent des sous-produits de l'industrie des pâtes et papiers. Ils sont depuis longtemps connus dans la flottation de minéraux industriels dont l'apatite et d'autres oxydes. Par exemple, l'huile de tall est le collecteur pour la bastnaésite à la mine Mountain Pass à des dosages de l'ordre de 300 grammes par tonne de minerai alimenté (g/t).

L'un des aspects particuliers de la flottation à Mountain Pass est le chauffage de la pulpe jusqu'à une température de plus de 80 °C, ce qui permettrait d'augmenter l'adsorption de collecteur sur la bastnaésite et donc le taux de flottation de ce minéral par rapport à celui de la calcite et de la barite. Cette sélectivité accrue à haute température est également observée pour les acides hydroxamiques (Pradip et Fuerstenau, 1985).

Les acides hydroxamiques sont des composés organiques synthétisés spécifiquement pour l'application, ce qui explique un prix plusieurs fois plus élevé, selon une discussion téléphonique avec Flottec, fournisseur d'acides hydroxamiques (J. F. Boulanger, 2016). De plus, les dosages sont beaucoup plus élevés que pour les acides gras, soit de l'ordre de 1000-2000 g/t. C'est probablement leur sélectivité accrue qui explique leur utilisation à l'échelle industrielle en Chine (Bayan Obo, Weishan et Mianning), et pour plusieurs projets de TR. Cette supériorité est connue depuis longtemps (Pradip, 1981), mais peu exploitée à l'extérieur de la Chine. Le collecteur utilisé par la mine Mount Weld en Australie n'a pas été confirmé, mais les articles qui en discutent réfèrent plutôt à des acides gras. Enfin, certains procédés de flottation requièrent un retrait des particules fines ou déschlammage avant de procéder à la flottation (Bulatovic, 2007). Celles-ci sont souvent envoyées au parc à résidu, diminuant la récupération de TR. Les acides hydroxamiques sont moins affectés

par les particules fines (Xia *et al.*, 2014) et pourraient fonctionner sans déschlammage, ce qui peut représenter un avantage considérable par rapport aux autres collecteurs.

Les pH recensés dans la flottation des minéraux de TR sont tous supérieurs à 7, à l'exception d'un cas où la flottation inverse est explorée (Jordens, McCarthy, *et al.*, 2014b). Des valeurs près de 9 ± 1 sont communes (Guan *et al.*, 2013; Negeri *et al.*, 2014; Jack Zhang et Edwards, 2012b). L'élévation du pH semble amener une augmentation de la récupération des TR (Negeri et Boisclair, 2016).

Le déprimant le plus communément utilisé dans la flottation des minéraux de TR est le silicate de sodium, Na_2SiO_3 . Des dosages près de 1000 g/t de minerai sont rapportées (Negeri et Boisclair, 2016), bien que des valeurs jusqu'à 5000 g/t soient parfois mentionnées (Chi *et al.*, 2013). La carboxyméthylcellulose (CMC) est elle-aussi rapportée comme déprimant, mais à des dosages plus faibles.

En guise de conclusion au traitement des minerais de TR, une compilation des données sur le sujet est présentée. J.-F. Boulanger, Bazin, et Turgeon (2016) propose un tableau synthèse adapté au tableau 2.5 pour les projets canadiens. En comparant avec les données du tableau 2.4, il apparaît d'abord que les minéraux visés dans les projets de TR québécois et canadiens sont souvent différents et multiples, ce qui complique le développement du procédé de flottation. De plus, ils visent des gisements avec des tailles de grains plus fines et des teneurs deux à dix fois plus faibles que les mines existantes. La conséquence est qu'afin de maintenir une récupération acceptable, au-dessus des 50 %, une faible teneur de concentré, sous les 10 % TR, est souvent acceptée. Le projet Niobec, avec une petite taille de grains, deux minéraux de TR et une teneur de 1,6 %, est donc un exemple intéressant pour étudier les défis du traitement de minerais des gisements québécois.

Tableau 2.5 : Traitement de minerais des projets québécois et canadiens de TR

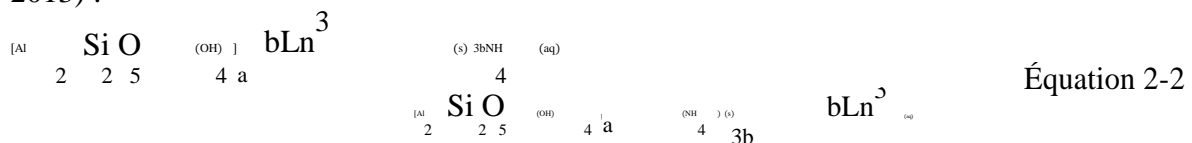
Projet, Compagnie (Province)	Minéraux TR	Gangue	Grains TR (μm)	Procédés proposés	Teneur alim. (% TR)	Concentré (% TR)	Récupération (%)
Ashram, Commerce (Québec)	Bastnaésite Monazite Xenotime	Dolomie-Fe Ankérinite Fluorite	5-30	Flottation	1,7	8,5	70
Montviel, Geomega (Québec)	Carbonates Ba-Ce Monazite	Ankérinite Dolomie(Mn) Sidérite	15-20	Flottation Magnétique Gravimétrie	1,0	2,1	93
Nechalacho, Avalon (T.-N.-O.)	Allanite Bastnaésite Fergusonite Monazite Synchisite Zircon	Feldspaths-K Plagioclase Biotite Quartz	11	Flottation Magnétique Gravimétrie	1,5	6,3	77-80
Niobec, Magris (Québec)	Bastnaésite Monazite Synchisite	Dolomie Sidérite Ankérinite	15	Flottation	1,4	2-4	58-70
Kipawa, Matamec (Québec)	Eudialyte Mosandrite	Silicates	> 1000	Magnétique	0,3	0,6	83
Strange Lake, Quest (Québec)	Bastnaésite Gadolinite Monazite Pyrochlore Parisite	Quartz Feldspaths-K Albite Aegirine	10-20	Flottation	0,8	3,1	80

2.3 Mise en solution

La mise en solution des minéraux de TR est une étape nécessaire afin de pouvoir en séparer les TR pour ainsi les valoriser. Il existe plusieurs procédés pouvant accomplir ceci, et le choix est majoritairement dicté par les espèces présentes : des minéraux plus réfractaires nécessitant des approches plus agressives. Le composé obtenu (chlorures, sulfates ou nitrates) peut également influencer le choix. Les principales approches existantes sont présentées dans Bradley *et al.* (2016), à l'exception de la chloration et du traitement des argiles ioniques. Le bref aperçu donné ici vise à présenter les différentes possibilités, les réactions impliquées et les conditions identifiées, afin d'expliquer les méthodes expérimentales à la section 3.6. Une emphase est mise sur la lixiviation au HCl et au H₂SO₄, puisque ces deux méthodes sont utilisées à l'échelle du laboratoire dans le cadre du projet. La plupart des procédés utilisés et proposés pour la mise en solution se servent d'un concentré intermédiaire, souvent obtenu par flottation. Bien que le traitement de minerais amène des pertes en TR, la production d'un concentré de TR présente deux avantages. En

écartant une grande masse de gangue, elle permet d'abord de réduire la taille des équipements de mise en solution, qui sont coûteux en raison des hautes températures et des conditions agressives qui requièrent des matériaux résistants et des équipements auxiliaires, notamment pour le traitement des gaz comme l'acide fluorhydrique (Jack Zhang et Edwards, 2012a). L'autre avantage est une réduction de la consommation de réactifs de lixiviation, puisque ceux-ci sont utilisés pour les minéraux de TR au lieu d'être consommés par la gangue. Il existe cependant des exceptions où le traitement du minerai n'est pas considéré : le projet Foxtrot de la compagnie Search Minerals propose l'extraction à partir du minerai concassé, notamment en raison de la gangue peu réactive qui ne consomme pas l'acide sulfurique (Dreisinger *et al.*, 2014). Ainsi, bien que les méthodes décrites ici soient surtout utilisées sur des concentrés, leur application à des minerais riches dont la gangue est peu réactive est habituellement envisageable.

Dans certains minerais de type « **argile ionique** », les TR sont adsorbés à la surface de particules d'aluminosilicates (Moldoveanu et Papangelakis, 2012). Dans ce cas, l'agitation du minerai concassé avec une solution contenant des ions ammonium permet de les faire passer en solution selon l'équation suivante pour la kaolinite (Moldoveanu et Papangelakis, 2013) :



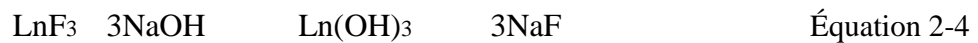
où a et b représentent les proportions molaires de kaolinite et d'éléments de la série des lanthanides adsorbés sur ce minéral. Les gisements de ce type sont rares et habituellement petits. Présentement, seule la Chine en exploite dans le sud du pays (Schüler *et al.*, 2011). La proportion de TR lourdes de tels minerais est souvent plus élevée que pour les autres. C'est d'ailleurs pourquoi ces petits gisements fournissent une grande partie des TR lourdes à l'échelle mondiale (Li et Yang, 2014). Aucune mention de la lixiviation d'autres minéraux par cette méthode n'a été recensée.

La lixiviation atmosphérique à l'acide chlorhydrique (HCl) est effectuée à pH nul ou même plus bas. Une lixiviation au HCl dilué suivie d'une séparation solide-liquide permet

d'abord d'éliminer une grande partie des carbonates d'un minerai ou d'un concentré, par exemple la calcite, qui sont alors dissous (Goode, 2016; J. Zhang *et al.*, 2016). Le solide résiduel subit ensuite une seconde étape de lixiviation pour solubiliser les TR de la bastnaésite sous forme de chlorures à l'aide d'acide concentré selon la réaction suivante (Jack Zhang et Edwards, 2012a) :



Après une autre séparation solide-liquide, les fluorures de TR insolubles formés lors de cette opération peuvent être convertis en hydroxydes. Cette étape s'effectue notamment en mélangeant le résidu avec du NaOH solide dans un four rotatif à une température de 650-700 °C ou dans une solution aqueuse de concentration élevée (50 % NaOH) à une température supérieure à 140 °C, pendant quelques heures (Bradley *et al.*, 2016). Un rinçage du gâteau d'hydroxydes obtenu élimine l'excès de soude caustique, les hydroxydes formés pouvant ensuite être solubilisés par du HCl. Cette conversion a aussi l'avantage de transformer la monazite, qui est peu lixiviable par le HCl aux conditions atmosphériques, en hydroxydes plus facilement mis en solution. Les réactions proposées (Jack Zhang et Edwards, 2012a) sont pour les fluorures de la bastnaésite



et pour de la monazite



Un diagramme d'écoulement possible pour un concentré de bastnaésite et de monazite est présenté à la figure 2.4. Un tel procédé était notamment utilisé à la mine Mountain Pass en Californie jusqu'à son arrêt à la fin 2015 (Goode, 2016), afin d'éviter les pertes engendrées par la formation de fluorures de TR. Il est à noter que cette conversion en hydroxydes peut être effectuée sur du minerai ou sur des concentrés mixtes ou impurs afin de faciliter la solubilisation des minéraux. Cependant, le coût plus élevé de l'hydroxyde de sodium par rapport aux acides représente probablement un frein à une telle application, car une grande quantité pourrait alors être consommée par la gangue et par des minéraux faciles à lixivier comme la bastnaésite.

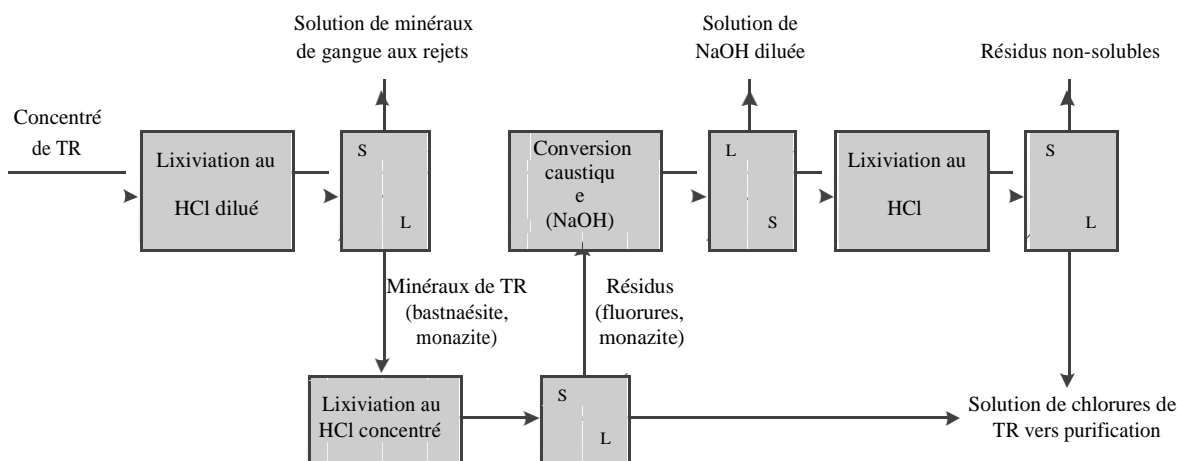


Figure 2.4 : Mise en solution d'un concentré bastnaésite-monazite par la voie HCl

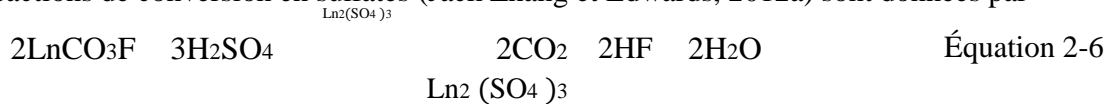
Une autre approche importante dans la mise en solution des TR est la **formation de sulfates de TR solubles**. La lixiviation atmosphérique à l'acide sulfurique fonctionne bien pour la bastnaésite (Gupta et Krishnamurthy, 2005), mais les vitesses de lixiviation de plusieurs autres minéraux de TR, dont la monazite, sont faibles. Ceci explique en partie pourquoi la lixiviation à l'acide sulfurique est habituellement effectuée dans des fours rotatifs à des températures élevées (>200 °C), avec de l'acide sulfurique concentré (>98 %) dont le point d'ébullition est de 337 °C. C'est notamment le cas pour l'usine de Lynas Corporation, en Malaisie. Une photo des fours rotatifs est présentée à la figure 2.5.



Figure 2.5 : Fours rotatifs de l'usine LAMP de Lynas en Malaisie²

²Lynas Corp., Mt Weld Kilns, Repéré à <https://www.lynascorp.com/Pages/Kuantan-Lynas-Advanced-Materials-Plant.aspx> (page consultée le 27/04/2017).

Les réactions de conversion en sulfates (Jack Zhang et Edwards, 2012a) sont données par



pour la bastnaésite LnCO_3F et par



pour la monazite LnPO_4 . Plusieurs autres réactions surviennent parallèlement à celles-ci, amenant un dégagement de gaz nocifs : le HF provenant de la bastnaésite et un mélange de SO_2/SO_3 (Jack Zhang et Edwards, 2012a) provenant de l'acide sulfurique. Pour des raisons de santé, de sécurité et d'environnement, les gaz des fours rotatifs doivent donc être récupérés et traités, ce qui augmente évidemment les coûts en capital et les coûts d'opération. L'utilisation de fours rotatifs pour chauffer un mélange d'acide sulfurique et de minerai présente des risques d'agglomération et d'accumulation de matière sur les parois. Ce problème potentiel est connu dans l'industrie et est encore mentionné dans des publications récentes (Bradley *et al.*, 2016). La conversion de la monazite et de la bastnaésite en hydroxydes avant la lixiviation est également applicable au cas de la sulfatation. Xu *et al.* (2012) rapporte, pour différents concentrés de la mine Baotou en Chine, des rendements de de 93 à 98 % dans la solution.

L'acide nitrique concentré peut également être utilisé pour effectuer la mise en solution des minéraux de TR. Le procédé est alors similaire à celui de l'acide chlorhydrique. Selon Gupta et Krishnamurthy (2005), l'usine de Rhône-Poulenc, maintenant Solvay, à Larochelle en France, réalise la conversion en hydroxydes de la monazite avant de lixivier à l'acide nitrique. L'utilisation d'acide nitrique, plus coûteux que les acides chlorhydrique et/ou sulfurique, est probablement justifiée par le procédé de séparation en aval qui est fait en milieu nitraté à cette usine.

Une autre méthode est la chloration des TR. Peu de détails sont disponibles sur cette méthode. Le seul site recensé utilisant ce procédé est l'usine Solikamsk Magnesium Works en Russie qui traite un concentré de loparite, $(\text{Ce, Na, Sr, Ca})(\text{Ti, Nb, Ta, Fe}^{3+})\text{O}_3$, par chloration gazeuse à 750-850 °C, en présence d'un réducteur, habituellement du charbon ou

du coke (Hedrick *et al.*, 1997). Les chlorures de TR et de métaux produits sont solubles et peuvent ensuite être dissous dans l'eau pour leur séparation.

Bref, il existe de nombreuses méthodes pour mettre les TR en solution. Le choix d'une méthode dépend d'abord des minéraux présents. La bastnaésite représente un minéral facile à lixivier, si on exclut la formation de fluorures en milieu chlorhydrique. Sa lixiviation peut donc être faite à température ambiante. La monazite est plus difficile à lixivier en milieu acide, et une réaction à haute température avec de l'acide sulfurique est souvent effectuée. Dans tous les cas, une conversion préalable des minéraux en hydroxydes par contact avec du NaOH à haute température (>140 °C) améliore la solubilisation des TR de la monazite. Enfin, ces procédés sont rarement sélectifs et une grande quantité d'éléments nuisibles à la séparation des TR (Th, Fe, Al) passe aussi en solution. Une purification de la solution est donc généralement requise avant l'extraction par solvant.

2.4 Purification de la solution

La figure 2.1 a montré que la mise en solution des TR est habituellement suivie d'une étape de purification de la solution. Cette purification vise à éliminer plusieurs éléments qui contamineraient le produit de terres rares du circuit de traitement. Ces impuretés peuvent provenir de la lixiviation de la gangue, mais aussi de la lixiviation des minéraux de TR eux-mêmes. Par exemple, la monazite contient du phosphore et du thorium et l'allanite, du fer, du silicium et de l'aluminium. Le tableau 2.6, adapté de Dreisinger *et al.* (2014), présente les teneurs en TR et en impuretés dans la solution de lixiviation non purifiée du Projet Foxtrot de la compagnie Search Minerals. Ces contaminants incluent les éléments suivants sans toutefois s'y limiter :

- Thorium et uranium. Ils sont souvent présents dans la monazite (Gupta et Krishnamurthy, 2005). Le thorium est un élément faiblement radioactif comparativement à l'uranium, mais souvent présent en quantités plus élevées que ce dernier. Leur présence peut rendre un concentré invendable, puisqu'une usine traitant une matière radioactive se voit imposer des mesures de protection beaucoup plus strictes et coûteuses que lorsque le traitement n'implique pas de matière radioactive. Les procédés de récupération des TR par précipitation discutés plus loin

ont tendance à précipiter ces éléments également. Ainsi, s'ils n'ont pas été retirés de la solution au préalable, ils suivront les éléments de valeur du concentré, ce qui en diminuera la teneur et la valeur.

- Fer. Il peut être aussi abondant que les TR elles-mêmes, comme le démontre le tableau 2.6. Le fer serait lui aussi précipité avec les TR comme le thorium et l'uranium. Le fer est également indésirable dans les circuits d'extraction par solvant, puisqu'il est extrait lui aussi, ce qui signifie une consommation de réactifs plus élevée pour son extraction et son élution (Wischow et Horner, 1962).
- Aluminium. Il précipite aussi avec les TR s'il n'est pas retiré au préalable.
- Magnésium, potassium, phosphore, calcium et sodium. Il s'agit de contaminants moins problématiques, puisqu'ils demeurent généralement en solution lors de la précipitation finale des TR. L'impact de leur présence dans un circuit d'extraction par solvant n'est pas connu. Le sodium présente un problème particulier dans les milieux sulfatés : une concentration élevée en sodium peut entraîner la formation de double sulfates de TR-sodium, $\text{NaLn}(\text{SO}_4)_2$ (Senanayake *et al.*, 2016), ce qui peut entraîner des pertes si le solide se rend au résidu.

Tableau 2.6 : Teneur d'une solution de lixiviation non purifiée du projet Foxtrot, extrait de Dreisinger *et al.* (2014)

Élément(s)	Teneur (mg/L)
ETR+Y+Sc	720
Th	9,4
U	1,2
Si	288
Al	212
Fe	496
Mg	43,5
Ca	642
Na	47,0
K	384
Ti	4,6
P	5,0
Mn	82,3

Deux principaux moyens sont utilisés pour séparer les TR de ces contaminants : (1) la précipitation des impuretés par neutralisation suivie d'une précipitation des TR et (2) la précipitation sélective des TR sous la forme d'oxalates. La précipitation par neutralisation utilise le principe selon lequel plusieurs des contaminants précipitent à un pH plus faible que les TR. Ainsi, en neutralisant jusqu'à un pH adéquat, il est possible de précipiter sélectivement des éléments comme le fer, le thorium et l'aluminium sous forme d'hydroxydes, puis de séparer ces hydroxydes solides par un épaississage ou une filtration. Ce procédé est habituellement précédé d'une oxydation du fer ferreux en fer ferrique, puisque celui-ci précipite à un pH plus bas. Cette approche est notamment utilisée à la mine Bayan Obo en Chine (Goode, 2016), et certains projets de TR planifient son utilisation dont Foxtrot (Dreisinger *et al.*, 2014), Strange Lake (Gowans *et al.*, 2014) et Kipawa (Saucier *et al.*, 2013). Un diagramme d'écoulement généralisé pour ce procédé est présenté à la figure 2.6. Les procédés proposés se ressemblent, bien que les agents oxydants et neutralisants varient, tout comme les pH et température choisis. L'utilisation d'acide oxalique pour la précipitation des TR est également un élément qui différencie certains projets. La neutralisation permet d'éliminer suffisamment de contaminants pour rendre le concentré traitable et il s'agit de la méthode proposée par tous les projets canadiens recensés (Belzile *et al.*, 2015; Ciuculescu *et al.*, 2013; Cox *et al.*, 2012; Gowans *et al.*, 2014; Saucier *et al.*, 2013; Srivastava *et al.*, 2013). La neutralisation présente des avantages : il s'agit d'un procédé connu, commun dans l'industrie métallurgique et dont le coût des intrants est relativement bas, surtout lorsqu'une source d'agent neutralisant, par exemple le MgO, peut être trouvée à proximité. L'approche par oxalates est cependant souvent présentée comme une option offrant une récupération plus élevée des TR.

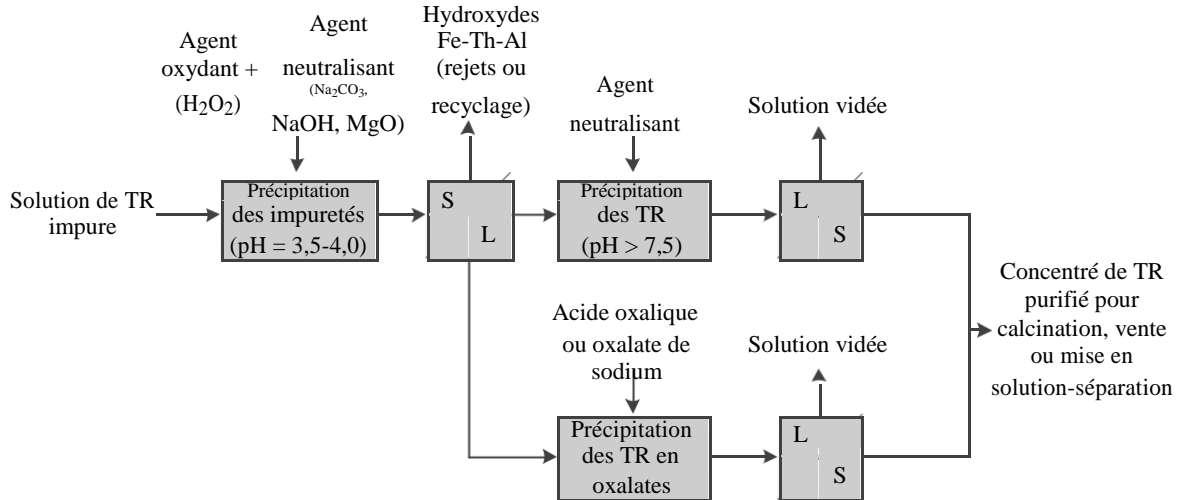


Figure 2.6 : Purification par neutralisation des impuretés

La précipitation sélective des TR en oxalates consiste à ajouter des ions oxalate ($C_2O_4^{2-}$) à la solution impure jusqu'à précipitation des TR sous forme d'oxalates. Puisque les oxalates de TR sont peu solubles (Crouthamel et Martin, 1951), ceux-ci précipitent sans la majorité des impuretés, permettant la séparation par filtration ou épauissage. Le projet Bear Lodge, aux États-Unis, est un exemple qui propose cette approche (Dahlberg *et al.*, 2014). Ce procédé présente l'avantage d'être simple et d'éviter le recyclage du précipité qui est souvent nécessaire avec la neutralisation pour maintenir des récupérations élevées. Les taux de précipitation rapportés par le projet Bear Lodge sont présentés au tableau 2.7. On peut y voir que le fer, l'aluminium et l'uranium sont rejetés à 99 %, 97 % et 96 % respectivement, alors que 99 % des TR sont récupérées. Ce procédé présente cependant des inconvénients. Une neutralisation partielle de la solution doit de toute façon être faite, puisqu'à des pH très faibles, comme ceux utilisés en lixiviation, les ajouts d'oxalates et donc les coûts engendrés sont plus élevés (Chi et Xu, 1999). De plus, les oxalates de thorium ne sont pas solubles et précipitent avec les TR, ce qui empêche leur séparation. Il faut donc que le thorium ne soit présent qu'à une très faible concentration avant la précipitation ou qu'il soit retiré avant la vente du produit final. Enfin, malgré l'existence de procédés de recyclage des oxalates comme pour le projet Bear Lodge, le procédé par oxalates est généralement plus coûteux.

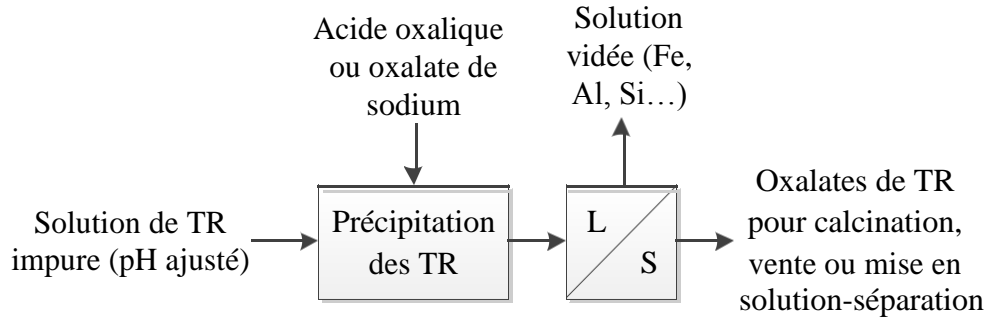


Figure 2.7 : Purification par précipitation sélective des TR en oxalates

Tableau 2.7 : Fractions précipitées par l'ajout d'oxalates dans le projet Bear Lodge, extrait de Dahlberg *et al.* (2014)

Élément(s)	% précipité
ETR	99
Th	100
U	4
Al	3
As	43
Ba	15
Be	1
Ca	45
Fe	0
K	10
Mg	0
Mn	0
Mo	29
Na	1
P	1
Pb	42
Si	14
Sr	7
Ti	14
V	4
Zn	0

En résumé, les deux approches principales pour la purification des solutions de lixiviation des TR sont la précipitation des impuretés par neutralisation et la précipitation des TR en oxalates. La neutralisation est moins coûteuse et plus souvent référencée dans la littérature,

mais l'utilisation de l'approche par oxalates semble offrir une meilleure séparation. L'entraînement du thorium avec les TR représente cependant un problème majeur, puisque la plupart des solutions de lixiviation contiennent des teneurs non négligeables en thorium. Certains auteurs (Zhu *et al.*, 2015) rapportent avoir développé des procédés favorisant la précipitation de ces impuretés pendant la lixiviation, mais ces procédés sont mal documentés et n'ont pu être appliqués avec succès aux minerais étudiés dans ce mémoire. Les deux approches, soit la précipitation par neutralisation ou sous forme d'oxalates, seront utilisées dans les essais de laboratoire.

3 Méthodes expérimentales utilisées pour évaluer les minerais d'ETR considérés

Ce chapitre décrit les méthodes expérimentales employées pour caractériser les minerais et les matériaux utilisés. Il présente également de façon succincte les protocoles suivis pour la séparation physique, la mise en solution et la purification des solutions. Les résultats des essais et des mesures sont présentés au chapitre 4 pour le minerai Soutex et au chapitre 5 pour le minerai Niobec.

3.1 Réception et division des échantillons

Si nécessaire, les lots de minerai sont fragmentés dans des concasseurs à mâchoires, puis dans un concasseur à rouleaux, afin d'atteindre 100 % passant 10 mailles ou 1,7 mm. Après une homogénéisation par replis et rabattage sur une bêche, chaque lot est divisé sous-lots de 1 ou 2kg avec un séparateur à riffle permettant également de prélever des échantillons pour les analyses chimiques et minéralogiques.

3.2 Analyses chimiques des solides et broyage

Pour les deux minerais étudiés, deux méthodes sont employées pour mesurer la teneur d'échantillons solides. Dans la première, une masse d'échantillon solide est pulvérisée puis homogénéisée avant d'être échantillonnée pour analyse au département de chimie de l'Université Laval, selon la méthode décrite par (Whitty-Léveillé, 2016). La procédure consiste à combiner 0,3 g de solide à 3 g de métaborate de lithium dans un creuset de platine et à fusionner le mélange à l'aide d'un fluxeur M4 Claisse. Une fois la fusion complète, le mélange liquéfié est versé dans un bécher en téflon contenant 100 mL d'acide nitrique de concentration 4 mol/L. L'échantillon passe en solution et est prêt pour dilution avant l'analyse par spectroscopie de masse à plasma à couplage inductif (ICP-MS). Cette méthode de digestion et d'analyse des échantillons donne des résultats satisfaisants et est utilisée, sauf avis contraire, pour l'analyse des solides. Le scandium est exclu de la majorité des résultats présentés, en raison des difficultés d'analyse de cet élément par ICP-MS causées par l'interférence avec le silicium (Whitty-Léveillé, 2016).

Le deuxième outil d'analyse employé pour quantifier le contenu en TR des produits solides est la spectrométrie de fluorescence des rayons-X (*x-ray fluorescence* ici abrégée XRF). Dans ce cas, une source de rayons-X bombarde l'échantillon et un détecteur permet de mesurer l'intensité des rayons-X réémis par l'échantillon. L'énergie et l'intensité des rayons-X secondaires est caractéristique de la composition de l'échantillon, et permet donc d'évaluer la teneur de divers éléments. Les analyses XRF ont été faites sur les appareils à dispersion des énergies, d'abord celui du département de chimie, puis celui du département de génie des mines, de la métallurgie et des matériaux. Pour la majorité des analyses effectuées sur le premier appareil, les échantillons sont pulvérisés et une masse d'environ 5 g est ajoutée à un contenant de plastique avec un fond transparent perméable aux rayons-X. Pour les dernières analyses, réalisées au département de génie des mines, de la métallurgie et des matériaux, la méthode des pastilles pressées est utilisée. En pressant 5,95 g d'échantillon pulvérisé mélangé à 1,05 g de liant organique, il est possible d'obtenir une pastille solide qui peut être présentée à l'appareil XRF pour analyse. Cette méthode donne des résultats plus reproductibles que ceux obtenus avec l'utilisation d'une poudre non pressée.

La méthode de Bond accélérée, telle que décrite dans (Magdalinović, 1989) est utilisée pour quantifier l'énergie requise pour réduire la taille des fragments concassés par broyage à boulets. Le broyeur de Bond de l'Université Laval est utilisé pour réaliser cette mesure.

Pour les deux minerais étudiés, des essais de broyage à barre sont également effectués afin d'établir une courbe de broyage qui donne le P_{80} obtenu en fonction du temps de broyage, ce qui permet de choisir une durée de broyage appropriée pour les essais de concentration des minéraux de TR. Le broyage à barres est réalisé dans un broyeur de laboratoire, sans barres de relèvement, avec une charge de 19,8 kg de barres d'acier et de 1 kg de minerai. Un ajout d'eau est fait au début du broyage pour atteindre 75% solides par poids. Le broyage est ensuite lancé pour la durée choisie (de 5 à 15 minutes). Le broyeur est ensuite vidé de son contenu et les barres sont lavées pour récupérer le solide. Ce solide est ensuite filtré, séché, puis entreposé pour caractérisation ou utilisation dans une expérience subséquente. Des analyses granulométriques sont réalisées. Un échantillon représentatif du

produit de broyage (250 g) est d'abord tamisé sur un tamis de 635 mailles (20 μm) afin de retirer la matière fine qui a tendance à s'agglomérer. Le matériel plus fin que 20 μm est séché et pesé, alors que la portion plus grossière est séchée et tamisée à sec dans une série de tamis. La courbe granulométrique est ainsi construite et l'opération est répétée pour différents temps de broyage.

Une analyse granulo-chimique i.e. des analyses chimiques de chacune des classes granulométrique, est réalisée sur le minerai broyé ou concassé. Un échantillon représentatif d'un lot de minerai broyé est d'abord prélevé et soumis à une analyse par ICP-MS. Le restant du lot de minerai broyé est tamisé et un échantillon de chaque classe granulométrique est analysé par ICP-MS après digestion par fusion tel que décrit plus tôt.

3.3 Réconciliation des données

Les teneurs élémentaires et les masses mesurées lors d'un tamisage ou d'une expérience composent un ensemble de données. Dans le cas particulier où la teneur élémentaire X_i de chacune des classes granulométriques i composant un échantillon est mesurée, de même que la masse dans chaque classe m_i , la conservation de la matière rend possible le calcul de la teneur de l'échantillon de départ non-tamisé X_c selon la somme pondérée des produits:

$$X_c = \frac{\sum (X_i m_i)}{\sum m_i} \quad \text{Équation 3-1}$$

La conservation de la matière dicte que cette teneur X_c devrait être égale à celle mesurée sur l'échantillon de départ X_m . Cette condition est rarement respectée en raison des erreurs de mesure liées à l'échantillonnage particulière et aux erreurs d'analyse. Cette redondance des données permet cependant d'effectuer une réconciliation de données par bilan de matière (Hodouin et Everell, 1980). Cette réconciliation vise à satisfaire les contraintes du bilan de matière en ajustant le moins possible les mesures brutes. Pour le cas des classes granulométriques, cela implique de trouver les teneurs réconciliées \hat{X}_i , et les masses réconciliées \hat{m}_i des classes granulométriques qui permettent de respecter la conservation de la matière, tout en minimisant un critère des moindres carrés J qui quantifie l'ajustement. Enfin, les ajustements peuvent être pondérés par l'erreur associée à la mesure σ , afin que

les données les plus fiables soient les moins ajustées. Ainsi, le critère J est une somme comptant un élément pour chaque mesure. Dans le cas précédent :

$$\sum \left(\frac{x_i - \bar{x}}{s} \right)^2 \quad \sum \left(\frac{x_i - \bar{x}}{s} \right)^2 \quad \text{Équation 3-2}$$

Cette méthode permet d'identifier des erreurs systématiques dans les procédures d'échantillonnage et d'analyse chimique. Les résultats obtenus sont des estimés plus reproductibles que les mesures brutes. Sauf lorsque mentionné, les ajustements apportés aux données sont inférieurs à 15 % (soit $z < 15$) avec :

$$z = \frac{x - \hat{x}}{s}$$

Où x désigne une mesure et \hat{x} la valeur réconciliée pour cette mesure. Un ajustement inférieur à 15% est considéré ici comme indiquant une qualité acceptable des données. Une vérification est également faite afin de savoir si l'ajustement z est inférieur à l'écart-type relatif attribué à la mesure.

3.4 Analyses minéralogiques

Les analyses minéralogiques ont été réalisées par les laboratoires de SGS, à Lakefield, en Ontario. Il s'agit d'analyses QEMScan (*Quantitative Electron Microscopy Scan*). Les analyses sont réalisées sur un échantillon de minerai broyé à un P80 de 150 μm . Il comprend donc des particules de diverses tailles. Ce minerai est monté dans une résine, puis analysé au microscope électronique à balayage. Le microscope est capable de déterminer la taille des grains minéralisés de TR ainsi que leur composition, ce qui permet de déduire le ou les minéraux de TR présents. De plus, des analyses par microsonde aident à quantifier la teneur élémentaire des grains, ce qui permet notamment d'évaluer si les minéraux sont porteurs des TR légères et lourdes. Cette méthode est automatisée et combinée à un algorithme informatique d'analyse, ce qui permet d'évaluer la taille, la composition et l'association de milliers de grains. Il est ainsi possible d'obtenir des informations fiables, même pour des minéraux présents en faible concentration, ce qui est particulièrement approprié au cas des TR. (Grammatikopoulos *et al.*, 2011) présente un exemple d'application d'analyses minéralogiques au cas du gisement de TR d'Avalon Advanced Materials. Il est cependant à noter que les teneurs élémentaires ne sont évaluées par microsonde que pour quelques

grains de chaque minéral. La répartition des TR parmi les minéraux présents peut donc différer de celle identifiée dans une analyse minéralogique, en raison de l'échantillonnage et de la variation à l'intérieur d'un gisement.

Pour des fins de quantification de la libération des minéraux, les fractions volumiques sont considérées comme équivalentes aux fractions surfaciques observées lors de l'analyse au microscope. La terminologie liée à la libération des minéraux utilisée dans ce document correspond à celle utilisée par SGS Lakefield. Ainsi, la portion libre (*free*) réfère aux particules qui sont composées à plus de 95 % de l'espèce ciblée. La portion libérée (*liberated*) réfère aux particules contenant entre 80 et 95 % de l'espèce ciblée. Les autres particules peuvent ensuite être classées comme des associations binaires où deux minéraux, dont celui ciblé, représentent plus de 95 % de la particule. De la même façon, des associations ternaires signifient que trois minéraux, dont celui ciblé, composent plus de 95 % d'une particule. Les autres particules contenant le minéral de valeur sont ensuite qualifiées de complexes. Un exemple simplifié sous forme de pointes de tartes est montré à la figure 3.1. La fraction pâle représente la surface, équivalente au volume, occupée par l'espèce minérale ciblée.

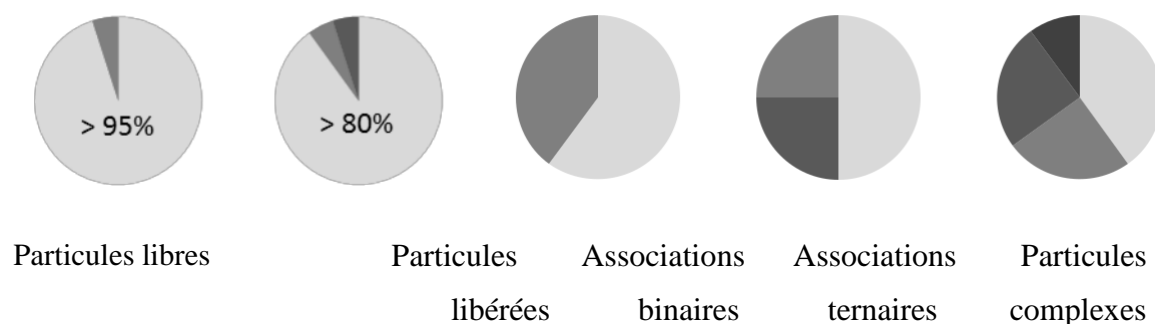


Figure 3.1 : Nomenclature des niveaux de libération des particules

3.5 Traitement de minerais

Cette section présente les méthodes de traitement du minerai utilisées dans le cadre du projet. Celles-ci visent à récupérer les minéraux de TR dans un concentré et à séparer les autres minéraux stériles dans les rejets ou résidus. L'objectif est de maximiser la récupération des TR au concentré et de minimiser la proportion de minéraux stériles

entraînés, pour maximiser la teneur en TR du concentré. La courbe récupération au concentré-teneur en TR du concentré est utilisée pour comparer les résultats de manière objective.

3.5.1 Séparation magnétique

Les essais de séparation magnétique sont réalisés avec un séparateur discontinu de marque Carpco. L'appareil génère un champ magnétique en faisant circuler du courant dans des bobines. Une cage vide avec une grille au fond est remplie de boulets en acier et introduite dans le champ magnétique. Les boulets, sous l'action du champ magnétique, deviennent aimantés et peuvent ainsi retenir les particules ferromagnétiques et, dans une certaine mesure, les particules paramagnétiques, alors que les particules non magnétiques et diamagnétiques, sous l'effet de la gravité, traversent le lit de boulets pour se retrouver aux rejets. Les essais sont réalisés sur du matériel broyé. Le montage est présenté à la figure 3.2, et les étapes de la procédure sont énoncées ci-dessous.

1. Broyer une masse de minerai frais ou calciné, et la mélanger avec de l'eau dans une chaudière afin d'obtenir une pulpe à environ 15 % solides par poids.
2. Introduire la cage contenant les plus petits boulets dans l'appareil avant de le mettre en marche, puis le régler à la plus haute intensité de courant i.e. de champ magnétique.
3. Alimenter la pulpe dans la cage et recueillir les rejets.
4. Une fois toute la pulpe alimentée, ajouter de l'eau à la cage, afin de rincer les boulets et de minimiser la rétention de particules non magnétiques.
5. Interrompre le courant à l'appareil et retirer la cage, puis la vider sur un tamis grossier placé au-dessus d'une chaudière afin de séparer les boulets de la pulpe.
6. Laver les boulets et la cage avec de l'eau pour recueillir le concentré magnétique.
7. Répéter le même processus à une ou plusieurs reprises pour les rejets (épousages) et pour le concentré (lavages ou nettoyages).
8. Recueillir des échantillons des flux pour analyse par ICP-MS. Des analyses par EDXRF peuvent aussi servir à dégrossir les résultats et ainsi à éviter les analyses ICP-MS, plus coûteuses et exigeantes en travail manuel.

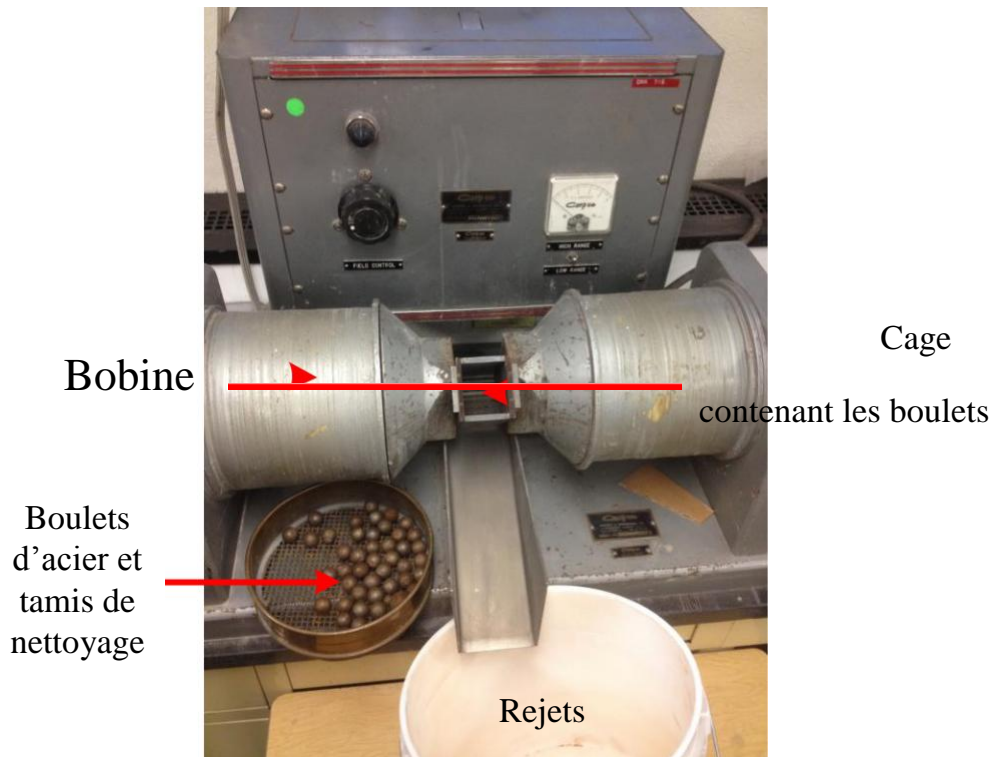


Figure 3.2 : Montage de séparation magnétique, © Jean-François Boulanger, 2016

3.5.2 Séparation gravimétrique

Les essais de séparation gravimétrique sont réalisés dans un concentrateur Knelson. Il s'agit d'un appareil dans lequel la pulpe est introduite dans un cône qui tourne à très haute vitesse, soumettant les particules à une force centripète de l'ordre de 19G, selon la masse volumique des particules. Les particules les plus lourdes s'accumulent dans les aspérités du cône, alors que les particules plus légères sont expulsées vers les rejets. Puisque les minéraux de TR ont une masse volumique supérieure à 5 g/cm^3 (Jordens *et al.*, 2013), ils sont concentrés dans le cône à la fin de l'expérience. Les minéraux de gangue comme la dolomite avec une masse volumique de $2,84 \text{ g/cm}^3$ (Webmineral, 2017), sont expulsés de l'appareil par l'eau de fluidisation. Cette eau est ajoutée à travers des petits trous dans le cône pour permettre la fluidisation du lit. Le principe de fonctionnement est présenté à la figure 3.3. L'eau de fluidisation est identifiée en bleu, alors que la pulpe est en brun. La figure 3.4 présente le séparateur du laboratoire de l'Université Laval.

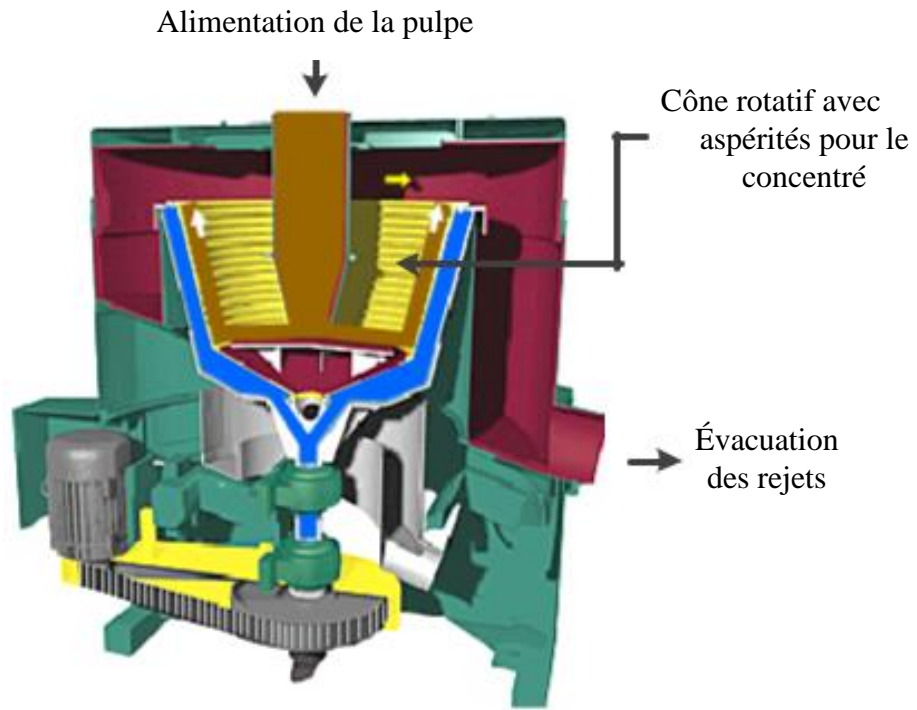


Figure 3.3 : Schéma du fonctionnement du séparateur gravimétrique (Knelson, 2003)

Alimentation de la pulpe



Figure 3.4 : Séparateur gravimétrique Knelson du laboratoire de l'Université Laval, © Jean-François Boulanger, 2016

La méthodologie expérimentale employée est inspirée de celle décrite par (Card, 2010). Il s'agit d'une méthodologie de base permettant d'évaluer si un minerai a un potentiel de concentration gravimétrique. La méthodologie consiste spécifiquement à :

1. Broyer environ 2 kg de minerai, à sec, dans un broyeur à boulets jusqu'à une valeur arbitraire de $P_{80} = 75 \mu\text{m}$.
2. Prélever un échantillon représentatif de la matière broyée pour analyse chimique.
3. Préparer le reste du minerai broyé dans un seau d'alimentation et ajouter 2 L d'eau pour atteindre 50 % solides.
4. Démarrer la rotation du cône du concentrateur et ajuster la vanne de contrôle pour obtenir un débit de 3,5 L/min d'eau de fluidisation.
5. En gardant la pulpe agitée, ouvrir la vanne d'alimentation en pulpe afin d'alimenter à un débit de 500-800 g/min, ce qui permet d'alimenter toute la pulpe en 2,5 à 4 minutes. Les rejets sont recueillis dans un réservoir de grand volume.

6. Une fois tout le minerai alimenté, interrompre la rotation et l'alimentation d'eau de fluidisation simultanément.
7. Une fois l'appareil arrêté et ouvert, retirer le cône de concentration et le rincer dans une chaudière à l'aide du dispositif de rinçage de l'appareil. Ce solide est filtré, séché, pesé, et constitue le concentré 1.
8. Filtrer les rejets de l'étape précédente et les remettre en pulpe pour atteindre environ 50 % solides.
9. Répéter les étapes 4 à 8 à 4 reprises afin d'obtenir 4 autres concentrés (2 à 5). Les rejets du cinquième traitement constituent les rejets finaux, qui seront eux aussi filtrés, séchés et pesés.
10. Prélever des échantillons de chaque flux et de l'alimentation pour analyse par ICP-MS, tel que décrit dans la section 3.2.

La figure 3.5 présente la séquence des essais réalisés selon la méthodologie décrite avec les différents flux dont les échantillons sont prélevés en pointillés.

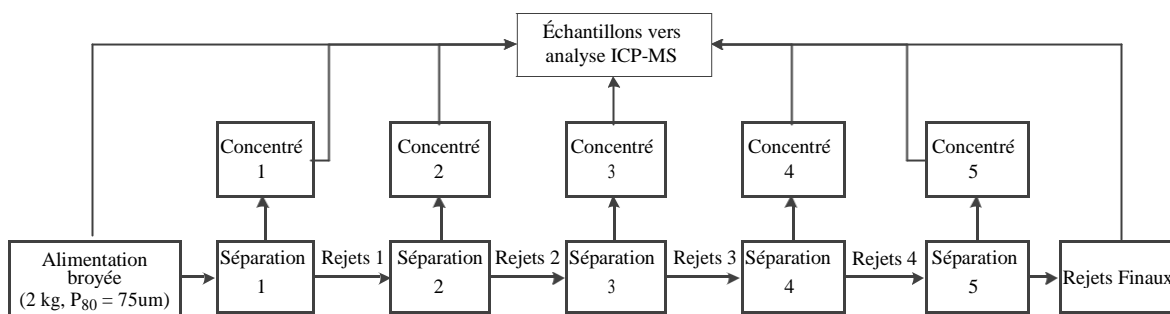


Figure 3.5 : Méthodologie employée pour les essais de séparation gravimétrique

3.5.3 Séparation par flottation

Les essais de séparation par flottation sont effectués à l'aide d'une machine de flottation Denver D12, couramment utilisée pour les expériences de flottation en laboratoire. Les essais sont réalisés dans des cellules de 1 L pour les échantillons de 500 g et dans une cellule de 2 L lorsqu'un échantillon de 1 kg est utilisé. Sauf lorsque mentionné, le taux d'aération n'est pas ajusté. Un chauffe-eau électrique est utilisé pour chauffer l'eau et maintenir la température de la pulpe à une température cible durant l'expérience. Le pH est mesuré tout au long de l'expérience. Du Na_2CO_3 est utilisé comme régulateur de pH. De

l'eau courante est utilisée pour toutes les expériences. Le montage expérimental est montré à la figure 3.6.

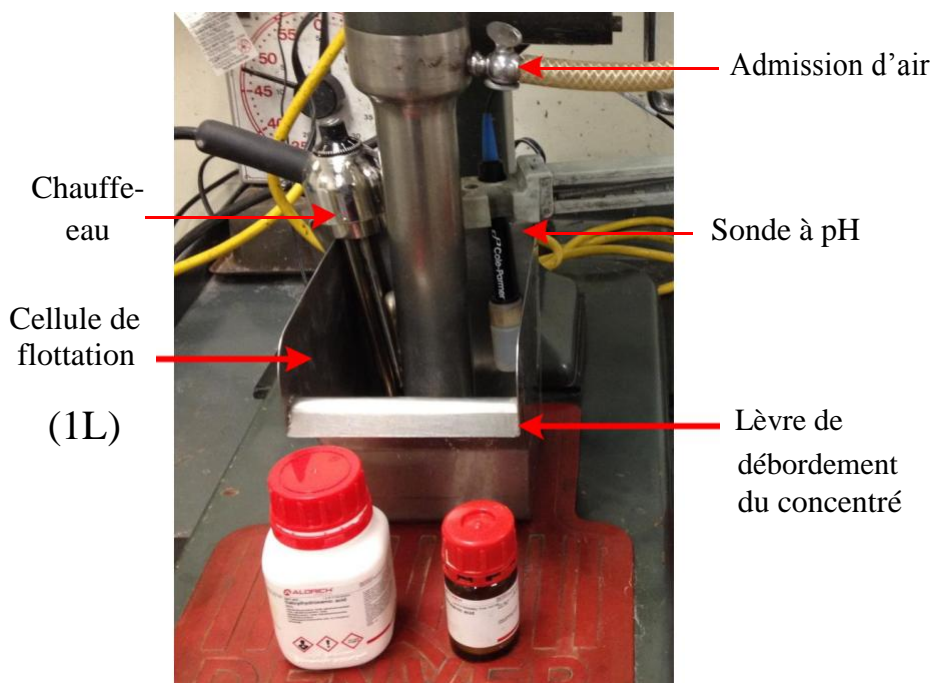


Figure 3.6 : Montage expérimental de flottation, © Jean-François Boulanger, 2016

Les essais de flottation sont inspirés d'essais typiques de flottation de minerais d'apatite, notamment décrits par Nanthakumar *et al.* (2009). Les étapes de réalisation sont:

1. Ajouter la quantité d'eau requise à la cellule de flottation et démarrer l'agitation;
2. Chauffer jusqu'à atteinte de la température cible et stabilisation (optionnel);
3. Ajouter le solide et attendre 5 minutes;
4. Ajuster le pH pour conditionnement de 5 minutes;
5. Ajouter le déprimant pour conditionnement de 5 minutes;
6. Ajouter le collecteur pour conditionnement de 5 minutes. Les dosages sont choisis afin d'obtenir une récupération de TR supérieure à 60%;
7. Ajouter le moussant pour conditionnement de 30 secondes. Le dosage de moussant est ajusté de façon subjective pour obtenir une écume stable mais pas trop effervescente;
8. Ajuster le niveau avec de l'eau si requis et ouvrir la vanne d'admission d'air;

9. Récolter le concentré pendant divers intervalles de temps (de 30 secondes à 10 minutes);
10. Interrompre l'agitation et rincer l'agitateur;
11. Filtrer, sécher, peser et analyser les concentrés et les rejets par ICP-MS ou XRF.

3.6 Mise en solution

Les essais de mise en solution à l'acide sulfurique sont réalisés à pression atmosphérique, dans des béchers en pyrex, avec agitation par bâton magnétique ou mécanique. La figure 3.7 présente un diagramme simplifié des expériences de mise en solution alors que la figure 3.8 présente le montage expérimental. Pour compenser l'évaporation, le niveau dans le bécher est marqué au début de l'expérience et maintenu constant par l'ajout d'eau durant l'expérience. Des échantillons de 1 à 2 mL de pulpe sont prélevés et filtrés périodiquement à l'aide d'une seringue de laboratoire (voir figure 3.8) au bout de laquelle un filtre amovible est apposé. Le filtrat est analysé par spectrométrie d'émission atomique au plasma micro-ondes ou MP-AES afin de suivre l'évolution de la réaction de lixiviation et d'établir la cinétique. Le solide et le liquide recueillis dans ces échantillons ne sont pas retournés au réacteur, mais la perte de matière engendrée est prise en compte dans les bilans de matière.

Enfin, une fois le temps de lixiviation écoulé, la solution est séparée du solide par filtration. Le solide est rincé une fois avec de l'eau et analysé par ICP-MS après digestion. La solution est analysée par émission atomique à plasma micro-ondes (MP-AES). Avec les analyses ICP-MS de l'alimentation, la redondance obtenue permet d'effectuer la réconciliation des données, pour valider les analyses et obtenir des valeurs cohérentes et plus reproductibles que les mesures brutes (Hodouin et Everell, 1980). La préparation des échantillons pour l'analyse par MP-AES consiste à diluer les échantillons par un facteur 100 dans une solution d'acide nitrique à 4 %.

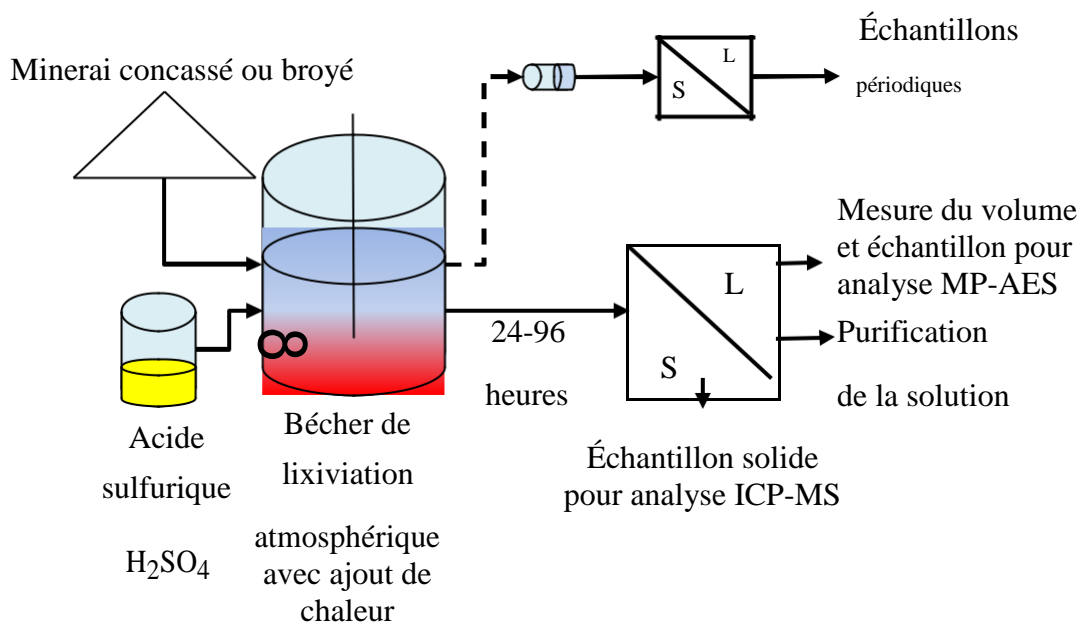


Figure 3.7 : Schéma des expériences de mise en solution

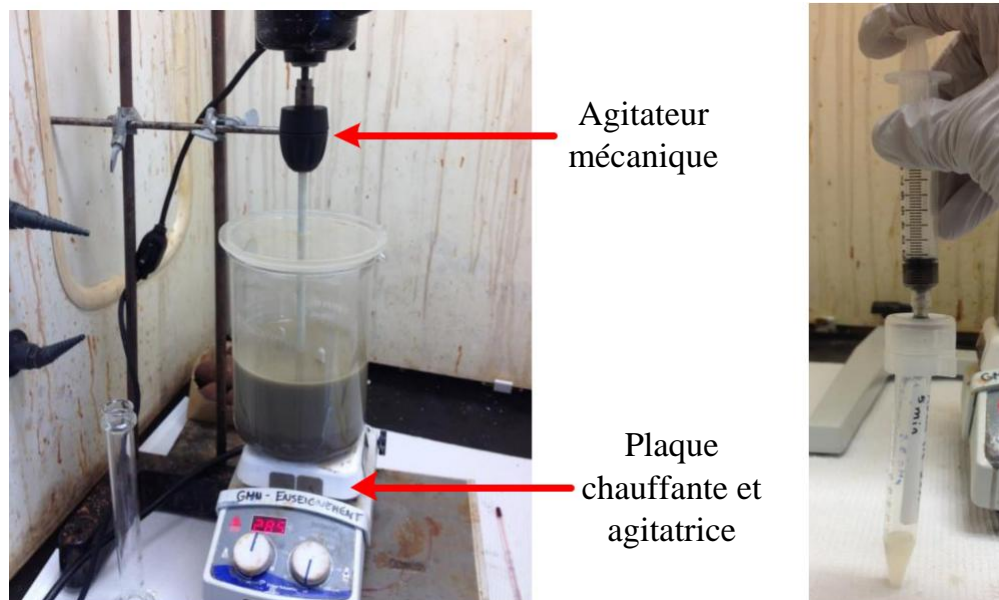


Figure 3.8 : Montage de lixiviation d'acide de minerai et filtration d'échantillon, © Jean-François Boulanger, 2016

Certains essais sont précédés d'une cuisson acide à atmosphère ambiante. Dans ces cas, l'acide est mélangé avec le minerai dans un creuset de porcelaine, avant d'être placé dans un four préchauffé pour un temps spécifié. L'échantillon est remué à toutes les 30 minutes pendant la cuisson pour simuler l'effet d'un four rotatif. Une fois le temps écoulé, le

mélange minéral-acide est ajouté à de l'eau préchauffée dans le bécher pour poursuivre la lixiviation tel que décrit plus haut.

Enfin, les essais avec conversion caustique sont précédés d'une étape où le minéral est agité dans une solution de NaOH chaude, dans le but de convertir les minéraux de TR et de gangue en hydroxydes. La pulpe obtenue est ensuite centrifugée afin de récupérer le solide contenant les minéraux transformés et d'en séparer la solution de soude caustique. Le solide est ensuite rincé à trois reprises avec de l'eau distillée, afin de dissoudre le NaOH résiduel et réduire la consommation d'acide dans la lixiviation acide subséquente. L'eau de rinçage est ajoutée à la solution de NaOH. Le volume final est finalement mesuré et un échantillon de cette solution est prélevé. Les solides traités sont remis en pulpe en ajoutant du HCl concentré (37,5 %) et du peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) afin que le fer ferreux lixivié présent soit oxydé en fer ferrique et précipite à pH 3,0, alors que le fer ferreux précipite à un pH supérieur à 7. Cette stratégie réduit la consommation de base et minimise les pertes de TR qui précipitent aussi à un pH supérieur à 7,0. Des échantillons de solution sont prélevés de façon similaire aux autres expériences afin d'évaluer la teneur et le taux de lixiviation des différents éléments. L'ajout d'acide est poursuivi jusqu'à ce que la teneur en fer soit jugée trop élevée (>500 ppm). La pulpe est alors filtrée et la solution et les solides sont analysés par MP-AES et XRF respectivement, afin de compléter le bilan de matière.

3.7 Purification de la solution

La purification de la solution se fait par deux méthodes. La première méthode consiste en une précipitation sélective des impuretés par neutralisation. Pour ce faire, du peroxyde d'hydrogène est d'abord ajouté afin d'oxyder le fer ferreux en fer ferrique, suivi d'une base (NaOH) pour augmenter le pH de la solution. L'opération peut viser un pH prédéterminé ou une concentration en impuretés suffisamment basse, telle qu'analysée par MP-AES au fur et à mesure que la soude caustique est ajoutée. Le fer, le thorium et d'autres impuretés sont précipités à des pH plus bas, entre 3 et 4, alors que le pH de précipitation des TR est supérieur à 7. La pulpe est filtrée et le gâteau rincé afin de récupérer les impuretés dans un résidu solide et d'obtenir une solution de TR purifiée.

Un rehaussement du pH de la solution purifiée du fer et du thorium au-dessus de 8 permet de précipiter les TR sous forme d'hydroxydes, tout en laissant dans la solution le calcium, le magnésium et le sodium. Cette pulpe peut alors être filtrée, afin d'obtenir un gâteau composé presque exclusivement de TR. L'opération permet d'augmenter la concentration de la solution de TR purifiée, puisque les hydroxydes peuvent finalement être dissous dans une quantité réduite d'acide concentré. L'analyse de cette solution concentrée par MP-AES et des différents solides obtenus par ICP-MS ou par XRF procure une redondance des données qui sont réconciliées lorsque possible pour le calcul des bilans, tel qu'expliqué précédemment.

Une fois ces bilans complétés, il devient possible de quantifier les taux récupération des TR en tenant compte des différents procédés utilisés et d'estimer un revenu potentiel pour un projet, ce qui est important dans le cadre de tout projet de valorisation d'un minerai. Les résultats de ces bilans et des analyses pour le minerai Soutex-2 sont le sujet du prochain chapitre.

4 Résultats pour le minerai de TR Soutex

Cette section présente les essais réalisés sur le minerai silicaté Soutex, particulièrement sur le lot Soutex-2. La présentation des résultats vise surtout à évaluer la viabilité des options menant à la production d'une solution prête à l'extraction par solvants et la récupération attendue de chacune.

4.1 Réception des échantillons

Trois lots d'échantillons rocheux contenant des fragments jusqu'à 3048 mm (12 po) ont été fournis à l'Université Laval par la compagnie Soutex. Ils proviennent d'une concession minière, située dans l'ouest du Québec. La figure 4.1 présente le contenu de l'une des chaudières composant un lot, tel que reçu.



Figure 4.1: Échantillon Soutex tel que reçu

4.2 Caractérisation

Les résultats des analyses chimiques réalisées sur les trois échantillons de minerai fournis par Soutex sont présentés au tableau 4.1. Les souches de minerai de TR Soutex ont des teneurs en TR plus faibles que celles des minerais en présentement en exploitation. La

majorité des TR présentes sont des TR légères. Le minerai le plus riche, Soutex-2, a été choisi pour la suite des travaux, en raison de sa teneur supérieure aux deux autres échantillons. Le tableau 4.1 montre aussi la valeur maximale contenue dans une tonne de matériel Soutex-2. La valeur de 112\$ par tonne est 4 fois moins élevée que les 417\$ dans le minerai de la mine Mountain Pass (voir tableau 2.1). Les prix utilisés pour les TR sont ceux présentés au tableau 2.1.

Tableau 4.1 : Teneurs en TR des minerais Soutex (prix utilisés fournis au tableau 2.1)

Élé me nt	Soutex-1 (ppm)	Soutex-2 (ppm)	Soutex-3 (ppm)	Soutex-2 \$/t minerai
La	546	1254	396	2,65 \$
Ce	713	2720	488	5,10 \$
Pr	126	291	74	17,77 \$
Nd	348	1004	244	47,44 \$
Sm	35	153	21	0,86 \$
Eu	7	11	6	3,72 \$
Gd	29	119	18	6,44 \$
Tb	2,39	11,81	1,70	5,76 \$
Dy	7,77	63,52	6,24	14,22 \$
Ho	1,41	10,56	1,31	0,50 \$
Er	4,00	26,49	3,92	0,85 \$
Tm	0,62	3,04	0,71	2,61 \$
Yb	2,99	16,56	2,43	0,72 \$
Lu	0,67	2,23	0,67	2,09 \$
Y	73	230	46	1,45 \$
TR légères La-Nd	1732	5269	1202	72,96 \$
Sm+Eu+Gd (SEG)	70	284	45	11,02 \$
TR lourdes Tb-Lu + Y	93	364	62	28,18 \$
TR totales	1896	5916	1309	112,17 \$

4.2.1 Broyage et analyses granulo-chimiques

L'indice de Bond obtenu par le test de Bond accéléré (section 3.2) est de 14,6 kWh/t. Les P₈₀ obtenus à différents temps de broyage à barres sont présentés à la figure 4.2. Ces temps sont ceux utilisés pour obtenir une granulométrie cible lors des expériences subséquentes. Le F₈₀ ou 80 % passant de l'alimentation est de 1025 µm.

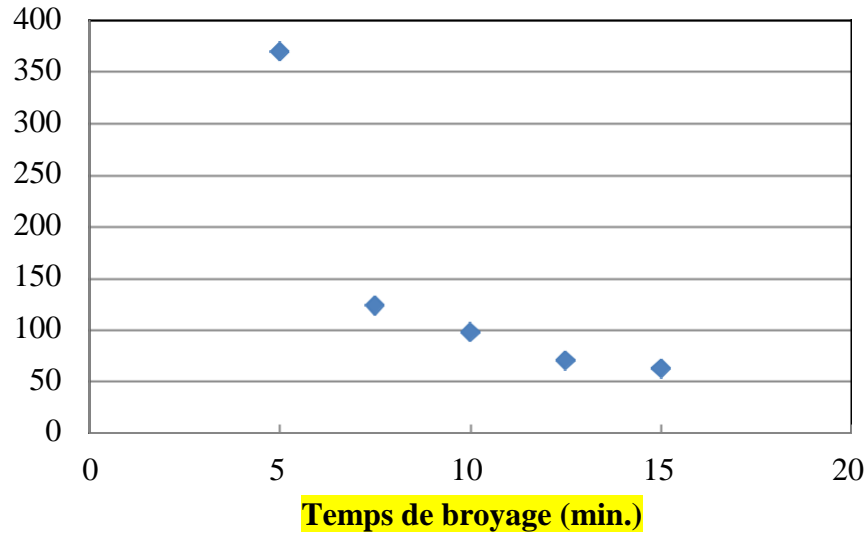


Figure 4.2 : Dimension du 80 % passant (P₈₀) du produit en fonction du temps de broyage du minerai Soutex-2

Les résultats de l'analyse granulo-chimique réalisée sur un sous-échantillon du minerai Soutex-2 broyé pendant 10 minutes sont présentés au tableau 4.2, et la comparaison entre les données brutes et réconciliées est disponible à l'Annexe A, avec le modèle d'erreur utilisé. La réconciliation des données est complétée avec des ajustements de moins de 15 % relatif sur toutes les masses et sur la majorité des teneurs sauf le Tb, le Tm et le Lu qui ont subi des ajustements sur les teneurs de tête de 26, 28 et 50 % respectivement. Ceci indique que les méthodes de préparation des échantillons et d'analyse sont adéquates. La confiance dans la teneur, traduite par l'écart-type estimé, est donc plus faible pour ces éléments. Le tableau 4.3 présente la distribution des éléments dans les différentes classes granulométriques.

Tableau 4.2 : Granulochimie réconciliée de l'échantillon Soutex-2 broyé dix minutes

Classe (μm)	Masse (%)	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Y	TR
(ppm)																	
Tête	100%	1202	2798	277	1001	160	13	127	15	66	12	30	4	19	3	231	5958
+152	1,2%	1048	1109	228	778	116	24	90	22	46	20	29	15	24	16	128	3692
-152/+104	14,1%	653	1262	155	563	92	11	79	12	49	11	25	5	17	5	181	3120
-104/+75	25,9%	930	1964	215	782	135	11	113	14	64	12	30	4	21	3	234	4534
-75/+53	23,8%	1126	2526	259	981	164	12	130	16	72	13	32	4	19	3	256	5612
-53/+37	11,2%	1239	2924	285	992	170	12	132	15	75	13	31	4	20	3	249	6162
-37/+20	9,2%	759	1832	169	624	103	8	73	9	38	6	17	2	11	2	132	3784
-20	14,6%	2604	6853	600	2113	298	21	227	22	89	14	37	4	22	3	288	13196

Tableau 4.3: Distribution de TR dans les classes granulométriques de l'échantillon Soutex-2 broyé

Classe (μm)	Masse (%)	La	Ce	Pr	Nd	Dy	Tm
(% massique dans la classe)							
+152	1%	1%	0%	1%	1%	1%	5%
-152/+104	14%	8%	6%	8%	8%	11%	18%
-104/+75	26%	20%	18%	20%	20%	25%	25%
-75/+53	24%	22%	22%	22%	23%	26%	23%
-53/+37	11%	12%	12%	11%	11%	13%	10%
-37/+20	9%	6%	6%	6%	6%	5%	5%
-20	15%	32%	36%	32%	31%	20%	15%
Total	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%

Les teneurs en TR sont systématiquement plus élevées dans la fraction -20 μm , ce qui explique que plus de 30% des TR se retrouvent dans cette fraction, qui ne représente que 15% de la masse. Pour les TR légères, cette classe est deux fois plus riche que l'échantillon de tête. Cette tendance diminue à mesure qu'on se déplace vers les TR lourdes. Ceci peut s'expliquer par la présence de plusieurs minéraux porteurs de TR, dont certains contiennent plus de TR légères. Ces minéraux peuvent se retrouver dans la fraction fine parce qu'ils se fragmentent plus facilement que la gangue ou se décrochent rapidement de la matrice. Il semble cependant que cette propriété soit observable principalement pour les minéraux porteurs de TR légères, les TR lourdes étant distribuées assez également dans les classes granulométriques. Au contraire, d'autres minéraux contiennent plus de TR lourdes et génèrent moins de particules fines. Cette propriété pourrait faciliter la séparation des minéraux de TR légères et leur mise en solution.

4.2.2 Analyses minéralogiques

La composition minéralogique du minerai Soutex-2 est présentée au tableau 4.4. L'analyse chimique par fluorescence-X réalisée par SGS est présentée au tableau 4.5. L'allanite est le minéral de TR le plus abondant, suivie de la bastnaésite et de la monazite. Le minerai est composé à plus de 95 % de silicates, ce qui explique la teneur élevée du silicium dans l'analyse chimique. L'absence de l'oxygène dans les éléments analysés explique que la somme soit loin de 100%, puisque les silicates en sont largement composés, tel que le montrent les formules chimiques du tableau 4.4.

Tableau 4.4 : Composition minéralogique de l'échantillon Soutex-2

Classe	Minéral	Formule	% Massique
Minéraux de TR	Bastnaésite/Synchysite	$CeFCO_3/CaCeF(CO_3)_2$	0,27%
	Monazite	$CePO_4$	0,06%
	Allanite	$(Ce,Ca)_2(Al,Fe^{3+})_3(SiO_4)_3(OH)$	2,17%
Oxydes	Oxydes de fer	Fe_2O_3/Fe_3O_4	0,43%
	Ilménite	$FeTiO_3$	0,31%
	Rutile	TiO_2	0,33%
	Colombite	$FeNb_2O_6$	0,01%
	Autres oxydes	-	0,02%
Silicates	Plagioclase	$(Na,Ca)(Si,Al)_4O_8$	21,44%
	Feldspath potassique	$K(Al,Si)_3O_8$	56,41%
	Quartz	SiO_2	3,82%
	Mica/Argiles	$KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH,F)_2$	2,96%
	Amphibole	$(Fe,Mg,Ca)SiO_3$	6,86%
	Sphène	$CaTi(SiO_4)(F,OH)$	1,43%
	Chlorite	$(Mg,Al,Fe)_{12}[(Si,Al)_8O_{20}]OH_{16}$	2,45%
	Zircon	$ZrSiO_4$	0,52%
Carbonates	Dolomie	$CaMg(CO_3)_2$	0,01%
	Sidérite	$FeCO_3$	0,04%
Sulfures	Pyrite	FeS_2	0,06%
Phosphate	Apatite	$(F,Cl,OH)Ca_5(PO_4)_3$	0,33%
Sulfates	Baryte	$BaSO_4$	0,04%
	Autres		0,01%
	Total		99,99%

Bibliographie

- Anthony, J. W., Bideaux, R. A., Bladh, K. W., et Nichols, M. C. (2001). Handbook of Mineralogy. *Mineralogical Society of America, 1-4*(Chantilly, VA 20151-1110, USA. <http://www.handbookofmineralogy.org/>).
- Barthelmy, D. (2014). Webmineral Mineralogy Database. <http://www.webmineral.com/>.
- Belzile, E., Marchand, R., et Bouajila, A. (2015). Geomega Ni 43-101 Technical Report Montviel Rare Earth Project. *Geomega News Release*, 1-186.
- Bouchaud, B., Balmain, J., Bonnet, G., et Pedraza, F. (2012). Ph-Distribution of Cerium Species in Aqueous Systems. *Journal of Rare Earths*, 30(6), 559-562. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/S1002-0721\(12\)60091-X](http://dx.doi.org/10.1016/S1002-0721(12)60091-X)
- Boulanger, J.-F., Bazin, C., et Turgeon, K. (2016). Literature Review of the Concentration of Rare Earth Elements (Ree) through Flotation Processes. *Rapport Technique pour CanMET mining*, <http://reechromite.ca/en/rare-earth-elements/publications/>, 1-68.
- Boulanger, J.-F., Bazin, C., Turgeon, K., et Whitty-Léveillé, L. (2016). Direct Extraction of Rare Earth Elements from a Silicate Ore. *International Mineral Processing Congress 2016, Quebec, Canada, Paper 638*, 1-11.
- Boulanger, J. F. (2016). Phone Conversation with Flottec Personnel. 1.
- Bradley, K., Mina, C., et Mackie, S. (2016). Literature Review and Gaps Analysis of Rare Earth Element (Ree) Metallurgical Extraction Methods. *Rapport Technique pour CanMET mining*, <http://reechromite.ca/en/rare-earth-elements/publications/>, 1-48.
- Bradley, K., Verbaan, N., Notzl, H., Marsh, D., et Goode, J. (2014). The Caustic Crack Route for Processing Concentrate from the Avalon Nechalacho Deposit. *COM 2014 - Conference of Metallurgists Proceedings*, 1-14.
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Volume 1: Flotation of Sulfide Ores* : Elsevier Science.
- Card, T.-L. (2010). Gravity Amenability Test Procedure for Cvd Applications. *General Operating Guidelines and Basic Laboratory Test Procedures for a KC-MD3 Knelson Concentrator*, 1-4.
- Chan, T. N. (1992). A New Beneficiation Process for Treatment of Supergene Monazite Ore. *Rare Earths Resources, Science, Technology and Applications*, 77-94.
- Cheng, T.-W., HOLTHAM, P. N., et TRAN, T. (1993). Froth Flotation of Monazite and Xenotime. *Minerals Engineering*, 6(4), 341-351.
- Chi, R., et Xu, Z. (1999). A Solution Chemistry Approach to the Study of Rare Earth Element Precipitation by Oxalic Acid. *Metallurgical and Materials Transactions B*, 30(2), 189-195. doi: 10.1007/s11663-999-0047-0
- Chi, R., Xu, Z., Yu, J., et He, Z. (2013). *Resources and Exploitation of Rare Earth Ore in China*. Paper presented at the Conference of Metallurgists (COM) 2013 Rare Earths Symposium Proceedings.
- Ciuculescu, T., Foo, B., Gowans, R., Hawton, K., Jacobs, C., et Spooner, J. (2013). Technical Report Disclosing the Results of the Feasibility Study on the Nechalacho Rare Earth Elements Project. *Avalon News Release*, 1-307.
- Cox, J. J., Ciuculescu, T., Altman, K., et Hwozdyk, L. (2012). Technical Report on the Eco Ridge Mine Project, Elliot Lake, Ontario, Canada, Ni 43-101 Report. *Pele Mountain Resources News Release*, 1-259.

- Crouthamel, C. E., et Martin, D. S. (1951). Jr. Solubility of the Rare Earth Oxalates and Complex Ion Formation in Oxalate Solution. *Journal of American Chemical Society*, 73, 569-573.
- Dahlberg, P. S., Noble, A. C., Pickarts, J. T., Rose, W. L., et Jaacks, J. A. (2014). Bear Lodge Project Canadian Ni 43-101 Pre-Feasibility Study Report on the Reserves and Development of the Bull Hill Mine, Wyoming. *Rare Element Resources Release*, 1-516.
- Dobbins, M., Dunn, P., et Sherrell, I. (2009). Recent Advances in Magnetic Separator Designs and Applications. *The 7th International Heavy Minerals Conference*, 63-70.
- Dreisinger, D., Verbaan, N., et Johnson, M. (2014). The Processing of Rees from Search Minerals Foxtrot Resource - an Update. *COM 2014 - Conference of Metallurgists Proceedings*, 1-13.
- Ferron, C. J., Bulatovic, S. M., et Salter, R. S. (1991). Beneficiation of Rare Earth Oxide Minerals. *Materials Science Forum*, 70-72, 251-270. doi: [10.4028/www.scientific.net/MSF.70-72.251](https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/MSF.70-72.251)
- Gambogi, J. (2017). Rare Earths. *USGS Mineral Commodity Summary 2017*, 1-206.
- Goode, J. R. (2016). Where Did That Earbud Come From? Current Rare Earth Production Facilities. *Canadian Mineral Processors (CMP) Conference*, 349-367.
- Gowans, R. M., Lewis, W. J., Shoemaker, S., Spooner, J., et Zalnieriunas, R. V. (2014). Quest Rare Minerals Ltd. Ni 43-101 Technical Report on the Preliminary Economic Assessment (Pea) for the Strange Lake Property. *Quest Rare Minerals Ltd News Release*, 1-258.
- Grammatikopoulos, T., Mercer, W., Gunning, C., et Prout, S. (2011). Quantitative Characterization of the Rees Minerals by Qemscan from the Nechalacho Heavy Rare Earth Deposit, Thor Lake Project, Nwt, Canada. *SGS Minerals Services Technical Paper 2011-07*, 1-11.
- Guan, J., Yu, B., et Qi, D. (2013). Flotation Flowsheet Development for Avalon Rare Metal's Nechalacho Deposit. *Conference of Metallurgists (COM) 2013 Rare Earths Symposium Proceedings*, 115-132.
- Gupta, C. K., et Krishnamurthy, N. (2005). Extractive Metallurgy of Rare Earths. 508.
- Habashi, F. (1985). The Recovery of the Lanthanides from Phosphate Rock. *Journal of Chemical Technology and Biotechnology. Chemical Technology*, 35(1), 5-14. doi: [10.1002/jctb.5040350103](https://doi.org/10.1002/jctb.5040350103)
- Hedrick, J. B., Sinha, S. P., et Kosynkin, V. D. (1997). Loparite, a Rare-Earth Ore (Ce, Na, Sr, Ca)(Ti, Nb, Ta, Fe⁺³)O₃. *Journal of Alloys and Compounds*, 250(1-2), 467-470. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/S0925-8388\(96\)02824-1](http://dx.doi.org/10.1016/S0925-8388(96)02824-1)
- Hodouin, D., et Everell, M. D. (1980). A Hierarchical Procedure for Adjustment and Material Balancing of Mineral Processes Data. *International Journal of Mineral Processing*, 7(2), 91-116. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0301-7516\(80\)90002-2](http://dx.doi.org/10.1016/0301-7516(80)90002-2)
- Info-RE. (2016). Re Information of Rare Earth Weekly Digest. Retrieved 2016-10-14, from www.info-re.com
- Jordens, A., Cheng, Y. P., et Waters, K. E. (2013). A Review of the Beneficiation of Rare Earth Element Bearing Minerals. *Minerals Engineering*, 41, 97-114. doi: [10.1016/j.mineng.2012.10.017](https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.10.017)

- Jordens, A., Marion, C., Kuzmina, O., et Waters, K. E. (2014). Physicochemical Aspects of Allanite Flotation. *Journal of Rare Earths*, 32(5), 476-486. doi: 10.1016/s1002-0721(14)60096-x
- Jordens, A., McCarthy, S., et Waters, K. E. (2014a). The Effect of Activating Ions on the Adsorption of a Benzohydroxamic Acid Collector onto a Rare Earth Silicate. *COM 2014 - Conference of Metallurgists Proceedings*, 1-12.
- Jordens, A., McCarthy, S., et Waters, K. E. (2014b). The Effect of Activating Ions on the Adsorption of a Benzohydroxamic Acid Collector onto a Rare Earth Silicate. *COM 2014 - Conference of Metallurgists Proceedings*, 1-12.
- Knelson. (2003). Knelson Semi-Continuous Brochure. <http://www.multitechwa.com/file/Knelson%20Semi-Continuous%20Brochure.pdf>, 1-8.
- Koppalkar. (2009). Effect of Operating Variables in Knelson Concentrators - a Pilotscale Study. *Thesis, McGill University*, 1-167.
- Krishnamurthy, N., et Gupta, C. K. (2015). *Extractive Metallurgy of Rare Earths, Second Edition* : CRC Press.
- Li, L. Z., et Yang, X. (2014). China's Rare Earth Ore Deposits and Beneficiation. *ERES2014: 1st European Rare Earth Resources Conference*, 26-36.
- Magdalinović, N. (1989). A Procedure for Rapid Determination of the Bond Work Index. *International Journal of Mineral Processing*, 27(1), 125-132. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0301-7516\(89\)90010-0](http://dx.doi.org/10.1016/0301-7516(89)90010-0)
- Marsh, D. (2013). Avalon's Nechalacho Project Metallurgical Process Optimization Yielding Improved Ree Recoveries. *Avalon News Release*, 1-3.
- Moldoveanu, G. A., et Papangelakis, V. G. (2012). Recovery of Rare Earth Elements Adsorbed on Clay Minerals: I. Desorption Mechanism. *Hydrometallurgy*, 117-118, 71-78. doi: 10.1016/j.hydromet.2012.02.007
- Moldoveanu, G. A., et Papangelakis, V. G. (2013). Recovery of Rare Earth Elements Adsorbed on Clay Minerals: II. Leaching with Ammonium Sulfate. *Hydrometallurgy*, 131-132, 158-166. doi: 10.1016/j.hydromet.2012.10.011
- Nanthakumar, B., Grimm, D., et Pawlik, M. (2009). Anionic Flotation of High-Iron Phosphate Ores—Control of Process Water Chemistry and Depression of Iron Minerals by Starch and Guar Gum. *International Journal of Mineral Processing*, 92(1-2), 49-57. doi: 10.1016/j.minpro.2009.02.003
- Negeri, T., et Boisclair, M. (2016). Flotation-Magnetic Separation Hybrid Process for Concentration of Rare Earth Minerals Contained in a Carbonatite Ore. *International Mineral Processing Congress 2016 - Rare Earths Symposium*, 1-14.
- Negeri, T., Bouajila, A., Boisclair, M., et Langeroudi, E. G. (2014). Advances in Process Development for Concentration of Rare Earths and Niobium for Geomega's Montviel Carbonaceous Ore. *COM 2014 - Conference of Metallurgists Proceedings*, 1-16.
- Powell, M. J. D. (1964). An Efficient Method for Finding the Minimum of a Function of Several Variables without Calculating Derivatives. *The Computer Journal*, 7(2), 155-162. doi: 10.1093/comjnl/7.2.155
- Pradip. (1981). The Surface Properties and Flotation of Rare-Earth Minerals. 225.
- Pradip, et Fuerstenau, D. W. (1985). Adsorption of Hydroxamate Collectors on Semisoluble Minerals Part II: Effect of Temperature on Adsorption. *Colloids and Surfaces*, 15, 137-146. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0166-6622\(85\)80061-5](http://dx.doi.org/10.1016/0166-6622(85)80061-5)

- Pradip, et Fuerstenau, D. W. (1991). The Role of Inorganic and Organic Reagents in the Flotation Separation of Rare-Earth Ores. *International Journal of Mineral Processing*, 32(1 2), 1-22. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0301-7516\(91\)90016-C](http://dx.doi.org/10.1016/0301-7516(91)90016-C)
- Sauber, M. E., et Zinck, J. (2017). Update of Canadian Rare Earths Projects and Technology Trends. *Canadian Mineral Processors (CMP) Conference 2017*, 374-389.
- Saucier, G., Noreau, C., Casgrain, P., Côté, P., Larochelle, É., et Bilodeau, M. (2013). Matamec, Ni-43-101 Report Feasibility Study for the Kipawa Project. *Matamec News Release*, 1-763.
- Savassi, O. N., Alexander, D. J., Franzidis, J. P., et Manlapig, E. V. (1998). An Empirical Model for Entrainment in Industrial Flotation Plants. *Minerals Engineering*, 11(3), 243-256. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/S0892-6875\(98\)00003-X](http://dx.doi.org/10.1016/S0892-6875(98)00003-X)
- Schüler, D. D., Buchert, D. M., Liu, R., Dittrich, S., et Merz, C. (2011). Study on Rare Earths and Their Recycling. *Oko Institute - Final Report for The Greens/EFA Group in the European Parliament*, 1-162.
- Senanayake, G., Jayasekera, S., Bandara, A. M. T. S., Koenigsberger, E., Koenigsberger, L., et Kyle, J. (2016). Rare Earth Metal Ion Solubility in Sulphate-Phosphate Solutions of Ph Range -0.5 to 5.0 Relevant to Processing Fluorapatite Rich Concentrates: Effect of Calcium, Aluminium, Iron and Sodium Ions and Temperature up to 80°C. *Minerals Engineering*, 98, 169-176. doi: 10.1016/j.mineng.2016.07.022
- Srivastava, R. M., Gauthier, J., Cox, J. J., et Krutzmann, H. (2013). Technical Report on the Foxtrot Project in Labrador, Newfoundland and Labrador, Canada, Ni 43-101 Report. 1-203.
- Turgeon, K., Boulanger, J.-F., Whitty-Léveillé, L., et C., B. (2015). Oxydation Du Cérium (Iii) En Cérium (Iv) Et Récupération Du Ce(Iv): Résultats Préliminaires. *Rapport d'avancement FRQNT 2015-4*, 1-8.
- USGS. (2017). Rare Earths, January 2017. *U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries*. from https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/rare_earths/
- Webmineral. (2017). Dolomite Mineral Data. 2017, from <http://www.webmineral.com/data/Dolomite.shtml#.WbQe6lGQzIU>
- Whitty-Léveillé, L. (2016). Développement D'une Méthode D'analyse Des Éléments De Terres Rares (Etr) Par Icp-MS/MS (Mémoire De Maîtrise). *Université Laval*, 1-79.
- Wills, B. A., et Finch, J. A. (2016). Chapter 10 - Gravity Concentration *Wills' Mineral Processing Technology (Eighth Edition)* (pp. 223-244). Boston: Butterworth-Heinemann.
- Wischow, P., et Horner, D. E. (1962). Recovery of Strontium and Rare Earths from Purex Wastes by Solvent Extraction. *Oak Ridge National Laboratory for the U.S. Atomic Energy Commission*, 1-50.
- Wu, C. (2008). Bayan Obo Controversy: Carbonatites Versus Iron Oxide-Cu-Au-(Ree-U). *Resource Geology*, 58(4), 348-354. doi: 10.1111/j.1751-3928.2008.00069.x
- Xia, L., Hart, B., Chelgani, S. C., et Douglas, K. (2014). Hydroxamate Collectors for Rare Earth Minerals Flotation. *COM 2014 - Conference of Metallurgists Proceedings*, 1-9.
- Xu, Y., Liu, H., Cui, J., Meng, Z., et Zhao, W. (2012). Investigation of Techniques for Clean Smelting and Resource Comprehensive Recycle of Baotou Rare Earth

- Concentrates. *Conference of Metallurgists (COM) 2012 Rare Earths Symposium Proceedings*, 111-117.
- Zhang, J., et Edwards, C. (2012a). Mineral Decomposition and Leaching Processes for Treating Rare Earth Ore Concentrates. *Conference of Metallurgists (COM) 2012 Rare Earths Symposium Proceedings*, 95-102.
- Zhang, J., et Edwards, C. (2012b). A Review of Rare Earth Mineral Processing Technology. *44th Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference*, 79-102.
- Zhang, J., Zhao, B., et Schreiner, B. (2016). *Separation Hydrometallurgy of Rare Earth Elements* : Springer International Publishing.
- Zhu, Z., Pranolo, Y., et Cheng, C. Y. (2015). Separation of Uranium and Thorium from Rare Earths for Rare Earth Production a Review. *Minerals Engineering*, 77(Supplement C), 185-196. doi: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.03.012>
- Zuñiga, H. G. (1935). The Efficiency Obtained by Flotation Is an Exponential Function of Time. *Boletin Minero Soc. Nac. Minera*, 47, 83-86.

ANNEXE A

Données pour la réconciliation de l'analyse granulo-chimique Soutex-2

Données brutes et ajustées pour l'analyse granulo-chimique de l'échantillon Soutex-2

Classe	Masse (%)		La	La	Ce	Ce	Pr	Pr	Nd	Nd
	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté
Tête	100	100	1254	1202	2720	2798	291	277	1004	1001
+152	1,2	1,2	1071	1048	1133	1109	233	228	795	778
-152/+104	13,9	14,1	620	653	1200	1262	147	155	535	563
-104/+75	25,3	25,9	857	930	1816	1964	198	215	722	782
-75/+53	23,5	23,8	1083	1126	2438	2526	249	259	945	981
-53/+37	11,1	11,2	1182	1239	2795	2924	272	285	947	992
-37/+20	9,0	9,2	710	759	1716	1832	159	169	584	624
-20	16,0	14,6	2462	2604	6515	6853	567	600	2003	2113

	Sm	Sm	Eu	Eu	Gd	Gd	Tb	Tb	Dy	Dy	Ho	Ho
	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté
Tête	153	160	11	13	119	127	12	15	64	66	11	12
+152	118	116	25	24	92	90	23	22	47	46	20	20
-152/+104	87	92	10	11	75	79	12	12	47	49	11	11
-104/+75	125	135	11	11	105	113	13	14	59	64	11	12
-75/+53	158	164	12	12	125	130	15	16	70	72	12	13
-53/+37	162	170	12	12	126	132	15	15	71	75	12	13
-37/+20	97	103	7	8	68	73	8	9	35	38	6	6
-20	284	298	20	21	216	227	21	22	84	89	13	14

	Er	Er	Tm	Tm	Yb	Yb	Lu	Lu	Y	Y
	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté	Brut	Ajusté
Tête	26	30	3,0	3,9	16,6	19,1	2,2	3,3	230	231
+152	29	29	16,0	15,4	24,5	24,0	16,6	16,1	130	128
-152/+104	24	25	5,1	5,0	16,6	17,4	4,7	4,7	172	181
-104/+75	28	30	3,8	3,7	19,3	20,8	3,1	3,2	216	234
-75/+53	31	32	3,9	3,7	18,5	19,1	3,2	3,1	247	256
-53/+37	29	31	3,6	3,6	19,1	19,9	2,7	2,8	237	249
-37/+20	16	17	1,9	2,0	10,1	10,8	1,5	1,5	124	132
-20	35	37	3,9	3,9	20,8	21,8	3,1	3,2	273	288

Modèle d'erreur utilisé pour la réconciliation de l'analyse granulo-chimique de l'échantillon Soutex-2

Classe (μm)	Masse	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Y
Erreur relative (%)																
Tête	0	10	10	10	10	10	10	10	25	10	15	15	25	15	50	10
+152	25	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5
-152/+104	10	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5
-104/+75	10	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5
-75/+53	10	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5
-53/+37	10	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5
-37/+20	10	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5
-20	20	5	5	5	5	5	5	5	10	5	5	5	25	5	25	5

ANNEXE B

Données détaillées des essais de lixiviation du minerai Soutex-2

Résultats de l'essai de lixiviation n° 1 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	100,0	100,0	0,01	-	-	-	92,9	92,9	0,0	7,1%
Volume (mL)	-	-	-	278,70	282,3	-0,2	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1184,0	0,4	353,2	368,8	-0,3	152,7	153,7	0,0	87,9%
Ce (ppm)	2719,8	2673,5	0,1	837,9	850,3	-0,1	293,0	293,5	0,0	89,8%
Pr (ppm)	291,3	276,6	0,3	82,8	86,1	-0,3	35,8	36,0	0,0	87,9%
Nd (ppm)	1004,3	961,9	0,3	287,8	297,6	-0,2	130,2	130,9	0,0	87,4%
Sm (ppm)	153,1	149,5	0,2	44,9	45,8	-0,1	21,7	21,8	0,0	86,5%
Eu (ppm)	11,5	10,4	0,6	2,7	2,9	-0,4	2,3	2,3	-0,1	79,3%
Gd (ppm)	118,9	124,6	-0,3	40,0	38,2	0,3	18,1	18,0	0,0	86,6%
Tb (ppm)	11,8	13,0	-0,7	4,1	3,7	0,6	2,8	2,7	0,1	80,4%
Dy (ppm)	63,5	62,2	0,1	17,9	18,2	-0,1	11,6	11,6	0,0	82,6%
Ho (ppm)	10,6	10,4	0,1	2,9	2,9	-0,1	2,3	2,3	0,0	79,3%
Er (ppm)	26,5	26,2	0,1	7,4	7,5	-0,1	5,4	5,4	0,0	80,7%
Tm (ppm)	3,0	3,2	-0,3	0,8	0,8	0,2	1,0	1,0	0,1	70,6%
Yb (ppm)	16,6	15,9	0,3	4,3	4,5	-0,2	3,6	3,6	-0,1	79,0%
Lu (ppm)	2,2	2,3	-0,1	0,5	0,5	0,1	0,9	0,9	0,1	64,6%
Th (ppm)	304,6	337,1	-0,4	125,2	109,7	0,4	29,7	29,4	0,0	91,9%
U (ppm)	3,9	4,9	-0,9	1,9	1,2	1,2	1,9	1,7	0,4	68,4%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 2 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	105,9	105,9	-0,02	-	-	-	99,2	99,2	0,1	6,3%
Volume (mL)	-	-	-	464,10	459,0	0,3	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1209,4	0,2	248,9	256,4	-0,2	104,4	104,7	0,0	91,9%
Ce (ppm)	2719,8	2770,1	-0,1	600,4	589,8	0,1	228,5	228,1	0,0	92,3%
Pr (ppm)	291,3	283,1	0,2	57,3	58,7	-0,2	30,5	30,6	0,0	89,9%
Nd (ppm)	1004,3	1000,3	0,0	202,2	202,9	0,0	128,8	128,9	0,0	87,9%
Sm (ppm)	153,1	156,5	-0,1	28,5	28,0	0,1	37,9	37,7	0,0	77,5%
Eu (ppm)	11,5	12,0	-0,3	2,0	1,9	0,2	4,0	4,0	0,1	69,1%
Gd (ppm)	118,9	126,0	-0,4	22,3	21,2	0,3	37,1	36,5	0,1	72,9%
Tb (ppm)	11,8	13,7	-1,0	2,2	1,9	0,8	6,4	5,9	0,5	59,8%
Dy (ppm)	63,5	65,7	-0,2	7,3	7,2	0,1	37,7	37,0	0,1	47,3%
Ho (ppm)	10,6	11,0	-0,3	1,2	1,2	0,1	6,4	6,3	0,1	46,5%
Er (ppm)	26,5	28,2	-0,4	3,0	2,9	0,2	17,3	16,7	0,3	44,7%
Tm (ppm)	3,0	3,2	-0,4	0,3	0,3	0,2	2,1	2,0	0,2	42,0%
Yb (ppm)	16,6	18,2	-0,6	1,6	1,6	0,3	13,0	12,1	0,5	37,7%
Lu (ppm)	2,2	2,4	-0,5	0,2	0,2	0,2	1,5	1,5	0,3	42,5%
Th (ppm)	921,8	462,5	1,7	85,5	102,6	-0,7	18,8	19,0	0,0	96,2%
U (ppm)	11,9	8,2	1,0	1,1	1,3	-0,4	2,7	2,9	-0,2	66,7%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 3 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	106,2	106,2	-0,05	-	-	-	100,7	100,6	0,1	5,2%
Volume (mL)	-	-	-	376,60	355,7	1,4	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1340,6	-0,5	350,6	327,8	0,4	259,6	256,1	0,1	81,9%
Ce (ppm)	2719,8	2831,9	-0,3	851,0	703,9	0,6	504,3	500,6	0,0	83,2%
Pr (ppm)	291,3	306,0	-0,3	78,0	74,4	0,3	60,4	59,8	0,1	81,5%
Nd (ppm)	1004,3	1083,0	-0,5	278,4	258,1	0,5	234,7	230,6	0,1	79,8%
Sm (ppm)	153,1	167,0	-0,6	39,4	36,3	0,5	49,3	47,9	0,2	72,8%
Eu (ppm)	11,5	11,7	-0,1	2,2	2,2	0,1	4,5	4,5	0,0	63,6%
Gd (ppm)	118,9	132,5	-0,8	30,3	27,3	0,6	45,0	43,2	0,3	69,1%
Tb (ppm)	11,8	14,1	-1,3	2,9	2,5	1,1	7,0	6,2	0,7	58,4%
Dy (ppm)	63,5	69,9	-0,7	11,4	10,7	0,4	38,2	36,0	0,4	51,2%
Ho (ppm)	10,6	11,5	-0,6	1,8	1,7	0,3	6,7	6,3	0,4	48,2%
Er (ppm)	26,5	29,5	-0,8	4,6	4,3	0,4	17,4	16,1	0,5	48,2%
Tm (ppm)	3,0	3,3	-0,6	0,4	0,4	0,3	2,2	2,0	0,4	42,3%
Yb (ppm)	16,6	18,1	-0,6	2,5	2,4	0,3	11,3	10,6	0,4	44,4%
Lu (ppm)	2,2	2,4	-0,5	0,3	0,3	0,2	1,6	1,5	0,4	40,0%
Th (ppm)	921,8	555,2	1,3	133,2	158,9	-0,6	24,1	24,3	0,0	95,8%
U (ppm)	11,9	8,8	0,9	1,6	1,8	-0,4	2,6	2,8	-0,2	70,0%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 4 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	97,8	97,8	0,00	-	-	-	95,9	95,8	0,0	2,0%
Volume (mL)	-	-	-	495,00	497,2	-0,1	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1150,9	0,5	121,6	126,5	-0,3	502,1	518,2	-0,2	55,9%
Ce (ppm)	2719,8	2712,1	0,0	345,9	346,5	0,0	968,9	969,9	0,0	65,0%
Pr (ppm)	291,3	270,2	0,5	28,7	29,7	-0,2	118,2	121,6	-0,2	55,9%
Nd (ppm)	1004,3	965,3	0,3	100,4	102,4	-0,1	446,0	453,6	-0,1	53,9%
Sm (ppm)	153,1	148,4	0,2	14,4	14,6	-0,1	74,6	75,7	-0,1	50,0%
Eu (ppm)	11,5	10,6	0,5	0,8	0,8	-0,2	6,2	6,5	-0,3	40,5%
Gd (ppm)	118,9	122,9	-0,2	11,4	11,2	0,1	68,4	67,1	0,1	46,5%
Tb (ppm)	11,8	13,3	-0,8	1,1	1,1	0,4	8,8	8,0	0,6	40,8%
Dy (ppm)	63,5	65,1	-0,2	4,3	4,3	0,1	45,0	44,2	0,1	33,5%
Ho (ppm)	10,6	10,7	-0,1	0,6	0,6	0,0	7,7	7,6	0,0	29,9%
Er (ppm)	26,5	27,7	-0,3	1,7	1,7	0,1	20,3	19,6	0,2	30,6%
Tm (ppm)	3,0	3,1	-0,1	0,2	0,2	0,0	2,4	2,3	0,1	26,9%
Yb (ppm)	16,6	17,0	-0,2	1,0	0,9	0,0	12,6	12,4	0,1	28,4%
Lu (ppm)	2,2	2,2	-0,1	0,1	0,1	0,0	1,7	1,7	0,0	24,8%
Th (ppm)	921,8	408,5	1,9	50,0	57,7	-0,5	110,1	117,3	-0,2	71,8%
U (ppm)	11,9	7,7	1,2	0,7	0,7	-0,3	3,6	4,0	-0,4	49,1%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 5 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	97,3	97,3	0,00	-	-	-	95,9	95,8	0,0	1,5%
Volume (mL)	-	-	-	507,00	507,8	-0,1	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1146,4	0,6	119,5	124,6	-0,3	487,7	503,7	-0,2	56,7%
Ce (ppm)	2719,8	2730,5	0,0	344,1	343,2	0,0	954,8	953,5	0,0	65,6%
Pr (ppm)	291,3	271,7	0,4	28,7	29,7	-0,2	115,4	118,4	-0,2	57,1%
Nd (ppm)	1004,3	968,7	0,2	101,0	102,9	-0,1	431,7	438,2	-0,1	55,4%
Sm (ppm)	153,1	152,6	0,0	14,8	14,9	0,0	76,0	76,1	0,0	50,9%
Eu (ppm)	11,5	11,1	0,2	0,9	0,9	-0,1	6,5	6,6	-0,1	40,9%
Gd (ppm)	118,9	122,6	-0,2	11,2	11,0	0,1	67,4	66,2	0,1	46,8%
Tb (ppm)	11,8	13,2	-0,8	1,1	1,0	0,4	8,8	8,0	0,6	39,9%
Dy (ppm)	63,5	64,7	-0,1	4,1	4,1	0,0	44,6	44,0	0,1	33,1%
Ho (ppm)	10,6	11,1	-0,3	0,7	0,7	0,1	8,1	7,8	0,2	30,8%
Er (ppm)	26,5	27,7	-0,3	1,6	1,6	0,1	20,4	19,7	0,2	30,1%
Tm (ppm)	3,0	3,1	-0,1	0,2	0,2	0,0	2,3	2,3	0,0	27,4%
Yb (ppm)	16,6	18,1	-0,6	0,9	0,9	0,2	14,6	13,5	0,5	26,7%
Lu (ppm)	2,2	2,3	-0,3	0,1	0,1	0,1	1,9	1,8	0,3	24,4%
Th (ppm)	921,8	405,1	1,9	49,7	57,5	-0,5	100,3	106,4	-0,2	74,1%
U (ppm)	11,9	7,7	1,2	0,7	0,7	-0,3	3,5	3,9	-0,3	50,4%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 6 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	98,6	98,6	0,00	-	-	-	94,0	94,0	0,0	4,7%
Volume (mL)	-	-	-	513,50	511,7	0,1	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1397,6	-0,8	237,2	210,4	0,8	330,1	320,5	0,2	78,1%
Ce (ppm)	2719,8	3084,4	-0,9	553,7	475,3	0,9	669,3	648,3	0,2	80,0%
Pr (ppm)	291,3	321,2	-0,7	53,7	48,5	0,7	74,9	73,1	0,2	78,3%
Nd (ppm)	1004,3	1113,5	-0,7	189,0	168,9	0,7	255,1	248,4	0,2	78,7%
Sm (ppm)	153,1	160,2	-0,3	25,5	24,5	0,3	35,1	34,8	0,1	79,3%
Eu (ppm)	11,5	12,7	-0,7	1,6	1,5	0,5	5,6	5,3	0,3	60,2%
Gd (ppm)	118,9	117,9	0,1	17,1	17,2	0,0	30,0	30,0	0,0	75,7%
Tb (ppm)	11,8	12,2	-0,2	1,7	1,7	0,2	3,6	3,5	0,1	72,3%
Dy (ppm)	63,5	59,1	0,5	8,1	8,4	-0,3	15,9	16,2	-0,1	73,9%
Ho (ppm)	10,6	9,8	0,5	1,2	1,3	-0,3	3,1	3,2	-0,1	68,9%
Er (ppm)	26,5	23,4	0,8	2,7	2,9	-0,4	8,7	9,0	-0,2	63,4%
Tm (ppm)	3,0	2,9	0,2	0,4	0,4	-0,1	1,0	1,0	-0,1	67,2%
Yb (ppm)	16,6	14,1	1,0	1,6	1,8	-0,5	5,0	5,2	-0,3	64,9%
Lu (ppm)	2,2	1,8	1,3	0,2	0,2	-0,5	0,8	0,8	-0,4	54,9%
Th (ppm)	921,8	453,5	1,7	64,5	76,4	-0,6	58,1	59,8	-0,1	87,4%
U (ppm)	11,9	13,6	-0,5	2,5	2,1	0,5	2,7	2,7	0,1	81,4%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 7 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	98,2	98,2	0,05	-	-	-	93,8	93,9	-0,1	4,4%
Volume (mL)	-	-	-	513,50	525,5	-0,8	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1243,0	0,1	221,4	223,2	-0,1	50,9	50,9	0,0	96,1%
Ce (ppm)	2719,8	2820,3	-0,2	526,0	505,8	0,3	118,8	118,6	0,0	96,0%
Pr (ppm)	291,3	287,0	0,1	49,9	50,5	-0,1	17,3	17,4	0,0	94,2%
Nd (ppm)	1004,3	1014,0	-0,1	177,3	175,7	0,1	77,1	77,1	0,0	92,7%
Sm (ppm)	153,1	147,8	0,2	23,4	24,1	-0,2	19,8	19,9	0,0	87,1%
Eu (ppm)	11,5	10,0	0,8	1,4	1,5	-0,5	2,2	2,3	-0,2	78,2%
Gd (ppm)	118,9	105,1	0,8	14,4	15,5	-0,5	22,6	23,0	-0,1	79,1%
Tb (ppm)	11,8	11,7	0,1	1,5	1,5	0,0	4,0	4,0	0,0	67,6%
Dy (ppm)	63,5	53,5	1,1	5,8	6,3	-0,5	19,9	20,9	-0,3	62,7%
Ho (ppm)	10,6	9,6	0,6	0,9	1,0	-0,3	4,4	4,5	-0,2	54,9%
Er (ppm)	26,5	22,0	1,1	2,1	2,3	-0,5	9,7	10,3	-0,4	55,3%
Tm (ppm)	3,0	2,4	1,5	0,2	0,2	-0,5	1,1	1,2	-0,5	50,5%
Yb (ppm)	16,6	11,3	2,1	1,0	1,1	-0,7	5,1	5,6	-0,6	52,7%
Lu (ppm)	2,2	1,7	1,6	0,1	0,1	-0,5	0,9	1,0	-0,6	42,0%
Th (ppm)	921,8	540,0	1,4	61,2	70,2	-0,5	160,7	171,8	-0,2	69,6%
U (ppm)	11,9	15,3	-1,0	2,3	1,6	1,0	8,7	7,0	0,7	56,5%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 8 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	100,3	100,3	0,02	-	-	-	93,6	93,6	0,0	0,1%
Volume (mL)	-	-	-	513,00	519,8	-0,5	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1247,2	0,0	232,9	234,0	0,0	36,2	36,2	0,0	0,1%
Ce (ppm)	2719,8	2810,7	-0,2	546,7	527,7	0,2	80,5	80,4	0,0	5,0%
Pr (ppm)	291,3	288,4	0,1	52,7	53,2	-0,1	13,3	13,3	0,0	0,5%
Nd (ppm)	1004,3	1004,5	0,0	183,3	183,2	0,0	58,4	58,4	0,0	0,0%
Sm (ppm)	153,1	155,0	-0,1	26,5	26,3	0,1	20,3	20,3	0,0	0,7%
Eu (ppm)	11,5	10,9	0,4	1,7	1,7	-0,3	2,0	2,1	-0,1	12,3%
Gd (ppm)	118,9	106,4	0,7	16,1	17,3	-0,5	17,5	17,8	-0,1	49,7%
Tb (ppm)	11,8	11,5	0,2	1,7	1,7	-0,1	2,9	2,9	0,0	3,6%
Dy (ppm)	63,5	57,4	0,6	7,0	7,4	-0,4	20,0	20,6	-0,2	41,1%
Ho (ppm)	10,6	9,5	0,7	1,1	1,2	-0,4	3,4	3,5	-0,2	44,0%
Er (ppm)	26,5	23,2	0,8	2,5	2,7	-0,4	9,7	10,1	-0,3	70,0%
Tm (ppm)	3,0	2,6	1,0	0,3	0,3	-0,4	1,2	1,3	-0,4	91,4%
Yb (ppm)	16,6	15,4	0,5	1,5	1,5	-0,2	7,8	8,0	-0,2	23,8%
Lu (ppm)	2,2	2,2	0,0	0,3	0,3	0,0	0,9	0,9	0,0	0,0%
Th (ppm)	921,8	516,3	1,5	64,8	75,2	-0,5	128,3	135,6	-0,2	215,0%
U (ppm)	11,9	15,8	-1,1	2,8	1,7	1,3	10,1	7,5	0,9	117,6%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 10 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	100,6	100,6	0,02	-	-	-	95,0	95,0	0,0	5,5%
Volume (mL)	-	-	-	520,00	526,0	-0,4	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1122,6	0,7	152,4	162,5	-0,4	282,4	288,7	-0,1	75,7%
Ce (ppm)	2719,8	2676,9	0,1	403,1	408,0	-0,1	572,7	574,5	0,0	79,7%
Pr (ppm)	291,3	264,1	0,6	37,7	40,1	-0,4	56,5	57,5	-0,1	79,4%
Nd (ppm)	1004,3	948,7	0,4	132,8	137,9	-0,3	237,8	240,8	-0,1	76,0%
Sm (ppm)	153,1	145,0	0,4	17,6	18,2	-0,2	51,8	52,6	-0,1	65,7%
Eu (ppm)	11,5	10,0	0,8	1,0	1,1	-0,4	4,3	4,5	-0,3	57,1%
Gd (ppm)	118,9	117,3	0,1	13,0	13,1	-0,1	51,4	51,7	0,0	58,4%
Tb (ppm)	11,8	12,6	-0,5	1,2	1,1	0,2	7,5	7,1	0,3	46,5%
Dy (ppm)	63,5	62,5	0,1	4,2	4,2	0,0	42,6	43,0	-0,1	35,1%
Ho (ppm)	10,6	10,2	0,2	0,6	0,6	-0,1	7,2	7,4	-0,1	32,1%
Er (ppm)	26,5	26,7	0,0	1,5	1,5	0,0	20,1	20,1	0,0	28,9%
Tm (ppm)	3,0	2,9	0,3	0,1	0,1	-0,1	2,2	2,3	-0,2	25,1%
Yb (ppm)	16,6	16,9	-0,1	0,8	0,8	0,0	13,7	13,4	0,1	25,1%
Lu (ppm)	2,2	2,2	0,1	0,1	0,1	0,0	1,7	1,7	-0,1	26,9%
Th (ppm)	304,6	240,9	0,7	25,0	27,2	-0,3	98,0	104,2	-0,2	59,1%
U (ppm)	3,9	4,1	-0,2	0,5	0,4	0,1	1,9	1,9	0,1	56,3%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 11 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	99,2	99,2	0,05	-	-	-	93,6	93,6	-0,1	5,6%
Volume (mL)	-	-	-	537,90	551,0	-0,9	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1087,3	0,9	166,5	182,8	-0,7	75,6	76,2	-0,1	93,4%
Ce (ppm)	2719,8	2509,3	0,5	397,9	422,9	-0,4	169,0	169,8	0,0	93,6%
Pr (ppm)	291,3	241,1	1,1	35,3	39,3	-0,8	23,6	24,0	-0,1	90,6%
Nd (ppm)	1004,3	902,2	0,7	133,4	143,4	-0,5	110,6	111,8	-0,1	88,3%
Sm (ppm)	153,1	139,0	0,6	17,6	18,7	-0,4	36,6	37,4	-0,1	74,6%
Eu (ppm)	11,5	9,7	1,0	1,0	1,1	-0,5	3,7	3,9	-0,3	62,1%
Gd (ppm)	118,9	105,8	0,7	11,8	12,5	-0,4	37,3	38,6	-0,2	65,6%
Tb (ppm)	11,8	11,8	0,0	1,1	1,1	0,0	6,2	6,2	0,0	50,0%
Dy (ppm)	63,5	60,5	0,3	4,5	4,6	-0,1	36,2	37,2	-0,2	42,0%
Ho (ppm)	10,6	9,7	0,6	0,6	0,6	-0,2	6,4	6,7	-0,3	34,7%
Er (ppm)	26,5	25,3	0,3	1,5	1,5	-0,1	17,3	17,7	-0,2	33,9%
Tm (ppm)	3,0	2,8	0,4	0,1	0,1	-0,1	2,1	2,2	-0,3	28,0%
Yb (ppm)	16,6	16,5	0,0	0,9	0,9	0,0	12,2	12,2	0,0	29,9%
Lu (ppm)	2,2	2,0	0,7	0,1	0,1	-0,2	1,4	1,5	-0,4	28,9%
Th (ppm)	304,6	269,3	0,4	39,5	42,8	-0,3	30,0	33,6	-0,1	88,2%
U (ppm)	3,9	4,3	-0,4	0,7	0,7	0,4	0,7	0,7	0,1	84,2%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 13 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	98,8	98,8	0,05	-	-	-	92,9	92,9	-0,1	5,9%
Volume (mL)	-	-	-	537,90	550,3	-0,8	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1075,8	0,9	163,6	180,4	-0,7	74,2	74,8	-0,1	93,5%
Ce (ppm)	2719,8	2581,3	0,3	418,4	436,7	-0,3	157,0	157,5	0,0	94,3%
Pr (ppm)	291,3	244,5	1,1	36,4	40,4	-0,7	20,3	20,5	-0,1	92,1%
Nd (ppm)	1004,3	942,3	0,4	144,4	151,5	-0,3	103,6	104,2	0,0	89,6%
Sm (ppm)	153,1	146,2	0,3	20,3	20,9	-0,2	31,2	31,4	-0,1	79,8%
Eu (ppm)	11,5	10,2	0,7	1,1	1,1	-0,4	4,1	4,3	-0,2	60,6%
Gd (ppm)	118,9	105,7	0,7	13,5	14,5	-0,5	26,0	26,6	-0,2	76,3%
Tb (ppm)	11,8	11,6	0,1	1,3	1,3	-0,1	4,6	4,7	0,0	62,2%
Dy (ppm)	63,5	57,6	0,6	5,2	5,4	-0,3	28,3	29,5	-0,3	51,9%
Ho (ppm)	10,6	9,6	0,6	0,8	0,8	-0,3	5,0	5,2	-0,3	48,8%
Er (ppm)	26,5	23,9	0,6	2,0	2,1	-0,3	12,5	13,0	-0,3	48,8%
Tm (ppm)	3,0	2,9	0,4	0,2	0,2	-0,2	1,7	1,8	-0,2	42,3%
Yb (ppm)	16,6	14,8	0,7	1,1	1,2	-0,3	8,4	8,8	-0,3	43,9%
Lu (ppm)	2,2	2,0	0,7	0,2	0,2	-0,3	1,1	1,2	-0,3	44,0%
Th (ppm)	304,6	330,0	-0,3	47,4	44,0	0,2	92,4	90,2	0,1	74,3%
U (ppm)	3,9	4,2	-0,3	0,5	0,5	0,2	1,8	1,7	0,1	61,1%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 14 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	99,2	99,2	-0,06	-	-	-	95,1	95,0	0,1	4,2%
Volume (mL)	-	-	-	517,90	499,5	1,2	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1381,9	-0,7	246,0	221,1	0,7	287,0	280,5	0,1	80,6%
Ce (ppm)	2719,8	3144,1	-1,0	639,5	521,4	1,2	558,9	541,8	0,2	83,5%
Pr (ppm)	291,3	313,2	-0,5	53,9	50,1	0,5	64,5	63,4	0,1	80,6%
Nd (ppm)	1004,3	1141,3	-0,9	205,7	176,8	0,9	272,0	262,4	0,2	78,0%
Sm (ppm)	153,1	173,3	-0,9	27,9	24,5	0,8	54,5	52,1	0,3	71,2%
Eu (ppm)	11,5	12,0	-0,3	1,4	1,4	0,2	5,4	5,3	0,1	57,7%
Gd (ppm)	118,9	130,6	-0,7	18,2	16,8	0,5	49,9	47,9	0,3	64,9%
Tb (ppm)	11,8	13,6	-1,0	1,6	1,5	0,7	7,2	6,5	0,6	54,0%
Dy (ppm)	63,5	64,7	-0,1	5,5	5,5	0,1	39,2	38,8	0,1	42,6%
Ho (ppm)	10,6	10,7	-0,1	0,8	0,8	0,0	7,0	7,0	0,0	37,2%
Er (ppm)	26,5	26,5	0,0	1,9	1,9	0,0	17,9	17,9	0,0	35,4%
Tm (ppm)	3,0	3,2	-0,4	0,2	0,2	0,1	2,5	2,3	0,3	30,5%
Yb (ppm)	16,6	17,1	-0,2	1,0	1,0	0,1	12,7	12,4	0,1	30,5%
Lu (ppm)	2,2	2,3	-0,2	0,1	0,1	0,1	1,6	1,6	0,1	32,3%
Th (ppm)	304,6	377,8	-0,8	78,6	54,0	1,0	121,6	110,4	0,3	72,0%
U (ppm)	3,9	5,0	-1,0	0,7	0,5	0,9	10,2	2,6	2,5	49,8%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 15 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	99,7	99,7	0,02	-	-	-	95,1	95,1	-0,1	4,6%
Volume (mL)	-	-	-	517,90	522,4	-0,3	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1137,9	0,6	190,5	204,5	-0,5	69,0	69,3	0,0	94,2%
Ce (ppm)	2719,8	2763,2	-0,1	505,0	497,2	0,1	165,7	165,6	0,0	94,3%
Pr (ppm)	291,3	267,9	0,5	44,0	46,8	-0,4	23,7	23,8	0,0	91,5%
Nd (ppm)	1004,3	891,0	0,8	138,3	149,6	-0,5	111,0	112,3	-0,1	88,0%
Sm (ppm)	153,1	139,6	0,6	18,9	20,0	-0,4	35,9	36,6	-0,1	75,0%
Eu (ppm)	11,5	5,0	3,7	0,1	0,1	-0,2	4,0	4,7	-1,2	75,2%
Gd (ppm)	118,9	103,9	0,8	12,0	12,8	-0,4	37,1	38,5	-0,3	64,6%
Tb (ppm)	11,8	13,4	-0,9	1,6	1,5	0,6	6,3	5,9	0,5	66,2%
Dy (ppm)	63,5	61,5	0,2	4,7	4,8	-0,1	37,6	38,3	-0,1	40,6%
Ho (ppm)	10,6	9,2	0,9	0,4	0,4	-0,2	6,7	7,2	-0,5	24,6%
Er (ppm)	26,5	24,8	0,4	1,4	1,4	-0,1	17,4	18,1	-0,3	30,2%
Tm (ppm)	3,0	3,1	-0,1	0,2	0,2	0,0	2,1	2,1	0,1	59,8%
Yb (ppm)	16,6	16,6	0,0	0,9	0,9	0,0	12,4	12,4	0,0	29,0%
Lu (ppm)	2,2	2,3	-0,1	0,1	0,1	0,0	1,6	1,6	0,1	59,8%
Th (ppm)	304,6	351,9	-0,5	78,6	62,1	0,7	28,4	28,0	0,0	91,8%
U (ppm)	3,9	4,3	-0,4	0,7	0,6	0,4	1,3	1,3	0,1	75,6%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

Résultats de l'essai de lixiviation n° 16 du minerai Soutex-2

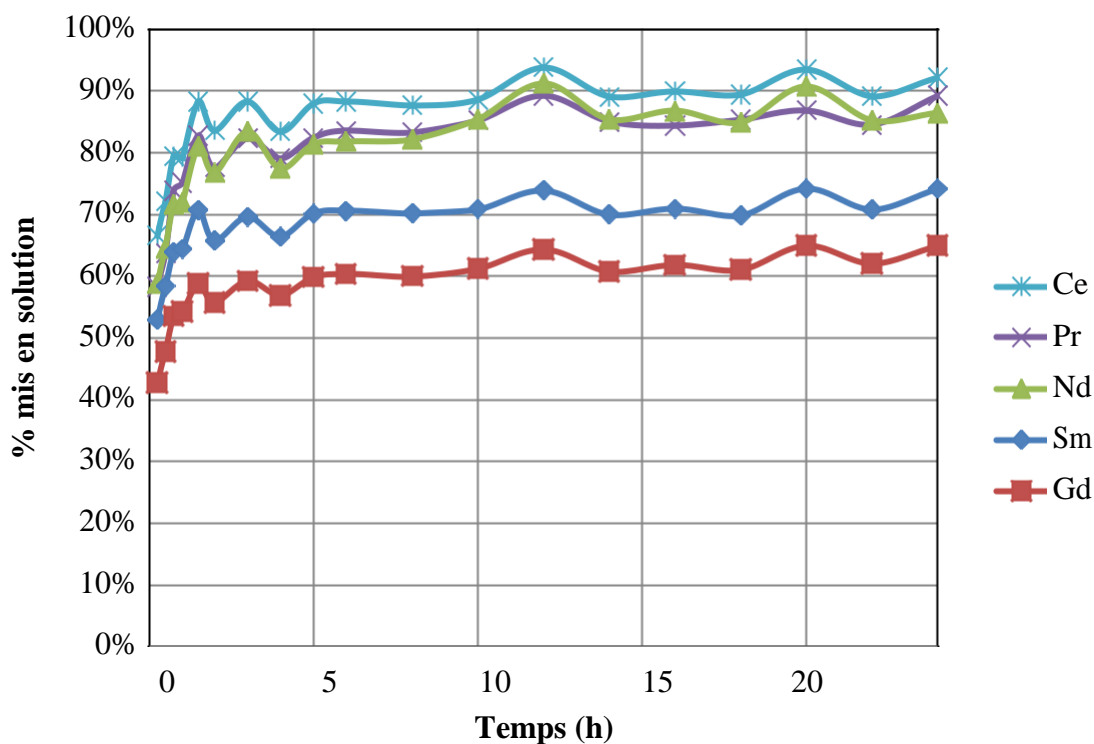
	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	104,5	104,5	0,00	-	-	-	99,4	99,4	0,0	4,9%
Volume (mL)	-	-	-	537,90	540,4	-0,2	-	-	-	
La (ppm)	1253,6	1189,9	0,3	202,5	211,1	-0,3	102,7	103,1	0,0	91,8%
Ce (ppm)	2719,8	2765,6	-0,1	499,6	491,6	0,1	235,0	234,6	0,0	91,9%
Pr (ppm)	291,3	282,4	0,2	47,7	48,9	-0,2	30,9	31,0	0,0	89,6%
Nd (ppm)	1004,3	970,7	0,2	158,3	162,7	-0,2	135,5	136,1	0,0	86,7%
Sm (ppm)	153,1	150,0	0,1	21,3	21,6	-0,1	40,0	40,2	0,0	74,5%
Eu (ppm)	11,5	10,4	0,6	1,2	1,2	-0,3	4,1	4,2	-0,2	61,9%
Gd (ppm)	118,9	111,4	0,4	13,6	14,2	-0,3	39,4	40,2	-0,1	65,7%
Tb (ppm)	11,8	12,7	-0,5	1,3	1,3	0,3	6,8	6,5	0,3	51,5%
Dy (ppm)	63,5	64,2	-0,1	5,4	5,4	0,0	38,7	38,4	0,0	43,1%
Ho (ppm)	10,6	10,8	-0,1	0,8	0,8	0,1	7,1	7,0	0,1	38,7%
Er (ppm)	26,5	27,0	-0,1	1,9	1,9	0,0	18,3	18,1	0,1	36,3%
Tm (ppm)	3,0	3,1	-0,2	0,2	0,2	0,1	2,2	2,2	0,1	33,3%
Yb (ppm)	16,6	17,5	-0,4	1,1	1,1	0,1	12,9	12,4	0,3	32,5%
Lu (ppm)	2,2	2,3	-0,1	0,1	0,1	0,0	1,7	1,7	0,1	30,4%
Th (ppm)	921,8	339,6	2,1	52,2	61,8	-0,6	20,8	21,0	0,0	94,1%
U (ppm)	11,9	4,0	2,2	0,4	0,5	-0,4	1,6	1,7	-0,3	60,6%

* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure

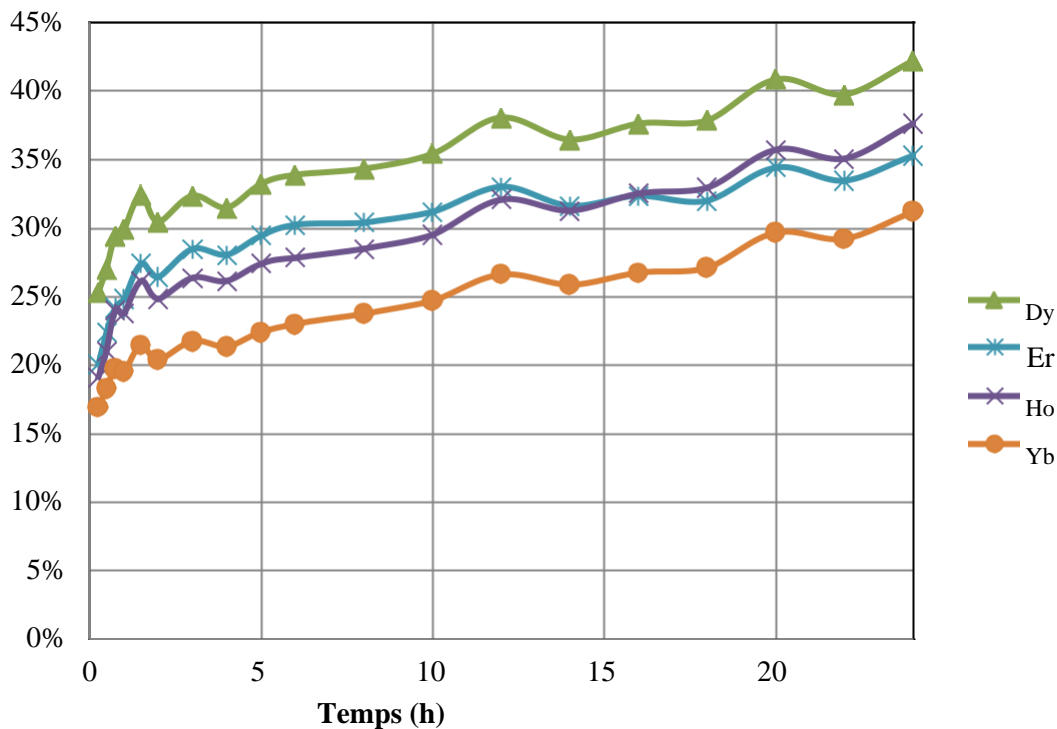
Résultats de l'essai de lixiviation n° 18 du minerai Soutex-2

	Alimentation			Lixiviat			Résidu de lixiviation			% en solution
	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	Mesure	Estimé	Résidu*	%
Masse (g)	99,7	99,7	0,01	-	-	-	95,1	95,1	0,0	4,6%
Volume (mL)	-	-	-	517,90	519,1	-0,1	-	-	-	
La (ppm)	1230,0	1220,2	0,1	205,2	206,7	0,0	151,1	151,3	0,0	88,2%
Ce (ppm)	3020,2	2958,6	0,1	497,7	506,4	-0,1	337,2	337,9	0,0	89,1%
Pr (ppm)	275,6	298,1	-0,5	54,8	50,2	0,6	39,1	38,7	0,1	87,6%
Nd (ppm)	1009,7	971,4	0,3	153,2	157,7	-0,2	156,5	157,4	0,0	84,5%
Sm (ppm)	155,6	148,2	0,3	20,8	21,4	-0,2	38,0	38,4	-0,1	75,3%
Eu (ppm)	10,6	11,1	-0,3	1,0	1,4	-0,4	3,9	4,0	-0,2	65,2%
Gd (ppm)	111,7	101,7	0,6	25,9	12,6	0,5	35,5	38,1	-0,5	69,7%
Tb (ppm)	14,0	14,6	-0,2	1,6	1,6	0,0	5,9	6,3	-0,5	60,1%
Dy (ppm)	67,0	58,5	0,8	4,6	4,8	-0,3	33,1	35,0	-0,4	42,9%
Ho (ppm)	11,4	9,3	1,2	0,4	0,4	-0,8	5,9	7,4	-1,7	50,6%
Er (ppm)	28,0	25,1	0,7	2,1	1,4	0,3	14,8	18,4	-1,6	49,6%
Tm (ppm)	3,2	3,1	0,3	0,2	0,2	0,0	2,0	2,1	-0,5	41,7%
Yb (ppm)	18,4	17,2	0,4	1,0	0,9	0,2	11,3	12,9	-0,9	41,4%
Lu (ppm)	2,3	2,3	0,1	0,1	0,1	0,0	1,5	1,6	-0,3	38,3%
Th (ppm)	304,6	436,3	-1,4	78,6	78,6	0,0	34,0	28,4	0,5	89,4%
U (ppm)	3,9	4,7	-0,7	0,7	0,7	0,0	1,5	1,3	0,4	63,5%

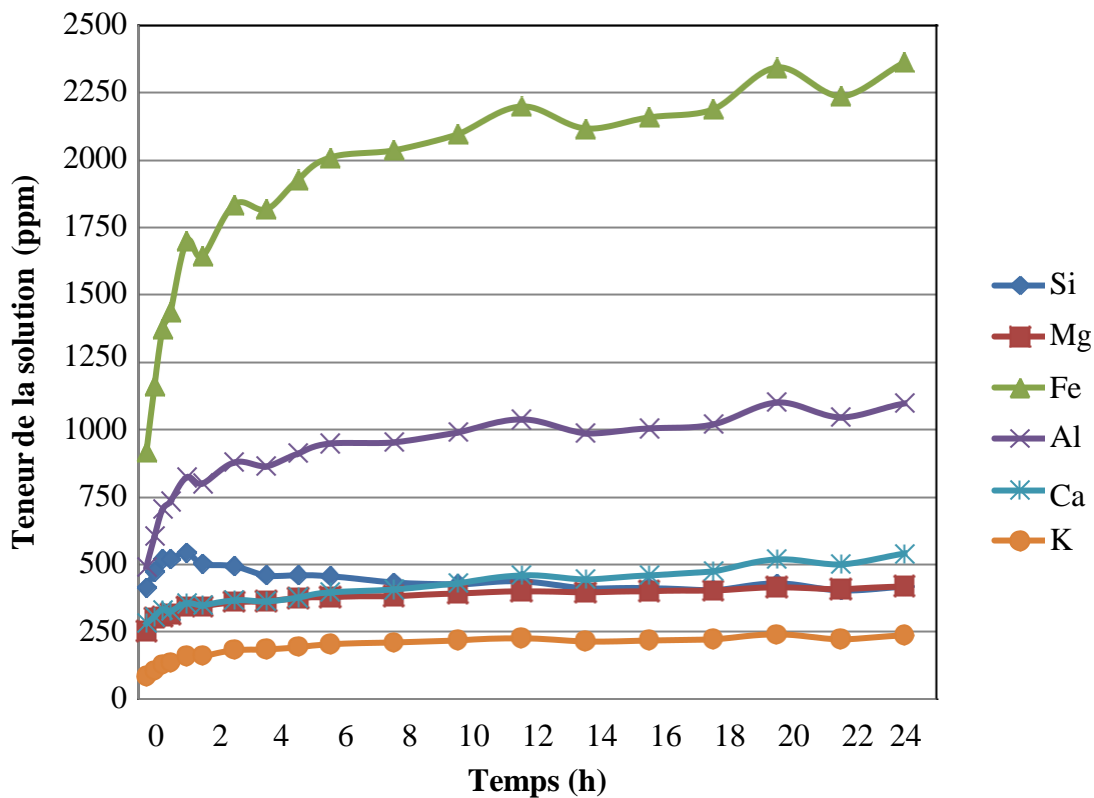
* Résidu réduit = (Mesure - Estimé) / Écart-type de mesure



Mise en solution des TR du minerai Soutex-2 durant l'essai n° 16 (1 de 2)



Mise en solution des TR du minerai Soutex-2 durant l'essai n° 16 (2 de 2)



Teneurs élémentaires en solution durant l'essai n° 16 sur le minerai Soutex-2

ANNEXE C

Données pour la réconciliation de l'analyse granulo-chimique Niobec-1

Données brutes et ajustées pour l'analyse granulo-chimique de l'échantillon Niobec-1 (1 de 2)

Classe		% poids	% poids	Y	Y	La	La	Ce	Ce	Pr	Pr	Nd	Nd	Sm	Sm	Eu	Eu
Tamis	Taille (um)	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.
Tête	Tête	-	100%	83	72	3208	3028	6196	5897	722	696	2479	2311	278	260	60	55
+14 mailles	1200	6,8%	6,8%	72	72	2733	2742	5348	5363	622	624	2094	2102	236	237	52	52
+20 mailles	-1200/+853	10,2%	10,2%	68	69	2573	2585	5063	5084	687	689	2004	2015	225	226	49	50
+28 mailles	-853/+599	14,5%	14,4%	63	63	2311	2325	4549	4572	536	538	1807	1820	207	208	44	45
+35 mailles	-599/+422	14,4%	14,3%	62	62	2267	2280	4435	4457	524	526	1758	1770	205	206	43	43
+48 mailles	-422/+297	10,4%	10,3%	55	56	2261	2270	4477	4493	512	514	1729	1738	196	197	43	44
+65 mailles	-297/+211	8,1%	8,1%	67	68	2779	2789	5476	5495	635	636	2113	2122	240	241	53	53
+100 mailles	-211/+152	7,2%	7,2%	74	75	3086	3098	5981	6001	695	696	2338	2349	263	264	55	55
+150 mailles	-152/+104	5,4%	5,4%	65	66	2890	2898	5482	5494	637	638	2259	2266	248	248	51	51
+200 mailles	-104/+75	4,2%	4,2%	72	72	3223	3230	6056	6068	708	709	2502	2509	270	270	56	56
+270 mailles	-75/+53	4,0%	4,0%	80	81	3674	3683	6959	6974	819	820	2855	2864	316	317	64	64
+400 mailles	-53/+37	2,8%	2,8%	77	77	3553	3559	6707	6717	778	778	2713	2719	298	298	60	60
+635 mailles	-37/+20	5,1%	5,1%	71	71	3174	3183	6210	6225	719	721	2332	2339	272	273	58	58
-635 mailles	-20	7,0%	7,2%	138	140	7355	7423	14416	14532	1670	1680	5375	5431	593	599	123	125

Données brutes et ajustées pour l'analyse granulo-chimique de l'échantillon Niobec-1 (2 de 2)

Classe		Gd	Gd	Tb	Tb	Dy	Dy	Ho	Ho	Er	Er	Tm	Tm	Yb	Yb	Lu	Lu
Tamis	Taille (um)	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.	Brute	Ajust.
Tête	Tête	196	176	15	13	30	26	4,0	3,6	12,5	11,0	1,2	0,9	3,9	3,5	0,9	0,8
+14 mailles	+1200	164	164	13	13	26	27	3,5	3,5	10,6	10,7	1,0	1,0	3,6	3,6	1,0	1,0
+20 mailles	-1200/+853	165	167	12	12	24	24	3,1	3,1	10,7	10,8	1,0	1,0	3,6	3,6	0,8	0,8
+28 mailles	-853/+599	138	140	11	11	22	22	3,3	3,3	9,5	9,6	0,9	0,9	2,7	2,7	0,7	0,7
+35 mailles	-599/+422	137	139	11	11	19	19	3,0	3,0	9,5	9,6	0,9	0,9	2,6	2,6	0,7	0,7
+48 mailles	-422/+297	126	126	10	10	19	19	2,7	2,7	8,1	8,2	0,9	0,9	3,1	3,1	0,7	0,7
+65 mailles	-297/+211	162	163	12	12	23	24	3,5	3,5	9,2	9,3	0,7	0,7	3,5	3,5	0,7	0,7
+100 mailles	-211/+152	184	185	13	13	26	26	3,5	3,5	11,2	11,3	0,7	0,7	3,4	3,4	0,8	0,8
+150 mailles	-152/+104	161	161	12	12	24	24	3,3	3,3	9,5	9,5	0,9	0,9	2,9	2,9	0,8	0,8
+200 mailles	-104/+75	174	175	13	13	26	26	3,4	3,4	9,8	9,8	0,8	0,8	3,6	3,6	0,9	0,9
+270 mailles	-75/+53	205	206	15	15	30	31	4,0	4,0	12,6	12,7	0,9	0,9	3,3	3,3	0,8	0,8
+400 mailles	-53/+37	196	197	15	15	29	29	3,7	3,7	11,7	11,7	1,0	1,0	3,7	3,7	0,9	0,9
+635 mailles	-37/+20	179	180	14	14	25	25	3,6	3,6	10,3	10,4	0,9	0,9	3,1	3,1	0,8	0,8
-635 mailles	-20	401	407	28	28	56	57	7,2	7,3	24,0	24,4	1,3	1,3	7,4	7,5	1,0	1,0

ANNEXE D

Données brutes et réconciliées des essais de flottation pour le minerai Niobec

Données brutes pour les expériences sans réconciliation des données

Expérience	Concentré 1		Rejet		Récupératio	Récupération
	Masse (g)	Teneur TR	Masse (g)	Teneur TR	massique	TR
1	154	1,42%	91	1,71%	82%	77%
2	238	1,27%	79	1,80%	84%	79%
3	88	1,38%	295	1,41%	41%	37%
4	55	1,56%	382	1,47%	24%	15%
5	20	1,74%	424	1,35%	15%	14%
6	96	1,30%	292	1,22%	42%	46%
7	32	2,27%	455	1,31%	9%	11%
11	50	1,22%	373	1,26%	26%	29%
14	14	1,55%	440	1,23%	12%	19%
15	82	1,27%	311	1,17%	38%	44%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 8

	Masse		%TR		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconcilié	Brute	Réconcilié	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	501	1,33%	1,39%	-	-
Concentré 1	59	59	2,19%	2,17%	18%	2,17%
Concentré 2	39	39	2,79%	2,77%	34%	2,41%
Concentré 3	5	5	3,34%	3,33%	36%	2,45%
Résidus	396	398	1,15%	1,11%	100%	1,39%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 9

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	495	1,33%	1,32%	-	-
Concentré 1	45	45	1,69%	1,70%	12%	1,70%
Concentré 2	32	32	2,36%	2,36%	23%	1,97%
Concentré 3	5	5	2,36%	2,36%	25%	2,00%
Résidus	410	413	1,19%	1,19%	100%	1,32%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 12

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	498	1,33%	1,38%	-	-
Concentré 1	53,5	54	1,51%	1,50%	12%	1,50%
Concentré 2	49,2	49	1,66%	1,65%	24%	1,57%
Concentré 3	67,1	67	1,74%	1,73%	40%	1,64%
Résidus	326,3	328	1,28%	1,25%	100%	1,38%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 13

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	498	1,33%	1,33%	-	-
Concentré 1	43,8	44	1,88%	1,88%	12%	1,88%
Concentré 2	31,1	31	2,29%	2,29%	23%	2,05%
Concentré 3	22,2	22	2,46%	2,46%	31%	2,14%
Résidus	399,6	401	1,13%	1,13%	100%	1,33%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 16

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	490	1,33%	1,38%	-	-
Concentré 1	77,8	78	1,47%	1,46%	17%	1,46%
Concentré 2	42	42	1,61%	1,60%	27%	1,51%
Concentré 3	26,4	26	2,11%	2,10%	35%	1,62%
Résidus	338,5	344	1,31%	1,28%	100%	1,38%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 17

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	495	1,33%	1,40%	-	-
Concentré 1	93,37	93	1,65%	1,62%	22%	1,62%
Concentré 2	119,17	119	1,90%	1,87%	54%	1,76%
Concentré 3	101,54	102	1,70%	1,67%	78%	1,73%
Résidus	178,93	181	0,85%	0,84%	100%	1,40%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 18

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	498	1,33%	1,43%	-	-
Concentré 1	74,03	74	1,65%	1,62%	17%	1,62%
Concentré 2	75,25	75	1,86%	1,83%	36%	1,73%
Concentré 3	131,35	131	1,95%	1,90%	71%	1,81%
Résidus	215,17	218	0,96%	0,94%	100%	1,43%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 19

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	497	1,33%	1,38%	-	-
Concentré 1	99,02	99	1,51%	1,50%	22%	1,50%
Concentré 2	95,03	95	1,62%	1,61%	44%	1,55%
Concentré 3	199,62	200	1,43%	1,41%	85%	1,48%
Résidus	102,64	103	1,00%	1,00%	100%	1,38%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 20

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	495	1,33%	1,44%	-	-
Concentré 1	92,25	92	1,63%	1,60%	21%	1,60%
Concentré 2	67,55	68	1,61%	1,59%	36%	1,60%
Concentré 3	117,77	118	1,73%	1,69%	64%	1,64%
Résidus	215,47	218	1,22%	1,18%	100%	1,44%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 21

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération	Teneur TR
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée	TR cumul.	cumul. (%)
Alimentation	500	497	1,33%	1,22%	-	-
Concentré 1	104	104	1,00%	1,01%	17%	1,01%
Concentré 2	66	66	1,15%	1,16%	30%	1,07%
Concentré 3	27	27	2,80%	2,82%	43%	1,31%
Résidus	299	300	1,12%	1,16%	100%	1,22%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 22

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	500	493	1,33%	1,28%	-	-
Concentré 1	48	48	2,04%	2,05%	16%	2,05%
Concentré 2	49	49	2,23%	2,25%	33%	2,15%
Concentré 3	42	42	2,08%	2,09%	47%	2,13%
Résidus	352	353	0,92%	0,94%	100%	1,28%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 23

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	500	494	1,33%	1,12%	-	-
Concentré 1	179	176	0,62%	0,64%	20%	0,64%
Concentré 2	95	97	1,81%	1,89%	54%	1,08%
Concentré 3	4	4	1,16%	1,16%	54%	1,09%
Résidus	216	218	1,10%	1,16%	100%	1,12%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 24

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	500	492	1,33%	1,30%	-	-
Concentré 1	84	84	2,00%	2,02%	27%	2,02%
Concentré 2	34	34	1,33%	1,33%	34%	1,82%
Concentré 3	12	12	1,67%	1,67%	37%	1,81%
Résidus	359	362	1,09%	1,11%	100%	1,30%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 25

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	390	385	1,88%	1,75%	-	-
Concentré 1	68,5	69	2,22%	2,26%	23%	2,26%
Concentré 2	48,9	49	2,07%	2,09%	38%	2,19%
Concentré 3	18,7	19	2,46%	2,47%	45%	2,23%
Résidus	247,7	248	1,43%	1,48%	100%	1,75%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 26

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	500	491	1,33%	1,22%	-	-
Concentré 1	114,86	116	1,82%	1,87%	36%	1,87%
Concentré 2	77,11	78	1,65%	1,68%	58%	1,79%
Concentré 3	25,95	26	2,72%	2,74%	70%	1,91%
Résidus	273,24	271	0,65%	0,66%	100%	1,22%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 27

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	500	493	1,33%	1,34%	-	-
Concentré 1	100,1	100	2,23%	2,22%	34%	2,22%
Concentré 2	68,8	69	1,72%	1,72%	52%	2,02%
Concentré 3	46,01	46	1,45%	1,45%	62%	1,90%
Résidus	275,59	278	0,91%	0,91%	100%	1,34%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 28

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	500	494	1,33%	1,28%	-	-
Concentré 1	89	90	2,28%	2,31%	33%	2,31%
Concentré 2	69,2	69	1,65%	1,66%	51%	2,03%
Concentré 3	23,73	24	2,08%	2,09%	59%	2,03%
Résidus	311,46	311	0,82%	0,83%	100%	1,28%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 29

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	900	896	1,55%	1,51%	-	-
Concentré 1	116	116	1,81%	1,82%	16%	1,82%
Concentré 2	194	195	1,95%	1,97%	44%	1,91%
Concentré 3	192,8	193	2,12%	2,13%	74%	2,00%
Résidus	393	392	0,88%	0,88%	100%	1,51%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 30

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	1000	983	1,55%	1,49%	-	-
Concentré 1	207,4	208	1,48%	1,49%	21%	1,49%
Concentré 2	136,9	137	1,95%	1,96%	40%	1,68%
Concentré 3	307,6	310	1,67%	1,75%	77%	1,71%
Résidus	326,8	327	1,04%	1,05%	100%	1,49%

Données brutes et réconciliées pour l'essai de flottation n° 32

Flux	Masse (g)		Teneur en TR (%)		Récupération TR cumul.	Teneur TR cumul. (%)
	Brute	Réconciliée	Brute	Réconciliée		
Alimentation	560	561	1,55%	1,53%	-	-
Concentré 1	59,9	60	1,83%	1,83%	13%	1,83%
Concentré 2	91	91	1,41%	1,41%	28%	1,58%
Concentré 3	200,2	200	2,08%	2,12%	77%	1,89%
Résidus	209,9	209	0,93%	0,93%	100%	1,53%