

RAPPORT SCIENTIFIQUE



EDITION 2025, COMPÉTITIVITÉ INDUSTRIELLE,
ACCEPTABILITÉ SOCIÉTALE, VALORISATION DES
REJETS & RÉDUCTION DES IMPACTS

VALORE

ÉTUDE DE PRÉFAISABILITÉ DU TRAITEMENT
DES MINERAIS DE NICKEL CALÉDONIENS
NON VALORISÉS ACTUELLEMENT
PAR DES PROCÉDÉS MINÉRALURGIQUES



Rapport Scientifique

2025

PROGRAMME VALORE NC

**ÉTUDE DE PRÉFAISABILITÉ DU TRAITEMENT DES
MINÉRAIS DE NICKEL CALÉDONIENS NON
VALORISÉS ACTUELLEMENT PAR DES PROCÉDÉS
MINÉRALURGIQUES**



*Étude réalisée dans le cadre des programmes de recherche financés par
le CNRTEC, Centre du Nickel*

2025



**UNIVERSITÉ
DE LORRAINE**



DIMENC
Direction de l'Industrie,
des Mines et de l'Energie

KEDGE
BUSINESS SCHOOL

« PROJET VALORE NC »

Juin 2025

Ouvrage collectif coordonné par Lev FILIPPOV (Université de Lorraine (UL) – Laboratoire GéoRessources)

Pour le consortium CNRTEC – UNC – UL –

DIMENC Avec la participation de Kedge Business

School

AUTEURS :

Frédéric DIOT (UL)

Lev FILIPPOV (UL)

Willy FOUCHER (DIMENC)

Michaël MEYER (UNC)

AVEC LA COLLABORATION DE :

Olga BATTALIA (KBS)

Morikounadi FOFANA (stagiaire M2 "Géoressources Engineering", Université de Lorraine)

Maxime LE BAIL (stagiaire en alternance BTS "Géologie appliquée", Lycée Loritz, Nancy)

Stéphane LESIMPLE (DIMENC)

Ali MEHRABZADEH (KBS)

RÉVISION DU DOCUMENT

Réf.	CSF n° 5PS2020-NRT.UL/VALORE NC du 20/09/21			
Version	Date	Rédacteurs	Qualité des rédacteurs	Révision pour CNRTEC
V8	26/05/2025	Frédéric DIOT (UL) Lev FILIPPOV (UL) Willy FOUCHER (DIMENC) Michaël MEYER (UNC)	Partenaire et acteur de l'équipe projet	Médéric Suon (CNRTEC)

CITATION DU DOCUMENT

Mots clés : Valorisation, enrichissement, pré-concentration, géo-métallurgie, minéralurgie, caractérisation.

En bibliographie, ce rapport sera cité de la façon suivante :

Foucher W. et al (2024) – *Rapport final*. Programme « VALore NC ». CNRT « Nickel & son environnement ». 124 pages.

Table des matières

1. GÉNÉRALITÉS	12
1.1. CONTEXTE.....	12
1.2. LE NICKEL	12
1.3. RESSOURCES, RÉSERVES ET PRODUCTION DE NICKEL	13
1.4. MODÈLE GÉOMÉTALLURGIQUE	14
2. CLASSIFICATION GÉOLOGIQUE DES GISEMENTS DE NICKEL	21
2.1. PROFIL D'ALTERATION EN CONTEXTE DE BASSIN (PRNC GORO)	21
2.2. LES PROFILS D'ALTÉRATION EN CONTEXTE DE PLATEAU (TIÉBAGHI/POUM).....	22
2.3. LES PROFILS D'ALTÉRATION EN CONTEXTE DE PLATEAU DISSÉQUÉ (SMT NAKÉTY, KNS KONIAMBO ET SLN KOPÉTO).....	23
2.4. LES PROFILS D'ALTÉRATION EN CONTEXTE DE CRÊTE (NMC NAKÉTY ET SMSP POYA).23	
3. LES TECHNIQUES MINÉRALURGIQUES DE VALORISATIONS	24
3.1. BIBLIOGRAPHIE	24
3.1.1. <i>LES PROCÉDÉS D'ENRICHISSEMENT EXISTANTS.....</i>	<i>24</i>
3.1.2. <i>PRÉCONCENTRATION ET VALORISATION DU MINÉRAI</i>	<i>26</i>
3.2. LES TECHNIQUES PHYSIQUES EN PLACE EN NOUVELLE-CALÉDONIE.....	34
3.2.1. <i>Chutes et grilles</i>	<i>34</i>
3.2.2. <i>Les cribles mécanisés (Crible vibrant, wobbler, scalpeur, et tromMel).....</i>	<i>34</i>
3.2.3. <i>Les concasseurs</i>	<i>35</i>
3.2.4. <i>L'Attrition</i>	<i>35</i>
3.2.5. <i>Floculation-Décantation.....</i>	<i>36</i>
3.2.6. <i>Centrifugation.....</i>	<i>36</i>
3.2.7. <i>Les filtres presses</i>	<i>36</i>
3.3. LES TESTS GRANULOMÉTRIQUES RÉALISÉS/FOURNIS.....	37
3.3.1. <i>NMC : mine Ouaco, chantier Crête du village (CV)</i>	<i>37</i>
3.3.2. <i>SLN : Mine Népouj, chantier Bernadette B1</i>	<i>38</i>
3.3.3. <i>SLN : Mine Thio, caractérisation granulochimique pour définir les mailles de coupure d'un crible mobile.....</i>	<i>40</i>
3.4. LES TECHNIQUES PHYSICO-CHIMIQUES À DÉVELOPPER.....	41
3.4.1. <i>La séparation magnétique</i>	<i>41</i>
3.4.2. <i>La flottation</i>	<i>41</i>
3.4.3. <i>La séparation granulométrique.....</i>	<i>42</i>
3.4.4. <i>La séparation gravitaire (gravimétrique)</i>	<i>42</i>
3.4.5. <i>La séparation par milieu dense</i>	<i>42</i>
3.4.6. <i>Le tri optique</i>	<i>43</i>
4. LA MÉTALLURGIE EXTRACTIVE	44

4.1.	TRAITEMENT PAR VOIE PYROMÉTALLURGIE	45
4.2.	TRAITEMENT PAR VOIE HYDRO-MÉTALLURGIQUE	46
5.	CARACTERISATION DES ECHANTILLONS ET CHOIX DES METHODES DE TRAITEMENTS	49
5.1.	CARACTÉRISATIONS EFFECTUÉES À L'UNIVERSITÉ DE NOUVELLE-CALÉDONIE	49
5.1.1.	<i>matériels et méthodes</i>	49
5.1.2.	<i>Résultats expérimentaux</i>	50
5.2.	CARACTÉRISTIQUES DES ÉCHANTILLONS COLLECTÉS	58
5.3.	DESCRIPTION MACROSCOPIQUE DES ÉCHANTILLONS	58
5.4.	PRÉPARATIONS DE L'ÉCHANTILLONS VAL010	59
5.5.	CARACTÉRISATION DE L'ÉCHANTILLON VAL010	61
5.6.	ELABORATION DU PROCÉDÉ D'ENRICHISSEMENT	64
5.7.	JIGGAGE.....	65
5.8.	TABLE À SECOUSSE.....	67
5.9.	SÉPARATEUR PAR GRAVITÉ CENTRIFUGE	68
5.10.	SÉPARATEUR MAGNÉTIQUE	69
6.	RÉSULTATS ET DISCUSSIONS.....	70
6.1.	RÉSULTATS DES ESSAIS DE SÉPARATION AU JIG	70
6.1.1.	<i>étude de la cinétique de jiggage : recherche du temps de séjour idéal</i>	70
6.1.2.	<i>Réglages et conditions d'opérations</i>	70
6.1.3.	<i>Performances d'enrichissement</i>	72
6.1.4.	<i>Caractérisations minéralogique des produits du jig</i>	73
6.1.5.	<i>Conclusion sur le jiggage</i>	74
6.2.	RÉSULTATS DES ESSAIS SÉPARATION SUR LA TABLE À SECOUSSE.	74
6.2.1.	<i>Conclusion sur la table à secousse</i>	77
6.3.	RÉSULTATS DES ESSAIS SÉPARATION SUR LE FALCON.....	78
6.3.1.	<i>Recherche de paramètres optimaux</i>	78
6.3.2.	<i>Calibration ICP et XRF</i>	78
6.3.3.	<i>Performance d'enrichissement</i>	79
6.4.	SÉPARATION MAGNÉTIQUE	83
6.5.	DISCUSSION DES RÉSULTATS DE SÉPARATIONS PAR GRAVITÉ À L'AIDE DES DONNÉES DE CARACTERISATION PAR L'ANALYSE MICROSONDE	84
7.	DETAILS DES RÉSULTATS	96
8.	INSTALLATIONS MOBILES, FIXES OU DÉPLAÇABLES	104
8.1.	LES INSTALLATIONS MOBILES	104
8.2.	LES INSTALLATIONS FIXES OU DÉPLAÇABLES.....	104
8.3.	LES INSTALLATIONS CLASSÉES POUR LA PROTECTION DE L'ENVIRONNEMENT (ICPE)..	104
8.4.	LE PROCÉDÉ VALORE DANS LA NOMENCLATURE ICPE	105

9. ETUDE DES IMPACTS SOCIAUX ET ENVIRONNEMENTAUX	106
9.1. MILIEU PHYSIQUE	106
9.1.1. <i>Qualité de l'air</i>	106
9.1.2. <i>Qualité du Sol</i>	107
9.1.3. <i>Eaux superficielles et souterraines</i>	107
9.2. MILIEU BIOLOGIQUE.....	108
9.2.1. <i>Biodiversité</i>	108
12.1.1. <i>Paysage et patrimoine naturel</i>	109
12.2. MILIEU HUMAIN	110
12.2.1. <i>Biens et patrimoine culturel (archéologique, coutumier, culturel)</i>	110
12.2.2. <i>Commodités du voisinage (bruits, vibrations, odeurs, émissions lumineuses)</i> 111	
12.2.3. <i>Santé</i>	111
12.2.4. <i>Aménagement urbain</i>	112
13. CONCLUSION.....	114

TABLES DES FIGURES

Figure 1: Carte présentant les différents pays producteurs et leurs ressources et réserves en Ni (source : IFP)	14
Figure 2: Production de Nickel par type de minerai de 1875 à 2025.	15
Figure 3: Prédiction de la production du Nickel jusqu'en 2025 (Wood Mackenzie as cited in Oxled et al., 2016)	15
Figure 4: Carte des massifs de péridotite et des sites miniers en exploitation en NC, avec le type de minerai exploité : silicaté, ou oxydé (Maurizot et al, 2020).	16
Figure 5: Classification des profils latéritiques types (Elias, 2001)	16
Figure 6: Micrographie en lumière transmise de quelques-unes des principales roches primaires rencontrées (Fritsh and Bailly, 2014)	18
Figure 7: Caractéristiques des profils d'altération types (Maurizot et al, 2020).	19
Figure 8: Évolution des assemblages minéraux le long d'un profil latéritique caractéristique développé sur harzburgite (Teitler et al. 2018)	20
Figure 9: Composition minéralogique et contenu en Ni des fractions 63-300 µm et – 63 µm des minerais de Tiébaghi et Népoui (Dhani, 2017)	21
Figure 10: Classification géomorphologique, géologique et économique des gisements de nickel de Nouvelle-Calédonie (d'après Maurizot et al., 2020)	22
Figure 11: Morphologie d'un gisement de bassin (Atlas des latérites nickélifères de Nouvelle-Calédonie – CNRT 2017)	23
Figure 12: Méthode courante de traitement de la latérite nickélifère (Dalvi et al., 2004)	26
Figure 13: Procédés de traitement vs Horizons d'altération	26
Figure 14: Résultats de la caractérisation de l'alimentation du crible.	39
Figure 15: Peignes et grilles (100mm) du crible FINTEC 640.	39
Figure 16: Refus et passant du crible FINTEC 640	40
Figure 17: Résultats de la caractérisation du passant grilles à 100mm.	40
Figure 18: Schéma généralisé du procédé de traitement pyrométallurgique	46
Figure 19: Schéma généralisé du procédé de Caron	48
Figure 20: Schéma généralisé du procédé de lixiviation haute pression	49
Figure 21: Exemple de recherche phases minérales (Logiciel Qualx)	50
Figure 22: Exemple d'affinement Rietveld (Logiciel MAUD) rouge ; données expérimentales noires ; diffractogramme modélisé	50
Figure 23 (a et b) : Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val001-35-2mm-500 µm, Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX	51
Figure 24: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val001-33-fraction inférieure à 63 µm, Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.	53
Figure 25: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val001-33-fraction inférieure à 63 µm. Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.	54
Figure 26: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val003-33-22-200mm-63µM	56
Figure 27: Cliché de MET de particules minérales de l'échantillon Val004-33-fraction inférieure à 63 µm, Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.	57

Figure 28: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val006-34-fraction 2mm-500µM µm. Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.	58
Figure 29: Procédure d'échantillonnage et de préparation des échantillons	61
Figure 30: "Faciès d'altérations" identifiés dans le refus de criblage (éch. VAL010)	63
Figure 31: Cartographie µXRF sur les fragments du refus de crible, VAL010	64
Figure 32: Schéma de traitement global d'enrichissement	66
Figure 33: Stratification du lit au sein d'un JIG mécanique (Source: Siebtechnik) et pneumatique (Source: Allmineral).	67
Figure 34: JIG mécanique utilisé pour les essais	68
Figure 35: Schéma du principe de séparation sur la table à secousse	68
Figure 36: Table à secousse expérimentale disponible à Steval	69
Figure 37 : Falcon L40 expérimental disponible à la station de Steval	70
Figure 38: Les couches de lit de minerais séparées après jiggage.	72
Figure 39: Récupérations et teneurs produits JIG.	73
Figure 40: Corrélation ICP/FX	75
Figure 41: Récupérations et teneurs produits table à secousse	78
Figure 42: Paramètres optimaux à partir de la fonction de désirabilité maximisée	79
Figure 43: Courbe de calibration	80
Figure 44: Récupération et Teneurs produits Flacon	81
Figure 45	87
Figure 46	87
Figure 47	89
Figure 48	89
Figure 49	95
Figure 50	96

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1: Consommation mondiale de Nickel par domaines (Eramet, 2009)	14
Tableau 2: Les techniques de libération et classification du minerai nickélifère	28
Tableau 3: Résumé des travaux sur séparation magnétique de la latérite nickélifère (adapté et complété de Quast et al.)	30
Tableau 4: Résultats de la séparation magnétique à haute intensité sur les échantillons de zones différentes de la Nouvelles Calédonie réalisé au laboratoire Georessources de l'Université de Lorraine.	31
Tableau 5: Résultats de concentration du nickel par Falcon dans les différents types de minerai.	32
Tableau 6: Diverses tentatives d'enrichissement de latérite de nickel par flottation (adapté et complété (Farrokhpay S., Filippov L., Fornasiero D., 2019 et Onodera, Jiroh, Toshio Inoue, et Tsunemasa Imaizumi, 1987)	34
Tableau 7: Récapitulatif des résultats du test granulométrique effectué sur Ouaco en 2010 (chantier Crête du village)	38
Tableau 8: Récapitulatif des résultats du criblage.	41
Tableau 9: Récapitulatif des résultats obtenus sur les 3 lots suivants 2 mailles de criblages.	41
Tableau 10: Distribution globale de la récupération du nickel en fonction du type de traitement	45
Tableau 11 : Caractéristiques des principales fonderies de minerai latéritique dans le monde	47
Tableau 12: Pourcentages massiques des différentes phases minérales	51
Tableau 13: Pourcentage massique des éléments chimiques obtenu par spectroscopie EDX.	52
Tableau 14: pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.	53
Tableau 15: Pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.	54
Tableau 16: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val002.	54
Tableau 17: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val003 pour les classes de taille 20 mm-63 µm et inférieurs à 63 µm.	55
Tableau 18: Pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.	56
Tableau 19: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val004 pour les classes de taille 20 mm-63 µm et inférieurs à 63 µm.	56
Tableau 20 : Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val005 pour les classes de taille 1 mm-63 µm et inférieure à 63 µm.	57
Tableau 21: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val006 pour les classes de taille 2 mm-500 µm et inférieurs à 63 µm.	58
Tableau 22: pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.	58
Tableau 23: Localisation et description des échantillons collectés.	59
Tableau 24: Récapitulatif des analyses DIMENC.	59
Tableau 25: Teneurs par tranche granulométrique	62
Tableau 26: Principaux résultats de l'étude de caractérisation des fragments grossiers du VAL010	63
Tableau 27: Principaux résultats des essais de jigage. – Fluorescence X, R= Récupération, Enrich.= Taux d'enrichissement	73
Tableau 28: Compositions chimiques et des indices de basicité des fractions légères des essais de jigage	73
Tableau 29: Distribution de Mg dans les différents produits de jigage.	74
Tableau 30: Principaux résultats des essais de séparation sur la table à secousse, R= récupération	76

Tableau 31: Résultats de la séparation avec la table à secousse	77
Tableau 32: Plan d'expérience d'optimisation des paramètres	79
Tableau 33: Analyses ICP vs XRF/ Tests d'optimisation des paramètres de la séparation Falcon	80
Tableau 34: Principaux résultats des essais de séparation des fractions fines (-63+0 µm) à partir du Falcon L40, R= récupération, Enrich.= Taux d'enrichissement	81
Tableau 35: Composition chimique des fractions légère des essais de séparation au Falcon L40, IB=Indice de Basicité	82
Tableau 36: Résultats des analyses XRF sur les différentes phases issues de la séparation magnétique	84
Tableau 37: Résultats analytique des produits de concentration du JIG sur l'échantillon VAL001	86
Tableau 38	88
Tableau 39	90
Tableau 40	91
Tableau 41	93
Tableau 42	94
Tableau 43	95
Tableau 44	98
Tableau 45	99
Tableau 46	99
Tableau 47	100
Tableau 48	100
Tableau 49	101
Tableau 50	101
Tableau 51	102
Tableau 52	103

LISTE DES SIGLES & ABRÉVIATIONS

CNRT	Centre National de Recherche Technologique
DIMENC	Direction de l'industrie des mines et de l'énergie de Nouvelle-Calédonie
KBS	Kedge Business School
KNS	Koniambo Nickel SAS
NMC	Nickel Mining Company
PRNC	Prony Ressources Nouvelle-Calédonie
SGNC	Service Géologique de Nouvelle-Calédonie
SLN	Société Le Nickel
SMSP	Société Minière du Sud Pacifique
SMT	Société des Mines de la Tontouta
UL	Université de Lorraine
UNC	Université de Nouvelle-Calédonie

1. GÉNÉRALITÉS

1.1. CONTEXTE

L'objet du CNRT « Nickel et son environnement » était la mise en commun et la gestion de moyens et d'équipements dans le but de réaliser des programmes de recherche ou de développement technologique. L'objectif est de contribuer à la valorisation des ressources minières de la Nouvelle-Calédonie dans une perspective de développement durable. En 2024, le CNRT est devenu le CNRTEC, Centre du Nickel, Recherche, Technologie, Environnement, Compétitivité.

Les Partenaires ont soumis, dans le cadre de l'appel à projets lancé par le CNRT en 2018, un projet de recherche intitulé « VALORE NC - Étude de pré-faisabilité du traitement des minerais de nickel calédoniens non valorisés actuellement par des procédés minéralurgiques », et désigné ci-après par le « Projet ».

Le Projet a pour objectif de mener une étude au niveau pré-faisabilité (technique, environnementale et économique) de l'utilisation de procédés d'enrichissement du minerai non valorisés actuellement, adaptés à la spécificité et la diversité des minerais de nickel calédoniens, aux procédés de métallurgie existants et à l'environnement socio-économique du secteur minier en Nouvelle-Calédonie.

La problématique posée par cette étude de pré-faisabilité concerne l'efficacité de la valorisation des gisements de Nouvelle-Calédonie pour l'extraction du nickel (Ni) principalement. Le procédé à développer consiste en la pré-concentration de minerai saprolitiques et latéritiques dit « pauvres » ou de « basses teneurs ». Actuellement, les minerais de plus basses teneurs sont soit exportés soit considérés comme stériles et mis en verse. La pré-concentration de ces flux produirait donc une plus-value importante pour la Nouvelle-Calédonie ainsi qu'un impact environnemental et sociétal réduit. Cette optimisation de la récupération de nickel pourrait s'accompagner d'une co-valorisation Ni-Co et éventuellement Sc pour l'usine hydrométallurgique.

Les outils déjà implantés sur les sites d'exploitation sont principalement des techniques minéralurgiques physiques, employées pour des granulométries élevées telles que des cribles et concasseurs. Actuellement, les fractions fines sont traitées par des unités de filtre-presse et anciennement par tri XRT (transmission par rayon X). Cette dernière méthode a été abandonnée en novembre 2022 en raison de coûts de fonctionnement trop élevés.

Comme souhaité par le « Schéma de mise en valeur des richesses minières » adopté par le Congrès de la Nouvelle-Calédonie en 2009, ce projet permettra de proposer un procédé de pré-concentration mettant en œuvre toutes les techniques de séparation physiques, chimiques ou autres permettant la valorisation économique des minerais calédoniens, tout en prenant en compte la diversité des minerais, les contraintes environnementales (configuration des sites miniers, pluviométrie, ...), la présence d'éléments pénalisants comme le Fe ou le Mg et la valorisation de co-produits tels que le cobalt ou le scandium.

Cette problématique regroupe donc plusieurs facettes de l'exploitation minière : l'extraction, la faisabilité économique et la valorisation.

1.2. LE NICKEL

Le nickel est un métal mou, argenté-blanc avec des propriétés physico-chimiques uniques qui font de ce métal un matériau important pour de nombreuses applications industrielles (Mudd 2010). La résistance à la corrosion et à la chaleur en fait un matériel idéal pour les alliages, comme l'acier inoxydable qui sont utilisés dans les industries agro-alimentaires, chimiques et médicales, ainsi que dans la construction navale et les infrastructures de transport. De plus sa conductivité électrique et thermique élevée en fait un matériau de choix pour les batteries rechargeables et les catalyseurs. Le nickel possède aussi une densité élevée faisant de lui un matériau idéal pour les pièces mécaniques qui doivent résister à des charges élevées. Enfin, il peut être utilisé aussi dans la fabrication de la monnaie, de bijoux et pierres précieuses synthétiques. La consommation mondiale du nickel en 2008 selon les secteurs est montrée dans le Tableau 1.

Domaine	Consommation %
Manufacture of stainless steel	58
Nickel alloys	14
Coating and plating	9
Iron metallurgical products	9
Battery production	5
Manufacture of coin	2
Other	3

Tableau 1: Consommation mondiale de Nickel par domaines (Eramet, 2009)

Aujourd'hui, au moins 3000 alliages de nickel ont été identifiés et plus de 80% de la production mondiale du nickel est utilisée dans ses alliages. Ainsi environ 58% de la production mondiale est utilisée dans la fabrication d'acier inoxydable. Lorsque le nickel est ajouté aux aciers inoxydables, leur résistance à la corrosion ainsi que la dureté augmente considérablement.

1.3. RESSOURCES, RÉSERVES ET PRODUCTION DE NICKEL

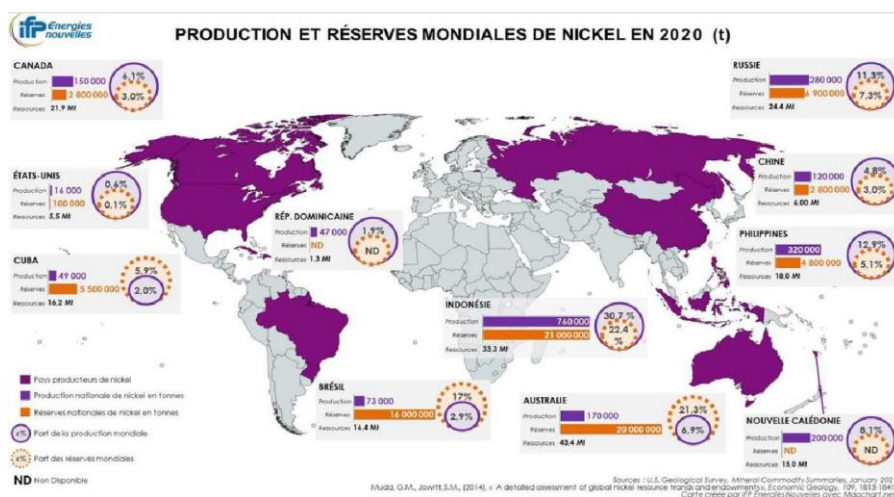


Figure 1: Carte présentant les différents pays producteurs et leurs ressources et réserves en Ni (source : IFP)

Il convient de rappeler que l'approvisionnement mondial en nickel est actuellement vulnérable, à cause de plusieurs facteurs. Tout d'abord, la demande de nickel est en augmentation en raison de sa croissance dans les industries de l'acier inoxydable, des batteries et des technologies de l'énergie renouvelable. De plus, les gisements de nickel de haute qualité sont rares et se trouvent principalement dans quelques pays comme la Russie, l'Indonésie, les Philippines, la Nouvelle-Calédonie et l'Australie (Figure 1), ce qui rend l'approvisionnement en nickel dépendant de ces pays et de leur stabilité politique. Par exemple, l'approvisionnement du nickel russe en Europe se retrouve compromis à la suite de l'invasion de l'Ukraine par la Russie. Enfin, les processus d'extraction et de transformation du nickel sont souvent complexes et coûteux, ce qui rend l'approvisionnement en nickel vulnérable aux perturbations économiques et environnementales. En résumé, le nickel est considéré comme un métal moyennement critique en raison de son importance économique et technologique, qui est en augmentation, ainsi que de la vulnérabilité de son approvisionnement.

Les grandes réserves de nickel sont localisées en Nouvelle-Calédonie dans les minerais latéritiques ou le nickel est présent dans des phases minéralogiques d'oxyde stable qui requiert beaucoup d'énergie et souvent une attaque chimique pour dissoudre. La Figure 2 montre la production mondiale de nickel

de 1875 à aujourd’hui. La production du nickel à partir de minerais sulfurés reste largement supérieure à celle de minerais latéritiques.

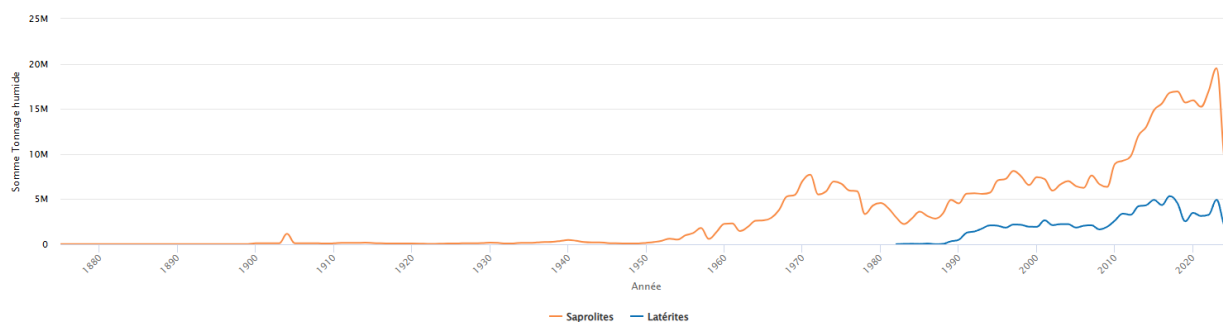


Figure 2: Production de Nickel par type de minerai de 1875 à 2025.

Selon les estimations de 2016 de Wood Mackenzie, pour 2025, 72% de la production mondiale du nickel proviendra des dépôts latéritiques (Figure 3). Le nickel latéritique se place comme une alternative incontournable pour faire face à la demande mondiale, pendant que la production de nickel par les sulfures diminue (Norgate & Jahanshahi, 2011). Ce qui signifie qu’il faudra mettre en œuvre des techniques de préconcentration innovantes afin de fournir à la métallurgie un concentré assez riche en nickel ce qui augmentera la production et permettra de faire face à la demande mondiale.

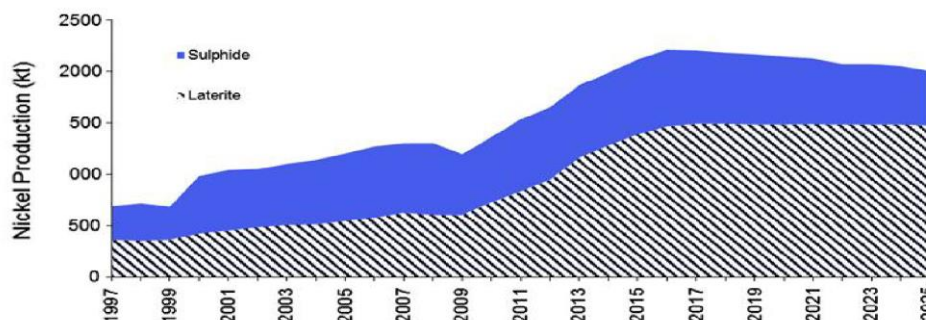


Figure 3: Prédiction de la production du Nickel jusqu'en 2025 (Wood Mackenzie as cited in Oxled et al., 2016)

1.4. MODÈLE GÉOMÉTALLURGIQUE

La Nouvelle-Calédonie abrite le troisième plus grand gisement nickélicifère du monde avec un massif de péridotites couvrant près d’un tiers de la superficie de la grande terre (Figure 4). Fréquemment qualifiés de latérites nickélicifères, ces gisements sont hérités de l’altération d’un des plus grands complexes ophiolitiques de la planète qui s’est mis en place sur la ride de Norfolk à la fin de l’Éocène (Cluzel et al, 2001).

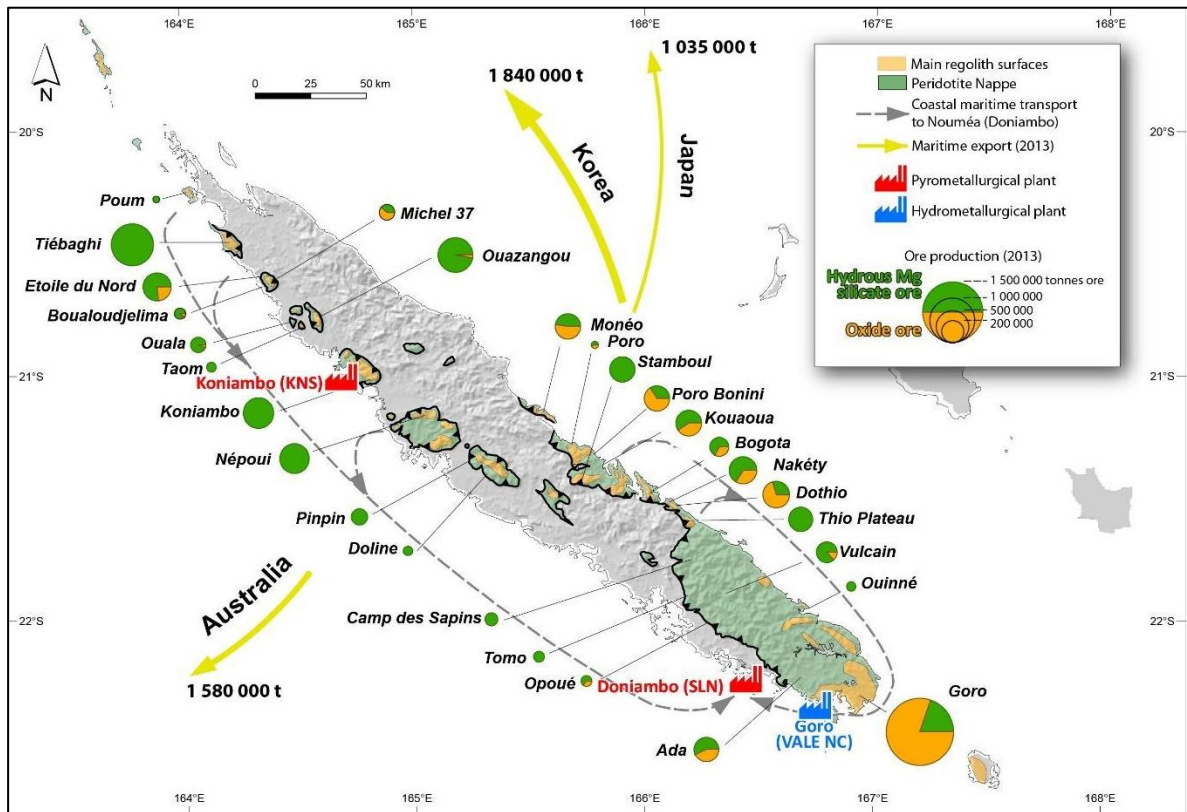


Figure 4: Carte des massifs de péridotite et des sites miniers en exploitation en NC, avec le type de minerai exploité : silicaté, ou oxydé (Maurizot et al, 2020).

Si beaucoup d'auteurs ont étudié la classification des dépôts de latérites nickélifères, qui sont majoritaires en Nouvelle-Calédonie, Elias (2001) a été le premier à décrire ce type de profil latéritique selon les 3 classes suivantes : argileux, oxydé et silicaté (Figure 5).

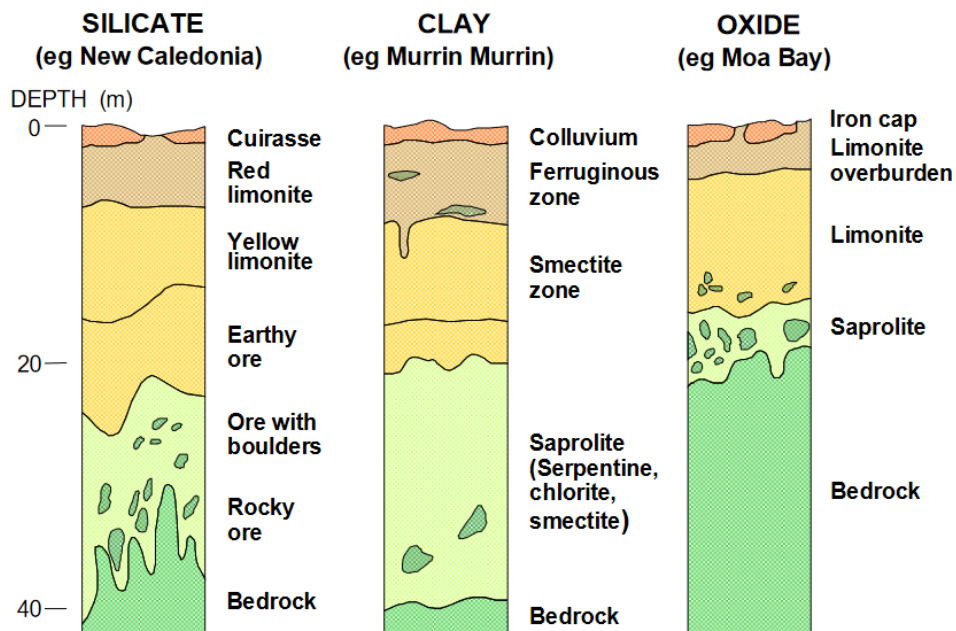


Figure 5: Classification des profils latéritiques types (Elias, 2001)

Cette classification est principalement basée sur la minéralogie qui domine le profil et les minéraux porteurs de nickel.

Un processus de réévaluation des ressources minières de la Nouvelle-Calédonie est en cours, toutefois la dernière estimation (2011) indiquait les ordres de grandeurs suivants :

- 16 M Tonnes métal dans les saprolites, avec une teneur de coupure de 1,8% ;
- 33 M Tonnes métal dans les latérites, avec une teneur de coupure de 1,0%.

En 2022, la production minière s'est élevée à 16,7 M Tonnes Humides et 200 000 Tonnes de Nickel contenu. Il s'agit très majoritairement de minerais silicatés ou saprolitiques : 79% du minerai (Tonne Humide) soit 85,5% du nickel contenu.

De plus, la présence de lithiophorite et d'asbolane riche en Co a été reportée en Nouvelle-Calédonie sur les massifs de Koniambo, Goro et Tiébaghi (Dehaine et al, 2021).

Le site de Tiébaghi présente un profil intermédiaire entre les types argileux et silicaté et il se distingue des autres massifs de Nouvelle-Calédonie par un socle de lherzolite plutôt que harzburgite +/- dunite.

Ainsi, les précédents projets portés par le CNRT ont permis de décrire ces trois types de minerais nickélifères :

1. Les minerais silicatés, hydratés Mg/Ni (SILICATE) également qualifiés par les mineurs de minerais silicatés à garniérite. Ces minerais sont constitués de phyllosilicates de la famille des serpentines, des talcs et des sépiolites (Gleeson et al, 2004 ; Lewis et al, 2006 ; Tauler et al, 2009 ; Butt et Cluzel, 2013 ; Villanova-de-Benavent et al, 2014). En Nouvelle-Calédonie, ces minéraux sont présents dans le réseau de fracturation des massifs péridotitiques et particulièrement bien préservés à la base des profils d'altération dans le saprock (i.e. à la transition entre la roche-mère et la saprolite sus-jacente).
2. Les minerais silicatés argileux (CLAY). Ces minerais de la famille des smectites sont essentiellement constitués de phyllosilicates tels que les nontronites et montmorillonites ferriques (Gaudin et al, 2004). Ces argiles sont intimement associées aux oxydes de fer et essentiellement présentes à la base des niveaux saprolitiques.
3. Les minerais oxydés à Ni (OXIDE). Ces minerais sont constitués majoritairement d'oxyhydroxydes de fer (principalement goéthite) et de faibles quantités de chromite (minéral résiduel, très peu altéré). Ils peuvent également contenir des teneurs variables en résidus de phyllosilicates Mg/Ni et en phyllo-manganates Ni/Co. Ils sont fréquemment localisés dans la partie inférieure des niveaux latéritiques qui surmontent le manteau saprolitique (latérite de transition et latérite jaune) et peuvent pénétrer profondément dans ce dernier à la faveur des plans sub-verticaux de fracturation des massifs péridotitiques (banco, cônes ou trièdres d'altération).

Ces gisements latéritiques contiennent entre 30% de Ni pour les veines silicatées les plus riches et 2% pour les minerais oxydés. Les minerais argileux ont un contenu intermédiaire en Ni d'environ 4%. En Nouvelle-Calédonie, les latérites nickélifères sont généralement bien drainées et les minerais silicatés à garniérite et oxydés sont de ce fait les plus fréquemment observés. Néanmoins, les minerais silicatés à smectites sont suffisamment abondants dans les massifs du Nord de la Grande Terre (Tiébaghi et Poum) pour être également exploités.

Les profils latéritiques de Nouvelle-Calédonie ont été étudiés plus précisément à travers des projets soutenus par le CNRT. Avias (1969) et Bailly et al (2014) démontrent que les principaux facteurs influençant l'hétérogénéité de la distribution des minéraux porteurs de Ni sont la paléo-morphologie, la tectonique, l'hydrogéologie et la pétrologie. Bailly et al. (2014), proposent un découpage du profil d'altération en 4 classes. Ces 4 classes ont des horizons reconnaissables dont la roche mère, les saprolites grossières et les saprolites de transition, la latérite jaune, la latérite rouge et la ferricrète. Ils montrent que la plupart des profils latéritiques calédoniens sont basés sur des roches mères de type dunite ou harzburgite avec des assemblages minéralogiques et des compositions chimiques similaires. En Nouvelle-Calédonie, les principales roches mères sont des harzburgites (Ol-Opx±Cpx), des dunites (Ol±Cpx±Opx-Chr), des gabbros (Cpx±Opx±Plg±Ol), des wehrlites (Ol-Cpx±Plg), des pyroxénites (Cpx-Opx±Ol) (Figure 6). Le type de roche mère influence effectivement le profil d'altération puisque les éléments susceptibles d'être lessivés ou de rester en place dépendent de la minéralogie et de la nature de la roche affectée par l'altération.

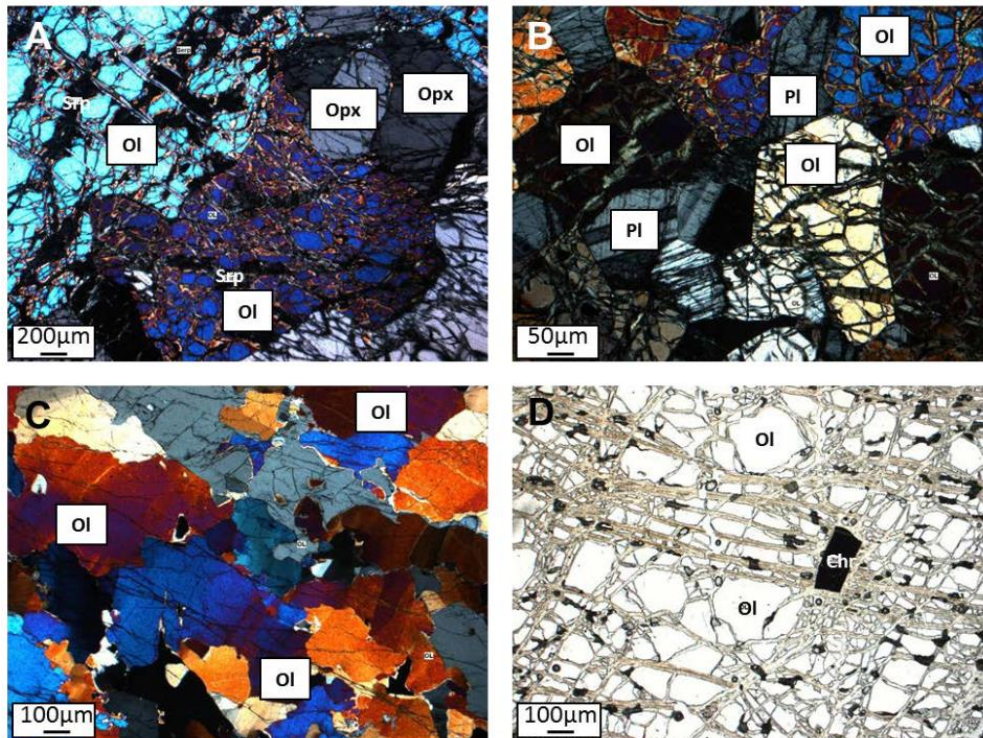


Figure 6: Micrographie en lumière transmise de quelques-unes des principales roches primaires rencontrées (Fritsh and Bailly, 2014)

Les sites étudiés dans les projets « Nickal » et « Analyse fine des minerais latéritiques » (Goro, Boulinda-Kopéto, Koniambo, Tiébaghi, Nakéty, Poro, Kadjitra, Massif du Sud et Prony) présentent une alternance d'harzburgites et de dunites en base de profil latéritique avec des réseaux de veines de gabbros et de wehrlites à plagioclases visibles dans les profils d'altération. Le site de Tiébaghi fait exception puisque sa roche mère est constituée de lherzolites et d'un cortège filonien.

De nouvelles études comme celle développée par Teitler et al (2018), permettent d'approfondir les connaissances des profils latéritiques et notamment du point de vue minéralogique et du contenu en Ni,

Co et Sc en tant que co-produit. La Figure 7 ci-après montre que dans les deux principaux profils types, les teneurs en métaux sont très différentes selon la roche mère.

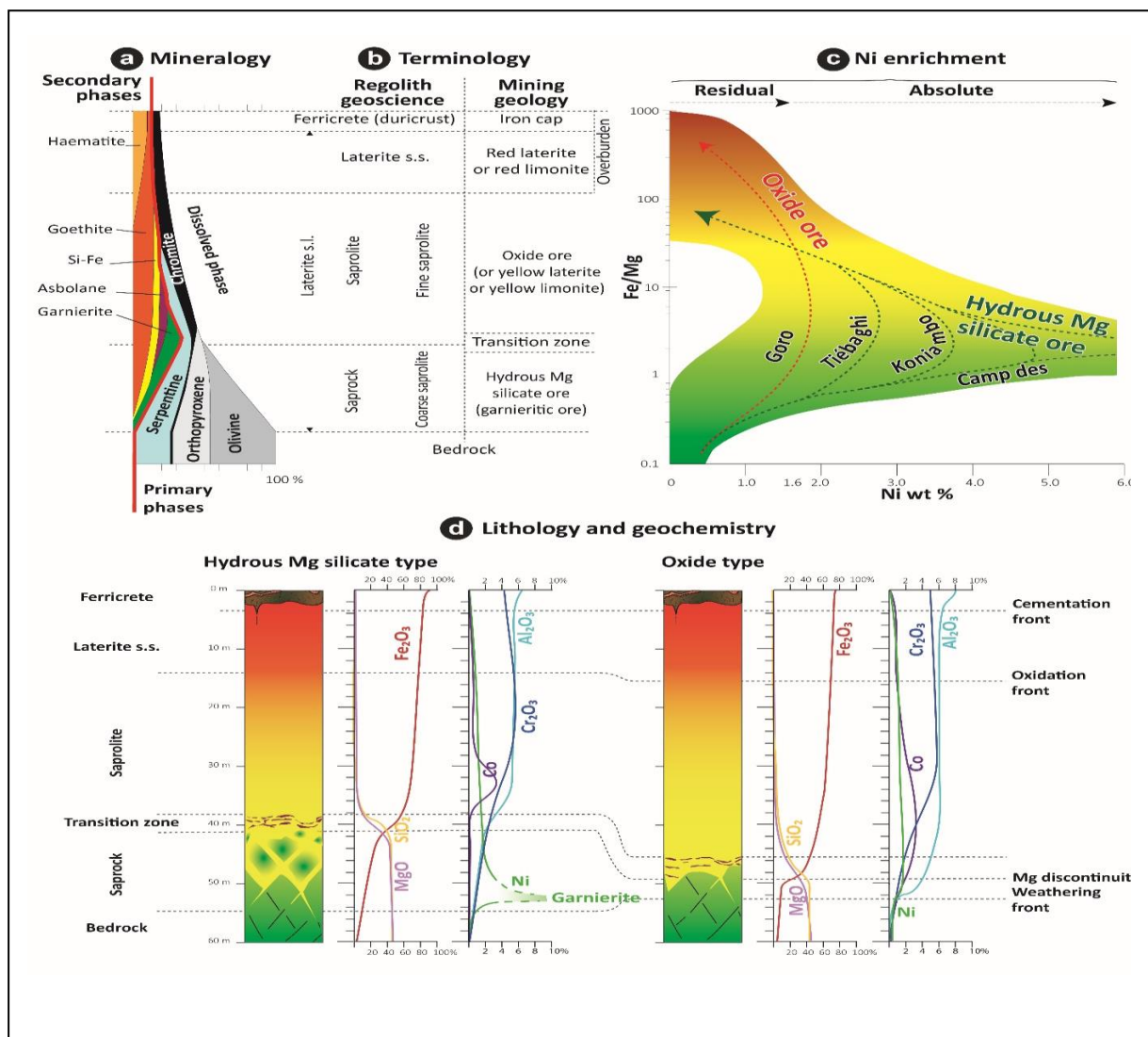


Figure 7: Caractéristiques des profils d'altération types (Maurizot et al, 2020).

La caractérisation des horizons découlera d'une étude minéralogique. La description détaillée des minéraux porteurs des métaux d'intérêt déterminera par ailleurs la préfaisabilité du procédé de pré-concentration.

Par exemple, la Figure 8 désigne la lizardite nickélifère (Lz-Ni) comme le principal minéral porteur de Ni dans la Saprock et la goethite dans les latérites jaune et rouge. La teneur en magnétite, constante le long des profils latéritiques, est un facteur important qui détermine en grande partie la faisabilité d'une séparation magnétique.

De plus, d'après les résultats des projets précédents, le Ni serait essentiellement porté par des silicates tels que l'olivine et des phyllosilicates tels que la serpentine dans la roche mère. Plus haut dans le profil, les phyllosilicates et les oxydes de fer comme la goethite concentrent le Ni. Enfin, les résultats de l'étude de la spéciation du nickel le long des profils d'altération indiquent que c'est essentiellement la goethite qui piège cet élément dans les latérites qui surmontent les saprolites. Toutefois, une quantité non négligeable de nickel (jusqu'à 30% de la fraction totale) peut également être incorporée dans des oxydes de manganèse (essentiellement des phylломanganates de la famille de l'asbolane et de la lithiophorite), ces derniers étant observés à différents niveaux dans les profils d'altération (essentiellement dans les latérites de transition et les latérites jaunes).

Concernant le Co, les minéraux qui le concentrent sont principalement la serpentine et l'olivine dans la roche mère et dans la saprolite. Au cours de la maturation des profils d'altération, les oxydes de manganèse se substituent cependant progressivement à ces phases silicatées pour devenir les principales phases porteuses du cobalt dans la partie supérieure de la saprolite. Cette tendance se poursuit jusque dans les latérites de transition où la contribution des oxydes de manganèse au piégeage du cobalt peut représenter jusqu'à 90%. Cependant les oxydes de fer concentrent la majeure partie du Co dans la partie supérieure du profil (latérite jaune puis latérite rouge) suite au processus de latérisation qui fait disparaître les oxydes de manganèse au profit des oxydes de fer.

	Harzburgite	Saprock	Saprolite	Latérite jaune	Latérite rouge	Cuirasse
<i>Forstérite (Fo)</i>	■					
<i>Enstatite (En)</i>	■					
<i>Diopside (Di)</i>	■					
<i>Spinelle (Spl)</i>	■					■
<i>Lizardite (Lz)</i>	■					
<i>Magnétite (mag)</i>	■					
<i>Ni-serpentine (Lz-Ni)</i>		■	■			
<i>Kerolite (Ke)</i>		■				
<i>Quartz (Qz)</i>		■				
<i>Smectites (Sme)</i>		■				
<i>Goethite squelet. (Gth-sk)</i>		■	■			
<i>Goethite épigénèse après Lz (Cth-Lz)</i>			■	■		
<i>Lithiophorite (Lhpi)</i>			■	■		
<i>Goethite latérite (Gth-lt)</i>			■	■		
<i>Hématite latérite (Hem-lt)</i>					■	
<i>Goethite cuirasse (Gth-fe)</i>						■
<i>Hématite cuirasse (Hem-fe)</i>						■
<i>Hématite pisolithe (Hem-pi)</i>						■
<i>Goethite pisolithe (Gth-pi)</i>						■

Figure 8: Évolution des assemblages minéraux le long d'un profil latéritique caractéristique développé sur harzburgite (Teitler et al. 2018)

Ainsi, l'identification du type de profil latéritique et des occurrences minérales en Nouvelle-Calédonie présente un intérêt significatif pour le développement du projet VALore. Une identification rapide de la minéralogie, par exemple par Diffraction des Rayons X (DRX), permettra de classer les types de gisements et ainsi de discriminer rapidement le type de technique à utiliser pour un gisement donné.

De plus, l'utilisation de la télédétection hyperspectrale peut donner une estimation de la teneur en Ni, serpentine et goethite dans le profil latéritique. Ibrahim et al., 2018 ont exploré l'utilisation d'images satellites en association avec des données de forage des profils latéritiques calédoniens à l'aide de régressions sur le site de Tiébaghi pour déterminer les teneurs en Fe₂O₃, MgO, SiO₂, Al₂O₃ et Ni. L'étude a montré des résultats prometteurs qui pourraient être appliqués au développement d'un modèle géométallurgique des ressources minérales non seulement des sites ciblés, mais également de l'ensemble des latérites de Nouvelle-Calédonie. Cette technique a également été développée à travers les projets CARTHA (Cartographie du régolithe par technologie hyper-spectrale aéroportée) et POC-NC (utilisation d'un scanner hyper-spectral (Corescan) pour le logging automatisé des carottes, des poudres ou d'échantillons en bloc) menés par le CNRT.

La caractérisation du minerai est donc cruciale à tous les stades d'un projet de valorisation minière que ce soit durant la phase d'exploration (télédétection, forages) ou de traitement des minerais. En effet, les résultats obtenus lors d'une précédente étude menée par l'équipe de l'Université de Lorraine dans le

cadre du Labex Ressources 21 sur les dépôts de Népoui et Tiébaghi montre des différences pour les minéraux porteurs de Ni après analyse au QEMSCAN. Le minerai de Népoui contient majoritairement de la serpentine et de la Fe-serpentine (80% pour les fractions inférieures à 300 µm). Le minerai de Tiébaghi contient plus de goéthite dont la teneur est comprise entre 25% et 40% selon les fractions granulométriques (Dhani, 2017).

L'analyse des porteurs de Ni dans l'alimentation, le concentré et les résidus déterminera l'influence des relations entre les minéraux porteurs du fer et du nickel sur la performance des procédés de pré-concentration. Par exemple, la teneur en goéthite a une importance prépondérante. En effet, d'après Ulrich, 2019, la teneur en Sc est corrélée à la teneur en goéthite dans le profil latéritique.

D'après Ulrich, 2019 et selon les résultats des précédentes études réalisées par l'équipe de projet, les procédés de traitement des minerais dépendent fortement de la minéralogie du gisement et donc du profil latéritique.

Ainsi, la classification géologique des gisements et le développement d'un modèle géométrurgique des ressources ultramafiques de la Nouvelle-Calédonie sont la base de la sélection des procédés de valorisation.

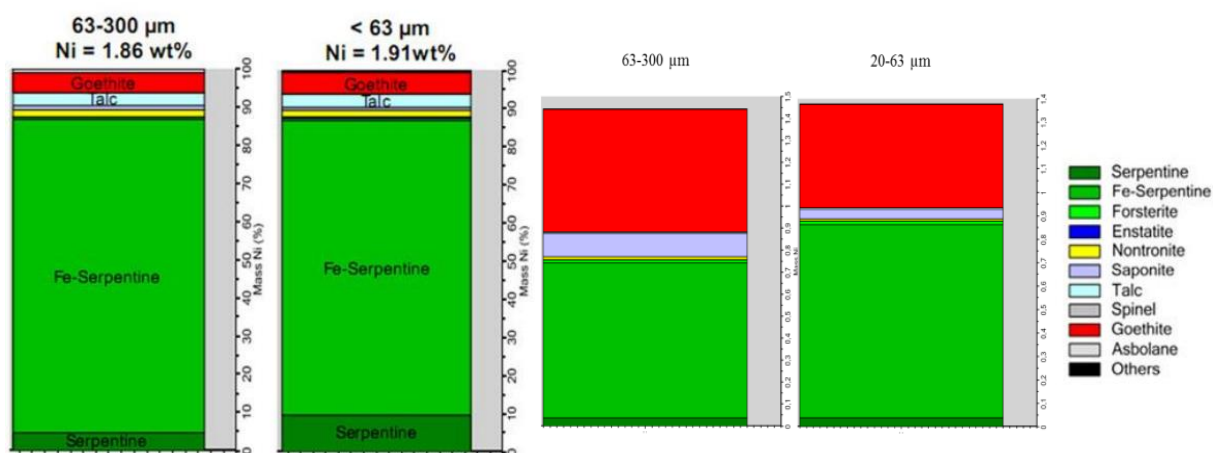


Figure 9: Composition minéralogique et contenu en Ni des fractions 63-300 µm et < 63 µm des minerais de Tiébaghi et Népoui (Dhani, 2017)

2. CLASSIFICATION GÉOLOGIQUE DES GISEMENTS DE NICKEL

La structuration de la nappe de péridotite, les critères géomorphologiques et les analyses pétrologiques permettent de distinguer quatre grands types de profils d'altération dans lesquels s'inscrivent indépendamment les différents gisements.

	Bassin	Plateau		Pente	
		Continu	Disséqué		
Exemples	Port Boisé > Goro, Prony >	Thiébaghi >	Poum >	Korlanbo > Thio > Kopéto >	Quzanqou > Camp des Sables >
Géologie - Géomorphologie					
Altitude (m)	0 - 200	300 - 600	700 - 900	> 1 000	
Nappe phréatique	Haute	Moyenne à haute	Basse	Absente	
Contrôle structural	Faible	Élevé	Élevé	Très élevé	
Horizon exploité	Latérite jaune	Saproliite	Saproliite /Saprock	Saprock	
Type de minéral	Oxidé		Silicaté		
Économie					
Métaux économiques	Ni > Co		Ni		
Wt % Ni	1.5	1.6 - 2.5	1.6 - 2.5	> 2	
Taille (km²)	20	10	n x 1	n x 0.5	
Tonnage (Mt)	100		50 - 100	n x 0.5	
Épaisseur de la couverture	Importante	Importante	Faible	Très faible	

Figure 10: Classification géomorphologique, géologique et économique des gisements de nickel de Nouvelle-Calédonie (d'après Maurizot et al., 2020)

2.1. PROFIL D'ALTERATION EN CONTEXTE DE BASSIN (PRNC GORO)

Le site de Goro (PRNC), présente un profil d'altération de type bassin ; ce type de profil, uniquement observé à l'extrémité sud du massif du Sud, est associé à des bassins endoréiques ou partiellement ouverts, bordés par des chaînons rocheux. Les épaisseurs maximales de profil s'observent au centre du bassin et se biseautent graduellement sur les bordures tel que représenté sur la Figure 11.

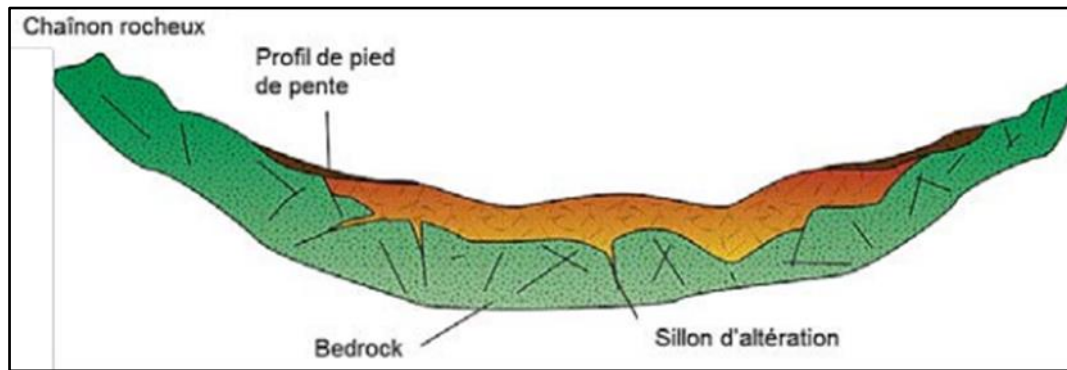


Figure 11: Morphologie d'un gisement de bassin (Atlas des latérites nickélifères de Nouvelle-Calédonie – CNRT 2017)

Si les différents horizons montrent une forte variabilité d'épaisseur, en lien avec la structuration du protore, ce profil reste caractérisé par une forte épaisseur de latérite jaune (minerai principal de PRNC), un niveau développé de « latérite de transition » et un horizon saprolitique relativement peu développé.

La variété lithologique dans la séquence (dunite, wehrlite et gabbro) impacte directement la chimie du gisement. Ainsi, les niveaux à wehrlites ou gabbros impliquent la présence d'Al et de minéraux alumineux type gibbsite et les passages dunitiques engendrent une abondance de niveaux chromifères.

Dans ces gisements, de type oxydés, les porteurs de Ni préférentiels sont les oxyhydroxydes de fer (goethite principalement) avec des teneurs Ni maximales à la base des latérites jaunes (non corrélé avec Mn et Co).

L'enrichissement maximum en Co se situe quant à lui dans l'horizon de transition et des concentrations importantes en oxydes de Mn-(Co) sont observées au contact des veines à gibbsite.

Dans le cadre du projet VALore, deux échantillons ont été collectés sur Goro, dans ce contexte:

L'échantillon VAL-003 a été prélevé dans l'horizon de latérite jaune bien développé, caractéristique du centre du bassin (porteur oxyhydroxydes) ; l'échantillon VAL-002 à quant à lui été prélevé dans un horizon saprolitique (parcouru par un filon gabbroïque) plus magnésien dont les porteurs de Ni seraient plus vraisemblablement les silicates résiduels (talc, lizardite).

2.2. LES PROFILS D'ALTÉRATION EN CONTEXTE DE PLATEAU (TIÉBAGHI/POUM)

Ce type de profil se rencontre sur les massifs de la côte ouest et plus spécifiquement dans le Nord de la grande Terre ; il correspond à des morphologies tabulaires en contexte montagneux (~300-600m).

Le profil d'altération est caractérisé par une cuirasse ferrugineuse, une épaisseur latéritique variable (peu à très développée), et un horizon saprolitique très développé en comparaison aux profils de bassin.

Les plateaux sont structurés (marches d'escalier) par des failles bien marquées contrôlant l'altération ; des dolines se rencontrent par ailleurs communément au croisement de deux familles de failles.

Dans ces gisements, les porteurs de Ni sont préférentiellement les silicates nickélifères et en moindre mesure, les goethites nickélifères sur les profils d'altérations complets.

Les oxydes de Mn de type lithiophorite et asbolane, peuvent contenir des teneurs localement élevées en CoO et NiO.

Étant donné les sites proposés par les mineurs pour cette étude (exclusivement de type bassin, crêtes et plateaux disséqués) et les orientations souhaitées par les participants lors de la réunion d'orientation du projet du 23/06/22 (focus porté sur les produits non valorisés à ce jour, indépendamment de leur origine géologique), aucun échantillon n'a été réalisé en contexte de plateau (continu).

2.3. LES PROFILS D'ALTÉRATION EN CONTEXTE DE PLATEAU DISSÉQUÉ (SMT NAKÉTY, KNS KONIAMBO ET SLN KOPÉTO)

Les sites de Nakéty (SMT, chantier Panneau Nord), Koniambo (KNS, chantier Mémine) et Kopéto présentent un profil d'altération de type plateau disséqué correspondant à des morphologies tabulaires incisées par une érosion importante.

Développé en contexte montagneux, ce type de profil présente des caractéristiques semblables à celles des profils de plateau mais avec une couverture (cuirasse + latérites) moins importante du fait du démantèlement des niveaux supérieurs ; les plateaux disséqués se développent par ailleurs généralement à des altitudes plus importantes (~700-900m).

Conformément au gisement de plateau, les porteurs Nickélifères sont préférentiellement les silicates et en moindre mesure les goethites (dans les horizons latéritiques).

Pour le projet, deux échantillons ont été collectés dans les latérites jaunes (VAL-004 sur le chantier SMT panneau Nord et VAL-007 sur le chantier KNS Mémine) et trois échantillons ont été collectés dans les saprolites (VAL-006 et VAL-009 chez KNS et VAL-008 chez SLN).

Si les 3 échantillons collectés montrent une dominante terreuse, les échantillons VAL-006 et VAL-008 présentent une serpentinisation modérée (faciès intermédiaire 15%<serp.<45%) conférant au minerai une altération encroûtante propice au scalpage contrairement à l'échantillon VAL-009 bien serpentinisé (faciès normal 45%<serp.<75%) dont l'altération à cœur est propice au concassage.

2.4. LES PROFILS D'ALTÉRATION EN CONTEXTE DE CRÊTE (NMC NAKÉTY ET SMSP POYA)

Les sites de Ginou (SMSP) et Nakéty (NMC, chantier Edouard haut) présentent un profil d'altération de type crête (ou pente) dont la morphologie et les gisements sont quasi-exclusivement contrôlés par la structurale.

Ce type de gisement associé à un contexte montagneux présente des morphologies escarpées expliquant les faibles épaisseurs de couverture (latérites + cuirasses) et un horizon minéralisé exclusivement saprolitique (minerai silicaté).

Dans le cadre du projet, deux échantillons saprolitiques (porteur silicates nickélifères) ont été collectés dans ce contexte : l'échantillon VAL-005 (chez SMSP) et l'échantillon VAL-001 (chez NMC).

Si les 2 échantillons présentent des proportions d'altéré dur et terreux similaires (50-50), l'échantillon VAL-005 est constitué d'une lithologie exclusivement dunitique contrairement à l'échantillon VAL-001 constitué d'une lithologie exclusivement harzburgitique.

Pour ces deux échantillons, la serpentinisation largement exprimée (faciès normal 45%<serp.<75%) confère au minerai une altération à cœur propice au concassage.

3. LES TECHNIQUES MINÉRALURGIQUES DE VALORISATIONS

La minéralurgie consiste à séparer les différents minéraux contenus dans un minerai afin de concentrer ceux valorisables ; le minerai subit ainsi différents procédés de traitement impliquant des techniques physiques et physico-chimiques.

3.1. BIBLIOGRAPHIE

Dans cette revue de l'état de l'art, nous examinerons les différentes techniques mises en œuvre pour la pré-concentration en fonction des différents types de minerais étudiés, ainsi que les principaux résultats obtenus. Nous évaluerons également leur applicabilité et discuterons des perspectives pour de nouvelles stratégies innovantes dans le domaine de la pré-concentration des minerais latéritiques de nickel.

3.1.1. LES PROCÉDÉS D'ENRICHISSEMENT EXISTANTS

Le minerai latéritique nickélifère se caractérise par sa faible teneur en nickel (Farrokhpay, S., & Filippov, L. 2016) ce qui le rend souvent non économique si les approches de traitement telles que l'hydrométallurgie et la pyrométallurgie sont utilisées. Les difficultés principales sont liées à la minéralogie, aux associations minéralogiques variées très complexes et au taux d'humidité élevé, ce qui pose souvent des défis lors des opérations de préconcentration. Par conséquent, il est essentiel de développer des techniques de préconcentration robustes et adaptées aux différents types de minerai latéritique de nickel afin d'améliorer l'efficacité du traitement ultérieur par hydrométallurgie et/ou pyrométallurgie

Comme indiqué précédemment, il existe deux méthodes courantes de traitement des minerais de latérite : (1) le procédé pyrométallurgique et (2) le procédé hydrométallurgique. Le second procédé peut être divisé en deux : le procédé Carron et le procédé de lixiviation acide à haute pression (HPAL).

La Figure 12 montre le schéma de base du traitement des minerais latéritiques. La pyrométallurgie est un procédé qui consomme beaucoup d'énergie. Ce procédé est généralement appliqué aux minerais saprolitiques dominants où la teneur en fer est inférieure à celle des minerais de limonite, et la teneur en nickel dans le flux d'alimentation est $> 1,5 \%$ et le rapport Fe/Ni compris entre 5 et 12.

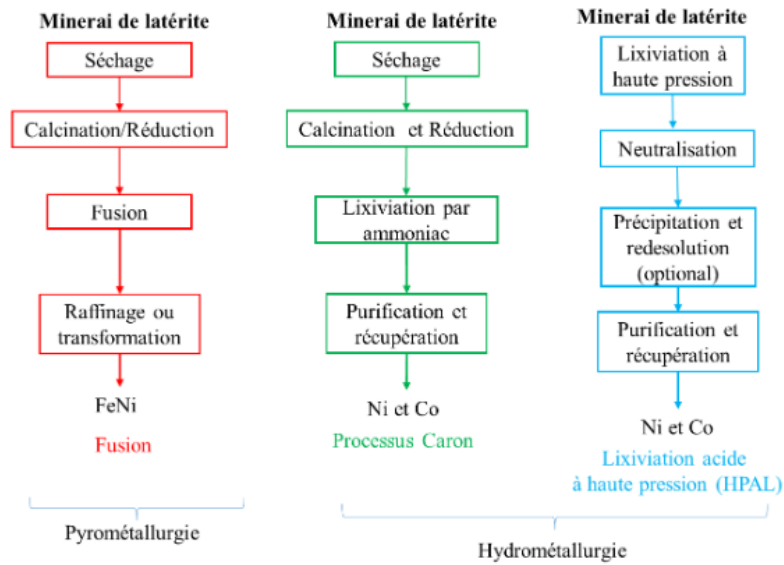


Figure 12: Méthode courante de traitement de la latérite nickélique (Dalvi et al., 2004)

Le procédé pyrometallurgique combine la calcination et le four à arc électrique pour produire du ferro-nickel ou de la matte de nickel (Figure 13).

Les teneurs en oxyde de fer (FeO), en dioxyde de silicium (SiO₂) et en oxyde de magnésium (MgO) affectent le point de fusion du laitier pendant le processus de pyrometallurgie (Dalvi et al., 2004). Il s'agit d'un processus à forte consommation d'énergie.

SCHEMATIC LATERITE PROFILE	COMMON NAME	APPROXIMATE ANALYSIS (%)				EXTRACTION PROCESS
		Ni	Co	Fe	MgO	
	RED LIMONITE	<0.8	<0.1	>50	<0.5	ACID LEACH
	YELLOW LIMONITE	0.8 to 1.5	0.1 to 0.2	40 to 50	0.5 to 5	
	TRANSITION	1.5 to 2	0.02 to 0.1	25 to 40	5 to 15	SMELTING
	SAPROLITE/GARNIERITE/SERPENTINE	1.8 to 3		10 to 25	15 to 35	
	FRESH ROCK	0.3	0.01	5	35 to 45	

DNi Process

Figure 13: Procédés de traitement vs Horizons d'altération

- Le procédé ACID LEACH (lixiviation acide HPAL) permet le traitement des latérites jaunes,
- Le procédé SMELTING (pyrometallurgie) permet de traiter les saprolites (riche et pauvre),
- Le procédé DNi permet de traiter une plus grande partie du profil latéritique en un seul procédé (latérites et saprolites)

Le procédé hydrométallurgique Caron convient principalement aux minerais latéritiques dont les teneurs élevées en silice et en magnésium réduisent les taux de récupération du nickel [18], et aux mélanges de minerais de latérites et de saprolite (Figure 9) (Dalvi et al., 2004).

Le minerai est séché et grillé pour créer du nickel métallique qui se prête à la lixiviation. Le produit est ensuite lessivé dans une solution ammoniacale (Dalvi et al., 2004 ; Whittington & Muir, 2000). On procède ensuite à une extraction par solvant pour récupérer le nickel, puis à une calcination et à une réduction pour affiner le métal.

Le procédé hydrométallurgique HPAL est quant à lui applicable aux gisements latéritiques. Il s'agit d'une lixiviation en autoclave par ajout d'acide sulfurique à haute température (jusqu'à 250°C). Cela se fait généralement par lixiviation acide à haute pression (40 à 56 atmosphères), qui consomme de grandes quantités d'acide sulfurique (250 à 500 kg/tonnes du minerai) à température et pression élevées (Whittington & Muir, 2000).

Passées ces premières étapes de traitement, il existe trois méthodes pour extraire le nickel : la précipitation des sulfures par ajout de dihydrogène sulfuré (H₂S), l'extraction par solvant et l'extraction électrolytique.

L'approche utilisant la précipitation des sulfures dépend de la consommation de soufre. Durant le processus de précipitation, les teneurs en magnésium et en aluminium doivent être contrôlées car ces éléments affectent la consommation de soufre (Elias, 2002). La teneur maximale en Mg est généralement inférieure à 4 % (Dalvi et al., 2004).

Notons que les latérites argileuses peuvent également être concernées par l'utilisation du procédé hydrométallurgique HPAL, mais non sans conséquence, car la silice provenant de la nontronite et de la serpentine peut créer des problèmes de manipulation des boues résiduelles. L'efficacité du procédé s'en trouve alors réduite (Elias, 2000).

Le procédé « Direct Nickel » (DNi™) est une voie de traitement hydrométallurgique atmosphérique conçue pour traiter tous les types de minerais de latérite de nickel, dans un seul schéma de traitement afin de produire un mélange d'hydroxydes de nickel et de cobalt directement commercialisables. Le procédé est basé sur l'utilisation de l'acide nitrique comme agent de lixiviation et l'utilisation ultérieure d'un procédé breveté permettant de réutiliser > 95 % de l'acide nitrique.

Le nickel produit par la méthode pyrométallurgique est essentiellement utilisé pour la fabrication de l'acier inoxydable ou dans d'autres alliages tandis que les procédés hydrométallurgiques peuvent générer le sulfate de Ni et de Co permettant l'obtention de l'hydroxyde de nickel (et de cobalt) pour la fabrication de batterie. Actuellement, la source dominante d'hydroxydes mixtes est la technologie de lixiviation acide à haute pression (HPAL). Cependant le procédé DNi™, qui fournit directement les hydroxydes mixtes même à partir des minerais à très faible teneur en Ni (0,5 - 1,0 % Ni), va probablement le concurrencer dans le marché des matières premières pour l'approvisionnement du secteur de production de batteries pour véhicules électriques.

L'efficacité économique et l'impact environnemental de tous les procédés métallurgiques sont fortement dépendant de l'origine des minerais et de la teneur en Ni en ce qui concerne les minerais latéritiques. Les différentes estimations de la production du Ni s'accorde au fait que les minerais oxydés seront la source principale dans le futur pour répondre à la demande accrue du secteur de la batterie, qui représentera de 30 à 40 % de la consommation globale du nickel en 2040 (Lefebvre, 2024) au lieu de 6 % au jour d'aujourd'hui.

3.1.2. PRÉCONCENTRATION ET VALORISATION DU MINERAI

Une optimisation du traitement pyro- ou hydrométallurgique vise une démarche de préconcentration par les méthodes de séparation physique. L'objectif serait alors de séparer les minéraux à forte teneur en nickel des minéraux à faible teneur en nickel dans le minerai avant le processus principal hydrométallurgique ou pyrométallurgique.

Pour les minerais silicatés, l'une des principales pratiques consiste à séparer la fraction grossière à faible teneur en Ni de la fraction fine à teneur plus élevée en Ni. Par exemple, dans le cas

des minerais avec une forte teneur en quartz, la silice peut être séparée de la goethite (oxyde) par criblage après concassage (Elias, M., 2002).

Un résumé des études d'enrichissement dans le prétraitement des minerais latéritiques de nickel avant le processus hydrométallurgique ou pyrométallurgique a été fourni par Quast et co-auteurs dans la série deux articles dédié à la problématique de préconcentration par la voie de séparation physique (Quast, K., Connor, J. N., Skinner, W., Robinson, D. J., & Addai-Mensah, J., 2015). L'approche la plus courante consiste à faire un tri de fractions de différentes tailles pour améliorer la teneur en nickel. De nombreuses mines de latérite ont appliqué cette procédure, par exemple, la SLN (Nouvelle Calédonie), Hanna Mine (USA) ou la mine de Nicaro (Cuba). D'autres méthodes, telles que la méthode de séparation par gravité, la séparation magnétique ou encore la flottation ont été utilisées sans amélioration significative de la teneur en nickel. De plus, aucune de ces techniques n'a pris en compte le facteur économique du processus.

Tableau 2: Les techniques de libération et classification du minerai nickélicifère

Minéraux	Techniques	Commentaires	Référence	Site
Goethite	Broyeur autogène puis classification Classification au cyclone puis flottation	Les tentatives d'augmentation de la teneur en Ni de 0,54% à 1,0% des deux flowsheets ont produit les mêmes résultats	[23, 31]	Sukinda, Orissa, Inde
Goethite	Classification puis hydrocyclone pour la fraction < 50 µm	Augmentation de la concentration en Ni de 0,89% à 1,1% avec 50% de récupération. Pas d'augmentation de la teneur significative en utilisant l'hydrocyclone	[24]	Sukinda, Orissa, Inde
Minerai limonitique (hématite, goethite et argiles)	Attrition et classement granulométrique	Augmentation de la concentration en Ni de 1,84 % à 1,95% avec une récupération de 45%	[21]	Gisement de Gordes, Turquie
Limonite serpentine	Tri par abrasion et tamisage	Limonite : augmentation de 1,65 % Ni à 2,7% Serpentine : de 2,22% à 2,52% Ni	[21]	Le Nickel, Nouvelle-Calédonie
Garniérite	Concassage, tamisage sélectif	Augmentation de la teneur en Ni de 1,2% à 1,7%	[21]	Hanna Mine, Oregon, États-Unis
Serpentine et cronstedtite	Tamisage	Fraction > 0,15 mm isolé car assez riche en Ni pour la lixiviation	[25]	Grèce

Quast et co-auteurs après avoir examiné diverses tentatives de valorisation des latérites nickélicifères, concluent que la technique la plus efficace consiste à éliminer la fraction grossière qui ne contient pas ou contient peu de nickel. Les auteurs ont également essayé plusieurs méthodes de séparation (gravité, flottation et séparation magnétique avec et sans grillage) pour la valorisation des minéraux contenant du nickel dans les minerais de latérite et de saprolite, mais ont obtenu une amélioration insignifiante en raison de la minéralogie complexe de leurs minerais.

Les essais de pré-concentration réalisés par Rao et al. (1995) sur le minerai latéritique en Orissa, en Inde, dont le principal minéral porteur de nickel est la goethite, ont permis d'améliorer la teneur en nickel

de 0,54 % à 1 %. En effet, la goethite, qui contient le nickel, était présente sous forme d'agglomérats et de revêtements lâches sur les fragments de latérite, ce qui nécessitait de désagglomérer le minerai pour libérer les fines particules de goethite. Les résultats ont montré que pour les fractions de taille inférieure à 38 µm, l'enrichissement en nickel atteignait 1,1 % avec une distribution de 61,6 %. Le minerai désaggloméré a ensuite été criblé pour éliminer les fractions grossières, représentant 49 % du poids total. Les passants du crible, d'une taille de -1,7 mm, avaient une teneur en nickel de 0,8 à 0,9 % avec une distribution de 75 %, et ont été ensuite réduits à une taille de 50 µm. Ces fractions ont ensuite été soumises à une classification par hydrocyclonage suivie d'une flottation sur la sous-verse de l'hydrocyclone. Cette étape a permis d'obtenir un concentré avec une teneur en nickel de 0,98 à 1 % et une récupération de 60 à 65 %. Les essais ont démontré que les méthodes de pré-concentration, telles que le criblage, l'hydrocyclonage, la classification et la flottation, ont donné des concentrations et des récupérations similaires.

En général, les étapes de pré-concentration des minerais latéritiques de nickel dépendent fortement de la nature spécifique du minerai, notamment sa composition minéralogique et les minéraux porteurs de nickel. Cela est conforme aux travaux de Elias (2001) qui ont montré que les essais de pré-concentration réussissant à améliorer la teneur en nickel sont généralement applicables aux minerais silicatés de nickel, où les fractions grossières et les fragments moins altérés, contenant peu de nickel, sont éliminés.

1. 3.1.2.1 Préconcentration du Ni par séparation magnétique

Le Tableau 4 résume les travaux pour valoriser les latérites nickélifères par séparation magnétique. Sur la base de ces tentatives, la plupart d'entre elles n'ont montré aucune valorisation ou une faible valorisation, à l'exception des travaux d'Agatzini et al. 2004 de Stambolladis et al. 2004 et d'Aral 2015. La différence entre ces gisements et les autres réside dans leur minéralogie, qui permet de réaliser une séparation. Par exemple, le gisement de Grèce a fonctionné grâce à la séparation de la calcite de la serpentine, tandis que les échantillons d'autres gisement ont permis la récupération de l'hématite enrichi en Ni dans la séparation magnétique.

Les travaux de Agatzini-Leonardou et al. (2004) montrent une autre approche dans les essais de pré-concentration qui utilisent la séparation magnétique, précédée d'une étape de concassage et de broyage autogène, sur le minerai nickélifère serpentinite en Grèce. L'objectif était d'éliminer autant que possible la calcite du minerai. Ainsi, une séparation partielle de la calcite du minerai a été obtenue par l'utilisation d'un champ magnétique à haute intensité, dont l'ampleur dépendait de la taille des particules dans l'alimentation. Les résultats montrent que la perte en Ni était de moins de 5% pour une alimentation de granulométrie inférieure à 4 mm, tandis que le pourcentage d'élimination de la calcite était d'environ 37%. Cela était considéré comme suffisant pour améliorer la perméabilité du minerai lors de l'étape de lixiviation. En revanche, *la séparation magnétique de la fraction de -1 mm a entraîné une petite quantité de particules non magnétiques, de l'ordre de 5% de l'alimentation, ce qui a conduit à considérer ce traitement comme inutile.*

Dans leurs travaux de recherche, Goveli et al. (2006) ont réalisé des essais de pré-concentration du minerai latéritique de Ni par attrition, suivie de deux étapes d'hydro-cyclonage et d'une séparation magnétique. L'attrition a été réalisée avec des durées différentes allant de 15 à 60 minutes sur deux échantillons en pulpe, avec des pourcentages solides de 20% et 50%. À partir d'une alimentation titrant 1.84% de Ni, les tests de classification montrent une distribution du Ni à 75.94% dans les fractions -74 µm, avec une légère amélioration de la teneur dans ces fractions (1.95%) pour une récupération de 45.1%. Ce dernier subit ensuite une séparation magnétique qui montre que, bien que la plupart du Ni soit contenu dans les fractions magnétiques, il n'y a qu'une petite différence en teneur entre les fractions magnétiques (1.862%) et non magnétiques (1.667), bien que les fractions magnétiques représentent environ 96% du poids de l'alimentation. Ainsi, la difficulté de la pré-concentration du nickel latéritique par voie magnétique réside dans le fait que ce métal est bien réparti à la fois dans les minéraux magnétiques et non magnétiques.

La distribution granulométrique et les associations minéralogiques ont été l'objet des investigations menées par Onodera et al. (1987) afin d'établir des techniques de valorisation du nickel latéritique de la Nouvelle-Calédonie (gisement de Poya). La teneur en Ni a été déterminée par microanalyse à sonde

électronique pour certaines espèces minérales en fonction des fractions granulométriques. Les résultats montrent une teneur en Ni négligeable dans la magnétite, la chromite et la SiO₂ non altérée, tandis que la serpentine, l'opale et la limonite présentent des teneurs riches en Ni (3-8%). Cette différence de teneur en Ni d'une espèce minérale à une autre montre déjà une possibilité d'enrichissement du minerai à des teneurs commerciales. Ainsi, les essais de pré-concentration menés comprennent, entre autres, la séparation par milieu dense en utilisant le système de carbone-tétrabromure d'acétylène. Les produits de la séparation ont été séchés à 110°C pendant 2 heures. Les résultats indiquent que les teneurs sont élevées pour les minéraux de densité comprise entre 2.65 et 2.96, tandis qu'elles diminuent dans les minéraux denses jusqu'à moins de 1% de NiO.

Une séparation magnétique a été réalisée sur les fractions de 36 à 420 µm avec un débit d'alimentation de 3 g/min à partir d'un séparateur HIMS (Hallimond), en faisant varier le champ magnétique à 0.05 T, 0.2 T et 0.3 T. Après analyse chimique, les produits de la séparation (magnétiques et non magnétiques) ont été soumis à un grillage à 800 à 1000°C pendant 1 heure dans un four. Il a été observé une forte teneur en Ni pour la séparation avec un champ magnétique puissant (0.2 et 0.3 T). Cependant, la serpentine et le quartz sont restés bien distribués dans les produits de séparation avec un champ magnétique élevé. Cet essai de pré-concentration aboutit à un bon résultat, cependant, l'efficacité de ce procédé est limitée en raison de la dissémination du nickel.

Tableau 3: Résumé des travaux sur séparation magnétique de la latérite nickélifère (adapté et complété de Quast et al.)

Source du minerai	Type de gisement	Condition	Résultat %Ni	Réf
Nouvelle Calédonie	Saprolite	Le nickel domine dans la serpentine avec le quartz et la limonite comme gangue. La séparation magnétique a été faite à 0.2-0.3 T	Sans Amélioration	[27]
USA	Limonite	La goethite est le principal minéral et contient du nickel. La séparation magnétique a été effectuée à 0,4 T	Sans Amélioration	[28]
Inde	Limonite	Le Ni et le Co sont disponibles comme couverture du gisement de Cr. La goethite est le minéral dominant ainsi que le minéral porteur de nickel. L'essai de séparation magnétique entre 0.2-1.5 T	Sans Amélioration	[21]
Grèce	Saprolite	Serpentine en tant que minéraux nickélifères avec quartz et calcite comme gangue	Passage de la teneur de Ni de 1.44 à 1.7-1.85 %.	[25]
Grèce	Résidu de la lixiviation en tas	L'hématite est le minéral dominant ainsi que le nickel avec le quartz et la chromite comme gangue.	Passage de la teneur en Ni de 0.33 % à 0.72 %.	[26]
Australie	Saprolite	Saprolite avec magnétite et maghémite comme minéraux nickélifères	Passage de la teneur de Ni de 1,12-1,58 % à 1,44- 2,03 %.	[21]
Indonésie	Saprolite	Nickel dominant dans la serpentine avec de la goethite et du quartz comme gangue	Sans Amélioration	Goyette-Levac 2016

Nouvelle Calédonie	Saprolite	Nickel dominant dans la serpentine avec de la siderite, spinel, quartz, olivine and argiles comme la gangue	Augmentation de la teneur de Ni de 3 à 3,6 % avec une récupération de 60 %	[20]
Nouvelle Calédonie	Latérite	Nickel est associé à la goethite avec une domination du spinel et faible proportion de serpentine, olivine et argiles	Teneur en Ni de 1,1 %. Pas d'amélioration par une séparation à haute intensité	[20]

Les travaux réalisés au laboratoire Georessources (Université de Lorraine, Nancy) dans le cadre de l'étude soutenue par le Labex « Ressources 21 », ont montré l'efficacité de la séparation magnétique à haute intensité pour augmenter la teneur de Ni dans les échantillons de la zone saprolitique à la suite d'élimination de la sidérite contenu (Tableau 5).

Tableau 4: Résultats de la séparation magnétique à haute intensité sur les échantillons de zones différentes de la Nouvelles Calédonie réalisé au laboratoire Georessources de l'Université de Lorraine.

Type du minerai	Produit	Poids (%)	Teneur (%)				Récupération (%)			
			Ni	Si	Fe	Mn	Ni	Si	Fe	Mn
Minerai de la zone saprolitique	Alim	100	3.0	8.5	18.4					
	Mag	60	2.8	5.1	31.0	1.6	53.8	39.9	78.2	96.0
	Non-Mag	40	3.6	11.5	13.0	0.1	47.2	60.1	21.8	4.0
Minerai de la zone intermédiaire	Alim	100	1.1	10.8	19.4	0.2				
	Mag	50	1.1	4.1	30.0	0.8	50.0	21.0	75.0	88.9
	Non-Mag	50	1.1	15.4	10.0	0.1	50.0	79.0	25.0	11.1
Minerai latéritique	Alim	100	1.1	4.0	43.3	0.5				
	Mag	70	1.1	3.9	44.0	0.1	70.0	65.5	72.0	70.0
	Non-Mag	30	1.1	4.8	40.0	0.1	30.0	34.5	28.0	30.0

Aucune amélioration de la qualité du minerai n'a été constatée pour les échantillons de provenance des zones latéritique ou intermédiaire. Même si une augmentation de la teneur en nickel est observée pour l'échantillon saprolitique, le rendement du métal reste insuffisant autour de 60 %.

En outre, la séparation magnétique apparut efficace pour le minerai d'un gisement australien en raison de la présence de nickel dans les minéraux magnétiques tels que la magnétite et la maghémite formés à la suite du grillage.

En conclusion, l'application de la séparation magnétique aux minerais à faible teneur surtout de provenance des zones de latérite ou nontronite paraît très délicate, voire irréaliste techniquement due à la minéralogie complexe et une dissémination diffuse du nickel dans presque toutes les phases minérales majeures. Ainsi, la difficulté de la préconcentration du nickel latéritique par voie magnétique réside dans le fait que ce métal est bien réparti à la fois dans les minéraux magnétiques et non magnétiques.

2. 3.1.2.2 Pré-concentration du Ni par séparation gravimétrique

L'application de la séparation par gravité aux mêmes types de minerais que ceux utilisés dans les études du laboratoire Georessources pour la séparation magnétique, apparaît plus intéressant tant en termes d'amélioration de la teneur qu'en termes de récupération métal.

Le concentrateur a été utilisé pour les trois échantillons. Le Falcon est un appareil centrifuge qui opère à haute vitesse rotationnelle permettant de développer les accélérations allant jusqu'à 300 G. Le Falcon laboratoire L40 utilisé a été modifié pour être muni de deux bols : UF pour les particules fines jusqu'à 1 µm de taille et SB pour les fractions plus grossières à concentrer. La teneur en nickel dans le concentré est augmentée de 17 % et 36 % pour les minerais saprolitique et intermédiaire, respectivement.

Tableau 5: Résultats de concentration du nickel par Falcon dans les différents types de minerai.

Type de minerai	Produits de la concentration	% massique du produit (%)	Teneur (%)				Taux de récupération (%)			
			Ni	Si	Fe	Mn	Ni	Si	Fe	Mn
Minerai de la zone saprolitique	Alim.	100	3,0	8,5	18,4	0,4	/	/	/	/
	Léger	70	4,1	8,1	16,6	0,3	89,0	66,3	63,8	70
	Dense	30	1,2	9,6	22,0	0,3	11,0	33,7	36,2	30
Minerai de la zone intermédiaire	Alim.	100	1,1	10,8	19,4	0,2	/	/	/	/
	Léger	50	1,5	11,0	17,4	0,2	68,0	51,2	43,6	50
	Dense	50	0,7	10,5	22,5	0,2	32,0	48,2	56,4	50
Minerai latéritique	Alim.	100	1,1	4,0	43,3	0,5	/	/	/	/
	Léger	80	1,1	3,9	44,3	0,5	80,0	78,0	80,4	80
	Dense	20	1,1	4,0	41,9	0,4	20,0	18,0	19,6	20

Il n'y a pas de modification de la teneur en nickel du minerai L (latérite) à l'aide du Falcon, de manière similaire à celle obtenue par la séparation magnétique. Il semble que la taille et la densité des particules affectent la séparation à l'aide du concentrateur Falcon.

La taille des particules étant un facteur important dans la séparation par gravité, les produits du concentrateur Falcon ont été ensuite classés par des tamis à 38 et 80 µm. Les résultats de l'analyse taille par taille des expériences Falcon indiquent clairement que les particules grossières restent dans les résidus (comme prévu) et que la majorité des particules sont dans la fraction de taille fine, c'est-à-dire inférieure à 38 µm, avec un peu plus de nickel.

Les produits de la séparation gravitationnelle (essais Falcon) pour les échantillons de minerai saprolitique et intermédiaire ont ensuite été traités avec séparation magnétique pour voir s'il est possible de séparer les composants magnétiques des minéraux légers et lourds (concentré et stérile du Falcon, respectivement). Cependant, les résultats n'ont montré qu'un changement marginal dans la teneur en nickel des deux minerais.

Dans le cadre de ces travaux réalisés, le nickel a été valorisé dans le minerai intermédiaire (échantillon de la zone intermédiaire entre la saprolite et la limonite) de 1,1 % à 1,5 % à un taux de récupération de 70 %. Il convient de noter que le minerai de cette zone intermédiaire contient la plus grande quantité de quartz parmi les échantillons testés. Cela aurait dû permettre de valoriser le nickel de ce minerai par séparation gravitaire. Le niveau de valorisation (environ 36 %) peut paraître faible, mais il est très important économiquement puisque 1,5 % est le seuil de traitement des minerais de latérite de nickel dans la mine où l'échantillon a été prélevé. Cela signifie que même s'il n'est peut-être pas économique de traiter le minerai provenant de la zone intermédiaire à l'aide de méthodes

conventionnelles, environ 70 % du minerai peut être valorisé à un niveau acceptable en utilisant uniquement le concentrateur Falcon.

3. 3.1.2.3 Pré-concentration du Ni par flottation

Des résultats similaires à ceux obtenus par Falcon ont été plus ou moins obtenus par flottation du minerai saprolitique (augmentation de 40 % de la teneur en Ni à ~70 % de récupération avec un collecteur d'hydroxamate à pH 10) (Farrokhpay S., Fornasiero D., Filippov L., 2018). Cependant, il n'a pas été possible de valoriser les minerais de deux autres zones par flottation.

La distribution granulométrique et les associations minéralogiques ont été l'objet des investigations menées par Onodera et al., 1987 afin d'établir des techniques de valorisation du nickel latéritique de la Nouvelle-Calédonie (gisement de Poya). Les résultats indiquent que les teneurs en Ni sont élevées pour les minéraux de densité comprise entre 2.65 et 2.96, tandis qu'elles diminuent dans les minéraux plus denses jusqu'à moins de 1% de NiO. Il est possible alors d'appliquer une séparation par gravité pour enrichir les fractions légères en Ni. Ces résultats rejoignent ceux obtenus par Farrokhpay et Filippov avec la séparation centrifuge Falcon (2018).

En analysant les résultats de chaque procédé de préconcentration, il ressort que par l'élimination des minéraux de densité supérieure à 2.96 par séparation gravimétrique, on obtient une faible teneur en nickel (0.87%) rejetée dans les minéraux lourds. De plus, la flottation inverse avec les acides gras (oléate de sodium) permet d'atteindre une efficacité de 14.98% et une récupération de 74.21% du concentré, avec une teneur en NiO de 3.98%, tandis que 2.15% restent dans les résidus, pouvant être retraités pour augmenter la récupération.

Le nickel étant finement réparti dans divers minéraux, l'application de la flottation après le broyage fin pourrait être un moyen de libérer les particules de nickel et de les séparer. La technique de flottation est généralement plus efficace pour la séparation des grains fins, contrairement à la séparation par gravité qui s'avère inefficace compte tenu de la faible différence de densité des minéraux. Cependant, Il faudra tenir compte de l'impact négatif des particules très fines sur le procédé de flottation.

Quelques tentatives sont rapportées dans la littérature pour concentrer divers types de minerais latéritiques de nickel par flottation en utilisant de collecteurs cationiques ou anioniques (Quast K, Otsuki, A., Fornasiero, D., Robinson DJ, Addai-Mensah J., 2015). Le Tableau 6 résume les efforts d'enrichissement des minerais de latérite nickélique par flottation.

Des essais de pré-concentration par flottation ont été réalisés à partir d'une machine de micro-flottation (70 ml, agitation mécanique, cellule de sous-aération avec alimentation externe en eau d'appoint) avec différents collecteurs à différents pH. Les résultats indiquent que les collecteurs à longue chaîne carbonée (bromure de cetyltriméthylammonium et la sodium oléate) semblent avoir une sélectivité élevée pour le nickel, ce qui suggère une certaine efficacité du procédé. En effet, avec les collecteurs cationiques, le quartz et la teneur en silicium se concentrent dans la mousse, tandis qu'avec les collecteurs anioniques, la serpentine et les teneurs en nickel sont concentrées dans la mousse, dans une certaine mesure, mais principalement dans les non-flottés (flottation inverse). L'efficacité de ce procédé est de 15% avec l'oléate de sodium à un pH de 11, avec 4% de NiO dans le concentré. Par flottation inverse avec le bromure de cetyltriméthylammonium, l'efficacité est de 7%. Ces résultats restent toutefois peu intéressants pour une application industrielle, mais la flottation reste une voie privilégiée à développer davantage pour le traitement des minerais latéritiques de nickel en raison de la dissémination du nickel dans les fines particules. On note que la sélectivité du xanthate vis-à-vis de la serpentine est très faible, mais le chélation des réactifs qui forment des composés de surface stables avec certains minéraux pourrait offrir des possibilités de séparation (Farrokhpay et al, 2018).

Tableau 6: Diverses tentatives d'enrichissement de latérite de nickel par flottation (adapté et complété (Farrokhpay S., Filippov L., Fornasiero D., 2019 et Onodera, Jiroh, Toshio Inoue, et Tsunemasa Imaizumi, 1987)

Source du minerai	Condition	Teneur en matière première	Teneur en nickel à % de récupération	Réf
Brésil	2,3 octanedione dioxim synthétisée comme collecteur	1.20 %	1.4 % à 63 %	[29]
Nouvelle Calédonie	Microflottation de la fraction 53-74 µm en utilisant une variété de réactifs. Meilleure sélectivité en utilisant le bromure de cetyl triméthyl ammonium (CTAB) ou le NaOI de sodium.		Aucune amélioration ou amélioration mineure	[27]
Inde	Collecteurs anioniques plus silicate de sodium comme dispersant/déprimant	0.60 %	1.6 % à 60 %	[29]
Inde	Collecteurs cationiques et amidon pour récupérer le Ni d'un surverse de cyclone de 20 µm.	0.80 %	1.3 % à 86 %	[29]
Inde	Préconcentration par élimination de la fraction grossière à faible teneur en nickel, suivie d'un lavage par hydrocyclone et attrition. Flottation de souverse du cyclone à l'aide de sulfonate de pétrole, de silicate de sodium et d'huile de pin	0.50 %	1 % à 82 %	[30]
Inde	Acide lauryl méthylamino acétique de sodium et sel de sodium de l'acide carboxylique modifié	0.50 %	1 % à 70-80 %	[31]
Inde	Divers réactifs dont l'hydroxyquinoléine, le diméthylglyoxime, la nitroso-pyrazolone, le 2,2 bipyridal, la triéthionolamine et le sodium NaOI	0.50 %	Légère amélioration à 40-60 % de récupération	[32]
Côte d'Ivoire	Ségrégation de minerais de latérite de nickel suivie d'une flottation utilisant le silicate de sodium comme dispersant	1.20 %	6-8 % à 35-45 %	[33]
Australie	Un certain nombre de techniques de préparation de l'alimentation avant la flottation	1 %	1.4 % à 43 %	[29]
Indonésie	Différents types de préparation du minerai avec l'oléate de sodium ou la dodécylamine comme collecteurs		Pas ou peu de valorisation	[34]

4. 3.1.2.4 Conclusion sur la préconcentration des minerais de Nickel par les séparations physiques

Il est possible alors de proposer les approches de préconcentration suivantes au regard de ces différents essais et techniques de séparation pour concentrer les minerais nickelifères :

- Attrition des fragments du minerai suivi d'une classification par taille. Par conséquent, le frottement par attrition permettra de décoller l'auréole altérée riche en Ni de la partie saine non altérée, tout en évitant un broyage excessif.
- Traitement séparé des fractions granulométriques fines. Les fractions fines sont riches en Ni et généralement difficiles à manipuler. Ainsi, en cas de traitement par voie humide tel que la lixiviation, un traitement séparé par fraction de taille très fines, par exemple en dessous de 10 µm, serait bénéfique.
- Séparation gravimétrique: L'analyse des produits de séparation par milieu dense sur le minerai latéritique montre que la teneur en Ni est faible dans la zone de densité minérale supérieure à 2.96, tandis que les teneurs en Ni sont plus élevées dans la zone de densité minérale comprise entre 2.65 et 2.96 (zone intermédiaire).
- Séparation magnétique en trois produits sans ou avec un prétraitement thermique
- Flottation avec les collecteurs anioniques (oléate de sodium, acide hydroxamique) à pH basique : Des séparations par flottation pourraient être envisagées avec l'ajout d'un dispersant en raison de la taille très fine des particules. De même, une flottation inverse avec les amines comme collecteur pourrait être envisagée pour collecter les phases silicatées riches en Ni à un pH basique.

3.2. LES TECHNIQUES PHYSIQUES EN PLACE EN NOUVELLE-CALÉDONIE

3.2.1. CHUTES ET GRILLES

Les minerais saprolitiques contiennent des fractions stériles qu'il faut éliminer par une opération de triage. C'est notamment le cas des harzburgites faiblement serpentinisées, dites de faciès intermédiaire (15% < serp. < 45%), dont l'aspect, en pelure d'oignon, implique un cœur stérile et une altération encroûtante.

Le triage préliminaire est traditionnellement réalisé par chute (principe gravitaire le plus simple pour détacher les « croûtes » altérées) ou au moyen d'une grille inclinée (grizzly) dont les barreaux (fixes et longitudinaux) sont espacés d'une dizaine de centimètres.

Pour ces deux procédés, le principe consiste à entrechoquer le minerai (par chute gravitaire) pour détacher la pellicule altérée entourant les blocs sains.

En Nouvelle-Calédonie, les grilles ou grizzly sont généralement dimensionnées tel que H=15m, pente=40-45° et passant=+/-100mm.

Le minerai brut est déversé en haut de la grille, les blocs roulent et s'entrechoquent dans leur chute, la partie altérée se détache et passe à travers les barreaux et les blocs stériles (scalpés) finissent leur course en pied de grille ; le minerai trié peut alors être récupéré sous la grille.

Cette technique communément pratiquée en Nouvelle-Calédonie s'est vue modernisée par des moyens mécanisés plus efficaces (cribles vibrant, wobbler, scalpeur, tritout et trommel).

3.2.2. LES CRIBLES MÉCANISÉS (CRIBLE VIBRANT, WOBBLER, SCALPEUR, ET TROMMEL)

Les cribles mécanisés sont conçus pour séparer les fines des noyaux sains par secousse et tamisage. Les caractéristiques de vibrations et les maillages sont généralement réglables pour s'adapter aux caractéristiques granulométriques des minerais à trier.

Plusieurs types de cribles mécanisés sont utilisés en Nouvelle-Calédonie en fonction des types de minerais à traiter, on distingue notamment :

- Les wobblers : Les wobblers intègrent un système de chauffage anti-colmatage ; les barreaux triangulaires tournants permettent le passage des fines à travers les espaces inter-barreaux

(séparation des fines) et la bascule des matériaux vers l'avant, assurant un débit d'alimentation uniforme,

- Les scalpeurs : Les scalpeurs sont dotés de rouleaux ovoïdes qui secouent les blocs lors de leur acheminement ; s'ils ne permettent pas le pré-séchage du minerai, ils intègrent un concasseur qui peut être by-passé ou non selon la nature du minerai engagé.

Nota : Avant le déploiement des scalpeurs sur les mines NMC, la compagnie minière était dotée sur Ouaco, d'un crible vibrant (+ concasseur en série) de type JK de passant 100mm.

- Les trommels rotatifs: dimensionnés pour le pré-séchage, les trommels sont des cribles à tambour perforés adaptés au traitement des matériaux humides (collants) ; la rotation du trommel brise le matériau tout en le criblant.

3.2.3. LES CONCASSEURS

Les concasseurs sont des machines conçues pour réduire/briser les blocs en fractions plus petites ; ils sont particulièrement adaptés aux minerais saprolitiques altérés à cœur dont la teneur en nickel est globalement la même depuis la périphérie jusqu'au cœur.

En Nouvelle-Calédonie, ce dispositif est principalement utilisé pour les dunites et les harzburgites moyennement à fortement serpentinisées (>45% serp.) dont l'altération centripète est homogène.

Bien qu'il existe plusieurs types de concasseurs (giratoire, à cône, à percussion), c'est le concasseur à mâchoires qui est le plus communément utilisé en Nouvelle-Calédonie, en raison de sa conception rudimentaire, de sa fiabilité et de sa maintenance peu coûteuse.

Le concasseur à mâchoires, dispose d'une paroi fixe et d'une paroi mobile entraînée par une bielle excentrique. Ce concasseur associe un mouvement compressif (afin de concasser le matériau) et un mouvement de friction (afin de faire descendre le matériau). Le débit est conditionné par la taille d'ouverture et le réglage à la base des mâchoires.

3.2.4. L'ATTRITION

Développé par la SLN, en collaboration avec Eramet Research, le procédé de broyage modéré, dit d'attrition, est utilisé dans les laveries SLN pour pallier à l'utilisation d'un broyeur classique qui broierait sans distinction les différents grains.

Le procédé d'attrition est basé sur le principe que plus les grains sont friables, plus ils sont altérés et plus il sera facile de libérer des fines riches en nickel. Les grains de minerai sont constitués de deux parties :

- Une partie interne non altérée et donc dure, pauvre en nickel,
- Une partie externe altérée et donc friable, riche en nickel.

L'atelier est constitué de plusieurs lignes d'attrition faites d'une succession de cellules reliées entre elles par des goulottes. À la fin de chaque ligne, une classification vise à récupérer les fines générées. L'atelier attrition est chargé de libérer les fines encore collées aux grains de sables de l'atelier de classification ; un corps attritant est ajouté à ce sable pour améliorer les performances de l'attrition.

Les classifications sont constituées de grilles courbes. Les passants des grilles rejoignent les hydrocyclones, les surverses constituées des fines d'attrition vont à la floculation/décantation, les sousverses rejoignent les refus de grilles et sont dirigés vers une autre ligne afin d'optimiser la récupération des fines. Les produits résiduels sont, pour une partie, envoyés au stériles, pour l'autre partie réutilisés en tant que corps attritant dans la première ligne.

3.2.5. FLOCCULATION-DÉCANTATION

La floculation est un procédé qui permet de créer une agrégation des particules entre elles pour former des floccs afin d'augmenter leur vitesse de sédimentation et de réduire ainsi le temps de décantation. C'est un procédé similaire au traitement des eaux usées par station d'épuration.

À Tiébaghi, le procédé est réalisé dans un décanteur, les fines (issues de l'atelier attrition) sont mélangées à du floculant et les particules floculées sédimentent. L'eau surnageante est évacuée par surverse ; les parties floculées sont raclées vers le centre par un système de râtaux rotatifs entraînés par une centrale hydraulique. Au centre du décanteur, la pulpe est soutirée par des pompes et envoyée à la centrifugation.

3.2.6. CENTRIFUGATION

La pulpe, issue de la floculation subit une séparation liquide/solide dans une centrifugeuse ; les produits de la séparation se présentent sous deux formes :

- Les centras, constitués d'eau et de résidus de particules solides en suspension => recyclés,
- Les gâteaux, concentré fin de laverie => épandus pour subir le séchage naturel.

3.2.7. LES FILTRES PRESSES

Exclusivement utilisés sur Népoui, les filtres presses sont des dispositifs permettant la séparation des mélanges solide-liquide.

Le mélange, injecté sous pression dans une chambre revêtue d'une toile filtrante est pressé et le liquide extrait.

Le filtre-presse fait grossièrement passer une boue contenant 10% de matière sèche à une galette comportant environ 50% de matière sèche.

Sur Népoui, le minerai étant acheminé en solution de la mine à la plaine par conduite, le filtre presse permet à la fois d'enrichir et d'accélérer le séchage.

Particulièrement adapté aux minerais humides, les filtres presses devraient pouvoir être également utilisés dans le traitement des minerais en contexte de bassin.

3.3. LES TESTS GRANULOMÉTRIQUES RÉALISÉS/FOURNIS

3.3.1. NMC : MINE OUACO, CHANTIER CRÊTE DU VILLAGE (CV)

En 2010, des tests granulométriques ont été réalisés sur le minerai trié garniéritique (MTG) de Ouaco (chantier Crête du village), correspondant au passant des grilles 100 mm.

Le MTG à tester est passé sur des cribles de 150mm, 100mm puis 50mm ; les quatre sous échantillons sont ensuite pesés et analysés, les résultats sont fournis dans le tableau ci-dessous (Tableau 7):

	Pds Kg	Pds %tage	% Ni	% Co	% Fe	% MgO	% SiO2	Fe/ni	mgo/sio2
Somme de >150 mm	5,5	0,5%	2,09	0,05	6,30	25,45	44,00	3,01	0,58
Somme de 150 < x < 100 mm	57,5	5,1%	2,19	0,09	9,19	24,98	46,55	4,21	0,54
Somme de 100 < x < 50 mm	87	7,7%	2,27	0,06	9,25	23,76	48,42	4,08	0,49
Somme de < 50 mm	986	86,8%	2,30	0,12	18,86	15,46	39,52	8,22	0,39
somme & moyenne	1136	100,0%	2,29	0,12	17,57	16,63	40,58	7,67	0,41

Tableau 7: Récapitulatif des résultats du test granulométrique effectué sur Ouaco en 2010 (chantier Crête du village)

Ces résultats montrent que les fractions les plus fines (<100mm) sont les plus minéralisées (>2.27%Ni) et que les teneurs chutent brusquement pour les granulométries plus grossières.

Ce test suggère par ailleurs que la fraction 100-150mm puisse générer du minerai de plus basse teneur contribuant à la longévité de la mine et à réduire les ratios miniers (et donc les coûts).

3.3.2. SLN : MINE NÉPOUI, CHANTIER BERNADETTE B1

En 2019, des essais de criblage ont été effectués sur 1 326tonnes d'un minerai brut (non trié) type export (tc : 1,8%Ni) de Népoui, chantier B1, présentant les caractéristiques suivantes (Figure 14) :

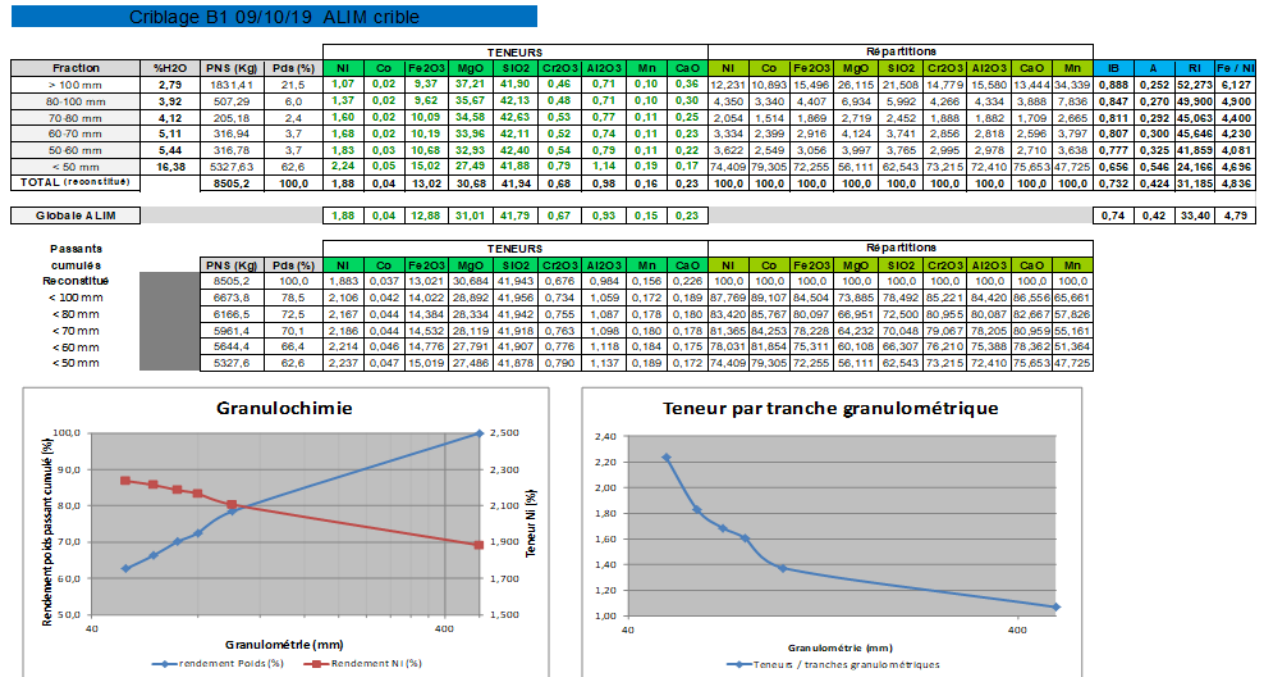


Figure 14: Résultats de la caractérisation de l'alimentation du crible.

Le crible vibrant utilisé pour le test était un FINTEC 640 intégrant une maille de 100mm pour les peignes et la grille (Figure 15).



Figure 15: Peignes et grilles (100mm) du crible FINTEC 640.

	PNH (Th)	Pds (%)	TENEURS										Répartitions								IB	A	RI	Fe / Ni
			Ni	Co	Fe2O3	MgO	SiO2	Cr2O3	Al2O3	Mn	CaO	Ni	Co	Fe2O3	MgO	SiO2	Cr2O3	Al2O3	CaO	Mn				
ALIM	1326,4	100,0	1,88	0,04	12,88	31,01	41,79	0,67	0,93	0,15	0,23									0,742	0,415	33,996	4,795	
Refus Pelgnes (> 100 mm)	251,6	18,97	0,91	0,02	8,83	38,22	41,88	0,43	0,61	0,10	0,31	9,26	8,55	12,86	23,33	18,95	12,11	12,62	11,72	26,97	0,913	0,231	62,864	6,764
Refus Grille (> 100 mm)	112,3	8,47	1,38	0,02	9,48	35,87	42,24	0,49	0,72	0,10	0,28	6,23	4,44	6,16	9,77	8,53	6,19	6,69	5,62	10,71	0,849	0,264	49,690	4,814
Passants Grille (0-100 mm)	962,5	72,56	2,18	0,04	14,53	28,65	41,90	0,76	1,02	0,18	0,19	84,51	87,01	80,97	66,90	72,52	81,70	80,70	82,67	62,32	0,684	0,507	28,183	4,665
Reconstitué ALIM	1,87	0,04	13,02	31,08	41,92	0,67	0,91	0,18	0,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	0,741	0,419	33,996	4,868	
			Ni	gain	Pds (%)																			
Passants pelgnes + grille			2,10	0,22	81,03																			
Passants grille			2,18	0,30	72,56																			

Tableau 8: Récapitulatif des résultats du criblage.

Le choix d'un crible vibrant permet dans des conditions optimales (minerai sec et foisonné) pour ce produit (Tc : 1.8%Ni) d'obtenir 72.6 % de passants à 100 mm à une teneur de 2.18 % Ni soit un gain de teneur de 0.3 % (Figure 17).

À noter qu'un test semblable (fournit par la SLN) a également été effectué à Népoui en 2021, sur 3 autres lots de minerais (TV6D, Marginal et Export B1) ; les résultats obtenus présentent les enrichissements suivants (Tableau 9) :

Simulation de scalpage à 80 mm	TV			Concentré Export			Refus		
	TV6D	Marginal	Export B1	TV6D	Marginal	Export B1	TV6D	Marginal	Export B1
Teneur Ni	1,556	1,418	1,307	1,801	1,619	1,413	1,229	0,852	1,159
Enrichissement				0,245	0,201	0,106			
Rendement poids	100	100	100	57,2	73,8	58,2	42,8	26,2	41,8
Récupération Ni	100	100	100	66,2	84,3	62,9	33,8	15,7	37,1
Simulation de scalpage à 100 mm	TV			Concentré Export			Refus		
	TV6D	Marginal	Export B1	TV6D	Marginal	Export B1	TV6D	Marginal	Export B1
Teneur Ni	1,556	1,418	1,307	1,774	1,590	1,395	1,189	0,827	1,156
Enrichissement				0,218	0,172	0,088			
Rendement poids	100	100	100	62,8	77,5	63,1	37,2	22,5	36,9
Récupération Ni	100	100	100	71,5	86,9	67,4	28,5	13,1	32,6

Tableau 9: Récapitulatif des résultats obtenus sur les 3 lots suivants 2 mailles de criblages.

3.3.3. SLN : MINE THIO, CARACTÉRISATION GRANULOCHIMIQUE POUR DÉFINIR LES MAILLES DE COUPURE D'UN CRIBLE MOBILE

Le but de cette étude était de définir les mailles de coupures convenables en termes de teneur et de rendement poids si le minerai devait passer sur une installation type crible vibrant mobile.

Un criblage au tire-pousse aux mailles de 140, 120, 100, 80, 70, 60 et 50 mm a été réalisé. Chaque fraction a été pesée, puis broyée et analysée chimiquement.

L'évolution du rendement poids, de la récupération nickel et de la teneur chimique en fonction des mailles de coupures potentielles a ensuite été étudiée pour chaque origine.

Deux possibilités de paires de coupures se sont dégagées de cette étude pour les deux ponts d'un crible mobile Sandvik :

- 50-100 mm afin de favoriser une haute teneur en Ni dans les deux concentrés.
- 70-140 mm afin de favoriser le rendement poids, et donc le tonnage de concentré créé.

La solution optimale, semble cependant être une coupure à 50mm sur le pont inférieur d'un crible mobile, et une coupure à 100mm sur le pont supérieur. Ainsi un concentré « fin » (0-50 mm) représentant 58% en masse de l'alimentation et une teneur de 2.16%Ni peut être récupéré en cas de

mélange homogène des trois sources de minerais testées. Le concentré « intermédiaire » (50-100 mm) ainsi obtenu serait toujours valorisable à l'export avec une teneur de 1.71%Ni pour 17% de récupération massique.

En cas de non-mélange, ou de mélange non-homogène des trois types de minerais, les possibilités semblent même multiples, avec des concentrés fins (0-50mm) à haute teneur Ni (2.32%Ni pour GSP5, 2.46%Ni pour GSP4), des teneurs en Fe₂O₃ très basses (- de 12.5%) et des indices de basicité (IB) opposés (0.44=acide pour GSP4, 0.82=basique pour GSP5), offrant des possibilités de valorisation à Doniambo très intéressantes.

3.4. LES TECHNIQUES PHYSICO-CHIMIQUES À DÉVELOPPER

3.4.1. LA SÉPARATION MAGNÉTIQUE

La séparation magnétique est une technique permettant de séparer les minéraux de divers types de matrices selon leur comportement vis-à-vis d'un champ magnétique. Un séparateur produisant un champ magnétique faible sera apte à séparer les éléments ferromagnétiques de la matrice ; un séparateur produisant un champ magnétique fort sera susceptible de séparer les matériaux diamagnétiques des autres matériaux du fait de sa capacité à attirer les éléments faiblement magnétiques.

Dans le cas d'un minerai saprolitique, le nickel est principalement porté par les silicates nickélifères (non magnétiques) ; l'emploi de cette méthode devrait donc permettre un enrichissement par discrimination des fractions magnétiques (magnétite, maghémite...) et/ou paramagnétique (goethite, hématite, chromite, sidérite...).

À contrario, dans les minerais latéritiques ou le nickel est principalement porté par les oxyhydroxydes de fer (goethite), la séparation magnétique permettrait un enrichissement par élimination des fractions non magnétiques.

Les techniques de séparation magnétique testées sur les fractions inférieures à 300µm de Tiébaghi et de Népoui suggèrent des résultats prometteurs avec un résidu non-magnétique enrichi de 20% atteignant ainsi une teneur de 3,6% en Ni. Ce résultat semble s'expliquer par la récupération des oxydes et hydroxydes de fer dans la fraction magnétique.

3.4.2. LA FLOTTATION

La flottation consiste à séparer les minéraux rendus hydrophiles ou hydrophobes par l'utilisation de réactifs. Une alimentation en air dans la solution liquide contenant le minerai permet de créer des bulles qui collectent les minéraux hydrophobes et les remontent à la surface, formant une mousse qui est aisément récoltée.

Sur Népoui, cette technique n'a pas permis d'enrichissement significatif en Ni du minerai. En revanche, cette technique a montré de bons résultats pour le minerai de Tiébaghi avec un enrichissement de 20% du concentré et une teneur en Ni de 4,3% au maximum.

En augmentant la concentration en collecteur (acide hydroxamique) la récupération en Ni atteint 69%.

Cependant, le principal défi posé par les minerais nickélifères de Nouvelle-Calédonie est la variabilité minéralogique qui rend difficile la généralisation d'un procédé à l'ensemble des gisements. Cette variabilité minéralogique est principalement due à l'altération météorique des profils qui a été étudiée par Quast et. al, 2017. Généralement, les particules grossières sont séparées des plus fines et les techniques de pré-concentration se focalisent sur cette fraction fine (généralement inférieure à 300µm). Comme démontré précédemment, dans certains cas, cette fraction fine peut être valorisée par flottation mais cette technique pose plusieurs défis. Farrokhpay et Filippov, 2016 décrivent ces problématiques et les approches possibles qui pourraient être appliquées à ce projet.

Une des solutions prometteuses est **la floculation sélective**. Cette technique consiste à contrôler la charge de chaque minéral tout en permettant l'adsorption sélective de collecteur à leur surface. La combinaison de l'hydrophobicité et des interactions électrostatiques peuvent mener à l'agglomération des particules et ainsi favoriser la flottation des minéraux porteurs de Ni de la fraction fine. Cette technique a déjà été appliquée à des minerais de fer afin d'améliorer la flottation de la goéthite.

3.4.3. LA SÉPARATION GRANULOMÉTRIQUE

Cette technique permet de séparer les minéraux selon la taille des particules qui passent à travers une maille, permettant ainsi d'éliminer les résidus ou de rediriger les plus grosses particules à la comminution (réduction granulométrique).

Comme les grilles ou les cribles, cette technique permet, à plus petite échelle, de séparer les fractions fines porteuses de Nickel et ainsi d'enrichir le minerai, par élimination des fractions grossières.

À Tiébaghi, la séparation granulométrique via des **hydrocyclones**, est utilisée dans le procédé de la laverie pour la séparation de trois fractions granulométrique distinctes :

- Les fines primaires, particules riches en nickel qui sont récupérés,
- Les sables fins de granularité intermédiaire,
- Les sables grenus de granularité grossière.

Les **hydrocyclones** utilisent la pression du fluide entrant pour générer une force centrifuge et un modèle d'écoulement qui peut séparer les particules d'un milieu liquide. Ces particules doivent avoir une densité suffisamment différente par rapport au milieu liquide pour que la séparation se réalise.

3.4.4. LA SÉPARATION GRAVITAIRE (GRAVIMÉTRIQUE)

Cette méthode consiste à séparer les minéraux par gravité de façon mécanique grâce à des appareils adaptés aux fractions grossières (techniques mettant en œuvre une fluidisation des composants et où la gravité est le principal moteur de la séparation : **Tables à secousse**, spirales, sluices ou rampes de lavage, **JIG**, table pneumatique...) ou aux fractions plus fines (techniques centrifuges : **Falcon**, Knelson, MGS...).

Adoptée en Nouvelle-Calédonie pour le chrome détritique, la séparation gravitaire aurait un double intérêt à être éprouvée sur les minerais latéritiques :

- Pré-concentration initiale en Ni, Co, Sc
- Séparation et récupération des minéraux lourds (ex : chromites contenant des platinoïdes).

À Tiébaghi encore, les sables grenus (précédemment isolés) sont mélangé à du médium (mélange de magnétite et de ferrosilicium) chargé de réguler la densité. Le mélange minerai/médium est ensuite envoyé vers des **cyclones** qui vont réaliser la séparation gravimétrique entre des concentrés légers (fines riches) et des rejets lourds.

3.4.5. LA SÉPARATION PAR MILIEU DENSE

Particulièrement utilisée pour les métaux lourds, cette méthode consiste à séparer les minéraux par gravité à l'aide d'une liqueur dense (typiquement des densités de l'ordre de 3) ou d'une suspension de solide à une densité donnée (ex. magnétite).

Comme la séparation gravitaire, cette méthode pourrait permettre de pré-concentrer les minéraux porteurs et/ou d'éliminer les minéraux impropres.

Nota : Bien qu'il soit aujourd'hui arrêté, le procédé d'enrichissement par milieu dense a démontré son efficacité industrielle dans les unités de Népoui et Tiebaghi (SLN) sur les tranches granulométriques 0.3-10mm et 10-30mm.

3.4.6. LE TRI OPTIQUE

Le tri optique consiste à sélectionner les minéraux à partir d'une ou plusieurs caméras optiques selon certains critères (couleur, radioactivité, densité...).

Conformément aux projets CNRT, NICKAL, Cartha et POC NC utilisant l'analyse hyperspectral pour la réalisation de cartes minéralogiques (notamment oxy-hydroxyde de fer et taux de serpentinisation) ou pour mesurer la quantité de nickel remplaçant le fer dans la structure de la goethite (mesurant indirectement le taux de nickel dans les goethites), le tri optique pourrait permettre d'identifier les phases porteuses (goethites dans les latérites ou silicates nickélicifère dans les saprolites) et de réaliser une sélectivité.

4. LA MÉTALLURGIE EXTRACTIVE

La métallurgie désigne l'ensemble des techniques permettant la transformation de la matière première ou du concentré en produit fini à plus haute valeur ajoutée.

Pour extraire d'un minerai les éléments métalliques à valoriser, deux grands procédés sont utilisés dans le monde et déjà en place en Nouvelle-Calédonie :

- La pyrométallurgie (utilisée par les industriels KNS et SLN) : Procédé consistant à transformer le minerai en le chauffant à très haute température pour éliminer l'oxygène présent dans les oxydes métalliques afin d'obtenir du métal (phénomène de réduction).

En Nouvelle-Calédonie ce procédé est employé pour les minerais saprolitiques « riches »

- L'hydrométallurgie (utilisée par l'industriel Prony Resources Nouvelle-Calédonie) : Procédé consistant à dissoudre un minerai solide pour le mettre en solution (phénomène de lixiviation). Un courant électrique de forte intensité est « injecté » entre une anode et une cathode, baignant dans la solution de métal dissous, le métal valorisable est ensuite récupéré sur l'anode (ou la cathode).

En Nouvelle-Calédonie ce procédé est utilisé pour les minerais latéritiques (basses teneurs) et pour la co-valorisation élémentaire.

Nota : La biolixiviation pourrait être un procédé hydrométallurgique de valorisation à développer en Nouvelle-Calédonie. Cette technique consiste à valoriser les déchets miniers ou les produits à faible teneurs par l'action des bactéries pour en extraire les métaux contenus.

Le Tableau 10 montre la distribution mondiale de l'extraction du nickel à partir de minerais latéritiques en utilisant ces deux méthodes.

Le choix dépend principalement :

- Du type de minerai,
- des teneurs en nickel, qui déterminent la voie de traitement hydrométallurgie pour le minerai pauvre (limonite) et pyrométallurgie pour les minerais riches de sulfure et saprolite,
- de la forme sous la laquelle se présente le nickel.

Actuellement une vingtaine de procédés sont connus, parmi lesquels dont environ six qui sont significatifs en termes de production : procédé INCO, Falconbridge, QNI, procédé cubains, Outokumu et ERAMET/SLN.

<i>Procédés métallurgiques</i>	<i>Distribution %</i>
<i>Pyrométallurgie</i>	39
<i>Hydrométallurgie</i>	61
<i>Total</i>	100

Tableau 10: Distribution globale de la récupération du nickel en fonction du type de traitement

Ainsi, la production mondiale de nickel est majoritairement (x1,6) issue de la voie hydro métallurgique, principalement sur la limonite, nontronite et smectite. En effet, l'hydrométallurgie présente de nombreux avantages dans l'extraction du nickel. Cette approche permet la valorisation à la fois des limonites à faible teneur en nickel et des saprolites riches en nickel, tout en permettant la récupération du cobalt en tant que sous-produit. Ainsi, l'hydrométallurgie contribue à une meilleure valorisation des ressources naturelles. Et sur le plan énergétique, le processus hydro-métallurgique consomme environ quatre fois moins d'énergie que le processus pyrométallurgique.

4.1. TRAITEMENT PAR VOIE PYROMÉTALLURGIE

Dans ce procédé l'extraction du nickel se fait par réduction dans des fours. L'énergie requise pour la réduction de l'oxyde de nickel en métal est le plus souvent fourni par chauffage permettant ainsi la fusion du minerai avec des fondants spécifiques. L'utilisation de la chaleur intense pour l'extraction ainsi des métaux est appelée la pyrométallurgie. Il s'agit d'une opération à haute température et haute énergie avec une bonne récupération du nickel mais faible récupération du cobalt. La fusion n'est pas adéquate pour l'extraction du nickel à partir de la limonite du fait d'une forte concentration en fer et une teneur en nickel non économique par cette technique d'extraction. Cependant la saprolite avec une faible teneur en fer et une teneur élevée en nickel est plus appropriée pour l'extraction du nickel par cette voie. La plupart de la production mondiale du nickel à partir de minerais latéritiques utilise la saprolite comme matière première en alimentation des fours à fusion électrique produisant ainsi du ferronickel directement utilisé dans la fabrication des aciers inoxydables qui est la plus grande utilisation finale du nickel dans le monde. Un inconvénient du traitement pyrométallurgique des latérites est le taux d'humidité naturelle de ce minerai qui occasionne des coûts énergétiques supplémentaires. Avant le traitement pyrométallurgique, humidité doit être réduite à une valeur seuil avant l'alimentation du four.

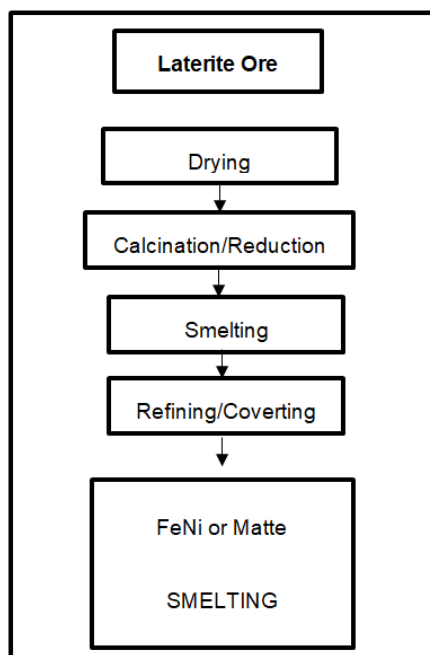


Figure 18: Schéma généralisé du procédé de traitement pyrométallurgique

La Figure 18, montre un schéma typique du procédé de traitement pyrométallurgique. Tout d'abord le minerai est séché, calciné et souvent réduit dans un four rotatif et fondu dans un four électrique en présence de carbone (utilisé comme un fondant). Si la matte est le produit recherché, alors du soufre est ajouté, la matte est ensuite raffinée pour obtenir le produit final.

La séparation des oxydes réfractaires est relativement simple car il existe une grande différence dans les énergies libres de formation des oxydes de nickel et les minéraux de la gangue tels que la silice. Ainsi un ajustement des conditions de réduction permet une réduction complète de l'oxyde de nickel, limitant par la même occasion le degré de réduction de l'oxyde de fer. Toutefois une séparation totale du nickel et du fer par la réduction sélective n'est pas possible. Ainsi deux grandes voies de traitement ont été développées pour résoudre ce problème.

Dans la production du ferronickel, l'oxyde de nickel et une partie de l'oxyde de fer sont réduits en métal dans un four. La fraction de fer réduite en métal est fonction du potentiel de réduction du système, de sorte que les minerais à faible rapport Ni/Fe puissent être fondu pour produire une qualité de ferronickel acceptable.

Dans la production de matte, le minerai est fondu par ajout d'un réducteur, un fondant et une source de soufre qui peut être soit du gypse, un minéral sulfuré, ou du soufre élémentaire. Ainsi la plupart de

l'oxyde de nickel et une grande partie de l'oxyde de fer sont réduits et sulfurés pour former la matte. Ensuite l'élimination du fer peut être réalisé par oxydation sélective du fer dans un convertisseur pour produire une matte contenant plus de 75%Ni, 20-22%S et moins de 1%Fer. Si la quantité de soufre ajoutée dans le haut fourneau est juste suffisante pour se combiner avec le nickel sous forme de Ni₃S₂, seule une faible quantité de soufre est éliminée lors de l'opération de soufflage. La conversion se poursuit jusqu'à ce que pratiquement tout le fer soit éliminé de la matte. Le Tableau 11, montre les principales fonderies du minerai latéritique dans le monde avec les différents produits obtenus à partir d'une teneur en alimentation donnée.

Le traitement pyrométallurgique consomme beaucoup d'énergie, puisque que toute l'humidité libre et l'eau combinée doivent être éliminées à une étape intermédiaire du traitement et tout le minerai doit être aussi fondu à environ 1600°C afin obtenir un laitier. Cela nécessite à la fois des énergies fossiles et de l'énergie électrique pour les fours électriques. D'où l'importance du traitement afin de réduire non seulement le volume de minerai à transporter pour alimenter les fours mais aussi fournir un concentré de haute teneur afin de réduire les pertes, améliorer la récupération et l'efficacité des fours électrique et réduire les consommations énergétiques.

Smelter	Ore grade Ni%	Product	
		Type	Grade Ni%
SLN, Nouvelle-Calédonie	2.7	Fe-Ni	25
		Matte	78
P.T Inco Indonesia	1.97	Matte	79
Pacific Metal, Japan	2.40	Fe-Ni	14-22
Falconbridge, Dominican.R	1.75	Fe-Ni	38
Cerro, Matoso, Colombia	2.90	Fe-Ni	45
Larco, Greece	1.25	Fe-Ni	24-30
Hyuga Smelter, Japan	2.40	Fe-Ni	20-25
Orsk, Soviet Union	1.02	Matte	77
Nippon Mining, Japan	2.40	Fe-Ni	20
Glogavoc, Yugoslavie	1.32	Fe-Ni	24
P.T Aneka Tambang, I	2.25	Fe-Ni	25

Tableau 11 : Caractéristiques des principales fonderies de minerai latéritique dans le monde

4.2. TRAITEMENT PAR VOIE HYDRO-MÉTALLURGIQUE

L'hydrométallurgie, une des méthodes de la métallurgie extractive, moins énergivore, permet de traiter des minerais de faible teneur. L'un des nombreux avantages de cette technique est qu'elle peut s'effectuer dans de petites unités.

L'homogénéité chimique et minéralogique du minerai latéritique de nickel, doublé d'une teneur élevée en de potentiels sous-produits tels que Cobalt, Chrome, etc. Fait de ce minerai une alimentation idéale pour le traitement hydro métallurgique. Le nickel dans le minerai latéritique riche en fer est très souvent associé à la goethite, alors que le cobalt est presque toujours associé avec l'oxyde de manganèse. Ainsi la récupération du nickel et du cobalt consiste essentiellement à les séparer du fer et du manganèse. Il existe plusieurs techniques de traitement par voie hydro métallurgique, principalement le procédé de Caron et la lixiviation sous haute pression dans les autoclaves (HPAL).

Le schéma général d'un traitement hydro métallurgique comprend quatre étapes :

- Lixiviation, mise en solution des métaux par attaque acide, basique ou oxydante,
- Purification, extraction des impuretés de la solution et autres métaux,
- Élaboration du métal, formation du ferronickel et/ou de la matte,
- Raffinage, par électrolyse.

Le procédé Caron est utilisé pour les minerais limonitiques ou un mélange de limonite et de saprolite. Le minerai est séché et le nickel est sélectivement réduit en nickel métallique à ~700 °C. Les métaux sont mis en solution par lixiviation dans une solution ammoniacale comme le montre la Figure 19. La récupération du nickel et du cobalt diminue puisque le nickel et le cobalt sont emprisonnés dans une matrice de silicate et sont difficiles à réduire à cette température. Cependant, le procédé peut tolérer une plus grande quantité de Mg que le HPAL (High Pressure Acid Leaching).

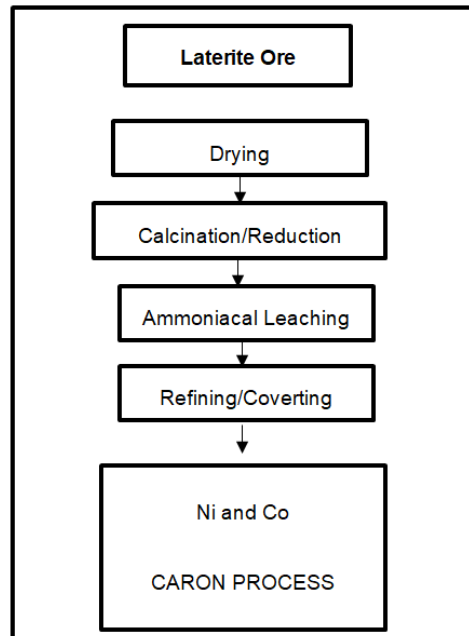


Figure 19: Schéma généralisé du procédé de Caron

Le procédé HPAL, nécessite des minerais oxydés à faible teneur Al et Mg, il est donc important de considérer les nontronites et/ou smectites (présentent dans certaines latérites).

En général les minerais :

- Ont une teneur plus faible en Mg, généralement limitée à <4 % (car plus la teneur en Mg est élevée plus la consommation d'acide augmente)
- Nécessitent une teneur en Aluminium plus faible (les argiles sont de grandes consommatrices d'acide par conséquent, la teneur en Aluminium ne doit pas être trop élevé).

La lixiviation sous pression est effectuée dans des autoclaves. Les températures de lixiviation varient entre 245 et 270°C. La séparation solide-liquide est réalisée par décantation à contre-courant (DCC). Il existe différentes manières de purifier la solution contenant du nickel et de séparer nickel et cobalt. Dans les installations modernes, cette séparation est effectuée par extraction liquide-liquide (SX). Les produits finis fabriqués sont l'électro-nickel, l'oxyde de nickel ou le nickel briquette. Certaines usines produisent des matériaux intermédiaires (sulfures mixtes ou mixtes hydroxydes) qui sont ensuite raffinés.

Le schéma généralisé pour le processus de lixiviation à haute pression est donné à la Figure 20.

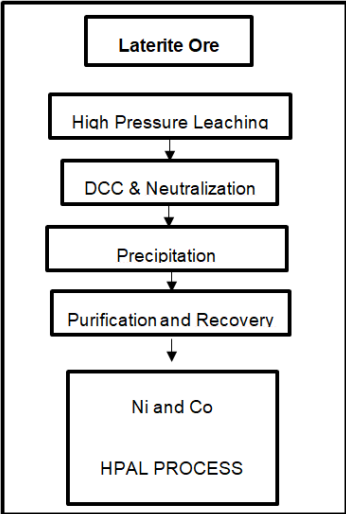


Figure 20: Schéma généralisé du procédé de lixiviation haute pression

5. CARACTERISATION DES ECHANTILLONS ET CHOIX DES METHODES DE TRAITEMENTS

5.1. CARACTÉRISATIONS EFFECTUÉES À L'UNIVERSITÉ DE NOUVELLE-CALÉDONIE

Les caractérisations réalisées à l'UNC ont été effectuées à partir des échantillons séparés en classe de taille à l'université de Lorraine. Chaque échantillon séparé en taille a été broyé, et certaines classes de taille ont été remélangé pour effectuer des analyses par fluorescence X portable. Ces données ont été utilisées, pour information, pour caractérisation des phases minérales par diffraction de rayons X (XRD) et microscopie électronique à transmission associé à un analyseur EDX (META),

5.1.1. MATÉRIELS ET MÉTHODES

Les caractérisations en DRX ont été effectuées sur un diffractomètre Aeris de Malvern Panalytical dont la source aux rayons X est au Cobalt. Les phases minérales ont été ensuite déterminées grâce aux logiciels HighScoreplus et QualX en utilisant respectivement les bases de données PDF2 et COD (Cristallographique Open Data base). Les propositions des phases minérales ont été obtenues par affinement Rietveld en utilisant le logiciel MAUD développée par L. LUTTEROTTI. Le paramètre Rwp (weighted profile R-factor) permet de déterminer la qualité de l'ajustement des paramètres théoriques aux données expérimentales. Les ajustements sont considérés comme corrects quand le Rwp est inférieur à 10,

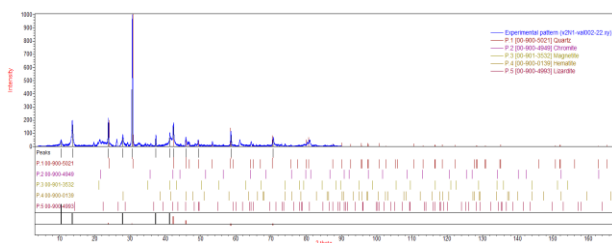


Figure 21: Exemple de recherche phases minérales (Logiciel Qualx)

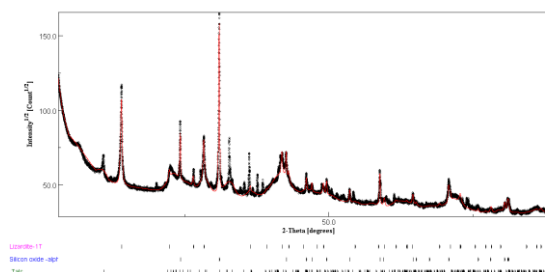


Figure 22: Exemple d'affinement Rietveld (Logiciel MAUD) rouge ; données expérimentales noires ; diffractogramme modélisé

Les mesures par microscopie électronique à transmission (MET) ont été réalisées, sur le Plateau P2M du CRESICA, à l'aide d'un microscope JEOL JEM1400 plus équipé d'un détecteur de rayon X à dispersion d'énergie (EDX) OXFORD. Quelques grammes des échantillons en poudre, ont été dispersés dans de l'eau distillée et la dispersion a été soumise aux ultrasons pendant 10 minutes. Une goutte d'environ 1 μ l est ensuite déposée sur une grille de cuivre recouverte d'une membrane de carbone.

5.1.2. RÉSULTATS EXPÉRIMENTAUX

5.1.2.1. Échantillon Val001

5.1.2.1.1. Diffraction de rayon X

Les proportions de phase de l'échantillon Val 001 pour différentes classes granulométriques (10-1mm, 500-<63 µm, <63 µm sont proposés dans le Tableau 12, Pour les tailles entre 10-1mm et 2mm-500 µm, on observe majoritairement la présence de phase minérales de type phyllosilicate telles que la Lizardite Chrysotile et Antigorite ($Mg_3(Si_2O_5)(OH)_4$, famille des serpentines) et du quartz, Pour les fractions les plus faibles tailles 500-<63 µm et <63 µm , on observe aussi la présence de d'oxyde de Fer Goethite ($FeOOH$) dont la fraction massique s'élève à 44 % pour la fraction inférieure à 63 µm.

CODE NANCY	tailles	Antigorite	Lizardite	Chrysotile	Quartz	Goethite	somme	RWP (%)
Val001-34	10-1mm	0	32,11	66,34	1,53	0	99,98	
Val001-35	2mm-500µm	0	95,6		4,35	0	99,95	8,9
Val001-36	500-<63 µm	0	37,1	46,9	17,2	1,44	102,64	7,5
Val001-33	<63 µm	4,17	49,32		2,49	44	99,98	6,28

Tableau 12: Pourcentages massiques des différentes phases minérales

5.1.2.1.2. Microscopie électronique à transmission (MET)

- Échantillon Val001-35-2mm-500 µm

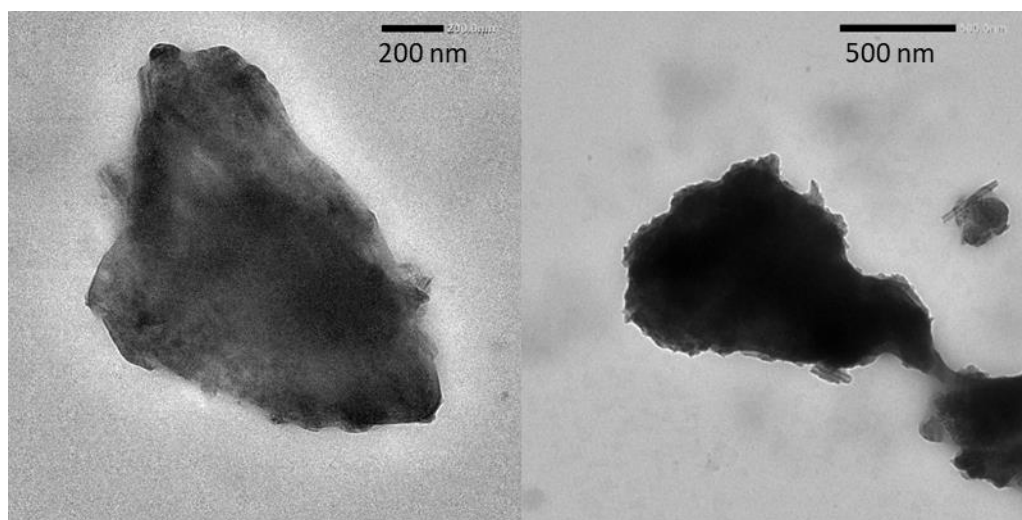


Figure 23 (a et b) : Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val001-35-2mm-500 µm, Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX

Élément	% masse	% masse sigma	% masse serpentine
O	42,97	0,12	52,00
Mg	22,56	0,07	26,33
Si	21,4	0,07	20,22
Fe	13,08	0,06	0,00
Total:	100		100

Tableau 13a

Élément	% masse	% masse sigma	% masse serpentine
O	42,44	0,55	52,00
Na	0,82	0,16	
Mg	20,05	0,3	26,33
Si	21,69	0,34	20,22
K	0,2	0,07	
Fe	12,89	0,23	
Ni	1,91	0,13	
Total:	100		100

Tableau 13b

Tableau 13: Pourcentage massique des éléments chimiques obtenu par spectroscopie EDX.

La Figure 24 présente des images de particules issues de l'échantillon Val001-35-2mm-500 µm.

Les particules observées sont, a priori, homogènes dont la taille est de l'ordre d'un micromètre bien que des particules plus fines peuvent s'agréger sur ces particules.

Les analyses EDX effectuées sur les deux images révèlent la présence de Mg, Si, O, et Fe au sein des échantillons, Pour la particule de la figure 24b, on peut remarquer la présence de Na et K mais pour des pourcentages massiques inférieures à 1 %.

On peut comparer les pourcentages des différents éléments Mg et Si par rapport aux pourcentages massiques théoriques des phases minérales de type serpentines ($Mg_3(Si_2O_5)(OH)_4$) dans la colonne de droite des tableaux 13a et 13b.

Pour le silicium, les pourcentages massiques pour les deux particules observées sont égaux 21,7 % et 21,4 qui se rapprochent de la valeur 20,22 % théorique. Pour les valeurs de Mg, les pourcentages massiques sont égaux à 22,56 (particule de gauche) et 20,05 (particule de droite) ce qui est inférieur à la valeur théorique attendue de 26,33 % pour les serpentines.

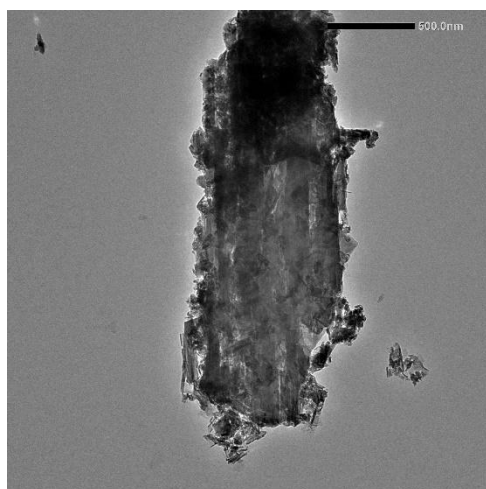
Les pourcentages massiques en magnésium sont donc inférieurs à la valeur théorique, En revanche, pour la particule de la figure 24a, on obtient 13,08 % de Fe et, pour la figure 24b, 12,89 % de Fe et 1,91 % de Ni. Cela implique que du Fe, figure 24a, et du Fe et du Ni, figure 24b, se sont probablement substitués au Mg dans des structure minérales de type serpentine.

Ce résultat doit être considéré avec précaution car le faisceau a pu intercepter des oxydes de fer, agrégés sur les particules de phyllosilicate, ce qui pourrait expliquer ces teneurs en Fe.

- **Échantillon Val001-33-inf à 63 µm**

La figure 24 représente une particule minérale de de la fraction inférieure à 63 µm l'échantillon val001.

Sur ce cliché on peut observer une particule plane allongée caractéristique d'une serpentine de type antigorite ou lizardite. Cela est confirmé par les pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX qui sont proches des valeurs théoriques pour cette phase minérale. Le pourcentage massique du magnésium est inférieur à la valeur théorique mais il peut être substitué par du Fe ou du Ni présent dans l'échantillon,



Élément	% masse	% masse sigma	% masse serpentine
O	51,42	0,19	52,00
Mg	21,55	0,13	26,0
Si	20,25	0,13	20,22
Fe	6,04	0,08	
Ni	0,74	0,05	
Total:	100,00		100,0

Figure 24: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val001-33-fraction inférieure à 63 µm, Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.

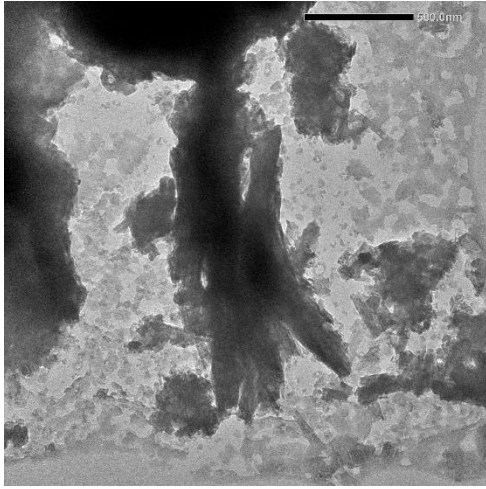
Tableau 14: pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.

La figure 25 montre des particules minérales très allongées, au centre de l'image, caractéristiques d'oxyde de fer de type Goethite α -FeOOH, phase minérale identifiée par diffraction de rayon X.

La présence d'oxyde de Fe au sein des particules observées est confirmée par les pourcentages massiques de 46,15 % de Fe et 37,53 % d'oxygène, valeurs les plus importantes mesurées.

En revanche, l'analyse EDX révèle aussi la présence de Na, 5,87 %, de Si 4,74 %, de Mg 2,09 et de Ni 1,5 % par exemple qui sont liés à d'autres phases minérales dans l'échantillon.

Figure 25: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val001-33-fraction inférieure à 63 µm. Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.



Élément	% masse	% masse sigma
O	37,53	0,23
Na	5,87	0,11
Mg	2,09	0,07
Al	0,65	0,05
Si	4,74	0,08
Cl	0,29	0,04
K	0,18	0,04
Ca	0,99	0,05
Fe	46,15	0,22
Ni	1,50	0,07
Total:	100,00	

Tableau 15: Pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.

5.1.2.2. Échantillon Val002

5.1.2.2.1. Diffraction de rayon X

CODE NANCY	taille	Antigorite	Lizardite	Quartz	Talc	Illite	montmorillonite	
Val002-22	10-2 mm		6,56	63,84	13,75			
Val002-23	2 mm-50 µm	63,45		15,53		0,33		
		60,46				6,1		
Val002-24	500-63 µm			71,85			0,52	
CODE NANCY	taille	Gibbsite	Goethite	Hématite	Spinel (FeMnCrSi)	Muscovite	somme	RWP (%)
Val002-22	10-2 mm			4,21	5,1	6,53	99,99	10,28
Val002-23	2 mm-50 µm	20,67					99,98	3,01
		22,26	5,22E-04				88,82	3,11
Val002-24	500-63 µm		27,62				99,99	4,19

Tableau 16: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val002.

Les proportions massiques des échantillons issus de l'échantillon val002 sont séparés en classes granulométriques 10-2 mm, 2 mm-50 µm, 500-63 µm. De façon générale, on observe, au sein de ces échantillons, les phases minérales de type serpentines et oxyde de fer classiques au sein des saprolite

(PRNC-paleau de Goro), L'analyse par diffraction des rayons X a aussi révélé la présence de gibbsite, illite ou encore muscovite dont la présence est due à un filon gabbroïque qui parcourt l'affleurement et sur lequel a été prélevé l'échantillon.

5.1.2.3. Échantillon Val003

5.1.2.3.1. Diffraction de rayon X

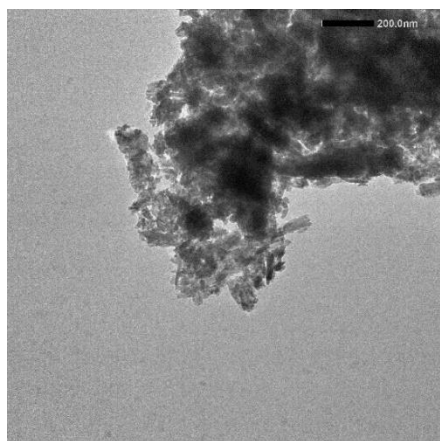
Code UNC	CODE NANCY	taille	Quartz	Goethite	Hématite	Magnetite	somme	RWP (%)
V3N1-22	Val003-22	2 mm-63 µm	48,55		7,85	43,58	99,98	5,32
V3i	Val003-21	<63 µm		98,17	1,82		99,99	3,59

Tableau 17: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val003 pour les classes de taille 20 mm-63 µm et inférieurs à 63 µm.

Le Tableau 17 représente les proportions massiques des phases minérales présentes dans les fractions inférieures à 63 µm et comprise entre 20 mm et 63 µm. On note la présence majoritaire des phases minérales Goethite et Magnétite ; on relève aussi une forte proportion en quartz dans la fraction 20 mm-63 µm, mais cette proportion est probablement surévaluée dû à l'orientation préférentielle des particules de quartz qui amplifient les maximums d'intensité liés de cette phase minérale.

5.1.2.3.2. Microscopie électronique à transmission (MET)

- Échantillon Val003-33-22-200 mm-63 µm



Élément	% masse	% masse sigma	% massique Magnétite
O	25,58	0,15	27,64
Na	2,97	0,05	
Al	3,21	0,05	
Si	2,60	0,04	
Cl	0,30	0,02	
K	0,31	0,02	
Ca	0,17	0,02	
Ti	0,09	0,02	
Fe	63,11	0,11	72,35
Ni	1,65	0,04	
Total:	100,00		100,00

Figure 26: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val003-33-22-200mm-63µM

Tableau 18: Pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.

La figure 26 présente une image des phases minérales broyées de l'échantillon val003-22-fraction inférieure à 200 µm à 63 µm. L'analyse EDX montre une majorité de Fe.

Sur l'image, on peut observer une majorité de petites particules minérales de formes sphériques caractéristiques des magnétites, ce qui est cohérent avec l'analyse par diffractions de rayon X pour laquelle cette phase minérale est l'une des plus importantes.

5.1.2.4. Échantillon Val004

5.1.2.4.1. Diffraction de rayon X

Code UNC	CODE NANCY	taille	Quartz	Goethite	Hématite	magnetite	spinel(FeMnCrSi)	somme	RWP (%)
V4N1-22	Val004-22	20 mm-63 µm	2,82			11,72	85,45	99,99	1,46
V4i	Val004-21	<63 µm		97,24	2,75			99,99	2,77

Tableau 19: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val004 pour les classes de taille 20 mm-63 µm et inférieurs à 63 µm.

Le Tableau 19 présente les proportions des phases minérales de l'échantillon val004 pour les classes de taille 20 µm-63 µm et inférieure à 63 µm. Pour la classe de taille inférieure à 63 µm, l'échantillon contient 97,24 % de goethite et 2,75 % d'hématite ce qui est cohérent pour cet échantillon qui est une latérite fortement altérée. La fraction comprise entre 20 mm-63 µm contient de la magnétite et une forme spinel renfermant les éléments fer, manganèse et chrome.

La magnétite a une structure de type spinelle et cette derrière phase correspond, très probablement, à de la magnétite dont les ions ferriques et ferreux sont substitués par des cations de chrome et Manganèse.

5.1.2.4.2. Microscopie électronique à transmission (MET)

La fraction inférieure à 63 µm de l'échantillon Val004 (Latérite SMT NAKETY plateau Nord), a été observé en microscopie électronique à transmission.

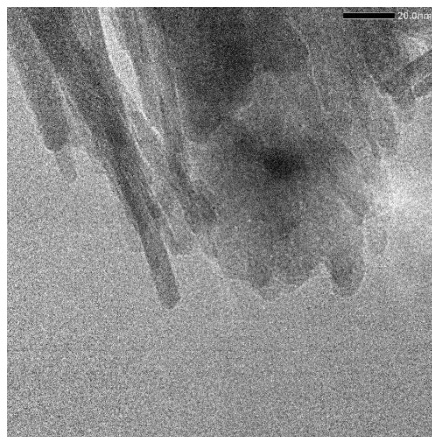
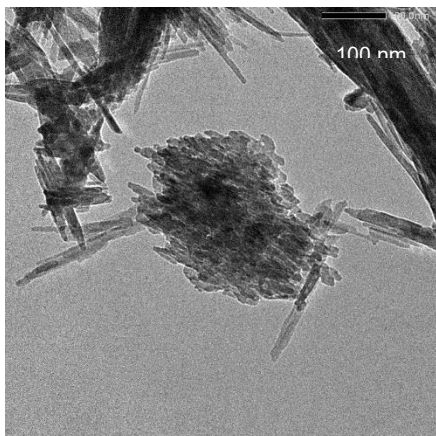


Figure 27: Cliché de MET de particules minérales de l'échantillon Val004-33-fraction inférieure à 63 µm, Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.

Les images des Figure 27 montrent un amas des particules minérales en forme de baquettes allongées. Sur la figure 4 on observe les mêmes particules mais avec un plus fort grossissement. On distingue clairement le bout des baquettes en pointes. Ces morphologies d'objet sont caractéristiques de particules de Goethite γ -FeOOH.

5.1.2.5. Échantillon Val005

5.1.2.5.1. Diffraction de rayon X

Code UNC	CODE NANCY	taille	Lizardite	Quartz	Goethite	somme	RWP (%)
V5N1	val005-22	1mm-250 µm	27,9	72,09	0	99,99	17,67
V5i	Val005-21	<63 µm	75,35	10,21	14,42	99,98	3,92

Tableau 20 : Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val005 pour les classes de taille 1 mm-63 µm et inférieure à 63 µm.

Le tableau 20, présente les fractions massiques des différentes phases minérales des échantillons V5 (Saprolite de le Mine Ginou à Poya) pour les fractions 1mm-250 µm et inférieure à 63 µm.

Pour la fraction inférieure à 63 µm, on retrouve des phases minérales de type phyllosilicate 75 % (lizardite) majoritaires, de silice (quartz) mais aussi de Goethite 14,42 %.

Pour la fraction comprise entre 1 mm et 250 µm, seules les phases minérales de quartz sont présentes au sein de l'échantillon avec respectivement des pourcentages massiques de 27,9 et 72,1 %. Mais une orientation préférentielle des particules de quartz peut artificiellement augmenter le signal de cette phase minérale.

5.1.2.6. Échantillon Val006

5.1.2.6.1. Diffraction de rayon X

Code UNC	CODE NANCY	taille	Antigorite	Lizardite	Quartz	Talc	Chlorite	somme
V6N1-34	Val006-34	2 mm-500 µm		47,27	12,17	40,55		99,99
V6N2-35	Val006-35	500-63 µm	39,79	7,37	50,33		2,49	99,98

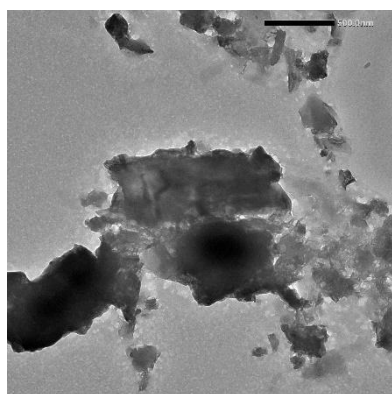
Tableau 21: Proportions massiques de phases minérales présentes dans les échantillons issus de l'échantillon val006 pour les classes de taille 2 mm-500 µm et inférieurs à 63 µm.

Le Tableau 21 reporte les pourcentages massiques des phases minérales présentent dans l'échantillon val006 qui est une saprolite issue de la mine Ménine du Konianbo.

On retrouve au sein de ces échantillons des phases de type phyllosilicates (Lizardite, antigorite) ce qui est logique pour une saprolite peu altérée. On retrouve aussi du quartz en proportion importante dans l'échantillon correspond à la classe de taille 500-63 µm mais cette proportion importante peut être surestimée par des orientations préférentielles des particules minérales.

5.1.2.6.2. Microscopie électronique à transmission (MET)

5. Ech Val006-34-2mm-500um



Élément	% masse	% masse sigma	% masse serpentine
O	42,34	0,17	52,0
Na	3,42	0,07	
Mg	17,33	0,09	26,33
Si	21,44	0,10	20,22
S	0,44	0,04	
Cl	0,70	0,02	
K	1,34	0,03	
Ca	6,16	0,05	
Mn	0,14	0,02	
Fe	4,47	0,05	
Ni	2,21	0,04	
Total:	100,00		

Figure 28: Cliché de MET d'une particule minérale de l'échantillon Val006-34-fraction 2mm-500µm. Le faisceau d'électron a été positionné au centre de l'image pour l'analyse EDX.

Tableau 22: pourcentages massiques des éléments chimiques obtenus par spectroscopie EDX.

La Figure 28 est un cliché de microscopie électronique à transmission de l'échantillon d'une particule minérale représentative de Val006-34-fraction 2mm-500µM. Cette particule, dont la taille est comprise entre de l'ordre du micro a une morphologie en feuillet caractéristique de la lizardite.

Le Tableau 22, contient les % massiques des éléments mesurés au cours de l'analyse EDX. Les % massiques des éléments les plus importants sont ceux du Mg, du Si et l'oxygène.

La proportion du Si est en bonne adéquation avec la valeur théorique. La proportion massique du Mg est sous-évaluée par rapport à celle des serpentines mais on peut lui additionner les % du Fe et Ni qui substituent le Mg dans la structure ce qui conduit à 24,0 % qui est plus proche du 26 % en masse théorique de la lizardite.

5.2. CARACTÉRISTIQUES DES ÉCHANTILLONS COLLECTÉS

Les tableaux ci-après récapitulent les informations relatives aux 9 échantillons collectés par le SGNC dans le cadre du projet VALore. Les méthodologies d'échantillonnages et les descriptions des sites sont quant à elles détaillées dans le compte rendu « SGNC_2022-09_CR_mission_Echantillonnage_VALore_V4 ».

Un dixième échantillon (VAL-010), confectionnés à partir de refus de crible a été collectés par la SLN et expédiés directement au laboratoire Géoressources de l'UL ; sa préparation et ses caractéristiques seront détaillés dans les paragraphes suivants.

Ech.	Site	Compagnie	Concession	Chantier	Niveau	Type gisement	Type minéral	Lithologie	Faciès	Altération
VAL-001	Nakéty	NMC	Edouard	ED1 haut	218	Crête	Saprolite	H	N	Dur (3) 60% et terreux (4) 40%
VAL-002	Goro	PRNC	Fer	-	165	Bassin	Saprolite	H	I	Terreux (5) 75% et dur (2) 25%
VAL-003	Goro	PRNC	Fer	210-3001	211,5-213,5	Bassin	Latérites jaunes	-	-	6
VAL-004	Nakéty	SMT	Lucienne 2	Panneau Nord	496	Plateau disséqué	Latérite	-	-	6
VAL-005	Poya	SMSP	Ginou	-	-	Crête	Saprolite	D	N	Dur (3) 50% et terreux (4) 50%
VAL-006	Koniambo	KNS	A.S.	Mémine	788	Plateau disséqué	Saprolite	H	I	Dur (3) 20% et terreux (4) 80%
VAL-007	Koniambo	KNS	A.S.	Mémine	772-773	Plateau disséqué	Latérite jaunes	-	-	6
VAL-008	Kopéto	SLN	Mont Kran 2	Kermesse / Kawa	908	Crête / plateau disséqué	Saprolite	H	I	Terreux (4) 60% et Dur (3) 40%
VAL-009	Koniambo	KNS	Manguen	Nautile	688	Plateau disséqué	Saprolite	H	N	Dur (2-3) 20% et terreux (4) 80%

Tableau 23: Localisation et description des échantillons collectés.

Ech.	Teneurs ciblées	%Ni	%Co	%Fe	%Mn	%Cr2O3	%Al2O3	%SiO2	%MgO
VAL-001	1,2-1,5%Ni	1,37	0,03	10,94	0,18	0,78	0,74	37,37	29,34
VAL-002	1,2-1,5%Ni	1,32	0,085	28,74	0,59	2,63	6,4	30,77	5,58
VAL-003	<1,2%Ni	1,13	0,007	50,91	0,22	3,48	6,42	2,82	0,97
VAL-004	<1,3%Ni	1,4	0,055	54,39	0,93	3,66	3,35	2,51	0,62
VAL-005	1,5-1,9%Ni	1,14	0,026	11,36	0,16	0,99	0,27	54,46	18,06
VAL-006	1,5-1,9%Ni	1,66	0,018	9	0,14	0,56	0,78	52,74	23,51
VAL-007	<1,5%Ni	1,34	0,236	50,27	2,04	3,33	5,21	2,35	0,87
VAL-008	1,2-1,5%Ni	0,98	0,022	9,59	0,15	0,61	0,92	51,57	23,55
VAL-009	1,5-1,9%Ni	2,04	0,026	11,8	0,19	0,86	1,32	39,19	26,39

Tableau 24: Récapitulatif des analyses DIMENC.

5.3. DESCRIPTION MACROSCOPIQUE DES ÉCHANTILLONS

Au total dix (10) échantillons de saprolites et de latérites ont été expédiés de Nouvelle Calédonie vers Nancy. Tous ont été donc analysés en vue d'une caractérisation minéralogique, afin de choisir la meilleure méthode de pré-concentration pour chaque échantillon.

Les échantillons reçus sont principalement des saprolites (VAL001, 002, 005, 006, 008, 009 et 010), et des latérites (VAL003, 004 et 007).

Certains échantillons présentent des fragments grossiers notamment (VAL001, 005, 006, 007) et par définition VAL010 qui est un refus de crible.

Les grossiers du VAL001 présentent des alternances de bandes argileuse et de bandes sombres, les grossiers du VAL005 sont formés d'argile fortement endurée, celui du VAL006 présentent des couches fines de garniérite, quant aux grossiers du VAL008 et 009 se sont des agrégats de particules minérales.

Les échantillons VAL002, 003, 004 et 007 présentent très peu de gros morceaux avec une forte proportion de fine et un taux d'humidité importante.

5.4. PRÉPARATIONS DE L'ÉCHANTILLONS VAL010

La préparation des échantillons pour la granulochimie s'est fait principalement en quatre étapes comme la montre la Figure 29, à partir d'un stock d'environ 2 tonnes (VAL010), un premier criblage est réalisé à 30 mm. Ensuite des étapes d'homogénéisations et de divisions sont effectuées en respectant un plan d'échantillonnage basé sur la règle de Gy.

On continue la série de classification par voie sèche avec les ouvertures de tamis : 15 mm, 10 mm, 4 mm et 1 mm en voie sèche sur la totalité de l'échantillon. .

À partir du tamis de 1 mm, on obtient la fraction 0-1 mm d'environ 144 kg, qui a été homogénéisée et quartée. Ainsi à partir du lot de 144 kg, un échantillon de 1.91 kg a été prélevé pour la classification par voie humide (0.5 mm, 0.28 mm et 0.063 mm), l'erreur sur la teneur en nickel associée à cette dernière procédure est de 3.2%.

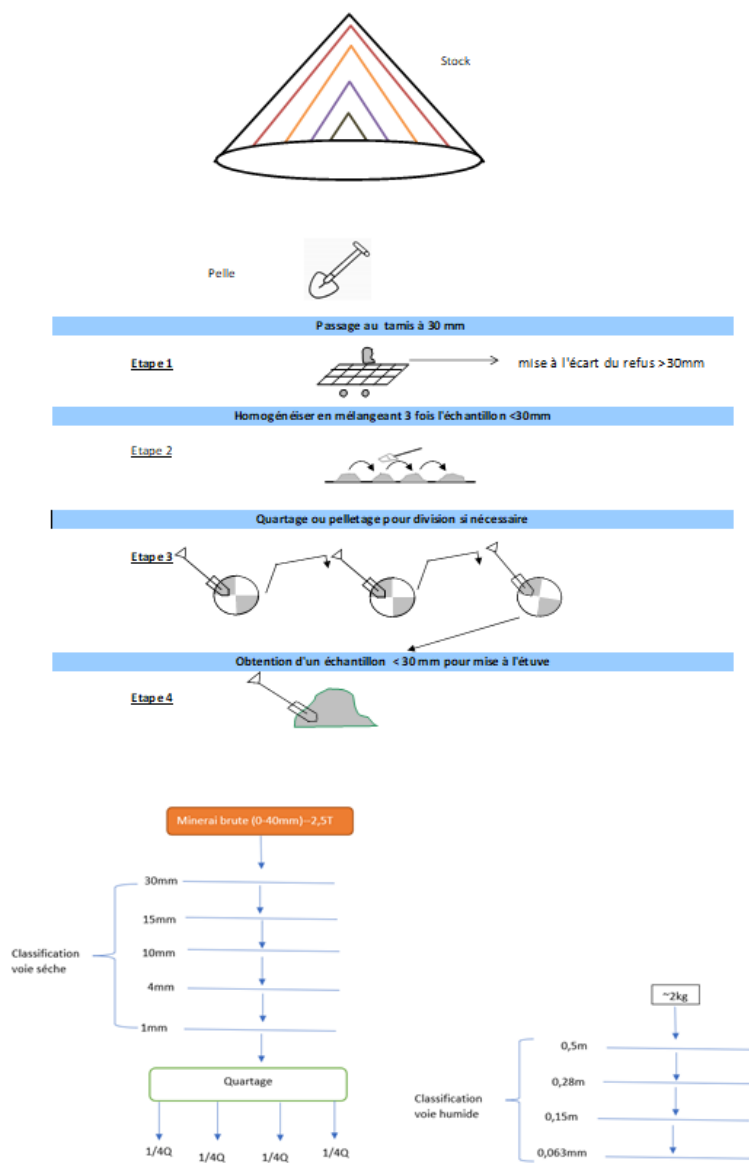


Figure 29: Procédure d'échantillonnage et de préparation des échantillons

Chaque fraction granulaire est ensuite analysée :

Fractions	Poids (%)	TENEURS					
		Ni	Co	Fe ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	Mn
>30mm	59,8	0,4	<LOD	7,5	8,6	15,3	0,1
15 -30mm	11,3	0,6	<LOD	6,4	8,1	15,8	0,1
10 -15mm	4,8	0,9	0,0	6,5	8,3	15,9	0,1
4 -10mm	8,0	1,1	0,0	6,8	8,9	16,0	0,1

1 -4mm	5,8	1,2	<LOD	6,9	7,7	15,3	0,1
0,5 -1mm	1,6	1,3	0,0	6,9	6,8	15,4	0,1
0,25 -0,5mm	1,2	1,4	0,0	7,0	7,1	15,7	0,2
0,15 -0,25mm	1,0	1,5	0,0	7,2	7,6	16,4	0,2
0,063 -0,15mm	1,3	1,6	0,1	8,1	7,1	17,5	0,3
<0,063mm	5,2	1,9	0,1	8,2	7,1	17,8	0,3
TOTAL	100,0	0,7	0,0	7,3	8,3	15,6	0,1

Tableau 25: Teneurs par tranche granulométrique

5.5. CARACTÉRISATION DE L'ÉCHANTILLON VAL010

Plusieurs altérations ont été triées et identifiées à partir des fractions grossières (> 30mm).

Sur les différentes fractions grossières obtenues environ cinq différents faciès ont été déterminés en fonction des caractéristiques macroscopiques (couleur et degré d'altération principalement). Ainsi chaque produit a été échantillonné et analysés par pour Ni, FeO, SiO₂, Mn, Cr, Co et Al₂O₃. On note principalement :

- Les teneurs en Ni sont très faibles dans les « faciès » moins altérés A, B et C (0.5-0.6%Ni) alors que dans les « faciès » D et E, avec une altération poussée qui présentent de grandes auréoles d'altération, les teneurs en nickel sont relativement élevées (0.8-0.9%Ni).
- Les concentrations en FeO et MgO fluctuantes (caractéristiques des différentes altérations), reflètent ainsi une variation due à l'altération.

<i>Principaux « faciès d'altération »</i>	<i>Description des altérations</i>	<i>Composition Chimiques</i>			
		Ni%	FeO%	MgO%	SiO2%
<i>A</i>	Roches saine, dure, noirâtre à brunâtre placage verdâtre sur certains faciès	0.5	6.2	7.5	10.5
<i>B</i>	Roche dure à assez dure, teinte verdâtre à brunâtre	0.5	6.8	8.1	12.3
<i>C</i>	Roches moins altérée. Croûte grise, beige, jaunâtre, verdâtre assez dure	0.6	7.4	8.6	13.8
<i>D</i>	Croûte généralement tendre allant jusqu'à tendre terreuse couleurs grisâtre violine beige, jaunâtre	0.8	16.3	9	14.1
<i>E</i>	Faciès entre terre et croûte, rosâtre violine verdâtre, beige	0.9	17.2	9.5	15.4

Tableau 26: Principaux résultats de l'étude de caractérisation des fragments grossiers du VAL010

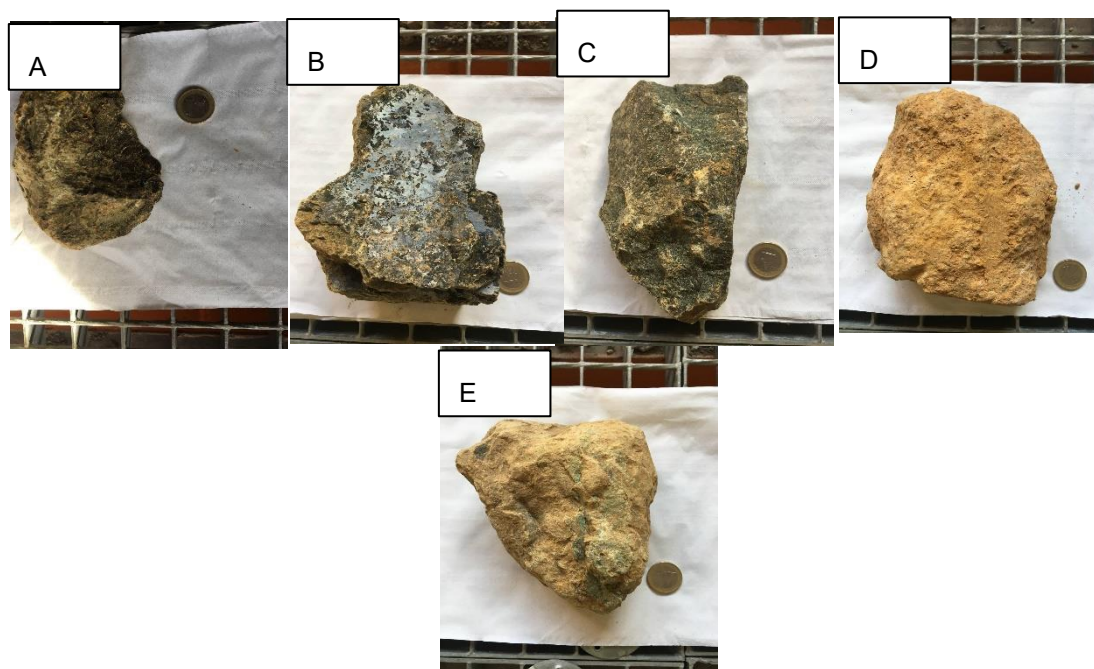


Figure 30: "Faciès d'altérations" identifiés dans le refus de criblage (éch. VAL010)

Dans un premier constat, il est évident que les différences de composition entre les différentes caractéristiques géologiques sont beaucoup plus marquées que celles observées entre les « faciès »

séparés issus de la fraction +30mm (pour VAL010). La libération des phases minérales s'améliore considérablement pour les fractions 63-125 μ m, mais demeure plus limitée pour les autres fractions, en dépit des apparences à la loupe binoculaire. La fraction (a), apparemment dominée par la serpentine, révèle en réalité deux phases d'importance égale : l'antigorite (une variété de serpentine) et la smectite (qui se trouve au cœur des mailles de l'antigorite et est colorée par des hydroxydes de fer). Cette composition explique la présence du pic de nickel dans ces fractions. En considérant la relation entre le nickel et le manganèse dans l'antigorite, on peut estimer que près de 30% du nickel se trouve dans ces fractions. Si l'on applique les hypothèses similaires aux fractions -63 μ m, il est plausible que 50-70% du nickel soit contenu dans les serpentines de ces fractions.

Pour parvenir à une libération efficace des autres fractions, il serait nécessaire de réduire la taille des minéraux en dessous de 100-200 μ m. Néanmoins, il convient de noter que certaines phases se présentent sous forme de grains monominéraux à la loupe, notamment le quartz (f) et les pyroxènes (d), qui contiennent très peu de nickel.

Les blocs supérieurs à 30 mm ont été caractérisés par imagerie X de façon à déterminer la répartition du nickel dans ces blocs.

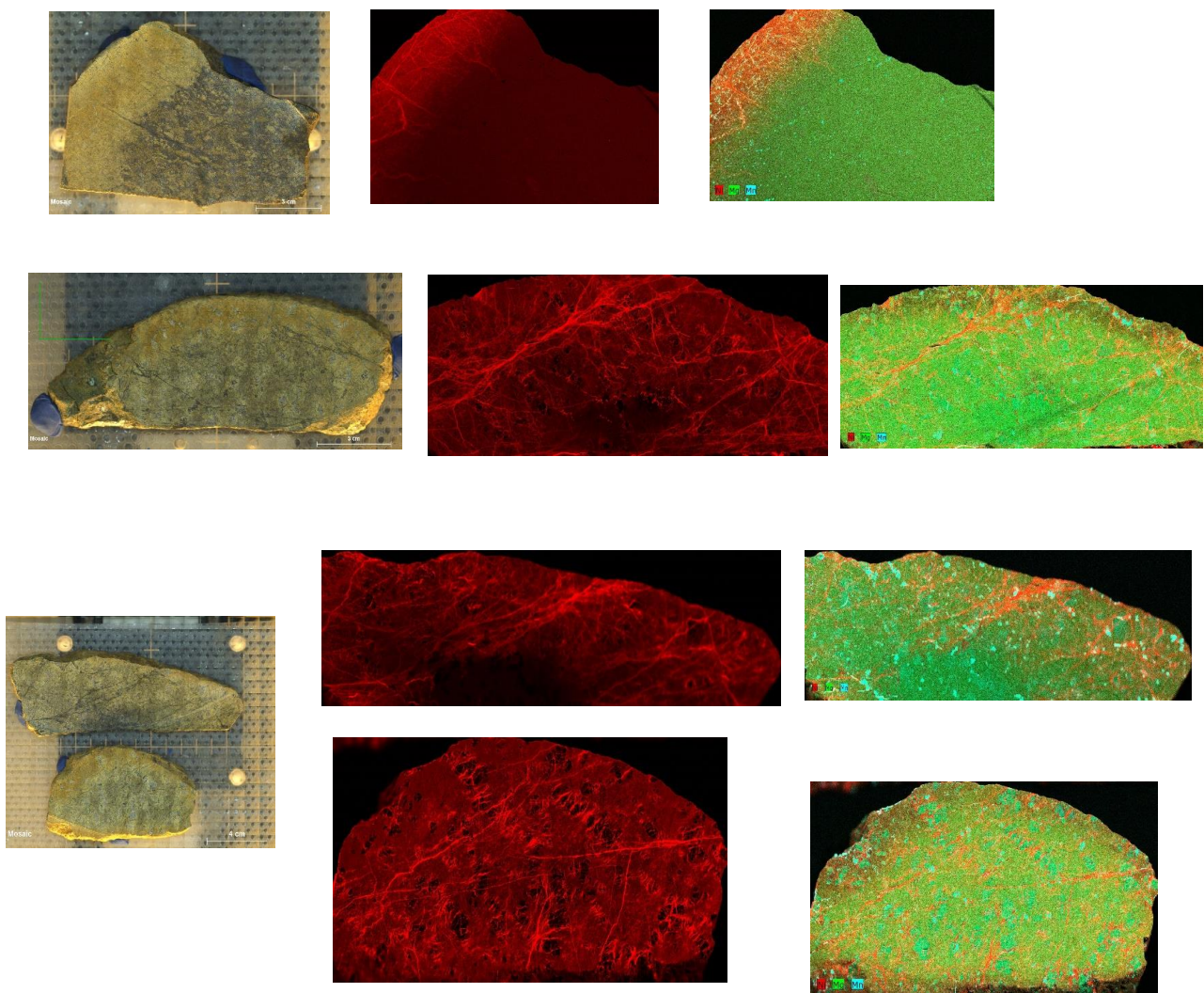


Figure 31: Cartographie μ XRF sur les fragments du refus de crible, VAL010

On remarque la présence d'une auréole d'altération assez importante sur certains fragments avec des cœurs sains moins altérés et une pénétration du nickel dans les micro-réseaux serpentiniteux. Ces

images montrent que le nickel est fortement associé aux fissures. Le manganèse et le magnésium sont présents sous forme d'inclusions.

Ceci explique la répartition granulométrique de l'échantillon reçu. L'échantillon parti de Nouvelle Calédonie ne comportait pas de fraction fine. Celle-ci, au cours du transport a subi une attrition, ce qui a libéré la couche d'altération, plus fragile. Ainsi une récupération du nickel est envisageable par deux voies possibles.

- Pour les fragments avec des épaisseurs d'altération assez importante (Figure 31-a) une attrition par voie humide pour récupérer les fractions fines.
- Pour les blocs donc le nickel est associé aux fissures (Figure 31-e et h) un broyage semi-autogène ou autogène afin de récupérer les particules qui se détachent car ces blocs seront cassés suivant les plans de fissure ainsi on récupère les particules fines riche en nickel.

Un traitement par broyage complet ne nous semble pas intéressant, car nous allons nous retrouver avec un mélange de minéraux altérés et non altérés, qui seront par la suite difficile à séparer.

5.6. ELABORATION DU PROCÉDÉ D'ENRICHISSEMENT

Principalement trois méthodes de séparation par gravité ont été utilisées : la séparation par accélération différentielle (Jig) sur les sables (0.5-2mm), la table à secousse sur les fractions 63-280 μm et la séparation par gravité centrifuge (Falcon) sur les fractions fines (-63 μm). Ces méthodes ont été choisies en se basant sur les résultats des études préliminaires de la répartition granulométrique et l'étude optique des différents faciès présents dans les échantillons. Ainsi nous avons défini les séquences des actions par échantillons comme suit :

- VAL001 : Re-broyage de la fraction supérieure 2mm. Jig sur la fraction 500 μm – 2mm, table à secousse sur la fraction 63 – 280 μm et 280 μm – 500 μm , Falcon sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL002 : Re-broyage de la fraction supérieure à 2mm. Jig sur la fraction 500 μm – 2mm, table à secousse sur la fraction 63 – 280 μm , et 280 μm – 500 μm , Falcon sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL003 : Élimination de la fraction supérieure à 63 μm , Falcon sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL004 : Élimination de la fraction supérieure à 63 μm , Falcon sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL005 : Re-broyage de la fraction supérieure à 2mm. Jig sur la fraction 500 μm – 2mm, table à secousse sur la fraction 63 – 280 μm , et 280 μm – 500 μm , Falcon et sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL006 : Re-broyage de la fraction supérieure à 2mm. Jig sur la fraction 500 μm – 2mm, table à secousse sur la fraction 63 – 280 μm , et 280 μm – 500 μm , Falcon sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL007 : Élimination de la fraction supérieure à 63 μm , Falcon et sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL008 : Re-broyage de la fraction supérieure 2 mm, jig sur la fraction 500 μm – 2.83 mm, table à secousse sur la fraction 63 – 280 μm et 280 – 500 μm , Falcon sur la fraction 0 – 63 μm sur les fines primaires et un mélange de fines primaires et fines secondaire du broyage.
- VAL009 : Re-broyage de la fraction à supérieure 2mm. Jig sur la fraction 500 μm – 2mm, table à secousse sur la fraction 63 – 280 μm , et 280 μm – 500 μm , Falcon et sur la fraction 0 – 63 μm .
- VAL010 : Attrition-criblage et/ou broyage autogène-classification des fractions supérieures à 30mm (0.5-2 mm Jig, 63-0.28mm et 0.25-0.5mm Table à secousse, 0-0.063mm Falcon élimination des fractions inférieures à 63 μm et re-broyage des fractions 2.63-30mm (0.5-2 mm Jig, 63-0.28mm et 0.25-0.5mm Table à secousses, 0-0.063mm Falcon).

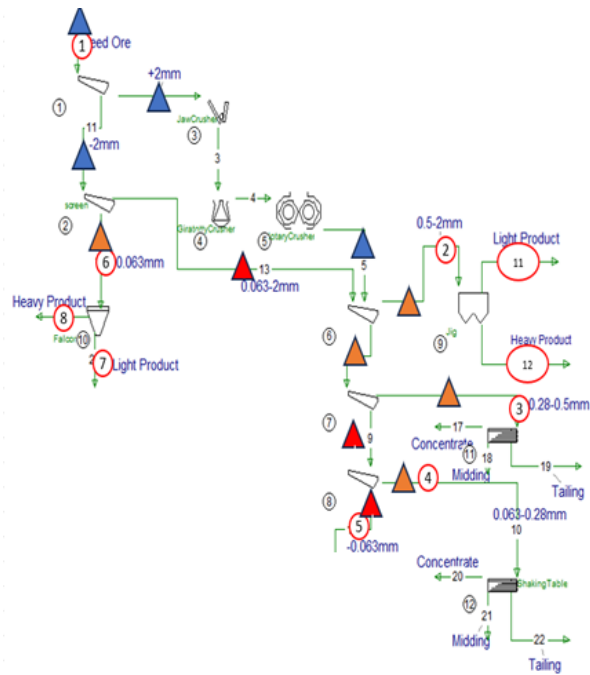


Figure 32: Schéma de traitement global d'enrichissement

5.7. JIGGAGE

Le jiggage représente une méthode de concentration basée sur une accélération différentielle. Cette approche de séparation par gravité implique l'application d'oscillations verticales à un ensemble de particules, en vue de stratifier ces particules en fonction de leurs densités respectives. Cette stratification s'opère par le biais de la répétition d'un motif de jiggage, qui peut être subdivisé en différentes séquences :

- Lorsque la colonne d'eau est élevée, le flux montant d'eau à travers la grille entraîne une élévation collective du lit.
- À mesure que la vitesse ascendante de l'eau diminue, les particules commencent à se déposer. L'accélération initiale des particules en sédimentation dépend de la disparité de densité entre chaque particule et le fluide, d'où le terme d'accélération différentielle. Il est crucial de restreindre la durée de chute pour que la trajectoire d'une particule soit davantage influencée par cette accélération différentielle (qui dépend de la densité des particules) plutôt que par leur dimension. La taille devient en effet un facteur prépondérant lorsque la vitesse des particules s'accroît et que la résistance de l'eau prend de l'ampleur.
- Un ensemble de particules en sédimentation commence à se structurer, formant des strates de densités variées. L'agrégation des particules restreint la sédimentation libre, limitant ainsi l'impact de la taille des particules sur la stratification. À ce stade, si le minerai est fin, chaque couche du lit agit comme un milieu dense possédant une densité spécifique, favorisant potentiellement le déplacement des particules vers leur position optimale au sein du lit.
- Le passage de l'eau à travers un lit compacté sur la grille induit un phénomène d'aspiration des particules fines à travers ce lit. Ce processus de remplissage des espaces interstitiels du lit par des particules fines permet de renvoyer vers la base du lit les particules denses et fines. Les particules fines et moins denses n'ont pas le temps de sédimenter.

La réitération de ce modèle, accompagnée d'ajustements appropriés, permet, après plusieurs pulsations et donc un laps de temps spécifique dans un jig, d'obtenir une stratification efficace des particules en fonction de leurs densités, même en présence d'une distribution de taille variée au sein du minerai.

En ce qui concerne les paramètres de réglage du jig, quelques recommandations peuvent être émises :

- Il est crucial d'effectuer un soulèvement global du lit. En effet, une pulsation trop douce pourrait faire remonter en haut du lit des fines lourdes qui se seraient déjà tassées vers le bas du lit à la suite des pulsations précédentes, avant même que les particules plus lourdes et plus grossières ne commencent leur ascension. Cette situation réduirait l'efficacité globale du processus
- Lorsque la granularité d'un minerai est très étendue, il est essentiel de limiter la distance parcourue par les particules lors de leur sédimentation. Par conséquent, il est nécessaire de restreindre l'aération du lit en limitant l'amplitude du soulèvement. De même, pour les jigs pneumatiques utilisant un compresseur, il faut minimiser le temps pendant lequel la colonne d'eau est maintenue à une certaine hauteur avant d'être abaissée.

Actuellement, deux principales catégories de jigs sont reconnues :

- Les jigs mécaniques, qui génèrent un mouvement oscillatoire du volume d'eau par le déplacement de pistons responsables du mouvement de l'eau que nous avons utilisé pour les essais de séparation.
- Les jigs pneumatiques, où le mouvement oscillatoire du volume d'eau est créé par une colonne d'air déplaçant l'eau. Le déplacement de l'eau par l'air peut être obtenu par le déplacement mécanique de la colonne d'air ou par un cycle d'admission et de décharge d'air comprimé.

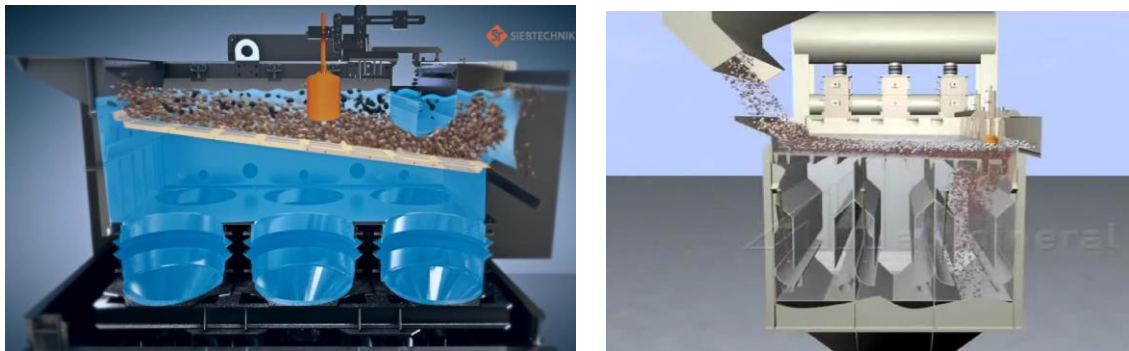


Figure 33: Stratification du lit au sein d'un JIG mécanique (Source: Siebtechnik) et pneumatique (Source: Allmineral).

L'utilisation d'un lit (naturel ou artificiel) permet d'augmenter la sélectivité de la coupure. La densité de ce lit est comprise entre celle des éléments dense et peu dense. Seules les particules ayant une densité supérieure à celle du lit pourront traverser le lit (et être récupérées à travers une grille sous l'appareil), les particules peu denses sont récupérées par débordement. Ne connaissant pas la densité des minéraux porteurs de nickel, nous avons choisi de travailler sur un jig batch, où les particules restent dans l'appareil. Les échantillons sont ensuite récupérés par démontage des anneaux et raclage, ce qui permet d'obtenir les minéraux de différentes densités au fur et à mesure du démontage.



Figure 34: JIG mécanique utilisé pour les essais

5.8. TABLE À SECOUSSE

Cet appareil repose sur la méthode de séparation par gravité avec une fine nappe de fluide sur une surface mobile. Deux forces sont simultanément engagées et génèrent une variation de déplacement : la force d'entraînement hydraulique créée dans la direction du flux d'eau, c'est-à-dire le long de l'inclinaison de la table, ainsi que la force d'inertie déclenchée par le mouvement latéral de la table qui permet l'avancée des particules. Des rilles disposées parallèlement sur la table permettent de créer une couche de minéraux denses, les minéraux moins denses sont alors entraînés par l'eau car ils ne peuvent pas s'insérer dans les minéraux denses. Le matériau est déposé en haut de la table. Dans la partie non rillée, la force d'entraînement prépondérante est la force d'entraînement hydraulique, ce qui génère plus un tri granulométrique. Généralement, trois flux de matériaux sont extraits : un flux de particules légères (celles entraînées par l'eau) ; un flux de particules lourdes (celles pour lesquelles les forces d'inertie sont prépondérantes, donc avec une trajectoire quasi rectiligne) recueillies du côté opposé à l'alimentation ; et un flux de particules mixtes, souvent des particules de densité intermédiaire ou des particules non libérées, recueillies dans l'angle opposé à l'alimentation (Figure Figure 35).

La trajectoire des particules se déplaçant sur la surface inclinée sur laquelle s'écoule un film liquide va dépendre :

- De la sédimentation des grains lourds et grossiers piégés dans les rilles et l'entraînement des particules fines mais légères par le courant d'eau.
- La saltation, qui implique le déplacement des grains qui rebondissent contre la surface de support, est davantage influencée par la densité des grains que par leur vitesse d'entraînement. En effet, les grains ayant une densité plus élevée ont tendance à se déposer en premier.

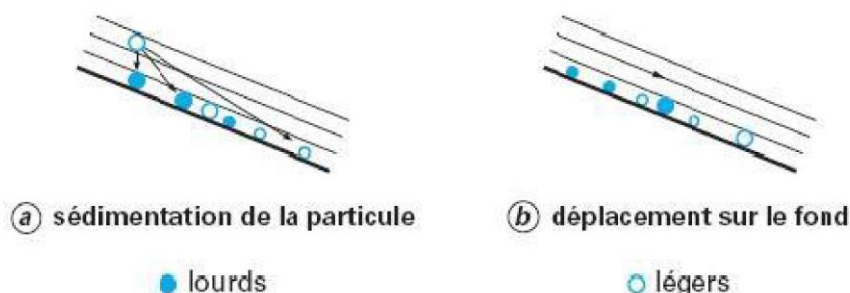


Figure 35: Schéma du principe de séparation sur la table à secousse

La surface inclinée est affectée de secousses asymétriques et longitudinales. En effet l'amplitude des secousses de la table à l'aller (mouvement vers l'avant) est moins importante que celle au retour. Ce qui permet d'améliorer la séparation (classification).

Les riffles jouent un rôle primordial, qui est de stratifier les grains grâce à l'action de secousses qui va engendrer la descente des grains denses jusqu'à la surface de la table. L'eau de lavage a pour rôle d'évacuer les minerais stratifiés vers les différentes sorties de la table. Cependant les secousses jouent un double rôle. Elles permettent la stratification et l'évacuation des particules stratifiées entre les riffles. Dès que celles-ci sortent des riffles, elles sont soumises à l'effet de la nappe pelliculaire fluente et à l'effet des secousses dont la résultante provoque la classification par taille et par densité.

Les tables à secousses sont couramment employées dans la séparation de divers minerais, notamment les oxydes de fer, le chrome, le manganèse, l'étain, ainsi que d'autres minerais contenant des minéraux lourds de grande valeur tels que le zircon, le wolframite, la monazite.

Les paramètres influençant la séparation comprennent la fréquence et l'amplitude des secousses, le débit d'eau de lavage, l'inclinaison de la table (généralement de 1 à 3 degrés) et le débit d'alimentation en minerai. La fréquence et l'amplitude des secousses impactent la force d'inertie des particules, tandis que le débit d'eau influe sur la force d'entraînement (une augmentation du débit entraîne une densité de coupure plus élevée). Une augmentation de l'inclinaison de la table entraîne également une densité de coupure plus élevée.

L'une des contraintes de cet équipement réside dans son débit unitaire faible, atteignant au maximum 200 kg/h pour des granulométries assez réduites. Dans de tels cas, le dispositif de tables de Holman peut être utilisé. L'avantage de cet équipement réside dans son excellente capacité de séparation.

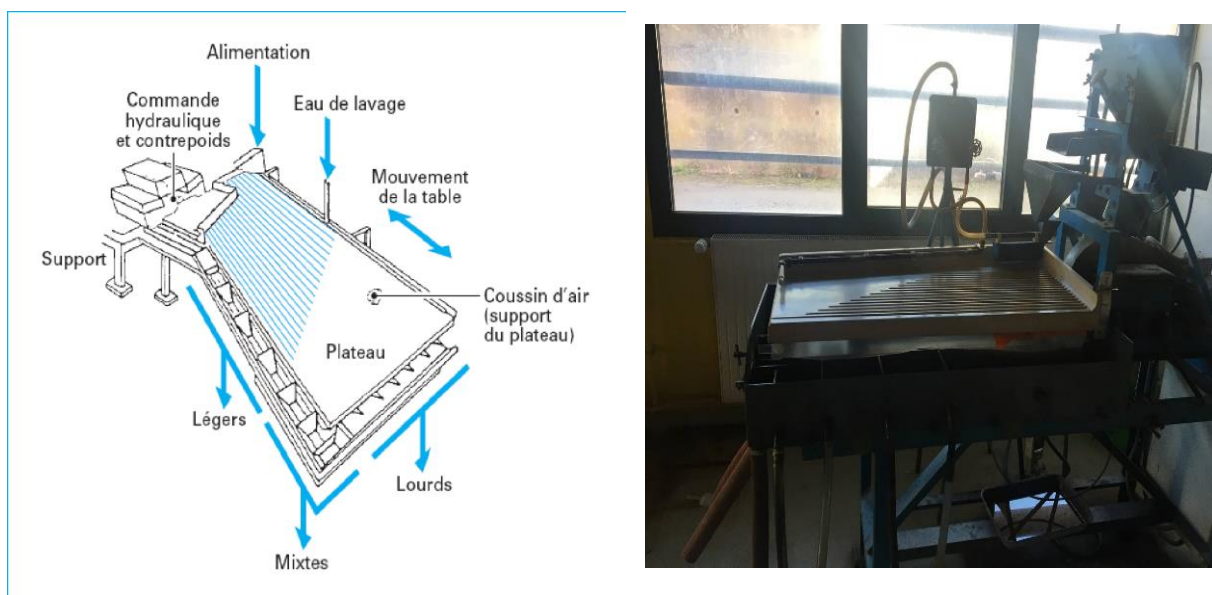


Figure 36: Table à secousse expérimentale disponible à Steval

5.9. SÉPARATEUR PAR GRAVITÉ CENTRIFUGE

Le Falcon L40 (Figure 29) est utilisé pour la séparation par gravité centrifuge. Cet équipement permet de tirer avantage de la différence de densité entre les minéraux lourds et les minéraux légers. La force centrifuge pouvant aller jusqu'à 300 G permet d'amplifier la différence de densité entre les minéraux. De plus, la géométrie du des bols facilite la rétention des particules lourdes en rejetant les particules légères par injection d'eau de fluidisation. L'eau de fluidisation est injectée dans le haut du bol afin d'éliminer les particules légères qui restent piégées parmi les lourdes. Il est souvent utilisé pour la concentration de l'or, il a été aussi utilisé pour éliminer la pyrite du minerai de charbon (Ibrahim et al., 2014). Le Falcon est constitué d'un bol cylindrique qui tourne autour d'un axe vertical fixe. L'alimentation du bol se fait par-dessus ainsi la pulpe formera un film très fin à l'intérieur duquel la sédimentation

commence. Les particules lourdes se déplacent vers la paroi du bol et restent piégées dans les riffles du bol alors que les particules légères sont initialement contraintes dans les couches supérieures du film, puis elles sont éjectées par débordement.

La densité des minéraux contenant le nickel dans les minerais de latérite et de saprolite testés sont relativement proches, toutefois ils peuvent être séparés par séparation gravimétrique centrifuge des minéraux porteurs du fer souvent pauvre voire dépourvu de nickel en jouant sur l'accélération afin de créer un contraste de densité suffisant pour permettre une séparation efficace. En effet les porteurs du fer tels que (sidérite, hématite, et goethite) ont une densité compris entre 4-5 g/cm³ alors que les minéraux silicatés et argileux principaux porteurs du nickel (serpentine, saponite, nontronite) ont une densité autour de 2.5 g/cm³.

Les paramètres opératoires du Falcon sont la vitesse de rotation, le débit d'alimentation et la pression de fluidisation. Ainsi plusieurs tests ont été réalisés pour les minerais latéritiques et saprolitiques afin de fixer les paramètres optimaux. Pour nos tests nous n'avons pas utilisé la pression de fluidisation à cause de la taille très fine des particules (-63µm).

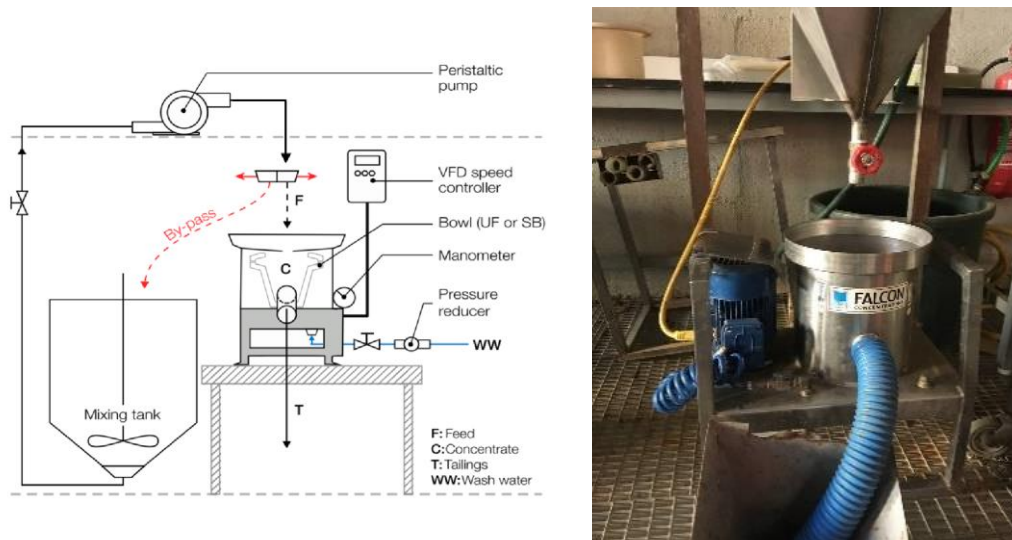


Figure 37 : Falcon L40 expérimental disponible à la station de Steval

5.10. SÉPARATEUR MAGNÉTIQUE

L'appareil utilisé est un séparateur magnétique haute intensité pilote P40 de marque HUMBOLT. Le champ magnétique est généré par des électro-aimants. Le champ magnétique est canalisé par des pièces polaires, de façon à concentrer le champ dans les boîtes de séparation (canister). Ceux-ci contiennent des plaques dentées (matrice), qui permettent d'augmenter le gradient du champ et donc d'augmenter la force magnétique qui permet de retenir les particules, même très faiblement magnétiques. La séparation se fait de manière cyclique :

- Alimentation dans le champ magnétique, les produits magnétiques restent bloqués dans le canister, les produits non magnétiques traversent la matrice.
- Rinçage dans le champ magnétique avec un faible débit d'eau (5 l/mn) pour retirer les produits non magnétiques bloqués dans la matrice.
- Récupération hors champ magnétique des produits magnétiques par un débit d'eau sous pression.

Tous les essais sont effectués avec un champ magnétique de 1.1 Tesla, qui correspond au maximum de champ que peut fournir l'appareil.

6. RÉSULTATS ET DISCUSSIONS

Il est à noter que la maille de libération, déterminée par observation sous loupe binoculaire, est approximativement de 200 µm pour les saprolites. Les essais sur les latérites sont effectués sur une tranche granulométrique inférieure à 63 µm, la maille de libération doit être atteinte.

Le rendement est calculé suivant la formule suivante :

$$R\% = 100 * \frac{\text{masse de la fraction considéré} * \text{teneur de la fraction considéré}}{\text{masse de l'échantillon} * \text{teneur de l'échantillon}}$$

Il est donc possible de calculer un rendement qui est associé à une opération, et un rendement qui est associé à l'ensemble des opérations. Le dénominateur est alors le poids et la teneur du lot de départ, et non celui de l'échantillon.

L'enrichissement est calculé suivant la formule suivante :

$$\text{enrichissement} = \frac{R\%}{\% \text{ poids}}$$

6.1. RÉSULTATS DES ESSAIS DE SÉPARATION AU JIG

6.1.1. ÉTUDE DE LA CINÉTIQUE DE JIGGAGE : RECHERCHE DU TEMPS DE SÉJOUR IDÉAL

Le temps que le lit demeure dans le jig est ajusté afin d'atteindre un état stationnaire au sein du processus de stratification, même si le jig de capacité réduite fonctionne par batch. Afin de déterminer le temps de séjour requis pour nos essais, il était indispensable de comprendre la cinétique de stratification dans ce jig de laboratoire. Nous avons établi qu'un temps de séjour de 45 minutes garantirait l'atteinte de l'état d'équilibre du lit, en se basant sur des observations faites lors d'une étude de cinétique de stratification des sables de la verse de Népoui, présentant une granularité similaire. Cette étude démontrait que pour n'importe quelle granularité de sable, un temps de séjour de 45 minutes permettait d'atteindre un palier de performances.

En outre, nos propres tests démontrent que des résultats comparables à ceux obtenus avec un temps de séjour de 45 minutes peuvent être obtenus en seulement 30 minutes de traitement par jigging pour les échantillons tels que VAL001, 002, 003, 006, 008, 009. Ces temps de séjours nous paraissent plus importants que dans les jigs industriels.

6.1.2. RÉGLAGES ET CONDITIONS D'OPÉRATIONS

Les paramètres utilisés pour le jigging sont les suivants :

- Masse sèche du produit : 1000 g
- Fréquence : 205 pulsations par minute
- Amplitude du piston : 41 mm
- Amplitude du mouvement oscillatoire du sommet du lit en fin d'essai : 9 mm
- Temps de séjour : 30 min

Après le processus de jigging, nous avons évalué l'épaisseur du lit qui se situait entre 9.5 et 10cm. Ensuite, nous avons divisé le lit en deux couches distinctes que nous avons extraites individuellement. Ces produits extraits ont été désignés comme suit, en partant du haut du lit : légères et lourdes (Figure

30). En effet cette division de l'ensemble des six couches de jig a été possible car les « faciès » des trois lits supérieurs étaient très similaires de même que les « faciès » des trois lits inférieurs.



Figure 38: Les couches de lit de minerais séparées après jiggage.

6.1.3. PERFORMANCES D'ENRICHISSEMENT

ID Ech.	Alimentation		Légère				Lourde			
	%Mas s	Ni%	%Mas s	%Ni	R %	Enrich .	%Mas s	%Ni	R %	Enrich .
VAL001	100	0,95	16	1,41	23	1.43	84	0,86	77	0.92
VAL002	100	0,72	31	1,24	54	1.74	69	0,48	46	0.67
VAL005	100	0,77	42	1,19	65	1.55	58	0,46	35	0.60
VAL006	100	1,38	21	1,76	27	1.28	79	1,27	73	0.92
VAL008	100	0,64	31	1,06	51	1.65	69	0,45	49	0.71
VAL009	100	1,79	39	2,15	47	1.20	61	1,56	53	0.87

Tableau 27: Principaux résultats des essais de jiggage. – Fluorescence X, R= Récupération, Enrich.= Taux d'enrichissement

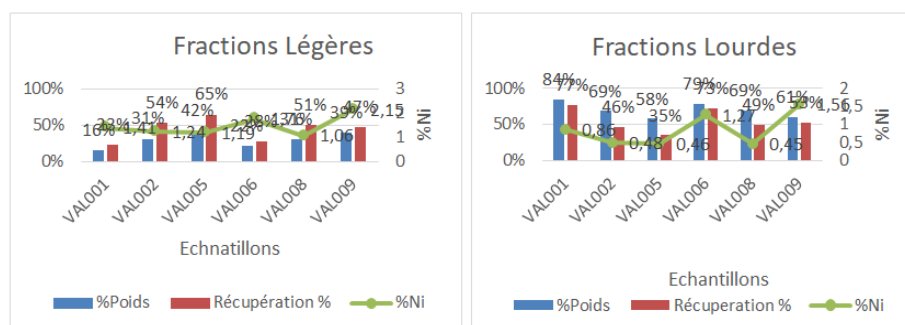


Figure 39: Récupérations et teneurs produits JIG.

ID Ech.	Teneur %					IB	Fe/Ni	SiO ₂ / MgO
	Ni	Fe ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	Mn			
VAL001	1,41	12,4	14,9	33,4	0,11	0,58	6,13	2,24
VAL002	1,24	12,7	4,56	38,4	1,83	0,15	7,16	8,41
VAL005	1,19	11,36	11,83	41,44	0,14	0,37	6,68	3,5
VAL006	1,76	11,18	11,54	47,73	0,12	0,31	4,44	4,14
VAL008	1,06	14,098	12,53	39,01	0,11	0,42	9,30	3,11
VAL009	2,15	13,08	14,60	36,39	0,09	0,52	4,25	2,49

Tableau 28: Compositions chimiques et des indices de basicité des fractions légères des essais de jiggage

ID Ech.	Alimentation		Légère				Lourde			
	%Mass	Mg%	%Mass	%Mg	R %	Enrich.	%Mass	%Mg	R %	Enrich.
VAL001	100	36,11	16	34,59	15,3	0,96	84	36,4	84,7	1,01
VAL002	100	24,97	31	11,63	14,4	0,47	69	30,96	85,6	1,24
VAL005	100	17,47	42	25,58	61,5	1,46	58	11,59	38,5	0,66
VAL006	100	26,39	21	24,95	19,9	0,95	79	26,77	80,1	1,01
VAL008	100	29,03	31	28,43	30,4	0,98	69	29,3	69,6	1,01
VAL009	100	32,61	39	31,34	37,5	0,96	61	33,43	62,5	1,02

Tableau 29: Distribution de Mg dans les différents produits de jiggage.

6.1.4. CARACTÉRISATIONS MINÉRALOGIQUE DES PRODUITS DU JIG

La diffraction aux rayons X a permis d'identifier les minéraux majeurs présents dans les différentes couches extraites après les essais de jiggage. Les minéraux identifiés dans les deux produits de séparation des échantillons sont les suivants :

- La lizardite ($Mg_3Si_2O((OH)_4)$), l'antigorite ($Mg_3Si_2O_5(OH)_4$) et le chrysotile ($Mg_3(Si_{2-x}O_5)(OH)_{4-4x}$). Ce sont des serpentines. La serpentine est connue pour être l'une des phases porteuses de Ni. La serpentine est identifiée dans les différentes fractions issues de l'essai de jiggage. On retrouve ces minéraux principalement dans les fractions légères issues de l'opération de jiggage. Leur densité est de 2.5 – 2.6 g/cm³.
- L'olivine identifiée est la forstérite ($Mg_2(SiO_4)$), la raie principale est visible dans les fractions denses. La densité est de 3.27 g/cm³.
- L'ensatite ($MgSiO_3$), un type de pyroxène. Elle est particulièrement visible dans les fractions légères, le pic est atténué dans les fractions lourdes. La densité est de 3.3 g/cm³ La densité est de 3.27 g/cm³
- La sidérite ($Ca_{0,1}Mg_{0,33}Fe_{0,57}(CO_3)$), un carbonate de fer, identifiée dans les produits denses. Il a été démontré que ce minéral peut parfois contenir du nickel par substitution du fer, dans les horizons riches en sidérite ce minéral peut contenir jusqu'à 90% du nickel total. La densité est de 4 g/cm³
- Le quartz (SiO_2 densité 2.6 g/cm³) est présent dans toutes les deux produits issues des essais jig, les pics sont plus intenses dans les fractions légères.

Les trois groupes de minéraux identifiés capables de contenir le nickel sont les minéraux argileux, la serpentine et la sidérite et/ou la goéthite, dans les sidérites et/ou oxydes de fer, les variations de compositions sont nombreuses et nous n'avons pas été en mesure d'établir des catégories discriminantes en fonction de la concentration en Ni. Une étude microsonde en complément sur des échantillons riche en carbonate de Fe et de Ni apporterait une meilleure discrimination des minéraux. Ces carbonates ou oxydes de fer sont particulièrement concentrés dans les couches inférieures.

L'enrichissement en sidérite/oxydes de fer à la base du jig ne s'accompagne pas d'une hausse de la teneur en nickel et il est donc probable que ces minéraux en moyenne portent peu ou pas de nickel. L'enrichissement en serpentine nickélifère et en argiles/chlorites nickélifères, qui sont des minéraux porteurs de Ni dans les fractions légères, explique l'enrichissement en Ni observés dans les fractions légère (jusqu'à 2,15% pour le VAL 009).

6.1.5. CONCLUSION SUR LE JIGGAGE

Nous avons observé à la loupe binoculaire que les minéraux n'étaient pas libérés. Les résultats du jig confirment cet état de fait. L'augmentation de la teneur en nickel (entre 0.4 et 0.5 %) dans la fraction légère est associée à une faible valeur de récupération. L'échantillon VAL 005 présente la meilleure récupération (65 %). Il nous paraît plus judicieux de broyer les particules supérieures à 1 mm pour atteindre la maille de libération, et de traiter ensuite la totalité du produit sur une table à secousses.

Le procédé de jiggage est également inefficace sur les porteurs de magnésium

6.2. RÉSULTATS DES ESSAIS SÉPARATION SUR LA TABLE À SECOUSSE.

Le Tableau 12, présente les résultats obtenus pour chaque essai de séparation sous l'action des conditions optimales, déterminées avec des paramètres opératoires que sont : inclinaison de 1°, un débit d'eau de lavage de 300 L/min, une longueur de la course de 97cm. Les produits 7 et 8, correspondant à la fraction légère, sont quelque fois mélangés.

La table à secousses ne peut fonctionner que sur des tranches granulométriques resserrées. Les résultats donnés dans les tableaux suivant correspondent à la tranche granulométrique 63 µm – 280 µm. La tranche 280 µm – 500 µm n'a pas pu faire l'objet de tests car la quantité de matière n'est pas assez importante. Logiquement, car la maille de libération n'est pas atteinte, on peut s'attendre à des résultats de séparation similaire à ceux du jig, c'est-à-dire une faible récupération du nickel.

Les analyses effectuées par ICP montrent une bonne corrélation avec la fluorescence X. La totalité des échantillons n'a donc pas été dosée en ICP. Les analyses dans ce tableau correspondent aux analyses par fluorescence X recalculées avec la droite d'étalonnage de l'ICP.

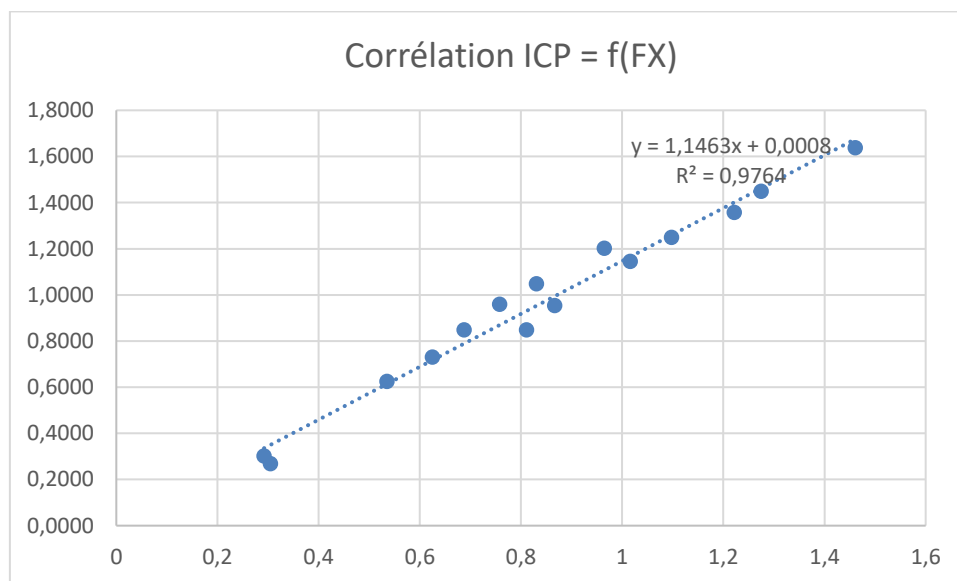


Figure 40: Corrélation ICP/FX

VAL001				VAL002				VAL005			
Produits	%mass	%Ni	%R	Produits	%mass	%Ni	%R	Produits	%mass	%Ni	%R
Alim	100,0	1,1	100	Alim	100,0	0,8	100	Alim	100,0	0,5	100
1	2,7	0,3	0,7	1	4,7	0,3	1,6	1	1,2	0,2	0,5
2	5,8	0,8	3,8	2	3,7	0,5	2,1	2	4,5	0,3	2,6
3	11,7	0,9	8,6	3	9,8	0,6	6,8	3	9,9	0,4	7,5
4	1,9	1,0	1,6	4	1,3	0,7	1,1	4	1,4	0,4	1,0
5	10,8	1,1	9,8	5	6,4	0,8	5,9	5	15,0	0,5	14,2
6	16,5	1,2	16,3	6	12,9	0,8	11,9	6	7,7	0,5	7,3
7	18,6	1,3	19,8	7 ET 8	61,2	1,0	70,6	7	8,1	0,5	7,7
8	32,0	1,5	39,4					8	52,2	0,6	59,2

VAL006				VAL008				VAL009			
Produits	%mass	%Ni	%R	Produits	%mass	%Ni	%R	Produits	%mass	%Ni	%R
Alim	100,0	1,9	100	Alim	100,0	0,7	100	Alim	100,0	1,5	100
1	3,8	0,6	1,3	1	2,0	0,3	0,6	1	1,0	0,4	0,3
2	5,4	1,0	3,1	2	5,8	0,6	3,5	2	6,4	1,0	4,2
3	16,3	1,1	10,4	3	12,5	0,7	8,7	3	15,9	1,1	11,4
4	2,2	1,3	1,7	4	2,1	0,8	1,7	4	2,2	1,3	1,8
5	10,0	1,5	8,6	5	12,2	0,9	11,0	5	14,8	1,4	13,4
6	18,6	1,8	19,3	6	17,6	1,0	17,5	6	20,6	1,6	21,4
7 ET 8	43,7	2,2	55,6	7&8	47,7	1,2	57,0	7	16,7	1,7	18,4
								8	22,4	2,0	29,1

Tableau 30: Principaux résultats des essais de séparation sur la table à secousse, R= récupération

La table utilisée comporte 8 sorties distinctes car c'est une table de laboratoire. Industriellement, seules 3 sorties sont considérées sur la table à secousses : les lourds, les légers et les mixtes. Il est possible de regrouper les différentes sorties pour obtenir les produits industriels suivant la teneur des produits. La répartition serait alors la suivante : fraction lourde produit 1 – 3, fraction mixte produit 4 – 6 et fraction légère produit 7 – 8.

La table à secousse a permis de réaliser une séparation des minéraux lourds (produit 1 à 3), des minéraux mixtes (4 à 6) et des minéraux légers (7 et 8) permettent une concentration du nickel principalement dans les produits mixtes et légers. (Tableau 20).

Dans les produits légers, on obtient une bonne amélioration de la teneur qui se traduit par des taux d'enrichissement supérieur à 1.25 sauf pour les échantillons VAL006 et 009 qui montrent des taux d'enrichissement moyens respectivement de 1.10 et 1.15. Cet enrichissement s'accompagne d'une récupération supérieure à 60%. On note également une faible perte du nickel dans les produits lourds comprise entre 0.3% et 1.3% avec des teneurs en nickel très faibles. Les échantillons VAL006 et 008 présentent les meilleures récupérations soit 75% de récupération avec des teneurs en nickel respectivement 2.1% et 1.1%, cependant l'échantillon VAL008 présente un meilleur taux d'enrichissement (1.64) que l'échantillon VAL006.

VAL001 RECALCULE										VAL002 RECALCULE				
Produits	Mass%	Ni%	R%	Enrch	Produits	Mass%	Ni%	R%	Enrch					
Alimentation	100,0	1,1	None		Alimentation	100,0	0,8	None						
Lourds	2,7	0,3	0,7	0,27	Lourds	4,7	0,3	1,6	0,38					
Mixtes	46,7	1,0	40,1	0,25	Mixtes	34,1	0,7	27,7	0,88					
Légers	50,6	1,4	59,3	1,30	Légers	61,2	1,0	70,6	1,25					
VAL006 RECALCULE					VAL008 RECALCULE									
Produits	Mass%	Ni%	R%	Ench	Produits	Mass%	Ni%	R%	Enrch					
Alimentation	100,0	1,9	None		Alimentation	100,0	0,7	None						
Lourds	3,8	0,6	1,3	0,32	Lourds	2,0	0,3	0,6	0,43					
Mixte	33,9	1,2	23,8	0,64	Mixtes	32,7	0,8	24,9	1,09					
Légers	62,3	2,1	74,9	1,10	Légers	65,3	1,1	74,5	1,64					
VAL009 RECALCULE														
Produits	Mass%	Ni%	R%	Enrch										
Alimentation	100,0	1,5	None											
Lourds	1,0	0,4	0,3	0,26										
Mixtes	39,3	1,2	30,8	0,78										
Légers	59,7	1,8	68,9	1,15										

Tableau 31: Résultats de la séparation avec la table à secousse

Dans les produits mixtes, un mélange de particules denses et grossiers partiellement libéré. On remarque pour l'ensemble des échantillons une proportion relativement élevée de particules mixtes qui varie entre 33% et 47%, ce qui signifie que pour la granulométrie passée (63-280µm) soit la maille effective de libération n'est pas atteinte, soit la différence de densité ne permet pas une bonne séparation. Ainsi un re-broyage des produits mixtes pourrait être envisagé afin d'améliorer l'efficacité de table et augmenter la récupération dans les produits légers. En effet dans ces produits mixtes bien que les taux d'enrichissement soient faibles voir pas d'enrichissement (0.78 à 1.09), on note des taux de récupération du nickel et de rendement assez intéressants notamment pour les échantillons VAL 001 et 009, respectivement 40% et 31% de récupération métal.

Le VAL005, ne présente aucune amélioration de la teneur en nickel aussi bien dans les fractions lourdes que dans les fractions légères, afin de comprendre le comportement de cet échantillon une identification des phases minérale et associations serait nécessaire.

6.2.1. CONCLUSION SUR LA TABLE À SECOUSSE

La table à secousse présente également un taux de récupération assez bas. Le gain de teneur en nickel est en général de 0.2 à 0.4%, ce qui peut justifier un traitement.

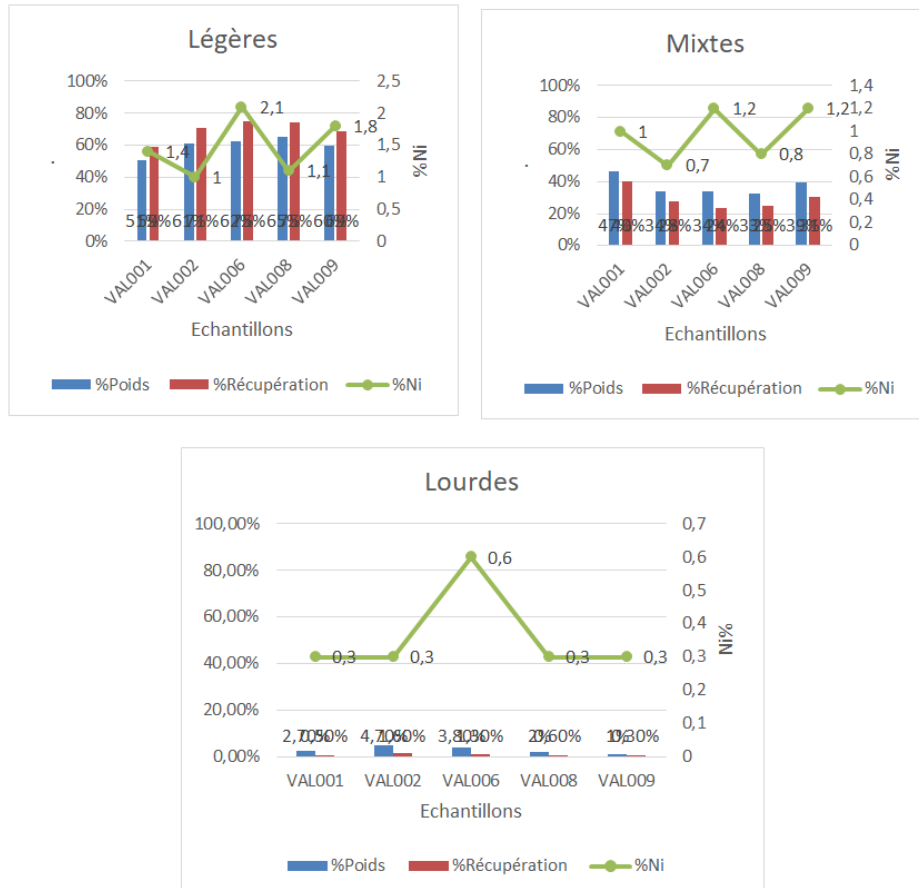


Figure 41: Récupérations et teneurs produits table à secousse

6.3. RÉSULTATS DES ESSAIS SÉPARATION SUR LE FALCON

6.3.1. RECHERCHE DE PARAMÈTRES OPTIMAUX

À partir d'un plan d'expérience suivant principalement deux paramètres (Tableau 21) : la vitesse de rotation, et le débit d'alimentation en fixant le pourcentage solide nous avons réalisés six tests sur un échantillon de latérite et de saprolite ce qui nous a permis de fixer les optimaux des paramètres pour le reste des échantillons.

Saprolites					Latérites			
Débit Alimentation	Vitesse de Rotation	Récupération	Teneur (Légères)	Ratio SiO ₂ /MgO	Débit Alimentation	Vitesse de Rotation	Récupération	Teneur (Légères)
3	150	91,16	2,15	2,91	6	200	95,55	1,47
6	150	93,15	2,14	3,04	3	150	96,19	1,46
3	200	92,10	2,13	2,79	6	150	94,67	1,47
6	200	94,37	2,17	2,93	6	300	95,98	1,44
3	300	93,32	2,14	3,00	3	300	94,21	1,45
6	300	93,31	2,16	2,74	3	200	95,39	1,45

Tableau 32: Plan d'expérience d'optimisation des paramètres

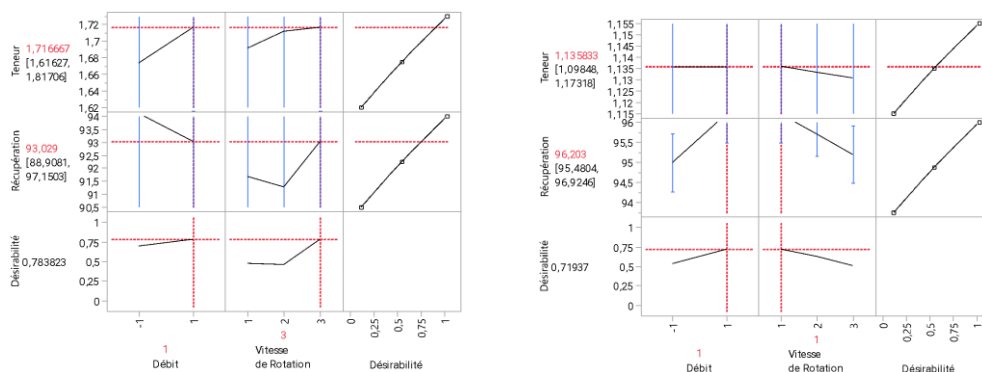


Figure 42: Paramètres optimaux à partir de la fonction de désirabilité maximisée

6.3.2. CALIBRATION ICP ET XRF

Il est évident que les analyses par fluorescence X affichent des inexactitudes d'analyse considérables, notamment pour les fractions fines ($-63\mu\text{m}$). Lorsque nous comparons ces résultats aux données d'analyses ICP obtenues lors des tests visant à optimiser les paramètres (comme présenté dans le Tableau 33), nous remarquons que les teneurs se regroupent en trois plages distinctes, ce qui se traduit

même par une corrélation de 96%. Cependant, il est important de noter que cette forte corrélation semble se baser sur seulement trois points, comme le suggère la forme de la courbe (Figure 43).

Comme nous n'avions pas les résultats d'analyses ICP des produits de séparation au Falcon, nous avons utilisé les résultats des analyses ICP des tests Falcon et les résultats d'analyses par fluorescence X pour tracer deux courbes de calibration : l'une à partir des teneurs dans les fractions lourdes et l'autre à partir des teneurs dans les fractions légères, ce qui nous a permis de calculer les teneurs en ICP des produits du Falcon.

Tests	Saprolites				Latérites			
	ICP		XRF		ICP		XRF	
	Lourde	Légère	Lourde	Légère	Lourde	Légère	Lourde	Légère
1	1,83	2,15	1,69	1,95	1,32	1,47	1,07	1,12
2	1,84	2,14	1,63	1,95	1,29	1,46	1,07	1,14
3	1,74	2,13	1,71	1,97	1,27	1,47	1,09	1,15
4	1,78	2,17	1,72	1,98	1,30	1,44	1,05	1,14
5	1,81	2,14	1,67	2	1,34	1,45	1,09	1,13
6	1,79	2,16	1,69	1,99	1,33	1,45	1,06	1,12

Tableau 33: Analyses ICP vs XRF/ Tests d'optimisation des paramètres de la séparation Falcon

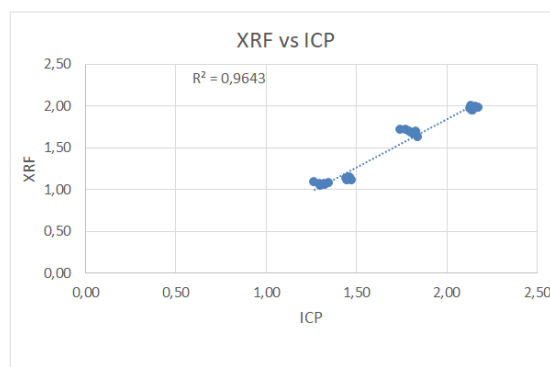


Figure 43: Courbe de calibration

6.3.3. PERFORMANCE D'ENRICHISSEMENT

Les résultats de la séparation gravitaire à l'aide du concentrateur Falcon pour les fractions fines (-63 µm) de dix échantillons sont résumés dans le Tableau 34. Ces résultats ont été obtenus à la suite d'une série de tests réalisée afin de déterminer les paramètres optimaux de fonctionnement pour les deux types de minerais (latérite et saprolite). Les meilleures conditions expérimentales se sont avérées être : pour les latérites une vitesse de rotation à 150G et un débit d'alimentation de 6l/min, pour les saprolites une vitesse de rotation à 300G et un débit d'alimentation égal à 6l/min ; le pourcentage de solide de la pulpe est fixé à 15% pour les deux types de minerais. Pas de pression de fluidisation car nous avons utilisé le bol UF qui est plus adapté pour les particules fines (0-63µm).

ID ECH.	Alimentation		Falcon Produit léger				Falcon Produit lourd			
	Mass%	Ni%	Mass%	Ni%	%R	Enrich.	Mass%	Ni%	%R	Enrich.
VAL001	100,00	1,63	95,70	1,87	96,31	1,15	4,30	1,59	3,69	0,98
VAL002	100,00	1,09	94,10	1,43	95	1,31	5,90	1,20	5,00	1,10
VAL003	100,00	0,93	95,20	1,30	95,89	1,39	4,80	1,11	4,11	1,19
VAL004	100,00	1,12	95,05	1,45	95,52	1,30	4,95	1,30	4,48	1,17
VAL005	100,00	1,56	95,35	1,81	95,97	1,16	4,65	1,56	4,03	1
VAL006	100,00	2,66	93,72	2,73	94,95	1,03	6,28	2,17	5,05	0,82
VAL007	100,00	1,05	95,50	1,39	96,02	1,33	4,50	1,22	3,98	1,17
VAL008	100,00	1,24	94,72	1,55	95,43	1,25	5,28	1,33	4,57	1,07
VAL009	100,00	2,16	96,23	2,30	96,88	1,07	3,77	1,89	3,12	0,88
VAL010	100,00	1,95	91,98	2,14	93,20	1,10	8,02	1,79	6,80	0,92

Tableau 34: Principaux résultats des essais de séparation des fractions fines (-63+0 µm) à partir du Falcon L40, R= récupération, Enrich.= Taux d'enrichissement

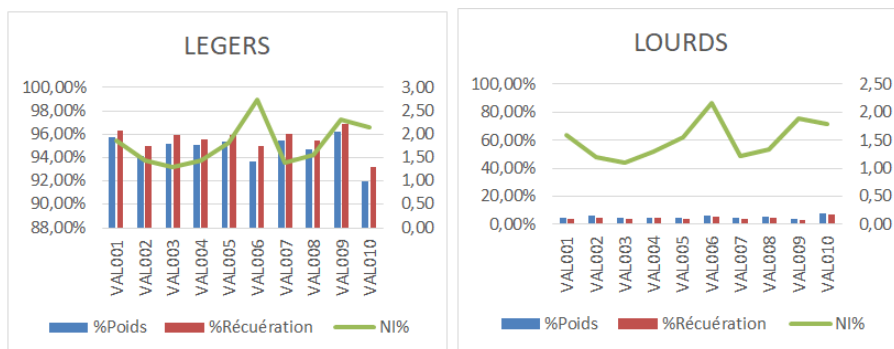


Figure 44: Récupération et Teneurs produits Flacon

Tout d'abord on remarque qu'à partir de l'opération de classification, les fines (-63µm) représentent déjà un concentré industriel pour certains échantillons, notamment le VAL006, 009 et 010, qui titrent respectivement à 2,66 %, 2,16 % et 1,95 % Ni (teneur alimentation). Ainsi, des essais de séparation au Falcon ont été réalisés sur ces fractions fines afin d'augmenter significativement la teneur dans les échantillons VAL001, 002, 003, 004, 005, 007 et 008.

Dans les produits légers, on note une bonne amélioration de la teneur en nickel par rapport à l'alimentation pour les échantillons VAL002, 003, 004 et 007, avec des taux d'enrichissement supérieurs ou égaux à 1,30. Pour les échantillons VAL001, 005 et 008, on observe une légère amélioration de la teneur, avec un taux d'enrichissement compris entre 1,15 et 1,20, ce qui reste assez intéressant par rapport à l'alimentation. Enfin, dans les échantillons VAL006, 009 et 010 qui représentaient déjà un concentré commercial, un faible taux d'enrichissement (1,03-1,10) traduit une faible amélioration de la teneur dans ces échantillons.

Toute fois on remarque que pour l'ensemble des échantillons (latérites et saprolites), le nickel est très bien reparti aussi bien dans les fractions légères que dans les fractions lourdes. Ce qui suggère qu'il existe en effet deux porteurs du nickel dans ces échantillons de densités différentes i.e. le nickel ne se trouve pas que dans des minéraux légers. Une récupération de ces minéraux lourds porteurs du nickel peut-être envisagé par séparation magnétique, les performances d'élimination de ces minéraux lourds sont probablement liées aux caractéristiques minéralogiques au sens large des minerais (propriété, minéralogie, association minérale).

La concentration gravitaire à l'aide du Falcon donne un meilleur rendement (plus de 90%) et une meilleure récupération (plus 90%) du nickel dans les fractions légères. Le niveau d'amélioration de la teneur en nickel peut sembler ne pas être assez élevé pour certains échantillons après les essais mais *il reste très important car ces teneurs peuvent être encore améliorées en réalisant deux ou trois étapes de concentration.*

Les teneurs en fer sont très élevées dans les échantillons latéritiques (VAL003, 004 et 007) plus 50% fer et relativement faible dans les échantillons saprolitiques. Mise à part l'échantillon VAL004 qui présente un indice de basicité (IB) très élevé (2.14) tous les autres échantillons présentent une IB acceptable pour les fours (entre 0.6 et 0.65) Tableau 35.

ID ECH.	Teneurs %					IB	Fe/Ni
	Ni	Fe	Mg	Si	Mn		
VAL001	1,64	23,22	5,89	10,88	0,33	0,54	14,16
VAL002	1,10	41,14	< LOD	6,69	0,50	/	37,40
VAL003	0,94	56,79	< LOD	0,91	0,23	/	60,42
VAL004	1,12	57,47	1,71	0,80	1,05	2,14	51,31
VAL005	1,57	19,98	7,43	12,78	0,31	0,58	12,72
VAL006	2,69	18,73	3,95	15,14	0,28	0,26	6,96
VAL007	1,05	55,62	< LOD	0,72	1,34	/	52,97
VAL008	1,25	19,13	3,49	14,57	0,24	0,24	15,30
VAL009	2,17	18,09	5,71	13,17	0,25	0,43	8,34
VAL010	1,97	14,95	6,17	13,86	0,25	0,45	7,59

Tableau 35: Composition chimique des fractions légère des essais de séparation au Falcon L40,
IB=Indice de Basicité

6.4. SÉPARATION MAGNÉTIQUE

Les essais de séparation sont effectués sous un champ de 1 tesla, avec un écart entre plaque de 3mm. L'observation lors de la séparation n'a pas permis, de façon visuelle, de déterminer si la séparation est efficace ou non.

La vérification des résultats (XRF) reconstitué montrent une bonne correspondance avec les résultats d'analyses précédents, sauf pour le VAL001 et VAL009 (différence de 0.2% en plus sur le reconstitué), il n'y a donc pas de problème d'analyse majeur.

ECH. VAL001	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	1402	76,36	1,59	21,24		76,84	1,01
Mixtes	171	9,31	1,59	21,33		9,35	1,00
Mag.	263	14,32	1,52	26,74		13,81	0,96
Reconstitué	1836				1,58		

ECH. VAL002	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	1662	62,72	1,11	39,52		62,51	1,00
Mixtes	400	15,09	1,12	39,64		15,16	1,00
Mag.	588	22,19	1,12	42,99		22,33	1,01
Reconstitué	2650				1,12		

ECH. VAL003	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	1624	67,92	0,92	54,69		69,37	1,02
Mixtes	300	12,55	0,89	54,67		12,43	0,99
Mag.	467	19,53	0,84	53,53		18,21	0,93
Reconstitué	2391				0,90		

ECH. VAL005	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	1670	78,59	1,50	18,33		78,64	1,00
Mixtes	253	11,91	1,46	21,48		11,55	0,97
Mag.	202	9,51	1,55	28,15		9,80	1,03
Reconstitué	2125				1,50		

ECH. VAL006	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	1374	71,86	2,54	18,29		70,11	0,98
Mixtes	221	11,56	2,52	16,66		11,20	0,97
Mag.	317	16,58	2,94	19,59		18,70	1,13
Reconstitué	1912				2,60		

ECH. VAL007	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	2915	65,88	1,04	55,58		66,39	1,01
Mixtes	455	10,28	1,05	54,08		10,46	1,02
Mag.	1055	23,84	1,00	52,72		23,15	0,97
Reconstitué	4425				1,03		

ECH. VAL008	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	495	73,01	1,06	11,84		72,65	1,00
Mixtes	82	12,09	1,05	12,16		11,88	0,98
Mag.	101	14,90	1,11	14,30		15,47	1,04
Reconstitué	678				1,07		

ECH. VAL009	poids	%poids	% Ni	% Fe	reconstitué Ni	recup Ni	enrichissement
Non-mag.	600	66,45	2,21	13,66		69,84	1,05
Mixtes	90	9,97	1,87	16,02		8,89	0,89
Mag.	213	23,59	1,89	23,82		21,28	0,90
Reconstitué	903				2,10		

Tableau 36: Résultats des analyses XRF sur les différentes phases issues de la séparation magnétique

Le VAL004 n'a pas été testé car nous n'avons plus de matière suite aux nombreux tests sur le falcon.

La séparation magnétique n'apporte pas de concentration ou d'enrichissement en nickel. Au vu de la variation de la teneur en fer, il n'y a pas eu de séparation. Cela peut être dû à la configuration de la matrice, mais nous n'avons pas d'autre choix que d'utiliser le matériel disponible.

6.5. DISCUSSION DES RÉSULTATS DE SÉPARATIONS PAR GRAVITÉ À L'AIDE DES DONNÉES DE CARACTERISATION PAR L'ANALYSE MICROSONDE

Les produits de concentration en utilisant le Jig et la tables au secousse ont été analysés à la microsonde. Attention, il ne faut pas oublier que ce sont des résultats d'analyses ponctuelles, qui ne sont pas forcément représentatives de la totalité de l'échantillon. Il y a très certainement un biais du au choix des points d'analyses, celui-ci se faisant en fonction du niveau de gris.

Les taux de bouclages nous paraissent très bas. A priori, ce n'est pas un problème d'analyse car les résultats sont corrects sur la chromite et le quartz. Cela serait plus à relier au fait que les porteurs de nickel sont plus ou moins hydratés, voire poreux (donnée bibliographique).

VAL 001

Les analyses ont été effectuées sur les lourds et les légers du jig.

Comment	MgO	SiO2	Al2O3	Cr2O3	MnO	FeO	NiO	Total	
VAL 001 lourd jig	2,39	1,65	0,01	0,01	1,5	86,75	0,18	92,54	oxyde de fer
VAL 001 lourd jig	10,52	0,01	18,62	49,05	0,24	21,91	0,14	100,53	chromite
VAL 001 lourd jig	0,11	0,05	0,09	1,55	0,13	94,78	0,03	96,74	oxyde de fer
VAL 001 lourd jig	10,7	0	19,2	49,27	0,1	21,91	0	101,22	chromite
VAL 001 lourd jig	12,37	0	19,17	50,63	0,37	18,99	0,04	101,59	chromite
VAL 001 lourd jig	3,36	3,31	0	0	1,18	81,61	1,75	91,35	oxyde de fer
VAL 001 lourd jig	38,4	40,25	0,76	0,55	0,02	5,22	0,02	85,32	
VAL 001 lourd jig	33,55	44,63	0,24	0,03	0,1	4,78	0,37	83,78	
VAL 001 lourd jig	38,92	40,06	0,38	0	0,14	6,24	0,61	86,42	
VAL 001 lourd jig	31,66	44,3	0,15	0,01	0,07	5,24	0,25	81,75	
VAL 001 lourd jig	33,41	40,51	0,94	0,74	0	6,9	2,97	85,63	
VAL 001 lourd jig	31,39	35,54	0,84	0,3	0,07	5,07	1,16	82,58	
VAL 001 lourd jig	32,21	45,41	0,42	0,05	0,04	8,41	3,79	90,65	
VAL 001 lourd jig	31,65	41,38	0,87	0,62	0,16	8,73	3,12	86,73	
VAL 001 lourd jig	32,71	42,23	1,27	0,25	0,11	7,78	3,22	87,86	
VAL 001 lourd jig	36,23	41,36	0,22	0,04	0,03	7,98	1,63	87,58	
VAL 001 lourd jig	39,27	42,03	0,04	0	0,03	4,53	0,88	86,83	
VAL 001 lourd jig	33,16	38,23	0,05	0	0	5,1	0,85	77,43	
VAL 001 lourd jig	35,76	57,33	1,11	0,47	0,07	5,99	0,02	101,7	
VAL 001 lourd jig	35,74	38,18	0,6	1,12	0,23	9,79	0,2	85,91	
moyenne	34,58	42,25	0,56	0,30	0,08	6,55	1,36	86,44	

Comment	MgO	SiO2	Al2O3	Cr2O3	MnO	FeO	NiO	Total	
VAL 001 leger jig	9,71	0	16,95	48,72	0,27	24,2	0,12	100,15	chromite

VAL 001 leger jig	5,42	11,57	0,24	0	1,06	64,95	0,69	84,08	oxyde de fer
VAL 001 leger jig	29,27	33,18	0,39	0	0,07	6,92	2,02	71,98	
VAL 001 leger jig	35,93	40,49	0	0	0,05	7,5	1,24	85,29	
VAL 001 leger jig	37,56	43,6	0,23	0	0,02	5,34	0,24	87,05	
VAL 001 leger jig	28,22	33,77	0,54	0	0,06	9,57	3,51	75,81	
VAL 001 leger jig	18,63	23,59	0,19	0	0,09	13,16	1,96	57,63	
VAL 001 leger jig	18,7	24,17	0,54	0,02	0,06	6,75	2,17	52,59	
VAL 001 leger jig	28,08	42,13	0,73	0,63	0,06	5,65	4,21	81,69	
VAL 001 leger jig	29,19	40,64	1,62	0,55	0,03	9,32	2,84	84,66	
VAL 001 leger jig	30,7	43,4	1,69	0,48	0,09	8,79	1,94	87,48	
VAL 001 leger jig	17,24	28,43	0,9	0,12	0	5,14	1,41	53,35	
VAL 001 leger jig	17,17	27,72	0,64	0,08	0	4,45	1,63	51,84	
VAL 001 leger jig	35,59	41,89	0,73	0,73	0	7,3	1,72	88,1	
VAL 001 leger jig	37,29	45,92	0,04	0	0	4,51	0,19	88,12	
VAL 001 leger jig	35,41	40,57	1,14	0,82	0	6,55	2,16	86,71	
VAL 001 leger jig	17,52	25,21	0,7	0,15	0,08	4,35	1,79	49,96	
VAL 001 leger jig	31,81	34,78	0,36	0,11	0	6,88	1,38	75,38	
VAL 001 leger jig	32,97	38,47	1,46	0,65	0,05	7,11	1,4	82,3	
VAL 001 leger jig	22,92	21,75	0,19	0,03	0,03	10,31	0,52	55,88	
VAL 001 leger jig	29,21	42,42	0,1	0,1	0,09	7,66	3,2	82,91	
moyenne	28,07	35,38	0,64	0,24	0,04	7,22	1,87	73,62	

Tableau 37: Résultats analytique des produits de concentration du JIG sur l'échantillon VAL001

Le nickel semble réparti dans les mêmes minéraux quel que soit sa teneur, ce qui explique le rendement très faible des essais de séparation.

Même si les résultats ne sont pas statistiques, les oxydes de fer et la chromite semblent plus nombreux dans les lourds, ce qui confirme la séparation par densité. La teneur en nickel dans les chromites et les oxydes de fer est très basse, mais non nulle.

Il est à noter que, en moyenne, les produits légers présentent un taux de bouclage moins fort que les produits lourds, ce qui confirme que les minéraux altérés riche en nickel sont plus poreux. Les minéraux légers sont en moyenne plus riches en nickel. Il n'y a pas de relation entre la teneur en nickel et la teneur en magnésium et en fer une fois faite la différenciation entre lourds et légers.

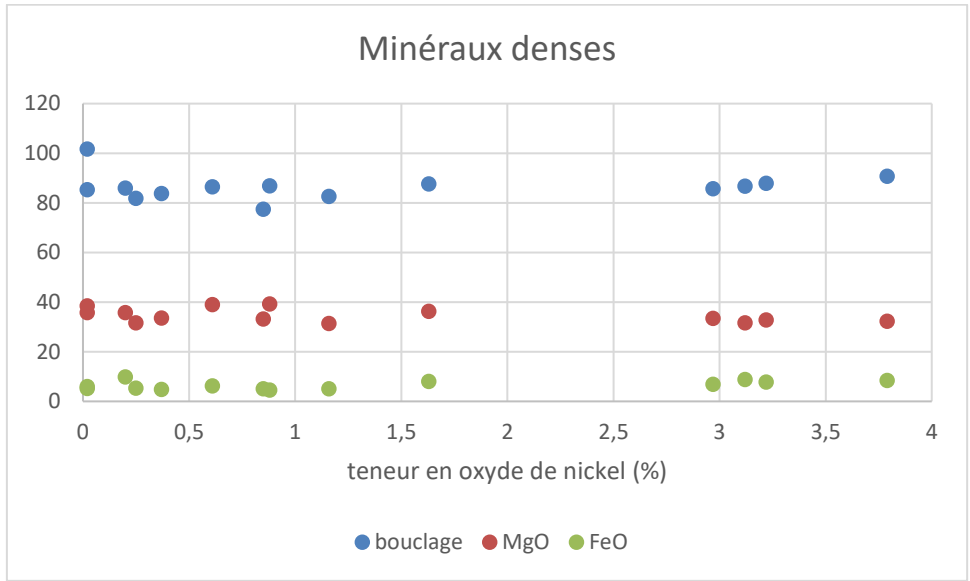


Figure 45

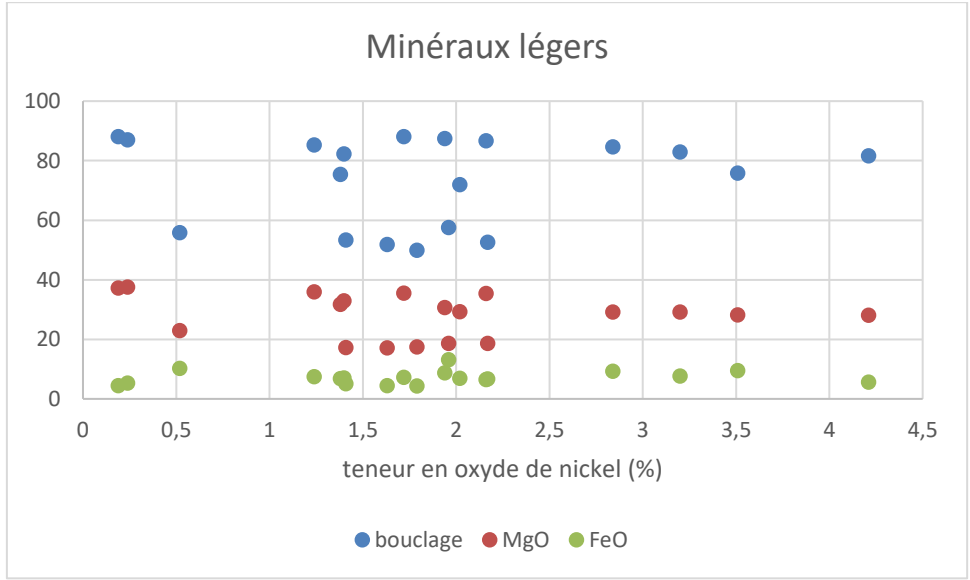


Figure 46

Le manque de population de particules à certaines teneurs de nickel doit être dû au peu de représentativité des analyses effectuées. Vu la répartition de la teneur en nickel, La fraction légère semble enrichie en minéraux ayant une teneur comprise entre 1.2 et 2.2 % de NiO.

VAL 008 : Les analyses correspondent à l'alimentation de la table à secousses, fraction 63 – 280 µm

Tableau 38

Point	MgO	Al2O3	SiO2	Cr2O3	MnO	FeO	NiO	Total	
18 / 1 .	19,33	0	27,46	0	0,1	31,4	4,38	83,06	
19 / 1 .	18,51	0	31,12	0	0,05	4,3	3,21	57,42	
29 / 1 .	21,63	0	28,46	0	0,04	4,81	3,2	58,42	
32 / 1 .	24,71	0	32,01	0	0	4,69	2,83	64,48	
10 / 1 .	1,08	0	26,4	0,05	0	56,72	2,37	86,87	
20 / 1 .	32,72	0	37,62	0,02	0	5,08	2,25	77,85	
22 / 1 .	0,88	0,01	39,74	0,04	0,08	48,7	2,02	91,64	
24 / 1 .	0,69	0,01	50,7	0,05	0	42,62	1,97	96,18	
27 / 1 .	32,39	0	37,8	0	0	3,57	1,97	75,86	
15 / 1 .	30,64	0,14	40,58	0	0	4,14	1,7	77,47	
16 / 1 .	32,22	0	37,79	0,01	0	4,47	1,6	76,27	
26 / 1 .	26,43	0	31,84	0,04	0,07	3,99	1,56	64,13	
13 / 1 .	18,49	0	16,66	0	4,53	43,79	1,46	85,22	
28 / 1 .	36,54	0	37,66	0	0,04	8,16	1,19	83,73	
30 / 1 .	41,09	0,02	38,25	0,09	0,06	5	1,1	85,73	
34 / 1 .	0,72	0	59,53	0,06	0,08	29,19	0,98	90,7	
12 / 1 .	33,86	0	42,09	0	0,15	5,46	0,86	82,63	
25 / 1 .	35,06	0	39,95	0,01	0	4,02	0,84	80	
31 / 1 .	41,67	0	39,11	0	0,03	4,06	0,68	85,6	
35 / 1 .	37,66	0,03	37,32	0	0	4,38	0,5	79,94	
21 / 1 .	7,85	0,02	84,57	0	0,04	4,49	0,38	97,39	spinnelle ?
11 / 1 .	0,1	0	97,77	0,01	0,03	0,52	0,09	98,55	quartz
17 / 1 .	11,86	8,96	0	65,75	0,11	14,76	0,09	101,58	chromite
14 / 1 .	0,33	0,04	100,33	0	0,02	0,25	0,06	101,04	quartz
33 / 1 .	0	0	97,58	0,05	0,01	0,66	0,01	98,33	quartz
23 / 1 .	0	0	97,38	0	0	0,49	0	97,89	quartz

Il est possible de distinguer 3 minéraux porteur de nickel en suivant la répartition fer / Mg, mais la teneur en nickel semble indépendante de ces minéraux. Cela correspond à la famille de l'olivine (mélange de fayalite et de forstérite). Dans cette famille, le nickel peut se substituer au magnésium.

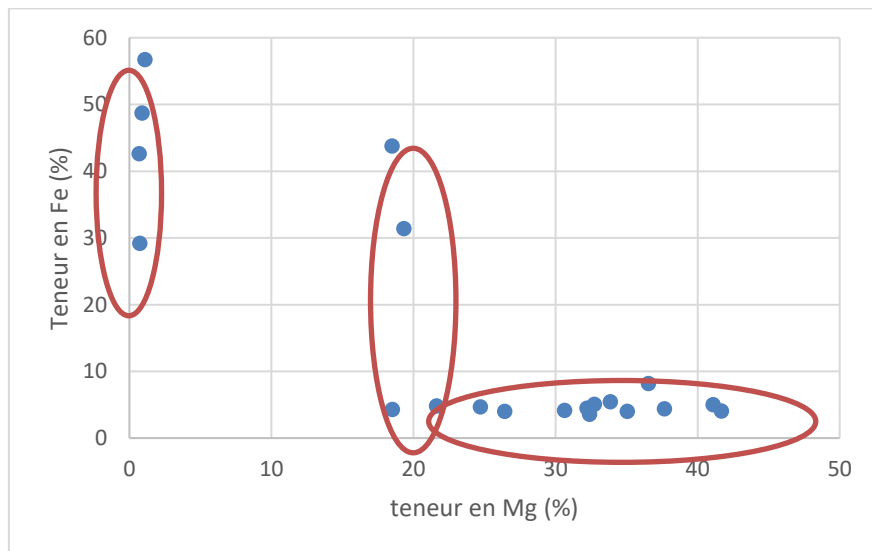


Figure 47

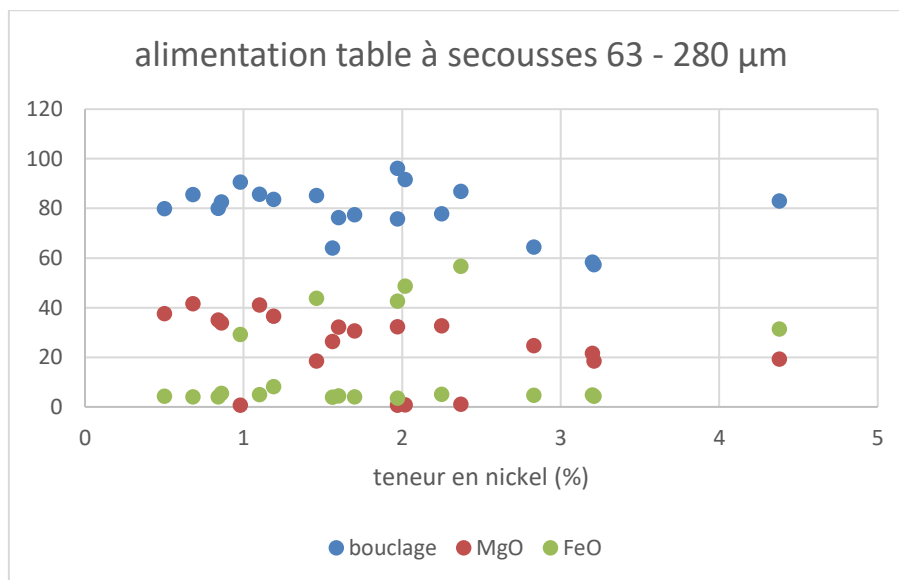


Figure 48

VAL 006

Les échantillons analysés correspondent aux lourds et aux légers du jig.

On retrouve dans les analyses des minéraux avec une teneur en nickel qui se détache des autres lots, atteignant les 25 %. Ceci confirme les résultats de l'observation optique (présence de grain bleu) et la meilleure teneur en nickel sur les analyses chimiques. Par contre, la répartition de ces grains riches dans les fractions lourdes/légères infirme les résultats des séparations par gravité. Cela peut être dû au manque de représentativité des grains analysés. De même, la présence de quartz dans la fraction lourde indique que la séparation par densité n'est peut-être pas efficace.

Comment	MgO	SiO2	Al2O3	Cr2O3	FeO	NiO	Total	
VAL 006 L	12,99	0,01	23,77	47,24	15,36	0,14	99,82	chromite
VAL 006 L	13,8	0	24,17	46,64	14,74	0,06	99,44	chromite
VAL 006 L	13,88	0,03	24,88	45,95	14,91	0,02	99,79	chromite
VAL 006 L	13,36	0	25,84	44,04	14,96	0,05	98,63	chromite
VAL 006 L	11,39	29,51	0,28	0,11	45,26	2,27	89,28	oxyde de fer
VAL 006 L	0,03	91,94	0,02	0,01	0	0	92,05	quartz
VAL 006 L	0,15	95,46	0,03	0	0,28	0,09	96,02	quartz
VAL 006 L	0,25	95,17	0,04	0	0,39	0,07	95,98	quartz
VAL 006 L	18,41	51,63	1,65	0,74	1,84	0,07	99,01	24,5 % de CaO
VAL 006 L	34,6	56,33	1,86	0,65	5,54	0,11	100,16	
VAL 006 L	50,78	40,75	0,02	0,02	9,02	0,47	101,16	
VAL 006 L	34,93	55,69	1,76	0,58	5,55	0,28	99,84	
VAL 006 L	36,8	37,74	1,27	0,39	5,95	1,14	83,33	
VAL 006 L	33,1	41,02	0	0	6,19	2,78	83,12	
VAL 006 L	38,57	34,5	1,56	0,67	5,98	0,12	81,61	
VAL 006 L	19,08	53,21	0,13	0,04	0,03	19,43	92,04	
VAL 006 L	11,46	47,98	0,03	0	0	30,76	90,29	
VAL 006 L	16,4	50,84	0,11	0	0,04	24,41	92,27	
VAL 006 L	12,75	48,57	0,55	0	0,13	29,46	91,86	
VAL 006 L	22,49	56,62	0,25	0	0	13,25	92,87	
VAL 006 L	19,15	52,64	0,17	0	0	19,13	91,21	
VAL 006 L	21,9	56,09	0,07	0,05	0,1	12,88	91,32	

Tableau 39

Comment	MgO	SiO2	Al2O3	Cr2O3	FeO	NiO	Total	
VAL 006 I	13,64	0	27,69	42,26	15,87	0,23	100,04	chromite
VAL 006 I	2,57	0,1	4,85	51,97	37,84	0	98,1	chromite
VAL 006 I	0,09	96,55	0	0,01	0,95	0,14	97,79	quartz
VAL 006 I	0,04	98,81	0	0	0,02	0	98,9	quartz
VAL 006 I	0,16	96,26	0,01	0,02	0,11	0	98	quartz
VAL 006 I	34,96	57,41	1,67	0,64	5,81	0,21	101,73	
VAL 006 I	50,67	42,12	0	0	9,01	0,47	102,46	
VAL 006 I	34	56,58	1,88	0,81	5,21	0,07	100,79	
VAL 006 I	37,72	39,26	0,1	0,4	7,02	1,82	86,41	
VAL 006 I	37,37	42,15	0,1	0	5,07	1,9	86,64	
VAL 006 I	31,06	40,41	1,25	0	5,44	5,85	84,09	
VAL 006 I	32,49	45,6	6,4	1,6	2,89	0,61	89,6	
VAL 006 I	0,71	85,47	0,07	0,05	9,25	0,85	96,48	
VAL 006 I	33,66	38,46	0,43	0	8,74	4,94	86,43	
VAL 006 I	37,02	38,65	0,06	0	7,72	2,94	86,51	
VAL 006 I	37,45	41,82	0,1	0	5,52	0,86	85,89	
VAL 006 I	37,64	39,16	0	0	5,22	3,15	85,31	
VAL 006 I	1,09	6,05	0,85	0	4,9	26,36	73,06	
VAL 006 I	27,8	43	0,73	0	9,29	6,79	87,82	
VAL 006 I	31,55	37,52	1,24	0,83	7,78	3,16	82,14	
VAL 006 I	34,32	39,67	1,21	0,1	8,68	2,3	86,46	

Tableau 40

VAL 008

Les grains analysés correspondent à l'alimentation de la table à secousses fraction granulométrique 63 µm – 280 µm.

Point	MgO	SiO2	Al2O3	Cr2O3	MnO	FeO	NiO	Total	
43 / 1 .	13,46	0	27,85	42,37	0,3	16,48	0,18	100,69	chromite
55 / 1 .	13,5	0	28,3	41,72	0,1	15,65	0,12	99,4	chromite
56 / 1 .	12,81	0	26,46	43,81	0,3	16,94	0,03	100,38	chromite
57 / 1 .	13,78	0,04	32,65	36,76	0,2	16,76	0,26	100,49	chromite
70 / 1 .	14,34	0	25,82	45,73	0,29	14,83	0	101,03	chromite
54 / 1 .	0	99,71	0	0	0	0	0	99,74	quartz
62 / 1 .	52,05	41,28	0,02	0	0,04	8,83	0,5	102,75	
38 / 1 .	51,78	41,24	0	0	0,15	8,88	0,36	102,44	
77 / 1 .	51,27	40,96	0	0	0,08	9,25	0,69	102,29	
76 / 1 .	41,23	35,64	0	0	0	7,04	0,27	84,26	
42 / 1 .	41,03	37,17	0	0,02	0,05	6,14	0,8	85,28	
63 / 1 .	38,11	36,92	0	0	0,05	8,01	1,54	84,79	
44 / 1 .	37,28	39,4	0,11	0,05	0,11	6,74	1,82	85,58	
45 / 1 .	36,37	36,8	0,11	0	0,33	11,86	1,97	87,61	
65 / 1 .	36,03	57,29	1,74	0,54	0,07	6,19	0,07	102,58	
67 / 1 .	35,63	55,43	2,06	0,79	0,03	5,44	0,15	100,37	
64 / 1 .	35,55	36,82	1,67	0,6	0,11	7,35	2,86	85,04	
39 / 1 .	35,14	56,83	1,76	0,59	0,14	5,99	0,21	101,89	
48 / 1 .	34,48	57,99	1,7	0,6	0,08	5,86	0,03	102,05	
78 / 1 .	34,05	41,16	0,08	0	0,1	6,53	3,21	85,27	
49 / 1 .	32,09	40,58	1,65	0,93	0	5,74	2,26	83,43	
47 / 1 .	32,02	41,51	0,56	0,5	0,02	7,7	3,39	86,15	
59 / 1 .	31,73	57,45	1,95	0,41	0	2,03	0,22	94,19	
58 / 1 .	30,58	60,57	1,02	0,41	0,08	1,62	0,56	95,03	
53 / 1 .	30,05	36,67	0,11	0,06	0,01	2,41	2,42	71,81	
40 / 1 .	29,83	49,34	1,43	0,32	0,02	6,01	3,92	91,17	
46 / 1 .	29,26	41,15	0,16	0	0,05	8,69	4,66	84,43	

41 / 1 .	28,59	53,85	0,03	0,03	0	0,42	3	86,26	
69 / 1 .	16,27	53,54	0,59	0,02	0,16	3,61	22,69	97,48	
75 / 1 .	12,99	28,17	1,96	0,86	0,12	38,52	4,3	87,14	
68 / 1 .	10,79	29,25	1,91	0,62	0,37	37,1	8,49	88,96	
74 / 1 .	7,34	40,25	0,18	0,05	0,07	4,23	38,82	91,28	
73 / 1 .	7,33	18,06	0,64	0,05	0,61	52,58	2,58	82,16	
61 / 1 .	6,63	12,45	2,04	0,83	0,22	49,59	1,07	72,94	
60 / 1 .	6,6	14,7	2,35	0,99	0,14	50,65	1,52	77,23	
37 / 1 .	5,2	23,29	3,82	0	17,65	10,69	21,18	82,34	
36 / 1 .	4,81	7,62	2,79	0	32,54	7,19	21,28	76,56	
51 / 1 .	3,59	23,86	0,98	0	16,21	14,94	23,62	83,64	
72 / 1 .	3,13	19,5	1,53	0,01	19,69	8,82	28,54	81,52	
71 / 1 .	2,72	14,17	0,82	0	28,18	10,29	24,86	81,39	
50 / 1 .	1,04	4,92	0,27	0,04	38,29	4,13	25,69	74,86	
52 / 1 .	0,07	98,99	0	0,03	0,03	0,25	0,11	99,54	
66 / 1 .	0,04	51,76	21,44	0	0,31	1,21	0,08	84,83	

Tableau 41

La teneur en nickel ne semble pas liée à un minéral quelconque.

VAL 009

Les particules analysées appartiennent aux lourds et légers du jig. Les remarques sont les mêmes que pour VAL 001.

Comment	MgO	SiO2	Al2O3	CaO	Cr2O3	FeO	NiO	Total	
VAL009 L	13,36	0	24,07	0,03	46,41	14,77	0,03	98,92	chromite
VAL009 L	13,88	0	26,4	0	45,19	14,75	0,09	100,48	chromite
VAL009 L	13,79	0	27,08	0	43,38	15,08	0,11	99,67	chromite
VAL009 L	13,06	11,26	5,66	0,03	32,68	29,81	0,17	93,31	chromite
VAL009 L	13,55	0	25,49	0	46,15	15,58	0,03	101,13	chromite
VAL009 L	35,11	39,62	0,63	0,15	0,48	8,26	2,36	86,72	
VAL009 L	26	34,16	0,36	0,12	0,14	6,59	2,78	70,23	

VAL009 L	34,8	42,54	0,15	0,17	0	6,25	3,18	87,2	
VAL009 L	39,36	36,8	1,19	0	0,47	6,75	0,76	85,52	
VAL009 L	37,57	36,55	0,73	0,03	0,06	8,35	1,24	84,55	
VAL009 L	33,65	45,11	7,89	0,02	0,56	2,46	0,11	90,22	
VAL009 L	23,5	54,73	2,96	13,23	0,39	1,79	0,29	97,8	
VAL009 L	34	41,83	0,96	0,07	1,02	7,04	3,01	88,02	
VAL009 L	33,1	48,74	3,46	0,01	0,86	2,89	0,09	89,34	
VAL009 L	51,55	40,13	0	0,02	0	8,43	0,32	100,58	
VAL009 L	34,82	38,2	1,31	0,06	0,69	8,72	1,58	85,64	
VAL009 L	34,98	36,93	1,49	0,04	0,02	8,88	2,92	85,46	
VAL009 L	35,32	42,28	0,07	0,04	0	4,99	3,13	85,84	
VAL009 L	37,99	41,08	0,23	0,04	0	6,94	0,1	86,52	
VAL009 L	39,66	42,29	0,26	0,05	0	2,9	0,2	85,36	
VAL009 L	39,98	41,12	0,26	0,04	0,05	3,73	0,36	85,65	
moyenne	35,71	41,38	1,37	0,88	0,30	5,94	1,40	87,17	

Tableau 42

Comment	MgO	SiO2	Al2O3	CaO	Cr2O3	FeO	NiO	Total	
VAL 009 I	5,49	1,24	10,38	0,11	49,82	29,59	0,08	97,15	chromite
VAL 009 I	14,31	0	26,98	0	44,47	14,89	0	100,96	chromite
VAL 009 I	14,1	0,01	30,35	0	40,23	14,52	0	99,39	chromite
VAL 009 I	1,38	1,4	0	0,03	0	90,21	0,44	95,23	oxyde de fer
VAL 009 I	1,52	0,91	0,01	0	0	88,66	1,32	94,6	oxyde de fer
VAL 009 I	28,36	39,43	2,51	0,16	1,09	7,76	2,57	82,08	
VAL 009 I	31,24	39,07	2,45	0,18	0,82	9,94	2,72	86,5	
VAL 009 I	21,79	32,33	0,4	0,1	0,06	6,33	2,59	63,63	
VAL 009 I	24,32	37,12	0,38	0,1	0,04	5,49	2,21	69,7	
VAL 009 I	36,4	41,3	0,29	0,06	0	5,57	2,53	86,23	
VAL 009 I	26,46	33,89	0,32	0,1	0	4,33	2,2	67,37	

VAL 009 I	34,72	39,51	0,85	0,14	0,39	7,16	2,27	85,15	
VAL 009 I	20,35	30,65	0,45	0,13	0,02	3,96	2,56	58,17	
VAL 009 I	31,55	40,11	1,02	0,03	0,7	6,52	2,31	82,26	
VAL 009 I	26,45	38,77	3,82	0,22	1,32	5,41	2,51	78,65	
VAL 009 I	28,39	36,61	0,42	0,08	0	6,18	2,22	74,02	
VAL 009 I	28,17	30,97	0,34	0,09	0	5,27	2,49	67,34	
VAL 009 I	21,73	30,13	0,23	0,1	0	4,12	2,08	58,41	
VAL 009 I	38,02	34,92	0,06	0,06	0	10,62	1,37	85,1	
VAL 009 I	26,87	36,39	0,22	0,11	0	5	2,47	71,08	
VAL 009 I	27,66	37,24	0,32	0,11	0,03	5,41	2,23	73,03	
VAL 009 I	17,97	27,3	0,29	0,03	0	3,9	2,31	51,84	
moyenne	27,67	35,63	0,85	0,11	0,26	6,06	2,33	72,97	

Tableau 43

En suivant la logique du VAL 001, nous aurions dans la fraction légère une concentration des minéraux ayant une teneur supérieure à 2% en NiO

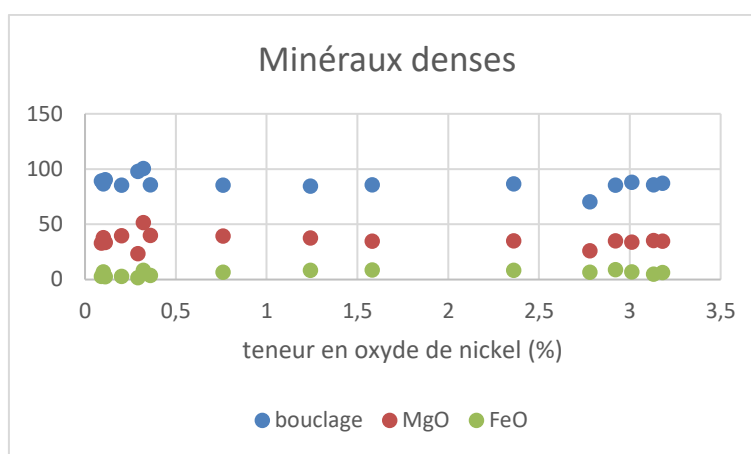


Figure 49

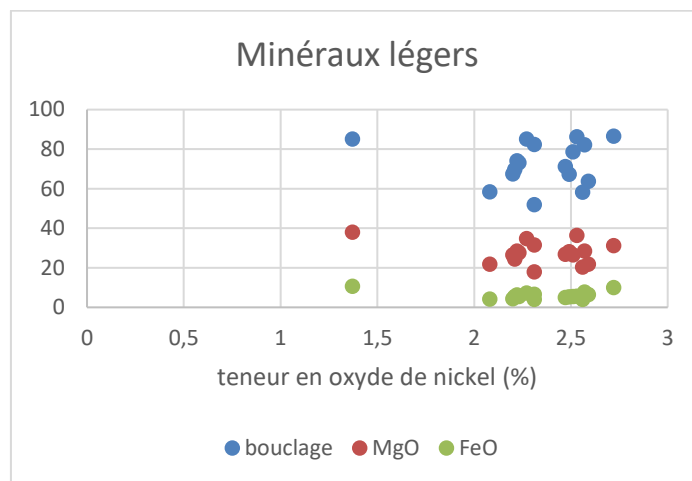


Figure 50

7. DETAILS DES RÉSULTATS

Les résultats consolidés sont donnés dans les tableaux suivants, qui servent à la prise de décision.

La première colonne donne le nom de l'opération. La deuxième colonne indique les produits récupérés. La troisième colonne donne la teneur en nickel. Les colonnes 4 et 5 donnent respectivement le rendement poids et la récupération en nickel par rapport à l'opération. Les colonnes 6 et 7 donnent respectivement le rendement poids et la récupération en nickel par rapport au tout venant. La huitième colonne donne l'enrichissement.

Pour se servir des tableaux, il faut suivre le cheminement des opérations correspondant au schéma de traitement général proposé précédemment. À partir des différentes fractions granulométriques obtenues après broyage et si l'opération permet un gain :

- la fraction 500 μm – 2 mm peut partir au jigg ,
- les fractions 63 μm – 280 μm et 280 μm – 500 μm peuvent partir à la table à secousses
- la fraction inférieure à 63 μm peut partir au falcon

Quel que soit le chemin choisi, il est possible de calculer pour le procédé choisi un rendement massique, un rendement métal, une teneur moyenne en nickel et un enrichissement qui correspond à la totalité des opérations.

Les formules sont les suivantes :

- le rendement massique est égal à la somme des rendements massique des opérations par rapport au tout venant
- le rendement métal est égal à la somme des rendements métal des opérations par rapport au tout venant
- la teneur en nickel est égale à la somme du produit teneur en nickel de l'opération par le rendement poids de l'opération par rapport au tout venant divisé par la somme des rendements poids de l'opération par rapport au tout venant
- L'enrichissement est égal au rendement métal divisé par le rendement massique

Les lignes grisées dans les tableaux correspondent aux traitements que nous avons choisis. Ce choix est arbitraire, car il est à moduler avec les données financières.

Le concentré final est constitué d'un mélange de différentes fractions recueillies dans tout le procédé.

Le choix des fractions s'effectue en fonction de la teneur en nickel ou/et en magnésium. Si la teneur en nickel est plus basse que le tout-venant dans les sorties d'un appareil, il ne faut pas inclure cette sortie dans la constitution du concentré. Effectuer ce mélange des différentes sorties permet de jouer sur la teneur et la récupération finale du métal. A titre d'exemple, pour le VAL 001, la teneur initiale est de 1.34%. Les sorties suivantes ont une teneur supérieure au tout venant et peuvent donc être utilisées pour constituer le concentré final : la fraction inférieure à 63 µm, les lourds du jig et les fractions 5 à 8 de la table à secousses.

Pour déterminer la teneur et la récupération métal dans le concentré final du procédé, il faut prendre en considération pour chaque fraction la teneur et le % poids par rapport au tout venant.

- La récupération métal globale du concentré est égale à la somme des récupérations métal par rapport au tout venant de chaque fraction

- Le ratio d'enrichissement global est égal à la récupération métal globale du concentré divisée par la somme des % poids de chaque fraction récupérée.

Il est possible, en changeant les fractions récupérées, d'augmenter la teneur du concentré (et donc de réduire la récupération métal) ou d'augmenter la récupération (et donc diminuer la teneur).

À titre d'exemple, pour le VAL001, après tamisage, nous gardons les particules inférieures à 63 µm sans les passer par le falcon. La fraction supérieure à 63 µm est broyée inférieure à 2 mm, puis tamisée à 500 µm et 280 µm. La fraction supérieure à 500 µm est envoyée au jig, la fraction inférieure passe sur la table à secousse. Le produit final correspond aux fines primaires, au légers du jig et aux fractions 6, 7 et 8 de la table à secousses. Ce traitement donne les résultats suivants :

- % Ni : 1.45, valeur de départ 1.34
- Rendement massique : 44.99 %
- Rendement métal : 62.06 %
- Enrichissement : 1.38

Si la fraction 6 de la table à secousses n'est pas récupérée, on obtient les valeurs suivantes :

- % Ni : 1.49, valeur de départ 1.34
- Rendement massique : 39.34 %
- Rendement métal : 55.62 %
- Enrichissement : 1.41

La teneur en nickel est plus haute, mais la perte en métal est plus importante. Nous pensons que c'est maintenant aux mineurs de faire leur choix en tenant compte de leurs impératifs (teneur, récupération, financiers).

VAL001

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	1,34	100,00	100,00	100	100,00	1
Tamisage	0,5-2mm	0,95	44,64	40,31	44,64	40,31	0,90
	280-500µm	0,90	1,49	1,27	1,49	1,27	0,86
	63-280µm	1,10	34,23	35,79	34,23	35,79	1,05
	-63 µm Primaire	1,60	14,88	22,63	14,88	22,63	1,52
	-63 µm secondaire	0,00	4,76	0,00	4,76	0,00	0,00
Falcon Essai	Falcon Light (P)	1,64	95,70	96,23	14,24	22,20	1,56
	Falcon lourd (P)	1,43	4,30	3,77	0,64	0,87	1,36
Jiggeage	Jig Light	1,40	16,00	23,88	7,14	9,50	1,33
	Jig Heavy	0,85	84,00	76,12	37,50	30,30	0,81
Table à Secousse	TS 1	0,30	2,70	0,67	0,92	0,26	0,29
	TS2	0,80	5,80	3,81	1,99	1,51	0,76
	TS 3	0,90	11,70	8,65	4,00	3,43	0,86
	TS 4	1,00	1,90	1,56	0,65	0,62	0,95
	TS 5	1,10	10,80	9,76	3,70	3,86	1,05
	TS 6	1,20	16,50	16,26	5,65	6,44	1,14
	TS 7	1,30	18,60	19,86	6,37	7,87	1,24
	TS 8	1,50	32,00	39,43	10,95	15,62	1,43

Tableau 44

VAL002

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench Ratio/ TV
None	Stock Minéral brut	1,04	100,00	100,00	100	100,00	None
Tamisage	0,5-2mm	0,72	9,88	7,43	9,88	7,43	0,75
	280-500µm	0,80	2,37	1,98	2,37	1,98	0,84
	63-280µm	0,80	15,81	13,21	15,81	13,21	0,84
	-63 µm Primaire	1,09	67,98	77,38	67,98	77,38	1,14
	-63 µm secondaire	0,00	3,95	0,00	3,95	0,00	0,00
Flacon Essai	Falcon Light (P)	1,10	94,10	94,97	63,97	73,48	1,15
	Falcon lourd (P)	0,93	5,90	5,03	4,01	3,90	0,97
Jiggeage	Jig Light	1,24	31,00	53,72	3,06	3,97	1,29
	Jig Heavy	0,48	69,00	46,28	6,82	3,42	0,50
Table à Secousse (TS)	TS 1	0,29	4,70	1,56	0,74	0,22	0,30
	TS2	0,49	3,68	2,09	0,58	0,30	0,51
	TS 3	0,59	9,81	6,72	1,55	0,96	0,62
	TS 4	0,69	1,34	1,07	0,21	0,15	0,72
	TS 5	0,79	6,36	5,86	1,01	0,83	0,83
	TS 6	0,79	12,88	11,86	2,04	1,69	0,83
	TS 7 et 8	1,00	61,23	70,84	9,68	10,09	1,04

Tableau 45

- % Ni : 1.08, valeur de départ 1.04
- Rendement massique : 80.73 %
- Rendement métal : 91.44 %
- Enrichissement : 1.13

Sur cet échantillon, nous pensons qu'il vaut mieux s'arrêter à l'étape de tamisage, les coûts de traitement ne sont pas forcément rentables.

VAL003

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	0,90	100,00	100,00	100	100,00	1
Tamisage	0,5-2mm	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	280-500µm	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	63-280µm	0,20	4,00	0,89	4,00	0,89	0,22
	-63 µm	0,93	96,00	99,11	96,00	99,11	1,03
Falcon Essai	Falcon Light (P)	0,94	95,20	95,84	91,39	95,37	1,04
	Falcon lourd (P)	0,81	4,80	4,16	4,61	4,14	0,90

Tableau 46

La granulométrie de cet échantillon ne permet que de faire un test d'enrichissement par falcon. Nous pensons qu'il vaut mieux s'arrêter à l'étape de tamisage.

VAL004

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	1,40	100,00	100,00	100	100,00	1
Tamissage	0,5-2mm	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	280-500µm	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	63-280µm	0,10	2,76	0,20	2,76	0,20	0,07
	-63 µm Primaire	1,42	97,24	99,80	97,24	99,80	1,03
Falcon Essai	Falcon Light (P)	1,45	95,07	95,52	92,45	96,88	1,00
	Falcon lourd (P)	1,31	4,93	4,48	4,79	4,54	0,91

Tableau 47

Comme pour le VAL003, la granulométrie de cet échantillon ne permet que de faire un test d'enrichissement par falcon. Nous pensons qu'il vaut mieux s'arrêter à l'étape de tamisage.

VAL005

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	0,97	100,00	100,00	100	100,00	1
Tamissage	0,5-2mm	0,77	19,18	15,20	19,18	15,20	0,90
	280-500µm	0,70	2,19	1,58	2,19	1,58	0,86
	63-280µm	0,50	27,40	14,10	27,40	14,10	1,05
	-63 µm Primaire	1,40	47,95	69,11	47,95	69,11	1,52
	-63 µm secondaire	0,00	3,29	0,00	3,29	0,00	0,00
Falcon Essai	Falcon Light (P)	1,42	95,35	95,76	45,72	66,84	1,46
	Falcon lourd (P)	1,29	4,65	4,24	2,23	2,96	1,33
Jiggeage	Jig Light	1,19	42,00	65,20	8,05	9,87	1,33
	Jig Heavy	0,46	58,00	34,80	11,12	5,27	0,81
Table à Secousse	TS 1	0,20	1,19	0,45	0,33	0,07	0,29
	TS2	0,30	4,55	2,58	1,25	0,38	0,76
	TS 3	0,40	9,94	7,53	2,72	1,12	0,86
	TS 4	0,40	1,36	1,03	0,37	0,15	0,95
	TS 5	0,50	15,03	14,23	4,12	2,12	1,05
	TS 6	0,50	7,69	7,28	2,11	1,08	1,14
	TS 7	0,50	8,09	7,66	2,22	1,14	1,24
	TS 8	0,60	52,15	59,24	14,29	8,83	1,43

RAPPORT SCIENTIFIQUE



EDITION 2025, COMPÉTITIVITÉ INDUSTRIELLE,
ACCEPTABILITÉ SOCIÉTALE, VALORISATION DES
REJETS & RÉDUCTION DES IMPACTS

VALORE

ÉTUDE DE PRÉFAISABILITÉ DU TRAITEMENT
DES MINERAIS DE NICKEL CALÉDONIENS
NON VALORISÉS ACTUELLEMENT
PAR DES PROCÉDÉS MINÉRALURGIQUES



Tableau 48

- % Ni : 1.37, valeur de départ 0.97
- Rendement massique : 56 %
- Rendement métal : 78.98 %
- Enrichissement : 1.41

VAL006

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	1,89	100,00	100,00	100	100,00	None
Tamissage	0,5-2mm	1,38	58,14	46,90	58,14	46,90	0,81
	280-500µm	1,50	4,36	3,82	4,36	3,82	0,88
	63-280µm	1,90	14,53	16,14	14,53	16,14	1,11
	-63 µm Primaire	2,60	21,80	33,14	21,80	33,14	1,52
Falcon Essai	léger	2,69	93,72	94,89	20,43	32,13	1,57
	lorud	2,16	6,28	5,11	1,37	1,73	0,81
Jiggeage	Jig Light	1,76	21,00	26,92	12,21	12,56	1,03
	Jig Heavy	1,27	79,00	73,08	45,93	34,10	0,74
Table à Seco	TS 1	0,60	3,80	1,32	0,55	0,19	0,35
	TS2	1,00	5,37	3,10	0,78	0,46	0,58
	TS 3	1,10	16,30	10,36	2,37	1,52	0,64
	TS 4	1,30	2,23	1,67	0,32	0,25	0,76
	TS 5	1,50	9,97	8,64	1,45	1,27	0,88
	TS 6	1,80	18,59	19,33	2,70	2,84	1,05
	TS 7 et 8	2,20	43,75	55,59	6,36	8,18	1,29

Tableau 49

- % Ni : 2.25, valeur de départ 1.89
- Rendement massique : 43.07 %
- Rendement métal : 56.72 %
- Enrichissement : 1.32

VAL007

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	0,98	100,00	100,00	100	100,00	None
Tamissage	0,5-2mm	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	280-500µm	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	63-280µm	0,60	5,62	3,32	5,62	3,32	0,59
	-63 µm Primaire	1,04	94,38	96,68	94,38	96,68	1,02
	-63 µm secondaire	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Falcon Essai	Falcon Light (P)	1,05	95,50	95,87	90,13	93,22	1,00
	Falcon lourd (P)	0,96	4,50	4,13	4,25	4,02	0,92

Tableau 50

VAL008

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minerai brut	0,80	100,00	100,00	100	100,00	1
Tamissage	0,5-2mm	0,64	45,31	36,33	45,31	36,33	0,80
	280-500µm	0,70	1,62	1,42	1,62	1,42	0,88
	63-280µm	0,70	21,04	18,45	21,04	18,45	0,88
	-63 µm Primaire	1,20	29,13	43,80	29,13	43,80	1,50
	-63 µm secondaire	0,00	2,91	0,00	2,91	0,00	0,00
Falcon Essai	Falcon Light (P)	1,25	94,72	95,32	27,59	43,21	1,57
	Falcon lourd (P)	1,10	5,28	4,68	1,54	2,12	1,38
Jiggeage	Jig Light	1,06	31,00	51,42	14,05	18,66	1,33
	Jig Heavy	0,45	69,00	48,58	31,26	17,63	0,56
Table à Seco	TS 1	0,30	1,99	0,59	0,42	0,16	0,38
	TS2	0,60	5,85	3,50	1,23	0,93	0,75
	TS 3	0,70	12,49	8,70	2,63	2,30	0,88
	TS 4	0,80	2,15	1,71	0,45	0,45	1,00
	TS 5	0,90	12,22	10,96	2,57	2,90	1,13
	TS 6	1,00	17,57	17,50	3,70	4,63	1,25
	TS 7 et 8	1,20	47,73	57,04	10,04	15,10	1,50

Tableau 51

- % Ni : 1.16, valeur de départ 0.8
- Rendement massique : 53.21 %
- Rendement métal : 77.55 %
- Enrichissement : 1.46

En incluant les sorties TS 5 et 6

- % Ni : 1.14 valeur de départ 0.8
- Rendement massique : 59.48 %
- Rendement métal : 85.08 %
- Enrichissement : 1.43

VAL009

Opération	Descriptions	%Ni	%R Poids/ Opération	%R Métal/ Opération	%R Poids/ TV	%R Métal/ TV	Ench / TV
None	Stock Minéral brut	1,86	100,00	100,00	100	100,00	None
Tamissage	0,5-2mm	1,79	14,76	14,43	14,76	14,43	0,98
	280-500µm	1,30	2,46	1,75	2,46	1,75	0,71
	63-280µm	1,50	7,38	6,05	7,38	6,05	0,82
	-63 µm Primaire	1,93	73,78	77,78	73,78	77,78	1,05
	-63 µm secondaire	0,00	1,62	0,00	1,62	0,00	0,00
Falcon Essai	Falcon Light (P)	2,17	96,23	96,84	71,00	84,16	0,99
	Falcon lourd (P)	1,81	3,77	3,16	2,78	2,75	0,84
Jiggeage	Jig Light	2,15	39,00	46,84	5,76	6,76	0,85
	Jig Heavy	1,56	61,00	53,16	9,00	7,67	0,85
Table à Seco	TS 1	0,40	0,99	0,26	0,07	0,02	0,22
	TS2	1,00	6,44	4,18	0,47	0,26	0,55
	TS 3	1,10	15,92	11,37	1,17	0,71	0,60
	TS 4	1,30	2,17	1,83	0,16	0,11	0,71
	TS 5	1,40	14,79	13,44	1,09	0,83	0,76
	TS 6	1,60	20,59	21,39	1,52	1,33	0,87
	TS 7	1,70	16,67	18,40	1,23	1,14	0,93
	TS 8	2,00	22,44	29,13	1,66	1,81	1,09

Tableau 52

- % Ni : 1.94, valeur de départ 1.86
- Rendement massique : 82.42 %
- Rendement métal : 87.49 %
- Enrichissement : 1.06

En s'arrêtant à l'étape de tamisage, le procédé sera plus rentable que si des étapes de broyage/classification/tri sont ajoutées.

8. INSTALLATIONS MOBILES, FIXES OU DÉPLAÇABLES

8.1. LES INSTALLATIONS MOBILES

Une installation est considérée comme mobile si elle fonctionne en se déplaçant (ex : machine qui arrache le bitume d'une route) et si son exploitation ne nécessite pas de travaux de génie civil pour son fonctionnement ou pour l'aménagement du site d'accueil.

⇒ Non approprié à l'installation VALORE

8.2. LES INSTALLATIONS FIXES OU DÉPLAÇABLES

Les installations fixes sont des dispositifs à caractère industriel qui ne peuvent être déplacées et qui nécessitent la mise en place d'ouvrages de génie civil (plots, fixations, dalle...);

Les installations déplaçables (ex : concasseur sur roue) restent fixes lors de leur utilisation et doivent conserver leurs moyens de mobilité et de traction pour pouvoir être déplacée rapidement sans nécessité de grands travaux de démantèlement. Dans le cas général, le temps de séjour d'une installation déplaçable est limité (18 mois max).

Les installations déplaçables présentent les mêmes risques et nuisances que les installations fixes et peuvent donc être classées pour la protection de l'environnement.

⇒ L'installation déplaçable semble donc être la plus approprié au procédé VALORE pour une utilisation temporaire sur site minier.

8.3. LES INSTALLATIONS CLASSÉES POUR LA PROTECTION DE L'ENVIRONNEMENT (ICPE)

Si elles sont susceptibles d'entraîner des impacts ou des risques sur son environnement, notamment pour la sécurité ou la santé des riverains, les installations fixes (ou déplaçables) seront, dites classées pour la protection de l'environnement (ICPE) et seront soumises à autorisation, autorisation simplifiée ou à déclaration suivant la gravité des dangers ou des inconvénients que peut présenter leur exploitation.

Les dispositions relatives aux installations classées pour la protection de l'environnement sont intégrées dans les codes de l'environnement de chaque province.

La réglementation provinciale fixe une liste de critères appelée « nomenclature des installations classées » qui regroupe deux catégories de rubriques :

- Par type d'activité (ex : stockage de déchets ...)
- Par type de produit – emploi ou stockage (ex : toxiques, dangereux pour l'environnement...)

Cette nomenclature définit les seuils précisant le statut administratif de l'installation :

- Le seuil de déclaration : Le risque est considéré de fait acceptable moyennant des prescriptions standards,
- Le seuil de l'autorisation simplifiée : Activités instruites par l'inspection des installations classées et encadrées par des prescriptions rigoureuses mises régulièrement à jour.
- Le seuil de l'autorisation : L'exploitant doit démontrer l'acceptabilité du risque à travers une étude d'impact et une étude des dangers du projet, se traduisant par un arrêté élaboré sur mesure.

Les codes de l'environnement en province Sud, en province Nord et en province des îles Loyauté, définissent toutes les procédures susceptibles d'être mises en œuvre au cours de la vie d'une installation classée

8.4. LE PROCÉDÉ VALORE DANS LA NOMENCLATURE ICPE

Afin de définir le seuil administratif possible du procédé VALORE, nous considérerons pour cet exercice que l'installation sera déplaçable afin de la confronter à la nomenclature des installations classées (Annexe 1 : Nomenclature des ICPE).

Le Flow-sheet VALORE prévoit :

- Tamisage (??kW),
- Falcon C : SEPRO SYSTEMS (30kW),
- JIG : ALLMINERAL (1kwh/th),
- Table à secousse : Holman-Wilfley (0.6kwh/th).

Ce procédé s'inscrit donc dans une activité de type :

- Activité 2515 : Broyage, concassage, criblage, ensachage, pulvérisation, nettoyage, tamisage, mélange de pierre, cailloux, minerais et autres produits minéraux naturels ou artificiels ou de déchets non dangereux inertes.
La puissance maximum de l'ensemble des machines fixes pouvant concourir simultanément au fonctionnement de l'installation est supérieur à 20kW, mais inférieure ou égale à 200kW
⇒ **Catégorie D (déclaration)**

Outre l'installation elle-même, le procédé VALORE pourrait nécessiter l'emploi de produits inflammables (ex : carburant pour un groupe électrogène) et/ou nécessiter de la combustion ; le procédé s'inscrirait alors dans des activités de type :

- Activité 2910 : Combustion.
La puissance thermique nominale de l'installation serait inférieure à 2 MW
⇒ **Pas de déclaration**
- Activité 1432 : Liquides inflammables.
La quantité totale équivalente de liquides inflammables de la catégorie de référence susceptible d'être présente serait inférieure à 5m³
⇒ **Pas de déclaration**

Considérant l'installation VALORE comme étant déplaçable, elle sera (sur la base des caractéristiques techniques des machines) soumise à déclarations (catégorie D) au regard de la puissance maximum de l'ensemble des machines (>20kW).

Une déclaration devrait être fournie avant chaque déplacement et avant chaque implantation.

9. ETUDE DES IMPACTS SOCIAUX ET ENVIRONNEMENTAUX

9.1. MILIEU PHYSIQUE

9.1.1. QUALITÉ DE L'AIR

9.1.1.1. Impacts sur l'air

Les processus industriels impliqués dans l'enrichissement du minerai, tels que le concassage, le broyage, la séparation et le séchage, ainsi que les opérations de manipulation et de transport des matériaux, peuvent entraîner des émissions de substances potentiellement nocives dans l'atmosphère. Les principaux éléments à considérer dans l'évaluation des impacts sur l'air comprennent :

1. Particules en suspension (PM10 et PM2.5) : Les opérations de concassage et de broyage du minerai peuvent générer des poussières fines, qui, si elles ne sont pas correctement contrôlées, peuvent être dispersées dans l'air. Ces particules en suspension peuvent avoir des effets néfastes sur la santé humaine, en particulier sur les voies respiratoires.
2. Composés volatils : Certains processus industriels peuvent entraîner l'émission de composés volatils organiques, tels que les solvants et les produits chimiques utilisés dans le traitement du minerai. Ces composés peuvent contribuer à la formation de polluants atmosphériques tels que les composés organiques volatils (COV), qui peuvent avoir des effets nocifs sur la qualité de l'air et la santé humaine.
3. Émissions de gaz : Les activités industrielles peuvent également entraîner des émissions de gaz de particules fines et d'autres polluants atmosphériques.

9.1.1.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur la qualité de l'air, diverses mesures d'atténuation peuvent être mises en œuvre :

2. Contrôles des émissions : Installer des systèmes de dépoussiérage, tels que des filtres à manches, des cyclones ou des électrofiltres, pour capturer les particules en suspension à la source.
3. Gestion des produits chimiques : Utiliser des produits chimiques moins toxiques dans les processus industriels pour réduire les émissions de COV.
4. Surveillance de la qualité de l'air : Mettre en place un système de surveillance en continu de la qualité de l'air pour détecter tout dépassement des normes de qualité de l'air et prendre des mesures correctives en temps réel.
5. Planification de l'exploitation : Concevoir des horaires de travail de manière à réduire les activités génératrices de poussières pendant les périodes de vent fort ou de conditions atmosphériques défavorables.
6. Formation du personnel : Sensibiliser et former le personnel à la gestion et à la prévention des émissions atmosphériques et à l'utilisation appropriée des équipements de contrôle des émissions.

En mettant en œuvre ces mesures d'atténuation, l'installation pourra réduire efficacement son impact sur la qualité de l'air et contribuer à une exploitation plus respectueuse de l'environnement et de la santé humaine.

9.1.2. QUALITÉ DU SOL

9.1.2.1. Impacts sur le sol

Les activités industrielles, la manipulation de matériaux et la gestion des déchets peuvent influencer la composition chimique, la structure et la fertilité du sol. Les principaux éléments à prendre en compte lors de l'évaluation des impacts sur le sol comprennent :

1. Contamination chimique : Les substances chimiques utilisées et les déchets générés, peuvent pénétrer dans le sol et provoquer une contamination. Cela peut affecter la qualité du sol en altérant son pH, en augmentant les niveaux de métaux lourds et en compromettant la capacité du sol à soutenir la croissance végétale.
2. Érosion du sol : Les mouvements de terre liés à la mise en place d'infrastructures peuvent perturber la structure du sol, conduisant à une augmentation de l'érosion et/ou à un compactage du sol. Cela peut réduire la capacité d'infiltration de l'eau, augmentant ainsi le risque d'inondations et de perturbation des cycles hydrologiques.

9.1.2.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur le sol, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être mises en œuvre :

1. Gestion des déchets : Mettre en place des systèmes de gestion des déchets solides et liquides conformes aux normes environnementales. Cela peut inclure le stockage approprié des déchets dangereux, leur traitement et leur élimination sécuritaire.
2. Prévention de la contamination : Utiliser des techniques de confinement et des revêtements étanches pour éviter la migration des produits chimiques dans le sol. Des revêtements géosynthétiques et des barrières imperméables peuvent être utilisés pour protéger les sols sensibles.
3. Restauration : Concevoir un plan de restauration des zones perturbées après l'exploitation de l'installation (remise en état des sols).
4. Gestion des eaux pluviales : Mettre en place des dispositifs de gestion des eaux pluviales, tels que des bassins de rétention, pour réduire l'érosion et minimiser le ruissellement.
5. Surveillance continue : Établir un programme de surveillance régulière de la qualité du sol pour détecter toute augmentation des niveaux de contaminants et prendre des mesures correctives en temps voulu.

En intégrant ces mesures d'atténuation dans la planification et l'exploitation de l'installation, les effets négatifs sur la qualité et l'intégrité du sol peuvent être réduits, contribuant ainsi à une gestion durable des ressources naturelles.

9.1.3. EAUX SUPERFICIELLES ET SOUTERRAINES

9.1.3.1. Impacts sur l'eau

Les activités industrielles, la gestion des déchets liquides et les rejets d'eau usée peuvent entraîner des changements dans la qualité et la disponibilité de l'eau. Les principaux éléments à prendre en compte lors de l'évaluation des impacts sur l'eau comprennent :

1. Consommation d'eau : L'installation nécessitera une quantité importante d'eau, cela peut avoir des répercussions sur les ressources en eau locales, en particulier dans les régions où l'eau est déjà rare.
2. Rejets d'eau usée : Les effluents liquides générés par cette activité peuvent contenir des métaux issus du processus d'enrichissement. Ces rejets peuvent altérer la qualité de l'eau et affecter les écosystèmes aquatiques.

3. Infiltration dans le sol : Les produits chimiques et les contaminants présents dans les déchets liquides peuvent s'infiltrer dans le sol, atteindre les nappes phréatiques et contaminer les sources d'eau souterraine.
4. Ruissellement et érosion : Les activités de construction, de terrassement et de stockage des matériaux peuvent augmenter le ruissellement des eaux pluviales, entraînant l'érosion du sol et le transport de sédiments et de contaminants vers les cours d'eau voisins.

9.1.3.2. Mesures d'atténuation proposées :

Afin de minimiser les impacts négatifs sur les ressources en eau, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être mises en œuvre :

1. Gestion de l'eau : Mettre en place des systèmes de gestion de l'eau pour réduire la consommation d'eau, favoriser la réutilisation de l'eau et minimiser les rejets.
2. Traitement des eaux usées : Prévoir des installations de traitement des eaux usées pour éliminer les contaminants avant le rejet dans l'environnement.
3. Prévention de la contamination : Mettre en place des mesures de prévention pour éviter la contamination des eaux souterraines, notamment par la construction de revêtements imperméables et de barrières de confinement.
4. Gestion des eaux pluviales : Concevoir des systèmes de gestion des eaux pluviales, tels que des bassins de rétention et des zones tampons végétalisées, pour réduire l'érosion et filtrer les contaminants avant qu'ils n'atteignent les cours d'eau.
5. Surveillance de la qualité de l'eau : Mettre en place un programme de surveillance régulière de la qualité de l'eau pour détecter tout dépassement des normes environnementales et prendre des mesures correctives en conséquence.

En intégrant ces mesures d'atténuation dans la planification et la gestion de l'installation, il est possible de réduire les impacts sur les ressources en eau et de contribuer à la préservation des écosystèmes locaux.

9.2. MILIEU BIOLOGIQUE

9.2.1. BIODIVERSITÉ

9.2.1.1. Impacts sur la biodiversité

Les activités industrielles, et les modifications de l'environnement peuvent entraîner des perturbations dans les habitats naturels et des effets sur les espèces végétales et animales. Les principaux éléments à considérer lors de l'évaluation des impacts sur la biodiversité comprennent :

1. Perte d'habitat : La conversion de terres pour l'installation industrielle peut entraîner la perte, la fragmentation ou la destruction d'habitats naturels tels que les forêts, les zones humides et les écosystèmes. Cela peut avoir des conséquences directes sur les espèces qui dépendent de ces habitats pour leur survie.
2. Effets sur les espèces : Les activités industrielles peuvent perturber les populations d'espèces animales et végétales présentes dans la région. Les émissions atmosphériques, la pollution de l'eau et le bruit peuvent avoir des effets néfastes sur la santé et la reproduction des espèces locales.

9.2.1.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur la biodiversité, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être mises en œuvre :

10. Plan de restauration écologique : Élaborer un plan détaillé pour la restauration et la réhabilitation des habitats naturels touchés par le projet. Cela peut inclure la replantation d'espèces végétales natives et la création de zones de biodiversité.
11. Identification et protection des zones sensibles : Mener des études préalables pour identifier les zones abritant des espèces rares, menacées ou endémiques, et mettre en place des mesures de protection appropriées.
12. Suivi de la faune et de la flore : Établir un programme de suivi régulier des espèces animales et végétales pour évaluer l'impact du projet sur la biodiversité et prendre des mesures correctives si nécessaire.

En intégrant ces mesures d'atténuation dans la planification et l'exploitation de l'installation, il est possible de réduire les effets sur la biodiversité et de contribuer à la conservation des espèces et des habitats locaux.

12.1.1. PAYSAGE ET PATRIMOINE NATUREL

12.1.1.1. Impacts sur le paysage et le patrimoine naturel

Les changements dans le paysage, la perte d'espaces naturels et les altérations des caractéristiques naturelles du site peuvent influencer l'identité visuelle et culturelle de la région. Les principaux éléments à prendre en compte lors de l'évaluation des impacts sur le paysage et le patrimoine naturel comprennent :

1. Modification du paysage : Les infrastructures industrielles peuvent altérer le caractère visuel du paysage local. Les modifications du paysage peuvent avoir des répercussions sur la perception esthétique de la région par les résidents locaux et les visiteurs.
2. Perturbation des caractéristiques naturelles : Les activités de construction et d'exploitation peuvent entraîner des perturbations des caractéristiques naturelles du site altérant leur valeur scientifique et éducative.

12.1.1.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur le paysage et le patrimoine naturel, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être mises en œuvre :

1. Intégration dans le paysage : Concevoir les installations de manière à s'intégrer harmonieusement dans le paysage environnant, en utilisant des matériaux et des couleurs qui respectent le caractère naturel de la région.
2. Protection des caractéristiques naturelles : Mettre en place des zones de protection pour préserver les caractéristiques naturelles du site qui ont une importance écologique, géologique ou culturelle.
3. Consultation publique : Impliquer la communauté locale et les parties prenantes dans les décisions liées à l'aménagement du site et à l'intégration paysagère.

En mettant en œuvre ces mesures d'atténuation, l'installation peut minimiser les impacts sur le paysage et le patrimoine naturel, préservant ainsi la valeur esthétique et culturelle de la région.

12.2. MILIEU HUMAIN

12.2.1. BIENS ET PATRIMOINE CULTUREL (ARCHÉOLOGIQUE, COUTUMIER, CULTUREL)

12.2.1.1. Impacts sur les biens et patrimoine culturel

L'installation et son exploitation peuvent avoir des répercussions sur le patrimoine culturel local, notamment les sites archéologiques, les coutumes locales et la vie culturelle des communautés environnantes. Il est important de préserver ces aspects pour garantir la continuité de l'identité culturelle et du patrimoine. Les principaux éléments à considérer lors de l'évaluation des effets sur les biens et le patrimoine culturel comprennent :

1. Sites archéologiques : La construction d'installation peut potentiellement perturber des sites archéologiques importants sur le plan historique et culturel.
2. Coutumes et pratiques coutumières : Les activités du projet peuvent entrer en conflit avec les coutumes et les pratiques coutumières des communautés locales.
3. Valeurs culturelles : Le projet peut avoir un impact sur les valeurs culturelles des communautés locales en modifiant le paysage, les points de référence et les sites emblématiques qui font partie intégrante de leur identité.
4. Participation communautaire : Impliquer les membres des communautés locales dans le processus de prise de décision concernant les mesures de préservation et de protection du patrimoine culturel.

12.2.1.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur les biens et le patrimoine culturel et de promouvoir la préservation de l'identité culturelle locale, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être envisagées :

1. Études archéologiques : Mener des études archéologiques approfondies pour identifier les sites historiques et les artefacts potentiels, en prenant des mesures pour les préserver ou les déplacer en cas de besoin.
2. Consultations coutumières : Travailler en étroite collaboration avec les chefs locaux et les autorités coutumières pour comprendre les pratiques et les coutumes locales, et adapter les activités du projet en conséquence.
3. Participation communautaire : Impliquer les membres des communautés locales dans le processus de prise de décision concernant les mesures de préservation et de protection du patrimoine culturel.
4. Programmes de préservation : Élaborer des programmes de préservation du patrimoine culturel, tels que la documentation des pratiques traditionnelles, la sauvegarde des récits oraux et la conservation des objets culturels.
5. Restauration et réhabilitation : En cas de perturbation des sites culturels, élaborer des plans de restauration et de réhabilitation pour rétablir leur intégrité et leur valeur culturelle.

En mettant en œuvre ces mesures d'atténuation, l'installation d'enrichissement de minerai de nickel peut contribuer à la préservation du patrimoine culturel local et à la promotion d'une coexistence harmonieuse avec les communautés environnantes.

12.2.2. COMMODITÉS DU VOISINAGE (BRUITS, VIBRATIONS, ODEURS, ÉMISSIONS LUMINEUSES)

12.2.2.1. Impacts sur le voisinage

Des aspects tels que le bruit, les vibrations, les odeurs et les émissions lumineuses peuvent influencer la qualité de vie et la satisfaction des riverains. Les principaux éléments à considérer lors de l'évaluation des effets sur les commodités du voisinage comprennent :

1. Bruit : Les activités industrielles, telles que le fonctionnement des équipements, le transport de matériaux et les opérations de maintenance, peuvent générer du bruit. L'augmentation du niveau sonore peut perturber les activités quotidiennes des riverains.
2. Vibrations : Les opérations de construction et l'utilisation d'équipements lourds peuvent générer des vibrations qui se propagent dans le sol et les structures environnantes. Cela peut causer des perturbations et des désagréments aux résidents et aux bâtiments proches.
3. Odeurs : Certains processus industriels peuvent produire des odeurs potentiellement gênantes pour les résidents voisins. Ces odeurs peuvent affecter la qualité de l'air ambiant et le confort respiratoire.
4. Émissions lumineuses : Les installations industrielles peuvent générer des émissions lumineuses, notamment la nuit, qui peuvent perturber l'obscurité.

12.2.2.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur les commodités du voisinage et de maintenir la qualité de vie des résidents, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être envisagées :

1. Isolation acoustique : Concevoir les infrastructures pour réduire la propagation du bruit, en utilisant des matériaux insonorisants et des barrières acoustiques lorsque cela est possible.
2. Planification des horaires : Planifier les activités génératrices de bruit et de vibrations pendant des périodes de moindre sensibilité, en évitant les heures de repos et les moments où les résidents sont les plus actifs.
3. Contrôles des émissions : Mettre en place des dispositifs de contrôle des odeurs, tels que des systèmes de ventilation et de traitement de l'air, pour réduire la propagation d'odeurs désagréables.
4. Gestion de l'éclairage : Utiliser un éclairage adéquat et bien dirigé pour minimiser les émissions lumineuses excessives et éviter la pollution lumineuse.
5. Communication et engagement : Informer régulièrement les riverains des activités du projet, des horaires d'opération et des mesures prises pour minimiser les perturbations.

En mettant en œuvre ces mesures d'atténuation, l'installation peut réduire les impacts sur les commodités du voisinage et maintenir une coexistence harmonieuse avec les résidents environnants.

12.2.3. SANTÉ

12.2.3.1. Effets sur la santé

Les activités industrielles et les émissions associées peuvent potentiellement générer des risques pour la santé humaine. Les principaux éléments à considérer lors de l'évaluation des effets sur la santé comprennent :

1. Qualité de l'air : Les émissions atmosphériques résultant des activités industrielles peuvent contenir des polluants atmosphériques tels que les particules fines, les oxydes d'azote et les composés organiques volatils, qui peuvent avoir des effets négatifs sur la qualité de l'air et la santé respiratoire.

2. Eau potable : Les déchets liquides générés par l'installation peuvent contaminer les sources d'eau potable locales, ce qui peut entraîner des problèmes de santé liés à la consommation d'eau contaminée.
3. Bruit et vibrations : Les niveaux élevés de bruit et de vibrations générés par les activités industrielles et la circulation des véhicules peuvent causer des perturbations du sommeil, du stress et des problèmes de santé mentale.
4. Sécurité au travail : Les travailleurs de l'installation peuvent être exposés à des risques professionnels liés aux équipements et aux opérations. La sécurité au travail et la prévention des accidents sont essentielles pour minimiser ces risques.

12.2.3.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur la santé des résidents, des travailleurs et des communautés environnantes, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être mises en œuvre :

1. Surveillance de la qualité de l'air et de l'eau : Mettre en place des systèmes de surveillance régulière de la qualité de l'air et de l'eau pour détecter tout dépassement des normes environnementales et prendre des mesures correctives en conséquence.
2. Technologies de contrôle des émissions : Utiliser des technologies de pointe pour minimiser les émissions atmosphériques et les rejets liquides, réduisant ainsi les risques pour la santé.
3. Protection des sources d'eau : Mettre en place des mesures de protection pour empêcher la contamination des sources d'eau potable et garantir leur pureté.
4. Programmes de santé et sécurité au travail : Élaborer des programmes de formation et de sensibilisation pour les travailleurs afin de garantir des pratiques de travail sécuritaires et d'éviter les risques professionnels.
5. Éducation et sensibilisation : Informer la communauté locale des mesures prises pour minimiser les risques pour la santé et fournir des informations sur la manière de se protéger.

En mettant en œuvre ces mesures d'atténuation, l'installation peut réduire les risques pour la santé humaine et protéger la sécurité et le bien-être des résidents et des travailleurs.

12.2.4. AMÉNAGEMENT URBAIN

12.2.4.1. Impacts sur l'urbanisme

Les infrastructures, les accès, les dalles industrielles peuvent nécessiter des ajustements pour répondre aux besoins du projet et aux préoccupations de la communauté locale. Les principaux éléments à prendre en compte lors de l'évaluation de l'aménagement urbain comprennent :

1. Accès et infrastructures : L'installation peut nécessiter des modifications ou des améliorations des routes, des voies d'accès, des intersections et des réseaux de transport existants pour permettre le mouvement des véhicules et du personnel.
2. Dalles industrielles : Les aires d'exploitation et les structures industrielles doivent être aménagées de manière à supporter le poids des équipements et à garantir des conditions de travail sûres.
3. Impact visuel : L'aménagement du site et des infrastructures peut avoir des effets visuels sur le paysage environnant et sur la perception esthétique de la région. Il est important de minimiser les perturbations visuelles autant que possible.

12.2.4.2. Mesures d'atténuation proposées

Afin de minimiser les impacts négatifs sur l'aménagement urbain et de garantir une intégration harmonieuse du projet dans l'environnement existant, plusieurs mesures d'atténuation peuvent être envisagées :

1. Conception routière efficace : Travailler avec les autorités locales pour concevoir des améliorations routières qui répondent aux besoins du projet tout en minimisant les perturbations pour les résidents locaux.
2. Aménagement paysager : Intégrer des éléments d'aménagement paysager pour atténuer les impacts visuels et améliorer l'esthétique générale du site.
3. Gestion de la circulation : Mettre en place des mesures de gestion de la circulation pour minimiser les congestions et les perturbations lors des périodes de forte activité.
4. Consultation publique : Impliquer la communauté locale dans le processus de planification et d'aménagement pour recueillir leurs commentaires et tenir compte de leurs préoccupations.

En mettant en œuvre ces mesures d'atténuation, l'installation peut contribuer à un aménagement urbain bien planifié et intégré, tout en minimisant les impacts négatifs sur les infrastructures et le paysage urbain existant.

13. CONCLUSION

En conclusion, les études minéralogiques des minerais nickélifères suggèrent que la solution qui se présente pour enrichir les minerais nickélifères est de séparer les phases pénalisantes pour la pyrométallurgie (quartz), les produits d'oxydation qui sont liés au début de la dissolution de l'ensemble des silicates (le complexe hématite-goethite, si sa teneur en Ni n'est pas intéressante), d'éliminer les chromites de la péridotite, c'est-à-dire toutes phases hors de l'association serpentine-talc qu'il ne semble pas envisageable de séparer.

Des campagnes d'études expérimentales permettent de conclure sur un potentiel d'amélioration de la qualité du minerai de Ni latéritique en utilisant une préconcentration par voie de séparation gravimétrique. L'efficacité de la séparation dépend alors fortement de la composition minérale des différents faciès latéritiques.

Notons qu'une caractérisation minéralogique poussée s'avère nécessaire pour choisir la stratégie de séparation. De plus, la connaissance des propriétés texturales du minerai latéritique permettrait d'affiner les approches.

Trois techniques de concentration par gravité, par séparation magnétique et par flottation montrent des performances prometteuses sur l'ensemble des échantillons de minerai à faible teneur collectés dans les faciès de saprolite et de latérite représentatif de l'ensemble des gisements de la Nouvelle-Calédonie.

14. Références

- « Production, Usage and Price », *INSIG*, <https://insig.org/index.php/about-nickel/production-usage>, consulté en 06/2024.
- [2] Thorne R., Herrington R., Robert S., « Composition and origin of the Çaldag oxide nickel laterite, W. Turkey », *Mineralium Deposita*, 44, 581–595, 2009.
- [3] Butt C.R.M., Cluzel D., « Nickel Laterite Ore Deposits: Weathered Serpentinites », *Eléments*, 9, 123-128, 2013.
- [4] Dublet G., Juillot F., Morin G., Fritsch E., Fandeur D., Brown G.E., « Goethite aging explains Ni depletion in upper units of ultramafic lateritic ores from New Caledonia », *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 160, 1-15, 2015.
- [5] Elias M., « Nickel laterite deposits - geological overview, resources and exploitation », *Centre for Ore Deposit Research, University of Tasmania*, (Special Publication 4), 205-220, 2002.
- [6] Golightly J. P., « Progress in Understanding the Evolution of Nickel Laterites », In Goldfarb R. J., Marsh E. E. & Monecke T., « The Challenge of Finding New Mineral Resources <subtitle> Global Metallogeny, Innovative Exploration, and New Discoveries », *Society of Economic Geologists*, 2010 (<https://doi.org/10.5382/SP.15.2.07>).
- [7] Favier S., Teitler Y., Golfier F. & Cathelineau M., « Multiscale physical–chemical analysis of the impact of fracture networks on weathering: Application to nickel redistribution in the formation of Ni-laterite ores, New Caledonia », *Ore Geology Reviews*, 147, 104971, 2022 (<https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2022.104971>).
- [8] Cathelineau M., Boiron M.-C., Grimaud J.-L., Favier S., Teitler Y., Golfier F., « Pseudo-Karst Silicification Related to Late Ni Reworking in New Caledonia », *Minerals*, 13, 518, 2023 (<https://doi.org/10.3390/min13040518>).
- [9] Cathelineau M., Quesnel B., Gautier P., Boulvais P., Couteau C., Drouillet M., « Nickel dispersion and enrichment at the bottom of the regolith: formation of pimelite target-like ores in rock block joints (Koniambo Ni deposit, New Caledonia) », *Miner. Depos.*, 51, 71-282, 2016.
- [10] Cathelineau M., Myagkiy A., Quesnel B., Boiron M.-C., Gautier P., Boulvais P., Ulrich M., Truche L., Golfier F., Drouillet M., « Multistage crack seal vein and hydrothermal Ni enrichment in serpentinised ultramafic rocks (Koniambo massif, New Caledonia) », *Miner. Depos.*, 1-16, 2017.
- [11] Cathelineau M., Favier S., Teitler Y., Grimaud J.L., Jeanpert J., Étienne S., Golfier F., Ulrich M., Muñoz M., Ramanaidou E., Grangeon S., Kerreueur Y., « Rapport final Programme « Transnum » », *CNRT « Nickel & son environnement »*, 299 p., 2023.
- [12] Farrokhpay S., Cathelineau M., Blancher S.B., Laugier O., Filippov L. « Characterization of Weda Bay nickel laterite ore from Indonesia », *Journal of Geochemical Exploration*, 196, 270-281, 2019.
- [13] Villanova-De-Benavent C., Nieto F., Viti, C., Proenza, J.A., Galí S., Roqué-Rosell J., « Ni-phylosilicates (garnierites) from the Falcondo Ni-laterite deposit (Dominican Republic): Mineralogy, nanotextures, and formation mechanisms by HRTEM and AEM », *Am. Mineral.*, 101, 1460-1473, 2016.
- [14] Quesnel B., Gautier P., Cathelineau M., Boulvais P., Drouillet M., « The internal deformation of the Peridotite Nappe of New Caledonia: a structural study of serpentine-bearing faults and shear zones in the Koniambo Massif », *J Struct. Geol.*, 2019, 85, 51-67.
- [15] Favier S., Teitler Y., Golfier F., Cathelineau M., « Reactive Transport Modeling in Porous Fractured Media: Application to Weathering Processes », *Water Resources Research*, 60 (2), e2023WR0, 2024 (<https://doi.org/10.1029/2023WR035283>).
- [16] Farrokhpay S. & Filippov L., « Challenges in processing nickel laterite ores by flotation », *International Journal of Mineral Processing*, (151), 59-67, 2016 (<https://doi.org/10.1016/j.minpro.2016.04.007>).
- [17] Dalvi A. D., Bacon W. G. & Osborne R. C., « The Past and the Future of Nickel Laterites » World's Land Based Nickel Resources and Primary Nickel Production Nickel Production kt / yr, In *PDAC 2004 International Convention* (pp. 1-27), 2004.

- [18] Elias M., « Nickel laterite deposits - geological overview, resources and exploitation », *Centre for Ore Deposit Research, university of Tasmania*, (Special Publication 4), 205-220, 2002.
- [19] Whittington B. I. & Muir D., « Pressure Acid Leaching of Nickel Laterites: A Review », *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 21(6), 527-599, 2000.
- [20] Lefebvre G., « Scénarios de développement et criticité des principaux métaux associés », *Recyclage & Valorisation*, n° 85, juin 2024.
- [21] Farrokhpay S., Fornasiero D., Filippov L., « Upgrading nickel in laterite ores by flotation », *Minerals Engineering*, 121, 100–106, 2018.
- [22] Farrokhpay S., Filippov L., Fornasiero D., « Pre-concentration of nickel in laterite ores using physical separation methods », *Minerals Engineering*, 2019 (DOI: 10.1016/j.mineng.2019.105892)
- [23] Quast K., Connor J. N., Skinner W., Robinson D. J. & Addai-Mensah J., « Preconcentration strategies in the processing of nickel laterite ores part 1: Literature review », *Minerals Engineering*, 79, 261-268, 2015a (<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.03.016>).
- [24] Quast K., Connor J.N., Skinner W., Robinson D.J., Li J., Addai-Mensah J., « Preconcentration strategies in the processing of nickel laterite ores part 2: Laboratory experiments », *Minerals Engineering*, 79: 269-278, 2015b (DOI: 10.1016/j.mineng.2015.03.016).
- [25] Rao, G. V., « Nickel and Cobalt Ores: Flotation », *Reference Module in Chemistry, Molecular Sciences and Chemical Engineering*, 3491-3500, 2014 (<https://doi.org/10.1016/B978-0-12-409547-2.10944-8>).
- [26] Mohanty J.K., Rao D.S., Das B., Rao R.B., « Mineralogy and pre-concentration of the chromite overburden of the Sukinda Ultramafic Belt, Orissa, India », *Canad. Inst. Min. Metall. Bull. (CIM)*, 93 (1038), 37-43, 2000.
- [27] Agatzini-Leonardou S., G. Zafiratos I., Spathis D., « Beneficiation of a Greek serpentinitic nickeliferous ore: Part I. Mineral processing » *Hydrometallurgy*, 74, n 3 : 259-65, 1 octobre 2004 (<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2004.05.005>).
- [28] Stamboliadis E., Alevizos G., Zafiratos J., « Leaching residue of nickeliferous laterites as a source of iron concentrate », *Miner. Eng.*, 17, 245-252, 2004.
- [29] Onodera J., Toshio I. et Tsunemasa I., « Attempts at the beneficiation of lateritic nickel ore », *International Journal of Mineral Processing, Proceedings of the international symposium on laterite*, 19, n°1 : 25-42, 1 mai 1987 ([https://doi.org/10.1016/0301-7516\(87\)90030-5](https://doi.org/10.1016/0301-7516(87)90030-5)).
- [30] Sen R., Takahashi K., Fortin R., Spottiswood D.J., Yarar B., « Bulk and surface characterisation of laterite by various physico-chemical methods ». *Int. J. Miner. Process.*, 19, 43-67, 1987.
- [31] Quast K, Otsuki, A., Fornasiero, D., Robinson DJ, Addai-Mensah J., « Preconcentration strategies in the processing of nickel laterite ores. part 3: Flotation testing », *Minerals Engineering*, 79, 279-286, 2015c.
- [32] Rao K.A., Sreenivas T., Natarajan R., Rao N.K., « Preconcentration of nickel values from lateritic chromite ore overburden, Sukinda, Orissa, India ». *Min. Process. Extract. Metall. Rev.*, 15, 37-45, 1995a.
- [33] Rao G.V., Sastry S.R.S., Schneider F.U., Hoberg H., « Amphoteric collectors to enrich nickel from lean lateritic chromite overburden », *Min. Process. Extract. Metall. Rev*, 15 (1-4), 48, 1995b.
- [34] Rao G.V., Sastri S.R.S., « Novel approach for enriching nickel content in lean lateritic chromite overburden », *Min. Metall. Process.*, 13, 77-81, 1996.
- [35] Harris C.T., Peacey J.G., Pickles C.A. « Selective sulphidation and flotation of nickel from a nickeliferous laterite ore », *Minerals Engineering*, 54, 21-31, 2013.
- [36] Goyette-Levac T. « Characterization of Weda Bay nickel laterite ore and attempts to preconcentrate nickel », MSc thesis, *Université de Lorraine*, 2016.

15. AnnexeS

Résultats des analyses chimiques des produits de concentration des principaux tests d'enrichissement.

Analyse totale des produits des essais de validation par ICP.

1. Echantillons des produits du plan d'expérience sur le Falcon

n° échantillons		LOI	Ni	MgO	SiO2	SiO2/Mg O	Fe2O3
		% sur sec	%	%	%		%
1	Test1 on LATERITE: lourds	12,40	1,47	0,27	2,56	9,63	79,42
2	Test2 on LATERITE: lourds	12,30	1,46	0,26	2,30	8,78	79,28
3	Test3 on LATERITE: lourds	12,39	1,47	0,26	2,27	8,81	79,76
4	Test4 on LATERITE: lourds	12,26	1,44	0,25	2,24	9,08	78,23
5	Test5 on LATERITE: lourds	12,31	1,45	0,24	2,25	9,19	78,15
6	Test6 on LATERITE: lourds	12,11	1,45	0,26	2,42	9,48	78,27
7	Test1 on LATERITE: légers	10,68	1,32	1,23	2,42	1,98	71,54
8	Test2 on LATERITE: légers	10,49	1,29	1,22	2,29	1,87	70,88
9	Test3 on LATERITE: légers	10,68	1,27	1,20	2,24	1,86	71,51
10	Test4 on LATERITE: légers	10,68	1,30	1,16	2,28	1,96	72,68
11	Test5 on LATERITE: légers	11,09	1,34	1,07	2,05	1,93	73,26
12	Test6 on LATERITE: légers	10,70	1,33	1,19	2,07	1,73	72,91
13	Test1 on SAPROLITE: lourds	12,16	2,15	25,26	38,58	1,53	19,14
14	Test2 on SAPROLITE: lourds	11,74	2,14	24,91	37,66	1,51	18,84
15	Test3 on SAPROLITE: lourds	11,88	2,13	24,95	38,02	1,52	19,12
16	Test4 on SAPROLITE: lourds	11,84	2,17	24,52	37,03	1,51	18,62
17	Test5 on SAPROLITE: lourds	11,94	2,14	24,72	37,48	1,52	19,03
18	Test6 on SAPROLITE: lourds	11,98	2,16	24,89	37,82	1,52	19,01
19	Test1 on SAPROLITE: légers	10,71	1,83	26,11	39,16	1,50	17,13

20	Test2 on SAPROLITE: légers	10,89	1,84	25,91	38,21	1,47	17,19
21	Test3 on SAPROLITE: légers	10,69	1,74	26,68	40,30	1,51	16,38
22	Test4 on SAPROLITE: légers	11,09	1,78	26,14	38,98	1,49	16,39
23	Test5 on SAPROLITE: légers	10,91	1,81	26,58	40,08	1,51	16,73
24	Test6 on SAPROLITE: légers	10,85	1,79	26,69	39,69	1,49	17,17

n° ech		CaO	Co	Cr	Al2O3	MnO
		%	%	%	%	%
1	Test1 on LATERITE: lourds	0,09	0,05	1,24	2,9687	1,0590
2	Test2 on LATERITE: lourds	0,13	0,05	1,21	2,9461	1,0503
3	Test3 on LATERITE: lourds	0,08	0,05	1,22	2,9645	1,0577
4	Test4 on LATERITE: lourds	0,11	0,05	1,16	2,8773	1,0301
5	Test5 on LATERITE: lourds	0,10	0,05	1,15	2,8883	1,0381
6	Test6 on LATERITE: lourds	0,10	0,05	1,20	2,8908	1,0365
7	Test1 on LATERITE: légers	0,12	0,05	4,72	4,1718	1,1143
8	Test2 on LATERITE: légers	0,13	0,06	4,52	4,2035	1,1568
9	Test3 on LATERITE: légers	0,08	0,05	4,41	4,3478	1,0997
10	Test4 on LATERITE: légers	0,18	0,06	4,24	4,2258	1,1780
11	Test5 on LATERITE: légers	0,14	0,05	4,63	3,9579	1,0712
12	Test6 on LATERITE: légers	0,15	0,05	5,07	4,1888	1,1163
13	Test1 on SAPROLITE: lourds	1,05	0,05	0,34	1,2954	0,2395
14	Test2 on SAPROLITE: lourds	1,03	0,05	0,34	1,2606	0,2354
15	Test3 on SAPROLITE: lourds	1,06	0,05	0,34	1,2739	0,2373
16	Test4 on SAPROLITE: lourds	1,04	0,05	0,34	1,2370	0,2327
17	Test5 on SAPROLITE: lourds	1,05	0,05	0,33	1,2505	0,2351
18	Test6 on SAPROLITE: lourds	1,08	0,05	0,33	1,2608	0,2365

19	Test1 on SAPROLITE: légers	1,03	0,05	0,69	1,5243	0,2484
20	Test2 on SAPROLITE: légers	1,02	0,05	0,67	1,4709	0,2470
21	Test3 on SAPROLITE: légers	1,04	0,05	0,70	1,5377	0,2546
22	Test4 on SAPROLITE: légers	1,06	0,05	0,61	1,4266	0,2463
23	Test5 on SAPROLITE: légers	1,06	0,05	0,67	1,5254	0,2535
24	Test6 on SAPROLITE: légers	1,04	0,05	0,71	1,5594	0,2527

2. Classe granulaires inférieures à 63 µm

25	VAL003 -63µm	LOI	Ni	MgO	SiO2	SiO2/M gO	Fe2O3
26	VAL004 -63µm	% sur sec	%	%	%		%
27	VAL007 -63µm	12,77	1,30	0,35	1,92	5,49	75,90
28	VAL008 -63µm	10,13	1,40	17,33	44,83	2,59	24,00
29	VAL009 -63µm	11,76	2,43	23,21	37,55	1,62	24,14
30	VAL010 -63µm	11,75	2,14	25,70	39,57	1,54	19,09

n° ech		CaO	Co	Cr	Al2O3	MnO
		%	%	%	%	%
25	VAL003 -63µm	0,04	0,01	1,41	5,1660	0,2260
26	VAL004 -63µm	0,05	0,05	1,31	2,8132	0,9937
27	VAL007 -63µm	0,04	0,13	1,49	4,5580	1,2132
28	VAL008 -63µm	0,29	0,03	0,34	0,9699	0,2746
29	VAL009 -63µm	0,35	0,03	0,39	1,1355	0,2742
30	VAL010 -63µm	1,02	0,05	0,36	1,3371	0,2420

3. Echantillons de séparation par jiggage

n°	LOI	Ni	MgO	SiO2	SiO2/M gO	Fe2O3
----	-----	----	-----	------	--------------	-------

		% sur sec	%	%	%		%
J1	VAL001 JIG-légers	13,05	1,40	34,59	40,60	1,17	11,16
J2	VAL001 JIG-lourds	12,75	0,85	36,40	41,49	1,14	8,82
J3	VAL002 JIG-légers	11,16	1,27	11,63	47,70	4,10	11,64
J4	VAL002 JIG-lourds	5,62	0,48	30,96	40,04	1,29	11,11
J5	VAL005 JIG-légers	10,77	1,18	25,58	53,24	2,08	10,11
J6	VAL005 JIG-lourds	5,05	0,45	11,59	76,90	6,63	5,61
J7	VAL006 JIG-légers	7,99	1,81	24,95	54,60	2,19	10,19
J8	VAL006 JIG-lourds	6,96	1,26	26,77	57,28	2,14	8,43
J9	VAL008 JIG-légers	10,79	1,09	28,43	47,22	1,66	13,06
J10	VAL008 JIG-lourds	6,49	0,44	29,30	55,58	1,90	7,64
J11	VAL009 JIG-légers	12,33	2,35	31,34	42,33	1,35	11,12
J12	VAL009 JIG-lourds	12,20	1,70	33,45	42,76	1,28	9,24

n°		CaO	Co	Cr	Al2O3	MnO
		%	%	%	%	%
J1	VAL001 JIG-légers	0,10	0,02	0,29	0,5131	0,1310
J2	VAL001 JIG-lourds	0,07	0,01	0,42	0,4585	0,1029
J3	VAL002 JIG-légers	0,39	0,25	0,31	13,3006	1,7396
J4	VAL002 JIG-lourds	1,97	0,12	2,70	5,1991	1,2072
J5	VAL005 JIG-légers	0,06	0,02	0,21	0,1328	0,1545
J6	VAL005 JIG-lourds	0,06	0,02	1,00	0,2847	0,1127
J7	VAL006 JIG-légers	0,31	0,02	0,36	0,7003	0,1308
J8	VAL006 JIG-lourds	0,35	0,01	0,38	0,6956	0,1063
J9	VAL008 JIG-légers	0,19	0,02	0,35	0,8520	0,1330
J10	VAL008 JIG-lourds	0,49	0,01	0,72	1,4254	0,1101
J11	VAL009 JIG-légers	0,16	0,01	0,38	0,9338	0,1252
J12	VAL009 JIG-lourds	0,17	0,01	0,78	1,2578	0,1147

4. Echantillon de séparation par table à secousses

n°	LOI	Ni	MgO	SiO2	SiO2/MgO	Fe2O3
----	-----	----	-----	------	----------	-------

TS1	VAL001 TABLE produit 1	2,02	0,27	15,13	15,80	1,04	22,48
TS2	VAL001 TABLE produit 2	8,92	0,85	26,21	40,23	1,54	14,78
TS3	VAL001 TABLE produit 3	9,33	0,95	24,92	46,90	1,88	14,12
TS4	VAL001 TABLE produit 4	11,38	1,15	29,40	45,97	1,56	11,48
TS5	VAL001 TABLE produit 5	12,22	1,25	31,91	43,31	1,36	10,90
TS6	VAL001 TABLE produit 6	12,39	1,36	32,05	43,14	1,35	11,26
TS7	VAL001 TABLE produit 7	12,69	1,45	32,43	42,19	1,30	11,43
TS8	VAL001 TABLE produit 8	13,07	1,64	31,22	40,13	1,29	13,84
TS9	VAL002 TABLE produit 1	1,25	0,30	15,49	18,65	1,20	18,11
TS10	VAL002 TABLE produit 2	3,17	0,62	11,37	40,83	3,59	18,39
TS11	VAL002 TABLE produit 3	3,61	0,73	10,36	49,17	4,75	18,97
TS12	VAL002 TABLE produit 4	4,63	0,85	8,84	56,14	6,35	18,49
TS13	VAL002 TABLE produit 5	5,43	0,96	6,71	62,34	9,29	18,22
TS14	VAL002 TABLE produit 6	5,76	1,05	5,79	61,27	10,58	18,38
TS15	VAL002 TABLE produit 7 et 8	6,57	1,20	5,40	56,96	10,55	20,27
TS16	VAL005 TABLE produit 1	0,81	0,22	6,36	40,84	6,42	14,08
TS17	VAL005 TABLE produit 2	2,92	0,40	3,40	77,49	22,79	11,49
TS18	VAL005 TABLE produit 3	4,00	0,53	4,98	79,39	15,94	11,68
TS19	VAL005 TABLE produit 4	3,68	0,43	4,42	75,63	17,11	12,26
TS20	VAL005 TABLE produit 5	5,08	0,56	7,09	77,81	10,98	11,61
TS21	VAL005 TABLE produit 7	4,57	0,51	5,79	79,16	13,68	11,87
TS22	VAL005 TABLE produit 8	6,44	0,71	10,97	71,87	6,55	11,76

n° ech	CaO	Co	Cr	Al2O3	MnO
	%	%	%	%	%

TS3	VAL001 TABLE produit 3	0,20	0,06	1,97	1,5343	0,4507
TS4	VAL001 TABLE produit 4	0,19	0,05	0,50	0,6899	0,3804
TS5	VAL001 TABLE produit 5	0,18	0,05	0,25	0,5296	0,3634
TS6	VAL001 TABLE produit 6	0,20	0,05	0,20	0,5515	0,3774
TS7	VAL001 TABLE produit 7	0,20	0,05	0,17	0,5382	0,3849
TS8	VAL001 TABLE produit 8	0,21	0,07	0,17	0,5956	0,4709
TS9	VAL002 TABLE produit 1	0,44	0,07	9,49	11,3254	0,7178
TS10	VAL002 TABLE produit 2	0,41	0,13	8,87	8,1352	1,0479
TS11	VAL002 TABLE produit 3	0,45	0,12	6,60	5,6238	1,0112
TS12	VAL002 TABLE produit 4	0,50	0,14	3,58	4,2561	1,1313
TS13	VAL002 TABLE produit 5	0,44	0,16	1,35	3,6519	1,2374
TS14	VAL002 TABLE produit 6	0,36	0,18	0,99	3,9572	1,3803
TS15	VAL002 TABLE produit 7 et 8	0,34	0,21	0,83	4,9274	1,5527
TS16	VAL005 TABLE produit 1	0,02	0,04	9,09	4,4024	0,2150
TS17	VAL005 TABLE produit 2	0,05	0,02	3,48	0,7245	0,1170
TS18	VAL005 TABLE produit 3	0,05	0,02	0,88	0,1848	0,1415
TS19	VAL005 TABLE produit 4	0,03	0,02	2,88	0,5293	0,1408
TS20	VAL005 TABLE produit 5	0,05	0,02	0,16	0,0207	0,1285
TS21	VAL005 TABLE produit 7	0,04	0,02	0,27	0,0383	0,1272
TS22	VAL005 TABLE produit 8	0,06	0,02	0,10	0,0087	0,1371

5. Echantillons de séparation par Falcon

n°		LOI	Ni	MgO	SiO2	SiO2/M gO	Fe2O3
FL1	Val 001 Falcon légers	12,86	1,88	22,46	31,16	1,39	29,91
FL2	Val 002 Falcon légers	11,22	1,42	2,78	22,72	8,19	53,92
FL3	Val 003 Falcon légers	13,61	1,16	0,43	2,46	5,71	75,72
FL4	Val 004 Falcon légers	13,24	1,75	24,23	36,50	1,51	25,39
FL5	Val 005 Falcon légers	9,77	3,08	15,95	45,03	2,82	24,51
FL6	Val 006 Falcon légers	13,41	1,35	0,63	2,47	3,94	75,37
FL7	Val 007 Falcon légers	10,46	1,51	17,37	44,85	2,58	26,08
FL8	Val 008 Falcon légers	12,14	2,46	23,26	37,55	1,61	23,83
FH1	Val 001 Falcon lourds	11,71	1,53	21,45	31,32	1,46	31,34
FH2	Val 002 Falcon lourds	8,14	1,02	3,23	26,76	8,27	47,74
FH3	Val 003 Falcon lourds	11,55	0,95	1,55	2,50	1,61	67,84
FH4	Val 004 Falcon lourds	11,39	1,49	19,88	38,32	1,93	26,40
FH5	Val 005 Falcon lourds	8,60	2,55	16,62	48,96	2,95	21,55
FH6	Val 006 Falcon lourds	11,81	1,17	1,82	2,24	1,23	69,05
FH7	Val 007 Falcon lourds	9,98	1,24	17,92	46,25	2,58	22,67
FH8	Val 008 Falcon lourds	10,82	1,95	21,35	34,41	1,61	27,64

n° ech		CaO	Co	Cr	Al2O3	MnO
		%	%	%	%	%
FL1	Val 001 Falcon légers	0,20	0,04	0,28	0,8378	0,3261
FL2	Val 002 Falcon légers	0,11	0,05	1,19	5,1297	0,5039
FL3	Val 003 Falcon légers	0,03	0,01	1,16	5,0183	0,2577
FL4	Val 004 Falcon légers	0,15	0,04	0,11	0,0337	0,3078
FL5	Val 005 Falcon légers	0,47	0,03	0,35	0,9717	0,2653
FL6	Val 006 Falcon légers	0,03	0,14	1,29	4,2474	1,2720

FL7	Val 007 Falcon légers	0,31	0,03	0,29	0,9418	0,2592
FL8	Val 008 Falcon légers	0,34	0,02	0,29	0,9827	0,2481
FH1	Val 001 Falcon lourds	0,30	0,06	1,00	1,2085	0,4598
FH2	Val 002 Falcon lourds	0,15	0,05	4,09	5,6026	0,5307
FH3	Val 003 Falcon lourds	0,08	0,01	5,49	7,9389	0,3043
FH4	Val 004 Falcon lourds	0,24	0,05	1,94	0,4242	0,4092
FH5	Val 005 Falcon lourds	0,75	0,03	0,73	1,1818	0,2950
FH6	Val 006 Falcon lourds	0,13	0,16	4,54	6,6807	1,3834
FH7	Val 007 Falcon lourds	0,35	0,03	0,94	1,3655	0,3547
FH8	Val 008 Falcon lourds	0,69	0,04	1,27	1,7915	0,3835

