



Faculté des sciences

Département de géologie

Promoteur du mémoire : **Prof. Dr E. Pirard**



# **Approche géométallurgique et minéralogie quantitative du gisement de Chelopech**

*par*

**Evrard Maxime**

Travail de fin d'étude présenté en vue de l'obtention du grade de  
Master en Sciences Géologiques à finalité approfondie

*Année académique 2011-2012*

## Table des matières

Remerciements .....	4
Résumé.....	5
Abstract .....	6
I. Introduction.....	7
II. Cadre géologique du gisement de Chelopech.....	8
1. Localisation et contexte géographique .....	8
2. Contexte géologique .....	10
2.1 <i>Contexte géologique global</i> .....	10
2.2 <i>Contexte géologique local</i> .....	11
3. Pétrologie .....	13
4. Géologie structurale .....	16
III. Le gisement de Chelopech .....	20
1. Gisement de type epithermal high-sulfidation .....	20
2. Minéralisation de Chelopech.....	25
2.1 <i>Mise en place</i> .....	25
2.2 <i>Le cuivre de Chelopech</i> .....	26
2.3 <i>L'or de Chelopech</i> .....	26
2.4 <i>Minéralisations mineures et critiques.</i> .....	27
3. Importance de la mine de Chelopech au sein de l'Europe.....	30
IV. La mine de Chelopech .....	32
1. Présentation .....	32
2. Infrastructures.....	33
3. Traitement.....	35
3.1 <i>Le concassage</i> .....	37
3.2 <i>Le broyage</i> .....	37
3.3 <i>Hydrocyclones</i> .....	38
3.4 <i>Circuit de flottation</i> .....	38
3.5 <i>Thickener</i> .....	40
3.6 <i>Filters</i> .....	40
3.7 <i>Le concentré</i> .....	41
3.8 <i>Tailings</i> .....	41

3.9	<i>Fonderie</i> .....	41
3.10	<i>Implantation d'une usine de lixiviation (heap leaching)</i> .....	41
4.	Production .....	42
5.	Environnement .....	43
5.1	<i>Gestion de l'eau</i> .....	43
5.2	<i>Lac des tailings (TMF)</i> .....	43
5.3	<i>Drainage minier acide</i> .....	44
5.4	<i>Neutralisation de l'arsenic</i> .....	45
V.	Méthodologie .....	47
1.	Analyse qualitative .....	47
1.1	<i>Analyses pétrologiques</i> .....	47
1.2	<i>Analyses EDX</i> .....	49
1.3	<i>Analyse granulométrique et minéralogique des produits issus de l'usine de traitement</i> .	52
2.	Analyse quantitative des différents produits issus de l'usine de traitement de Chelopech.....	59
2.1	<i>Acquisition des images</i> .....	59
2.2	<i>Classification</i> .....	60
2.3	<i>Traitement d'images</i> .....	63
2.4	<i>Précision du traitement d'image</i> .....	68
VI.	Résultats .....	69
1.	Description des résultats .....	69
2.	Dispersion des résultats .....	76
3.	Comparaison des résultats avec les analyses chimiques .....	87
VII.	Discussion des résultats .....	91
1.	Représentativité .....	91
2.	Classification multispectrale des minéraux.....	91
3.	Produits analysés.....	92
4.	« Récupération » .....	92
5.	Traitement du minerai .....	95
VIII.	Conclusion .....	96
IX.	Bibliographie.....	97
X.	Annexes .....	104

## Remerciements

Mes premiers remerciements vont à Mr Pirard, mon promoteur, pour ses conseils avisés et pour m'avoir donné l'opportunité de travailler sur ce sujet très intéressant.

Je tiens également à le remercier pour m'avoir permis de partir un mois en stage dans la mine de Chelopech grâce au concours de Mr Gaydarzhiev qui possède de nombreux contacts sur place. Ce fut une expérience très enrichissante tant d'un point de vue scientifique que social. Cela m'a permis de mieux comprendre la minéralogie du gisement ainsi que les problèmes rencontrés au quotidien dans l'exploitation d'un tel minerai.

J'ai également pu découvrir la culture bulgare et rencontrer de nombreuses personnes sur place : Viktoria, Katia, Gaina, Dessy, Simon, Tania et Luchezar que je tiens à remercier pour leur accueil et leur aide durant mon stage dans la mine de Chelopech.

Un tout grand merci à Francois Fontaine pour son aide au quotidien dans les manipulations de tamisages, dans la création de sections polies, dans la reconnaissance de minéraux ou encore dans l'utilisation de logiciels complexes (Matvision, Aphélon, Multispec...). Certaines conversations furent très enrichissantes pour mon travail.

Je remercie Sophie Leroy pour son aide dans les manipulations et pour ses conseils concernant la rédaction de ce travail.

Je tiens également à remercier C.Henrist pour avoir effectué les analyses EDX.

Merci également à Xavier Decamp, David Bastin, Godefroid Dislaire pour leur aide, leurs conseils et leur bonne humeur, ce qui m'a permis de travailler dans des conditions optimales dans le département Gemme durant cette année académique.

Je souhaite tout particulièrement remercier Sophia pour son soutien, ses conseils, son aide au quotidien et pour la relecture de ce travail.

Finalement, je tiens à remercier Dephine et Jean-luc Evrard pour la relecture de ce travail ainsi que Vrouille et Christeline pour l'aide à la mise en page.

## Résumé

La mine de Chelopech est une mine bulgare qui exploite du cuivre et de l'or d'un gisement de type epithermal high-sulfidation. Les minéralisations sont composées de sulfures caractéristiques de ce type de gisement comme la pyrite, l'enargite, la tennantite, la bornite, la covellite, la chalcopryrite, et l'or natif qui sont présents sous forme de veines, stockwork ou de brèches hydrothermales. Des éléments mineurs comme du germanium, gallium, tellure, sélénium et étain sont également présents dans le gisement mais ne sont pas exploités. L'enargite, la luzonite et la tennantite sont les principaux minéraux porteurs du cuivre, ce qui entraîne des problèmes (de par leurs teneurs en arsenic) à la fois d'un point de vue environnemental et d'un point de vue du traitement du concentré. En effet, avec une teneur moyenne de 5% en As, le concentré de Cu-Au doit être exporté vers la Namibie (Tsumeb) pour y être traité.

Une méthode de traitement d'image a été effectuée sur divers produits issus de l'usine de traitement (minerai après broyage, tailings et concentré) sous forme de sections polies afin de quantifier les différents minéraux présents dans ces produits. Pour arriver à cette quantification proprement dite, 55 images de chaque section polie (une par produit) ont été prises à trois longueurs d'onde différentes (438, 592 et 692 nm) pour différencier au mieux les différents minéraux les uns des autres. Ces images ont par la suite été classées grâce au logiciel « Multispec » puis traitées avec le logiciel « Aphelion ». Ce traitement d'image comprend plusieurs opérations : seuillage, érosion, reconstruction géodésique, fermeture, hole-fill et soustraction afin de supprimer les mixels et de combler les arrachements présents au sein des minéraux causés lors du polissage de la section.

Cette analyse quantitative permet de connaître la nature ainsi que les pourcentages des minéraux présents à chaque stade du traitement. Les minéraux porteurs du cuivre et de l'arsenic peuvent donc être « tracés » depuis le minerai jusqu'au concentré/tailings. La technique d'analyse quantitative effectuée sur les produits de l'usine de Chelopech concorde dans l'ensemble avec les analyses optiques et chimiques. Dans ce cas, le traitement du minerai semble très correct car la très grande majorité des minéraux porteurs du cuivre sont présents dans le concentré et la pyrite ainsi que la gangue constituent l'essentiel des tailings.

## Abstract

The Chelopech deposit is an epithermal high-sulfidation ore deposit with high grade of copper (1.28%) and gold (3.4g/tons). The mineralizations are composed of typical epithermal high-sulfidation sulfides as pyrite, enargite, tennantite, bornite, covellite, chalcopyrite and gold present in veins, stockwork, or hydrothermal breccia. Minor elements such as germanium, gallium, telluride, selenium and tin are also present in very low grade in the ore. The most of extracted copper come from arsenides and sulfosalts minerals such as enargite, luzonite and tennantite which is a big issue for the tailings management and treatment of copper concentrate. With a grade of 5% in As, copper concentrate has to be exported to Namibia (Tsumeb smelter) to be treated.

A picture processing method has been realized on polished sections of plant processing products (ore after milling, tailings and concentrate) to quantify the minerals present in each stage of the plant processing. 55 pictures of each polished sections (one by product) have been taken with 3 different wavelengths (438, 592 and 692 nm) in order to distinguish the minerals. Then, these pictures have been classified thanks to the software "Multispec" and treated with the software "Aphelion". Several operations have been used to treat these classified pictures: Thresholding, Erosion, Geodesic Rebuilding, Closing, Hole-fill and Logical Difference in order to delete mixels and fill the surface scuffing and tearing inside the minerals caused by the polishing of polished section.

The aim of this quantitative analysis is to know the percentage and the nature of the minerals present at each stage of the ore processing. In our case, it is allowed to know in which form the copper and arsenic are present in the plant processing products and to trace them, which is relevant information in order to improve the ore processing and tailings management. The quantitative analysis done on the different products fits with optical and chemical analysis. In Chelopech Mining, ore treatment seems optimized because the majority of copper sulfides are present in the concentrate while pyrite is the main component of tailings.

# I. Introduction

Le continent européen est assez mal loti en termes de ressources énergétiques (gaz, pétrole) et minérales (fer, cuivre, zinc, or...) et la production européenne de ces produits est assez faible par rapport à sa demande. Cette faible production minérale de l'Europe peut être imputée à de nombreux facteurs économiques et politiques mais est également dû au fait que les gisements européens sont rarement de classe mondiale.

Cependant, on rencontre tout de même des gisements comme celui de Chelopech, présentant des concentrations et des volumes suffisamment élevés pour être exploités et ainsi rivaliser avec les plus grands gisements mondiaux. En effet, cette mine bulgare est une des plus grande mine d'or et de cuivre européenne et une des plus grandes mines de type « epithermal high-sulfidation» au monde.

La majorité du cuivre exploité à Chelopech provient de sulfosels arséniés comme l'enargite, la luzonite et la tennantite, ce qui pose de gros problèmes à la fois d'un point vue environnemental et d'un point de vue du traitement du concentré. En effet, avec une teneur moyenne de 5% en As, le concentré doit être exporté vers la Namibie (Tsumeb) pour y être traité.

Une méthode de traitement d'image a été effectuée sur divers produits issus de l'usine de traitement (minerai après broyage, tailings et concentré) sous forme de sections polies afin de quantifier les différents minéraux présents dans ces différents produits.

Cette analyse quantitative a pour but de connaître la nature ainsi que les pourcentages de minéraux présents à chaque stade du traitement du minerai. Dans notre cas, il est ainsi possible de savoir sous quelles formes se trouvent le cuivre et l'arsenic dans ces différents produits et de les tracer lors des différentes étapes du traitement, ce qui est une information très pertinente en vue de l'amélioration du traitement du minerai et de la gestion des tailings. En effet, la mine de Chelopech n'effectue que des analyses chimiques sur les différents produits mais aucunes études minéralogiques qui sont pourtant d'une importance capitale en vue d'améliorer la récupération des minéraux porteurs du cuivre et de l'or.

## II. Cadre géologique du gisement de Chelopech

### 1. Localisation et contexte géographique

Chelopech est un petit village situé à environ 70 km à l'Est de Sofia, la capitale de la Bulgarie (figure 1). Ce pays est localisé dans le Sud-Est de l'Europe et est bordé à l'Est par la Mer Noire. La Bulgarie est délimitée au Sud par la Grèce et la Turquie européenne, à l'Ouest par la Serbie et la Macédoine, et au Nord par le Danube et la Roumanie (figure 1). Le petit village de Chelopech est blotti au Sud de la chaîne montagneuse des Balkans et a donné son nom à la mine de cuivre-or située à proximité (figure 2). Le village se situe à environ 350 Km à l'Ouest des ports de Varna et Burgas bordant la Mer Noire (figure 1). L'accès par la route y est facile depuis la capitale, Sofia, et une des lignes principales de chemin de fer du pays reliant Sofia au port de Burgas passe par Chelopech, ce qui représente un grand avantage en vue de l'exportation du minerai.



Figure 1 : localisation géographique de Chelopech (point bleu sur la carte).  
(Rekacewicz 1998).





Figure 2 : localisation de Chelopech (Google 2010).

Des vestiges d'exploitations minières datés de l'époque Thrace (environ 3<sup>ème</sup> siècle avant J-C) témoignent de la longue histoire minière que possède la Bulgarie (Steblez 2000, Tonkova 2008). De nombreux produits et minerais ont été et sont toujours extraits du sous-sol bulgare comme le charbon, le cuivre, l'or, le zinc, le plomb, le chrome, l'argent ou encore le bismuth (Steblez 2000).

## 2. Contexte géologique

### 2.1 Contexte géologique global

Lors du Crétacé Supérieur, l'Afrique poursuit sa migration vers le Nord, fermant une partie de l'ancien océan Téthys (Ricou *et al.* 1998), et passe sous la plaque Européenne (figure 3 et annexe 1). Cette subduction va engendrer la formation d'un arc volcanique (la ceinture BTS : Banat-Timok-Srednogie) générant un magmatisme calco-alcalin à la base des minéralisations de type porphyry copper et des gisements de type epithermal high-sulfidation en Europe de l'Est (Heinrich and Neubauer 2002 ; Lips 2002 ; Strashimirov *et al.* 2002). Cette ceinture BTS n'est en réalité qu'un segment de l'orogène Alpes-Balkans-Carpates (Heinrich and Neubauer 2002) (figure 5) et fait partie de la grande zone métallogénique Thétyso-Eurasienne, liée à la collision entre l'Afrique et l'Europe (Berza *et al.* 1998). Cette zone métallogénique Thétyso-Eurasienne s'étend de l'Ouest des Carpates à l'Himalaya en passant par la Turquie, l'Iran et l'Afghanistan (Jankovic 1977).

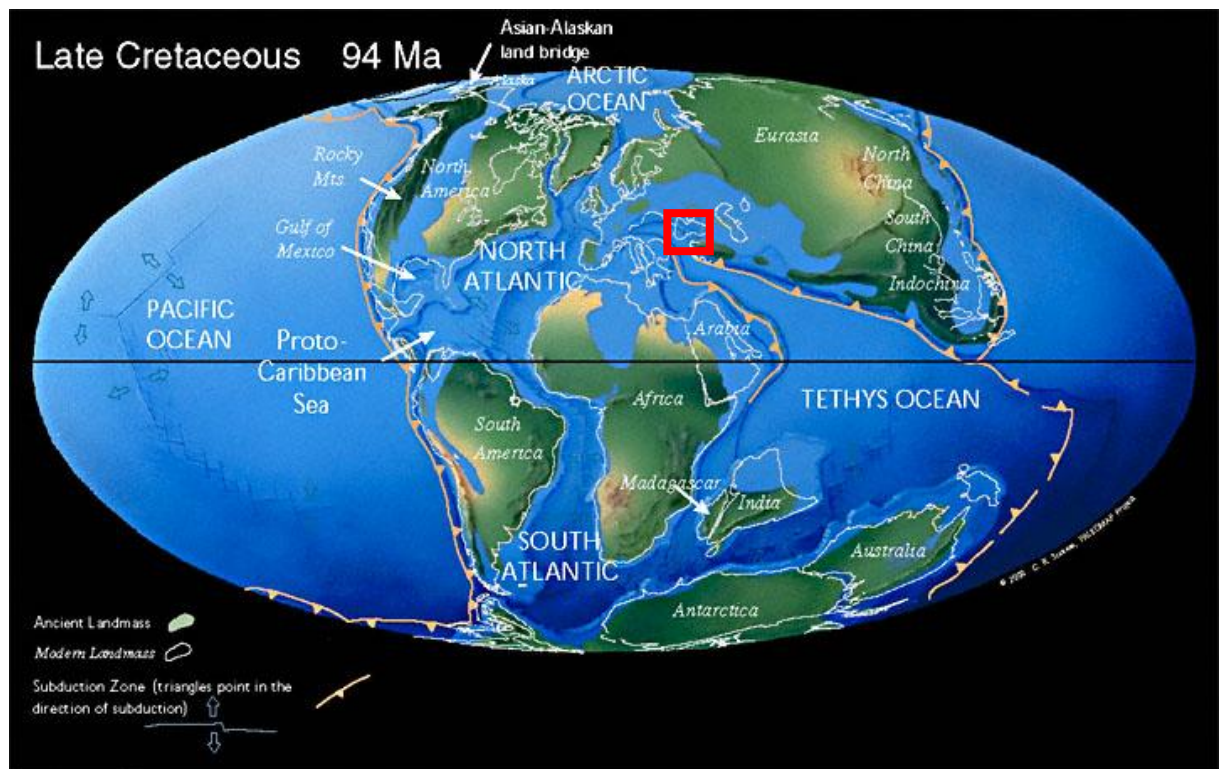


Figure 3 : localisation (en rouge) de la zone étudiée lors du Crétacé Supérieur (Scotese 2011).

## 2.2 Contexte géologique local

La mine de Chelopech est localisée dans la partie Nord du district minier de Panagyurishte (figure 4, 5,6). Ce district fait partie de la chaîne « Srednogorie » (figure 4, 5 et 6) qui appartient elle-même à la ceinture Banat-Timok-Srednogorie (BTS) formée durant le Crétacé Supérieur. Cette ceinture recoupe différents pays : la Serbie, la Roumanie et la Bulgarie (figure 4 et 5). La partie bulgare de cette zone métallogénique est appelée la chaîne Srednogorie et est subdivisée en trois parties en fonction de la nature de la croûte et de son épaisseur. On retrouve ainsi la partie Est, la partie Ouest et la zone centrale à laquelle appartient Chelopech.

La ceinture BTS est caractérisée par des minéralisations de type « porphyry copper » et des gisements de type « epithermal high-sulfidation » (Heinrich and Neubauer 2002 ; Lips 2002 ; Strashimir *et al.* 2003). Ces minéralisations sont particulièrement présentes dans le district minier Panagyurishte (figure 6). Ainsi, les mines d'Elasite, Assarel et Medet exploitent du cuivre de porphyry copper et les mines de Radka, Elshitsa et de Chelopech exploitent du cuivre et de l'or de gisements epithermal high-sulfidation (figure 6).

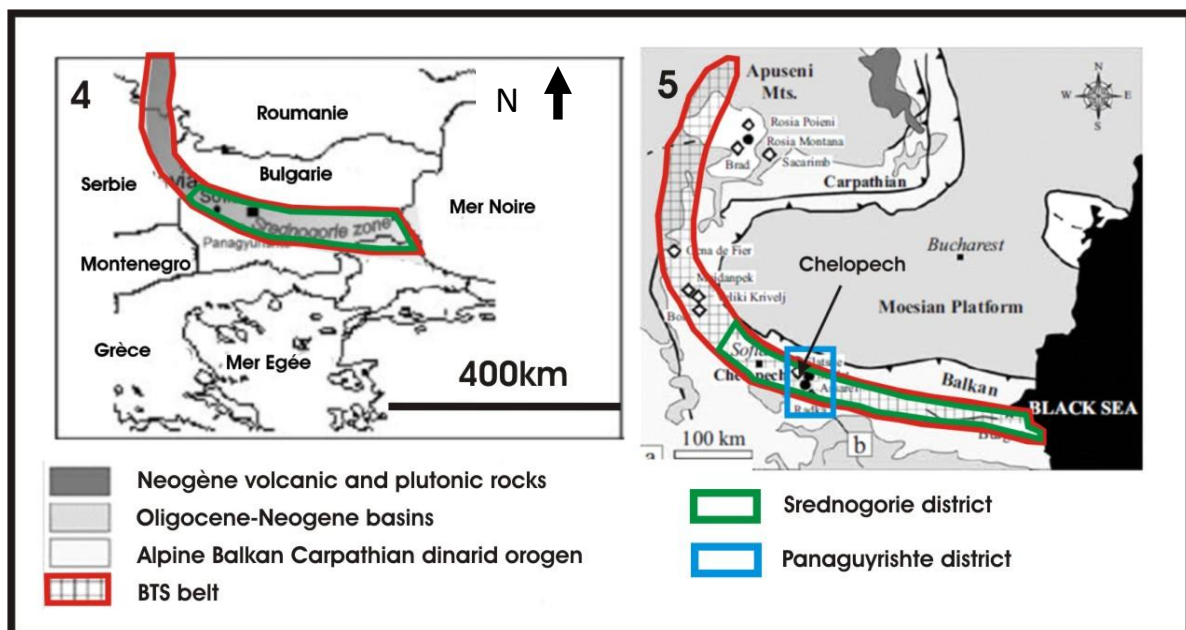


Figure 4 et 5: localisation de la ceinture BTS, de la zone Srednogorie et du district Panagyurishte (Sources: 5) Bonev *et al.* 2002 6) Heinrich and Neubauer 2002).

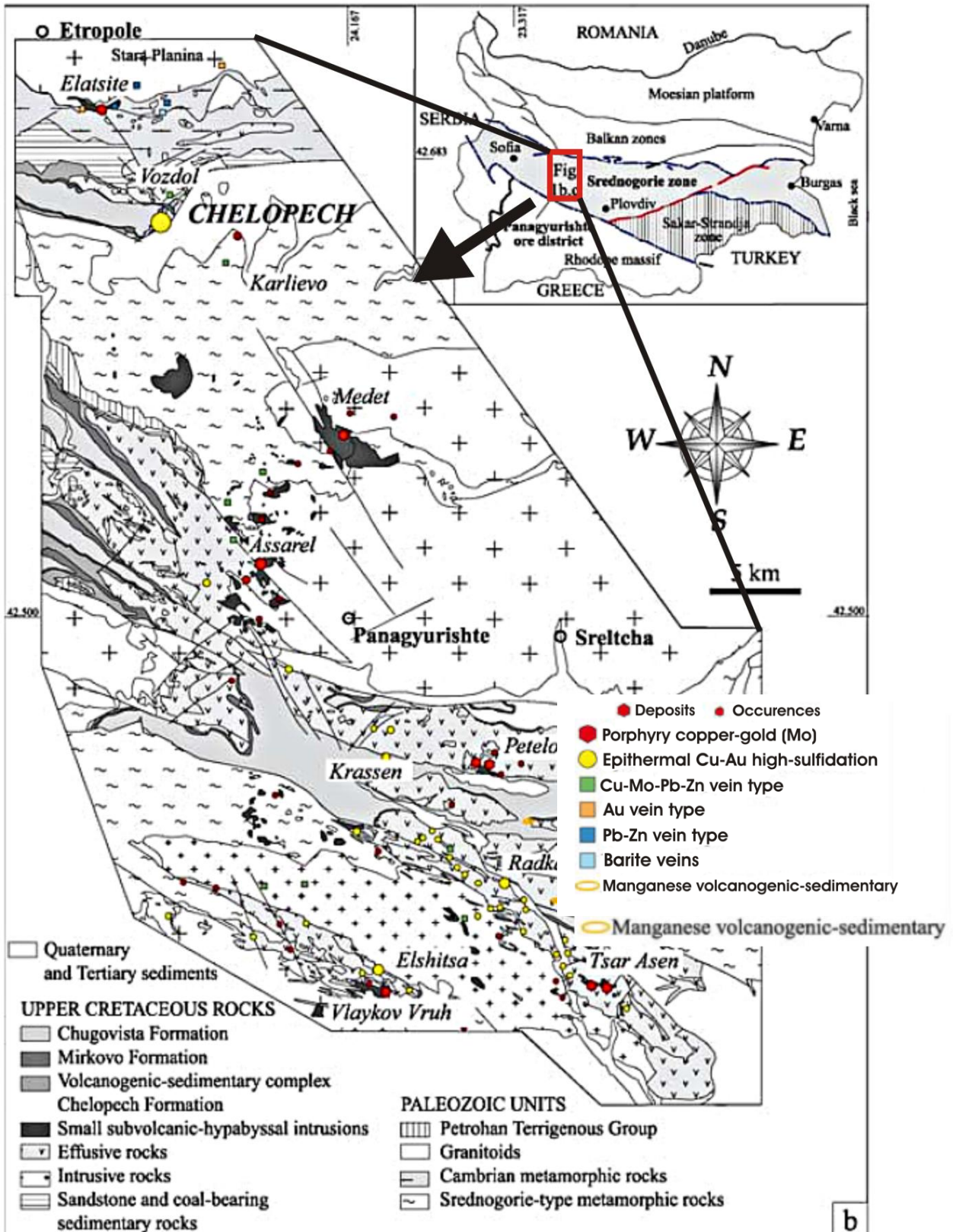


Figure 6 : carte simplifiée du district minier Panagyurishte (Popov and Popov 2000).

### 3. Pétrologie

Le district minier Panagyurishte auquel appartient Chelopech est composé de lithologies assez diverses et ayant des âges très variés (figure 7 et figure 8).

A la base du socle du district minier Panagyurishte, on retrouve des roches précambriennes constituées de migmatites, d' amphibolites et de gneiss appartenant au groupe « Srednogorie-type metamorphic rock » (Cheshitev et al. 1995) ou selon Katskov et al. 1993, au groupe « Pre-Rhodopean Supergroup » (figure 7).

Au dessus de ce groupe, on retrouve le groupe Berkovista constitué de roches légèrement métamorphisées : phyllites et schistes verts d'âge Cambrien (Haydoutov 2001). La base de plusieurs intrusions magmatiques se trouve dans ces deux groupes et ces intrusions sont composées de gabbro diorites, diorites quartzitiques, tonalites et granites-granodiorites (Carrigan et al. 2005).

La sédimentation du Crétacé Supérieur a commencé avec la présence de conglomérats et des grès incorporant des lits charbonneux intercalés par des roches volcaniques (Cheshitev et al. 1995).

Ces roches sont par après recouvertes par la Formation de Chelopech (d'une puissance de 2000m) formant un complexe de calcaires, calcaires argileux et grès intercalés dans des roches volcaniques (Moev et al. 1978) indiquant un environnement volcanique côtier et daté par palynologie du Turonien. A la base de cette Formation, on retrouve des argiles, des calcaires, des grès et des conglomérats qui sont ensuite surmontés et intercalés par des tuffs, andésites et lapillis andésitiques (Coffey Mining 2010).

La Formation de Mirkovo composée de marnes et de calcaires ainsi que les calcarénites et flysh argileux de la Formation de Chugovista surplombent dans cet ordre la Formation de Chelopech (Moev et al. 1978 ; Moritz et al. 2003 et 2005).

Cependant, contrairement à la Formation de Chelopech, ces deux dernières Formations n'ont jamais subi d'altération hydrothermale ni de minéralisation de type epithermal high-sulfidation. Les minéralisations sont donc localisées dans la Formation de Chelopech et plus précisément dans des roches subvolcaniques andésitiques associées à des brèches phréatomagmatiques mais aussi dans des roches sédimentaires comme des calcaires oolithiques et des grès interstratifiés avec des tuffs volcaniques et lapillis (figure 8) (Chambefort 2005).

		Lithologic column	Thickness in m	Lithostratigraphic units
Quaternary				
CENOZOIC	Paleogene Neogene		< 60	Conglomerate suite
MESOZOIC	Maastrichtian			Chugovista Formation, flysh clay limestone and lime sandstone
				Mirkovo Formation reddish limestone
	Upper Cretaceous Turonian-Comanian		1000-3000	Chelopech Formation Volcanogenic-sedimentary complex 2 mica sandstone resedimented sn-eruptive and syn-volcanic breccias
				Chelpech small subvolcanic hypabyssal intrusions, Chelpech phreatomagmatic body Effusive suite  Elatsite intrusion
	Turonian	2000 -4000	Sandstone suite Coal-bearing suite	
PALEOZOIC	Carbo- Permian			Stara Planina intrusion
	Cambrian- Ordovician		> 1500	Berkovitza group phillites
PRECAMBRIAN	Archeen?		> 3000	Pre-rhodopian supergroup migmatic gneiss and amphibolite

Figure 7 : log stratigraphique du district de Chelopech (modifié par Popov and Popov 2000).

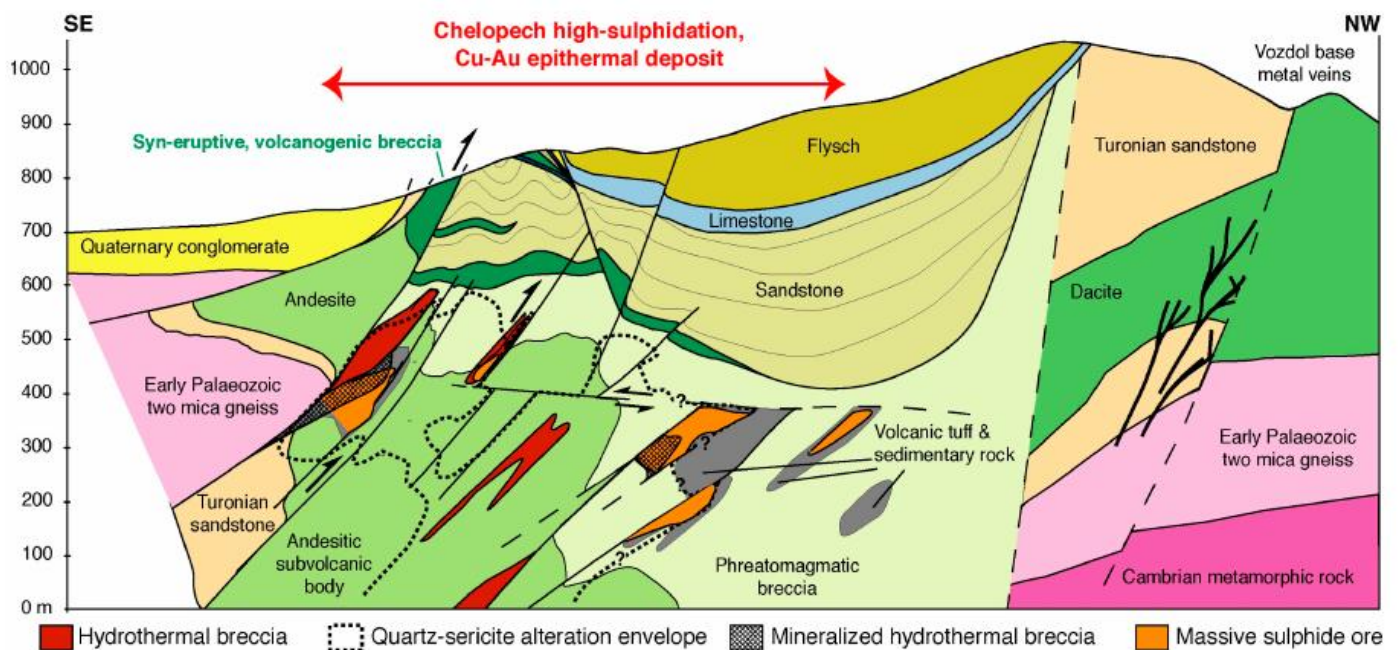


Figure 8 : vue en coupe du synclinal et des minéralisations de Chelopech (Moritz *et al.* 2005).

Ces unités volcaniques du Crétacé Supérieur sont de composition calco-alcaline à High-K calco-alcaline (Popov and Popov 1997) et furent engendrées lors de la subduction de la plaque africaine sous la plaque européenne (Heinrich and Neubauer 2002). Les roches subvolcaniques et effusives sont dominantes dans la partie Nord du district tandis que les roches intrusives sont davantage présentes dans le Sud, ce qui indique que l'érosion fut plus intense dans la partie Sud. En effet, les andésites dominent la partie Nord et les dacites la partie Sud du district (figure 6) (Stanisheva-Vassileva 1980).

Les gisements de type porphyry copper et epithermal high-sulfidation sont souvent associés dans le district Panagyurishte (figure 6) dans lequel ils constituent la majorité des gisements (Popov and Popov 1997) et sont alignés selon un axe Nord Nord-Ouest.

Le gisement epithermal high-sulfidation de Chelopech est situé non loin du gisement de type porphyry copper d'Elatsite mais ces deux minéralisations, malgré des compositions similaires, auraient eu des sources magmatiques différentes avec une composition davantage mantélique pour les minéralisations d'Elatsite (Von Quadt *et al.* 2002).

Dans le cas de Chelopech, l'altération des roches en surface est assez importante dû à une altération de type hydrothermal ayant affecté le partie supérieure du gisement. Cette altération est caractérisée par des minéraux comme le quartz, la kaolinite, la dickite, la barite et la pyrite (Georgiva *et al.* 2004). Cependant, les roches magmatiques du gisement de Chelopech, qu'elles soient altérées (en surface) ou non (en profondeur), ont une composition globale de type andésitique (Chambefort and Moritz 2006).

## 4. Géologie structurale

D'un point de vue structural, le district minier de Panagyurishte (dont le gisement de Chelopech fait partie) est composé de trois familles de failles (F1, F2 et F3) (figure 9). Ces dernières ont pour orientations : N55E (F1), N110E (F2) et N155E (F3) (Popov and Popov 2000) et ont contribué de différentes façons à la minéralisation des roches.

Ces trois familles de failles ont joué un rôle dans la minéralisation du gisement de Chelopech mais seules les failles des première et deuxième familles (F1 et F2) sont minéralisées (Chambefort *et al.* 2005) (figure 9 et 10). Effectivement, les familles de failles F1 et F2 ont contrôlé l'emplacement des corps minéralisés durant le Crétacé Supérieur tandis que les failles de la troisième famille (F3) ont plutôt joué un rôle régional car les gisements de type « porphyry copper » et « epithermal high-sulfidation » du district Panagyurishte sont alignés selon un axe NNW (figure 9) (Chambefort and Moritz 2006).

Tout comme les autres grands gisements de type epithermal high-sulfidation de classe mondiale, le dépôt de Chelopech s'est mis en place lors d'un changement de régime tectonique en passant d'une extension lors du Crétacé Supérieur vers une compression lors de l'orogénèse alpine au Cénozoïque (figure 11). La mise en place de dépôts de type porphyry copper et epithermal high-sulfidation serait particulièrement favorisée lors de la période de relaxation (Tosdal and Richards 2001). Ces dépôts minéralisés, volcaniques et sédimentaires du Crétacé Supérieur ont ensuite été affecté par une rotation des orientations des failles (figure 11 c) et par d'autres évènements tectoniques lorsque le district Panagyurishte a été affecté par une transtension Ouest Nord-Ouest (Chambefort 2005).

Dans la majorité des cas, les gisements épithermaux sont rapidement érodés car ils sont localisés près de la surface. Cependant, ils sont parfois préservés dans les contextes d'arcs volcaniques (Cooke and Simmons 2000) comme c'est le cas dans la ceinture BTS. A Chelopech, le gisement aurait été préservé de par la présence des Formations de Mirkovo et Chugovista recouvrant le dépôt et grâce aux évènements tectoniques post-minéralisation (Kesler *et al.* 2004).



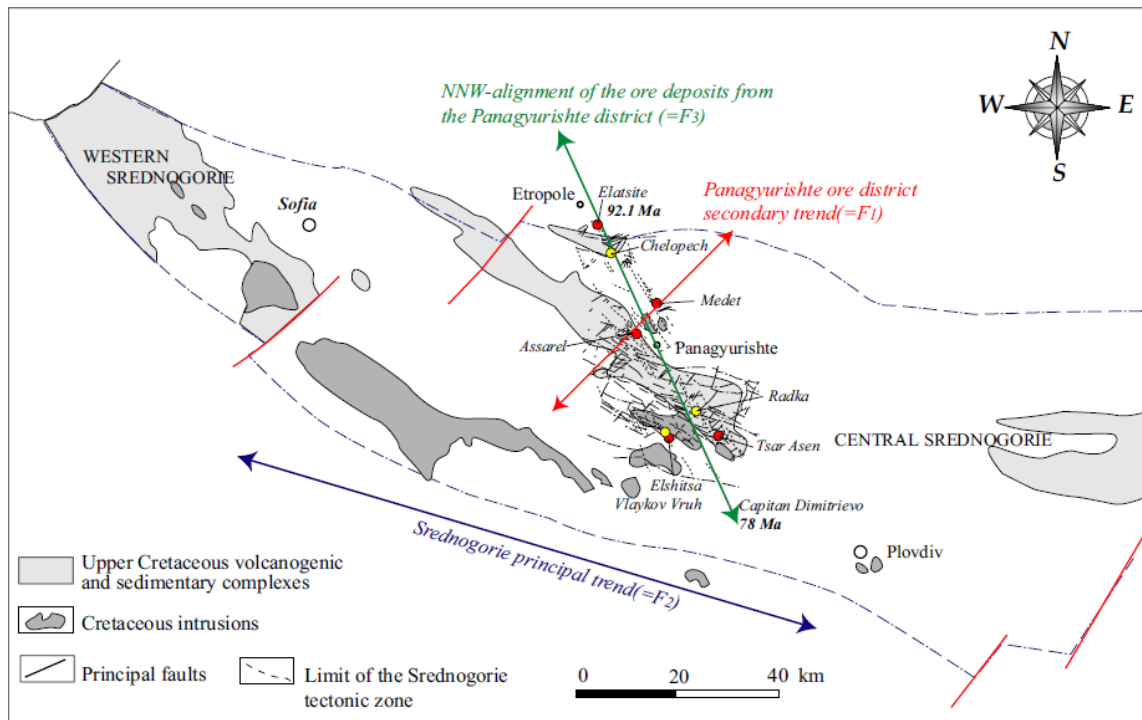


Figure 9 : plan schématique de l'orientation des failles de la province métallogénique de Panagyurishte dans la ceinture Srednogorie ainsi que les âges de minéralisation (Von Quadt *et al.* 2005).

Le volcanisme et la minéralisation ayant affecté le district minier sont de plus en plus jeunes au fur et à mesure que l'on se déplace vers le Sud (figure 9 et 10). Cela est dû au fait que l'angle d'inclinaison de la plaque subductante fut de plus en plus important au fur et à mesure de l'avancée de la subduction (Slab roll-back). Ce changement d'inclinaison a eu pour conséquence directe de rapprocher l'arc volcanique de la zone de subduction, donc dans ce cas ci, vers le Sud (Tosdal *et al.* 2001). Ainsi, les minéralisations des porphyry copper d'Elatsite sont les plus âgées avec un âge d'environ 92.10 Ma (figure 10) (Von Quadt *et al.* 2002), suivent ensuite les minéralisations de Chelopech avec un âge d'environ 91.45Ma (Moritz *et al.* 2003), d'Assarel et enfin d'Elshitsa âgées d'environ 85.6 Ma (Peytcheva *et al.* 2003).

Des études de tomographie sismique ont démontré que cette zone de subduction au Sud-Est de l'Europe possède une histoire géologique longue d'environ 100 Ma, âge correspondant au début de la subduction. Notons qu'actuellement, cette subduction est toujours en activité au Sud de la Crête et dans la zone des îles Egée (Wortel and Sparkman 2000).

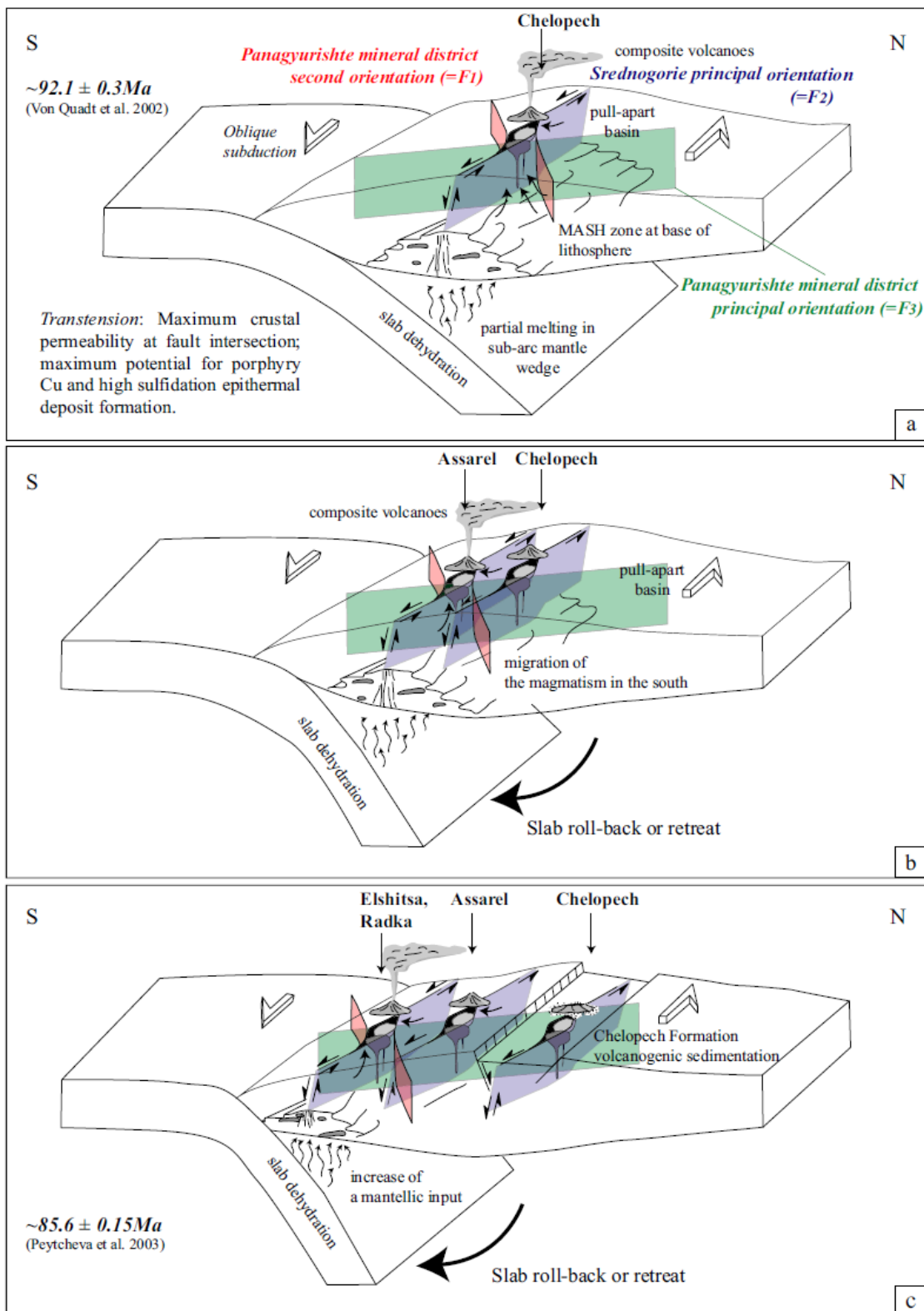


Figure 10 : représentation schématique de l'évolution de l'arc insulaire ayant affecté le district minier Panagyurishte durant le Crétacé Supérieur. Nous pouvons également observer les failles et les minéralisations ayant affecté le système. Notons le caractère oblique de la subduction (Modifié par Tosdal and Richards 2001).

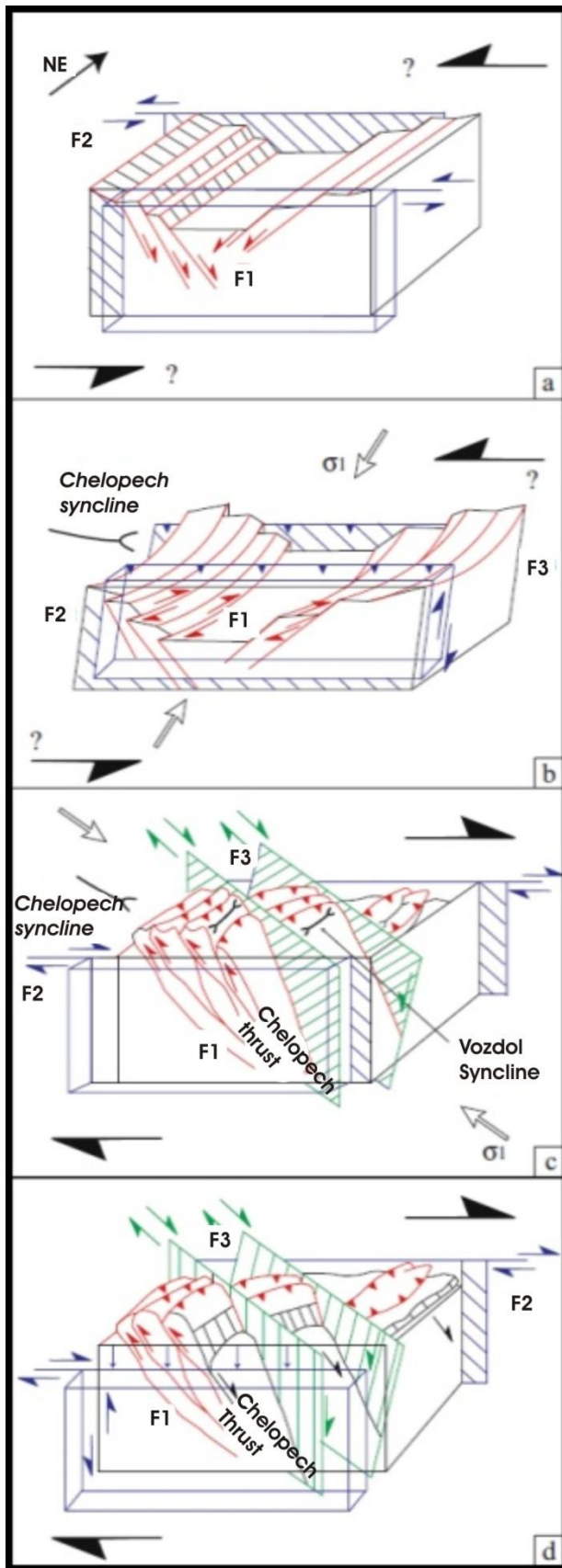


Figure 11 : évolution tectonique schématique de la structurale à Chelovech. (Chambefort and Moritz 2006).

A) Transtension de la zone et formation d'un rift (bassin en « pull-apart ») probablement dû au caractère oblique de la subduction durant la fin du Crétacé (Tosdal and Richard 2001). Mise en place du magmatisme et des minéralisations. Présence des failles F1 et F2 qui ont joué un rôle dans le processus d'altération hydrothermale de la zone.

B) Phase de compression due à l'orogène alpine avec la formation du synclinal de Chelovech lors du Maastrichtien terminal. Mouvement chevauchant de failles F2 et réactivation des failles F1 en failles décrochantes.

C) Orologène compressive alpine (duplex de transpression) durant l'Eocène. Notons la rotation de l'orientation des failles.

D) Duplex de transtension dextre lors de l'orogénèse alpine tardive avec réactivation des failles inverses en failles normales. Actuellement le système est toujours en transtension avec développement de horst et graben le long des failles F2.

### III. Le gisement de Chelopech

#### 1. Gisement de type epithermal high-sulfidation

Comme mentionné à maintes reprises, la minéralisation de cuivre et d'or de Chelopech est un gisement de type epithermal high-sulfidation.

Ces gisements se forment dans des environnements volcaniques actifs et sont fortement liés à la présence d'un magma (figure 12). D'un point de vue géodynamique, on les rencontre ainsi dans les environnements de subduction, que ce soit dans l'arc volcanique lui-même (tectonique de compression ou d'extension) ou en bassin d'arrière arc (tectonique d'extension) (Corbett and Leach 1997, Sillitoe and Hedenquist 2003). Dans notre cas il s'agit d'un environnement d'arc volcanique car le gisement est fortement lié à la présence de porphyry copper (source magmatique) qui sont également présents dans le district métallogénique Panagyurishte (figure 6 et 12). Cependant, bien que l'environnement géodynamique soit celui d'une subduction continentale, la minéralisation s'est plutôt mise en place dans un contexte d'extension (Chambefort 2005).

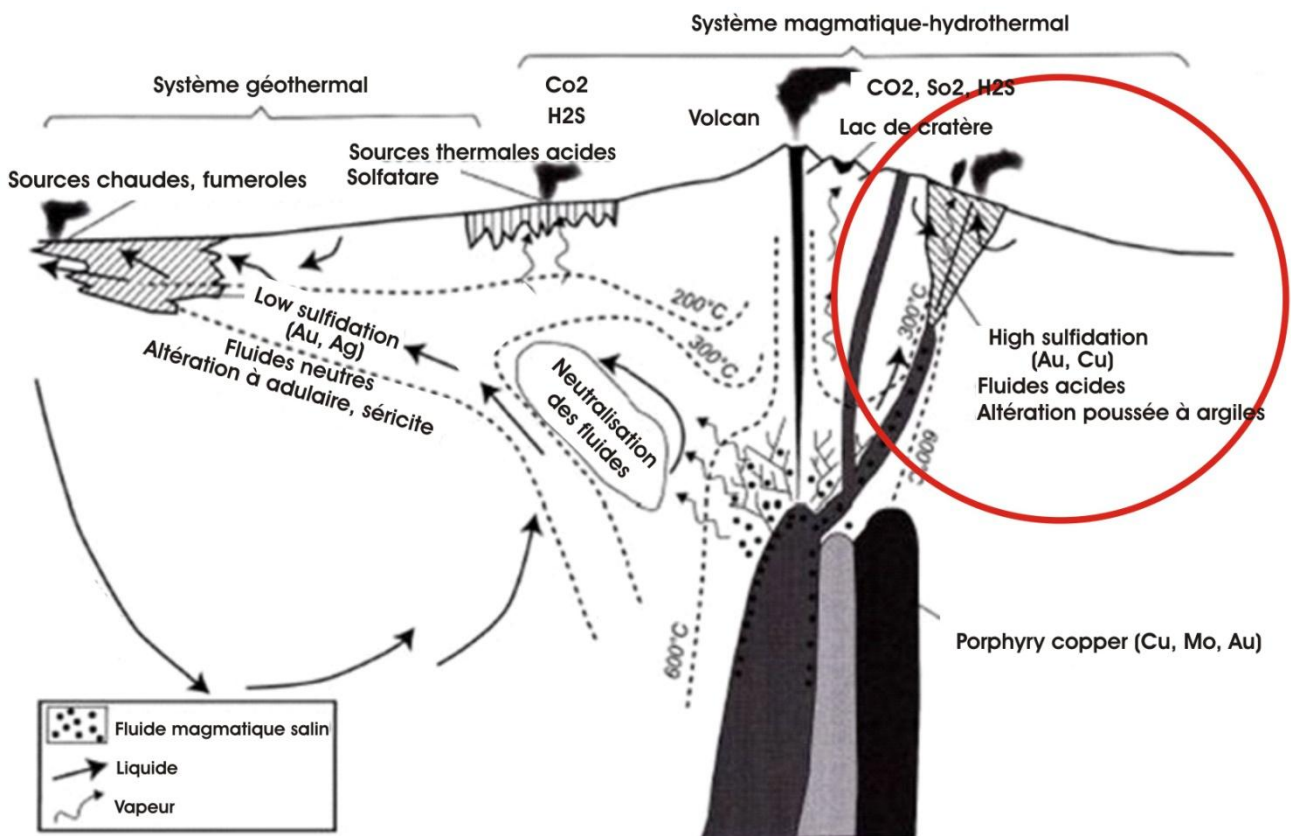


Figure 12 : contexte de mise en place des gisements de type « epithermal high sulfidation » (en rouge) et low sulfidation (Arndt *et al.* 2010 (modifié d'après Hedenquist *et al.* 2000)).

Il s'agit d'un gisement de type epithermal high-sulfidation car les fluides minéralisateurs contenaient des espèces soufrées oxydées ( $\text{SO}_2$ ,  $\text{SO}_4^-$  et  $\text{HSO}_4^-$ ) (par opposition aux gisements « epithermal low-sulfidation » contenant eux des espèces soufrées réduites ( $\text{H}_2\text{S}$ )) (Arndt *et al.* 2010). Les dépôts de type high-sulfidation présentent des caractéristiques propres comme une zonation dans l'altération des roches (de argilique à propylitique) (Bonham 1986), un contexte géodynamique de subduction (marge active) (Sillitoe and Hedenquist 2003) et d'un point de vue minéralogique, ces dépôts présentent de nombreuses phases sulfurées (10% à 90 % du volume selon Sillitoe and Hedenquist 2003) avec l'enargite et la luzonite comme phases porteuses principales de cuivre. Par opposition, les dépôts « epithermal low-sulfidation » ne contiendraient que 1 à 10% de sulfures (principalement de la galène, de la sphalérite et de la chalcoprite) (Corbett and Leach 1997).

Les minéralisations se mettent généralement en place dans des roches calco-alcalines et sont liées à un processus d'altération hydrothermal provoqué par des fluides sulfurés, acides et de haute température (160 à 270°C) (Corbett and Leach 1997, Hedenquist *et al.* 2000, Arndt *et al.* 2010). La mise en place de ce type de gisement se déroule en deux étapes distinctes (White 1991) : la première concerne l'altération hydrothermale et la seconde étape concerne la minéralisation proprement dite.

Lors de l'altération hydrothermale, des fluides très acides (pH 1 à 3) vont altérer les roches en surface jusqu'à former des zonations bien définies. Typiquement, on rencontrera du centre vers l'extérieur : la zone d'altération silicitique riche en minéralisation Cu/As, la zone d'altération argilique, et enfin à l'extérieur, la zone propylitique riche en minéralisation Pb/Zn (figure 13) (Bonham 1986, White 1991, Corbett and Leach 1997 Hedenquist *et al.* 2000, Chambefort and Moritz 2006). A Chelopech, trois zones d'altération distinctes auraient été définies, avec au centre la zone argilique caractérisée par du quartz et de la calcédoine, puis la zone quartz-séricitique et à l'extérieur la zone propylitique (Chambefort 2005).

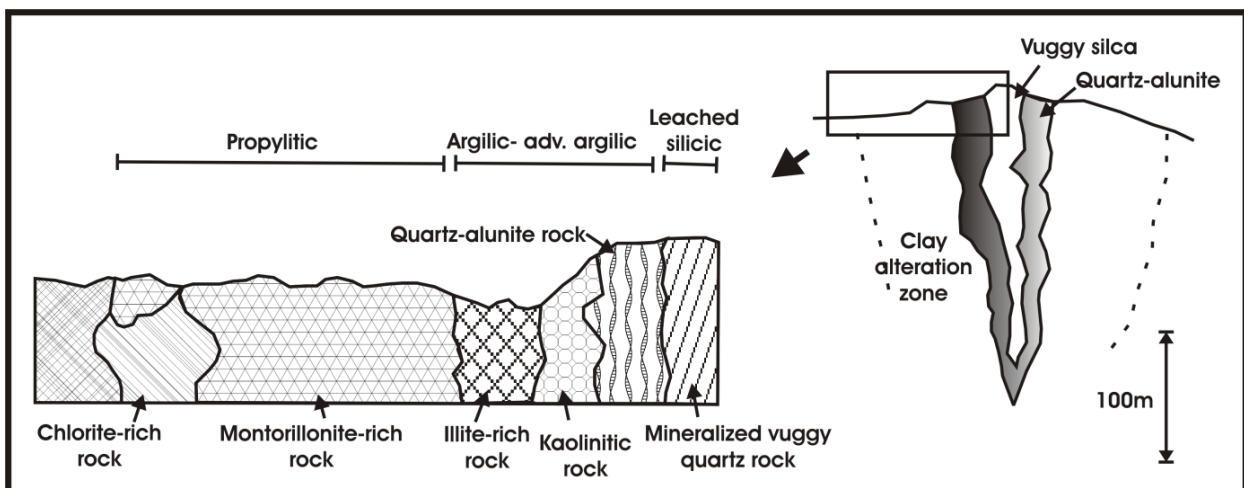


Figure 13 : représentation des zonations de l'altération hydrothermale (Arribas 1995 modifié par Hedenquist *et al.* 2000).

Lors de la seconde étape, des fluides sulfurés et acides s'échappent de la source magmatique (porphyry copper) et vont se mélanger aux fluides météoriques en circulant par de petites veines et fractures. Ces fluides sont principalement composés d'eaux météoriques mais contiennent également des éléments métalliques provenant des gaz et des fluides magmatiques (Cu, S, Au, As...) (figure 14). En arrivant près de la surface, les fluides vont entrer en ébullition par chute de pression entraînant la formation de petites cellules de convection qui seront successivement appauvries et enrichies en sulfures. Les différents métaux, (cuivre et or à Chelopech) vont ensuite précipiter lors d'un changement des conditions de température, de pH, de changement de salinité ou encore de pression (processus le plus important) lors de la remontée vers la surface. Les métaux et sulfures seront surtout présents sous forme disséminée dû à ce phénomène d'ébullition. La source des métaux est d'origine magmatique (certainement de type porphyrique dans le cas de Chelopech) (Bonham 1986, White 1991, Hedenquist *et al.* 2000).

Cette minéralisation est épithermale, signifiant une origine peu profonde (entre 50 et 1000m sous la surface) (figure 12) et n'a pas de forme bien définie. Ces minéralisations se présentent sous forme disséminée, de petites veines, de lentilles, de stockwork ou encore sous la forme de brèches hydrothermales. Le ratio Cu/Au décroît de la source magmatique vers la surface alors qu'au niveau intermédiaire, l'enrichissement en As peut être assez important. Les niveaux les plus superficiels sont couramment enrichis en Hg, Te et Sb (figure 14) (Corbett and Leach 1997).

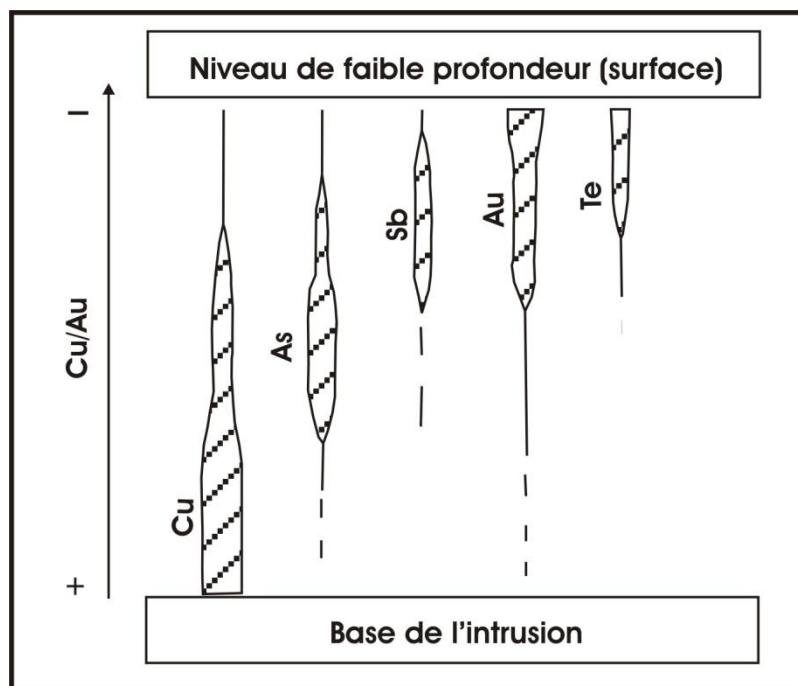


Figure 14 : zonation chimique des gisements de type épithermal high-sulfidation en fonction de la profondeur (modifié d'après Corbett and Leach 1997).

Ces dépôts de type épithermal high-sulfidation se rencontrent presque exclusivement dans des terrains assez récents, datant principalement du Cénozoïque. En effet, comme ces gisements se mettent en place près de la surface (figure 12), ils sont souvent assez vite érodés, ce qui explique pourquoi on ne

retrouve que peu de gisements de ce type dans les roches du Mésozoïque (cas de Chelopech) et du Paléozoïque (Hedenquist *et al.* 2000). La carte en annexe 2 localise les principaux gisements de type epithermal high-sulfidation dans le monde : la majorité de ceux-ci sont situés dans des marges actives bordant l’océan Pacifique.

La mise en place des dépôts de type epithermal high-sulfidation de cuivre et d’or peut être contrôlée à la fois par la lithologie et/ou par la structurale (figure 15). Dans le premier cas, les fluides vont préférentiellement passer dans les lithologies les plus poreuses comme des tuffs, des dépôts pyroclastiques (ex : gisement de Mt Mackenzie – Australie) ou dans les roches les plus altérées, ce qui va majoritairement influencer la morphologie du dépôt. Dans le cas des gisements contrôlés par la structurale, les fluides vont préférentiellement passer par des failles/fractures (ex : Nena-frieda river-Papouasie Nouvelle-Guinée) ou par des brèches (ex : Lepanto-Philippines) où aura lieu la minéralisation (Corbett and Leach 1997).

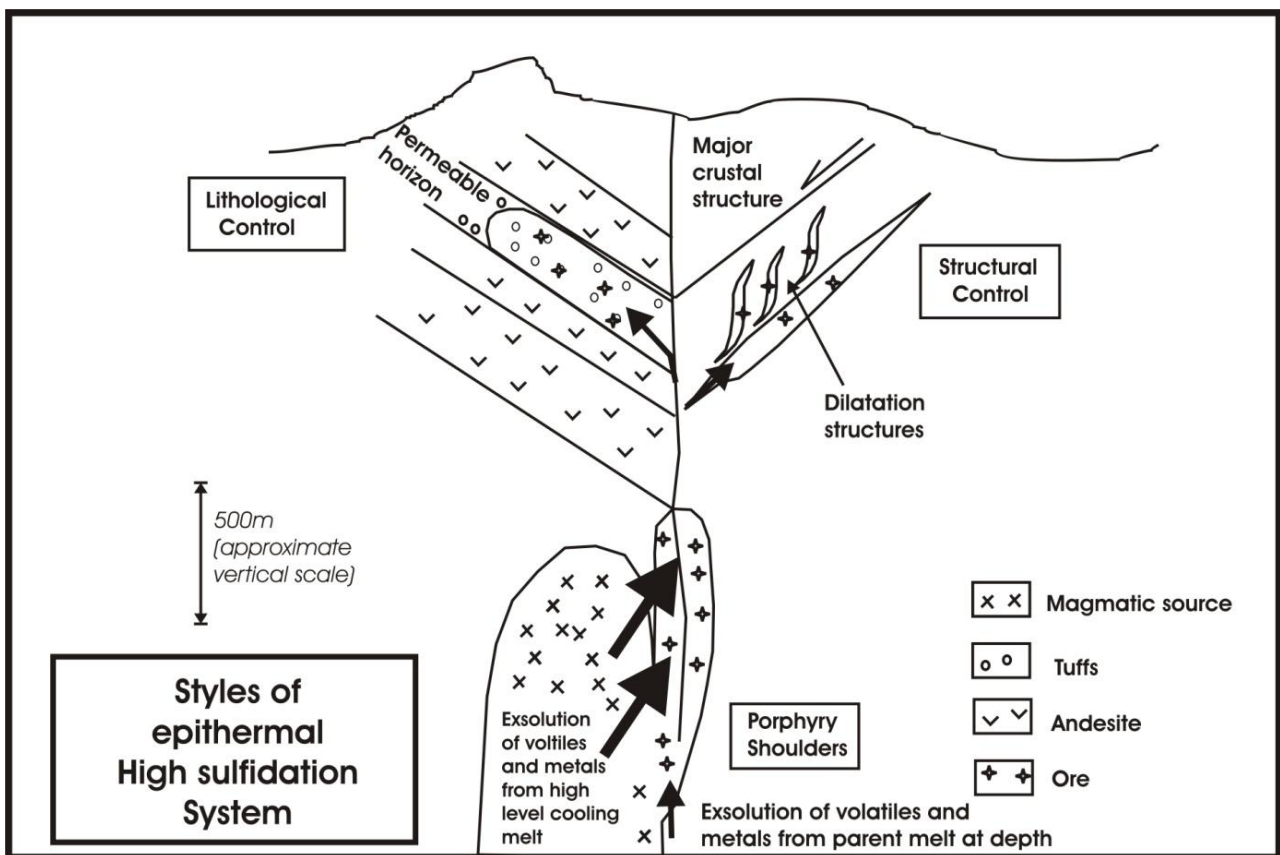


Figure 15 : schéma représentant la mise en place du gisement de type epithermal high sulfidation par contrôle lithologique et structurale (modifié d’après Corbett and Leach 1997).

La figure 16 reprend les étapes principales de l’évolution de la mise en place du gisement epithermal high-sulfidation de Chelopech et montre très clairement que la minéralisation provenant des fluides Cu-As-S (figure 16 b) s’est mise en place dans un contexte d’extension et a été majoritairement influencé par les évènements tectoniques.

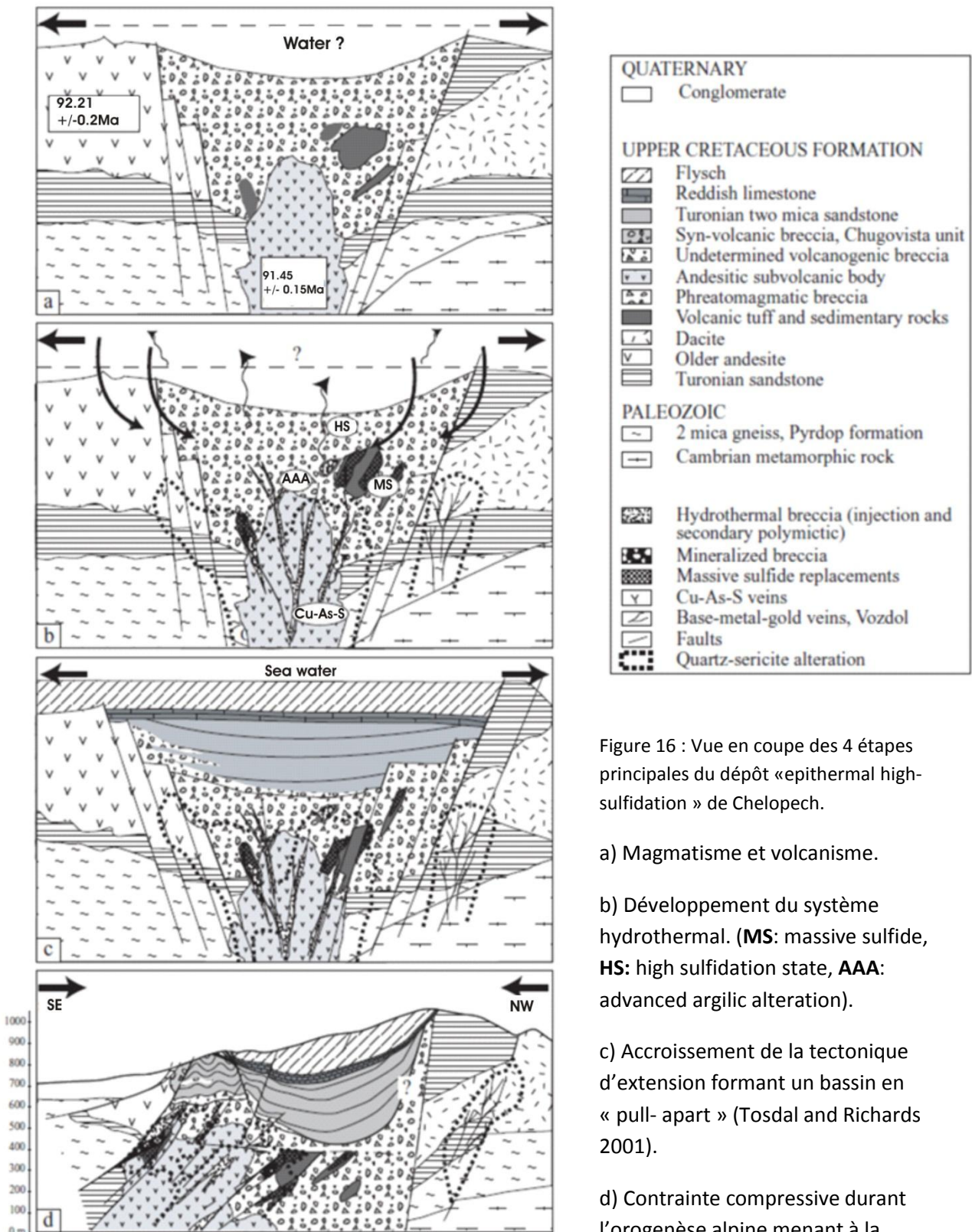


Figure 16 : Vue en coupe des 4 étapes principales du dépôt «epithermal high-sulfidation » de Chelopech.

a) Magmatisme et volcanisme.

b) Développement du système hydrothermal. (**MS**: massive sulfide, **HS**: high sulfidation state, **AAA**: advanced argilic alteration).

c) Accroissement de la tectonique d'extension formant un bassin en « pull- apart » (Tosdal and Richards 2001).

d) Contrainte compressive durant l'orogénèse alpine menant à la situation actuelle.

D'après Chambefort 2005.



## 2. Minéralisation de Chelopech

### 2.1 Mise en place

Le gisement de Chelopech est exploité pour l'or, le cuivre et l'argent qu'il renferme. Comme évoqué précédemment dans le point II.4 « Géologie structurale », la minéralisation s'est effectuée durant le Crétacé Supérieur selon deux orientations principales de faille : N55E (F1) et N110E (F2) (Chambefort and Moritz 2006) lors d'une phase de relaxation en passant d'une tectonique de transtension à transpression (Tosdal and Richard 2001).

Les minéralisations de Chelopech se sont mises en place il y a environ 91.45 Ma (selon les rapports U-Pb (Moritz *et al.* 2003)) et sont caractérisées par trois étapes de minéralisation (Petrunov 1995, Chambefort 2005).

Le premier stade (Fe et S) a entraîné la formation de pyrite disséminée et parfois abondante (formation de sulfures massifs). En effet, en remontant vers la surface, les vapeurs volcaniques se sont mélangées aux fluides météoriques infiltrés en profondeur. Ce mélange aurait provoqué une oxydation des fluides  $SO_2$  en  $H_2S$  et  $H_2SO_4$ , acidifiant ainsi les fluides météoriques. En circulant dans la roche, ces fluides oxydants et acides ont provoqué une altération assez intense et zonée (figure 13). Par après, de la pyrite a précipité dans ces roches fortement altérées se retrouvant principalement sous forme disséminée (Chambefort and Moritz 2006).

La seconde étape est constituée de fluides Cu-As-S contenant épisodiquement de l'or, et ceux-ci ont précipité en formant des veines sulfurées. C'est durant ce stade que ce sont formés plusieurs minéraux économiquement exploitables comme l'enargite, la covellite, la goldfieldite, la chalcopryrite, la tennantite et de l'or natif sous forme de sulfures massifs (Bonev *et al.* 2002, Chambefort and Moritz 2006). Ces minéralisations constituent le gisement économiquement exploitable de la mine de Chelopech et se seraient mises en place dans un laps de temps d'environ 1 Ma (Von Quadt *et al.* 2005).

La troisième phase (Pb-Zn-S) a entraîné la formation de veines de galène, sphalérite, pyrite, chalcopryrite et baryte mais n'est pas économiquement exploitable (Bonev *et al.* 2002, Chambefort and Moritz 2006).

Les minéralisations de Chelopech contiennent 50% à 75% de  $SiO_2$  dû à la nature bréchifiée et silicifiée du gisement. Ainsi, le quartz est un des constituants majeurs de la gangue avec la chlorite, l'ankérite et le gypse. Toutefois, les sulfures peuvent atteindre 50% du volume des minéralisations et la pyrite y est le sulfure dominant (Bonev *et al.* 2002). La minéralogie de la mine de Chelopech est assez complexe et jusqu'à présent, 71 phases minérales différentes ont été déterminées (Coffey Mining 2010).

Ces minéralisations contenant le cuivre et l'or sont contenues dans divers types de roches : roches magmatiques subvolcaniques de composition andésitique, brèche volcanique altérée et tuff volcanique altéré (Chambefort *et al.* 2005) appartenant à la Formation de Chelopech (figure 7) et plus particulièrement à la partie inférieure de cette Formation (Coffey Mining 2010).

Les minéralisations du gisement de Chelopech sont présentes sous plusieurs formes : disséminées, veines, brèches hydrothermales, stockwork ou encore sous forme de lentilles sulfurées (Moritz *et al.* 2005).

D'un point de vue minéralogique et teneurs en Cu et Au, la mine de Chelopech est assez semblable aux mines de Lepanto (Philippines), El Indio (Chili) et de Freda River (Papouasie Nouvelle-Guinée) (Chambefort 2005) qui sont également des gisements epithermal high-sulfidation d'or et de cuivre avec l'enargite et la tennantite comme phases principales porteuses du cuivre (Corbett and Leach 1997).

## 2.2 Le cuivre de Chelopech

Les minéraux arséniés représentent une grande proportion du cuivre extrait (environ 45%) (Coffey Mining 2010). Or, la présence d'arsenic dans les minéralisations de cuivre pose de gros problèmes au point de vue du traitement des minerais (problèmes lors de la fonderie) mais aussi d'un point de vue environnemental. L'arsenic se retrouvera ainsi dans de nombreuses phases minérales dont les principales sont l'enargite (19% As) ou encore la tennantite (20% As) (Bonev *et al.* 2002, Chambefort 2006, Coffey Mining 2010). 50% du cuivre extrait proviendrait de la chalcopryrite et 5% d'oxydes (Coffey Mining 2010). Les oxydes et les tellurures sont majoritairement présents dans la partie supérieure du gisement alors que plus en profondeur, on rencontrera successivement l'enargite et la luzonite, puis la tennantite et la chalcopryrite et enfin la bornite et la digénite (Bonev *et al.* 2002)

## 2.3 L'or de Chelopech

La majorité de l'or exploité à Chelopech est associée avec des sulfures riches en cuivre et en arsenic formés durant la seconde étape de la minéralisation du gisement (fluides Cu-As-S) (Bonev *et al.* 2002, Moritz *et al.* 2004) mais de l'or submicroscopique serait également présent dans la pyrite formée durant le premier stade de minéralisation (Bonev *et al.* 2002).

Du point de vue de sa composition chimique, l'or de Chelopech est relativement pur car il contient assez peu d'Ag (rarement supérieur à 7-8%). Sa composition chimique moyenne est (en % pondéral) : 94.14% Au, 5.27% Ag, 0.5% Cu et 0.10% Fe (Bonev *et al.* 2002).

Dans la chalcopryrite, l'or se trouve principalement sous des formes irrégulières ou sous forme d'inclusions ovales. Dans la tennantite et l'enargite, l'or se retrouve sous forme de petits grains irréguliers. Les inclusions d'or ayant lieu dans les assemblages bornite-chalcopryrite et bornite-chalcocite-anilite sont souvent de taille plus importante (0.5-1mm). De l'or est également présent dans des minéraux Pb-Zn tels que la sphalérite ou la galène formés durant la troisième phase de minéralisation (fluide Pb-Zn-S) mais celui-ci est de moindre qualité car il contient un pourcentage d'argent assez élevé (jusqu'à 33.8%) (Bonev *et al.* 2002).

Les zones de la mine contenant les plus grandes concentrations en or, jusqu'à 40 g/t, sont associées aux zones riches en silice (silica alteration) ainsi qu'à des zones de haute concentration en cuivre dominées par la bornite et la chalcopryrite (Coffey Mining 2010).

L'or natif constitue la majeure partie de l'or exploité (Bonev *et al.* 2002) mais l'or se retrouve également avec l'argent ( $\text{Au}_3\text{Ag}$ ) et dans des tellures tels que la nagyagite, la sylvanite et la kostovite. A Chelopech, la taille moyenne des particules d'or varie entre 5 microns et 300 microns (Coffey Mining 2010).

Les concentrations en or et en cuivre du gisement de Chelopech sont les plus élevées des gisements épithermal high-sulfidation du district Panagyurishte. Le gisement affiche des teneurs en or d'environ 3.4 g/tonne et des concentrations en cuivre de 1.28% alors qu'elles sont plus faibles dans les autres gisements du district : Elshitsa (1.5g/t Au et 1.13% Cu), Krassen (0.69g/t Au et 0.76% Cu) et Radka (1.5g/t Au et 1.06% Cu) (Moritz *et al.* 2004). Cela peut être expliqué par plusieurs facteurs qui ont fait en sorte que la minéralisation soit plus importante à Chelopech, comme une minéralisation dans un environnement crustal de plus faible profondeur (entraînant de faibles températures en surface) ou une meilleure préservation du gisement épithermal grâce à la tectonique et une couverture sédimentaire (Moritz *et al.* 2004). De plus, la présence de roches de perméabilités très contrastées (entre bedrock et couches sédimentaires par exemple) serait également un facteur très favorable à la présence de grands dépôts aurifères (Hedenquist *et al.* 2000).

## 2.4 Minéralisations mineures et critiques.

D'un point de vue géochimique, la composition principale du minerai de Chelopech comprend les éléments suivants : Cu, Fe, S, As et Ba avec la présence de Sb, Bi, Se, Te, Au, Ag, Pb, Zn, Sn, In, Ga, Ge, Ti comme éléments mineurs (Bonev *et al.* 2002, Moritz *et al.* 2004, Chambefort 2005, Coffey Mining 2010).

De nombreuses phases minérales (71 minéraux) ont été identifiées dans le gisement de Chelopech (Coffey Mining 2010) dont des minéralisations comprenant des éléments « critiques » (European Commission 2010) : tellures, reniérite, germanite (Petrunov 1995 ; Bonev *et al.* 2002 ; Coffey Mining 2010), colusite (Coffey Mining 2010), goldfieldite (Bonev *et al.* 2002), hessite, kostovite et des PGE (Coffey Mining 2010, annexe 3).

La présence d'éléments métalliques comme Au-Ag-Te-V-Sb-Ge-Hg en concentration « relativement » importante est en réalité assez fréquente dans les gisements de type épithermal high-sulfidation (Corbett and Leach 1997). Ainsi, les niveaux proches de la surface seront susceptibles d'être localement plus enrichis en Te, V, Hg et Sb (figure 15) (Corbett and Leach 1997).

### 2.4.1 Germanium

Le germanium est un élément assez rare (classé comme critique par l'Union Européenne (European Commission 2010)), majoritairement extrait en tant que co-produit du cuivre, du zinc, du charbon (Kesler 1994, Holl *et al.* 2005) ou encore des latérites nickélicifères (Morris *et al.* 1980) et sa concentration moyenne dans la croûte continentale est de 1.6ppm (Taylor and Mc Lennan 1995). Les teneurs d'un gisement où le germanium est extrait en tant que co-produit du zinc et du cuivre sont comprises entre 20ppm et 400ppm. Ainsi, la mine de Tres Marias (Mexique) contient environ 37g Ge/tonne (War Eagle 2012), ou encore environ 20ppm Ge/tonne en moyenne dans les gisements de type MVT (Kesler 1994).

Dans les gisements de type high-sulfidation, le Ge aura un comportement chalcophile et sera principalement présent sous forme de germanite, reniérite, briartite ou argyrodite (Holl *et al.* 2005). Cela se confirme dans le gisement de Chelopech où de nombreux minéraux porteurs de Ge sont présents comme la germanite, la reniérite (Bernstein 1986) ou encore la germanocolusite (Petrunov 1995, Bonev *et al.* 2002, Coffey Mining 2010). La reniérite est très souvent présente dans les gisements de cuivre riches en arsenic, comme c'est le cas à Chelopech, et est souvent associée aux zones les plus riches en cuivre du gisement comprenant de la bornite, tetraedrite, tennantite, chalcopyrite, enargite et chalcocite (Bernstein 1986). La germanite est également présente dans ce type de gisement en association avec la bornite, la tetraedrite-tennantite ou encore la reniérite (Nenasheva 2003).

Cependant, des sulfures plus « classiques » comme l'enargite, la luzonite, la tetraedrite-tennantite ou encore la bornite peuvent être des sources significatives de Ge dans le cas de porphyry copper ou de gisement epithermal high-sulfidation. Le Ge peut être un élément mineur dans certains minéraux sulfurés (tableau 1).

<b>Minéral hôte</b>	<b>Ge (ppm)</b>	<b>Type de minéralisation</b>	<b>Source</b>
Enargite	5000	High sulfidation minéralisation	Vlassov 1964
Tennantite	1500	Porphyry and vein stockwork	Karamyan 1958
Bornite	1000	Porphyry and vein stockwork	Arsenijevic 1958
Chalcopyrite	900	Porphyry and vein stockwork	Rose 1967
Tetraedrite	470	Vein type	Schroll and Azer (1959)
Luzonite	110	Porphyry and vein stockwork	Terziyev 1966
Covellite	100	Porphyry and vein stockwork	Arsenijevic 1958

Tableau 1 : concentration maximale en Ge dans certains minéraux sulfurés présents à Chelopech.

#### 2.4.2 Tellurures

Le Te est le plus rare des co-produits du cuivre. Sa concentration moyenne dans la croûte continentale est de 0.005ppm mais il peut être considérablement enrichi dans certains gisements de cuivre où sa concentration peut atteindre 1.5 à 3 ppm (Andersson 2000). La présence de cet élément n'est pas rare dans les gisements de type epithermal high-sulfidation (Corbett *et al.* 1997) et on le retrouve à Chelopech sous forme de tellurures d'or et d'argent comme la nagyagite, la sylvanite ou la kostovite (Terziyev 1966 ; Bonev *et al.* 2002).

### 2.4.3 Sélénium

Le sélénium est un élément très rare dans la croûte terrestre (0.12ppm en moyenne (Taylor and Mc Lennan 1995)) mais cet élément peut être considérablement enrichi dans le cas de certaines roches. Le sélénium est souvent associé aux gisements de plomb, zinc et cuivre (Ayres *et al.* 2002) mais la plupart des réserves se situent dans les gisements de cuivre (avec des concentrations d'environ 4ppm) (Kesler 1994). Il se rencontre également dans les black shales (20-1500ppm de Se) ou encore dans le charbon où sa concentration moyenne est de 1.5ppm (Butterman and Brown 2004). Dans le gisement de Chelopech, le sélénium serait notamment présent dans la galène en substitution du soufre (8-12%wt) (voir V.1.2 « Analyse EDX »). La galène pourrait contenir jusqu'à 20%wt de Se (Arman and Altun 1983).

### 2.4.4 Autres mines du district Panaguyrishte

La présence d'éléments « critiques » (Ga, Ge, In, PGE, Sb) (European Commission 2010) et d'éléments « mineurs » (Bi, Sn, Se et Te) est également confirmée dans de nombreux autres gisements du district (figure 6) (Kovalenker *et al.* 1986, Kouzmanov 2001, Bogdanov *et al.* 2005).

Elatsite : Les éléments tels que Te, Se, Bi, Pd (jusqu'à 1.37%), Pt (jusqu'à 0.21%) et Au sont des éléments en trace présents dans le gisement d'Elatsite. L'or et les tellures se trouvent majoritairement dans l'assemblage magnétite-bornite-chalcopyrite souvent présents dans la zone d'altération potassique au cœur du gisement (Bogdanov *et al.* 2005). Le Te se trouve sous forme de hessite, stützite, sylvanite et empressite en inclusion de 10-30µm dans de la bornite, et dans la chalcopyrite (Bogdanov *et al.* 2005).

#### Radka et Elshitsa :

-*Radka* : Présence de minéraux contenant du Ga, Ge, In et Sn comme la roquesite, gallite, germanite, briartite, reniérite ou stannite en inclusion de 1-10µm dans de la bornite, tennantite, galène ou encore sphalérite (Bogdanov *et al.* 2005).

Du Bi est également présent et se trouve sous forme d'inclusions lamellaires ou de tellures de Bi (tsumoite) souvent en association avec l'or et la chalcopyrite (Bogdanov *et al.* 2005).

-*Elshitsa* : Présence de minéraux contenant du Te et Bi comme le Te natif, altaïte, goldfieldite, sylvanite et tellurobismuthite en association avec de la chalcopyrite et de la tennantite (Kovalenker *et al.* 1986). D'autres minéraux comme du Bi natif, de la bismuthinite ou encore de l'hessite ont été observés dans le gisement d'Elshitsa (Popov *et al.* 2001).

Le tableau ci-dessous (tableau 2) représente l'enrichissement en Bi, Te et Se de minéraux abondants dans les gisements de Radka et Elshitsa.

Minéral	Bi	Te (% poids)	Se (% poids)
Tennantite	10 % poids	10	/
Goldfieldite	10 % poids	10	0.2
Chalcopyrite	500-5500 ppm	/	/

Tableau 2 : tableau représentant l'enrichissement de la tennantite, goldfieldite et chalcopyrite en Bi, Te et Se dans les gisements de Radka et Elshitsa. Données obtenues à l'aide d'un microscope électronique à balayage (technique d'électrons rétrodiffusés) (d'après Kouzmanov 2001).

### 3. Importance de la mine de Chelopech au sein de l'Europe

Le continent européen est assez mal loti en termes de ressources énergétiques (gaz, pétrole) et minérales (fer, cuivre, zinc, or...). La production européenne de ces produits est d'ailleurs assez faible, ce qui place l'Europe dans une position de quasi dépendance du point de vue de ces ressources qui sont pourtant nécessaires pour le bon fonctionnement de son économie. Une liste d'éléments classés comme « critiques » a d'ailleurs été établie par l'Union Européenne. Ces éléments sont dit critiques (tableau 3) car ils sont économiquement très importants, et le risque de ne pas être approvisionné est élevé car leurs productions sont localisées dans un ou deux pays possédant le monopole et/ou les principales ressources connues (European Commission 2010).

Eléments	Pays producteur	Utilisations	Source
Antimoine	Chine	retardateur de flamme...	Carlin 2010
Béryllium	Chine-USA	alliage pour électronique, aérospatiale...	Jaskula 2010a
Cobalt	Canada-Congo	batteries, alliages, aimants, airbags...	Shedd 2010a
Fluorite	Chine-Mexique	acide, production acier, aluminium...	Miller 2010
Gallium	Chine	circuit intégré, cellule photosensible...	Jaskula 2010b
Germanium	Chine-Congo	semi-conducteur, fibre optique...	Guberman 2010
Graphite	Chine-Inde	réfractaire...	Olson 2010
Indium	Chine-Japon	cellule photovoltaïque, écran LCD...	Tolcin 2009
Magnésium	Chine	production acier, réfractaire	Kramer 2010
Niobium	Brésil	alliages, aimants supraconducteurs...	Papp 2010
PGE	Afrique du Sud-Russie	pots catalytiques automobiles...	Loferski 2010
Terres rares	Chine	scandium: alliage...	Cordier 2009
		yttrium: lampes fluorescentes...	
Tantale	Brésil-Rwanda	superalliages pour électronique...	Papp 2010
Tungstène	Chine	alliage: carbure de tungstène...	Shedd 2010b

Tableau 3 : liste des éléments caractérisés comme « critiques » par l'Union Européenne ainsi que leurs utilisations.

La faible production de métaux en Europe peut être imputée à de nombreux facteurs tant économiques que politiques ou sociaux mais est également due au fait que les gîtes métallifères européens ne présentent pas toujours des teneurs justifiant leur extraction (Rabinovitch 2007).

Cependant, on assiste actuellement à un regain d'intérêt concernant les gisements européens suite à la hausse du prix des métaux (permettant l'extraction de gisements de moindres teneurs) ainsi que la volonté de l'Europe d'être moins dépendante des importations des métaux (European Commission 2010). L'extraction en Europe présente de nombreux avantages : l'occurrence des gîtes métallifères est assez bien documentée (malgré le fait que le continent est encore sous exploré), climat favorable, très nombreuses infrastructures (routes, électricité...) et accès facile vers la mer ou les fleuves (Rabinovitch 2007).

L'Europe de l'Est (Bulgarie, Grèce, Roumanie, Serbie) est actuellement une des zones européennes la plus exploitée (figure 7). En effet, la ceinture BTS est une province métallogénique majeure en Europe

de l'Est (Heinrich and Neubauer 2002) et de nombreux gisements de cuivre, or, plomb, zinc, argent, etc. sont déjà en exploitation (figure 17 et annexe 4).

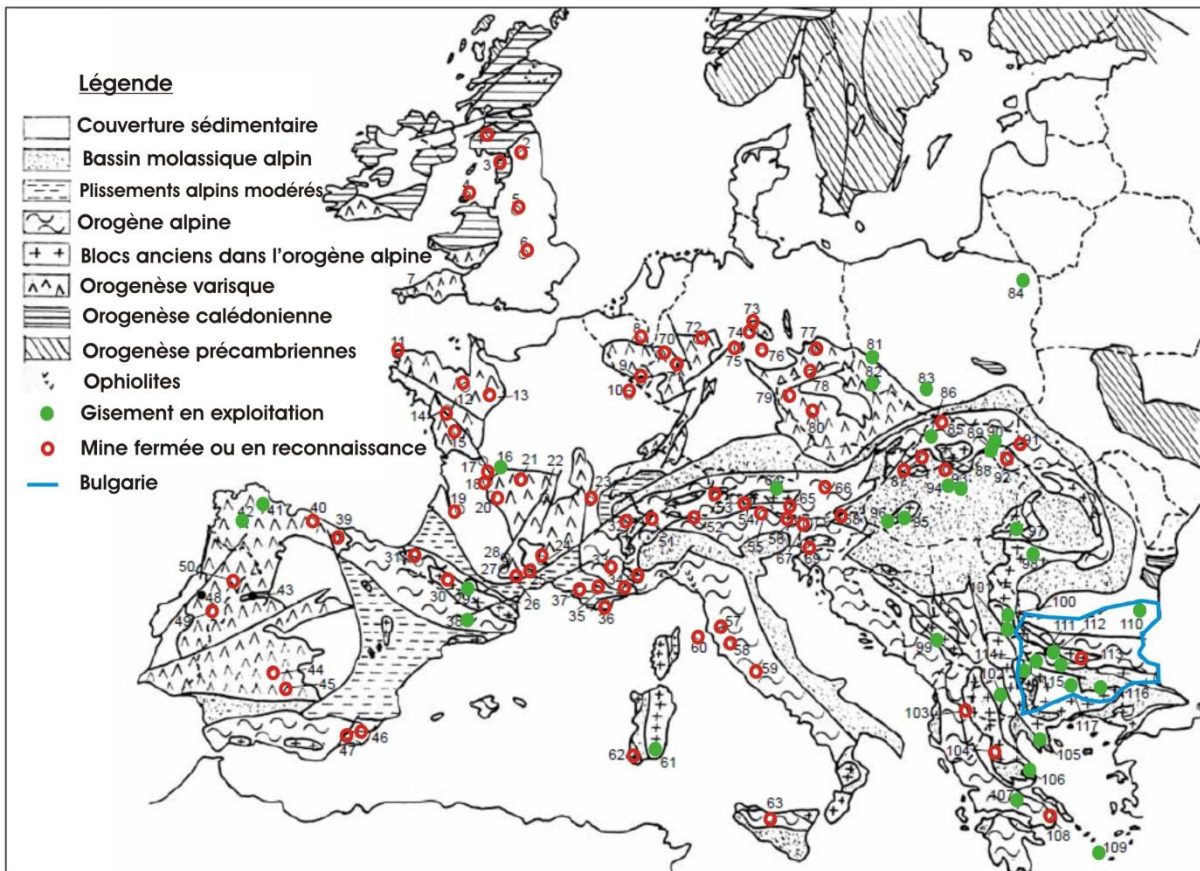


Figure 17 : carte géologique et métallogénique de l'Europe (excepté Scandinavie) (image modifiée d'après Rabinovitch 2007).

La Bulgarie tient une place importante dans la production de métaux en Europe de par la présence de grandes mines de cuivre et d'or dans le district Panagyurishte (Assarel, Elatsite, Elshitsa, Medet, Chelopech...) (figure 6 et 17). Ce district joue un rôle très important dans l'histoire minière bulgare car il a fourni environ 95% de la production de cuivre et d'or bulgare jusqu'à aujourd'hui (Mutafchiev and Petrunov 1996) et représente également la majeure partie de la production de cuivre provenant de porphyry copper en Europe (Von Quadt *et al.* 2005). La mine de Chelopech est une des plus grandes mines productrices d'or en Europe (Andrew 1997).

Les minéralisations de cuivre et d'or du district Panagyurishte sont très souvent accompagnées d'éléments mineurs tels que l'étain, tellurures, sélénium, bismuth, plomb, zinc et même d'éléments classés comme « critiques » par l'Union européenne (European Commission 2010) comme le germanium, le gallium, l'Indium, les PGE et l'antimoine (Kovalenker *et al.* 1986, Kouzmanov 2001, Bonev *et al.* 2002, Moritz *et al.* 2004, Bogdanov *et al.* 2005, Chambefort 2005, Coffey Mining 2010)(voir III.2.4 « Minéralisations mineures et critiques »).

De par ses minéralisations particulières, le district Panagyurishte pourrait jouer un rôle important dans le processus de non-dépendance de l'Europe vis-à-vis de certains éléments caractérisés comme critiques (voir III.2.4 « Minéralisations mineures et critiques »).

## IV. La mine de Chelopech

### 1. Présentation

Le gisement de Chelopech fut découvert dès la seconde moitié du 19<sup>ème</sup> siècle et fut exploité jusqu'au début de la deuxième guerre mondiale. Le gisement fut ensuite « redécouvert » en 1953 et à cette date commença également l'exploitation souterraine (Coffey Mining 2010).

De 1970 à 1990, plusieurs compagnies d'Etat possédaient la mine qui tournait à plein régime. Le concentré était fondu dans la fonderie de Pidrop, à 10 km de l'exploitation. En 1990, le gouvernement bulgare décida de ne plus fondre le cuivre à Pidrop à cause de la haute teneur en arsenic du concentré et la mine entra en maintenance. 8,2 millions de tonnes de minerai avec des concentrations moyennes de 1% Cu et 2.7g/t d'or furent exploités entre 1954 et 1990 (Coffey Mining 2010).

En 1994, l'activité repris avec le groupe Navan Mining Plc. et en 1999, la compagnie changea de nom et devint Navan Chelopech AD (Navan). De 1994 à 2002, 4.8 millions de tonnes d'une teneur moyenne de 1.4% de Cu et 3.9g/t d'or furent exploités (Coffey Mining 2010).

Depuis fin 2003, la mine de Chelopech est exploitée par le groupe Chelopech Mining EAD, une compagnie bulgare appartenant au groupe Dundee Precious (Chelopech) BV. Notons que Dundee Precious Metal (DPM) est une compagnie publique cotée à la bourse de Toronto (Coffey Mining 2010).

La mine de Chelopech est une mine souterraine de type sublevel caving (SLC) et est aujourd'hui divisée en deux grandes parties : une partie ouest comprenant les blocs 103, 149, 150, 5 et 25 et une partie centrale comprenant les blocs 16, 17, 18, 19 et 8. Ces blocs sont également subdivisés en panels et niveaux. La figure 18 représente les blocs présents au niveau principal, le niveau 405 (Coffey Mining 2010).

La partie centrale est plutôt composée de roches andésitiques massives ayant subi une altération de type argilique présentant de nombreuses veines minéralisées ainsi que de nombreuses brèches hydrothermales. La partie occidentale est elle plutôt composée de roches sédimentaires, tuffs volcaniques et comprend majoritairement des sulfures massifs ainsi que des brèches minéralisées. (Coffey Mining 2010).



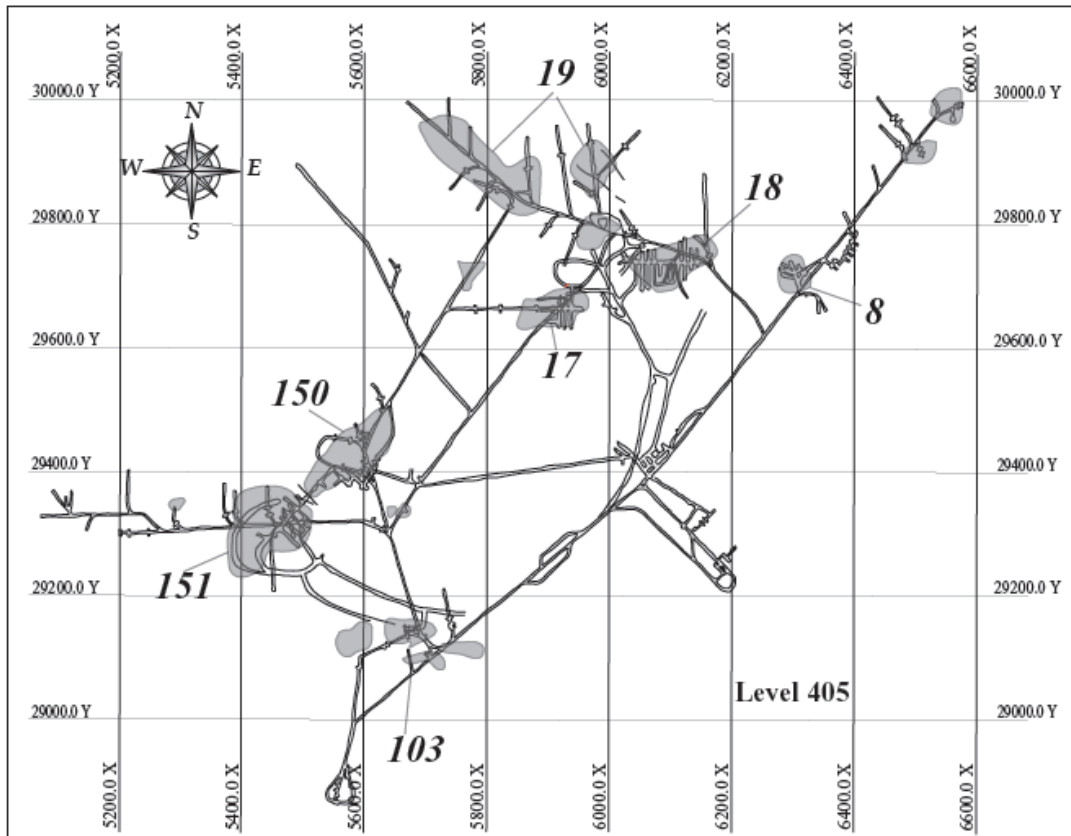


Figure 18 : représentation des blocs présents au niveau 405 (Chambefort 2005).

## 2. Infrastructures

La région du district Panagyurishte possède une longue histoire minière, ce qui est un avantage sur de nombreux points. L'accès y est aisé par le réseau routier (principalement de la capitale Sofia) et une des principales lignes de chemin de fer du pays reliant Sofia au port de Burgas passe par Chelopech. L'apport en eau et en électricité n'est pas un problème de par la proximité de la ville de Pidrop (DPM-group 2004).

L'extraction souterraine avec un système de niveaux et de tunnels est optimale pour l'extraction de minerai dans le cas de Chelopech car elle minimise les dilutions et permet de récupérer un minerai d'assez grande concentration. Cette extraction souterraine a aussi l'avantage de réduire l'impact environnemental de la carrière (par rapport à un open pit) et permet de réduire également les nuisances sonores pour le voisinage (DPM-group 2004).

La mine est accessible via un puits vertical circulaire de 5,5m de diamètre (le puits Kapitalna) ayant une profondeur de 345m sous la surface (d'altitude 731m). Le niveau le plus bas se situe donc à une altitude de 405m, le fond du puits étant 28 mètres plus profond que ce dernier niveau. C'est par cette entrée que les wagons de transports et le matériel sont descendus (DPM-group 2004). Le treuil principal (puits de Kapitalna) a la capacité de remonter environ 3000 tonnes de roches par jour via un système de

double plateforme. Ce système permet de hisser 2 wagons contenant chacun 4.2 tonnes de roches par remontée. Le treuil secondaire (puits de Zapad) est plus petit (3.3m de diamètre) et a la capacité de remonter 1000 tonnes par jour mais n'est plus utilisé à ce jour. Cependant depuis 2004, une rampe (decline) relie directement la surface jusqu'au niveau d'altitude 450 m de la mine (DPM-group 2004), facilitant ainsi le transport des ouvriers, des géologues, du matériel, des techniciens, des médecins...

Comme mentionné précédemment, la mine de Chelopech est une mine souterraine de type « Sub Level Caving » (figure 20) et comprend des niveaux intermédiaires étant séparés de 15 m entre eux. Ce type d'organisation est assez simple et comme nous pouvons le voir sur la figure 19, plusieurs niveaux horizontaux sont creusés dans la partie minéralisée (1 sur la figure 19). Il s'agit de l'étape « Development mining » consistant à extraire des roches dans le but de la construction de galeries permettant de miner la zone minéralisée. Ensuite, des trous verticaux vont être forés vers le haut (2 sur figure 19) puis remplis d'explosifs (de l'ANFO à Chelopech). Après l'explosion, la roche va être transportée jusqu'à l'ore pass (4 sur figure 19) par tractopelle LHD (cela correspond à l'étape « Production mining »). Le minerai va ensuite être versé dans des wagonnets qui vont remonter vers la surface via le puits Kapitalna (DPM-group 2004).

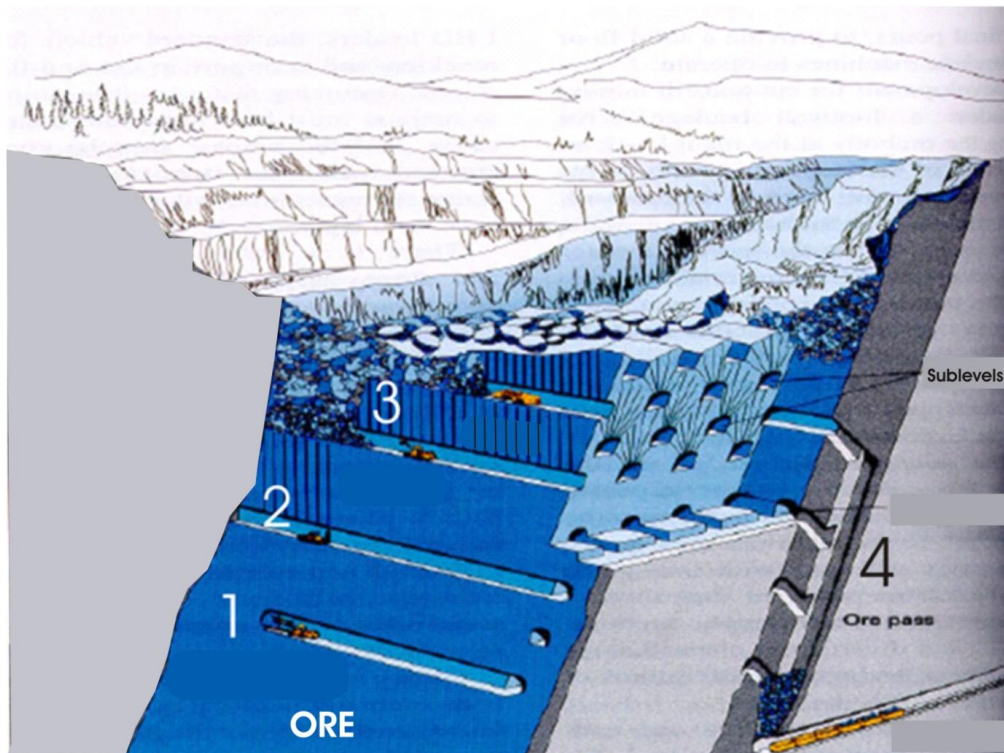


Figure 19 : vue en coupe d'une mine souterraine du type Sub Level Caving (SLC). 1 « Development Mining », 2 : forage vertical, 3: « Production mining », 4: le minerai est déversé dans des wagonnets via l'ore pass (DPM-group 2004).

Depuis quelques années (2005), la mine de Chelopech passe progressivement du système SLC au système d'« Open Stopping » (figure 20), système rendu possible grâce à de bonnes propriétés mécaniques des roches. Cette nouvelle organisation souterraine permet d'extraire du minerai de plus faible concentration et d'augmenter le taux de production. De plus, l'infrastructure de la mine sera plus stable du fait que les forages ne se font plus vers le haut mais vers le bas (DPM-group 2004). Une vaste

cavité, le stope, est présente en lieu et place du minerai exploité et devra par la suite être comblée par un mélange de tailings cimentés.

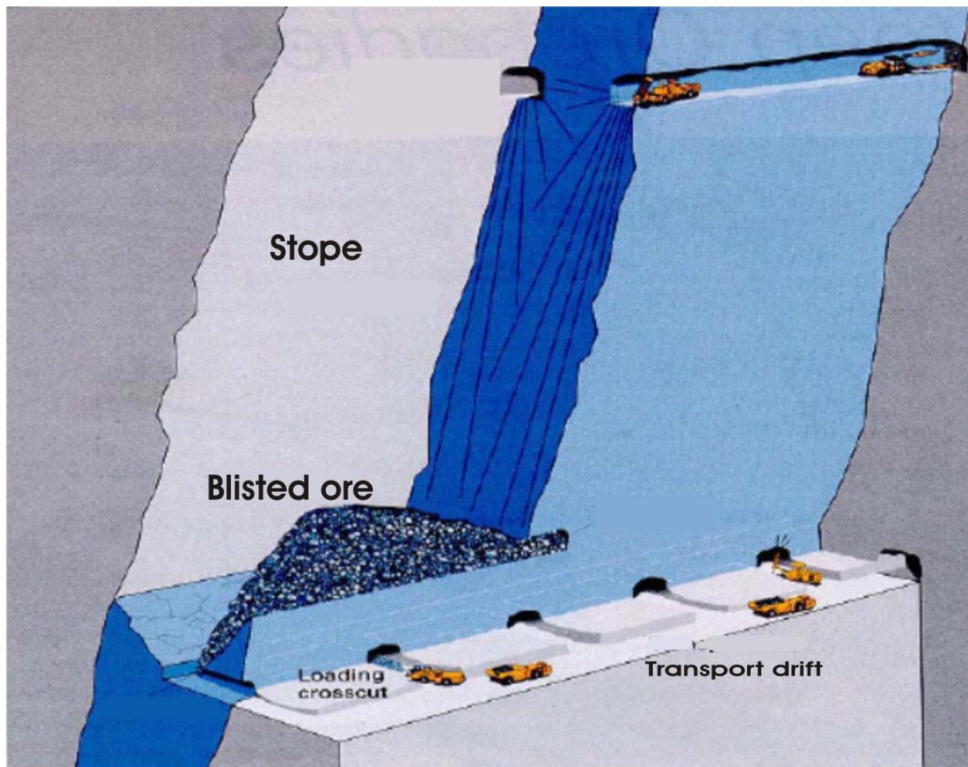


Figure 20 : vue en coupe d'une mine souterraine du type Open Stopping (DPM-group 2004).

Les conditions de travail en souterrain sont assez extrêmes et plus spécialement lorsque les machines diesel travaillent à proximité (humidité, fumée et températures élevées (45°C)) (Obs.pers.).

### 3. Traitement

Avant tout traitement, il est impératif de connaître le contexte géologique, la texture et l'assemblage minéral du gisement pour adapter le traitement du minerai de la façon la plus adéquate afin d'en tirer une récupération maximale.

Plusieurs étapes de traitement du minerai brut sont nécessaires pour aboutir à la formation d'un concentré d'or et de cuivre (figure 21).

Le minerai va passer dans des concasseurs puis va être broyé avant de pouvoir entrer dans le processus de flottation permettant la formation d'un concentré cuivre-or (DPM-group 2004) (figure 21).

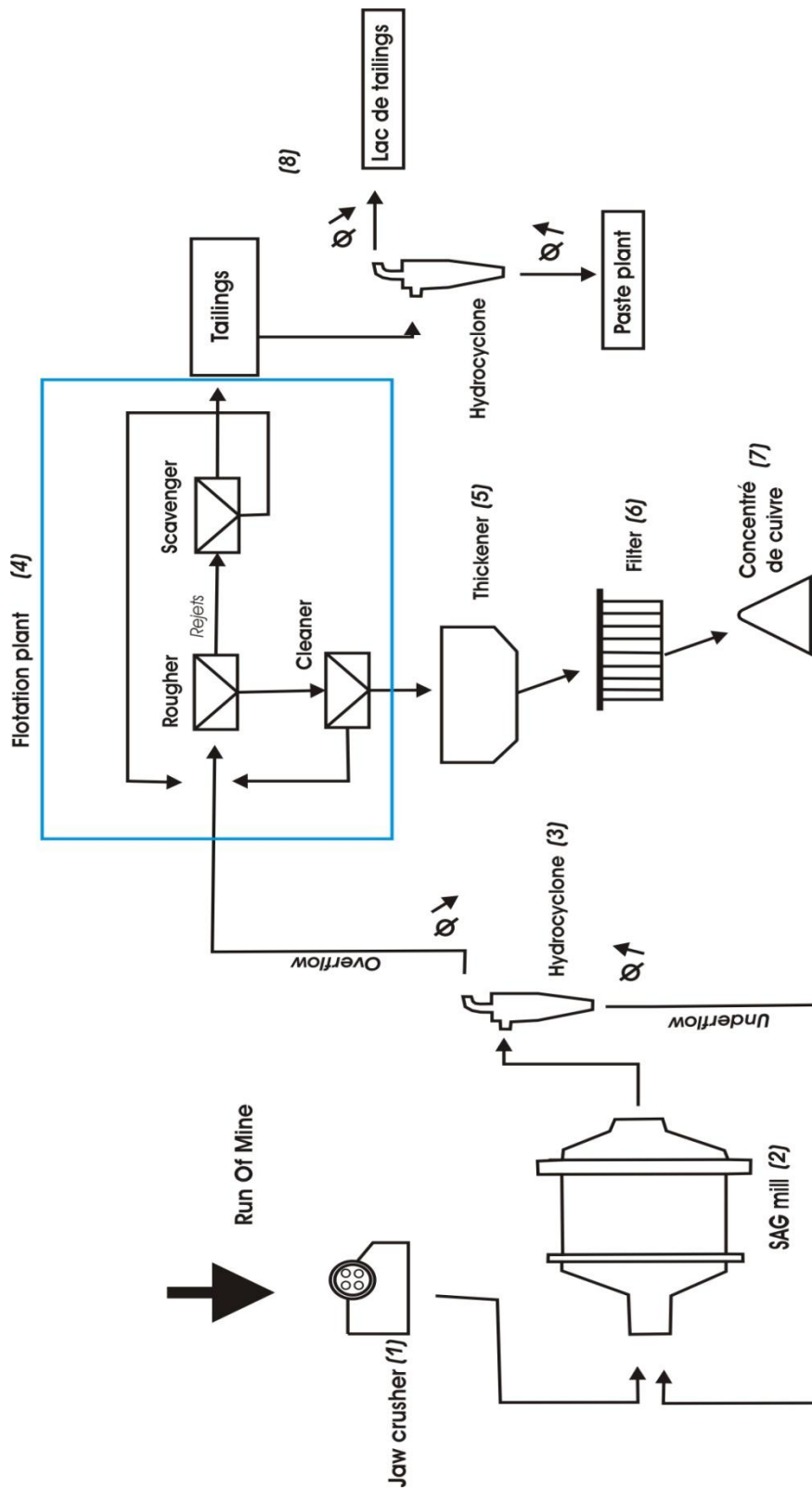


Figure 21 : flowsheet simplifié de l'usine de traitement de Chelopech

### 3.1 Le concassage

Une fois le minerai remonté à la surface via le puits Kapitalna, le minerai va être transporté par bandes transporteuses vers les concasseurs primaires. Ces concasseurs à mâchoires ont pour but de réduire considérablement la taille des roches (figure 21 (1) et 22).

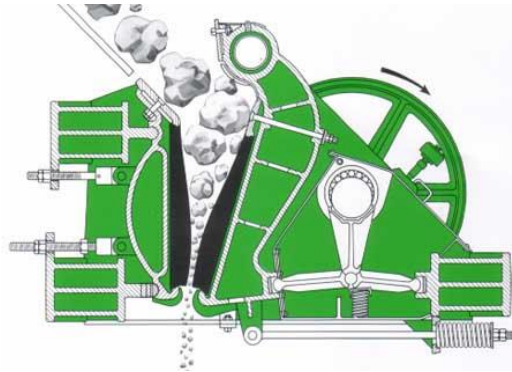


Figure 22 : broyeur à mâchoires (Jaw crusher) (Jinjin Mining 2011) .

### 3.2 Le broyage

Les particules provenant du concasseur vont ensuite passer dans le broyeur. Celui utilisé à Chelopech (figure 21 (2) et 23) est un broyeur de type semi-autogène (SAG mill) où le broyage des roches est effectué par des boulets en acier mais aussi par les roches elles-mêmes.



Figure 23 : SAG mill de Chelopech.

### 3.3 Hydrocyclones

Les particules sortant du SAG mill vont ensuite passer à travers une batterie d'hydrocyclones. Le fonctionnement de cet appareil est assez simple : les particules qui sont trop grosses vont tomber vers le bas (underflow) pour ensuite retourner vers le SAG mill tandis que les particules suffisamment petites vont remonter vers le haut (overflow) et se diriger vers les cellules de flottation (figure 21 (3) et 24).

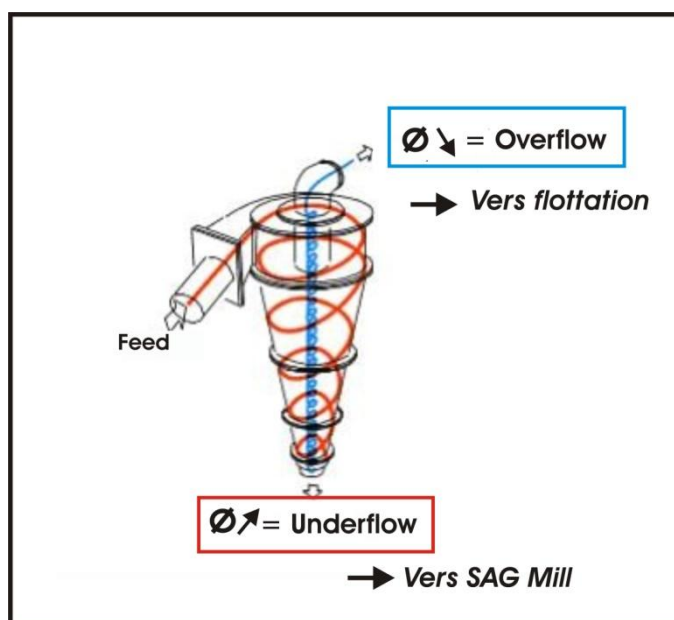


Figure 24 : fonctionnement d'un hydrocyclone (Modifié d'après TradeKorea 2012).

### 3.4 Circuit de flottation

Le processus de flottation est basé sur les propriétés d'hydrophobie et d'hydrophilie des minéraux afin de les séparer les uns des autres. Les fines particules (de taille inférieure à 150 $\mu$ m) en solution provenant des hydrocyclones (pulpe) arrivent dans la cellule de flottation. Plusieurs additifs vont être ajoutés à la pulpe : chaux, moussant, collecteur et air (Katya Evtiminova, Comm.pers.).

-De la chaux hydratée va être ajoutée à la solution afin de faire déprimer la pyrite (propriété hydrophile) dans le fond de la cuve mais également pour avoir un pH élevé nécessaire à la bonne récupération des minéraux porteurs du cuivre (Katya Evtiminova, Comm.pers.).

-Un moussant (frother) est utilisé afin de faciliter la stabilisation des bulles ainsi qu'un collecteur (xanthate) qui va rendre les minéraux porteurs du cuivre hydrophobes. Ces derniers vont alors se lier aux bulles d'air et remonter vers la surface (figure 25).

La pulpe possède un pourcentage de solides d'environ 35-40% et la granulométrie des particules solides de 0.09mm représenteraient 54.18% du total et celle de 0.25mm représenteraient 18.89% du total (Meek *et al.* 2007).

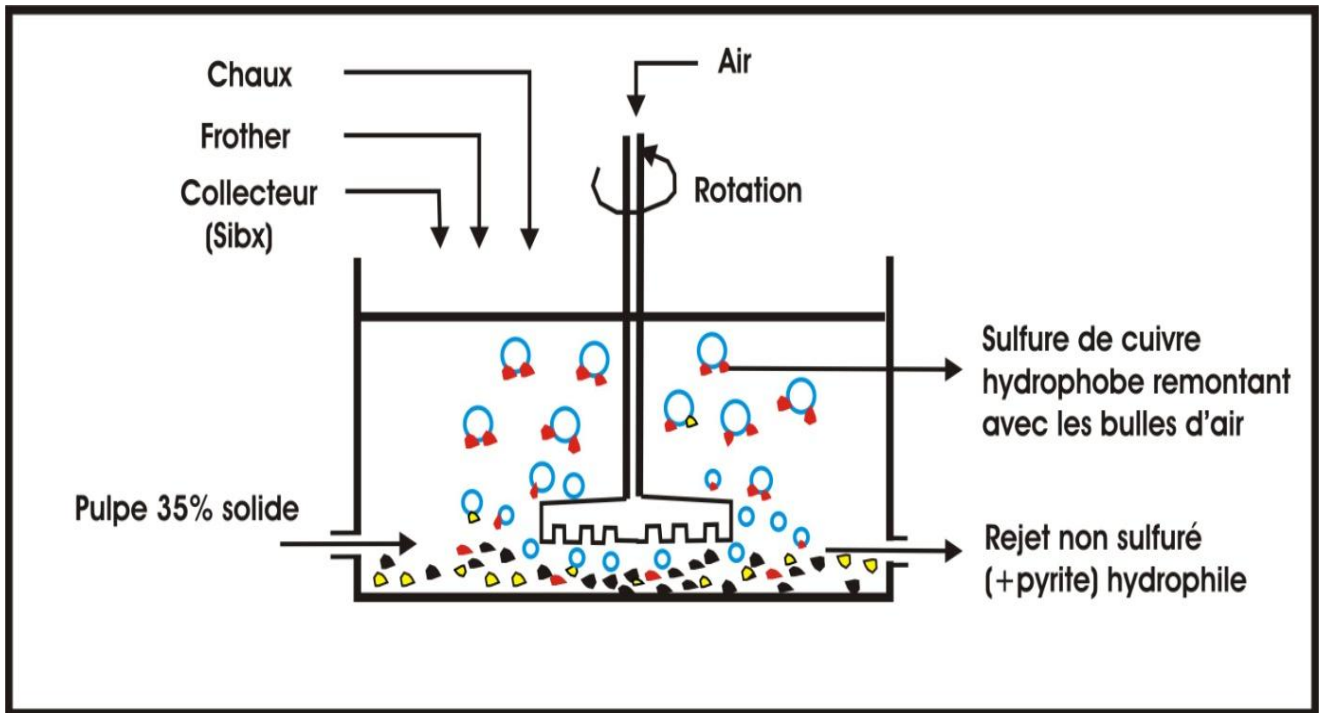


Figure 25 : cellule de flottation.

Le taux de récupération des minéraux cuivrés va dépendre de la nature des minéraux présents. Ainsi pour exemple, le taux de récupération de l'engargite, la luzonite et la tennantite atteint 93-95% alors que ce taux est de 55% pour la chalcoppyrite et de 30% à 50% pour les oxydes (Meek *et al.* 2007). Ces chiffres sont relatifs car ce taux va dépendre de plusieurs facteurs comme la libération des minéraux porteurs du cuivre, la classe granulométrique des minéraux présents ou encore le pH.

L'usine de flottation (figure 21 (4) et 26) est composée de nombreuses cellules de flottation (scavenger-rougher-cleaner) ayant pour buts de séparer et concentrer le minerai (figure 26). Les premières cellules servent à récupérer un maximum de minéraux porteurs de cuivre alors que les autres cellules (cleaner1-2-3) ont plutôt pour but d'augmenter la concentration cuivre (Katya Evtiminova, Comm.pers.).

En 2007, le taux de récupération était de 87.1% pour le cuivre, 65.2% pour l'or, 49.2% pour l'argent et 92.5% pour l'arsenic (Baltov *et al.* 2007).



Figure 26 : image d'une partie du circuit de flottation de l'usine de Chelopech.

### 3.5 Thickener

La mousse contenant les minéralisations de cuivre et d'or provenant de l'usine de flottation va par la suite se retrouver dans le thickener qui va épaissir la solution par principe de sédimentation (figure 21 (5) et 27) (Katya Evtiminova, Comm.pers.).



Figure 27 : photo du thickener de l'usine de Chelopech.

### 3.6 Filters

Une fois la pulpe épaissie, elle va passer à travers un filtreur (filter) qui va retirer une grande partie de l'eau et ainsi aboutir à un concentré solide (figure 21 (6)). Deux types de filtreurs sont utilisés à Chelopech : le « ceramec concentrate filter » et le « metso concentrate filter » (Obs. pers.).



### 3.7 Le concentré

Le concentré (figure 21 (7)) issu des nombreux processus de traitement contient environ 15% à 17% de cuivre, 20g à 30g d'or par tonne et 5% d'arsenic (Coffey Mining 2010). Cette grande concentration en arsenic contraint le groupe Dundee Precious Metal, propriétaire de la mine, à exporter le concentré vers la Namibie, où une fonderie spéciale (fonderie de Tsumeb) permet de le traiter (Coffey Mining 2010).

### 3.8 Tailings

La pulpe non valorisée provenant des cellules de flottation va passer à travers une batterie d'hydrocyclones. Les plus grosses particules (underflow) vont être amenées vers la « paste plant » où elles seront mélangées à du ciment pour ensuite être envoyées dans la mine afin de combler les « stopes ». A l'opposé, les plus fines particules (overflow) vont être envoyées vers le lac de tailings (TMF) via un pipe (figure 21 (8)) (Obs. pers.).

### 3.9 Fonderie

Comme mentionné précédemment, le concentré de cuivre-or de Chelopech est envoyé en Namibie vers la fonderie de Tsumeb (acquisition du groupe Dundee) dû à sa haute teneur en arsenic (5%). En effet, la limite pénalisante pour une fonderie classique est de 0.2% d'arsenic (Wilson et al. 1993) Pour résoudre ce problème, le groupe Dundee Precious Metal Inc. a acheté la fonderie de Tsumeb qui possède une partie où l'arsenic peut être enlevé du concentré (Dundee 2012).

Dans la fonderie, le concentré de cuivre est chauffé à haute température (1200°C), et l'arsenic va passer à l'état gazeux. Ce dernier va alors transiter à travers une cheminée où les gaz sont récupérés dans de grands sacs. Ceux-ci vont ensuite être transférés vers l'usine d'arsenic où il va être transformé en trioxyde d'arsenic ( $As_2O_3$ ). Ce trioxyde d'arsenic va ensuite être vendu car il peut être utilisé dans plusieurs applications comme le secteur des pesticides ou le traitement du bois (Dundee 2012). Le produit principal de la fonderie est un blister de cuivre contenant 98.5% Cu (Dundee 2012).

### 3.10 Implantation d'une usine de lixiviation (heap leaching)

Un projet d'implantation d'une usine de lixiviation en tas (heap leaching) a été lancé dans le but de pouvoir traiter le concentré de cuivre et d'or sur place. Cette nouvelle installation a pour but d'utiliser une solution de cyanure (NaCN) afin de mettre l'or (et le cuivre) en solution (Dundee 2009).

La technique de lixiviation « heap leaching » est très économique et s'applique principalement aux gisements contenant des minerais de faibles teneurs. Une fois broyé, le minerai est disposé en tas et est irrigué avec la solution de cyanure. La saumure chargée d'or et de cuivre percole et se retrouve dans un bassin. Cette solution enrichie va ensuite passer à travers les cellules SX/EX (solvant extraction/electrowinning) où la solution va être enrichie. Lorsque celle-ci est suffisamment enrichie, elle va subir une électrolyse afin d'obtenir des blisters de cuivre. L'or va être récupéré suite au traitement « Carbon In Leach » (CIL) (Dundee 2009) (figure 28).

Cette nouvelle usine de traitement permettrait de produire directement des cathodes de cuivre et de l'or doré à Chelopech sur le site de la mine. Cela éviterait ainsi de transporter le minerai vers la Namibie (fonderie de Tsumeb). Cette nouvelle usine a pour projet de produire 48 millions de livres de cuivre et 140 onces d'or doré par an (Dundee 2009).

Cependant, l'usine de lixiviation utiliserait du cyanure afin de dissoudre l'or, et ce composé très toxique fait l'objet de nombreuses frayeurs auprès des autorités bulgares et auprès de la population comme le démontre les nombreuses pétitions qui ont vu le jour en Bulgarie (CEE bankwatch network 2009).

A ce jour, le projet n'a toujours pas été accepté car l'Union européenne ne veut plus prendre le risque d'utiliser sur son territoire des composés toxiques comme le cyanure qui pourrait potentiellement être très nocif pour l'environnement et les populations (Parlement européen 2010).

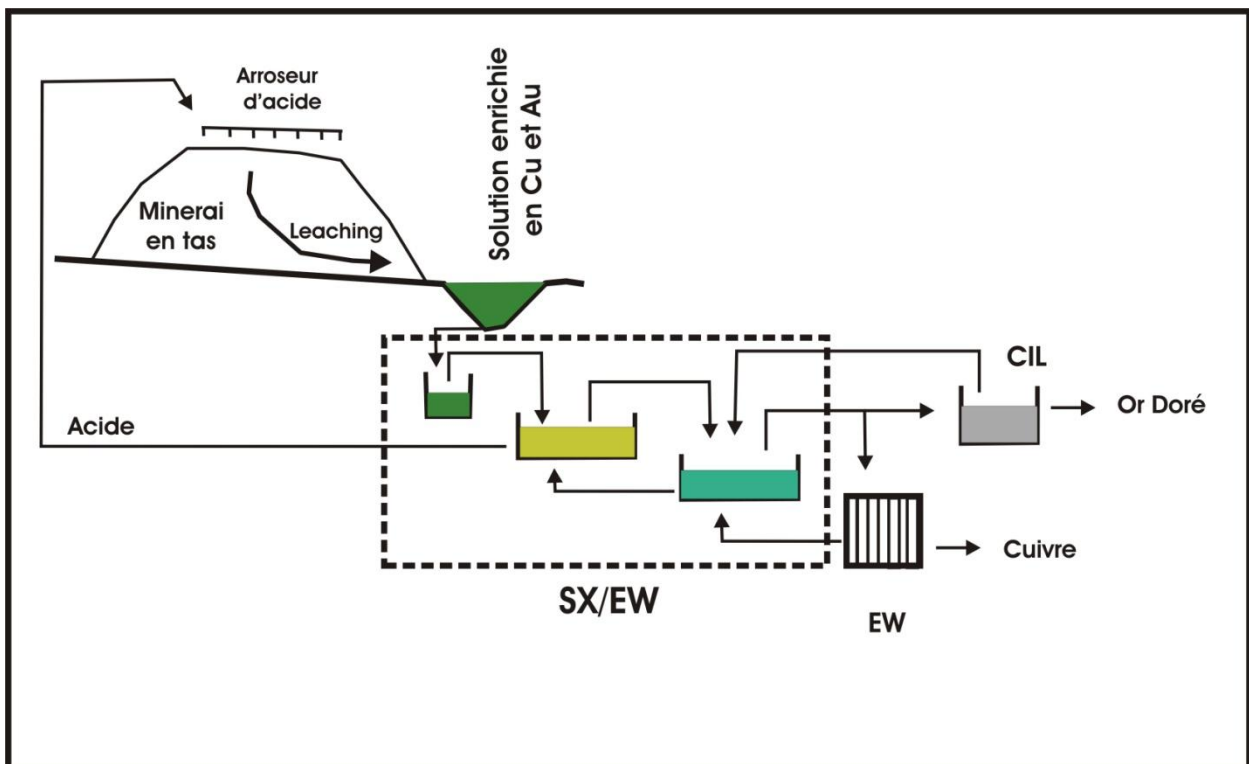


Figure 28 : schéma simplifié représentant le processus de heap leaching initialement prévu à Chelopech (d'après Dundee 2009).

#### 4. Production

La mine de Chelopech a extrait environ 1 300 000 tonnes de minerai en 2011 et 3000 tonnes de minerai peuvent être traités par jour. Les réserves prévues sont de 25 millions de tonnes pour des concentrations en or de 3.4 g/tonnes et 1.28 % de cuivre. En 2010, la production d'or fut de 65 512 onces (environ 20 tonnes) et la production de cuivre de 27 millions de pounds (environ 12 000 tonnes) (Dundee 2011).

## 5. Environnement

Plusieurs points peuvent être évoqués concernant l'aspect et l'impact environnemental de la mine de Chelopech : la gestion de l'eau, la gestion du lac des tailings (TMF), le drainage minier acide et la neutralisation de l'arsenic.

### 5.1 Gestion de l'eau

La mine tourne en circuit « fermé » : toute l'eau utilisée est épurée puis réutilisée. L'eau du lac des tailings est réutilisée une fois que les particules ont décanté dans le fond (Obs pers.). En cas de manque d'eau, la mine peut pomper de l'eau dans le lac de Chelopech (Dundee 2011).

### 5.2 Lac des tailings (TMF)

Le lac des tailings (TMF : Tailings Management Facilities) (figures 29, 30,31) est le lieu où sont envoyés les tailings de plus fines granulométries provenant des cellules de flottation. Le barrage est constitué de terre mais possède tout de même une géomembrane en son centre évitant le passage d'éléments non désirés en dehors du barrage (Katya Evtiminova, Comm.pers.). Le pH moyen de l'eau du lac est de 10, dans le but d'éviter la libération de métaux lourds (comme l'arsenic) dans l'environnement (Obs.pers.).

Le TMF doit faire face à un agrandissement de sa capacité, cette dernière étant jugée insuffisante par un organisme environnemental (CEE bankwatch network 2009). En effet, selon cet organisme le niveau du bassin serait à un niveau critique et une pluie torrentielle ou une fonte rapide des neiges pourrait faire déborder le lac et ainsi contaminer les terrains envahis, la rivière Maritsa (figure 30) ainsi que l'eau potable utilisée par environ deux millions de personnes (CEE bankwatch network).



Figure 29 : aperçu du lac des tailings avec en arrière plan l'usine de la mine de Chelopech.

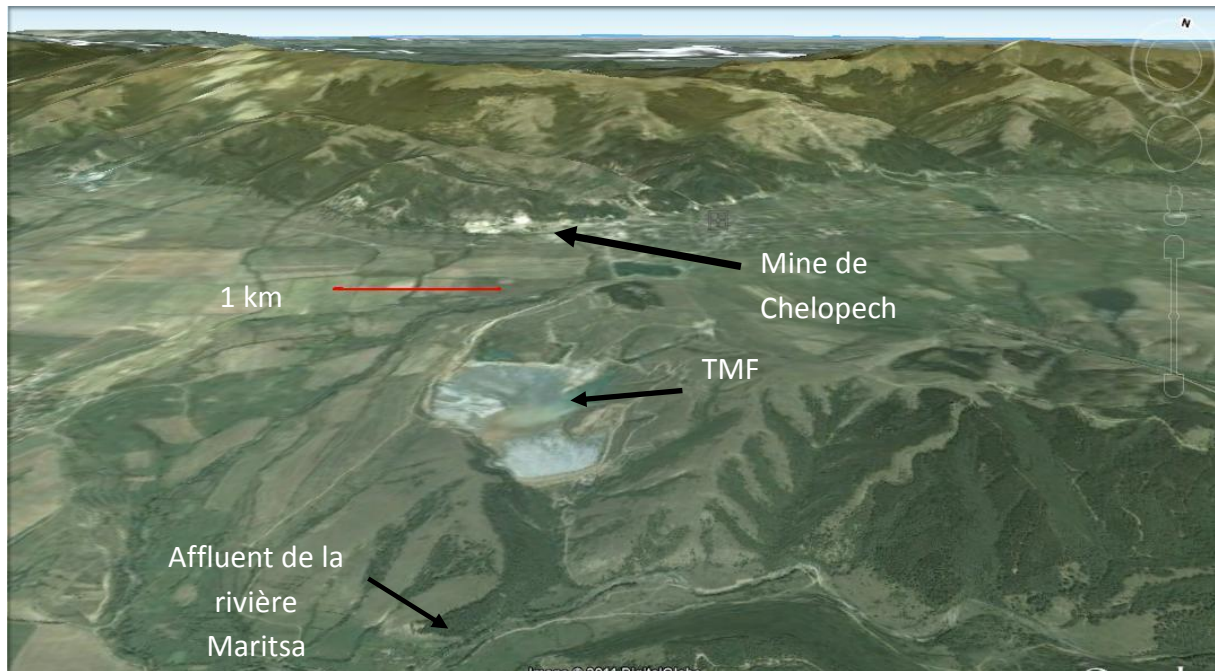
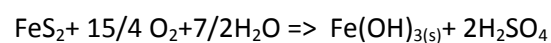


Figure 30 : vue Google Earth de la situation du TMF.

### 5.3 Drainage minier acide

Le drainage minier acide (Acid Mine Drainage) est un type de pollution fréquent dans les districts miniers et résulte de l'oxydation de minéraux sulfurés dans la mine, dans les tas de stockage ou dans les tailings. La dissolution des minéraux suite au phénomène d'oxydation entraîne la génération d'acide « libre » et de métaux et métalloïdes solubles dans l'environnement (Bowell and Bruce 1995).

Dans le cas de Chelopech, ce problème de drainage minier acide pourrait provenir des tas de concentré de pyrite qui sont stockés au Nord du lac des tailings (figure 31). En effet, avec l'altération, les eaux météoriques vont se charger en sulfates entraînant une acidification des eaux qui pourrait être néfaste pour les rivières et les aquifères. L'oxydation de la pyrite va ainsi donner de l'acide sulfurique :



Cette réaction d'oxydation de la pyrite est fortement exothermique. La chaleur va augmenter l'évaporation des eaux minières favorisant ainsi la formation de sels efflorescents tels que la melanterite, la rozenite, la szomolnokite, la copiapite, le rhomboclase ou encore la chalcantite et l'halotrichite (Nordstrom 2011).

Malgré la présence de Fe, As et S parmi les éléments majeurs composant la minéralisation de Chelopech, aucune arsénopyrite ni pyrite enrichie en As n'est présente dans le gisement et par conséquent dans les tailings (Baltov *et al.* 2007), ce qui est confirmé par les analyses EDX (voir V.1.2 « Analyses EDX »).



Figure 31 : Concentré de pyrite laissé à l'air libre aux abords du lac de tailings.

#### 5.4 Neutralisation de l'arsenic

Comme mentionné précédemment, une grande partie des minéraux extraits contiennent de l'arsenic (tennantite, luzonite, enargite...). La présence de ces minéraux pose à la fois des soucis au point de vue du traitement du concentré mais également d'un point de vue environnemental. En effet, une partie de ces minéraux (et par conséquent de l'arsenic) va être présent dans les tailings et vont être rejetés dans l'environnement.

L'arsenic est un élément de type sidérophile et chalcophile qui appartient à la famille des métaux lourds (bien qu'il n'en ait pas toutes les caractéristiques) (Bertin 2005). Il est hautement toxique et une surdose pourrait causer de nombreux cancers chez l'homme ainsi qu'un risque de pollution accru de l'environnement. La concentration maximale admise dans l'eau potable par l'Organisation Mondiale de la Santé est de 0.010mg/l (World Health Organisation 1996).

L'arsenic se retrouve sous différents états d'oxydation : -III (arsine gaz), 0 (cristallin), + III (arsénite (le plus toxique)) et + V (arséniate). Une des façons de le neutraliser est de rendre le milieu basique pour éviter que l'arsenic ne soit libre et puisse se dissocier dans l'environnement (Matschullat 2000).

En milieu acide, les surfaces négatives de l'atome de métal vont se lier avec des  $H^+$  ; le métal sera libre, actif dans l'environnement. Au contraire, en milieu basique, les surfaces négatives vont se lier avec des complexes et le métal ne sera pas « libre ». Pour ce faire, de la chaux est ajoutée (CaO) (CEE bankwatch network 2009, Obs pers.), dans le but d'augmenter le pH et ainsi former des sels d'arsenic comme du  $Ca_3(AsO_4)_2$  ou encore du  $Ca_{10}(AsO_4)_6(OH)_2$  (Magalhaes 2002).

Le lac des tailings ayant un pH de 10 (Obs. pers.), nous pouvons voir sur le diagramme ci-dessous (figure 32) que les formes les plus rencontrées seront  $H_2AsO_3$  et  $HAsO_4$  (arséniate). Sous cette forme, l'arsenic est inactif et ne poserait a priori pas de dégât sur l'environnement (Magalhaes 2002, Bertin 2005).

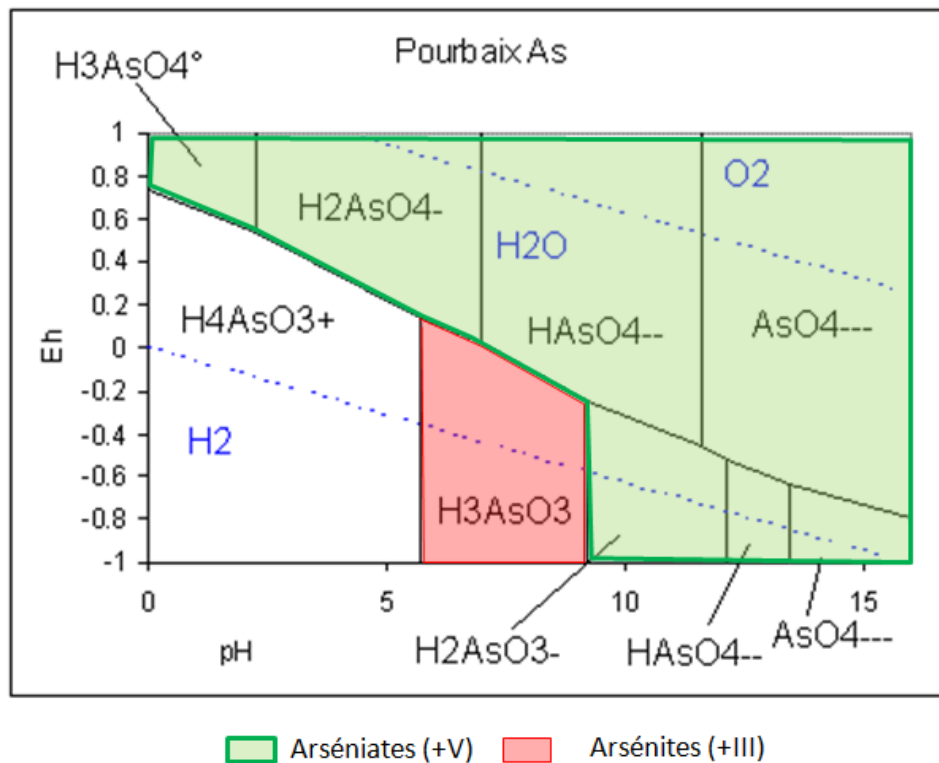


Figure 32 : diagramme Eh/pH reprenant les espèces d'As en solution aqueuse pour une température de 25°C et pression de 1 bar. Modifié d'après <http://www.terre-et-eau.univ-avignon.fr/TEST/Fichiers/redox.pdf>

L'arsenic est considéré comme un métal lourd (un métalloïde en réalité) et peut contaminer l'atmosphère (et causer des problèmes respiratoires), les sols (contamination des plantes) et l'hydrosphère (rivière, océan et nappes aquifères) (Magalhaes 2002).

La distribution des espèces arséniées dépend des conditions environnementales : principalement le pH, le potentiel d'oxydoréduction ainsi que la présence de micro-organismes capables de réduire les arsénates ou oxyder les arsénites (Bertin 2005).

## V. Méthodologie

### 1. Analyse qualitative

#### 1.1 Analyses pétrologiques

Plusieurs sections polies ont été réalisées sur du minerai (veine de Tn-En-Cp et stockwork) dans le but de mieux connaître l'agencement des minéraux entre eux et par rapport à la gangue (figure 33, 34, 35 et 36). Cette analyse pétrologique, à l'aide d'un microscope optique à lumière réfléchie, permettra notamment d'observer la taille des différents minéraux présents ainsi que de comprendre les associations minérales observées sur le minerai broyé.

En général, les minéralisations du gisement de Chelopech sont assez complexes et variées, ce qui se confirme dans les images de sections polies (figure 33, 34, 35, 36 et 37) réalisées dans des roches de la Formation de Chelopech (voir II.4 «Pétrologie »).

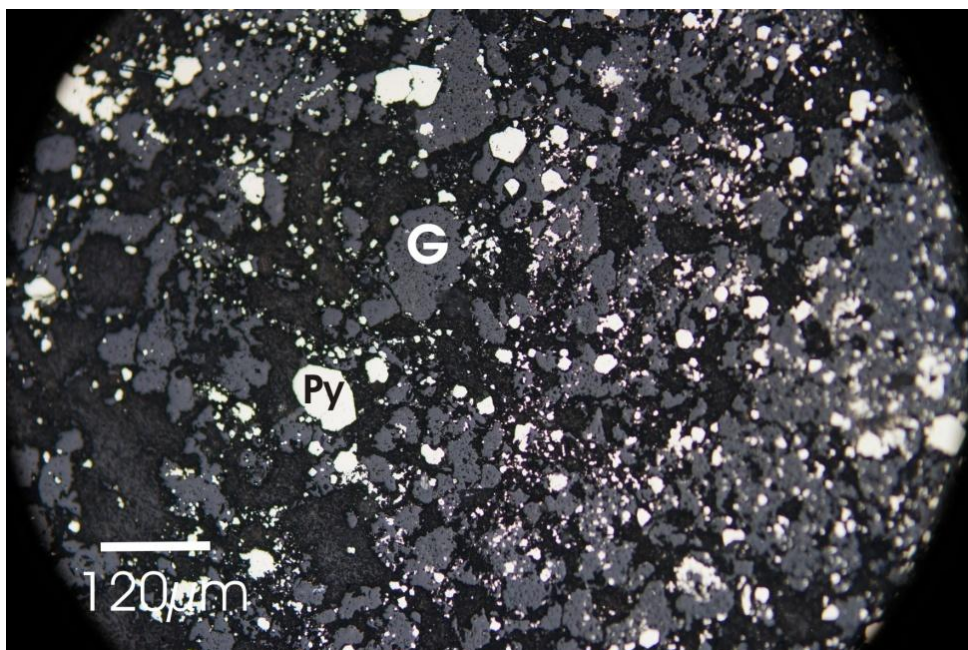


Figure 33 : image vue au microscope optique à lumière réfléchie. Minerai de type « stockwork » constitué essentiellement de pyrite disséminée dont la taille varie de 5  $\mu\text{m}$  à 100  $\mu\text{m}$ . Situation très fréquente qui peut en partie expliquer l'abondance de pyrite dans le minerai broyé, le concentré et les tailings.

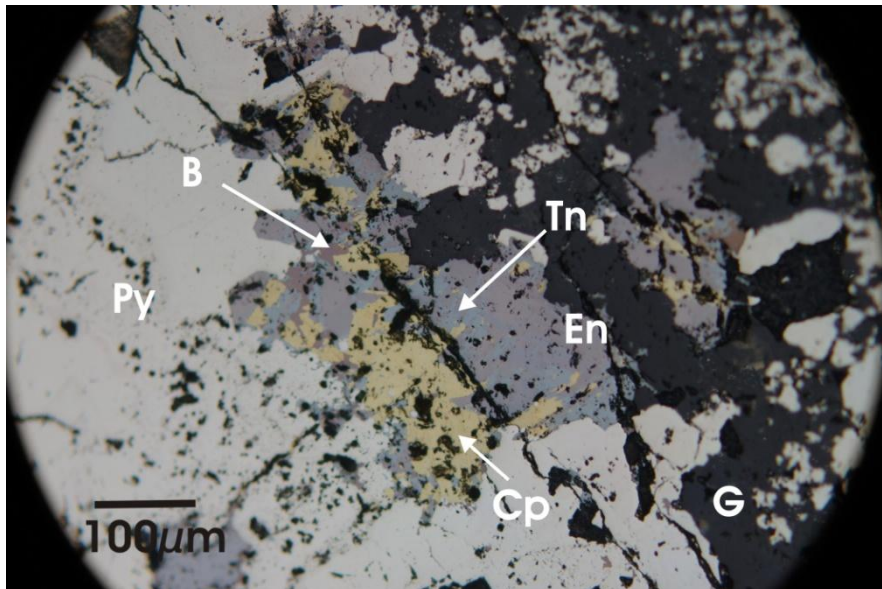


Figure 34 : image vue au microscope optique à lumière réfléchie. Assemblage minéralogique complexe en bordure d'un grand grain de pyrite dans un minerai de type « stockwork ». Cette situation nous permet de mieux comprendre pourquoi les grains sulfurés du minerai broyé, du concentré ou des tailings sont rarement de type monominéral.

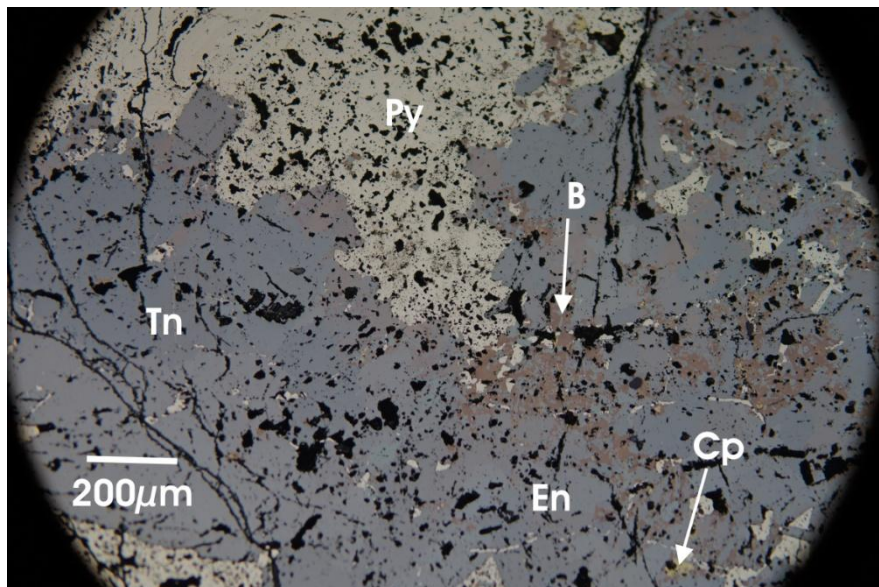


Figure 35 : image vue au microscope optique à lumière réfléchie. Assemblage minéralogique complexe dans une veine minéralisée avec une grande plage minérale composée de tennantite, enargite et bornite et une plage de pyrite.



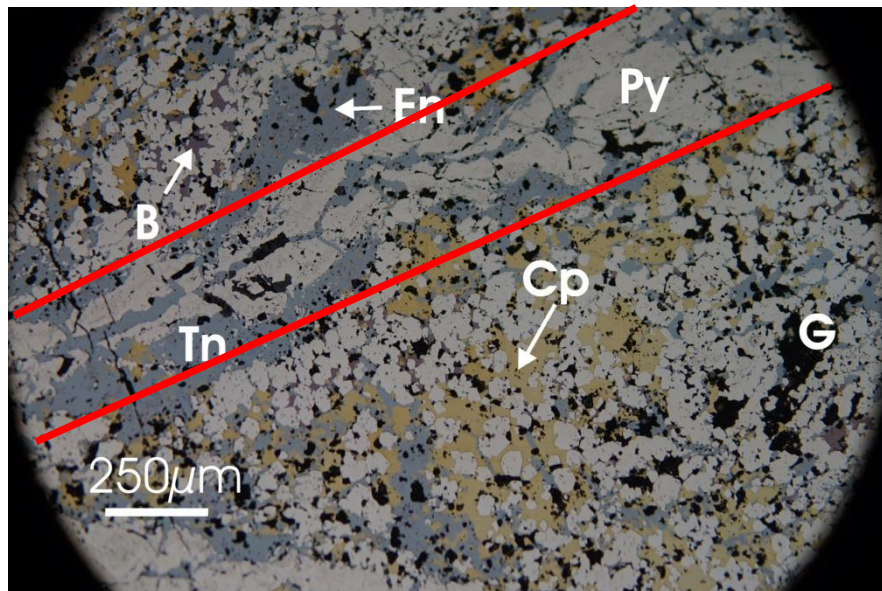


Figure 36 : image vue au microscope optique à lumière réfléchi. Une veine de pyrite et tennantite traverse la section (rouge). De part et d'autre de cette veine : pyrite disséminée avec des cristallisations interminérales de chalcopyrite, bornite, tennantite et enargite.

Les différents minéraux observés dans les figures 33 à 36 ont des tailles très variables selon le type de minerai (veine, stockwork...) et selon l'assemblage minéralogique. Cela va avoir un impact sur la taille de libération du broyage et *in fine* sur la récupération des minéraux porteurs du cuivre et de l'or.

## 1.2 Analyses EDX

Des analyses EDX ont été effectuées à l'aide d'un microscope électronique à balayage (MEB) (modèle ESEM XL 30) équipé d'une sonde EDS. L'échantillon, une section de roches en place issue d'une veine enargite-tennantite-chalcopyrite, a préalablement été métallisé afin de rendre sa surface conductrice permettant ainsi d'effectuer cette analyse.

Le principe de la microscopie électronique à balayage consiste à bombarder un échantillon avec un faisceau d'électron. L'interaction entre l'échantillon et le faisceau d'électrons émis va créer plusieurs émissions qui peuvent être détectées : électrons secondaires, électrons rétrodiffusés, rayons X mais aussi catodoluminescence ou encore électrons d'Auger. Dans notre cas, c'est la détection des rayons X qui a été utilisée sur divers minéraux afin d'en connaître la composition à 0.1%-1% près. Notons tout de même que ces analyses ne sont pas ponctuelles car le faisceau d'électrons émis interagit avec un volume de matière de l'échantillon et les analyses peuvent être influencées par les éléments situés à proximité de la zone étudiée (Goldstein *et al.* 1992).

Le principe des analyses EDX est assez simple : le faisceau incident d'électron excite les électrons des couches internes des atomes concernés et les éjecte en dehors de leur structure électronique. Pour combler ces vides, les électrons provenant de couches les plus externes et plus énergiques vont prendre la place des électrons éjectés en émettant de l'énergie (notamment) sous forme de rayons X, qui vont être détectés par le capteur. Cela permettra *in fine* de connaître la composition de l'élément étudié grâce à l'intensité des différentes raies émises (K alpha, K beta...) par les éléments présents (Goldstein *et al.* 1992).

Cette analyse EDX a permis de connaître la nature de certains minéraux qui n'avaient pu être identifiés ainsi que la composition en éléments majeurs des minéraux présents dans la section polie (figure 37). Avec un seuil de détection compris entre 0.1% et 1%, la pyrite analysée ne contient que du Fe et du S, pas d'As (annexe 5a). La chalcopryrite, l'enargite et la tennantite n'ont montré aucun enrichissement en éléments mineurs (pas de Ge, Pt, Au, Ag, Sb détecté) (annexes 5b, 5c, 5d).

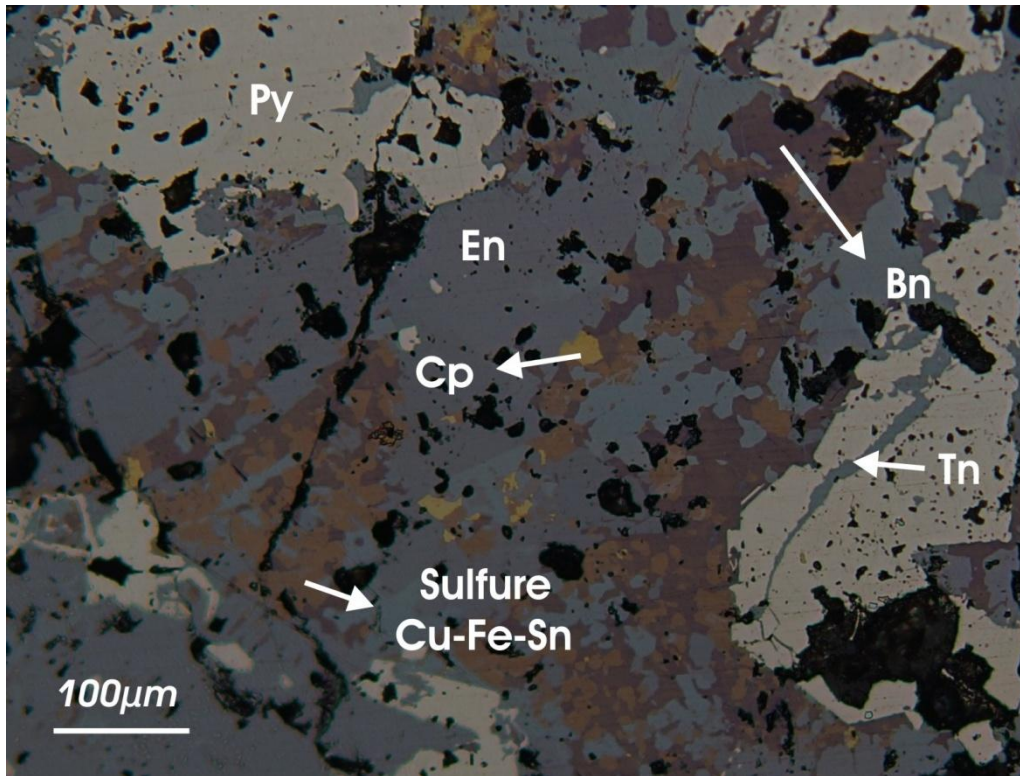


Figure 37 : image des minéraux analysés par EDX vue au microscope optique à lumière réfléchie sur une veine tennantite-chalcopryrite (Py : pyrite, Cp : chalcopryrite, Bn : bornite, Tn : tennantite, En : enargite).

Un sulfure de Cu-Fe-Sn présent sous forme de minéraux de 10-50 µm a pu être détecté grâce à cette analyse (figure 37). En recoupant les éléments majeurs présents avec les observations optiques, il pourrait s'agir de vinciennite ( $\text{Cu}_{10}\text{Fe}_4\text{Sn}(\text{As,Sb})\text{S}_{16}$ ), de chatkalite ( $\text{Cu}_6\text{FeSn}_2\text{S}_8$ ) ou de stannoidite ( $\text{Cu}_8(\text{Fe,Zn})_3\text{Sn}_2\text{S}_{13}$ ) (annexe 5e). Il est cependant très probable qu'il s'agisse de la vinciennite car ce minéral a été observé dans d'autres gisements du district Panagyrishte (Kouzmanov 2001).

De la galène riche en sélénium (figure 39) a également été détectée. En effet, le sélénium peut substituer le soufre et il n'est pas rare d'observer un enrichissement en Se de la galène (Kesler 1994) (annexe 5f). Les galènes sélénifères présentes dans la section étudiée ont donc une composition intermédiaire entre la galène ( $\text{PbS}$ ) et la clausthalite ( $\text{PbSe}$ ). Cette galène se trouve sous forme de petites inclusions (1-40µm) en assez grand nombre dans l'échantillon analysé (figure 38).

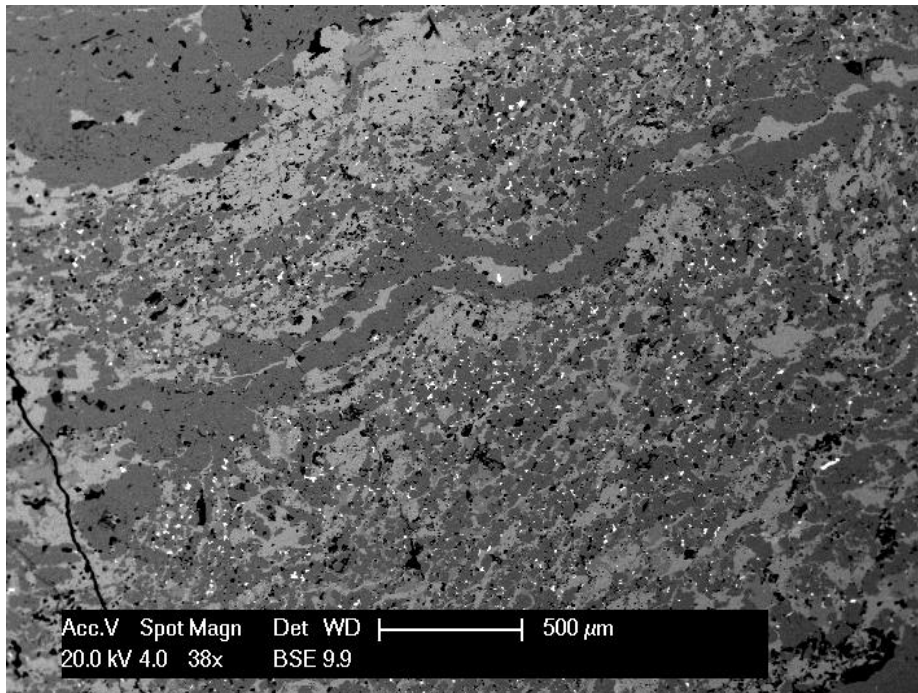


Figure 38 : image d'une partie de la section polie obtenue par MEB avec les inclusions de galènes sélénifères en blanc.

En faisant le point pour les minéraux observés sur les différentes sections polies sur roches et sur les échantillons macroscopiques :

*Pyrite* : la pyrite est le sulfure majoritaire et se rencontre à la fois sous forme disséminée, de veines, ou de larges plages parfois centimétriques.

*Bornite* : la bornite se trouve souvent en inclusion dans la pyrite mais également en association avec des plages d'enargite/tennantite ou en comblement entre des grains de pyrite.

*Chalcopyrite* : dans les minerais de type disséminé, la chalcopyrite se trouve en très petites inclusions (10-15µm) dans des minerais de pyrite mais se rencontre également en association avec des plages d'enargite-tennantite en comblement des vides entre la pyrite disséminée.

*Galène sélénifère* : la galène n'est pas très abondante dans les minéralisations de Chelopez et se trouve toujours sous forme de petits minéraux (1-40µm). Elle peut toutefois être assez représentée dans les veines En-Tn-Cp généralement en association avec la pyrite et la bornite.

*Vinciennite* : la vinciennite est assez rare dans le gisement de Chelopez mais se rencontre dans les veines En-Tn-Cp presque toujours en association avec la bornite.

*Covellite* : la covellite se rencontre souvent en association avec la bornite mais aussi avec la tennantite et l'enargite. Elle se présente sous forme de petites veines micrométriques ou sous forme de minéraux de tailles millimétriques.

*Enargite et tennantite* : ces minéraux sont très souvent associés et forment parfois de larges plages minérales ou de petits minéraux avec la pyrite disséminée. Ils se présentent aussi bien sous forme de minerai disséminé avec la pyrite que sous forme de larges veines enargite-tennantite-chalcopyrite.

### 1.3 Analyse granulométrique et minéralogique des produits issus de l'usine de traitement

Divers échantillons en poudre provenant de l'usine de traitement de Chelopech (minerai après broyage, tailings 1, tailings 2, total tailings et concentré) (figure 39) ont été tamisés par voie humide à l'aide de tamis d'ouverture 75 $\mu$ m et 38 $\mu$ m. Trois classes granulométriques sont ainsi obtenues : -38 $\mu$ m, entre 38 $\mu$ m et 75 $\mu$ m, et supérieure à 75 $\mu$ m. Ces échantillons sont représentatifs d'une moyenne de 10 jours d'échantillonnage en juillet (11-21 juillet 2011) et en août (21-31 août 2011). Trois sections polies de chaque produit correspondant aux trois classes granulométriques ont été réalisées et analysées à l'aide d'un microscope optique à lumière réfléchie.

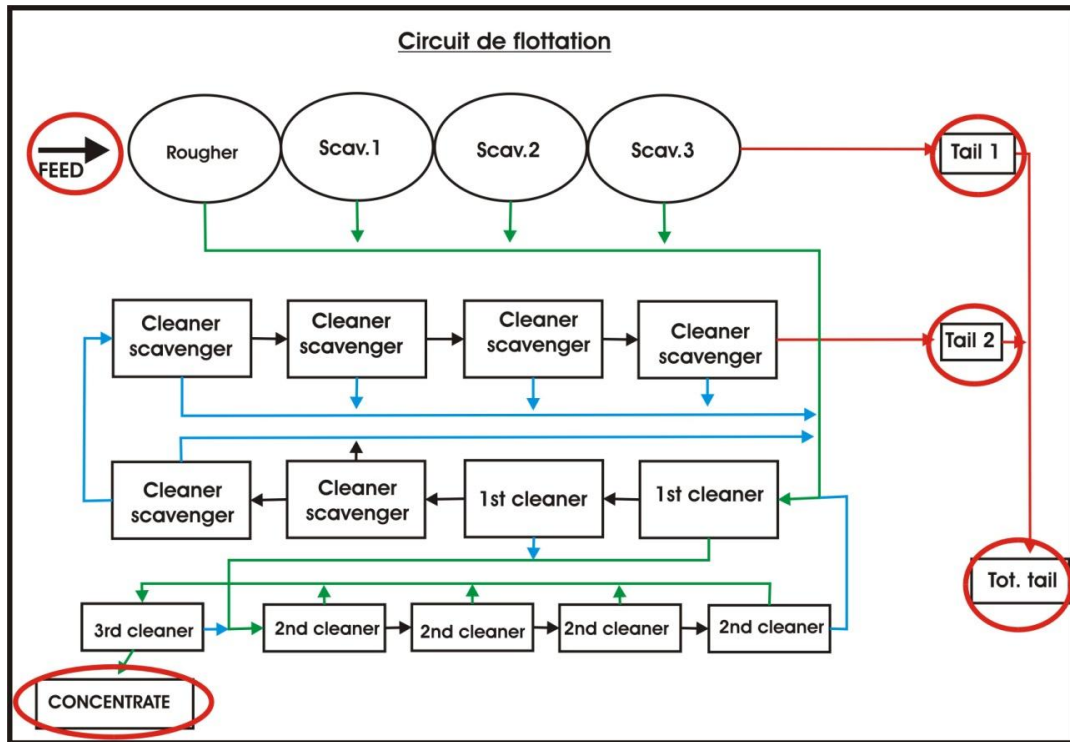
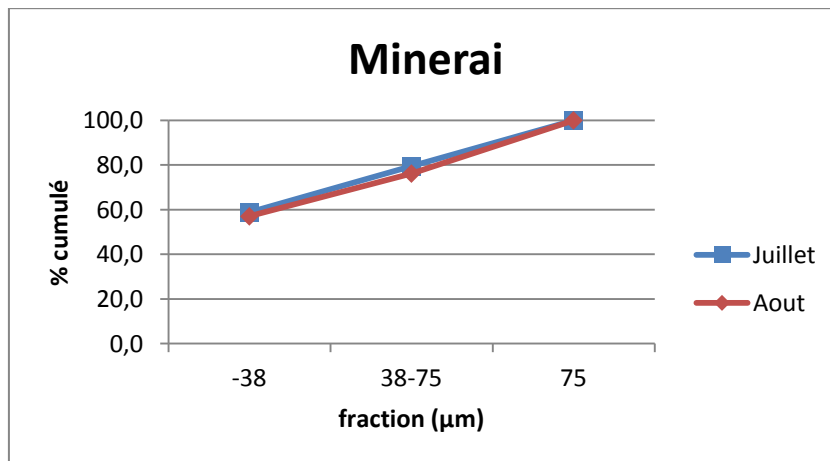


Figure 39 : point d'échantillonnage dans l'usine de traitement (rond rouge).

#### a) Minerai



Graphique 1 : fraction granulométrique du minerai à la sortie du broyeur pour les mois de juillet et août.

Les différentes fractions granulométriques sont globalement similaires pour les deux mois échantillonnés (graphique 1, annexe 6). D'un point de vue minéralogique, une majorité de gangue et de sulfures (majoritairement la pyrite) a été observée. Des minéraux sulfurés (sous forme libre ou associés à d'autres minéraux) ont également été observés dans les sections polies: enargite, covellite, tennantite, chalcopryrite, bornite, cuivre natif. Le produit est prêt pour la flottation car la majorité des minéraux sont libérés (figure 40).

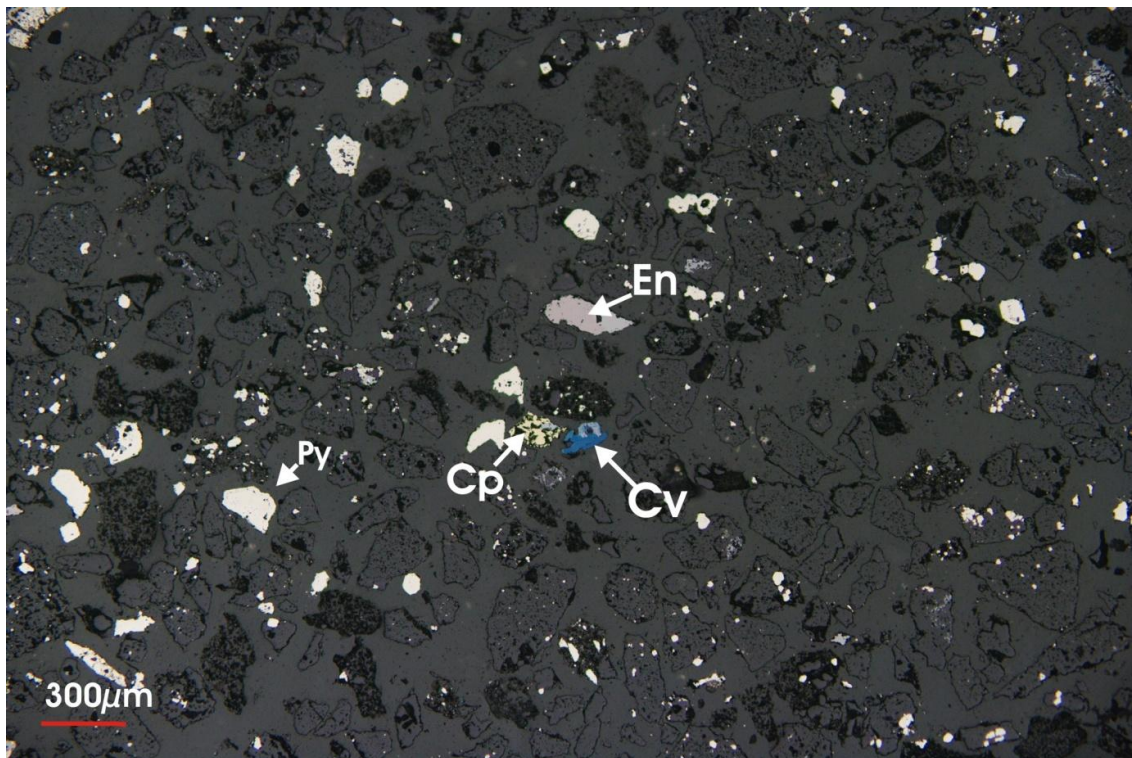
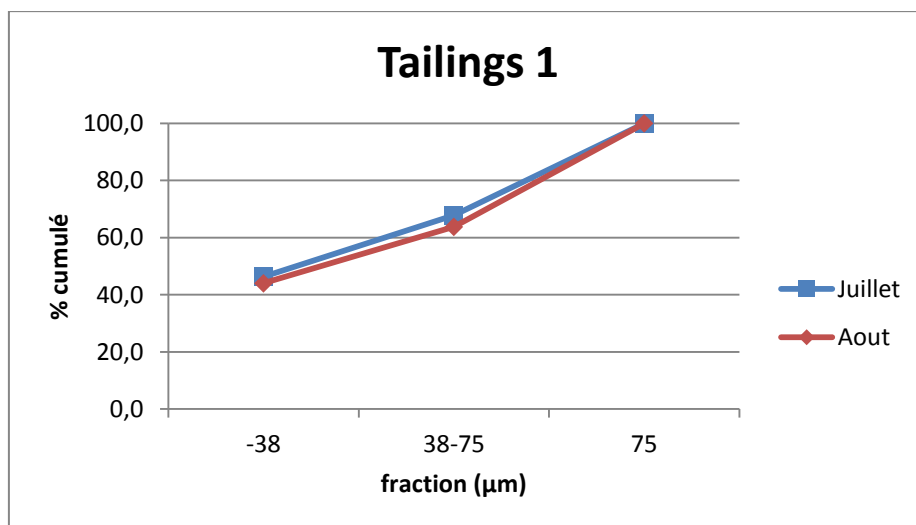


Figure 40 : section polie sur le minerai juillet fraction +75µm vue au microscope à lumière réfléchie. Py : pyrite, En : enargite, Cv : covellite et gangue en noire.

**b) Tailings 1 (rougher-scavenger tails)**



Graphique 2: fraction granulométrique des tailings 1 juillet et août.

Les classes granulométriques des tailings 1 des mois de juillet et août (graphique 2, annexe 6) sont similaires même si les fractions  $-38\mu\text{m}$  et  $38-75\mu\text{m}$  sont légèrement plus représentées pour juillet. D'un point de vue minéralogique, les tailings 1 sont majoritairement composés de gangue avec la pyrite comme sulfure principal (figure 41). D'autres minéraux sulfurés ont été observés dans la section en faible quantité : enargite, tennantite ou encore chalcopyrrite (libre ou pas) qui n'ont pu flotter (figure 42). Notons également la présence de rutile probablement formé par l'altération d'amphiboles riches en Ti (figure 43) (Seres-Hartai *et al.* 2001).

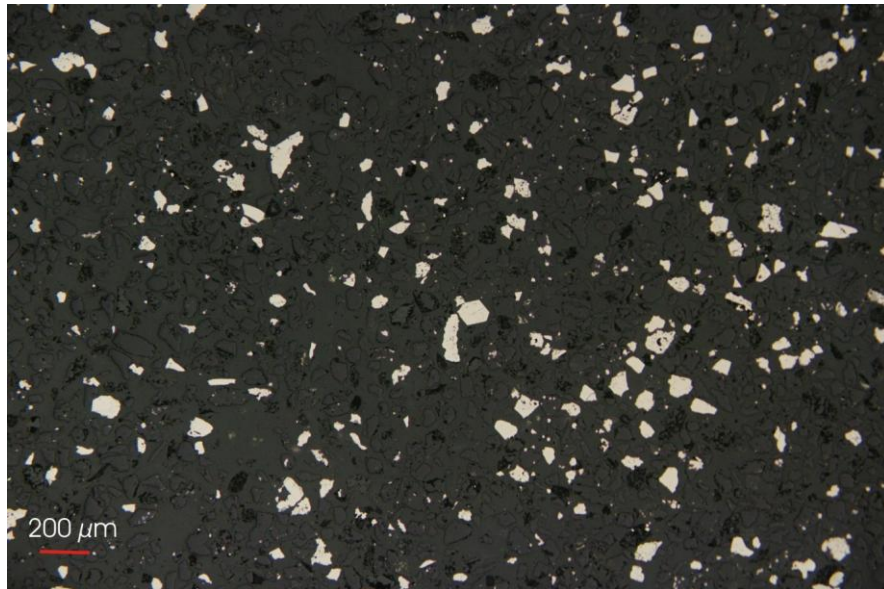


Figure 41 : section polie de tailings 1 juillet sur fraction  $+75\mu\text{m}$  vue au microscope optique à lumière réfléchie. Pyrite en blanc, gangue et résine en noire.

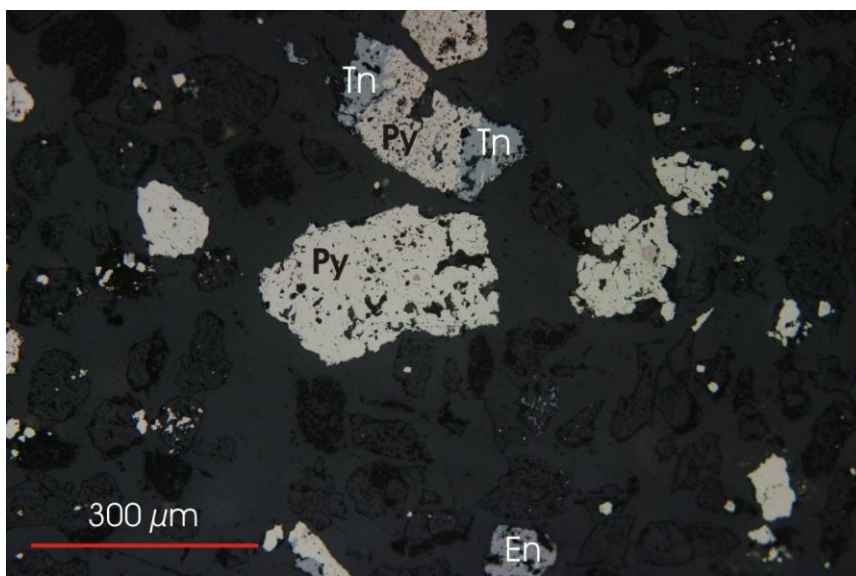


Figure 42 : section polie de tailings 1 juillet sur fraction  $+75\mu\text{m}$  vue au microscope optique à lumière réfléchie. Py : pyrite, Tn : tennantite, En : enargite.

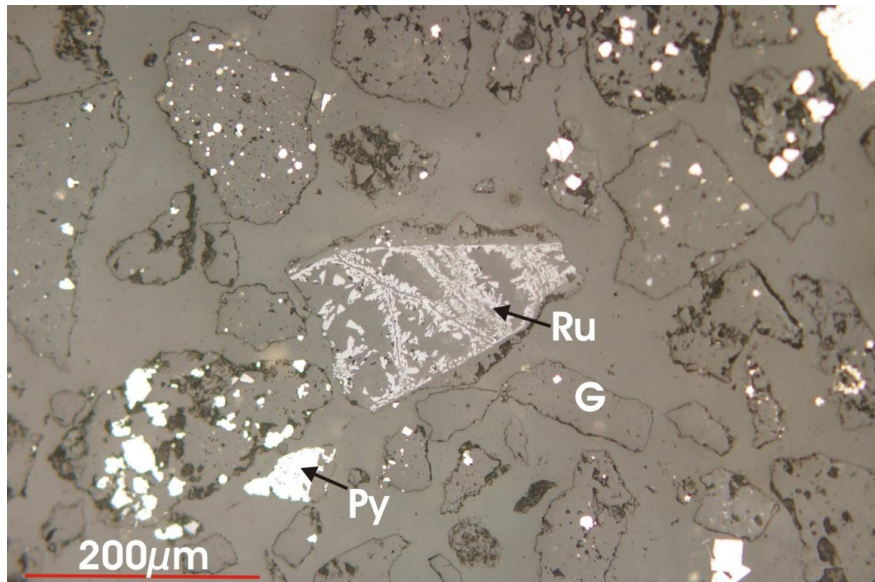
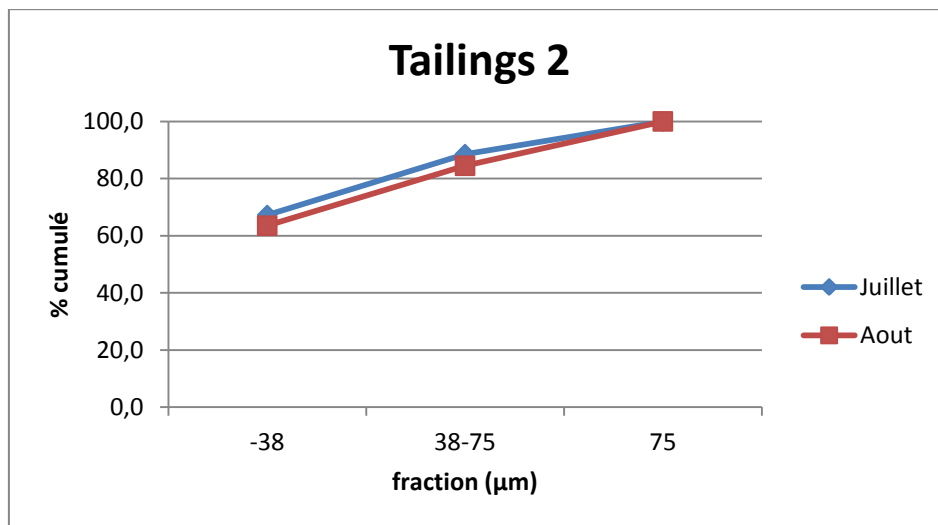


Figure 43 : Section polie de tailings 1 juillet sur fraction +75µm vue au microscope optique à lumière réfléchie. Py : pyrite, Ru : rutile, G : gangue.

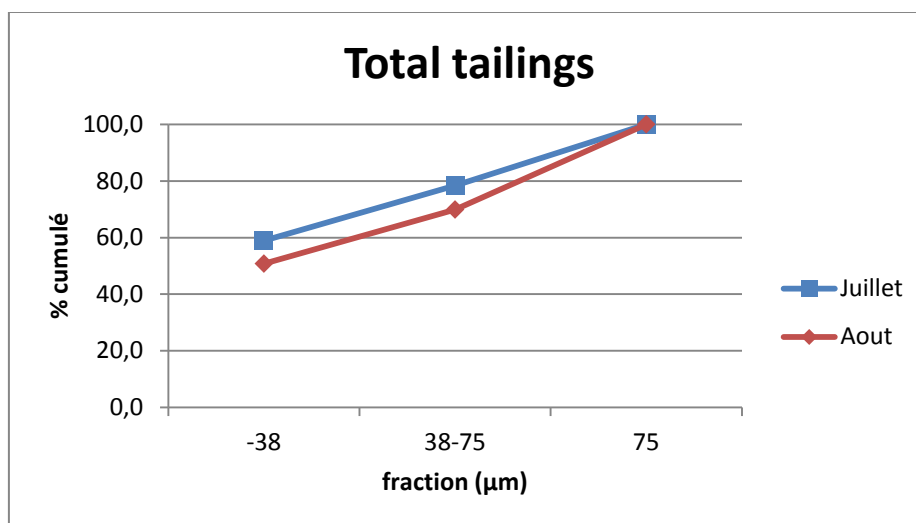
**c) Tailings 2 (cleaner-scavenger tails)**



Graphique 3: fraction granulométrique des tailings 2 juillet et août.

La fraction granulométrique des deux mois est presque similaire (graphique 3, annexe 6). La fraction fine (-38µm) est très importante (+ de 60%). D'un point de vue minéralogique, idem tailings 1 excepté que l'on retrouve davantage de minéraux sulfurés porteurs de cuivre (bornite, chalcopryrite, enargite, tennantite...).

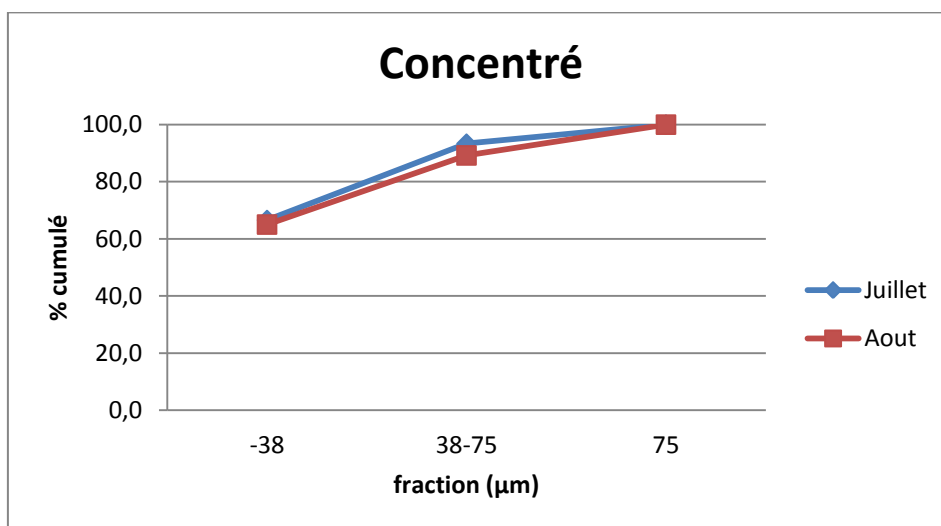
#### d) Total tailings (combine tails)



Graphique 4: fraction granulométrique des tailings totaux juillet et août.

La fraction granulométrique est assez différente pour les deux mois (graphique 4, annexe 6). D'un point de vue minéralogique, idem tailings 1 juillet avec une majorité de gangue et avec la pyrite comme sulfure principal. On retrouve tout de même d'autres minéraux sulfurés (bornite, chalcopryrite, enargite, tennantite...) libre ou pas qui n'ont pu flotter.

#### e) Concentré



Graphique 5: fraction granulométrique du concentré de Cu-Au pour les mois de juillet et août.

Les concentrés de juillet et août présentent une répartition granulométrique assez semblable avec une fraction fine (-38µm) importante (63%) (graphique 5, annexe 6). Le sulfure le plus représenté est la pyrite. De nombreuses autres phases minérales sulfurées sont observées : enargite, covellite, cuivre natif, tennantite, chalcopryrite, bornite ainsi que de l'or. La plupart de ces minéraux sont libérés ou associés à d'autres phases sulfurées (figure 44). L'or a été aperçu sous différentes associations minérales : avec de la bornite et enargite (figure 44), lamellaire dans de l'enargite (figure 45) ou encore libre (figure 46).



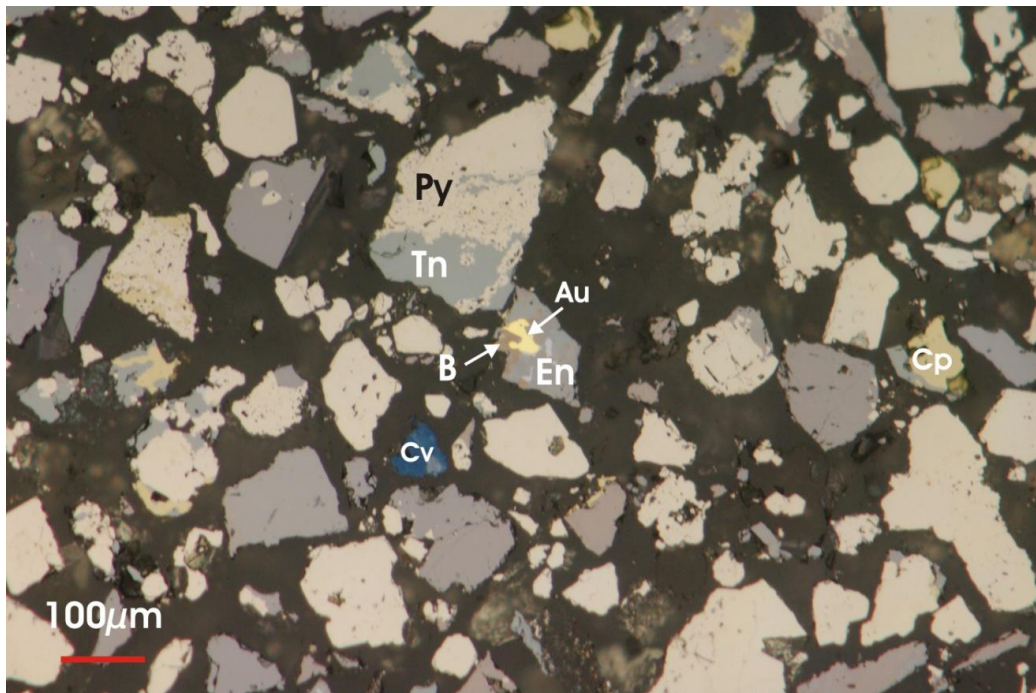


Figure 44: image de section polie sur concentré juillet + 75 μm vue au microscope à lumière réfléchie. Py : pyrite, En : enargite, Tn : tennantite, Cv : covellite, Cp : chalcopryrite, B : bornite, Au : Or.

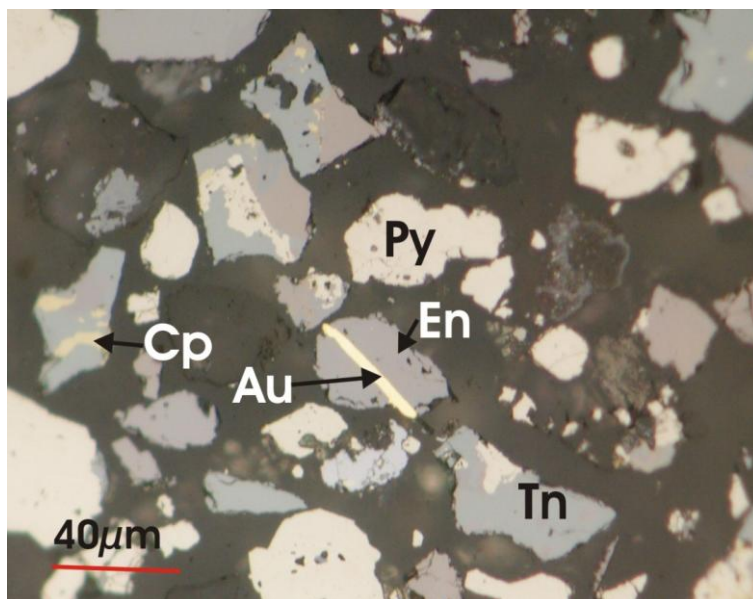


Figure 45 : image de section polie sur concentré juillet 38μm-75μm vue au microscope à lumière réfléchie. Py : pyrite, En : enargite, Tn : tennantite, Cp : chalcopryrite, Au : Or.

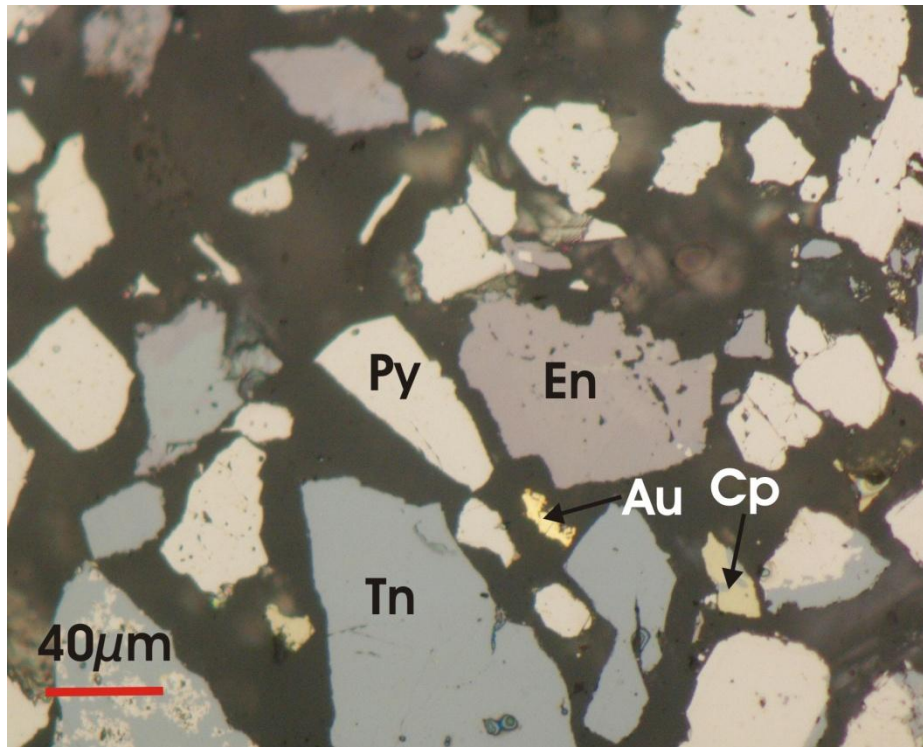


Figure 46 : image de section polie sur concentré juillet 38 $\mu$ m-75 $\mu$ m vue au microscope à lumière réfléchie. Py : pyrite, En : enargite, Tn : tennantite, Cp : chalcopyrite, Au : Or.

Dans tous les produits analysés, la fraction -38 $\mu$ m est la plus représentée, ce qui est théoriquement un avantage dans la récupération des minéraux cuivrés par flottation. Cependant, si le diamètre des particules est inférieur à 10  $\mu$ m, cela pourrait être une entrave dans la récupération car ces particules vont flocculer et s'agglomérer en amas de tailles plus importantes qui ne pourront s'accrocher aux bulles et flotter (voir IV.3.4 «Circuit de flottation »).

## 2. Analyse quantitative des différents produits issus de l'usine de traitement de Chelopech

### 2.1 Acquisition des images

Une analyse quantitative a été réalisée sur des sections polies (38-75 $\mu$ m et +75 $\mu$ m) provenant de différents produits de l'usine de Chelopech (minerai après broyage, tailings 1, tailings 2, total tailings et concentré) à l'aide d'un microscope multispectral à lumière réfléchi. Trois bandes spectrales ont été utilisées : 438 nm, 591nm et 692nm avec des temps d'exposition de respectivement 350, 35 et 15ms afin de différencier au mieux les minéraux entre eux. Ces bandes spectrales ont été sélectionnées en fonction de la réflectance des principaux minéraux rencontrés dans les sections polies (figure 47 et 48).

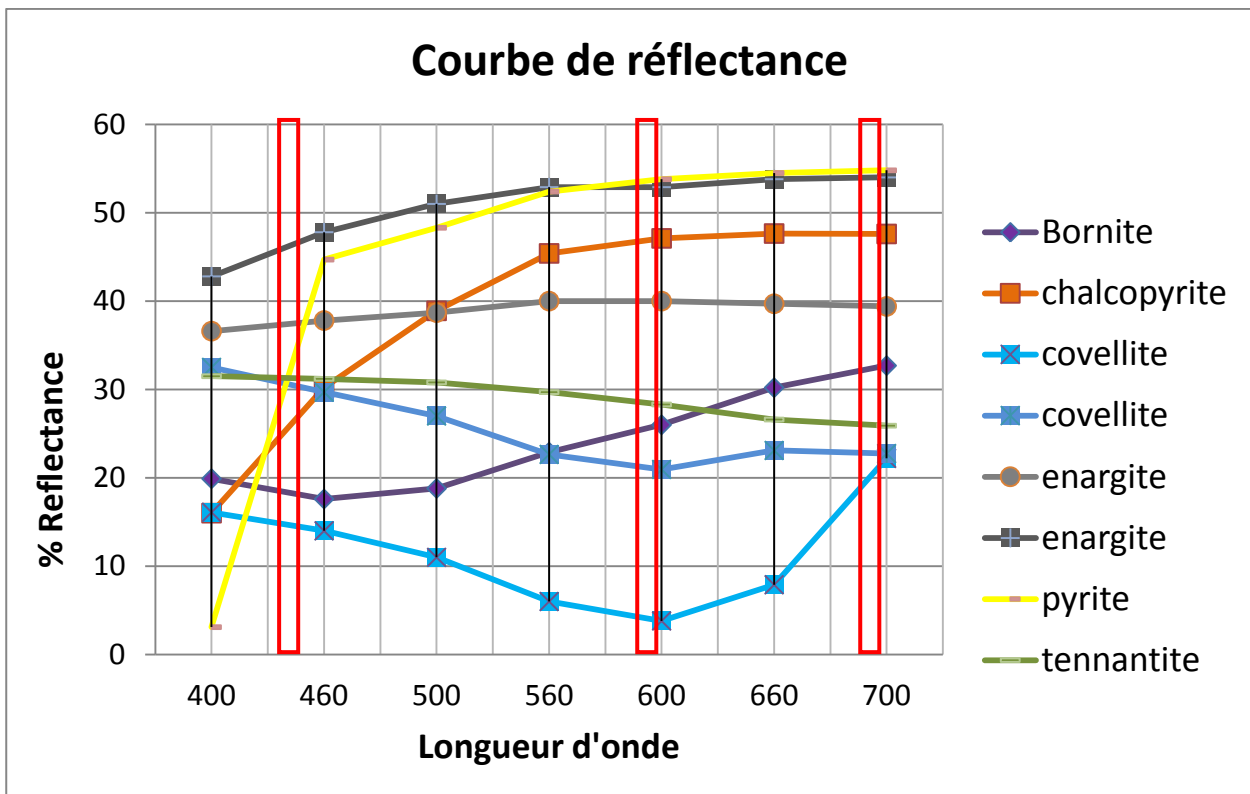


Figure 47: courbes de réflectances des principales phases minérales rencontrées dans les sections polies. Les cadres rouges représentent les bandes spectrales utilisées pour différencier les minéraux les uns des autres. Certaines phases minérales comme la covellite comportent 2 courbes de réflectance car elles sont pléochroïques (la réflectance du minéral change en fonction de son orientation).

A l'aide du logiciel « MatVision », 55 images (environ 10% de la surface de la section) ont été prises aléatoirement sur chaque section polie par le microscope multispectral en utilisant trois longueurs d'onde différentes (figure 48).

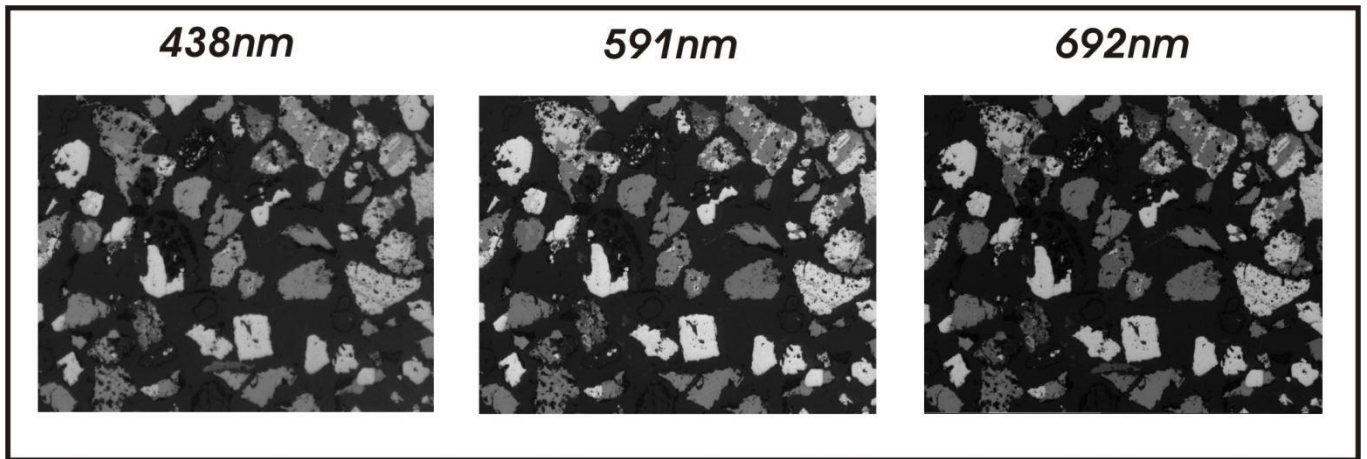


Figure 48 : trois images sont prises par le microscope multispectral pour une même zone (une par longueur d'onde).

## 2.2 Classification

Ces images des trois longueurs d'ondes (438nm, 591nm et 692nm) vont être superposées entre elles, puis classées en 8 classes à l'aide du logiciel « Multispec ». Ces 8 classes correspondent aux phases majoritairement rencontrées dans les sections polies ; à savoir : bornite, covellite, pyrite, chalcopryrite, galène, gangue+résine, tennantite (comprenant aussi la tetraedrite et la goldfieldite) et enargite (comprenant aussi la luzonite) (figure 49).

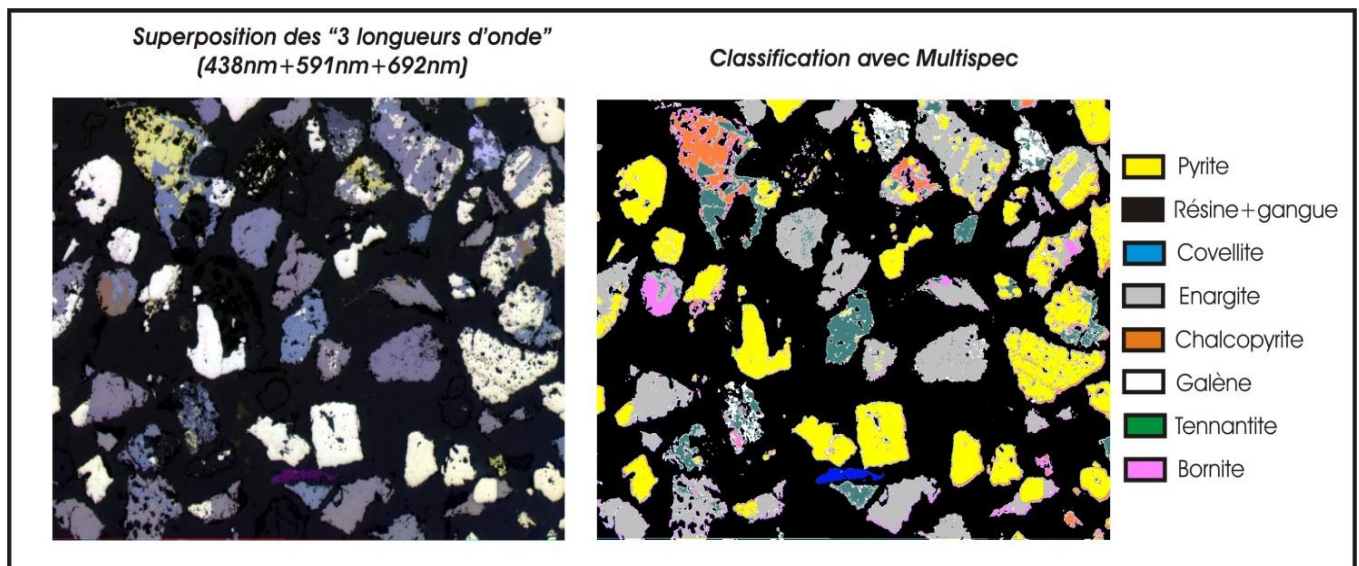


Figure 49 : illustration de la classification d'image avec le logiciel « Multispec » (images en fausses couleurs).

La classification est de type « semi-supervisée » : une classification manuelle a été effectuée sur une image de référence dans le programme (plusieurs zones d'intérêts ont été choisies pour chaque classe dans le but de recouvrir au mieux la signature spectrale d'une espèce minérale). Le logiciel a ensuite effectué seul la classification sur les autres images de la section polie en se basant sur les signatures spectrales des zones d'intérêts.

La classification utilisée est efficace et donne des résultats très satisfaisants (figure 49). Cependant, quelques points négatifs ont toutefois été décelés dans cette technique de classification.

-Si la section polie présente des imperfections (griffes, irrégularités de la surface, altération de minéraux), la classification peut être erronée dans certain cas (surtout pyrite- chalcopyrite).

-La gangue minérale ne peut être distinguée de la résine, ce qui ne permet pas une analyse quantitative de la gangue. De plus, des arrachements ont lieu lors du polissage des sections entraînant la formation de trous en bordure ou au sein même du minéral.

-Bien que trois bandes spectrales aient été utilisées, il est tout de même assez difficile de différencier certains minéraux les uns des autres, comme la tennantite et l'enargite.

-Du rutile est présent dans les tailings, et ce minéral va être confondu avec l'enargite et de la tennantite car il possède une réflectance assez similaire.

-Des spots de réflexions internes au sein de silicates proches de la surface de la section polie peuvent produire des couleurs variant du jaune au bleu, entraînant une confusion avec les minéraux étudiés lors de la classification spectrale (figure 50).

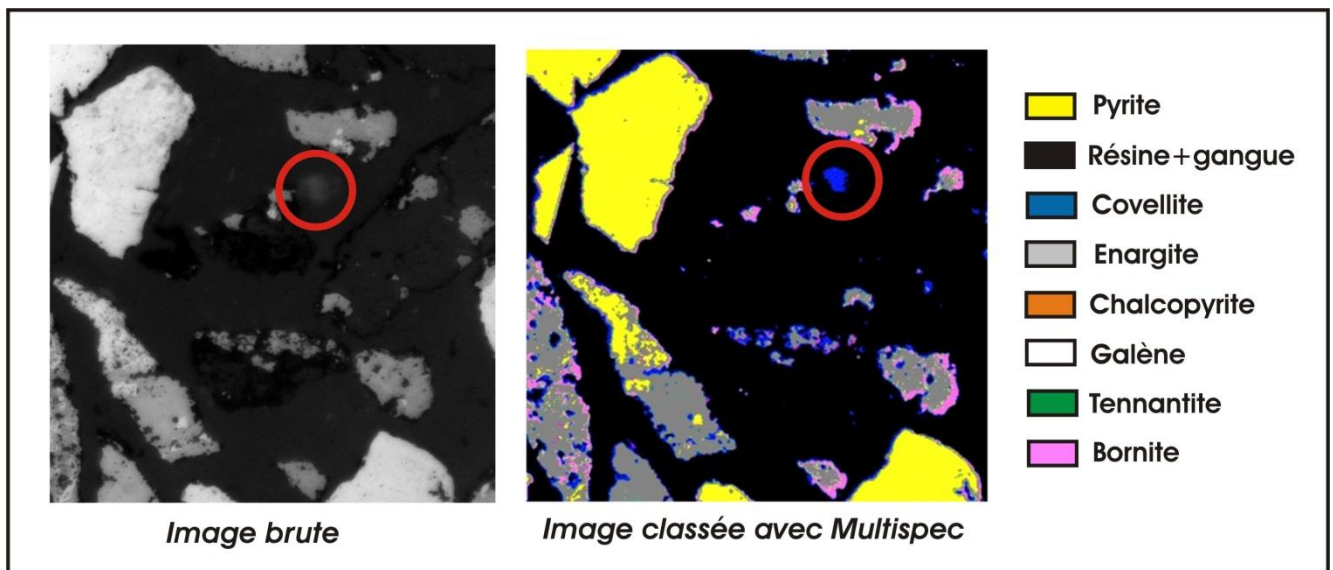


Figure 50 : spots lumineux à la base d'une fausse classification de covellite.

-En bordure de grain, des « mixels » (pixels de réflectance intermédiaire entre 2 classes spectrales) peuvent apparaître suite à une mauvaise transition entre la signature spectrale du grain et de la résine. Ces « mixels » se traduisent alors par l'apparition de phases minérales dont la signature spectrale est intermédiaire entre les deux classes (résine et minéral) (figure 51). D'un point de vue quantitatif, la présence de mixels est assez gênante car ces pixels vont être comptabilisés alors qu'il ne s'agit en réalité pas de cette phase minérale. Par exemple, sur la figure 51, les fines bandes de mixels de bornite ou de covellite vont être comptabilisées pour ces phases minérales alors qu'en réalité il ne s'agit que de pyrite.

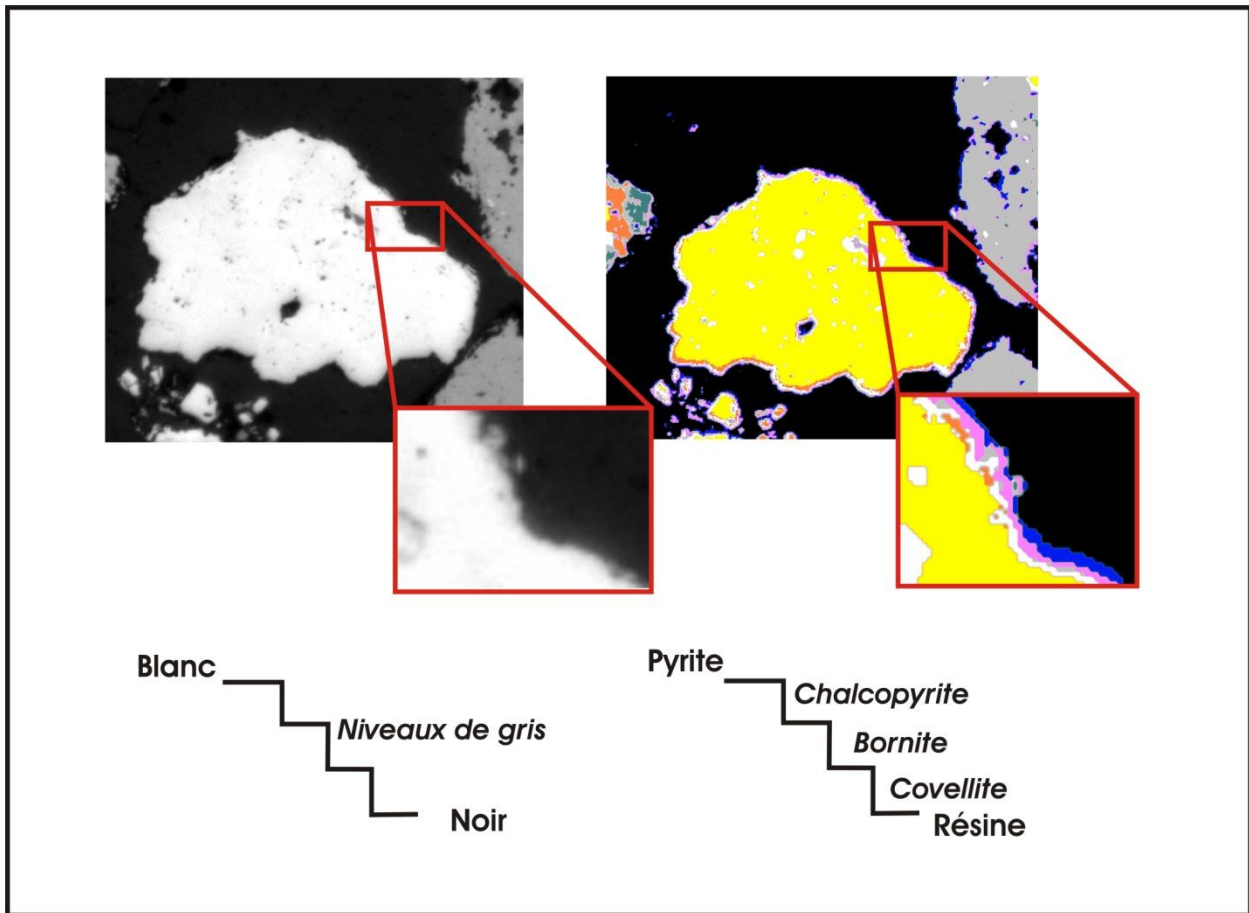


Figure 51: la mauvaise transition spectrale entre un minéral (plus claire que la résine) et la résine (noire) se traduit par l'apparition de pixels ayant une signature spectrale intermédiaire (mixels). En image noir et blanc, cela se traduit par des niveaux de gris alors que lorsque l'image est classée, cela se traduit par l'apparition de phases minérales ayant une signature intermédiaire entre le minéral et la résine. En jaune : pyrite, orange : chalcopyrite, violet : bornite, bleu : covellite et noir : résine.

### 2.3 Traitement d'images

Dans le but de résoudre les problèmes d'arrachements et de « mixels », plusieurs opérations de traitement ont été réalisées sur les différentes images à l'aide du logiciel Aphelion (figure 52 + annexe 7)).

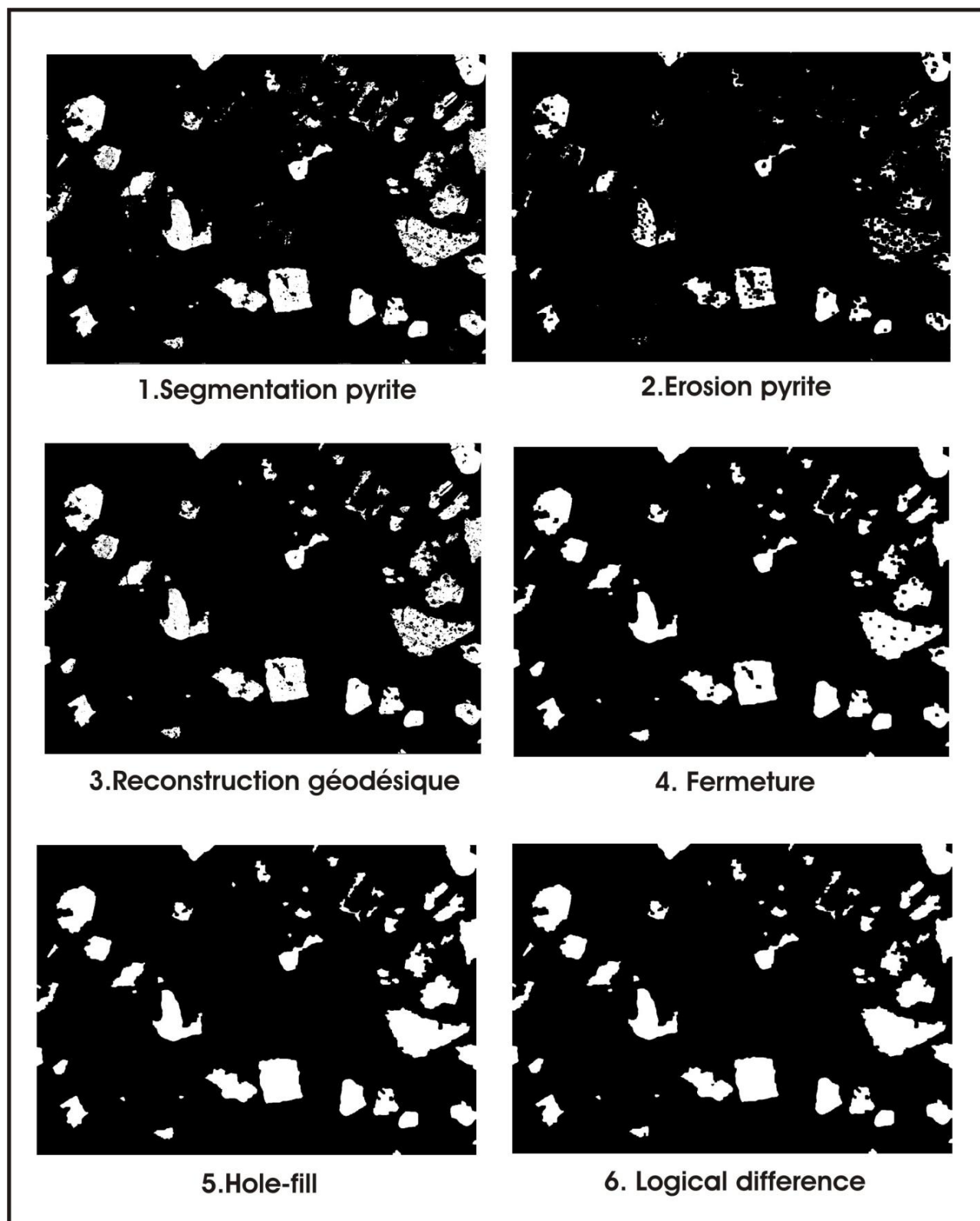


Figure 52 : opérations réalisées sur les différentes phases minérales (ici pyrite dans concentré août +75 $\mu$ m).

1. Les différentes classes minérales sont isolées les unes des autres (segmentation) (1 sur figure 52). Plusieurs images « mono minérales » seront ainsi obtenues : image de la pyrite seule, bornite seule, covellite seule, tennantite seule, enargite seule, galène seule et de la chalcopryrite seule.
2. Application d'une érosion de type « carrée de classe X » sur chaque classe séparément afin de supprimer les mixels en périphérie (2 sur figure 52). Dans ce processus, la valeur du pixel central de la matrice carrée va être remplacée par la valeur la plus basse du pixel présent dans la matrice. En pratique, un pixel blanc constituant le centre de la matrice carrée entouré d'au moins un pixel noir deviendra noir. Cette opération appliquée à chaque pixel de l'image va littéralement « éroder » les minéraux, et par conséquent, les « mixels » (figure 53).

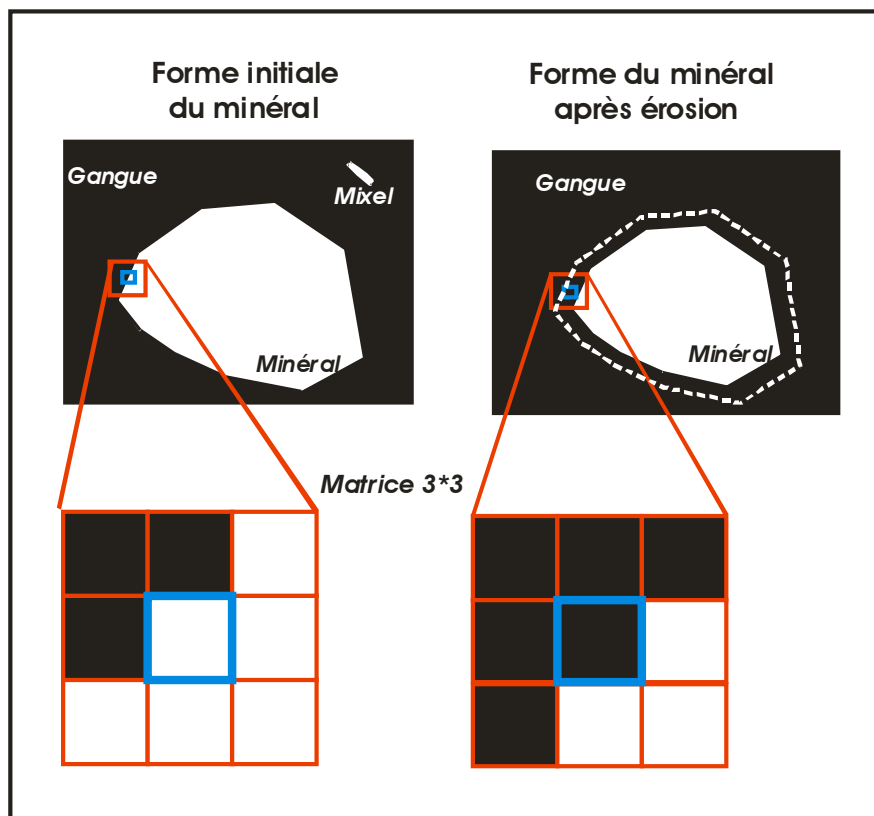


Figure 53 : schéma représentant le processus d'érosion utilisant une matrice carrée 3\*3.

3. Reconstruction géodésique de l'image érodée (3 sur figure 52). Cette opération a pour but de reconstruire les minéraux érodés par dilatation à partir de la forme initiale du minéral (image segmentée). Le pixel noir au centre de la matrice carrée deviendra blanc s'il est entouré d'au moins un pixel blanc (figure 54). Les mixels sont ainsi remplacés par la bonne phase minérale.



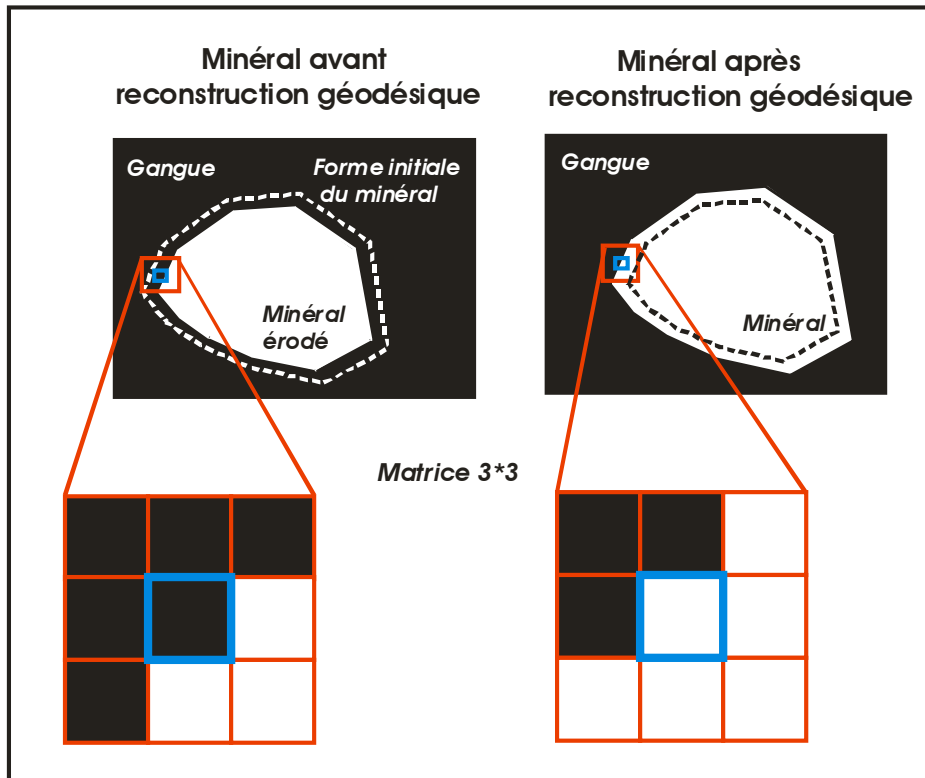


Figure 54 : schéma représentant le processus de reconstruction géodésique.

4. Une fermeture (processus de dilation suivi d'une érosion) est utilisée dans le but de combler les arrachements et de reconstituer au mieux la forme initiale des minéraux (4 sur figure 52). Grâce à cette opération, la forme des minéraux sera lissée et les petits arrachements dans les minéraux seront éliminés alors que les trous plus importants occupés initialement par un minéral avant la segmentation seront conservés (figure 52 et 55).

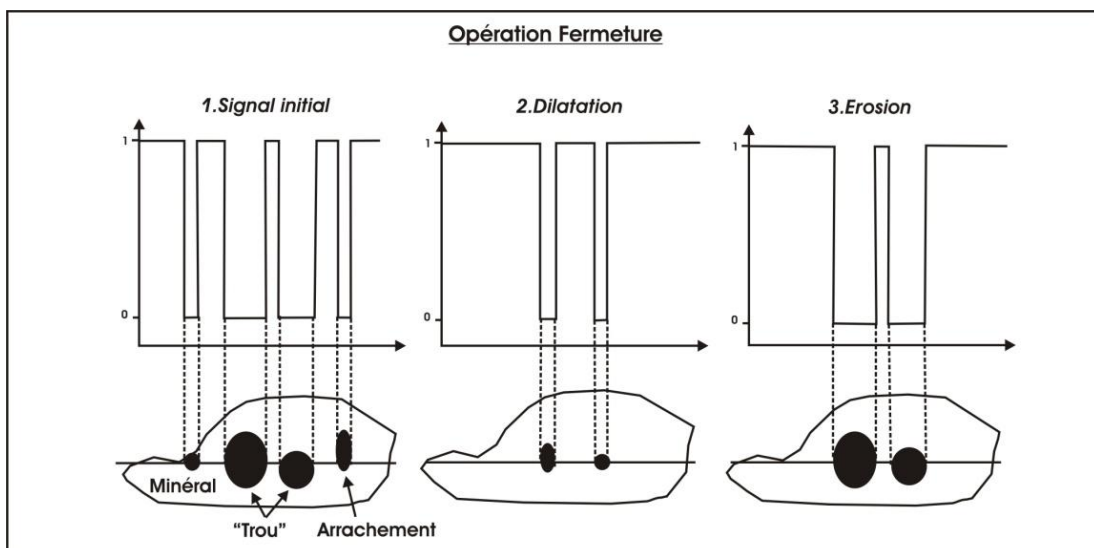


Figure 55 : opération « fermeture » : dilatation suivie d'une érosion.

5. L'opération « Hole-fill » est ensuite utilisée afin de combler entièrement tous les trous présents au sein d'un minéral (5 sur figure 52). Ces trous peuvent provenir de la présence initiale d'un minéral « parti » suite à l'opération seuillage ou de la présence d'arrachements qui n'ont pu être comblés lors de l'opération « fermeture ».
6. *Logical difference*. Les images des différentes classes après l'opération « fermeture » sont soustraites des images des différentes classes après l'opération « Hole-fill » (6 sur figure 52, annexe 7).

Cette opération « logical difference » est nécessaire car le processus de « Hole-fill » ne peut être utilisé seul (les résultats quantitatifs seraient biaisés). En effet, certains minéraux comme la pyrite ou l'énargite comprennent de nombreuses inclusions minérales (galène, chalcopryrite...) qui vont être perçues comme un arrachement après segmentation. Ce « faux arrachement » sera alors comblé par le minéral principal lors du processus de « Hole-fill » alors qu'il s'agit en réalité d'un autre minéral (figure 56).

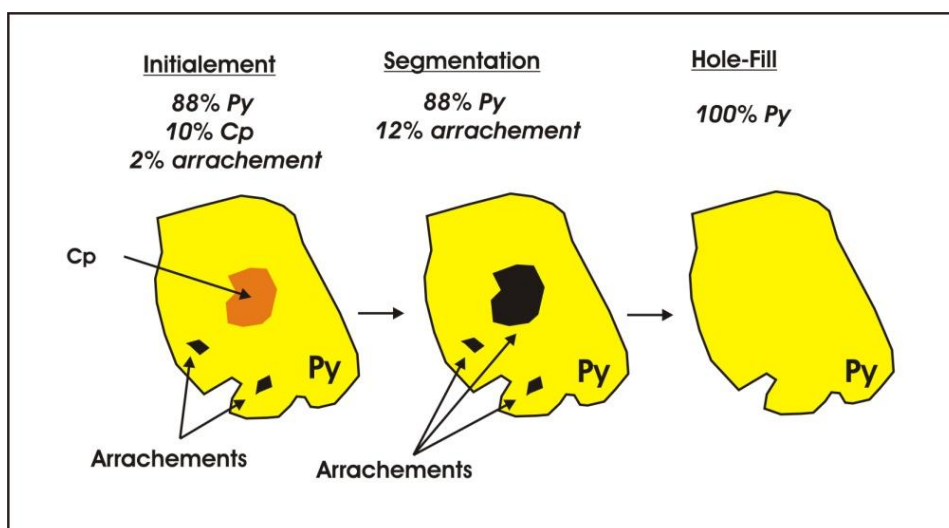


Figure 56 : images illustrant le problème lié à l'opération « Hole-fill » (pourcentages à titre indicatif).

Ce processus de « Hole-fill » couplé à l'opération « logical difference » permet de résoudre ce problème de faux arrachements et d'améliorer l'image en comblant les arrachements réels (figure 57).

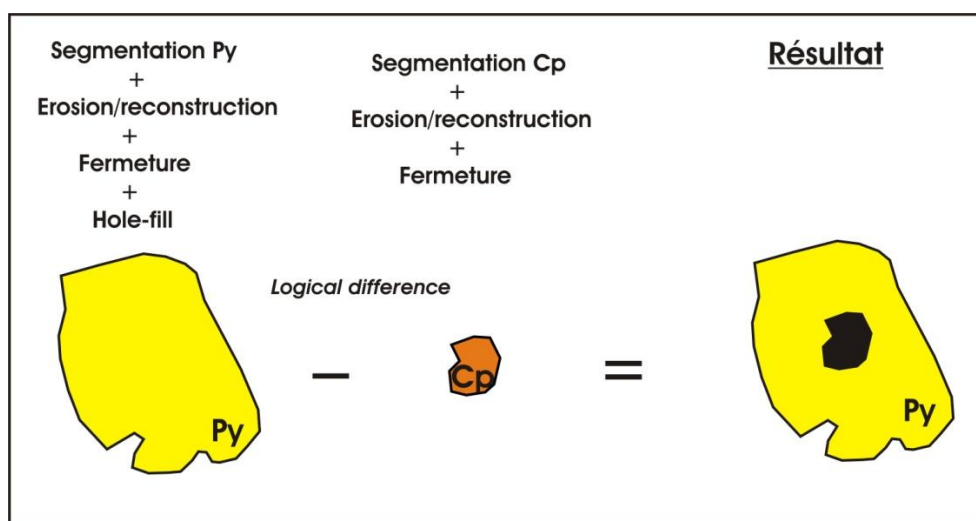


Figure 57 : illustration de l'opération « Hole-Fill » couplée à l'opération « logical difference ».

Après traitement, les différentes images (correspondant aux différentes classes) seront superposées les unes aux autres et une couleur sera donnée à chaque classe de minéraux (figure 58 B).

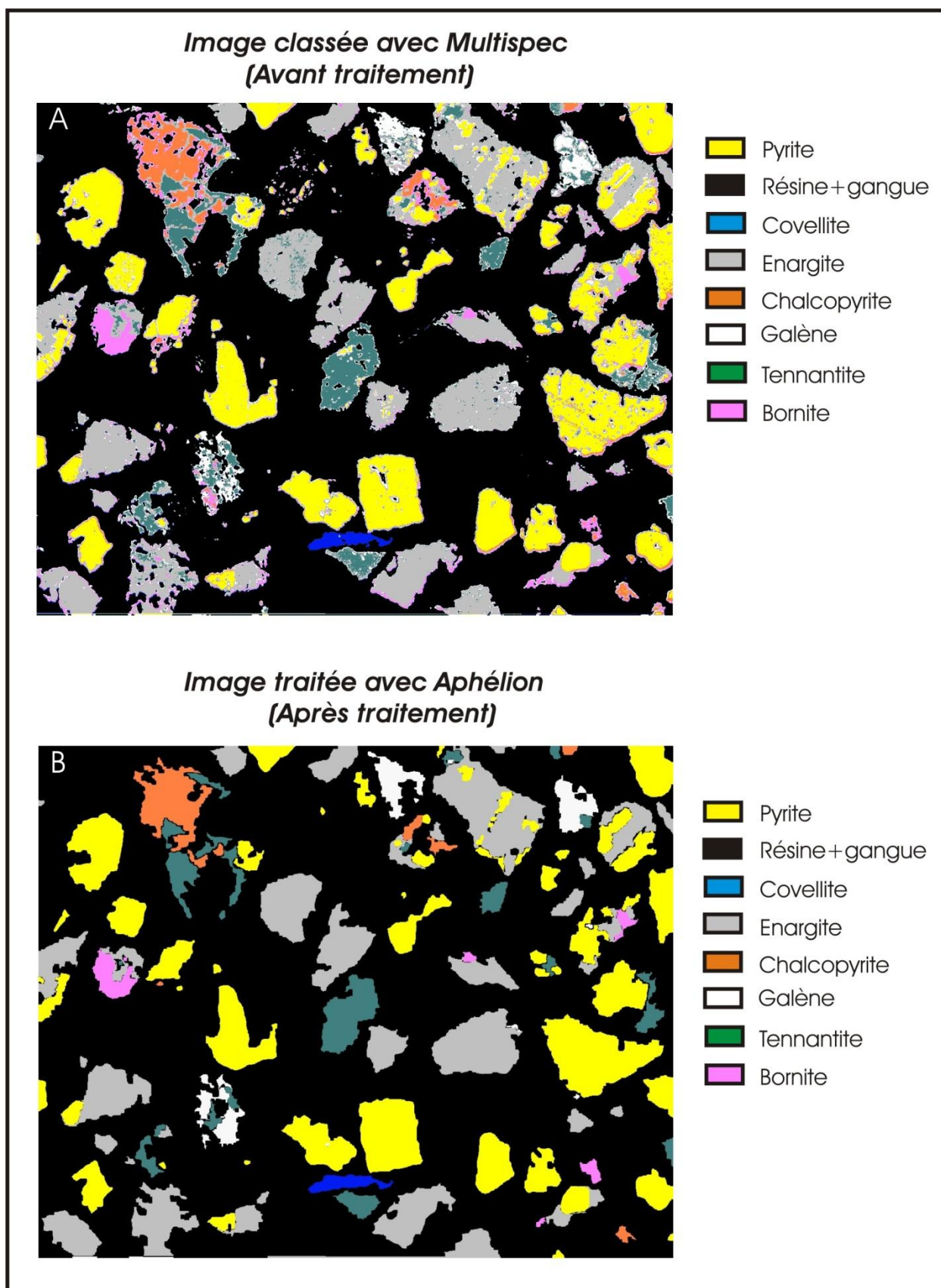


Figure 58 : comparaison entre l'image classée avec le logiciel « Multispec »(A) et l'image corrigée avec « Aphélon »(B) sur une image de concentré août +75µm.

## 2.4 Précision du traitement d'image

Comme nous pouvons le voir sur la figure 59, le résultat est très concluant : l'image corrigée avec Aphelion est plus « propre » et les mixels ainsi que les arrachements ont totalement disparu. Cependant, une grande majorité des minéraux de petites tailles ont également disparu dû à l'opération « érosion » (figure 58).

Pour appliquer le processus d'érosion, il est donc préférable que les grains d'une même section possèdent une granulométrie assez similaire afin d'éviter que les plus petits grains ne disparaissent sous l'effet de l'érosion.

Il est néanmoins difficile de traiter les images provenant des tailings ou du minerai après broyage car ces derniers, même bien classés, comprennent des grains de sulfures ayant des tailles variables en inclusions dans de la gangue, ce qui se traduit lors de la classification par de petits grains (correspondant à la taille du sulfure) (figure 59).

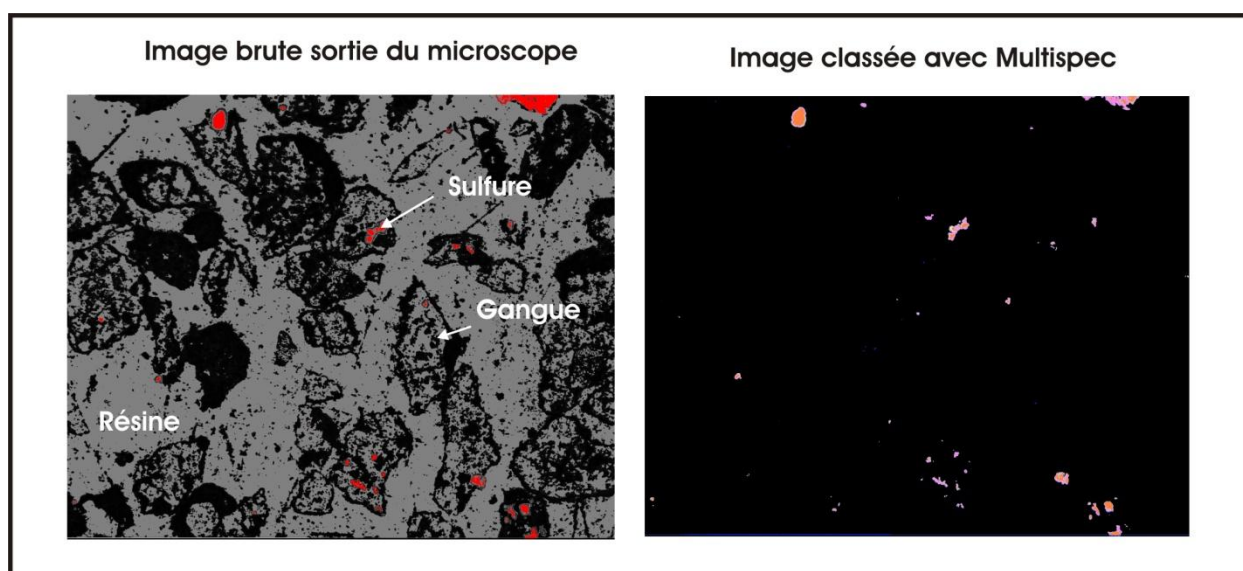


Figure 59 : Comparaison entre image brute et image classée sur tailings 1 July +75 $\mu$ m.

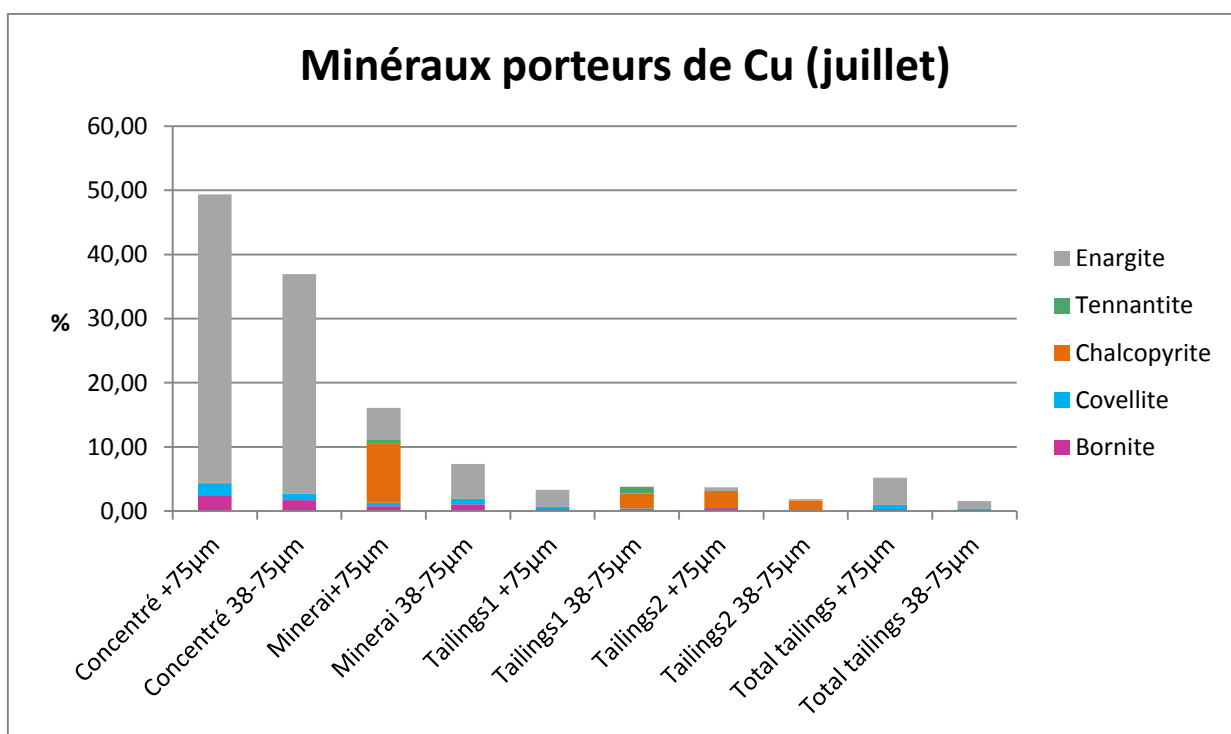
Le mode opératoire utilisé avec le logiciel « Aphelion » doit être adapté en fonction de la granulométrie et du type de minéral de la section polie. L'érosion pour la phase minérale « galène » sera plus faible car celle-ci est présente sous forme d'inclusion de maximum 10-40 $\mu$ m, une érosion trop importante la ferait disparaître.

## VI. Résultats

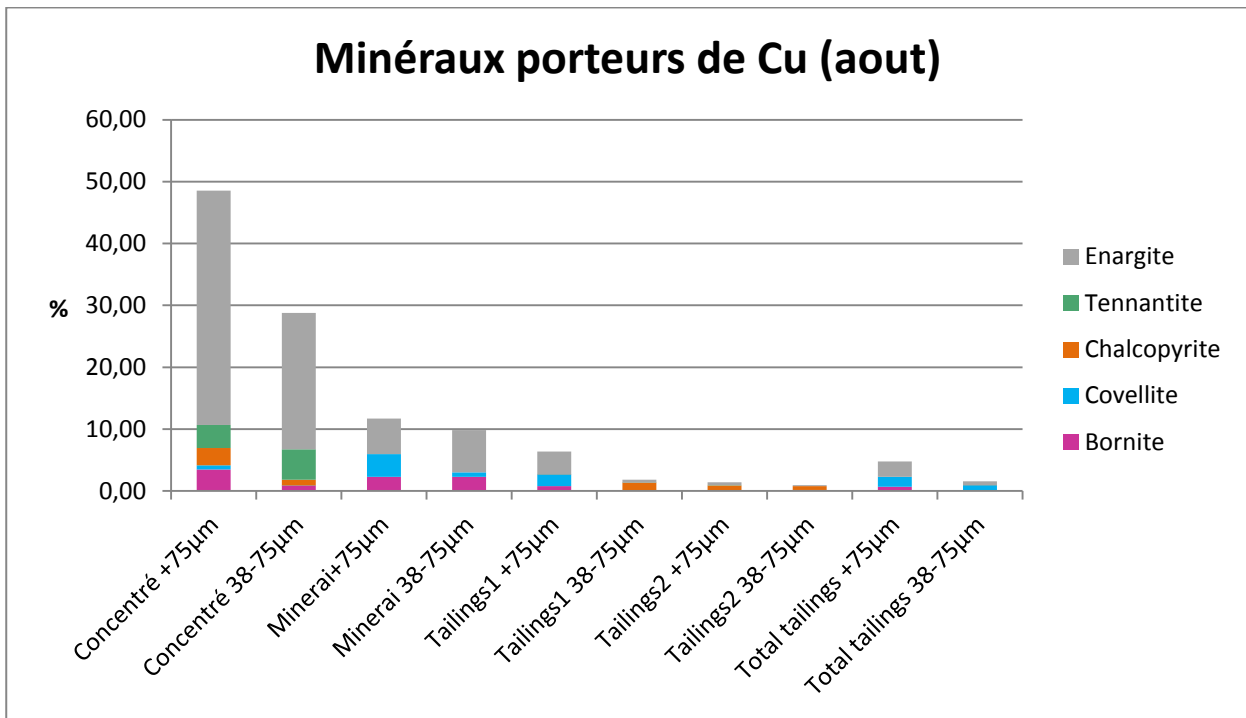
Le logiciel Aphelion permet également de comptabiliser le nombre de pixels de chaque classe sur chaque image, ce qui nous permet *in fine* de connaître la proportion de chaque classe minérale dans les différents produits (tailings 1, tailings 2, total tailings, minerai et concentré). Le pourcentage surfacique obtenu pour chaque classe minérale a été changé en pourcentage massique. Différentes combinaisons d'érosions ont été testées sur les différentes sections polies afin d'obtenir les résultats les plus proches de la réalité (annexe 8).

### 1. Description des résultats

Les pourcentages des minéraux porteurs du cuivre et des minéraux porteurs de l'arsenic ont été calculés pour les différents produits étudiés à partir de l'annexe 8 et sont repris dans les graphiques ci-dessous (graphique 6, 7 et 8).

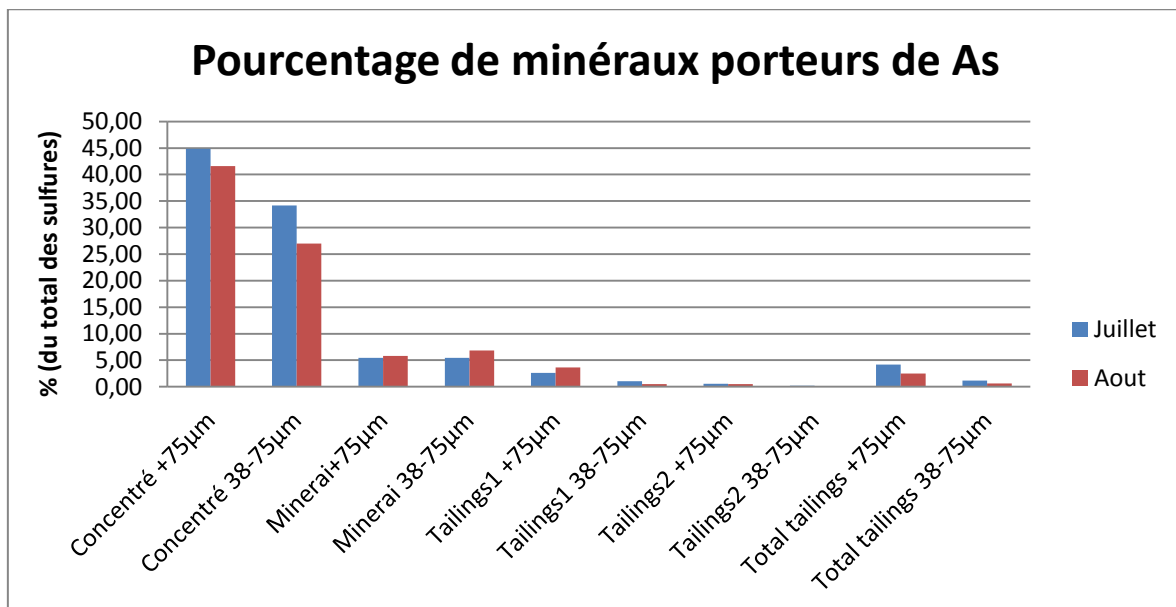


Graphique 6 : pourcentage des minéraux porteurs de Cu pour le mois de juillet.



Graphique 7 : pourcentage de minéraux porteurs de Cu pour le mois d'août.

Ces graphiques 6 et 7 montrent clairement que l'enargite est le principal minéral porteur du cuivre et que ce dernier représente la très grande majorité des minéraux porteurs du cuivre dans le concentré et le minerai. Ces deux graphiques sont très similaires entre les 2 mois (excepté pour les minerais +75µm). La chalcopyrite semble être le minéral principal porteur du cuivre dans les tailings 1 38-75µm, et dans les tailings 2 +75µm et 38-75µm. La tennantite est également plus présente dans les concentrés d'août que ceux de juillet.

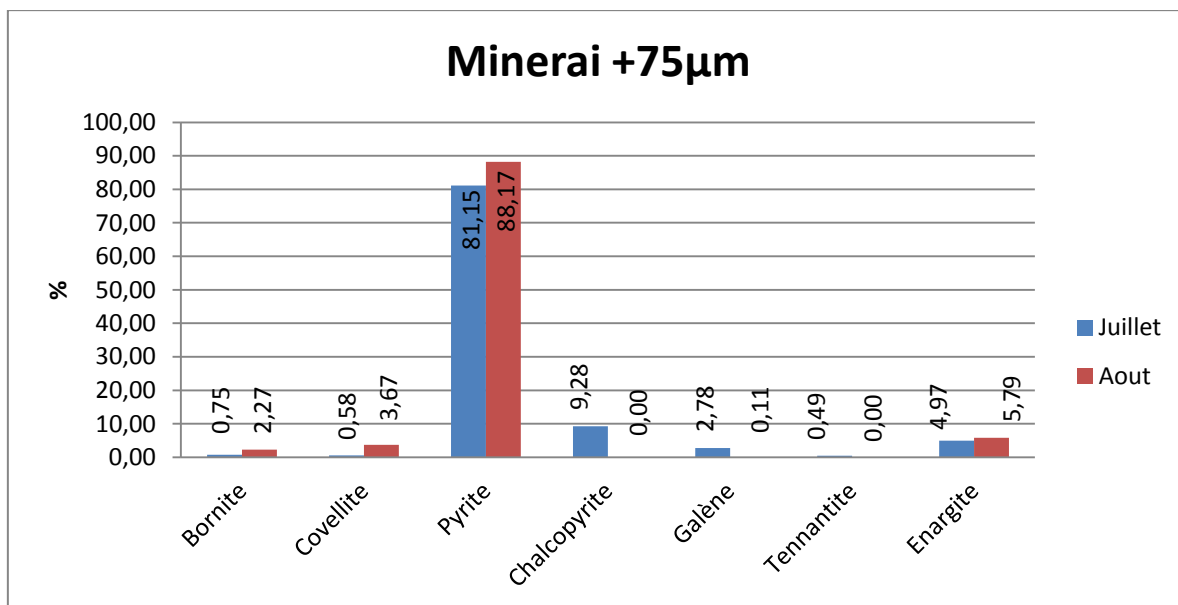


Graphique 8 : pourcentage de minéraux porteurs de As (enargite + tennantite).

Les minéraux porteurs de l'arsenic (représentés ici par l'enargite et la tennantite) sont très majoritairement présents dans le concentré et très peu dans les tailings, ce qui est normal vu que l'enargite est le principal minéral porteur du Cu et de l'As.

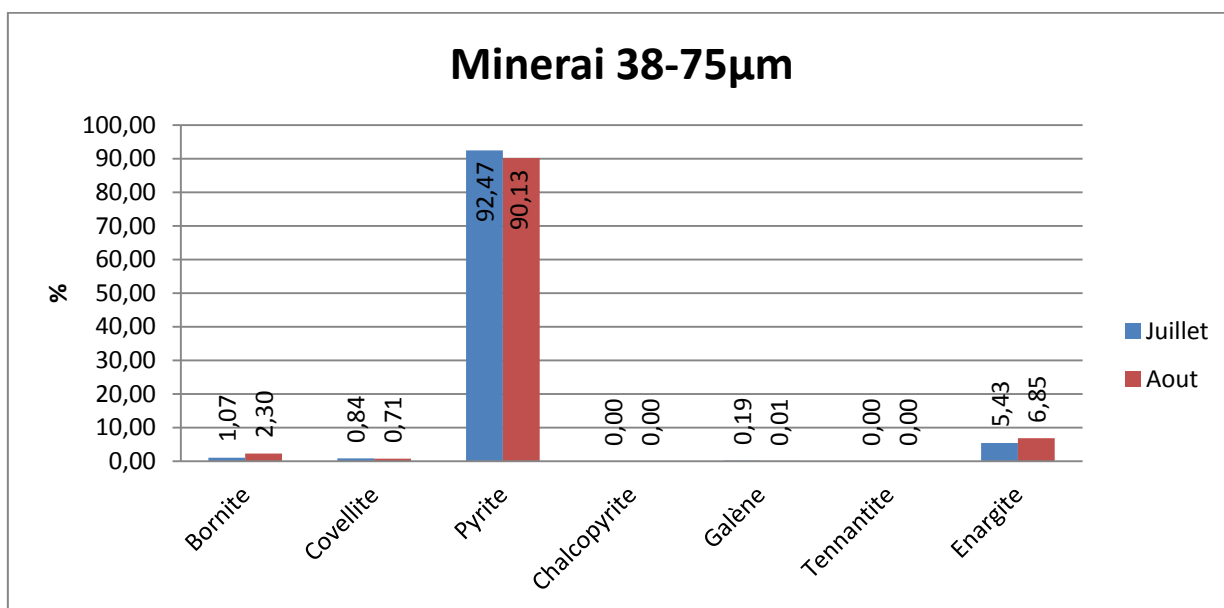
Les proportions des minéraux analysés dans les différents produits (annexe 8) ont été représentées et décrites sous forme d'histogrammes (graphique 9 à 18).

1. *Minerai juillet et août +75µm*. Résultats assez partagés entre les deux mois : grande majorité de pyrite (+ de 80%) avec l'enargite comme minéral principal porteur du cuivre et de l'arsenic. Variations très importantes entre les deux mois concernant la chalcopryrite, la covellite, la bornite et la galène (graphique 9). En général, 11% à 16% de minéraux porteurs du cuivre et 5 % de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6, 7 et 8, annexe 8).



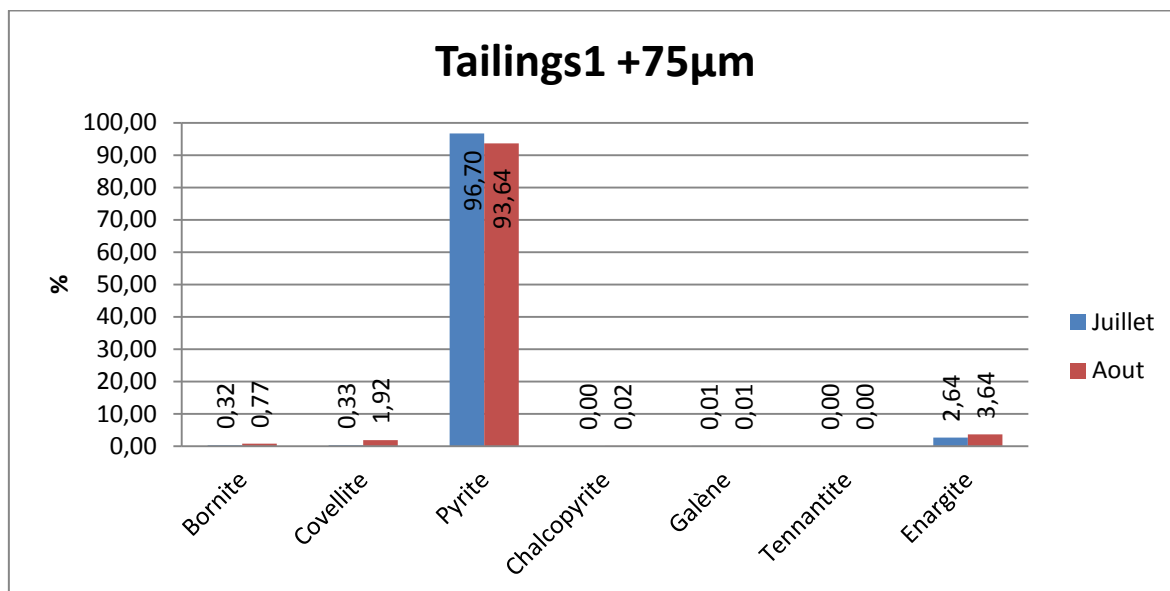
Graphique 9 : composition des minerais +75µm pour juillet et août.

2. *Minerai juillet et août 38-75µm*. Résultats très similaires entre les deux mois : grande majorité de pyrite (+ de 90%) avec l'enargite comme minéral principal porteur du cuivre et de l'arsenic (5-6%). Résultats assez similaires entre les autres minéraux qui sont très peu représentés (graphique 10). Dans l'ensemble, 7% à 9% de minéraux porteurs du cuivre et 5-7% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



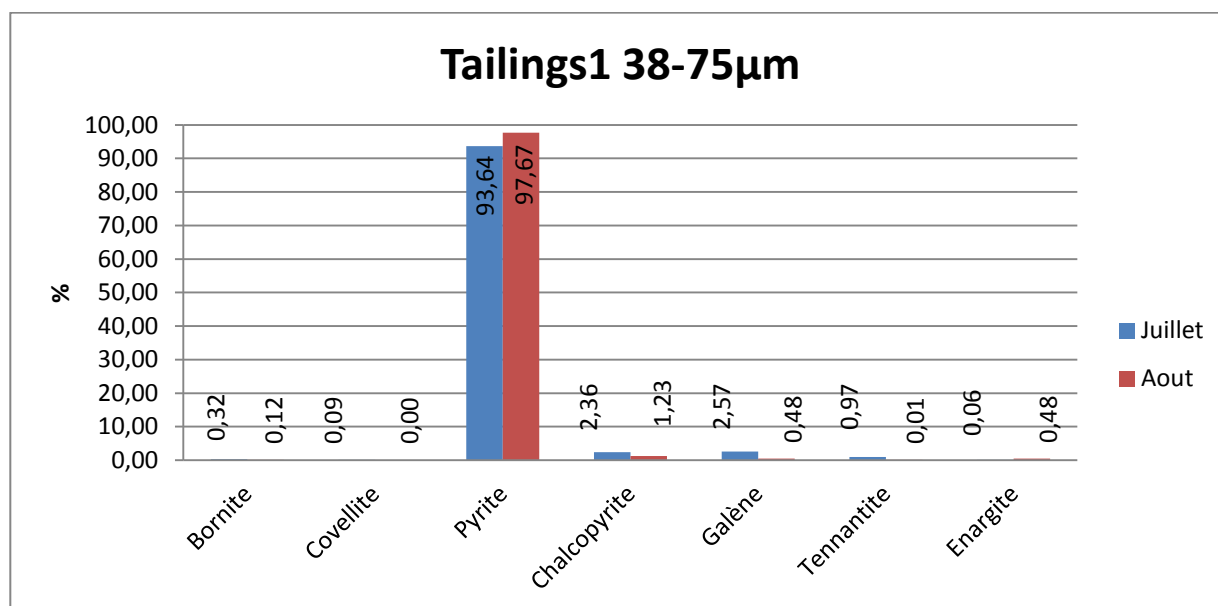
Graphique 10 : composition des minerais 38-75µm pour juillet et août.

3. *Tailings1 juillet et août +75µm*. Résultats très similaires entre les deux mois : grande majorité de pyrite (+ de 93%) avec l'enargite (environ 2-3%) comme principal minéral porteur du cuivre et de l'arsenic. Très peu de divergences entre les autres minéraux qui sont par ailleurs très peu représentés (graphique 11). Les minéraux porteurs du cuivre représentent 3-6% du total des sulfures et les minéraux porteurs d'arsenic représentent 2% à 4% du total des sulfures (graphique 6 et 7, annexe 8).



Graphique 11 : composition des tailings 1 +75µm pour juillet et août.

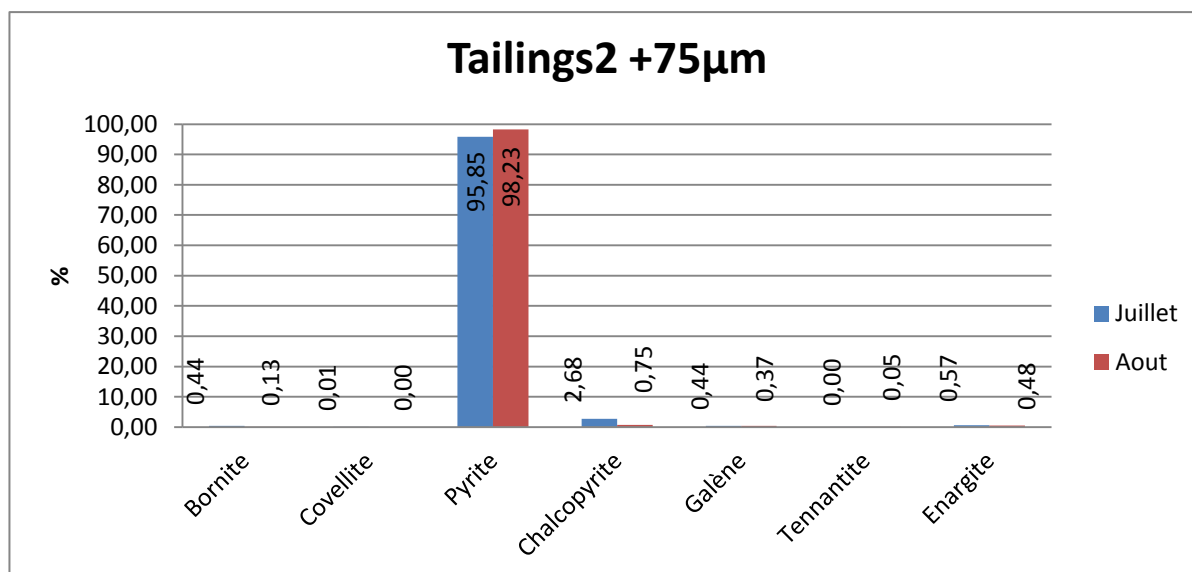
4. *Tailings1 juillet et août 38-75µm*. Résultats globaux assez similaires entre les deux mois avec une grande majorité de pyrite (+ de 93%). Les résultats des autres minéraux sont plutôt partagés avec la chalcopyrite comme minéral principal porteur du cuivre (graphique 12). Dans l'ensemble, 1-4% de minéraux porteurs du cuivre et 0.5-1% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



Graphique 12 : composition des tailings 1 38-75µm pour juillet et août.

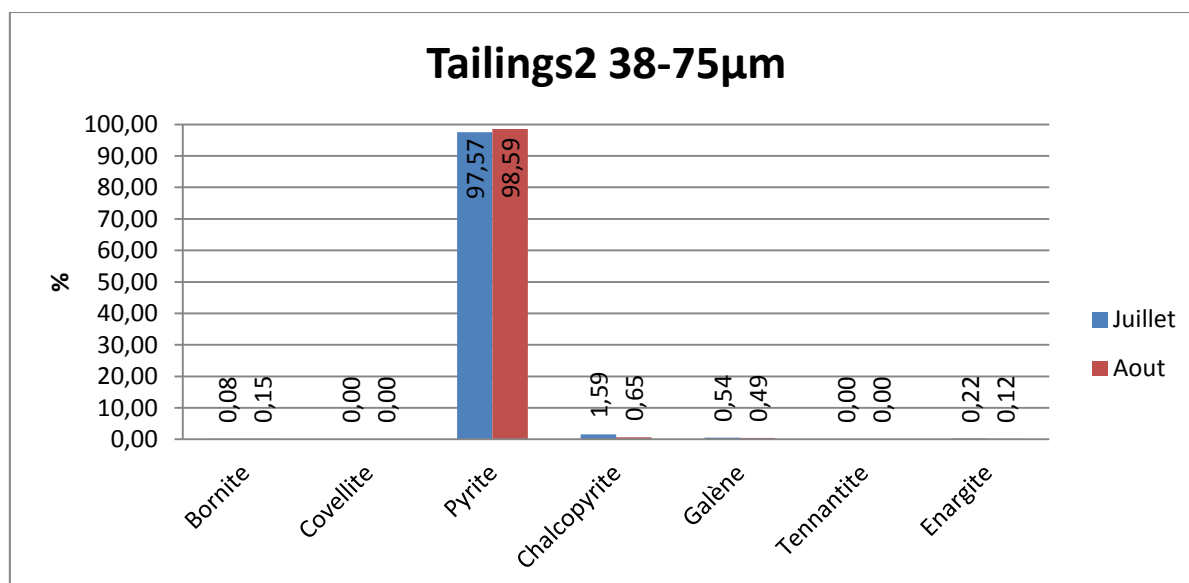


5. *Tailings2 juillet et août +75µm*. Résultats très similaires entre les deux mois : une grande majorité de pyrite (+ de 95%) avec la chalcopirite comme phase principale porteuse du cuivre (graphique 13). Les autres minéraux sont présents en quantité assez anecdotiques dépassant rarement 1%. Dans l'ensemble, 1-4% de minéraux porteurs du cuivre et 0.5% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



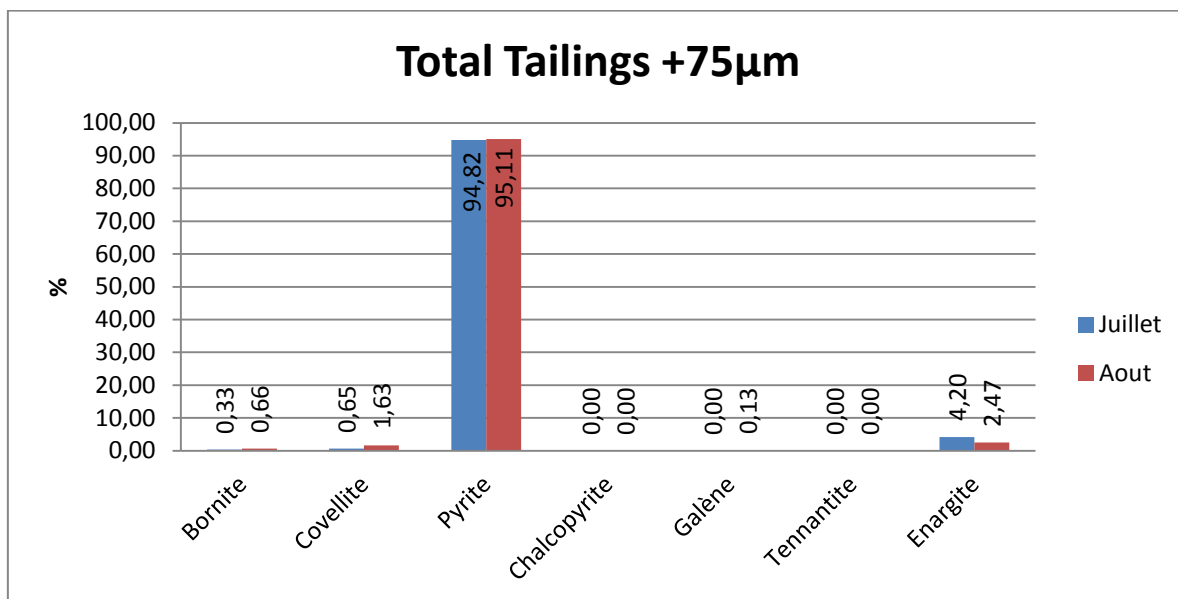
Graphique 13 : composition des tailings +75µm pour juillet et août.

6. *Tailings2 juillet et août 38-75µm*. Résultats très similaires entre les deux mois avec une grande majorité de pyrite (+ de 97%). Excepté la chalcopirite, les autres minéraux sont présents en très faible quantité ne dépassant pas 0.5% (graphique 14). Dans l'ensemble, 1-2% de minéraux porteurs du cuivre et 0.1-0.2% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



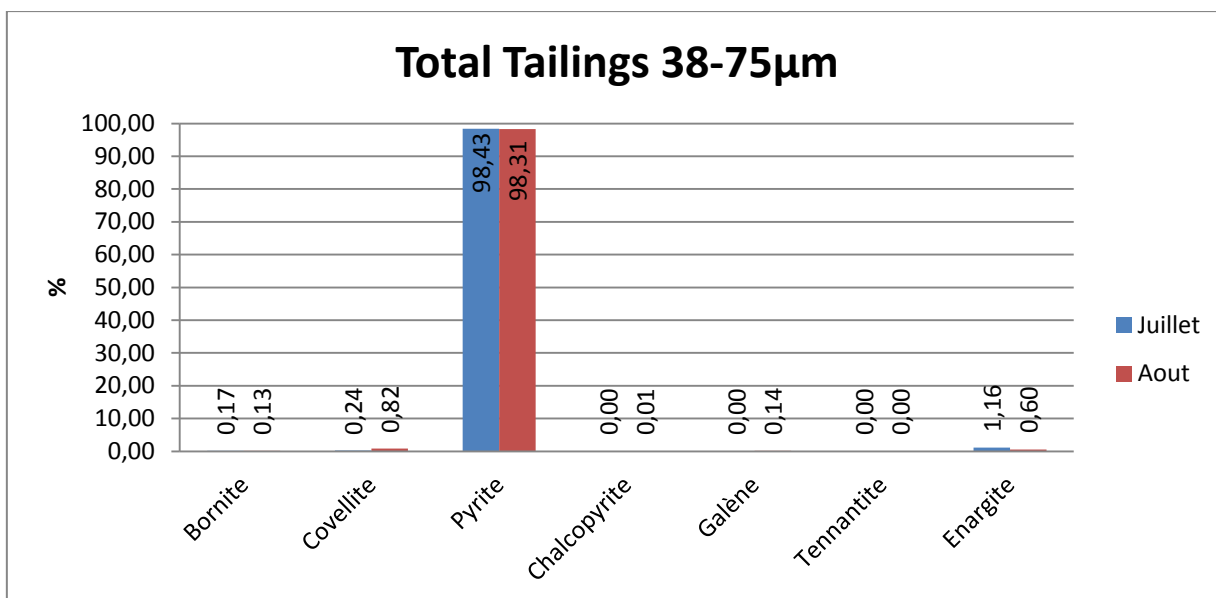
Graphique 14 : composition des tailings2 38-75µm pour juillet et août.

7. *Total tailings juillet et août +75µm.* Résultats globaux des deux mois très similaires avec environ 95% de pyrite et 2-4% d'enargite. Excepté la covellite, les autres minéraux sont présents en très faible quantité ne dépassant pas 1% (graphique 15). Globalement, les minéraux porteurs du cuivre représentent 4-5% du total des sulfures et les minéraux porteurs d'arsenic représentent 2% à 4% du total des sulfures (graphique 6 et 7, annexe 8).



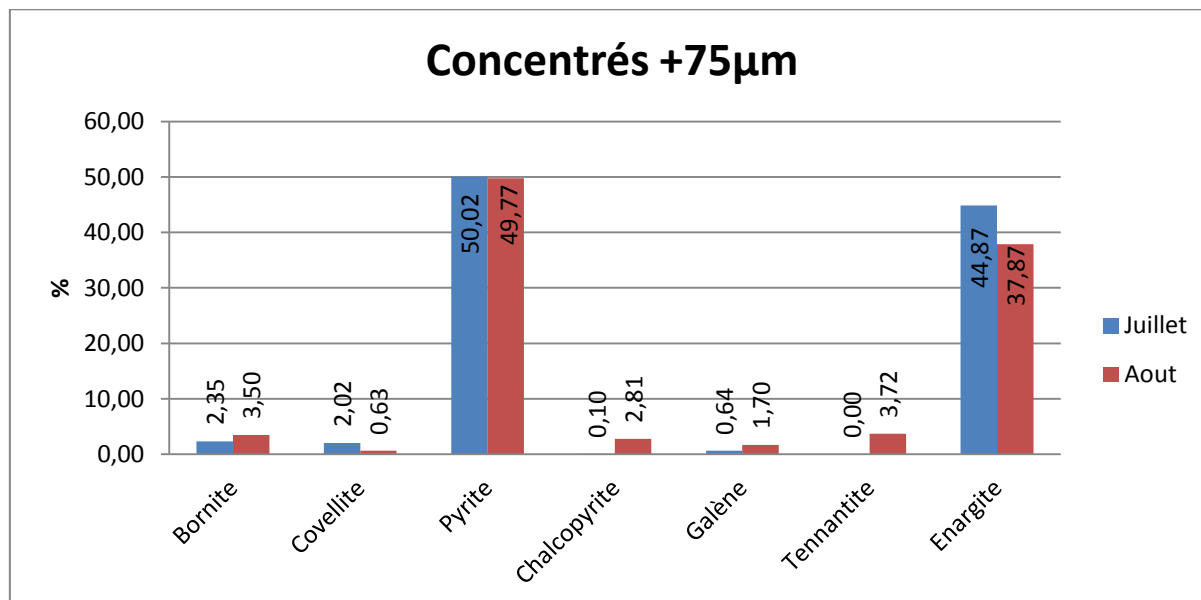
Graphique 15 : composition des total tailings +75µm pour juillet et août.

8. *Total tailings juillet et août +38µm.* Résultats identiques concernant le pourcentage de pyrite (98%). Les autres minéraux sont présents en très faible quantité (max 1.16%) avec de très faibles divergences sur les proportions (graphique 16). Dans l'ensemble, il y a 1.5% de minéraux porteurs du cuivre et 0.5-1.6% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



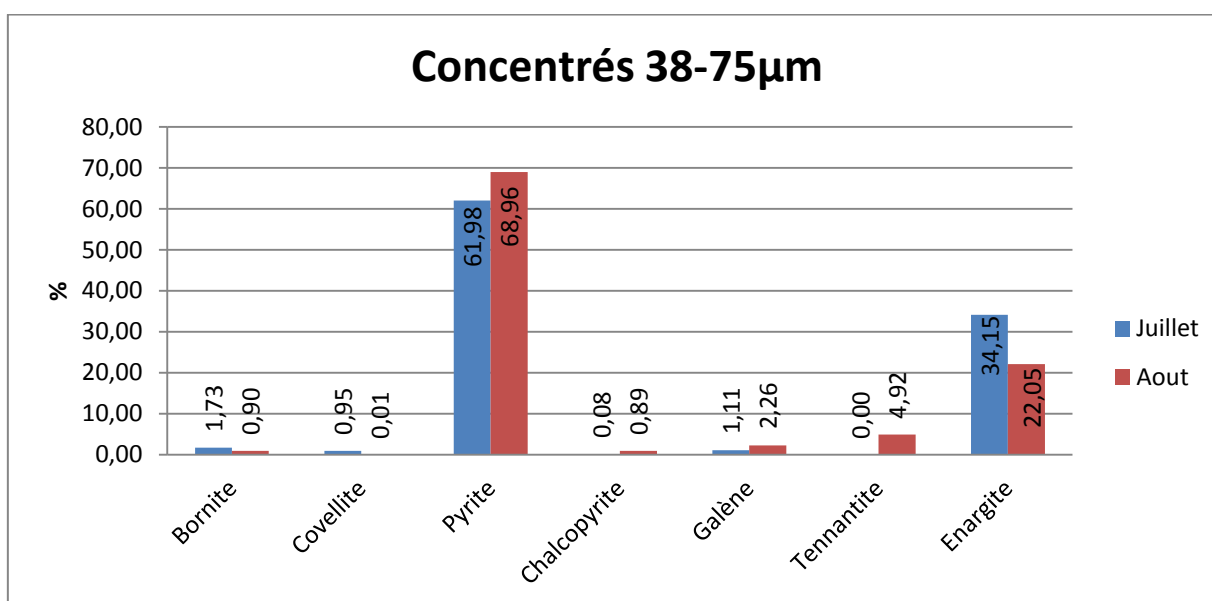
Graphique 16 : composition des total tailings 38-75µm pour juillet et août.

9. *Concentrés juillet et août +75µm*. Résultats assez similaires entre les deux mois : plus de 90% des minéraux seraient de la pyrite et de l'enargite. Cependant, une variation assez importante est observée sur les résultats de la chalcoppyrite, covellite, bornite et tennantite. Environ 0.6-1.7% de galène sélénifère (graphique 17). Dans l'ensemble : 48-49% de minéraux porteurs du cuivre et 41-44% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



Graphique 17 : composition des concentrés +75µm pour juillet et août.

10. *Concentré juillet et août 38-75µm*. Résultats globaux assez partagés entre les deux mois avec une majorité de pyrite (plus de 60%) et avec l'enargite comme phase principale porteuse du cuivre et de l'arsenic (plus de 20%). Variations assez importantes concernant les proportions des autres minéraux entre les deux mois (graphique 18). Dans l'ensemble, 28% à 37% de minéraux porteurs du cuivre et 27% à 34% de minéraux porteurs d'arsenic (graphique 6 et 7, annexe 8).



Graphique 18 : composition des concentrés 38-75µm pour juillet et août.

## 2. Dispersion des résultats

Les graphiques de type boîtes à moustaches (Box and Whiskers Plot) représentent le pourcentage de chaque minéral dans les 55 images de chaque produit sous forme de boîtes, moustaches ou points atypiques (outliers). La moustache inférieure représente le quartile inférieur (25%) de la dispersion des résultats et les boîtes représentent la dispersion 25-75% (et donc la moitié des pourcentages). La moustache supérieure représente le quartile supérieur de la dispersion des résultats tandis que les points atypiques représentent les pourcentages situés au-delà de la frontière basse/frontière haute (figure 60) (Le Guen 2001). Ce type de graphique permet d'observer la dispersion des résultats obtenus et il est alors possible de savoir si le nombre d'images acquises est suffisant pour être représentative, ou s'il s'agit plutôt d'un « effet pépite ». Ce dernier correspond à une variation positive brutale des pourcentages d'un minéral X dû au passage d'une section contenant un gros minéral X après le passage de plusieurs sections sans ce minéral.

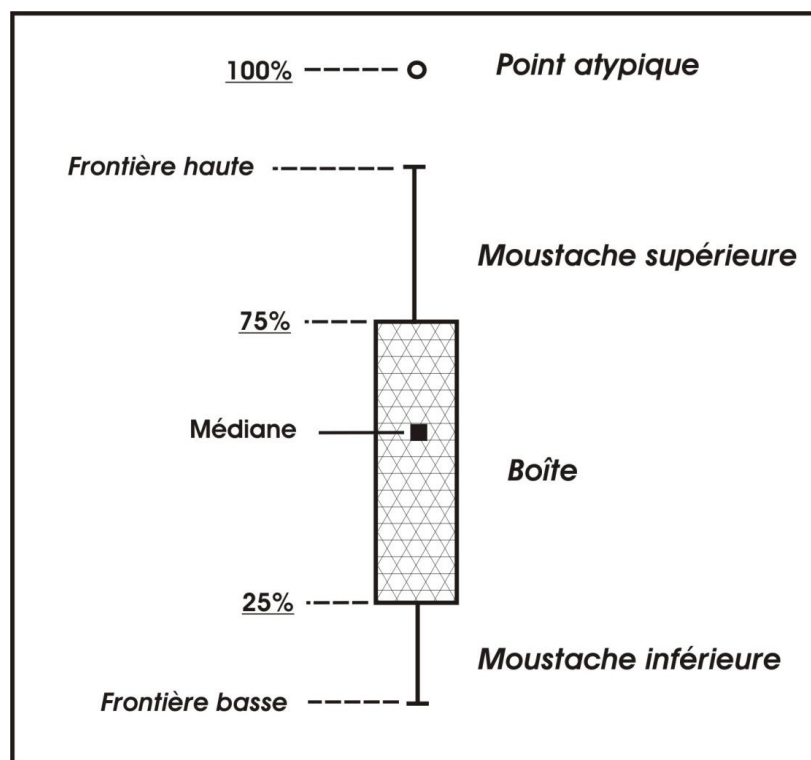
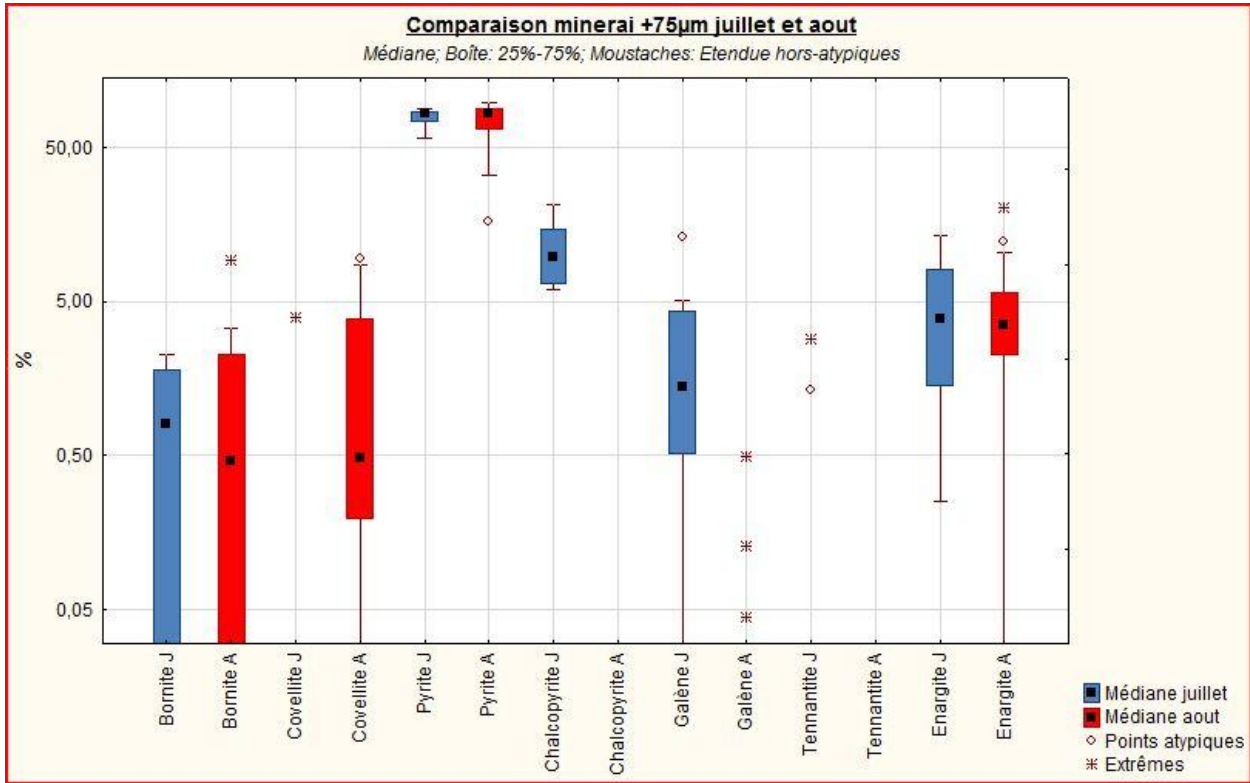


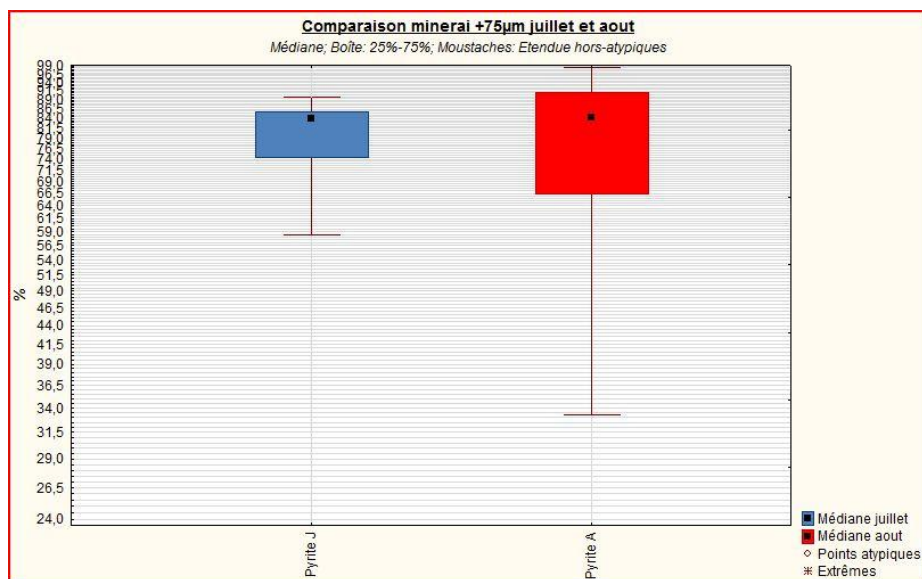
Figure 60 : description de la symbologie utilisée dans les graphiques à moustache.

Dans notre cas, les 55 images de chaque section ont été rassemblées en 5 groupes de 11 images afin de donner davantage de poids aux pourcentages des minéraux présents dans la section par rapport aux images où la classe minérale n'est pas présente. Cela évite ainsi d'avoir des classes minérales sans boîtes et simplement représentées par des points atypiques et extrêmes correspondant à « un effet pépite ».

1. *Minerai +75 $\mu$ m*. Les graphiques 19 et 20 montrent une faible différence de dispersion des résultats entre les deux mois pour la pyrite la bornite et l'énargite. Au contraire, une grande différence de dispersion est observée entre les résultats des deux mois pour la chalcoppyrite, la galène et la covellite. La tennantite et la galène sont présentes en trop faible quantité pour être analysées mais elles sont représentées par de nombreux points atypiques et extrêmes signalant un effet pépète pour ces minéraux.

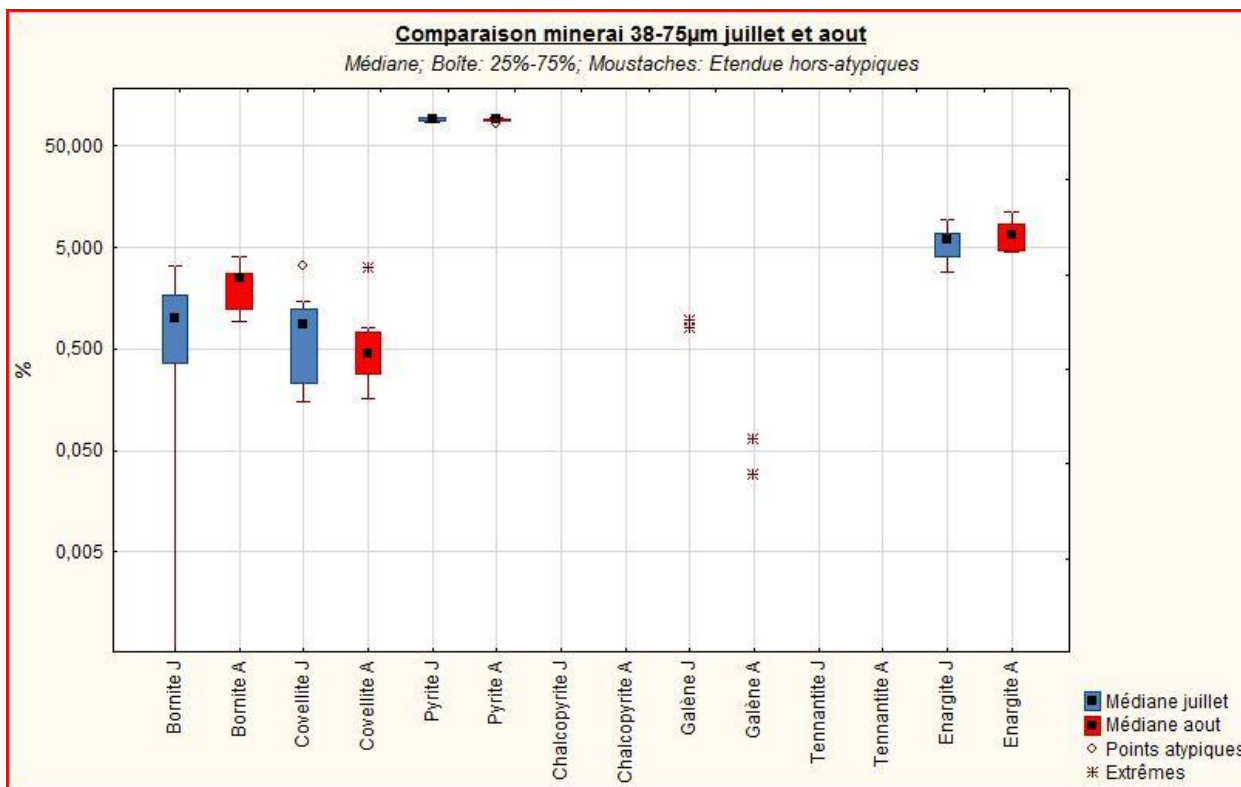


Graphique 19 : graphique boîte à moustaches comparant le minerai +75 $\mu$ m pour les mois de juillet et août 2011.

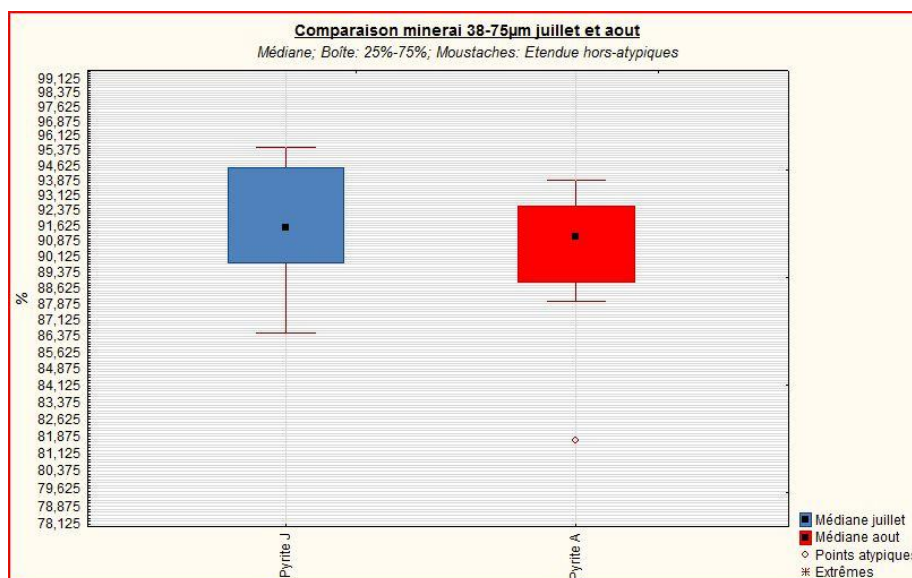


Graphique 20 : zoom sur la pyrite du graphique 19.

2. *Minerai 38-75 µm*. Résultats très similaires entre les deux mois avec une faible différence de dispersion des résultats entre les deux mois pour la pyrite, la bornite, la covellite et l'énargite. Les autres minéraux ont de très faibles pourcentages (pas de boîtes représentées) mais présentent de nombreux points atypiques et extrêmes caractéristiques d'un effet pépite (graphique 21 et 22). Dans l'ensemble, les résultats sont similaires entre les deux mois.

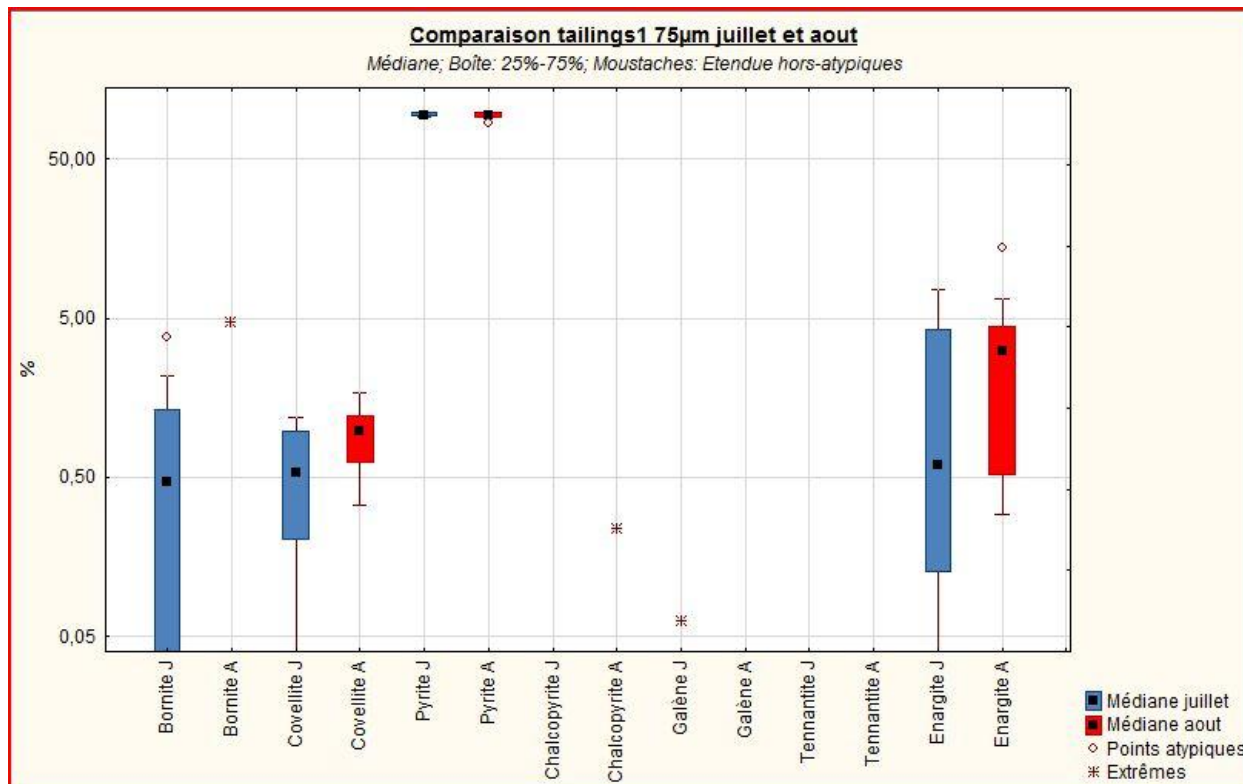


Graphique 21 : graphique boîte à moustaches comparant le minerai 38-75µm pour les mois de juillet et août 2011.

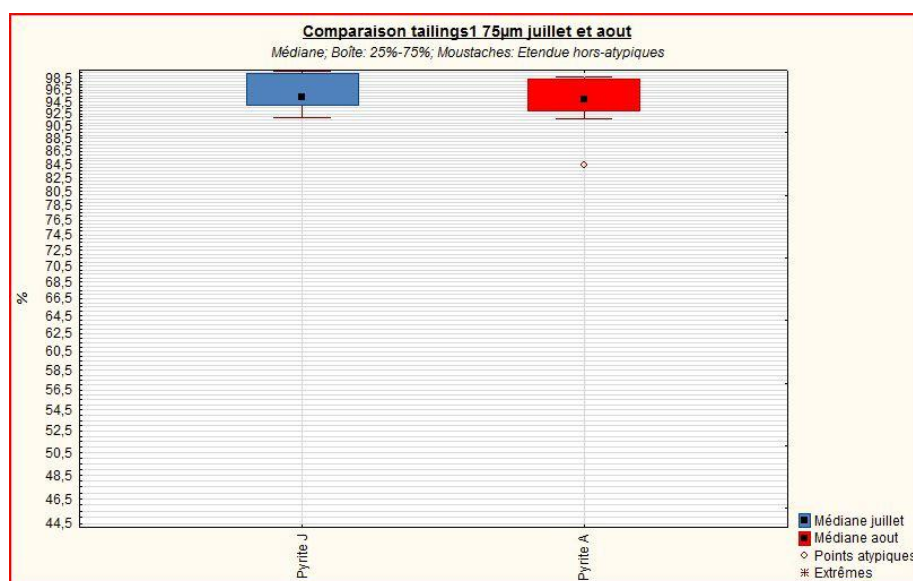


Graphique 22 : zoom sur la pyrite du graphique 22.

3. *Tailings1 +75µm*. Faible différence de dispersion des résultats entre les deux mois pour la pyrite, la covellite et l'énargite. La différence de dispersion entre les deux mois est par contre assez importante pour la bornite. Les autres minéraux sont très peu représentés (pas de boîtes représentées) et comportent quelques points atypiques et extrêmes (graphique 23 et 24). Globalement, les résultats sont assez semblables entre les deux mois.

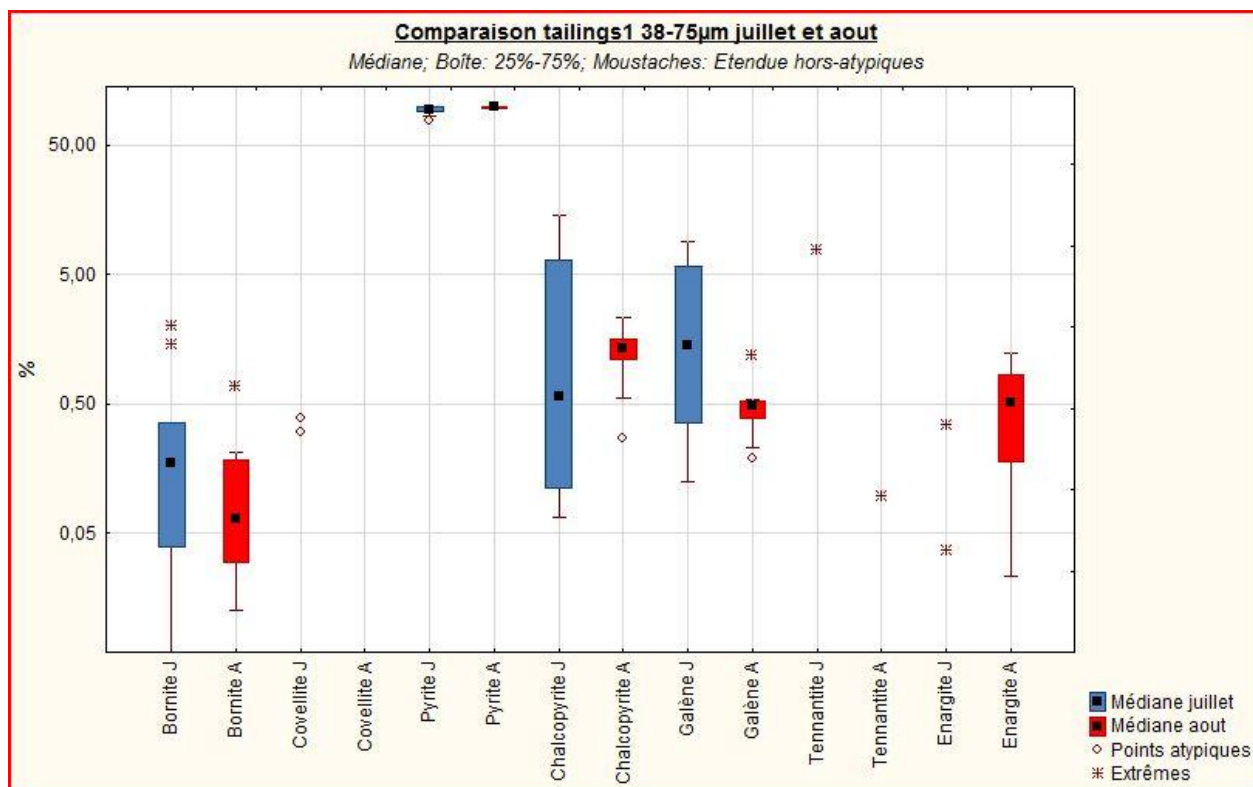


Graphique 23 : graphique boîte à moustaches comparant les tailings 1 +75µm pour les mois de juillet et août 2011.

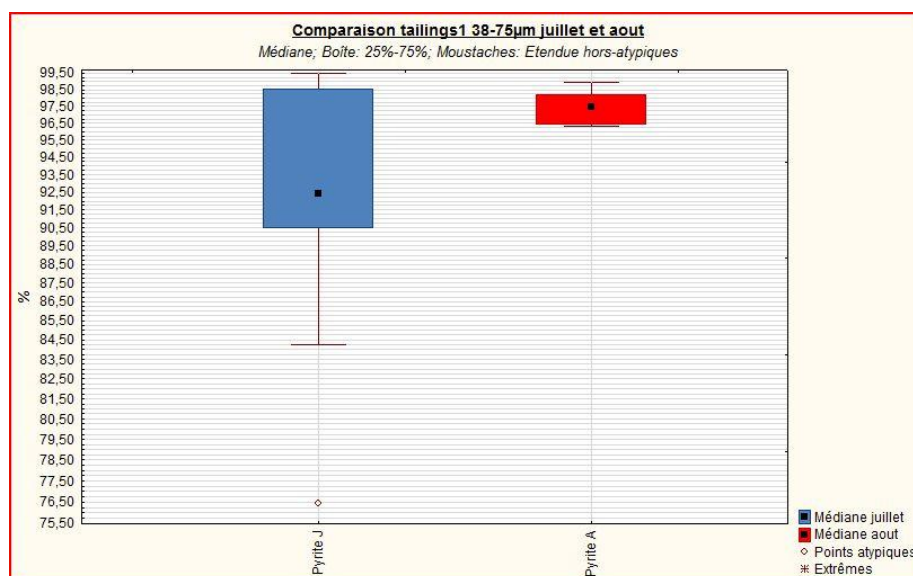


Graphique 24 : zoom sur la pyrite du graphique 23.

4. *Tailings1 38-75µm*. Les graphiques 25 et 26 montrent une faible différence de dispersion des résultats entre les mois de juillet et août pour la pyrite et la bornite. La différence de dispersion est par contre assez marquée pour la chalcopyrite, la galène et l'énargite ; la dispersion étant moins étendue pour les résultats d'août que de juillet. La covellite et la tennantite sont très peu présentes et sont seulement représentées par de nombreux points atypiques et extrêmes caractérisant un effet pépite.



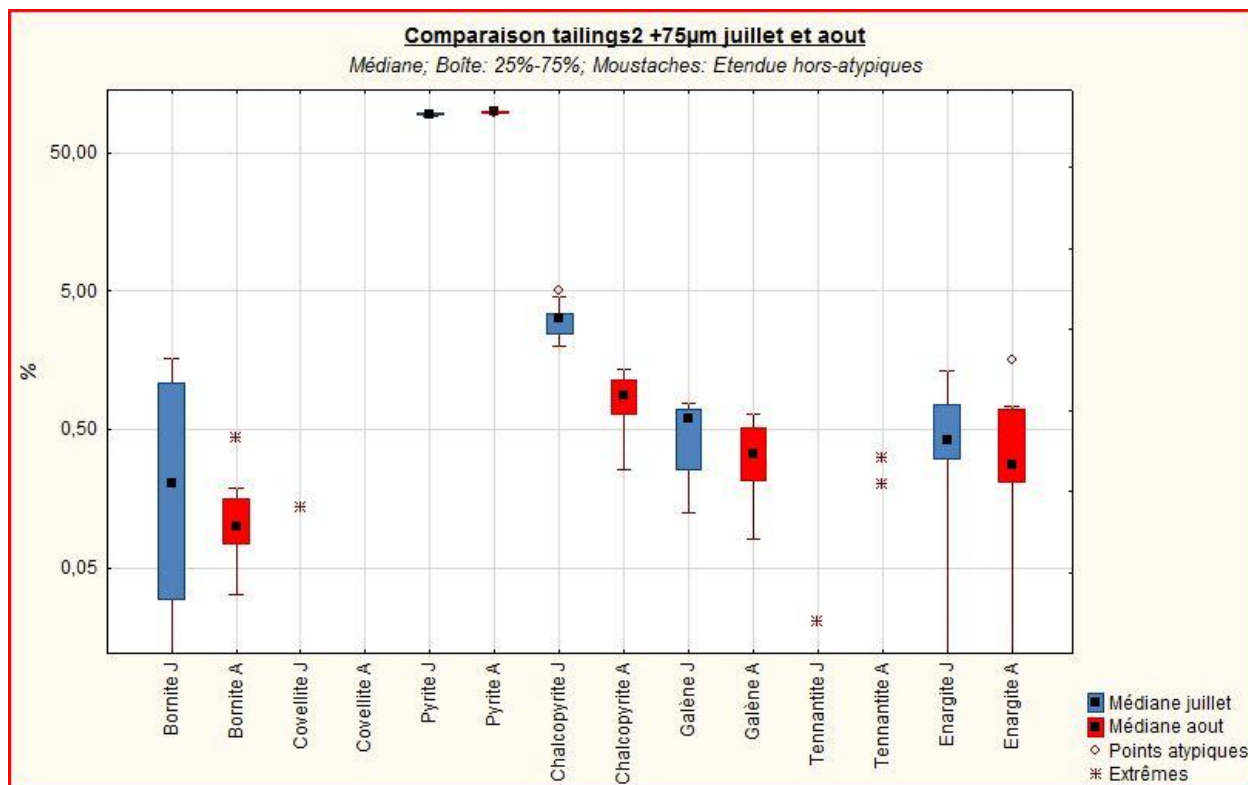
Graphique 25 : graphique boîte à moustaches comparant les tailings 1 38-75µm pour les mois de juillet et août 2011.



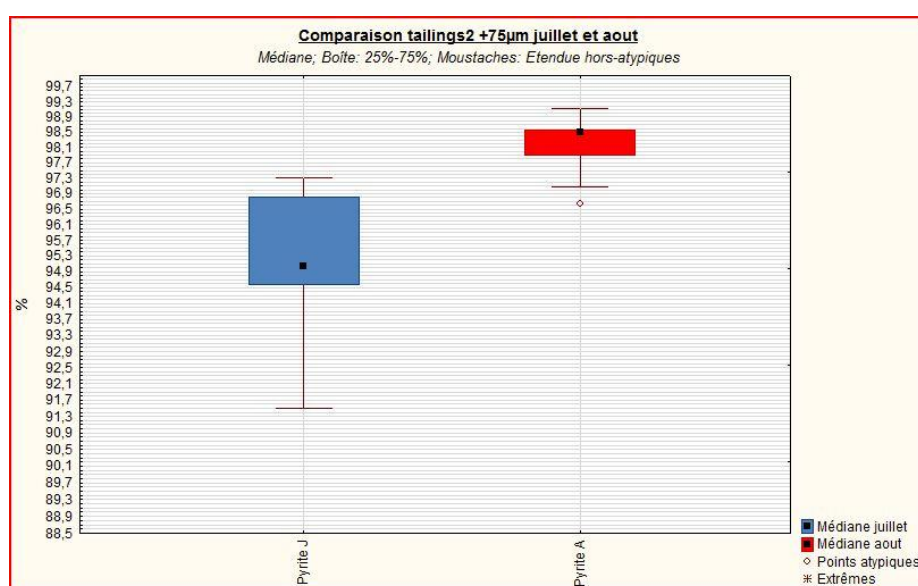
Graphique 26 : zoom sur la pyrite du graphique 25.



5. *Tailings2 +75µm*. Les graphiques 27 et 28 montrent une faible différence de dispersion des résultats entre les deux mois pour la pyrite, la galène et l'enargite. La différence de dispersion est cependant plus marquée pour la chalcopryrite et la bornite. Les autres minéraux sont présents en très faible quantité (pas de boîtes représentées) et sont représentés par des points atypiques et extrêmes caractéristiques d'un effet pépite.

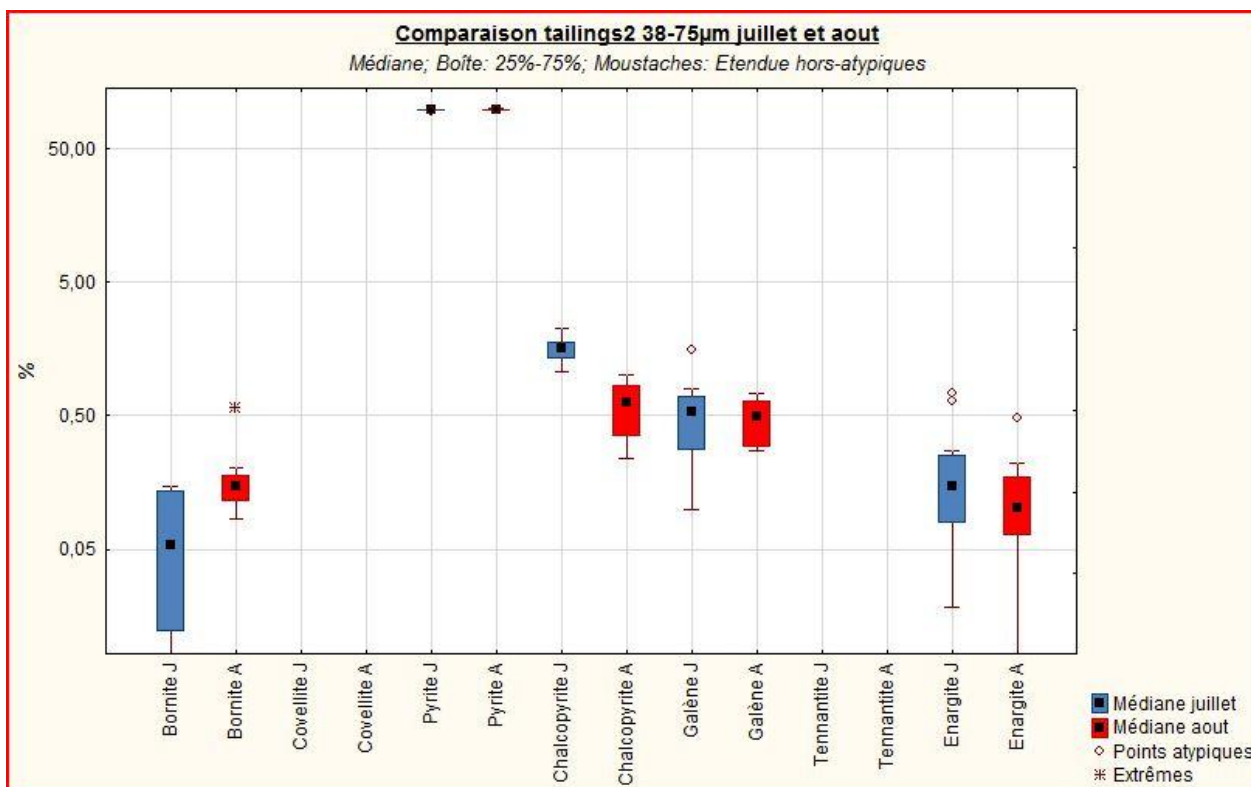


Graphique 27 : graphique boîte à moustaches comparant les tailings 2 +75µm pour les mois de juillet et août 2011.

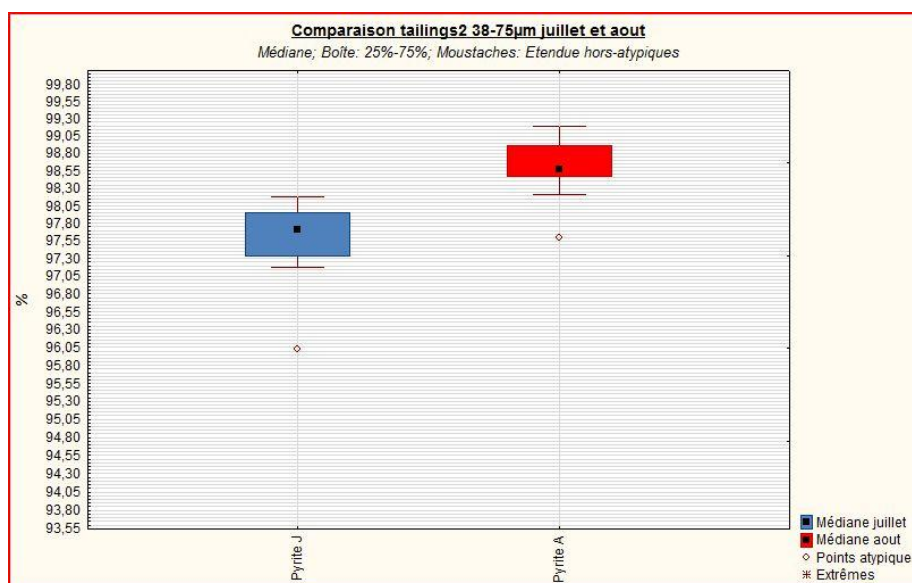


Graphique 28 : zoom sur la pyrite du graphique 27.

6. *Tailings2 38-75µm*. Très faible différence de dispersion entre les résultats des deux mois étudiés pour la pyrite et la galène. La différence de dispersion est cependant plus marquée pour la chalcopryrite et la bornite. La covellite et la tennantite ne sont pas représentés (graphique 29 et 30).

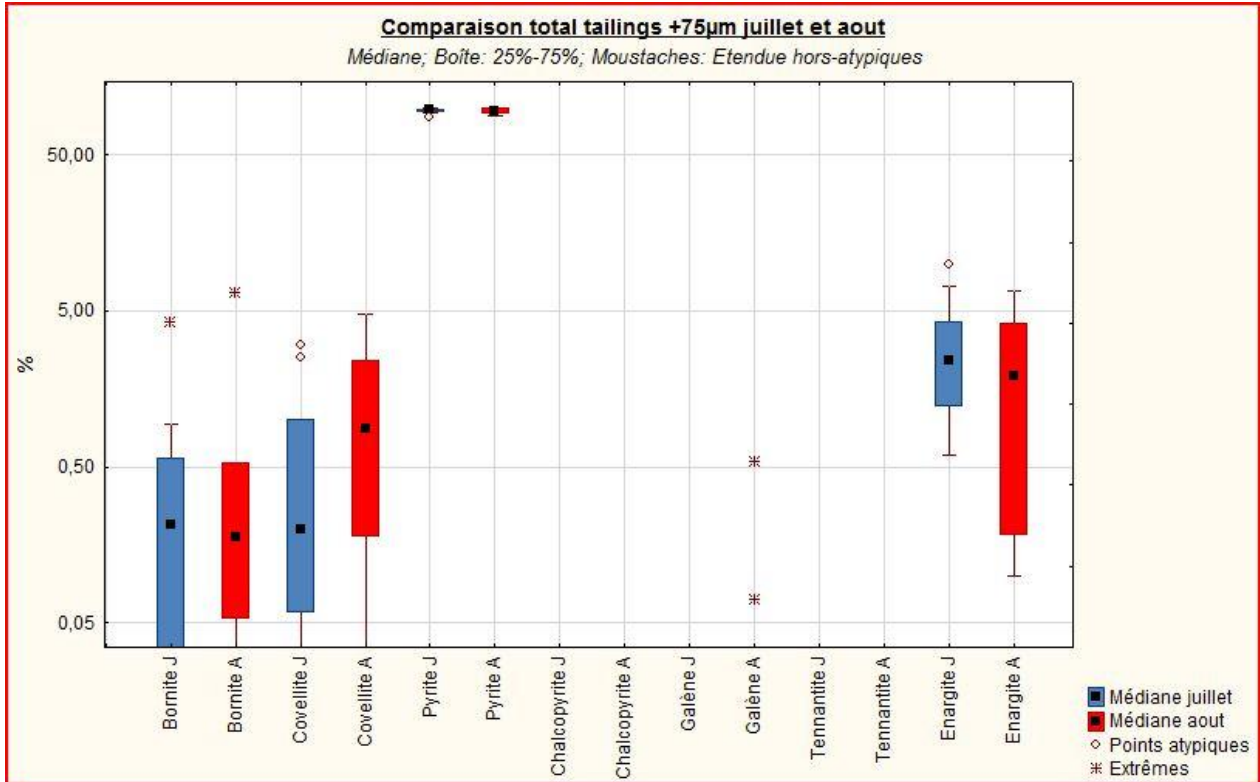


Graphique 29 : graphique boîte à moustaches comparant les tailings 2 38-75µm pour les mois de juillet et août 2011.

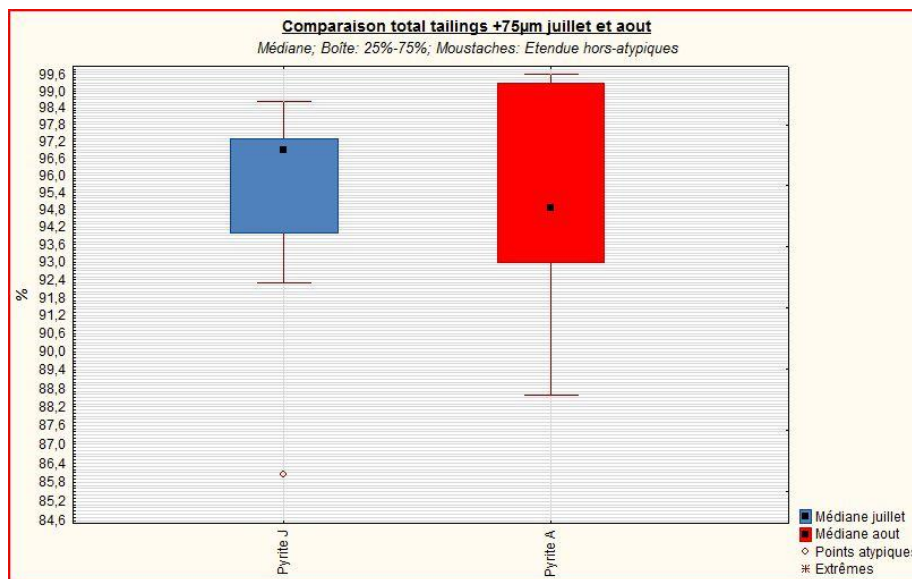


Graphique 30 : zoom sur la pyrite du graphique 29.

7. *Total tailings +75µm*. La différence de dispersion des résultats est très faible entre les deux mois pour la pyrite et faible pour la bornite, la covellite et l'enargite. Les autres minéraux sont très peu représentés (pas de boîtes) mais notons la présence de quelques points atypiques et extrêmes pour la galène reflétant l'effet pépité (graphique 31 et 32).

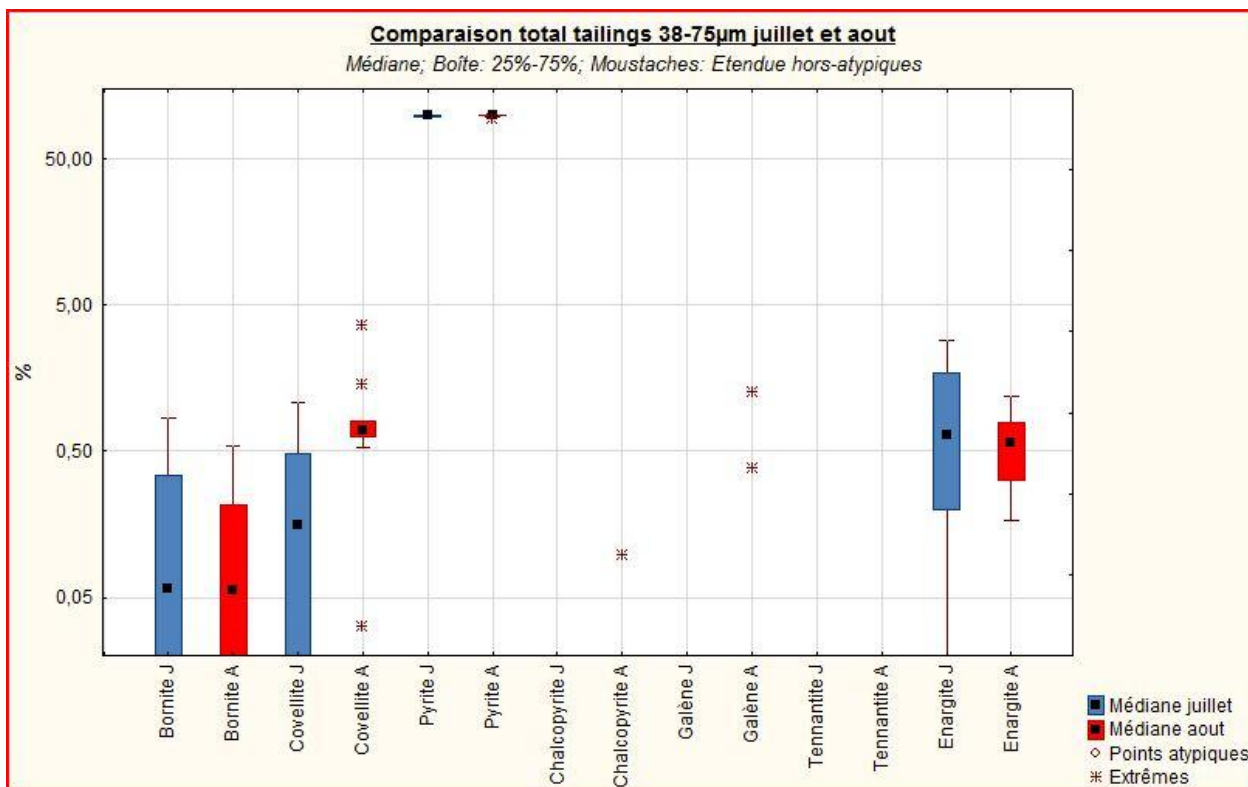


Graphique 31 : graphique boîte à moustaches comparant les tailings totaux +75µm pour les mois de juillet et août 2011.

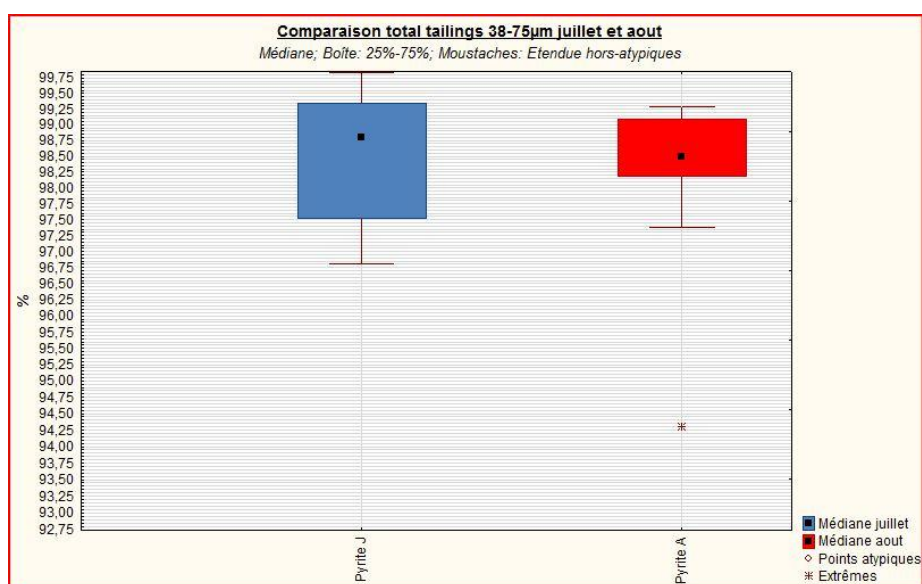


Graphique 32 : zoom sur la pyrite du graphique 31.

8. *Total tailings 38-75µm*. La pyrite et la bornite présentent une très faible différence de dispersion des résultats entre les mois de juillet et août. Au contraire, une plus grande différence de dispersion est observée pour la covellite et l'engargite. Les autres minéraux sont présents en très faible quantité (pas de boîtes représentées) mais de nombreux points atypiques (et extrêmes) sont présents, reflétant ainsi l'effet pépète (graphique 33 et 34).

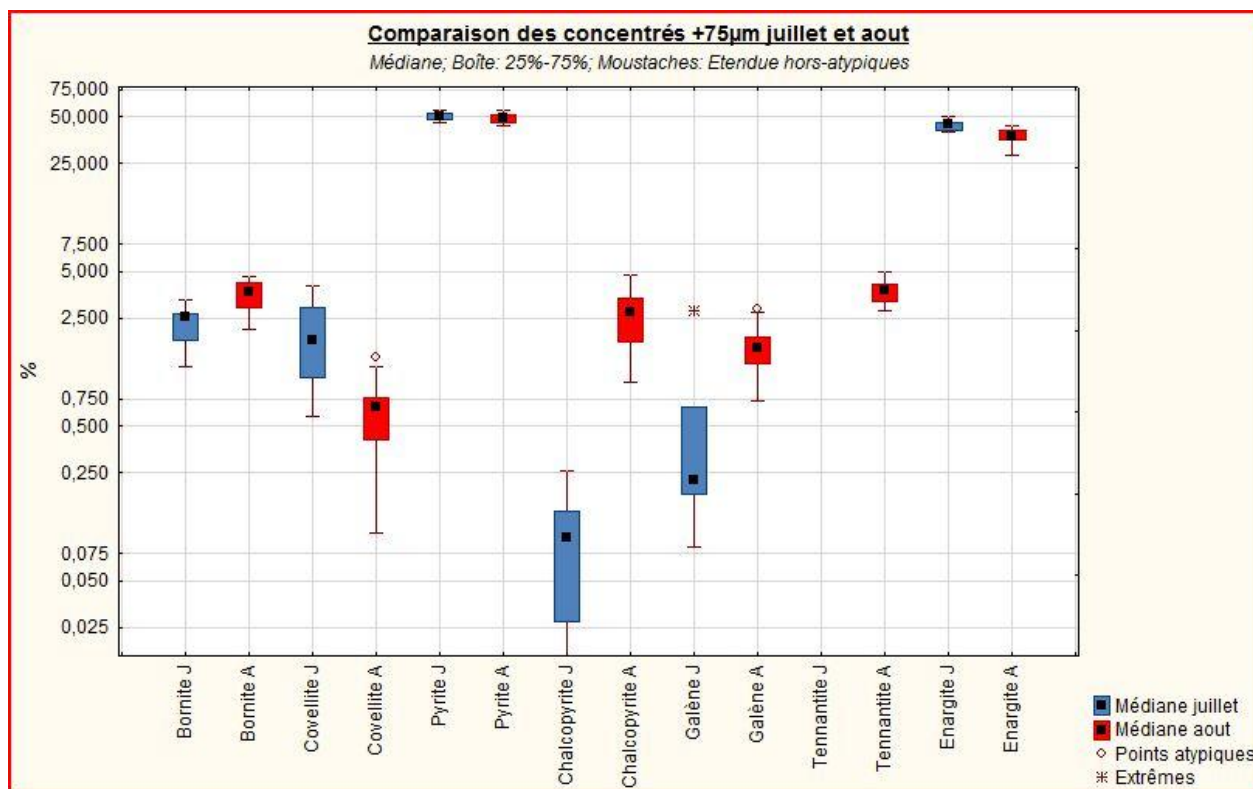


Graphique 33 : graphique boîte à moustaches comparant les tailings total 38-75µm pour les mois de juillet et août 2011.

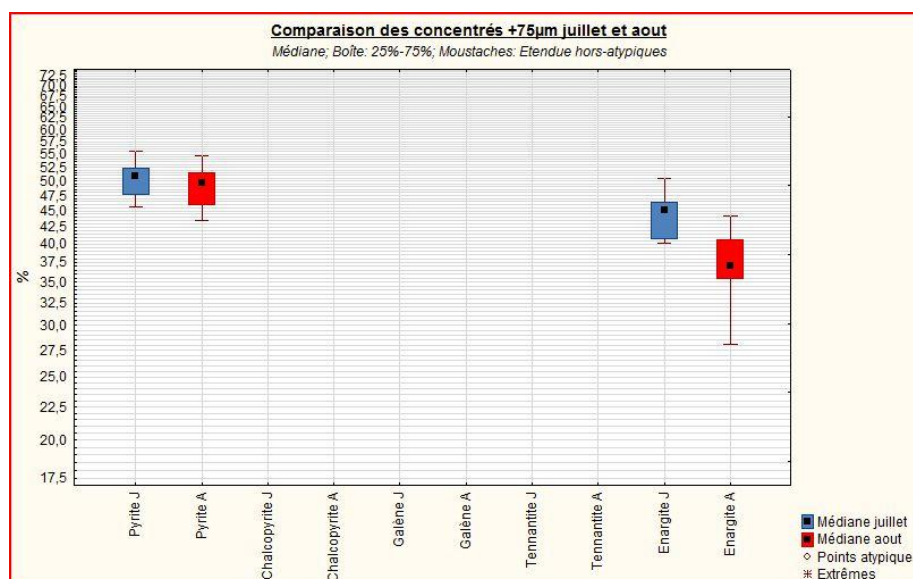


Graphique 34 : zoom sur la pyrite du graphique 33.

9. **Concentré +75 $\mu$ m.** Les graphiques 35 et 36 montrent une faible différence de dispersion des résultats entre les deux mois pour la pyrite, l'énargite et la bornite. Aucune valeurs extrêmes ou atypiques n'ont été signalées pour la pyrite et l'énargite, ce qui correspond à une faible dispersion des résultats. La différence de dispersion est par contre très marquée pour la covellite, la chalcopyrite, la tennantite et la galène, ce qui démontre que davantage d'images devraient être prises afin que les résultats soient représentatifs pour ces phases minérales.

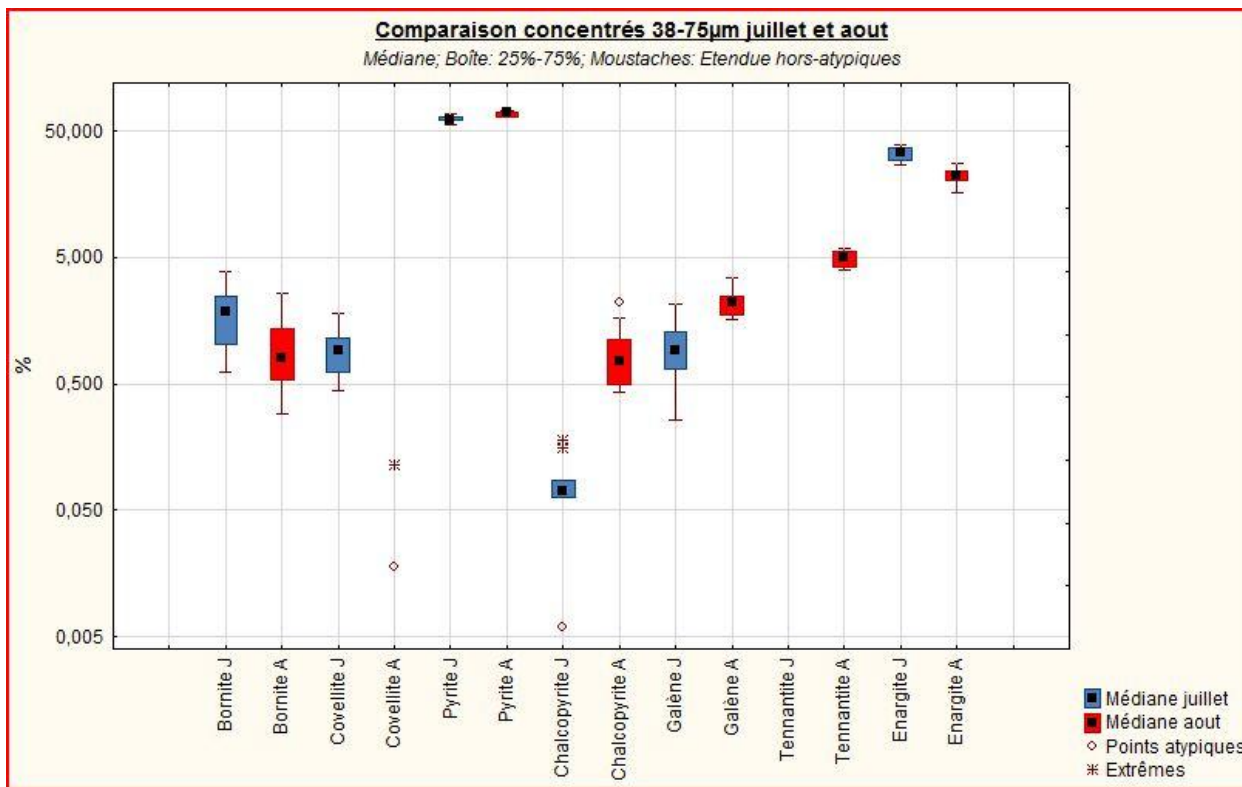


Graphique 35: graphique en moustache comparant les concentrés +75 $\mu$ m des mois de juillet et août 2011.

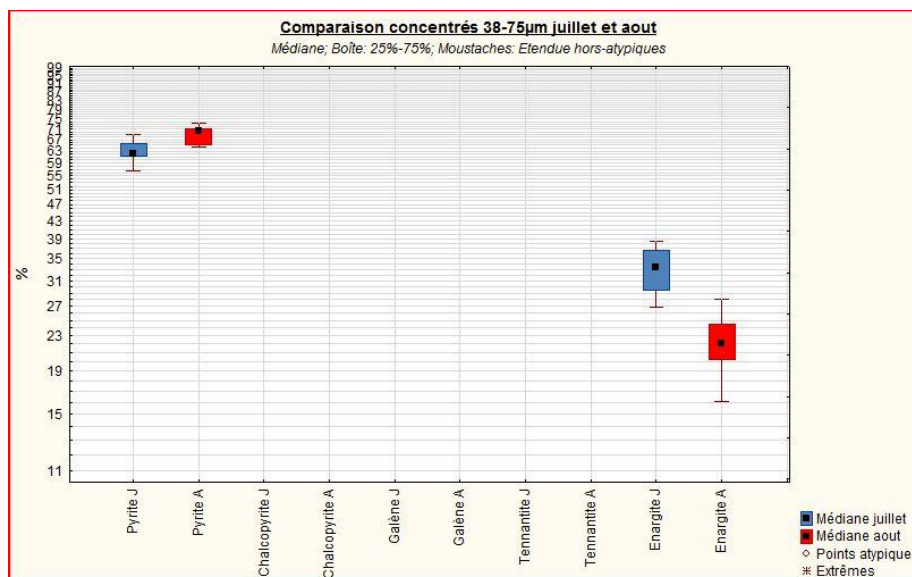


Graphique 36 : zoom sur la pyrite et l'énargite du graphique 35.

10. **Concentré 38-75 $\mu$ m.** La dispersion des résultats est assez similaire entre les résultats des mois de juillet et août pour la bornite, la pyrite, la galène et l'énargite. Cette différence de dispersion est cependant assez marquée pour la covellite, la chalcoppyrite et la tennantite (graphique 37 et 38). Cela démontre que l'effet pépète est présent pour ces minéraux, et que davantage d'images des sections devraient être prises pour que les résultats soient représentatifs.



Graphique 37: graphique en moustache comparant les concentrés 38-75 $\mu$ m des mois de juillet et août 2011.



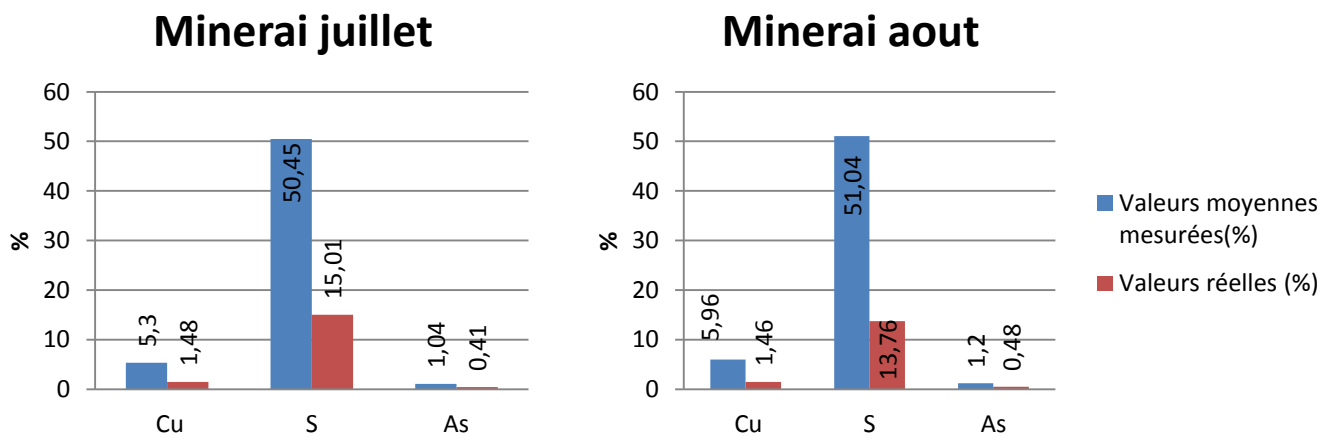
Graphique 38 : zoom sur la pyrite et l'énargite du graphique 37.

### 3. Comparaison des résultats avec les analyses chimiques

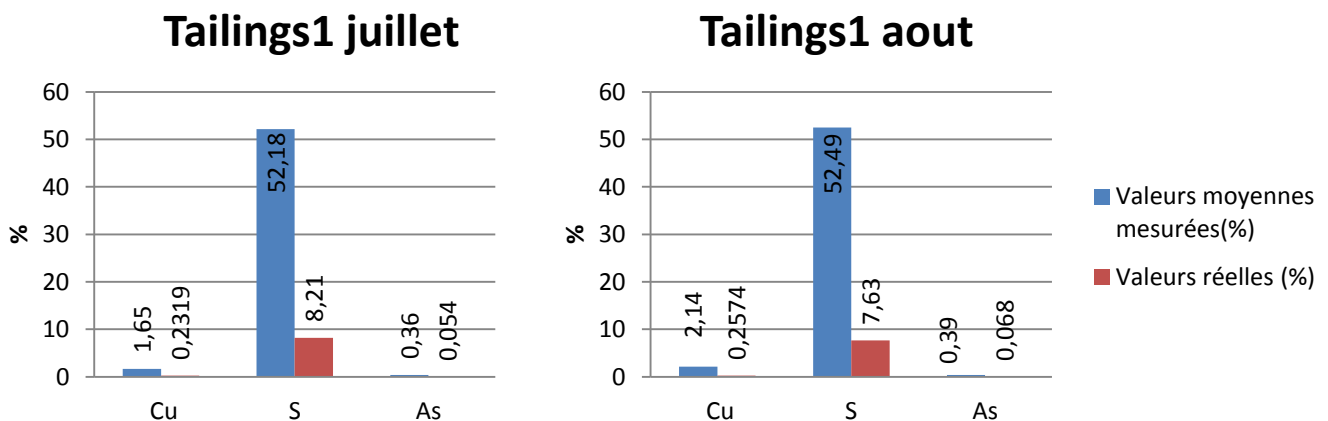
En comparant les résultats quantitatifs obtenus avec le logiciel Aphelion (annexe 8) et les analyses chimiques effectuées sur les différents produits (annexe 9), nous remarquons que les résultats obtenus sont assez semblables (annexe 10). Pour réaliser ce tableau, les pourcentages moyens de chaque minéral présent dans les différents produits (annexe 8) ont été multipliés par les proportions en Cu, S et As des minéraux concernés.

La fraction  $-38\mu\text{m}$  est la classe granulométrique la plus représentée (voir V.1.3 « Analyse granulométrique... »), mais n'a pas été étudiée quantitativement, cette fraction a donc été considérée comme de même composition que la moyenne des produits  $+75\mu\text{m}$  et  $38-75\mu\text{m}$ .

Les graphiques 39 à 43 ont été réalisés à partir de l'annexe 9 (tableaux des valeurs réelles obtenues par analyses chimiques) et de l'annexe 10 (tableaux des pourcentages calculés en Cu, S et As des différents produits analysés).

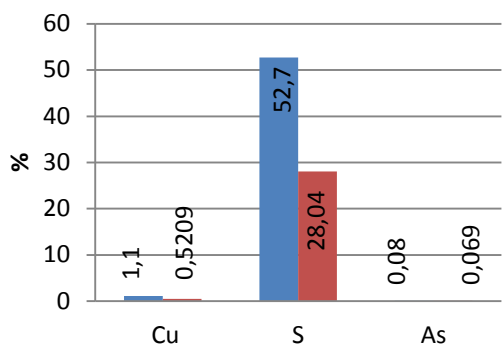


Graphique 39 : comparaison entre les valeurs mesurées et valeurs réelles pour le minerai de juillet et août.

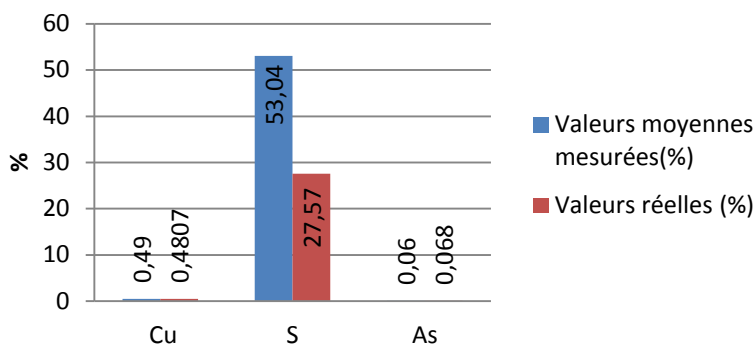


Graphique 40 : comparaison entre moyenne mesurées et valeurs réelles pour les tailings1 de juillet et août.

### Tailings2 juillet

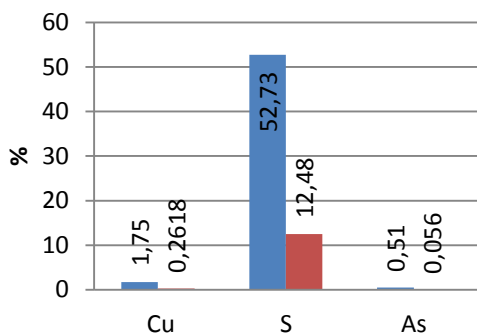


### Tailings2 août

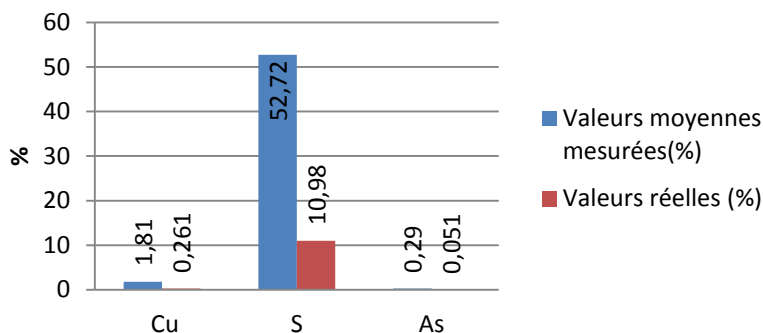


Graphique 41 : comparaison entre moyennes mesurées et valeurs réelles pour les tailings2 de juillet et août.

### Total tailings juillet

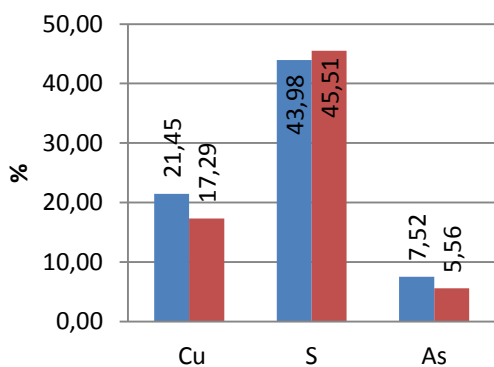


### Total tailings août

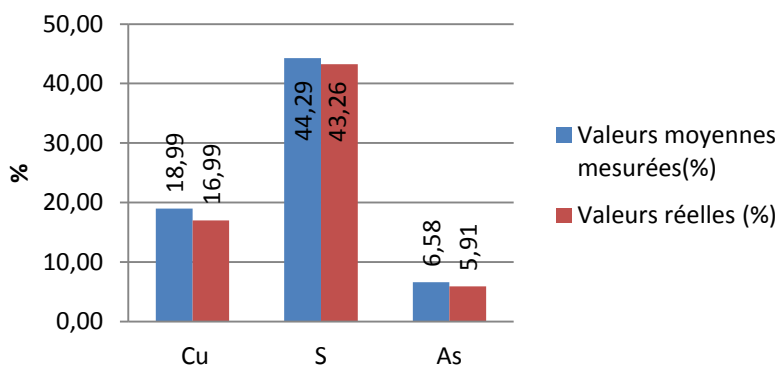


Graphique 42: comparaison entre moyennes mesurées et valeurs réelles pour les total tailings de juillet et août.

### Concentré juillet



### Concentré août



Graphique 43: comparaison entre moyennes mesurées et valeurs réelles pour les concentrés de juillet et août.



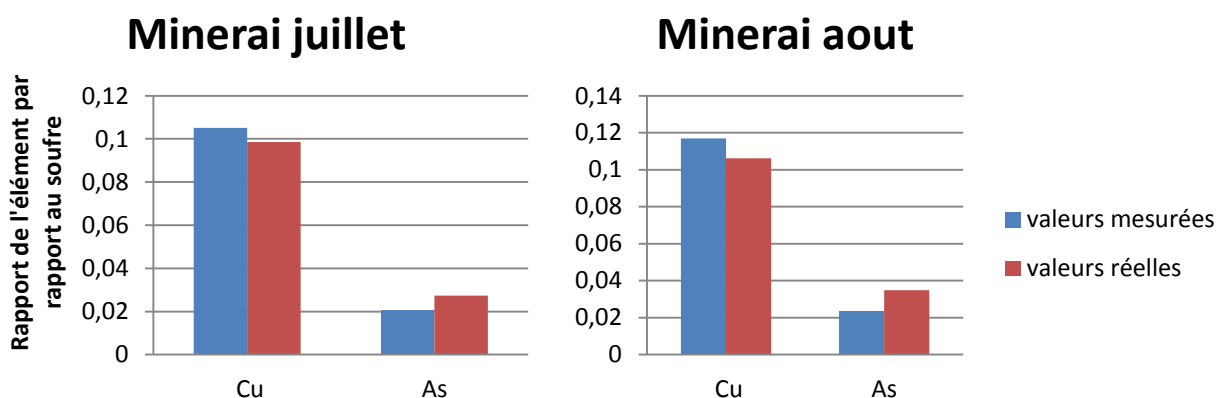
Plusieurs observations découlent de ces graphiques:

-Les résultats obtenus pour les différents produits de juillet concordent assez bien avec les résultats obtenus pour les produits d'août, comme c'est le cas des analyses chimiques (annexe 9).

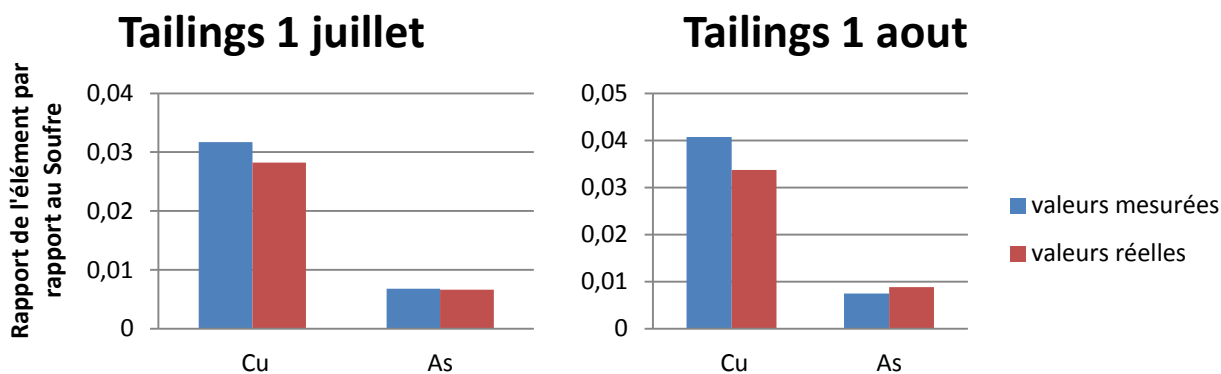
-Les résultats obtenus pour les concentrés de juillet et août concordent très bien avec les valeurs réelles obtenues par analyses chimiques (graphique 43).

- Par contre, les pourcentages obtenus pour les autres produits (minerai, tailings1, tailings2 et total tailings) sont totalement différents des analyses chimiques (graphiques 39, 40, 41 et 42). Cela est dû au fait que les analyses chimiques ont été réalisées sur la totalité des minéraux présents dans les produits (gangue + sulfures) alors que les analyses quantitatives effectuées concernent seulement les sulfures. Cela ne se marque donc pas sur les concentrés constitués essentiellement de sulfures avec très peu de gangue mais bien sur les minerais et les tailings constitués majoritairement de gangue.

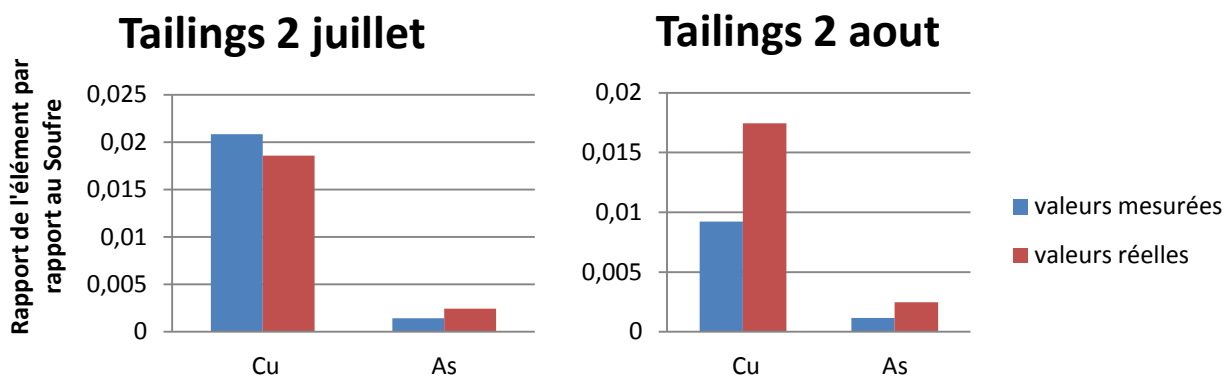
-Malgré cette non-concordance concernant le minerai et les tailings, les rapports valeurs moyennes mesurées/analyses chimiques démontrent qu'il existe tout de même une corrélation entre les résultats. Ainsi, les pourcentages en Cu et en As des valeurs mesurées et des analyses chimiques ont été normés par rapport au soufre montrant une similitude entre les deux résultats (graphiques 44 à 48 et annexe 10).



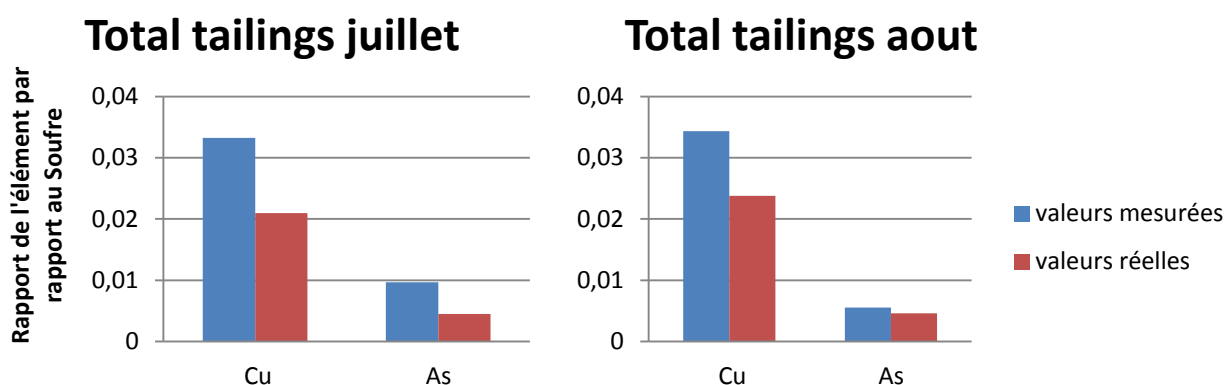
Graphique 44: comparaison des rapports du Cu et As normés par rapport au soufre entre les valeurs mesurées et valeurs réelles pour les minerais de juillet et août



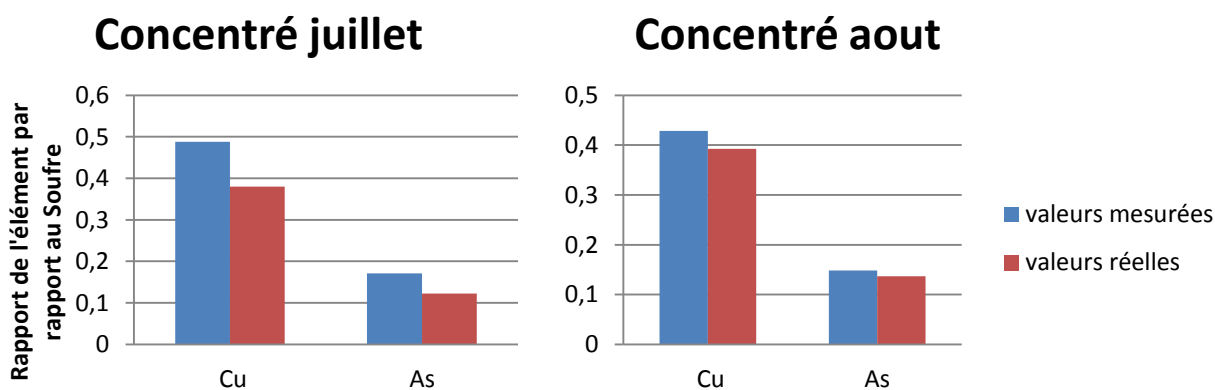
Graphique 45: comparaison des rapports du Cu et As normés par rapport au soufre entre les valeurs mesurées et valeurs réelles pour les tailings 1 de juillet et août



Graphique 46: comparaison des rapports du Cu et As normés par rapport au soufre entre les valeurs mesurées et valeurs réelles pour les tailings 2 de juillet et août



Graphique 47: comparaison des rapports du Cu et As normés par rapport au soufre entre les valeurs mesurées et valeurs réelles pour les tailings totaux de juillet et août



Graphique 48: comparaison des rapports du Cu et As normés par rapport au soufre entre les valeurs mesurées et valeurs réelles pour les concentrés de juillet et août

Ces graphiques 44 à 48 ainsi que l'annexe 10 montrent clairement que les résultats obtenus (valeurs mesurées) sont similaires aux valeurs des analyses chimiques (valeurs réelles) -après avoir été normalisés par rapport au soufre- confirmant ainsi l'efficacité de la technique quantitative utilisée. Ce rapport est différent selon le produit mais est assez constant entre les mois de juillet et août.

## VII. Discussion des résultats

### 1. Représentativité

Quantifier des proportions de minéraux n'est pas une chose aisée car la représentativité des résultats doit être prise en compte et critiquée à chaque étape du procédé.

Lors de la création d'une section polie, la quantité de roche utilisée (5-6g) ne représente qu'une infime partie de la totalité des roches extraites de la mine, des tailings ou encore du concentré produit à l'usine de traitement. De plus, seule la surface de la section polie peut être observée au microscope et cette observation a lieu sur des grains coupés transversalement. Il faut donc prendre conscience que nous n'avons *in fine* accès qu'à une très faible partie de l'information et que celle-ci n'est peut être pas représentative de la réalité.

Les graphiques boîtes à moustaches montrent une très faible différence de dispersion entre les résultats de juillet et août ainsi que très peu de points atypiques ou extrêmes pour la pyrite, signifiant que l'échantillonnage est suffisant pour ce minéral qui est en outre surreprésenté dans les différents produits. La différence de dispersion entre les résultats des deux mois est assez faible pour l'enargite dans les concentrés +75 $\mu$ m et 38-75 $\mu$ m car le minéral est présent en grande quantité. Pour les autres minéraux (bornite, covellite, chalcopryrite, galène et tennantite) la différence de dispersion entre les 2 mois est assez élevée, signifiant que davantage d'images de la section polies devraient être prises pour que cette différence de dispersion soit réduite (que les résultats soient représentatifs). Dans quelques cas, aucune boîte n'était représentée pour certains minéraux car ceux-ci étaient présents en trop faibles proportions et seules les valeurs détectées étaient présentes sur le graphique sous la forme de points atypiques ou extrêmes. Les graphiques boîtes à moustaches confirment que davantage d'images devraient être prises pour que les résultats soient représentatifs pour l'ensemble des minéraux (excepté la pyrite).

### 2. Classification multispectrale des minéraux

La distinction entre l'enargite et la tennantite semble assez difficile à effectuer pour la microscopie multispectrale (de par le caractère pléochroïque de l'enargite) (voir V.2.4 « Précision du traitement d'image ») malgré un nombre élevé de zones d'intérêt à la base de la classification et des courbes de réflectivité assez éloignées dans les longueurs d'onde les plus importantes. Cela se marque notamment dans les tailings où 0% de tennantite est signalée dans de nombreux produits alors que l'observation optique démontre le contraire. Parler ici d'un groupement enargite-tennantite serait plus correct que de parler de ces phases minérales séparément. Les résultats deviendraient alors plus justifiables pour la tennantite.

La chalcopryrite semble sous-représentée par rapport aux observations optiques tant dans le concentré que dans les tailings ou le minerai. Mais dans certains cas (minerai juillet), les proportions semblent très nettement sur représentées, certainement par confusion avec la pyrite dans ce cas.

La covellite est certainement légèrement sur représentée à la fois dans les tailings et dans le minerai dû au phénomène de réflexion interne au sein des silicates (image 45). En microscopie optique, la covellite n'a pratiquement pas été observée dans les tailings (tailings1, tailings2 et total tailings).

Les proportions de galènes sont sur représentées dans les tailings du fait que ce minéral est souvent confondu avec des pyrites très réfléchantes ou avec des phases d'altération lors de la classification. En microscopie optique, aucune galène (de plus de 10µm) n'a été observée dans les tailings (tailings1, tailings2 et total tailings) ni dans les minerais (ore).

Les résultats concernant la bornite semblent corrects même s'ils sont certainement sur représentés dans le concentré dû à la confusion spectrale possible avec la vinciennite, (qui est cependant très peu présente dans le concentré) et qui n'a pas été prise en compte lors de la classification.

### 3. Produits analysés

En comparant les résultats quantitatifs obtenus avec le logiciel Aphelion (voir VI.1 « Description des résultats ») et les observations optiques effectuées (voir V.1.3 « Analyse granulométrique... »), nous remarquons que dans l'ensemble, le résultat est assez positif (voir annexe 10).

Les tailings (tailings1, tailings2 et total tailings) présentent une très grande proportion de pyrite (plus de 90%) et les minéraux porteurs du cuivre sont présents en très faible quantité (moyenne de 3.2%) (graphiques 6 et 7, annexe 8); ce qui est totalement en accord avec les observations optiques.

Le minerai présente lui aussi une proportion de pyrite très élevée (<80%). Les minéraux porteurs du cuivre sont représentés majoritairement par l'enargite puis par la bornite et la chalcopryrite, ce qui est totalement en accord avec les observations optiques réalisées (excepté pour la tennantite). Les minéraux porteurs du cuivre représentent en moyenne 11.25 % du total des sulfures (graphiques 6 et 7, annexe 8).

Les concentrés montrent une majorité de pyrite (supérieur à 50%) ainsi que l'enargite comme phase principale porteuse du cuivre et de l'arsenic. Suivent ensuite la bornite, la tennantite et la chalcopryrite ce qui est également en accord avec les observations optiques. Les minéraux porteurs du cuivre représentent environ 40 % du total des sulfures (graphiques 6 et 7, annexe 8).

### 4. « Récupération »

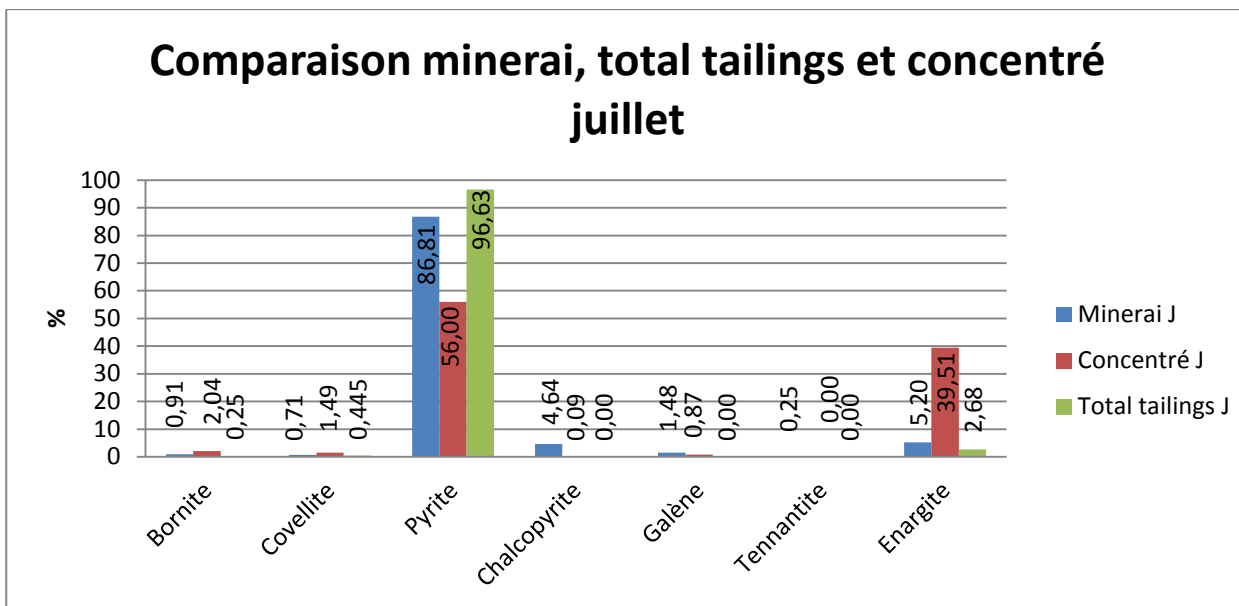
Les graphiques 49 et 50 (réalisés à partir de l'annexe 11) comparant les proportions de minéraux dans le minerai, dans les tailings totaux et dans le concentré, montrent des profils similaires. Environ 2/3 de la pyrite détectée dans le minerai est détectée dans le concentré alors que les tailings totaux contiennent davantage de pyrite que le minerai ; ce qui est normal car une partie de la pyrite est déprimée lors du processus de flottation (voir IV. 3.4 « Circuit de flottation »). Au contraire de la pyrite, les sulfures de cuivre seront récupérés et concentrés lors du traitement ce qui se marque légèrement dans le concentré pour la bornite et la covellite et fortement pour l'enargite. Contrairement au rapport Coffey Mining 2010, qui affirme que 50% cuivre extrait provient de la chalcopryrite, les analyses quantitatives effectuées sur les mois de juillet et août 2011 ont prouvés que la majeure partie du cuivre extrait provenait plutôt de l'enargite (graphiques 6, 7, 49 et 50).

D'un point de vue environnemental, les graphiques 12 à 16, 49 et 50 montrent explicitement que les tailings qui vont en partie être rejetés dans le lac des tailings (TMF) sont principalement composés de pyrite (plus de 95%) et de quelques minéraux porteurs du Cu et de l'As (moins de 5%).

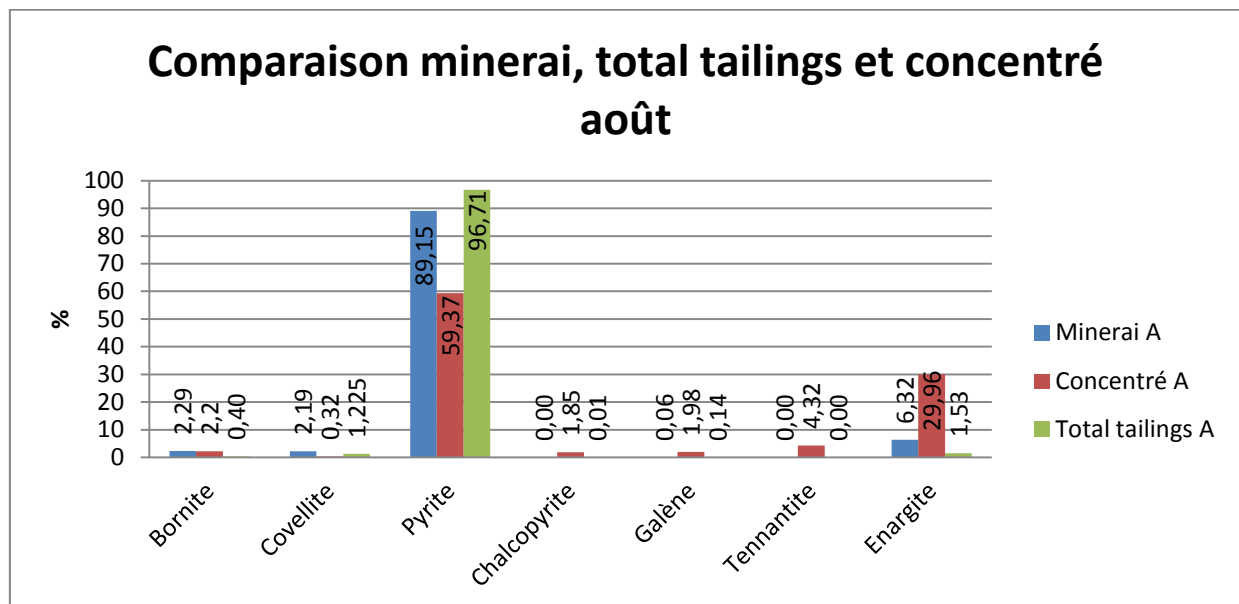
Certaines « aberrations » se marquent dans ces graphiques. Pour le mois de juillet, de la chalcopryrite est fortement détectée dans le minerai du mois de juillet (4.64%) mais seule une infime partie est observée dans le concentré (0.09%). De la tennantite est également présente dans le minerai de juillet mais

aucune n'a été détectée dans le concentré. Pour le mois d'août, aucune chalcopryrite, ni tennantite n'ont été détectée dans le minerai mais on retrouve 1.89% de chalcopryrite et 4.32% de tennantite dans le concentré. En général, très peu (moins que dans le minerai) de minéraux porteurs du Cu ont été détectés dans les tailings totaux même si le pourcentage d'enargite est assez élevé.

Les différences entre les proportions des minéraux des mois de juillet et août peuvent être expliquées par de nombreux facteurs comme une mauvaise classification effectuée par le logiciel Aphelion ou une variation minéralogique qui peut être soit attribuée à une différence du minerai miné ou à une différence de récupération au niveau du traitement.



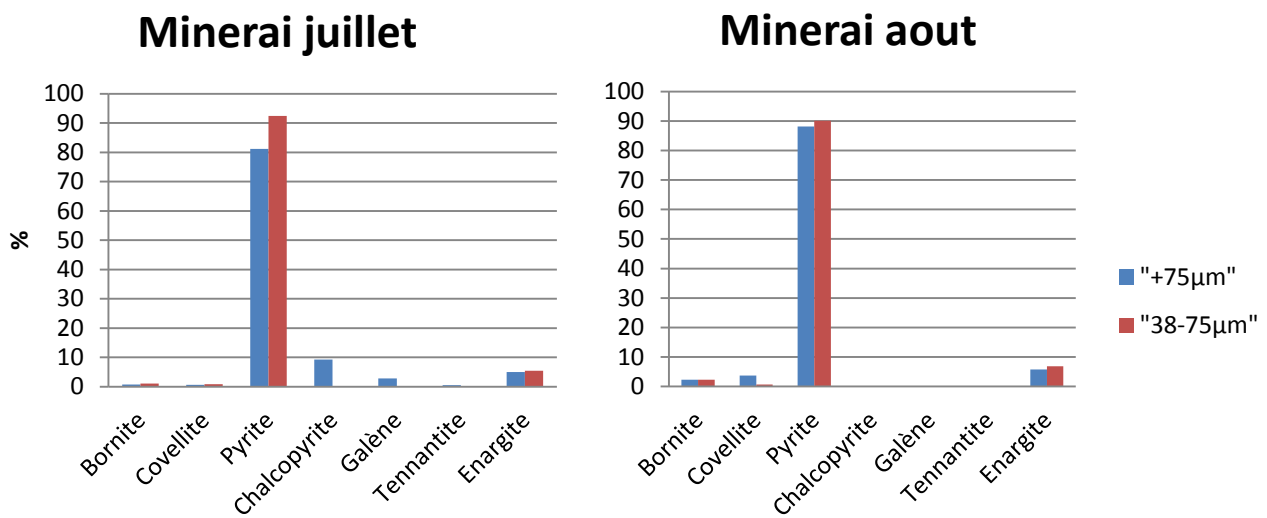
Graphique 49 : comparaison entre minerai, total tailings et concentré du mois de juillet



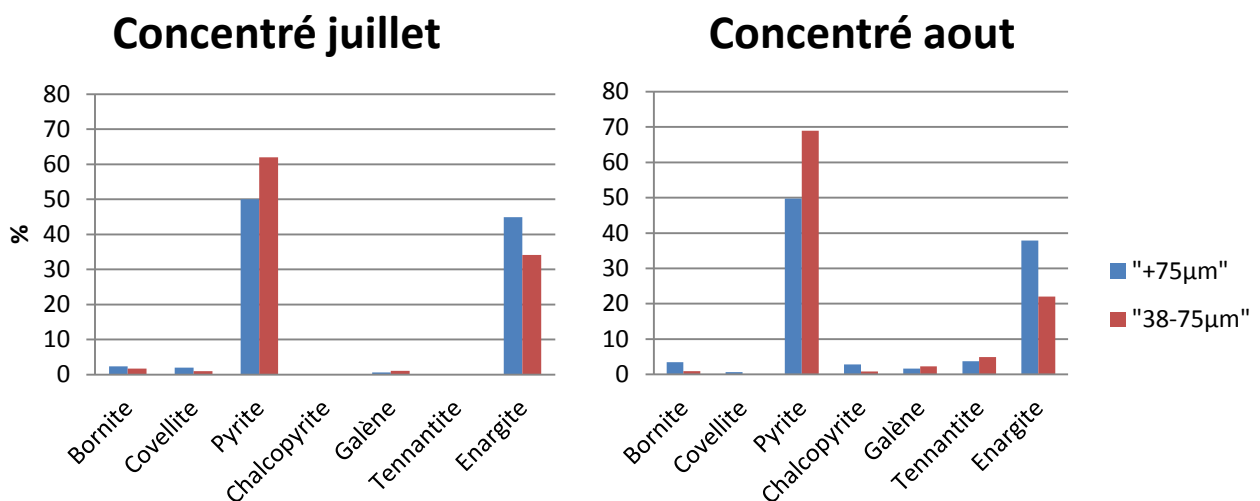
Graphique 50: comparaison entre minerai, total tailings et concentré du mois d'août

Notons qu'un problème de récupération de la chalcopysite semble avoir été détecté car ce minéral représente plus de 75% des minéraux porteurs du cuivre dans les tailings<sub>1</sub> 38-75µm, tailings<sub>2</sub> +75µm et tailings<sub>2</sub> 38-75µm (graphique 6 et 7). Ce phénomène pourrait être expliqué par le faible taux de récupération de ce minéral (55% selon Coffey Mining 2010) dans le processus de flottation.

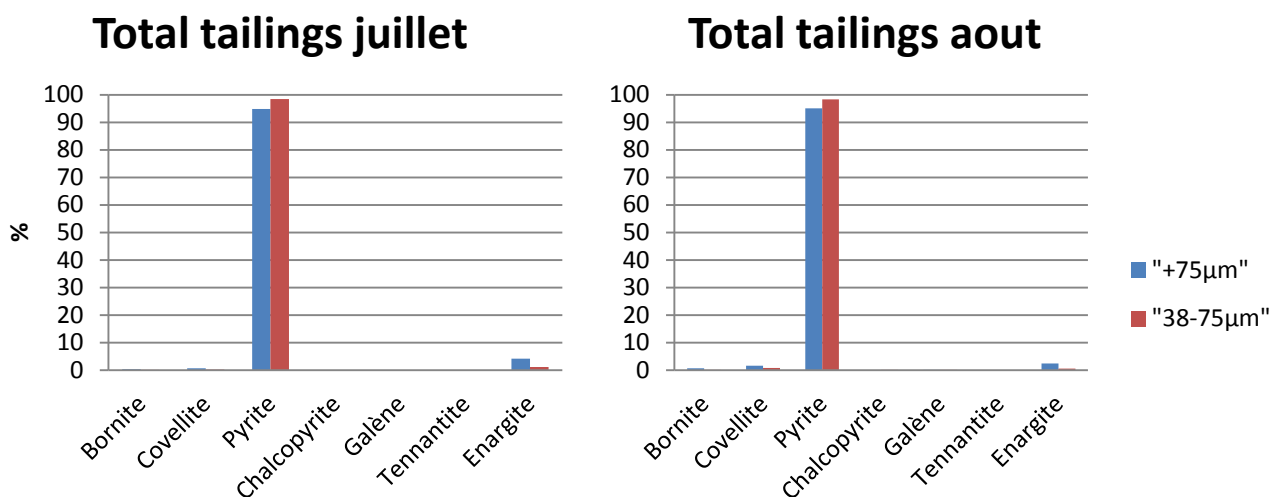
D'un point de vue granulométrique, les graphiques 51, 52 et 53 (réalisés à partir de l'annexe 8) comparent les fractions 38-75µm et +75µm d'un même produit. Ceux-ci montrent que globalement, davantage de pyrite et moins de minéraux porteurs du cuivre ont été détectés dans la fraction 38-75µm que dans la fraction +75µm. En comparant les graphiques des minerais de juillet et août avec les graphiques des concentrés, nous remarquons que dans le minerai, la fraction 38-75µm contient davantage d'engargite que la fraction plus grossière (+75µm) mais cette engargite est majoritairement présente dans le concentré sous la forme +75µm que dans la fraction 38-75µm. Dans les tailings totaux, la pyrite est davantage présente dans la fraction 38-75µm que dans la fraction plus grossière et l'engargite est au contraire légèrement plus présente dans la fraction grossière que fine.



Graphique 51 : comparaison entre les minerais de juillet et août d'un point de vue granulométrique



Graphique 52 : comparaison entre les concentrés de juillet et août d'un point de vue granulométrique



Graphique 53 : comparaison entre les tailings totaux de juillet et août d'un point de vue granulométrique

Au vu de ces observations, il serait alors plus judicieux de favoriser la fraction +75µm lors du broyage afin de récupérer davantage de cuivre (sous forme d'enargite) et moins de pyrite. Un gros travail devrait alors être effectué sur la qualité du broyage initial car la fraction +75µm ne représente qu'environ 15% de l'ensemble des concentrés de juillet et août (voir V.1.3 « Analyse granulométrique... »).

## 5. Traitement du minerai

La technique de quantification à l'aide d'un microscope multispectral permet de connaître les proportions des minéraux présents à chaque stade du traitement du minerai. Le but de ce traitement est de récupérer un maximum de sulfures porteurs de cuivre (enargite, tennantite, chalcopyrite, bornite et covellite) parfois associés à de l'or natif et de déprimer un maximum la pyrite. L'efficacité de ce procédé se traduit assez bien dans les résultats quantitatifs obtenus : les tailings renferment très peu de minéraux sulfurés porteurs du Cu et majoritairement de la pyrite alors que le concentré est composé d'environ 50% de pyrite et de 50% de sulfures porteurs du Cu. Le procédé semble donc bien optimisé pour le minerai même si les proportions granulométriques (voir VII.4. « Récupération ») devraient être prises en compte pour améliorer la récupération du cuivre et diminuer la proportion de pyrite dans le concentré.

D'un point de vue des analyses chimiques, nous remarquons que les tailings 1, 2 et totaux renferment encore des quantités d'or et d'argent assez importantes (annexe 9) qui pourraient certainement être récupérées avec un traitement différent. Certains éléments mineurs et critiques (voir III.2.4 « Minéralisations mineures et critiques ») seraient présents en concentration non négligeable dans le gisement de Chelopez. Ces éléments devraient être davantage étudiés et recevoir si nécessaire un traitement particulier et adapté afin d'être valorisés.

## VIII. Conclusion

Le gisement de Chelopech est un gisement de type « epithermal high-sulfidation » exploité pour le cuivre (1.28%) et l'or (3.4g/t) qu'il contient. Ce gisement s'est mis en place il y a 91.45 Ma dans un environnement géodynamique de subduction qui a affecté la région durant le Crétacé Supérieur lors de la fermeture d'une partie de l'océan Téthys.

La minéralisation s'est mise en place via trois phases de fluides minéralisateurs dont seule la deuxième (Cu-As-S) a formé les minéraux économiquement exploitables (enargite, luzonite, bornite, chalcopryrite, or natif...). Des minéraux contenant des éléments « critiques » comme le Ge ou PGE sont également présents dans le gisement. Cette minéralisation est localisée dans les roches de la Formation de Chelopech constituée d'une alternance de roches sédimentaires et volcaniques.

Différentes sections polies sur roches ont été analysées dans le but de mieux connaître les paragenèses des minéraux économiquement exploitables. Des sections polies sur différents produits issus de l'usine de traitement de Chelopech (tailings 1, tailings 2, total tailings, minerai après broyage et concentré) ont été analysées optiquement et quantitativement afin de connaître la nature et les proportions des minéraux présents lors des différents stades du traitement.

Pour arriver à cette quantification proprement dite, 55 images de chaque section polie ont été prises à trois longueurs d'onde différentes (438nm, 591nm et 692 nm) pour différencier au mieux les différents minéraux les uns des autres. Ces images ont par la suite été classées grâce au logiciel « Multispec » puis traitées avec le logiciel « Aphelion ». Ce traitement d'image comprend plusieurs opérations : seuillage, érosion, reconstruction géodésique, fermeture, hole-fill et logical difference, afin de supprimer les mixels et de combler les arrachements présents au sein des minéraux causés lors du polissage de la section. Les résultats de cette analyse quantitative sur les différents produits issus de l'usine de traitement concordent dans l'ensemble avec les analyses optiques et chimiques prouvant ainsi l'efficacité de la méthode utilisée. Cependant, il existe des imprécisions qui proviennent majoritairement des tailles de minéraux non homogènes dans le cas des tailings ou de la difficulté à différencier certains minéraux comme l'enargite et la tennantite.

Malgré ces petites imprécisions, cette technique de quantification s'avère tout de même très utile en vue de l'optimisation du traitement du minerai car on obtient ici une information sur la nature du produit (que l'on peut même relier à la granulométrie des produits) et non pas seulement sur sa composition chimique comme le fait la mine de Chelopech. Dans notre cas, ce système permet de connaître les formes sous lesquelles se présentent le Cu ou encore l'As dans les différents produits. Dans le cas de Chelopech, le traitement semble être optimisé (excepté la récupération de la chalcopryrite) : les tailings contiennent une très grande majorité de pyrite et très peu de sulfures porteurs du cuivre et d'arsenic. De plus, la « non-récupération » des minéraux porteurs d'arsenic (enargite-tennantite) est impossible étant donné qu'ils constituent la majorité des minéraux porteurs de cuivre.

Un réglage du broyeur pourrait tout de même être envisagé car selon les résultats, les produits de classe granulométrique +75µm semblent contenir davantage de minéraux porteurs du Cu et moins de pyrite que les fractions plus fines.

Ces analyses quantitatives sont ici réalisées à petite échelle et sont représentatives à cette petite échelle. Afin que les résultats soient complètement représentatifs de la réalité, des centaines de sections de chaque produits (concentré, tailings 1...) devraient probablement être analysées.



## IX. Bibliographie

- Andersson B., 2000. Materials availability for large scale thin-film photovoltaics. Progress in Photo Voltaic Research and application, v8, p61-76.
- Arman B., Altun Y., 1983. Die untersuchungen uber Se-und-Te haltige Minerale in Anyatak von Murgul (Artvin). Maden Tektik ve Arama Enstitiis U, v 99-100, p84-90.
- Arndt N., Ganino C., 2010. Ressources Minérales: Nature, origine et exploitation, Dunod, Paris, 173p.
- Andrew CJ., 1997. The geology and genesis of the Chelopech Au-Cu deposit, Bulgaria: Europe largest gold resource. Europe's major gold deposit conference, Newcastle, North Ireland, Abstract and program p68-72.
- Arribas A., 1995. Characteristics of high-sulfidation epithermal deposits, and their relation to magmatic fluid: Mineralogical Association of Canada Short Course, v 23, p419-454.
- Arsenijevic M., 1958. Germanium and its distribution in some Yugoslavian ores. Vesnik Zavoda za Geoloska I Geofizicka Istrazivanja NR Srbije, v 16, p55-165.
- Ayres UR., Ayres LW., Rade I., 2002. The Life Cycle of Copper, its Co-Product and By-Products. Mining, Minerals and sustainable development, v24, 210p.
- Baltov I., Hristov N., Evtiminova K., Donchev I., Kuzv L., 2007. Metallurgical challenges in the recovery of copper and gold from the Chelopech mine, Bulgaria. Proceedings of XXIV international Mineral Processing Congress, Beijing China 24-28 September, v2, p1785-1795.
- Bernstein LR., 1986. Geology and mineralogy of the APEX germanium-gallium mine. Washington County, Utah, United States Geological Survey Bulletin, v 1577, p1-9.
- Bertin P., 2005. Métabolisme de l'arsenic chez les procaryotes: de la résistance à la détoxification. *GRD2909* <http://gdr2909.u-strasbg.fr/pages.jsp?idsite=279>. Page consultée le 20/11/2010
- Berza T., Constantnescu E., Vlad S., 1998. Upper Cretaceous magmatic series and associated mineralisation in the Carpathian-Balkan orogene. Resour Geol, v48, p291-306.
- Bogdanov K., Filipov A., Kehayov R., 2005. Au-Ag-Te-Se minerals in the Elatsite porphyry-copper deposit, Bulgaria. Geochemistry, Mieralogy and Petrology, v43, 7p.
- Bonev IK., Kerestedjian T., Anatassova R., Andrew CJ., 2002. Morphogenesis and composition of native gold in the Chelopech volcanic –hosted Au-Cu epithermal deposit, Srednogorie zone, Bulgaria. Miner. Deposit., v37, p614-629.
- Bonham HF., 1986. Models for volcanic hosted epithermal precious metal deposits: A review. International Volcanological Congress Auckland, p13-18.

- Bowell RJ., Bruce I., 1995. Geochemistry of iron ochres and mine waters from Levante Mine, Cornwall. *Applied Geochemistry*, v10, p237-250.
- Butterman WC., Brown RD., 2004. Mineral commodity profiles: Selenium. US Geological Survey, open files report 03-18, 20p.
- Carlin JF., 2010. Antimony. USGS: Minerals Yearbook. 9p
- Carrigan CW., Mukasa SB., Haydoutov I., Kolcheva K., 2005. Age of variscan magmatism from the Balkan sector of the orogen, central Bugaria. *Lithos*, v82, p125-147.
- CEE Bankwatch Network 2009. Chelopech gold and copper mine Bulgaria. NGO issue paper april 2009, 5p.
- Chambefort I., 2005. The Cu-Au Chelopech deposit Panagyurishte district, Bulgaria: Volcanic setting, hydrothermal evolution and tectonic overprint of a late Cretaceous high-sulfidation epithermal deposit. Ph.D. thesis, University of Geneva, Terre et Environnement, v52, 173p.
- Chambefort I., Moritz R., 2006. Late Cretaceous structural control and Alpine overprint of the high-sulfidation Cu-Au epithermal Chelopech deposit, Srednogorie belt, Bulgaria. *Minera Deposita*, v41, p259-280.
- Cheshitev G., Milanova V., Sapounov I., Choumachenko P., 1995. Explanatory note to the geological map of Bulgaria in scale 1:100 000, Teteven map sheet Avers, Sofia.
- Coffey Mining, 2010. Mine/ Mill expansion project, Bulgaria. Prepared by Coffey Mining Ptd Ltd on behalf of Dundee Precious (Chelopech) BV. 705p.
- Cooke D., Simmons S., 2000. Characteristics and genesis epithermal gold deposits. *Gold in 2000. Review in economic geology*, v13, p221-244.
- Corbett G., Leach T., 1997. Short Course manual: Southwest Pacific Rim gold copper systems: structure, alteration and mineralization, 318p.
- Cordier DJ., 2009. Rare Earths. USGS: Minerals Yearbook, 16p.
- DPM-group, 2004?. Chelopech mining EAD Technical overview. Dundee Precious Metal, 9p.
- Dundee, 2009. Update feasibility study reaffirms commercial value of proposed Chelopech expansion project. Dundee Precious metal Inc. Toronto, 76p.
- Dundee, 2011. Chelopech Gold/Copper mine. Dundee Precious Metals Inc. <http://www.dundeeprecious.com/operations/producing-mines/Chelopech/default.aspx>. Page consultée le 11/10/2011.

- Dundee, 2012. Smelting. Dundee Precious Metals Inc.  
<http://www.dundeeprecious.com/English/operations/processing/tsumeb-smelter/smelting/default.aspx>. Page consultée le 11/10/2011.
- European Commission., 2010. Critical raw materials for EU. Report of the Ad-hoc Working Group on defining critical raw materials, 84p.
- Georgiva S., Petrunov R., Moritz R., Stoykov S., Peytcheva I., Von Quadt A., 2004. Temporal relationship between volcanism and the hydrothermal system in the region of Chelopech high-sulfidation Cu-Au deposit: constraint from geochronological society annual scientific conference, "geology 2004", p21-23.
- Goldstein IJ., Newbury ED., Echin P., Joy DC., Romig AD., Lyman Ce., Fiori C., Lifshin E., 1992. Scanning ELECTRON microscopy and X-Ray Microanalysis. A Text for Biologists, Materials Scientists, and Geologists. Plenum Press, New York, Second edition, 820p.
- Google 2010. Google earth.
- Guberman DE., 2010. Germanium. USGS: Minerals Yearbook, 8p.
- Haydoutov I., 2001. The Balkan island arc association in west Bulgaria. Geol. Balk .,v9, p13-25.
- Hedenquist JW., Arribas RA., Gonzalez-Urien E., 2000. Exploration for epithermal gold deposits, Society of economic geologists, Gold in 2000 , v13, p245-277.
- Heinrich CA., Neubauer F.,2002. Cu-Au-Pb-Zn-Ag metallogeny of the Alpine-Balkan-Carpathian-Dinaride geodynamic province. Mineralium Deposita, v37, p533-540.
- Holl R., Kling M., Schroll E., 2005. Metallogenesis of germanium. Ore Geology Reviews, v 30, p 145-180.
- Jankovic S., 1977a. The Copper deposits and geotectonic setting of the Thethyan Eurasian Metallogenic Belt. Mineralium Deposita, v12, p37-47.
- Jaskula BW., 2010a. Beryllium. USGS : Minerals Yearbook, 9p.
- Jaskula BW., 2010b. Gallium. USGS : Minerals Yearbook, 8p.
- Jinjin Mining 2011. Crushing Equipment: Symons Cone Crusher. Jinjin Mining Machinery Co., Ltd.  
<http://www.my-crusher.com/products/1/cone-crusher.html> . Page consultée le 11/05/2011.
- Karamyan K.A., 1958. Germanium-bearing sulphides of Dastakert copper-molybdenum deposit. Doklady Akademii Nauk Armanjanskoj, v 27, p235-237
- Katskov N., Liev K., 1993. Panagyurishte map Sheet. Explanatory note to the geological map of Bulgaria in scale 1:100000, 53p.

- Kesler SE., 1994. Mineral resources, economics and the environment, McMillan Co, New York, 410p.
- Kesler SE., Hall CM., Russel N., Sanchez CR., Perez RM., Moreira J., 2004. Age of the Camaguey Gold-Silver district, Cuba : tectonic evolution and preservation of epithermal mineralization in volcanic arcs. *Econ Geol*, v99, p869-886.
- Kouzmanov K., 2001. Genèse des concentrations en métaux de base et précieux de Radka et Elshitsa (zone de Sredna Gora, Bulgarie) : une approche par l'étude minéralogique, isotopique et des inclusions-fluides. Unpublished Ph.D.thesis, Université d'Orléans, 437p.
- Kovalenker VA., Tsonev D., Breskovska V., Malov VS., Troneva NV., 1986. New data on the mineralogy of copper-pyrite deposits in the Central Srednogorie zone, Bulgaria. *Metasomatism, Mineralogy and Genetical Features of Gold and Silver Deposits in Volcanic Series.*,p91-110.
- Kramer DA., 2010. Magnesium Compounds. USGS: Minerals Yearbook, 11p.
- Le Guen M., 2001. La boîte à moustache de Tukey. Université Paris 1, Matisse-CNRS UMR8595, Maison des Sciences Economiques, 15p.  
<http://matisse.univ-paris1.fr/leguen/leguen2001b.pdf>  
Page consultée le 8/06/ 2012
- Lips ALW., 2002. Correlating magmatic-hydrothermal ore deposit formation over tie with geodynamic processes in SE Europe. The timing and location of major ore deposits in an evolving orogen. *Geol Soc London Spec Publ*, v204, p69-79.
- Loferski PJ., 2010. Platimium Group Metals. USGS: Minerals Yearbook, 13p.
- Magalhaes F.,2002. Arsenic. An environmental problem limited by solubility. *Pure applied chemistry*, v74 n°10,p1843-1850.
- Matschulla J., 2000. Arsenic in the geosphere- a review. *The Science of the Total Environment*, v249, p297-312.
- Meek S., Hristov N. Evtiminova K., Gradinarov N., Sabeva T., Guglev T., Mihov I., Rashkova N., Blajeva T., Donchev I., Kuzev L., Baltov I., 2007. Summary of results from the activities of the metallurgical laboratory of the process plant of Chelopech Mining up to date. Unpublished report, 22p.
- Miller MM., 2010. Fluospar. USGS: Minerals Yearbook, 13p.
- Moev M., Antonov M. ,1978. Stratigraphy of the Upper Cretaceous in the eastern part of the Struguel-Chelopech strip. *Ann Univ Min Geol*, v23, p7-30.
- Moritz R., Jacquat S., Chambefort I., Fontignie D., Petrunov R., Georgiva S., Von Quadt A., 2003. Controls of ore formation at the high-sulfidation Au-Cu Chelopech deposit, Bulgaria :evidence from infrared fluid inclusion microthermometry of enargite and isotope systematic of barite. *Mineral exploration and sustainable development Proceedings 7<sup>th</sup> biennia SGA meeting, Athens, Greece, 24-28 August 2003, Millpress Rotterdam*, p1209-1212.

Moritz R., Kouzmanov K., Petrunov R., 2004. Late Cretaceous Cu-Au epithermal deposit of the Panagyurishte district, Srednogorie zone, Bulgaria. *Scheizerische Mineralogische und Petrographische Mitteilungen*, v84, p79-99.

Moritz R., Chambefort I., Geogieva S., Jacquat S., Petrunov R., 2005. The Chelopech high sulfidation epithermal Cu-Au deposit. *Ore Geol Rev*, v27, p130-131.

Morris DFC., Gharib A., Saber H., 1980. Distribution of Lanthanum, europium, germanium, tin, phosphorus and sulfur in nickeliferous lateritic profiles. *Mineralogical Magazine*, v43, p816-820.

Mutafchiev I., Petrunov R., 1996. Geological genetic models of ore deposit formation in the Panagyurishte-Etropole ore region. Unpublished report for Navan-Chelopech Mining Company, Sofia, 69p.

Nenasheva SN., 2003. On the chemical composition of germanite. *New data on minerals*, v38, 6p.

Nordstrom K., 2011. Mine water: acidic to circumneutral. *Elements*, v7, p393-398.

Olson DW., 2010. Graphite. *USGS : Minerals Yearbook*, 11p.

Papp JF., 2010. Niobium (Colombium) and Tantalum. *USGS: Minerals Yearbook*, 15p.

Parlement européen, 2010. Textes adoptés: Interdiction de l'utilisation du cyanure dans les technologies minières : Résolution du Parlement européen du 5 mai 2010 sur l'interdiction générale de l'utilisation des technologies à base de cyanure dans l'industrie minière de l'Union Européenne.

<http://www.europarl.europa.eu/sides/getDoc.do?pubRef=-//EP//TEXT+TA+P7-TA-2010-0145+0+DOC+XML+V0//FR>. Page consultée le 5/05/2012.

Page consultée le 10/05/ 2012

Petrunov R., 1995. Ore mineral paragenesis and zoning in the deposit of Chelopech. *Geochim. Mineral Petrol*, v30, p89-98.

Peytcheva I., Von Quadt A., Kouzmanov K., Bogdanov K., 2003. Elshitsa and Vlaykov Vruh epithermal and porphyry Cu (-Au) deposits of Central Srednogorie, Bulgaria: source and timing of magmatism and mineralization. *Mineral exploration and sustainable development*. Millpres, Rotterdam, p371-373.

Popov P., Popov K., 1997. Metallogeny of the Panagyurishte ore region. *Ore deposits Exploration*. Proceedings Belgrade, p327-338.

Popov P., Popov K., 2000. General geologic and metallogenic features of the Panagyurishte ore region. *ABCD-GEODE 2000, workshop, guide book to excursions*, Sofia, p1-7.

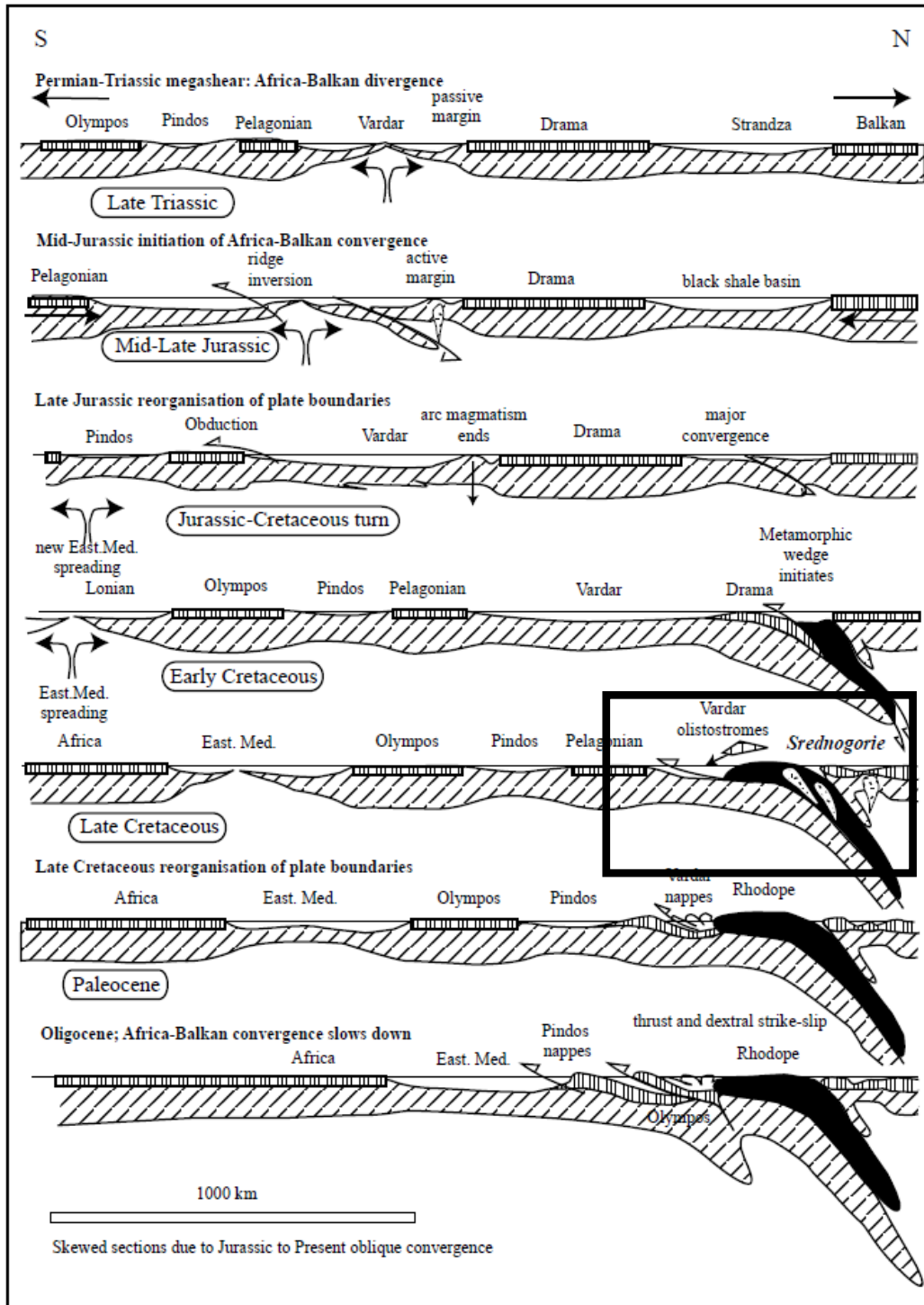
Popov P., Radichev R., Dimovski S., 2001. Geology and evolution of the Elatsite-Chelopech porphyry-copper-massive sulfide ore field. *Ann Univ Min Geol*, v43-44, p31-44.

- Rabinovitch M., 2007. Perspectives de la géologie minière européenne. *Géologues : spécial mine et après mine*, n° 153, 20p.
- Rekacewicz P., 1998. Bulgaria, topographic map. *Topographic maps*. [http://maps.grida.no/go/graphic/bulgaria\\_topographic\\_map](http://maps.grida.no/go/graphic/bulgaria_topographic_map). Page consultée le 11/05/ 2011.
- Ricou L., Burg J-P., Godfriaux I., Ivanov Z., 1998. Rhodopes and Vardar: The metamorphic and the olistostromic paired belts related to the Cretaceous subduction under Europe. *Geodynamica Acta*, v11, p285-309.
- Rose A.W., 1967. Trace elements in sulphide minerals from the central district, New Mexico and the Bingham district, Utah. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v31, p547-585.
- Schroll E., Azer I.N., 1959. Beitrag zur Kenntnis ostalpiner Fahlerze. *Tschermaks Mineralogisch - Petrographische Mitteilungen*, v7, p70–105.
- Scotese CR., 2011. Late Cretaceous 94Ma. Paleomap Project. <http://www.scotese.com/cretaceo.htm>. Page consultée le 15/09/2011
- Seres-Hartai E., Foldessy J., Kovacs A., 2001. Mineralogy and genetics aspects of gold in the Lahoca (Recsk, Hungary) high sulfidation type epithermal deposit. *Acta Montanistica Slovaca*, v1, p19-26.
- Shanghai Zenith 2011. Shanghai Zenith impact crusher: Ball mill. Shanghai Zenith Company 2011. <http://www.impact-crushers.com/Ball-Mill.html>. Page consultée le 11/05/2011.
- Shedd KB., 2010a. Cobalt. *USGS: Minerals Yearbook*, 24p.
- Shedd KB., 2010b. Tungsten. *USGS: Minerals Yearbook*, 22p.
- Sillitoe RH., Hedenquist JW., 2003. Linkages between volcanotectonic settings, ore fluid compositions, and epithermal precious metal deposits. *Special Publication of the Society of Economic Geologists*, v10, p315-343.
- Stanisheva-Vassileva G., 1980. The Upper Cretaceous magmatism in Srednogorie zone, Bulgaria: A classification attempt and some implications. *Geol Balc*, v10, p15-36.
- Steblez W.G., 2000. Mineral industries of Bulgaria and Romania. *U.S Geological Survey Minerals Yearbook*, p6.1-6.5.  
<http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/country/2000/9408000.pdf>  
Page consultée le 10/04/2012
- Strashimirov S., Petrunov R., Kanazirski M., 2002. Porphyry copper mineralization in the central Srednogorie. *Bulgaria. Mineralium Deposita*, v37, p587-598.
- Taylor SR., Mc Lennan SM., 1995. The geochemical evolution of the continental crust. *Review of Geophysics*, v33. 2, p241-265.

- Terziyev G.I., 1966. The conditions of germanium accumulation in hydrothermal mineralizations (as illustrated by Bulgarian deposits). *Geochemistry International*, v 3, p 341–346.
- Tolcin AC., 2009. Indium. *USGS: Minerals Yearbook*, 6p.
- Tonkova M., 2008. Archaeological evidence for the exploitation of gold ore deposit at the villages of Koliol Marinovo (Sarnena Gora Mountain) and babyak (Western Rhodopes) in Antiquity. *Geoarchaeology and Archaeomineralogy 2008*, p266-270.
- Tosdal RM., Richards JP., 2001. Magmatic and structural controls on the development of porphyry Cu, Mo, Au deposits. *Structural controls on ore genesis. Rev Econ Geol*, v14, p157-181.
- TradeKorea 2012. Product: hydrocyclone. TradeKorea. <http://www.tradekorea.com/e-catalogue/k7prok/product-detail/P00160947/Hydrocyclone.html>. Page consultée le 7/11/2011
- Vlassov K.A., 1964. Geochemistry and mineralogy of rare elements and genetic types of their deposits. Academy of sciences, U.S.S.R, Institute for mineralogy, geochemistry and crystal chemistry of rare elements p 525-551
- Von Quadt A., Peytcheva I., Kamenov B., Fanger L., Heinrich CA., Frank M., 2002. The Elatsite porphyry copper deposit in the Panagyurishte ore district, Srednogorie zone, Bulgaria; U-Pb zircon geochronology and isotope-geochemical investigations of magmatism and ore genesis. *Ore deposits in an Evolving Orogen, Geological Society, London, Special publications*, v204, p119-150.
- Von Quadt A., Moritz R., Peytcheva I., Heinrich C., 2005. Geochronology and Geodynamics of Upper Cretaceous magmatism and Cu-Au mineralization in the Panagyurishte region of the Apuseni-Banat-Timok-Srednogorie belt (Bulgaria). *Ore geol Rev*, v27, p95-126.
- War Eagle 2012. Tres Marias Project, Chihuahua, Mexico. War Eagle Mining Company Inc. <http://www.wareaglemining.com/s/TresMarias.asp?ReportID=190623>  
Page consultée le 04/04/2012
- White NC., 1991. High Sulfidation epithermal gold deposits: characteristics and a model for their origin, High temperature acid fluids and associated alteration and mineralization. *Geological Survey of Japan Report*, v 277, p 9-20.
- Wilson P., Chanroux C., 1993. Revenue, calculation and marketing : copper. *Cost Estimation Handbook for the Australian Mining Industry. The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Parkville*, p 325-368
- World Health Organisation (WHO) 1996. WHO guidelines for drinking-water quality: assessment of risk and risk for water-related infectious disease. *World Health Organisation*, v2, 425p 2<sup>nd</sup> edition.
- Wortel MR., Sparkman W., 2000. Subduction and slab detachment in the Mediterranean-Carpathian region. *Science*, v209, p1910-1917.

# X. Annexes

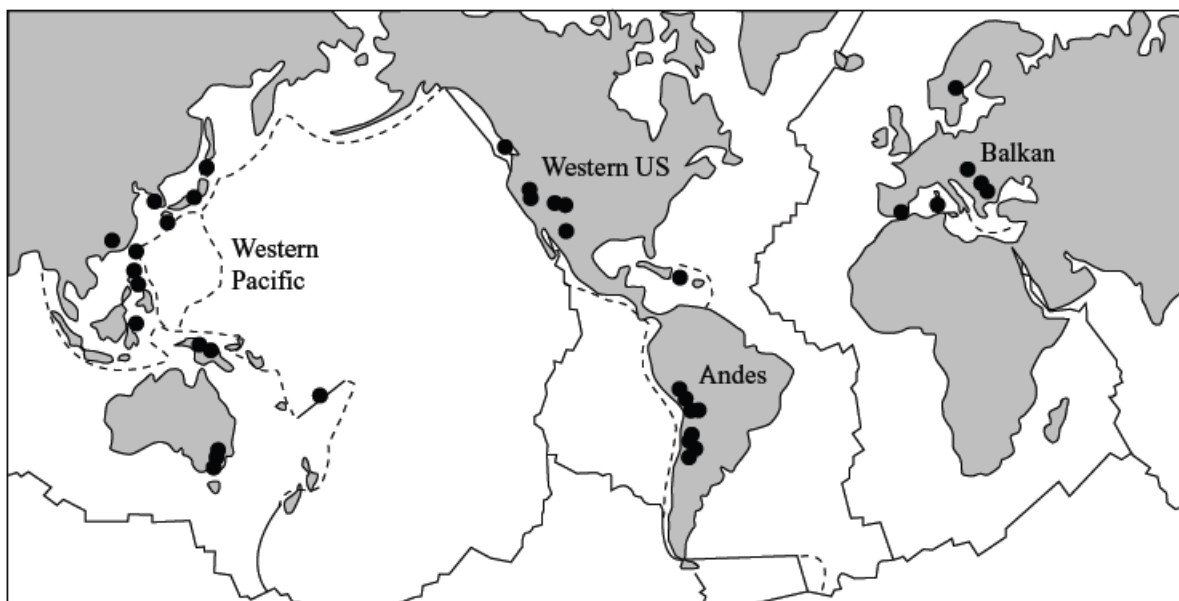
## Annexe 1



Annexe 1: ensemble de coupes Nord-Sud représentant l'évolution de la zone de Vardar et des Rhodopes durant le Mésozoïque. Encadré : situation de la chaîne Srednogorie lors du Crétacé Supérieur. (Sillitoe and Hedenquist 2003).



Annexe 2



Annexe 2 : localisation des principaux gisements de type « epithermal high-sulfidation » à travers le monde (Arribas 1995).

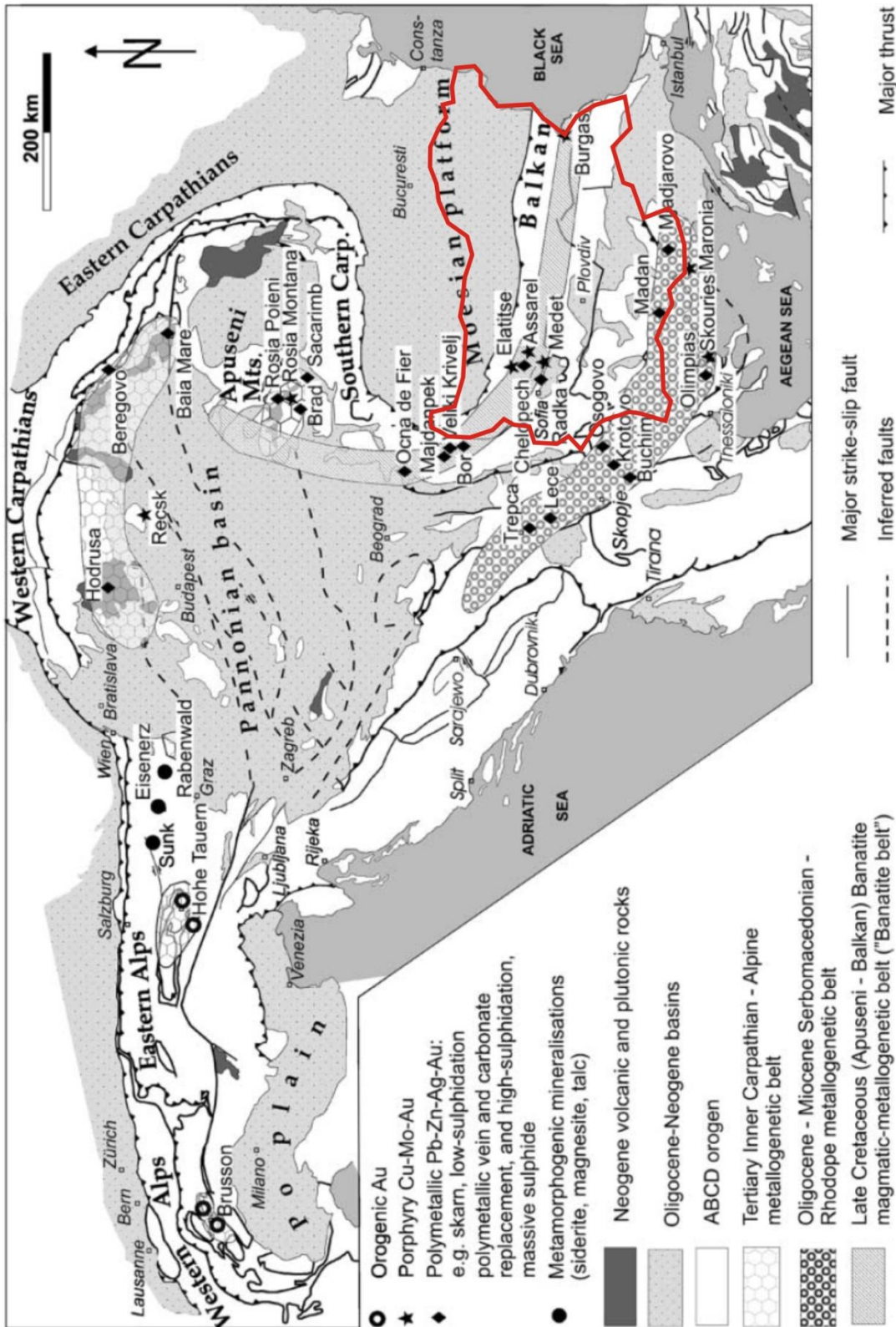
### Annexe 3

<b>Minéral</b>	<b>Formule</b>	<b>Particularité</b>
<i>Altaite</i>	PbTe	
<i>Ankérite</i>	Ca(Fe,Mg)(CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	
<i>Argyrodite</i>	Ag <sub>8</sub> GeS <sub>6</sub>	7% Ge
<i>Baryte</i>	BaSO <sub>4</sub>	Minerai de Ba
<i>Bismuthinite</i>	Bi <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	
<i>Bornite</i>	Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>	Minerai de cuivre
<i>Briartite</i>	Cu <sub>2</sub> (Zn,Fe)GeS <sub>4</sub>	14%-18% Ge
<i>Calcédoine</i>	SiO <sub>2</sub>	
<i>Chalcantite</i>	<u>CuSO<sub>4</sub> · 5 H<sub>2</sub>O</u>	Sels efflorescents
<i>Chalcocite</i>	Cu <sub>2</sub> S	Minerai de cuivre
<i>Chalcopyrite</i>	CuFeS <sub>2</sub>	Minerai de cuivre
<i>Colusite</i>	Cu <sub>12-13V</sub> (As,Sb, Sn,Ge) <sub>3</sub> S <sub>16</sub>	
<i>Copiapite</i>	Fe <sup>2+</sup> Fe <sup>3+</sup> <sub>4</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>6</sub> (OH) <sub>2</sub> ·20(H <sub>2</sub> O)	Sels efflorescents
<i>Covellite</i>	CuS	Minerai de cuivre
<i>Dickite</i>	Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> OH <sub>4</sub>	
<i>Digénite</i>	Cu <sub>9</sub> S <sub>5</sub>	Minerai de cuivre
<i>Empressite</i>	AgTe	
<i>Enargite</i>	Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub>	Minerai de cuivre
<i>Galène</i>	PbS	Minerai de plomb
<i>Gallite</i>	CuGaS <sub>2</sub>	
<i>Germanite</i>	Cu <sub>13</sub> Fe <sub>2</sub> Ge <sub>2</sub> S <sub>16</sub>	6%-10% Ge
<i>Germanocolusite</i>	Cu <sub>13</sub> V(Ge,As) <sub>3</sub> S <sub>16</sub>	
<i>Goldfieldite</i>	Cu <sub>12</sub> (Te,Sb,As) <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	
<i>Gypse</i>	CaSO <sub>4</sub> ·2H <sub>2</sub> O	
<i>Halotrichite</i>	FeAl <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>4</sub> ·22H <sub>2</sub> O.	

<i>Hessite</i>	$\text{Ag}_2\text{Te}$	
<i>Kaolinite</i>	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5\text{OH}_4$	
<i>Kostovite</i>	$\text{CuAuTe}_4$	Tellure d'or et de cuivre
<i>Luzonite</i>	$\text{Cu}_3\text{AsS}_4$	Minerai de cuivre
<i>Mélanterite</i>	$\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$	
<i>Nagyagite</i>	$\text{Pb}_{13}\text{Au}_2\text{Sb}_3\text{Te}_6\text{S}_{16}$	Tellure d'or
<i>Or natif</i>	$\text{Au}$	
<i>Pyrite</i>	$\text{FeS}_2$	Pas un minerai de fer
<i>Quartz</i>	$\text{SiO}_2$	
<i>Renierite</i>	$(\text{Cu,Zn})_{11}(\text{Ge,As})_2\text{Fe}_4\text{S}_{16}$	4%-8% Ge
<i>Rhomboclase</i>	$\text{H}_5\text{Fe}^{3+}\text{O}_2(\text{SO}_4)_2 \cdot 2(\text{H}_2\text{O})$	Sels efflorescents
<i>Roquesite</i>	$\text{CuInS}_2$	
<i>Rozenite</i>	$\text{Fe}^{2+}\text{SO}_4 \cdot 4(\text{H}_2\text{O})$	Sels efflorescents
<i>Sphalérite</i>	$(\text{Fe,Zn})\text{S}$	Minerai de zinc
<i>Stannite</i>	$\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$	
<i>Stützite</i>	$\text{Ag}_7\text{Te}_4$	
<i>Sylvanite</i>	$(\text{Ag,Au})\text{Te}_2$	Tellure d'argent et d'or
<i>Szomolnokite</i>	$\text{FeSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$	Sels efflorescents
<i>tellurobismuthite</i>		
<i>Tennantite</i>	$\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$	Minerai de cuivre
<i>Tetraédrite</i>	$\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	Minerai de cuivre
<i>Tsumoite</i>	$\text{Bi}_2\text{Te}_3$	

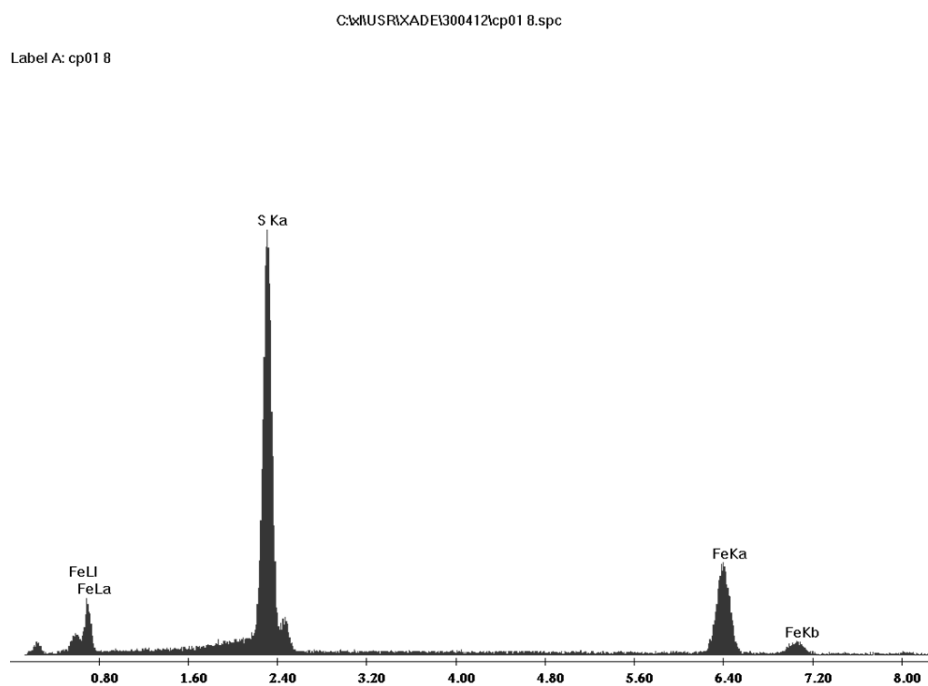
Annexe 3 : minéraux cités dans le texte.

Annexe 4

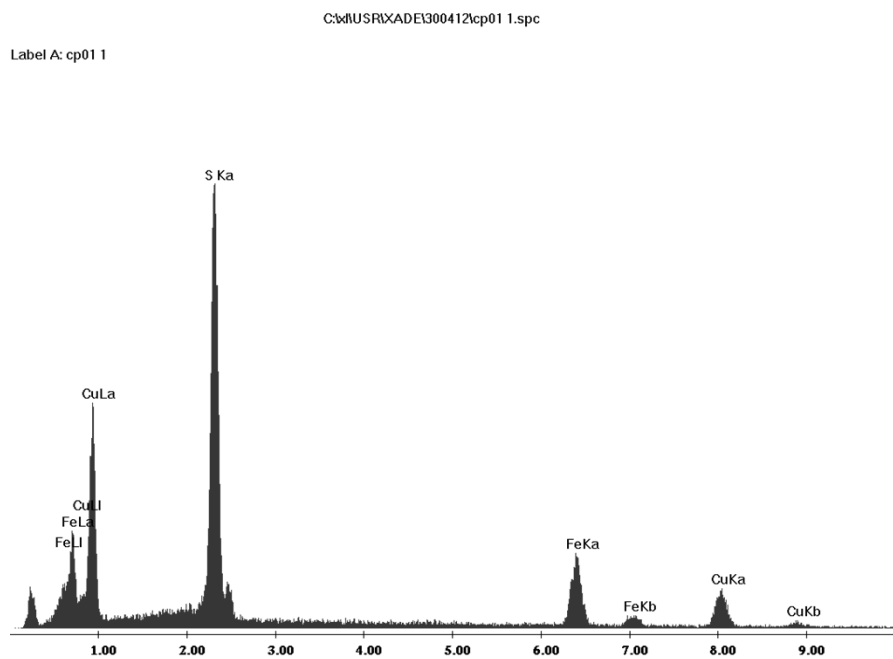


Annexe 4 : carte géologique et métallogénique du Sud-Est de l'Europe (Heinrich an Neubauer 2002).

## Annexe 5 : analyses EDX

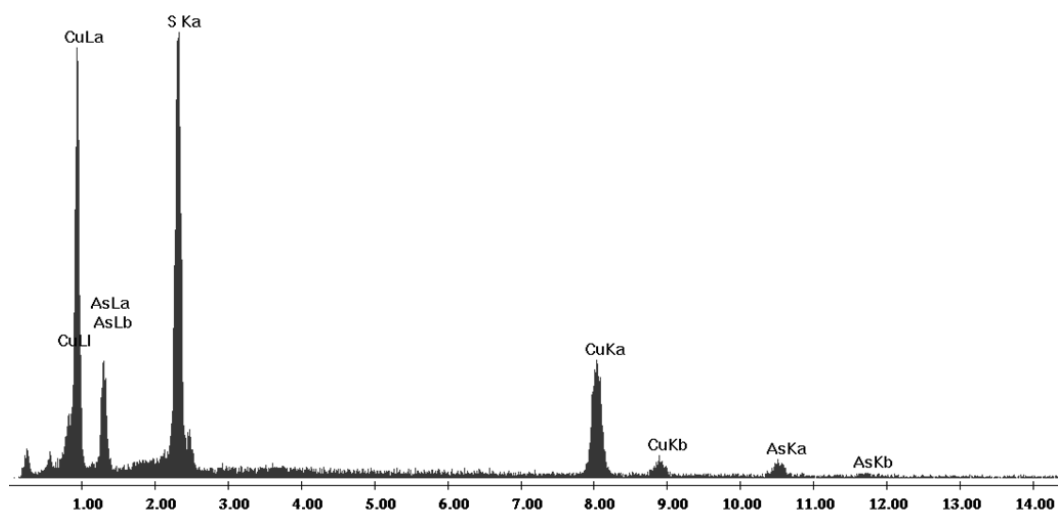


Annexe 5a : pics d'absorptions de la pyrite obtenus par analyses EDX.



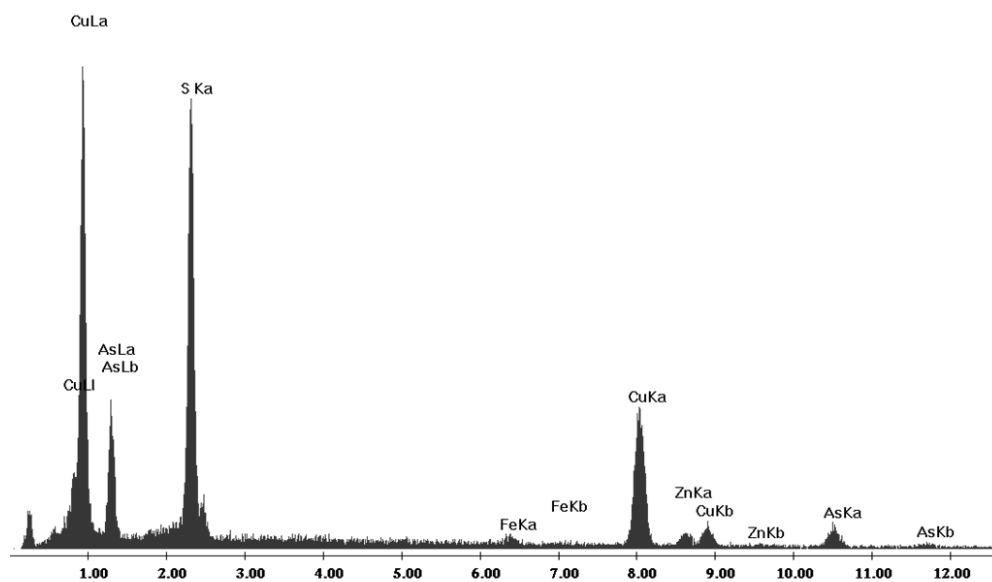
Annexe 5b : pics d'absorptions pour la chalcopyrite obtenus par analyses EDX.

Label A: cp01 9



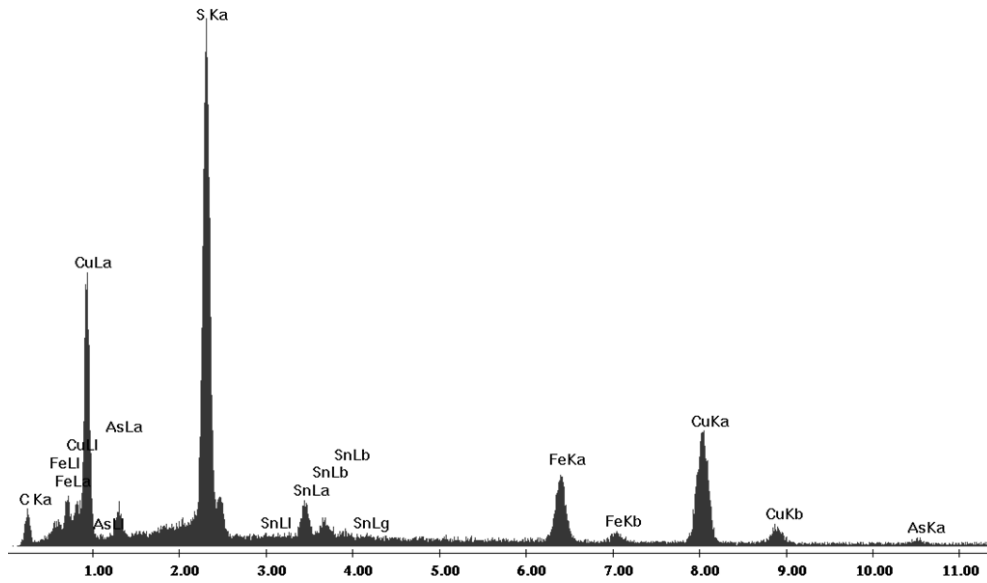
Annexe 5c : pics d'absorptions pour l'engargite obtenus par analyses EDX.

Label A: cp01 10



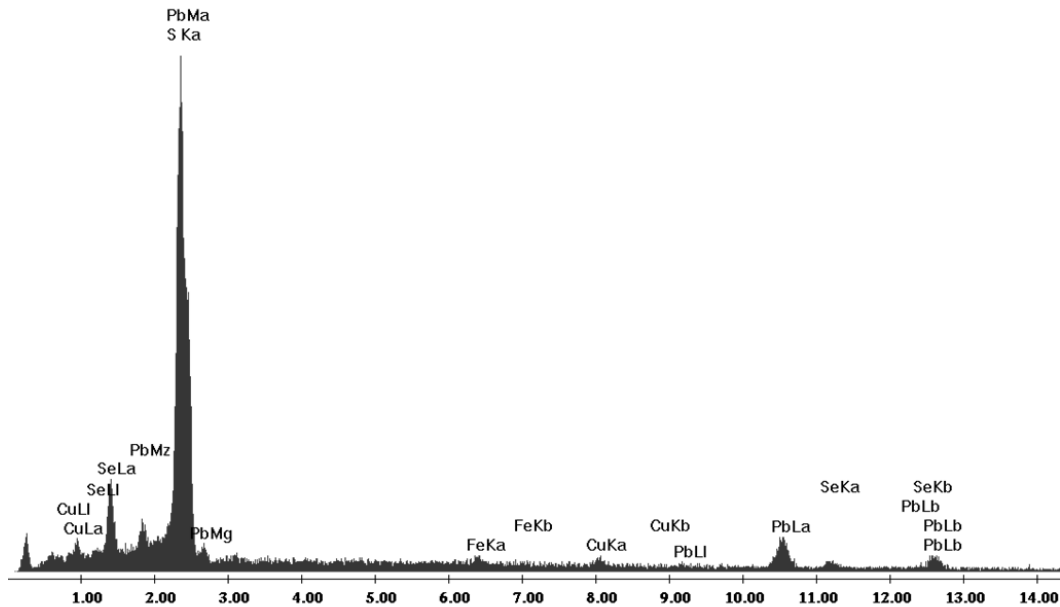
Annexe 5d : pics d'absorptions pour la tennantite obtenus par analyses EDX.

Label A: cp01 3



Annexe 5e : pics d'absorptions pour le sulfure Cu-Fe-Sn-S obtenus par analyses EDX.

Label A: cp01 12



Annexe 5f : pics d'absorptions pour la galène sélénifère obtenue par analyses EDX.

Annexe 6

	Tail 1 J			Tail 2J			Tot Tail J			Ore J			Conc J		
<i>Granulo (μm)</i>	g	%	%cumul	g	%	%cumul	g	%	%cumul	g	%	%cumul	g	%	%cumul
-38	28,6	46,3	46,3	42,9	67,2	67,2	31,8	58,9	58,9	31,5	58,9	58,9	40,9	66,6	66,6
38-75	13,3	21,5	67,8	13,6	21,3	88,6	10,5	19,4	78,3	11	20,6	79,4	16,4	26,7	93,3
75	19,9	32,2	100	7,3	11,4	100	11,7	21,7	100	11	20,6	100	4,1	6,7	100
<i>tot</i>	61,8	100		63,8	100		54	100		53,5	100		61,4	100	
<i>pesé in</i>	63,4			65,1			54,9			54,9			62,8		

	Tail 1 A			Tail 2 Août			Tot tail A			Ore A			Conc A		
<i>Granulo (μm)</i>	g	%	%cumul	g	%	%cumul	g	%	%cumul	g	%		g	%	%cumul
-38	29,4	44,0	44,0	36	63,5	63,5	31,4	50,8	50,8	35,7	57,0	57,0	34,4	65,0	65,0
38-75	13,2	19,8	63,8	11,9	21,0	84,5	11,8	19,1	69,9	12	19,2	76,2	12,8	24,2	89,2
75	24,2	36,2	100	8,8	15,5	100	18,6	30,1	100	14,9	23,8	100	5,7	10,8	100
<i>tot</i>	66,8	100		56,7	100		61,8	100		62,6	100		52,9	100	
<i>pesé in</i>	67,5			59			62,1			63,8			53,2		

Annexe 6: résultats des fractions granulométriques des différentes sections polie utilisés pour réaliser les graphiques 1 à 10.



## Annexe 7 : Macro utilisée pour le traitement d'image (logiciel Aphélon)

### **1) Ouvrir l'image**

For i=0 To 55

index = "" &i

fileName = path + "\t2a1\" + index+".tif

in\_image = AphImgNew("in\_image")

AphImgRead in\_image, filename

### **2) Segmentation des phases minérales**

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 0"), AphThreshold(1,1)      (*bornite*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 1"), AphThreshold(2,2)      (*covellite*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 2"), AphThreshold(3,3)      (*pyrite*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 3"), AphThreshold(4,4)      (*chalcopyrite*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 4"), AphThreshold(5,5)      (*galene*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 5"), AphThreshold(6,6)      (*gangue +résine*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 6"), AphThreshold(7,7)      (*tennantite*)

AphImgThreshold AphImg("in\_image"), AphImgNew("Image 7"), AphThreshold(8,8)      (*enargite*)

### **3) Erosion + reconstruction géodésique**

(*bornite*)

AphImgErode AphImg("Image 0"), AphImgNew("Image 8"), AphNamedSElement("Square",2)

AphImgReconstruct AphImg("Image 0"), AphImg("Image 8"), AphImgNew("Image 9"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

(*covellite*)

AphImgErode AphImg("Image 1"), AphImgNew("Image 10"), AphNamedSElement("Square",3)

AphImgReconstruct AphImg("Image 1"), AphImg("Image 10"), AphImgNew("Image 11"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

AphImgErode AphImg("Image 1"), AphImgNew("Image 12"), AphNamedSElement("Square",3)

AphImgReconstruct AphImg("Image 1"), AphImg("Image 12"), AphImg("Image 11"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

(*pyrite*)

AphImgErode AphImg("Image 2"), AphImgNew("Image 13"), AphNamedSElement("Square",3)

AphImgReconstruct AphImg("Image 2"), AphImg("Image 13"), AphImgNew("Image 14"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

(*chalcopyrite*)

AphImgErode AphImg("Image 3"), AphImg("Image 15"), AphNamedSElement("Square",3)

AphImgReconstruct AphImg("Image 3"), AphImg("Image 15"), AphImg("Image 16"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

(*galene*)

AphImgErode AphImg("Image 4"), AphImgNew("Image 17"), AphNamedSElement("Square",2)

AphImgReconstruct AphImg("Image 4"), AphImg("Image 17"), AphImgNew("Image 18"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

*(tennantite)*

AphImgErode AphImg("Image 6"), AphImgNew("Image 19"), AphNamedSElement("Square",3)

AphImgReconstruct AphImg("Image 6"), AphImg("Image 19"), AphImgNew("Image 20"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

*(enargite)*

AphImgErode AphImg("Image 7"), AphImgNew("Image 21"), AphNamedSElement("Square",3)

AphImgReconstruct AphImg("Image 7"), AphImg("Image 21"), AphImgNew("Image 22"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected")

#### **4) Fermeture**

AphImgClose AphImg("Image 9"), AphImgNew("Image 23"), AphNamedSElement("Square",3) *(bornite)*

AphImgClose AphImg("Image 11"), AphImgNew("Image 24"), AphNamedSElement("Square",3) *(covellite)*

AphImgClose AphImg("Image 14"), AphImgNew("Image 25"), AphNamedSElement("Square",3) *(pyrite)*

AphImgClose AphImg("Image 16"), AphImgNew("Image 26"), AphNamedSElement("Square",3) *(chalcopyrite)*

AphImgClose AphImg("Image 18"), AphImgNew("Image 27"), AphNamedSElement("Square",3) *(galene)*

AphImgClose AphImg("Image 20"), AphImgNew("Image 28"), AphNamedSElement("Square",3) *(tennantite)*

AphImgClose AphImg("Image 22"), AphImgNew("Image 29"), AphNamedSElement("Square",3) *(enargite)*

#### **5) Hole-Fill**

AphImgHoleFill AphImg("Image 23"), AphImgNew("Image 30"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(bornite)*

AphImgHoleFill AphImg("Image 24"), AphImgNew("Image 31"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(covellite)*

AphImgHoleFill AphImg("Image 25"), AphImgNew("Image 32"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(pyrite)*

AphImgHoleFill AphImg("Image 26"), AphImgNew("Image 33"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(chalcopyrite)*

AphImgHoleFill AphImg("Image 27"), AphImgNew("Image 34"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(galene)*

AphImgHoleFill AphImg("Image 28"), AphImgNew("Image 35"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(tennantite)*

AphImgHoleFill AphImg("Image 29"), AphImgNew("Image 36"), AphNamedNgbGraph("2D 4-connected") *(enargite)*

#### **6) Soustraction**

##### *6.1 Soustraction des minéraux de l'énargite*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 36"), AphImg("Image 23"), AphImgNew("en1")

AphImgLogicalDifference AphImg("en1"), AphImg("Image 24"), AphImgNew("en2")

AphImgLogicalDifference AphImg("en2"), AphImg("Image 25"), AphImgNew("en3")

AphImgLogicalDifference AphImg("en3"), AphImg("Image 26"), AphImgNew("en4")

AphImgLogicalDifference AphImg("en4"), AphImg("Image 27"), AphImgNew("en5")

AphImgLogicalDifference AphImg("en5"), AphImg("Image 28"), AphImgNew("enfin")

#### *6.2 Soustraction des minéraux de la tennantite*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 35"), AphImg("Image 23"), AphImgNew("tn1")

AphImgLogicalDifference AphImg("tn1"), AphImg("Image 24"), AphImgNew("tn2")

AphImgLogicalDifference AphImg("tn2"), AphImg("Image 25"), AphImgNew("tn3")

AphImgLogicalDifference AphImg("tn3"), AphImg("Image 26"), AphImgNew("tn4")

AphImgLogicalDifference AphImg("tn4"), AphImg("Image 27"), AphImgNew("tn5")

AphImgLogicalDifference AphImg("tn5"), AphImg("Image 29"), AphImgNew("tnfin")

#### *6.3 Soustraction des minéraux de la chalcopyrite*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 33"), AphImg("Image 23"), AphImgNew("cp1")

AphImgLogicalDifference AphImg("cp1"), AphImg("Image 24"), AphImgNew("cp2")

AphImgLogicalDifference AphImg("cp2"), AphImg("Image 25"), AphImgNew("cp3")

AphImgLogicalDifference AphImg("cp3"), AphImg("Image 27"), AphImgNew("cp4")

AphImgLogicalDifference AphImg("cp4"), AphImg("Image 28"), AphImgNew("cp5")

AphImgLogicalDifference AphImg("cp5"), AphImg("Image 29"), AphImgNew("cpfin")

#### *6.4 Soustraction des minéraux de la pyrite*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 32"), AphImg("Image 23"), AphImgNew("py1")

AphImgLogicalDifference AphImg("py1"), AphImg("Image 24"), AphImgNew("py2")

AphImgLogicalDifference AphImg("py2"), AphImg("Image 26"), AphImgNew("py3")

AphImgLogicalDifference AphImg("py3"), AphImg("Image 27"), AphImgNew("py4")

AphImgLogicalDifference AphImg("py4"), AphImg("Image 28"), AphImgNew("py5")

AphImgLogicalDifference AphImg("py5"), AphImg("Image 29"), AphImgNew("pyfin")

#### *6.5 Soustraction des minéraux de la bornite*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 30"), AphImg("Image 24"), AphImgNew("bn1")

AphImgLogicalDifference AphImg("bn1"), AphImg("Image 25"), AphImgNew("bn2")

AphImgLogicalDifference AphImg("bn2"), AphImg("Image 26"), AphImgNew("bn3")

AphImgLogicalDifference AphImg("bn3"), AphImg("Image 27"), AphImgNew("bn4")

AphImgLogicalDifference AphImg("bn4"), AphImg("Image 28"), AphImgNew("bn5")

AphImgLogicalDifference AphImg("bn5"), AphImg("Image 29"), AphImgNew("bnfin")

#### *6.6 Soustraction des minéraux de la covellite*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 31"), AphImg("Image 23"), AphImgNew("cv1")

AphImgLogicalDifference AphImg("cv1"), AphImg("Image 25"), AphImgNew("cv2")

AphImgLogicalDifference AphImg("cv2"), AphImg("Image 26"), AphImgNew("cv3")

AphImgLogicalDifference AphImg("cv3"), AphImg("Image 27"), AphImgNew("cv4")

AphImgLogicalDifference AphImg("cv4"), AphImg("Image 28"), AphImgNew("cv5")

AphImgLogicalDifference AphImg("cv5"), AphImg("Image 29"), AphImgNew("cvfin")

### *6.7 Soustraction des minéraux de la galène*

AphImgLogicalDifference AphImg("Image 34"), AphImg("Image 23"), AphImgNew("px1")

AphImgLogicalDifference AphImg("px1"), AphImg("Image 24"), AphImgNew("px2")

AphImgLogicalDifference AphImg("px2"), AphImg("Image 25"), AphImgNew("px3")

AphImgLogicalDifference AphImg("px3"), AphImg("Image 26"), AphImgNew("px4")

AphImgLogicalDifference AphImg("px4"), AphImg("Image 28"), AphImgNew("px5")

AphImgLogicalDifference AphImg("px5"), AphImg("Image 29"), AphImgNew("pxfin")

Annexe 8

		Bornite	Covellite	Pyrite	Chalcopyrite	Galène	Tennantite	Enargite	% minéraux	
	erosion	3	3	3	2	3	3	3	porteurs de	
	densité	5,07	4,7	5	4,2	7,5	4,62	4,5	Cu	As
1	conj1 (%)	2,35	2,02	50,02	0,10	0,64	0,00	44,87	49,33	44,87
	cona1 (%)	3,50	0,63	49,77	2,81	1,70	3,72	37,87	48,53	41,59
2	conj2 (%)	1,73	0,95	61,98	0,08	1,11	0,00	34,15	36,92	34,15
	cona2 (%)	0,90	0,01	68,96	0,89	2,26	4,92	22,05	28,77	26,97
3	moj1 (%)	0,75	0,58	81,15	9,28	2,78	0,49	4,97	16,07	5,45
	moa1 (%)	2,27	3,67	88,17	0,00	0,11	0,00	5,79	11,73	5,79
4	moj2 (%)	1,07	0,84	92,47	0,00	0,19	0,00	5,43	7,34	5,43
	moa2 (%)	2,30	0,71	90,13	0,00	0,01	0,00	6,85	9,86	6,85
5	t1j1 (%)	0,32	0,33	96,70	0,00	0,01	0,00	2,64	3,29	2,64
	t1a1 (%)	0,77	1,92	93,64	0,02	0,01	0,00	3,64	6,35	3,64
6	t1j2 (%)	0,32	0,09	93,64	2,36	2,57	0,97	0,06	3,79	1,03
	t1a2 (%)	0,12	0,00	97,67	1,23	0,48	0,01	0,48	1,84	0,50
7	t2j1 (%)	0,44	0,01	95,85	2,68	0,44	0,00	0,57	3,71	0,57
	t2a1 (%)	0,13	0,00	98,23	0,75	0,37	0,05	0,48	1,40	0,53
8	t2j2 (%)	0,08	0,00	97,57	1,59	0,54	0,00	0,22	1,88	0,22
	t2a2 (%)	0,15	0,00	98,59	0,65	0,49	0,00	0,12	0,92	0,12
9	ttj1 (%)	0,33	0,65	94,82	0,00	0,00	0,00	4,20	5,18	4,20
	tta1 (%)	0,66	1,63	95,11	0,00	0,13	0,00	2,47	4,77	2,47
10	ttj2 (%)	0,17	0,24	98,43	0,00	0,00	0,00	1,16	1,57	1,16
	tta2 (%)	0,13	0,82	98,31	0,01	0,14	0,00	0,60	1,55	0,60
									moyenne concentré (1-2)	
									40,89 36,90	
									moyenne minerai (3-4)	
									11,25 5,88	
									moyenne tailings (5-10)	
									3,02 1,47	

Annexe 8 : pourcentage wt% des minéraux majeurs (uniquement les sulfures) présents dans les différents produits. (Con : concentré, Ore : minerai, T1 : tailings1, T2 : tailings2, Tt : total tailings, J : juillet, A : août, +75 : granulométrie +75µm et +38 : granulométrie comprise entre 38µm et 75µm)

Annexe 9

period	product		Cu[%]	Au[g/t]	Ag[g/t]	As[%]	S[%]
11- 20/07/2011 "July"	Ore-Floatation Feed	"Ore"	1.48	4.76	8.3	0.410	15.01
	Rougher-Scavenger Tail	Tails 1	0.2319	1.53	3.99	0.0544	8.21
	Cleaner-Scavenger Tail	Tails 2	0.5209	3.58	9.69	0.0687	28.04
	Combine Tail	Total tails	0.2618	1.87	5.00	0.0560	12.48
	Cu Concentrate	Concentrate	17.29	33.33	50.00	5.56	45.51
period	product		Cu[%]	Au[g/t]	Ag[g/t]	As[%]	S[%]
21- 31/08/2011 "August"	Ore-Floatation Feed	"Ore"	1.46	3.9	7.8	0.48	13.76
	Rougher-Scavenger Tail	Tails 1	0.2574	1.36	3.72	0.0676	7.63
	Cleaner-Scavenger Tail	Tails 2	0.4807	3.15	11.11	0.0683	27.57
	Combine Tail	Total tails	0.261	1.73	5.0	0.0509	10.98
	Cu Concentrate	Concentrate	16.99	27.1	43.8	5.91	43.26

Annexe 9 : résultats des analyses chimiques des différents produits étudiés.

Annexe 10

	Normalisation par rapport au S												
	Mesuré (%)			Valeurs moyennes mesurées(%)			Valeurs réelles (%)			Valeurs mesurées		Valeurs réelles	
	Cu	S	As	Cu	S	As	Cu	S	As	Cu	As	Cu	As
<b>conj1</b>	24,60	42,76	8,54	21,45	43,98	7,52	17,29	45,51	5,56	0,488	0,171	0,380	0,122
<b>conj2</b>	18,30	45,19	6,50										
<b>cona1</b>	23,87	42,31	7,96	18,99	44,29	6,58	16,99	43,26	5,91	0,429	0,149	0,393	0,137
<b>cona2</b>	14,10	46,28	5,20										
<b>moj1</b>	6,73	49,13	1,05	5,30	50,45	1,04	1,48	15,01	0,41	0,105	0,021	0,099	0,027
<b>moj2</b>	3,87	51,78	1,03										
<b>moa1</b>	6,68	50,84	1,10	5,96	51,04	1,20	1,46	13,76	0,48	0,117	0,024	0,106	0,035
<b>moa2</b>	5,25	51,23	1,30										
<b>t1j1</b>	1,70	52,74	0,50	1,65	52,18	0,36	0,232	8,21	0,054	0,032	0,007	0,028	0,007
<b>t1j2</b>	1,61	51,62	0,21										
<b>t1a1</b>	3,53	52,09	0,69	2,14	52,49	0,39	0,257	7,63	0,068	0,041	0,007	0,034	0,009
<b>t1a2</b>	0,74	52,89	0,09										
<b>t2j1</b>	1,49	52,53	0,11	1,10	52,70	0,08	0,521	28,04	0,069	0,021	0,001	0,019	0,002
<b>t2j2</b>	0,71	52,87	0,04										
<b>t2a1</b>	0,60	53,02	0,10	0,49	53,04	0,06	0,481	27,57	0,068	0,009	0,001	0,017	0,002
<b>t2a2</b>	0,38	53,07	0,02										
<b>ttj1</b>	2,68	52,35	0,80	1,75	52,73	0,51	0,262	12,48	0,056	0,033	0,010	0,021	0,004
<b>ttj2</b>	0,83	53,11	0,22										
<b>tta1</b>	2,70	52,37	0,47	1,81	52,72	0,29	0,261	10,98	0,051	0,034	0,006	0,024	0,005
<b>tta2</b>	0,92	53,07	0,11										

Annexe 10: comparaison entre les compositions en Cu, As et S calculées à partir des résultats et mesurées par analyses chimiques (t1a1 : tailings1 août +75µm ; t2j2 : tailings2 juillet 38-75µm) puis normées par rapport au soufre. Tableau réalisé à partir des annexes 8 et 9.

Annexe 11

	Bornite	Covellite	Pyrite	Chalcopyrite	Galène	Tennantite	Enargite	moy.+38/+75µm	Bornite	Covellite	Pyrite	Chalcopyrite	Galène	Tennantite	Enargite
conj1 (%)	2,35	2,02	50,02	0,1	0,64	0	44,87	Concentré J	2,04	1,49	56,00	0,09	0,87	0,00	39,51
conj2 (%)	1,73	0,95	61,98	0,08	1,11	0,00	34,15								
cona1 (%)	3,5	0,63	49,77	2,81	1,7	3,72	37,87	Concentré A	2,2	0,32	59,37	1,85	1,98	4,32	29,96
cona2 (%)	0,9	0,01	68,96	0,89	2,26	4,92	22,05								
moj1 (%)	0,75	0,58	81,15	9,28	2,78	0,49	4,97	Minerai J	0,91	0,71	86,81	4,64	1,49	0,25	5,20
moj2 (%)	1,07	0,84	92,47	0	0,19	0	5,43								
moa1 (%)	2,27	3,67	88,17	0	0,11	0	5,79	Minerai A	2,29	2,19	89,15	0,00	0,06	0,00	6,32
moa2 (%)	2,3	0,71	90,13	0	0,01	0	6,85								
t1j1 (%)	0,32	0,33	96,7	0	0,01	0	2,64	Tailings1 J	0,32	0,21	95,17	1,18	1,29	0,49	1,35
t1j2 (%)	0,32	0,09	93,64	2,36	2,57	0,97	0,06								
t1a1 (%)	0,77	1,92	93,64	0,02	0,01	0	3,64	Tailings1 A	0,445	0,96	95,66	0,63	0,25	0,01	2,06
t1a2 (%)	0,12	0	97,67	1,23	0,48	0,01	0,48								
t2j1 (%)	0,44	0,01	95,85	2,68	0,44	0	0,57	Tailings2 J	0,26	0,005	96,71	2,14	0,49	0,00	0,40
t2j2 (%)	0,08	0	97,57	1,59	0,54	0	0,22								
t2a1 (%)	0,13	0	98,23	0,75	0,37	0,05	0,48	Tailings2 A	0,14	0	98,41	0,70	0,43	0,03	0,30
t2a2 (%)	0,15	0	98,59	0,65	0,49	0	0,12								
ttj1 (%)	0,33	0,65	94,82	0	0	0	4,2	Total tailings J	0,25	0,445	96,63	0,00	0,00	0,00	2,68
ttj2 (%)	0,17	0,24	98,43	0	0	0	1,16								
tta1 (%)	0,66	1,63	95,11	0	0,13	0	2,47	Total tailings A	0,40	1,225	96,71	0,01	0,14	0,00	1,54
tta2 (%)	0,13	0,82	98,31	0,01	0,14	0	0,6								

Annexe 11 : tableau reprenant les pourcentages moyens (38-75µm/+75µm) des minéraux analysés dans les différents produits