



**Caractérisation minéralogique préliminaire
Projet Cadillac Extension**

RAPPORT FINAL

No : T1331

À l'attention de : Ressources Cartier Inc
Gaétan Lavallière, P. Géo., Ph. D., Vice-président - Développement corporatif
Philippe Berthelot, P. Géo., Vice-président - Exploration
Ronan Deroff, Responsable du Projet Cadillac-Extension
1740, chemin Sullivan, bureau 1000
Val-d'Or (QC) J9P 7H 1

Préparé par :



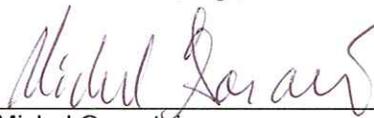
Jean-François Wilhelmy, M. Sc.

Révisé par :



Daniel Michaud, ing., Ph. D.

Directeur – Secteur Ferreux :



Michel Garant, ing.

Date : 22 décembre 2011

© COREM (2011)

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ

Le présent rapport, ainsi que tout document ou annexe qui y est joint, est rédigé à l'intention exclusive du client; il est de nature confidentielle et peut contenir des informations privilégiées et/ou protégées en faveur de COREM.

SOMMAIRE

Dans le but de vérifier si des difficultés particulières pouvaient être identifiées au niveau de la récupération de l'or, de l'argent, du zinc et du cuivre pour chacune des trois (3) zones minéralisées du décapage Langlade (sulfures massifs, zone altérée et minéralisée, gneiss altéré et minéralisé), Ressources Cartier Inc. a mandaté COREM afin d'étudier la nature des minéraux économiques dans six échantillons. Ce rapport présente une discussion sur le potentiel de récupération des phases de valeurs (Au, Ag, Cu et Zn) pour chacun des trois types de minerai étudiés.

Il semble possible de produire industriellement trois concentrés par flottation, à partir du minerai du décapage Langlade :

- Un concentré de zinc retiendrait l'essentiel de la sphalérite qui a été observée en particules suffisamment grossières pour envisager une libération complète à une granulométrie proche de 100 µm.
- Un concentré de cuivre et or qui retiendrait la chalcopryrite et une bonne partie de l'or qui y serait sous forme d'électrum en inclusion. La proportion de l'or qui se concentrerait dans le concentré de cuivre est incertaine parce que les plus grosses particules observées (25 et 22 µm de diamètre) étaient à l'interface entre la chalcopryrite et une minéralisation tardive riche en plomb et bismuth.
- Un concentré d'argent, de galène et de bismuth natif où l'argent est présent sous forme d'argent natif ou légèrement aurifère et sous forme d'argentite. Une partie de l'électrum pourrait se rapporter à ce concentré.
- S'il advenait que de l'or et de l'argent soient encore présents dans les rejets de flottation, une cyanuration finale pourrait être envisagée. Ce procédé ne devrait cependant pas être retenu en première étape parce que la consommation de cyanure serait excessive en raison de la forte quantité d'argent, de la présence d'autres phases natives cyanurables ainsi que certains sulfures de cuivre solubles.

COREM propose de poursuivre les études préliminaires en ce sens à partir de deux échantillons issus de forage pour éviter les impacts peut-être négatifs des altérations superficielles.

TABLE DES MATIÈRES

SOMMAIRE	ii
TABLE DES MATIÈRES	iii
LISTE DES TABLEAUX	v
LISTE DES FIGURES	v
LISTE DES GRAPHIQUES	v
1 INTRODUCTION	1
2 MÉTHODE EXPÉRIMENTALE	1
2.1 Sélection des échantillons	1
2.2 Préparation et analyse chimique des échantillons.....	2
2.3 Étude microscopique.....	3
3 RÉSULTATS.....	3
3.1 Résultats des préparations et analyses chimiques.....	3
3.1.1 Concentration gravimétrique des échantillons aurifères.....	3
3.1.2 Concentration gravimétrique des échantillons argentifères.....	4
3.1.3 Concentration gravimétrique des échantillons de sulfures massifs.....	8
3.2 Résultats de l'étude microscopique	10
3.2.1 Échantillon aurifère # 18112	10
3.2.2 Échantillon aurifère # 18588	11
3.2.3 Échantillon argentifère # 18181	11
3.2.4 Échantillon argentifère # 18460	12
3.2.5 Échantillon de chalcopryrite-sphalérite # 18168	13
3.2.6 Échantillon de chalcopryrite-sphalérite # 18371	13
4 DISCUSSION	13
4.1 Critique du procédé de concentration retenu.....	14
4.1.1 Or dans le concentré gravimétrique.....	14
4.1.2 Or dans la fraction légère (Rejet de la concentration gravimétrique)	15
4.2 Procédé industriel envisagé.....	15

4.2.1	Récupération du zinc	16
4.2.2	Récupération de l'argent, du plomb et du bismuth	16
4.2.3	Récupération de l'or et du cuivre	16
4.3	Poursuite des travaux exploratoires.....	17
4.3.1	Méthode proposée	17
4.3.2	Type d'échantillons suggéré	18
5	CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS	19

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1: Teneur des principaux métaux dans les six échantillons sélectionnés	3
Tableau 2: Résultats des dosages des principaux éléments dans les sous-échantillons générés lors du traitement des échantillons aurifères (#18112 et 18588)	6
Tableau 3: Résultats des dosages des principaux éléments dans les sous-échantillons générés lors du traitement des échantillons argentifères (#18181 et 18460)	7
Tableau 4: Résultats des dosages des principaux éléments dans les sous-échantillons générés lors du traitement des échantillons riches en cuivre et zinc (#18168 et 18371).....	9
Tableau 5 : Dimension de l'électrum observé, en inclusion dans la chalcopirite	11
Tableau 6 : Résultats des concentrations gravimétriques pour l'or et l'argent.....	14

LISTE DES FIGURES

Figure 1 : Répartition des échantillons sélectionnés le long des tranchées du décapage Langlade.....	2
--	---

LISTE DES GRAPHIQUES

Graphique 1: Relation entre l'argent et le plomb, à l'échelle de toute la zone du décapage Langlade, selon les données fournies par Ressources Cartier inc.....	8
---	---

1 INTRODUCTION

Dans le but de vérifier si des difficultés particulières pouvaient être identifiées au niveau de la récupération de l'or, de l'argent, du zinc et du cuivre pour chacune des trois (3) zones minéralisées du décapage Langlade (sulfures massifs, zone altérée et minéralisée, gneiss altéré et minéralisé), Ressources Cartier Inc. a mandaté COREM afin d'étudier la nature des minéraux économiques dans six échantillons.

La caractérisation minéralogique décrit les principaux minéraux identifiables au microscope en lumière réfléchie ainsi qu'au microscope à balayage électronique. Cette description couvre la texture, la granulométrie, le mode d'occurrence et la distribution spatiale des minéraux identifiés ainsi que les relations observables entre les différents minéraux. Les minéraux de la gangue (minéraux non métalliques visibles en lumière transmise) ne font pas partie de cette étude.

Ce rapport d'étude minéralogique présente aussi une discussion sur les problèmes potentiels liés à la libération et la concentration de Au, Ag, Cu et Zn pour chacune des trois (3) zones minéralisées étudiées.

2 MÉTHODE EXPÉRIMENTALE

2.1 Sélection des échantillons

Après rencontre et discussion avec Ressources Cartier Inc., six échantillons de minerai, issus des trois types de zones minéralisées (sulfures massifs, zone altérée et minéralisée, gneiss altéré et minéralisé) et représentant trois types de minerai (or, argent ainsi que cuivre-zinc) ont été sélectionnés. La disposition spatiale de ces échantillons est présentée à la figure 1 et leur composition, telle que fournie par Ressources Cartier Inc (à partir d'échantillons différents de ceux soumis pour étude) est présentée au tableau 1.

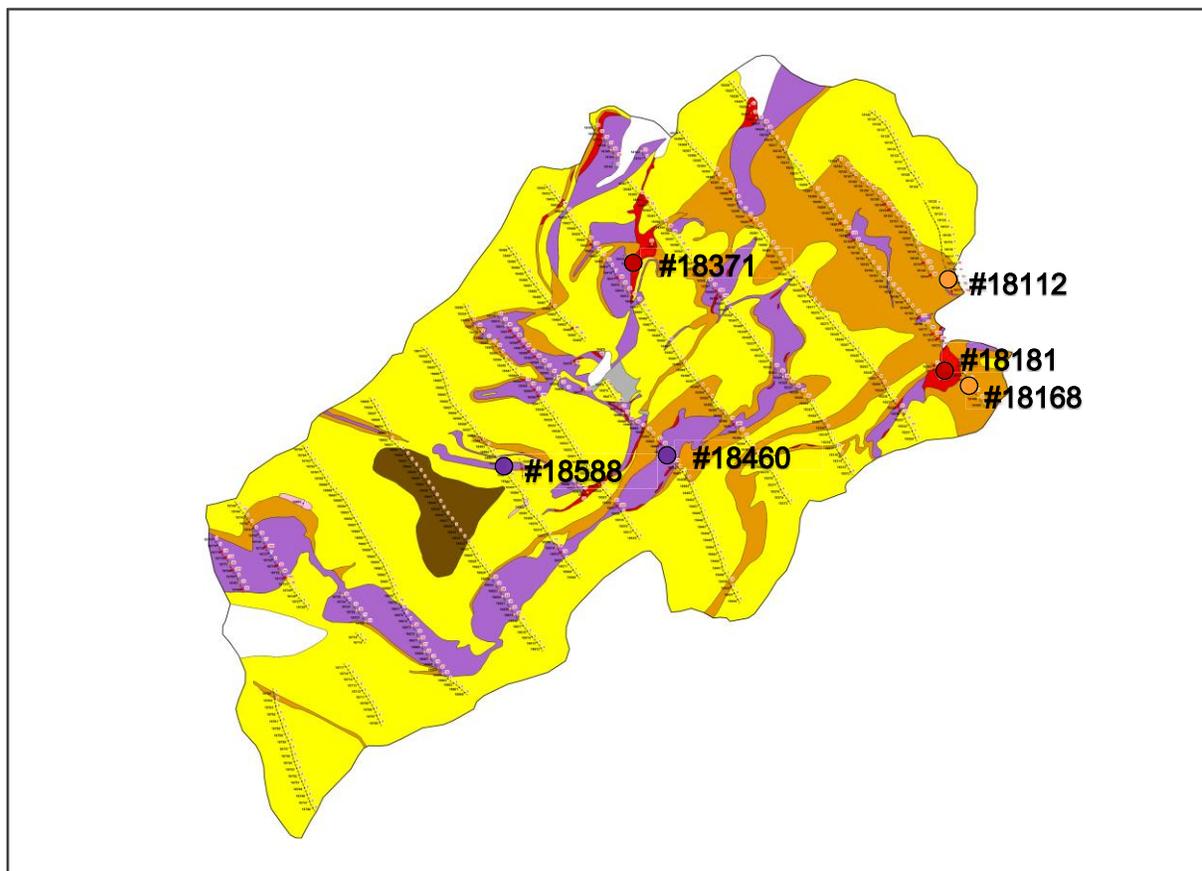


Figure 1 : Répartition des échantillons sélectionnés le long des tranchées du décapage Langlade

2.2 Préparation et analyse chimique des échantillons

Les six échantillons sélectionnés ont été concassés, broyés et homogénéisés. Un sous-échantillon représentatif a été ensuite prélevé et tamisé sur tamis de 150 mailles (106 µm). La fraction la plus grossière (>106 µm) a été décantée dans l'iodure de méthylène (densité de 3,3) afin de récolter un concentré des minéraux lourds présents dans chaque échantillon.

À l'exception du concentré lourd dont la masse n'était pas suffisante pour permettre la fabrication d'une section polie et une analyse chimique complète, l'ensemble des sous-échantillons générés lors de ces opérations ont été analysés pour connaître la teneur des éléments suivants :

- Au (dosage individuel)
- Ag (dosage individuel)

- SiO₂, Al₂O₃, MgO, CaO, K₂O, TiO₂, MnO, P₂O₅, Co, Cr, Cu, Fe, Ni, Pb, S, Zn (par spectrométrie de fluorescence X)

Les sous-échantillons alors dosés étaient :

- La souche
- La fraction fine (<106 µm)
- La fraction grossière (>106 µm)
- La portion légère (d<3,3) de la fraction grossière

Tableau 1: Teneur des principaux métaux dans les six échantillons sélectionnés

Échantillon	18112	18588	18181	18460	18168	18371
Minéralisation	Au		Ag		Cu-Zn	
Lithologie	Gneiss alt.	Zone alt.	Sulf. massifs	Zone alt.	Gneiss alt.	Sulf. Massif
Au (g/t)	4.2	6.6	0.5	1.5	0.1	0.3
Ag (g/t)	52.0	237	152	734	70.9	81.1
Cu (%)	0.1	0.1	6.4	0.6	3.1	5.7
Zn (%)	0.9	0.2	2.7	0.4	6.4	13.5
Pb (ppm)	1860	6404	62.9	44526	99.6	122

2.3 Étude microscopique

Pour chaque échantillon, la fraction dense a été montée en section polie et étudiée en microscopie optique et microscopie électronique à balayage.

3 RÉSULTATS

3.1 Résultats des préparations et analyses chimiques

Les tableaux 2, 3 et 4 présentent les résultats des dosages des principaux éléments d'intérêt pour chacun des sous-produits générés. Les résultats sont présentés en fonction du type de minerai à mettre en valeur.

3.1.1 Concentration gravimétrique des échantillons aurifères

La concentration gravimétrique des échantillons aurifères (#18112 et #18588) n'a pas permis de récupérer une bonne proportion de l'or présent. Dans le cas de l'échantillon #18112, issu de la zone de gneiss altéré et minéralisé, seulement le tiers de l'or présent dans l'échantillon pourrait avoir une chance d'être observé. Près de 25 % de l'or initial était

présent dans la fraction fine et plus de 40 % se retrouvait dans la fraction légère. La fraction légère retient aussi près de 40 % de l'argent. Les observations microscopiques qui seront présentées plus loin ne sont donc que « partielles » puisqu'une bonne partie de l'or, probablement fin et en inclusions dans les minéraux de gangue non-métallique n'a pas été observée. L'échantillon #18588 s'est divisé de façon similaire, avec seulement 41 % de l'or qui s'est concentré dans la fraction lourde, 31 % qui est resté dans la fraction légère et 27 % qui s'est concentré dans la fraction la plus fine (<106 µm).

Dans le cas de l'échantillon #18112, le taux de concentration est cependant intéressant, passant de 3,19 g/t dans la souche calculée à 34,2 g/t dans la fraction lourde calculée. Dans le second échantillon (#18588), ce taux de concentration est plus que décevant, passant de 1,60 g/t dans la souche calculée à 1,75 g/t dans la fraction lourde calculée. À toute fin pratique, on peut dire que dans le cas de ce dernier échantillon l'or ne s'est concentré nulle part. Cela s'observe d'ailleurs par le fait que les analyses de chaque sous-échantillon ont donné à peu près le même résultat, entre 1,38 et 1,75 g/t.

3.1.2 Concentration gravimétrique des échantillons argentifères

L'échantillon de minéralisation argentifère #18181 a présenté un taux de récupération exceptionnel, avec plus de 90 % de l'argent qui s'est concentré dans la fraction la plus dense. Cet échantillon est issu de la zone à sulfures massifs, ce qui fait que comme beaucoup de sulfures ont aussi suivi le même chemin (81 % de la chalcopryrite et 80 % de la sphalérite), la masse relative de la fraction lourde est plutôt élevée, près de 66 % de tout l'échantillon s'étant concentré dans cette fraction. Une des conséquences de ceci est que le taux de concentration est relativement faible, passant de 351 g/t dans la souche calculée à un peu moins de 500 g/t dans la fraction lourde calculée.

L'échantillon #18460, issu de la zone altérée et minéralisée retient moins de sulfures. Par exemple, les teneurs en cuivre et en zinc dans la souche calculée y sont respectivement de 0,26 % et 0,74 % alors qu'elles atteignaient 8,1 % et 5,7 % dans le cas de l'échantillon #18181. La teneur en plomb y est surprenante, avec 3,11 % dans la souche calculée et aussi haute que 19,0 % dans le concentré lourd (ce qui représente un taux de concentration proche de 6x). Malgré tout, ce concentré ne représente que 52 % du plomb présent dans l'échantillon, le reste étant distribué dans la partie fine (33 % du plomb

présent) et dans la fraction légère (14 %). Il peut paraître étonnant qu'autant de plomb soit resté dans la fraction légère, mais une explication probable sera présentée à la section 3. L'argent suit le même schéma de concentration, par un facteur de 6 entre la souche calculée (412 g/t) et la fraction lourde (2491 g/t). Comme dans le cas du plomb, la fraction lourde n'a permis de récupérer que 51 % de l'argent présent dans l'échantillon.

Cette première observation d'une minéralisation en plomb, probablement associée à l'argent, peut être observée en mettant la teneur de ces deux éléments en relation. Le graphique 1 présente cette relation à partir des données initiales, fournies par Ressources Cartier Inc.

Tableau 2: Résultats des dosages des principaux éléments dans les sous-échantillons générés lors du traitement des échantillons aurifères (#18112 et 18588)

18112 : Échantillon aurifère provenant du gneiss altéré.

Produit	Poids (%)	Analyse (%)				Analyse (mg/kg)	
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
<i>Même site (client)</i>	---	0.10	0.18	---	0.9	52	4.20
Souche analysée	100.0	0.10	0.23	0.62	1.18	46.2	3.24
Souche calculée	100.0	0.11	0.22	0.66	1.17	57.0	3.19
-106 µm	18.1	0.20	0.24	1.14	2.23	54.4	4.26
+106 µm	81.9	0.09	0.21	0.55	0.93	57.6	2.95
Léger	78.8	0.01	0.10	<0.05	0.17	27.7	1.72
Lourd calculé	3.10	2.12	3.01	13.9	20.2	818	34.2

Produit	Poids (%)	Distribution (%)					
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
Souche calculée	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-106 µm	18.1	32.9	20.2	31.4	34.6	17.3	24.2
+106 µm	81.9	67.1	79.8	68.6	65.4	82.7	75.8
Léger	78.8	7.17	36.6	---	11.5	38.3	42.5
Lourd calculé	3.1	59.9	43.3	65.6	53.9	44.5	33.3

18588 : Échantillon aurifère provenant de la zone altérée et minéralisée.

Produit	Poids (%)	Analyse (%)				Analyse (mg/kg)	
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
<i>Même site (client)</i>	---	0.10	0.64	---	0.20	237	6.6
Souche analysée	100.0	0.15	0.28	1.69	0.25	69.1	1.45
Souche calculée	100.0	0.16	0.30	1.75	0.27	43.4	1.60
-106 µm	25.9	0.23	0.30	2.25	0.40	44.3	1.68
+106 µm	74.1	0.14	0.30	1.58	0.23	43.1	1.57
Léger	36.3	0.06	0.12	0.29	0.11	33.2	1.38
Lourd calculé	37.8	0.22	0.47	2.82	0.35	52.6	1.75

Produit	Poids (%)	Distribution (%)					
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
Souche calculée	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-106 µm	25.9	36.5	25.9	33.2	37.8	26.4	27.2
+106 µm	74.1	63.5	74.1	66.8	62.2	73.6	72.8
Léger	36.3	13.3	14.5	6.00	14.6	27.8	31.3
Lourd calculé	37.8	50.2	59.6	60.8	47.6	45.8	41.4

Tableau 3: Résultats des dosages des principaux éléments dans les sous-échantillons générés lors du traitement des échantillons argentifères (#18181 et 18460)

18181 : Échantillon argentifère provenant du sulfure massif.

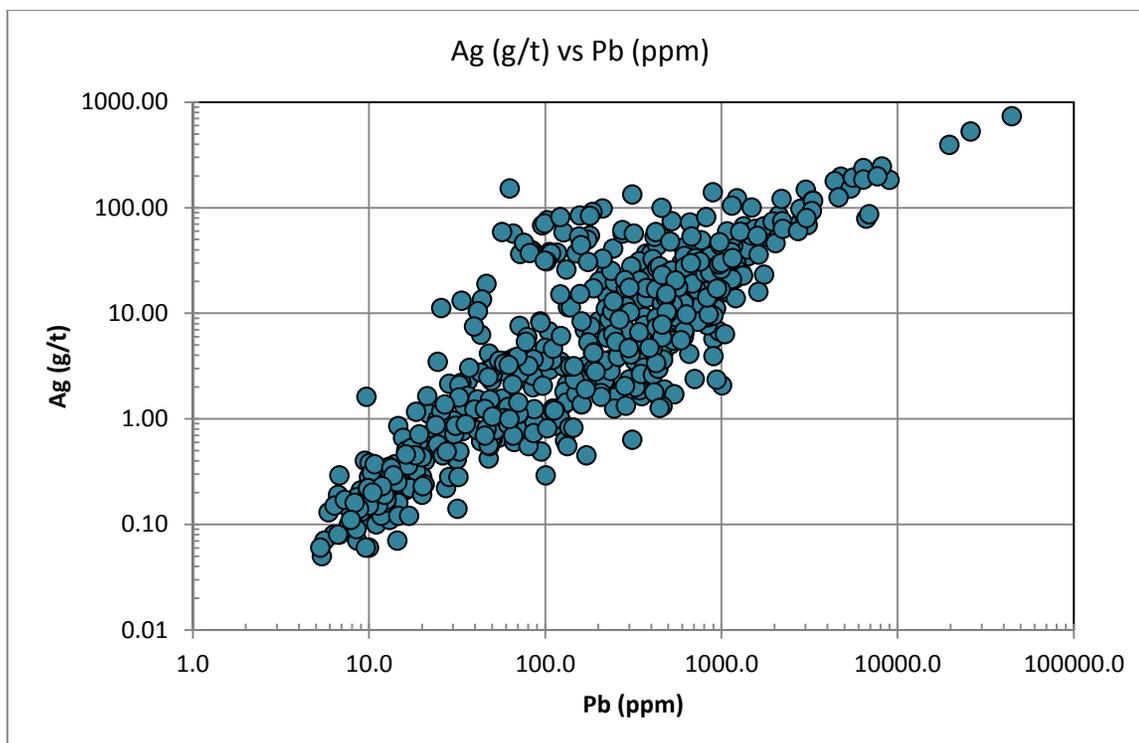
Produit	Poids (%)	Analyse (%)				Analyse (mg/kg)	
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
<i>Même site (client)</i>	---	6.40	<0.02	---	2.70	152	0.50
Souche analysée	100.0	8.02	<0.02	37.6	5.75	72.5	0.38
Souche calculée	100.0	8.09	0.02	39.11	5.72	351	0.47
-106 µm	17.9	8.45	0.03	38.7	6.11	112	0.81
+106 µm	82.1	8.01	0.02	39.2	5.63	403	0.39
Léger	16.3	0.03	0.03	1.07	0.24	37.6	1.93
Lourd calculé	65.8	9.99	0.02	48.65	6.97	494	0.01

Produit	Poids (%)	Distribution (%)					
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
Souche calculée	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-106 µm	17.9	18.7	24.6	17.7	19.1	5.7	31.2
+106 µm	82.1	81.3	75.4	82.3	80.9	94.3	68.8
Léger	16.3	0.06	22.4	0.45	0.68	1.75	67.6
Lourd calculé	65.8	81.2	52.9	81.8	80.2	92.5	1.20

18460 : Échantillon argentifère provenant de la zone altérée et minéralisée.

Produit	Poids (%)	Analyse (%)				Analyse (mg/kg)	
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
<i>Même site (client)</i>	---	0.60	4.45	---	0.40	734	1.50
Souche analysée	100.0	0.38	3.18	2.47	0.75	76.4	1.02
Souche calculée	100.0	0.26	3.11	2.09	0.74	412	1.08
-106 µm	25.7	0.48	4.08	3.29	0.99	379	1.38
+106 µm	74.3	0.18	2.78	1.68	0.66	424	0.98
Léger	65.8	0.09	0.68	0.46	0.29	157	0.73
Lourd calculé	8.50	0.88	19.0	11.1	3.52	2491	2.92

Produit	Poids (%)	Distribution (%)					
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
Souche calculée	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-106 µm	25.7	48.0	33.7	40.4	34.2	23.6	32.8
+106 µm	74.3	52.0	66.3	59.6	65.8	76.4	67.2
Léger	65.8	23.0	14.4	14.5	25.6	25.0	44.4
Lourd calculé	8.50	29.0	52.0	45.2	40.2	51.3	22.9



Graphique 1: Relation entre l'argent et le plomb, à l'échelle de toute la zone du décapage Langlade, selon les données fournies par Ressources Cartier inc.

3.1.3 Concentration gravimétrique des échantillons de sulfures massifs

Les deux échantillons de sulfures massifs sélectionnés se caractérisaient par des teneurs élevées en cuivre et en zinc. La chalcopryrite et la sphalérite n'étaient cependant pas les deux seuls sulfures présents, la pyrite et la pyrrhotite devant certainement compter parmi les minéraux présents. Une interprétation rapide des résultats présentés au tableau 4 montre que les souches calculées des échantillons #18168 et #18371 devaient contenir respectivement près de 4,6 % et 15,1 % de chalcopryrite, 12,1 % et 23,4 % de sphalérite et 45,0 % et 39,7 % de pyrite-pyrrhotite. La souche contenant déjà entre 60 % (échantillon # 18168) et 78 % (échantillon # 18371) de sulfures, les facteurs de concentration de la chalcopryrite et de la sphalérite, entre la souche calculée et le concentré lourd ne pouvaient pas être bien élevés.

Notons finalement que les comportements de l'or et de l'argent, lors de la concentration gravimétrique de ces deux échantillons, ne peuvent être comparés à ceux du cuivre, du zinc ou du plomb. Le plus bel exemple étant le comportement de l'or dans l'échantillon

#18371 qui semble s'être essentiellement (68 % de l'or présent) concentré dans la fraction légère.

Tableau 4: Résultats des dosages des principaux éléments dans les sous-échantillons générés lors du traitement des échantillons riches en cuivre et zinc (#18168 et 18371)

18168 : Échantillon de cuivre-zinc provenant du gneiss altéré.

Produit	Poids (%)	Analyse (%)				Analyse (mg/kg)	
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
<i>Même site (client)</i>	---	3.10	<0.02	---	6.40	70.9	0.10
Souche analysée	100.0	1.63	<0.02	30.0	9.57	41.1	0.10
Souche calculée	100.0	1.61	<0.02	29.47	9.68	44.1	0.12
-106 µm	24.9	1.63	0.03	29.7	8.71	45.8	0.15
+106 µm	75.1	1.60	<0.02	29.4	10.0	43.5	0.11
Léger	13.4	0.51	<0.02	9.86	0.28	63.7	1.25
Lourd calculé	61.7	1.84	<0.02	33.64	12.1	39.1	---

Produit	Poids (%)	Distribution (%)					
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
Souche calculée	100.0	100.0	---	100.0	100.0	100.0	100.0
-106 µm	24.9	25.2	---	25.1	22.4	25.9	31.1
+106 µm	75.1	74.8	---	74.9	77.6	74.1	68.9
Léger	13.4	4.25	---	4.48	0.39	19.4	---
Lourd calculé	61.7	70.5	---	70.4	77.2	54.8	---

18371 : Échantillon de cuivre-zinc provenant du sulfure massif.

Produit	Poids (%)	Analyse (%)				Analyse (mg/kg)	
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
<i>Même site (client)</i>	---	5.70	<0.02	---	13.5	81.1	0.30
Souche analysée	100.0	4.25	<0.02	32.7	15.1	44.6	0.30
Souche calculée	100.0	4.23	0.02	34.08	15.0	45.8	0.55
-106 µm	23.5	4.28	0.04	34	13.9	45.6	0.43
+106 µm	76.5	4.21	0.01	34.1	15.4	45.8	0.59
Léger	11.8	0.23	0.04	2.06	0.73	65.2	3.21
Lourd calculé	64.7	4.94	0.00	39.94	18.1	42.3	0.11

Produit	Poids (%)	Distribution (%)					
		Cu	Pb	S	Zn	Ag	Au
Souche calculée	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-106 µm	23.5	23.8	55.1	23.4	21.7	23.4	18.3
+106 µm	76.5	76.2	44.9	76.6	78.3	76.6	81.7
Léger	11.8	0.64	27.7	0.7	0.57	16.8	68.6
Lourd calculé	64.7	75.6	17.2	75.8	77.7	59.8	13.1

3.2 Résultats de l'étude microscopique

Les annexes 1 à 6 présentent certaines des observations faites lors de l'étude microscopique des concentrés lourds. Deux précisions cependant :

- Il faut noter immédiatement que deux phases très réfléchantes, la galène et le bismuth natif, ont été fréquemment observées et que pour pouvoir bien les présenter, chaque photo a été traitée séparément. Une phase apparaissant blanche sur une photo (par exemple le bismuth à la photo A1.3) pourrait paraître plus jaune sur une autre (par exemple à la photo A2.6).
- Il est aussi important de savoir que les noms donnés à certaines phases n'ont pas été confirmés formellement. Le but de l'étude était de vérifier les possibilités de traitement du matériel soumis et tous les efforts n'ont pas été mis pour confirmer les noms de certains minéraux où il aurait fallu passer par des études plus poussées, incluant des analyses à la microsonde. Ce sera particulièrement les cas d'un sulfure d'argent qui semble être l'argentite et d'un sulfure de cadmium qui pourrait être la greenockite. Des études ultérieures devraient venir éclaircir ces désignations qui ont certainement un impact sur la compréhension de la métallogénie du dépôt.

3.2.1 Échantillon aurifère # 18112

Dans cet échantillon, l'or a été essentiellement observé sous forme d'alliage avec l'argent, soit sous forme d'électrum toujours en inclusion dans la chalcopryrite (photos A1.5 à A1.8), soit sous forme d'argent aurifère (photos A1.9 à A1.12) toujours associé à une phase tardive essentiellement composée de galène et de bismuth natif (bien visible aux photos A1.3 à A1.4) qui vient remplacer plusieurs sulfures antérieurs mais principalement la chalcopryrite et la pyrrhotite (photos A1.1 et A1.2). Au contact entre les sulfures et l'argent natif, on observe parfois un sulfure d'argent, probablement l'argentite (Ag_2S ; photos A1.15 et A1.16). La hessite (Ag_2Te ; photos A1.19 et A1.20) est aussi parfois observée au sein de la phase tardive.

Le tableau 5 présente les dimensions de l'électrum en inclusion dans la chalcopryrite. Le diamètre maximal mesuré est de 25 μm et représentait à lui seul près de la moitié de tout l'or observé. Quinze grains d'électrums ont été observés à des diamètres inférieurs à 5 μm . Le diamètre des grains d'argent natif était plus difficile à mesurer parce que dans la

majorité des cas une auréole de réaction (oxydation et/ou contact galvanique) s'était développée en périphérie du grain (comme par exemple à la photo A1.9).

Tableau 5 : Dimension de l'électrum observé, en inclusion dans la chalcoppyrite

Diamètre (µm)	Nombre d'observations	Volume relatif (%)
25	1	48
22	1	36
De 5 à 10	6	14
Moins de 5	15	2

3.2.2 Échantillon aurifère # 18588

Tel que présenté à la section 3.1.1, il n'y a pratiquement pas eu de concentration des phases d'intérêt (Au, Ag, Pb, Cu et Zn) dans l'échantillon #18588. L'or y est passé de 1,60 g/t dans la souche calculée à 1,75 g/t dans le concentré lourd calculé. Aucune observation d'or ou d'argent n'a pu y être faite.

Cet échantillon se caractérisait lui aussi par la présence d'une phase tardive essentiellement composée de galène et de bismuth natif (photos a2.1 à A2.6). L'argent natif n'a pu non plus y être observé.

Quelques grains de greenockite (CdS) ont été observés dans cette phase tardive, apparemment fortement remplacée. Cette phase pourrait donc être antérieure. Dans un tel contexte, il serait cependant étrange d'observer que l'association CdS-Bi domine, jusque dans l'orientation des grains (particulièrement aux photos A2.1 et A2.3). La greenockite pourrait donc être contemporaine à cette phase tardive qui aurait peut-être précipitée dans la séquence galène-greenockite-bismuth. Ce dernier minéral ayant, à la toute fin remplacé une partie de la galène et de la greenockite.

3.2.3 Échantillon argentifère # 18181

Tel que présenté à la section 3.1.2, il n'y a pratiquement pas eu de concentration des phases d'intérêt (Au, Ag, Pb, Cu et Zn) dans l'échantillon #18588. L'argent y est passé de 351 g/t dans la souche calculée à 494 g/t dans le concentré lourd calculé. Aucune observation d'or (présent à raison de seulement 1,2 g/t) n'a pu y être faite.

La chalcopryrite et la sphalérite se libèrent rapidement, même à des dimensions aussi grandes que 200 µm et les contacts réguliers entre les grains des particules mixtes (photos A3.1 à A3.4) laissent croire qu'une pleine libération sera possible sans nécessairement broyer très fin.

Des masses complexes, fortement résorbées, probablement constituées de pyrrhotite, d'argentite (Ag₂S) et aussi d'argent natif (légèrement aurifère; photo A3.9) ont été observées en inclusions dans la chalcopryrite. La chalcopryrite pourrait avoir été ici la phase de remplacement. L'argent natif n'y a pas été observé directement, mais la présence régulière d'auréole de réaction (photos A3.5 à A3.9) incite à croire que l'argent aurifère pourrait être régulièrement présent dans ces amas.

Une autre texture compliquée à interpréter pour l'instant a été observée dans la galène (photos A3.10 à A3.14). Il pourrait s'agir des derniers reliquats de chalcopryrite remplacée, en bordure desquels grains le bismuth natif et le tellure natif aurait précipité, peut-être ici encore, en remplacement de la galène.

3.2.4 Échantillon argentifère # 18460

Le tableau 3 montre que cet échantillon est très riche en argent (2491 g/t) et en plomb (19,0 %). Les mêmes patrons de minéralisation que pour l'échantillon #18112 y ont été observés que ce soit pour la présence d'électrum à l'interface entre la chalcopryrite et la phase plus tardive riche en galène et bismuth (photos A4.1 et A4.2), la présence d'argentite (photos A4.3 et A4.4) et l'association intime entre la galène et le bismuth natif. L'argent natif est probablement aussi associé à cette phase mais n'a pas été formellement reconnue pendant cette étude. La greenokite (CdS) en apparence fortement résorbée est présente dans cette phase (photos A4.6 et A4.14).

Deux altérations, probablement indépendantes de la mise en place de l'argent et de l'or ont été observées. Elles concernent l'apparition de cubanite dans la chalcopryrite (photos A4.7 et A4.8) et l'enrichissement de la galène en cuivre, ce qui a provoqué l'apparition d'une croûte de covellite-chalcocite et le dépôt d'anglésite en périphérie des particules (photos A4.9 à A4.12).

L'observation de bismite (Bi_2O_3 ; photos A4.13 à A4.15) pourrait aussi être un effet de cette altération tardive qui aurait alors oxydé une partie du bismuth natif.

3.2.5 Échantillon de chalcopryrite-sphalérite # 18168

Les taux de concentration du cuivre et du zinc ne sont pas importants, passant respectivement de 1,63 % et 9,57 % dans la souche calculée à 1,84 % et 12,1 % dans le concentré lourd calculé. Cela bien sûr parce que les sulfures de fer, plus particulièrement la pyrrhotite, dominent dans cet échantillon. Les photos A5.1 à A5.8 montrent cependant que même à des dimensions supérieures à 500 μm la chalcopryrite et la sphalérite commencent à être bien libérées. Lorsque les particules sont mixtes (par exemple aux photos A5.5 et A5.7), les contacts entre les grains sont simples et permettent d'envisager une libération complète à des granulométries autour de 100 μm .

3.2.6 Échantillon de chalcopryrite-sphalérite # 18371

Cet échantillon ressemble beaucoup au précédent. Les taux de concentration du cuivre et du zinc n'y sont pas importants, passant respectivement de 4.23 % et 15.0 % dans la souche calculée à 4.94 % et 18.1 % dans le concentré lourd calculé. Les photos A6.1 à A6.6 montrent cependant que même à des dimensions supérieures à 500 μm la chalcopryrite et la sphalérite commencent à être bien libérées. Lorsque les particules sont mixtes (par exemple aux photos A6.5 et A6.6), les contacts entre les grains sont simples et permettent d'envisager une libération complète à des granulométries autour de 100 μm . L'altération de la pyrrhotite vers la marcasite au sein d'une texture « birds eye » est commune dans cette partie du décapage (photos A6.1 et A6.2).

4 DISCUSSION

Cette discussion portera essentiellement sur trois éléments :

- La critique du procédé de concentration retenu pour ces travaux exploratoires
- Le procédé industriel qui devrait être envisagé pour le traitement de ce minerai
- La poursuite de cette étude minéralogique

4.1 Critique du procédé de concentration retenu

4.1.1 Or dans le concentré gravimétrique

La méthode de concentration des phases d'intérêt qui a été utilisée lors de cette première étude a donné des résultats décevants mais suffisants pour bien comprendre les prochaines étapes de développement du procédé. La concentration gravimétrique par décantation dans l'iodure de méthylène (densité de 3.3) récoltait simultanément tous les sulfures incluant la pyrite et la pyrrhotite, cette dernière étant parfois abondante, et aussi les grenats et autres minéraux ferromagnésiens. En conséquence, le taux de concentration était régulièrement bas et parfois même négatifs. Le tableau 6 présente ces taux (à la dizaine de pourcent près), pour l'or et l'argent, lors des 6 concentrations gravimétriques effectuées.

Tableau 6 : Résultats des concentrations gravimétriques pour l'or et l'argent

	#18112	#18588	#18181	#18460	#18468	#18371
Au Souche (g/t)	3.19	1.60	0.47	1.08	0.12	0.55
Au Concentré (g/t)	34.2	1.75	0.01	2.92	---	0.11
Taux de conc. Au	+1000%	+10%	-98%	+170%	-100%	-80%
Ag Souche (g/t)	57.0	43.4	351	412	44.1	45.8
Ag Concentré (g/t)	818	52.6	494	2491	39.1	42.3
Taux de conc. Ag	+1300%	+20%	+40%	+500%	-10%	-10%

Les observations microscopiques effectuées permettent cependant de mettre en évidence deux associations préférentielles (hormis l'association sphalérite-chalcopyrite-pyrrhotite) probablement issues des derniers déplacements provoqués par la mise en place tardive de la minéralisation plomb-bismuth :

- Association chalcopyrite-électrum
- Association galène-bismuth-argent (natif ou aurifère)-argentite

On rencontre donc un problème au niveau de la concentration éventuelle de l'or et de l'argent puisqu'il faudrait tenter d'éviter de recourir à la cyanuration. La raison de ceci est que la consommation de cyanure serait très élevée lors du traitement d'une telle

minéralisation puisque l'argent, présent jusqu'à 412 g/t consommera beaucoup de cyanure, de même que la covellite et la chalcocite qui se sont développées sur la galène. La présence possible de tellures viendrait compliquer davantage cette situation.

4.1.2 Or dans la fraction légère (Rejet de la concentration gravimétrique)

Un problème dont la source est plus difficile à comprendre pour l'instant est la nature de l'or dans la fraction légère des trois échantillons qui contenaient à l'origine plus de 1 g/t d'or, donc les plus riches parmi ceux qui ont été étudiés. On note que respectivement 42,5 %, 31,3 % et 67 % de l'or présent est resté dans la fraction la moins dense des échantillons #18112, #18588 et #18181. Si cet or avait été libre ou en inclusion dans les sulfures, il aurait dû se concentrer dans la fraction lourde. On doit donc conclure qu'une portion significative de l'or puisse être de petite dimension (pour ne pas donner à la particule qui le porte une densité apparente suffisante pour se retrouver dans la fraction lourde) en inclusion dans les silicates ou carbonates ou s'il s'agit d'une phase plus réfractaire en inclusion dans ces mêmes minéraux. Pour ces trois échantillons, l'argent suit à peu près le même patron, laissant même jusqu'à 157 g/t dans la fraction légère. Deux de ces échantillons ont aussi été affectés par la phase tardive riche en plomb. Des textures fines et des injections de galène et bismuth ont été observées dans cette étude (photos A2.5 et A2.6, ce qui apparaît en noir sur ces photos étant les silicates et les carbonates) et pourraiENTt suggérer où aller « chercher » l'or et l'argent associés aux particules les moins denses.

Il faut cependant noter que le problème observé ici pourrait n'être dû qu'à une mauvaise libération du matériel puisque la décantation dans l'iodure de méthylène exige des échantillons de granulométrie supérieure à 100 µm (ce qui est particulièrement volumineux pour l'or natif). Cette donnée a néanmoins un impact industriel parce qu'elle pourrait faire la différence entre une usine basée sur la flottation seulement et une usine où il faudrait prévoir la flottation et la cyanuration des rejets, probablement après un rebroyage.

4.2 Procédé industriel envisagé

Industriellement, il pourra donc être plus simple et efficace de chercher à produire, par flottation, trois concentrés distincts :

- Le concentré de zinc
- Le concentré de plomb, bismuth et argent

- Le concentré de cuivre et or

Afin d'optimiser la récupération de l'or, les rejets de flottation pourraient finalement être cyanurés.

4.2.1 Récupération du zinc

La concentration du cuivre et du zinc par flottation ne devrait pas présenter de problèmes majeurs. Les sulfures présents dans les échantillons du décapage, même ceux présents dans les zones aurifères ou argentifères, sont grossiers et avec des contacts simples qui permettent d'entrevoir une maille de libération proche de 100 µm.

Selon les observations de cette étude, le concentré de sphalérite ne devrait pas être riche en or ou en argent. Les principaux minéraux qui y seraient associées pourraient être la pyrite, la pyrrhotite et la chalcopyrite.

4.2.2 Récupération de l'argent, du plomb et du bismuth

L'argent aurifère et l'argentite ont toujours été observés dans la minéralisation riche en plomb et bismuth qui semble s'être mise en place tardivement. Cette association minérale semble aussi retenir l'essentiel du cadmium (dans la greenockite) et du tellure natif. La présence de tellure natif pourrait faire croire que certains tellures puissent aussi être présents, notamment les tellures d'argent et d'or. C'est donc un mélange de phases lourdes qui sont rarement intéressantes en minéralurgie des métaux de base et qu'il faudrait tenter autant que possible d'écarter des concentrés de zinc et de cuivre. Il se pourrait qu'une faible portion du cuivre ne puisse être libérée et se retrouve dans ce concentré, auquel cas il serait peut-être préférable de ne pas tenter de la récupérer au risque de contaminer le concentré de cuivre. La valeur du concentré de plomb et de bismuth viendra certainement de l'argent qui s'y concentrera aussi.

4.2.3 Récupération de l'or et du cuivre

L'électrum a toujours été observé en contact ou en inclusion dans la chalcopyrite. Les grains au contact chalcopyrite/galène-bismuth étaient plus grossiers que ceux en inclusion, ce qui fait qu'il est difficile pour l'instant de bien préciser où la plus grande partie de l'or se concentrera. Il se pourrait que le concentré de cuivre soit riche en fines

inclusions mais qu'une partie significative de l'or aille vers le concentré de plomb, bismuth et argent.

Ce dernier point serait probablement une des premières ambiguïtés à lever parce que l'importance à accorder au concentré de cuivre est intimement lié à la quantité d'or qu'il pourrait soutirer. En effet, avec des teneurs parfois aussi faible que 0,11 % ou 0,16 % (échantillons #18112 et #18588) le cuivre seul ne semble pas constituer l'atout économique majeur de ce dépôt. Il faut cependant noter que l'or récupéré dans le concentré de cuivre serait plus simple à traiter (donc pourrait avoir plus de valeur) que celle qui serait récupéré dans le concentré compliqué de plomb, bismuth, argent, cadmium, tellure, etc.

4.3 Poursuite des travaux exploratoires

La poursuite des travaux exploratoires devrait tenter de répondre aux trois questions suivantes :

- Tiré de 4.2.1 : Est-il possible d'obtenir un concentré de zinc acceptable et quel taux de récupération du zinc peut-on envisager?
- Tiré de 4.2.2 et 4.2.3 : Quels seront les taux de récupération du cuivre, du plomb, de l'argent et de l'or, par flottation?
- Tiré de 4.1.2 : Quels seront les taux de récupération de l'argent et de l'or lors de la cyanuration des rejets de flottation?

4.3.1 Méthode proposée

Parce que le projet en est encore à des étapes exploratoires quant à ses possibilités de traitement, la méthode de laboratoire qui permettrait le mieux d'évaluer les échantillons soumis serait :

- Le broyage des échantillons à une granulométrie encore à déterminer mais proche de 75 μm (plus propice à la flottation).
- La flottation du zinc d'une part et du cuivre et du plomb d'autre part. La séparation de la galène et de la chalcopryrite par flottation est un procédé compliqué à bien calibrer à l'échelle laboratoire, surtout si plusieurs échantillons différents ont à être traités. Cette séparation pourrait être inutilement coûteuse à cette étape des travaux et n'est donc pas recommandée.

- Les bilans des principaux sulfures, de l'argent et de l'or seraient effectués et l'étude minéralogique pourrait alors porter plus précisément sur la relation Au-Ag et s'assurer que ces deux éléments ne se retrouvent pas sous une forme compliquée dans le rejet.
- La cyanuration des rejets de flottation pour pouvoir mesurer la valeur des récupérations optimales de l'or et de l'argent.
- L'étude du rejet de flottation et cyanuration serait un élément finalement à considérer, particulièrement si plusieurs des éléments de la minéralisation plomb-bismuth s'y retrouvent encore et/ou si les teneurs en argent y sont encore significatives (le problème de la réprécipitation de l'argent, après sa cyanuration, est un phénomène connu qui pourrait alors être porté à l'attention des métallurgistes qui pourraient avoir à développer le schéma de traitement de ce minerai). Cette étude permettrait aussi d'évaluer la pertinence d'un rebroyage du rejet de flottation avant de le soumettre à la cyanuration.

4.3.2 Type d'échantillons suggéré

Pour être utiles, ces essais de flottation ne devraient pas être réalisés sur des échantillons de surface. Les altérations observées, et plus particulièrement l'apparition de covellite et chalcocite en surface de la galène, feraient qu'une partie de la galène serait « vue » comme un sulfure de cuivre et se retrouverait donc dans le concentré de chalcopyrite. En soi ce problème n'est pas trop grave puisqu'il est proposé de faire un concentré de chalcopyrite et de galène, mais nous ignorons encore si d'autres éléments que le cuivre ont aussi migrés lors de cette altération. Les tests de flottation à venir devraient donc plutôt être effectués à partir de fragments de carottes de forage, issues d'une zone « fraîche » du dépôt.

Les échantillons riches en cuivre et en zinc ne semblent poser aucun problème. La concentration gravimétrique a permis de récupérer entre 70 % et 75 % du cuivre et du zinc dans le concentré lourd et l'essentiel du reste est compris dans la fraction fine qui flotterait nécessairement si un tel procédé était utilisé. Ce type d'échantillon pourrait être écarté de la prochaine étape.

Pour répondre à l'incertitude soulevée en 4.1.2, la prochaine étude devrait se concentrer davantage sur les minéralisations aurifères affectées ou non par la remobilisation de la

galène et du bismuth. Cette première étude démontre déjà bien que, en ce qui concerne le traitement minéralurgique du matériel, le critère de la présence ou non du plomb (donc les injections tardives) a plus d'impact que la zone elle-même d'où le minerai est soutiré.

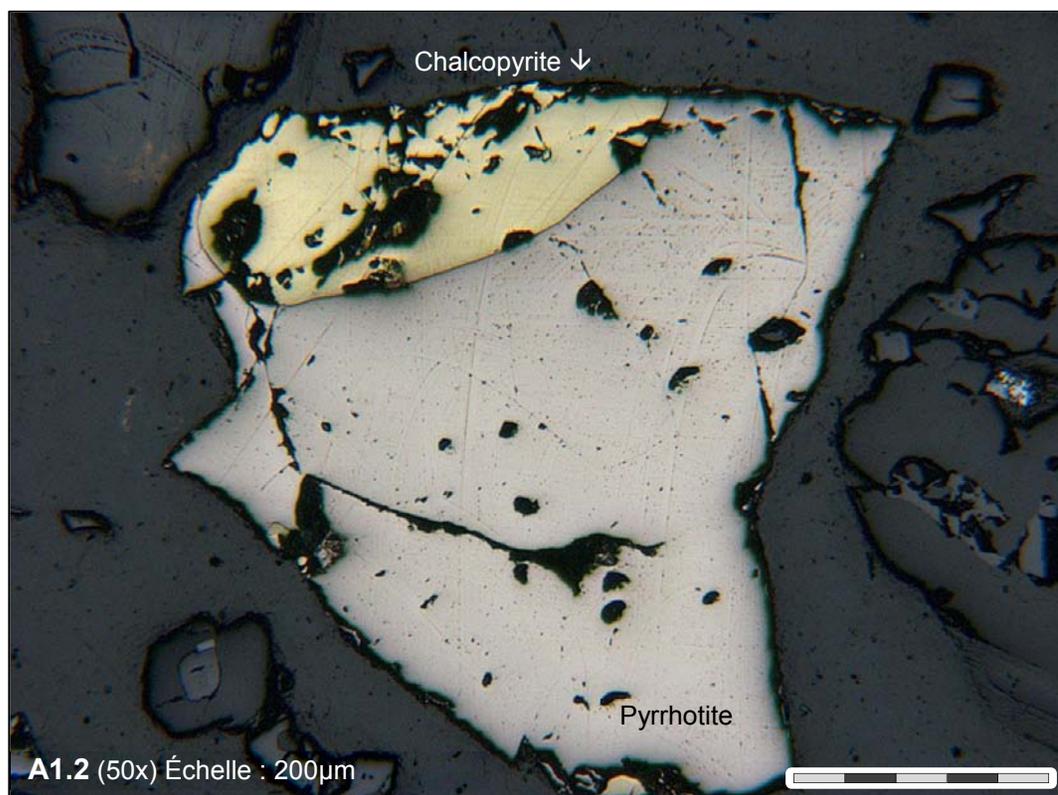
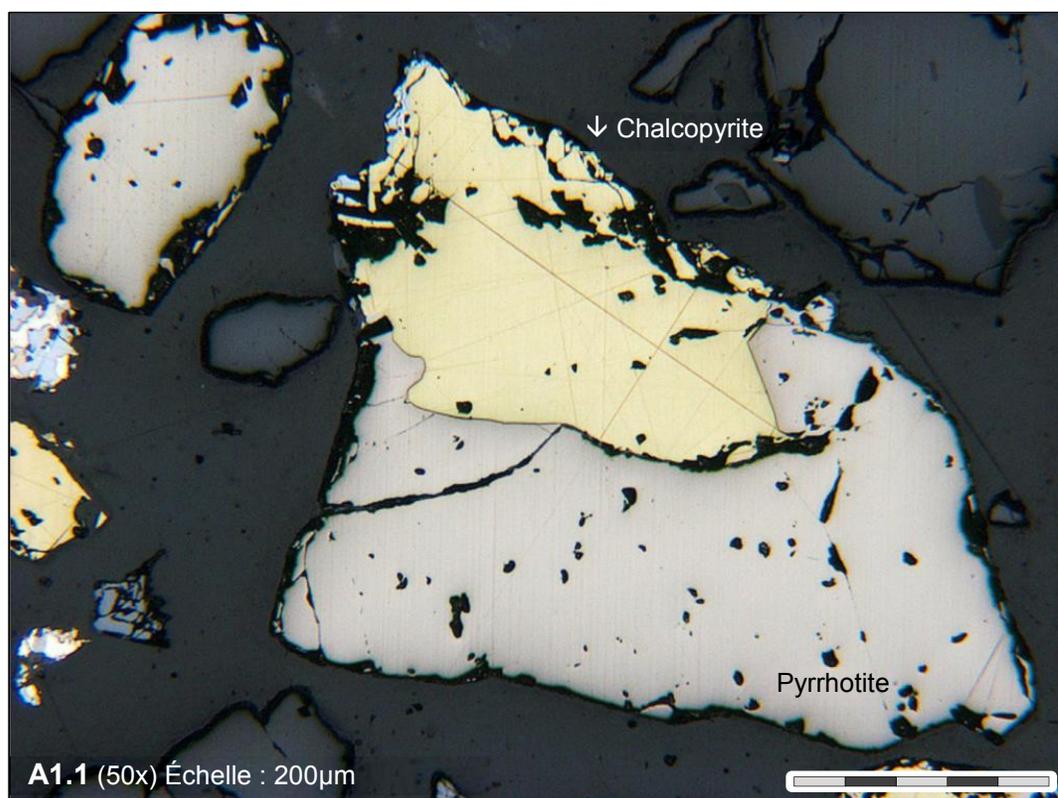
5 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

Il semble possible de produire industriellement trois concentrés par flottation, à partir du minerai du décapage Langlade :

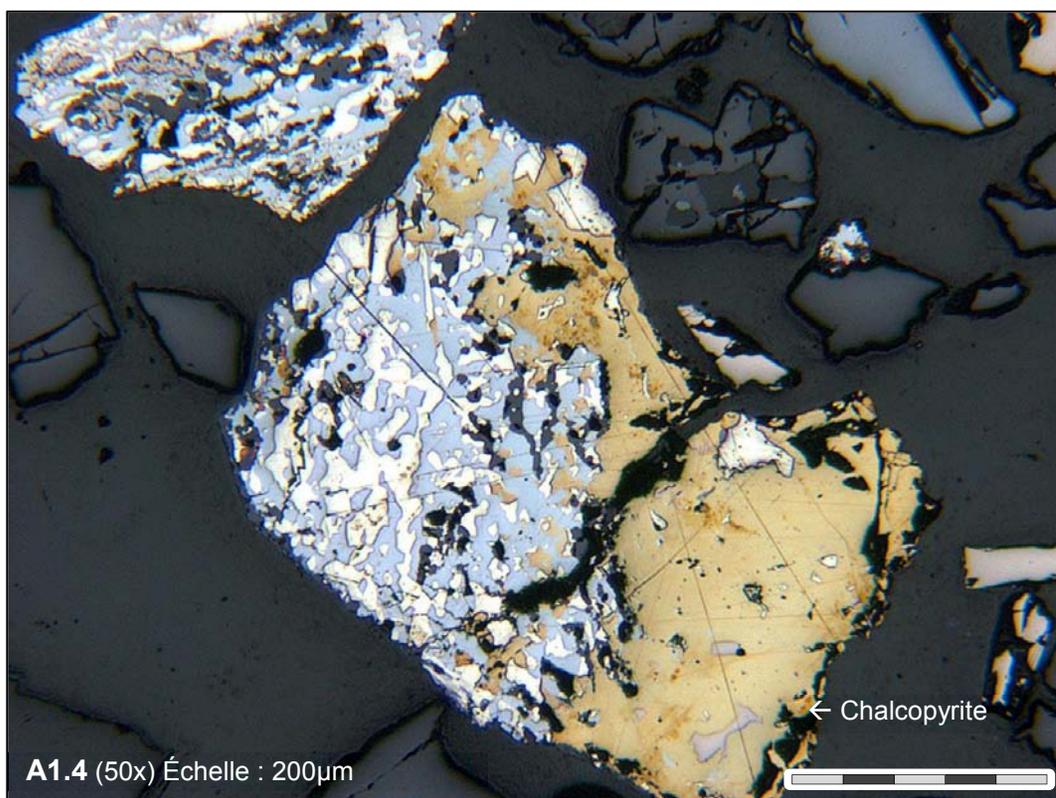
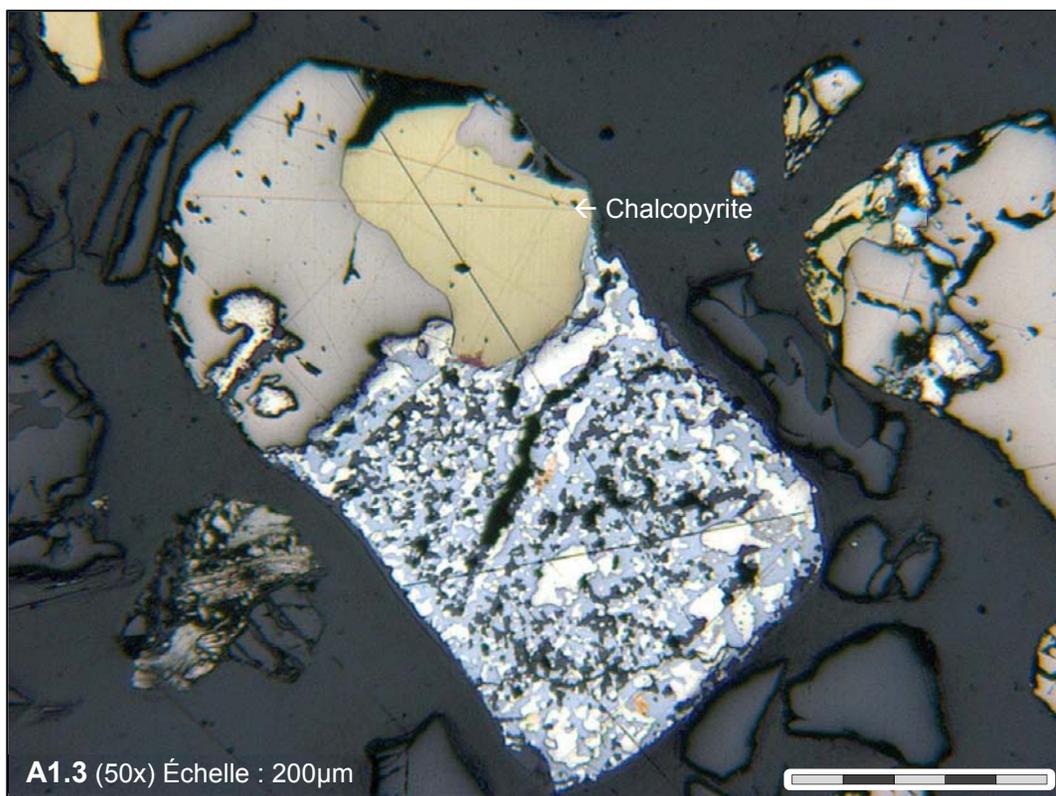
- Un concentré de zinc retiendrait l'essentiel de la sphalérite qui a été observée en particules suffisamment grossières pour envisager une libération complète à une granulométrie proche de 100 µm.
- Un concentré de cuivre et or qui retiendrait la chalcopryrite et une bonne partie de l'or qui y serait sous forme d'électrum en inclusion. La proportion de l'or qui se concentrerait dans le concentré de cuivre est incertaine parce que les plus grosses particules observées (25 µm et 22 µm de diamètre) étaient à l'interface entre la chalcopryrite et une minéralisation tardive riche en plomb et bismuth.
- Un concentré d'argent, de galène et de bismuth natif où l'argent est présent sous forme d'argent natif ou légèrement aurifère et sous forme d'argentite. Une partie de l'électrum pourrait se rapporter à ce concentré.
- S'il advenait que de l'or et de l'argent soient encore présents dans les rejets de flottation, une cyanuration finale pourrait être envisagée. Ce procédé ne devrait cependant pas être retenu en première étape parce que la consommation de cyanure serait excessive en raison de la forte quantité d'argent, de la présence d'autres phases natives cyanurables ainsi que certains sulfures de cuivre solubles.

COREM propose de poursuivre les études préliminaires en ce sens, à partir de deux échantillons issus de forage pour éviter les impacts peut-être négatifs des altérations superficielles.

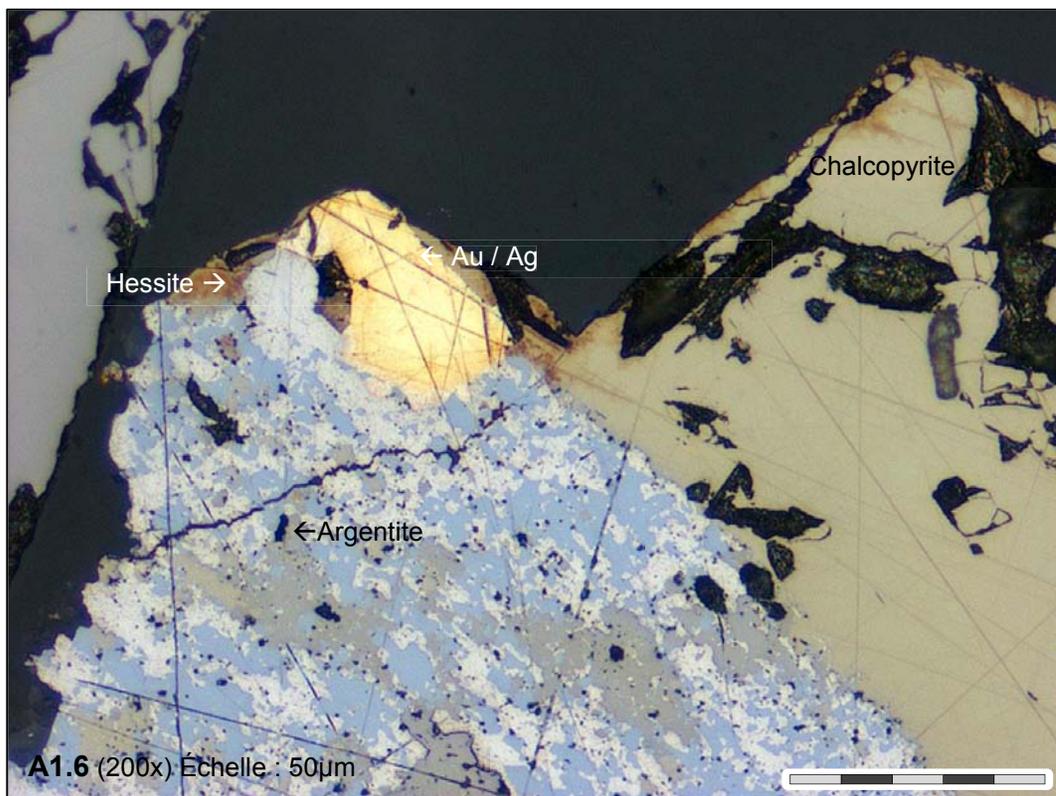
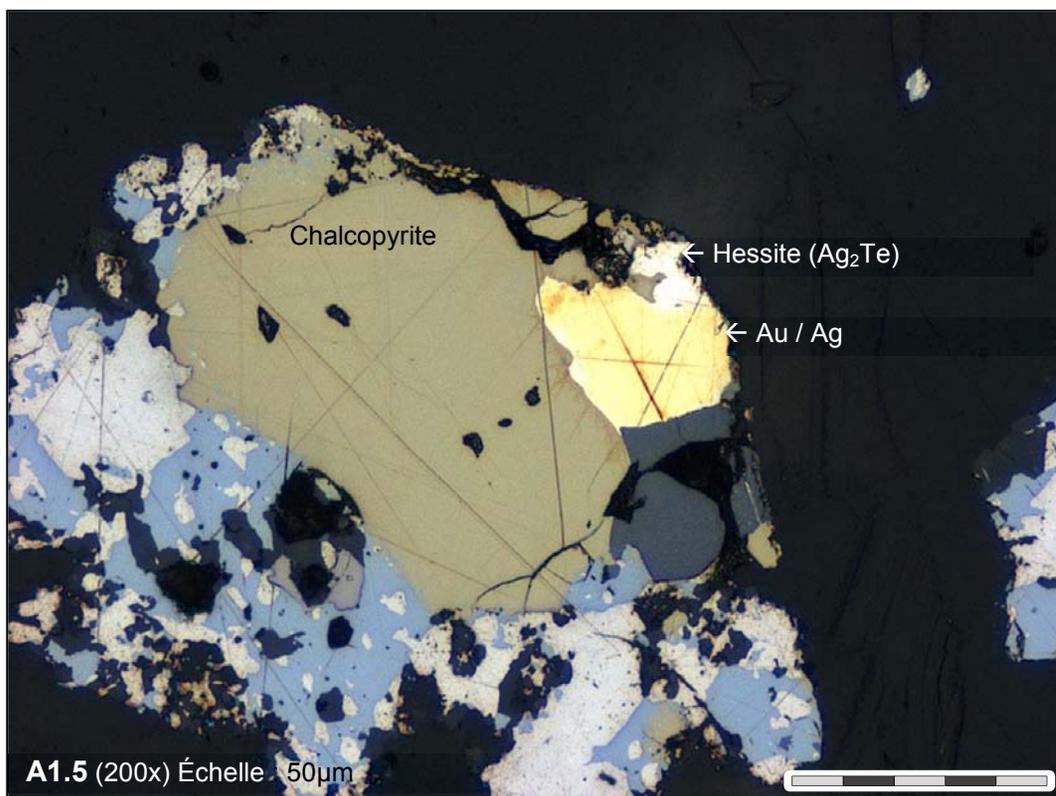
ANNEXE 1
Photos de l'échantillon 18112



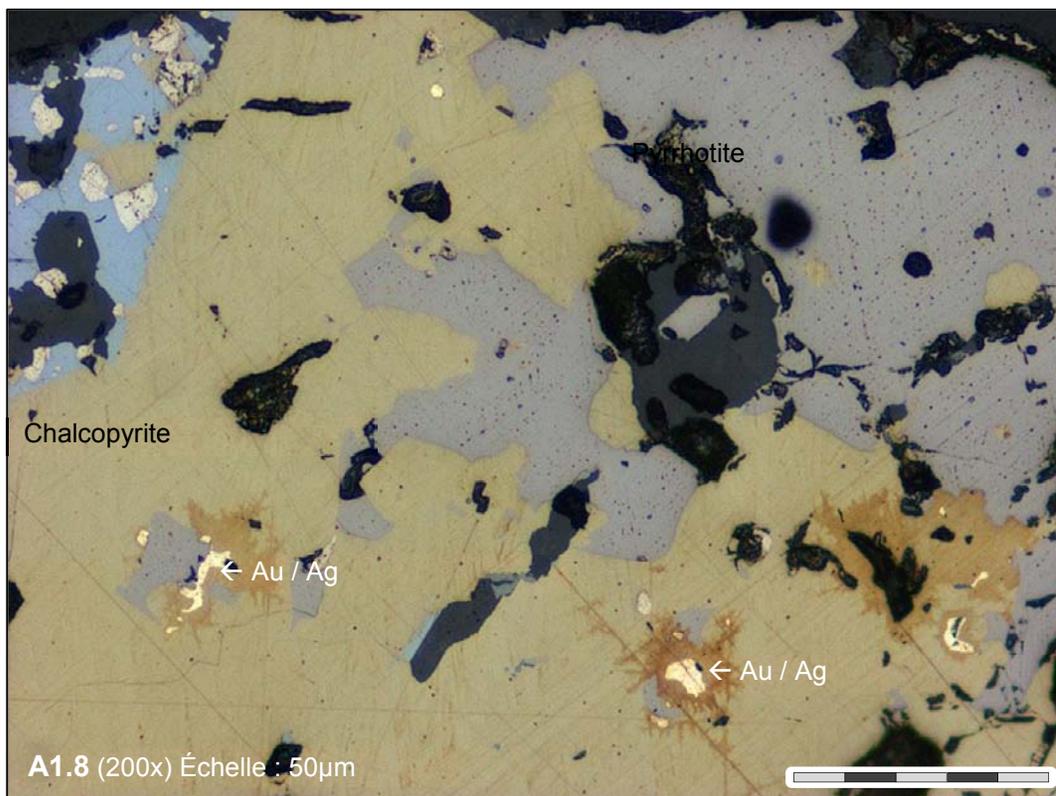
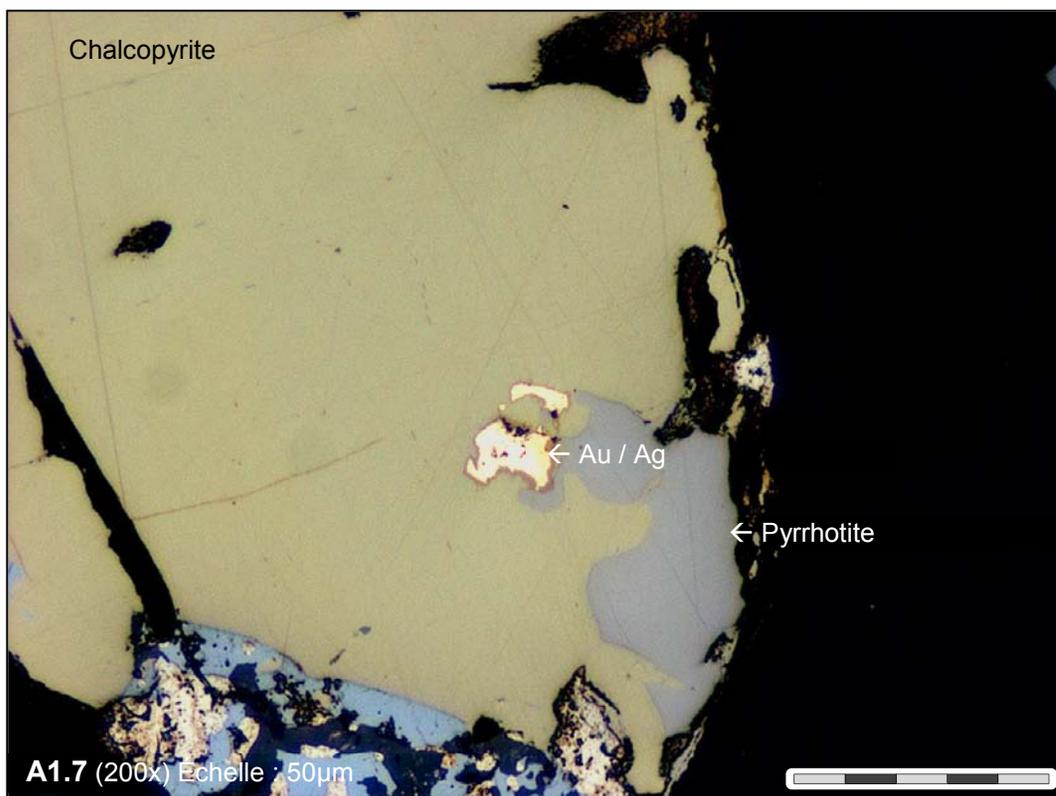
Association entre la pyrrhotite et la chalcopyrite dans l'échantillon 18112.



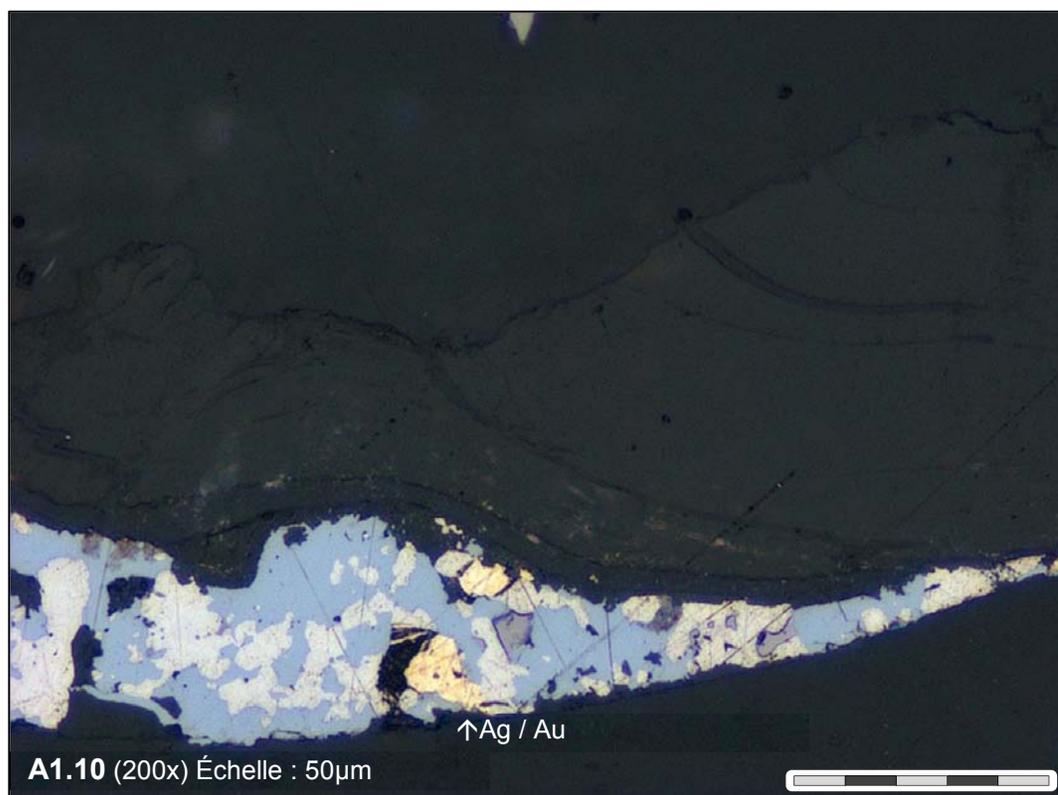
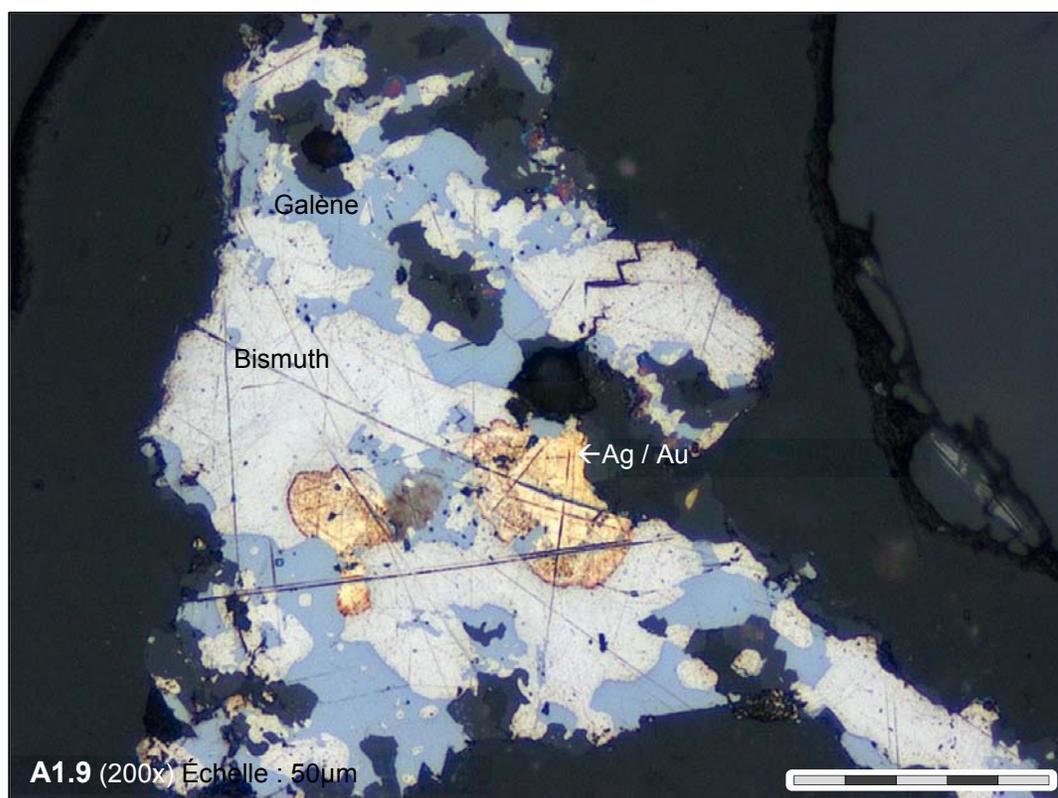
Minéralisation Pb-Bi au contact de la chalcopyrite dans l'échantillon 18112



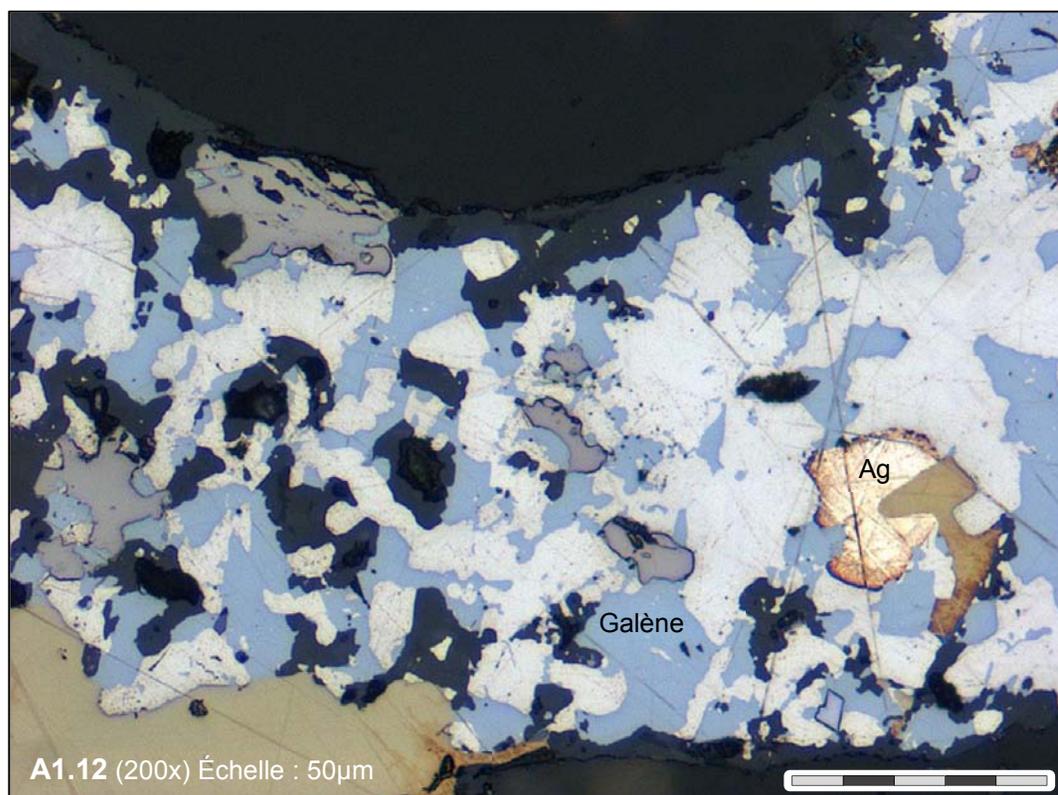
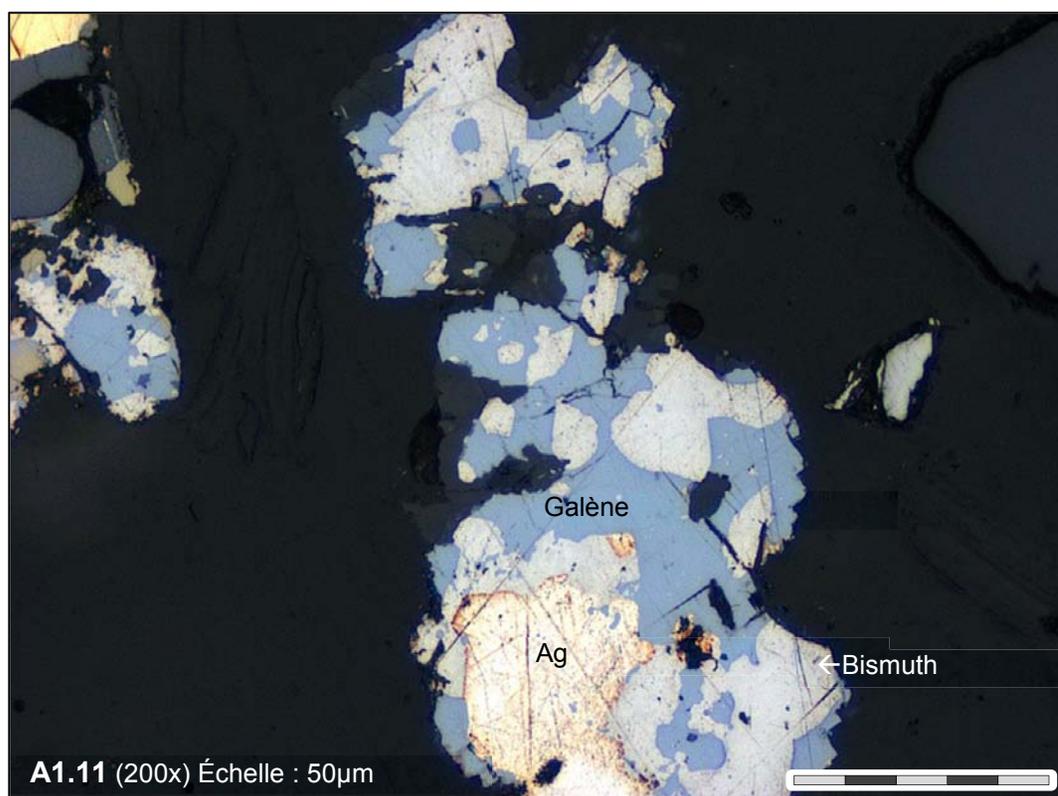
Or argentifère (électrum?) et hessite (Ag_2Te) au contact entre la minéralisation Pb-Bi et la chalcoppyrite dans l'échantillon 18112



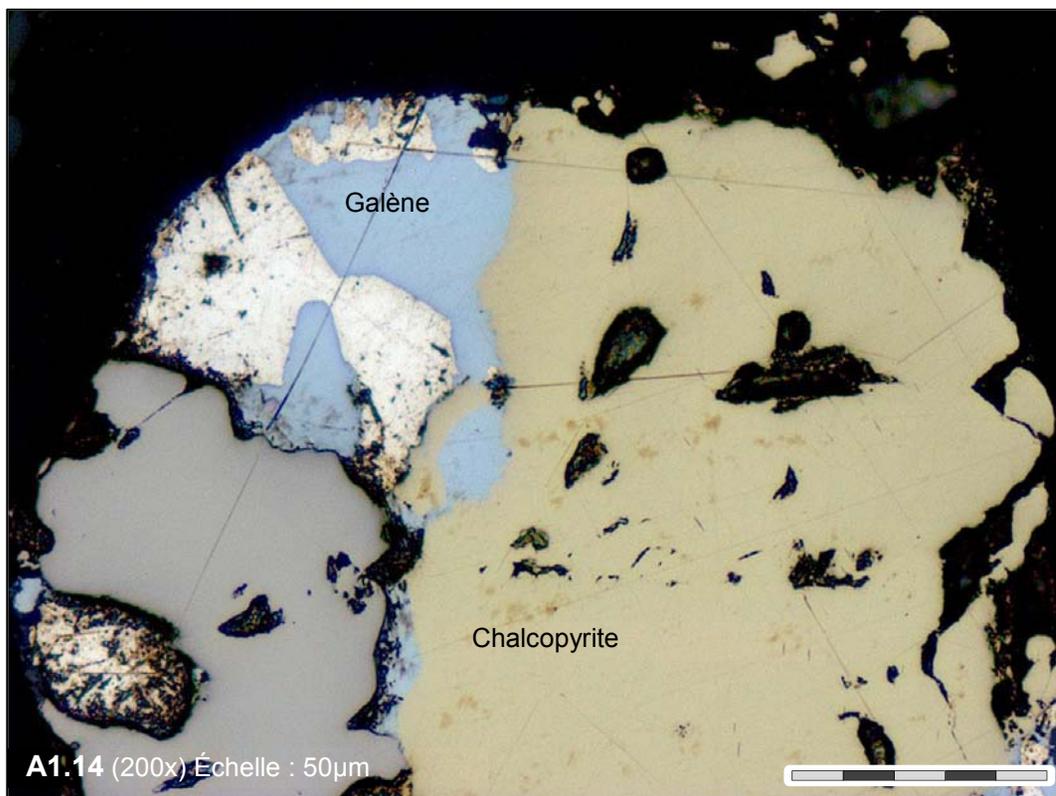
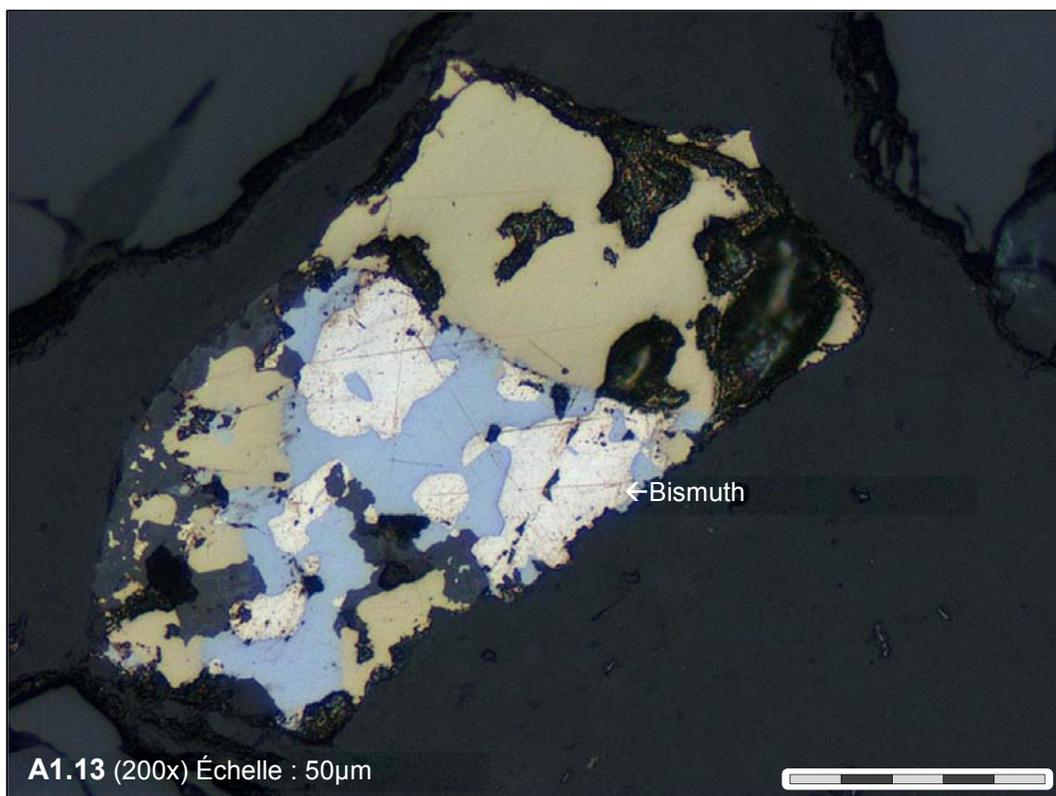
Or argentifère (électrum?) en inclusion dans la chalcopyrite dans l'échantillon 18112.



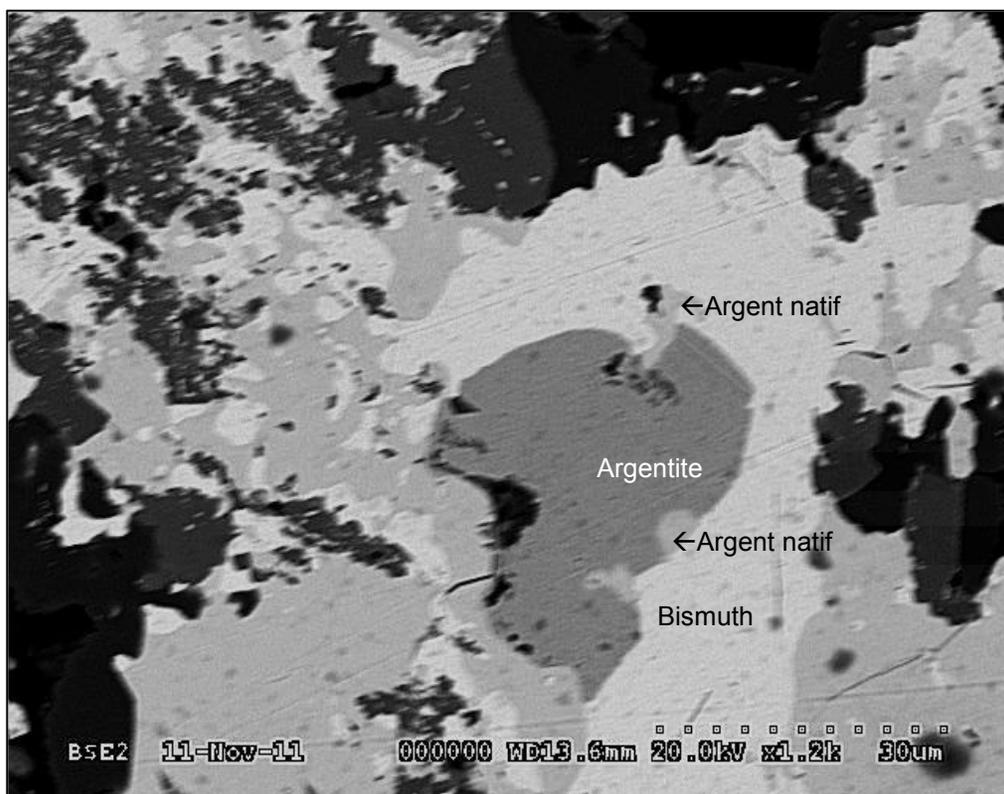
Argent natif, légèrement aurifère et argent natif dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18112.



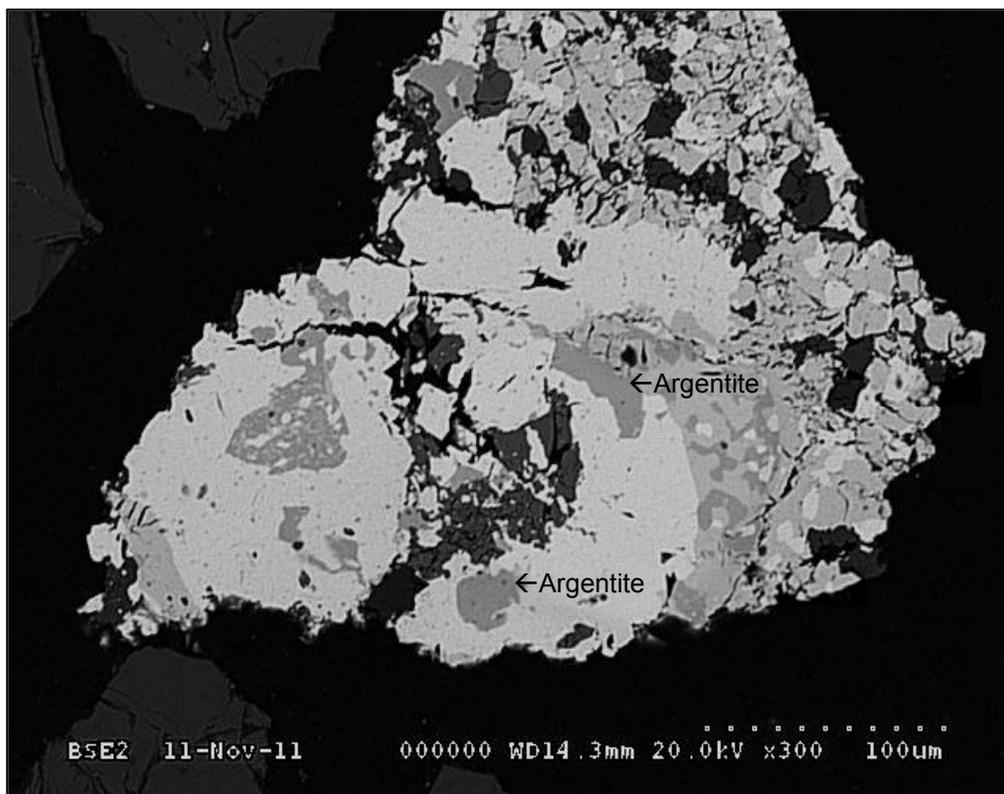
Argent natif et argentite dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18112.



Minéralisation Pb-Bi dans l'échantillon 18112

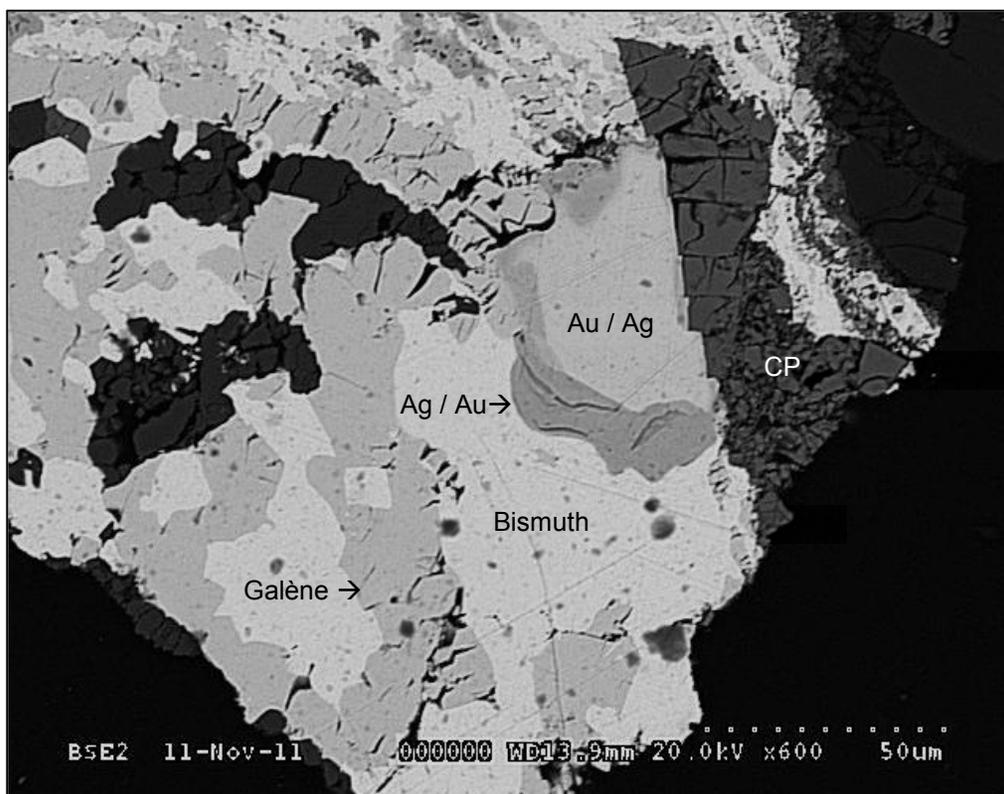


A1.15

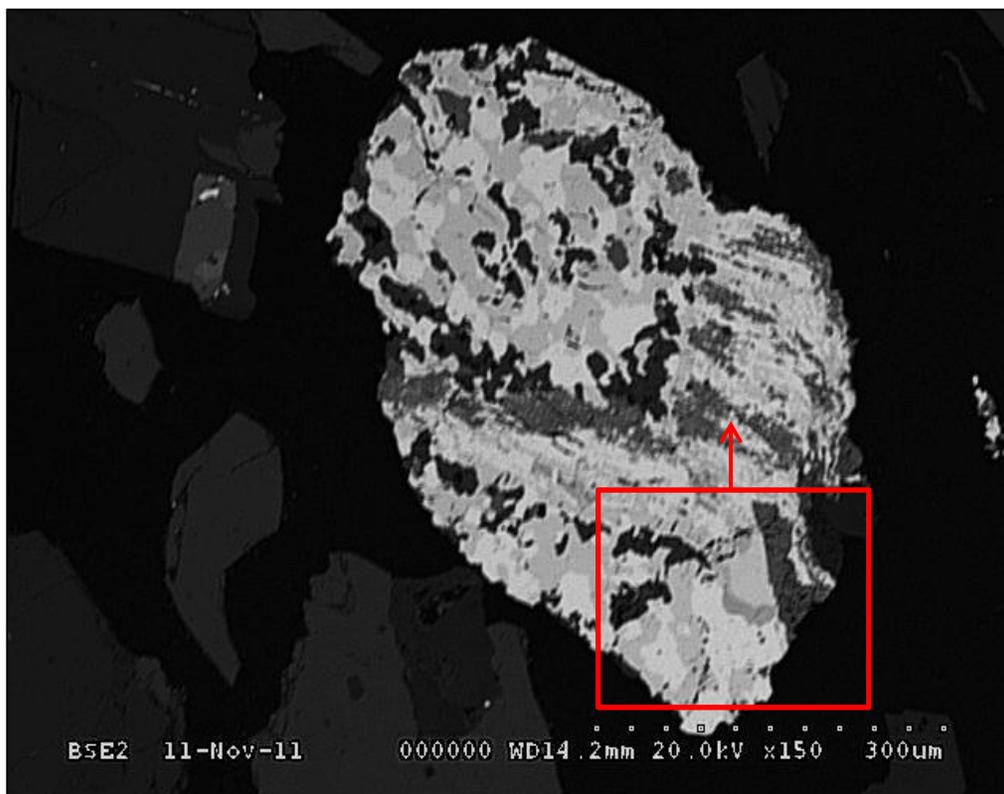


A1.16

Relation entre l'argentite, l'argent natif et le bismuth dans l'échantillon 18112

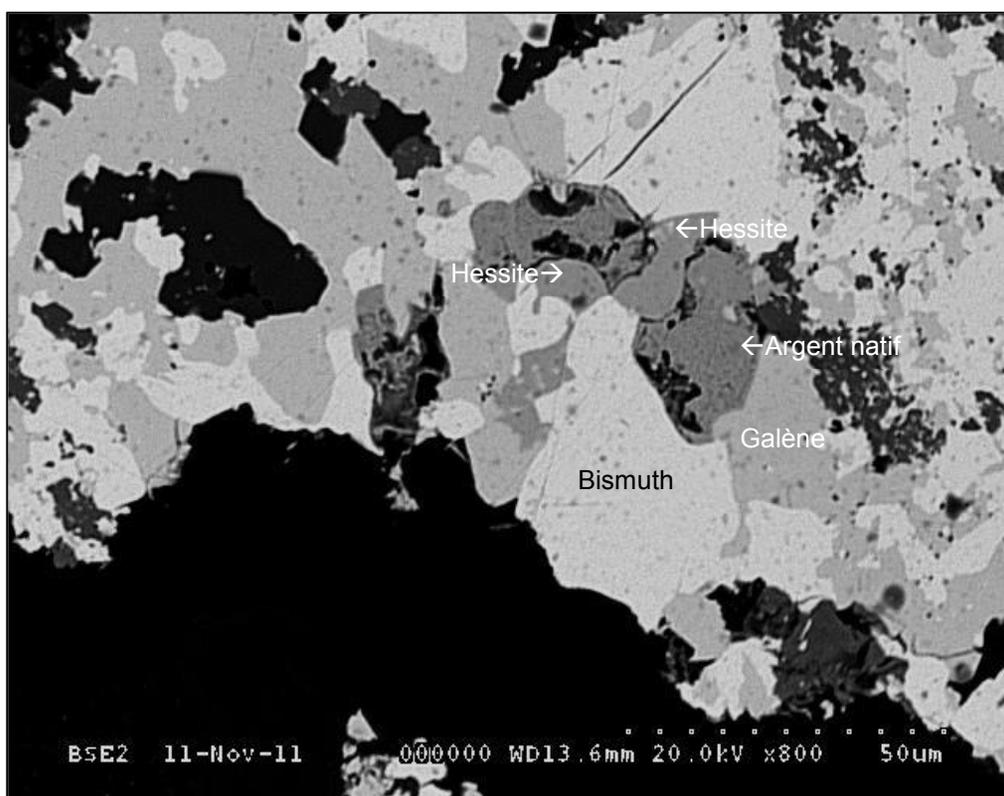


A1.17

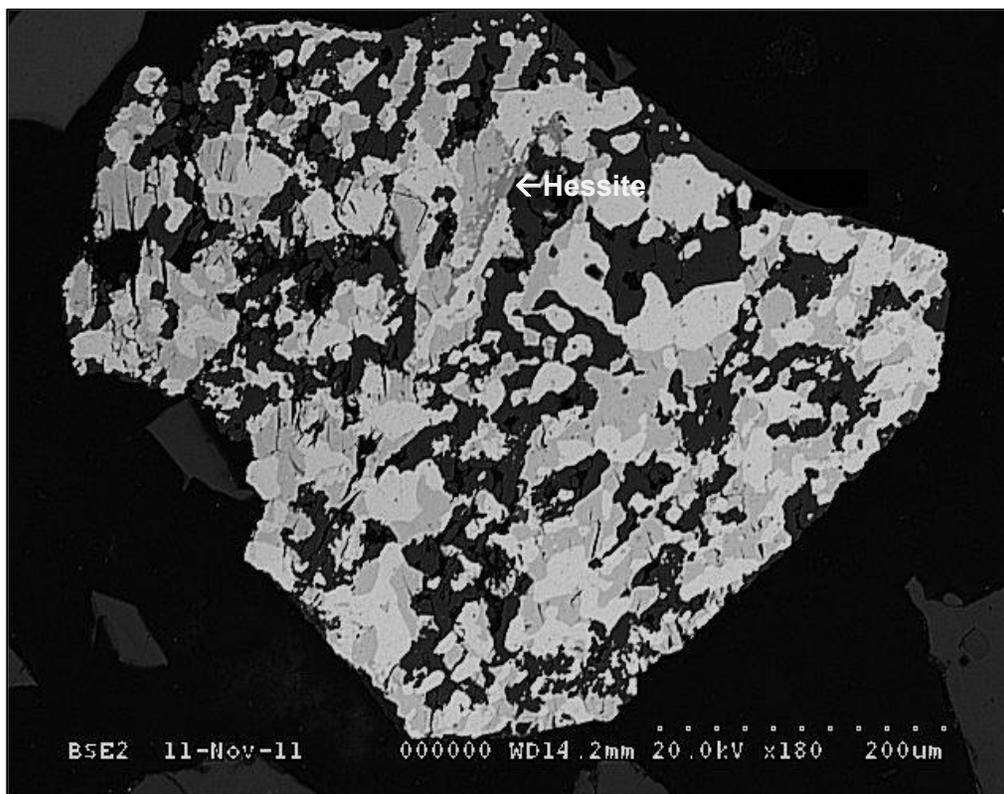


A1.18

Relation entre l'or argentifère, l'argent légèrement aurifère et la minéralisation Pb-Bi dans l'échantillon 18112.



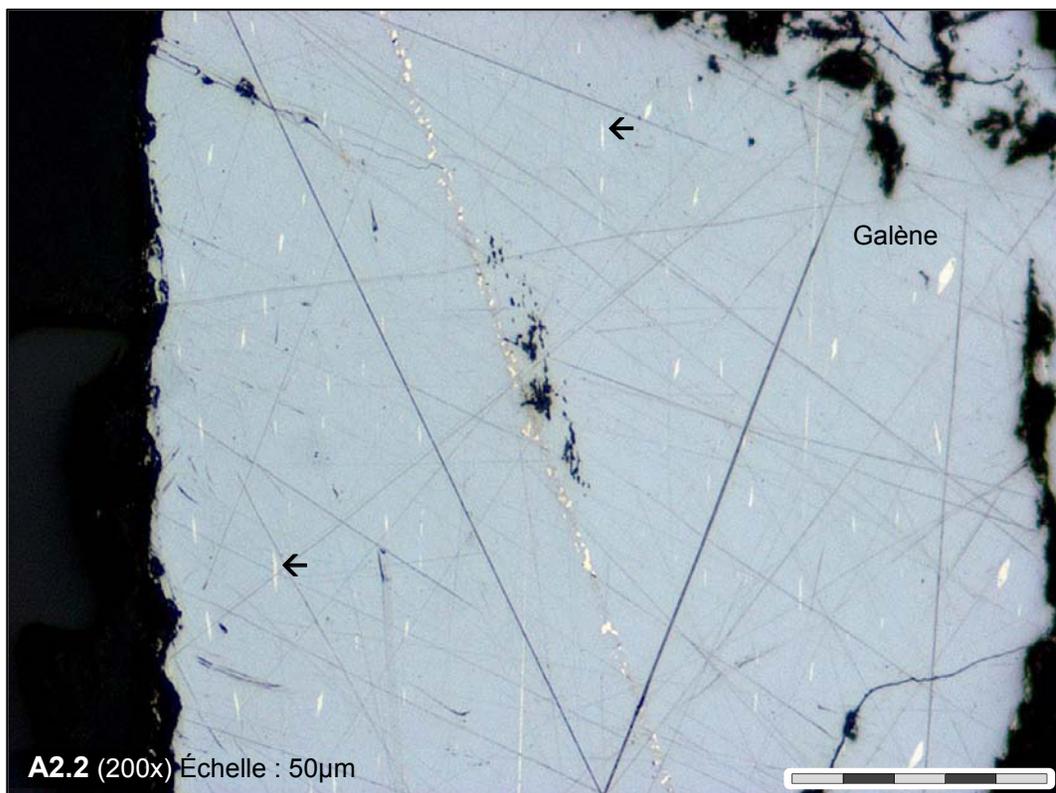
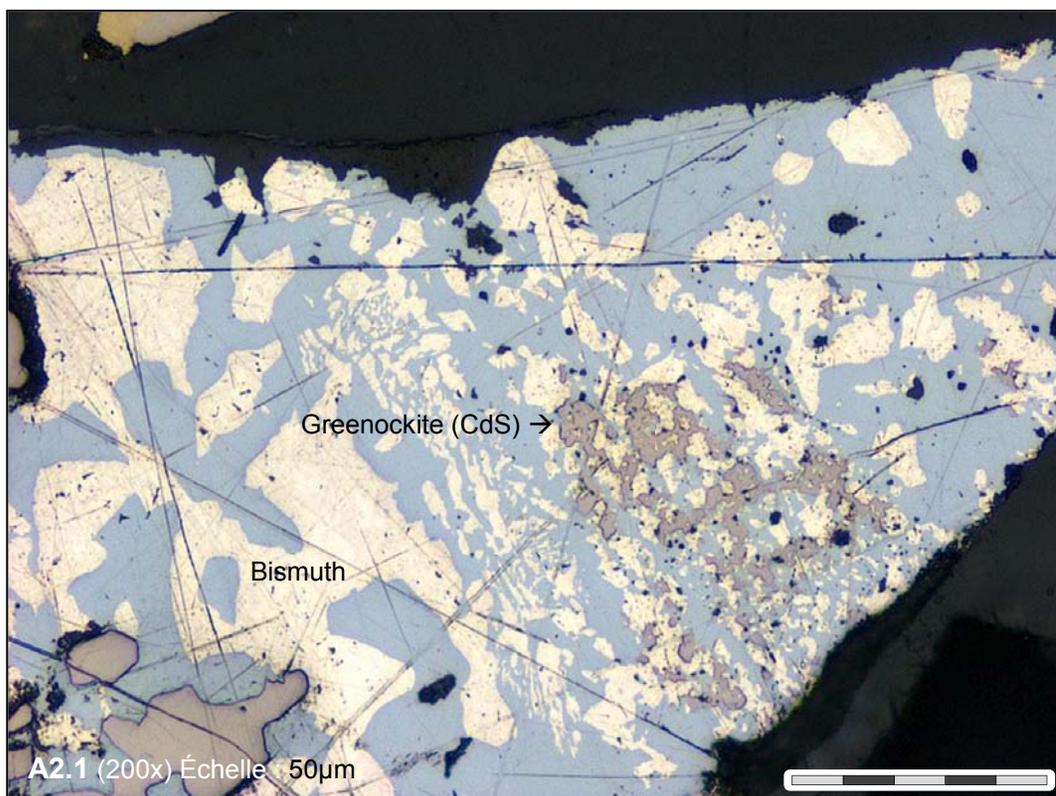
A1.19



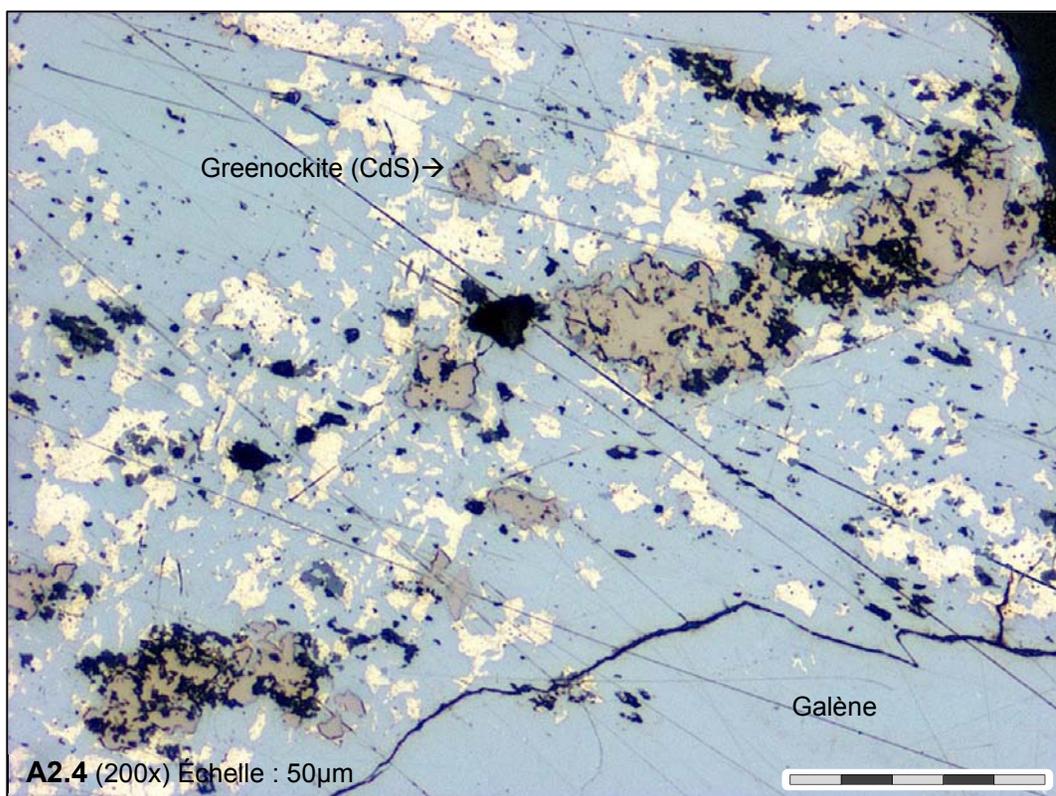
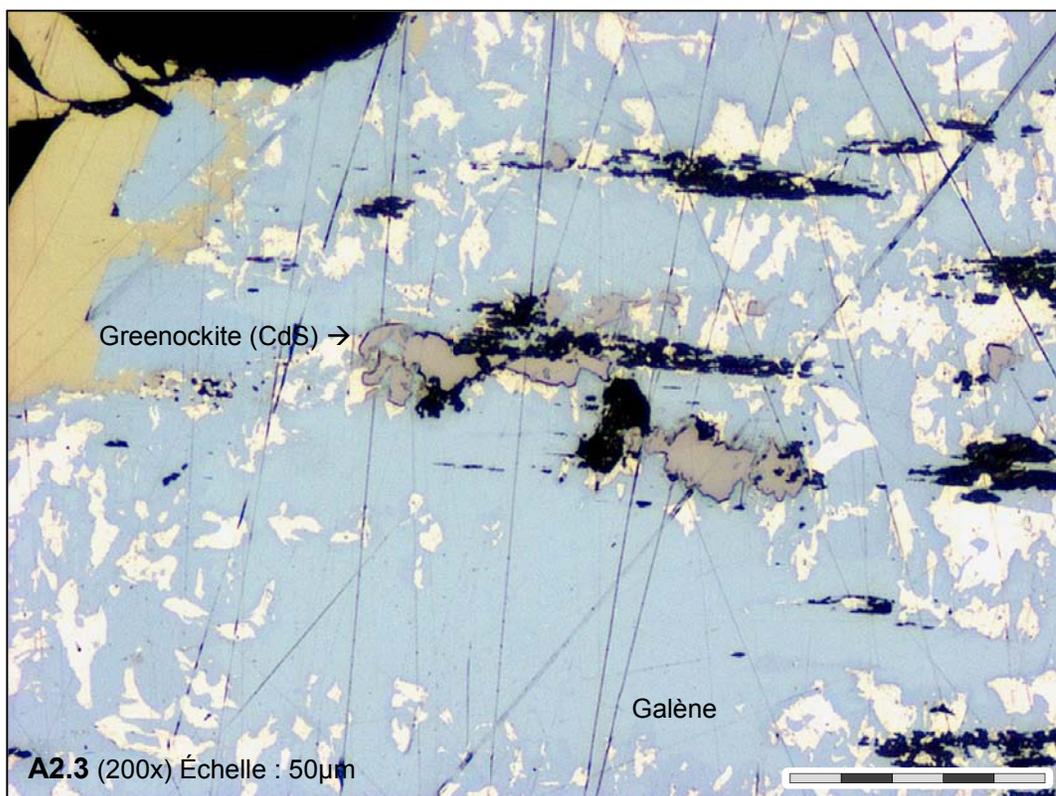
A1.20

Présence de hessite (Ag_2Te) dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18112.

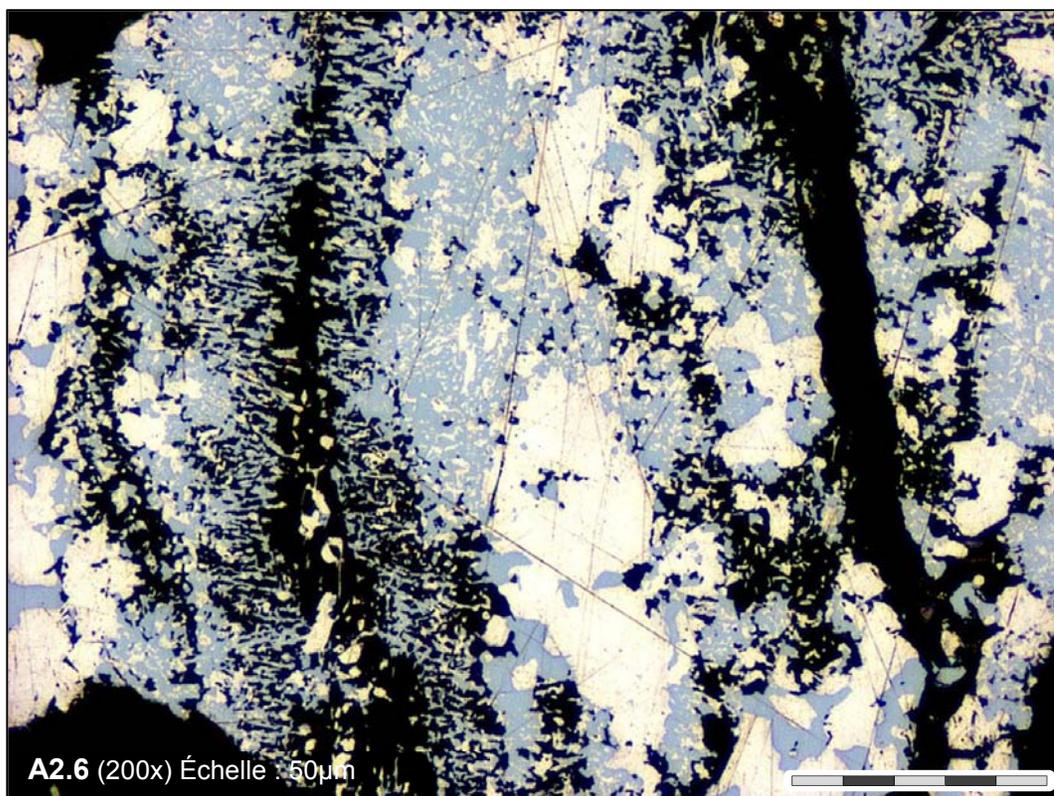
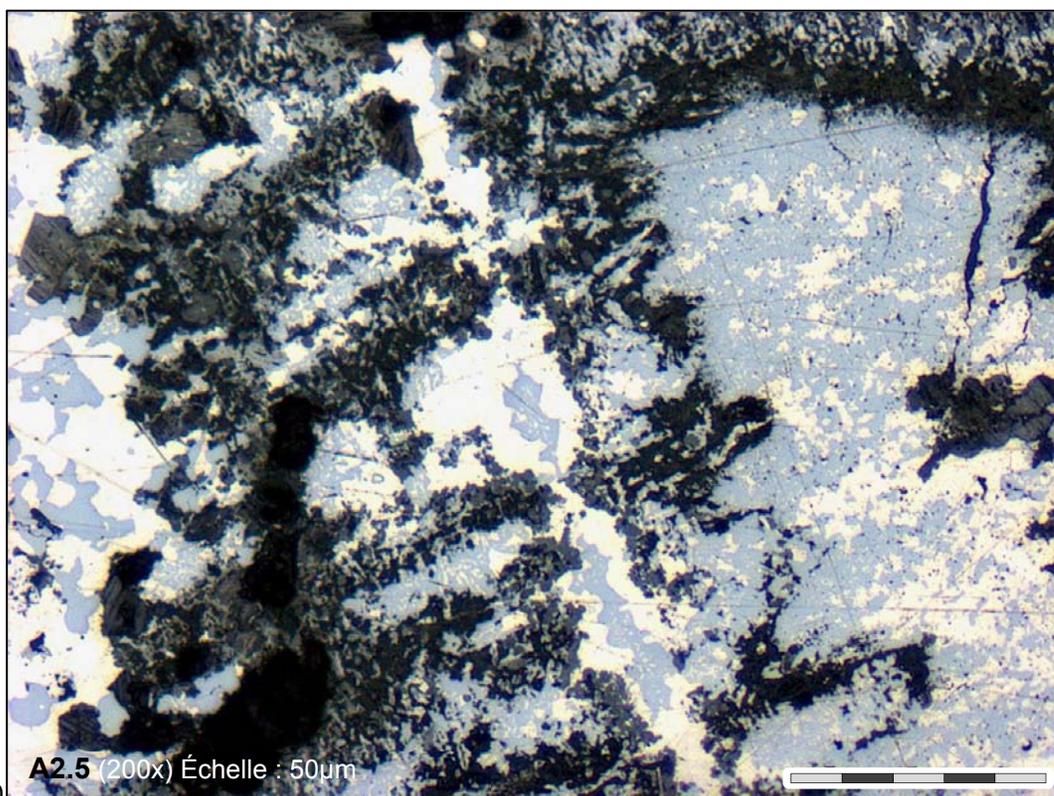
ANNEXE 2
Photos de l'échantillon 18588



Présence de greenockite (CdS) et de fines inclusions de bismuth natif (flèches), jusqu'à sub-microscopiques, orientées dans la galène de l'échantillon 18588.

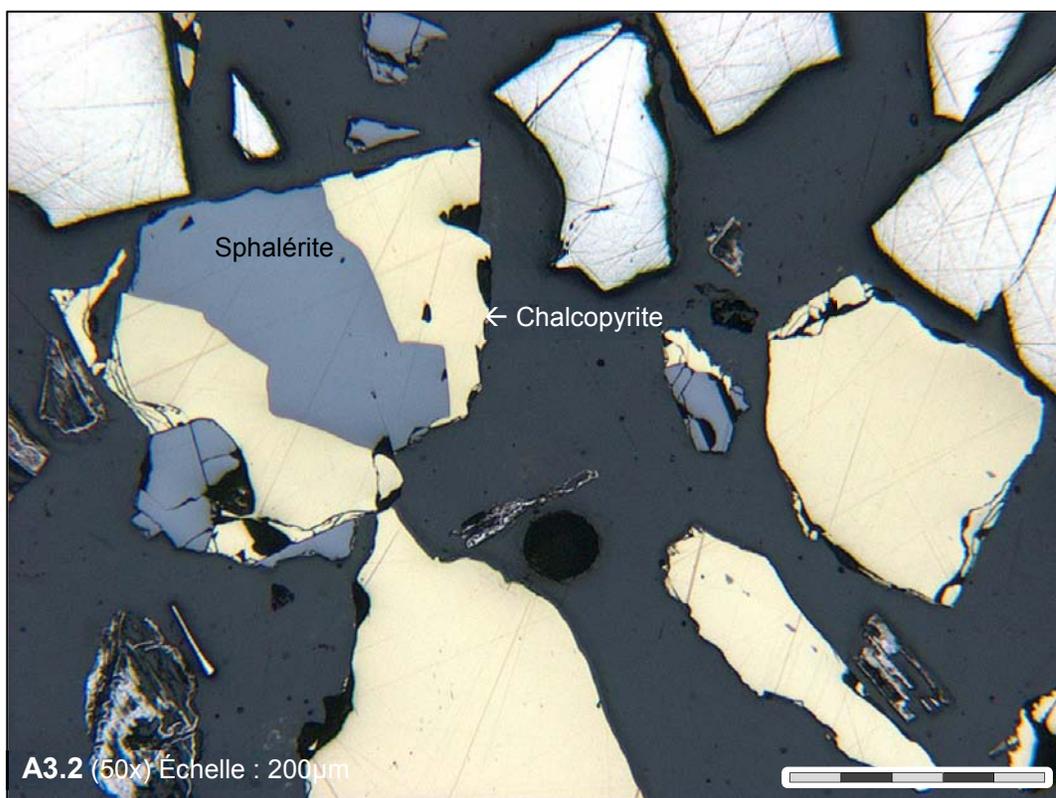
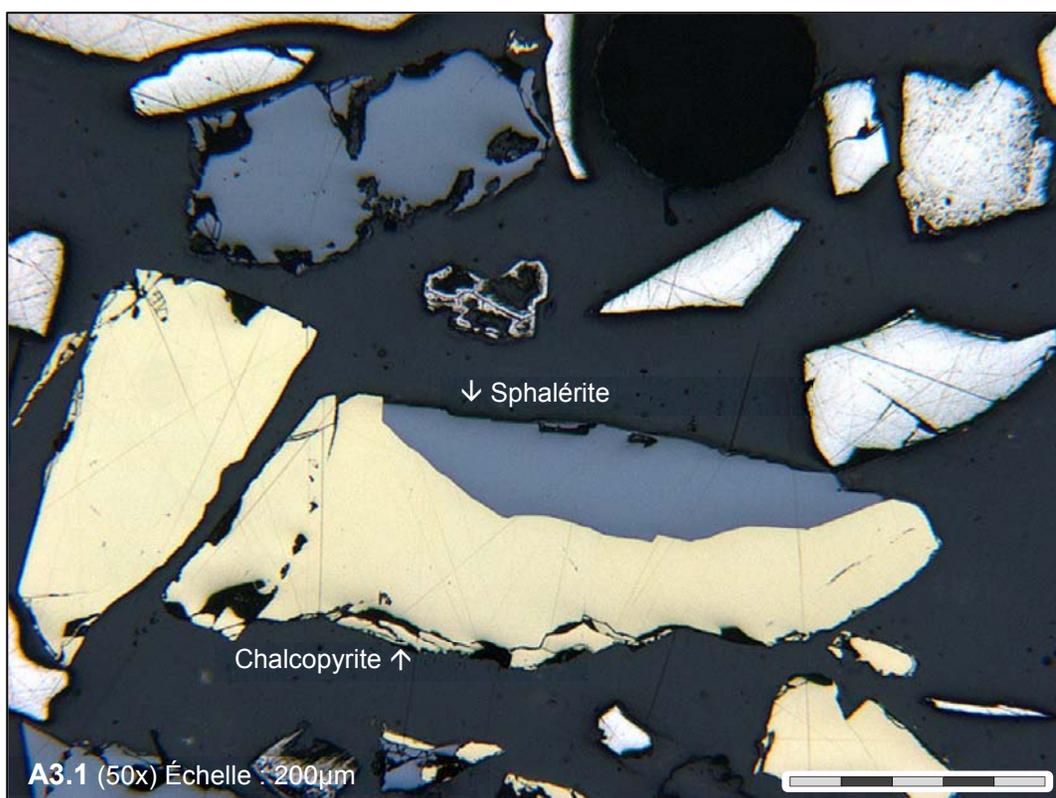


Présence de greenockite dans la galène de l'échantillon 18588.

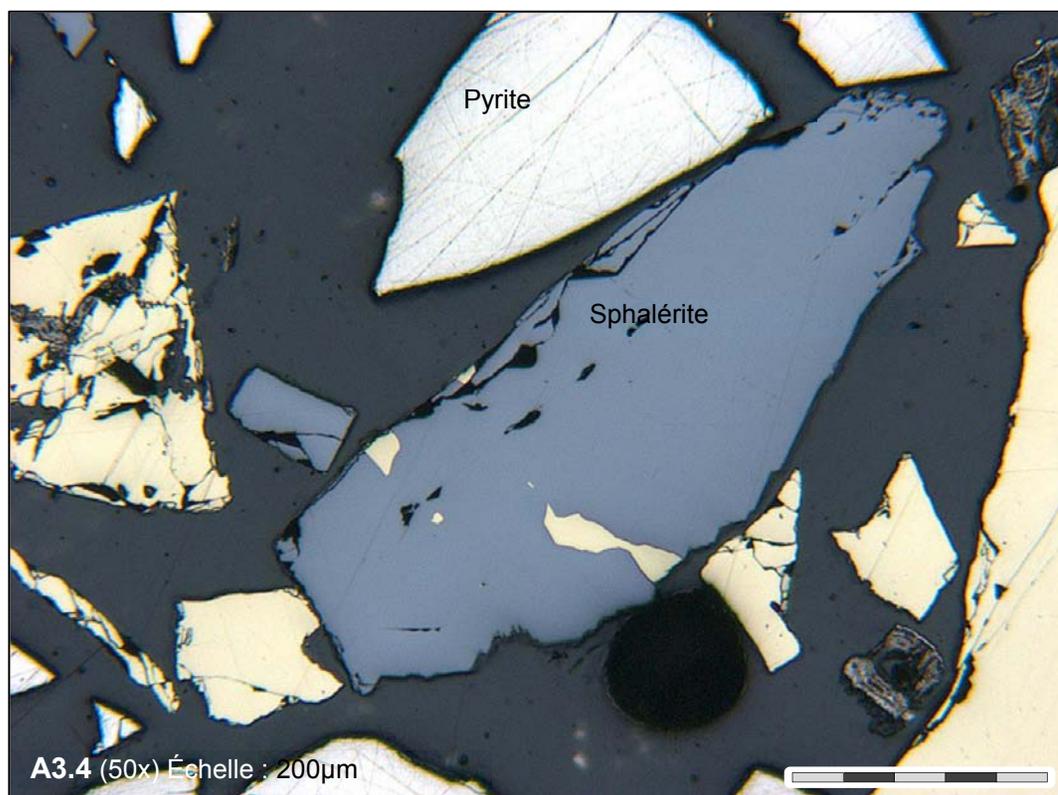
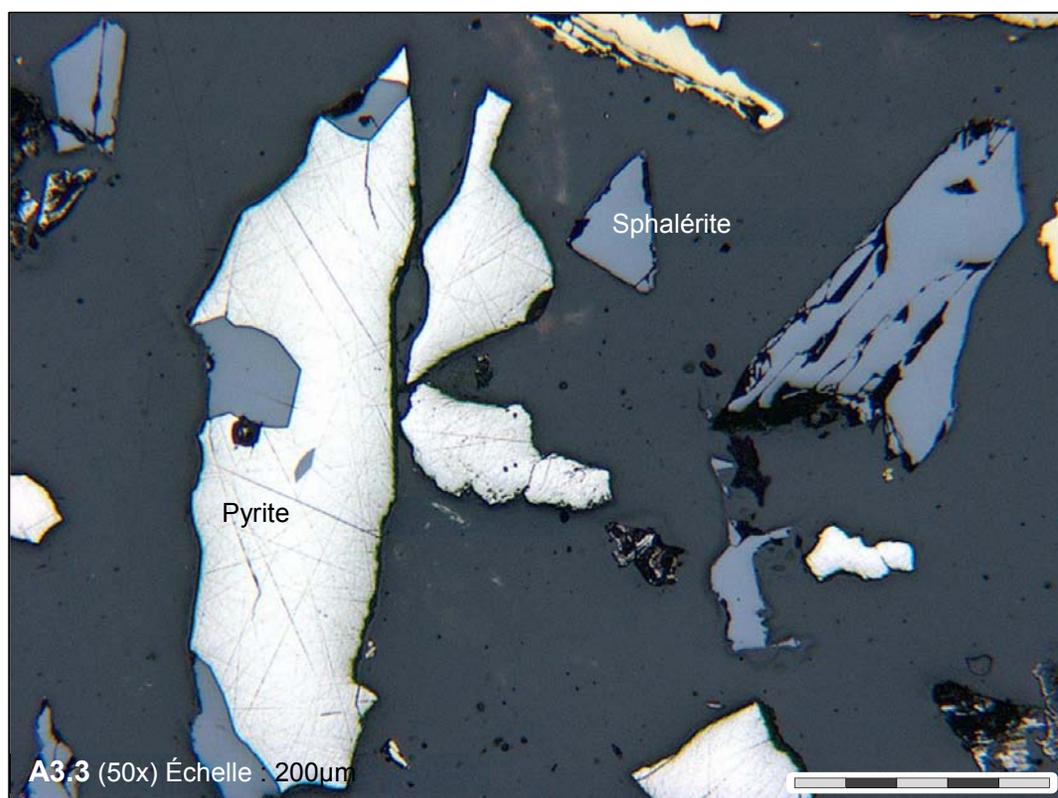


Relation entre la minéralisation Pb-Bi et la gangue non métallique (en noir) dans l'échantillon 18588.

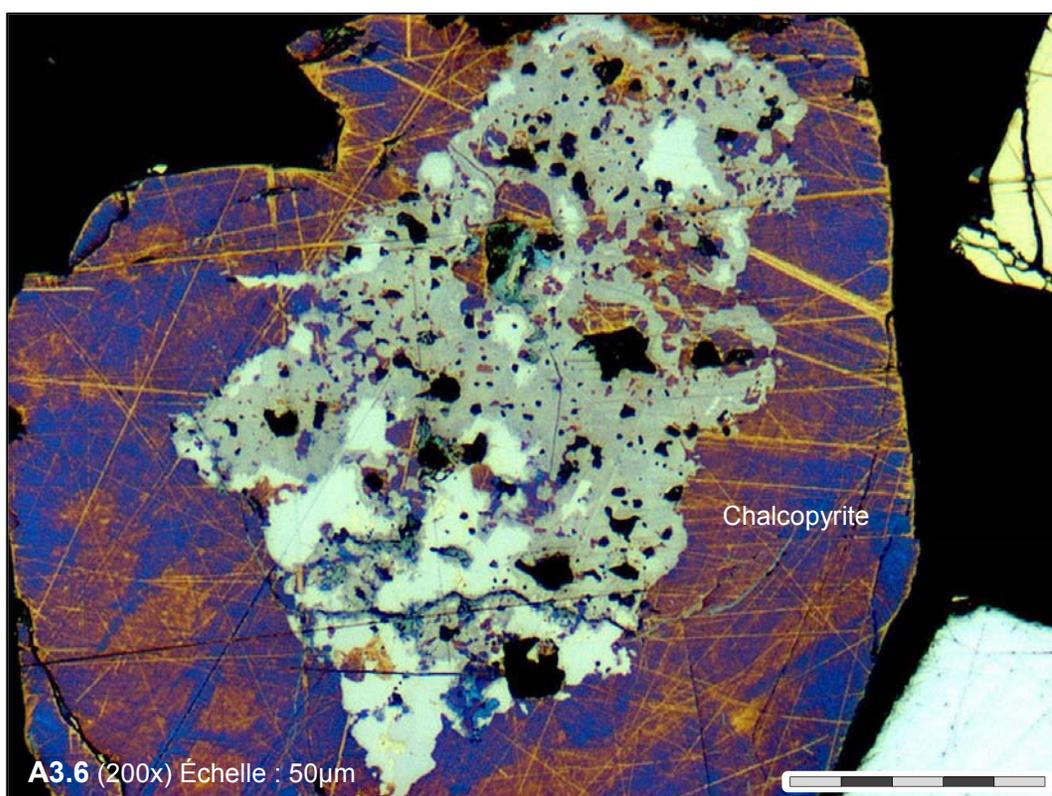
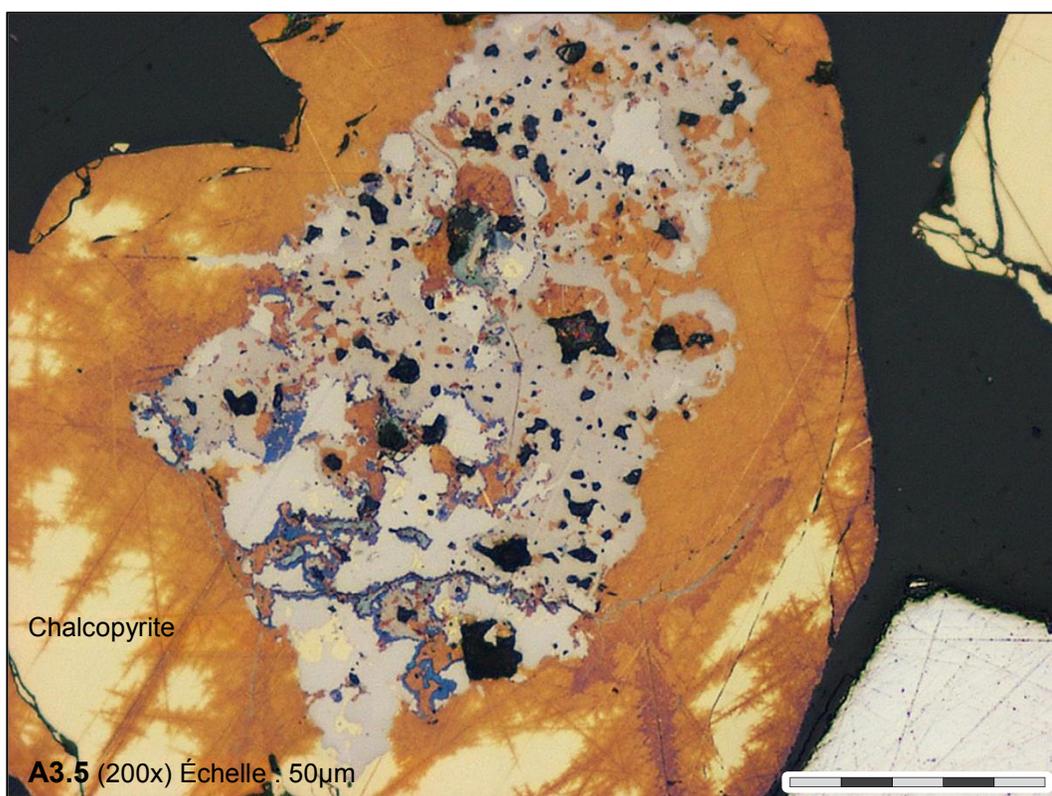
ANNEXE 3
Photos de l'échantillon 18181



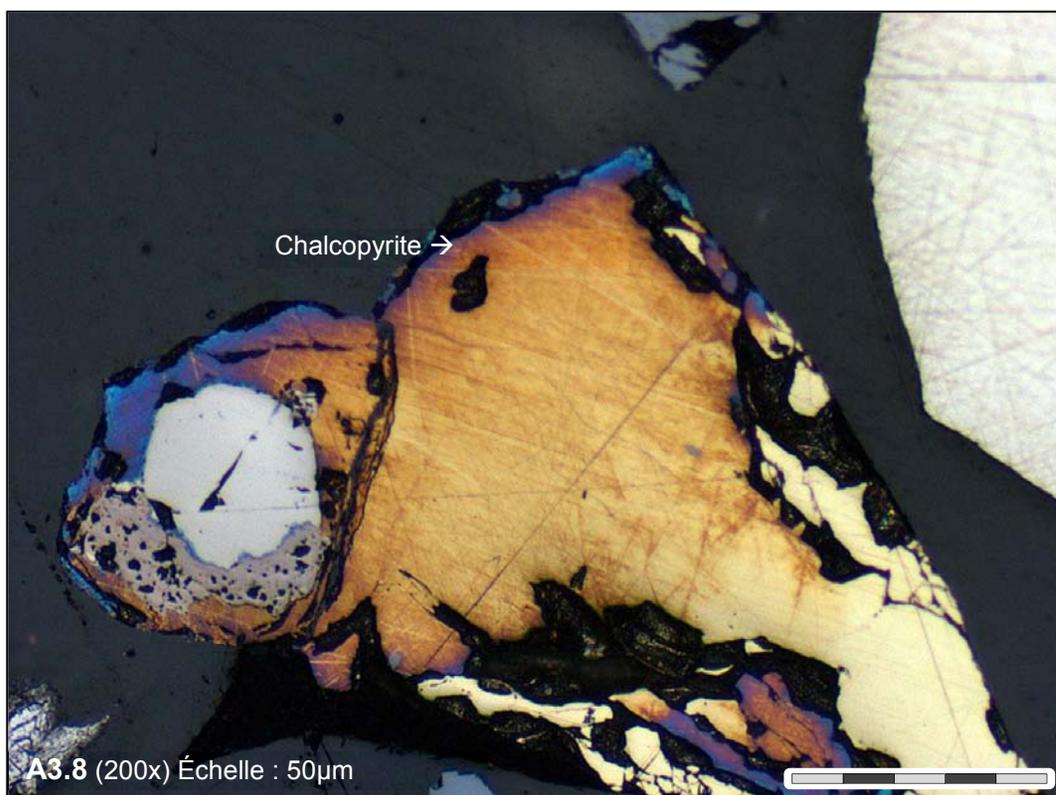
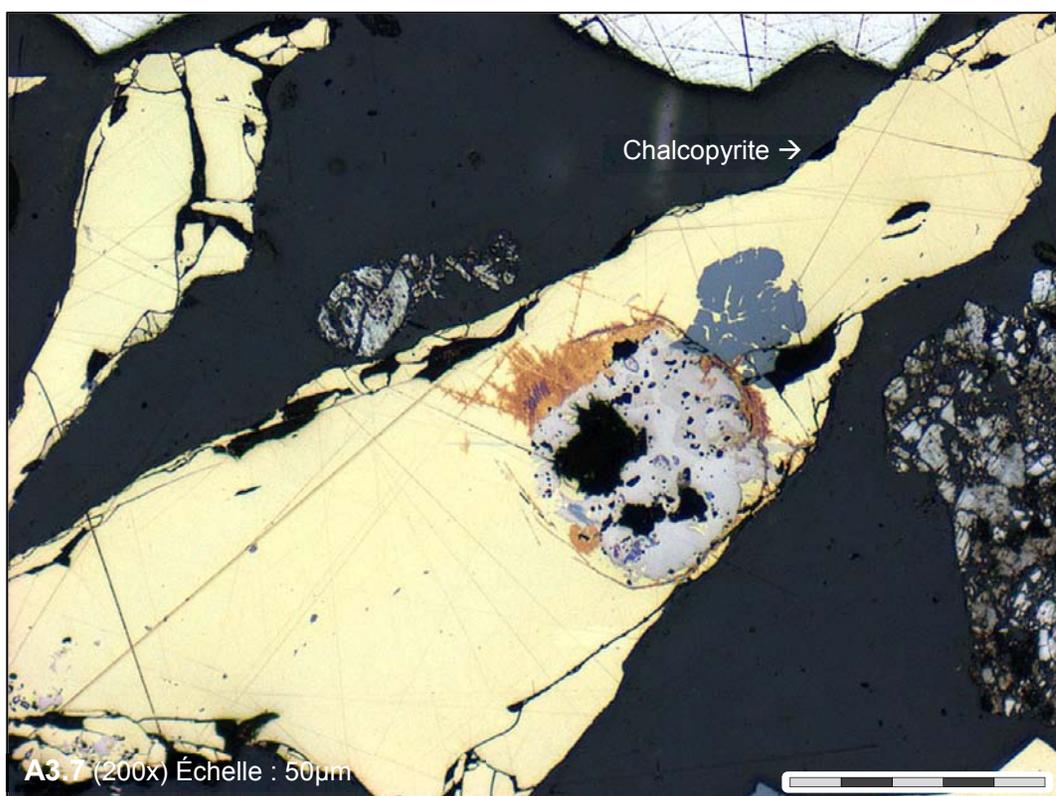
Aspect général des particules mixtes de sphalérite-chalcopyrite dans l'échantillon 18181



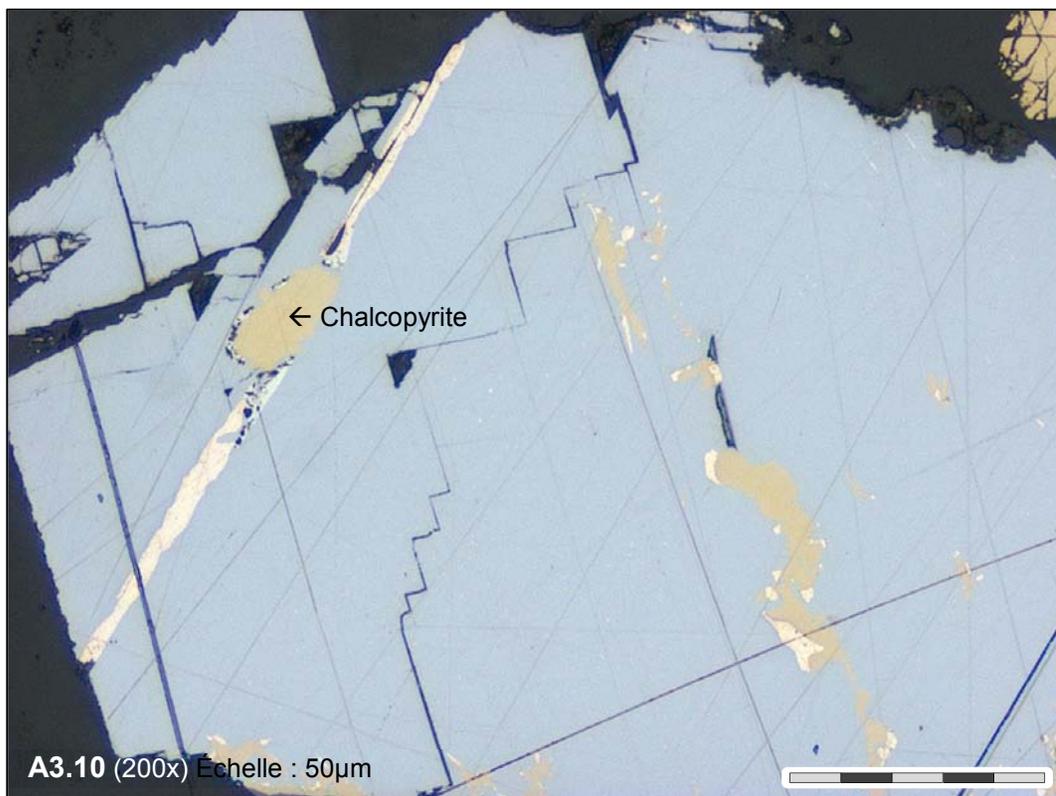
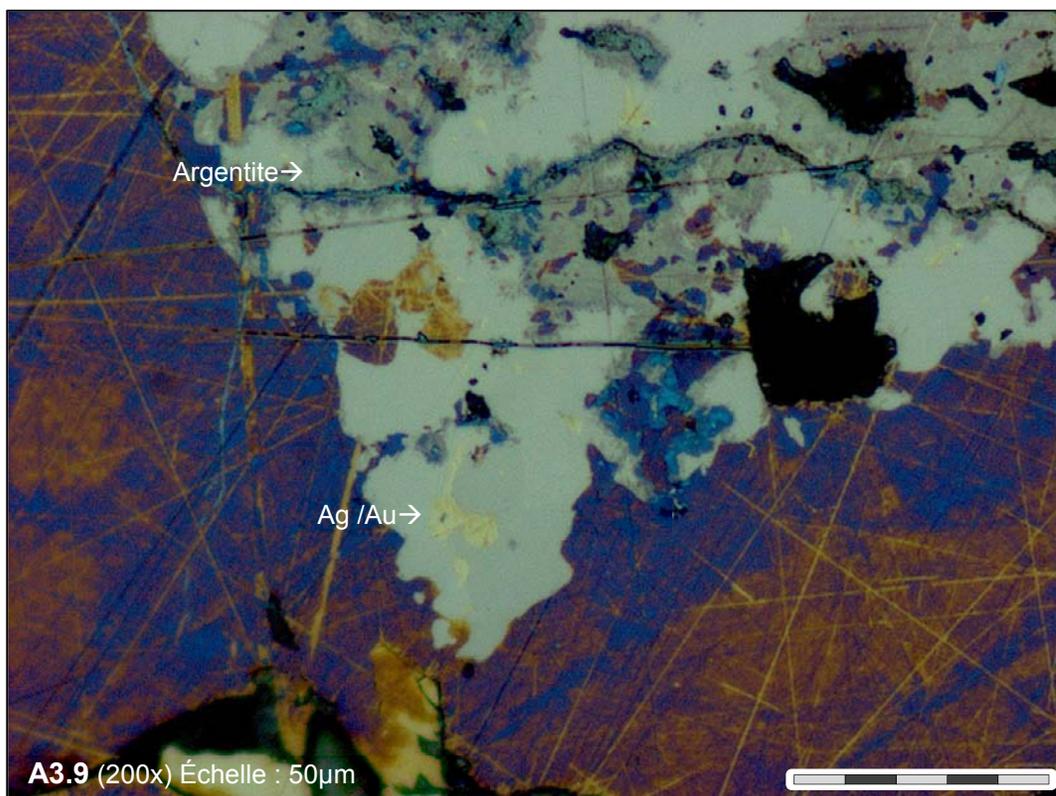
Aspect général des particules de sphalérite libre dans l'échantillon 18181



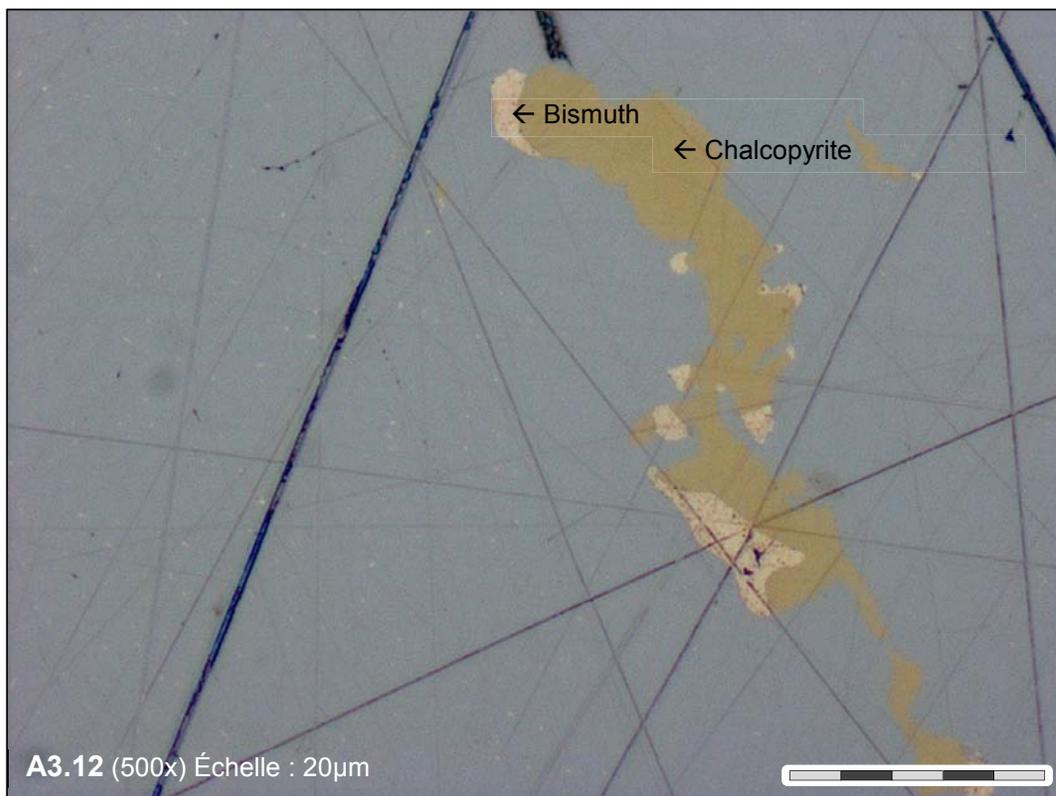
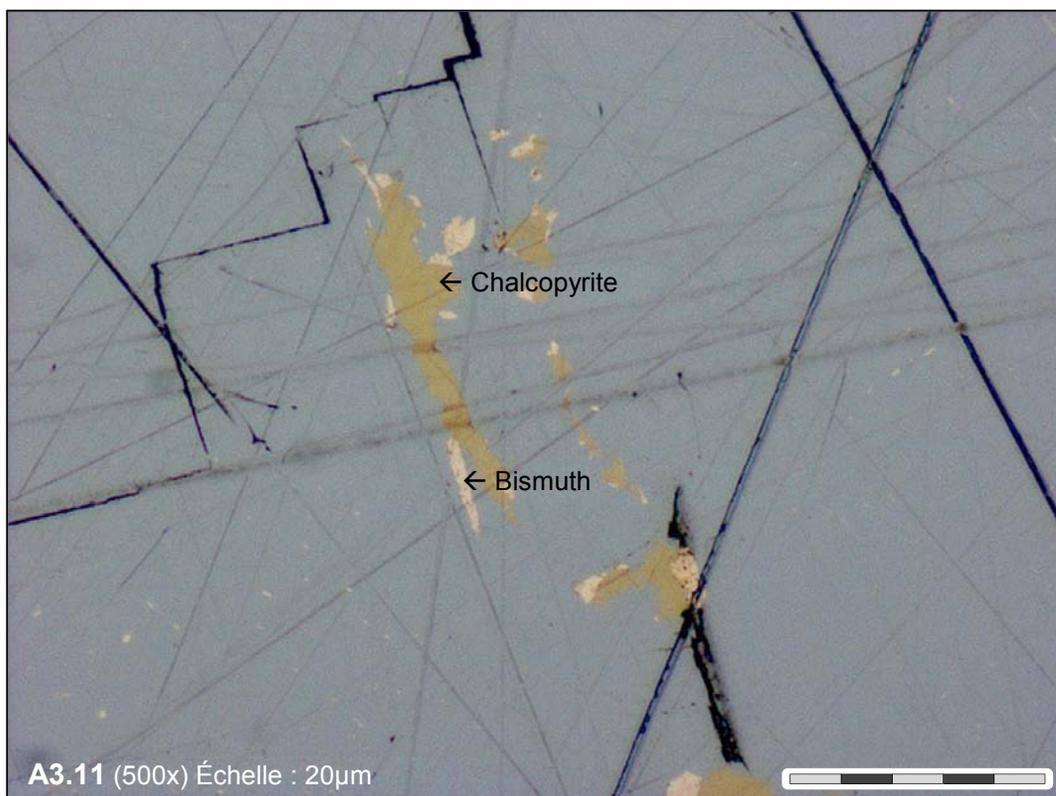
Aspect général de la minéralisation pyrrhotite-argentite en inclusion dans la chalcopyrite, dans l'échantillon 18181. La réaction galvanique due à l'argent natif ternit la surface de la chalcopyrite.



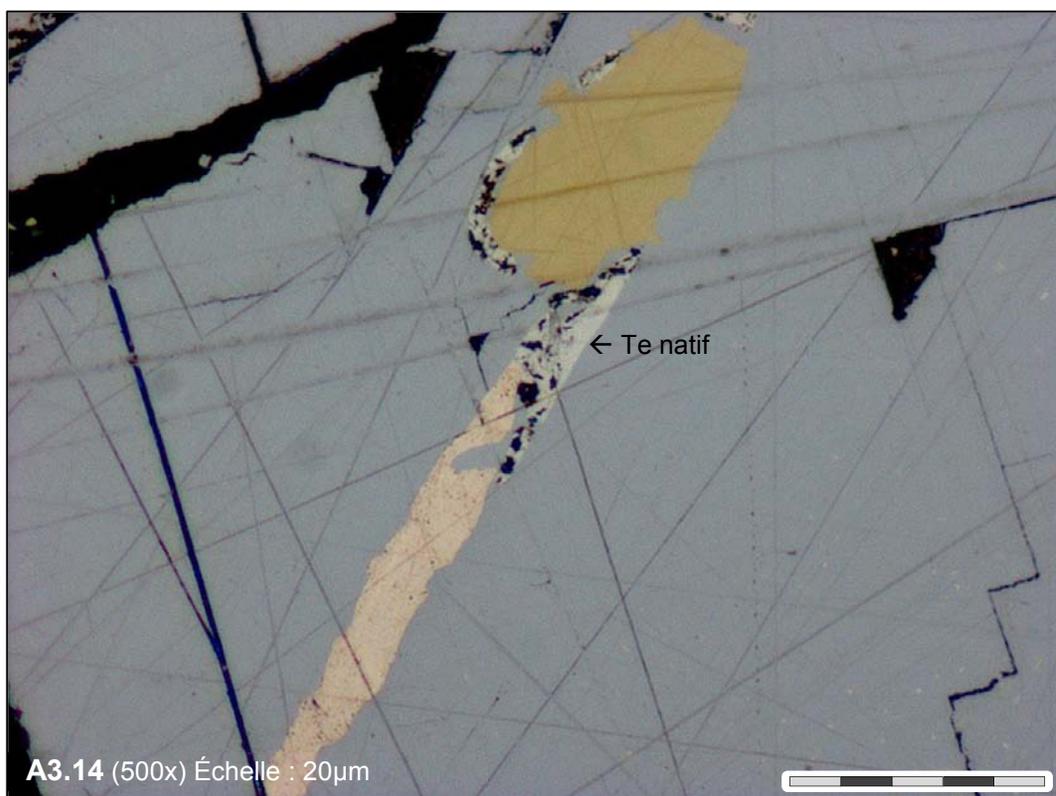
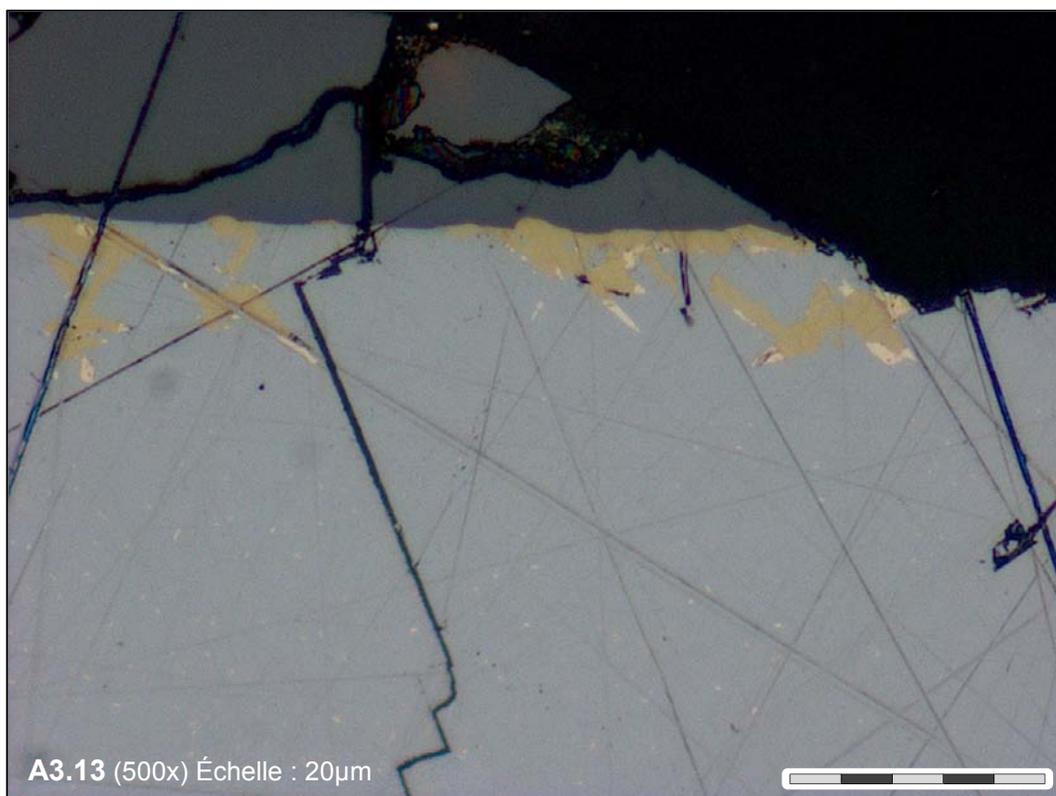
Aspect général de la minéralisation pyrrhotite-argentite en inclusion dans la chalcopyrite, dans l'échantillon 18181



Détail de la minéralisation de pyrrhotite-argentite et association de la chalcopryrite et du bismuth en inclusion dans la galène, dans l'échantillon 18181.

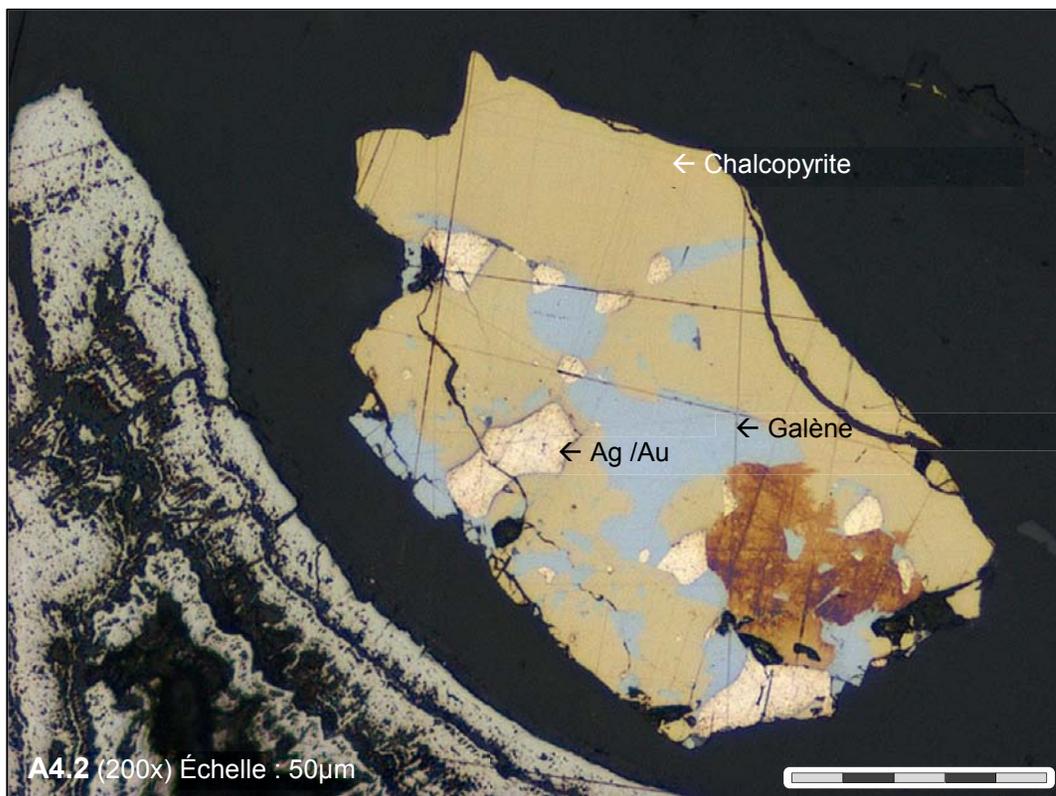
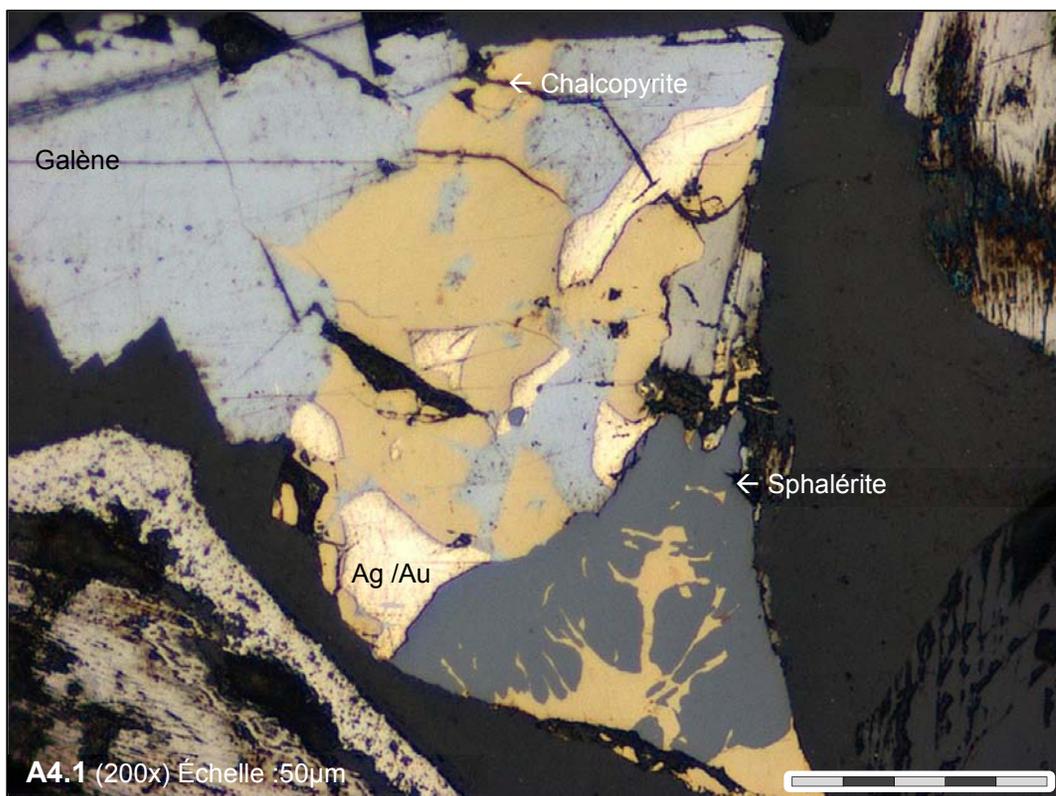


Détails de l'association entre la chalcopyrite et le bismuth en inclusion dans la galène, dans l'échantillon 18181.

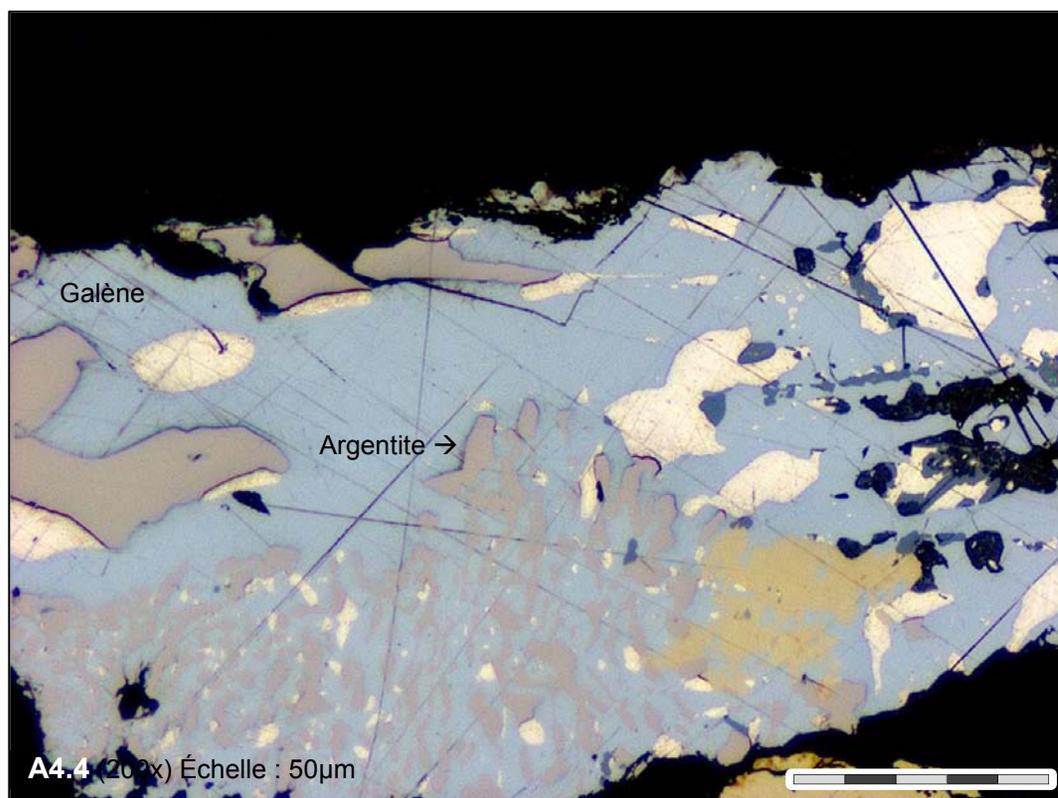
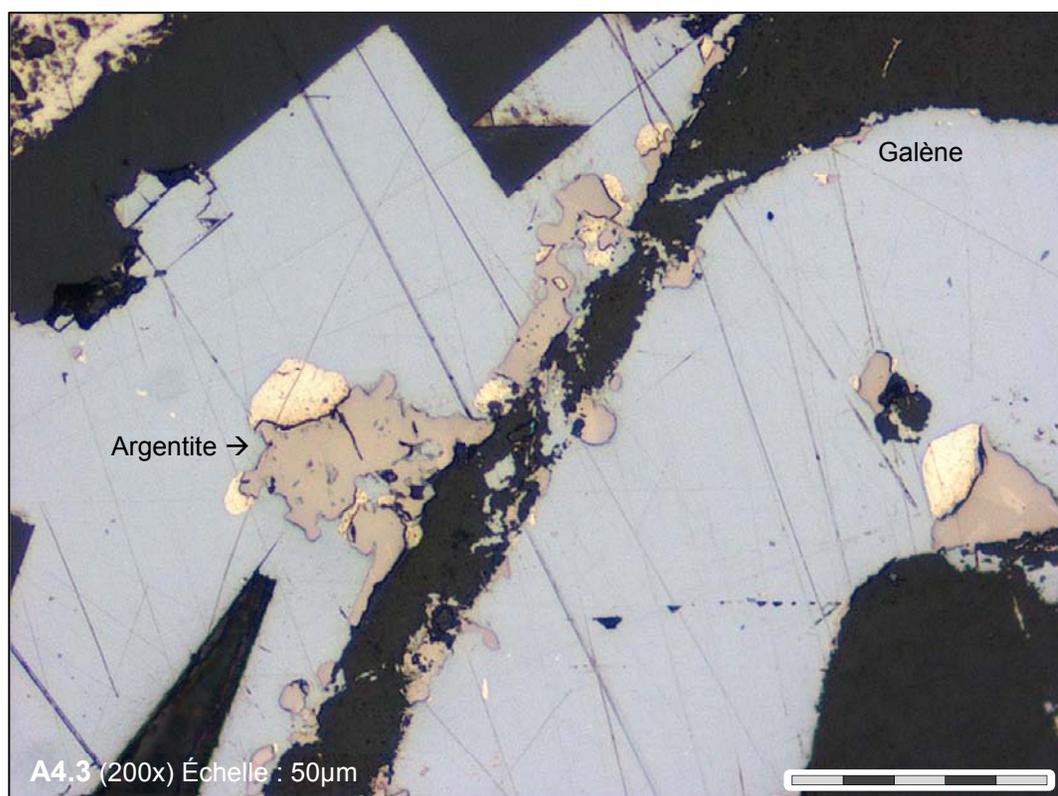


Détails de l'association entre la chalcopryrite et le bismuth en inclusion dans la galène, dans l'échantillon 18181. Présence d'un film de tellure natif entourant la chalcopryrite.

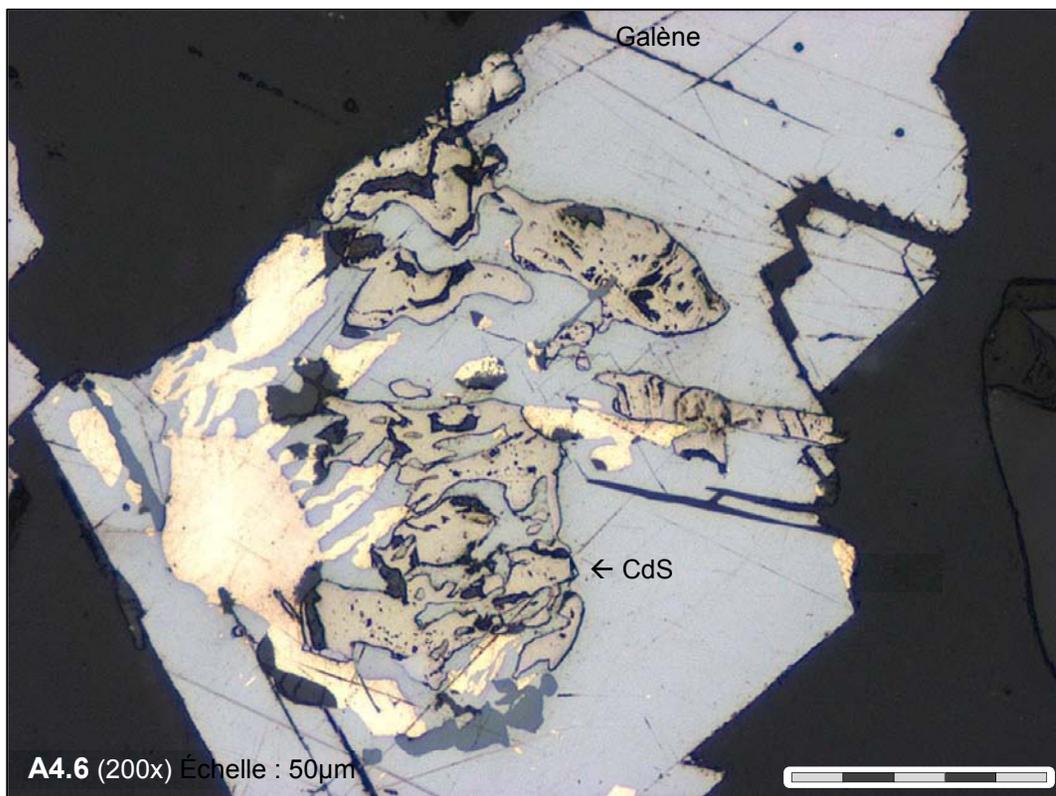
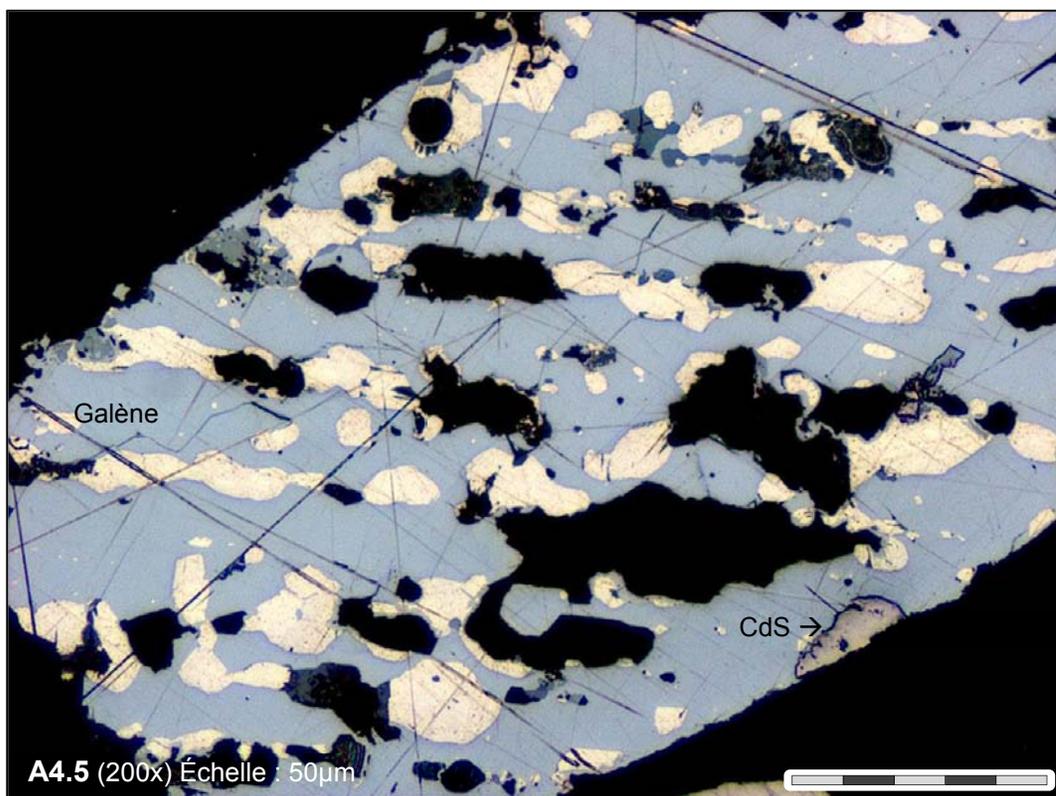
ANNEXE 4
Photos de l'échantillon 18460



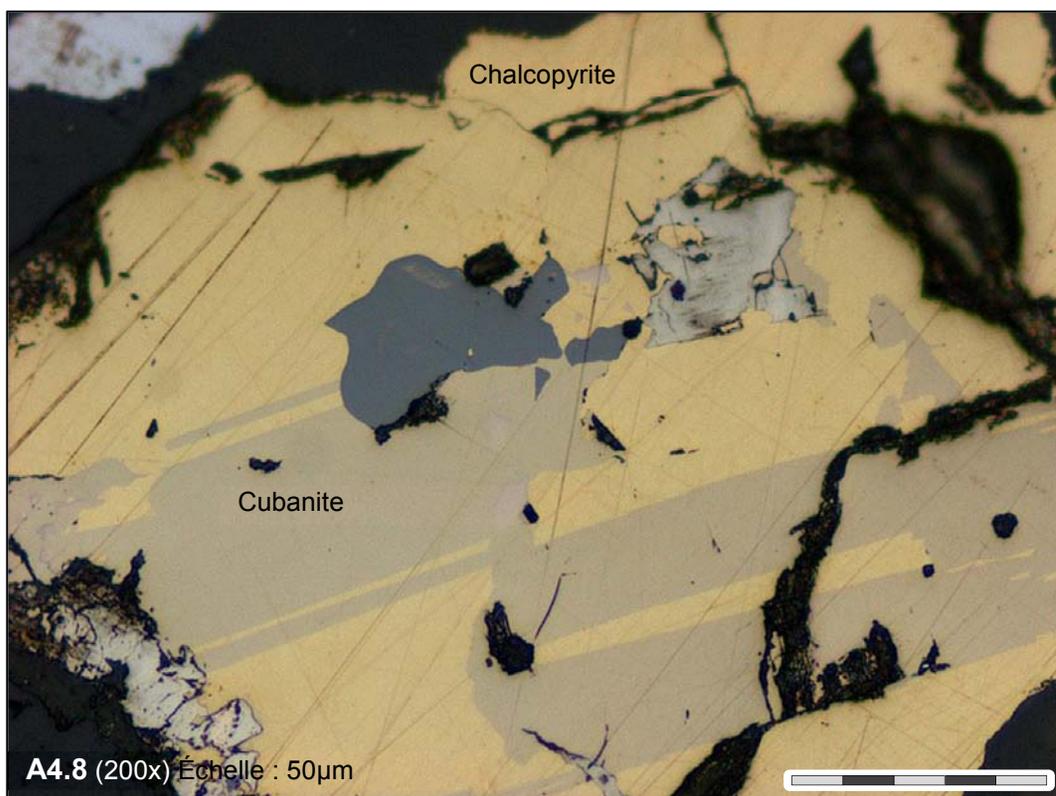
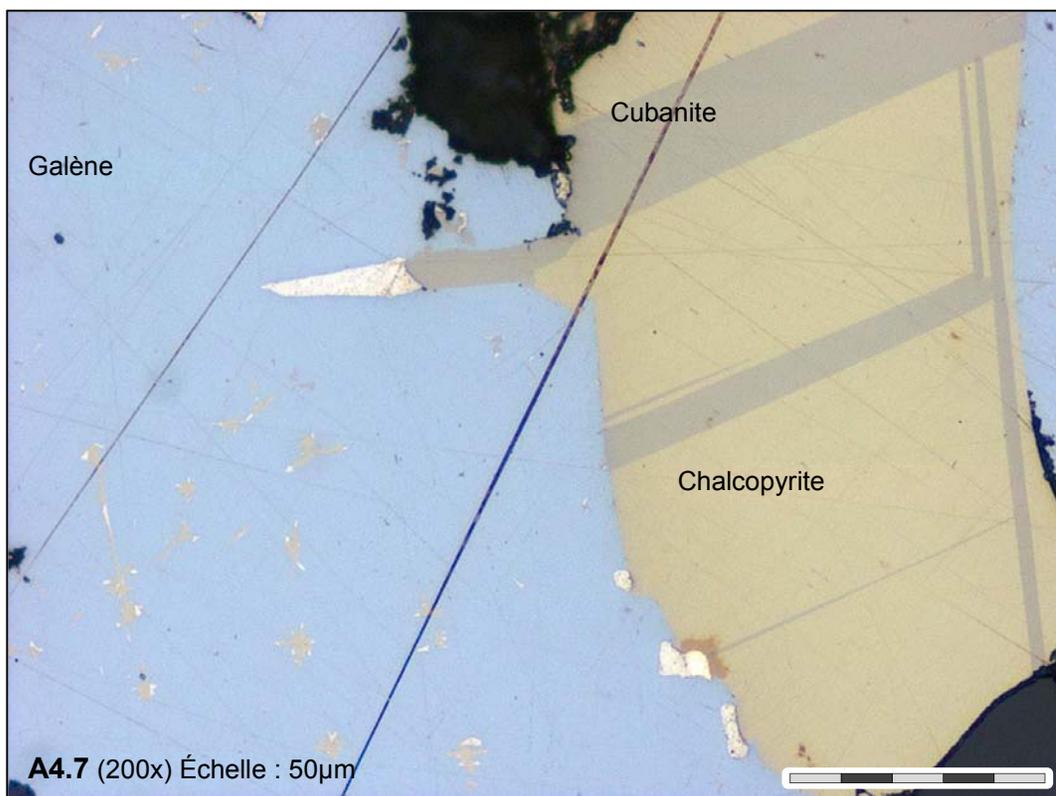
Argent natif, légèrement aurifère et argent natif dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18460



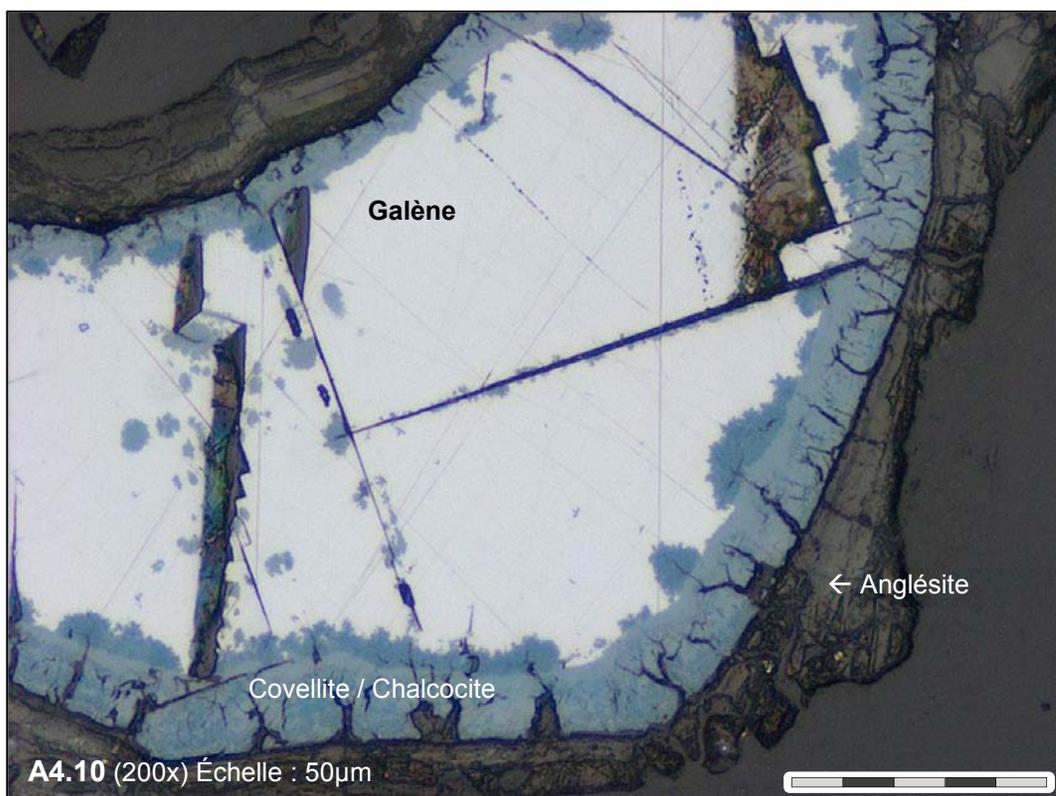
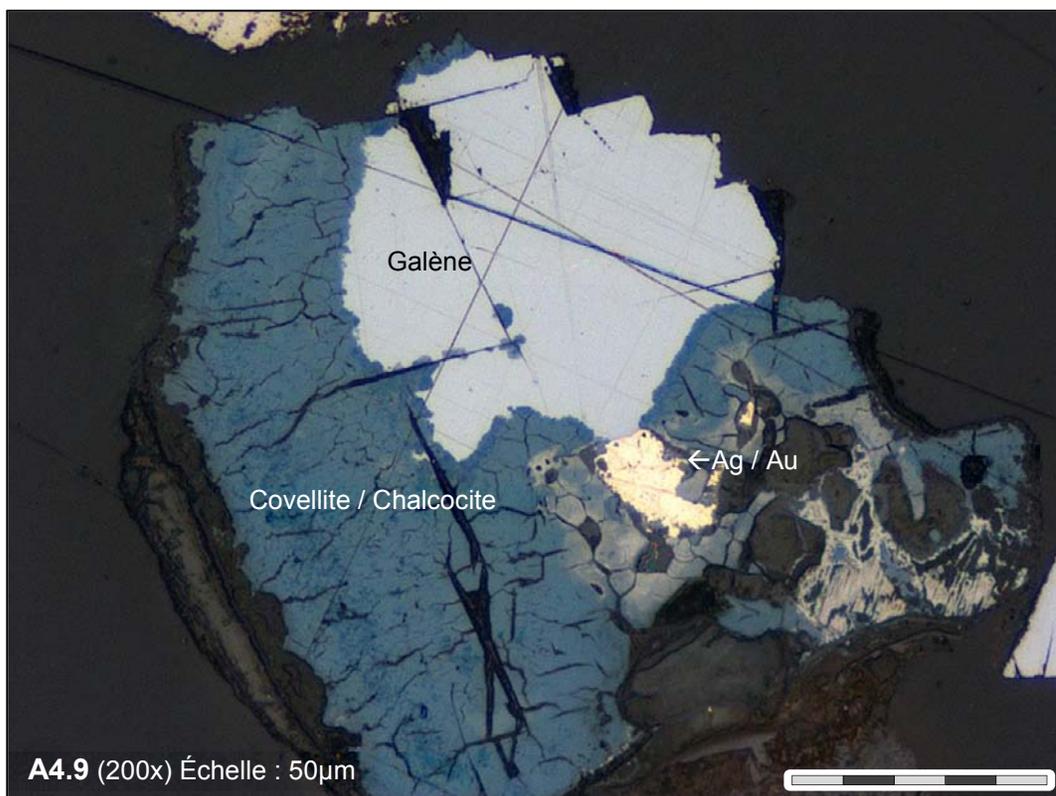
Argentite dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18460.



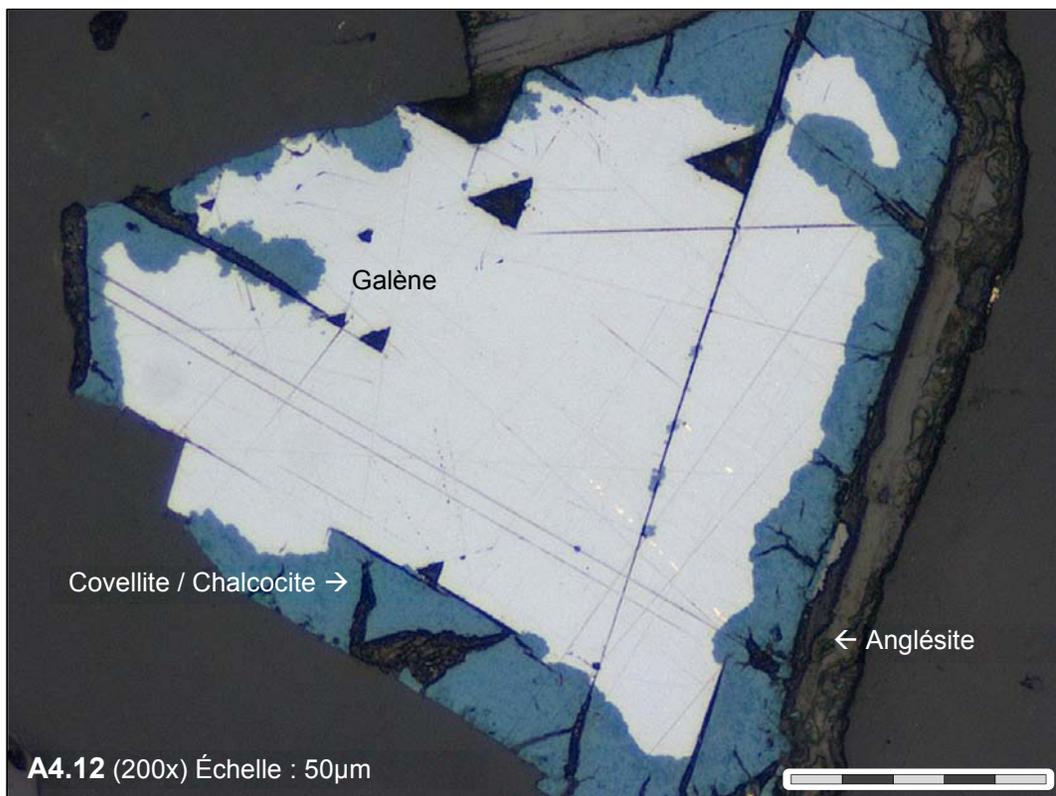
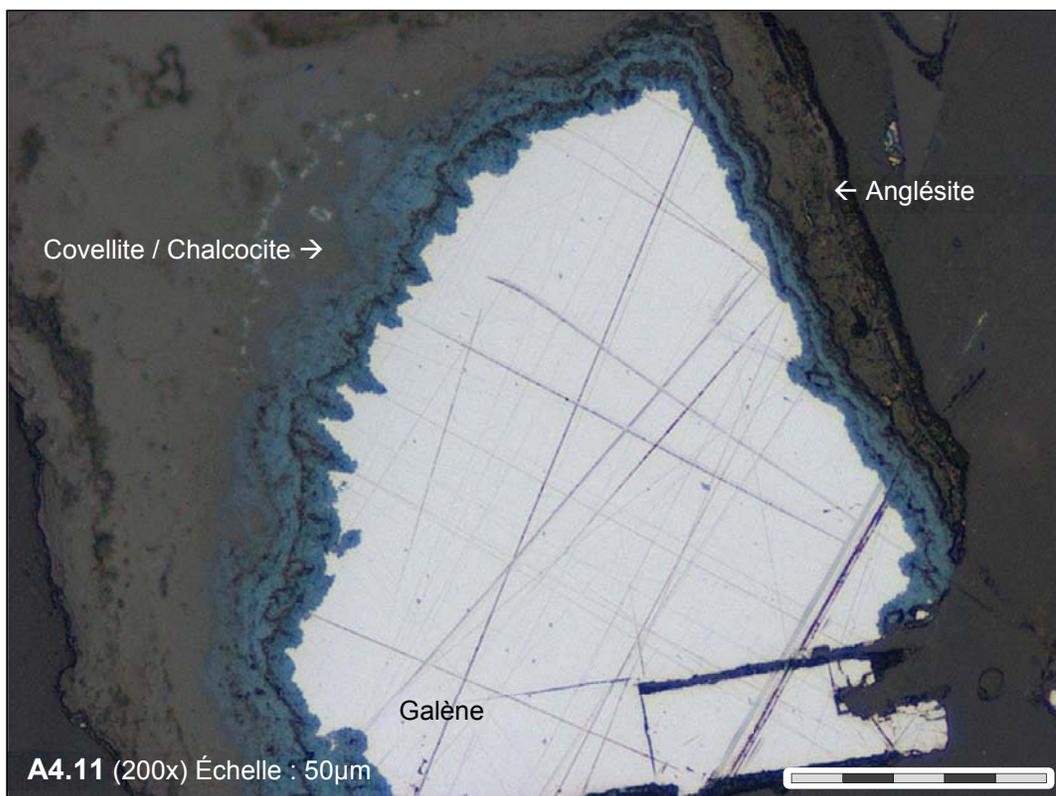
Greenockite (CdS) dans la minéralisation Pb-Bi dans l'échantillon 18460.



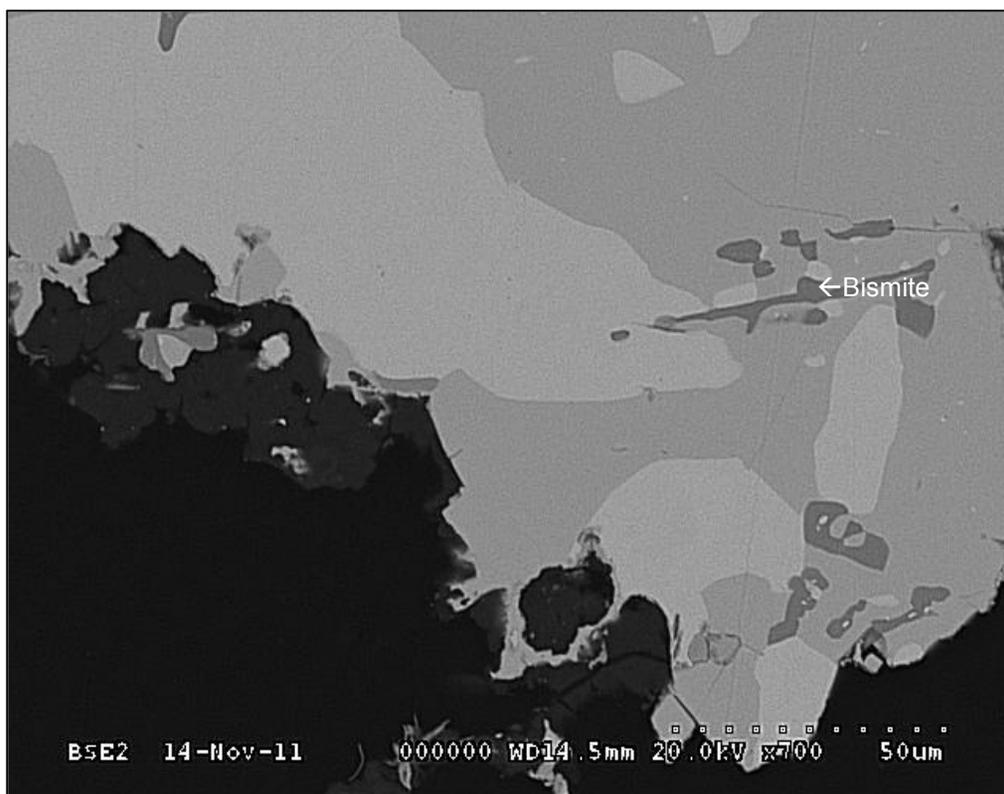
Lamelles de cubanite (CuFe_2S_3) dans la chalcopyrite de l'échantillon 18460.



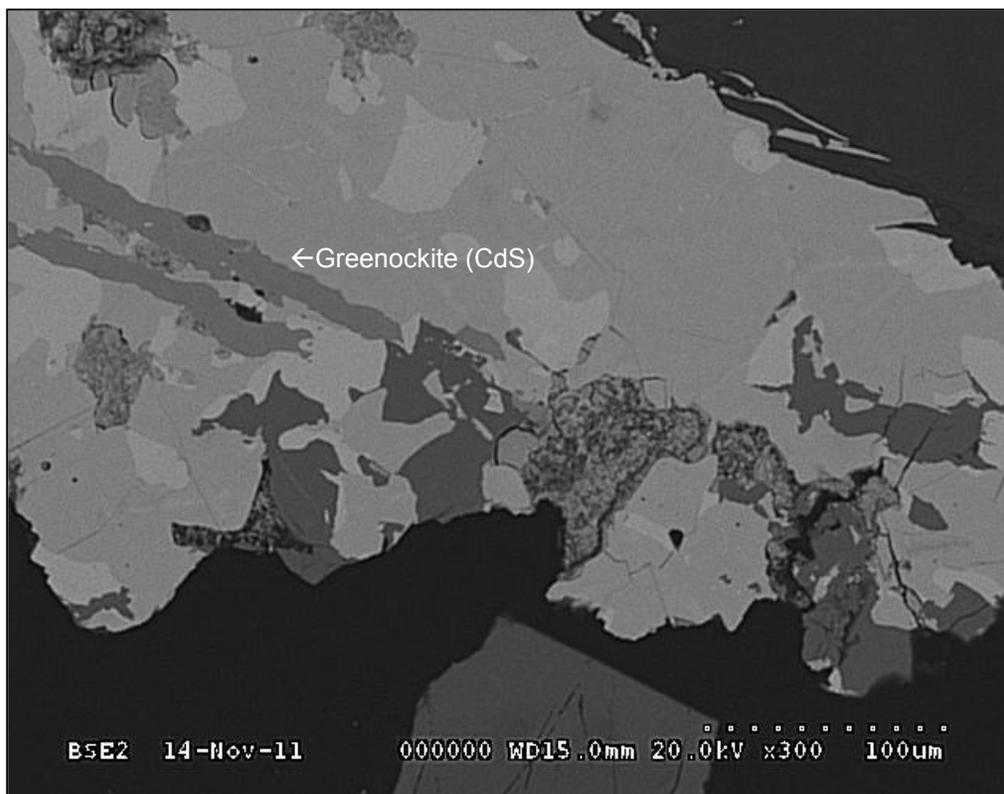
Précipitation de la covellite (CuS)-chalcocite (Cu_2S) sur la galène et formation d'anglésite (PbSO_4), dans l'échantillon 18460.



Précipitation de la covellite (CuS)-chalcocite (Cu_2S) sur la galène et formation d'anglésite (PbSO_4), dans l'échantillon 18460.

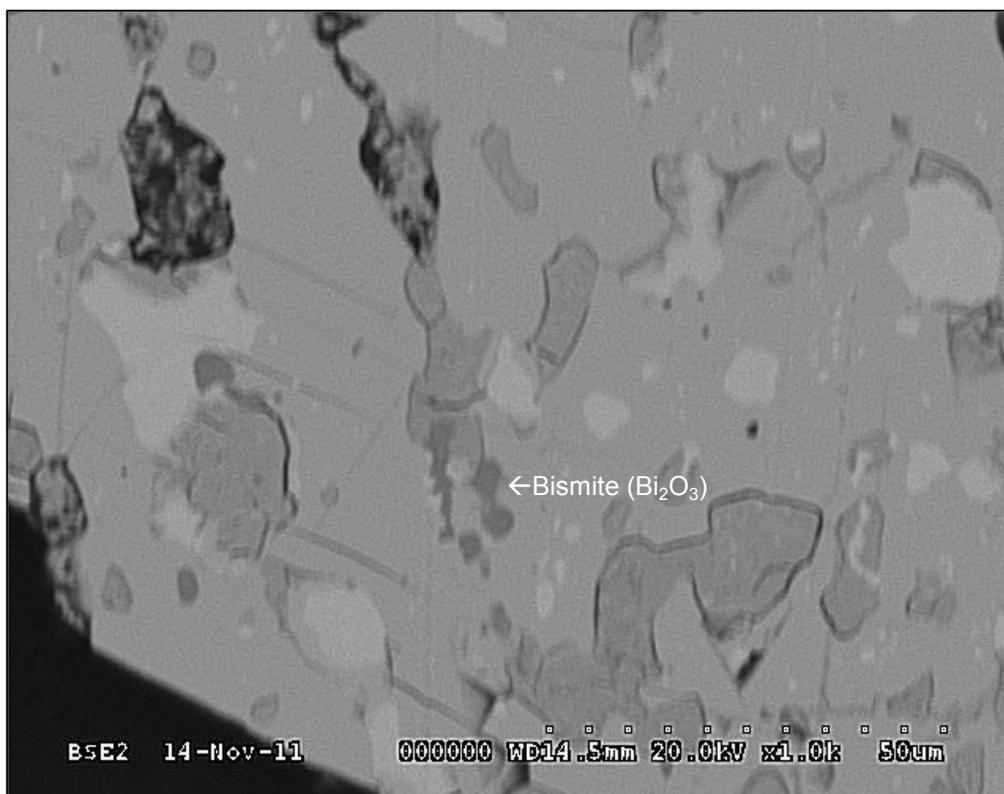


A4.13

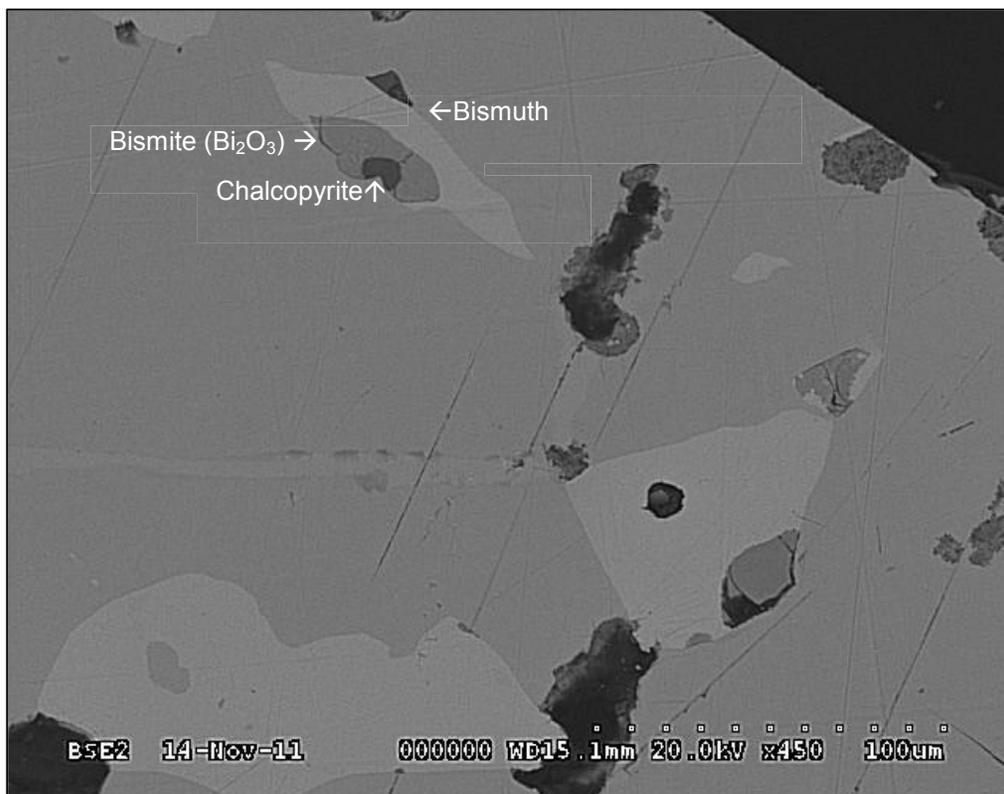


A4.14

Figure 27. Présence de bismite (Bi_2O_3) et de greenockite (CdS) dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18460.



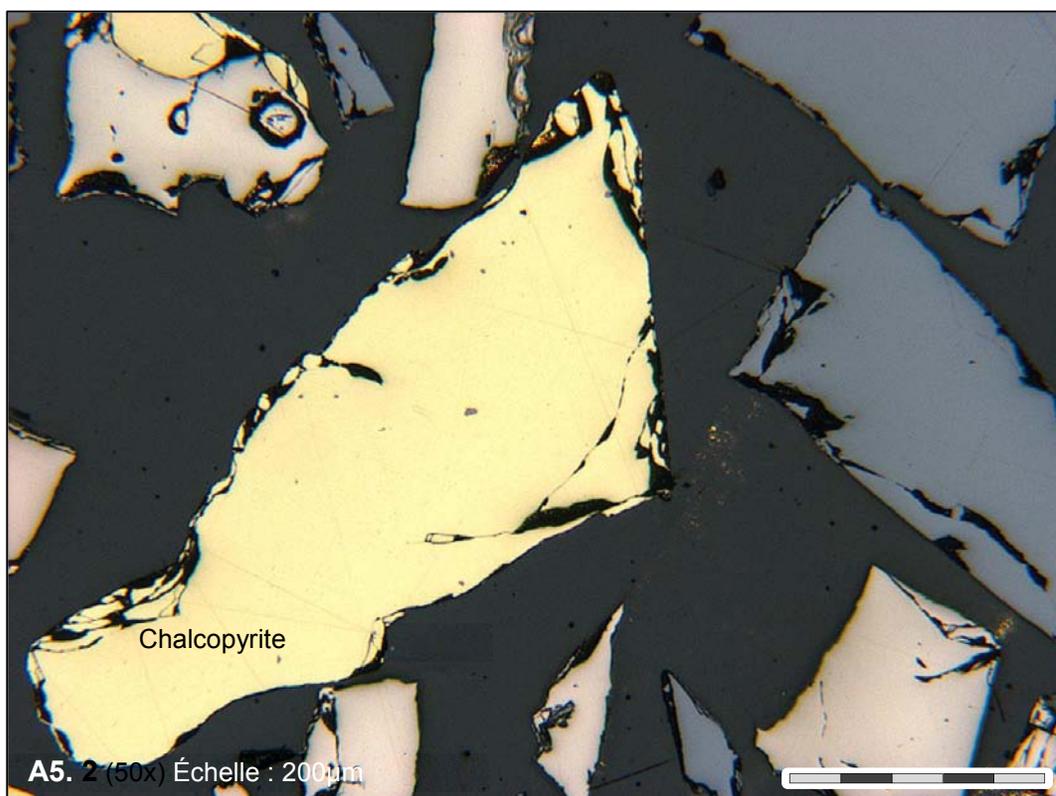
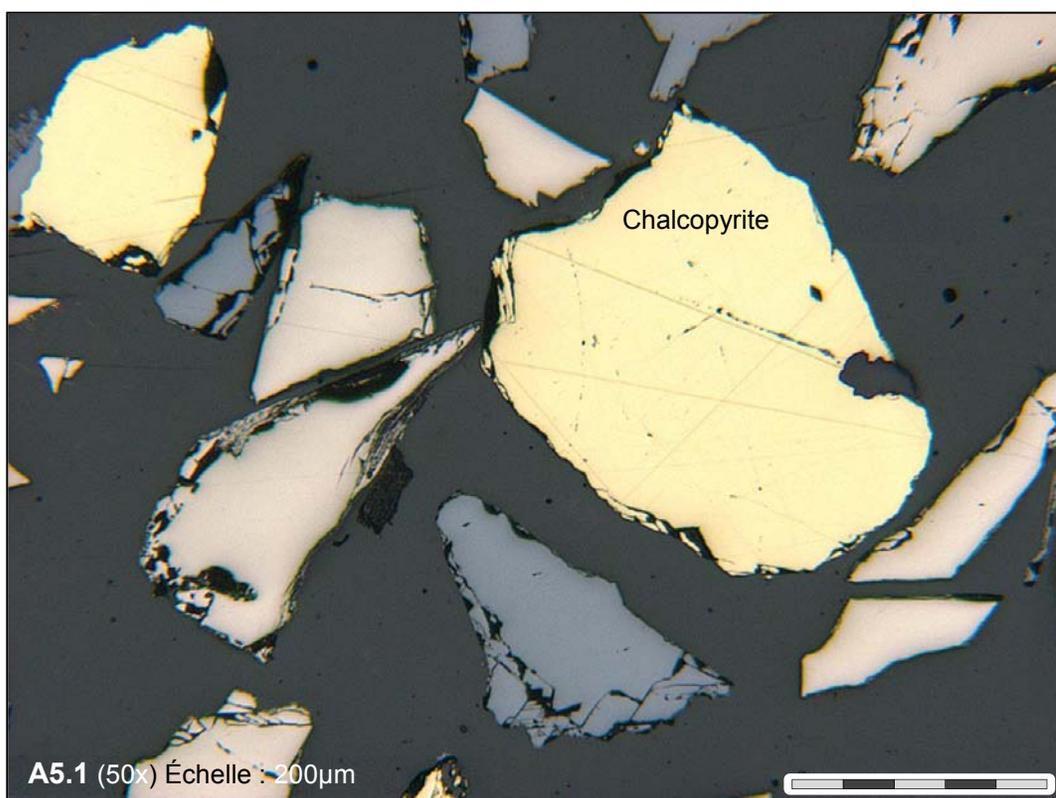
A4.15



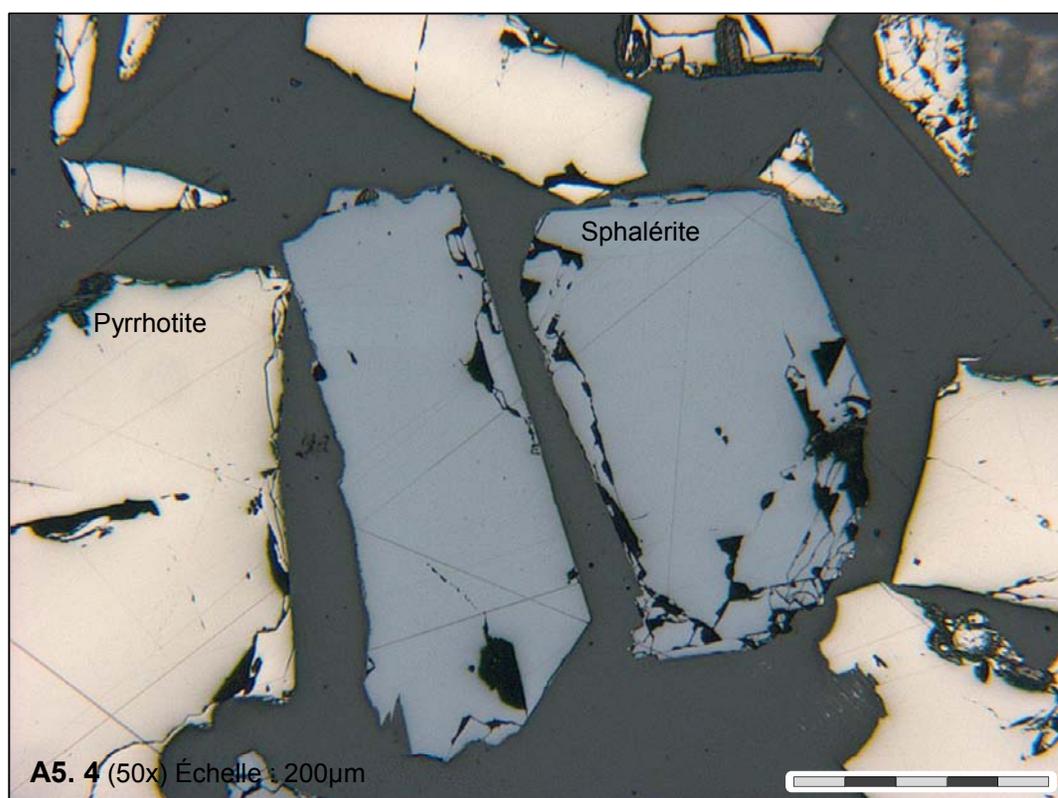
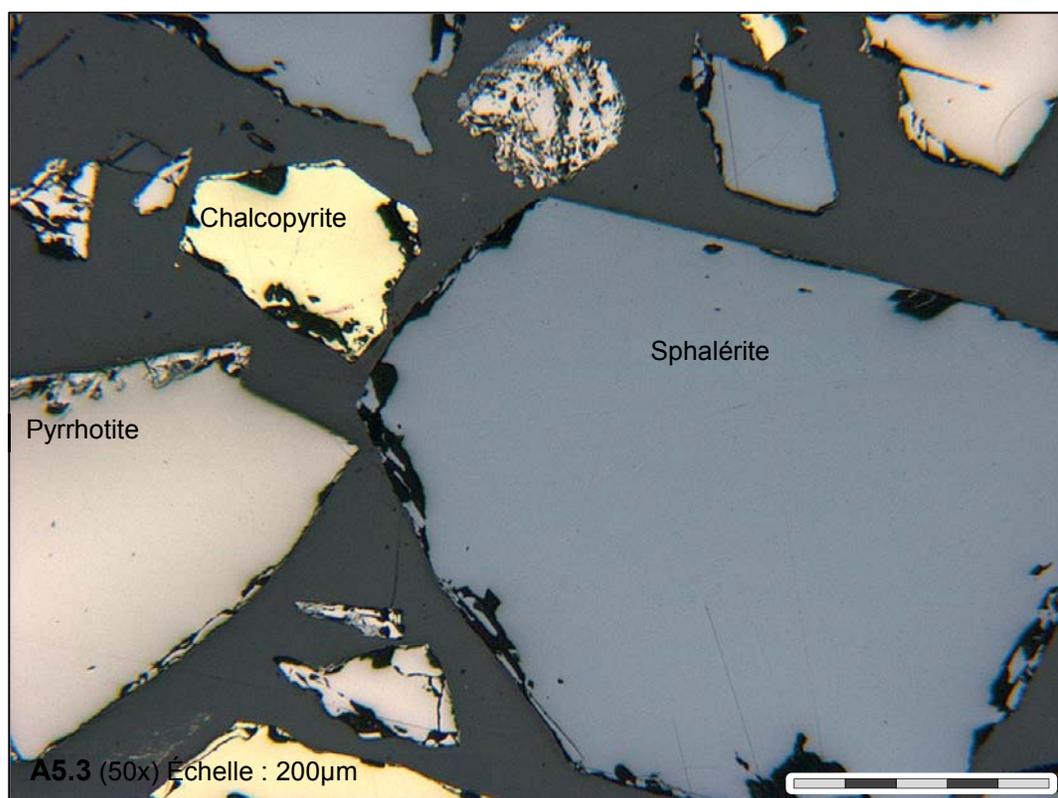
A4.16

Présence de bismite (Bi_2O_3) dans la minéralisation Pb-Bi de l'échantillon 18460

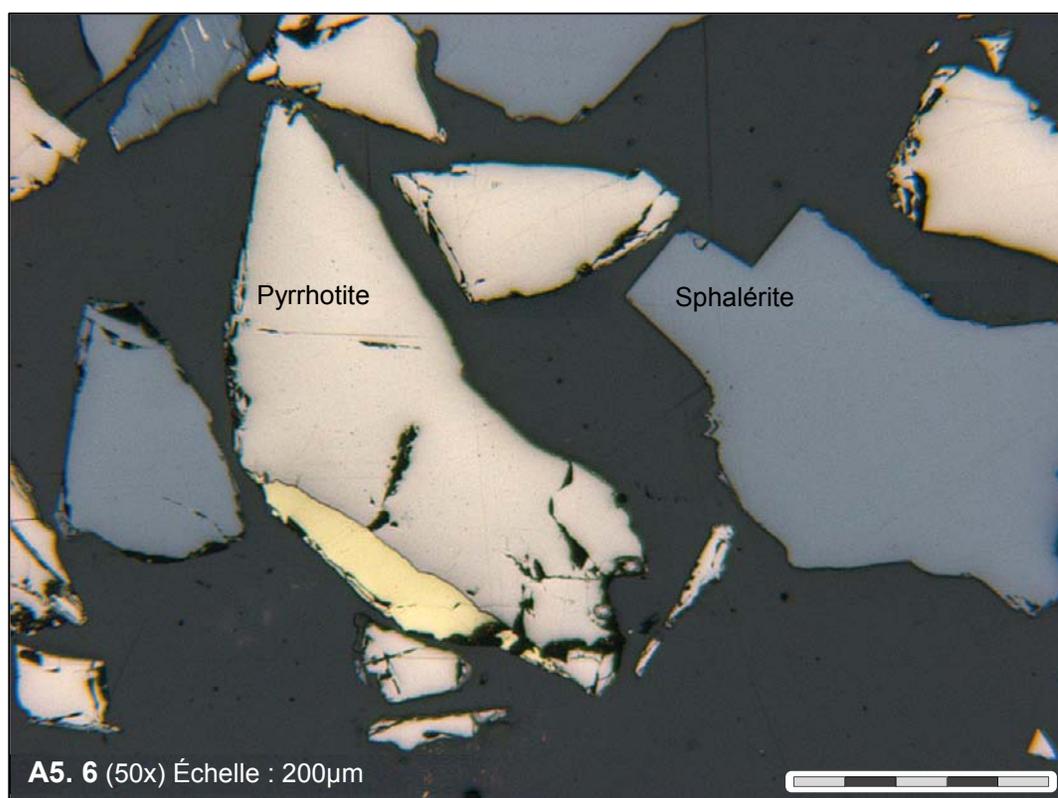
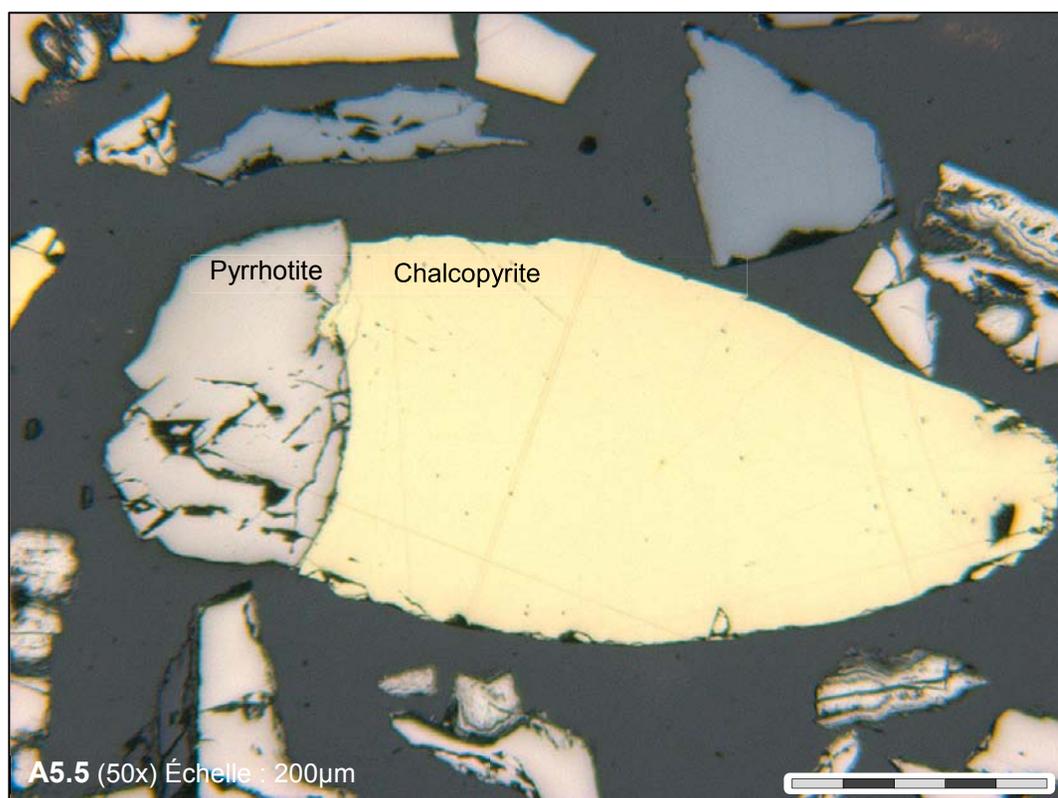
ANNEXE 5
Photos de l'échantillon 18168



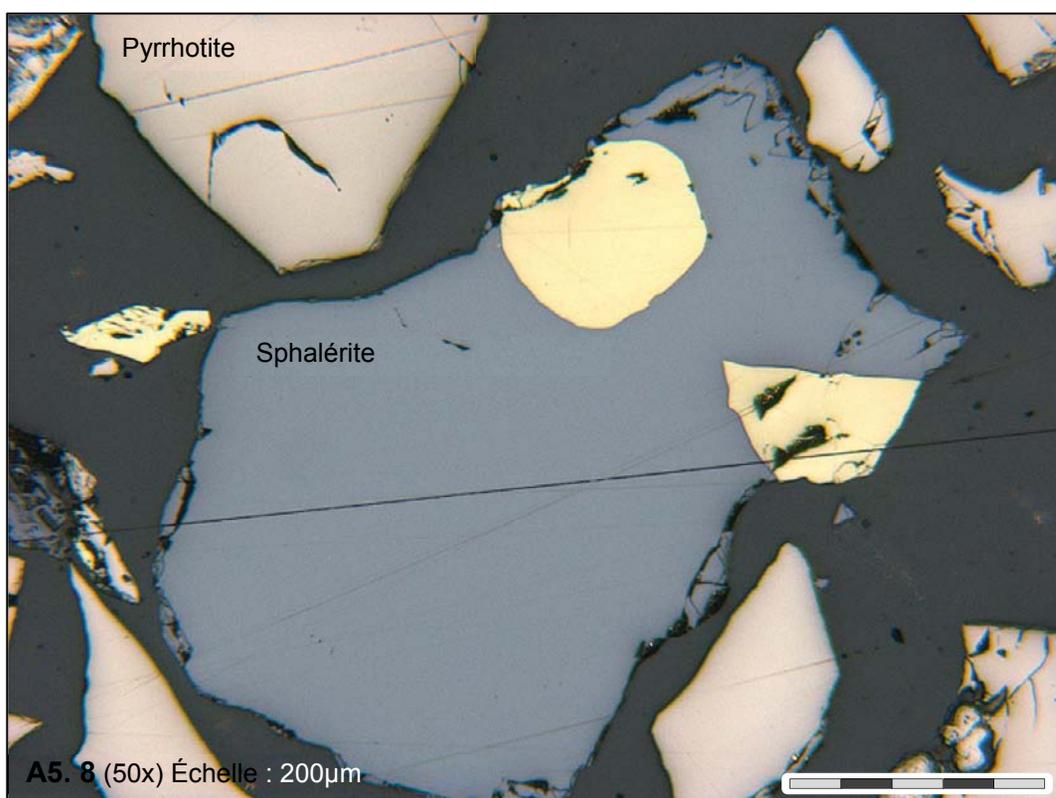
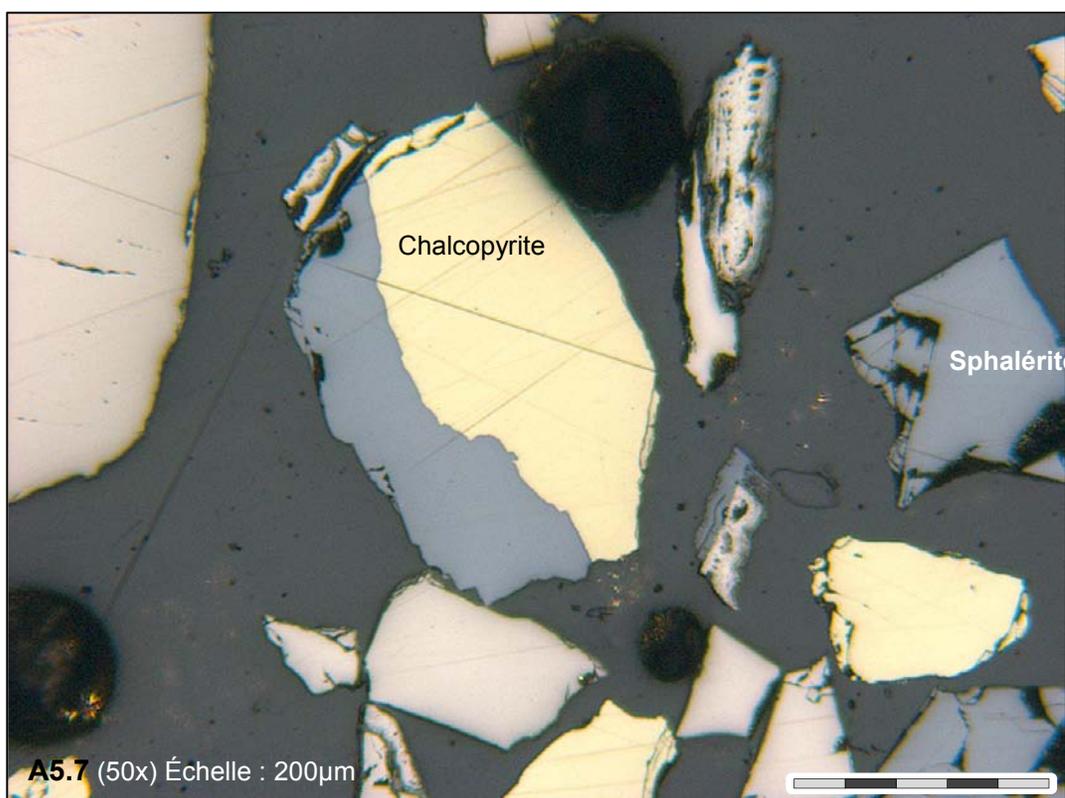
Particules de chalcopyrite libres dans l'échantillon 18168.



Particules de sphalérite libres dans l'échantillon 18168.

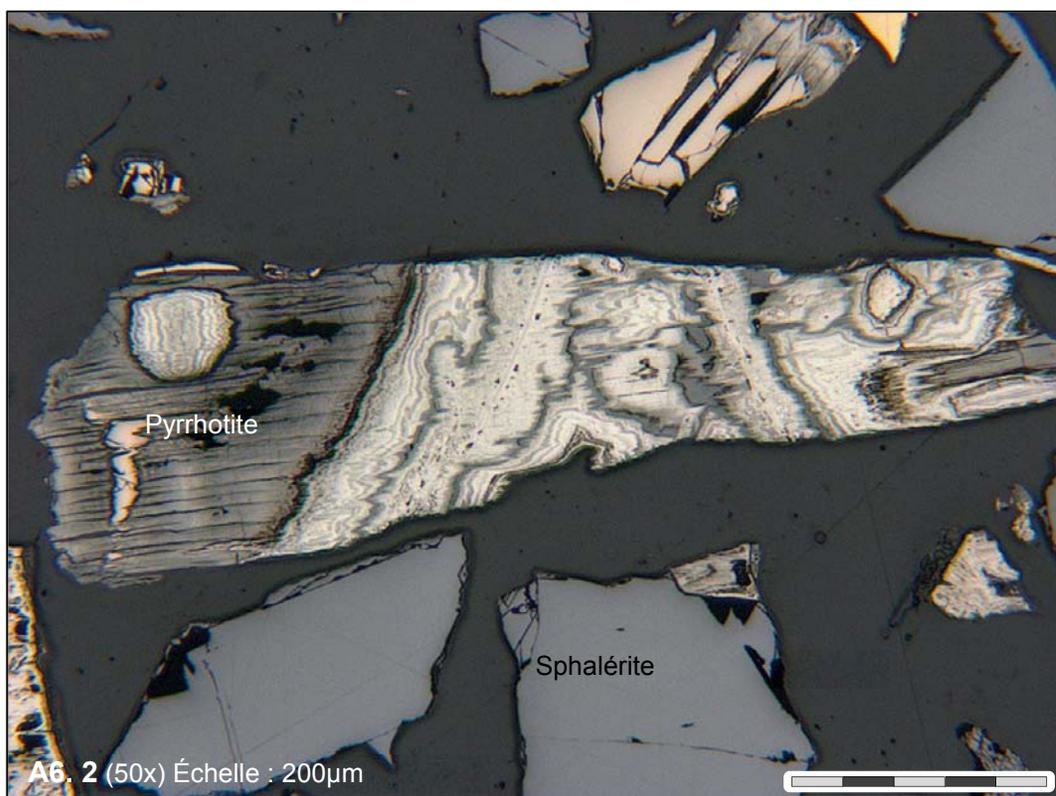
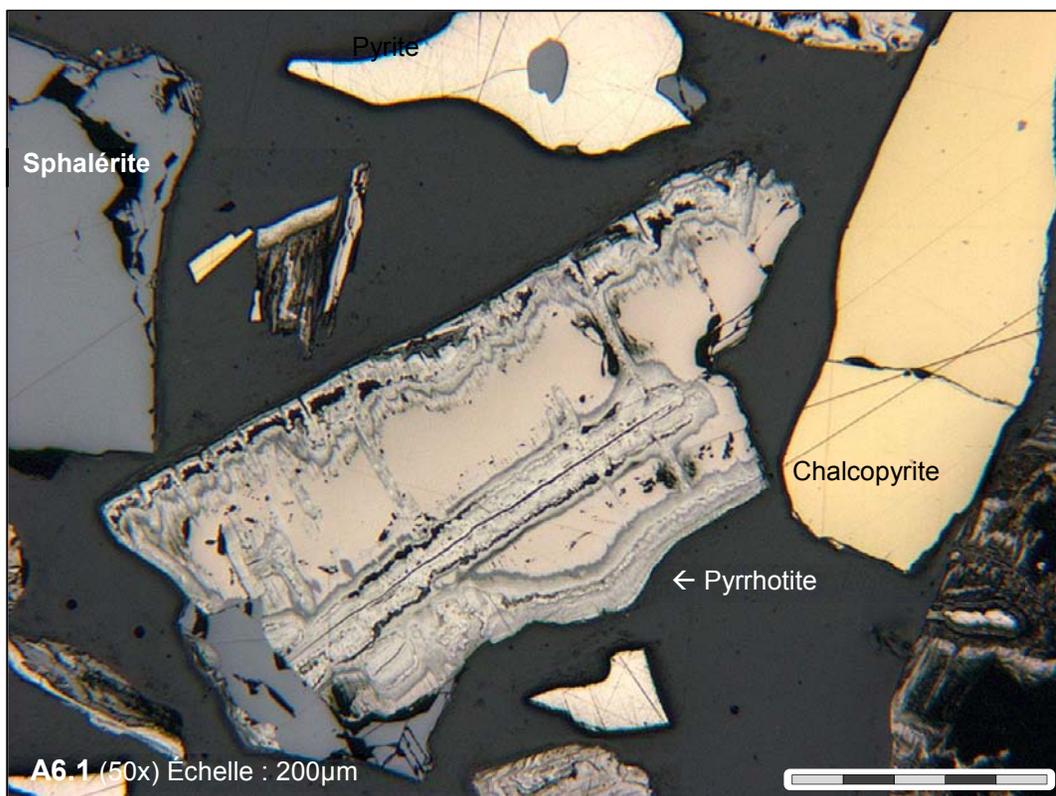


Particules mixtes de chalcopyrite et pyrrhotite dans l'échantillon 18168.

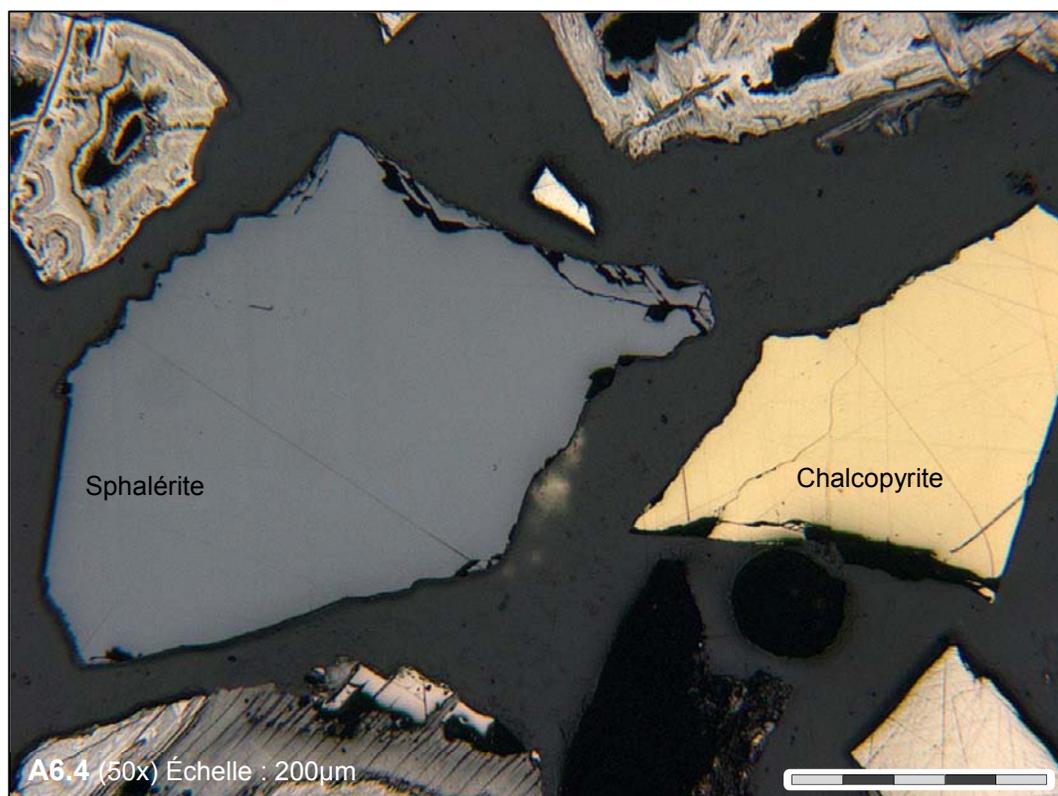
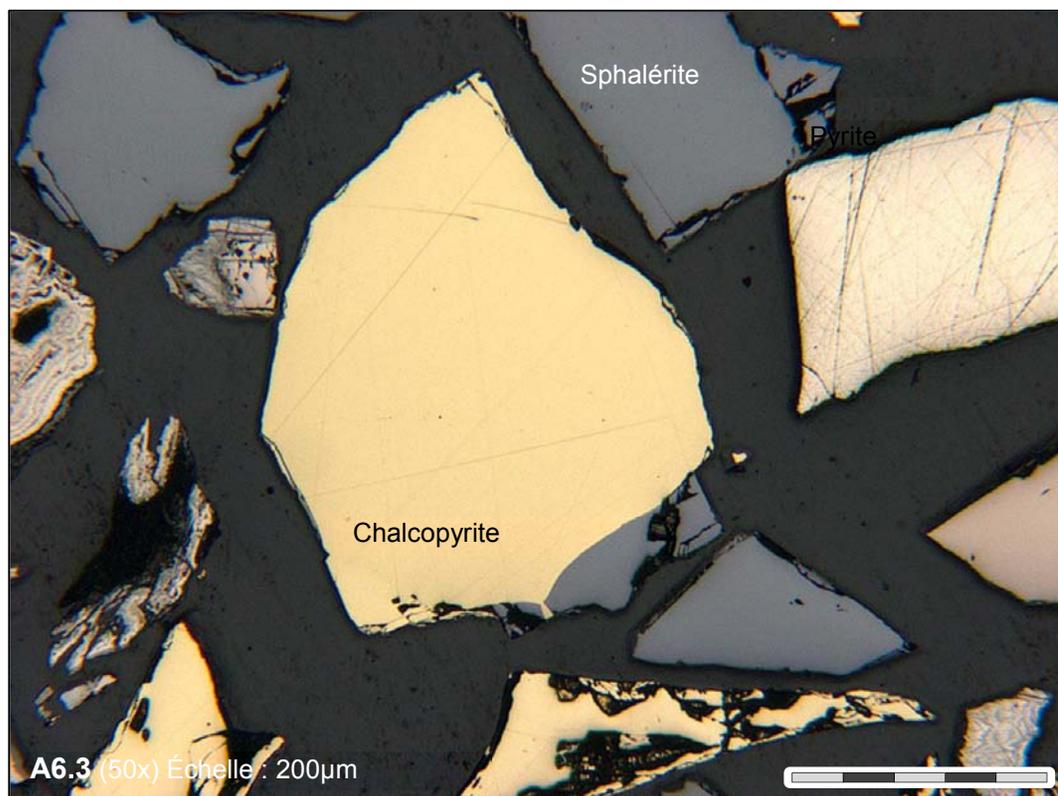


Particules mixtes de sphalérite et de chalcopyrite dans l'échantillon 18168.

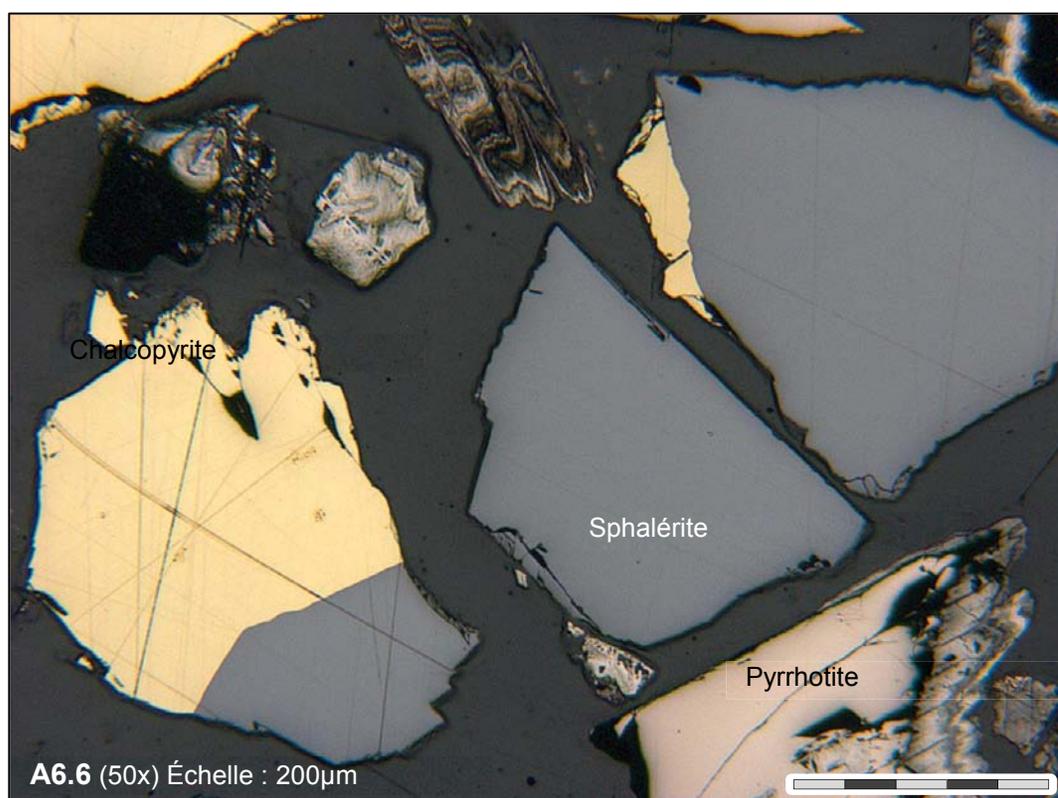
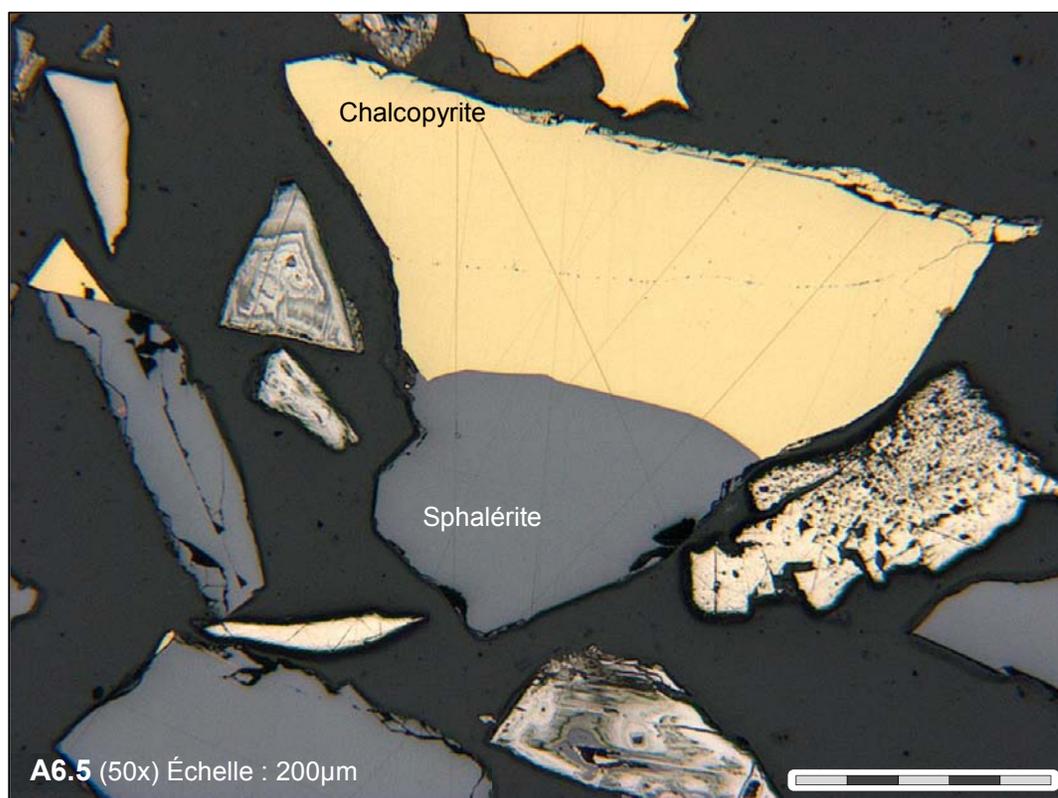
ANNEXE 6
Photos de l'échantillon 18371



Altération de la pyrrhotite vers la marcasite-pyrite dans l'échantillon 18371.



Particules de chalcopyrite et de sphalérite libres dans l'échantillon 18371.



Particules mixtes de chalcopyrite et sphalérite dans l'échantillon 18371.