

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE**

**Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique**

**Ecole Nationale Polytechnique**



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
Ecole Nationale Polytechnique

**Département Génie Minier**

**Laboratoire de Génie Minier**

**Mémoire de projet fin d'études**

**Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier**

**Extraction du zinc métallique à partir du minerai de la sphalérite de Chaabet el Hamra  
de la W. de Sétif par voie hydrométallurgique**

**Réalisé par :**

**BELHADDAD Abdelmadjid**

**OUSERIR Hamza**

**Sous la direction de :**

**Dr A.AKKEL**

**Présenté et soutenu publiquement le : 21/06/2017**

**Composition du Jury :**

**Président : Dr.OULD HAMOU Malek M C A, ENP, Alger**

**Promoteur : Dr.AKKEL Arezki M C A, ENP, Alger**

**Examinatrice: Mme.MERCHICHI Amira M A A, ENP, Alger**

**ENP 2017**



**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE**

**Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique**

**Ecole Nationale Polytechnique**



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
Ecole Nationale Polytechnique

**Département Génie Minier**

**Laboratoire de Génie Minier**

**Mémoire de projet fin d'études**

**Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier**

**Extraction du zinc métallique à partir du minerai de la sphalérite de Chaabet el Hamra  
de la W. de Sétif par voie hydrométallurgique**

**Réalisé par :**

**BELHADDAD Abdelmadjid**

**OUSERIR Hamza**

**Sous la direction de :**

**Dr A.AKKEL**

**Présenté et soutenu publiquement le : 21/06/2017**

**Composition du Jury :**

**Président : Dr.OULD HAMOU Malek M C A, ENP, Alger**

**Promoteur : Dr.AKKEL Arezki M C A, ENP, Alger**

**Examinatrice: Mme.MERCHICHI Amira M A A, ENP, Alger**

**ENP 2017**

# Remerciements

On remercie ALLAH le Tout-puissant de nous avoir donné le courage, la volonté et la patience de mener à terme ce présent travail.

On tient tout d'abord à remercier notre rapporteur Monsieur **AKKAL ,A** pour ces précieux conseils qu'il nous a donné et pour ces connaissances théoriques et expérimentales qu'on a exploité durant notre mémoire de fin d'études.

Je remercie tous les membres du jury d'avoir accepté d'examiner mon travail, et d'y avoir porté leur juste appréciation.

Nos remerciements les plus chaleureux vont également aux enseignants du département Génie Minier qui ont contribué à notre formation. À tous nos collègues avec qui on a partagé ces années de post graduation.

Et en fin nos vifs remerciements à nos parents, nos frères et sœurs et nos amis. Enfin, je remercie toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce modeste travail.

# Dédicaces

**À la mémoire de mon défunt père  
Que Dieu bénisse son âme**

**À la plus belle créature que Dieu a créée sur terre ,,,**

**À cet source de tendresse, de patience et de générosité,,,**

**À ma mère !**

**À tous mes frères et sœurs, Wakil, Anfel, Aya, Yasser, Islem.**

**À toute ma famille BELHADDAD**

**À toute la famille BOUDEBBOUZ**

**Au Group TAMWIH et ces membres**

**Et à tous ceux que j'aime**

**À tous mes amis**

**À tous les étudiants de la promotion 2017**

**Abdelmadjid**

## **DEDICACES**

*Je dédie ce travail*

*A*

*Mes chers parents qui ont toujours veillé sur moi*

*Mes frères et ma sœur & toute ma famille*

*Tous mes collègues de l'ENP & mes amies.*

*Toutes les personnes qui ont contribué à la réalisation  
De ce travail.*

*Ouserir.H*

## ملخص:

يعتبر معدن الزنك من بين المعادن الأكثر أهمية لكثرة استعماله في العديد من المجالات نظرا لخصائصه الكيميائية والفيزيائية. الهدف من هذا العمل هو دراسة العملية المعدنية لاستخراج معدن الزنك من سفاليرايت منجم شعبة الحمراء (ولاية سطيف) , هذه العملية تتكون من عدة مراحل, بداية من الإعداد الميكانيكي (سحق وطحن), والذي يعمل على تقليل أبعاد الجسيمات للشروع في عملية تغذية المعدن بالاعتماد على عملية الطفو بهدف رفع الجودة وتحضير المنتج للشروع في الاستخراج المعدني للزنك , هذه المرحلة تتكون من عمليات مختلف ,الهدف منها هو دراسة العوامل المؤثرة على جودة المنتج من حيث نسبة الزنك المستخرج من اجل رفع الجودة الى أقصاها مع احترام بروتوكول هذه العملية : الإحراق, النض, التصفية, المعايرة, التحليل الكهربائي.

الكلمات المفتاحية: الزنك - منجم شعبة الحمراء - الإعداد الميكانيكي - الطفو - الاستخراج المعدني - النض - الإحراق - التصفية - التحليل الكهربائي - الجودة.

## Abstract :

Zinc metal is particularly appreciated in various sectors where its chemical and physical characteristics allow it to be associated with many applications.

The object of this work is to study the metallurgical process of extracting the metal of Zinc from the sphalerite of the mine of CHAABET EL-HAMRA (Wilaya : Setif Commune : Ain-Azel), this process is subdivided into several parts, starting with a mechanical preparation (crushing and grinding) to reducing the size of the particles and then enriching by using the flotation method in order to arrive at a state allowing us to perform the metallurgical extraction of zinc, this step consists in passing the ore through various operations whose objective is to study the various parameters influencing the zinc content of the recovered final product, in order to optimize the process while respecting the protocol of this operation : roasting, leaching, purification, metering and electrolysis.

**Keywords :** Zinc - CHAABET EL-HAMRA mine - Mechanical preparation - Flotation - Metallurgical extraction - Leaching - roasting - Purification - Electrolysis - Content.

## Résumé :

Le métal du zinc est particulièrement apprécié dans différents secteurs où ses caractéristiques chimiques et physiques lui permettant d'être associé à de nombreuses applications.

L'objet de ce travail est d'étudier le processus métallurgique d'élaboration du métal de zinc à partir de la sphalérite (blende) de la mine de CHAABET EL-HAMRA (Wilaya : Sétif Commune : Ain-Azel), ce processus se subdivise en plusieurs parties, commençant par une préparation mécanique (concassage et broyage) qui sert à diminuer les dimensions du minerai pour procéder ensuite un enrichissement en utilisant la méthode de flottation afin d'arriver à un état permettant d'effectuer une extraction métallurgique du zinc, cette étape consiste à faire passer le minerai par différentes opérations dont l'objectif est d'étudier les différents paramètres influençant sur la teneur en zinc du produit final récupéré, afin d'optimiser le processus tout en respectant le protocole de cette opération : grillage, lixiviation, purification, dosage et électrolyse.

**Mots clés :** Zinc - Mine de CHAABET EL-HAMRA - Préparation mécanique - Flottation - Extraction métallurgique - Lixiviation - Grillage - Purification - Électrolyse - Teneur .

# Table des matières

Liste des tableaux

Table des figures

Liste des abréviations

**Introduction Générale** **13**

**I Partie Théorique** **15**

<b>1 Les gisements du zinc</b>	<b>16</b>
1.1 Historique . . . . .	16
1.2 Propriétés du zinc . . . . .	16
1.2.1 Propriétés physico-chimiques . . . . .	16
1.2.2 Propriétés mécaniques . . . . .	17
1.3 Types des gisements . . . . .	17
1.3.1 Gisement sulfuré . . . . .	18
1.3.2 Gisement oxydé . . . . .	18
1.4 Gisement de CHAABET EL HAMRA (Ain Azel-Sétif) . . . . .	19
1.4.1 Informations générales sur le site . . . . .	19
1.4.2 Situation géographique du site . . . . .	20
1.4.3 Géologie du site . . . . .	21
1.5 Les principaux gisements . . . . .	23
1.5.1 Au monde . . . . .	23
1.5.2 En Algérie . . . . .	24
1.6 Techniques d'exploitation des gisements . . . . .	26
1.6.1 Les méthodes d'exploitation proposées pour la mine de CEH . . . . .	26
1.7 Évolution des prix . . . . .	27
1.8 Production mondiale du zinc . . . . .	27
1.9 Production de la mine de CEH . . . . .	29
<b>2 Préparation des minerais</b>	<b>30</b>
2.1 Concassage . . . . .	30
2.1.1 Définition . . . . .	30
2.1.2 Concassage primaire . . . . .	30
2.1.3 Concassage secondaire . . . . .	30
2.1.4 Circuits de concassage et contrôle . . . . .	31

2.2	Criblage . . . . .	31
2.2.1	Définition . . . . .	31
2.3	Broyage . . . . .	31
2.3.1	Définition . . . . .	31
2.3.2	Circuits de broyage . . . . .	32
2.4	Classification . . . . .	32
2.4.1	Définition . . . . .	32
2.4.2	Mouvement des solides dans les fluides . . . . .	32
2.4.3	Sédimentation libre et sédimentation gênée ou entravée . . . . .	32
2.5	Flottation . . . . .	33
2.5.1	Définition . . . . .	33
2.5.2	Principe et protocole . . . . .	34
2.5.3	Les réactifs de flottation . . . . .	35
2.5.4	Types de Flottation . . . . .	36
2.5.5	Appareils de flottation . . . . .	36
2.5.6	Circuits de flottation . . . . .	37
2.6	Technique d'enrichissement du minerai de Chaabat El Hamra . . . . .	37
<b>3</b>	<b>La métallurgie extractive</b>	<b>39</b>
3.1	Généralité . . . . .	39
3.2	La pyrométallurgie . . . . .	40
3.2.1	Généralités . . . . .	40
3.2.2	Opérations de séparation de phases en pyrométallurgie . . . . .	40
3.3	L'hydrométallurgie . . . . .	47
3.3.1	Généralité . . . . .	47
3.3.2	Principe de l'hydrométallurgie . . . . .	48
3.3.3	Prétraitement . . . . .	49
3.3.4	Lixiviation . . . . .	50
3.3.5	Purification . . . . .	51
3.3.6	Élaboration du métal . . . . .	52
3.4	Extraction du zinc . . . . .	53
3.4.1	Les avantages d'hydrométallurgie et pyrométallurgie . . . . .	54
3.4.2	Préparation du minerai . . . . .	54
3.4.3	Méthode thermique (Pyrométallurgie) . . . . .	55
3.4.4	Méthode hydrométallurgique . . . . .	61
3.4.5	Production du zinc à partir des minerais carbonatés . . . . .	64
3.4.6	Électrolyse du zinc . . . . .	65
<b>II</b>	<b>Partie Expérimentale</b>	<b>67</b>
<b>4</b>	<b>Partie Expérimentale</b>	<b>68</b>
4.1	Introduction . . . . .	68
4.2	Étude minéralogique et pétrographique . . . . .	68
4.3	Paramètres physiques du minerai . . . . .	69
4.3.1	Masse volumique absolue . . . . .	69
4.3.2	Taux d'humidité . . . . .	69
4.3.3	Porosité . . . . .	69
4.3.4	Dureté . . . . .	69

4.4	Préparation mécanique . . . . .	70
4.4.1	Généralités . . . . .	70
4.4.2	Concassage . . . . .	70
4.4.3	Broyage . . . . .	71
4.4.4	Échantillonnage . . . . .	71
4.4.5	Analyse granulométrique . . . . .	71
4.5	Flottation . . . . .	74
4.5.1	Mode opératoire . . . . .	75
4.5.2	Résultats . . . . .	76
4.5.3	Interprétation . . . . .	77
4.6	Métallurgie extractive . . . . .	78
4.6.1	Grillage . . . . .	79
4.6.2	Lixiviation . . . . .	81
4.6.3	Purification . . . . .	83
4.6.4	Dosage . . . . .	84
4.6.5	Électrolyse . . . . .	85
4.6.6	Paramètres étudiés . . . . .	87
4.6.7	Étude comparative . . . . .	92
	<b>Conclusion générale</b>	<b>95</b>
	<b>Références bibliographiques</b>	<b>96</b>
	<b>Annexe</b>	<b>97</b>

# Liste des tableaux

1.1	Propriétés Physico-chimiques du zinc . . . . .	17
1.2	Coordonnées UTM du gisement de CEH . . . . .	20
4.1	Résultats de l'analyse granulométrique . . . . .	72
4.2	Les réactifs utilisés pour le conditionnement de la pulpe . . . . .	76
4.3	Résultats de flottation de la blende . . . . .	76
4.4	Conditions de lixiviation . . . . .	87
4.5	Domaine d'étude de pH . . . . .	87
4.6	Teneur en Zn en fonction du pH . . . . .	87
4.7	Conditions de lixiviation . . . . .	88
4.8	Domaine d'étude du rapport solide/liquide . . . . .	88
4.9	Teneur en Zn en fonction du rapport solide/liquide . . . . .	89
4.10	Conditions de lixiviation . . . . .	90
4.11	Domaine d'étude de la température . . . . .	90
4.12	Teneur en Zn en fonction du température . . . . .	90
4.13	Conditions de lixiviation . . . . .	91
4.14	Domaine d'étude du temps d'agitation . . . . .	91
4.15	Teneur en Zn en fonction du temps d'agitation . . . . .	91
4.16	Conditions de lixiviation . . . . .	92
4.17	Tableau comparatif des résultats . . . . .	93
4.18	Degré de pureté des masses récupérées . . . . .	94

# Table des figures

1.1	Types de gisements du zinc(NERC :Natural Environment Research Council)	18
1.2	La situation géographique d'Ain Azel (ENOF 2010)	20
1.3	Géologie Régionale du site (ENOF 2010)	21
1.4	Coupe longitudinale du gisement de CEH(ENOF 2016)	23
1.5	L'évolution des prix du zinc dans les dernières années (LME 2016)	27
1.6	L'évolution des prix du zinc et le stock de zinc à la LME ces dernières années (Teck Resources Ltd 2016)	28
1.7	Les prévisions sur le déficit de l'offre en zinc par rapport à la demande (Teck Resources Ltd 2016)	28
2.1	Les différentes tailles obtenues lors de la préparation mécanique	31
2.2	Principe de flottation	34
2.3	Différents types de machines de flottation	37
2.4	Schéma proposé pour le traitement du minerai de la mine Chaaba El Hamra	38
3.1	Les différents processus de métallurgie extractive	39
3.2	Les étapes principales du processus d'extraction	40
3.3	Schéma du four de fusion éclair	42
3.4	Schéma du réacteur Fluo-solid pour le grillage en lit fluidisé	42
3.5	Schéma du haut-fourneau	43
3.6	Schéma du four à réverbère de fusion pour matte	44
3.7	Schéma du four Imperial Smelting	44
3.8	Schéma du four à arc Héroult	45
3.9	Schéma de quelques convertisseurs utilisés en sidérurgie et pour le cuivre	46
3.10	Schéma du creuset vertical New-Jersey pour la distillation du zinc	47
3.11	Schéma de la colonne de distillation (fractionnement) pour la séparation zinc-cadmium	47
3.12	Schéma de traitement par hydrométallurgie	48
3.13	Schéma technologique de la flottation du Pb/Zn	55
3.14	la variation de l'enthalpie libre standard de formation d'un oxyde en fonction de la température	56
3.15	Machine à agglomérer	58
3.16	Coupe d'un creuset horizontal pour la distillation du zinc	59
3.17	Four à creuset vertical	60
3.18	La production électrolytique du zinc	62
3.19	Le processus de double lixiviation	63
3.20	Lixiviation sous pression du minerai de zinc	64
3.21	Production électrolytique du zinc à partir du minerai de Smithsonite	65
3.22	Schéma de l'électrolyse	65

4.1	Schéma de concassage . . . . .	70
4.2	A : Concasseur à mâchoire -B : Concasseur giratoire . . . . .	70
4.3	Tamiseuse de type Retch . . . . .	72
4.4	Courbe granulométrique . . . . .	73
4.5	Histogramme de répartition des différentes classes granulométriques . . . . .	74
4.6	Cellule de flottation (DENVER) . . . . .	75
4.7	Ajout des réactifs de flottation durant la préparation de la pulpe. . . . .	75
4.8	Histogramme des poids . . . . .	77
4.9	Histogramme des rendements pondéraux . . . . .	77
4.10	Schéma explicatif de flottation . . . . .	78
4.11	Schéma général d'hydrométallurgie du zinc . . . . .	79
4.12	Schéma de montage de grillage . . . . .	80
4.13	Calcination de ZnS et dégagement de SO <sub>2</sub> . . . . .	80
4.14	Schéma explicatif du grillage . . . . .	81
4.15	Dispositif de lixiviation . . . . .	82
4.16	Schéma explicatif de lixiviation . . . . .	82
4.17	Purification des ions métalliques . . . . .	83
4.18	Schéma explicatif de purification . . . . .	83
4.19	Dosage du zinc . . . . .	84
4.20	Montage d'électrolyse . . . . .	85
4.21	Schéma explicatif d'électrolyse . . . . .	86
4.22	Filtration et séchage du précipité de zinc . . . . .	86
4.23	Variation de la teneur en Zn en fonction du pH . . . . .	88
4.24	Variation de la teneur en Zn en fonction du rapport solide/liquide . . . . .	89
4.25	Variation de la teneur en Zn en fonction du température . . . . .	90
4.26	Variation de la teneur en Zn en fonction du temps d'agitation . . . . .	91
4.27	Dosage des deux échantillons . . . . .	93
4.28	Produit final des deux échantillons . . . . .	94
4.29	Concasseur à mâchoires . . . . .	97
4.30	Types de concasseurs à mâchoires . . . . .	97
4.31	Concasseur giratoire . . . . .	98
4.32	Concasseur à cône . . . . .	99
4.33	Concasseur à percussion . . . . .	100
4.34	Les différents types de cribles vibrants . . . . .	101
4.35	Broyeurs à barres . . . . .	101
4.36	Broyeurs AG/SAG . . . . .	102
4.37	Broyeur à boulets . . . . .	103
4.38	Différents types de classificateurs . . . . .	103

# Liste des abréviations

**AFNOR** : Association Française de Normalisation.

**A.X** : Amylxantate.

**CEH** : Chaabet El Hamra.

**EDTA** : Ethylène-Diamine-Tétra-acétate disodique.

**ENOF** : Entreprise Nationale des produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles.

**INCO** : International Nickel Company.

**LME** : London Metal Exchange.

**pH** : Potentiel d'hydrogène.

# Introduction Générale

La république Algérienne démocratique et populaire est un pays à vocation minière, elle dispose d'un sous-sol immensément riche qui lui vaut l'appellation de « scandale géologique » car elle est le siège des ressources minérales les plus variées (Fer, Zinc, Cuivre, Phosphate, Manganèse, Argent, Or, Diamant. . .) repartis dans une multitude des mines et carrières et possède également des grandes réserves énergétiques.

Après le fer et le cuivre, l'homme exploite énormément le zinc. Il s'agit d'un élément chimique métallique, de symbole Zn et de numéro atomique 30 de couleur blanc bleuâtre appartenant au sous-groupe II b de la classification périodique. Sa grande exploitation est basée sur le fait qu'il fait partie des 25 éléments les plus abondants dans l'écorce terrestre. Il occupe une place importante dans l'industrie des métaux non ferreux grâce à ses propriétés physiques, chimiques et mécaniques, vu le besoin industriel de ce métal notamment dans la protection anti-corrosion (principalement la galvanisation), les fabrications du laiton des autres alliages que le laiton, des demi-produits, les usages chimiques et la fabrication de produits divers.

le zinc pur n'est pas considéré comme toxique, il peut être recyclé à 100 % ce qui lui permet de le considérer comme matériau qui préserve l'environnement et le développement durable. Les minerais de zinc se trouvent dans la nature sous deux formes principales : d'une part, les variétés sulfurées, blende (ou sphalérite) et wurtzite; d'autre part, les variétés oxydées, smithsonite, hydrozincite (carbonates), franklinite, zincite (oxydes), hé-mimorphite (ou calamine), willemite (silicates), les teneurs en zinc du minerai varient de 4 % à 20 %.

Le minerai (généralement la blende) est préparé et traité par flottation afin de séparer, le sulfure de sa gangue (silicate, carbonate etc). On obtient un concentré de sulfure de zinc et de sulfure de plomb.

Le sulfure de zinc, à savoir la sphalérite ( $ZnS$ ), est le principal minéral. Les méthodes pyrométallurgiques et hydrométallurgiques ou leur combinaison peuvent être utilisées pour extraire le zinc à partir des minerais sulfurés. Les processus hydrométallurgiques sont considérés comme plus respectueux vis-à-vis de l'environnement pour l'extraction de tels minerais ayant une faible teneur en zinc. La méthode hydrométallurgique est plus appropriée pour le traitement de tel mineari car toutes les opérations pyrométallurgiques ont des exigences thermiques élevées, exigent également des systèmes de collecte de poussière et nécessitent un traitement supplémentaire pour séparer le zinc des autres impuretés. De plus, les processus hydrométallurgiques peuvent être facilement adaptés à une usine d'extraction du zinc.

Notre travail décrit le processus métallurgique d'élaboration du métal zinc à partir de la sphalérite ou blende(principal minerai du zinc) de la mine de CHAABET EL HAMRA (Wilaya : Sétif Commune : Ain-Azel). La sphalérite(blende) qui est un sulfure de zinc de formule  $ZnS$  qui présente de nombreuses couleurs selon les quantités de fer, de manganèse, de cadmium ou de gallium qu'elle contient dans son réseau cristallin.

Ce travail se subdivise en deux parties principales :

- Une partie théorique essentiellement bibliographique : Les gisements du zinc, Principales réserves et ressources, Principaux gisements en exploitation, Techniques d'exploitation des gisements, Préparation des minerais et enfin la métallurgie extractive .
- Une partie expérimentale qui montre le principe, mode opératoire et l'enchaînement des opérations permettant d'extraire le métal du zinc à partir des échantillons de la sphalérite en provenance de la laverie de CEH à Setif. Nous avons reçu deux échantillons, le premier est un concentré titrant plus de 55% de Zn alors que le deuxième échantillon est un échantillon brut qui a subi une série de préparation (concassage, broyage et flottation) avant d'être lixivié. Après enrichissement, les deux échantillons ont subi un grillage afin d'éliminer le soufre, ensuite une lixiviation est réalisée sur les deux échantillons en utilisant l'acide sulfurique ( $H_2SO_4$ ).

**Première partie**  
**Partie Théorique**

# Chapitre 1

## Les gisements du zinc

### 1.1 Historique

Le zinc (Zn) a été utilisé à Rome et en Chine il y a plus de 2000 ans en tant que composant du laiton qui est un alliage zinc-cuivre. La production commerciale du zinc n'a pas commencé en Europe jusqu'au 18<sup>ème</sup> siècle, et aux États-Unis en 1860. Le zinc est un composant naturel de la croûte terrestre et une partie inhérente de notre environnement. Il se trouve pas seulement dans les roches ou dans le sol mais on peut le trouver aussi dans l'air, l'eau et la biosphère, même les plantes, les animaux et les humains contiennent du zinc. Cependant les minéraux et les métaux sont obtenus principalement à partir de la croûte terrestre. Le taux naturel moyen du zinc dans la croûte terrestre est de 70 mg / kg (poids sec) compris entre 10 et 300 mg / kg (Malle 1992).

Dans certaines régions le zinc se trouve à des concentrations très élevées, formé par des processus géologiques et géochimiques naturels (5-15% ou 50.000-150.000 mg / kg). Les gisements du zinc sont largement répandus dans le monde entier.

Les minerais du zinc sont extraits dans plus de 50 pays. La Chine, l'Australie, le Pérou, l'Europe et le Canada sont les plus grands pays miniers de zinc. Le zinc est normalement utilisé en conjonction avec d'autres métaux, y compris le cuivre, l'or et l'argent.

### 1.2 Propriétés du zinc

Le zinc est un métal de transition qui se trouve au centre du tableau périodique. L'espace entre les groupes 2 et 13 est occupé par les métaux de transition, ces métaux partagent de nombreuses propriétés physiques et chimiques en commun.

#### 1.2.1 Propriétés physico-chimiques

Le zinc est un métal blanc bleuâtre avec une surface brillante. Il n'est ni ductile ni malléable à la température ambiante. cependant à des températures supérieures à 100 ° C le zinc devient un peu malléable.

Symbole	Zn
Nombre atomique	30
Masse atomique	65,38
Groupe	12
Mode du réseau	Hexagonale
Configuration électronique	[2,8,18]4s2
Point de fusion	419,5 ° C
Point d'ébullition	908 ° C
Densité	7,24
Dureté	2,5

TABLE 1.1 – Propriétés Physico-chimiques du zinc

### 1.2.2 Propriétés mécaniques

Le zinc est malléable et peut être laminé entre 100 ° C et 200 ° C. Il devient cassant à une température supérieure. Cependant, vers 50 ° C, il est relativement souple et peut être embouti ou étiré en fils. La densité du zinc s'élève par martelage ou laminage jusqu'à 7.25. Sa résistance à la traction pour la qualité ordinaire 97,75% est de 16 à 20 kg/mm<sub>2</sub> avec un allongement de 25 à 40%. Plus le métal est pur, moindre est sa résistance à la traction et l'allongement est plus élevé. Ainsi, pour le zinc à 99%, la résistance descend à 12 kg et l'allongement s'accroît jusqu'à 50%.

### 1.3 Types des gisements

Le principal minéral du zinc est la sphalérite (Zn,FeS), qui contient jusqu'à 67% de zinc. Smithsonite (ZnCO<sub>3</sub>, 52%), willemite (Zn<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>, 59%) et hémimorphite (Zn<sub>4</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>7</sub>(OH)<sub>2</sub>H<sub>2</sub>O, 54%) ils peuvent se former par altération près de la surface ou par oxydation d'un corps minéralisé (sulfuré).

Les gisements du zinc se forment à partir des fluides chauds ou hydrothermaux générées dans la terre. Ces fluides peuvent être piégés sous la surface dans des fissures où la sphalérite et d'autres minéraux peuvent précipiter pour former des filons. En présence du calcaire les fluides peuvent remplir des cavités pour former des dépôts riches mais fragmentés. Certains fluides peuvent atteindre le fond océanique dans des zones d'activité volcanique sous-marine pour former des dépôts volcanogènes. D'autres fluides peuvent s'échapper à la surface par des fissures ou des défauts dans de petits lacs ou mers peu profonds et dans des conditions convenables, des dépôts de plomb-zinc-argent peuvent se former.

Le minerai du zinc alors se trouve dans deux types principales de gisements : minéral primaire dans les filons minces (sulfuré) ou secondaire formé par l'altération et/ou l'oxydation des filons (oxydé).

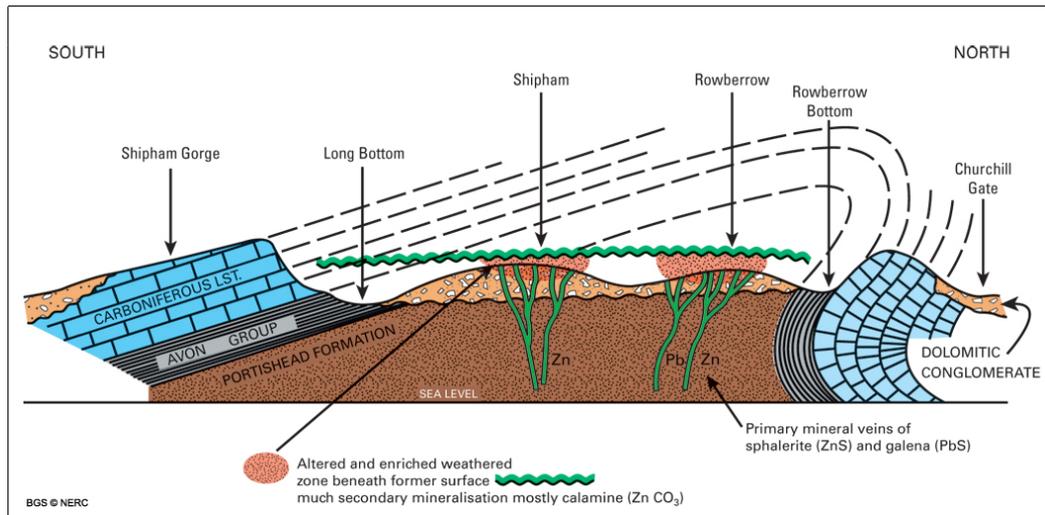


FIGURE 1.1 – Types de gisements du zinc(NERC :Natural Environment Research Council)

### 1.3.1 Gisement sulfuré

Le sulfure de zinc désigne principalement deux corps ioniques inorganiques dimorphes, également composés de cations zinc et d'anions sulfures, de formule  $ZnS$ , on distingue deux types de sulfure de zinc, le premier de structure hexagonale correspondant à la wurtzite, et le sulfure de zinc, de structure cristalline cubique, correspondant à la sphalérite. Il existe également  $ZnS$ , de structure tétragonale très rare, de couleur noire à grise, nommée polhemusite, de formule  $(Zn,Hg)S$ .

la wurtzite se présente pure au laboratoire sous l'aspect de granules blancs, insoluble dans l'eau et dans l'acide acétique. Sa masse volumique est de l'ordre de  $4,1 \text{ g}\cdot\text{cm}^{-3}$  à  $25^\circ \text{C}$ .

La sphalérite naturelle peuvent être bruns, noirs, foncés à légèrement colorés, transparents... Elle contiennent souvent du fer, du manganèse... et parfois, mais plus rarement ou à l'état de traces, de l'or et de l'argent.

### 1.3.2 Gisement oxydé

Durant le dix-neuvième et le début du vingtième siècle, le zinc métallique a été produit presque entièrement à partir des minerais "oxydés" contenant de la smithsonite, et suite au développement des processus de flottation au début du vingtième siècle et à la capacité d'affiner les concentrés de sphalérite, la grande majorité de la production du zinc provient des minerais sulfurés. Le développement récent de la technologie de lixiviation, de l'extraction des solvants et de l'électrolyse pour le traitement des minerais oxydés renforce l'intérêt commercial pour les gisements oxydés comme principale source potentielle du métal du zinc pour le vingtième siècle (Large, 2001).

Les gisements oxydés sont devenus des cibles d'exploration intéressantes en raison de nouveaux développements en hydrométallurgie. Les gisements oxydés peuvent être séparés en deux grandes catégories génétiques, les Gisements supergène et les Gisements hypogène :

- **Gisements supergènes :**

Les Gisements supergènes sont formés par l'oxydation des gisements sulfurés et/ou des gisements non sulfurés(oxydés). Ils sont les plus dominants dans la catégorie des gisements oxydés et ils ont une distribution mondiale.

La plupart des gisements supergènes se produisent dans les roches carbonatées en raison de la forte réactivité des minéraux carbonatés avec des fluides acides, oxydés et riches en zinc dérivés de la rupture des corps riches en sphalérite. Les principaux minéraux contenant du zinc présents sont en général smithsonite, hémmimorphite, hydrozincite et sauconite.

- **Gisements hypogènes :**

Un petit nombre de gisements de ce type sont reconnus dans le monde entier dans lequel les accumulations de minéraux de zinc oxydés ne semblent pas être dérivées directement des corps sulfurés. Ces gisements contiennent principalement du Willemite ; alors que la smithsonite, l'hémimorphite, l'hydrozincite et la sauconite sont rares, sauf dans des gisements proches de la surface. Dans certains cas, les silicates du zinc sont entrelacés avec de la sphalérite.

## **1.4 Gisement de CHAABET EL HAMRA (Ain Azel-Sétif)**

### **1.4.1 Informations générales sur le site**

La wilaya de Sétif, située au nord-est du pays est réputée pour ses ressources minérales riches en, Plomb, Zinc, Baryte, Fer.Elle renferme d'Ain Azel un important district métallique et surtout zincifère. Soulignant que cette région possède une grande quantité de minerai de zinc et de plomb avec une teneur supérieure à 5%. Elle est également l'une des plus grandes réserves de Zinc du pays.

Gisement de CHAABET EL HAMRA est connu depuis longtemps, il a été l'objet d'exploitation des affleurements de calamines (Oxydés)de 1910 à 1920 et de 1936 à 1941. Au lendemain de la nationalisation des mines en 1966, le gisement de Chaabet El-Hamra a fait l'objet de premiers travaux de prospection géologique , de 1967 à 1988 , suivis ensuite de travaux d'évaluation par sondages à maille régulière de 50 x 100 et de 100 x 100 m , de 1989 à 1991.

En 1991, à la suite de la catastrophe du "coup d'eau" survenu le 02 juin 1990 à la mine de Kherzet Youcef, et ayant coûté la vie à 19 mineurs, l'ENOF a élaboré une étude pour l'ouverture du gisement.

Les travaux miniers ont démarré en janvier 1992 et les ouvrages d'accès ont été achevés en avril 1994.La mine de CHAABAT EL-HAMRA a démarré l'extraction du tout-venant en avril 1994.

Les résultats financiers de la mine ont été toujours déficitaires, ce qui a poussé l'ENOF à engager périodiquement des analyses et évaluations technico-économiques.

## 1.4.2 Situation géographique du site

La wilaya de Sétif est située à 300 Km à l'est d'Alger. Elle est limitée au nord, par les wilayas de Bejaia et Jijel ; A l'est, par la wilaya de Mila, à l'ouest, par la wilaya de Bordj-Bou-Arreridj ; au sud-est, par la wilaya de Batna et au sud-ouest, par celle de M'Sila.

La daïra d'Aïn Azel est située à 50 Km de Sétif (Figure 3.10), de part et d'autre de la route nationale 78, à une position médiane par rapport à son territoire communal et à l'intersection de la route nationale n°78 et le chemin 64 de wilaya. Le site est plat, dont la pente est inférieure à 5%. Il est caractérisé par d'alluvions anciens et quelques affleurements de conglomérats gris roux.

La région d'Aïn-Azel possède un sous-sol riche en potentialités minières non exploitées dans leur totalité, une industrialisation en cours de développement, notamment de petites entreprises qui pourront absorber une partie considérable du chômage qui sévit actuellement dans la région.

Les résultats enregistrés en matière de développement local, sont porteurs d'espoir pour les habitants.

Le gisement de Chaâbet-El-Hamra est situé dans la wilaya de Sétif, à 04 Km au Sud-est de Aïn-Azel et 12 Km de la mine de kherzet-youcef, aux coordonnées ci-dessous :

Points	A	B	C	D
X	726 900	728 500	728 500	726 900
y	3963200	3963200	3962500	3962500

TABLE 1.2 – Coordonnées UTM du gisement de CEH

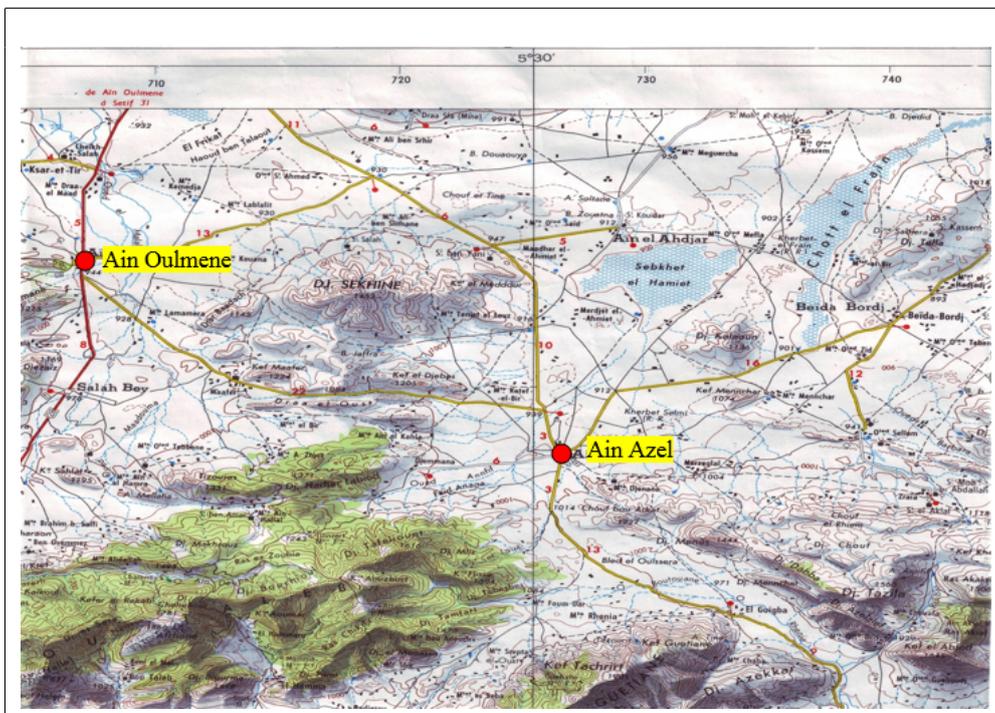


FIGURE 1.2 – La situation géographique d'Aïn Azel (ENOF 2010)

-L'altitude du gisement varie de 950 à 1 200 mètres.

### 1.4.3 Géologie du site

#### Géologie régionale

Le gisement de Chaâbet-el-hamra fait partie de la zone métallogénique du HODNA au raccordement tectonique de trois (03) structures distinctes :

- Le secteur est de l'Atlas Tellien
- Le secteur sud de l'Atlas saharien
- Le massif médian le môle d'Ain M'lila

Les formations du Crétacé inférieur sont prédominantes et constituées essentiellement de dolomies massives, de grès, de calcaires et de dolomies gréseuses.

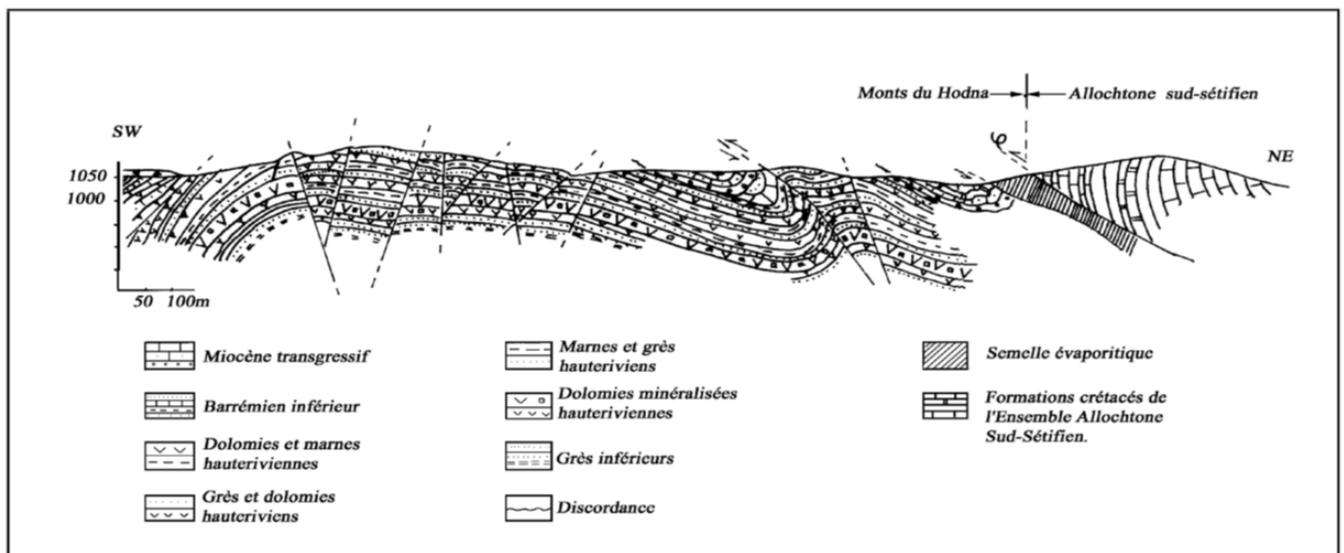


FIGURE 1.3 – Géologie Régionale du site (ENOF 2010)

#### Géologie et morphologie du gisement

Du point de vue structural, le gisement de Chaâbet-el-hamra est soumis à des structures plissées et des accidents cassants. Les rejets verticaux sont de 10 à 20 m. Des failles secondaires recoupent transversalement les formations du Crétacé inférieur.

Les corps de minerai stratiformes sont encaissés dans les dolomies massives et se présentent, d'une manière générale, sous forme de bandes allongées de direction SE-NW sur une longueur de 2 700 m et une largeur variant de 300 à 600m.

La zone minéralisée comporte cinq (05) niveaux métallifères dont deux (02) seulement (le corps 1 et 2) présentent un intérêt industriel.

La puissance du corps 1, situé au-dessus, varie de 2.27 à 7.66 m avec une moyenne de 4.17 m. La puissance du corps 2, situé au-dessous, varie de 1.22 à 5.13 m, avec une moyenne de 3.72m. L'intercalaire stérile entre les deux (02) corps, 1 et 2, varie de 0 à 10 m.

Les travaux par galeries ont montré que les corps 1 et 2 sont constitués de lentilles minéralisées dont la superposition explique les variations de puissance.

La minéralisation se présente sous forme de sphalérite (Blende), pyrite, Marcassite et plus rarement de galène et d'hématite.

La gangue est composée de dolomie, de la calcite, de la barytine et plus rarement de quartz et de gypse.

## Géologie locale

### — Géologie locale du gisement profil 0 – profil 10

Le minerai zincifère du gisement, Pr0- Pr10, est composé de deux (02) principaux corps appelés corps 1 ou supérieur et corps 2 ou inférieur. Les deux corps sont allongés en bandes sur une longueur de 600 m, en direction, et 150 m, en pendage.

Le minerai de cette partie du gisement est encaissé dans une dolomie poreuse ou bréchique située dans la partie inférieure de l'étage Hauterivien (Crétacé inférieur), le toit du corps supérieur, ou corps 1, est une dolomie à lits marneux. Par contre, le mur du corps inférieur, ou corps 2, est une dolomie massive à concrétions (dolomie tachetée).

Les deux (02) corps minéralisés sont stratiformes, subparallèles et séparés d'un intercalaire constitué d'une dolomie à minéralisation pauvre et parfois stérile de puissance variable. La puissance moyenne du corps 1, ou corps supérieur, est de 5.49 m et celle du corps 2, ou inférieur, est de 3.47 m.

Il n'existe aucune corrélation entre les épaisseurs et les teneurs. Il est fait constat d'une distribution irrégulière dans les corps de minerai.

### — Géologie locale du gisement profil 10 – profil 15

Le minerai zincifère du gisement, Pr10- Pr15, est composé de deux (02) principaux corps appelés corps 1 ou supérieur et corps 2 ou inférieur. Les deux corps sont allongés en bandes sur une longueur de 500 m, en direction, et 150 m, en pendage.

Le minerai de cette partie du gisement est encaissé dans une dolomie poreuse ou bréchique située dans la partie inférieure de l'étage Hauterivien (Crétacé inférieur), le toit du corps supérieur, ou corps 1, est une dolomie à lits marneux. Par contre, le mur du corps inférieur, ou corps 2, est une dolomie massive à concrétions (dolomie tachetée).

Les deux (02) corps minéralisés sont stratiformes, subparallèles et séparés d'un intercalaire constitué d'une dolomie à minéralisation pauvre et parfois stérile de puissance variable. Ce niveau peut-être absent de telle sorte que les deux (02) corps se confondent en un seul corps de minerai continu.

La puissance moyenne du corps 1, ou corps supérieur, est de 4.17 m et celle du corps 2, ou inférieur, est de 3.72 m.

Il n'existe aucune corrélation entre les épaisseurs et les teneurs. Il est fait constat d'une distribution contrastée dans les corps de minerai.

Les corps minéralisés plongent d'un double pendage de 10 ° vers le N.O et S.O qui devient plus important à partir du Pr14 (Coupe longitudinale).

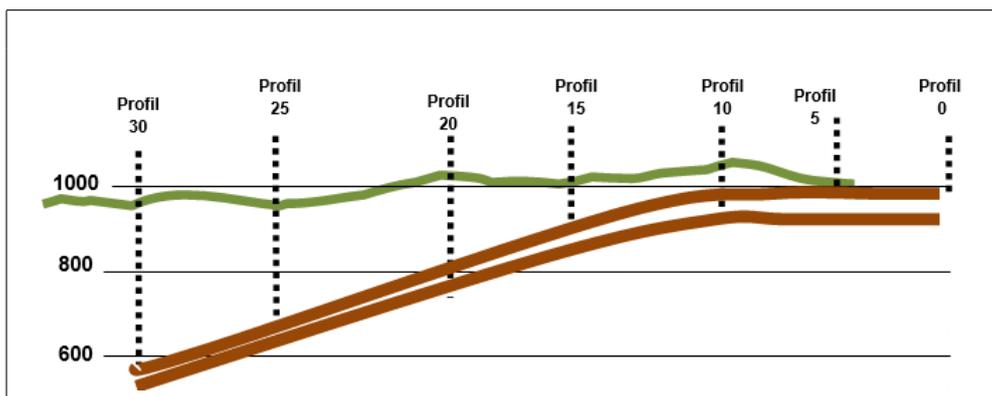


FIGURE 1.4 – Coupe longitudinale du gisement de CEH(ENOF 2016)

## 1.5 Les principaux gisements

L'industrie du zinc connaît des changements fondamentaux en termes de structure, de marchés, de réglementation et d'attentes des principaux intervenants. Entre 2000 et 2013, la consommation du zinc a augmenté de 43%, passant de 9,065 millions de tonnes à 12,976 millions de tonnes. Une grande partie de cette situation est due à la croissance rapide de la consommation du zinc en Chine. Par conséquent, toute discussion sur les développements récents dans la demande de zinc doit tenir compte des détails des développements de l'industrie du zinc en Chine.

À l'ouest de l'Europe, l'industrie du zinc a été spectaculaire au cours des années 1980-2013. En 1980, il y avait 1,825 million de tonnes de capacité du zinc fusionné, fournies par 18 fonderies. Entre 2000 et 2003, dix d'entre elles ont été fermées. Les huit fonderies qui restent en activité en Europe de l'Ouest sont contrôlées par trois sociétés : Boliden (455 000 tonnes), Glencore (745 000 tonnes) Et Nyrstar (690 000 tonnes). Cette capacité s'élève à 1,89 million de tonnes, soit 65 000 tonnes annuelles supérieures à celles produites avec 18 fonderies européennes en 1980.

Les réserves mondiales du zinc ont continuellement augmenté à mesure que les techniques d'exploration et de développement globales s'améliorent. En 1995, les réserves mondiales de zinc étaient estimées à 140 millions de tonnes. Cela s'est élevé à 220 millions de tonnes en 2005 et s'élève maintenant à 250 millions de tonnes. Il existe actuellement 281 millions de tonnes de zinc utilisés, dont une grande partie sera recyclée dans les années à venir.

### 1.5.1 Au monde

Le classement mondial des mines du zinc est basé sur des critères tels que la teneur, la quantité des réserves ainsi que la production du concentré du zinc, et selon ces critères les quatre meilleures mines à l'échelle mondiale sont :

**1. La mine Red Dog** : est la plus grande mine du zinc au monde située à environ

170 kilomètres au nord du cercle polaire arctique dans le nord-ouest de l'Alaska, près de Kotzebue. Le site minier est accessible uniquement en avion ou en barge durant l'été. Red Dog est une exploitation de camions et de chargeurs à ciel ouvert, qui utilise des méthodes conventionnelles de forage et d'extraction par soufflage. Les concentrés produits chez Red Dog sont expédiés aux installations métallurgiques de Teck à Trail, en Colombie-Britannique, et à des clients en Asie et en Europe. Red Dog possède les plus hautes qualités du zinc dans les réserves parmi les principaux producteurs de zinc.

**2. La mine Rampura Agucha de Vedanta :** située en Inde, est la deuxième plus grande mine du zinc et l'une des plus grandes mines à ciel ouvert au monde, avec des teneurs élevées en réserves de zinc-plomb en moyenne de 14,1%. Rampura Agucha est le leader depuis longtemps dans la production de zinc minier dans le monde, mais a perdu sa première position à la mine Red Dog en 2015 en raison de la transition progressive de la méthode d'exploitation à ciel ouvert à la méthode d'exploitation souterraine.

**3. La mine Mount Isa, en Australie :** est la plus grande source de zinc dans le concentré de toutes les entreprises minières de zinc de Glencore et la troisième plus grande mine dans le monde. On croit qu'il a la plus grande base de ressources pour le zinc dans le monde. Des méthodes d'exploitation à ciel ouvert et souterraines sont utilisées à Mount Isa.

**4. La mine McArthur River de Glencore :** a grimpé à la quatrième place de ce classement, grâce à la fermeture d'une autre mine de zinc en 2015. La production de zinc a augmenté de 21% en 2015, stimulée par le projet de développement de phase 3 récemment mis en œuvre. À pleine capacité, la mine McArthur River produira 383kt de zinc, 93kt de plomb et 110t d'argent en concentré par an.

## 1.5.2 En Algérie

L'Algérie comporte essentiellement des gisements polymétallique(Zn, Pb, Cd), de type sulfurés et rarement oxydés. Il existe deux laveries(El Abed et Kharzet Youcef), cependant les besoins annuels en alimentation du concentré de zinc s'élèvent à 80,000 tonnes, mais l'usine de Kharzet Youcef est à l'arrêt depuis 1990, néanmoins le gisement de Chaabet El-Hamra situé à proximité en quelque sorte palier à ce problème et permettre la réouverture de la laverie.

Actuellement l'ENOF fait des études sur les gisements plombo-zincifères dont l'objectif global est la mise en évidence des zones prioritaires pour une éventuelle reprise de l'exploitation ainsi que de l'exploration. Il s'agit bien sur de tenir compte des conditions technico-minières, économiques, environnementales et autres afin d'avoir une idée précise sur les potentialités minières des sites étudiés.

- **Gisement d'Ain Kahla :**

Il fait partie de la wilaya de Sétif et se trouve à 50 Km au sud de celle-ci. Il est distant de 8 km au Sud-est de Ain Azel , chef lieu de commune et de Daira.

Sur le plan géomorphologique, la région de Ain Kahla est constituée par les édifices montagneux de Hadjar Labiod et de Rahbat, séparés l'un de l'autre, par la dépression d'Ain Azel.

Le relief est accidenté. Les côtes maximales varient de 900 à 1450 m. Les dénive-

lées atteignent 150-450 m. le point culminant est le mont Labiod (1371 m). Les massifs montagneux sont dénudés et les conditions d'affleurements sont bonnes.

- **Gisement de Kherzet-youcef :**

Le périmètre d'étude fait partie de la plaine Sétifienne, insérée entre deux massifs de l'atlas tellien (Tell et présaharien). Il constitue la limite naturelle entre les hautes plaines du nord et les monts du Hodna au sud.

Le rapport entre les deux minerais métallifères penche sensiblement en faveur de la blende. La roche encaissante est la dolomie grise, à grains fins, poreuse (grains de 0,01-0,03mm); renfermant de menus grains de quartz, pyrite et marcasite.

- **Gisement de Boudoukha :**

Le site minier de Boudoukha occupe une superficie de 2140 ha; il est situé à 12 km à l'Est d'El-Milia, dans la commune de Ain-Kechera, daïra de Collo, wilaya de Skikda.

Le relief est accidenté. Les côtes maximales varient de 150 à 600 m, les dénivelées atteignent 70-150 m. Les massifs montagneux sont couverts, les conditions d'observations sont difficiles.

Les occurrences de la minéralisation polymétallique sont les plus nombreuses dans la région. Certaines d'entre elles furent exploitées à l'époque romaine. Plus tard, l'exploitation a repris et s'est poursuivie de façon intermittente jusqu'à une période toute récente. Tous les gîtes polymétalliques sont d'origine hydrothermale; par la position géologique et leur constitution, ils sont assez divers et se subdivisent en plusieurs formations et subformations ou types minéralogiques.

- **Gisement de Sakamody :**

Le gisement Plombo-Zincifère de Sakamody est situé à une cinquantaine de Km au sud-est de la capitale (Alger), à environ 2 Km à l'est de la route reliant Alger à Bou-Saada. Les corps de minerai du gisement et leurs flancs sont représentés par une série de zones de brèches, à pendage raide, avec une minéralisation en sphalérite et galène, sous forme de nids et veinules. La teneur en plomb et zinc dans ces zones est assez irrégulière et varie de 0,001 à 40%.

L'exploitation du gisement se faisait d'une manière irrationnelle. La reprise de l'exploitation, vivement souhaitée, au vu des réserves restantes, pourraient nécessiter des travaux de réhabilitation du secteur.

- **Gisement de Guerrouma :**

La région, comprenant le gisement de Guerrouma, se trouve dans la partie centrale de la zone littorale de l'Atlas tellien. Du point de vue administratif, elle appartient aux communes de Guerrouma et Zbarbar, Daïra de Lakhdaria, dans la wilaya de Bouira. La localité la plus proche, ayant une liaison par rail et route avec la capitale est la ville de Lakhdaria, située à une vingtaine de Km au nord du gisement. Les altitudes de la région culminent à 1099m. Le relief du terrain est diversifié, à la faveur des ravins et lits des ruisseaux.

Le minerai se trouvant dans le gisement est un minerai de zinc et de plomb, représenté par deux principaux minéraux sulfuriques : la blende(ZnS) et la galène (PbS), apparaissant souvent sous forme de filons distincts et purs.

## 1.6 Techniques d'exploitation des gisements

L'extraction du zinc est le processus par lequel les formes minérales du zinc métallique sont extraites de la terre par l'exploitation minière. Une mine de zinc est une mine qui produit du zinc métal. Certaines mines produisent principalement du zinc, mais d'autres produisent du zinc comme produit secondaire d'un métal qui a une concentration plus élevée dans le minerai. La plupart des mines de zinc produisent du zinc et du plomb ou du zinc et du nickel.

Plus de 50 pays dans le monde extraient le minerai de zinc, l'Australie, le Canada, la Chine, le Pérou et les États-Unis étant les plus gros producteurs. Environ 80% du zinc mondial est extrait en sous-sol, tandis que 8% est extrait à ciel ouvert, et le reste en utilisant une combinaison des deux méthodes. Après l'extraction et la transformation, le zinc est envoyé à une station de traitement puis à une fonderie de zinc.

### 1.6.1 Les méthodes d'exploitation proposées pour la mine de CEH

Le bureau canadien SIDAM a proposé la méthode d'abattage par chambres et piliers avec remblayage par les rejets stériles de l'usine de traitement. Le sable, rejets, sera transporté, de kherzet-youcef à Chaâbet-el-hamra, par les camions destinés au transport du T.V.

Au préalable, ce sable stérile de la laverie devrait être mis en pulpes, mélangé à 4 – 5% de ciment dans un atelier à Kherzet-youcef, avant d'être coulé dans les chantiers qui en auront besoin, au moyen d'une installation de tuyauterie appropriée. Cette méthode a ses avantages et inconvénients.

#### Les avantages de la méthode

- Une récupération totale des réserves ;
- Une sécurité maximale dans les travaux d'abattage
- Un taux de salissure réduit.

#### Les inconvénients de la méthode

- Plus de main d'œuvre, pour la manutention ;
- Un complément d'équipements à mettre en œuvre pour la préparation de la pulpe ;
- Coût additionnel d'investissement et d'exploitation qui viendront grever les résultats.

Cette méthode, soumise à l'avis de plusieurs Bureaux d'Etudes Techniques (BET), n'a pas été retenue pour son coût élevé qui risque de compromettre la rentabilité du projet. Elle fut rejetée à la faveur de deux méthodes déjà pratiquées, par l'unité, lors de l'exploitation de la partie supérieure du gisement. Ces deux méthodes convenaient à la morphologie du gisement, la puissance de la minéralisation, sa qualité et son pendage. Ces méthodes sont :

- Le traçage, défilage pour les couches dont la puissance est  $\leq 05$  m.
- Les sous-niveaux foudroyés pour les couches dont la puissance est  $\geq 05$  m.

## 1.7 Évolution des prix

En octobre 2016, le prix du zinc s'établit à 2 312 dollars la tonne, en hausse de 0,8% sur un mois et en hausse de 34,1% sur un an.

Le prix du zinc indiqué ici est tiré des statistiques de la Banque mondiale, établies à partir des chiffres du London Metal Exchange (LME), pour du zinc avec un degré de pureté minimal de 99,95%.

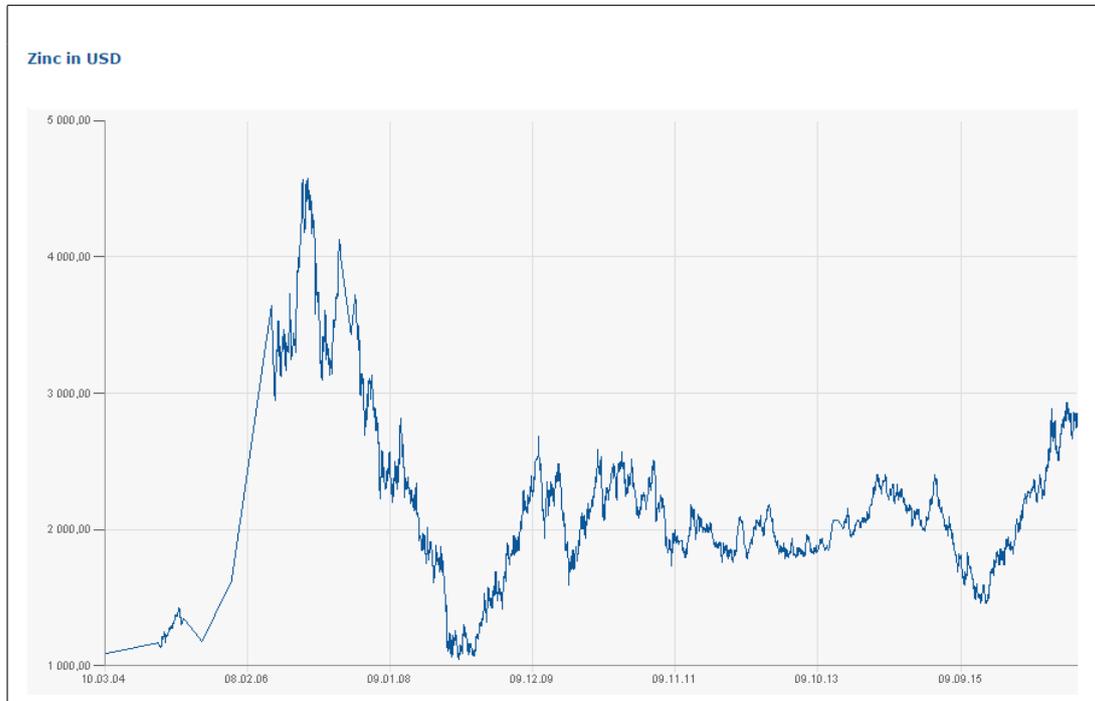


FIGURE 1.5 – L'évolution des prix du zinc dans les dernières années (LME 2016)

## 1.8 Production mondiale du zinc

Actuellement, malgré le récent ralentissement en Chine, la demande en zinc reste soutenue, Résultat : la demande mondiale a augmenté de près de 14% au cours de ces quatre dernières années. Entre temps, l'offre minière de zinc a chuté, entraînant un déficit de l'offre. Malgré ce déficit récent, le prix du zinc n'a pas augmenté. Cela s'explique par le fait que les réserves en surface du métal, comme celles à la London Metals Exchange, ont suffi à combler le déficit. Mais comme le montre le graphique ci-dessous (Figure 1.6), les stocks de zinc à la LME chutent fortement. De toute évidence, les stocks en surface ne peuvent combler l'offre déficitaire indéfiniment. En fait, la baisse des réserves à la LME, combinée à l'affaiblissement de la production minière de zinc, créera un « point de pincement d'ici six mois. » A partir de ce point, « nous verrons un grand mouvement. »

L'histoire récente le prouve : lorsque les réserves de zinc à la London Metals Exchange ont fortement chuté entre 2004 et 2006, le prix a grimpé en flèche.

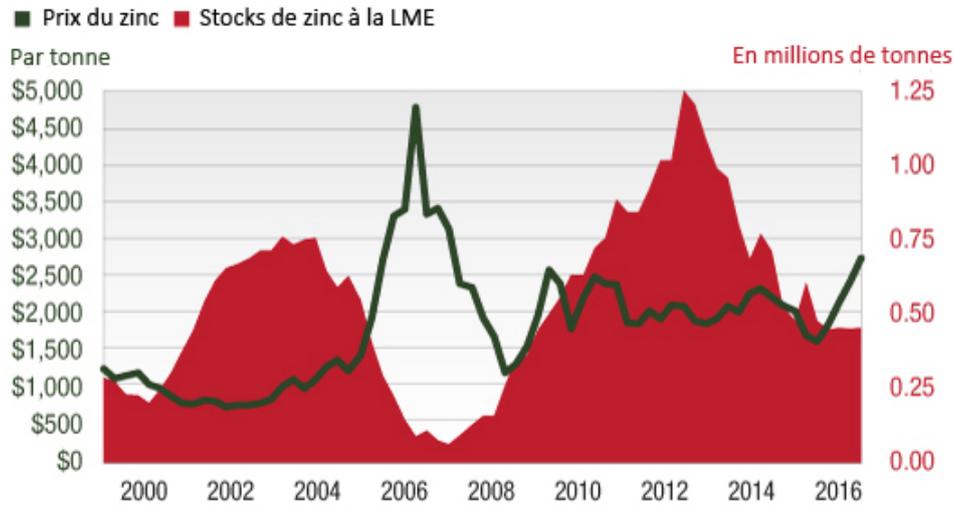


FIGURE 1.6 – L'évolution des prix du zinc et le stock de zinc à la LME ces dernières années (Teck Resources Ltd 2016)

Les compagnies minières de zinc ont augmenté leur production pour profiter du prix élevé du métal. A mesure que la production augmentait et que les stocks de métaux remplissaient les entrepôts agréés par la LME, le déficit de zinc s'est transformé en surplus, entraînant une nouvelle fois une chute du prix.

Début 2016, lors d'une conférence destinée aux investisseurs, une version du graphique reproduit ci-dessous a été présentée, qui prévoit une augmentation du déficit de l'offre jusqu'en 2020. Si ces déficits prévisionnels se matérialisent, le prix du zinc pour-

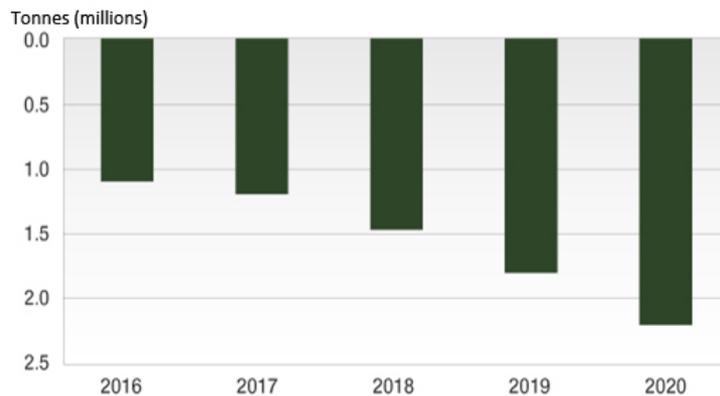


FIGURE 1.7 – Les prévisions sur le déficit de l'offre en zinc par rapport à la demande (Teck Resources Ltd 2016)

rait facilement dépasser son plus haut atteint en 2006, de 2,11 dollars par livre. Cela représenterait un gain de 73% par rapport au prix actuel de 1,22 dollar par livre.

## 1.9 Production de la mine de CEH

Durant la vie du projet, 1 318 657 t de TV, abattues, extraites et transportées, seront traitées. Ces quantités traitées donneront 126 584 T de concentré. Les paramètres technologiques utilisés pour aboutir aux résultats de traitement suivants, sont ceux utilisés universellement. Avec des frais de traitement de 170 \$/t, une récupération de 84.50 % et une teneur du produit marchand de 53 %.

L'usine travaillera cinq (05) jours sur sept (07) suivant le système des 3 X 8 discontinus pendant 11 mois. Ce système lui permettra de traiter environ 80 000 tonnes/an, suivant la capacité du broyeur (14.25 t/h) déterminée par le calcul suivant :

$$Q = \frac{V \times 100}{B1 - B2} \text{t/h.} \quad (1.1)$$

Où :

- $V=V1+V2$  ;
- $V1$  et  $V2$  étant les volumes du broyeur 1 et 2,
- $V1=6.2 \text{ m}^3$ ,  $V2=4.2 \text{ m}^3$ ,
- $q$ = productivité du broyeur,
- $q= 1\text{t}/\text{m}^3/\text{h}$
- $B1$ =teneur de la classe (0,076 mm) dans le minerai broyé 83%,
- $B2$ =teneur de la classe (0,076 mm) dans le TV broyé 10%.

$$Q = 14.25\text{t/h}$$

# Chapitre 2

## Préparation des minerais

### 2.1 Concassage

#### 2.1.1 Définition

La fragmentation d'un solide s'opère sous l'action d'un champ de contrainte tridimensionnel non homogène généré par des forces en contact. Le concassage commence à un stade précoce de la réduction dimensionnelle. Il est une opération de réduction du tout-venant extrait de la mine ou de la carrière jusqu' à une dimension de l'ordre de quelques centimètres ou millimètres. Il s'agit généralement d'une opération sèche réalisée en deux ou trois étapes (primaire, secondaire et tertiaire).

#### 2.1.2 Concassage primaire

Les concasseurs primaires sont des machines lourdes qui ont pour but de réduire la taille du minerai du tout venant à une taille appropriée pour le transport et pour l'alimentation des concasseurs secondaires. Il existe deux types principaux de concasseurs primaires dans les opérations métallifères : concasseurs à mâchoire et concasseurs giratoires.

#### 2.1.3 Concassage secondaire

Les concasseurs secondaires sont beaucoup plus légers que les concasseurs primaires parce qu'ils prennent le minerai broyé comme alimentation, la taille maximale de l'alimentation sera normalement inférieure à 15 cm de diamètre et, parce que la plupart des constituants nocifs dans le minerai, tels que le bois, les argiles et les boues ont été déjà enlevés, donc le minerai est beaucoup plus facile à manipuler. Les concasseurs secondaires fonctionnent également à secs, et leur but est de réduire le minerai à une taille appropriée pour le broyage.

Dans les cas où la réduction de taille peut être réalisée plus efficacement par concassage, il peut y avoir un stade tertiaire avant que le matériau soit passé aux broyeurs. Les concasseurs tertiaires sont de même conception que les secondaires, sauf qu'ils ont un ensemble plus étroit (serré).

La majeure partie du concassage secondaire des minerais métallifères est réalisée par des concasseurs à cône et des concasseurs à percussion.

## 2.1.4 Circuits de concassage et contrôle

Ces dernières années, des efforts ont été faits pour améliorer l'efficacité du concassage afin de réduire les coûts d'investissement et les coûts d'exploitation. Le contrôle automatique des circuits de concassage est de plus en plus utilisé, des concasseurs plus grands ont été construits et des unités de concassage mobiles ont été utilisées, ce qui permet un transport de minerai relativement bon par des bandes transporteuses plutôt que par des camions vers une station de concassage fixe.

## 2.2 Criblage

### 2.2.1 Définition

Le criblage est une surface ayant de nombreuses ouvertures, ou trous, habituellement de dimensions uniformes. Les particules présentées à ces trous passeront ou seront retenues, selon la taille des particules -plus petites ou plus grandes que les dimensions de l'ouverture-, l'efficacité du criblage est déterminée par le degré de perfectionnement de la séparation du matériau en fractions de tailles au-dessus ou au-dessous de la taille d'ouverture.

## 2.3 Broyage

### 2.3.1 Définition

Le broyage est l'action de séparer un matériau donné en plusieurs parties ou de diminuer sa taille. Cela concerne donc la réduction d'un ou de plusieurs corps en fragments de dimension préalablement établie, ou à la réduction d'un ensemble solide, déjà fragmenté en éléments encore plus petits(Figure 2.1).

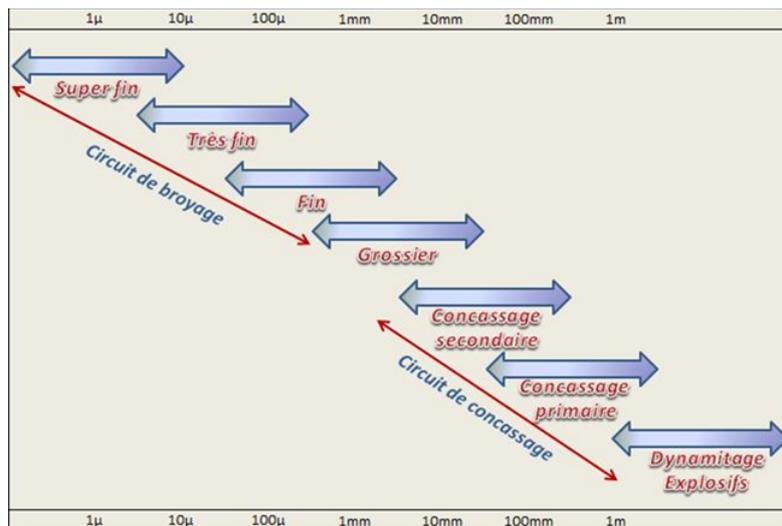


FIGURE 2.1 – Les différentes tailles obtenues lors de la préparation mécanique

À cette étape, les particules sont réduites en taille par une combinaison d'impact et d'abrasion.

### **2.3.2 Circuits de broyage**

Les types de broyeurs et les circuits de broyage doivent être pris en considération simultanément. Les circuits sont classés en deux grandes catégories : circuits ouverts et circuits fermés. Dans les circuits ouverts, le matériau est introduit dans le broyeur à une vitesse calculée en un seul cycle. Dans les circuits fermés, l'objectif n'est pas de réduire la taille du minerai en un seul cycle mais on cherche à enlever le matériau du circuit dès qu'il atteint la taille requise. Ce type de circuits permet d'augmenter la capacité jusqu'à 35%.

## **2.4 Classification**

### **2.4.1 Définition**

La classification est une méthode de séparation des particules en deux ou plusieurs classes sur la base de la vitesse avec laquelle elles se sédimentent dans un milieu fluide (Heiskanen, 1993), il s'agit généralement de l'eau. Puisque la vitesse des particules dans un milieu fluide dépend non seulement de la taille, mais aussi du poids spécifique et de la forme des particules donc les principes de classification sont importants et variés. Les classificateurs sont également influencés fortement par la performance des circuits de broyage.

### **2.4.2 Mouvement des solides dans les fluides**

Le mouvement des solides dans les fluides est principalement gouverné par deux conditions : Condition de sédimentation libre et condition de sédimentation gênée (entravée) qui sont indépendantes l'une de l'autre. La sédimentation libre se réfère à la chute des particules, librement, dans de l'eau calme, ou contre un courant ascendant opposé, sans interférence des autres particules. Cette condition est observée dans les réservoirs de sédimentation, épaisseurs et classificateurs. Alors que la sédimentation gênée se réfère à la chute des particules de tailles, formes et densités diverses dans un milieu hétérogène. La vitesse de sédimentation de ces particules est beaucoup inférieure que la vitesse de sédimentation libre des particules, mais assez rapide pour maintenir les particules en mouvement.

### **2.4.3 Sédimentation libre et sédimentation gênée ou entravée**

Il existe deux types de sédimentations appelées sédimentation libre et sédimentation gênée ou entravée suivant l'abondance des particules solides dans la pulpe. Par définition, la limite entre la sédimentation libre et la sédimentation gênée est donnée par la proportion égale à 5% en volume de solide dans le fluide. Pour des valeurs inférieures à 5%, on se trouve dans le domaine de la sédimentation libre. Pour des valeurs supérieures, on se trouve dans le domaine de la sédimentation gênée.

Dans l'un et dans l'autre des domaines ainsi définis, deux particules sont équivalentes ou

équitombantes quand leurs vitesses limites de sédimentation sont identiques. La raison de la sédimentation est le rapport des diamètres de deux particules équivalentes.

**a. Sédimentation libre :** La condition d'équivalence s'écrit :

-En régime laminaire :

$$(\rho_1 - \rho_l) r_1^2 = (\rho_2 - \rho_l) r_2^2 \quad (2.1)$$

-En régime turbulent :

$$(\rho_1 - \rho_l) r_1 = (\rho_2 - \rho_l) r_2 \quad (2.2)$$

Le rapport de sédimentation libre de deux sphères de différentes densités ( $\rho_1$  et  $\rho_2$ ) dans un liquide de densité  $\rho_l$  peut être écrit comme :

$$R = \left( \frac{(\rho_1 - \rho_l)^{m_1}}{(\rho_2 - \rho_l)^{m_2}} \right) \quad (2.3)$$

Généralement,  $m_1$  et  $m_2$  sont très proches l'un de l'autre, ainsi le rapport de sédimentation libre peut être écrit :

$$R = \left[ \frac{(\rho_1 - \rho_l)}{(\rho_2 - \rho_l)} \right]^m \quad (2.4)$$

Avec  $m = 1/2$  pour le régime laminaire et  $m = 1$  pour le régime turbulent

**b. Sédimentation gênée :**

Les expressions précédentes restent valables à condition de remplacer la masse spécifique du fluide par celui de la suspension. On déduit de l'expression mathématique de la raison de sédimentation que :

1. Pour obtenir un classement volumétrique, on a intérêt à ce que  $\rho$  soit aussi proche que possible de l'unité, ce qui nécessite l'emploi des pulpes diluées.
2. Pour obtenir un classement densimétrique, il convient de d'opérer dans des pulpes relativement denses (25% de solides en volume) afin de ne pas trop ressentir l'influence de la taille des particules.

## 2.5 Flottation

### 2.5.1 Définition

La flottation est sans aucun doute la technique de traitement des minerais la plus importante et la plus utilisée, c'est un procédé de traitement physico-chimique basé sur les propriétés superficielles des particules minérales, selon qu'elles soient en contact avec de l'air ou de l'eau. Dans cette optique, on met en suspension dans de l'eau les particules de minerai finement broyées, puis on conditionne le mélange minerai/eau (ou pulpe) avec un réactif chimique appelé collecteur, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de la substance à flotter, afin que celle-ci soit plus encline à adhérer aux bulles d'air qu'aux particules d'eau.

La pulpe est alors introduite dans un appareil muni d'un agitateur et d'une arrivée d'air. Les bulles d'air injectées vont se fixer sur les particules devenues hydrophobes, et ainsi les faire remonter à la surface de la pulpe. Il suffira par la suite de recueillir la mousse résultante ; le concentré minéral est obtenu par simple lavage suivi d'un séchage. La qualité de la mousse (stabilité, solidité, taille des bulles) est assurée par l'ajout d'un réactif appelé moussant.

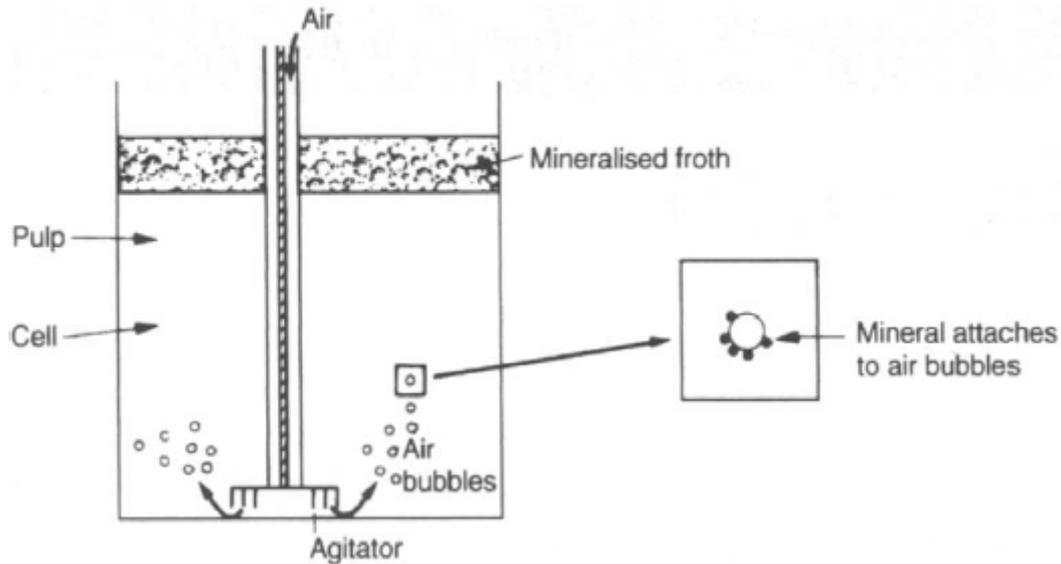


FIGURE 2.2 – Principe de flottation

## 2.5.2 Principe et protocole

Le principe de la flottation peut être décrit de la manière suivante :

Les particules solides que l'on désire séparer, et qui doivent être idéalement constituées d'une seule phase, sont mises en suspension dans l'eau, et le système est appelé pulpe. On traite tout d'abord cette pulpe avec certains réactifs chimiques, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de certains solides, de manière à ce qu'elle ait une plus grande affinité pour l'air que pour l'eau. Parmi les réactifs qui sont utilisés, un ou plusieurs sont appelés collecteurs, plus généralement, surfactants et ont pour fonction de modifier l'hydrophobicité à la surface des particules. À la fin de la phase de conditionnement, la surface des particules constituées de la phase solides que l'on désire séparer est seule devenue hydrophobe, ce qui permet de réaliser une flottation différentielle. La pulpe ainsi conditionnée est alors introduite dans des cellules de flottation, c'est-à-dire des réacteurs munis d'agitateurs, de diaphragme, ou d'électrodes qui dispersent ou engendrent des bulles d'air dans la suspension. Les bulles d'air vont se fixer sur les particules dont la surface est hydrophobe. Sous l'action de la poussée d'Archimède résultante, l'ensemble particule + bulle flotte à la surface de la cellule dans une écume (mousse) dynamiquement stable, formée un agent moussant.

La flottation peut être décomposée en un certain nombre d'opération élémentaires :

- La mise en suspension des particules solides, idéalement constituées d'une seule phase (libérées), qui doivent être séparées ;
- Le traitement de la pulpe avec certains réactifs (conditionnement) pour rendre hydrophobe la surface de certaines particules ;
- L'introduction de la pulpe dans les cellules de flottation, appareils munis d'un système d'injection de bulles d'air et fournissant l'agitation nécessaire à la suspension du solide ;
- L'attachement des bulles d'air (dont la dimension et contrôlée par leur mode d'introduction, l'agitation et la présence d'agents surfactants à l'interface liquide)

- aux surfaces hydrophobes ;
- La montée en surface due à la poussée d'Archimède des ensembles (agrégats) particule-bulle ;
- L'établissement(dépendant de la qualité et du type de moussant utilisé) dans la partie supérieure de la cellule d'une phase écume stable dans laquelle vont se rassembler les particules qui flottent ;
- L'enlèvement de la pulpe restant dans la cellule(résidu ou rejet).

Comme norme générale, c'est le minéral de valeur qui est flotté, laissant la gangue dans la pulpe à rejeter. Cette procédure s'appelle flottation directe, par opposition à la flottation inverse où la gangue est éliminée dans la fraction flottée.

### 2.5.3 Les réactifs de flottation

Les réactifs de flottation sont des matières chimiques introduites dans la pulpe pour pouvoir créer la flottation sélective des minéraux. Ils se divisent en deux classes :

- **Première classe** : Les réactifs de flottation agissent sur la surface des minéraux ; en dépendance de leur fonction, ces réactifs se divisent en groupes :
  - **Collecteurs** : Ce sont des substances organiques. L'action des collecteurs consiste à diminuer la mouillabilité des surfaces des minéraux par la formation sur leur surface, des pellicules hydrophobes qui contribuent à une meilleure adhérence des particules aux bulles d'air.
  - **Les déprimants (dépresseurs)** : Ces réactifs sont utilisés afin de diminuer la flottabilité des minéraux de la roche stérile ou de diminuer la flottabilité des minéraux qui doivent passer en produits de cellule. Les déprimants empêchent la fixation des collecteurs sur la surface des minéraux.
  - **Activants** : Ils contribuent à la fixation des collecteurs sur la surface des minéraux.
  - **Régulateurs de milieu** : Ils sont utilisés afin de créer les conditions favorables lors de la flottation. Leur destination principale est le réglage de la composition des ions dans la pulpe. Les régulateurs exercent une influence sur les procédés d'action des collecteurs, des activants et des déprimants avec les minéraux.
- **Deuxième classe** : Les réactifs de flottation agissent sur la surface de séparation gaz-liquide. Ce sont les moussants ; ils contribuent à la dispersion de l'air qui est aspiré dans la cellule de flottation et il contribue à la formation d'une mousse stable et solide.

### Les exigences aux réactifs de flottation

Les réactifs de flottation doivent être :

- Non coûteux.
- Non déficitaires.
- Stables lors du stockage.
- Solubles dans l'eau.
- Non toxiques.
- Leur action doit être sélective.
- Leur qualité doit être standardisée.

## 2.5.4 Types de Flottation

Selon les besoins industriels et économique pour une telle ou telle substance minérale, on y trouve deux types de flottation :

- a. **Flottation Directe** : Lors de ce procédé, on cherche à extraire prioritairement la substance utile comme produit de mousse et on laisse la gangue plonger en produit de cellule. On effectuera donc une flottation directe du minéral utile. Cette flottation est généralement utilisée pour récupérer des petites quantités valorisables présentes dans une gangue importante, ou purifier le produit de cellule des impuretés qui y sont présentes.
- b. **Flottation Inverse** : En revanche, ce procédé consiste à faire flotter la gangue, en laissant la substance utile en produit de cellule. Dépendamment des quantités à récupérer et des réactifs nécessaires, il peut parfois être plus intéressant d'effectuer une flottation inverse, notamment lorsque la flottation sélective de certains minéraux est plus compliquée.

## 2.5.5 Appareils de flottation

De nombreuses machines de flottation ont été fabriquées et développées, mais on distingue deux groupes principaux : machines pneumatiques et mécaniques.

- a. **Machines mécaniques** : Ce type de cellules se compose d'une région fortement turbulente produite par une hélice, pour fournir l'agitation nécessaire pour maintenir les particules en suspension, disperser les bulles d'air et provoquer un contact de bulles-particules.

De plus, la cellule doit contenir une zone de repos pour que les bulles chargées de minéraux peuvent monter à la surface de la cellule sans perte de particules due à une turbulence perturbatrice. L'élimination de la mousse de la cellule peut être soit par débordement non assisté ou grattage mécanique par l'utilisation des palettes.

- b. **Machines Pneumatiques** : Dans ce type de cellules, la pulpe et l'air sont injectés dans la cellule par une buse pour produire un contact intime entre l'air et les particules.

L'injection d'air est utilisé non seulement pour fournir l'aération, mais aussi pour suspendre les particules et assurer leur circulation. Cela signifie généralement qu'une quantité excessive d'air doit être utilisée et, par conséquent, ces types de machines ne sont pas aussi communs que les cellules mécaniques dans les plantes. Exemples de cellules pneumatiques : la cellule Davcra, la colonne de flottation et la cellule Jameson.

La plupart des machines utilisées sont du type mécanique. Le choix de la cellule de flottation à utiliser est fait selon la performance métallurgique et les caractéristiques du concentrés recherchées.

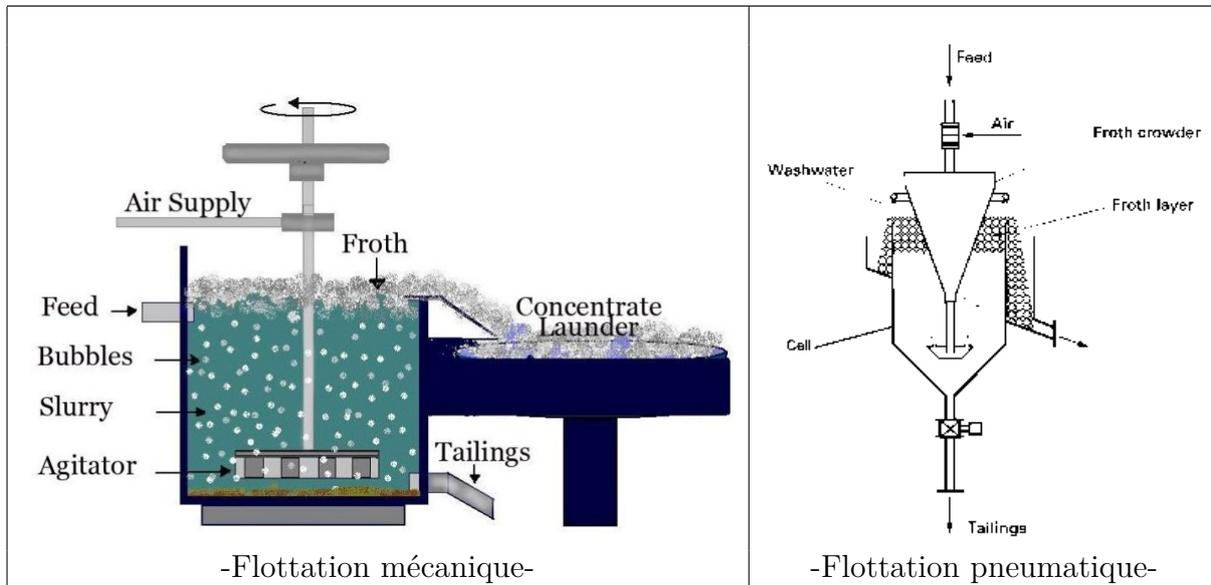


FIGURE 2.3 – Différents types de machines de flottation

### 2.5.6 Circuits de flottation

La flottation est effectuée comme une opération continue dans une série de cellules, ce qui permet d'obtenir une large opportunité pour la fixation des bulles de particules. La vitesse à laquelle les particules flottent dépend de la composition des particules, de la densité de la pulpe, de la taille des particules et du degré de turbulence dans la cellule. L'agencement d'un certain nombre de cellules en série permet de collecter différents produits des différentes cellules, car souvent la teneur en concentré récupérée à partir d'une seule étape de la flottation n'est pas assez élevée.

## 2.6 Technique d'enrichissement du minerai de Chaabat El Hamra

L'usine d'enrichissement du complexe minier de Kharzet Youssef est conçue pour le traitement du minerai de zinc provenant de la mine de Chaaba El Hamra. De nos jours la laverie ne produit que le zinc, plusieurs modifications ont été faites au niveau de la laverie, comme la section de préconcentration gravimétrie (suspension lourde), la section de la flottation du plomb, les hydrocyclones, la séparation magnétique. Tous ces modifications ont été faite dans le but d'économiser l'énergie et les dépenses.

L'installation de préparation du minerai est conçue pour fonctionner avec une cadence de l'ordre de 400 t /j.

La réduction du tout-venant (de 350mm à 15mm) s'effectue en deux étapes : dans un concasseur à mâchoires puis vers le concasseur à cône qui fonctionne en cycle fermé avec le transporteur à bonde. Ensuite, Le minerai est acheminé vers le corps principal de la laverie par l'intermédiaire du convoyeur à bande de longueur L=45m. Le procédé de broyage s'effectue par un broyeur à boulets apte à réaliser la classe inférieure à 0,074 mm : fonctionnant en cycle fermé avec un classificateur mono spirale.

La technologie de séparation utilisée dans cette usine de traitement est la flottation. Une installation de flottation comporte plusieurs cellules en série pour permettre un épouséement méthodique de la pulpe. Le schéma de flottation actuel est composé d'un cycle de flottation du zinc précédé par une agitation, en vue de permettre au sulfate de cuivre d'activer les grains libres du minéral de zinc et le collecteur xanthate isobutyle de potassium d'enrober les grains en périphérie des bulles d'air. Le cycle comprend une opération principale, une de contrôle et trois épurages.

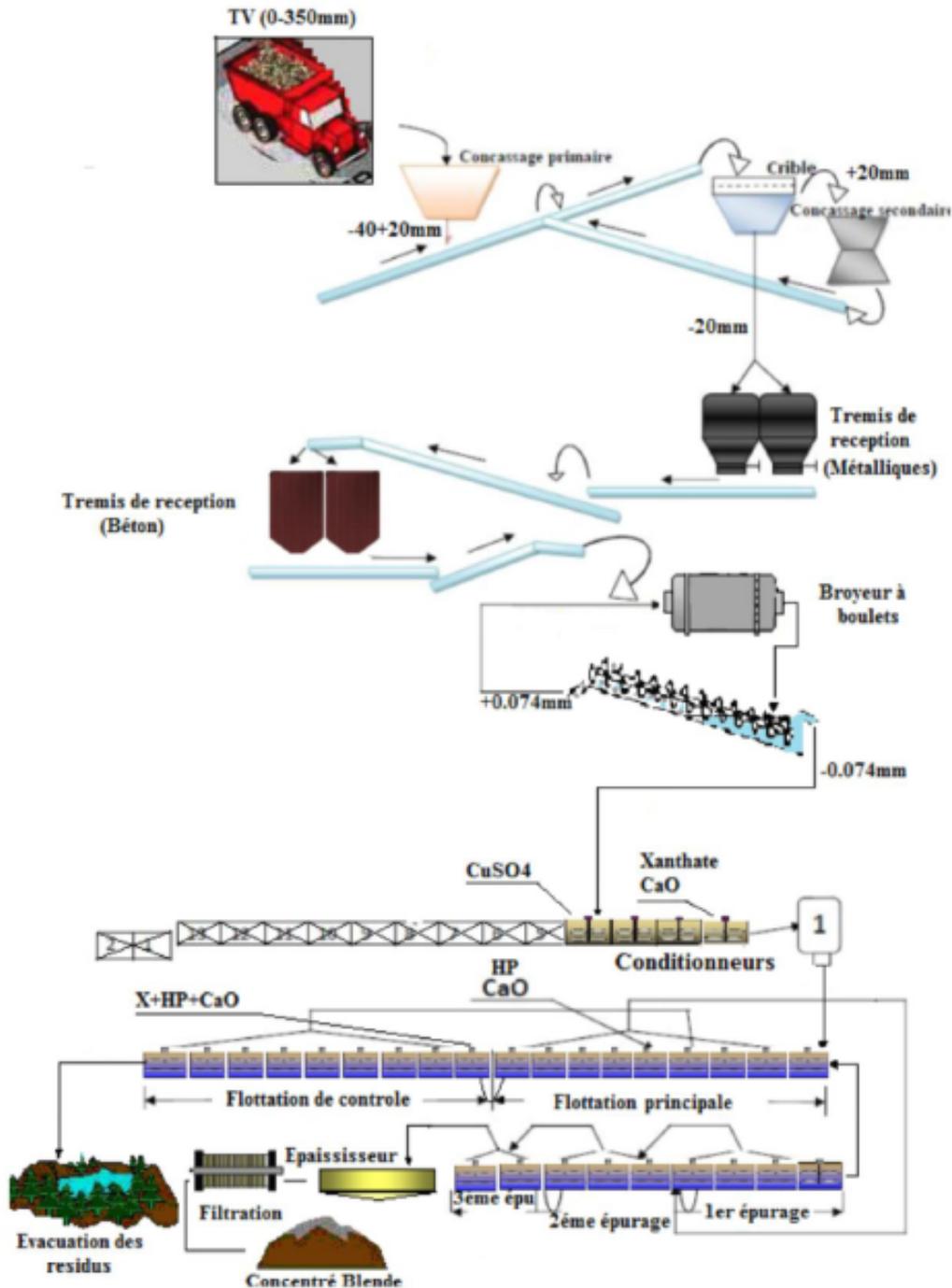


FIGURE 2.4 – Schéma proposé pour le traitement du minerai de la mine Chaaba El Hamra

# Chapitre 3

## La métallurgie extractive

### 3.1 Généralité

Le terme métallurgie extractive désigne à la fois l'élaboration des métaux à partir de leurs minerais bruts et/ou enrichis, et la fabrication et le traitement des alliages, afin d'obtenir un matériau de propriétés bien spécifiques. Elle met en jeu des opérations de transformation, par réaction chimique, des constituants du minerai, des solutions liquides ou de phases gazeuses intermédiaires, avec des composés plus ou moins facilement séparables les uns des autres, soit par des opérations d'extraction, soit par des opérations de séparation. Le sujet de la métallurgie se divise grosso modo en métallurgie physique, métallurgie mécanique, métallurgie chimique, minéralurgie, métallurgie des poudres et de la métallurgie de l'ingénierie.

En résumé, la métallurgie extractive comprend plusieurs étapes :

- Extraction du minerai de la terre ;
- Concentration des minéraux de valeur contenus dans le minerai ;
- la fonte de ces concentrés pour obtenir des métaux et finalement ;
- l'affinage de ces métaux pour atteindre des standards de pureté compatibles avec leur utilisation ultérieure.

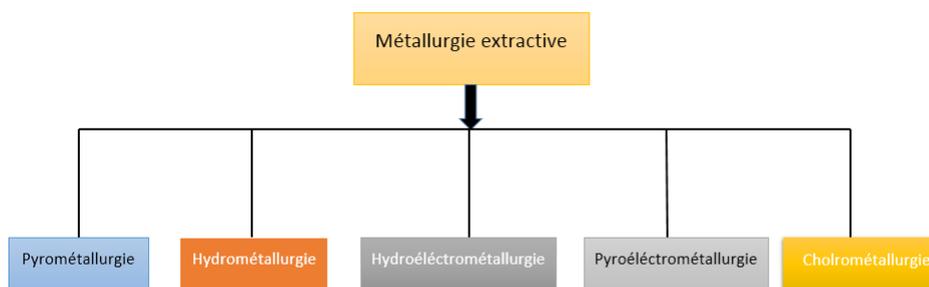


FIGURE 3.1 – Les différents processus de métallurgie extractive

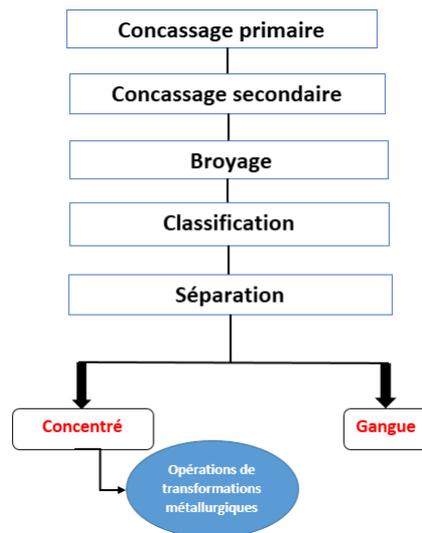


FIGURE 3.2 – Les étapes principales du processus d'extraction

## 3.2 La pyrométallurgie

### 3.2.1 Généralités

Grâce aux progrès réalisés dans le domaine des connaissances physico-chimiques de base, le métallurgiste maîtrise mieux les procédés, de sorte qu'il livre des produits plus réguliers, et peut traiter des minerais à teneurs plus faibles et des minéraux réputés réfractaires. Grâce aux progrès dans la technologie, la pyrométallurgie a pu :

- augmenter énormément la production ;
- développer de hautes températures liées aux progrès dans le domaine de la technologie électrique ;
- créer de nouveaux systèmes de contrôle qui visent à remplacer l'intuition et l'expérience de l'opérateur par des contrôles rigides dictés par des équations mathématiques complexes, évolution liée aux progrès de l'électronique et des calculateurs.
- Enfin, il est important de signaler les progrès considérables qui concernent :
  - la récupération et le recyclage des métaux et des alliages, tant au niveau des fabrications qu'au niveau des métaux usés, ces derniers conduisant à des matériaux de deuxième fusion ;
  - la valorisation des coproduits, la pyrométallurgie ne se confinant pas à la production du métal seul ;
  - le traitement des gaz et des effluents, afin de protéger l'environnement (pollution de l'air, de l'eau et du sol).

### 3.2.2 Opérations de séparation de phases en pyrométallurgie

Les opérations de séparation de phases sont à la base des procédés industriels et sont conçues à partir des données théoriques de la physique, de la chimie et du génie métallurgique. La tradition et l'économie jouent aussi un rôle dans l'agencement des opérations ainsi que la qualité des produits obtenus. D'une façon générale, il est rare que l'on

obtienne par une seule opération la qualité requise ou le rendement optimal. Certaines opérations, comme le convertissage, la métallurgie sous vide, la distillation, sont à la fois des opérations d'extraction et de raffinage. Les appareils relatés dans ce paragraphe sont les appareils les plus communs. Dans la partie relative aux exemples de pyrométallurgie, y figurent d'autres appareils plus spécifiques.

## a. Calcination

Il s'agit d'un traitement thermique visant à la décomposition d'un minerai et à l'élimination d'un produit volatil,  $\text{CO}_2$  ou  $\text{H}_2\text{O}$ . Les carbonates sont susceptibles d'un tel traitement, car leurs températures de décomposition sont peu élevées :  $850^\circ\text{C}$  pour  $\text{CaCO}_3$ ,  $417^\circ\text{C}$  pour  $\text{MgCO}_3$ ,  $377^\circ\text{C}$  pour  $\text{MnCO}_3$ ,  $400^\circ\text{C}$  pour  $\text{FeCO}_3$ . Les réactions sont endothermiques :  $-50\text{ kcal/mol}$  ( $1\text{ cal} = 4,184\text{ J}$ ) à  $900^\circ\text{C}$  pour  $\text{CaCO}_3$ . Les fabricants de chaux utilisent des fours de deux types, qui travaillent à plus de  $900^\circ\text{C}$  selon le principe du contre-courant matière-gaz chauds :

- des fours rotatifs de  $1\,000\text{ t/j}$  de capacité maximale pour des fines granulométries ; la consommation énergétique est de  $1\,200$  à  $1\,300\text{ th/tonne}$  ( $1\text{ th} = 4,184.106\text{ J}$ ) ; les pertes énergétiques sont importantes ;
- des fours verticaux, dont les plus récents ont une capacité de  $600\text{ t/j}$ , traitent des granulométries de  $15$  à  $150\text{ mm}$ , avec une consommation énergétique de l'ordre de  $800\text{ th/tonne}$ .

On opère aussi une calcination pour les minerais de phosphates soit pour éliminer la matière organique, soit pour éliminer la gangue carbonatée, dans des fours rotatifs, à lit fluidisé, ou à calcination éclair. Dans les opérations de décarbonatation, on est gêné par la formation d'anneaux, dans les fours rotatifs, ou de prise en masse, dans les fours à lit fluidisé. Les tonnages traités peuvent atteindre  $250\text{ t/h}$ .

## b. Grillage

Le grillage a pour rôle d'éliminer sous forme gazeuse des éléments du minerai, autres que  $\text{CO}_2$  et  $\text{H}_2\text{O}$ , ou de transformer la matière afin d'appliquer, ensuite, des méthodes pyrométallurgiques ou hydrométallurgiques selon une gamme étendue de combinaisons.

On peut citer :

- Le grillage des sulfures, qui donne du  $\text{SO}_2$  et des oxydes ;
- Le grillage volatilisant, pour éliminer  $\text{As}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Sb}_2\text{O}_3$  et  $\text{ZnO}$  et les récupérer sous forme de fines particules condensées ;
- Le grillage agglomérant, pour modifier les caractéristiques physiques d'un minerai ;
- Le grillage sulfatant, chlorurant ou carbochlorurant, pour préparer un matériau à une phase hydrométallurgique ultérieure ;
- Le grillage magnétisant, ou réduction directe d'un oxyde, avant d'opérer une séparation minéralurgique. À l'origine on utilisait des fours verticaux à cuve, des fours tournants et des fours à soles multiétages. Des techniques nouvelles sont apparues.
- Le grillage éclair, consiste à injecter le matériau dans le four avec l'air et le combustible, après un préchauffage. L'opération de grillage éclair est associée à l'opération de fusion (Figure 3.3).
- Le grillage en lit fluidisé est utilisé pour améliorer les échanges thermiques solide-

gaz, et notamment, dans le cas des sulfures, pour éliminer le  $\text{SO}_2$  en maintenant une basse pression partielle de  $\text{SO}_2$  autour des particules. Le réacteur Fluo-solid (Figure 3.4) travaille en lit turbulent et peut fonctionner de façon autogène, si les réactions présentent une exothermicité élevée. Le combustible (charbon pulvérisé, fuel) est injecté dans le réacteur avec le concentré ou avec l'air. Les gaz sont traités pour éliminer  $\text{SO}_2$  et leur chaleur perdue peut être récupérée dans une chaudière. Pour éviter des températures trop élevées soit on opère une aspersion d'eau dans le réacteur, soit on alimente avec des produits humides, soit on utilise un refroidissement des parois par circulation d'eau dans un double chemisage externe (Water jacket). On peut encore recycler les éléments les plus grenus et insuffisamment transformés du produit calciné.

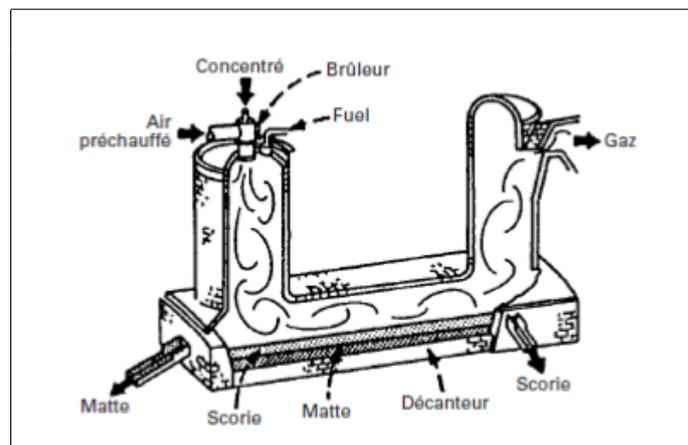


FIGURE 3.3 – Schéma du four de fusion éclair

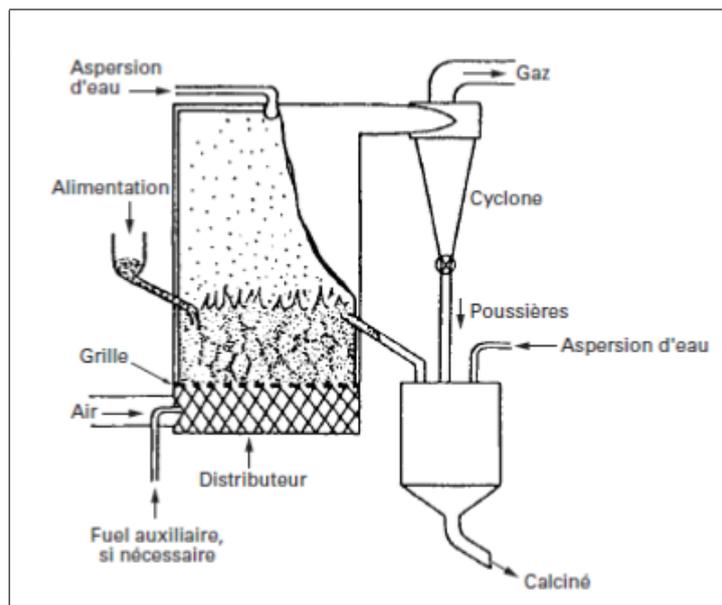


FIGURE 3.4 – Schéma du réacteur Fluo-solid pour le grillage en lit fluidisé

### c. Fusion

D'une façon générale, on opère la fusion à des températures élevées et les séparations gravitaires obtenues dans le four ne peuvent pas être complètes. On recherche avant tout à éliminer les éléments indésirables dans les laitiers et scories, les speiss et les fumées. Dans les fours verticaux, les opérations de réduction et de fusion sont associées : c'est le cas du séchage et du grillage réducteur de l'hématite dans un haut-fourneau (Figure 3.5), qui agit comme un producteur de gaz, le  $\text{CO}_2$  réagissant avec le coke pour donner  $\text{CO}$  et l'atmosphère du four réagissant avec la charge lors de la fusion.

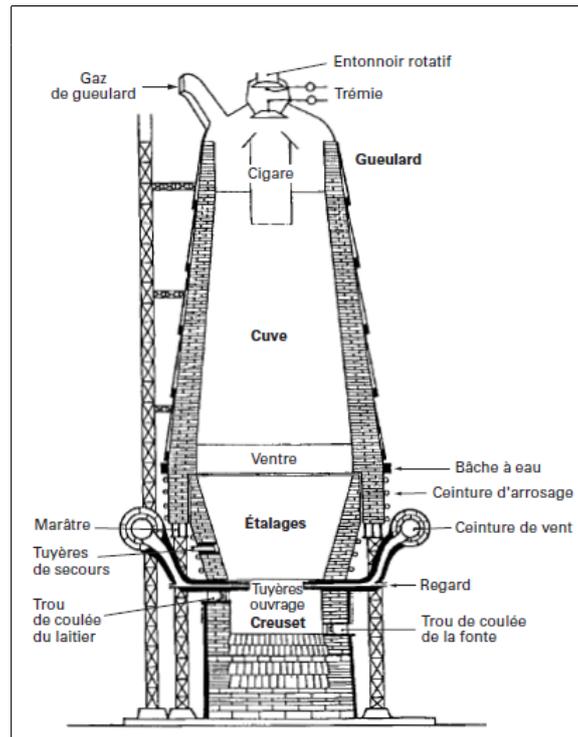


FIGURE 3.5 – Schéma du haut-fourneau

À l'inverse, dans les fours à réverbère (Figure 3.6), on évite de grouper les opérations de réduction et de fusion : les sulfures, dont un grillage préalable abaisse la teneur en soufre, sont fondus en présence d'un fondant, afin d'obtenir une matte enrichie en métal non ferreux. On évite l'oxydation poussée de la matte pour qu'il reste suffisamment de  $\text{FeS}$  afin de protéger les sulfures de l'oxydation.

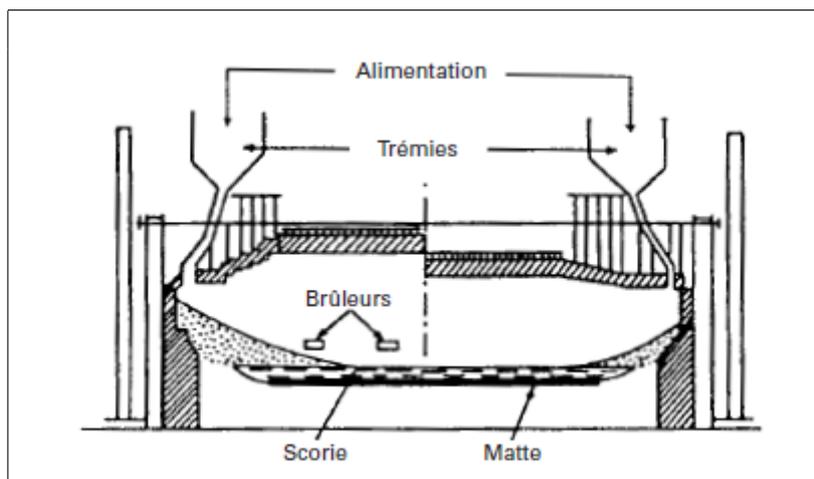


FIGURE 3.6 – Schéma du four à réverbère de fusion pour matte

La fusion pour matte peut être aussi réalisée en four à cuve ou en four électrique pour éviter la production de gaz à faible concentration en  $\text{SO}_2$ , non valorisables et rejetés dans l'atmosphère comme c'est le cas avec les fours à réverbère classiques. Dans les fours à réverbère modifiés, on souffle de l'oxygène à 90 % (exemple des procédés INCO , ou on opère sous une légère dépression dans le four pour obtenir des gaz riches en  $\text{SO}_2$  valorisables en acide sulfurique ou en soufre élémentaire ou en  $\text{SO}_2$  liquide. La conduite des opérations est rendue délicate, car un excès d'oxygène conduit à la formation de magnétite,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , dont il faut éviter la formation par un contrôle étroit des températures et de la composition de l'atmosphère gazeuse. Dans toutes les techniques de fusion, la température est généralement déterminée par la fusion de la scorie, qui doit s'écouler, plutôt qu'à partir du point de fusion du métal. Enfin, la fusion peut être combinée avec la volatilisation comme c'est le cas avec le procédé Imperial Smelting (Figure 3.7), qui associe un four à plomb et un condenseur du zinc métal piégé par une pluie de plomb. Le plomb et le zinc sont séparés ensuite par lixiviation .

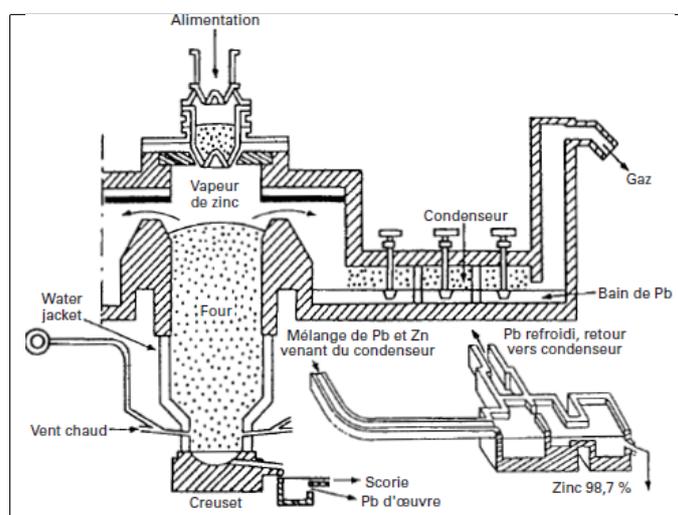


FIGURE 3.7 – Schéma du four Imperial Smelting

### Exemple :

pour l'étain, la température de fusion est celle de la réduction de l'étain dans sa scorie (1 150 à 1 200 ° C) et non celle de la fusion du métal, qui est de 500 ° C.

## d.Électrometallurgie

Précédé parfois d'un four tournant assurant un préchauffage-pré réduction, le four à arc électrique(Figure 3.8) est bien approprié à des fusions s'opérant à des températures supérieures à 1 500 ° C, qui ne peuvent être atteintes par la combustion de coke, de gaz naturel ou de fuel. En effet, la plus grande partie de la chute de potentiel s'effectue dans l'arc et l'énergie électrique est transformée localement en énergie thermique. Lorsque les électrodes sont placées à la base du four, on opère de façon continue-discontinue. Une des principales applications du four électrique est la fabrication des ferroalliages pour laquelle les températures de fusion sont très élevées.

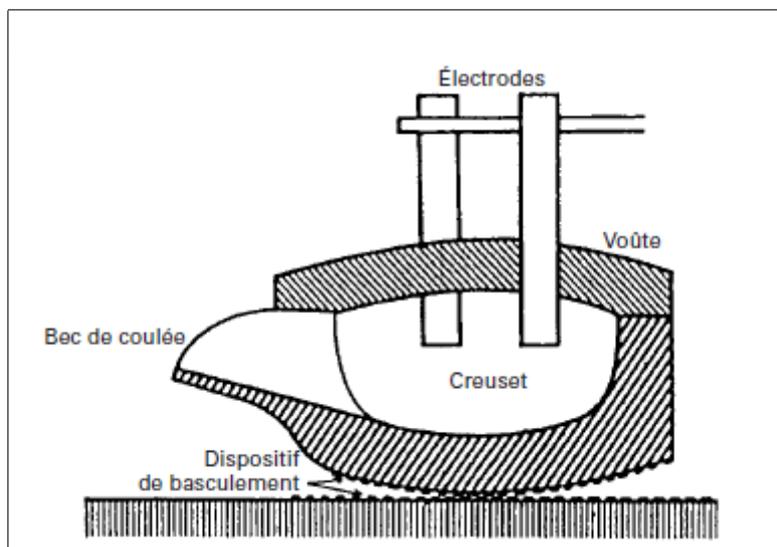


FIGURE 3.8 – Schéma du four à arc Héroult

## e.Convertissage

Le convertissage est utilisé pour oxyder les impuretés contenues dans la fonte ou oxyder le soufre des mattes cuivreuses ou nickелеuses. On injecte de l'air ou de l'air enrichi en oxygène ou de l'oxygène dans un réacteur appelé convertisseur de forme cylindrique compacte, afin de minorer les pertes thermiques. Plusieurs types de convertisseurs existent selon le mode d'injection du fluide, dont certains convertisseurs, représentés, sont adaptés soit à la fabrication de l'acier soit à celle du cuivre ou du nickel. L'oxygène est surtout utilisé lorsque les réactions ne sont pas exothermiques (exemple de l'acier), dans la métallurgie de métaux non ferreux nécessitant des températures élevées (1 600 ° C pour le nickel) ou pour certaines fabrications telles les mattes à forte teneur en cuivre (Figure 3.9).

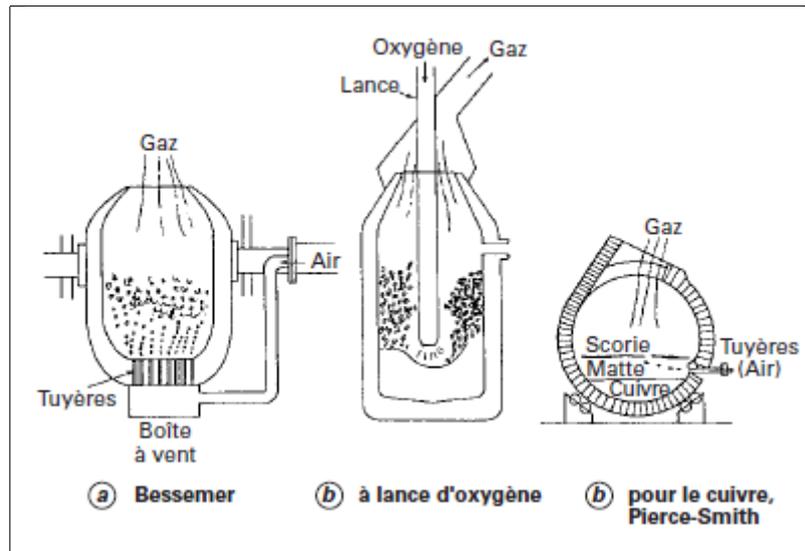


FIGURE 3.9 – Schéma de quelques convertisseurs utilisés en sidérurgie et pour le cuivre

## f. Distillation

Certains métaux sont extractibles ou raffinables par distillation à pression atmosphérique. Ce sont les métaux à basse température d'ébullition : Hg (357 °C), As (610 °C), Cs (690 °C), K (774 °C), Cd (765 °C), Na (892 °C), Zn (905 °C), Mg (1 107 °C). Le sodium et le potassium étant extraits industriellement par électrolyse, seules les métallurgies de As, Cs, Hg, Cd, Zn et Mg font appel à un traitement consistant en la réduction de l'oxyde, la volatilisation du métal et sa condensation. Pour le mercure, on n'ajoute pas d'agent réducteur. Dans le cas de minerai fin, on utilise un four vertical pourvu de chicanes inclinées sur lesquelles glisse le minerai ; dans le cas d'un minerai grossier, on utilise un four tournant. La vapeur est refroidie à 25-30 °C. Pour le zinc, on utilise un réducteur de l'oxyde calciné (ZnO). La vapeur de Zn, est refroidie au-dessous de 400 °C, en présence de CO pour éviter la réoxydation du métal. La cornue verticale est alimentée par des briquettes (Figure3.10). Enfin, le zinc est séparé du cadmium par distillation fractionnée en colonne pourvue de plateaux perforés ; le cadmium vaporisé est extrait à la partie haute puis condensé (Figure3.11). Pour le magnésium, on opère en cornue fermée ; l'agent réducteur est le ferrosilicium. La distillation des halogénures des métaux est possible, mais elle n'est pas pratiquée à l'échelle industrielle, par suite des problèmes de corrosion et de la présence d'oxyhalogénures pâteux, difficilement extractibles et manutentionnables.

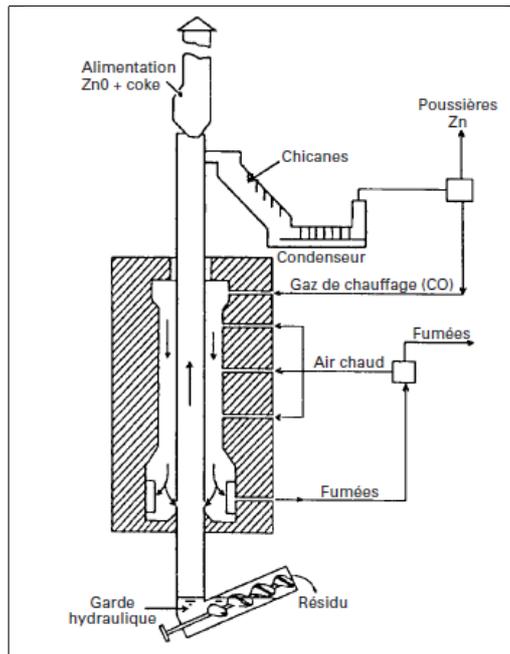


FIGURE 3.10 – Schéma du creuset vertical New-Jersey pour la distillation du zinc

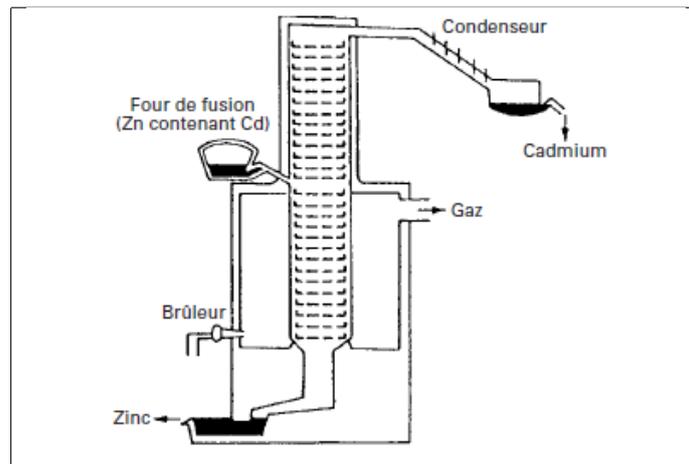


FIGURE 3.11 – Schéma de la colonne de distillation (fractionnement) pour la séparation zinc-cadmium

### 3.3 L'hydrométallurgie

#### 3.3.1 Généralité

Une partie de la métallurgie extractive est connue depuis l'antiquité, il s'agit de la pyrométallurgie, cette méthode a été utilisée en premier lieu en tant qu'opération thermique d'extraction des métaux, et elle peut traiter les minéraux riches (de forte teneur). L'hydrométallurgie est considérée comme une deuxième partie de la métallurgie extractive, nouvellement découverte par rapport à la pyrométallurgie, le procédé de cyanuration de l'or a été développé en 1887, celui de l'argent en 1900. L'électrolyse du zinc n'a été réalisée qu'à partir de 1916.

Par rapport à la pyrométallurgie, l'hydrométallurgie est moins coûteuse en énergie du fait que les opérations sont effectuées à des températures bien inférieures. Le facteur de taille est aussi à considérer car de petites unités peuvent être conçues à des coûts réduits. Elle permet aussi le traitement de minerais plus pauvres tout en améliorant le raffinage et le rendement d'extraction. Nous verrons tour à tour, dans cet article, les diverses étapes d'un traitement hydrométallurgique, des éléments de dimensionnement ainsi que des exemples de traitements de minerais et de déchets.

### 3.3.2 Principe de l'hydrométallurgie

L'hydrométallurgie consiste en une succession d'opérations chimiques caractérisées par la mise en solution d'un métal et son élaboration à partir de cette solution ; elle comprend principalement les étapes suivantes qui sont séparées par des opérations de séparation solide/liquide :

- lixiviation : mise en solution du métal ;
- purification : extraction de la solution des impuretés autres que le métal désiré ;
- élaboration du métal désiré.

La purification de la solution n'est pas forcément nécessaire si le minerai ou le déchet traité contient peu ou pas d'impuretés solubles. Bien souvent, un raffinage du métal produit est nécessaire afin de conditionner le métal sous une forme commercialisable (lingots. . . ). La solution, après élaboration du métal est, d'une manière générale, recyclée en lixiviation. À ces opérations doivent s'ajouter, dans la plupart des cas, des opérations de prétraitement pour conditionner le métal sous une forme lixiviable ou pour le concentrer. La Figure 4.3 reprend ces étapes principales.

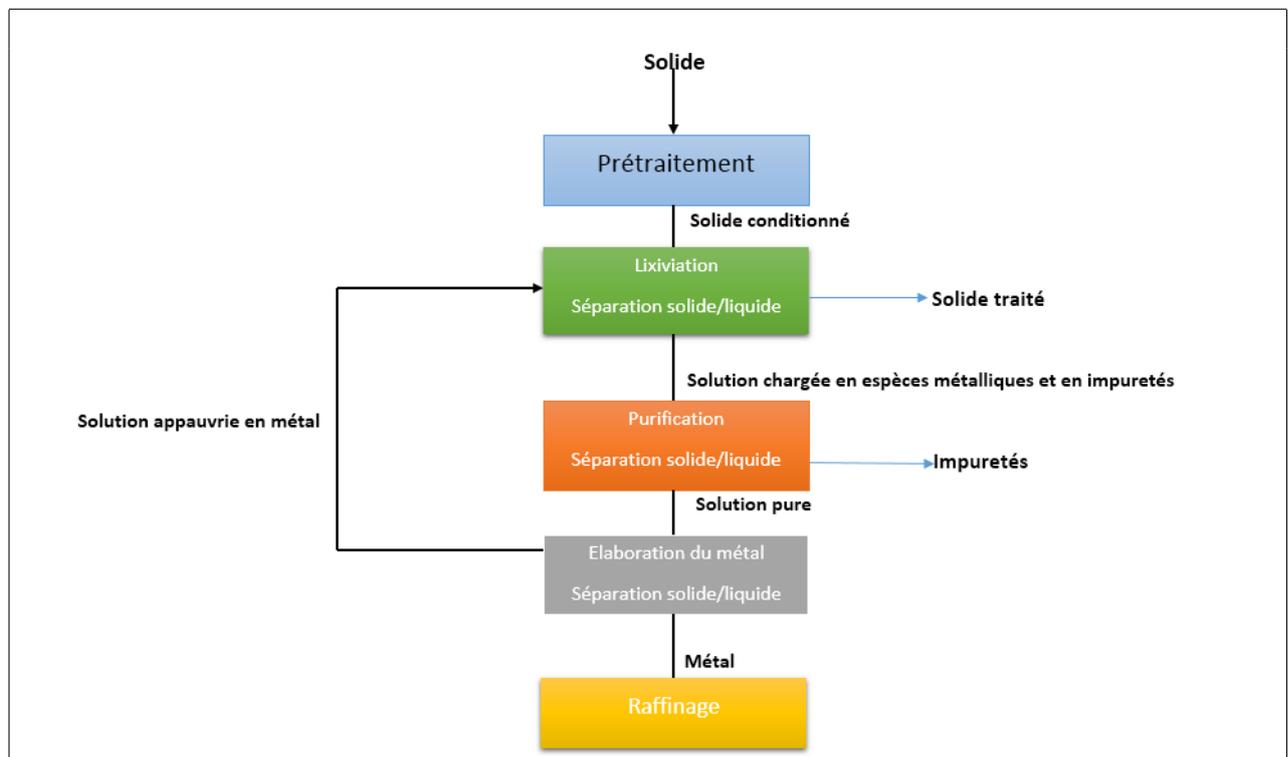


FIGURE 3.12 – Schéma de traitement par hydrométallurgie

### 3.3.3 Prétraitement

Cette opération consiste à conditionner le métal et à l'extraire sous une forme plus facilement lixiviable. Divers types de traitement peuvent être effectués :

- une séparation physique, durant laquelle le métal reste sous une forme chimique inchangée, permet un enrichissement du minerai par élimination aussi complète que possible de la gangue inerte ;
- un grillage du solide permet d'obtenir des oxydes plus solubles ;
- un lavage à l'eau permet d'éliminer les sels solubles dans la solution de lixiviation.

#### a. Séparations physiques

Dès qu'un transport du minerai, d'un sol ou d'un déchet à traiter est nécessaire, deux séparations mécaniques sont tout d'abord réalisées afin de séparer les stériles des parties contenant le métal à extraire :

- un tri grossier élimine les blocs stériles (gangue) ;
- un concassage, un broyage par voie sèche ou humide et une séparation granulométrique par trommel, par tamis ou par classificateur hydraulique ou pneumatique permettent de constituer des fractions homogènes en séparant les fines des matières grossières exemptes de métal. Les fines peuvent se présenter sous forme pulvérulente ou sous forme de pâte.

Par la suite, des opérations mettant en jeu les différences de propriétés physiques du métal et de la gangue sont employées ( La séparation par densité, La flottation, La séparation magnétique, La séparation électrostatique.

#### b. Grillage

Cette opération est réalisée en présence ou absence d'air ou d'autres réactifs ; elle permet :

- de désulfurer presque totalement le minerai par la formation d'oxydes. Les minerais sulfurés tels que la blende ( $ZnS$ ) et la galène ( $PbS$ ) sont grillés pour former des oxydes et du dioxyde de soufre ( $SO_2$ ) qui sera transformé en acide sulfurique employé, par la suite, comme agent de lixiviation ;
- de réduire certains oxydes ( $MnO_2$  en  $MnO$ ) ;
- de décomposer certains sels ( $FeAsS$ ).

De nombreux procédés de grillage ont été mis au point en fonction du type de minerai traité. Les types de four sont nombreux (four de grillage par fluidisation, four de grillage à soles multiples, fours flash roasting, waterjacket).

#### c. Lavage

Une opération de lavage à l'eau du solide à traiter permet de lessiver les sels solubles tels que ( $NaCl$ ,  $KCl$ ,  $CaCl_2$ ,  $Na_2SO_4$ ,  $K_2SO_4$ . . .).

Ces derniers peuvent, en effet, se concentrer dans la solution de lixiviation recyclée et perturber la lixiviation ou l'élaboration du métal en modifiant entre autre la viscosité de la solution.

Cette technique est souvent nécessaire dans le cas de traitement de déchets métalliques.

### 3.3.4 Lixiviation

La lixiviation consiste à mettre en solution, sous forme ionique, le ou les métaux recherchés. Le but est de déterminer le type de lixiviat optimal en termes de consommation et de coût de réactif, de solubilisation minimale d'impuretés et d'entretien du matériel.

#### a. Agents de lixiviation

En fonction du métal à extraire et du solide à traiter (impuretés présentes), différentes solutions de lixiviation peuvent être employées ; les plus courantes sont :

- \* l'eau ;
- \* les acides ;
- \* la soude ;
- \* des complexes ;
- \* des solutions oxydantes ;
- \* des solutions bactériennes.

#### b. Types de lixiviation

La lixiviation peut être réalisée de quatre manières différentes en fonction de critères tels que les conditions opératoires ou encore les coûts d'investissement.

##### b.1 Lixiviation in situ

Cette technique est essentiellement employée pour le traitement des minerais de cuivre à très basse teneur en cuivre. Elle s'applique directement au minerai en place sans opération d'extraction ou de transport. Pour cela, il est nécessaire que le minerai soit très fragmenté pour assurer une surface de contact importante et qu'il soit isolé du réseau hydrographique pour empêcher toute contamination de ce dernier.

##### b.2 Lixiviation en tas

Le principe est le même que celui de la lixiviation in situ mais, cette fois, le minerai est extrait, concassé et mis en tas sur un sol étanche muni d'un système de collecte des eaux d'infiltration.

##### b.3 Lixiviation en réacteur agité

Cette technique est la plus employée dans le cadre du traitement de minerais riches ou de déchets. Elle peut être réalisée en continu ou en discontinu, un contre-courant à plusieurs étages peut aussi être mis en place. Le solide, sous forme pulvérulente, est mis en suspension dans la solution de lixiviation. La densité de pulpe est fonction du solide traité, du type de solution employé et de l'agitation (cette dernière permet d'accélérer les phénomènes de transfert et de diminuer le temps de séjour).

##### b.4 Lixiviation en autoclave

Cette technique est aussi couramment employée ; elle permet de travailler à une température d'ébullition supérieure à celle obtenue à pression atmosphérique, ce qui a

pour effet d'améliorer la cinétique, les phénomènes de transfert ainsi que la filtrabilité du résidu. Les autoclaves doivent pouvoir résister aux conditions de température et de pression qui peuvent atteindre plus de 200 ° C et plusieurs mégapascals. Leur conception en acier inoxydable, en titane ou en alliages spéciaux leur permet de résister à la corrosion.

### c. Séparation solide/liquide après lixiviation

Cette étape permet de séparer le résidu inerte de la solution de lixiviation. Il est important que la séparation soit la plus complète possible, Trois techniques sont principalement mises en oeuvre :

- **La décantation :**

Elle consiste en un déplacement dans un milieu fluide de particules solides sous l'action du champ de pesanteur. Elle nécessite des décanteurs de grand volume ainsi que l'ajout au préalable de flocculants ou de coagulants. Les particules sont extraites au fond des décanteurs sous forme de boues qui sont alors filtrées.

- **La filtration :**

est effectuée en continu sur des filtres à bande ou en discontinu sur des filtres-presses. Cette technique est la plus appropriée pour éliminer la plus grande partie de la solution de lixiviation présente dans les résidus.

- **La centrifugation**

consiste à appliquer aux particules en suspension un champ de forces centrifuges infiniment plus grand que le champ de la pesanteur. cette technique n'est utilisée que si la décantation ou la filtration sont impossibles. Le procédé est très sensible aux variations des conditions opératoires (température, type de particules. . . ).

### 3.3.5 Purification

La lixiviation est rarement sélective ; la solution contient des impuretés qui peuvent perturber l'élaboration de métal désiré ou nuire à sa pureté. Une extraction de ces éléments potentiellement gênants est donc nécessaire.

Elle consiste à transférer les impuretés de la solution aqueuse à une autre phase. Divers techniques peuvent être employées : cémentation, cristallisation, adsorption, précipitation, séparation électrolytique.

#### a. Cémentation :

Cette opération est la plus couramment effectuée ; elle consiste en la précipitation d'un métal à partir d'une solution aqueuse d'un de ses sels par un autre métal par le biais d'une réaction d'oxydoréduction.

Cette technique permet des rendements d'extraction élevés et est particulièrement employée dans l'hydrométallurgie du zinc. La solution de lixiviation subit deux cémentations successives. La première permet d'extraire le cuivre par ajout de poudre de zinc grossière ; cette opération nécessite un rapport stoechiométrique Zn/Cu proche de 1. La deuxième est réalisée par ajout de poudre de zinc fine et d'un catalyseur (antimoine) ; le maintien des conditions opératoires dans une fourchette très serrée permet d'extraire le cadmium et le cobalt.

## b. Cristallisation :

Cette méthode d'extraction est basée sur la différence de solubilité des sels en fonction de la température. Par un refroidissement de la solution, la cristallisation de certains métaux sous forme de sels s'effectue.

La cristallisation fractionnée a été employée pour la séparation des lanthanides (terres rares). Elle est basée sur les différences de solubilité dans l'eau des sels de lanthanides. Une cristallisation partielle est effectuée par évaporation ; on obtient ainsi des cristaux riches en sels insolubles et une solution composée principalement de corps solubles. Cette opération doit être répétée jusqu'à l'obtention de composés purs. Elle nécessite donc une succession d'opérations qui rend son coût prohibitif et a été remplacée par l'extraction par solvant ou l'échange d'ions.

## c. Précipitation :

La séparation des impuretés par précipitation est couramment employée. D'une manière générale, cette opération est effectuée par l'ajout de réactifs qui entraînent la précipitation d'hydroxydes ou de sels insolubles.

En milieu sodique, l'ajout d'eau oxygénée permet de précipiter les traces de fer et de manganèse, l'ajout de chaux de précipiter les carbonates et les silicates.

Dans la métallurgie de l'uranium, un uranate de calcium est attaqué par de l'acide sulfurique ; l'adjonction de nitrate de calcium permet d'éliminer le sulfate de calcium présent et de former du nitrate d'uranyle. La précipitation fractionnée est une technique employée pour la séparation des lanthanides ; elle est basée sur la différence de solubilité de certains composés de lanthanides en présence de quantités limitées de réactifs précipitant (les hydroxydes précipitant dans l'ordre de leur basicité croissante, les premiers précipités étant enrichis en éléments lourds).

## d. Adsorption :

La solution est mise en présence d'un composé en poudre à forte surface spécifique tel que du charbon actif. Le charbon actif peut ensuite être extrait de la solution par flottation. L'opération de désorption est alors effectuée par un lessivage complexant à chaud.

### 3.3.6 Élaboration du métal

Cette étape consiste à transférer, de la solution aqueuse à une autre phase, le métal désiré. Différentes techniques sont employées :

- **Cémentation** : Cette technique est employée directement après la lixiviation avec les solutions cyanhydriques d'or et d'argent. La sélectivité du milieu cyanure permet en effet de se passer de purification préalable. L'ajout de poudre de zinc est effectué pour cette opération,
- **précipitation** : La précipitation peut être obtenue en faisant évoluer le pH ou la température ou par ajout de réactifs.  
Dans le cadre du traitement des minerais de nickel, l'ajout de carbonate ou d'hy-

pochlorite de sodium permet de précipiter le nickel présent sous forme de sulfate dans les solutions de lixiviation à base d'acide sulfurique.

Dans le cadre du traitement des minerais de bauxite contenant de l'alumine, la solution de lixiviation est diluée et refroidie à l'aide des eaux de lavage successives des résidus de lixiviation.

L'ajout d'alumine hydratée provoque la précipitation de l'alumine trihydratée qui est séparée sur des filtres rotatifs.

- **fixation sur des résines échangeuses d'ions** : Les ions d'une certaine espèce contenue dans la solution sont extraits par adsorption sur un matériau solide pour être remplacés par une quantité équivalente d'autres ions de même charge émis par le solide.
- **extraction par solvants** : L'extraction à l'aide de solvants est une séparation liquide/liquide qui s'effectue en trois phases :
  - une phase d'extraction du soluté de la solution : la solution de lixiviation est mise en contact avec une solution organique non miscible qui extrait préférentiellement un ou plusieurs solutés. Le coefficient de distribution (égal au rapport des concentrations dans chacune des phases) caractérise l'affinité du solvant et du soluté ;
  - une phase de lavage par reflux du solvant pour laver le solvant de diverses impuretés ;
  - une phase de réextraction du soluté à l'aide d'un réactif chimique (pour l-extraire par précipitation ou complexation) ou par évaporation (cristallisation). Le solvant épuisé en soluté est alors recyclé, après purification si nécessaire.
- **Raffinage du métal** : Une fois le métal extrait, un raffinage est généralement nécessaire afin d'éliminer les dernières traces d'impuretés, pour obtenir des purétés pouvant aller jusqu'à 99,993 %, comme c'est le cas pour le zinc.

Différentes techniques sont mises en oeuvre :

- la distillation qui sépare le métal des impuretés moins volatiles. Cette technique est employée pour le zinc ;
- la voie électrolytique dans laquelle le métal à purifier sert d'anode ; il se dissout et se dépose à la cathode. Seuls le métal à raffiner et les métaux plus électropositifs sont oxydés et passent en solution. Ces derniers ne se déposent pas à la cathode et restent en solution. Les impuretés non dissoutes forment des boues dans le compartiment anodique. Des purges de l'électrolyte sont nécessaires pour extraire les impuretés dissoutes. Le cuivre est raffiné selon cette technique.

## 3.4 Extraction du zinc

La sphalérite est le principal minéral de zinc. La plupart des gisements de zinc contiennent de la sphalérite (ZnS). En raison de la présence répandue sur la surface de la terre, la plupart des usines de zinc au monde fonctionnent avec des minerais sulfureux. Il n'y a que quelques usines exploitées avec d'autres minerais de zinc.

Le minerai de zinc devrait inclure un pourcentage suffisant de zinc pour la production de zinc métallique. Étant donné qu'un minerai de zinc typique a 2-20% de zinc, il doit être concentré par flottation à une valeur de zinc raisonnable pouvant être utilisée comme matériau d'alimentation dans une usine de zinc. Après la flottation, le concentré de zinc est généralement subira un grillage pour obtenir un oxyde de ZnO avant la lixiviation ou la fusion.

Principalement, l'extraction du zinc s'effectue de deux manières différentes, la méthode hydrométallurgique ou pyrométallurgique.

### 3.4.1 Les avantages d'hydrométallurgie et pyrométallurgie

Tout d'abord, en pyrométallurgie, une température élevée est nécessaire afin qu'une consommation élevée d'énergie et beaucoup de carburant soit nécessaire pour la récupération, mais les processus hydrométallurgiques sont effectués à basse température (environ 100 ° C).

Un autre point important est la formation de SO<sub>2</sub> en pyrométallurgie. Si SO<sub>2</sub> n'est pas suffisant pour fabriquer H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, son élimination devient un très gros problème. Bien qu'une énergie supplémentaire soit nécessaire pour traiter les minerais de faible teneur en raison de la présence d'une quantité élevée de minéraux de gangue dans la méthode pyrométallurgique, ce problème pourrait être éliminé en utilisant un lixiviant sélectif dans le procédé hydrométallurgique. Enfin, les opérations hydrométallurgiques sont réalisées à petite échelle et nécessitent des investissements inférieurs à ceux de la pyrométallurgie.

### 3.4.2 Préparation du minerai

En fonction des coûts d'extraction et de concentration, la teneur de coupure des minerais de zinc se situe entre 3 et 10 %. L'extraction se fait essentiellement en mine souterraine. Le traitement des minerais diffère d'un site à l'autre en fonction de la composition minéralogique des minerais et des métaux à valoriser. Après extraction du minerai, celui-ci est concassé, puis broyé en voie humide en plusieurs étapes, avant de procéder aux phases de séparation et de concentration par flottation, qui conduiront à la production des divers types de concentrés minéraux. La maille de libération des minéraux porteurs du zinc et du plomb est assez basse de manière générale. Ce qui impose, dans la plupart des cas, des étapes de re-broyage à l'intérieur même du circuit de flottation selon le schéma suivant :

Dans le cas le plus simple d'un minerai de plomb-zinc (figure 3.13), le procédé comportera les étapes suivantes :

- pré-flottation éventuelle du minerai ;
- pour enlever tout ou partie des matières organiques. Les non flottants sont envoyés directement dans le circuit de traitement des stériles ;
- pour dégrossir le minerai et réduire les étapes de re-broyage ultérieur ;
- flottation de la galène et dépression de la sphalérite (et de la pyrite), conduisant à la production d'un concentré de plomb, dans un circuit classique comportant dégrossissage, épuisement et lavage.

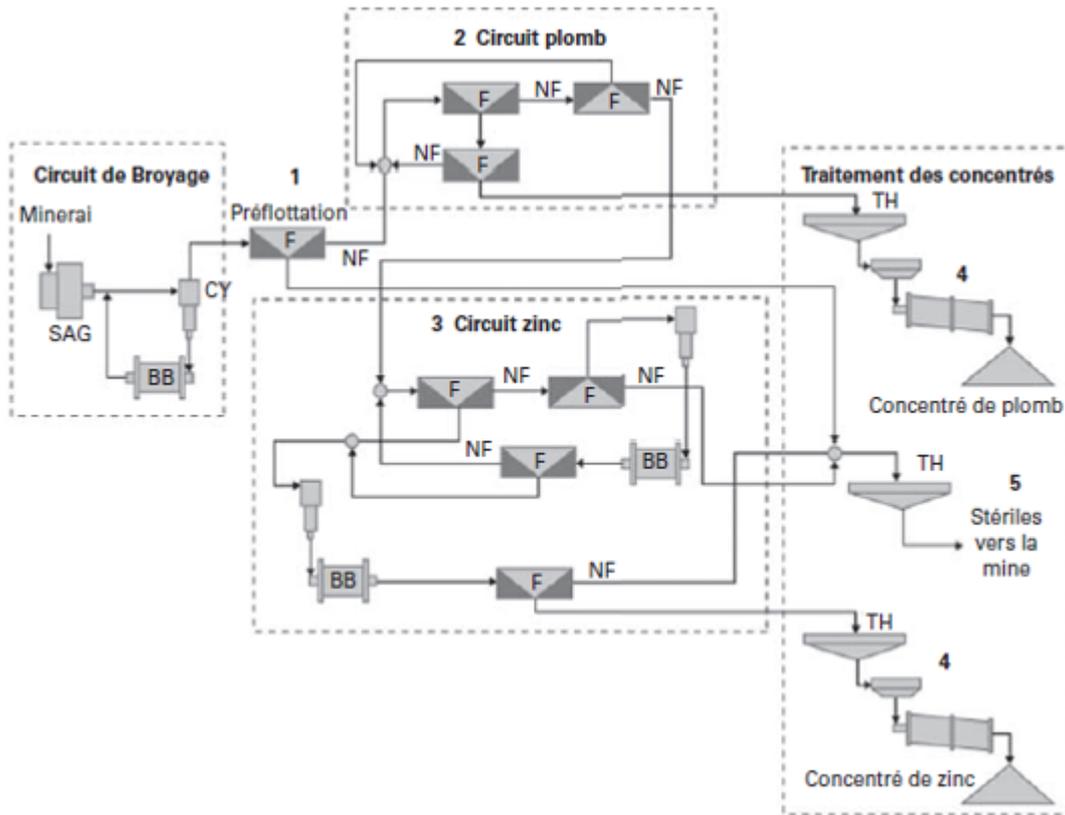


FIGURE 3.13 – Schéma technologique de la flottation du Pb/Zn

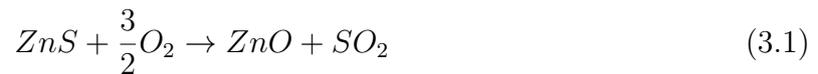
### 3.4.3 Méthode thermique (Pyrométallurgie)

La caractéristique principale de la métallurgie thermique du zinc résulte du fait que la température de réduction de l'oxyde par le carbone ou l'oxyde de carbone est supérieure à la température d'ébullition du métal. Le zinc étant gazeux lors de sa formation, sa séparation de la gangue du minerai est facilitée mais, en revanche, la cinétique de condensation des vapeurs devra être rapide pour éviter la réaction inverse d'oxydation quand la température s'abaisse.

L'objectif premier de cette étape est de transformer le sulfure en oxyde, dit calcine, il est, plus largement, de préparer une charge dont les caractéristiques physico-chimiques induiront directement le rendement métallurgique ultérieur. Les éléments autres que le zinc sont à prendre en compte, par exemple pour la formation d'un laitier, si bien que les conditions particulières de grillage sont à adapter en fonction de l'outil à alimenter. Il y a cependant des caractéristiques communes qui nous permettront une présentation globale.

Dans tous les cas, la charge devra être suffisamment poreuse pour permettre un bon échange entre phases gazeuse et solide. Elle devra, surtout dans les procédés continus, avoir la résistance mécanique voulue pour éviter l'écrasement. Enfin, il faudra abaisser le plus possible, à moins de 0,5 %, la teneur en soufre total (sulfure plus sulfate) ; c'est pourquoi on utilise, pour la pyrométallurgie, un grillage agglomérant au cours duquel on atteint des températures plus élevées que dans les grillages alimentant une hydrométallurgie.

La transformation du sulfure de zinc en oxyde se fait par une réaction exothermique donnée par :



$\Delta H = -445 \text{ kJ/mole}$  est l'enthalpie de réaction entre 800-1000 ° C.

des réactions parasites, qui se produisent surtout à température relativement basse (500-600 ° C), conduisent au sulfate de zinc à partir de ZnS ou de ZnO.



$\Delta H = -305 \text{ kJ/mole}$  est l'enthalpie de réaction.

Ces sulfates se décomposent à partir de 900 ° C. il faut ajouter à cela que d'autres réactions parasites sont inévitables tels que la formation de silicate de zinc (willémité), celle de ferrite de zinc (franklinite) et celle de différents spinelles type aluminates.

#### — Réduction de l'oxyde :

Le diagramme d'Ellingham-Richardson, qui donne la variation de l'enthalpie standard en fonction de la température, ramenée pour toutes les réactions d'oxydation à une mole d'oxygène, permet de cadrer rapidement la métallurgie thermique du zinc (Figure 3.14).

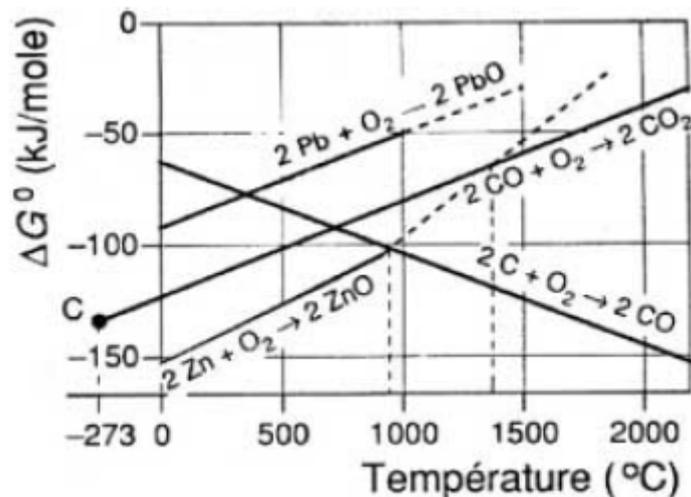


FIGURE 3.14 – la variation de l'enthalpie libre standard de formation d'un oxyde en fonction de la température

$\Delta G_T^0 = 19.145 T \ln(k_p)$  est l'enthalpie libre standard de formation.

Tel que :

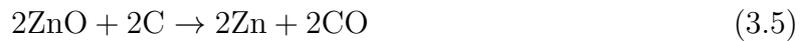
T : température de la réaction.

$k_p$  : La constante d'équilibre relative aux pressions.

L'intersection des droites correspondantes aux réactions :

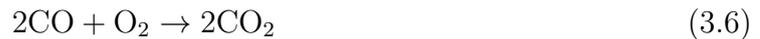


Sur la figure 3.14 on voit que la réduction par le charbon est possible à partir d'une température de l'ordre de 950 ° C car à partir de cette valeur de température la droite de la réaction d'oxydation du zinc est située au-dessus de la droite de réaction d'oxydation du charbon. La réaction globale mise en jeu dans les réacteurs est la suivante :



Il faut être en présence d'un excès de carbone pour éviter la formation de  $\text{CO}_2$  qui, dans cette plage de température, oxyderait le zinc. D'où également la nécessité de séparer les gaz de combustion proprement dits.

Si maintenant on considère la droite correspondant à la réaction :



il apparaît que l'oxyde de zinc est également réduit par l'oxyde de carbone mais à une température plus élevée, de l'ordre de 1 300 à 1 400 ° C :



Dans les deux cas, le zinc métal est à l'état vapeur, donc intimement mélangé avec les produits de réaction, si bien que lors du refroidissement, surtout avant la condensation du métal, la réaction inverse d'oxydation sera favorisée. La seule issue consiste à jouer sur la cinétique en refroidissant rapidement. Mais la température de condensation du zinc, température de rosée, diminue avec la pression partielle des vapeurs de zinc ; or celles-ci sont diluées par les gaz réducteurs et l'azote de l'air. Aux très faibles pressions partielles, la température de condensation peut se rapprocher de la température de fusion (419 ° C) et le zinc sera alors recueilli sous forme de poussières.

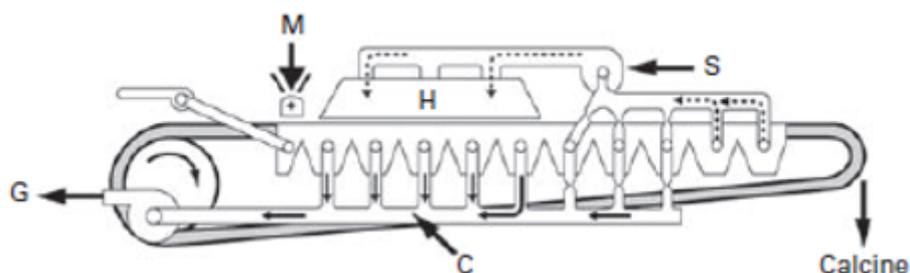
#### — Technologie du grillage :

Le grillage se fait en une ou deux étapes. La première est conduite dans un four à soles ou en lit fluidisé pour arriver à une teneur en soufre de 3 à 6 %. On peut éviter cette étape en pratiquant un fort taux de recyclage sur la grille Dwight-Lloyd qui est l'outil de base. On mélange à la calcine seulement 12 à 20 % de concentré cru, l'oxydation intensive est obtenue par aspiration d'air à travers la couche incandescente du minerai, qui, dans les parties les plus chaudes, sera portée à des températures de l'ordre de 1 200 à 1 300 ° C.

C'est le grillage en une étape qui est le plus souvent pratiqué. Le minerai cru est mélangé avec une proportion importante de « repasse », c'est-à-dire de fines grillées : 1 partie de minerai cru pour environ 5 de fines grillées, pour arriver à une teneur initiale en soufre de l'ordre de 6 %. Le mélange est nodulisé avant d'être réparti sur la

grille en tête de laquelle un brûleur assure l'allumage. Les gaz recueillis à l'extrémité de la chaîne, plus pauvres en  $\text{SO}_2$ , sont recyclés en tête pour être enrichis avant d'être traités.

Il ya un autre procédé qui nécessite d'être cité, c'est le procédé Imperial Smelting, la charge est mixte. La présence de plomb contribue à donner à l'aggloméré une bonne résistance à l'écrasement. Alors que dans les autres procédés on veut éviter la formation de phases pâteuses, on introduit ici, dès le grillage, des fondants à la charge. Ils permettent de former lors de la réduction, à partir des composés  $\text{FeO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaO}$ , un laitier fluide, éliminé par coulée. On procède en une seule étape sur grille Dwight-Lloyd avec recyclage des fines. Le minerai grillé aggloméré est broyé et tamisé pour sélectionner une granulométrie comprise entre 20 et 120 mm.



C : conduit principal des gaz.

G : gaz contenant 6 à 7% de  $\text{SO}_2$  traité dans un atelier produisant de l'acide sulfurique.

H : hotte pour la récupération des gaz trop pauvres en  $\text{SO}_2$  des derniers caissons (flèches en tireté)

M : minerai cru + repasse et système d'allumage

S : soutirage des gaz de retour

FIGURE 3.15 – Machine à agglomérer

La fourchette de composition des agglomérés sur les installations actuelles est la suivante :

Zn.....	36 à 43 %.
Pb.....	17 à 22 %.
Fe .....	8 à 13 %.
S.....	0,3 à 0,9 %.

Pour les éléments formant le laitier avec le fer, il faut compter comme valeur moyenne :

$\text{Al}_2\text{O}_3$ .....	7 %.
$\text{CaO}$ .....	4 %.
$\text{SiO}_2$ .....	4 %.

La capacité mensuelle de production de chaque installation est comprise entre 14 000 et 19000 tonnes d'aggloméré.

## — Technologie de la réduction en oxyde :

Plusieurs technologies peuvent être utilisées afin de réduire l'oxyde de zinc, parmi ces technologies on peut citer :

### 1. Creusets horizontaux :

Les creusets en terre réfractaire dont la capacité unitaire est inférieure à 100 litres sont groupés par batteries de plusieurs centaines. La charge est constituée d'un mélange de calcine et de fines de charbon maigre. La quantité de réducteur représente 35 à 45 % de la masse de calcine, soit près de 3 fois plus que la quantité théorique. La température est portée à 1200 ° C par chauffage extérieur. La durée de la réduction est de 24 h, quelquefois 48 h, après quoi il faut décharger le résidu. Le zinc brut des condenseurs est recueilli à chaque poste de travail dans des poches, mais le rendement n'est que de 80 %. Par recyclage des crasses après broyage, on peut le porter à 90 %. Une partie du métal est récupérée sous forme de poussière dans « l'allonge » au-delà du condenseur (Figure 3.16).

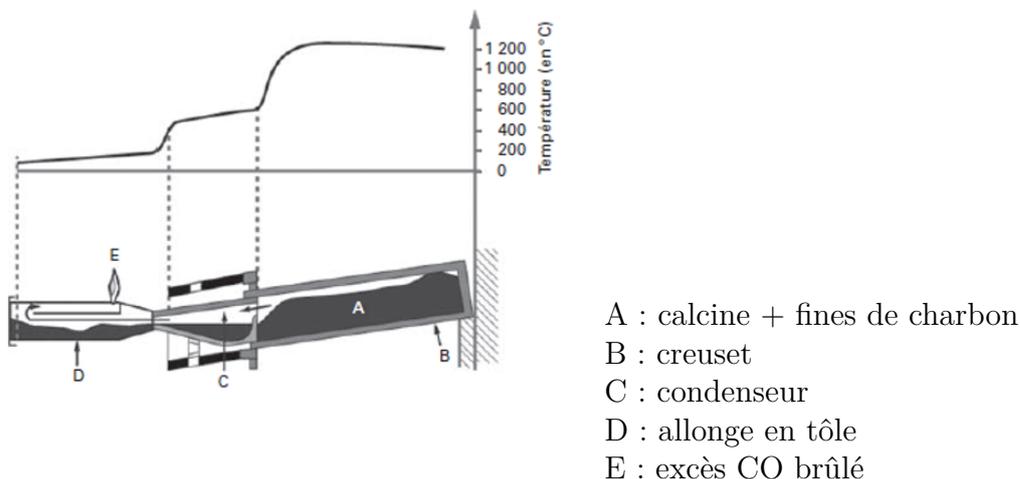


FIGURE 3.16 – Coupe d'un creuset horizontal pour la distillation du zinc

### 2. Creusets verticaux :

Le creuset en brique de carborundum a une hauteur de 10 à 12 m et une section rectangulaire de (1,5 à 2 m) x 0,3 m. Le mélange calcine-charbon est intimement homogénéisé, puis pétri après addition de liant, briqueté puis cokéfié. Cette longue préparation de la charge permet de réduire l'excès de charbon, d'améliorer la conductivité thermique et la perméabilité au gaz et d'avoir dans le creuset vertical une bonne descente de la charge, sans formation de laitier.

Le chauffage se fait par l'extérieur sur presque toute la hauteur du creuset, à une température de 1 280 à 1 320 ° C. L'énergie thermique des fumées est en partie récupérée pour préchauffer l'air. Le creuset est prolongé vers le haut par une colonne de chargement et vers le bas par une zone d'extraction des résidus. On évite la condensation du zinc dans la partie basse du creuset en introduisant un peu d'air qui brûle de l'oxyde de carbone. Le mélange gaz-vapeur métallique traverse à la sortie de la partie supérieure du creuset un condenseur dans lequel une turbine pulvérise du zinc liquide.

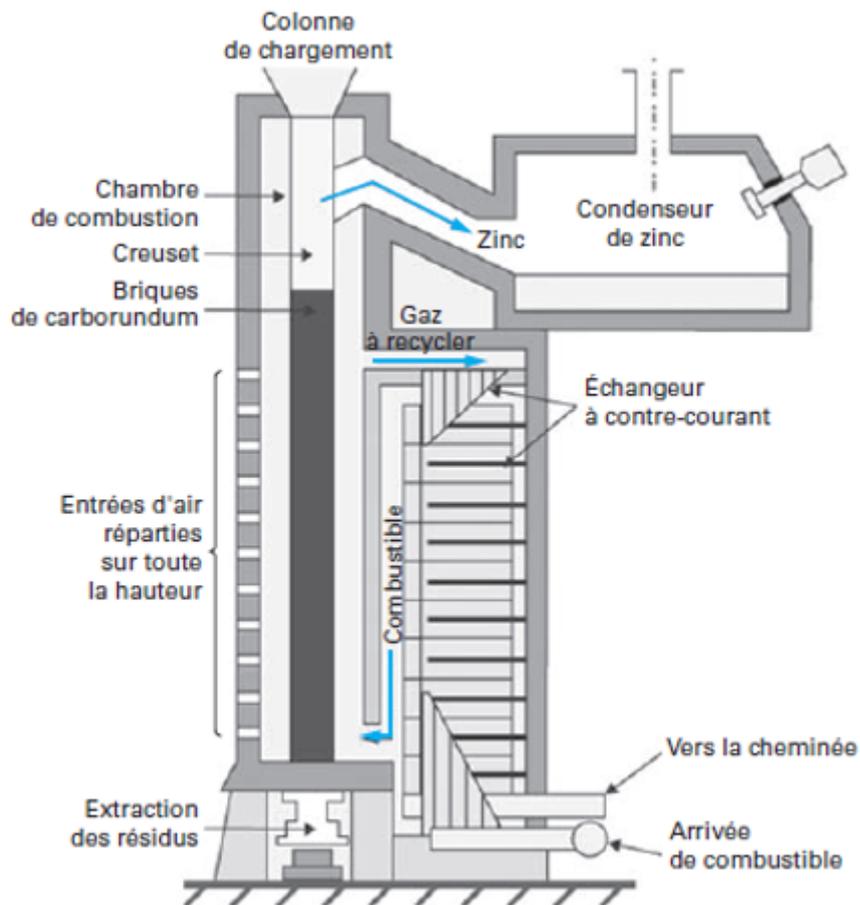


FIGURE 3.17 – Four à creuset vertical

— **Affinage du zinc brut :**

Le zinc produit par les condenseurs des différents types ne titre que 98,5 %, ce qui ne permet guère qu'une utilisation dans la galvanisation au trempé. Les principales impuretés contenues sont le plomb, de l'ordre du pour-cent, le fer et le cadmium, de l'ordre de 0,1 %, et à des teneurs plus faibles, de 10 à 100 ppm : As, Sb, Sn, Cu. Les conditions de marché imposent le plus souvent une purification. La technologie utilisée est présentée comme suit :

1. **Four à liquation (technologie de purification) :**

L'idée est de maintenir le zinc dans des fours à réverbère à sole légèrement inclinée, pendant 24 à 48 h, à une température de 430 à 440 ° C, donc peu au-dessus de la température de fusion, de manière à ce que la solubilité des principales impuretés soit minimale. Le plomb décante, ainsi que des composés insolubles (Zn-Fe) qui forment des cristaux de composition  $FeZn_7$ , appelés matte de zinc. On récupère donc trois produits : le zinc affiné titrant 0,9 % de plomb, 0,03 % de fer, le plomb zincifère (5 à 6 % de zinc) et les mattes (5 à 6 % de fer) sous forme pâteuse difficile à couler en lingot.

2. **Colonne à distiller :**

Pour aller vers un métal plus pur, il faut passer par une distillation fractionnée, en

jouant sur les différentes températures d'ébullition des éléments en présence (Cd : 767 ° C ; Zn : 907 ° C ; Pb : 1 740 ° C). Cette méthode a été mise au point aux États-Unis, par la New Jersey Zinc Co. Les colonnes sont constituées par un empilage sur 4 m de plateaux rectangulaires en carborundum, de 1,2 x 0,6 m de section. Les orifices permettent l'écoulement à contre-courant des vapeurs et liquides. La moitié inférieure de la colonne est entourée d'une chambre de chauffe, généralement au gaz ; celle de la partie supérieure est soigneusement calorifugée. Le métal liquide à traiter est introduit à mi-hauteur, à débit contrôlé. On recueille à la base un métal enrichi en éléments peu volatils et au sommet les vapeurs qui pénètrent dans un condenseur. La purification se fait sur plusieurs colonnes :

- le zinc brut à 580 ° C alimente la « colonne bouillante » ou colonne à plomb. La moitié du métal sort à la base et alimente un four à liquation ;
- les vapeurs condensées, ramenées à 460 ° C, alimentent la « colonne à cadmium » ; quelques pour-cent seulement de ce métal sortent en vapeurs très enrichies en cadmium, qui, après condensation, alimentent une petite « colonne cadmium » au sommet de laquelle on récupère le cadmium purifié titrant plus de 99,997 % ; la majorité du métal issu de la « colonne cadmium » est donc du zinc pur récupéré à la base, titrant également plus de 99,995 % ;
- le zinc issu du four à liquation réchauffé à 600 ° C alimente une « colonne rebouillante » ; les vapeurs condensées sont aussi du zinc pur ; la phase liquide de la base est à nouveau traitée par liquation.

### 3.4.4 Méthode hydrométallurgique

Dans le monde, plus de 90 % de la production de zinc provient des minerais de sulfures primaires traités par le processus grillage-lixiviation- électrolyse. Les minerais de carbonate de zinc ( $ZnCO_3$ ) sont traités selon le schéma suivant : four à arc électrique (Waelz)-lixiviation-électrolyse. En conséquence, l'extraction hydrométallurgique du zinc peut être résumée dans deux schémas pour les minerais sulfurés et les minerais carbonés.

#### A-La lixiviation conventionnelle

Le concentré de zinc obtenu après le processus de flottation peut être traité par lixiviation dans des procédés discontinus ou continus. La figure (3.18) montre le processus de zinc électrolytique simple appelé « lixiviation unique ». Pour le concentré de zinc de type sulfure, le grillage est la première étape de ce processus. Durant cette première étape,  $ZnS$  réagit avec de l'oxygène selon la réaction (3.8). À la fin de la réaction, on obtient de la calcine de zinc ( $ZnO$ ) et on libère du  $SO_2$  en usine acide pour produire de l'acide sulfurique.



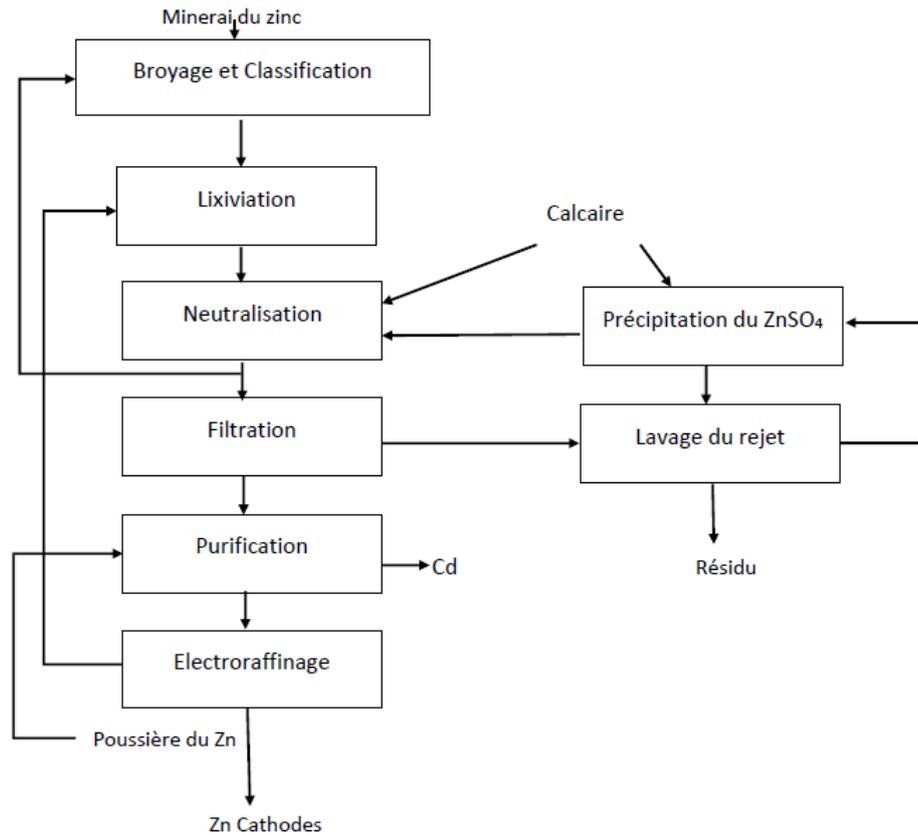
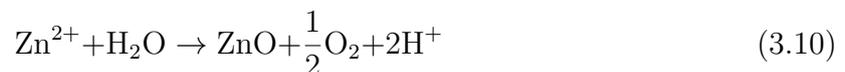
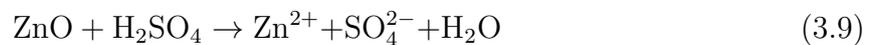


FIGURE 3.18 – La production électrolytique du zinc

Pendant la lixiviation, de la calcine est ajoutée à l'électrolyte épuisé jusqu'à atteindre la concentration minimale en acide pour pouvoir dissoudre le zinc. Pour éliminer le fer et d'autres impuretés, la pulpe est neutralisée avec de la chaux (CaO). Dans la lixiviation acide, le ZnO est converti en ZnSO<sub>4</sub> soluble dans l'eau selon la réaction (3.9). Après filtration, on obtient une solution chargée. Cette solution impure est ensuite purifiée en ajoutant un mélange de zinc-fer ou du zinc en poudre, ce qui provoque la dissolution des métaux d'impuretés par cimentation. Lorsque la solution sort de la section de purification, elle passe au réservoir électrolytique pour obtenir du zinc métallique de haute pureté selon la réaction (3.10).



Selon les nouvelles technologies, le processus de «double lixiviation», illustré à la figure (3.19), est développé. Principalement, ce processus comporte deux étapes de lixiviation. Dans la première étape, on ajoute de l'excès de calcine jusqu'à ce que tout l'acide dans l'électrolyte soit consommé, tandis que le fer et d'autres impuretés sont précipités. La deuxième phase de lixiviation se fait par une solution à faible acidité. Ensuite, cette solution revient à la première étape de lixiviation et les résidus de lixiviation sont éliminés.

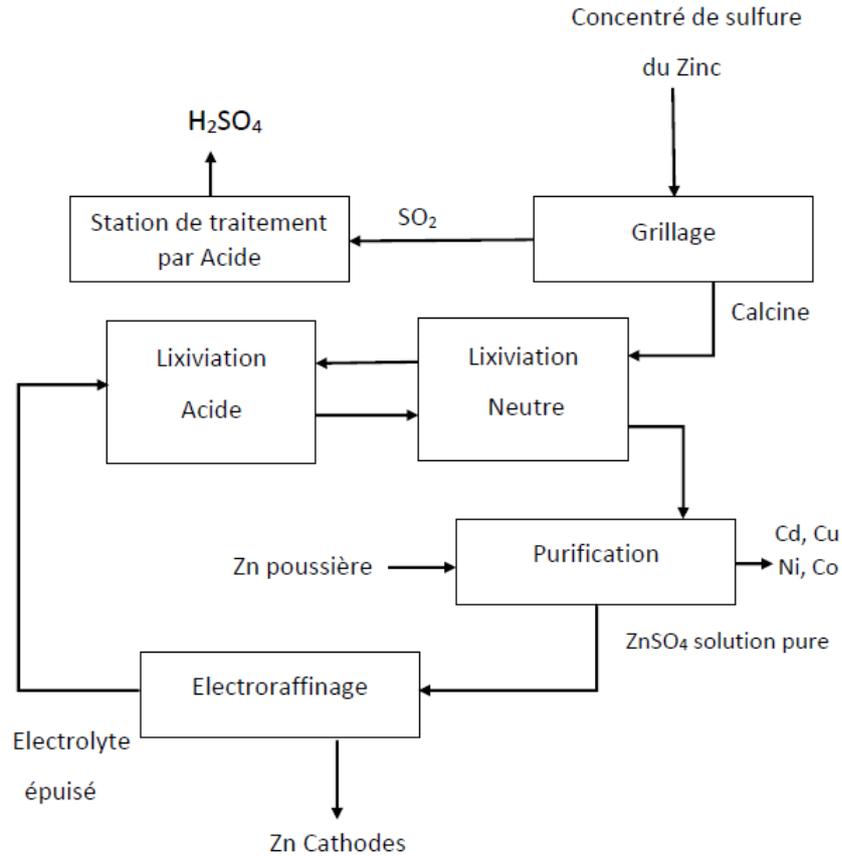


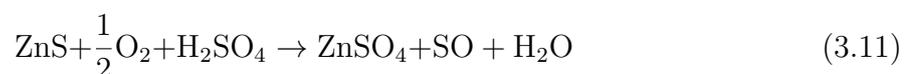
FIGURE 3.19 – Le processus de double lixiviation

### B-Lixiviation sous pression

Étant donné que la sphalérite est directement attaquée avec de l'acide sulfurique dans ce procédé, elle s'appelle «lixiviation directe du concentré de zinc» ou comme procédé de lixiviation sous pression. Par rapport au processus conventionnel, le procédé de lixiviation directe présente des avantages. Tout d'abord, le stade de grillage est éliminé, ce qui empêche la formation de ferrite de zinc complexe ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{ZnO}$ ). En outre, les minerais de faible teneur peuvent être évalués par lixiviation directe même en présence de fer à haute teneur dans le minerai. Un autre aspect positif est le faible coût en capital de ce processus. Le processus de lixiviation directe est donné dans la figure suivante.

En utilisant le procédé cité dans la figure 3.20, tout métal précieux peut être obtenu avec différents lixivants. Pour la récupération du zinc à partir du concentré en utilisant de l'acide sulfurique comme lixiviant, le concentré doit être finement broyé pour que toutes les particules réagissent avec l'acide sulfurique.

La réaction globale qui se produit dans les autoclaves est la suivante :



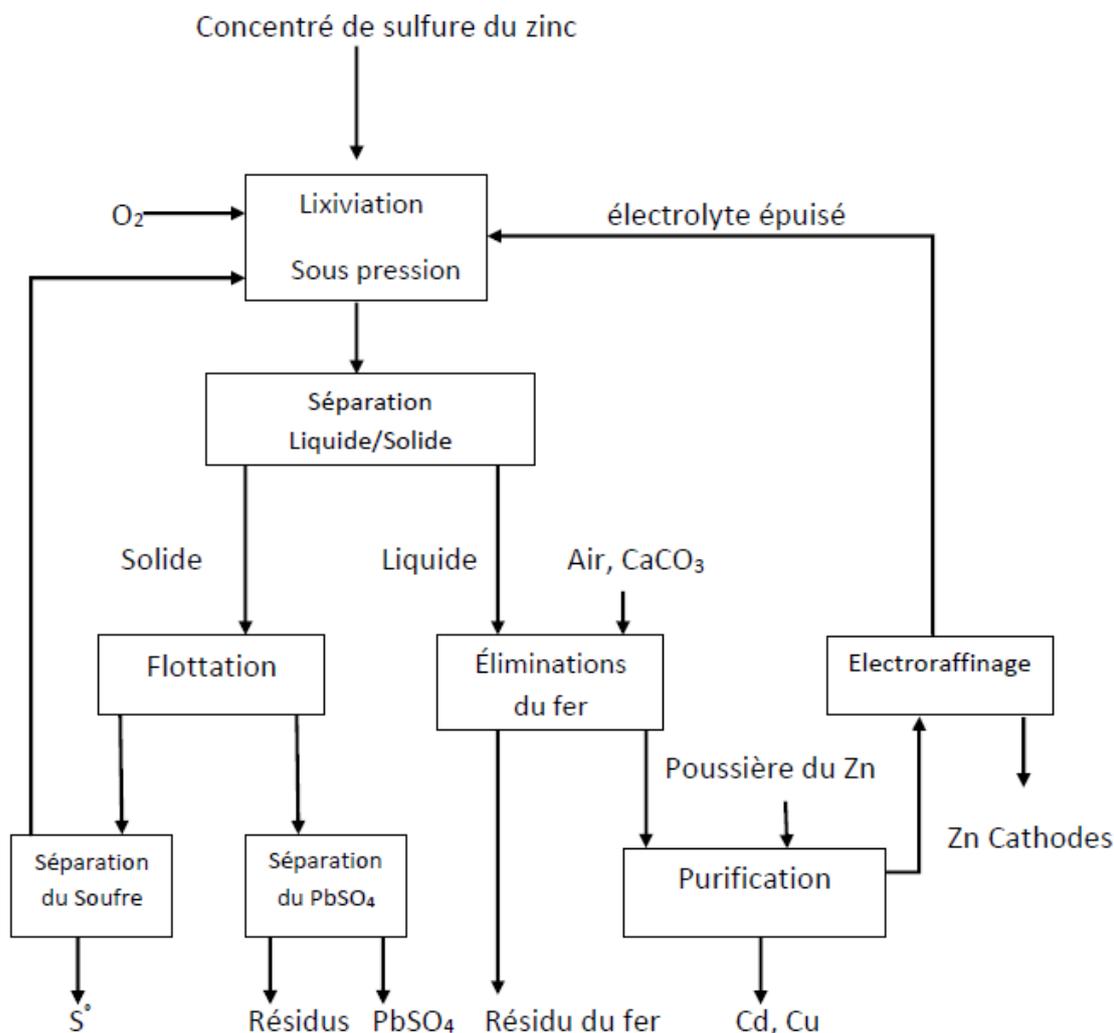


FIGURE 3.20 – Lixiviation sous pression du minerai de zinc

Après la lixiviation, la liqueur de lixiviation une purification afin d'éliminer les éléments de fer. Enfin, le zinc métal est obtenu par électrolyse et l'électrolyte utilisé revient à la première étape. Pour la lixiviation optimale, la température maximale devrait être inférieure à  $150\text{ }^{\circ}\text{C}$  et une pression partielle minimale d'oxygène devrait être supérieure à 2 bars. En utilisant ces conditions, on peut obtenir plus de 97% d'extraction de zinc.

### 3.4.5 Production du zinc à partir des minerais carbonatés

Les minerais de carbonate, contenant des quantités élevées de smithsonite ( $\text{ZnCO}_3$ ), qui sont très difficiles à concentrer par la flottation ou d'autres techniques de traitement des minéraux. Par conséquent, ces minerais ont besoin d'un pré-traitement pyrométallurgique pour pouvoir convertir la smithsonite ( $\text{ZnCO}_3$ ) en oxyde de zinc ( $\text{ZnO}$ ). La technologie du four Waelz a été utilisée pour ce pré-traitement. En fait, le procédé Waelz est conçu pour le traitement des minerais de faible qualité et complexes et s'applique à tous les minerais contenant du zinc, du plomb, du cadmium, etc.

La longueur moyenne du four Waelz et le diamètre intérieur sont respectivement de 70 m et 4,3 m. Le four Waelz est alimenté par un minerai concassé avec ajout d'une

quantité calculée d'agent réducteur approprié tels que le coke ou de charbon. Dans le four, une réaction de longue période se produit entre la charge et les agents réducteurs. Cette réaction permettra une décomposition complète de tous les composés de zinc. Dans ce type de four règne une forte température, cependant les métaux en charge sont volatilisés, puis ces vapeurs métalliques sont oxydées dans le four. Tous ces processus se déroulent entre 900 et 1300 ° C. À la fin du processus de Waelz, on obtient des métaux oxydés (ZnO, PbO, CdO) appelés oxydes de waelz. Après un stade de densification qui nécessite l'élimination des éléments volatils tels que Cl et F, la ligne de production ressemble à d'autres processus de lixiviation expliqués ci-dessus comme le montre la figure (3.21).

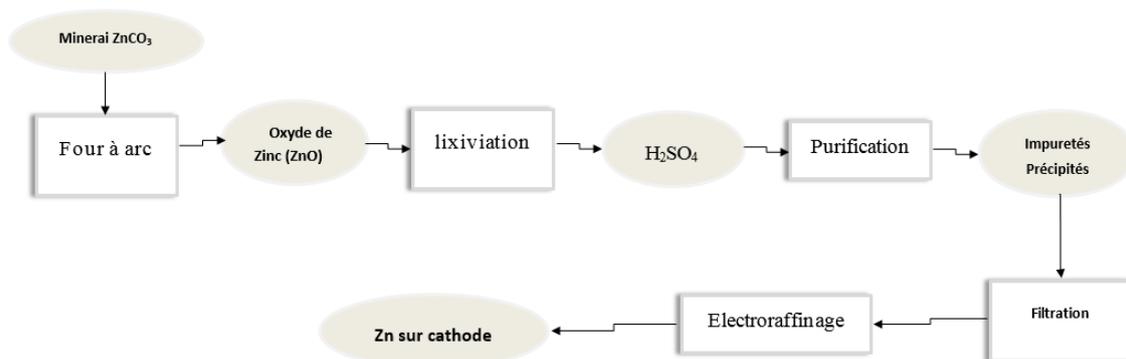


FIGURE 3.21 – Production électrolytique du zinc à partir du minerai de Smithsonite

### 3.4.6 Électrolyse du zinc

L'électrolyse est un processus d'échange au cours duquel l'énergie électrique est transformée en énergie chimique. La réaction a lieu dans une solution d'électrolyte. Les ions doivent pouvoir circuler librement dans cette solution électrolytique pour passer d'une électrode à l'autre. Les deux électrodes sont reliées par l'électrolyte et par un générateur de tension/courant électrique comme le montre la figure 3.22.

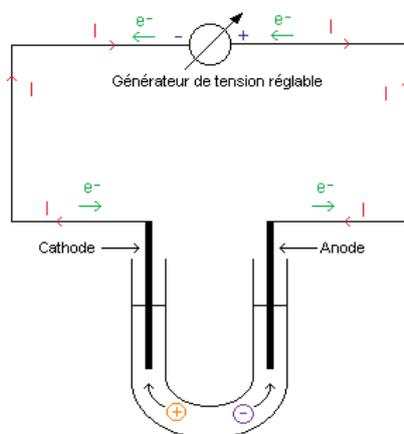
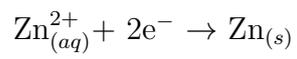


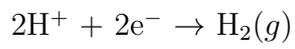
FIGURE 3.22 – Schéma de l'électrolyse

Elle met en jeu les réactions suivantes :

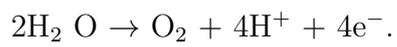
-Cathode en aluminium :



et



-Anode en plomb :



Deuxième partie  
Partie Expérimentale

# Chapitre 4

## Partie Expérimentale

### 4.1 Introduction

Afin d'accomplir les essais au laboratoire de l'ENP, nous avons reçu des échantillons en provenance de la laverie de Ain Azel située dans la wilaya de Setif. Le premier est sous sa forme brute(20 kg) tandis que l'autre est sous sa forme concentrée(10 kg). L'échantillon brut, afin de le préparer aux essais d'extraction métallurgique du zinc, a subi une succession d'opérations représentées par : une préparation mécanique (concassage et broyage) dont la taille finale obtenue est variable entre 74-150 microns. Le produit final est ensuite utilisé pour la flottation dont les conditions optimales sont fixées sur la base des études ultérieures.

### 4.2 Étude minéralogique et pétrographique

L'étude pétrographique et minéralogique du minerai(Essais de valorisation du minerai de CEH ,Banka 2014) a permis de distinguer les principales minéralisations :

- **Les pyrites** : Elles apparaissent sous trois formes :
  - en grains fins xénomorphes 0.050 mm, disséminés dans la dolomie.
  - en agrégats (0-0.5 mm).
  - en filonnets de 10 à 15 cm de longueur.
- **La blende** :
  - Elle se présente en général sous forme d'agrégats monocristallins, de dimension 10 mm ou en cristaux classiques isolés de dimension 0.08 à 0.3 mm.
  - La répartition de la sphalérite dans les dolomies encaissantes est irrégulière.
  - Elle est présente dans les trois principaux corps porteurs de minéralisation.
- **La marcassite** : Elle se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis. Quant aux minéralisations secondaires :
  - **La galène** : est peu fréquente, on la trouve parfois associée à la barytine.
  - **Hématite** : est très abondante, parfois associée à la barytine.
  - **La dolomie** : présente une teneur importante dans la constitution de la gangue, elle forme les roches encaissantes.
  - **La barytine** : est rare, elle se présente sous forme de filonnets, de composition monominérale, formant des nids dans les minerais pyriteux de couleur blanche.

## 4.3 Paramètres physiques du minerai

### 4.3.1 Masse volumique absolue

La masse volumique absolue est le rapport entre la masse du minerai et la différence entre volume initial et final comme l'indique la formule (4.1)

$$\rho = \frac{M}{V_2 - V_1} \quad (4.1)$$

Tel que :

M : la masse du minerai.

$V_1$  : Volume initial.

$V_2$  : Volume final.

On a trouvé les valeurs suivantes :

M = 750 g.

$V_1$  = 250 ml.

$V_2$  = 470 ml.

$$\rho = 3.41 \text{ g/cm}^3$$

### 4.3.2 Taux d'humidité

Le taux d'humidité est le rapport entre la différence des masses avant et après séchage par la masse initiale comme le montre l'équation (4.2) :

$$T(\%) = 100 \times \frac{(M - M_0)}{M} \quad (4.2)$$

M = 212 g.

$M_0$  = 211.2 g.

$$T(\%) = 0.38\%$$

### 4.3.3 Porosité

La porosité est définie comme étant le rapport entre le volume des vides et le volume de la roche selon la formule suivante (4.3) :

$$n(\%) = 100 \times \frac{V_v}{V} \quad (4.3)$$

Tel que :

v : volume du matériau.

$v_v$  : volume des vides.

$$n(\%) = 4.72\%$$

### 4.3.4 Dureté

Ce paramètre a été déterminé au niveau du laboratoire de minéralogie du département de génie minier par la méthode de l'échelle de MOHS.

On trouve : d comprise entre 5 et 6, sur l'échelle de MOHS.

## 4.4 Préparation mécanique

### 4.4.1 Généralités

la plupart des minéraux sont intimement liés à la gangue, ils doivent être séparés et libérés initialement en effectuant une préparation mécanique dans laquelle la taille des particules du minerai est progressivement réduite pour faciliter la manutention, l'homogénéisation, le stockage des matériaux avant de subir les différentes techniques de traitement afin d'enrichir le minerai.

### 4.4.2 Concassage

Afin de préparer le minerai de zinc aux opérations postérieures telles que la flottation, la pyroméallurgie et l'hydroméallurgie, celui-ci est concassé par voie sec dans un concasseur à mâchoire afin de le réduire entre [0-25 mm] ensuite un concassage secondaire en utilisant un concasseur giratoire est prévue dans le but de réduire davantage la taille du minerai jusqu'à 10 mm. La troisième étape consiste en une réduction de la taille du minerai jusqu'à 5 mm en serrant le concasseur giratoire (Figure 4.1 et Figure 4.2).

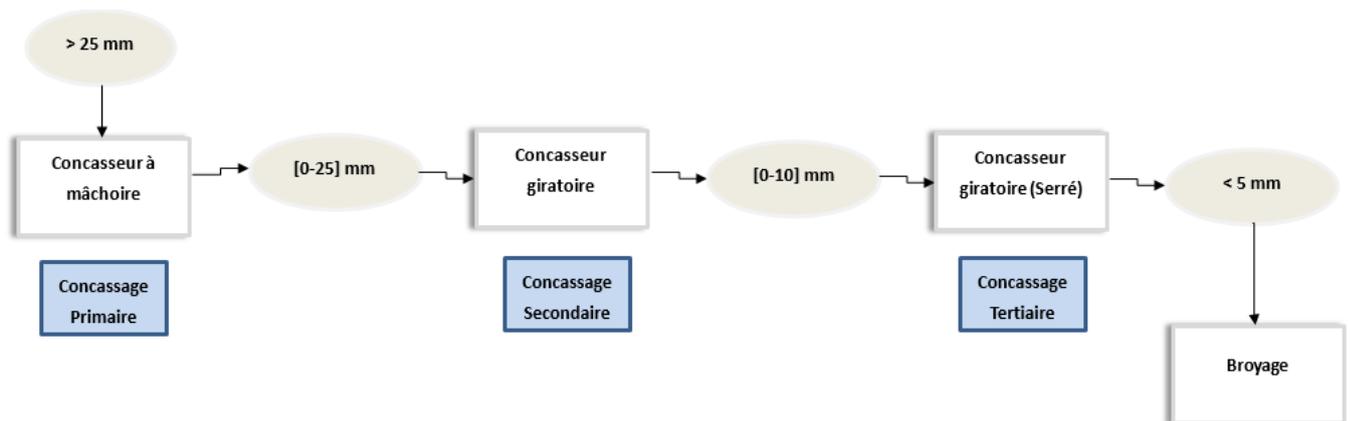


FIGURE 4.1 – Schéma de concassage

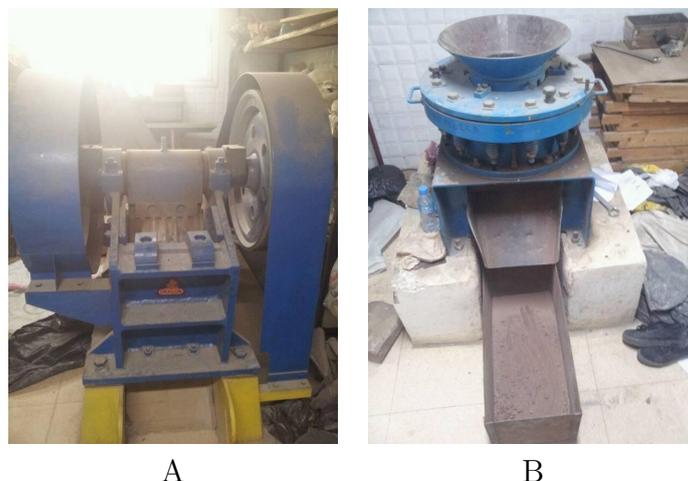


FIGURE 4.2 – A : Concasseur à mâchoire -B : Concasseur giratoire

### 4.4.3 Broyage

Cette étape se fait dans des récipients rotatifs en acier qui contiennent une charge de corps de broyage - le milieu de broyage - qui est libre de se déplacer à l'intérieur du broyeur, broyant ainsi les particules du minerai, dont le but est d'atteindre des tailles permettant d'effectuer la flottation(74-150 microns).

L'étape suivante consiste à broyer le minerai issu du concasseur tertiaire en utilisant un broyeur à boulet. La masse du corps de broyage est de 6 kg et celle du minerai introduit est de 2 kg pendant une durée de 15 min.

Le produit issu du broyage est tamisé afin d'obtenir une tranche de 74-150mm. la quantité obtenue est insuffisante pour réaliser les essais de flottation, a cet effet, nous avons prévu un deuxième broyage en augmentant la charge du broyage à 9 Kg pendant une durée de 30 min

### 4.4.4 Échantillonnage

Afin d'obtenir des échantillons représentatives il a fallu procéder à un échantillonnage, cette opération est importante pour la valorisation du minerai et pour avoir des résultats fiables.

La masse du minerai a été subdivisée rationnellement par quartage et/ou diviseur rotatif qui permet de diviser facilement en( huit )parties représentatives la totalité d'un échantillon initial pour les diverses affectations.

### 4.4.5 Analyse granulométrique

L'analyse granulométrique par tamisage s'effectue au moyen d'une série de tamis d'ouvertures normalisées , la fraction du minerai sec retenue par chaque tamis (refus) est pesée. Le pourcentage massique des refus est obtenu par le rapport de la masse du refus et de la masse totale initiale sèche du matériau. Le pourcentage massique de tamisât est égal au complément du pourcentage massique de refus (100- pourcentage massique de refus).

La plupart des séries de tamis modernes sont choisies selon le rapport :

$$\frac{D_{\text{sup}}}{D_{\text{inf}}} = \sqrt[10]{10} \quad (4.4)$$

ou

$$\frac{D_{\text{sup}}}{D_{\text{inf}}} = \sqrt[4]{2} \quad (4.5)$$

En utilisant une série de tamis de la norme A.F.N.O.R, l'ouverture variant entre 5 mm et 0.1 mm, le tamisage a été réalisé par voie sèche pour un échantillon de 1 kg. Les résultats obtenus sont représentés dans le le tableau 4.1.



FIGURE 4.3 – Tamiseuse de type Retch

Classe en mm	Refus(g)	Répartition(%)	Refus cumulé (%)	Passant cumulé(%)
+5	201	20.28	20.28	79.72
-5+4	67	6.76	27.04	72.96
-4+3.15	60	6.05	33.10	66.90
-3.15+2.5	58	5.85	38.95	61.02
-2.5+2	59	5.95	44.90	55.10
-2+1.6	55	5.55	50.45	49.55
-1.6+1.25	47	4.74	55.20	44.80
-1.25+1	42	4.24	59.43	40.57
-1+0.8	32	3.23	62.66	37.34
-0.8+0.63	42	4.24	66.90	33.10
-0.63+0.5	41	4.14	71.04	28.96
-0.5+0.4	31	3.13	74.17	25.83
-0.4+0.315	27	2.72	76.89	23.11
-0.315+0.25	29	2.93	79.82	20.18
-0.25+0.2	36	3.63	83.45	16.55
-0.2+0.16	44	4.44	87.89	12.11
-0.16+0.1	49	4.94	92.84	7.16
-0.1	71	7.16	100	0

TABLE 4.1 – Résultats de l'analyse granulométrique

Dans ce qui suit, nous avons tracé les courbes des passants et refus cumulés en fonction des différentes classes granulométriques (figure 4.4)

% de poids

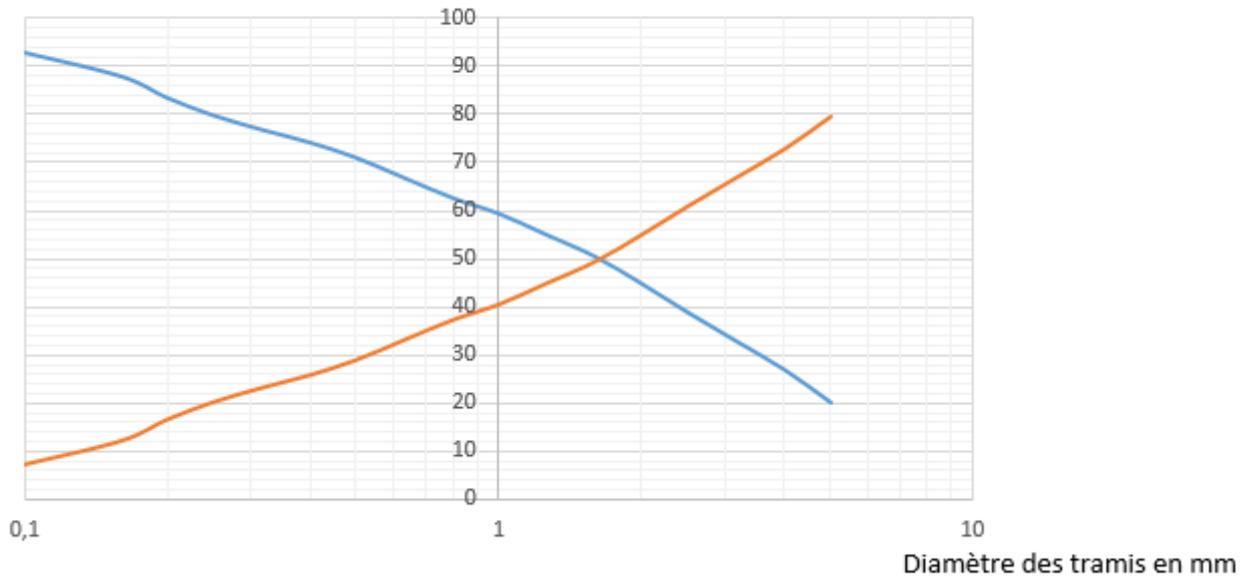


FIGURE 4.4 – Courbe granulométrique

La forme de la courbe granulométrique (figure 4.4) représente la distribution des dimensions des particules. Cette distribution peut être qualifiée d'uniforme si les dimensions des particules sont voisines.

En général, la courbe granulométrique est caractérisée par deux coefficients : le coefficient d'uniformité  $C_U$  et le coefficient de courbure  $C_C$ . ces deux coefficients sont donnés par les deux formules suivantes :

$$C_U = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad (4.6)$$

et

$$C_C = \frac{(D_{30})^2}{D_{60}D_{10}} \quad (4.7)$$

Tel que  $D_{10}$ ,  $D_{30}$  et  $D_{60}$  sont les diamètres (en mm) des tamis laissant passer respectivement 10%, 30% et 60%.

Le coefficient d'uniformité  $C_U$  (Hazen, permet de savoir si la granulométrie est étalée ou serrée.)

- Si  $C_U > 2$  la granulométrie est étalée.
- Si  $C_U < 2$  la granulométrie est uniforme ou serrée.

Le coefficient de courbure, permet de déterminer si la granulométrie est bien graduée ou mal graduée.

- Si  $1 < C_C < 3$  : La continuité est bien répartie ou sol bien gradué.
- Si  $C_C < 1$  ou  $C_C > 3$  : La continuité est mal répartie ou sol mal gradué.

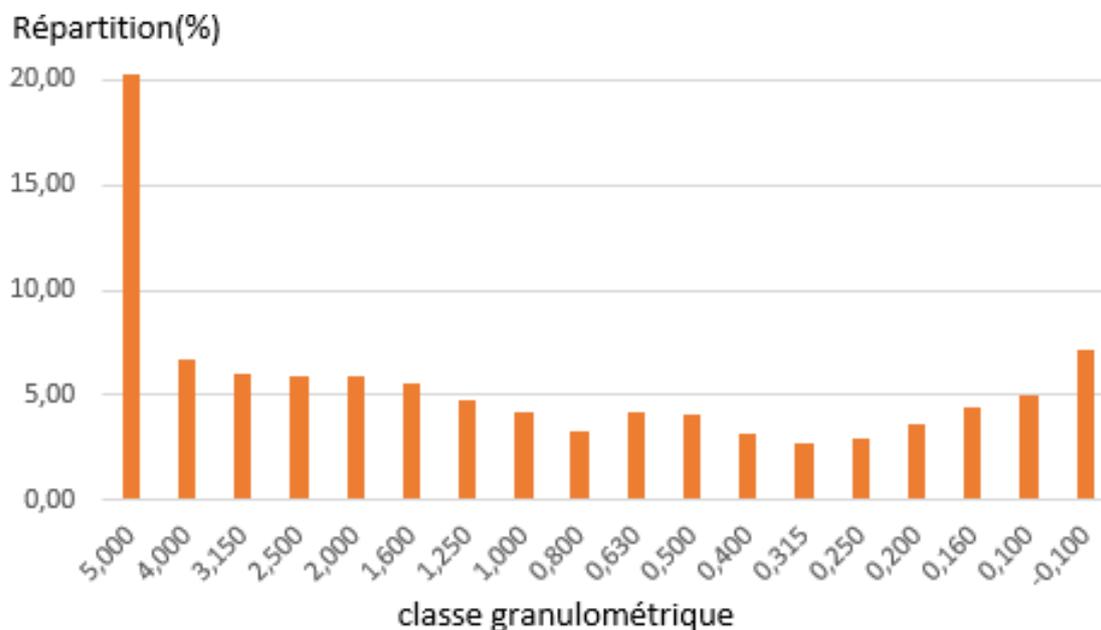


FIGURE 4.5 – Histogramme de répartition des différentes classes granulométriques

En appliquant les résultats obtenus par l'analyse granulométrique, les valeurs des deux coefficients sont les suivantes :

$$Cu = \frac{2.41}{0.13} = 18.54$$

$$Cc = \frac{(0.53)^2}{2.41 \times 0.13} = 0.89$$

A travers les résultats obtenus, nous pouvons constater que le minerai a une granulométrie étalée ( $Cu > 2$ ), et qu'il est mal gradué ( $Cc < 1$ ). (voir figure 4.4 et figure 4.5)

## 4.5 Flottation

Durant la procédure de flottation, les particules de minerai finement broyées sont mélangées avec de l'eau dont la suspension est conditionnée avec les réactifs chimiques appropriés (figure 4.7 et tableau 4.2). Les essais de flottation ont été réalisés au niveau du laboratoire de Génie Minier à l'ENP, en utilisant une cellule de flottation de type Denver (figure 4.6).



FIGURE 4.6 – Cellule de flottation (DENVER)

#### 4.5.1 Mode opératoire

Les essais de flottation ont été réalisés dans une cellule de type Denver (4.6). Dans ces essais, les particules solides sont mises en suspension par agitation dans de l'eau après qu'un broyage. Ce mélange solide-eau (ou pulpe) est conditionné principalement avec un réactif chimique appelé collecteur, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface du minéral à flotter, afin de lui conférer une affinité plus grande pour la phase gazeuse que pour la phase liquide.

Une charge d'environ 600 g du minerai finement broyé dont la taille des particules est de +75-150 microns a été mélangée avec 2.5 litres d'eau utilisée. Les réactifs chimiques utilisés dans les expériences de flottation sont décrits dans le tableau 4.2 et Figure 4.7.



FIGURE 4.7 – Ajout des réactifs de flottation durant la préparation de la pulpe.

#### Flottation de la blende

Durant ces essais de flottation, la première étape consiste à faire flotter la blende en ajoutant la chaux (CaO) afin de fixer le pH entre 10-11, ensuite une quantité de

Réactifs	Nom du réactif
Ajustement du pH	La chaux (CaO)
Déprimant	La chaux (CaO)
Activant	Sulfate de cuivre (CuSO <sub>4</sub> )
Collecteur	Amylxanthate
Moussant	Huile de pin

TABLE 4.2 – Les réactifs utilisés pour le conditionnement de la pulpe

200g/tonne de sulfate de cuivre (CuSO<sub>4</sub>) à été ajoutée pour activer la blende, le tout est conditionné pendant un temps de 5 min. Par la suite, une quantité de 150 g/tonne du collecteur amyloxanthate à été additionnée pendant 5 min de conditionnement, ensuite le moussant l'huile de pins d'une quantité de 12.5 g/tonne à été ajoutée pendant un temps de conditionnement de 1min. Enfin, l'air est introduit , résultant ainsi la formation d'une mousse qui sera récupérée pendant 3 min.

La flottation de contrôle est réalisée comme suit : une quantité de 50 g / tonne d'amyloxanthate est ajoutée à la suspension, avec un temps de conditionnement de 3 min. Ensuite, 12.5 g / tonne de l'huile de pins est additionnée pendant un temps de conditionnement de 1 min. A la fin, on introduit de l'air. Le temps de raclage est de 5 min, et on récupère la mousse pendant 3 min (voir figure 4.10).

#### 4.5.2 Résultats

Les résultats sont représentés dans le tableau suivant :

Essai	Poids de produit de mousse (g)	Rendement pondéral(%)
1	176	29.33
2	124	20.67
3	174	29.00
4	114	19.00
5	122	20.33
6	194	32.33
7	196	32.67

TABLE 4.3 – Résultats de flottation de la blende

Sur la base des résultats obtenus, nous avons tracé les histogrammes des poids et des rendements pondéraux.

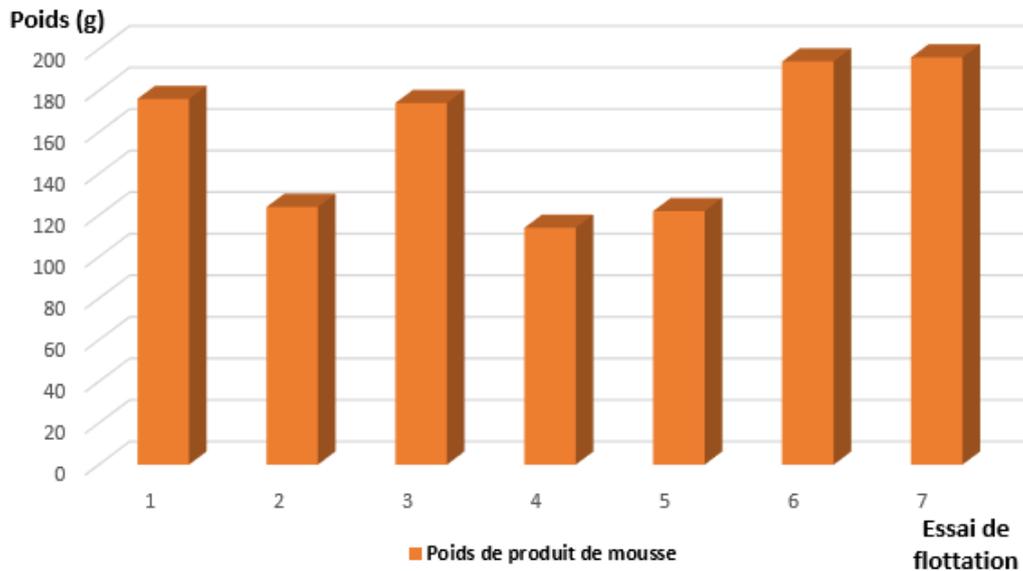


FIGURE 4.8 – Histogramme des poids

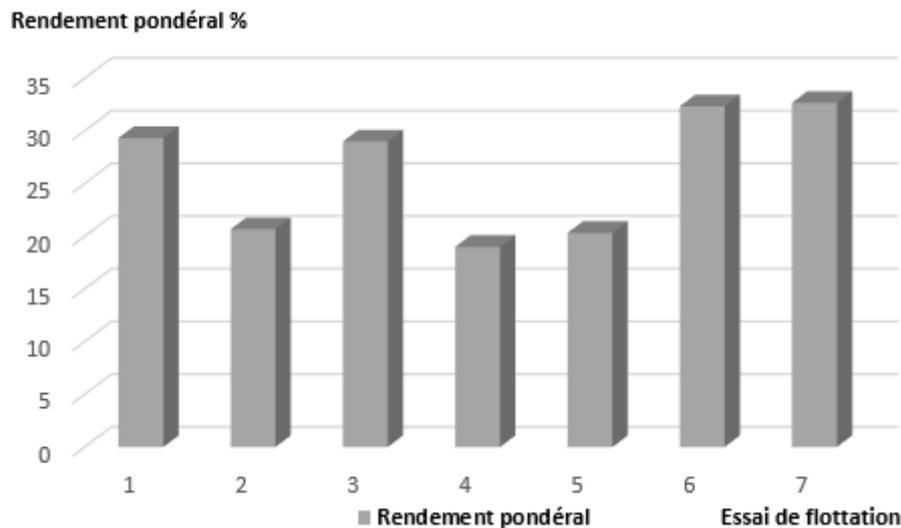


FIGURE 4.9 – Histogramme des rendements pondéraux

### 4.5.3 Interprétation

Après l'opération de flottation on a obtenu une quantité totale de 1100 g du concentré avec un rendement pondéral moyen de 26.19%. Cette quantité est suffisante pour réaliser les essais ultérieurs pyrométallurgique et hydrométallurgique. Sur le plan qualitatif, cela signifie que la classe granulométrique (+75-150 microns) et les quantités des réactifs (Activant et Collecteur) utilisés dans le procédé de flottation sont rentables pour effectuer l'extraction métallurgique du zinc.

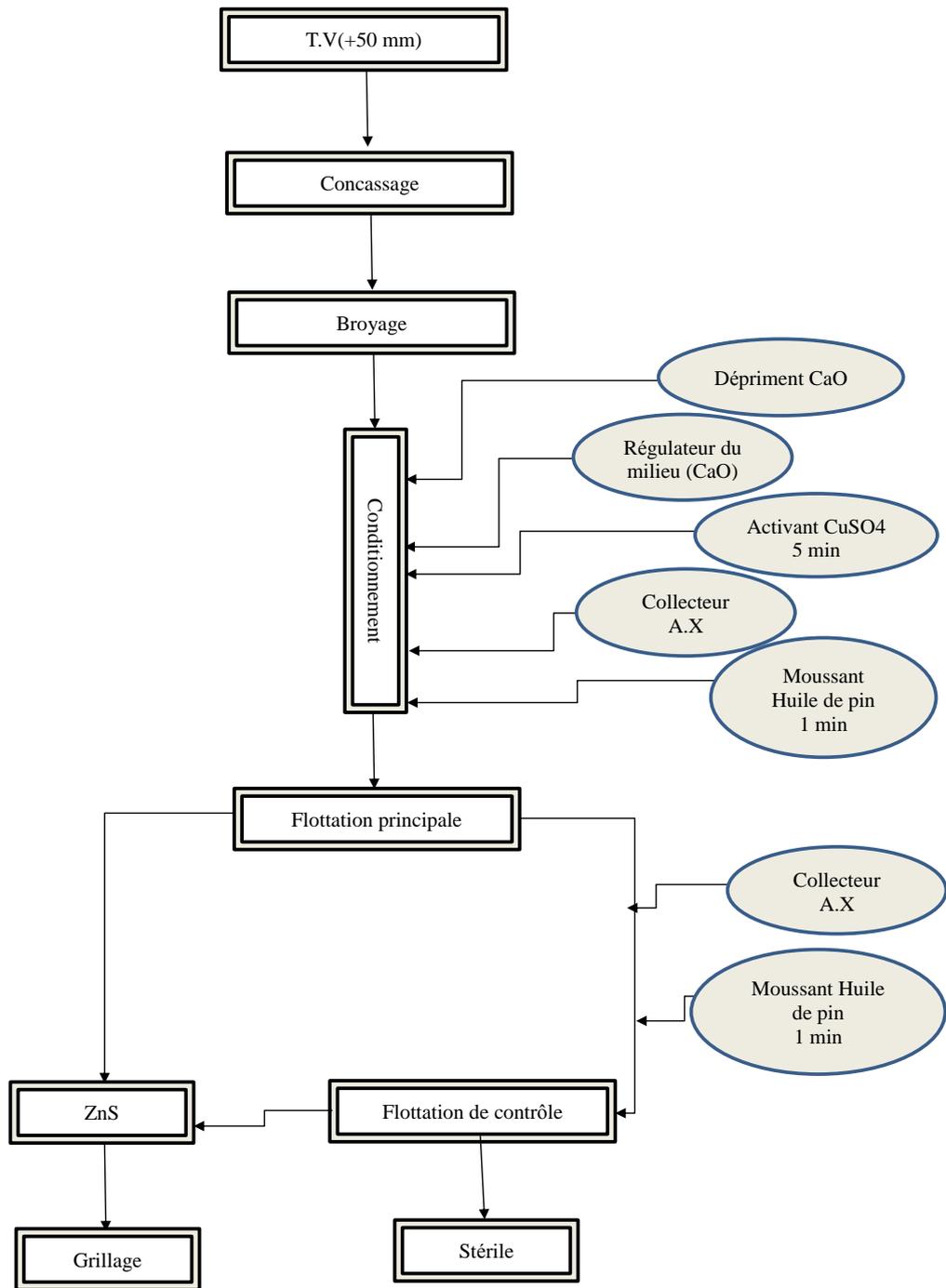


FIGURE 4.10 – Schéma explicatif de flottation

## 4.6 Métallurgie extractive

La métallurgie extractive du zinc est l'ensemble des opérations permettant d'obtenir du zinc métallique à partir du minerai. Le minerai (généralement la blende ou sphalérite)

est préalablement traité par flottation afin de séparer, le sulfure de sa gangue (silicate, carbonate etc). On obtient, comme indiqué précédemment, un concentré de sulfure de zinc.

Dans ce qui suit, deux voies de traitements sont utilisées pyrométallurgiques ou hydrométallurgiques : dans notre cas, nous avons utilisé la voie hydrométallurgique dont les principales étapes suivies sont représentées dans le schéma de la figure 4.11.

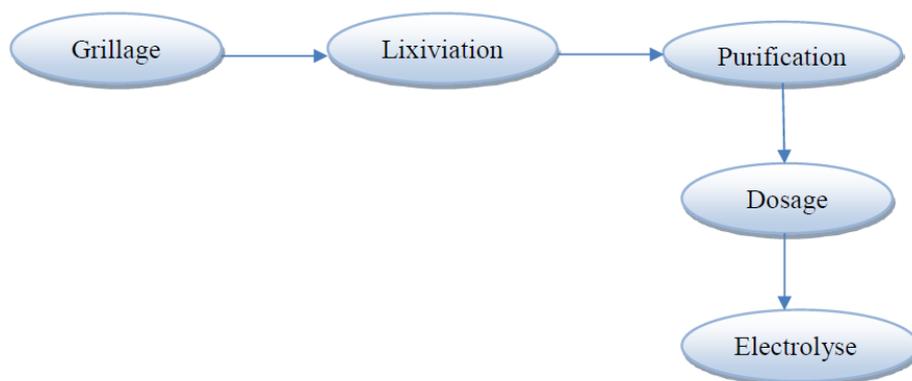
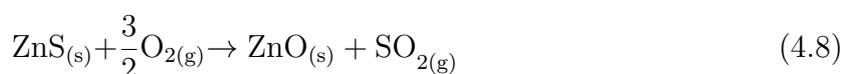


FIGURE 4.11 – Schéma général d'hydrométallurgie du zinc

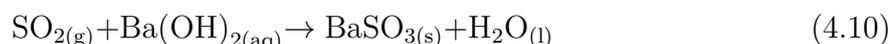
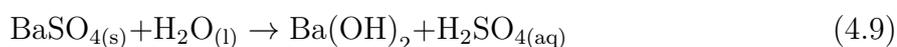
D'après la figure 4.11, le grillage est la première opération à réaliser consistant à éliminer le dioxyde de soufre à partir du minerai de sulfure de zinc (ZnS) obtenu par flottation. Le produit obtenu, subira une lixiviation en utilisant un agent d'acide sulfurique (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>). Le lixiviat obtenu est purifié afin d'éliminer certains impuretés tels que le fer, le cuivre et autres. A la fin une opération d'électrolyse a été utilisée afin d'extraire le zinc à partir de la solution finale purifiée.

#### 4.6.1 Grillage

Dans un premier stade, avant de procéder aux essais hydrométallurgiques, une opération de grillage doit être effectuée afin de désulfurer le minerai sulfuré ZnS et le rendre sous la forme d'un oxyde ZnO selon la réaction suivante (équation 4.8).



L'opération du grillage est réalisée comme suit : le concentré du minerai sulfuré obtenu par flottation est introduit dans un four (Type FOV) sous une température fixée à 900 ° C pendant deux heures de temps. Durant cet intervalle de temps, l'air est injectée continuellement chaque 15 minutes en utilisant un compresseur afin d'éliminer le soufre selon la réaction chimique précédente (4.8). Le four est liée à un récipient contenant une suspension d'hydroxyde de baryum Ba(OH)<sub>2</sub> afin de piéger le dioxyde de soufre (équation 4.9 et équation 4.10) qui est un élément toxique et polluant pour l'environnement comme le montre les figures (figure 4.29 et figure 4.37).



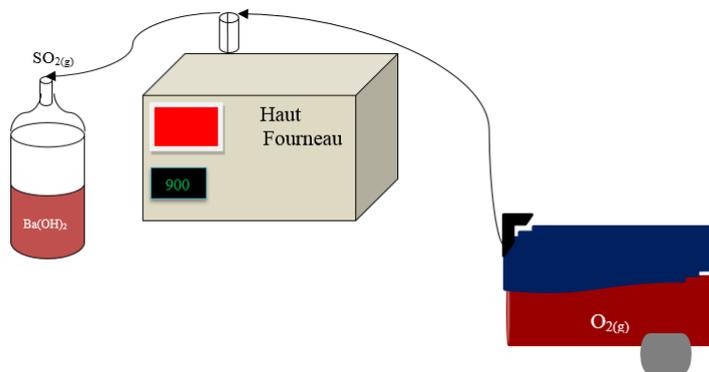


FIGURE 4.12 – Schéma de montage de grillage



FIGURE 4.13 – Calcination de  $\text{ZnS}$  et dégagement de  $\text{SO}_2$

Le concentré du minerai sulfuré obtenu par flottation est composé essentiellement des éléments sulfureux  $\text{ZnS}$ ,  $\text{FeS}$ ,  $\text{PbS}$  et les éléments oxydés  $\text{CuO}$  et  $\text{SiO}_2$ . Après la réalisation de l'opération du grillage, une calcine est obtenue composée des oxydes suivants sous forme solide :  $\text{ZnO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{SO}_4$ ,  $\text{PbO}$ ,  $\text{CuO}$  et une faible quantité de  $\text{SiO}_2$  (Voir figure 4.36). Le produit final, la calcine, est utilisé par la suite dans les essais de lixiviation.

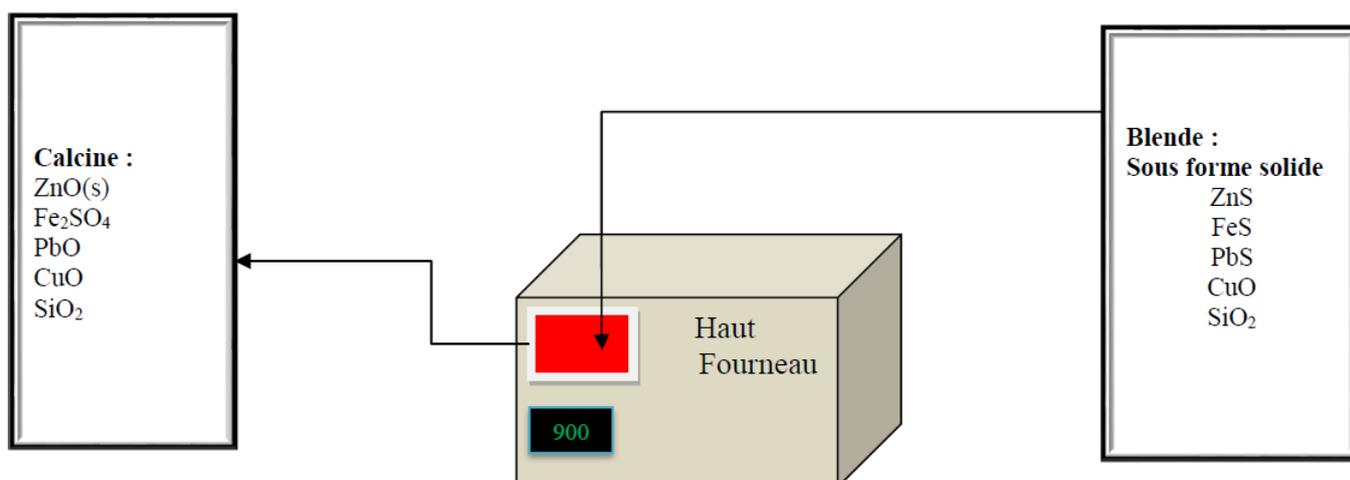
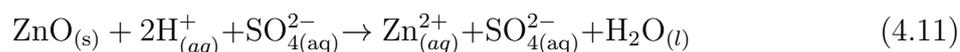


FIGURE 4.14 – Schéma explicatif du grillage

#### 4.6.2 Lixiviation

La lixiviation généralement utilisée dans les industries minières du district de Kolwezi est la lixiviation par agitation. Le minerai broyé ou le concentré est lixivié dans des tanks munis d'un système d'agitation pneumatique et/ou mécanique. Pour obtenir un liqueur claire après lixiviation, une séparation solide liquide est appliquée.

La séparation solide liquide peut se faire par décantation à contre courant, par filtration au filtre à bande, par filtration au filtre à tambour ou à disque ou par la combinaison de la décantation contre courant suivi de la filtration, ça consiste en une lixiviation acide où la calcine est attaquée par une solution diluée d'acide sulfurique selon la réaction suivante :



Le protocole adopté est le suivant : une suspension composée de la calcine obtenue par grillage est mélangée, dans un récipient, avec de l'eau formant un rapport solide/liquide bien déterminé. La suspension est agitée en utilisant un agitateur magnétique et est chauffée par une plaque chauffante. Un volume d'acide sulfurique diluée est ajoutée continuellement par une burette pendant l'agitation de la suspension. Le volume d'acide sulfurique est fixé par le pH. La température est surveillée en utilisant un thermomètre (voir figure 4.15 ).

##### Matériel

- . Bêcher,
- . Agitateur,
- . pH mètre,
- . Thermomètre,
- . Acide sulfurique,
- . Minerai.

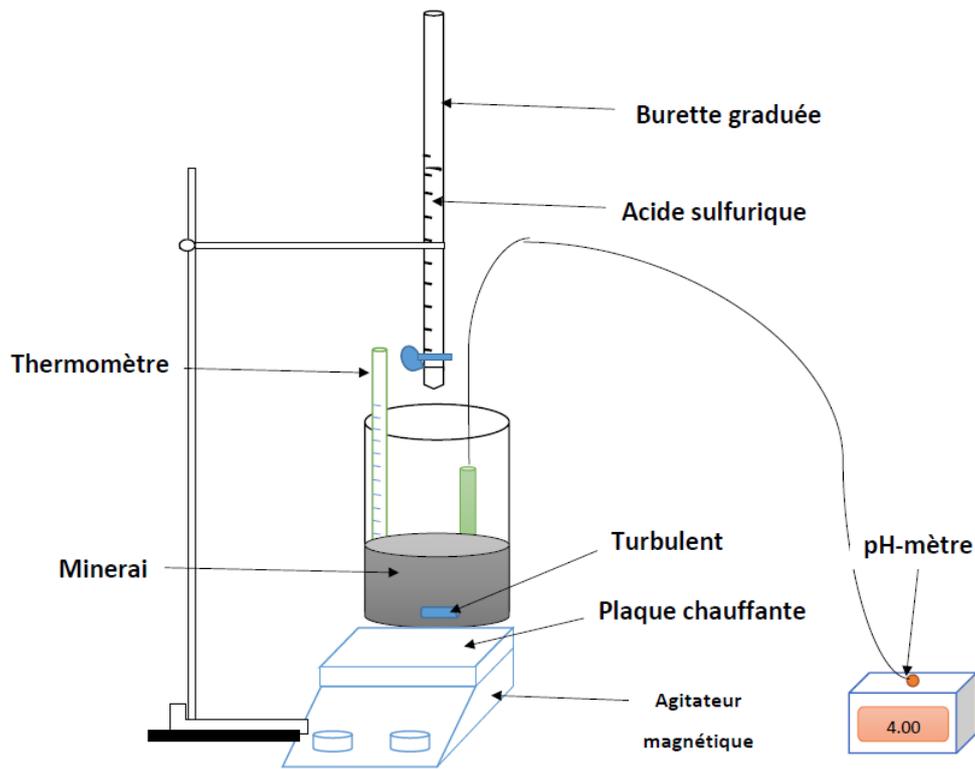


FIGURE 4.15 – Dispositif de lixiviation

Les paramètres étudiés durant les essais de lixiviation sont la température, le rapport solide/liquide, le pH et la durée d'agitation.

La solution obtenue après la lixiviation est composée essentiellement des éléments sous forme ionique tels que  $\text{Fe}^{3+}$  et  $\text{Cu}^{2+}$ , et les oxydes ( $\text{PbO}$  et  $\text{SiO}_2$ ) restent insolubles comme le montre la figure 4.16.

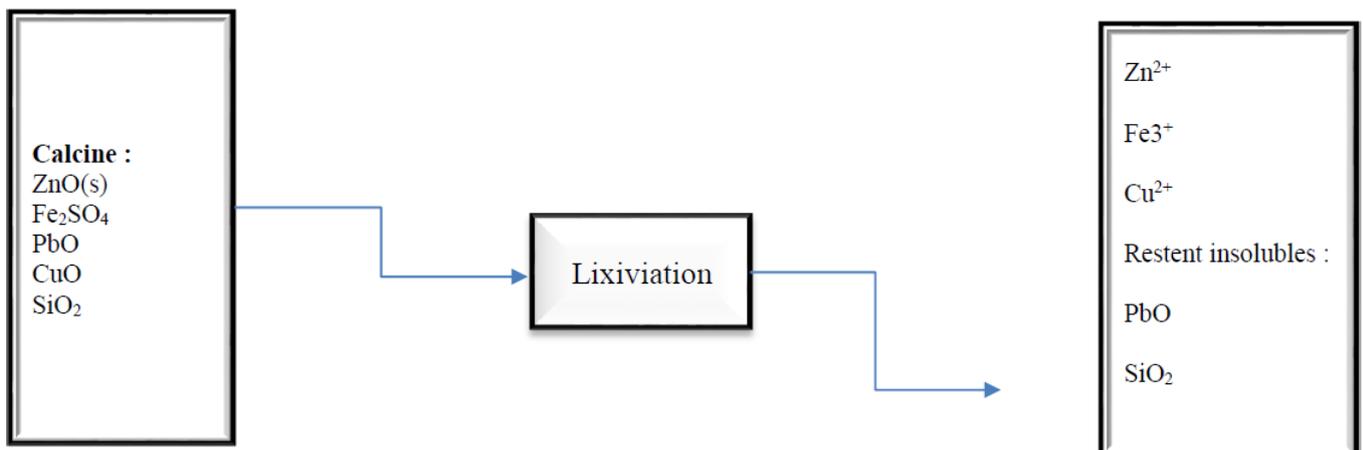


FIGURE 4.16 – Schéma explicatif de lixiviation

### 4.6.3 Purification

Dans ce qui suit, la solution (lixiviat) obtenue par lixiviation contient des impuretés qui sont insolubles telles que PbO et SiO<sub>2</sub> qui seront éliminées par filtration. La solution obtenue, après filtration, doit être l'objet d'une précipitation en éliminant les ions Fe<sup>3+</sup> par l'ajout du sulfate d'ammonium (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> avec un pH = 5 (précipité rouge brique), et les ions du cuivre Cu<sup>2+</sup> seront précipités par l'ajout de thiosulfate de sodium Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>(précipité vert) comme le montre la figure 4.17.



FIGURE 4.17 – Purification des ions métalliques

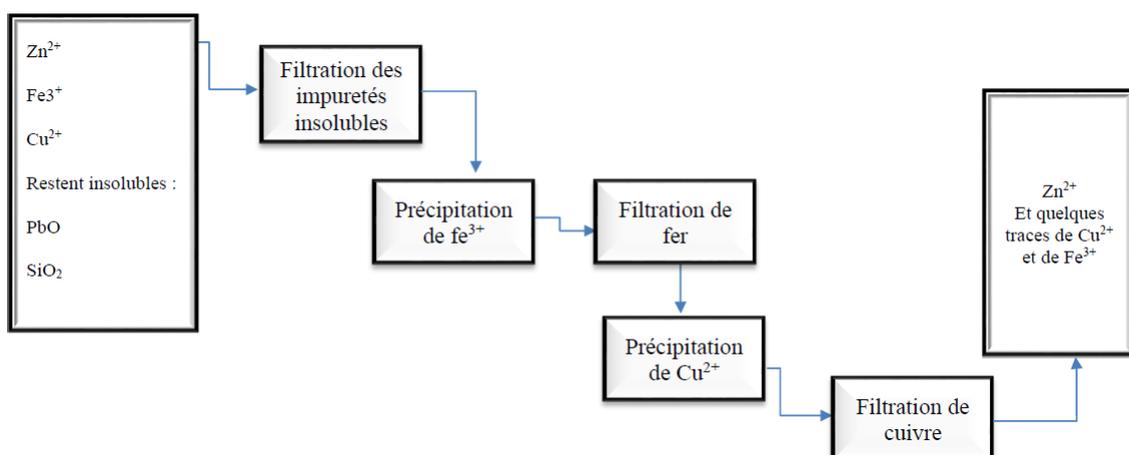
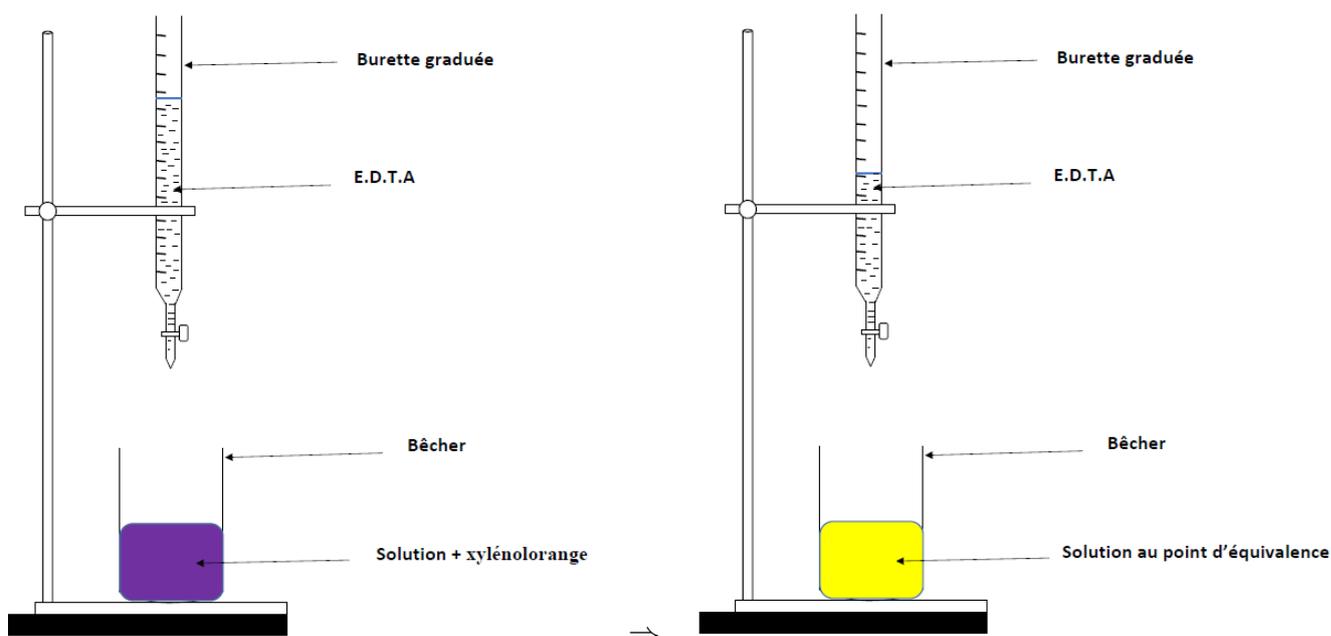


FIGURE 4.18 – Schéma explicatif de purification

#### 4.6.4 Dosage

Afin de connaître la teneur en zinc dans la solution purifiée, nous utilisons la méthode classique volumétrique.

Cette méthode est basée sur le titrage volumétrique par la solution du sel disodique de E.D.T.A (Ethylène-Diamine-Tétra-acétate disodique) (**0.2 M**) en présence de l'orange de xylénol utilisé comme indicateur pour des titrages par complexométrie. Le titrage s'effectuera en ajoutant l'orange de xylénol jusqu'à ce que la couleur devient violet, puis nous ajoutons la quantité nécessaire de l'E.D.T.A jusqu'à ce que la couleur passe du bleu violet au jaune citron comme le montre la figure 4.19.



⇒



FIGURE 4.19 – Dosage du zinc

La teneur du zinc est déterminée selon la formule suivante 4.12 :

$$Zn\% = \frac{V_{EDTA}T_{Zn} \times 100}{G} \quad (4.12)$$

Tel que :

$V_{EDTA}$  : Volume de complexons(EDTA) utilisée pour le titrage (ml).

$T_{Zn}$  : Quantité de zinc correspondant à 1ml de complexons(EDTA) en g.ml<sup>-1</sup>.

G : Poids de l'échantillon(g).

#### 4.6.5 Électrolyse

Afin de récupérer le zinc contenu dans la solution purifiée après lixiviation, nous allons procéder à l'électrolyse en utilisant la solution purifiée comme électrolyte et deux électrode l'un en aluminium comme cathode et l'autre en plomb comme anode.

Cette opération est réalisée à l'aide d'un générateur de courant (type Gw-INSTEK GPS-3303), en appliquant une tension supérieure à la tension minimale de l'électrolyse du zinc qui est voisine de 3.35 V.

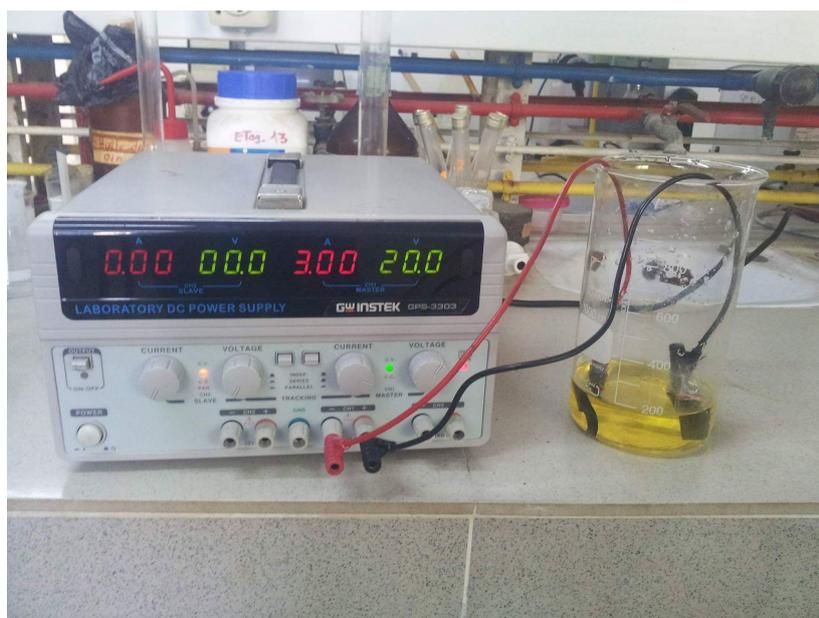
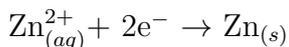


FIGURE 4.20 – Montage d'électrolyse

Elle met en jeu les réactions suivantes :

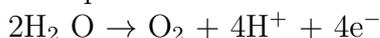
-Cathode en aluminium :



et



-Anode en plomb :



En fin et à mesure que le zinc se précipite la tension diminue, on arrête l'opération lorsque la tension se stabilise(Figure 4.21).

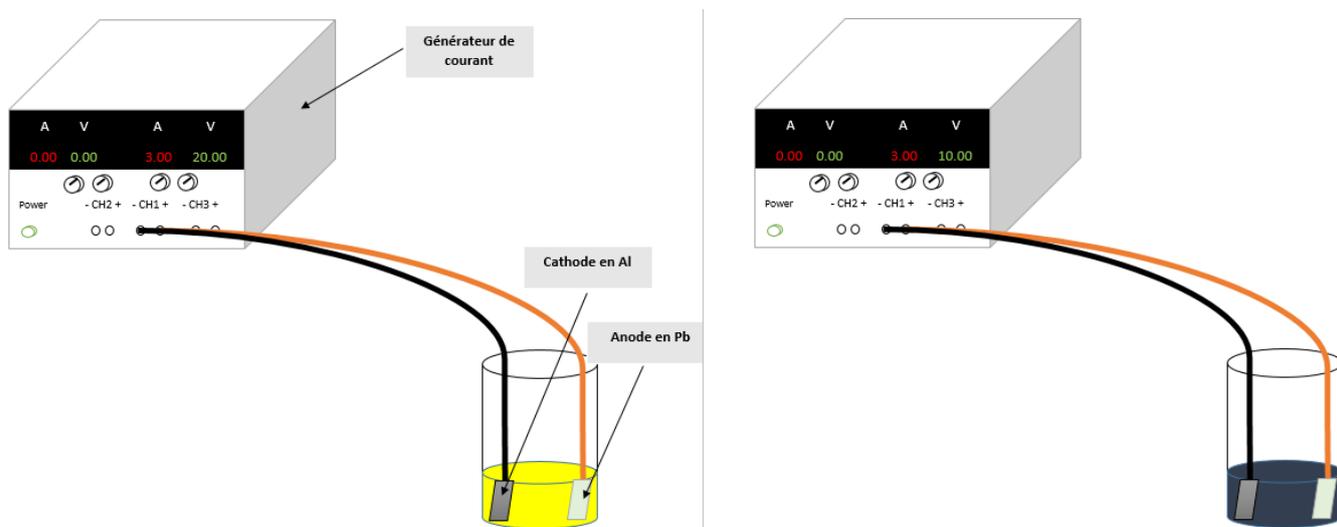


FIGURE 4.21 – Schéma explicatif d'électrolyse

Afin de récupérer la quantité du zinc précipitée on fait une filtration suivie par un séchage à 105 ° C pendant 24 h (Figure 4.22).

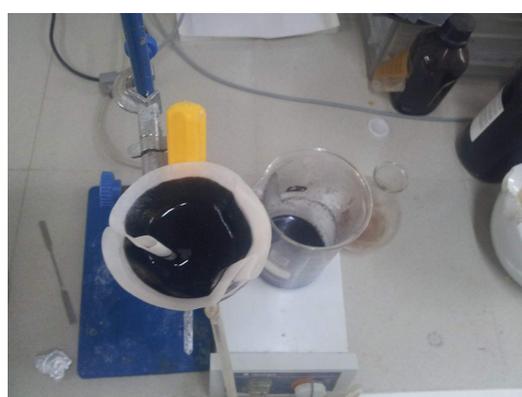


FIGURE 4.22 – Filtration et séchage du précipité de zinc

### 4.6.6 Paramètres étudiés

Selon la littérature, différents paramètres ayant un potentiel impact sur l'hydrométallurgie du zinc dont les plus prédominants sont :

- la température,
- la concentration de l'acide sulfurique,
- la durée d'agitation,
- le rapport solide-liquide.

Pour l'étude de ces paramètres on prend un échantillon du minerai traité par flottation dans la laverie de Kharzet-Youcef, qui a subi un grillage au sein du four du Laboratoire de l'ENP.

Dans le but d'optimiser les paramètres de lixiviation pour que l'extraction du zinc soit maximale, nous prenons une quantité de 1g du minerai et on procède la lixiviation selon le protocole présenté précédemment.

#### Influence de la concentration de l'acide sulfurique

Afin d'étudier l'effet de la concentration de l'acide sulfurique  $H_2SO_4$  sur la récupération en zinc, nous avons varié le pH entre 2 et 5 (Tableau 4.5) les autres paramètres restent inchangés (Tableau 4.4).

Température ( ° C)	65
Rapport solide/liquide (%)	10
Temps d'agitation (min)	15

TABLE 4.4 – Conditions de lixiviation

Paramètre	Domaine d'étude			
pH	2	3	4	5

TABLE 4.5 – Domaine d'étude de pH

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

pH	2	3	4	5
$V_{EDTA}$ (ml)	11	13	21	18
%Zn	14.39	17	27.46	23.54

TABLE 4.6 – Teneur en Zn en fonction du pH

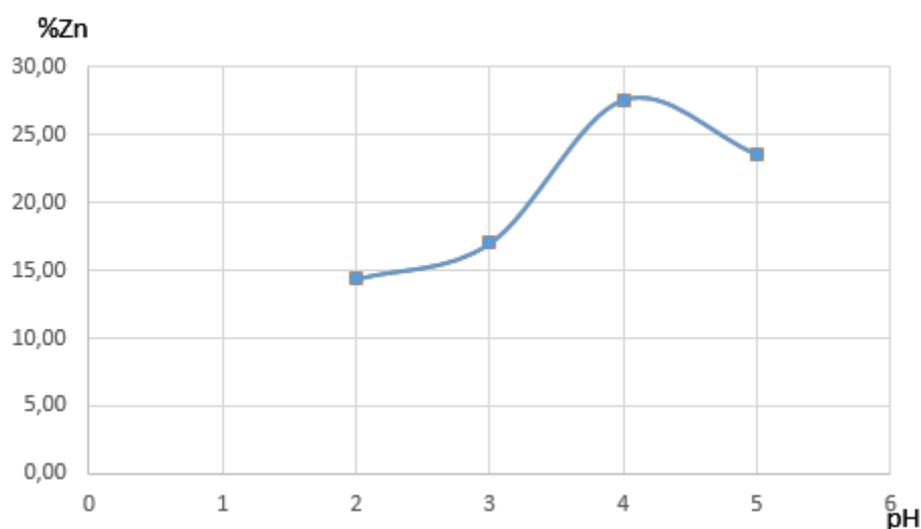


FIGURE 4.23 – Variation de la teneur en Zn en fonction du pH

Sur la base des résultats obtenus, nous avons tracé la courbe de variation de la récupération en zinc en fonction des différents pH comme le montre la figure 4.23. Il est à remarquer que la récupération en zinc augmente proportionnellement avec la concentration de l'acide sulfurique en atteignant un pic aux alentours d'un pH=4 où la récupération du zinc est de 27.46%, puis cette récupération commence à diminuer pour un pH=5. Ceci est expliqué par le fait que le pH adéquat pour une meilleure réduction de l'oxyde de zinc c-à-d ZnO passe en  $Zn^{2+}$  sous forme d'ions. Au delà du pH=4, la récupération en zinc a chuté car il y a eu des réactions parasites conduisant à la formation d'autres éléments empêchant la meilleure réduction du zinc en  $Zn^{2+}$ .

### Influence du rapport solide/liquide

Le rapport solide/liquide joue un rôle principale dans la cinétique de lixiviation, afin d'étudier l'effet de ce paramètre sur la lixiviation, nous avons fixé les autres paramètres (Tableau 4.7), et en faisant varier le rapport solide/liquide (Tableau 4.8) sachant que le pH idéal pour la meilleure réduction du zinc est de pH=4.

pH	4
Température ( ° C)	65
Temps d'agitation (min)	15

TABLE 4.7 – Conditions de lixiviation

Paramètre	Domaine d'étude			
Rapport solide/liquide(%)	20	30	40	50

TABLE 4.8 – Domaine d'étude du rapport solide/liquide

Rapport solide/liquide(%)	20	30	40	50
$V_{EDTA}$ (ml)	21	21	23	25
%Zn	27.46	27.46	30.08	32.70

TABLE 4.9 – Teneur en Zn en fonction du rapport solide/liquide

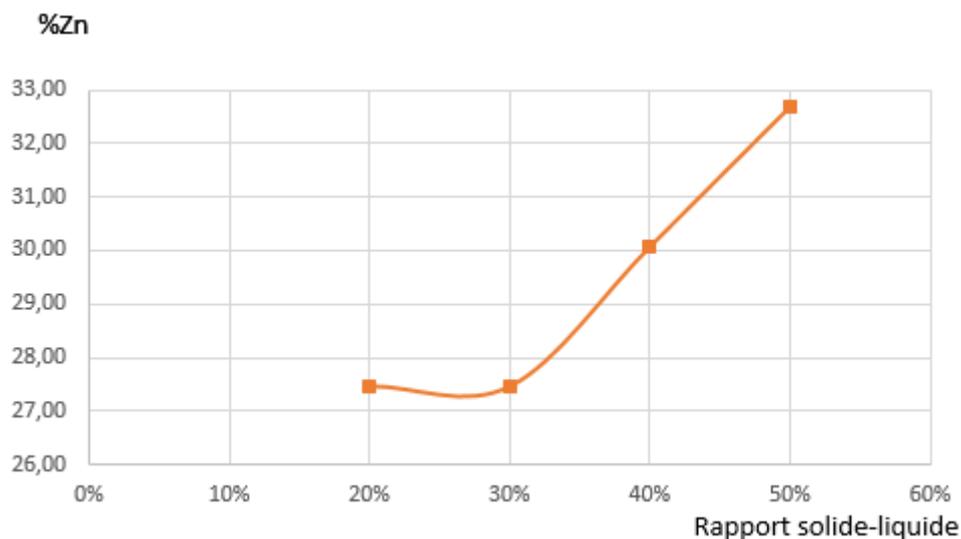


FIGURE 4.24 – Variation de la teneur en Zn en fonction du rapport solide/liquide

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

Afin d'investiguer l'effet du rapport solide-liquide sur la récupération en zinc, nous avons tracé la courbe de la récupération en zinc en fonction du rapport solide-liquide (voir figure 4.24). Comme le montre cette figure (4.24), la récupération en zinc reste inchangeable de l'ordre de 27% pour de faible rapport solide-liquide. Ceci est dû au fait qu'un faible rapport solide-liquide a un effet négatif sur la réduction du zinc qui dans cette plage reste insoluble et part avec les autres oxydes insoluble tels que PbO et SiO<sub>2</sub>. Au delà de 30% du rapport solide-liquide, la récupération en zinc augmente avec l'augmentation de ce rapport en atteignant une valeur maximale de de presque 33%. Ceci est expliqué par le fait qu'un fort rapport solide-liquide favorise une meilleure réduction de ZnO ce qui permettra une bonne récupération du zinc.

### Influence de la température

Il est reconnu que la température est paramètre déterminant pour l'opération de la lixiviation. Ce paramètre permet d'accélérer la réaction chimique. Dans l'intention d'étudier l'effet de la température sur la récupération en zinc, nous avons fixé les paramètres donnés dans le tableau(4.10).

La température influe l'opération de lixiviation du minerai, et pour étudier son influence on a varié la température dans le domaine suivant :

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

pH	4
Rapport Solide/liquide (%)	50
Temps d'agitation (min)	15

TABLE 4.10 – Conditions de lixiviation

Paramètre	Domaine d'étude			
Température (° C)	60	70	80	90

TABLE 4.11 – Domaine d'étude de la température

Température(° C)	60	70	80	90
$V_{EDTA}$ (ml)	23	24	28	27
%Zn	30.08	31.39	36.62	35.31

TABLE 4.12 – Teneur en Zn en fonction du température

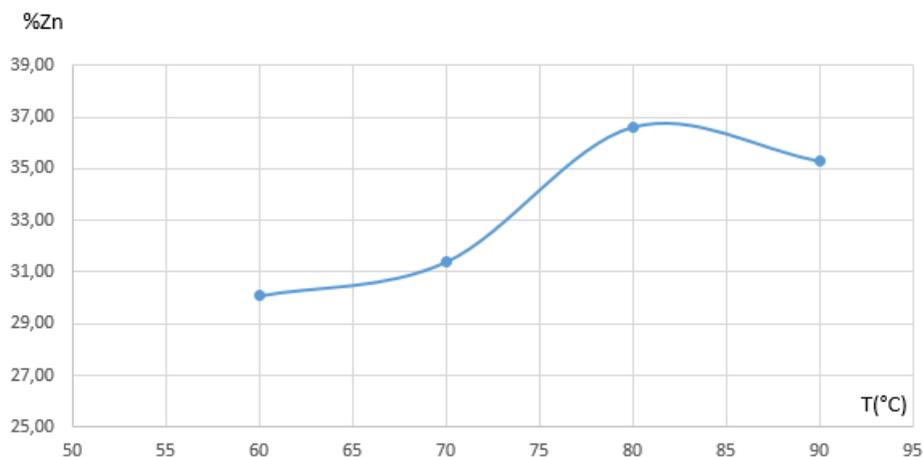


FIGURE 4.25 – Variation de la teneur en Zn en fonction du température

Sur la base des résultats obtenus, nous remarquons que pour des températures entre 60-70 ° C, il y a une légère augmentation pour la récupération en zinc représentée par une faible pente. ceci est expliqué par le fait que des températures dans cette intervalle ne favorise pas une meilleure réduction du zinc. Par contre l'augmentation de la température entre 70-80 ° C permet d'augmenter la récupération en zinc en atteignant une valeur de presque 37% en zinc. Une température élevée permet d'accélérer la réaction chimique, ce qui conduit à une meilleure réduction du zinc en empêchant la formation d'autres réactions parasites tel que les ferrites de zinc  $ZnFe_2O_4$ .

Qu'au fur et a mesure que la température augmente au delà d'environ 82 ° C, la récupération en zinc diminue à cause des réactions parasites qui auront lieu dans ces températures relativement élevées.

## Influence du temps d'agitation

Le temps d'agitation affecte la quantité du zinc libérée en solution lors de la lixiviation et pour savoir l'effet de ce paramètre, on fait la lixiviation pour plusieurs durées d'agitation en fixant les autres paramètres (Tableau 4.13 et Tableau 4.14) et on tire les quantités(en ml) de complexons(EDTA) Utilisées pour le titrage.

pH	4
Rapport Solide/liquide (%)	50
Température ( ° C)	80

TABLE 4.13 – Conditions de lixiviation

Paramètre	Domaine d'étude			
Temps d'agitation (min)	15	30	45	60

TABLE 4.14 – Domaine d'étude du temps d'agitation

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

Temps d'agitation(min)	15	30	45	60
$V_{EDTA}$ (ml)	31	36	34	29
%Zn	40.54	47.08	44.47	37.93

TABLE 4.15 – Teneur en Zn en fonction du temps d'agitation

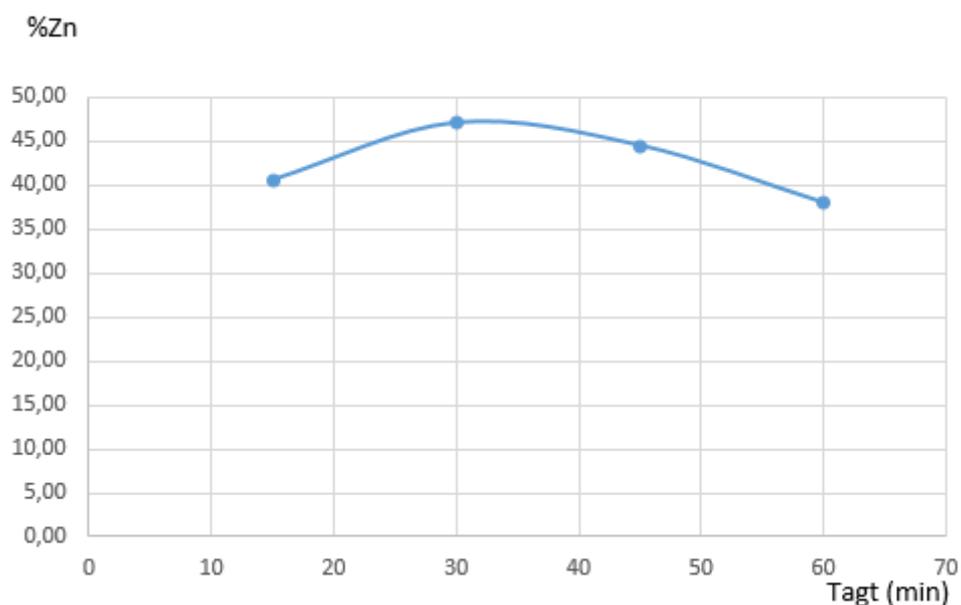


FIGURE 4.26 – Variation de la teneur en Zn en fonction du temps d'agitation

L'effet de la durée d'agitation sur la récupération en zinc a été investigué pour différentes valeurs de la durée d'agitation de 15 min à 60 min sous une température de 80 ° C avec un pH de 4 et un rapport solide liquide de 50 %.

Comme le montre la figure 4.26, la durée d'agitation a un effet significatif sur le taux de dissolution du zinc. Il est à remarquer que le taux de récupération du zinc augmente sous forme exponentielle de 15 min à 30 min en atteignant un maximum supérieur à 47%, puis commence à chuter à nouveau en atteignant un taux supérieur à 37%. Ceci est justifié par le fait que dans l'intervalle 15-30 min, le taux de diffusion des ions cationiques sur les particules qui augmente avec l'augmentation de la durée d'agitation ce qui favorise une bonne libération des ions  $Zn^{2+}$  dans le milieu lixiviant. Par contre, la récupération en zinc a diminué dans l'intervalle 30-60 min, ceci est justifié par le fait qu'une longue durée d'agitation sous une température fixé à 80 ° C, provoque une évaporation du lixiviat ce qui conduit a un ralentissement de la réaction chimique et favorisant ainsi la formation d'autres éléments sous formes de cristaux.

#### 4.6.7 Étude comparative

Cette partie consiste à appliquer les conditions idéales de lixiviation sur le concentré traité au sein de la laverie de Kharzet-Youcef (E1) et sur le concentré qu'on a obtenu du procédé de flottation qu'on a effectué au sein du laboratoire du génie minier à l'ENP (E2), à la fin une comparaison entre les deux produits a été faite.

Les deux échantillons ont subi un grillage sous une température de 900 ° C afin d'éliminer le dioxyde de soufre ( $SO_2$ ), lors de cette opération nous avons remarqué que la quantité du dioxyde de soufre dégagée est différentes pour les deux concentrés (quantité dégagée par E1 est plus importante que celle de E2), ceci est étroitement lié à la qualité du produit de mousse et l'efficacité de chaque procédé de flottation qu'on a effectué sur les deux minerais. la qualité du produit de mousse est meilleure que si la quantité de ZnS récupérée est plus importante contrairement aux autres éléments (FeS, PbS ...) qui doivent être en quantités plus faibles.

A partir de là on peut expliquer la différence en quantité de  $SO_2$  dégagée par la différence en quantités de ZnS, FeS et de PbS présents dans le produits de mousse de chaque échantillon.

Après 2 h de grillage dans le four (Type FOV), les deux minerais ont été calcinés et désulfurés presque entièrement, car on a constaté la présence de quelques traces de soufre en jaune déposés au-dessus du minerai calciné.

L'étape suivante consiste à faire passer les deux minerais par une lixiviation par acide sulfurique qui se déroulent dans les conditions idéales déduites précédemment (Tableau 4.16).

pH	4
Température ( ° C)	80
Rapport solide/liquide (%)	50
Temps d'agitation (min)	30

TABLE 4.16 – Conditions de lixiviation

Lors de la lixiviation, des ions partent en solution sous forme ioniques et d'autres restent insolubles. La solution impure sera purifiée en éliminant les impuretés insolubles par filtration, alors que les impuretés métalliques seront éliminé par complexométrie en ajoutant le complexant correspondant à chaque élément. Après cette étape une filtration est appliquée afin d'obtenir une solution purifiée qui sera l'objet d'un dosage par la méthode volumétrique en présence de xélynol orangé comme indicateur et l'EDTA comme complexant dans le but de déterminer la teneur en zinc dans les deux solutions(Figure 4.27).

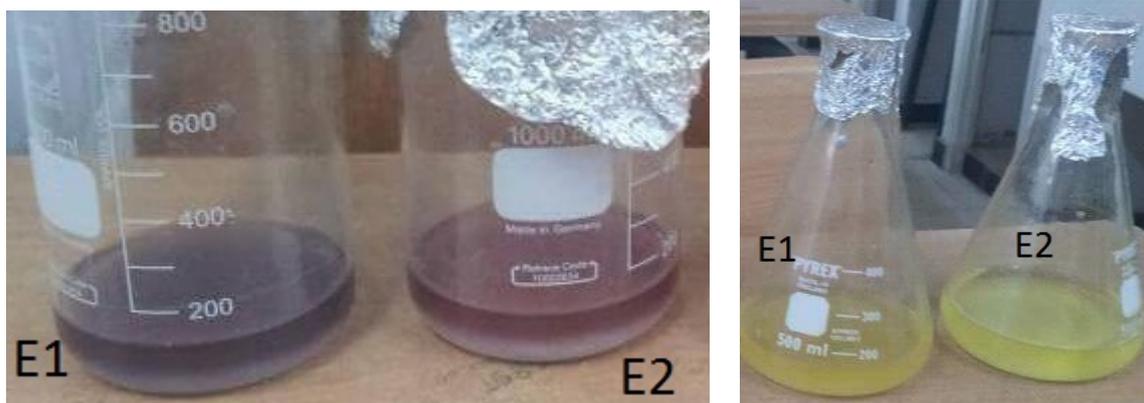


FIGURE 4.27 – Dosage des deux échantillons

La récupération en zinc pour les deux échantillons a été réalisée en appliquant une lixiviation sous les conditions optimales trouvées précédemment tels que une température de 80 ° C, une durée d'agitation de 30 min, un rapport liquide solide de 50% et un pH de 4.

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

Echantillon	$V_{EDTA}$ (ml)	$m_{Zn}$ (g)	%Zn
E1	35	0.46	45.77
E2	38	0.50	49.70

TABLE 4.17 – Tableau comparatif des résultats

Sur la base des résultats de la lixiviation des échantillons E1 et E2, il est à constater que la récupération en zinc est plus importante pour l'échantillon E1 avec un taux de 49.70% par rapport à l'échantillon E2 avec un taux de 45.77%. Cette différence est étroitement liée sans doute aux conditions de travail de préparation des échantillons avant le processus hydrométallurgique (flottation et préparation mécanique).

Dans ce qui suit nous allons appliquer l'électrolyse sur les deux échantillons E1 en provenance de la laverie de CH et E2 préparé au labo à l'ENP, dans le but de récupérer le zinc contenu dans les deux électrolytes (Figure 4.28), en déduisant le degré de pureté du produit final. Cette opération a été réalisée sous une tension de 20 V.

Le degré de pureté est calculé comme suit :

$$P(\%) = \frac{M_{Zn}}{M_{Récupérée}} \times 100 \quad (4.13)$$

Tel que :

$M_{Zn}$  : La masse du zinc pur contenant dans l'électrolyte.

$M_{Récupérée}$  : La masse du produit final.



FIGURE 4.28 – Produit final des deux échantillons

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

Echantillon	$M_{Zn}(g)$	$M_{Récupérée}(g)$	Degré de purté (%)
E1	0.46	0.4961	92.73
E2	0.50	0.5200	96.15

TABLE 4.18 – Degré de pureté des masses récupérées

Sur la base de ces deux résultats, il est à constater que la récupération est relativement plus élevée pour l'échantillon E2 que pour l'échantillon E1 avec des degrés de pureté de 96.15% et 92.73% respectivement. En général, la récupération du zinc selon les littératures atteint ou dépasse 99%. Pour notre étude, certains impuretés sont toujours présents dans la solution d'électrolyte ce qui empêche une meilleure récupération du zinc.

## Conclusion générale

Dans cette étude, le but était de récupérer le zinc à partir de la sphalérite en provenance de la laverie de Chabet El Hamra à Setif, par hydrométallurgie sous les différentes conditions en utilisant l'acide sulfurique. Pour cela, deux échantillons ont été ramenés, le premier est un concentré de sulfure de zinc (ZnS) qui titrait 56%, le deuxième est un échantillon brut dont la taille maximale de la roche est de 25 mm. L'échantillon brut a subi une préparation mécanique de concassage et broyage afin d'atteindre une taille de libération du minerai (74-150 microns). Dans une deuxième étape, nous avons procédé à une flottation afin d'obtenir un concentré de sulfure de zinc ZnS qui sera utilisé dans le processus hydrométallurgique. Avant d'appliquer le procédé hydrométallurgique, les deux échantillons (concentrés de sulfure de zinc) ont subi un grillage afin d'éliminer le soufre (S) qui est un élément toxique.

D'après les études qui ont été faites, l'élimination n'est jamais complète et que 3% de soufre à peu près reste toujours dans le minerai bien sûr si le grillage s'est déroulé dans des conditions optimales. Ceci justifie la présence d'une fine couche en jaune qui recouvre le minerai après le grillage.

Afin d'appliquer le procédé hydrométallurgique, des essais préliminaires ont été réalisés dans le but de déterminer les conditions opératoires de lixiviation.

Dans une troisième étape, des essais de lixiviation ont été réalisés sur le minerai de sulfure de zinc (ZnS) de l'échantillon E1 pour récupérer le zinc en utilisant l'acide sulfurique ( $H_2SO_4$ ). Il a été constaté que la récupération du zinc augmente avec l'augmentation de la concentration en acide, la durée d'agitation, la température et le rapport liquide/solide. Cependant, la concentration optimale en acide  $H_2SO_4$  correspond à un pH=4, la durée de la réaction chimique est de 30 min, une température de 80 ° C et un rapport liquide/solide de 50%.

Enfin, le lixiviat obtenu après sa purification a subi une électrolyse sous une tension (20 V) en utilisant une cathode en aluminium et une anode en plomb. Cette opération a été appliquée sur les deux échantillons E1 et E2. La récupération obtenue était de 0.4961 g et 0.5200 g avec un degré de pureté de 92.73% et de 96.15% respectivement.

## Références bibliographiques

- Rosenqvist, T. Principles of Extractive Metallurgy. Tapir Academic Press,2004. ISBN 9788251919227.
- Davenport, W.G. and King, M.J. and Schlesinger, M.E. and Biswas, A.K. Extractive Metallurgy of Copper. Elsevier Science,2002. ISBN 9780080531526.
- Cottrell, A.H. and Institute of Materials (Great Britain). An Introduction to Metallurgy. Institute of Materials,1995. ISBN 9780901716934.
- ENOF. Plan du directeur de développement de CHAABET EL HAMRA, Déc 2016.
- Rudis. Recherches géologiques effectués sur le gisement de Kherzet-Youcef. Association industrielle et minière,1964- 1965.
- Murray W. Hitzman Neal A. Reynolds D. F. Sangster Cameron R. Allen Cris E. Carman. Classification, Genesis, and Exploration Guides for Nonsulfide Zinc Deposits. Economic Geology, June 2003. Volume 98, N° 4.
- OULDHAMOU,M. Cours de Minéralurgie, école nationale polytechnique d'Alger.
- Barry A. Wills. Wills' Mineral Processing Technology. ed. Elsevier, 2008. 456 p. ISBN 9780750644501.
- Habashi, F. A Textbook of Hydrometallurgy. Metallurgie Extractive Quebec,1993. ISBN 9782980324703.
- Kordosky, Gary A. Copper solvent extraction : The state of the art. JOM,1992. Volume 44, N° 5, p 40-45.
- BANKA A,TRAHI A. Essai de Valorisation par Flottation de minerais polymétallique de Chaabet El-Hamra (122p).PFE,Alger,école nationale polytechnique : 2014.
- Gupta, C.K. and Mukherjee, T.K. Hydrometallurgy in Extraction Processes. Taylor Francis,1990. ISBN 9780849368042.
- Gilchrist, J.D. Extraction metallurgy. Pergamon Press,1989. ISBN 9780080366128.
- Blazy, P. La métallurgie extractive des métaux non ferreux. Société de l'Industrie Minérale,1979. ISBN 9782902723010.
- Ashok Gupta and Dennis S Yan. Mineral Processing Design and Operations (Second Edition). Elsevier,2008. ISBN 978-0-444-63589-1.

# Annexe1

## Types de concasseurs

### 1. Concasseurs à mâchoires

La caractéristique distinctive de cette classe de concasseurs est les deux plaques qui s'ouvrent et se ferment comme des mâchoires. Les mâchoires sont disposées selon un angle aigu l'une par rapport à l'autre et une mâchoire est pivotée de façon à basculer par rapport à l'autre mâchoire fixe (Figure 4.29). Le matériau introduit dans les mâchoires est alternativement pincé et libéré.

Les concasseurs à mâchoires sont classés par le procédé de pivotement de la mâchoire oscillante (Figure 4.30)

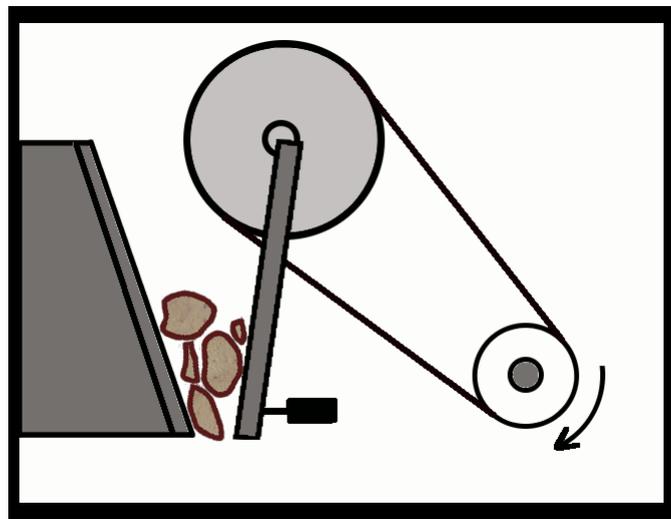


FIGURE 4.29 – Concasseur à mâchoires

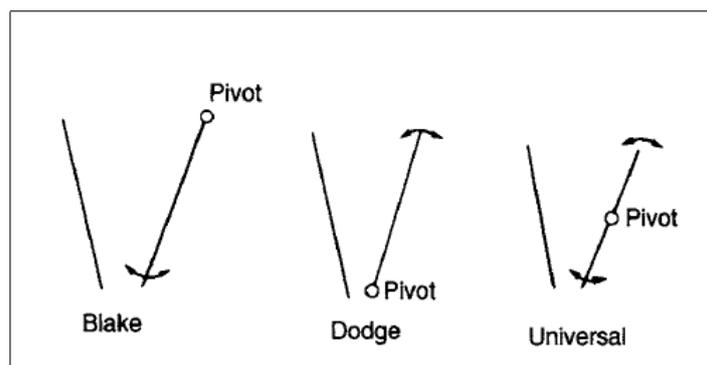


FIGURE 4.30 – Types de concasseurs à mâchoires

## 2. Concasseurs giratoires

Concasseur giratoire, soit concasseur à cône, s'adapte à broyer des sortes de minerais et de roche dur ou demi-dur. Il a des avantages comme : structure fiable ; production efficace ; facile de régler ; économisé, etc. Il se compose essentiellement d'une longue broche, portant un élément conique en acier dur. La tête est assise dans un manchon excentrique. La broche est suspendue et à mesure qu'elle tourne elle balaie un chemin conique à l'intérieur de la chambre de broyage. Comme dans le concasseur à mâchoires, le mouvement maximal de la tête se produit près de l'ouverture de décharge.

A toute section transversale, il existe en fait deux ensembles de mâchoires s'ouvrant et se fermant comme des concasseurs à mâchoires. En fait, le concasseur giratoire peut être considéré comme un nombre infiniment grand de concasseurs à mâchoires de largeur infiniment petite, contrairement au concasseur à mâchoires le concasseur giratoire écrase sur un cycle complet, il a une capacité beaucoup plus élevée qu'un concasseur à mâchoires.

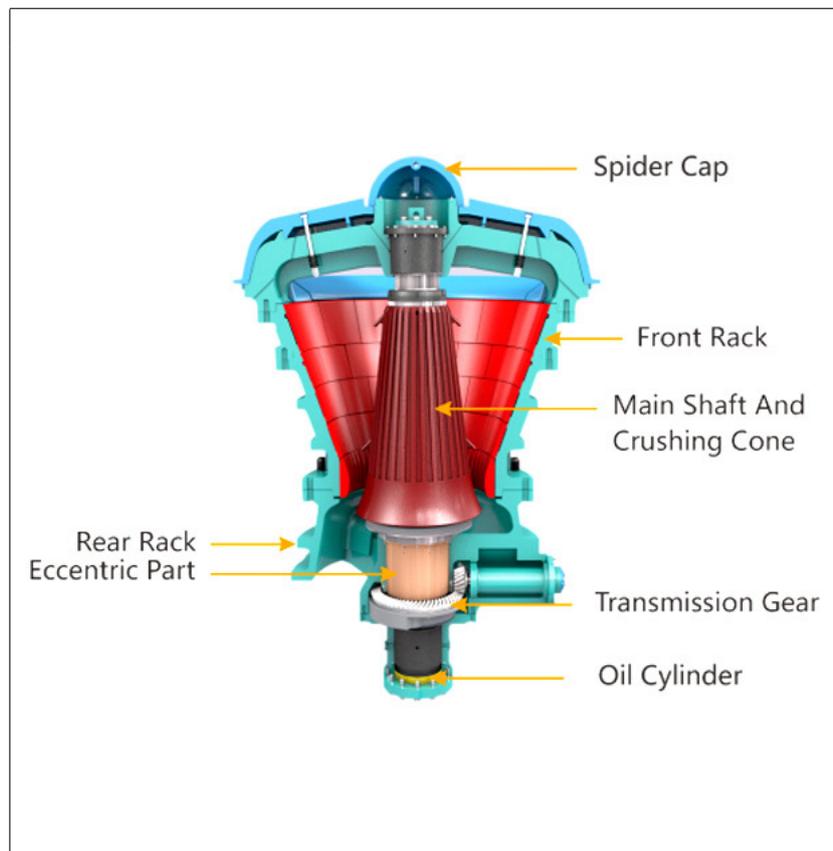


FIGURE 4.31 – Concasseur giratoire

## 3. Concasseurs à cône

Le concasseur à cône est un concasseur giratoire modifié. La différence essentielle est que la broche plus courte du concasseur à cône n'est pas suspendue, mais est soutenue par un battement universel incurvé sous la tête.

L'alimentation des concasseurs à cône peut être jusqu'à cinq fois supérieure à

celle des concasseurs primaires, qui doivent supporter des contraintes de travail plus lourdes. Ils sont également réglés à des vitesses beaucoup plus élevées. Le matériau traversant le concasseur est soumis à une série de coups de marteau plutôt que d'être progressivement comprimé par la tête lentement tournante du concasseur giratoire. Cela permet de décharger rapidement les fines broyées, ce qui permet de laisser l'espace pour une alimentation supplémentaire.

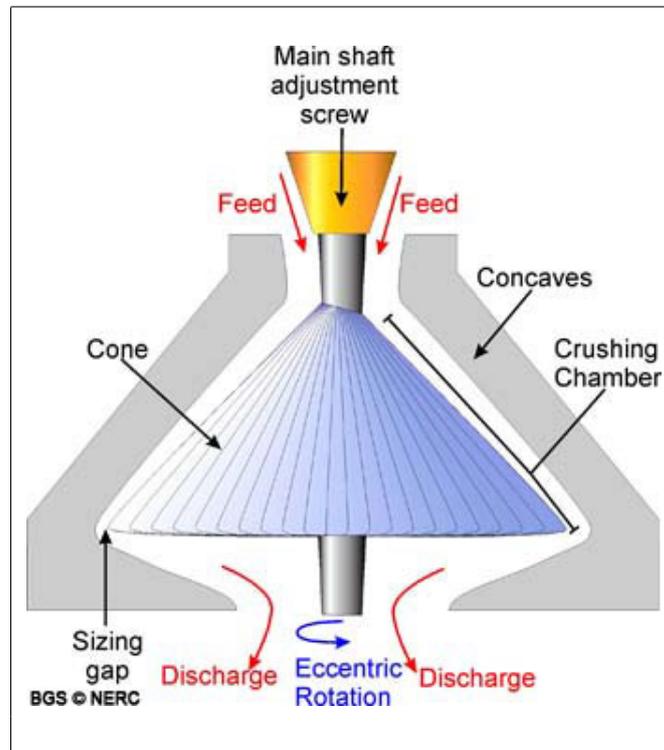


FIGURE 4.32 – Concasseur à cône

#### 4. Concasseurs à percussion

Dans ce type, le concassage se fait par choc plutôt que par compression, par des coups brusques à grande vitesse appliqués sur le minerai à chute libre. Les contraintes internes créées dans les particules sont souvent assez grandes pour les faire briser.

Il y a une différence importante entre les états des matériaux écrasés par compression et par choc parce que des contraintes internes dans les matériaux brisés par compression sont créées et elles peuvent provoquer plus tard des fissurations, alors que le choc provoque une fracture immédiate sans stress résiduel. Les concasseurs à percussion ont donc une utilisation plus large dans l'industrie des carrières que dans l'industrie des mines de métaux. Ils sont privilégiés dans l'industrie des carrières en raison de l'amélioration de la forme du produit. Les concasseurs à cône ont tendance à produire des particules plus allongées en raison de leurs rapports de réduction élevés et de leur aptitude à traverser la chambre sans être brisées. Dans un concasseur à percussion, toutes les particules sont soumises à un choc et les particules allongées ayant une résistance plus faible du fait de leur section plus mince, seraient cassées.

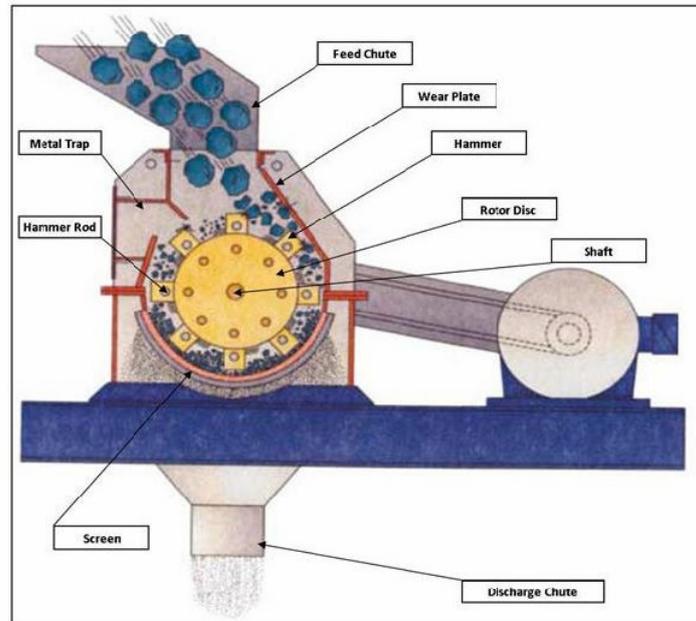


FIGURE 4.33 – Concasseur à percussion

## Types des cribles

### Cribles vibrants :

Les cribles vibrants sont les plus importants et les plus utilisés pour les applications de traitement des minéraux (Crissman, 1986) :

- Cribles inclinés : Une vibration verticale circulaire ou elliptique est induite mécaniquement par la rotation de volants attachés habituellement à un arbre.
- Crible à résonance : Ce sont des cribles horizontales ayant une fréquence de résonance naturelle. Les surfaces supérieures et inférieures sont facilement accessibles pour le contrôle et le remplacement. Ces cribles conviennent au criblage sec et humide.
- Crible d'égouttage : Les cribles d'égouttage sont souvent installés avec une légère inclinaison vers le haut pour s'assurer que l'eau ne s'écoule pas avec le minerai.

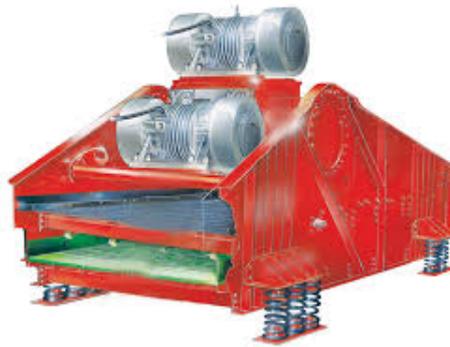
Autres types : Cribles statiques, Cribles Rota-spiral, Cribles tournants ...etc



-Crible incliné-



-Crible à résonance-



-Crible d'égouttage-

FIGURE 4.34 – Les différents types de cribles vibrants

## Types de broyeurs

**-Broyeurs à barres :** Les broyeurs à barres sont généralement utilisés comme première étape de broyage après le concassage dans l'industrie minière(Figure 4.35). Leur utilisation est généralement limitée à des cas spéciaux tels que :

- Une taille très grossière de produit est nécessaire.
- Le surbroyage doit être minimisé.
- Le minerai est très difficile.

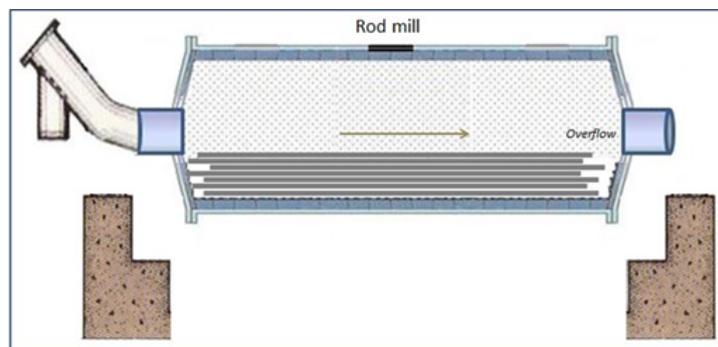


FIGURE 4.35 – Broyeurs à barres

**-Broyeurs AG et SAG :** Les circuits de broyeurs AG(AUTOGÈNES), SAG(SEMI-AUTOGÈNES) sont généralement et avantageusement utilisés pour de grandes capacités de traitement des minerais avec des teneurs métalliques inférieures. Comme les broyeurs AG, les broyeurs SAG sont utilisés comme broyeurs primaires.(Figure 4.36)

Un broyeur AG est un broyeur à tambours qui utilise le minerai lui-même comme corps de broyage. Le minerai doit contenir suffisamment de morceaux compétents pour servir au broyage. Un broyeur SAG est un broyeur autogène qui utilise des boulets en acier en plus des morceaux compétents du minerai pour effectuer le broyage.

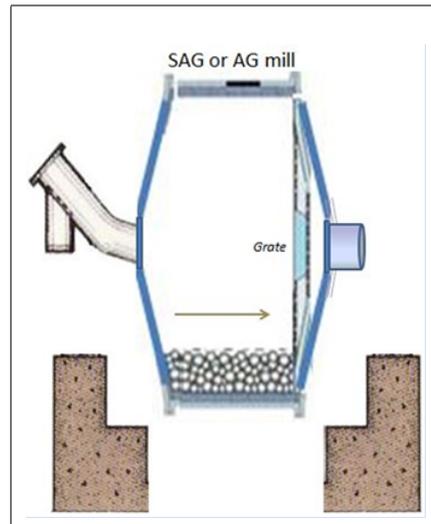


FIGURE 4.36 – Broyeurs AG/SAG

**-Broyeurs à galets :**

- Les broyeurs à galets sont utilisés comme étape de broyage secondaire.
- L'alimentation fraîche est le produit des broyeurs à barres et SAG.
- Les corps broyants se composent de morceaux de minerai lui-même, de cailloux synthétiques, ou d'oxyde d'alumine.
- La dimension des cailloux est entre 50 et 90mm.
- Les broyeurs à galets opèrent avec une grille de décharge.

**-Broyeurs à pâte (à boulets) :** (Figure 4.37)

- Les broyeurs à pâte sont utilisés dans le broyage secondaire d'une installation minière et aussi dans la section du cru en cimenterie.
- Ces broyeurs fonctionnent en circuit ouvert ou fermé sur hydrocyclones.
- Les blindages sont en acier ou en caoutchouc selon le cas.
- La sortie du broyeur peut être en système de trop-plein ou avec une grille de décharge .

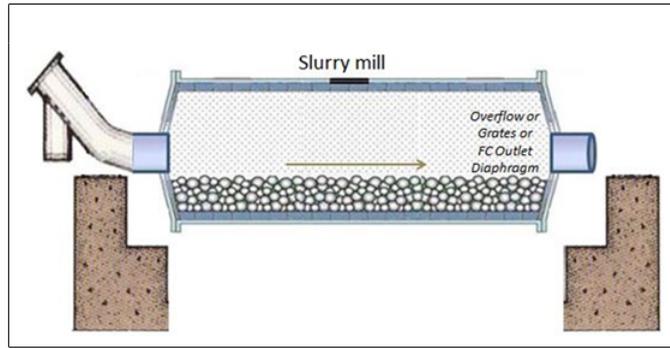


FIGURE 4.37 – Broyeur à boulets

## Types de classificateurs

De nombreux types de classificateurs ont été conçus et construits. cependant ils peuvent être regroupés en deux grandes classes selon le sens d'écoulement du courant porteur : Classificateurs à courant horizontal et classificateurs à courant vertical.

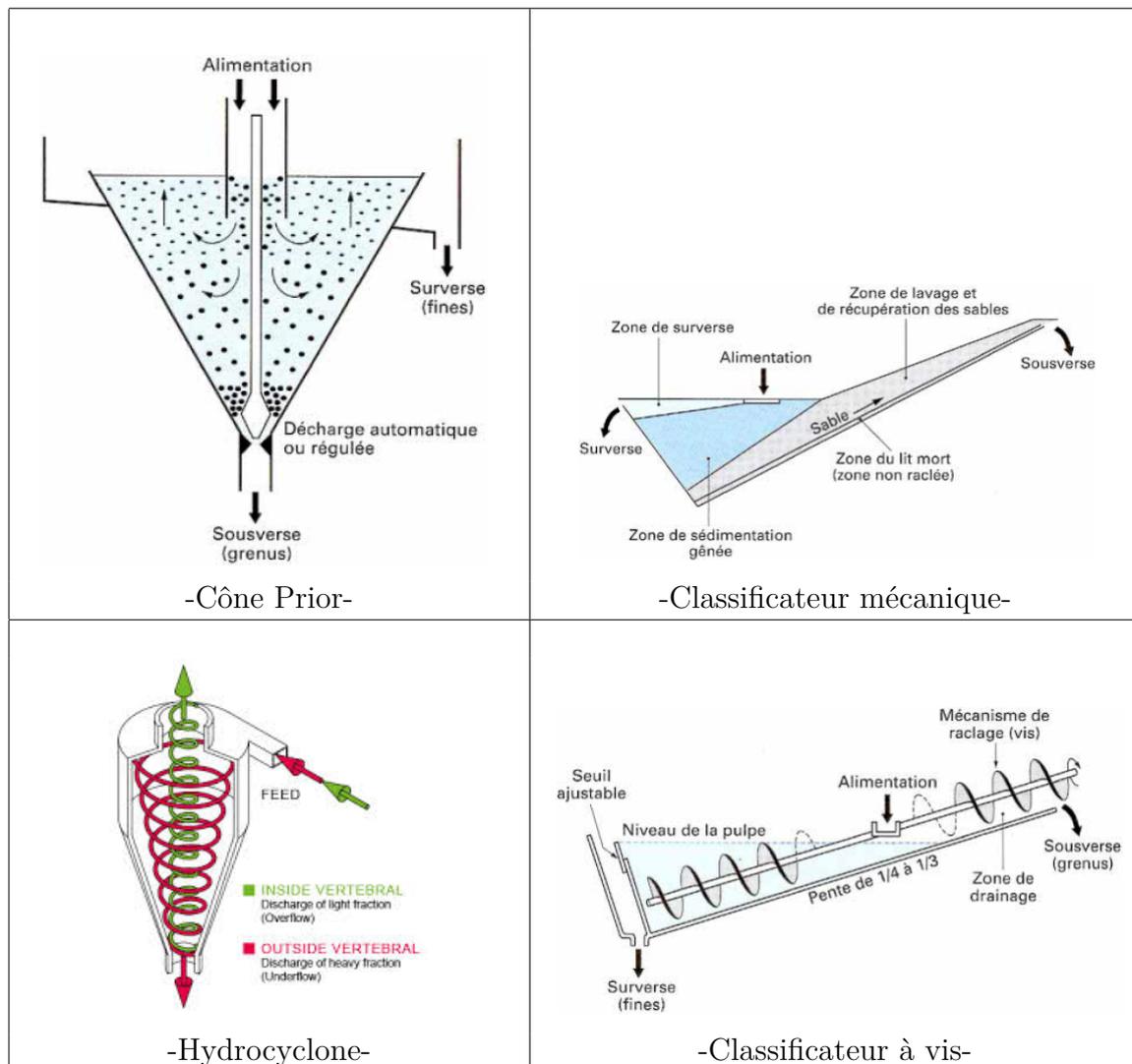


FIGURE 4.38 – Différents types de classificateurs

## Annexe2

### Caractéristiques physiques

#### Masse volumique

La masse volumique d'un corps est la masse de l'unité de volume de ce corps, on distingue : La masse volumique absolue et la masse apparente.

La masse volumique absolue : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, sans tenir compte du volume du vide.

Tandis que la masse volumique apparente, on tient compte du volume des vides.

On s'intéresse à la masse volumique absolue, pour la déterminer, on a utilisé la méthode de l'éprouvette graduée.

#### Appareils utilisés :

- Balance ;
- Pelle ;
- Deux récipients A et B, le premier est muni de trop plein, le deuxième peut être un bêcher ;
- Éprouvette graduée.

#### Principe :

-Mettre dans une éprouvette graduée un volume  $V_1$  d'eau.

- Poser une masse  $M$  du corps, et l'introduire dans l'éprouvette.

Lire le nouveau volume  $V_2$ .

Le volume absolu est  $V = V_2 - V_1$ .

Et la masse volumique absolue :

$$\rho = \frac{M}{V_2 - V_1}$$

#### Taux d'humidité

Le taux d'humidité est défini par le pourcentage d'eau contenu dans l'échantillon. On procède de la manière suivante : Nous séchons l'échantillon de masse  $M_i$  a la température de  $T=105^\circ \text{C}$ .

Nous pesons notre échantillon après deux heures de séchage, nous obtenons une nouvelle masse  $M_0$ , on calcule le taux d'humidité :

$$T(\%) = 100 \times \frac{(M_i - M_0)}{M_i}$$

#### La porosité

Toutes les roches présentent dans une proportion plus ou moins grande, des fissures ou des petits vides, qui renferment souvent l'eau. On appelle porosité d'une roche, le volume des vides contenus dans l'unité de volume de matière.

$$n(\%) = 100 \times \frac{V_v}{V}$$

## La dureté

La dureté est définie par la résistance d'un minéral à la rayure ou à l'abrasion, elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaisons entre les atomes. Dans l'échelle de MOHS chaque minéral raye le précédent et il est rayé par le suivant,

-Echelle de MOHS :

1. TALC  $\text{Mg}[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})$
2. GYPSE  $\text{CaCO}_3\cdot\text{H}_2\text{O}$
3. CALCITE  $\text{CaCO}_3$
4. FLUORINE  $\text{CaF}_2$
5. APATITE  $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$
6. ORTHOSE  $\text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$
7. QUARTZ ( $\text{SiO}_2$ )
8. TOPAZE  $\text{Al}_2[\text{SiO}_4](\text{F},\text{OH})_2$
9. CORINDON  $\text{Al}_2\text{O}_3$
10. DIAMANT C.