

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE



جامعة بجاية
Tasdawit n' Bgayet
Université de Béjaïa

Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et Géologie



Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master
Filière : Génie Minier
Option : Valorisation des Ressources Minérales

Présenté par :

BOURAD Lamia
MESSAOUDI Fatiha

Thème

Analyse de l'efficacité de séparation de kaolin d'El-Milia par hydrocyclone

Soutenu le 29/ 09/2022 devant le jury composé de :

Président	MEGHARFI Karim	Enseignant	M.C.B
Encadrant	AYADEN Brahim	Enseignant	M.A.A
Examinatrice	TAHRI Tourkia	Enseignante	M.C.B

Promotion : 2021-2022

Remerciement

Au terme de cette étude, nous tenons en premier lieu à remercier Allah qui nous a facilité le travail en mettant dans notre chemin des gens qui nous ont énormément aidé et de nous avoir donnée le courage, la volonté et la patience pour achever ce travail.

Nous adressons notre plus haut respect et notre sincère gratitude à notre encadrant Mr AYADEN Brahim pour son précieux soutien, l'aide et la patience qu'il nous a témoigné, et pour ses conseils utiles qu'il nous apporté, ses orientations et d'avoir dirigé ce travail.

Nous remercions également Mr Fouad le directeur général de "SOALKA" et à tous son personnel de nos avoir accueillie au sein de leur entreprise.

Nos vifs remerciements sont adressés aux membres de jury Mr MEGHARFI Karim et Mm TAHRI Tourkia pour avoir consacré une partie de leurs précieux temps afin d'examiner nos remerciements à Mr MAZA Mustapha, le chef de département des mines et géologie de l'université de Bejaia, et à tous nos enseignants qu'ont initiés aux valeurs authentiques.

A toute l'équipe pédagogique qui a participé à notre formation depuis l'école primaire à ce jour.

En fin, nous tenons à remercier toutes les personnes qui ont contribués à l'élaboration de ce mémoire de près ou de loin.

Dédicace

Je dédie ce travail :

A ma chère mère ...source de tendresse et d'amour.

A mon cher père ... source de sacrifice et de soutenance.

A mon frère Fouad et mes sœurs Djahida Meriem Chaïma et Hizia.

Et mes cher petites nièces Lilia et Sofia

A mes grandes mères.

A mes oncles et mes tantes.

A ma grande famille : Bourad et Ben Hedda

A mes amis Célia, Naima, Noura, Fatiha, Zina, Chahra et sa mère Tarek et

Cherif

A mes collègues.

A tous ceux qui ont participé de loin ou de près

A la réalisation de ce travail.

Bourad Lamia

Dédicace

Je dédie ce travail :

A ma chère mère ...source de tendresse et d'amour.

A mon cher père ... source de sacrifice et de soutenance.

A mes frères et mes sœurs

A ma grande famille : Messaoudi

A mes amis Zina, Nadjet, Lamia, Mika, Chahra et sa mère Cherif, Tarek

A mes collègues.

A tous ceux qui ont participé de loin ou de près

A la réalisation de ce travail.

Messaoudi Fatima

Tables des matières

Remerciements	
Dédicace	
Dédicace	
Table de matière	
Liste des Tableaux	
Liste des Figures	
Liste des abréviations	
Introduction Générale.....	1

Chapitre I : Description générale sur l'hydrocyclone

I.1. Historique.....	3
I.2. Hydrocyclone.....	3
I.2.1. Alimentation	5
I.2.2. Partie cylindrique	5
I.2.3. Partie conique.....	5
I.2.4. Surverse de l'hydrocyclone (Vortex).....	5
I.2.5. Sousverse de l'hydrocyclone (Apex)	5
I.3. Principe de fonctionnement d'un hydrocyclone	6
I.4. Domaine d'utilisation.....	7
I.5. Paramètres de conception de l'hydrocyclone	8
I.5.1. Diamètre de l'hydrocyclone	8
I.5.2. Diamètre du vortex (buse de surverse)	8
I.5.3. Diamètre de l'apex (buse de sousverse)	8
I.5.4. Hauteur de l'hydrocyclone	9
I.5.6. Angle de cône	9
I.5.7. La taille des particules	9
I.5.8. Le débit	9
I.5.9. La concentration des particules.....	9
I.5.10. La différence de masse volumique	9
I.5.11. La pression	10
I.6. Caractérisation des performances d'un hydrocyclone.....	10

Chapitre II : Analyse de l'efficacité de l'hydrocyclone

Introduction	14
II.1. Le kaolin	14
II.2. Gisement de kaolin de Tamazert	15
II.3. Usine de traitement	16
II.3.1. Homogénéisation-stockage.....	17
II.3.2. Séparation par voie humide	17

II.3.3. Décantation – épaissement	18
II.3.4. Blanchiment chimique.....	18
II.3.5. Filtration-séchage	18
II.3.6. Transport et expédition.....	19
Partie expérimentale	21
II.4. Échantillonnage	21
II.5. Préparation mécanique de Kaolin	21
II.5.1. Concassage	21
II.5.2. Homogénéisation et quartage	22
II.5.3. Analyse granulométrique par tamisage	23
II.5.4. Série des tamis sélectionnés	23
II.5.5. Hydrocyclone de laboratoire	23
II.6. Protocole expérimentale	24
II.6.1. Essai N°01 : Optimisation de la pression	24
II.6.2. Essai N°02 : Optimisation de la buse de la sousverse (apex)	25

Chapitre III : Résultats et discussion

Introduction	27
III.1. Analyses granulométriques	27
III.2. Interprétation des résultats	28
III.2.1. Coefficient d'uniformité et de courbure	29
III.3. Résultats de l'optimisation de la pression et d'apex	30
III.4. Courbes de partage	33
III.5. Discussion des résultats.....	33
III.5.1 Essai N°01 : Optimisation de la pression	33
III.5.2. Essai N°02 : Optimisation des buses de la sousverse (apex)	42
Conclusion générale	43
Références	44
Résumé	

Liste des tableaux

Tableau III.1: Analyse granulométrique de minerai brut	27
Tableau III.2 : les diamètres caractéristiques de la distribution	28
Tableau III.3 : intervalle de coefficient d'uniformité.....	29
Tableaux III.4: résultants des débits et de parentage en solide	31
Tableaux III.5: résultats expérimentaux, optimisation d'apex (deuxième essai)	32
Tableau III.6 : Courbe de partage idéal et corrigé pour la pression 0.5	34
Tableau III.7 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 0.8	36
Tableau III.8 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 1.2	38
Tableau III.9 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 1.4	40
Tableau III.10 : différents diamètres des courbes de partages réelle et corrigée	41
Tableau III.11 : Courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 8	43
Tableau III.12 : Courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 10	45
Tableau III.13 : Courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 14	47
Tableau III.14 : les différents diamètres avec leur imperfection.....	48

Liste des figures

Figure I.1 : Schéma simplifié d'un hydrocyclone.....	4
Figure I.2 : schéma descriptif des parties d'hydrocyclones	4
Figure I.3. : Technologie de séparation.....	7
Figure I.4. : Écoulement à l'intérieur d'un Hydrocyclone	7
Figure 1.5. : Schéma de forme de décharge par l'apex	8
Figure I.6 : Courbe de partage idéale et typique d'un hydrocyclone	11
Figure.II.1 : Kaolin Blanc	14
Figure.II.2 : Localisation de gisement.....	15
Figure II.3: Bande navette d'alimentation de l'usine en Kaolin brut.....	17
Figure II.4 : Vue générale de la laverie	17
Figure II.5 : Bassins de décantation et d'épaississement	18
Figure II.6: Filtre presse et séchoir.....	19
Figure II.7 : L'ensachage	19
Figure II.8 : Schéma d'enrichissement du kaolin brut	20
Figure II.9 : Concasseur à mâchoire de laboratoire	21
Figure II.10 : Deviseur à couloir	22
Figure II.11 : Etapes de préparation et de caractérisation de l'échantillon de kaolin	22
Figure II.12 : Tamiseuses vibrantes	23
Figure II.13 : Hydrocyclone de laboratoire	24
Figure II.14 : Etuve de séchage	25
Figure III.1: la courbe de l'analyse granulométrique de l'échantillon brut	28
Figure III.2: la courbe de la variation de débit en fonction de la pression.....	31
Figure III.3: courbe de la variation de débit en fonction d'apex.....	32
Figure III.4 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 0.5bar	35
Figure III.5 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 0.8bar	37
Figure III.6 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 1.2bar	38
Figure III.7 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 1.4 bar	40
Figure III.8 : courbes de partages corrigés observer pour les quatre pressions	41
Figure III.9 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 8	43
Figure III.10 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 10	45
Figure III.11 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 14	47
Figure III.12 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour les différents diamètres d'apex.....	48

Liste des abréviations

I : l'imperfection

D_U : la dilution dans la surverse.

D_O : la dilution dans la sousverse.

D_A : la dilution dans l'alimentation.

M_L : la masse de l'eau.

M_S : la masse de solide.

A : le bilan solide dans l'alimentation.

O : le bilan solide dans l'underflow.

U : le bilan solide dans l'overflow.

S : **Rf** : le soutirage.

Y_i : le coefficient de partage idéale.

Y_c : le coefficient de partage corrigé.

D₁₀ : diamètre effectif des particules qui correspond à 10% des passants.

D₃₀ : diamètre effectif des particules qui correspond à 30 % des passants.

D₆₀ : diamètre effectif des particules qui correspond à 60 % des passants.

C_u : coefficient d'uniformité.

C_c : coefficient de courbure.

M_p alimentation : la masse de la pulpe dans l'alimentation.

M_p sousverse : la masse de la pulpe dans la sousverse.

M_p surverse : la masse de la pulpe dans la surverse.

Q : le débit volumique.

V_p : le volume de la pulpe.

T : le temps.

Introduction générale

Introduction générale

Le traitement des minerais est habituellement effectué en milieu humide, c'est-à-dire que la roche est mélangée avec de l'eau pendant les opérations de réduction granulométrique et de récupération des phases de valeur. Un hydrocyclone est un classificateur qui est opéré en milieu humide et c'est cet appareil qui fait l'objet du mémoire.

Les hydrocyclones sont des classificateurs populaires à cause de leur facilité d'opération, leur faible coût d'investissement, d'opération et d'entretien. La vitesse du processus de classification à cause de la force centrifuge est aussi une caractéristique appréciée des hydrocyclones. Ces appareils ont trouvé et maintenu leur place dans les circuits de traitement du minerai depuis plus d'un demi-siècle. Dans le domaine du traitement du minerai, la fonction d'un hydrocyclone est similaire à celle d'un tamis.

Ce travail de recherche s'inscrit dans le cadre d'amélioration de la qualité de production d'hydrocyclone, pour obtention d'un produit respectant les spécifications précises et répondre à l'exigence de l'industrie, On utilise l'analyse granulométrique pour séparer les particules fines des grossières pour le minerai de kaolin, qui est une matière argileuse. Pour faciliter l'opération avec peu d'entretien et une bonne flexibilité on utilise l'hydrocyclone, sa performance est suivie à travers la courbe de partage. On fait varier les paramètres de l'hydrocyclone dont le cadre d'obtenir d'une meilleure efficacité et atteindre des résultats satisfaisants.

Afin d'atteindre cette objectif le présent travail est composé de trois chapitre qui sont décrit comme suit :

Avant tout travail d'optimisation, il est indispensable de bien définir et décrire l'objet étudié. Le premier chapitre va permettre de poser les bases de la séparation par hydrocyclone. La présentation du principe de séparation centrifuge et un aperçu du fonctionnement des hydrocyclones seront suivis d'une présentation détaillée de l'outil de séparation(cyclone), les caractéristiques technique et le principe de la séparation par cette appareille, ces performances de séparation mais sous certaines conditions opératoires. Les types des hydrocyclones, et les principaux composants utilisés pour réaliser notre étude.

Le deuxième chapitre est réservé surtout à définir le kaolin et la description de l'usine de traitement de Tamazert, la valorisation et la classification de ce produit au niveau de l'usine à partir de la laverie au laboratoire, Et la conception et réalisation des essais pratique de l'hydrocyclone, avec la variation de quelque paramètre, pour but d'étudier l'efficacité de séparation.

Introduction générale

Pour terminer, le troisième chapitre est consacré aux analyses des résultats, générer les résultats qui vont servir à caractériser le fonctionnement de l'hydrocyclone, et en fin on termine par une conclusion générale.

**Chapitre I : généralité sur
l'hydrocyclone**

I.1. Historique

En 1891, E. Britney a obtenu le premier brevet pour les hydrocyclones qui sont utilisés dans l'industrie du traitement des minerais depuis plus d'un siècle, pourtant il y avait très peu d'installations commerciales dans l'industrie de la minéralurgie jusqu'à leur essor [21]. Ce premier hydrocyclone a ouvert la voie à d'autres conceptions de meilleure qualité.

Entre 1891 et 1939 un nombre de brevets a été accordé à des recherches scientifiques concernant les hydrocyclones mais peu d'entre eux ont eu un essor commercial. Les premiers hydrocyclones utilisés dans un cadre industriel pour un but commercial sont ceux installés dans les champs d'exploitation minière de phosphates américains en 1914 [18].

Les premières applications furent alors pour les séparations solide-liquide, mais actuellement les hydrocyclones sont utilisés pour des séparations liquide-liquide, gaz-liquide et même pour la séparation de micro-organismes dans des solutions fermentées, l'appareil peut être utilisé comme une unité de déshydratation ou comme une unité de classification de la taille [6].

I.2. Hydrocyclone

L'hydrocyclone est un dispositif sans partie mobile utilisé dans les processus de classification des particules est classé comme classificateurs stables [20]. Appelés aussi hydroclones, ce sont des appareils statiques de forme cylindro-conique ou cylindrique se compose d'une section cylindrique au sommet, et d'une partie inférieure en forme de cône. Ces parties sont réunies et la suspension de particules dans le liquide est injectée tangentiellement par l'ouverture d'entrée de la partie supérieure [16]. On y distingue un orifice d'alimentation, une buse de surverse (vortex) sur la section cylindrique et une buse de sousverse (apex) à la pointe du cône [6]. Ils sont utilisés pour séparer les mélanges liquide-liquide ou les mélanges liquide-solide. Contrairement à ce que leur nom pourrait suggérer, la phase liquide n'est pas nécessairement l'eau, on peut utiliser autre solution.

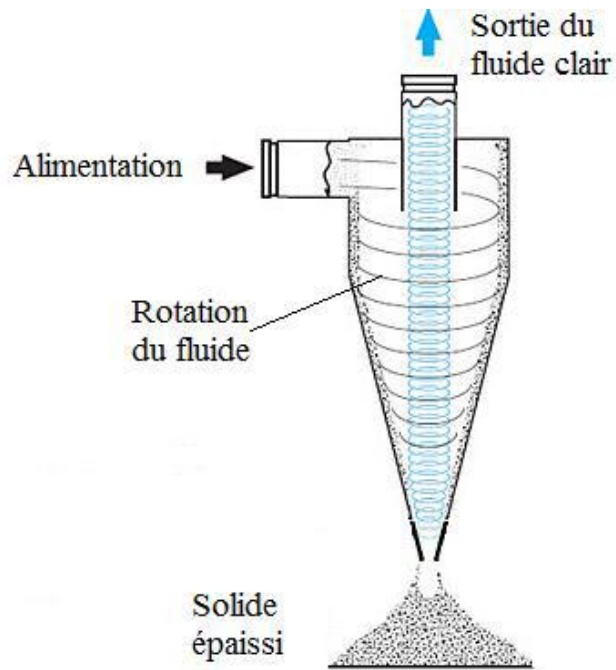


Figure I.1 :Schéma simplifié d'un hydrocyclone. [1]

La surface intérieure de l'hydrocyclone est protégée par un revêtement en caoutchouc pour éviter l'abrasion due aux particules de minerai. Des gammes interchangeables d'apex et de vortex peuvent être installées sur l'hydrocyclone pour ajuster le fonctionnement au matériau traité et aux objectifs de classification [9].

L'hydrocyclone peut agir comme un classificateur et/ou un épaisseur [6].

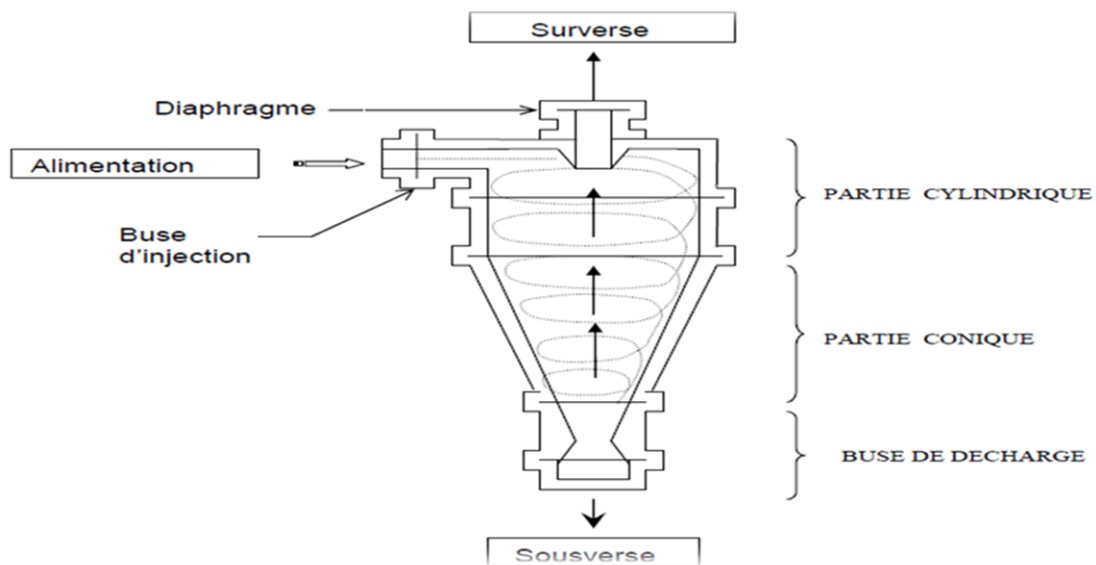


Figure I.2 : schéma descriptif des parties d'hydrocyclones [7]

I.2.1. Alimentation

C'est l'entrée de l'hydrocyclone, Elle est constituée d'une chambre d'alimentation généralement cylindrique par laquelle on assure l'entrée tangentielle de l'effluent à séparer. La conception et le dimensionnement de la section d'entrée est très critique pour réaliser une séparation assez efficace. En effet la génération de l'effet centrifuge et l'intensité des turbulences en dépendent.

I.2.2. Partie cylindrique

Cette partie est nécessaire dans un hydrocyclone pour assurer une génération correcte du champ centrifuge où se fait une alimentation tangentielle en pulpe [2]. En effet, elle est caractérisée par un mélange homogène de la pulpe voisine de celle de l'alimentation elle n'est pas encore classifiée. La particule qui fuit de cette partie vers la partie conique auras plus de chances de se retrouver au sousverse tandis que toute particule qui y reste se retrouvera à la surverse. Elle constitué aussi d'une couche limite sur la partie supérieure de l'hydrocyclone elle permet d'évacuer certaines particules fines directement de l'alimentation vers la surverse mais aussi quelques particules qui sont emprisonnées.

I.2.3. Partie conique

Elle correspond à la partie inférieure de l'hydrocyclone. Toute particule s'échappant de la partie cylindrique se voit soumise au phénomène de classification existant dans cette partie elle est caractérisée par un pourcentage solide élevé et un mouvement de rotation hélicoïdale tourbillonne accélérer de la pulpe [8].

I.2.4. Surverse de l'hydrocyclone (Vortex)

La fraction plus légère ou plus fine. Là moins dense qui est séparer quitte l'hydrocyclone à travers cette section [6].

I.2.5. Sousverse de l'hydrocyclone (Apex)

Après séparation la fraction la plus dense ou la plus grossière chemine par cet orifice, des gammes interchangeables d'apex peuvent être installées sur l'hydrocyclone pour ajuster le fonctionnement au matériel en cours de traitement et l'objectif de la classification [8]. Le choix

du diamètre de l'apex a un effet sur la capacité de traitement de solides et la fraction de solides se retrouvant en sousverse [12].

I.3. Principe de fonctionnement d'un hydrocyclone

La classification par hydrocyclones est un procédé de classement des particules basé sur leur réponse à un fluide en mouvement, à leur vitesse de sédimentation dans un fluide. Sous la force d'une accélération centrifuge qui agissent sur les particules en suspension dans le courant liquide tourbillonnant [12]. On peut aussi voir un cyclone comme une chambre de sédimentation dans laquelle l'effet de la gravité serait augmenté par la force centrifuge [23].

L'hydrocyclone est alimenté avec une pulpe minérale constituée de minerai broyé et d'eau. La pulpe est pompée sous pression et introduite tangentiellement dans une chambre d'alimentation au sommet de la section cylindrique. L'injection tangentielle amène la pulpe à produire un mouvement hélicoïdal et crée un vortex de pression négative sur l'axe de l'hydrocyclone. Le principe est illustré à la **figure I. 3**. Une colonne d'air se forme le long de l'axe vertical en raison de l'air aspiré par la pulpe descendante et de l'air entrant de l'extérieur par la décharge de sousverse.

Les particules sont soumises à deux forces opposées, notamment la force d'entraînement et la force centrifuge. La force d'entraînement est dirigée vers le centre, et dirige l'eau et les particules fines vers la colonne d'air, où elles sont évacuées vers la surverse. La force centrifuge pousse les grosses particules, qui sont simultanément soumises à la gravité, vers la paroi, pour les décharger à la sousverse. L'effet des variables opératoires telles que le débit d'alimentation et la concentration en solides de la pulpe d'alimentation est discuté dans la section (I.6.) [9].

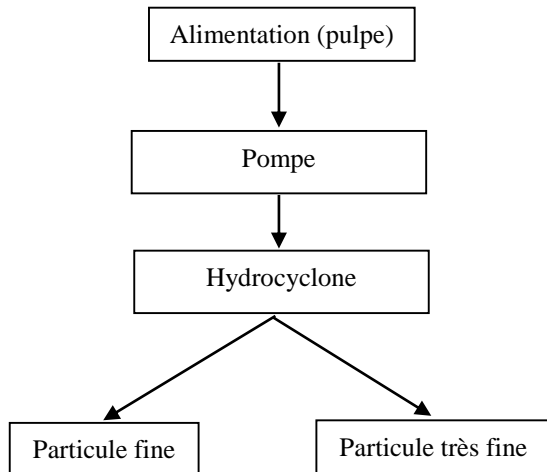


Figure I.3. : technologie de séparation par

Hydrocyclone.

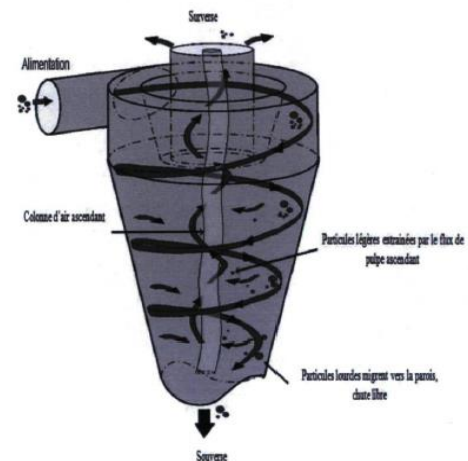


Figure I.4. : Ecoulement à l'intérieur d'un

Hydrocyclone [13].

I.4. Domaine d'utilisation

Depuis longtemps, il a été utilisé pour le dépolluissage de l'air. Dans le domaine minier, sa principale application est connue dans la séparation des particules en suspension dans le liquide. D'encombrement faible, il a été souvent utilisé dans les circuits de broyage-classification à mailles fines, même avec des pulpes relativement visqueuses où il nécessite la mise en pression de pulpe. [7]

De nos jours, ses applications deviennent très nombreuses dans différents domaines industriels, surtout comme épurateur et scientifiques comme le traitement des minéraux [15], l'environnement, le domaine médical [13], et la bio ingénierie [10]. Ils sont également utilisés pour la dépollution et le traitement des effluents, comme la désulfuration des charbons, le traitement des eaux usées domestiques ou des eaux de rejet provenant des industries métallurgique et chimique [22]. En minéralurgie, les applications de la séparation à haut gradient concernent principalement la récupération de fines particules faiblement magnétiques avec la purification des substances diverses telles que les kaolins et les talcs.

Ils sont extrêmement polyvalents dans leur application car ils peuvent être utilisés pour classer des solides, clarifier liquides, concentrer des boues, laver des solides, séparer deux liquides non liquides, dégazer des liquides ou trier des solides en fonction de leur densité ou de leur forme [11].

I.5. Paramètres de conception de l'hydrocyclone

Le séparateur d'hydrocyclone peut être conçu en fonction de certains paramètres :

I.5.1. Diamètre de l'hydrocyclone

Les dimensions des cyclones sont exprimées par rapport au diamètre du corps cylindrique pris comme dimension de référence. Une multitude de modèles avec des dimensions optimales existent.

I.5.2. Diamètre du vortex (buse de surverse)

Un vortex plus large accroît la capacité de traitement ainsi que la maille de coupure, c'est à dire que la distribution granulométrique de la surverse devient plus grossière avec l'augmentation de l'ouverture du vortex.

I.5.3. Diamètre de l'apex (buse de sousverse)

Le choix de l'ouverture correcte est important pour maximiser la densité du sous-écoulement et pour s'assurer que l'apex peut traiter la quantité estimée de solides dans le flux inférieur, et même sur la qualité de la classification. Lorsque l'on change l'ouverture de l'apex, l'angle de l'apex est également modifié dans la plupart des cas. Le schéma de décharge d'un apex peut fournir des informations sur la taille de l'apex. Un jet large indique qu'il y a un sous-écoulement dilué et que l'apex est trop grand pour l'application. Si l'apex est trop petit, le jet sera très étroit et serré. Normalement un apex bien dimensionné doit donner une décharge en parapluie similaire à celle montrée à la **Figure 5**.

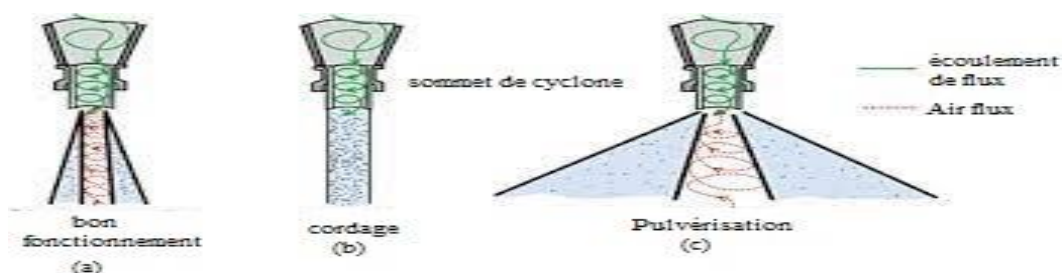


Figure 1.5. : Schéma de forme de décharge par l'apex.

I.5.4. Hauteur de l'hydrocyclone

Le choix de la hauteur du cylindre est fait en fonction des attentes de la classification.

I.5.6. Angle de cône

L'angle de la section conique est en étroite relation avec la hauteur de l'hydrocyclone. Cet angle diminue en fonction de la longueur de la section conique. Plus l'angle diminue, plus la maille de coupure est fine et meilleure.

I.5.7. La taille des particules

La forme des particules solides est un paramètre très important. On introduit souvent un facteur de correction pour trouver un diamètre équivalent se basant sur la surface, le volume, ou le comportement dynamique.

I.5.8. Le débit

L'intensité du mouvement rotationnel est directement liée au débit (volumique ou massique) du mélange. Un débit minimum est nécessaire pour déclencher le phénomène de séparation. En augmentant le débit l'efficacité de séparation s'améliore mais la chute de pression augmente.

I.5.9. La concentration des particules

Les particules, selon leur concentration, interagissent avec le fluide qui les entraîne. A de faibles concentrations, le régime de l'écoulement multiphasique est dit dilué. A des concentrations relativement plus élevées, les particules deviennent plus proches les unes des autres et contribuent à l'atténuation des paramètres moyens et turbulents de l'écoulement du fluide.

I.5.10. La différence de masse volumique

La force centrifuge est proportionnelle à la différence des masses volumiques des particules et du fluide.

I.5.11. La pression

Le mouvement rotationnel à haute vitesse, responsable de la séparation des particules, est généré par l'effet d'une pression élevée à l'entrée du l'hydrocyclone. Des dispositifs, tels que les ventilateurs, sont utilisés pour générer l'écoulement du mélange aux vitesses désirées. Donc, la pression représente un surcoût qui doit être contrôlé pour une meilleure rentabilité de

l'équipement de séparation. La mesure de la pression, se faisant avec le manomètre [2]. Dans notre étude on a essayé de varier la pression de l'hydrocyclone pour connaître la pression convenable pour une meilleure efficacité de séparation.

I.6.Caractérisation des performances d'un hydrocyclone

Différents paramètres peuvent être utilisés pour caractériser la performance d'un hydrocyclone ou d'une façon plus générale d'un classificateur par dimension. L'évaluation débute par la construction de la courbe de partage qui donne la proportion des particules d'une classe granulométrique qui passent de l'alimentation à la sousverse, L'utilisation de la courbe de partage permet l'étude du bon fonctionnement des hydrocyclones, est aussi un outil qui nous renseigne sur la qualité, l'efficacité ainsi que sur la rentabilité d'un appareil de classification, elle permet le calcul des proportions minérales de chaque espèce, elle est très utile [19].La comparaison des courbes de partage permet d'établir un premier modèle du comportement du classificateur.

La courbe de partage rend compte de la variation du degré de partage en fonction de la grosseur du grain. Elle est obtenue en portant en abscisse la dimension d des grains (souvent en échelle logarithmique) et en ordonnée le pourcentage massique y de tranche granulométrique de l'alimentation (ou de tout-venant) qui passe dans la sousverse (échelle linéaire en général). On l'obtient à partir des valeurs de l'analyse granulométrique.

Si le classificateur fonctionnait de manière parfaite, réglé à la dimension d_0 toutes les particules ayant une dimension inférieure à d_0 iraient à la surverse et toutes les particules ayant une dimension supérieure à d_0 iraient à la sousverse .pour une séparation réelle ;la courbe de partage a généralement la forme d'une S et on définit de réglage de classificateur (diamètre d'équicoupe, d_{50} ou la maille effective de coupe) comme le point correspondant à 50% sur la courbe de partage dimension des particules de l'alimentation ayant une probabilité de 50% de passer dans la sousverse . L'écart entre la courbe de partage réelle et la courbe idéale est une mesure de la perfection (ou imperfection) de la séparation [19].

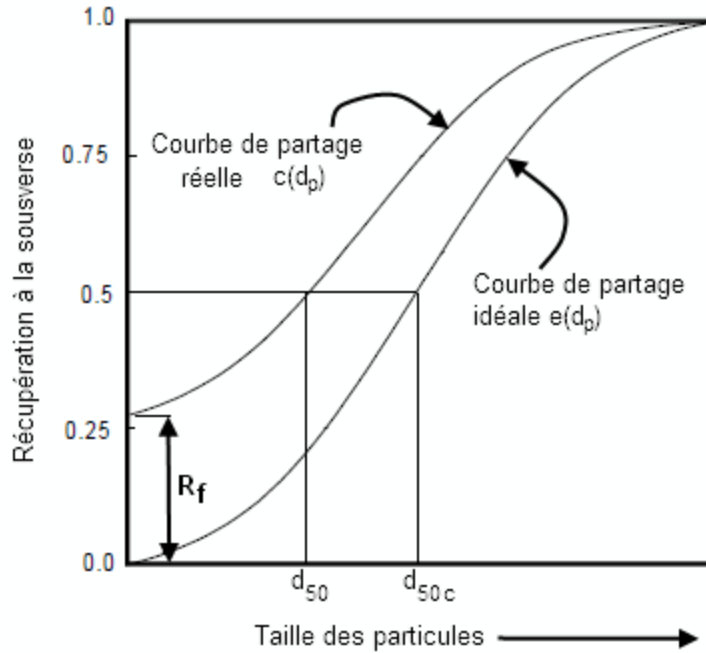


Figure I.6 : Courbe de partage idéale et typique d'un hydrocyclone [22].

Imperfection s'écrit [8]:

$$I = d_{75} - d_{25}/2 * d_{50}$$

Avec ;

- d_{25} : dimension des grains de l'alimentation ayant une probabilité de 25 % de passer dans la sousverse.
- d_{50} : dimension des grains de l'alimentation ayant une probabilité de 50 % de passer dans la sousverse.
- d_{75} : dimension des grains de l'alimentation ayant une probabilité de 75 % de passer dans la sousverse.

Les variables d correspondent à la dimension pour un partage, la courbe de partage s'approche d'une classification idéale, Lorsque l'imperfection tend vers zéro. La grandeur du court-circuitage peut aussi être utilisée comme mesure de la qualité de la classification. Plus les conditions d'opération du classificateur favorisent un faible court-circuitage la classification est meilleur [8].

La valeur de l'imperfection doit être comprise entre 0,2 et 0,45 dans le domaine de bon fonctionnement. La courbe de partage s'approche d'une classification idéale, Lorsque l'imperfection tend vers zéro, et lorsqu'elle est supérieure à 0,45 c'est-à-dire que l'hydrocyclone est en mauvais fonctionnement [25].

Afin de chercher l'imperfection de l'hydrocyclone, il faut tracer la courbe de partage pour déterminer d_{25} , d_{50} et d_{75} .

Et pour tracer la courbe de partage il faut calculer quelques données, après avoir connaître le pourcentage solide dans l'alimentation, la sousverse et la surverse, on calcule d'abord la dilution dans chaque une.

$$D = M_L / M_S$$

On considère A le débit du solide sec alimenté à l'hydrocyclone, U et O sont les débits solides sec de la sousverse et la surverse ce qui suit sont les bilans matière au tour de l'hydrocyclone.

$$\text{Bilans solides : } A = U + O$$

$$\text{Bilan d'eau : } d_A A = d_u U + d_o O$$

D'après ces deux équations on calcule U/A et O/A en pourcentage.

Un partage idéal implique que toutes les particules d'une dimension supérieure à la dimension de coupure du classificateur sont récupérées en sousverse alors que toutes les particules sous cette dimension sont récupérées en surverse. En pratique, la courbe de partage d'un hydrocyclone n'est pas verticale et ne converge pas vers zéro pour les fines particules [8].

Dans les classificateurs il est inévitable que certaine partie du fluide porteur soit entraînée à la sousverse Certaines fines particules qui devraient normalement être évacuées par la surverse suivent l'eau et vont en partie à la sousverse par différentes façons, cette portion de matière envoyée en sousverse est appelée le court-circuitage et on l'associe habituellement au partage de l'eau entre l'alimentation et la sousverse Le facteur R_f est lié à ce phénomène est appelée aussi le soutirage [8].

La distribution de pulpe est exprimée par l'expression suivante :

$$S = \frac{\frac{U}{A} * Du}{100 * Da} * 100$$

Partage des particules de la classe granulométrique i

$$= 100 \frac{\text{Débit de particules de la classe } i \text{ dans la souverse}}{\text{Débit de la classe } i \text{ dans l'alimentation}}$$

$$\text{Partage de l'eau} = 100 \frac{\text{Débit d'eau en souverse}}{\text{Débit d'eau dans l'alimentation}}$$

La courbe de partage peut être utilisée telle qu'il est pour évaluer le fonctionnement d'un classificateur. On trace la courbe de partage réelle à l'aide de la loi suivante :

$$Y_i = (\% \text{ poids } * u/a) / (\% \text{ poids } * u/a + \% \text{ poids } * o/a)$$

Le partage des particules est corrigé par tenir compte du soutirage :

$$Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$$

**Chapitre II : Analyse de
l'efficacité de séparation**

Introduction

Ce chapitre est consacré pour définir le kaolin en tant que matière argileuse, la présentation du contexte géologique pour le gisement de Tamazert, et la valorisation et la classification de ce produit au niveau de l'usine à partir de la laverie au laboratoire, On a fait le traitement de kaolin par l'utilisation d'hydrocyclone, avec la variation du quelque paramètre pour but d'étudier l'efficacité de séparation.

II.1. Le kaolin

Le terme kaolin, d'origine chinoise, vient de kaoling, nom d'une colline dans la province de Kiangsi.

Le kaolin est une argile blanche, proviennent de la transformation de silicates primaires ou de roches volcaniques, sous l'influence de processus physiques et chimiques impliquant l'eau de la surface de l'écorce terrestre. Certaines substances une fois dissoutes dans l'eau, augmentent le caractère acide de celle-ci, accélérant ainsi la décomposition des minéraux primaires et engendrent la formation des kaolins. Les kaolins résiduels sont généralement situés à la surface de la roche mère, ils sont relativement purs avec peu d'intrusion en leur sein.

Ils appartiennent au groupe des silicoalumineux phylliteux possède une structure assez particulière de type feuillet [2]. Il est friable et plastique composée principalement de fines particules sous forme de plaquettes [5].il peut être caractériser par un procédé quelconque de séparation.



Figure.II.1. Kaolin Blanc [25].

II.2. Gisement de kaolin de Tamazert

Le kaolin utilisé dans le cadre de cette recherche provient du gisement de Tamazert El-milia, situé à Jijel dans le Nord-Est algérien (voir la **figure.II.2**). Plus précisément en petite Kabylie. Il est limité à l'ouest par la ville de Jijel au Nord par la mer méditerranée et à l'Est par la ville de Collo (35 km).

La Société des kaolins d'Algérie (SOALKA) qui est connu depuis 1925, L'usine de traitement des kaolins d'El Milia est située à 11 Km du gisement. Elle a été mise en production en 1994 avec une capacité de traitement de 50.000 T/An, Le gisement est exploité à ciel ouvert sur une superficie de 331 hectares. Il se présente en lentilles qui affleurent, d'épaisseurs très variables en fonction du degré de kaolinisation avec des gradins d'une hauteur de 5 mètres et d'une largeur de 20 mètres [3].

L'extraction mécanisée du minerai se fait après sélection des sites d'abattage aux moyens d'engins de carrière. Le chargement du minerai abattu au moyen de pelles chargeuses et son évacuation vers l'usine de traitement à l'aide de camions de 14 tonnes de charge.

L'oxyde de fer est variable où il peut atteindre 6%. On constate également une grande concentration de matière argileuse et de silice.



Figure.II.2 : Localisation de gisement.

II.3. Usine de traitement

Un kaolin présente généralement des caractéristiques différentes dans un même gisement. Pour avoir un produit commercialisable, aux propriétés constantes, il faut donc lui faire subir après extraction toute une série de traitements. Le processus d'épuration adopté par la Société des Kaolins EL-MILIA est relativement complexe et comprend de nombreuses étapes. Elles sont réalisées toujours en présence d'eau pour éviter que l'argile ne s'agglomère : criblage, cyclonage, décantation, centrifugation, tamisage. Toutes ces opérations se complètent pour aboutir à un produit conforme aux exigences de la clientèle.

Le schéma d'épuration adopté par l'entreprise SOALKA pour les Kaolins d'EL –Milia, est relativement complexe et comprend de nombreuses étapes de traitement (**Figure3**).

Le traitement est constitué de criblage, de hydro-cyclonage, de décantation, de centrifugation et de tamisage. Toutes ces opérations poursuivent un même objectif, c'est de séparer entre les particules plus fines de kaolin et les plus grossières, Le traitement industriel est plus ou moins poussé selon la qualité que l'on cherche à obtenir.

Le séchage final s'effectue par chauffage. La qualité du kaolin produit est testée dans le laboratoire qui analyse l'ensemble des propriétés chimiques et physiques intéressant les différents clients [3].

Le kaolin de Tamazert, après le traitement par cyclonage et chimique, donne des produits de concentré suivants :

1-K.T.2 : c'est un kaolin ferrifère kaolin enrichi après un cyclonage normal, sa concentration en kaolin est comprise entre 65% et 70%.

2- K.T.3 :kaolin enrichi après un cyclonage élevé, sa concentration en kaolinite est supérieure à 75%.

3- K.T.3B : kaolin enrichi K.T.3 enrichi qui a subi un traitement chimique de déferritisation.

II.3.1. Homogénéisation-stockage

L'opération consiste à effectuer plusieurs tas de minerai brut provenant de la carrière à l'aide d'une bande navette de manière à rendre la matière homogène du point de vue granulométrie.



Figure II.3. Bande navette d'alimentation de l'usine en Kaolin brut.

II.3.2. Séparation par voie humide

Le minerai est ensuite chargé dans une trémie de réception, puis transféré par une bande transporteuse vers un débourbeur à voie humide, il subit par la suite un criblage et un broyage. L'opération de débouillage s'effectue par voie humide au niveau du débourbeur, du crible, des hydrocyclones, ainsi que du broyeur à cylindre. L'ensemble de ces différentes opérations ne génèrent pas de poussières étant donné l'utilisation en permanence de l'eau.



Figure II.4. Vue générale de la laverie.

II.3.3. Décantation - épaissement

Après le passage de la matière par plusieurs étapes d'hydro-cyclonage, suivi par une opération de tamisage dessous versent provenant des hydrocyclones.

Le mélange issu de cette étape est transféré à l'aide de pompe à volute vers les deux bassins de décantation pour y subir une opération d'épaissement et de décantation des boues.

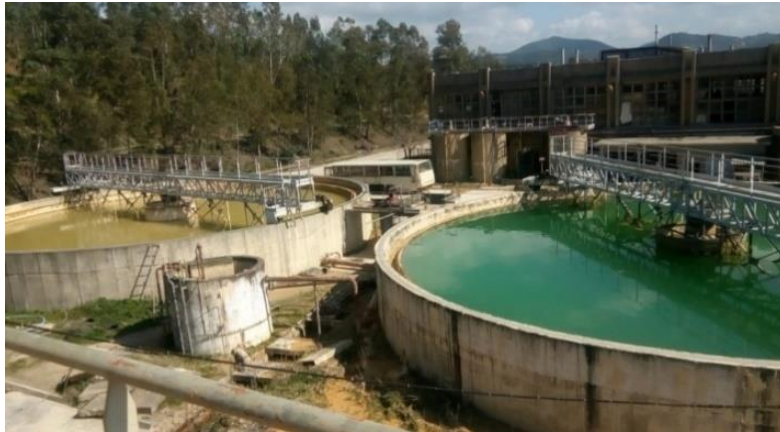


Figure II.5. Bassins de décantation et d'épaissement.

II.3.4. Blanchiment chimique

Un traitement chimique de déferritisation c'est-à-dire réduction des oxydes et hydroxydes de fer libres, ce qui engendre son blanchissement, elle est effectuée pour le type de kaolin destinés à l'industrie du papier [23].

II.3.5. Filtration-séchage

Après l'étape de décantation la matière est pompée vers l'atelier pour y subir respectivement une filtration à l'aide de filtre à bande et filtre à presse de manière à éliminer le maximum d'eau, puis transféré par bande transporteuse vers le séchage au niveau du sécheur (pour la production des kaolins traité).



FigureII.6. Filtre presse et séchoir.

II.3.6. Transport et expédition

La matière passée par un malaxeur et un déchiqueteur pour obtenir enfin du processus des galettes de Kaolin représentant le produit final.

Le produit final est stocké en vrac ou bien il est emballé dans des big-bags au niveau de l'atelier avant d'être livré aux divers clients.



Figure II.7. L'ensachage.

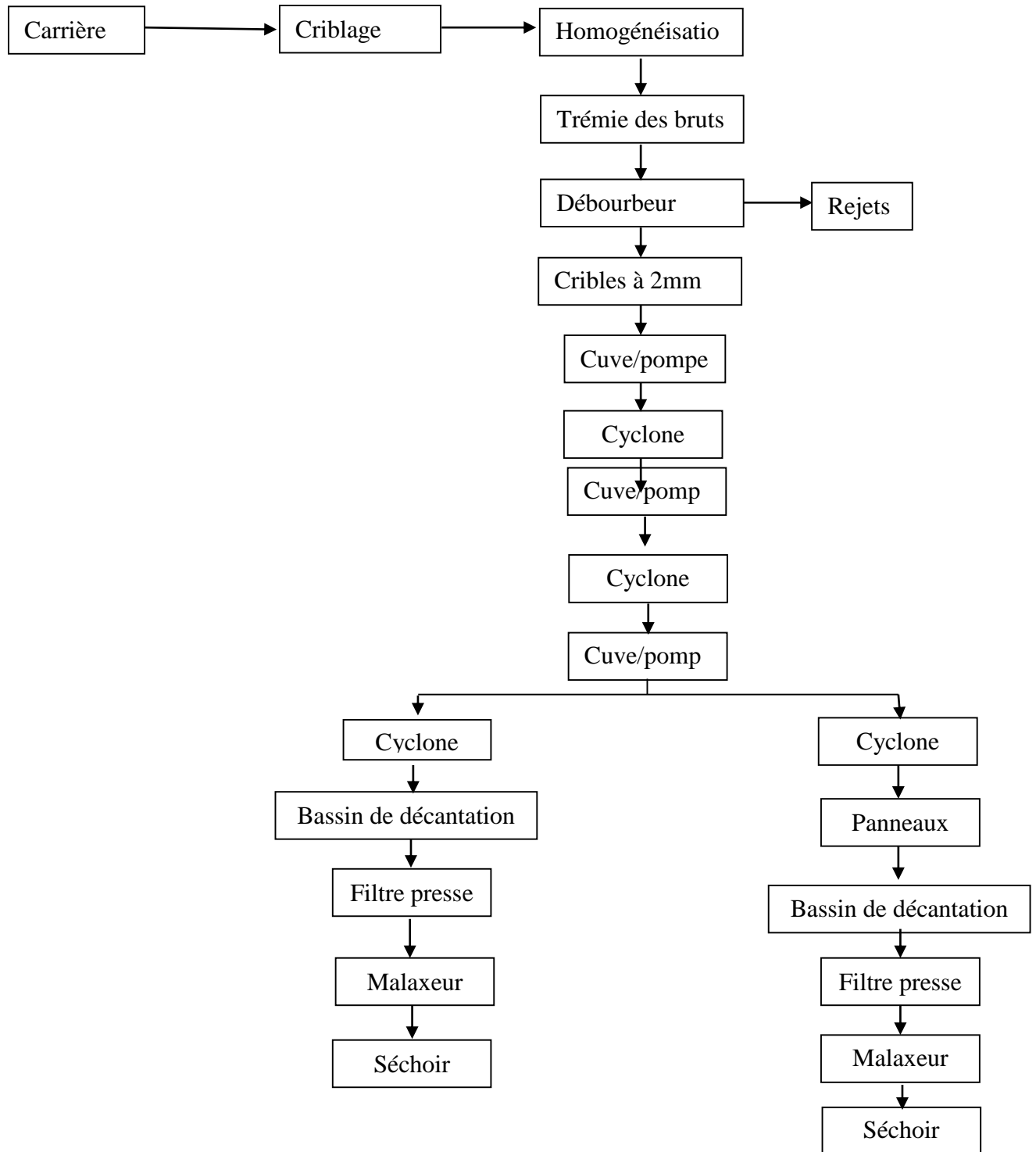


Figure II.8. Diagramme d'enrichissement du kaolin brut [3].

PARTIE EXPERIMENTALE

Dans l'objectif d'évaluer la performance et l'efficacité de traitement du kaolin brut de Tamazert à l'aide d'un hydrocyclone de laboratoire on a fait des essais dont on a varié quelques paramètres, les étapes suivies sont décrites comme suit :

II.4. Échantillonnage

Les échantillons sur lesquels repose ce travail ont été prélevés dans le stock de minerai brut qui était relativement homogène, avec une méthode aléatoires simple, pour obtenir un éventail d'échantillons représentatifs, d'environ 56kg d'échantillons de départ ont été prélevé.

II.5. Préparation mécanique de Kaolin

L'ensemble des opérations de préparation sont effectuées au niveau de laboratoire du département des mines ; suivant plusieurs étapes et selon l'objectif d'analyse et d'étude sur l'échantillon.

On a séché notre échantillon à l'air libre durant une journée, pour éliminer l'humidité et éviter le colmatage et l'agglomération des particules pendant la préparation mécanique par concassage.

II.5.1. Concassage

On a utilisé pour cette étude un concasseur a mâchoire de type laboratoire, pour concasser notre produit préalablement séché à un diamètre inférieure de 1mm.

On a retiré le plus possible des particules de dimension supérieure à 1mm. Le minerai ainsi préparé est utilisé pour les essais décrit en suite.



Figure II.9. Concasseur à mâchoire de laboratoire.

II.5.2. Homogénéisation et quartage

Cette opération consiste à mélanger le minerai concassé à l'aide d'un diviseur échantillonneur après trois ou quatre opérations identiques pour assurer une bonne homogénéisation. [19] et qui permet de diviser facilement en deux parties représentatives la totalité de l'échantillon initial, chaque moitié étant recueillie dans un bac de manière séparée. On a fait le prélèvement par partage pour obtenir l'échantillon nécessaire à l'essai qui soit également représentative de l'échantillon de départ avec la répétition en cascade de cette opération, en retenant à chaque opération le contenu de l'un des bacs.

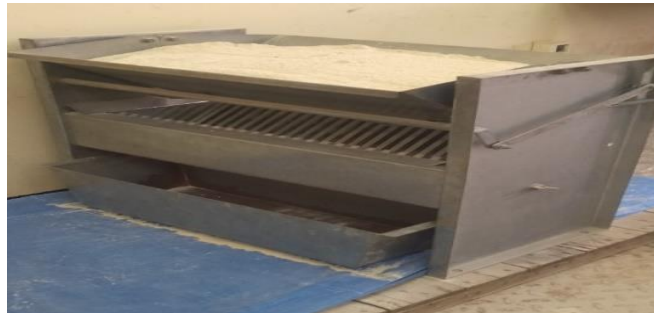


Figure II.10. Diviseur à couloir.

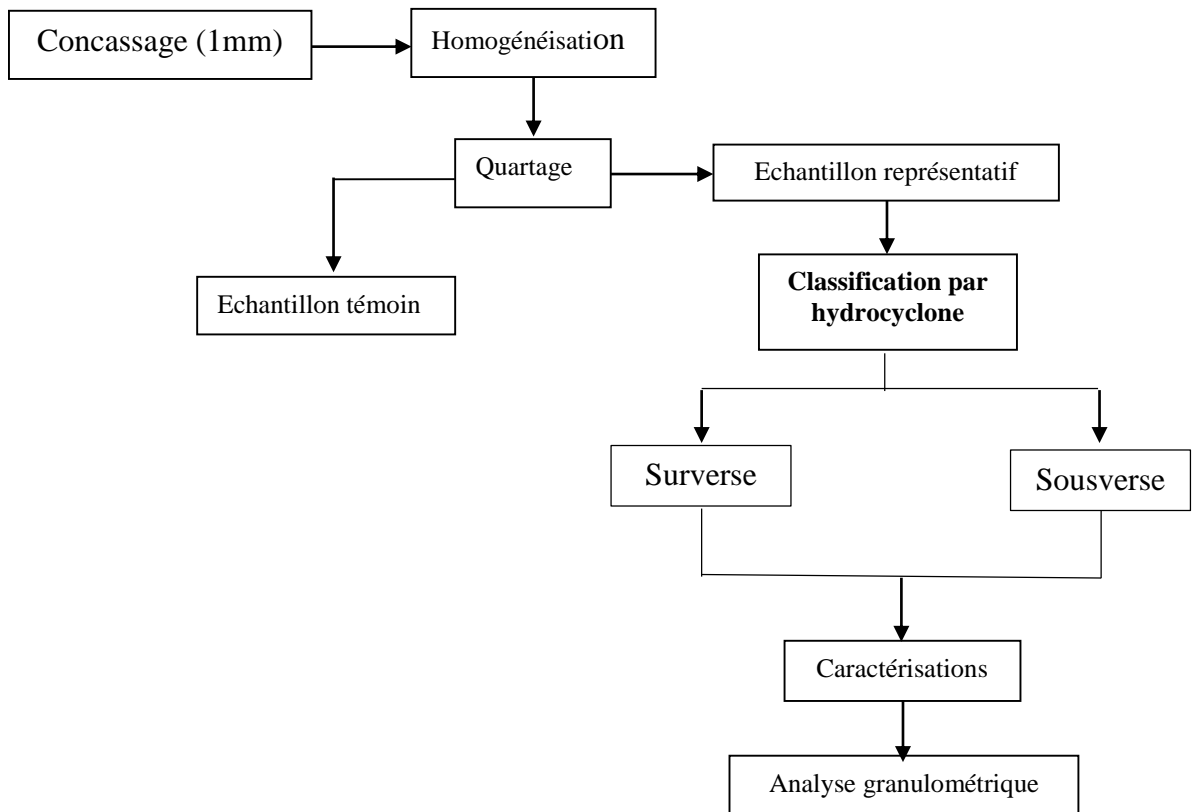


Figure II.12. Etapes de préparation et de caractérisation de l'échantillon du kaolin.

II.5.3. Analyse granulométrique par tamisage

Après avoir bien sécher les échantillons pour éviter le colmatage des tamis, le classement dimensionnel est effectué par une tamiseuse électrique à vibrations verticales et horizontales. Il permet de séparer le matériau en fractions granulaires définies par la côte de la maille carrée de tamis.

II.5.4.Série des tamis sélectionnée

Lors de tamisage à sec conventionnel, la série de tamis sélectionnés (1000mm ; 500mm ;250 mm ;0.18 mm ;0.8mm ;0.20mm ; fond tamis) est empilée verticalement selon une maille des ouvertures de tamis qui décroît de haut en bas.

On fait passer chaque échantillon par la tamiseuse, on introduit le produit sur le tamis du haut et on fixe une amplitude de 60 impulsions/mn avec une durée de 15 mn, les refus récoltés sur chaque tamis sont pesés sur une balance dont la précision est de 0.01g, les résultats sont présentés sous forme des courbes granulométriques.



Figure II.12. Tamiseuses vibrantes.

II.5.5. Hydrocyclone de laboratoire

Hydrocyclone utilisé dans cette partie expérimentale, de type laboratoire (Ec225). Il permet de séparer les matières en suspension, préparée dans le réservoir de 200L en acier inoxydable. Elle est alimentée tangentiellement à l'entrée de l'hydrocyclone à l'aide d'une pompe centrifuge auto-amorçant avec un débit de refoulement max :400L/min. Le débit d'alimentation est ajusté à l'aide d'une dérivation avec une vanne et mesuré à l'aide d'un débitmètre électromagnétique, le débit peut atteindre 200L/min. Le manomètre indique la

pression réglée en amont de l'hydrocyclone, elle est entre 0 et 4 bars, la pression et le débit ne peuvent pas être réglés séparément, les propriétés hydrodynamiques de l'hydrocyclone et du fluide attribuent un débit précis à chaque pression, qui est indiquée sur le manomètre de l'hydrocyclone, car la sousverse et la surverse sont en contact direct avec l'atmosphère. Des points de prélèvement sont prévus au niveau de la sousverse et de la surverse à l'aide d'un tuyau flexible, les débits volumiques sont mesurés à l'aide d'un seau et un chronomètre, la concentration de matière solide dans sousverse est dans le cas idéal nettement plus élevée que dans la surverse.



Figure II.13. Hydrocyclone de laboratoire.

II.6. Protocole expérimentale

On a fait un ensemble des procédures qui permettent de réaliser l'expérimentation, on a précisé le matériels utilisé et les valeurs des facteurs métriser, les étapes sont rédigées comme suit :

II.6.1. Essai N°01 : Optimisation de la pression

La suspension de l'alimentation est préparée par le versement de 76L d'eau dans la cuve d'alimentation et 4kg de kaolin, soit 5% de solide en masse, et la mise en agitation de la pulpe. Le système est mis en opération pendant quelques minutes afin de permettre une

homogénéisation de la pulpe minérale et d'atteindre un régime d'équilibre entre le fonctionnement de la pompe et de l'hydrocyclone.

On fait varier la pression pour chaque opérations (0.5bar ;0.8bar ;1.2bar et 1.4bar), Le débit d'alimentation ciblé est obtenu sans difficulté en réglant la fréquence du moteur de la pompe. Le régime d'équilibre est vérifiable en observant une stabilité de la pression et le débit d'alimentation.

Le prélèvement simultané des échantillons de la sousverse (un volume de 3L) et la surverse (volume de 10L), est effectué en tenant le seau sous le tuyau du point de prélèvement correspondant. On définit le débit dans la sousverse et la surverse par mesure volumétrique à l'aide d'un seau gradué et un chronomètre.

Avant qu'on fixe une autre pression pour un deuxième essai on fait prélevés un échantillon de l'alimentation (1L) pour qu'on détermine la concentration initiale dans l'alimentation et poursuit les calculs qui viennent après.

Les échantillons de pulpe sont pesés puis filtrés pour éliminer l'eau. Ensuite, les 'gâteaux' de pulpe filtrée sont envoyés à l'étuve pour être séchés à 105°C pendant 48h.

Les échantillons séchés sont pesés pour permettre le calcul de la concentration de solide de la pulpe. Finalement, le solide est et comprend l'aide d'un mortier et un pilon puis conservé pour effectuer des analyses granulométriques.



Figure II.14: Etuve de séchage.

II.6.2. Essai N°02 : Optimisation de la buse de la sousverse (apex)

Le deuxième essai consiste à l'optimisation du diamètre de l'apex, et la meilleure pression à appliquer pour différents diamètres des buses d'apex, est obtenue suivant les résultats du premier essai. Les étapes à suivre pour le second essai, restent les mêmes, à l'exception des diamètres des apex qui varient.

**Chapitre III : Résultats et
discussion**

Introduction

Après avoir terminé toutes les manipulations et essais, ce chapitre est pour but l'analyse des résultats obtenus, afin de caractériser le fonctionnement de l'hydrocyclone. Ces résultats vont servir comme conditions de référence pour évaluer l'impact des anomalies sur l'opération de l'hydrocyclonnage. Nous avons établi un plan d'expérience autour de ces conditions pour générer les résultats qui vont servir à caractériser son fonctionnement dans les conditions normale d'opération.

III.1. Analyses granulométriques

Les résultats de l'analyse du tamisage du minerai brut de kaolin Tamazert qu'on a utilisé pour notre recherche, sont représentés dans le tableau ci-dessous :

Tableau III.1: Analyse granulométrique de minerai brut.

Echantillon	Classes (mm)	Poids(g)	% massique	Rendement (%)	
				Refus ↘	Passant ↗
	-20	0,32	0,10	100	0
	-25+20	4	1,33	99,89	0,11
Brut	-80+25	77,75	25,97	98,55	1,44
	-180+80	72,14	24,09	72,59	27,41
	-200+180	16,94	5,66	66,93	51,50
	-500+200	74,52	24,88	42,04	57,16
	-1000+500	53,75	17,95	24,09	82,05
/	1000	0	0	6,14	100
Total	/	299,42	100	/	/

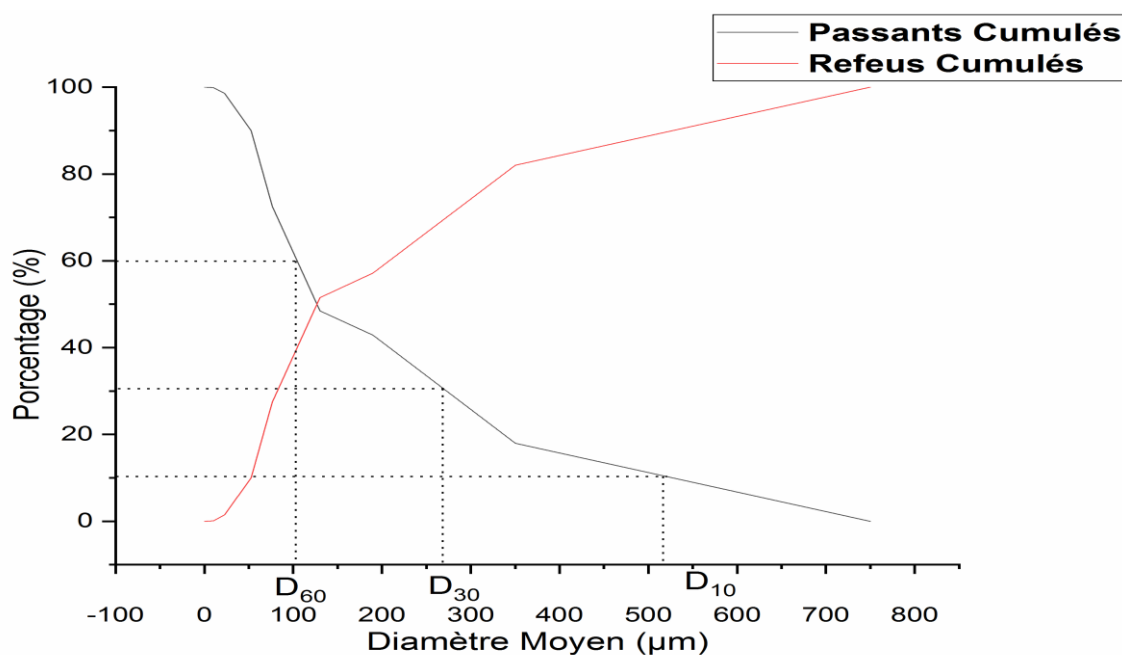


Figure III.1 : courbe de l'analyse granulométrique de l'échantillon brut.

III.2. Interprétation des résultats

Les résultats de l'analyse du tamisage du kaolin de Tamazert, présentés au tableau III.1 et illustrés sur la figure III.2, montre que les rendements cumulés des passants sont croissants en fonction des mailles des tamis, par contre les rendements cumulés des retenus sont décroissants.

D'autre part on constate que les deux courbes (passants et retenus) sont symétriques et se coupent au point D_{50} , l'étendue de la distribution granulaire d'un échantillon peut se mesurer par les coefficients d'uniformité C_u et le coefficient de courbure C_c .

Tableau III.2 : diamètres caractéristiques de la distribution

Diamètre Caractéristique	Valeur en (μm)
D10	510
D30	260
D50	130
D60	102

III.2.1. Coefficient d'uniformité et de courbure

Le coefficient de Hazen permet d'exprimer l'étalement de la courbe granulométrique, et il est calculé par l'équation.

$$Cu = D_{60}/D_{10}$$

D_{10} = diamètre effectif des particules qui correspond à 10% des passants.

D_{30} = diamètre effectif des particules qui correspond à 30 % des passants.

D_{60} = diamètre effectif des particules qui correspond à 60 % des passants.

Tableau III.3 : Intervalle de coefficient d'uniformité

Coefficient d'uniformité	Classe de distribution granulométrique
$Cu \leq 2$	Granulométrie très serrée
$2 < Cu \leq 5$	Granulométrie serrée
$5 < Cu \leq 20$	Granulométrie semi étalée
$20 < Cu \leq 200$	Granulométrie étalée
$200 < Cu$	Granulométrie très étalée

La valeur de Cu a été calculée par

$$Cu = \frac{0.102}{0.510} = 0.19$$

Le coefficient d'uniformité obtenu dans cette distribution granulométrique est de 0.19.

Donc la valeur de Cu est 0.19 elle est inférieure à 2 ($Cu < 2$), ce qui implique que la distribution granulométrique très serrée.

La détermination du coefficient de classement est donnée par la formule suivante :

$$Cc = \frac{(D_{30})^2}{D_{10} * D_{60}}$$

$$Cc = \frac{(0.26)^2}{0.51 * 0.102} = 1.32$$

$1 < C_c < 3$: matériau bien gradué (la continuité est bien répartie)

$C_c < 1$ ou $C_c > 3$: matériau mal gradué (la continuité est mal répartie)

Ce coefficient constitue un indice de la variation relative de la pente de la courbe. Les plages du littoral de la Casamance étant essentiellement sableuses, sa référence est : $1 < C_c < 3$ et $C_u > 6$, témoin d'un sol bien gradué expliquant la présence d'une grande variété de diamètres.

L'analyse granulométrique de nôtres échantillon a montré un coefficient $C_c=1.32$ se qui explique que cette distribution a été bien graduée.

III.3. Résultats de l'optimisation de la pression et d'apex

Pour but de calculer le pourcentage solide en masse, on a prélevé des échantillons lors de la manipulation comme suit :

La masse de pulpe de l'alimentation $M_{p \text{ alimentation}} = 1L = 1000g$.

La masse de la pulpe de la sousverse $M_{p \text{ sousverse}} = 3L = 3000g$.

La masse de la pulpe de la surverse $M_{p \text{ surverse}} = 10L = 10000g$.

Et on a défini les débits des flux au même temps.

$$\% \text{ Solide en masse} = \frac{M_s}{M_p} \times 100 ;$$

La formule de débit volumique :

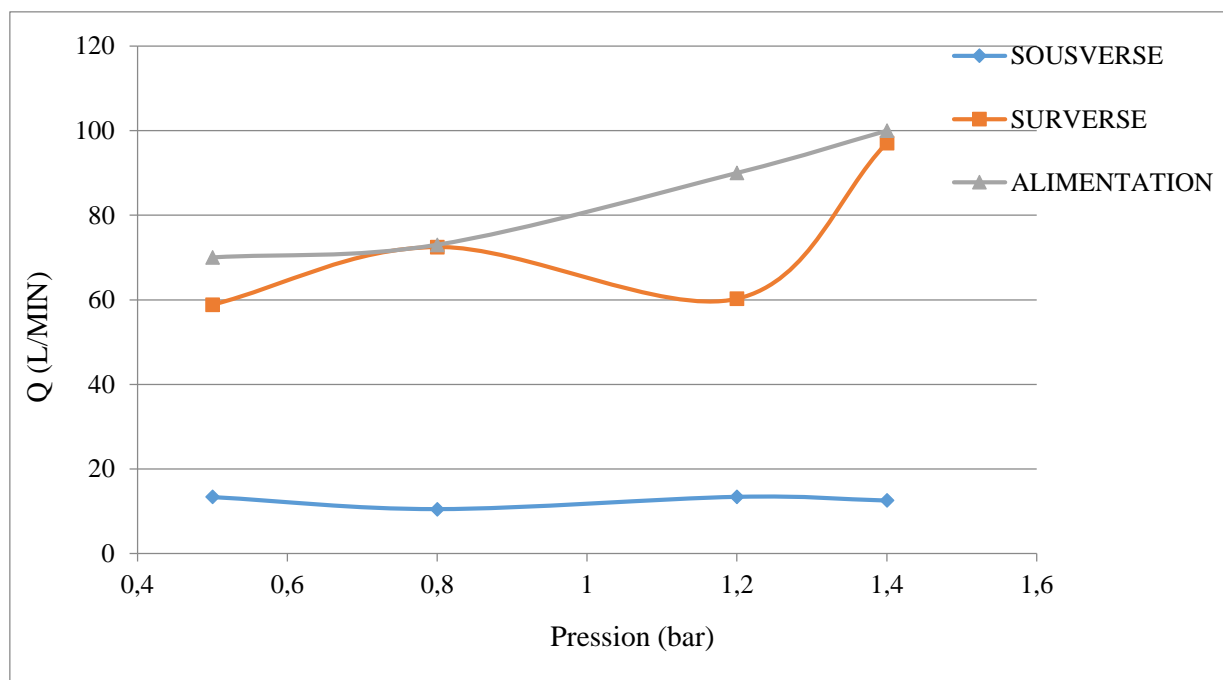
$$Q = \frac{V_p(L)}{T(min)}$$

Les résultats expérimentaux représentés dans le tableau suivant, montre les paramètres qu'on a obtenus dans le premier essai (optimisation de la pression) pour différentes pressions :

Tableaux III.4: Résultats des débits et de pourcentage en solide.

Pression (bar)	Flux	Debits Q (L/Min)	M _s (g)	M _L (g)	% Solide en masse
0.5	Sousverse	13,39	586,2	2413,8	19,54
	Surverse	58,82	120,9	2879,1	1,21
	Alimentation	70	4000	76000	5
0.8	Sousverse	10,48	923,5	2076,5	30,78
	Surverse	72,48	111	9889	1,11
	alimentation	73	43.6	956.4	4,36
1.2	Sousverse	13,45	399.6	2600.4	13,32
	Surverse	6024	78	9922	0,78
	alimentation	90	411	958.9	4,11
1.4	Sousverse	12,55	304,8	2695,2	10,16
	Surverse	97,08	99.2	9900,8	0,922
	alimentation	100	36,5	963,5	3,65

Le graphique suivant, permet une meilleure interprétation de ces résultats :

**Figure III.2:** Courbe de la variation des débits en fonction de la pression.

La figure III. 2, présente la variation du débit en fonction de pression au niveau de la sousverse, surverse et d'alimentation. On remarque que le débit de la sousverse reste stable

proportionnellement avec la pression d'alimentation, ce qui est une indication d'une tendance à la surcharge par le solide de la buse de sousverse.

La proportion de solide dirigé en surverse augmente avec le débit, ce qui pourrait s'expliquer par une surcharge de l'apex qui force la matière vers la surverse.

Tableaux III.5: résultats expérimentaux, optimisation d'apex (deuxième essai).

Apex (mm)	Flux	Débits Q (L/min)	M _s (g)	M _L (g)	% Solide en masse (%)
8	Sousverse	4,73	370,84	2629,16	1236
	Surverse	89,55	169,42	9840,58	1,69
	Alimentation	95	30,82	970,73	3,08
10	Sousverse	8,38	1218,22	1781,78	40,60
	Surverse	92,30	142,21	9857,79	1,42
	Alimentation	98	4000	76000	5
12	Sousverse	13,45	399,6	2600,4	13,32
	Surverse	60,24	78	9922	78
	Alimentation	90	41,1	958,9	4,11
14	Sousverse	20,13	378,32	2621,68	12,61
	Surverse	65,93	51	9949	0,51
	Alimentation	92	35,70	964,3	3,53

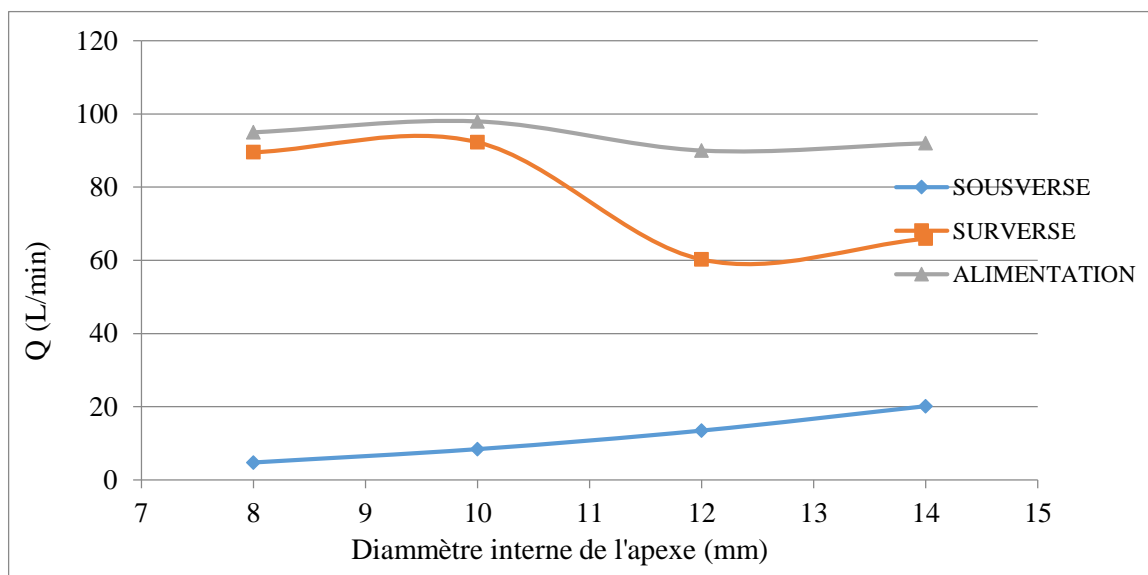


Figure III.3: courbe de la variation des débits en fonction des diamètres internes des apex.

La figure III.3, présente la variation des débits en fonction des diamètres internes des apex, au niveau de la sousverse, surverse et d'alimentation. Les débits de la souverse augmentent avec l'augmentation de diamètre de l'apex, ce qui indique le passage facile des particules par la buse de sousverse lorsque qu'elle s'élargit, ce qui influe sur la diminution de débit d'alimentation à cause de la diminution de la pulpe dans la cuve de pulpe d'alimentation, ce qui explique la diminution de suspension dans la surverse.

III.4. Courbes de partages

L'utilisation de la courbe de partage permet l'étude du fonctionnement de l'hydrocyclone, et nous renseigne sur la qualité et l'efficacité de cette appareil à partir de la variation de la pression et changement de diamètre d'apex :

III.5. Discussion des résultats

III.5.1. Essai N°01 : Optimisation de la pression

On fait varier la pression pour chaque opération, pour but d'atteindre la meilleure pression pour une efficacité de classification satisfaisante.

Pour **P=0.5bar**

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et souverse :

A=5 , O=1.21, U=19.54.

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$D_A = (100-5) / 5 = 19$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$D_U = (100-1.21) / 1.21 = 81.64$$

Dilution dans overflow = $(100-O) / O$

$$D_O = (100-19.54) / 19.54 = 4.11$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 19A=81 \times 64U+4 \times 11O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=80.79\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=19.21\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$Rf = (80,79 \times 4,11) / (100 \times 19) \times 100 = 17,48\%$$

$$Rf = (U/A \times D_o) / (100 \times D_o) \times 100 = (80,49 \times 4,11) / (100 \times 19) \times 100 = 17,48$$

On suit les mêmes étapes de calculs pour d'autres essais.

Tableau III.6 : Courbe de partage idéal et corrigé pour la pression 0.5bar.

Fraction	Milieu	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée	Coef de partage Y_i	Coef de Partage corrigé
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3)x(1-U/A)			
(μm)	(μm)					(5)=(2)+(4)	(6)=100x(2)/(5)	$Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,02	0,01	0	0	0,02	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,51	0,41	0	0	0,41	100,00	100,00
-80+25	52,5	42,23	34,11	27,05	5,19	39,31	86,78	83,98
-180+80	130	23,02	18,59	13,23	2,54	21,14	87,98	85,43
-200+180	180	7,09	5,72	8,46	1,62	7,35	77,90	73,22
-500+200	350	25,37	20,49	25,22	4,84	25,34	80,88	76,83
-1000+500	750	1,76	1,42	26,04	5,00	6,42	22,13	5,64
Total		100	80,79	100	19,21	100,00	/	/

Les courbes de partages réelles et les courbes de partage calculées sont tracées d'après les données qui sont estimés dans le tableau précédentes :

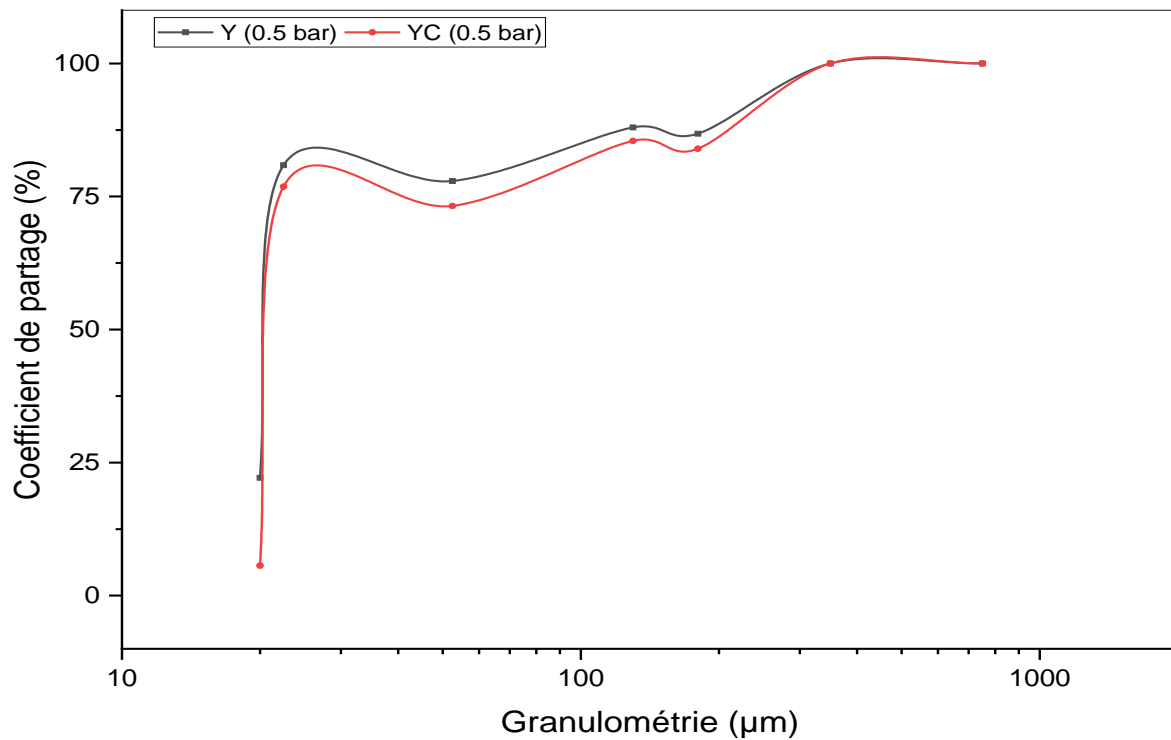


Figure III.4 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 0.5bar.

La figure III.4 on constate que le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est décroissant régulièrement dans l'intervalle [22,5 à 1000] et décroissante strictement dans l'intervalle [20 à 22,5] et la présence de des d25, d50, d75 et qu'elle est proche de la courbe idéale.

Pour **P=0.8bar**

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=4.36, O=1.11, U=30.78.$$

Dilution dans l'alimentation= $(100-A) / A$

$$DA= (100-4.36) /4.36= 21.93$$

Dilution dans underflow = $(100-U) /U$

$$DU = (100 - 30.78) / 30.78 = 2.24$$

Dilution dans overflow = $(100 - O) / O$

$$DO = (100 - 1.11) / 1.11 = 89.09$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A = U + O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 21.93A = 2.24U + 89.09O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A = 77.33\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A = 100 - U/A = 22.67\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$Rf = (U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100 = (77.33 \times 2.24) / (100 \times 21.93) \times 100 = 7.89\%$$

Tableau III.7 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 0.8 bar.

Fraction	Milieu	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée	Coef de partage (Yi)	Coef de partage corrigé
		% Poids	1x (U/A)	% Poids	(3) x (1 - U/A)			
(µm)	(µm)			s		(5) = (2) + (4)	(6) = 100x (2)/(5)	$Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,22	0,17	0	0	0,17	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,74	0,57	0	0	0,57	100,00	100,00
-80+25	52,5	39,31	30,39	20,84	4,72	35,12	86,55	85,40
-180+80	130	24,43	18,89	19,23	4,35	23,25	81,25	79,64
-200+180	180	3,87	2,99	8,71	1,97	4,97	60,25	56,84
-500+200	350	25,65	19,83	23,5	5,32	25,16	78,83	77,01
-1000+500	750	5,78	4,46	27,72	6,28	10,75	41,56	36,56
Total	/	100	77	100	22,67	100,00	/	/

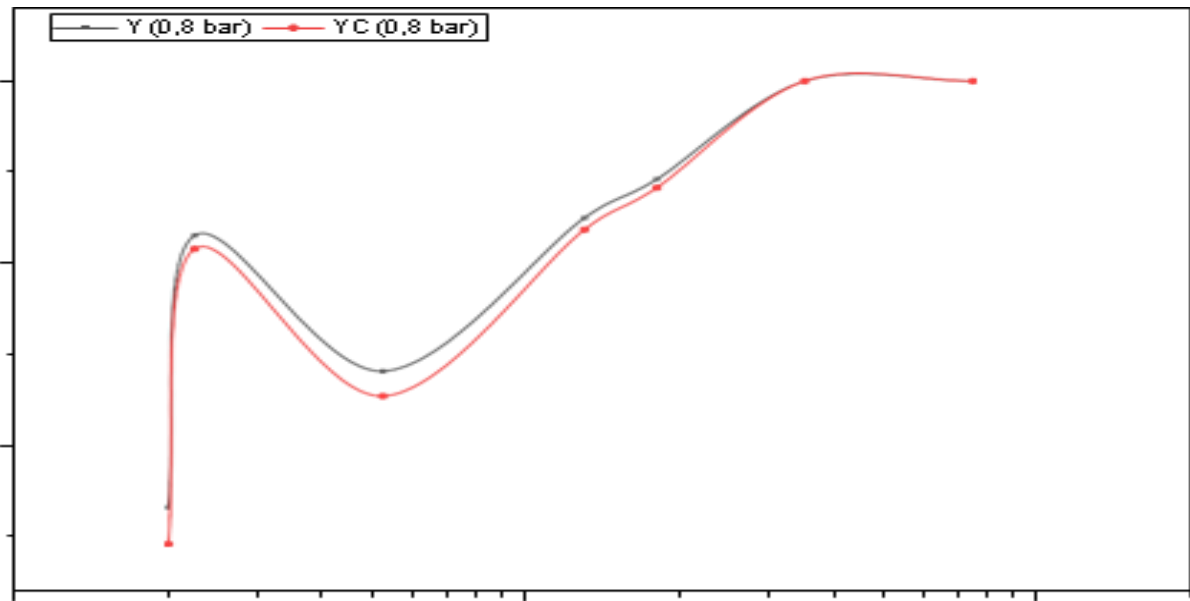


Figure III.5 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 0.8bar.

La figure III.5 présente le coefficient de partage en fonction de la granulométrie des particules, on constate qu'il est décroissant régulièrement dans l'intervalle [52,5 à 1000] et la présence de d_{75} , augmente dans le même intervalle, et décroissante strictement dans l'intervalle [20 à 22,5].

Pour **P=1.2bar**

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=4.11, O=0.78, U=13.32.$$

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$DA = (100-4.11) / 4.11 = 23.33$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$DU = (100-13.32) / 13.32 = 6.50$$

Dilution dans overflow = $(100-O) / O$

$$DO = (100-0.78) / 0.78 = 127.20$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 23.33A=6.50U+127.200$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=86.05\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=13.95\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$R_f = (U/A \times D_U) / (100 \times D_A) \times 100 = (86,05 \times 6,5) / (100 \times 23,33) \times 100 = 23.97\%$$

Tableau III.8 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 1.2 bar.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) + (4)	Coef de partage Y_i (6) = $100 \times (2)/(5)$	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3) x (1-U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,07	0,06	0	0	0,06	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,86	0,74	0	0	0,74	100,00	100,00
-80+25	52,5	55,55	47,80	17,92	2,49	50,30	95,03	93,46
-180+80	130	24,35	20,95	13,6	1,89	22,85	91,70	89,08
-200+180	180	3,95	3,39	7,69	1,07	4,47	76,01	68,45
-500+200	350	14,04	12,08	29,88	4,17	16,25	74,35	66,26
-1000+500	750	1,18	1,015	30,91	4,31	5,33	19,06	-6,46
Total	/	100	86,05	100	13,95	100,00	/	/

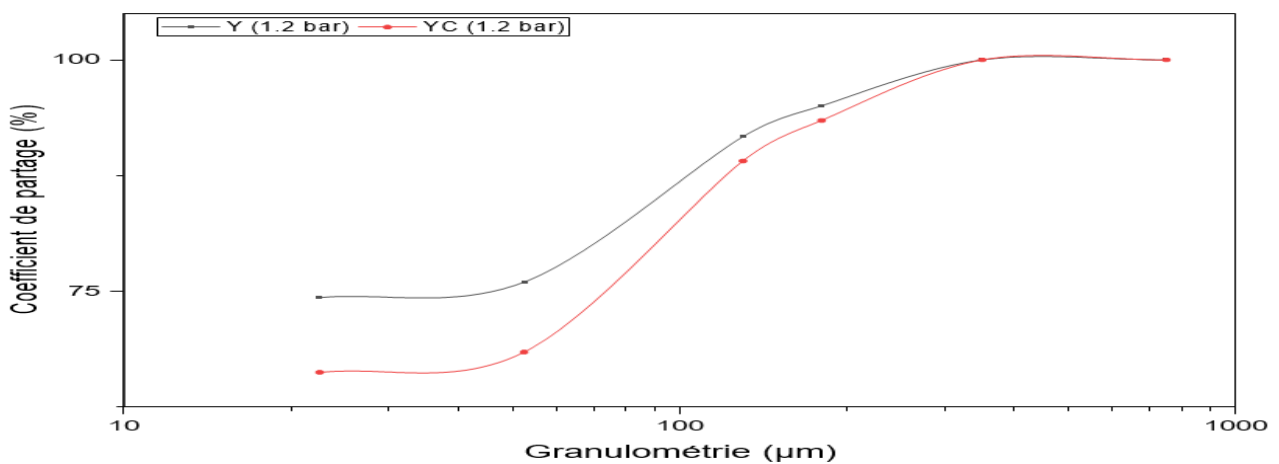


Figure III.6 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 1.2bar.

La figure III.6 On constate le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est décroissante régulièrement dans l'intervalle [70 à 1000] et stable dans l'intervalle [25 à 70].

Pour P=1.4bar

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=3.65, O=0.99, U=10.16.$$

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$DA = (100-3.65) / 3.65 = 26.19$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$DU = (100-10.16) / 10.16 = 8.84$$

Dilution dans overflow = $(100-O) / O$

$$DO = (100-0.99) / 0.99 = 100.01$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 26.19A=8.84U+100.01O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=80.75\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=19.25\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf} = (U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100 = (80.75 \times 8.84) / (100 \times 26.19) \times 100 = 27.05\%$$

Tableau III.9 : courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 1.4

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse(U)		Survere (O)		Alimentation n recalculée (5) = (2) +(4)	Coef de parta ge Yi (6) = 100x (2) / (5)	Coef de parta ge Corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3) x (1- U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,08	0,06	0	0	0,06	100,00	100,00
-25+20	22,5	1,07	0,86	0	0	0,86	100,00	100,00
-80+25	52,5	65,64	53,00	0	0	53,00	100,00	100,00
-180+80	130	19,27	15,56	20,08	3,86	19,43	80,10	72,72
-200+180	180	4,15	3,35	14,01	2,69	6,05	55,41	38,87
-500+200	350	8,25	6,66	49,13	9,45	16,12	41,33	19,57
-1000+500	750	1,54	1,24	16,78	3,23	4,47	27,80	1.02
Tota 1	/	100	80,75	100	19,25	100,00	/	/

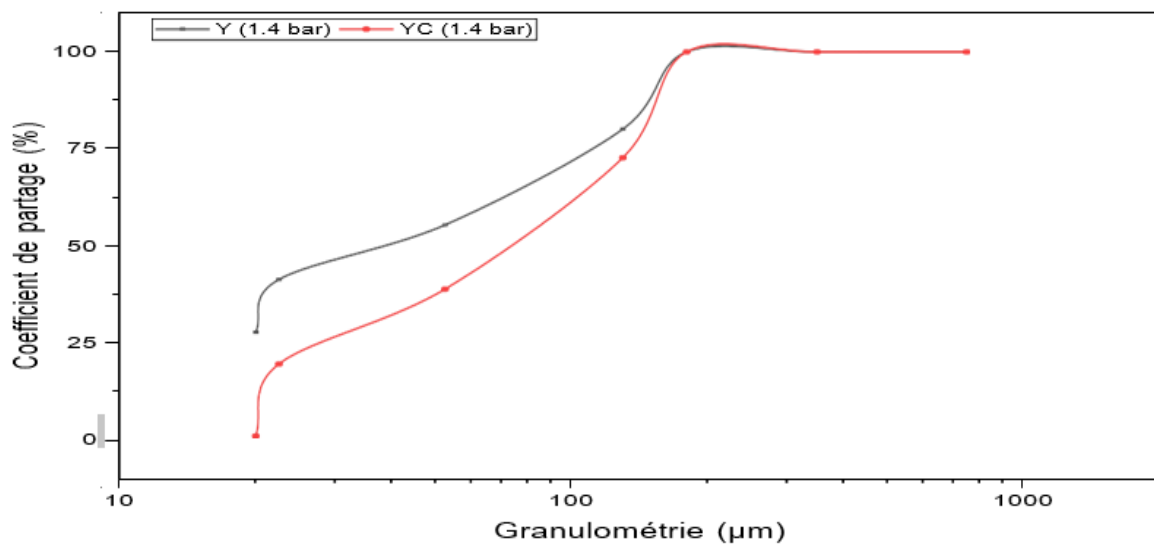


Figure III.7 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 1.4 bar.

La figure III.7 présente le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est stables dans l'intervalle [300 à 1000], et décroissante dans l'intervalle [300 à 20].

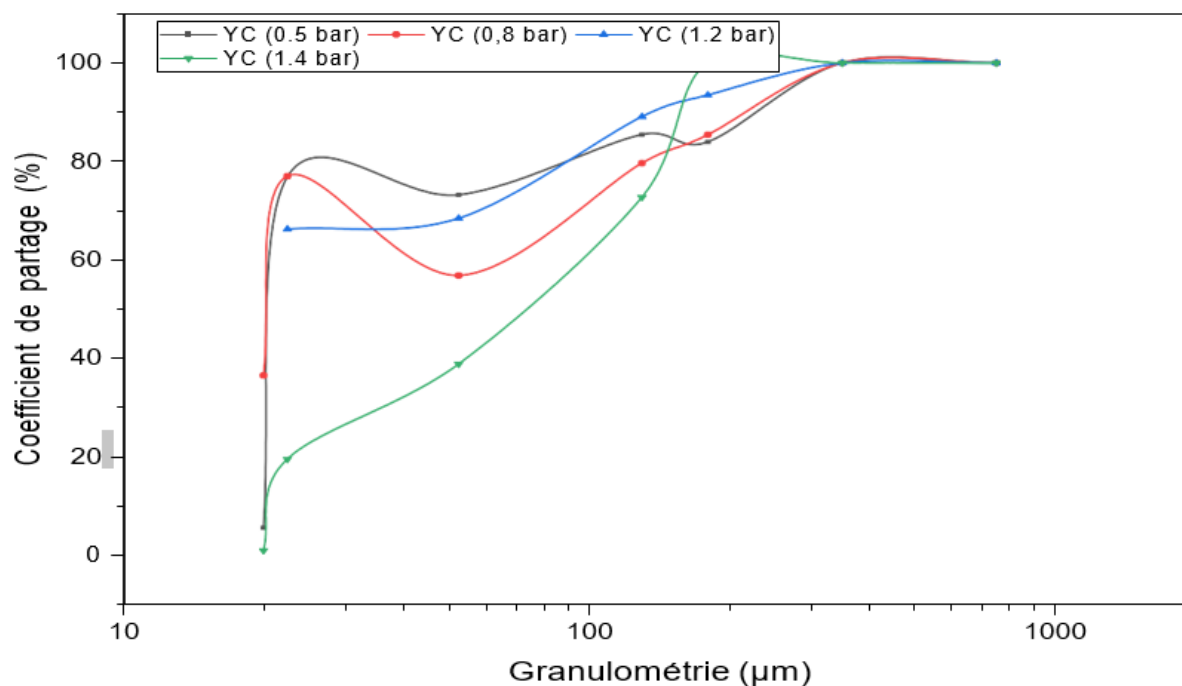


Figure III.8 : courbes de partages corrigés observés pour les quatre pressions.

Les courbes de partage observées pour les quatre pressions sont montrées à la Figure III-8, et les variables D correspondent à la dimension pour les partages sont présentées dans le tableau III.9, la courbe de partage s'approche d'une classification idéale pour la pression 1.4 parce que son imperfection dans l'intervalle qui correspond à un bon fonctionnement.

On explique le manque de la présence des particules fines inférieures de 25 µm dans la sousverse, par le déplacement des particules vers la sousverse lorsque on augmente la pression pour chaque essai.

Tableau III.10. : Différents diamètres des courbes de partages réelle et corrigée leurs Imperfection

Diamètre/pression	0.5		0.8		1.2		1.4	
	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c
D25	20	20,24	0	0	0	0	0	27,63
D50	20,24	20,24	20,07	20,24	0	0	38,58	73,01
D75	21,23	22,09	103,34	110,88	22,87	73,75	11,41	136,97
Imperfection	0.03	0.045	2.57	2.73	0	0	0.14	0.74

III.5.2. Essai N°02 : Optimisation des buses de la sousverse (apex)

Après avoir sélectionnée la pression appropriée selon les résultats de premier essai nous l'avons fixé dans le deuxième essai, et on a varié le diamètre de la buse de sousverse pour déterminer l'apex qui représente la meilleure efficacité, les résultats sont représentés.

Pour l'apex 8

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=3,08, O=1,69. U=12,36$$

$$\text{Dilution dans l'alimentation} = (100-A) / A$$

$$DA = (100-3.08) / 3.08 = 31.46$$

$$\text{Dilution dans underflow} = (100-U) / U$$

$$DU = (100-12.36) / 12.36 = 7.09$$

$$\text{Dilution dans overflow} = (100-O) / O$$

$$DO = (100-1.69) / 1.69 = 58.17$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 31.46A=58.17O+7.09U$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=53.3\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=46.7\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$Rf = (U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100 = (53.3 \times 7.07) / (100 \times 31.46) \times 100 = 12.01\%$$

Tableau III.11 : courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 8.

Fraction	Milieu	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5)=(2)+(4)	Coef de partage Y_i (6)=100x(2)/(5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3)(1-U/A)			
(μm)	(μm)							
/	/	1	2,00	3	4	5	6	7
-20	10	2,3	1,23	0	0,00	1,23	100,00	100,00
-25+20	22,5	15,01	8,00	3,64	1,70	9,70	82,48	80,08
-80+25	52,5	40,80	21,75	10,74	5,02	26,76	81,26	78,70
-180+80	130	23,70	12,63	15,59	7,28	19,91	63,44	58,45
-200+180	190	10,70	5,70	13,88	6,48	12,19	46,80	39,54
-500+200	350	5,80	3,09	24,59	11,48	14,57	21,21	10,46
-1000+500	750	1,69	0,90	31,56	14,74	15,64	5,76	-7,10
Total	/	100	53,30	100	/	100,00	/	/

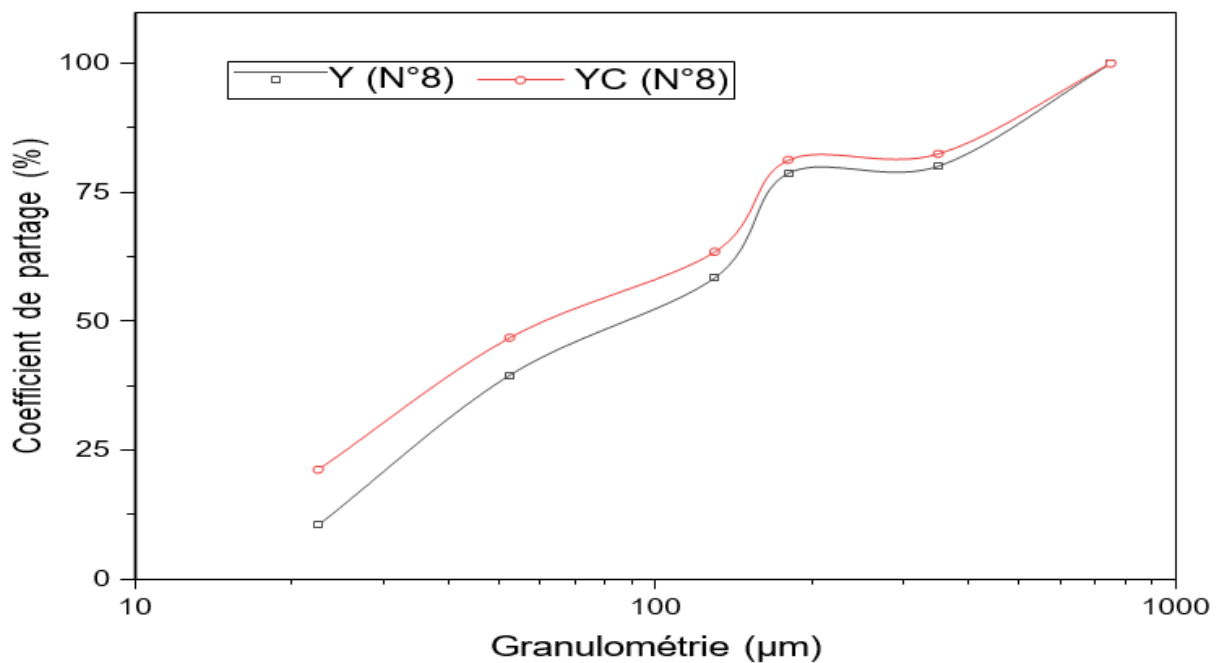


Figure III.9 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 8.

La figure III .9 on observe que le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est décroissant régulièrement dans tout l'intervalle présente au niveau de l'axe de granulométrie.

Pour l'apex 10

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=5, O=1.42. U=40.6$$

Dilution dans l'alimentation= $(100-A) / A$

$$DA= (100-5) / 5= 19$$

Dilution dans underflow= $(100-U) / U$

$$DU= (100-40.6) / 40.6= 1.46$$

Dilution dans overflow= $(100-O) / O$

$$DO= (100-1.42) / 1.42= 69.42$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 19A=1.46U+69.42O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=74.2\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=25.8\%$.
On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf}=(U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100= (74.2 \times 1.46) / (100 \times 19) \times 100=5.70\%$$

Tableau III.12 : courbe de partage idéale et corrigé pour l’apex 10.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) + (4)	Coef de partage Y_i (6) = 100x (2) / (5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids s	lx (U/A)	%Poids	(3) (1- U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	10	0,02	0,01	0	0,00	0,01	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,91	0,68	0	0,00	0,68	100,00	100,00
-80+25	52,5	39,17	29,06	22,42	5,78	34,85	83,40	82,40
-180+80	130	23,38	17,35	18,12	4,67	22,02	78,77	77,49
-200+180	190	15,05	11,17	15,93	4,11	15,28	73,10	71,47
-500+200	350	14,13	10,48	28,75	7,42	17,90	58,57	56,06
-1000+500	750	7,34	5,45	14,78	3,81	9,26	58,82	56,33
Total	/	100	74,20	100	25,80	100,00	/	/

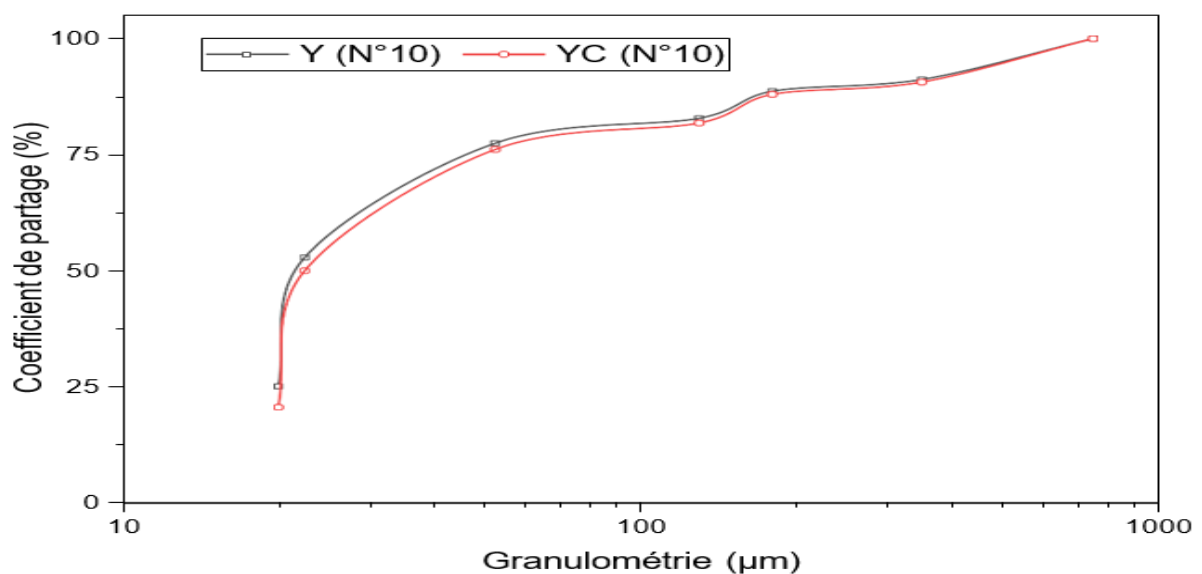


Figure III.10 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l’apex 10.

On observe que la courbe de coefficient de partage en fonction de granulométrie qui montrer dans la figure III.10 est décroissant strictement dans l’intervalle [40-1000], est décroissante strictement dans l’intervalle [20-40].

Pour Apex 14

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=3.53, O=0.51, U=12.61$$

Dilution dans l'alimentation= $(100-A) / A$

$$DA= (100-3.53) /3.53= 27.32$$

Dilution dans underflow= $(100-U) /U$

$$DU= (100-12.61) /12.61= 6.93$$

Dilution dans overflow= $(100-O) /O$

$$DO= (100-0.51) /0.51= 195.07$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 27.32A=6.93U+195.07O$$

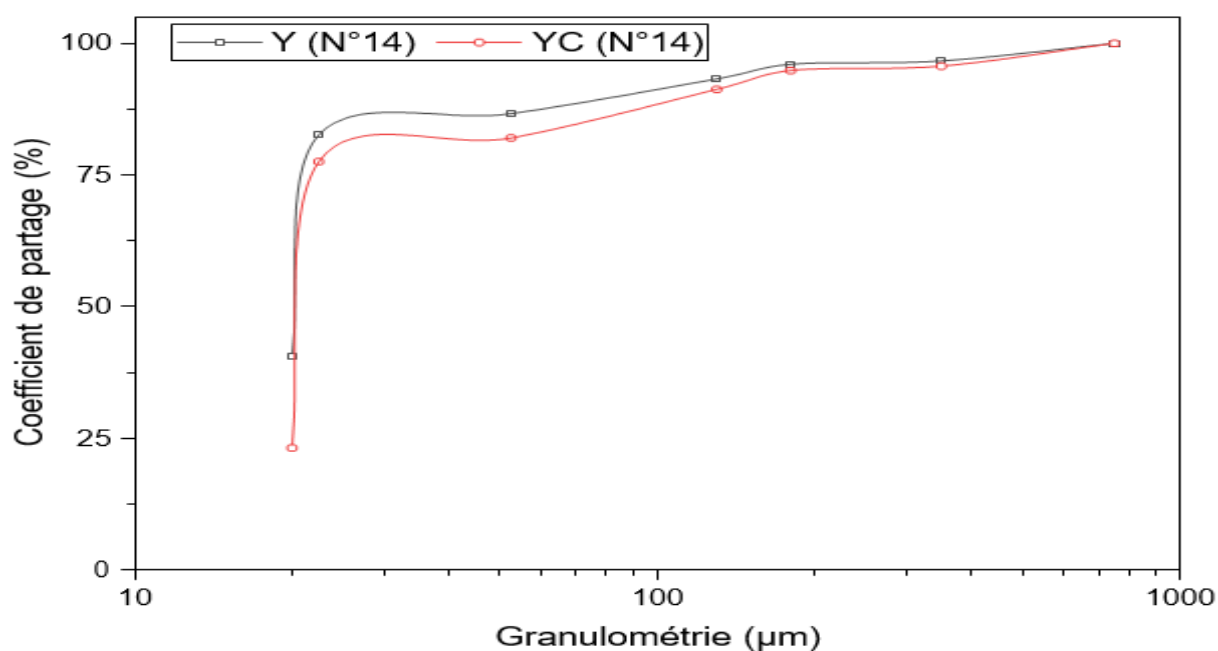
La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=89.1\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=10.9\%$.

On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf}=(U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100= (89.1 \times 6.93) / (100 \times 27.32) \times 100=22.60\%.$$

Tableau III.13 : courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 14.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) + (4)	Coef de partage Y_i (6) = 100x (2) / (5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x(U/A)	%Poids	(3) x (1- U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0	0,00	0	0,00	0,00	/	/
-25+20	22,5	0,33	0,29	0	0,00	0,29	100,00	100,00
-80+25	52,5	45,71	40,73	11,84	1,29	42,02	96,93	96,03
-180+80	130	22,12	19,71	20,12	2,19	21,90	89,99	87,06
-200+180	190	14,05	12,52	23,53	2,56	15,08	83,00	78,03
-500+200	350	10,94	9,75	21,36	2,33	12,08	80,72	75,09
-1000+500	750	6,85	6,10	23,15	2,52	8,63	70,75	62,21
Total	/	100,00	89,10	100	10,90	100,00	/	/

**Figure III.11** : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 14.

On remarque dans la figure III.11 qui présente la courbe de coefficient de partage en fonction de granulométrie une décroissance dans l'intervalle [40-1000], et une décroissance strictement dans l'intervalle [20-1000].

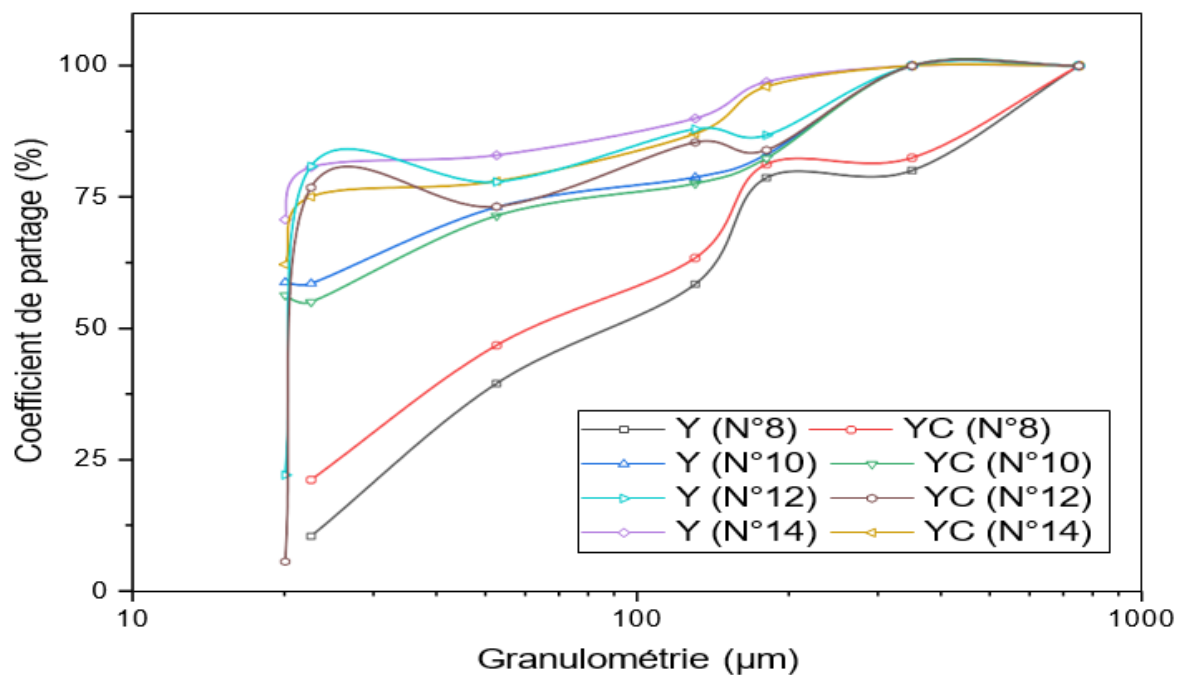


Figure III.12 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour les différents diamètres d'apex.

D'après la figure III.12 qui présente les coefficients de partage en fonction des granulométries des différents apex qu'on a déjà observé, et le tableau suivant on constate que le meilleur diamètre de buse d'apex c'est l'apex 8, parce que son imperfection dans l'intervalle et il s'approche de la courbe idéale.

Tableau III.14 : les différents diamètres avec leur imperfection.

Diamètre/apex	8		10		14	
	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c
D25	33.76	25.43	0	0	0	0
D50	87.42	61.02	0	0	0	0
D75	165.12	158	20.24	22.31	81.13	65.09
Imperfection	0.75	1.08	0	0	0	0

Introduction

Après avoir terminé toutes les manipulations et essais, ce chapitre est pour but l'analyse des résultats obtenus, afin de caractériser le fonctionnement de l'hydrocyclone. Ces résultats vont servir comme conditions de référence pour évaluer l'impact des anomalies sur l'opération de l'hydrocyclonnage. Nous avons établi un plan d'expérience autour de ces conditions pour générer les résultats qui vont servir à caractériser son fonctionnement dans les conditions normale d'opération.

III.1. Analyses granulométriques

Les résultats de l'analyse du tamisage du minerai brut de kaolin Tamazert qu'on a utilisé pour notre recherche, sont représentés dans le tableau ci-dessous :

Tableau III.1: Analyse granulométrique de minerai brut.

Echantillon	Classes (mm)	Poids(g)	% massique	Rendement (%)	
				Refus ↘	Passant ↗
	-20	0,32	0,10	100	0
	-25+20	4	1,33	99,89	0,11
Brut	-80+25	77,75	25,97	98,55	1,44
	-180+80	72,14	24,09	72,59	27,41
	-200+180	16,94	5,66	66,93	51,50
	-500+200	74,52	24,88	42,04	57,16
	-1000+500	53,75	17,95	24,09	82,05
/	1000	0	0	6,14	100
Total	/	299,42	100	/	/

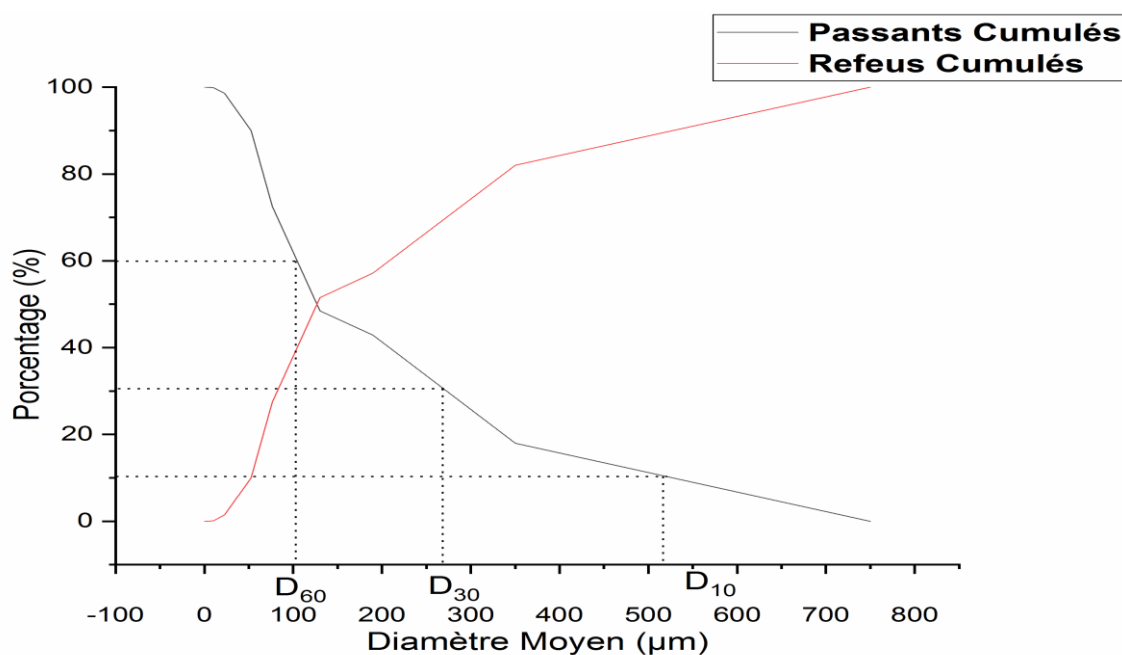


Figure III.1 : courbe de l'analyse granulométrique de l'échantillon brut.

III.2. Interprétation des résultats

Les résultats de l'analyse du tamisage du kaolin de Tamazert, présentés au tableau III.1 et illustrés sur la figure III.2, montre que les rendements cumulés des passants sont croissants en fonction des mailles des tamis, par contre les rendements cumulés des retenus sont décroissants.

D'autre part on constate que les deux courbes (passants et retenus) sont symétriques et se coupent au point D_{50} , l'étendue de la distribution granulaire d'un échantillon peut se mesurer par les coefficients d'uniformité C_u et le coefficient de courbure C_c .

Tableau III.2 : diamètres caractéristiques de la distribution

Diamètre Caractéristique	Valeur en (μm)
D10	510
D30	260
D50	130
D60	102

III.2.1. Coefficient d'uniformité et de courbure

Le coefficient de Hazen permet d'exprimer l'étalement de la courbe granulométrique, et il est calculé par l'équation.

$$Cu = D_{60}/D_{10}$$

D_{10} = diamètre effectif des particules qui correspond à 10% des passants.

D_{30} = diamètre effectif des particules qui correspond à 30 % des passants.

D_{60} = diamètre effectif des particules qui correspond à 60 % des passants.

Tableau III.3 : Intervalle de coefficient d'uniformité

Coefficient d'uniformité	Classe de distribution granulométrique
$Cu \leq 2$	Granulométrie très serrée
$2 < Cu \leq 5$	Granulométrie serrée
$5 < Cu \leq 20$	Granulométrie semi étalée
$20 < Cu \leq 200$	Granulométrie étalée
$200 < Cu$	Granulométrie très étalée

La valeur de Cu a été calculée par

$$Cu = \frac{0.102}{0.510} = 0.19$$

Le coefficient d'uniformité obtenu dans cette distribution granulométrique est de 0.19.

Donc la valeur de Cu est 0.19 elle est inférieure à 2 ($Cu < 2$), ce qui implique que la distribution granulométrique très serrée.

La détermination du coefficient de classement est donnée par la formule suivante :

$$Cc = \frac{(D_{30})^2}{D_{10} * D_{60}}$$

$$Cc = \frac{(0.26)^2}{0.51 * 0.102} = 1.32$$

$1 < C_c < 3$: matériau bien gradué (la continuité est bien répartie)

$C_c < 1$ ou $C_c > 3$: matériau mal gradué (la continuité est mal répartie)

Ce coefficient constitue un indice de la variation relative de la pente de la courbe. Les plages du littoral de la Casamance étant essentiellement sableuses, sa référence est : $1 < C_c < 3$ et $C_u > 6$, témoin d'un sol bien gradué expliquant la présence d'une grande variété de diamètres.

L'analyse granulométrique de nôtres échantillon a montré un coefficient $C_c=1.32$ se qui explique que cette distribution a été bien graduée.

III.3. Résultats de l'optimisation de la pression et d'apex

Pour but de calculer le pourcentage solide en masse, on a prélevé des échantillons lors de la manipulation comme suit :

La masse de pulpe de l'alimentation $M_{p \text{ alimentation}} = 1L = 1000g$.

La masse de la pulpe de la sousverse $M_{p \text{ sousverse}} = 3L = 3000g$.

La masse de la pulpe de la surverse $M_{p \text{ surverse}} = 10L = 10000g$.

Et on a défini les débits des flux au même temps.

$$\% \text{ Solide en masse} = \frac{M_s}{M_p} \times 100 ;$$

La formule de débit volumique :

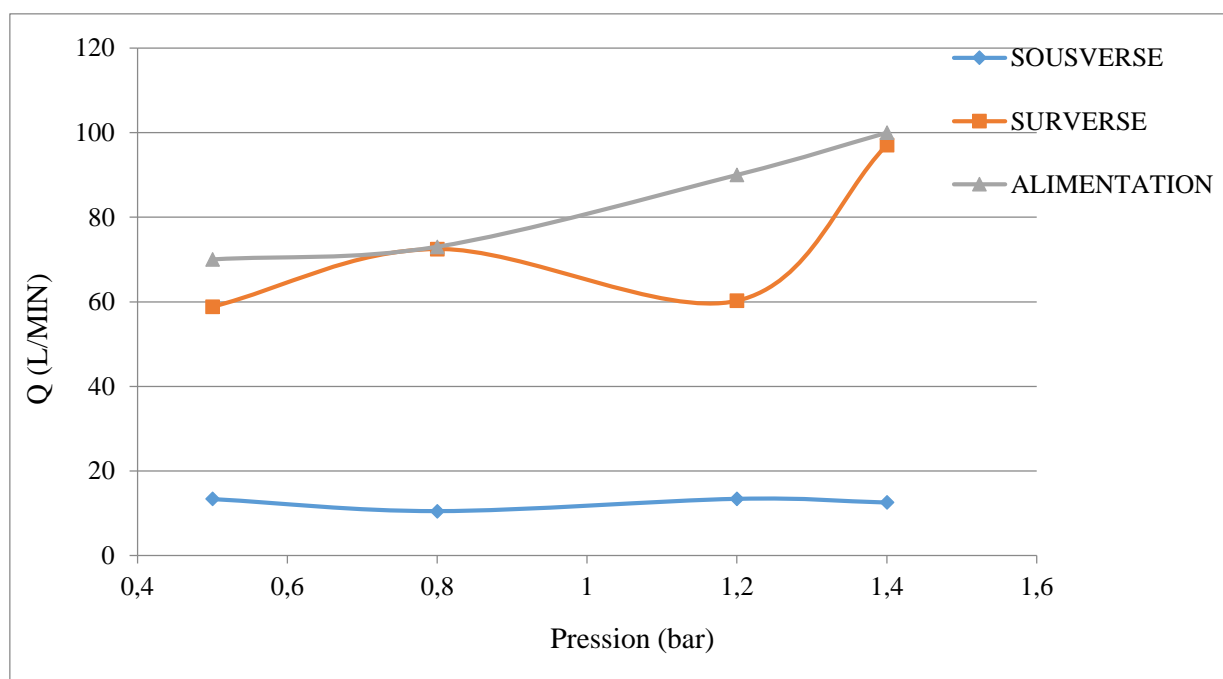
$$Q = \frac{V_p(L)}{T(\text{min})}$$

Les résultats expérimentaux représentés dans le tableau suivant, montre les paramètres qu'on a obtenus dans le premier essai (optimisation de la pression) pour différentes pressions :

Tableaux III.4: Résultats des débits et de pourcentage en solide.

Pression (bar)	Flux	Debits Q (L/Min)	M _s (g)	M _L (g)	% Solide en masse
0.5	Sousverse	13,39	586,2	2413,8	19,54
	Surverse	58,82	120,9	2879,1	1,21
	Alimentation	70	4000	76000	5
0.8	Sousverse	10,48	923,5	2076,5	30,78
	Surverse	72,48	111	9889	1,11
	alimentation	73	43.6	956.4	4,36
1.2	Sousverse	13,45	399.6	2600.4	13,32
	Surverse	6024	78	9922	0,78
	alimentation	90	411	958.9	4,11
1.4	Sousverse	12,55	304,8	2695,2	10,16
	Surverse	97,08	99.2	9900,8	0,922
	alimentation	100	36,5	963,5	3,65

Le graphique suivant, permet une meilleure interprétation de ces résultats :

**Figure III.2:** Courbe de la variation des débits en fonction de la pression.

La figure III. 2, présente la variation du débit en fonction de pression au niveau de la sousverse, surverse et d'alimentation. On remarque que le débit de la sousverse reste stable

proportionnellement avec la pression d'alimentation, ce qui est une indication d'une tendance à la surcharge par le solide de la buse de sousverse.

La proportion de solide dirigé en surverse augmente avec le débit, ce qui pourrait s'expliquer par une surcharge de l'apex qui force la matière vers la surverse.

Tableaux III.5: résultats expérimentaux, optimisation d'apex (deuxième essai).

Apex (mm)	Flux	Débits Q (L/min)	M _s (g)	M _L (g)	% Solide en masse (%)
8	Sousverse	4,73	370,84	2629,16	12,36
	Surverse	89,55	169,42	9840,58	1,69
	Alimentation	95	30,82	970,73	3,08
10	Sousverse	8,38	1218,22	1781,78	40,60
	Surverse	92,30	142,21	9857,79	1,42
	Alimentation	98	4000	76000	5
12	Sousverse	13,45	399,6	2600,4	13,32
	Surverse	60,24	78	9922	78
	Alimentation	90	41,1	958,9	4,11
14	Sousverse	20,13	378,32	2621,68	12,61
	Surverse	65,93	51	9949	0,51
	Alimentation	92	35,70	964,3	3,53

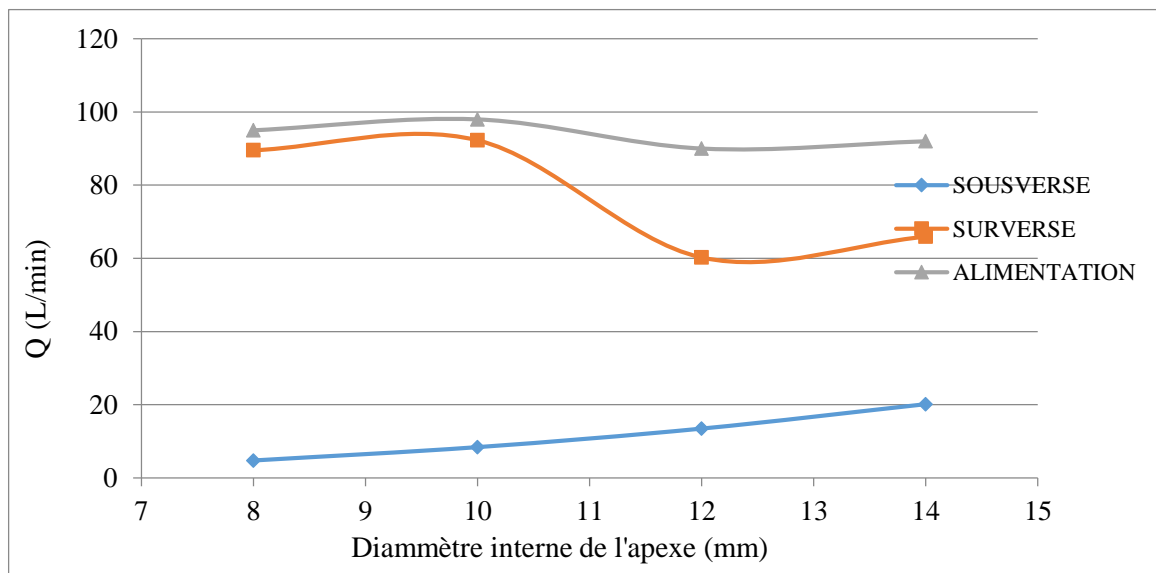


Figure III.3: courbe de la variation des débits en fonction des diamètres internes des apex.

La figure III.3, présente la variation des débits en fonction des diamètres internes des apex, au niveau de la sousverse, surverse et d'alimentation. Les débits de la souverse augmentent avec l'augmentation de diamètre de l'apex, ce qui indique le passage facile des particules par la buse de sousverse lorsque qu'elle s'élargit, ce qui influe sur la diminution de débit d'alimentation à cause de la diminution de la pulpe dans la cuve de pulpe d'alimentation, ce qui explique la diminution de suspension dans la surverse.

III.4. Courbes de partages

L'utilisation de la courbe de partage permet l'étude du fonctionnement de l'hydrocyclone, et nous renseigne sur la qualité et l'efficacité de cette appareil à partir de la variation de la pression et changement de diamètre d'apex :

III.5. Discussion des résultats

III.5.1. Essai N°01 : Optimisation de la pression

On fait varier la pression pour chaque opération, pour but d'atteindre la meilleure pression pour une efficacité de classification satisfaisante.

Pour **P=0.5bar**

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et souverse :

A=5 , O=1.21, U=19.54.

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$D_A = (100-5) / 5 = 19$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$D_U = (100-1.21) / 1.21 = 81.64$$

Dilution dans overflow = $(100-O) / O$

$$D_O = (100-19.54) / 19.54 = 4.11$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 19A=81 \times 64U+4 \times 11O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=80.79\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=19.21\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$Rf = (80,79 \times 4,11) / (100 \times 19) \times 100 = 17,48\%$$

$$Rf = (U/A \times D_o) / (100 \times D_o) \times 100 = (80,49 \times 4,11) / (100 \times 19) \times 100 = 17,48$$

On suit les mêmes étapes de calculs pour d'autres essais.

Tableau III.6 : Courbe de partage idéal et corrigé pour la pression 0.5bar.

Fraction	Milieu	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée	Coef de partage Y_i	Coef de Partage corrigé
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3)x(1-U/A)			
(μm)	(μm)					(5)=(2)+(4)	(6)=100x(2)/(5)	$Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,02	0,01	0	0	0,02	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,51	0,41	0	0	0,41	100,00	100,00
-80+25	52,5	42,23	34,11	27,05	5,19	39,31	86,78	83,98
-180+80	130	23,02	18,59	13,23	2,54	21,14	87,98	85,43
-200+180	180	7,09	5,72	8,46	1,62	7,35	77,90	73,22
-500+200	350	25,37	20,49	25,22	4,84	25,34	80,88	76,83
-1000+500	750	1,76	1,42	26,04	5,00	6,42	22,13	5,64
Total		100	80,79	100	19,21	100,00	/	/

Les courbes de partages réelles et les courbes de partage calculées sont tracées d'après les données qui sont estimés dans le tableau précédentes :

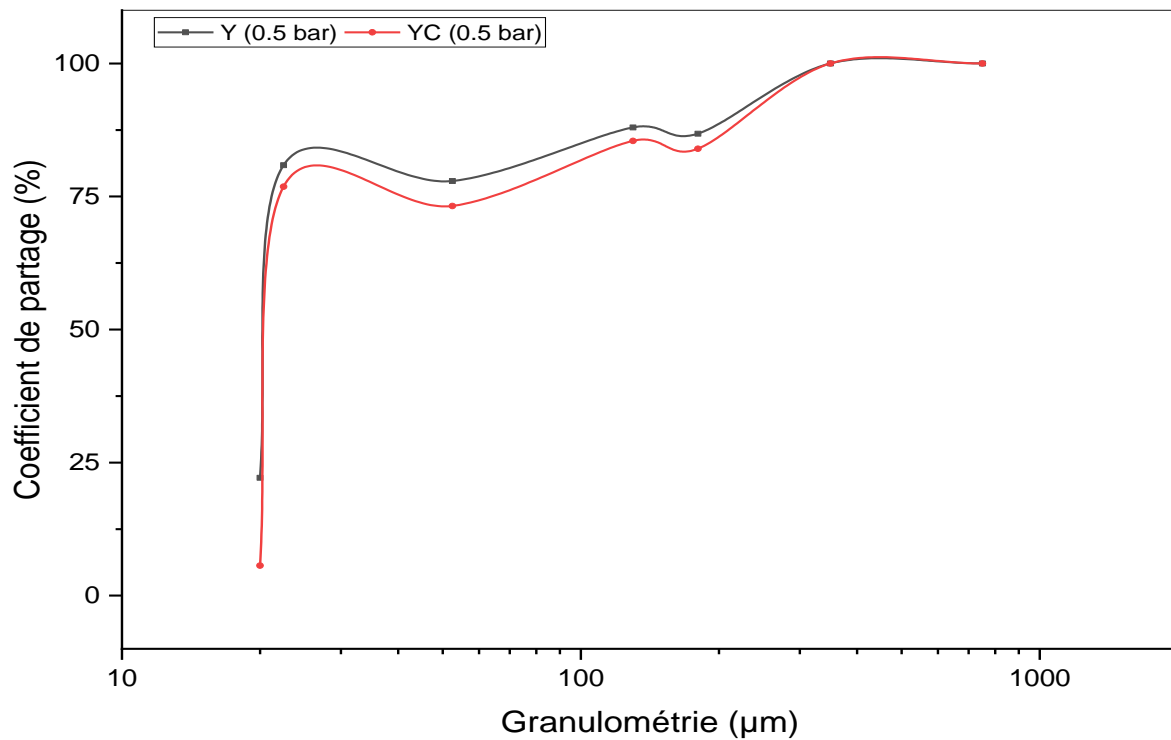


Figure III.4 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 0.5bar.

La figure III.4 on constate que le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est décroissant régulièrement dans l'intervalle [22,5 à 1000] et décroissante strictement dans l'intervalle [20 à 22,5] et la présence de des d25, d50, d75 et qu'elle est proche de la courbe idéale.

Pour **P=0.8bar**

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=4.36, O=1.11, U=30.78.$$

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$DA = (100-4.36) / 4.36 = 21.93$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$DU = (100 - 30.78) / 30.78 = 2.24$$

Dilution dans overflow = $(100 - O) / O$

$$DO = (100 - 1.11) / 1.11 = 89.09$$

On a des formules suivantes :

Le bilan Solide : $A = U + O$

Le bilan Eau : $21.93A = 2.24U + 89.09O$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A = 77.33\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A = 100 - U/A = 22.67\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$Rf = (U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100 = (77,33 \times 2,24) / (100 \times 21,93) \times 100 = 7,89\%$$

Tableau III.7 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 0.8 bar.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) + (4)	Coef de partage (Yi) (6) = 100x (2)/(5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids 1	1x (U/A) 2	%Poids 3	(3) x (1- U/A) 4			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,22	0,17	0	0	0,17	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,74	0,57	0	0	0,57	100,00	100,00
-80+25	52,5	39,31	30,39	20,84	4,72	35,12	86,55	85,40
-180+80	130	24,43	18,89	19,23	4,35	23,25	81,25	79,64
-200+180	180	3,87	2,99	8,71	1,97	4,97	60,25	56,84
-500+200	350	25,65	19,83	23,5	5,32	25,16	78,83	77,01
-1000+500	750	5,78	4,46	27,72	6,28	10,75	41,56	36,56
Total	/	100	77	100	22,67	100,00	/	/

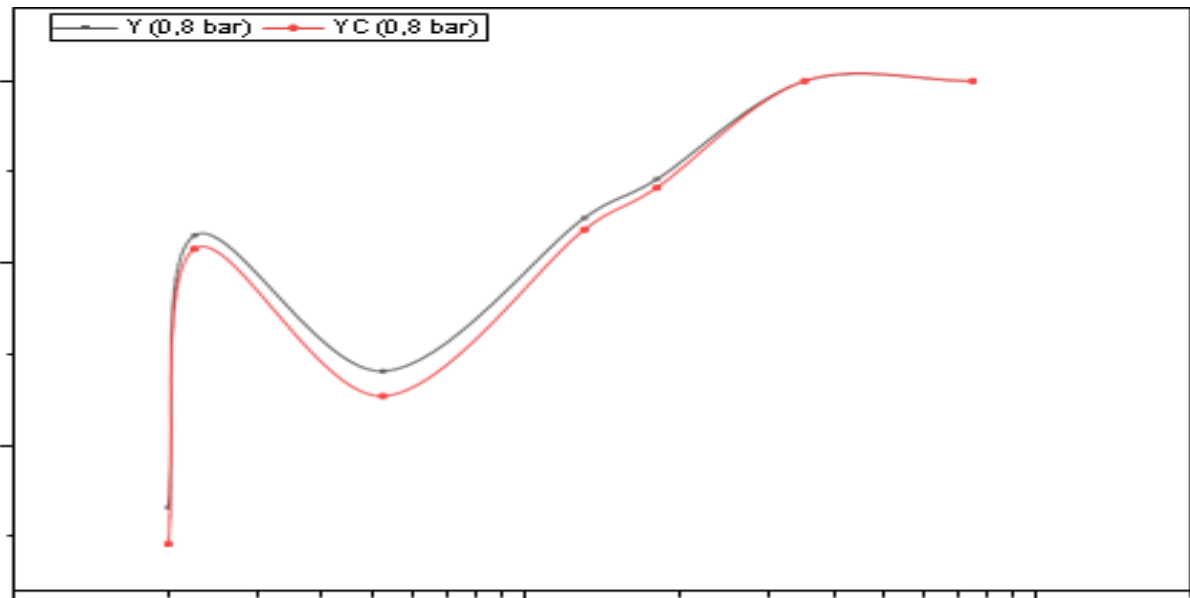


Figure III.5 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 0.8bar.

La figure III.5 présente le coefficient de partage en fonction de la granulométrie des particules, on constate qu'il est décroissant régulièrement dans l'intervalle [52,5 à 1000] et la présence de d_{75} , augmente dans le même intervalle, et décroissante strictement dans l'intervalle [20 à 22,5].

Pour **P=1.2bar**

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=4.11, O=0.78, U=13.32.$$

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$DA = (100-4.11) / 4.11 = 23.33$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$DU = (100-13.32) / 13.32 = 6.50$$

Dilution dans overflow = $(100-O) / O$

$$DO = (100-0.78) / 0.78 = 127.20$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 23.33A=6.50U+127.200$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=86.05\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=13.95\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$R_f = (U/A \times D_U) / (100 \times D_A) \times 100 = (86,05 \times 6,5) / (100 \times 23,33) \times 100 = 23.97\%$$

Tableau III.8 : Courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 1.2 bar.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) + (4)	Coef de partage Y_i (6)=100x (2)/(5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3) x (1-U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,07	0,06	0	0	0,06	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,86	0,74	0	0	0,74	100,00	100,00
-80+25	52,5	55,55	47,80	17,92	2,49	50,30	95,03	93,46
-180+80	130	24,35	20,95	13,6	1,89	22,85	91,70	89,08
-200+180	180	3,95	3,39	7,69	1,07	4,47	76,01	68,45
-500+200	350	14,04	12,08	29,88	4,17	16,25	74,35	66,26
-1000+500	750	1,18	1,015	30,91	4,31	5,33	19,06	-6,46
Total	/	100	86,05	100	13,95	100,00	/	/

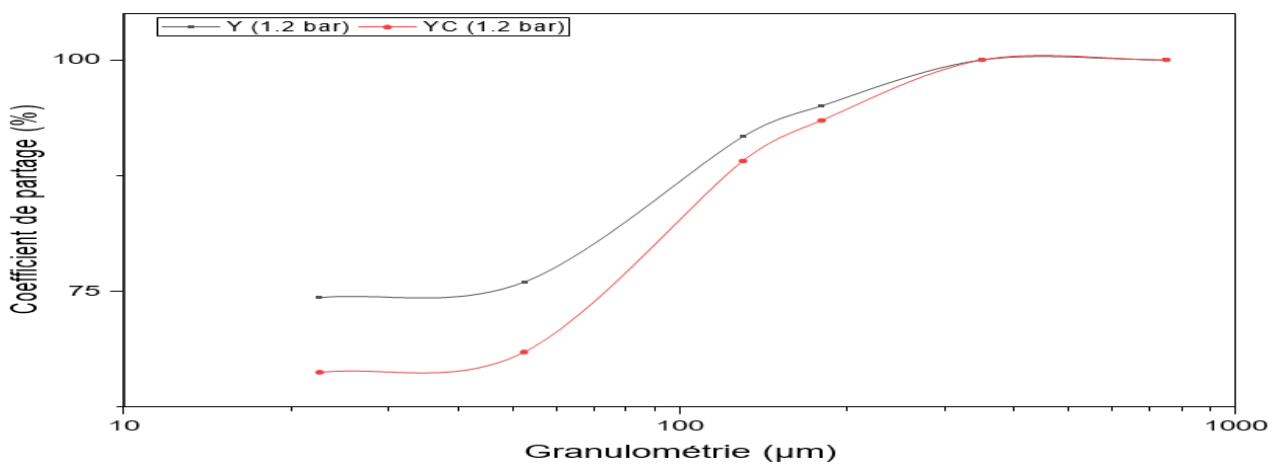


Figure III.6 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 1.2bar.

La figure III.6 On constate le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est décroissante régulièrement dans l'intervalle [70 à 1000] et stable dans l'intervalle [25 à 70].

Pour P=1.4bar

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=3.65, O=0.99, U=10.16.$$

Dilution dans l'alimentation = $(100-A) / A$

$$DA = (100-3.65) / 3.65 = 26.19$$

Dilution dans underflow = $(100-U) / U$

$$DU = (100-10.16) / 10.16 = 8.84$$

Dilution dans overflow = $(100-O) / O$

$$DO = (100-0.99) / 0.99 = 100.01$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 26.19A=8.84U+100.01O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=80.75\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=19.25\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf} = (U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100 = (80.75 \times 8.84) / (100 \times 26.19) \times 100 = 27.05\%$$

Tableau III.9 : courbe de partage idéale et corrigé pour la pression 1.4

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse(U)		Survere (O)		Alimentation n recalculée (5) = (2) +(4)	Coef de parta ge Y_i (6) = 100x (2) / (5)	Coef de parta ge Corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3) x (1- U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0,08	0,06	0	0	0,06	100,00	100,00
-25+20	22,5	1,07	0,86	0	0	0,86	100,00	100,00
-80+25	52,5	65,64	53,00	0	0	53,00	100,00	100,00
-180+80	130	19,27	15,56	20,08	3,86	19,43	80,10	72,72
-200+180	180	4,15	3,35	14,01	2,69	6,05	55,41	38,87
-500+200	350	8,25	6,66	49,13	9,45	16,12	41,33	19,57
-1000+500	750	1,54	1,24	16,78	3,23	4,47	27,80	1,02
Tota 1	/	100	80,75	100	19,25	100,00	/	/

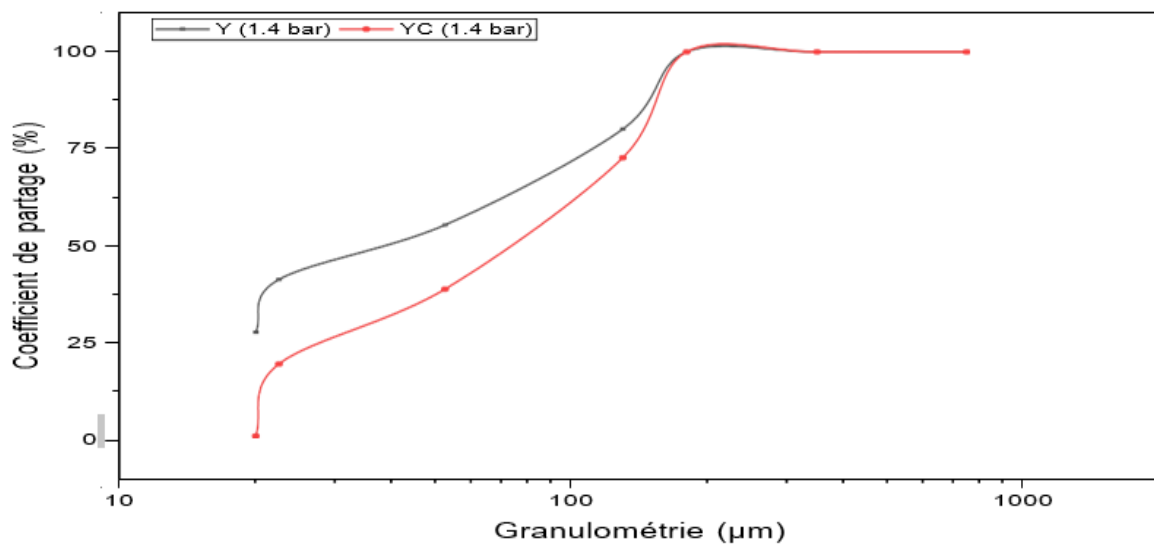


Figure III.7 : courbes de partages réelles et corrigé pour la pression 1.4 bar.

La figure III.7 présente le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est stables dans l'intervalle [300 à 1000], et décroissante dans l'intervalle [300 à 20].

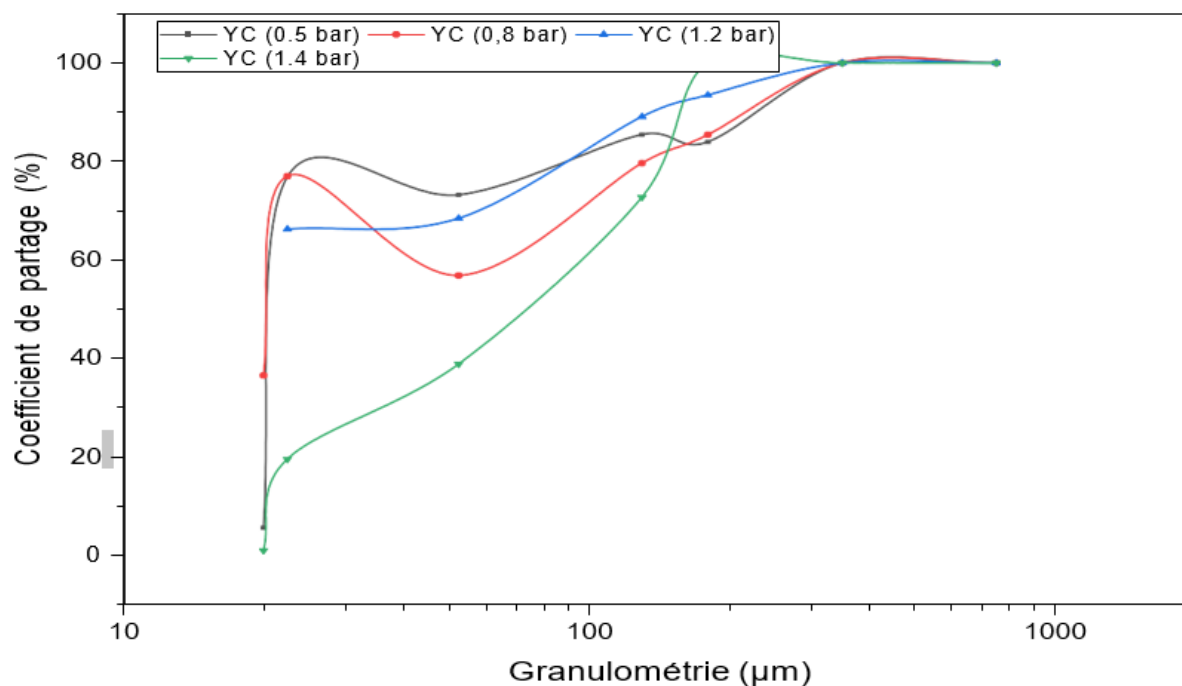


Figure III.8 : courbes de partages corrigés observés pour les quatre pressions.

Les courbes de partage observées pour les quatre pressions sont montrées à la Figure III-8, et les variables D correspondent à la dimension pour les partages sont présentées dans le tableau III.9, la courbe de partage s'approche d'une classification idéale pour la pression 1.4 parce que son imperfection dans l'intervalle qui correspond à un bon fonctionnement.

On explique le manque de la présence des particules fines inférieures de 25 µm dans la sousverse, par le déplacement des particules vers la sousverse lorsque l'on augmente la pression pour chaque essai.

Tableau III.10. : Différents diamètres des courbes de partages réelles et corrigées leurs Imperfections

Diamètre/pression	0.5		0.8		1.2		1.4	
	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c
D25	20	20,24	0	0	0	0	0	27,63
D50	20,24	20,24	20,07	20,24	0	0	38,58	73,01
D75	21,23	22,09	103,34	110,88	22,87	73,75	11,41	136,97
Imperfection	0.03	0.045	2.57	2.73	0	0	0.14	0.74

III.5.2. Essai N°02 : Optimisation des buses de la sousverse (apex)

Après avoir sélectionnée la pression appropriée selon les résultats de premier essai nous l'avons fixé dans le deuxième essai, et on a varié le diamètre de la buse de sousverse pour déterminer l'apex qui représente la meilleure efficacité, les résultats sont représentés.

Pour l'apex 8

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=3,08, O=1,69. U=12,36$$

$$\text{Dilution dans l'alimentation} = (100-A) / A$$

$$DA = (100-3.08) / 3.08 = 31.46$$

$$\text{Dilution dans underflow} = (100-U) / U$$

$$DU = (100-12.36) / 12.36 = 7.09$$

$$\text{Dilution dans overflow} = (100-O) / O$$

$$DO = (100-1.69) / 1.69 = 58.17$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 31.46A=58.17O+7.09U$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=53.3\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=46.7\%$. On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf} = (U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100 = (53.3 \times 7.07) / (100 \times 31.46) \times 100 = 12.01\%$$

Tableau III.11 : courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 8.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5)=(2)+(4)	Coef de partage Y_i (6)=100x(2) /(5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x (U/A)	%Poids	(3)(1- U/A)			
/	/	1	2,00	3	4	5	6	7
-20	10	2,3	1,23	0	0,00	1,23	100,00	100,00
-25+20	22,5	15,01	8,00	3,64	1,70	9,70	82,48	80,08
-80+25	52,5	40,80	21,75	10,74	5,02	26,76	81,26	78,70
-180+80	130	23,70	12,63	15,59	7,28	19,91	63,44	58,45
-200+180	190	10,70	5,70	13,88	6,48	12,19	46,80	39,54
-500+200	350	5,80	3,09	24,59	11,48	14,57	21,21	10,46
-1000+500	750	1,69	0,90	31,56	14,74	15,64	5,76	-7,10
Total	/	100	53,30	100	/	100,00	/	/

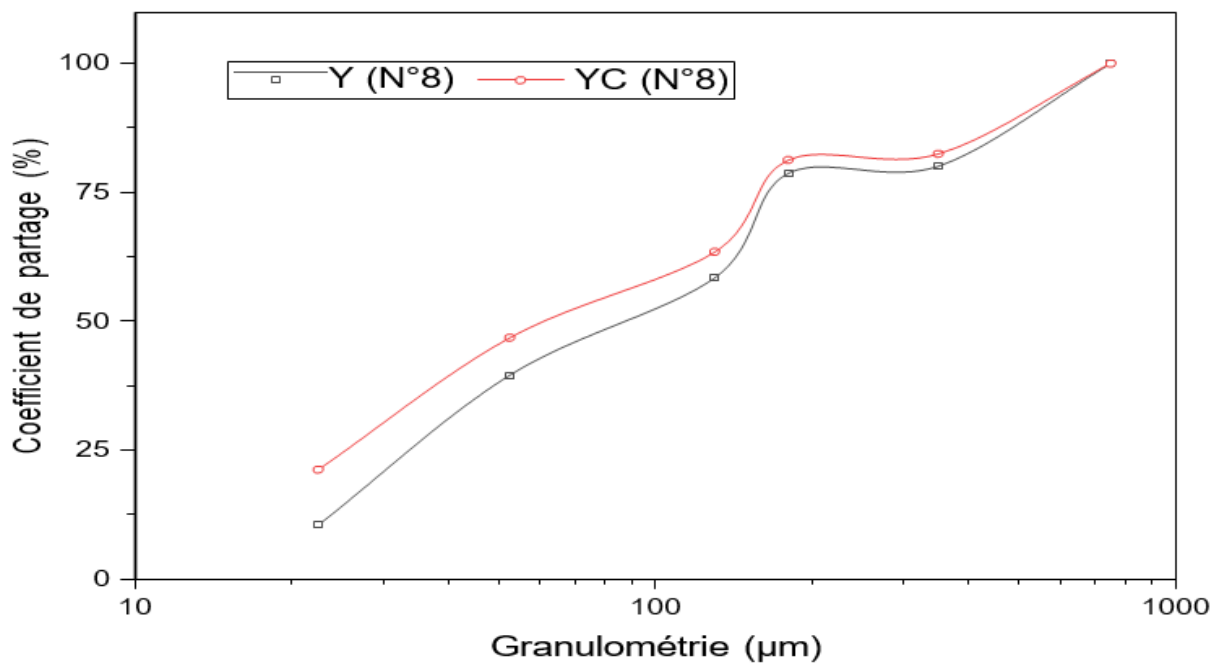


Figure III.9 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 8.

La figure III .9 on observe que le coefficient de partage en fonction de diamètre des particules est décroissant régulièrement dans tout l'intervalle présente au niveau de l'axe de granulométrie.

Pour l'apex 10

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=5, O=1.42. U=40.6$$

Dilution dans l'alimentation= $(100-A) / A$

$$DA= (100-5) /5= 19$$

Dilution dans underflow= $(100-U) /U$

$$DU= (100-40.6) /40.6= 1.46$$

Dilution dans overflow= $(100-O) /O$

$$DO= (100-1.42) /1.42= 69.42$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 19A=1.46U+69.42O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=74.2\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=25.8\%$.
On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf}=(U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100= (74.2 \times 1.46) / (100 \times 19) \times 100=5.70\%$$

Tableau III.12 : courbe de partage idéale et corrigé pour l’apex 10.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) + (4)	Coef de partage Y_i (6) = 100x (2) / (5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids s	lx (U/A)	%Poids	(3) (1- U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	10	0,02	0,01	0	0,00	0,01	100,00	100,00
-25+20	22,5	0,91	0,68	0	0,00	0,68	100,00	100,00
-80+25	52,5	39,17	29,06	22,42	5,78	34,85	83,40	82,40
-180+80	130	23,38	17,35	18,12	4,67	22,02	78,77	77,49
-200+180	190	15,05	11,17	15,93	4,11	15,28	73,10	71,47
-500+200	350	14,13	10,48	28,75	7,42	17,90	58,57	56,06
-1000+500	750	7,34	5,45	14,78	3,81	9,26	58,82	56,33
Total	/	100	74,20	100	25,80	100,00	/	/

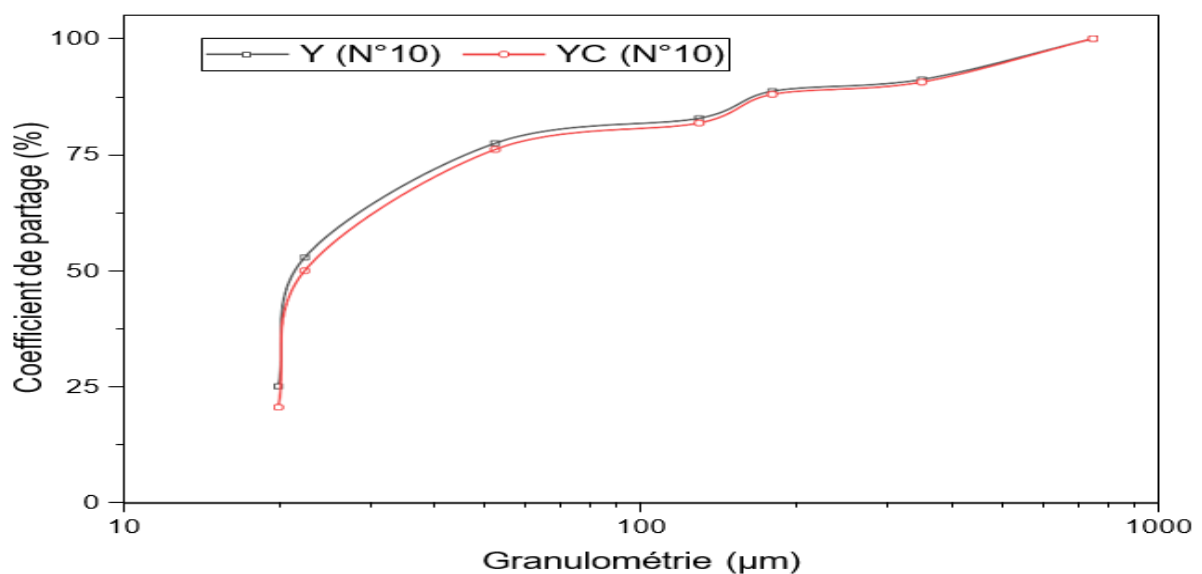


Figure III.10 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l’apex 10.

On observe que la courbe de coefficient de partage en fonction de granulométrie qui montrer dans la figure III.10 est décroissant strictement dans l’intervalle [40-1000], est décroissante strictement dans l’intervalle [20-40].

Pour Apex 14

Méthode de calcul : D'après le premier tableau on a les pourcentages en solide d'alimentation, surverse et sousverse :

$$A=3.53, O=0.51, U=12.61$$

Dilution dans l'alimentation= $(100-A) / A$

$$DA= (100-3.53) /3.53= 27.32$$

Dilution dans underflow= $(100-U) /U$

$$DU= (100-12.61) /12.61= 6.93$$

Dilution dans overflow= $(100-O) /O$

$$DO= (100-0.51) /0.51= 195.07$$

On a des formules suivantes :

$$\text{Le bilan Solide : } A=U+O$$

$$\text{Le bilan Eau : } 27.32A=6.93U+195.07O$$

La solution des deux équations on obtient le rendement massique (solide) à la sousverse $U/A=89.1\%$, Et le rendement massique (solide) à la surverse $O/A=100-U/A=10.9\%$.

On les utilise pour le calcul de soutirage.

$$\mathbf{Rf}=(U/A \times DU) / (100 \times DA) \times 100= (89.1 \times 6.93) / (100 \times 27.32) \times 100=22.60\%.$$

Tableau III.13 : courbe de partage idéale et corrigé pour l'apex 14.

Fraction (μm)	Milieu (μm)	Sousverse (U)		Surverse (O)		Alimentation recalculée (5) = (2) +(4)	Coef de partage Y_i (6) =100x (2) /(5)	Coef de partage corrigé $Y_c = \frac{Y_i - R_f}{1 - R_f}$
		%Poids	1x(U/A)	%Poids	(3) x (1- U/A)			
/	/	1	2	3	4	5	6	7
-20	20	0	0,00	0	0,00	0,00	/	/
-25+20	22,5	0,33	0,29	0	0,00	0,29	100,00	100,00
-80+25	52,5	45,71	40,73	11,84	1,29	42,02	96,93	96,03
-180+80	130	22,12	19,71	20,12	2,19	21,90	89,99	87,06
-200+180	190	14,05	12,52	23,53	2,56	15,08	83,00	78,03
-500+200	350	10,94	9,75	21,36	2,33	12,08	80,72	75,09
-1000+500	750	6,85	6,10	23,15	2,52	8,63	70,75	62,21
Total	/	100,00	89,10	100	10,90	100,00	/	/

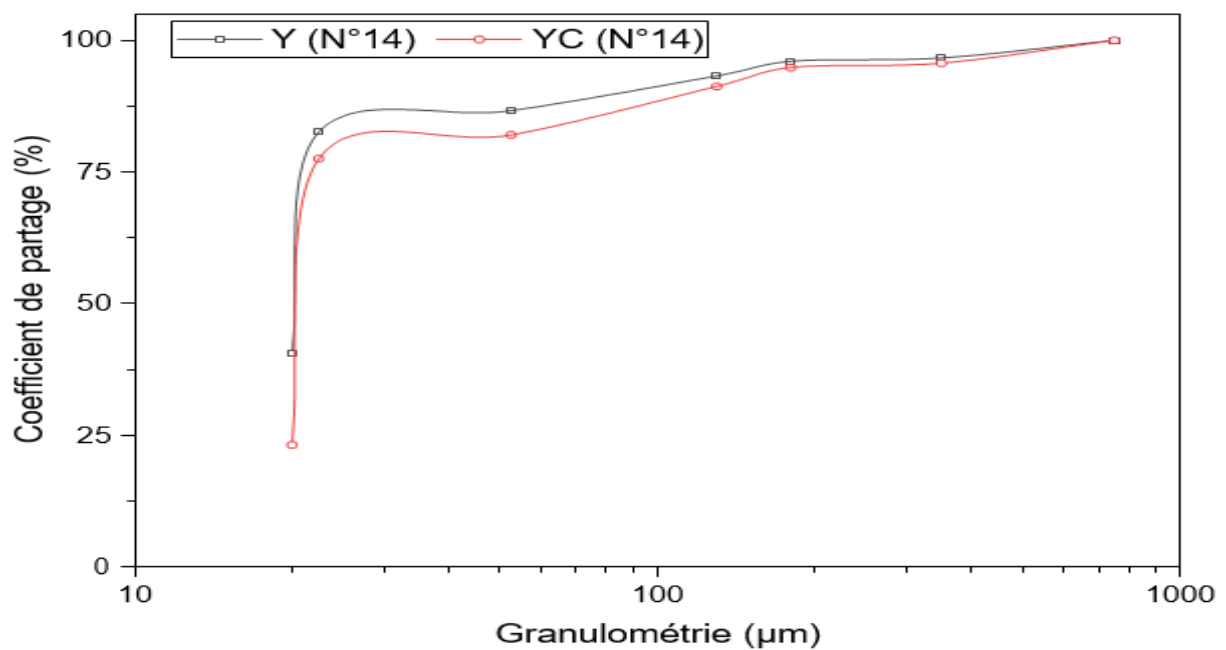


Figure III.11 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour l'apex 14.

On remarque dans la figure III.11 qui présente la courbe de coefficient de partage en fonction de granulométrie une décroissance dans l'intervalle [40-1000], et une décroissance strictement dans l'intervalle [20-1000].

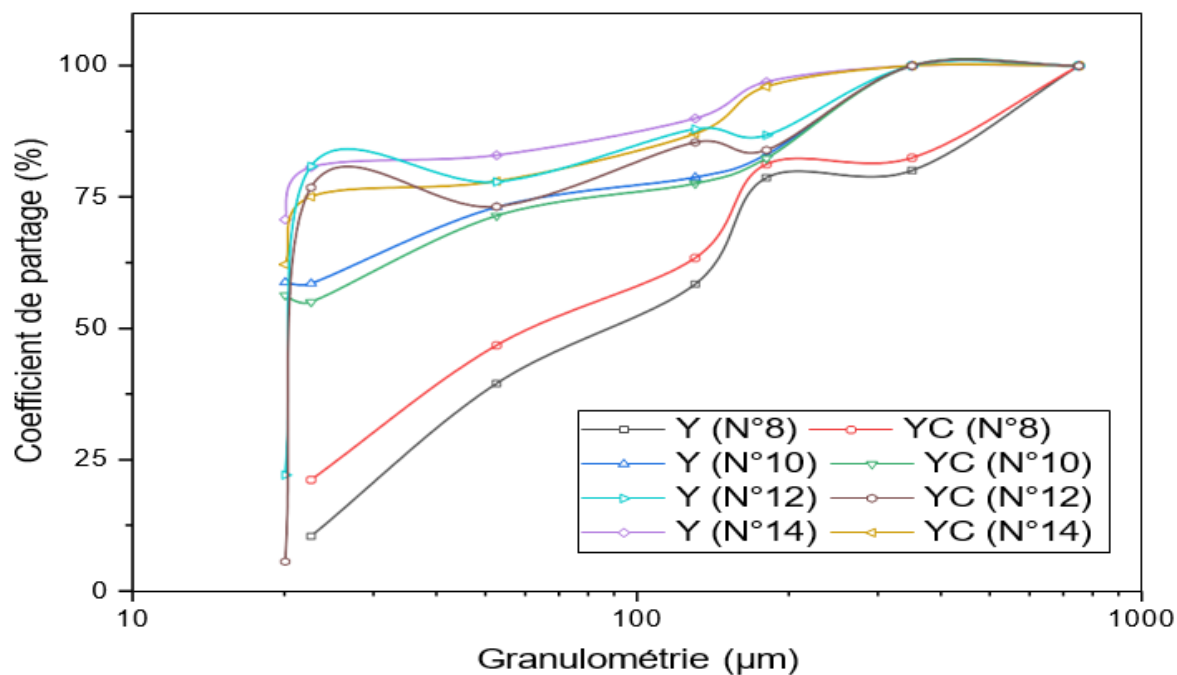


Figure III.12 : courbes de partages corrigés et réelle observer pour les différents diamètres d'apex.

D'après la figure III.12 qui présente les coefficients de partage en fonction des granulométries des différents apex qu'on a déjà observé, et le tableau suivant on constate que le meilleur diamètre de buse d'apex c'est l'apex 8, parce que son imperfection dans l'intervalle et il s'approche de la courbe idéale.

Tableau III.14 : les différents diamètres avec leur imperfection.

Diamètre/apex	8		10		14	
	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c	Y_i	Y_c
/						
D25	33.76	25.43	0	0	0	0
D50	87.42	61.02	0	0	0	0
D75	165.12	158	20.24	22.31	81.13	65.09
Imperfection	0.75	1.08	0	0	0	0

Conclusion générale

Conclusion générale

On a quantifié la performance métallurgique d'un hydrocyclone avec la variance de dimension de l'apex et la pression, Ces travaux nous a permis de conclure que c'est paramétré ont un effet sur la performance de l'hydrocyclone. Les travaux ont mené aux conclusions suivantes :

Lorsque la pression est faible, l'hydrocyclone est en mauvais fonctionnement la dimension de coupure et l'acuité de séparation ne sont pas affectées.

Lorsque la pression est élevée, la performance de l'hydrocyclone est fortement affectée, pour notre hydrocyclone la meilleure pression pour une efficacité satisfaisante de séparation c'est 1.2bar.

D'autre part, l'influence du diamètre du l'apex de l'hydrocyclone sur les performances de séparation a été analysée en modifiant le diamètre de la sousverse, Conformément aux expériences menées dans le Chapitre II et les résultats présenter dans le chapitre III, le diamètre de coupure augmente lorsque le diamètre de la buse de sousverse diminue, et le meilleur diamètre de buse d'apex c'est l'apex 8,

Ces résultats pourront par la suite servir de base pour l'élaboration de modèles ou pour comparer à des résultats de simulation numérique.

Références Bibliographiques

Références Bibliographiques

- [1] Aina, RAKOTOBE Vololonirina. " Contribution à l'étude du modèle métallogénique des principaux indices de chromite et EGP dans trois gîtes d'Andriamena". (2007).
- [2] Ben Belkacem Hassen, « rapport sur l'étude de lavage/hydro cyclonage de résidus de curage de bassin de rétention et étude biodégradation échelle pilote ». Décembre 2008.
- [3] Chinar, Achouak Tahani, and M. Benbouzid. "Préparation de la zéolithe à partir d'un kaolin local et sa caractérisation." (2013).
- [1] CHOUAFA Mohamed » Comportement du Kaolin à l'enrichissement par flottation. Cas de la mine de Tamazert « Jijel ;2016.
- [4] Davailles, Aurélien. Effet de la concentration en solide sur les performances de séparation d'un hydrocyclone (simulations numériques et expériences de références). Diss. 2011.
- [5] Debacq, Marie. Séparations mécaniques fluide/solide. Diss. Conservatoire national des arts et métiers (CNAM), 2019.
- [6] Eddine, Ameer Taki, Aissa Ameer, and Benalia Atallah. "RNA Identification Technique and RST Control of a Hybrid Indirect Matrix Converter with a Flying Capacitor Three Level Inverter in Power Active Filtering Application." *Journal Européen des Systèmes Automatisés* 54.5 (2021) : 743-749.
- [7] EL IDRISSE Hajar EL BAKKAL Mariame. « Analyse des performances du crible et de l'hydro cyclone 34 de la laverie des phosphates de SAFI », MAROC.Marrakech.2017.
- [8] Gosselin, Claude. *Contribution au développement d'une méthode de contrôle des procédés dans une usine de bouletage*. Diss. École de technologie supérieure, 2014.
- [9] Gravel, Simon. *Étude expérimentale de la filtration sous haute pression de résidus miniers en suspension*. Diss. Université du Québec à Chicoutimi, 2015.
- [10] Inglis, David W., et al. "Continuous microfluidic immunomagnetic cell separation." *Applied Physics Letters* 85.21 (2004): 5093-5095.
- [11] Kharoua, Nabil. "Etude de l'aérodynamique et de la filtration de particules dans un cyclone séparateur." (2010).

Références Bibliographiques

- [12] Lassouani, Abdel Djebbar, A. Djerrada, and Farid Aissou. *Etude d'une installation de dépoussiérage unité de conditionnement sucre blanc-CEVITAL-Bejaia*. Diss. Université Abderahmene Mira. Bejaia, 2021.
- [13] Li, Yiran, et al. "Feasibility study of iron mineral separation from red mud by high gradient superconducting magnetic separation." *Physica C: superconductivity* 471.3-4 (2011): 91-96.
- [14] Lynch, Alban J., and Chester A. Rowland. *The history of grinding*. SME, 2005.
- [15] Mai Manga, Mohamed. "Caractérisation de l'opération d'un hydrocyclone en présence d'anomalies de fonctionnement." (2011).
- [16] Marthinussen, Svein-Arne. *The Effect of Fluid Viscosity on Hydro Cyclone Performance: Design and Commissioning of an Experimental Rig and Results*. MS thesis. The Université of Bergen, 2011.
- [17] Meroufel-Zenasni, Bahia. *Adsorption des polluants organiques et inorganiques sur des substances naturelles : Kaolin, racines de Calotropis procera et noyaux de dattes*. Diss. Université de Lorraine, 2015.
- [18] Mezagué Koudjou, Mireille. "Optimisation du procédé de traitement des eaux pluviales de la station d'épuration de Bruxelles-Nord (Actiflo®)." (2021).
- [19] OCP, m. el Hamzaoui, and M. Toukmidine. "Projet de Fin d'Etudes."
- [20] Olson, Timothy J., and Patrick A. Turner. "Hydrocyclone selection for plant design." *Mineral Processing Plant Design, Operating Practices and Control Proceedings 1* (2002): 880-893.
- [21] Radman, Jennifer. "Particle flow visualization in hydrocyclones using the positron emission particle tracking technique." (2014).
- [22] Swarovski, Ladislav. *Solid-liquid separation*. Elsevier, 2000.
- [23] Ueda, Hiroshi, et al. "Performance of filters in medical protein separation system using superconducting magnet." *IEEE transactions on applied superconductivity* 24.3 (2013): 1-5.

Webliographie

[23] http://ingenieurprocess.kazeo.com/liquidehydrocyclonec28005378?fbclid=IwAR0AhD2tva2mUaxfCy_K7av4BxBKwnfqFO5OmYZeVAzMdnAqgasbZjS8ZvQ

[24] www.ima-europe.eu,

[25] <https://fr.wikipedia.org/wiki/kaolin>

Résumé

Les travaux entrepris dans le cadre de ce mémoire, portent sur l'utilisation de l'hydrocyclone pour la classification du kaolin de tamazart. Ils visent également à l'évaluation de l'efficacité et l'imperfection de l'équipement de séparation ainsi que l'amélioration de la qualité des produits obtenus. Des essais ont été réalisés sur l'hydrocyclone de laboratoire en optimisant quelques paramètres, tels que la pression et la dimension d'apex. D'après les résultats obtenus on peut connaître les paramètres qu'on peut varier pour l'hydrocyclone pour un meilleur fonctionnement. La meilleure pression pour une efficacité satisfaisante de séparation c'est 1.2bar et le meilleur diamètre de buse d'apex c'est l'apex 8.

Abstract

The work undertaken within the frame work of this memory, relates to the use of the hydrocyclone for the classification of the kaolin of tamazart. They are also aimed at evaluating the efficiency and imperfection of the separation equipment as well as improving the quality of the products obtained. Tests were carried out on the laboratory hydrocyclone by optimizing some parameters, such as the pressure and the apex dimension. From the results obtained, we can know the parameters that can be varied for the hydrocyclone for better operation. The best pressure for satisfactory séparation efficiency is 1.2bar and the best apex nozzle diameter is apex 8.

ملخص

يتعلق العمل الذي تم في إطار هذه الذاكرة باستخدام الهيدروسيكلون لتصنيف الكاولين في تامازارت. هدف أيضًا إلى تقييم كفاءة ونقص معدات الفصل وكذلك تحسين جودة المنتجات التي تم الحصول عليها. تم إجراء الاختبارات على هيد وسيكلون المختبر من خلال تحسين بعض المتغيرات، مثل الضغط وأبعاد القمة. من النتائج التي تم الحصول عليها، يمكننا معرفة المعلمات التي يمكن أن تتنوع لمن الهيد وسيكلون من أجل تشغيل أفضل. أفضل ضغط لتحقيق كفاءة فصل مُرضية هو 1.2 بار وأفضل قطر لفوهة القمة هو قمة 8.

