

Titre: Développement d'un lit de scories d'aciéries pour la
Title: déphosphatation des eaux usées

Auteur: Zakariae Abderraja Anjab
Author:

Date: 2009

Type: Mémoire ou thèse / Dissertation or Thesis

Référence: Abderraja Anjab, Z. (2009). Développement d'un lit de scories d'aciéries pour la déphosphatation des eaux usées [Master's thesis, École Polytechnique de Montréal]. PolyPublie. <https://publications.polymtl.ca/8491/>
Citation:

Document en libre accès dans PolyPublie

Open Access document in PolyPublie

URL de PolyPublie: <https://publications.polymtl.ca/8491/>
PolyPublie URL:

Directeurs de recherche: Yves Comeau, & Florent Chazarenc
Advisors:

Programme: Unspecified
Program:

NOTE TO USERS

This reproduction is the best copy available.

UMI[®]



UNIVERSITÉ DE MONTRÉAL

DÉVELOPPEMENT D'UN LIT DE SCORIES D'ACIÉRIES POUR LA
DÉPHOSPHATATION DES EAUX USÉES

ZAKARIAE ABDERRAJA ANJAB
DÉPARTEMENT DES GÉNIES CIVIL, GÉOLOGIQUE ET DES MINES
ÉCOLE POLYTECHNIQUE DE MONTRÉAL

MÉMOIRE PRÉSENTÉ EN VUE DE L'OBTENTION
DU DIPLÔME DE MAÎTRISE ÈS SCIENCES APPLIQUÉES
(GÉNIE CIVIL)
AOÛT 2009



Library and Archives
Canada

Published Heritage
Branch

395 Wellington Street
Ottawa ON K1A 0N4
Canada

Bibliothèque et
Archives Canada

Direction du
Patrimoine de l'édition

395, rue Wellington
Ottawa ON K1A 0N4
Canada

Your file Votre référence
ISBN: 978-0-494-57238-2
Our file Notre référence
ISBN: 978-0-494-57238-2

NOTICE:

The author has granted a non-exclusive license allowing Library and Archives Canada to reproduce, publish, archive, preserve, conserve, communicate to the public by telecommunication or on the Internet, loan, distribute and sell theses worldwide, for commercial or non-commercial purposes, in microform, paper, electronic and/or any other formats.

The author retains copyright ownership and moral rights in this thesis. Neither the thesis nor substantial extracts from it may be printed or otherwise reproduced without the author's permission.

In compliance with the Canadian Privacy Act some supporting forms may have been removed from this thesis.

While these forms may be included in the document page count, their removal does not represent any loss of content from the thesis.

AVIS:

L'auteur a accordé une licence non exclusive permettant à la Bibliothèque et Archives Canada de reproduire, publier, archiver, sauvegarder, conserver, transmettre au public par télécommunication ou par l'Internet, prêter, distribuer et vendre des theses partout dans le monde, à des fins commerciales ou autres, sur support microforme, papier, électronique et/ou autres formats.

L'auteur conserve la propriété du droit d'auteur et des droits moraux qui protège cette thèse. Ni la thèse ni des extraits substantiels de celle-ci ne doivent être imprimés ou autrement reproduits sans son autorisation.

Conformément à la loi canadienne sur la protection de la vie privée, quelques formulaires secondaires ont été enlevés de cette thèse.

Bien que ces formulaires aient inclus dans la pagination, il n'y aura aucun contenu manquant.

■+■
Canada

UNIVERSITÉ DE MONTRÉAL

ÉCOLE POLYTECHNIQUE DE MONTRÉAL

Ce mémoire intitulé:

DÉVELOPPEMENT D'UN LIT DE SCORIES D'ACIÉRIES POUR LA
DÉPHOSPHATATION DES REJETS PISCICOLES

Présenté par : ABDERRAJA ANJAB Zakariae

en vue de l'obtention du diplôme de : Maîtrise ès sciences appliquées
a été dûment accepté par le jury d'examen constitué de :

M. MICHEL Perrier, Ph.D, président

M. COMEAU Yves, Ph.D, membre et directeur de recherche

M. CHAZARENC Florent, Ph.D., membre et codirecteur de recherche

M. GAGNON Daniel, B. Ing., membre

DÉDICACE

Ce mémoire est dédié à mes chers parents, frères et sœur pour leur soutien et encouragement continu durant toutes mes longues années d'études effectuées sur trois continents de notre planète.

Je dédie aussi ce travail à mon oncle Mohamed, ma tante Hafida et mon frère et ami Rais Mohamed pour leur soutien.

Ce mémoire est aussi dédié à mes grand-mères Lalla, Mamma Zohra et Mamma Rhimo, que dieu les bénisse.

REMERCIEMENTS

Je voudrais tout d'abord remercier le professeur Monsieur Yves Comeau de l'École Polytechnique de Montréal de m'avoir intégré dans son équipe et de m'avoir témoigné sa confiance dans ce projet. Je le remercie aussi pour son encadrement et pour son expertise.

Je tiens également à remercier mon co-directeur Monsieur Florent Chazarenc, maître assistant à l'École des mines de Nantes en France pour son encadrement, conseils et recommandations.

Je voudrais présenter mes remerciements aussi à Monsieur Jaume Puigagut, chercheur post-doctoral à l'École Polytechnique de Montréal pour sa disponibilité et son aide en matière de rédaction de l'article scientifique.

J'adresse aussi mes sincères remerciements à Monsieur Denis Bouchard et Madame Mélanie Bolduc, techniciens du laboratoire de génie de l'environnement, pour leur précieux encadrement au laboratoire.

Mes remerciements s'adressent aussi à Monsieur Robert Chapuis, André Ducharme, Étienne Bélanger, ainsi qu'à Madame El-Harrak Noura pour leur aide lors des manipulations au laboratoire de Géotechnique.

Enfin, je remercie tous mes collègues d'études supérieures et du laboratoire pour leur soutien et leur aide.

RÉSUMÉ

Le rejet du phosphore dans les milieux aquatiques a des conséquences néfastes sur le développement des écosystèmes accélérant leur eutrophisation. La pisciculture au Québec constitue une source non négligeable de phosphore (P). Afin de réduire la quantité de phosphore rejeté par cette industrie en développement, la réglementation québécoise a fixé la norme de 4.2 kg de P rejeté au maximum par tonne de poissons produits comme cible à atteindre d'ici 2014. Les études sur les marais artificiels ont démontré l'efficacité de cette technique extensive pour la réduction des pollutions carbonée et azotée. Cependant, un déclin des performances d'enlèvement du phosphore est y souvent observé après quelques années de fonctionnement. Les recherches et les investigations sur l'enlèvement du phosphore dans les marais artificiels ont conclu que les principaux mécanismes de rétention étaient liés à l'adsorption sur les matériaux granulaires et la précipitation. Ce constat a orienté la recherche pour améliorer le procédé vers l'utilisation de matériaux ayant une grande affinité pour le phosphore. Parmi ces matériaux, les scories d'aciéries, des coproduits de l'industrie du fer et de l'acier, ont montré un pouvoir prometteur de sorption de P grâce à leur composition chimique riche notamment en calcium et hydroxydes. Ces éléments chimiques réagissent avec le phosphore via des réactions de précipitation et de cristallisation. L'installation d'un filtre garni de matériaux réactifs à la sortie d'un marais artificiel pourrait donc compléter le traitement en enlevant le phosphore. Les scories de four à arc électrique ont déjà été l'objet d'études qui ont confirmé la grande affinité de ces matériaux pour la rétention de P. Cependant, la taille de scories permettant une bonne rétention de P sans grands problèmes de colmatage est un paramètre important pour l'implantation d'un filtre de scories de pleine échelle.

Le but de cette étude était de déterminer l'effet de la taille des scories d'aciéries de four à arc électrique sur la capacité de rétention du phosphore et sur l'évolution du

comportement hydraulique des filtres de scories au fil du temps. L'étude visait aussi la mise en évidence de l'effet de la teneur en chaux libre et le mélange de scories avec d'autres matériaux comme le calcaire et le sable sur l'évolution du pH à la sortie des filtres de scories.

À cette fin, une installation pilote composée de 8 bassins rectangulaires a été étudiée pendant un peu plus d'un an au laboratoire. Les bassins ont été remplis, en duplicité, par quatre matériaux réactifs à savoir, des scories de four poche de très petite taille (0-1 mm) mélangées avec du sable de silice (2 mm), des scories de taille moyenne (5-15 mm) complètement mélangées avec du calcaire (5-15 mm), des scories de taille moyenne (5-15 mm) placées en amont et suivies par du calcaire (5-15 mm) et enfin des scories de grande taille (20-40 mm) seules. L'installation a été alimentée par une solution synthétique de sels de P puis par un effluent recombiné constitué de sels de P et de boue piscicole préalablement digérée sous conditions aérobies.

Afin de suivre l'évolution des performances hydrauliques des filtres de scories, trois essais de traçage ont été réalisés. Un premier traçage a eu lieu juste avant l'alimentation avec la solution de P, le second juste avant d'alimenter avec l'effluent reconstitué alors que le troisième traçage a eu lieu à la fin de l'étude.

Les résultats relatifs à la capacité d'enlèvement de P ont montré qu'à la fin de l'étude, les scories de four poche (petite taille) ont pu retenir jusqu'à 4.0 g P/kg de média, suivies par les scories de taille moyenne placées en amont du calcaire (3.1 g P/kg de média), ensuite les scories de taille moyenne complètement mélangées avec du calcaire (3.0 g P/kg de média) alors que les scories de grande taille ont retenu 2.7 g P/kg de scories.

L'étude hydrodynamique a montré que le temps de séjour hydraulique dans les filtres était supérieur au temps de séjour théorique au début de l'expérimentation, ce qui indique la présence de courts-circuits. Au fil du temps, le temps de séjour hydraulique

et le nombre de Peclet ont baissé dans tous les milieux réactifs sauf au niveau du milieu composé de scories de taille moyenne placées en amont de matériau calcaire. La diminution du nombre de Peclet signifie une augmentation de la dispersion et donc une diminution des performances hydrauliques. La diminution du temps de séjour serait due à l'effet combiné de la cimentation et à l'occupation du volume des vides par le phosphore précipité et la matière organique accumulée. La baisse la plus importante du temps de séjour et du nombre de Peclet a été observée au niveau des scories de four poche (petite taille).

À la lumière de ces résultats, il ressort que la petite taille des particules de scories favorise la rétention du phosphore mais, en même temps, favorise aussi la cimentation et la dégradation des performances hydrauliques. Les scories de grande taille, à l'inverse, sont moins efficaces à court terme mais sont moins sensibles au colmatage. Les scories de taille moyenne permettent un bon compromis entre une bonne rétention du P et une bonne performance hydraulique.

Pour installation en aval de marais artificiels pour le polissage de rejets piscicoles, le milieu réactif le plus recommandable de ceux testés serait celui composé de scories de taille moyenne 5-15 mm en amont suivi par le calcaire.

Une étude préliminaire théorique de conception a montré que l'installation d'un lit de scories d'aciéries et de calcaire à la sortie d'un lit de séchage des boues piscicoles pourrait réduire avec efficacité la teneur en P dans les rejets piscicoles. Il est recommandé de réaliser une étude économique sur la solution proposée.

ABSTRACT

The release of phosphorus in aquatic environments has adverse consequences on the development of ecosystems leading to eutrophication. Fish farms in Quebec discharge a significant amount of phosphorus in the environment. To reduce the amount of phosphorus (P) released by this developing industry, Quebec authorities set a standard of 4.2 kg of P released per tonne of fish produced to be reached by 2014. Studies on wetlands have demonstrated the effectiveness of this technique for reducing carbon and nitrogen pollution. However, a decline in the performance of phosphorus removal is often observed after a few years of operation. Research and investigation on the removal of phosphorus in wetlands have concluded that the main retention mechanisms were related to adsorption on the granular material and precipitation. This has directed research to improve the process towards the use of materials having a high affinity for phosphorus. Among these materials, steel slag, co-product of iron and steel industry, have shown a promising potential for P sorption due to their chemical composition rich in both calcium and hydroxides. These ions are highly reactive with phosphorus via precipitation and crystallization. The installation of a reactive media filter at the outlet of a constructed wetland could polish the treatment by removing phosphorus. Steel slag has already been the subject of numerous studies that have confirmed the high affinity of these materials for P retention. However, the size of slag which allows a good P retention without major problems of clogging is an important parameter for implantation of a slag filter at full scale.

The purpose of this study was to determine the effect of the size of the electric arc furnace slag on the retention of phosphorus and on the evolution of hydraulic behaviour of slag filters over time. This study also aimed to determine the effect of free lime and slag mixture with other materials such as limestone and silica sand on the evolution of the pH at the outlet of slag filters.

To this aim, a pilot plant consisting of 8 rectangular basins were operated during 13 months in the laboratory. Duplicate basins were filled by four reactive medias: ladle slag (small particles size 0-1 mm) mixed with silica sand (2 mm), medium-size slag (5-15 mm) completely mixed with limestone (5-15 mm), medium-sized slag (5-15 mm) installed upstream and followed by limestone (5-15 mm) and large slag (20-40 mm) alone. All reactors were first fed with a synthetic solution of phosphorus salts and then with a reconstituted influent consisting of a mixture of P salts and aerobically digested fish farm sludge. Three tracer tests were conducted to study the hydraulic behaviour of slag filters during experimentation. The first one was conducted just before P injection, the second test was conducted just before feeding the reactors with reconstituted influent, and the last one at the end of the experiment.

The results for the removal capacity of P showed that at the end of the study, ladle slag (small size) had retained 4.0 g P/kg of media, followed by medium-size slag placed upstream of limestone (3.1 g P/kg of media), then the medium-size slag completely mixed with limestone (3.0 g P/kg of medium) and large slag (2.7 g P/kg of slag). Hydrodynamic studies showed that the hydraulic residence time in the filters was higher than the theoretical hydraulic residence time at the beginning of the experiment, which indicated the presence of short circuits. Over time, the hydraulic residence time and the Peclet number decreased in all media except for the reactor with medium-size slag located upstream of limestone. A decrease of the Peclet number indicated an increase in fluid dispersion and a decrease in hydraulic performance. The decrease in residence time resulted from the combined effect of cementing and occupation of empty volume by the precipitated phosphorus and organic matter accumulated. A high decline of the residence time and Peclet number was observed in ladle slag media.

Taking into account these results, it appears that the fine particles of slag provide a good retention of phosphorus, but also promotes cementation and degradation in hydraulic performance. Large slag is less efficient at retaining phosphorus but less sensitive to cementation and clogging. Medium-size slag seems to allow both a good P retention and a favourable hydraulic behaviour.

For fish farm wastewater treatment, a mixture of medium slag upstream limestone appears to be the best media to recommend for a full scale application.

A preliminary theoretical design of a slag filter installed at outlet of a fish farm sludge drying bed showed that slag filter could efficiently retain P. It would be recommended to refine the design to conduct a cost evaluation of the proposed treatment process.

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE	IV
REMERCIEMENTS.....	V
RÉSUMÉ	VI
ABSTRACT.....	IX
TABLE DES MATIÈRES	XII
LISTE DES TABLEAUX.....	XV
LISTE DES FIGURES	XVI
LISTE DES FIGURES	XVI
LISTE DES ANNEXES	XVII
CHAPITRE 1. INTRODUCTION	1
1.1 Problématique	1
1.2 Hypothèses scientifiques.....	4
1.3 Objectif général et objectifs spécifiques	4
1.4 Méthodologie et organisation du mémoire	5
CHAPITRE 2. REVUE DE LITTÉRATURE.....	7
2.1 Industrie piscicole au Québec	7
2.1.1 Impacts environnementaux de la pisciculture et ses rejets	8
2.1.2 Politique de développement durable relative aux activités piscicoles terrestres	9
2.1.3 Techniques d'enlèvement de P	10
2.1.4 Le phosphore.....	13
2.1.5 Matériaux réactifs pour l'enlèvement de P	15
2.1.6 Mécanismes réactionnels du phosphore.....	26
2.1.7 Revalorisation des scories d'aciéries	36
2.1.8 Risques pour la santé et l'environnement	38
2.1.9 Étude des écoulements dans les réacteurs.....	40

CHAPITRE 3. PHOSPHORUS REMOVAL FROM WASTEWATER USING SLAG FILTER: EFFECT OF SLAG PARTICLE SIZE ON TREATMENT PERFORMANCE AND HYDRODYNAMICS.....	50
3.1 Abstract.....	51
3.2 Introduction.....	52
3.3 Materials and methods	53
3.3.1 Bench scale system	53
3.3.2 Treatment performances	54
3.3.3 Tracer tests	56
3.4 Results:.....	57
3.4.1 Effect of P loading rate on P treatment performances and on pH	57
3.4.2 Calcium concentration	58
3.4.3 Slag P sorption capacity.....	60
3.4.4 Hydrodynamic behaviour.....	61
3.5 Discussion	62
3.5.1 Effect of P loading rate on P removal efficiency, pH and Ca..	62
3.5.2 Hydraulic performances.....	63
3.5.3 P sorption capacity: Effect of slag particles size distribution ..	66
3.6 Conclusion	67
3.7 References.....	68
CHAPITRE 4. DISCUSSION GÉNÉRALE.....	70
4.1 Capacité de rétention du P	70
4.2 Performances hydrauliques.....	71
4.3 Éléments de conception d'un lit de scories d'aciéries à pleine échelle	72
CHAPITRE 5. CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS.....	81
5.1 Conclusions.....	81

5.2 Recommandations.....	82
BIBLIOGRAPHIE.....	84
ANNEXES.....	89

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2.1 : Réactions de déphosphatation chimique	11
Tableau 2.2 : Composition chimique de quatre types de scories	17
Tableau 2.3 : Principaux minéraux des scories refroidies à l'aire	18
Tableau 2.4 : Propriétés thermodynamiques de composées de Ca-P.....	36
Tableau 2.5 : Présentation Résultats du test ASTM et du coefficient de partition soil/eau (kd) pour les scories BOF, EAF et BF	40
Table 3.1: Mesocosms characteristics.....	54
Table 3.2: Effluent conditions.....	55
Table 3.3: Hydraulic retention time and dispersion measured in the different mesocosms during the 3 tracer tests experiments	61
Tableau 4.1 : Critères de conception pour un lit filtrant (scories avec calcaire) pour la déphosphatation du lixiviat de lit de séchage et épaisseur de boue	77

LISTE DES FIGURES

Figure 1.1 : Stratégie d'adaptation au développement durable.....	2
Figure 2.1 : production piscicole terrestre au Québec	8
Figure 2.2 : Représentation schématique d'un procédé de déphosphatation biologique	12
Figure 2.3 : Cycle du phosphore	15
Figure 2.4 : Processus de production des scories d'acier chez ArcelorMittal Montréal Inc.	16
Figure 2.5 : Relation entre la chaux résiduelle, précipitée et totale dans les scories d'aciéries	19
Figure 2.6 : relation entre P ajouté et P retenu dans la station de Waiuku en Nouvelle-Zélande.....	22
Figure 2.7 : Classification des isothermes d'adsorption selon la forme de la courbe..	28
Figure 2.8 : Solubilité de la variscite, AlPO_4 , et de la gibbsite, $\text{Al}(\text{OH})_3$	33
Figure 2.9 : Schéma simplifié de la formation de noyaux et de la croissance des cristaux.....	34
Figure 2.10 : fonction de distribution des temps de séjour.....	42
Figure 2.11 : Distribution des temps de séjour	45
Figure 3.1 : experimental setup , schematic view of one mesocosms	54
Figure 3.2 : P removal and pH recorded at outlet of mesocosms as a function of elapsed pore volumes.	58
Figure 3.3 : Variation of calcium concentration at outlet of the mesocosms	59
Figure 3.4 : P retained as a function of P added	60
Figure 3.5 : Observed profiles during tracer tests experiments	65
Figure 4.1 : Schéma général du système « LiSAM-lit de scories » proposé pour une pisciculture pour l'enlèvement du phosphore des boues.	78

LISTE DES ANNEXES

ANNEXE 1 – VARIATION DE LA CONCENTRATION DU CALCIUM TOTAL À LA SORTIE DES LITS DE SCORIES	90
ANNEXE 2 – COURBES F(T)	93
ANNEXE 3 – RÉSULTATS DES ESSAIS DE TRAÇAGE	96
ANNEXE 3 – CAPACITÉ DE RÉTENTION DE P	143
ANNEXE 4 – ÉVOLUTION DE PH ET DE LA RÉTENTION DE P EN FONCTION DE LA CHARGE DE P À L'ENTRÉE DU SYSTÈME....	146

CHAPITRE 1. INTRODUCTION

1.1 Problématique

La pisciculture est née au Québec en 1857. Elle produisait essentiellement des salmonidés afin de subvenir aux besoins grandissants de la pêche sportive. La production des salmonidés destinés au marché de la table n'est apparue qu'en 1980. L'augmentation de la demande de poissons d'ensemencement et de table, l'expertise grandissante des pisciculteurs, les aides techniques et financières du ministère de l'Agriculture, des Pêcheries et de l'Alimentation (MAPAQ), et les efforts de regroupement de la part des producteurs pour une mise en commun des produits, des services et des équipements, ont contribué au développement de cette industrie (Morin, 2007). La production qui était de 310 tonnes en 1980 a augmenté à 2200 en 1999. La production a connu, par la suite, une nette régression jusqu'à 2003. En effet, le resserrement des contraintes environnementales envers la pisciculture, essentiellement dues aux rejets du phosphore (P) dans les cours d'eau, et des faillites ont entraîné des fermetures des entreprises importantes de production (Morin, 2007).

Certaines contraintes environnementales sont directement liées aux rejets piscicoles. En effet, la production piscicole entraîne un changement à la qualité de l'eau tels la diminution de la concentration en oxygène dissous, l'augmentation des substances reliées au métabolisme du poisson, le changement de pH et de la température de l'eau ainsi que l'augmentation des matières en suspension et du phosphore relié aux aliments non ingérés (Ouellet, 1999). Les problèmes d'eutrophisation accélérée du milieu, causés par les rejets piscicoles, constituaient la base des appréhensions du Ministère de l'ENVironnement (MENV).

Une entente - Stratégie de Développement Durable de l'Aquaculture en eau douce au Québec (STRADDAQ) - ratifiée par les pisciculteurs, le MAPAQ et le Ministère de

Développement Durable et des Parcs (MDDEP), qui constitue un engagement des entreprises piscicoles à améliorer leurs performances environnementales sur un horizon de 10 ans, a permis de consolider les entreprises en place et de cesser la diminution de la production. Un des objectifs principaux de cette stratégie était l'adoption d'une norme de rejets de phosphore établie à 4,2 kg de phosphore par tonne de production, ce qui équivaut à une diminution globale de 40 % de la quantité de phosphore rejetée dans les milieux récepteurs.

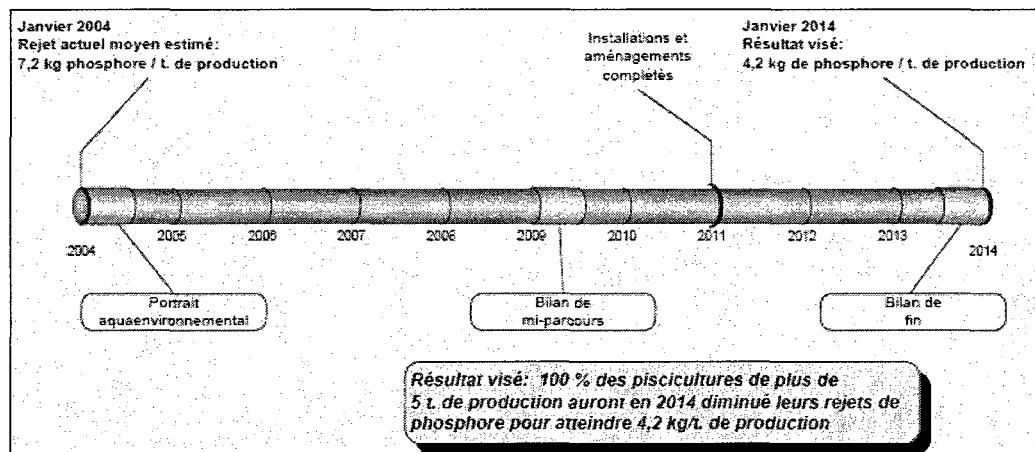


Figure 1.1 : Stratégie d'adaptation au développement durable (Morin, 2007, Ouellet, 1999)

La production piscicole, et plus particulièrement celle des salmonidés, requiert une bonne qualité d'eau en quantité importante (Morin, 2007). Il a été estimé que les bassins d'une pisciculture moyenne produisant 100 tonnes de poissons/an ont besoin d'un apport d'environ 10 000 m³/d (Comeau et al., 2001). Ce grand débit d'eau entrant dans les bassins vise à garder les teneurs en ammoniacal NH₃ en dessous du seuil de toxicité pour les poissons. Comme conséquences, les concentrations de Pt se trouvent très basses. Elles sont de l'ordre de 0.3 et 0.16 mg P/L en été et en hiver respectivement. Ces concentrations baissent respectivement à 0.24 et 0.14 mg/L après que l'effluent ait séjourné 2 h dans un étang de sédimentation (Ouellet, 1999). En

dépit de ces faibles concentrations en Pt, les charges massiques restent relativement importantes à cause des débits élevés, d'où la nécessité de trouver une solution pour le traitement de ces rejets. Un autre type de rejet des fermes piscicoles concerné par la problématique du P est les boues ramassées lors du nettoyage des étangs d'élevage. Bien que les boues ne représentent que 0.1% du débit total, elles concentrent 20% du P total issu des bassins d'élevage.

Compte tenu de leur particularité, les rejets piscicoles ne peuvent être traités par les techniques de traitement habituelles comme les boues activées, et les objectifs de rejets ne peuvent être atteints. L'utilisation des techniques avancées comme l'osmose inverse permettrait d'atteindre ces objectifs, mais leur coût élevé constitue un réel obstacle. Concernant les boues, leur séjour dans le bassin de décantation ne permettra pas l'enlèvement du P.

Les techniques alternatives extensives pourraient être la solution adéquate aux rejets piscicoles. La technique basée sur l'utilisation des matériaux granulaires réactifs a intéressé beaucoup de chercheurs. En effet, de très nombreuses études ont été menées sur une multitude de matériaux ayant une affinité pour la rétention de P en vue de leur utilisation pour l'enlèvement de P. Parmi ces matériaux, on cite d'une part, des substrats naturels tels que les sols, les rocs et les minéraux, les sédiments marins et d'autre part, des sous-produits industriels tels que les scories d'aciéries (Johansson Westholm, 2006). Les scories d'aciéries sont des sous-produits de l'industrie du métal et de l'acier. Ce sont des produits très riches en calcium (Ca), fer (Fe), aluminium (Al) et les hydroxydes (OH⁻). Ces études ont été réalisées sur les trois types de scories qui existent, à savoir celles de four à arc électrique (EAF), des hauts fourneaux (BF) et des fours basiques à oxygène (BOF). Forget, (2000) avait testé 57 matériaux potentiellement efficaces pour retenir le P et les EAF se sont montrées les plus efficaces. L'utilisation des scories peut être considérée comme une option pratique et de faible coût pour l'enlèvement de P (Chazarenc et al., 2008a, Johansson Westholm,

2006). Leur utilisation permettrait aussi leur valorisation environnementale et économique.

Dans ce contexte, un piège à phosphore extensif garni de scories d'aciéries du four à arc électrique, EAF, est proposé comme technique alternative extensive pour l'enlèvement du P des rejets piscicoles. Ce piège sera sous forme d'un lit implanté à la sortie d'un marais artificiel ou d'un lit de séchage de boues à macrophytes (LiSAM).

1.2 Hypothèses scientifiques

Trois hypothèses sont à la base du présent projet.

- L'utilisation d'un lit garni de mélanges réactifs à base de scories d'aciéries permet l'enlèvement du P des rejets piscicoles avec une capacité de captage supérieure à 2 g P/ kg de média;
- La capacité de rétention de P par les scories est directement reliée à l'accroissement de la surface spécifique des particules;
- Les scories de grande taille sont donc moins efficaces à court terme, mais moins sensibles au colmatage à long terme, contrairement au garnissage de petite et moyenne taille.

1.3 Objectif général et objectifs spécifiques

L'objectif général du projet était de déterminer la capacité d'enlèvement du P par des lits garnis de scories d'aciéries de différentes tailles, mélangées ou pas avec d'autres matériaux.

Le projet a pour objectifs spécifiques de :

- Quantifier la masse de P retenu par kg de média et par kg de scories;
- Identifier la taille des scories et le mélange optimal pour la mise en application à pleine échelle;
- Mesurer l'effet des phénomènes de colmatage et de cimentation qui se produisent au sein du filtre sur les performances épuratoires (enlèvement du P) et hydraulique (temps de résidence hydraulique) ;
- Estimer la durée de vie moyenne d'un lit de scories qui serait implanté sur un site de taille réelle, à la sortie d'un lit de séchage des boues ou d'un marais artificiel.

1.4 Méthodologie et organisation du mémoire

Le présent mémoire est subdivisé en six parties. La revue de littérature pertinente est présentée au chapitre 2. Elle donne un aperçu sur l'industrie piscicole québécoise concernant son histoire, son évolution, sa contribution à l'économie locale, les contraintes environnementales qui lui sont associées ainsi que la réglementation et les efforts des autorités pour le développement durable de cette filière industrielle. Aussi, une présentation détaillée des scories est incluse dans cette partie. Elle englobera leur production, classification, et les mécanismes réactionnels impliqués dans l'enlèvement de P. La revue de littérature sera aussi l'occasion d'aborder la notion des écoulements dans les filtres et des études hydrodynamiques associées comme la distribution des temps de séjour (DTS).

Le chapitre 3 présente les méthodes analytiques effectuées au laboratoire et les démarches suivies pour la réalisation de ce projet. Le chapitre 4 présente les résultats correspondants aux objectifs spécifiques du projet. Ce chapitre sera présenté sous

forme d'article scientifique soumis. Une discussion générale est présentée au chapitre 5, et le dernier chapitre est consacré à la conclusion générale avec recommandations de travaux futurs.

CHAPITRE 2. REVUE DE LITTÉRATURE

2.1 Industrie piscicole au Québec

La pisciculture au Québec est née en 1857 de la nécessité de produire des jeunes saumons de l'Atlantique et d'omble de fontaine, afin de repeupler les lacs et les rivières d'eau douce. Au cours des années, trois développements majeurs ont permis l'apparition de l'aquaculture commerciale au Québec. Le premier développement fut la production et l'utilisation de moulée granulée pour poissons en 1960. En 1969, la légalisation de la pêche publique dans les étangs privés peuplés de truites arc-en-ciel a relancé l'industrie piscicole. Finalement, le Ministère de l'Agriculture, des Pêches, et de l'Alimentation du Québec (MAPAQ) a implanté une série de programmes de soutien et d'aide financière aux entreprises en 1979. Le secteur aquacole a acquis une plus grande importance économique à la suite de ces développements. Au Québec, les régions les plus productives sont l'Estrie, l'Outaouais, Chaudière-Appalaches, la Mauricie et les Laurentides. En 1998, ces régions totalisaient 72% de la production piscicole.

Selon une étude réalisée en 2001 à partir de données de 1999, les dépenses du secteur de l'aquaculture en eau douce sont estimées à 25 millions dollars. Elles engendrent des retombées directes et indirectes d'environ 14,5 millions de dollars quant au produit intérieur brut (PIB) et soutiennent 366 emplois à temps complet (GRÉPA., 2001). Ces retombées ne tiennent pas compte de la pêche récréative rendue possible grâce aux ensemencements. Les incidences économiques de cette dernière feraient grimper les dépenses de l'industrie aquacole québécoise à 65 millions de dollars. Au Québec, on distingue deux types d'entreprise piscicoles, les stations piscicoles et les étangs de pêche. La quasi-totalité de la production se fait dans des stations piscicoles (Morin, 2007) Les entreprises piscicoles québécoises sont classées

selon le volume annuel de leur production. On distingue les classes suivantes, 1 à 4.9, 5 à 9.9, 10 à 24.9, 25 à 49.9, et plus de 50 tonnes par année. En 2000, les 10 entreprises de 50 tonnes par an et plus ont réalisé 60 % de la production totale québécoise. De 1980 à 2004, deux tendances nettes ont été observées. Tout d'abord, pendant la période 1980-1999 la production piscicole québécoise a connu une progression importante où elle passe de 308 à 2200 tonnes (Figure 2.1).

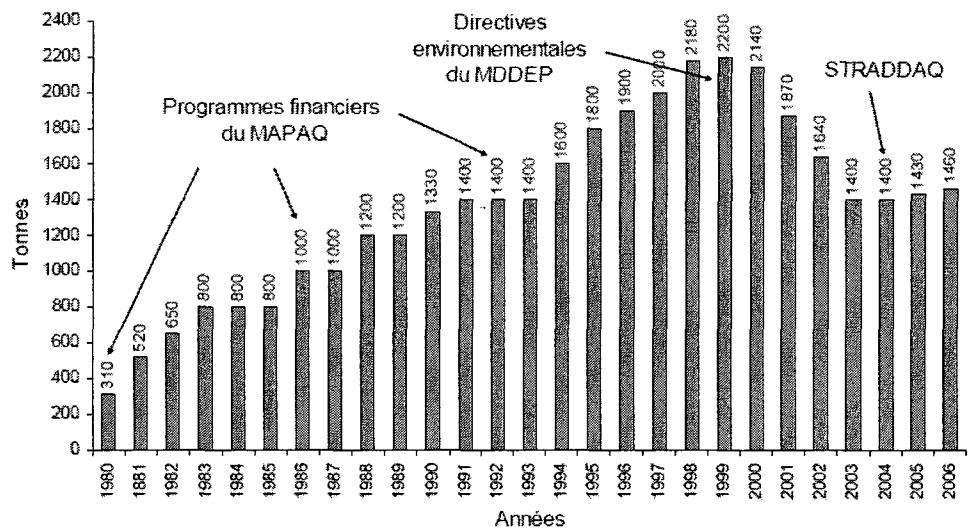


Figure 2.1 : production piscicole terrestre au Québec (Morin, 2007)

Ensuite, de 1999 à 2004, une nette régression a été observée où la production a baissé à 1400 tonnes. Les raisons de cette diminution étaient la fermeture de certaines piscicultures et aussi les contraintes imposées relatives aux normes de rejets de P.

2.1.1 Impacts environnementaux de la pisciculture et ses rejets

Les activités piscicoles peuvent avoir plusieurs types d'impacts sur le milieu environnant. L'aménagement des infrastructures à proximité des rives naturelles des

cours d'eau peut entraîner une déstabilisation de ces dernières. L'alimentation en eau souterraine peut affecter le rendement des puits déjà existants si le potentiel de la nappe n'a pas été préalablement analysé. D'autre part, la richesse des rejets piscicoles en éléments nutritifs peut causer une détérioration du milieu récepteur. L'élément le plus problématique est le P, considéré comme le facteur limitant pour le développement des phytoplanctons et des plantes aquatiques responsables du phénomène de l'eutrophisation (Ackefors and Enell, 1994, Ouellet, 1999). Une étude comparative de la contribution de diverses sources de phosphore dans les eaux de surface et les eaux souterraines au Canada a été effectuée en 1996. Cette étude a révélé que sur les 68 300 tonnes annuelles du phosphore rejeté dans les sources d'eau, seulement 0.7 % vient de l'aquaculture (Chambers et al., 2001). Malgré cette contribution modeste du P comparativement aux autres sources (champs agricoles 82 %), l'aquaculture contribue de façon croissante à l'apport d'éléments nutritifs qui conduisent à l'eutrophisation. Cette dernière désigne un changement dans la productivité du milieu aquatique suite au surenrichissement des eaux par des substances nutritives minérales. Afin de limiter la quantité du P rejetée par l'industrie piscicole au Québec, une politique gouvernementale ambitieuse a été adoptée.

2.1.2 Politique de développement durable relative aux activités piscicoles terrestres

La Politique québécoise des pêches et de l'aquaculture, approuvée par le Conseil des ministres et présentée publiquement en octobre 2000 exprime la volonté ferme de développer le secteur de l'aquaculture au Québec. Afin de concilier le développement économique de la filière piscicole, la protection du milieu aquatique et l'acceptabilité sociale de l'ensemble, la stratégie de STRADDAQ a été adoptée en 2002. Elle s'applique aux pisciculteurs terrestres produisant des salmonidés. Elle a été entérinée par l'ensemble des partenaires de la table filière, l'Association des

Aquaculteurs du Québec (AAQ), le MDDEP et le MAPAQ. La mesure phare de la STRADDAQ a été la réduction de 40 % la quantité rejetée du phosphore piscicole, soit une norme de 4.2 kg de P par tonne de poisson produite. Elle est considérée comme la norme environnementale la plus sévère au Québec pour les entreprises piscicoles terrestres. Suite à cette entente, la majorité des entreprises devront faire des investissements majeurs dans les infrastructures et revoir leur mode de gestion.

2.1.3 Techniques d'enlèvement de P

2.1.3.1 Techniques conventionnelles

Le traitement conventionnel pour l'enlèvement de P fait appel le plus souvent à des procédés chimiques, ceux de type biologique étant beaucoup moins répandu (De-Bashan and Bashan, 2004). Dans le cas du traitement chimique, le phosphore est précipité alors que dans le cas du traitement biologique, il est incorporé dans la biomasse microbienne (Metcalf and Eddy., 2003).

2.1.3.1.1 Traitement physico-chimique

La précipitation chimique du P se fait par addition des sels d'ions métalliques multivalents conduisant à la formation des précipités peu ou non solubles. Les ions les plus utilisés pour la précipitation sont le calcium, Ca(II), l'aluminium, Al(III), et le fer, Fe(III) (Metcalf and Eddy., 2003). Des polymères peuvent être ajoutés pour favoriser la floculation. Le calcium est ajouté sous forme de chaux, Ca(OH)₂. Le tableau suivant résume les principales équations chimiques impliquées dans la précipitation chimique du P.

Tableau 2.1 : Réactions de déphosphatation chimique (Metcalf and Eddy., 2003)

Cations et sels métalliques	Réactions
Calcium	$10 \text{ Ca}^{2+} + 6 \text{PO}_4^{3-} + 2 \text{OH}^- \leftrightarrow \text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6(\text{OH})_2$
Exemple : chaux	$\text{Ca}(\text{OH})_2 \leftrightarrow \text{Mg}^{2+} + 2\text{OH}^- \leftrightarrow \text{Mg}(\text{OH})_2$ $\text{Ca}^{2+} + \text{CO}_3^{2-} \leftrightarrow \text{CaCO}_3$
Aluminium	
Exemple : Alun	$\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 14\text{H}_2\text{O} \quad \text{Al}^{3+} + \text{PO}_4^{3-} \leftrightarrow \text{AlPO}_4$ $2 \text{Al}^{3+} + 3 \text{OH}^- \leftrightarrow \text{Al}(\text{OH})_3$
Fer	
Exemple : Chlorure ferrique	$\text{FeCl}_3 \quad \text{Fe}^{3+} + \text{PO}_4^{3-} \leftrightarrow \text{FePO}_4$ $\text{Fe}^{3+} + 3\text{OH}^- \leftrightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3$

Au Québec, 165 des 333 stations d'épuration municipales en exploitation au 1er janvier 1994 effectuaient une déphosphatation de leurs eaux usées, en très grande majorité au moyen de la précipitation chimique du phosphore. L'achat, l'entreposage des produits chimiques, la gestion des boues produites, le suivi et le contrôle exigé pour le traitement physico-chimique sont considérés comme des inconvénients comparativement à un système de traitement extensif.

2.1.3.1.2 Traitement biologique

L'enlèvement biologique du P présente l'avantage d'être moins producteur de boues et demandant moins d'investissement, ce qui réduit le coût du traitement (Metcalf and Eddy., 2003). Le phosphore est accumulé dans des organismes accumulateurs de P connus sous le nom de PAOs. La configuration d'une station d'épuration pour la déphosphatation biologique comprend un bassin anaérobiose avec

un temps de séjour de 0.5 à 1 h. Ce bassin est placé avant le bassin d'aération. L'eau du bassin anaérobie est mélangée avec l'eau usée entrant en station et aussi avec la boue recirculée du décanteur (Figure 2.2) (Metcalf and Eddy., 2003). Les bactéries recirculées dans le bassin anaérobie se trouvent en état de carence énergétique qui favorise la prolifération de bactéries pouvant utiliser leurs réserves de polyphosphates comme source d'énergie. Les bactéries PAO en arrivent ainsi à suraccumuler le P dans le bassin aéré. Comparativement à l'enlèvement physico-chimique, l'enlèvement biologique a l'avantage de produire moins de boues. Cependant, le risque du relargage du phosphore représente un inconvénient nécessitant plusieurs mesures de précaution.

Le couplage entre les deux approches de traitement (chimique et biologique) est possible et il permet la réduction des coûts de traitement.

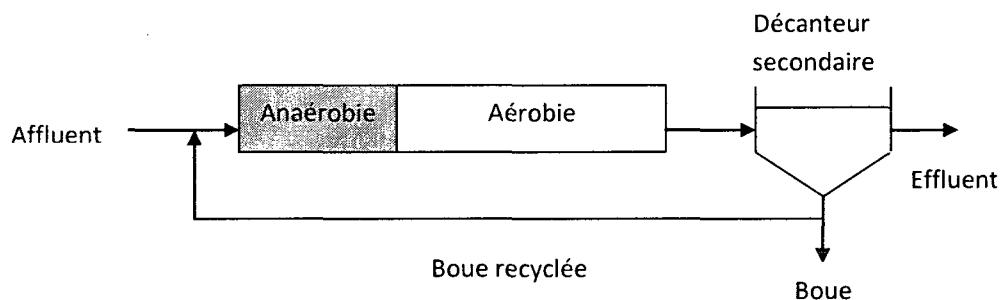


Figure 2.2 : Représentation schématique d'un procédé de déphosphatation biologique (Metcalf and Eddy., 2003)

2.1.3.2 Traitement extensif

Les techniques extensives de traitement peuvent être classées en cultures fixées sur support fin et cultures libres. Les cultures fixées sur supports fins comprennent l'infiltration-percolation sur sable, filtre planté de roseau à écoulement vertical ou horizontal, alors que les cultures libres comprennent le lagunage naturel ou aéré. Le traitement des eaux usées par les filtres plantés ou les marais artificiels

(Constructed Wetlands, CWs) a été décrit par les chercheurs comme une technique écologique, passive et prometteuse. Les études menées sur l'utilisation des marais ont montré la capacité de cette technique à réduire la teneur en matière en suspension, la demande chimique en oxygène (DCO), la demande biochimique en oxygène (DBO), l'azote (N) et le phosphore (P) (Tanner et al., 1995, von Felde and Kunst, 1997). L'enlèvement du P dans les CW est principalement dû aux phénomènes d'adsorption et de précipitation sur les matériaux granuleux (Kadlec and Knight, 1996, Laouali et al., 1998). Selon Kadlec et Knight. (1996), l'efficacité d'enlèvement du P dans les CW décroît rapidement après 4 à 5 ans. Ce déclin de performance d'enlèvement du P serait dû à la faible capacité de matériaux granuleux utilisée dans les CW. Comeau et al. (2001) a proposé le couplage du CW avec un lit de scories d'aciéries pour le traitement des rejets piscicoles caractérisés par des teneurs en P 20 à 25 fois plus faibles que celles rencontrées dans les eaux usées municipales. Pour le traitement des boues piscicoles, un lit de séchage à macrophytes, LiSAM, suivi par un lit de scories a été proposé et est à l'étude.

2.1.4 Le phosphore

2.1.4.1 Chimie du P

Le phosphore est un élément chimique situé dans la colonne numéro 5 de la classification périodique. Il présente la structure électronique : $1s^2 2s^2 2p^6 3s^2 3p^3$. Le P se trouve sous deux formes d'oxydations, à savoir +3 et +5. La formation de la liaison P=O qui est une liaison forte (575 kJ) accompagnée de l'oxydation du P^{III} et P^V est la forme motrice de plusieurs réactions. Les dérivés du P sous forme oxydée V sont les plus importants pour les problèmes environnementaux (Martin., 1987).

2.1.4.2 Cycle du phosphore

Le phosphore est le onzième constituant de la croûte terrestre. Contrairement à l'azote, il ne se trouve pas à l'état libre dans la nature et son principal réservoir dans l'environnement est la croûte terrestre. Les roches comme les apatites renferment une grande teneur en P (Chambers et al., 2001). Presque entièrement dérivé de l'altération des phosphates de calcium des roches de la surface terrestre, le P entre dans la constitution des tissus où il joue un rôle important dans le stockage et le transfert d'énergie. Si l'azote se trouve dans l'environnement sous plusieurs formes réactives, le P ne se trouve dans l'environnement que sous une seule forme réactive, l'orthophosphate (H_3PO_4 , $H_2PO_4^-$, HPO_4^{2-} et PO_4^{3-}) (Chambers et al., 2001). À la différence des autres cycles biogéochimiques importants comme ceux de l'azote, du soufre, du carbone, de l'oxygène et de l'eau, le cycle du P ne comporte pas de composantes gazeuses en quantité significative et n'affecte pratiquement pas l'atmosphère.

Le schéma suivant représente le cycle du P depuis qu'existent l'industrialisation, l'agriculture intensive et l'exploitation minière des roches phosphorées à des fins de production d'engrais.

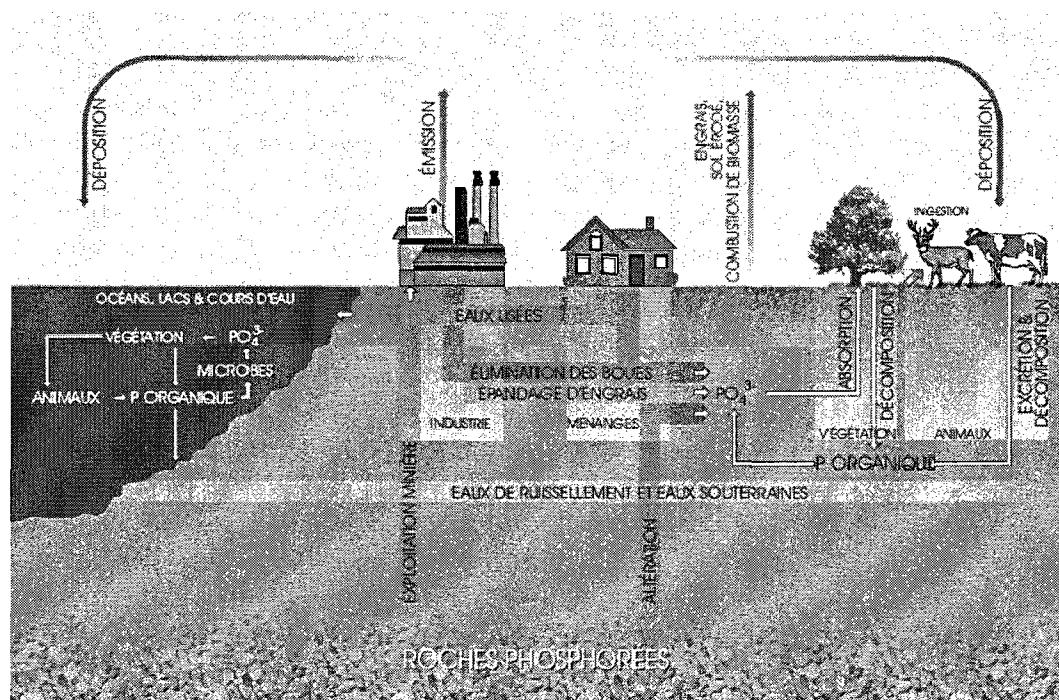


Figure 2.3 : Cycle du phosphore (Chambers et al., 2001)

2.1.5 Matériaux réactifs pour l'enlèvement de P

2.1.5.1 Matériaux d'origine industrielle : scories d'aciéries

2.1.5.1.1 Types et fabrication des scories

Les scories sont des coproduits non-métalliques poreux produits par l'industrie du fer et de l'acier. La présence de certains ions tels que l'aluminium, le phosphore, le silicium, etc. n'est pas souhaitable, car ils rendent l'acier plus faible et fragile. La purification de l'acier ou du fer produit est pratiquée depuis très longtemps. Elle consiste en l'ajout des matériaux riches en Ca tel que le calcaire et la chaux. Ces matériaux entrent en réaction avec les ions indésirables où des complexes métalliques et des oxydes non métalliques sont formés. Lors de ce processus, on distingue la formation de deux liquides. Il y a le métal en fusion et un liquide ayant une densité

plus faible. Ce liquide formant une couche sur la surface de la fonte est appelé scories. Trois types de scories sont distingués selon le mode de fabrication. Il y a les scories des hauts fourneaux, BF « Blast Furnace iron slag », associées à la production du fer, les scories de four à oxygène, BOF « Blast Oxygen Furnace steel slag » où l'oxygène permet l'élimination du carbone, et les scories de four à arc électrique EAF « Electric Arc Furnace slag » produites dans des fourneaux adaptés pour le recyclage de la ferraille. Le « melter slag » peut être considéré comme un quatrième type de scories où la production, spécifique à la Nouvelle-Zélande, se fait avec des sables riches en fer.

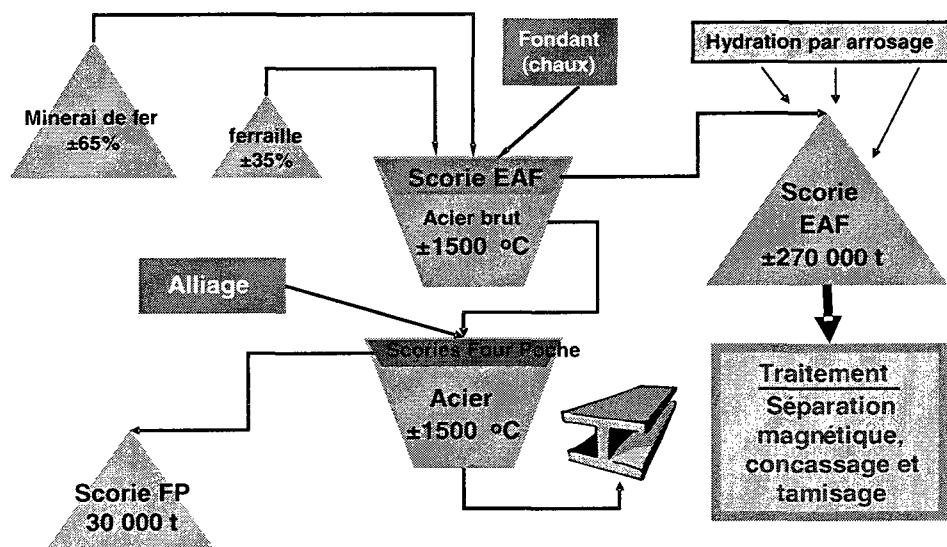


Figure 2.4 : Processus de production des scories d'acier chez ArcelorMittal Montréal Inc.

2.1.5.1.2 Composition chimique et minéralogique des scories

Composition chimique

Chimiquement, les scories d'aciéries sont des matrices complexes contenant principalement des oxydes de Ca, Fe, silicium, Mg, Mn inclus dans des composées comme les silicates de calcium, d'aluminosilicates et d'aluminoferrites. Ces composés

sont généralement similaires à ceux rencontrés dans la nature. Les teneurs de ces oxydes peuvent atteindre jusqu'à 88-92%. Par conséquent, les scories peuvent être représentées par le système quaternaire CaO-MgO-SiO₂-FeO (Shi, 2004). La proportion de ces oxydes et la concentration d'autres composés minoritaires peuvent changer selon les matières premières utilisées, le mode de fabrication, les conditions des fourneaux, etc. Les scories EAF provenant de la production de l'acier au carbone sont de composition très similaire aux scories BOF.

Pour un raffinage complémentaire, la fonte peut être transférée dans un four « poche » où des additifs seront ajoutés pour une purification plus poussée de l'acier. Durant cet affinage, les scories additionnelles générées sont nommées « scories de four poche » et leur composition chimique est assez différente des scories des fourneaux. Le Tableau 2.2 illustre la composition chimique de quatre variétés de scories.

Tableau 2.2 : Composition chimique de quatre types de scories (Shi, 2004)

Composé	BOF	EAF (<i>Carbon steel</i>)	EAF (alliage/acier inoxydable)	Scories four poche (<i>Ladle slag</i>)
SiO ₂	8.20	9.20	24.32	2-35
Al ₂ O ₃	1.6	2.9	3.0-7.5	5-35
FeO	10.35	15.30	1-6	0.1-15
CaO	30.55	35.60	39-45	30-60
MgO	5.15	5.15	8-15	1-10
MnO	2.8	3.8	0.4-2	0-5
TiO ₂	0.4-2	N-D	N-D	N-D
SiO ₂	0.05-0.15	0.08-0.2	0.1-0.3	0.1-1
P	0.2-2	0.01-0.25	0.01-0.07	0.1-0.4
Cr	0.1-0.5	0.1-1	0.1-20	0-0.5

Composition minéralogique

La composition minéralogique des scories diffère d'une source de production à l'autre. La minéralogie des scories citée dans la littérature inclut l'olivine, le merwinite, etc. Le tableau 2.3 résume les principaux minéraux présents dans des scories refroidies à l'air.

Indépendamment du mode de production des scories de four poche, leur principal minéral est le dicalcium de silicate $\gamma\text{-C}_2\text{S}$. Ce dernier est le résultat de la conversion de $\beta\text{-C}_2\text{S}$ lors du refroidissement. Cette conversion est accompagnée par une augmentation du volume de 10 % environ. Cette augmentation est le résultat du fracasement des cristaux dans la poudre à cause de la différence de densité et de structures des cristaux (Shi, 2004).

Tableau 2.3 : Principaux minéraux des scories refroidies à l'aire (Shi, 2004)

Formule chimique des minéraux	Abréviation
$3\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$	C_3MS_2
$3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	C_3S
$2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	$\text{B-C}_2\text{S}$
$3\text{CaO} \cdot 2\text{SiO}_2$	C_3S_2
$\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	CS
$\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$	CMS_2
$\text{Ca} \cdot \text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$	CMS
$\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	CA
$\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	CF
$2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$	M_2S
$\text{FeO} \cdot \text{MnO} \cdot \text{CaO} \cdot \text{MgO}$	RO
CaO	
MgO	
$\text{FeO}, \text{Fe}_2\text{O}_3$	

La chaux libre dans les scories a deux sources : la chaux libre résiduelle provenant de la matière première et la chaux précipitée provenant des scories fondues.

Shi, (2004) rapporte qu'il y a une relation entre la quantité de la chaux libre résiduelle, la chaux précipitée, et la chaux libre totale (Figure 2.5).

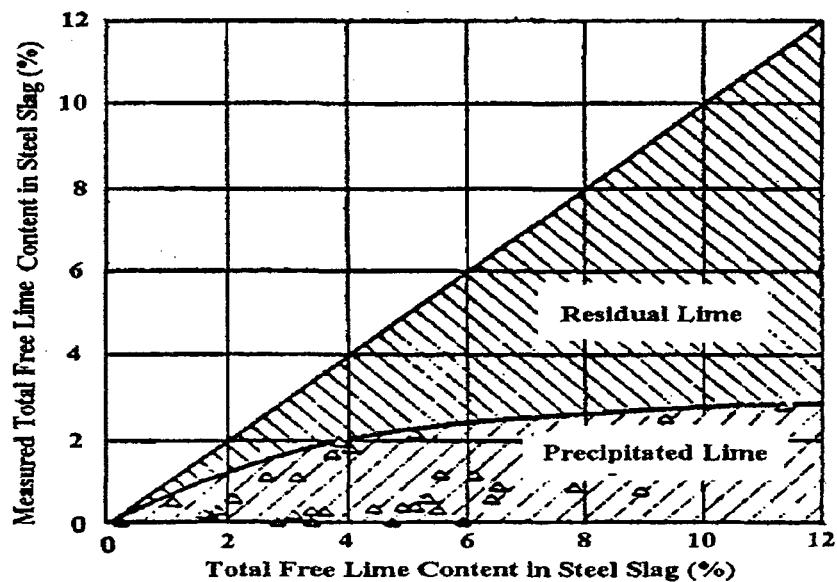


Figure 2.5 : Relation entre la chaux résiduelle, précipitée et totale dans les scories d'aciéries (adapté de Shi, 2004)

Quand la teneur en chaux libre totale est inférieure à 4%, sa source principale est la précipitation de la chaux des scories fondues. Dans le cas où la teneur en chaux libre totale dépasse les 4%, la chaux résiduelle est la principale source de chaux libre totale. Le MgO dans les scories d'aciéries a comme source la dolomite utilisée comme additif et le MgO réfractaire.

2.1.5.1.3 Potentiel de scories pour l'enlèvement du P

Depuis un peu plus de 20 ans, des études ont été effectuées sur la capacité des sous-produits industriels (les scories en particulier) à retenir le P. Une revue réalisée par Chazarenc et al. (2008a) sur l'historique des études menées sur les scories a

identifié 46 publications (de 1986 à 2008). Selon cette étude, 49 % des travaux ont eu lieu en mode cuvée, 38% en colonnes et seulement 13% à échelle réelle.

Dans les études réalisées en mode cuvée, les expérimentations durent moins d'une semaine où des scories sont mises en contact avec une solution contenant du P. Elles visent la détermination et la modélisation du mécanisme de sorption de P via les isothermes de Freundlich et/ou Langmuir et établir, par la suite, une comparaison avec les résultats qui seraient obtenus en mode dynamique (colonnes). Les expériences en cuvée sont généralement simples, réalisables à un coût minimal et ne nécessitant pas plus de quelques grammes de scories en plus d'offrir des résultats intéressants en un temps court. Les études en cuvée ont trois buts principaux, à savoir, modéliser la cinétique pour mieux comprendre la cinétique de sorption de P, tracer les courbes des isothermes pour estimer la capacité de sorption de P et analyser la désorption de P pour comprendre la possibilité de relargage du P retenu. La capacité de neutralisation acide (*acidic neutralisation capacity*, ANC) est aussi mesurée dans des essais en cuvée afin d'estimer la quantité de CaO dans les scories (en considérant que la dissolution de CaO est le principal facteur conduisant à la rétention de P). Il a été remarqué que les résultats des essais en cuvée avec les isothermes de Langmuir ou de Freundlich doivent être utilisés avec précaution, car il peut y avoir une surestimation ou une sous-estimation de la capacité de rétention de P (Drizo et al., 2000, Forget, 2001), la capacité maximale d'enlèvement de P étant proportionnelle à la concentration de P utilisée. Par exemple, une capacité maximale de 47 ou 50 g P/kg de média a été observée lors des études menées avec une concentration allant de 8 000 à 14 000 mg P/L (McDowell, 2004, Sakadevan and Bavor, 1998). Xu et al, (2005) ont trouvé une capacité de 8.89 g P/kg de scories lors des essais réalisées en cuvée. Dans les études en cuvée, plusieurs facteurs peuvent causer une variation de la capacité de rétention comme la température, la concentration de P, la vitesse de mélange dans les

cuvées qui peut briser les particules et augmenter ainsi la surface spécifique (Drizo et al., 2002), etc.

Dans les essais effectués dans des colonnes (38 %), le réacteur est alimenté en condition dynamique avec un effluent synthétique ou réel. Les buts sont d'étudier la capacité de rétention sous des conditions contrôlées et spécifiques (e.g. effet de la charge de P, pH, temps de séjour) et d'estimer la durabilité de la rétention. Lors des études en colonnes, en plus de l'effluent synthétique, des eaux usées domestiques, des rejets industriels (fromagerie), des effluents de CW ont été aussi testés. Des différences de capacité d'adsorption ont été observées selon la nature de l'effluent traité. Plusieurs études en colonnes ont été arrêtées à cause du colmatage dû à l'accumulation du P et des matières en suspension, au développement du biofilm et au piégeage du carbone inorganique sous forme de carbonate de calcium (CaCO_3) (Chazarenc et al., 2008a). Pour prévenir ce problème de colmatage, plusieurs solutions ont été proposées comme l'utilisation d'un prétraitement pour enlever le carbone organique et inorganique, l'augmentation de la taille des scories et l'utilisation des colonnes fermées pour empêcher la dissolution du CO_2 atmosphérique. Le plus grand problème associé à l'utilisation des scories demeure le pH élevé à la sortie des colonnes. Lors des études réalisées en colonnes, la capacité de rétention de P était aux environs de 2 g P/kg de média (Chazarenc et al., 2007; Drizo et al., 2002, 2006).

Les études réalisées sur le terrain (13 %) visent à quantifier la capacité de sorption sous des conditions environnementales réelles. L'expérience réalisée à la station de Waiuku (6000 E.H) en Nouvelle-Zélande a débuté en 1993 et qui a duré 11 ans en est un bon exemple. Les scories utilisées étaient de nature « Melter » fabriquées à partir de sable riche en fer. Les résultats ont montré que durant les 11 ans d'expérimentation, 22.4 tonnes de phosphore total ont été retenues et que 19.7 tonnes ont été retenues pendant les 5 premières années (Figure 2.6).

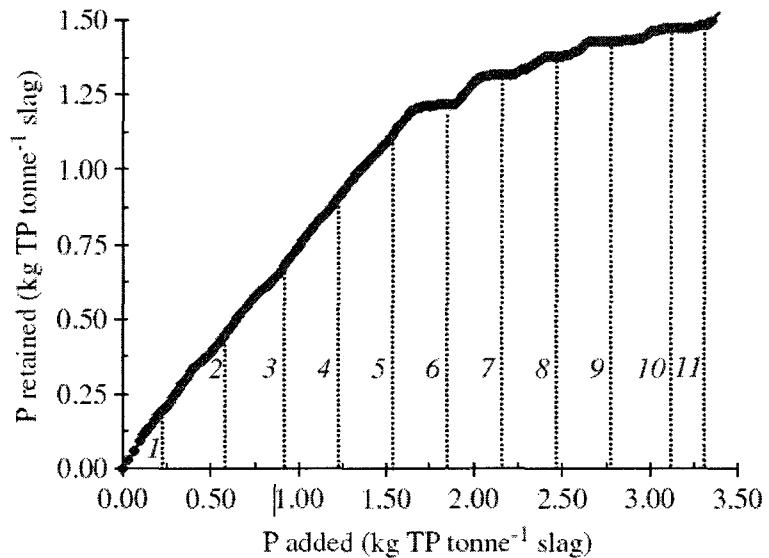


Figure 2.6 : relation entre P ajouté et P retenu dans la station de Waiuku en Nouvelle-Zélande (Shilton et al., 2006)

2.1.5.2 Matériaux naturels

2.1.5.2.1 Roches et minéraux

La capacité d'enlèvement de P par la *dolomite* a été testée dans de nombreuses études aussi bien au laboratoire qu'à grande échelle. Les essais effectués au laboratoire suggèrent que l'adsorption de surface soit le mécanisme dominant. Les études menées au terrain ont montré que d'autres mécanismes, comme l'enlèvement biologique, auraient un impact sur l'enlèvement de P. Une efficacité de 30-50 % a été observée dans des marais artificiels garnis de dolomite (Johansson Westholm, 2006). Indépendamment du mécanisme réactionnel, la dolomite a montré une assez bonne capacité d'enlèvement de P.

Le *calcaire* est une roche sédimentaire utilisée dans de nombreuses industries telle que le ciment, mais aussi comme fertilisant en agriculture (Johansson Westholm,

2006). La teneur en Ca élevée dans le calcaire a attiré l'intention sur ce matériel potentiel pour l'enlèvement de P. Il a été testé aussi bien au laboratoire que sur le terrain. Les études menées au laboratoire ont montré que la capacité de rétention de P par le calcaire reste généralement faible. Johannsson (1999a) rapporte que la précipitation et la formation des complexes Ca-P seraient les principaux mécanismes d'enlèvement de P. Des résultats menés par Drizo et al, (1999) ont montré que le calcaire pouvait retenir jusqu'à 0.7 mg P/g de matériau.

L'*opoka* est une roche sédimentaire appartenant au groupe des sédiments silica-calcite présente en Europe de l'Est. C'est un dépôt marin formé des débris d'animaux marins datant de l'ère du Crétacé (Brogowski and Renman, 2004). L'*opoka* a été testée uniquement au laboratoire sur des échantillons thermiquement prétraités et sur des échantillons naturels non traités. L'*opoka* non traité avait un faible enlèvement de P, contrairement à celle thermiquement traitée. Cette différence peut être due à la composition chimique modifiée suite au traitement thermique. Ce dernier transforme le CaCO_3 en CaO qui favorise la rétention du P (Johansson Westholm, 2006). Cette roche a montré de bons potentiels pour l'enlèvement des métaux lors des essais sur le terrain. Pour ce qui est d'enlèvement de P, l'*opoka* reste un matériel non recommandé par manque de données relatives aux essais sur le terrain.

La *zéolite* est un minéral appartenant à la famille des aluminosilicates hydratés de métaux des groupes IA et IIA tels le calcium Ca, le magnésium Mg et le potassium K. Ce minéral est disponible partout dans le monde. Il est utilisé dans le conditionnement des sols pour l'agriculture et pour l'enlèvement de l'ammoniaque et il est caractérisé par une grande teneur en oxydes de silicium et d'aluminium, et par d'une capacité d'échange élevée. De nombreuses études en cuvée ont été réalisées et les résultats ont été très divergents. La zéolite a été ajoutée au sol dans le but d'améliorer l'enlèvement de P et les résultats n'étaient pas encourageants. Ceci a été expliqué par la charge négative de la surface de zéolite (Johansson Westholm, 2006).

Drizo et al, (1999) et Sakadevan et al, (1998) ont obtenu respectivement 0.46 et 2.15 mg P/g de matériau pour différentes conditions expérimentales.

2.1.5.2.2 *Sol*

La capacité d'enlèvement de P par certains sols a été étudiée par de nombreux chercheurs. Le point commun entre ces sols est leur richesse en aluminium, fer et calcium. Des exemples des sols testés sont la latérite et le spodosol qui sont riches en Al et Fe alors que la marle est plutôt riche en Ca.

La *latérite* est un sol formé normalement dans les zones tropicales, mais il a été rencontré aussi en Irlande dans des strates de lave basaltique (Johansson Westholm, 2006). Les latérites ont montré une bonne capacité de rétention de P lors de deux études effectuées au laboratoire et sur le terrain. Si des études supplémentaires confirment ce potentiel d'enlèvement de P, les latérites pourraient être des matériaux recommandés pour la rétention de P.

Le *marle* est un sol contenant de l'argile et des fines particules de calcaire. Ce matériau a été testé en cuvée et une seule fois sur le terrain. Les tests en cuvée ont montré une forte efficacité d'enlèvement de P quand la concentration dans l'effluent était similaire à celle trouvée dans les eaux usées domestiques. Toutefois, l'essai effectué sur le terrain a montré une efficacité moins importante. Comme dans le cas de la latérite, le nombre d'études réalisées sur le marle sont limités pour pouvoir recommander ce type de sols.

2.1.5.2.3 *Sédiments marins*

Des sédiments marins tels que le maërl, les coquillages et le sable de coquillages ont fait l'objet de certaines recherches relatives à la capacité de rétention de P. Ce sont deux matériaux caractérisés par une teneur élevée en Ca et Mg et ayant

une grande surface spécifique et une porosité élevée. Ces caractéristiques ont attiré l'attention des chercheurs. Le maërl a été testé en cuvée et les résultats ont été très encourageants. Lors d'un essai d'une durée de 9 semaines réalisé dans un pilote de CW, les résultats ont été prometteurs. Cependant, le fait que l'essai ait été réalisé à l'intérieur et que la durée était courte, il n'est pas vraiment possible de conclure sur le potentiel d'enlèvement de P à échelle réelle (Johansson Westholm, 2006). Les coquillages et le sable de coquillages ont été testés, quant à eux, uniquement en cuvée et en colonnes. Les études réalisées en cuvée ont montré des résultats assez différents. Lors des études réalisées en colonnes, l'enlèvement du P était très élevé pendant les 9 premières semaines puis un déclin a été observé. En se basant sur ces résultats et en tenant compte du fait qu'aucune étude n'a été réalisée sur une échelle réelle, ces matériaux ne peuvent être recommandés présentement et devraient faire l'objet de davantage de recherches aussi bien au laboratoire que sur le terrain.

2.1.5.3 Normalisation des données relatives au captage de P

Les investigations réalisées sur des matériaux ayant une affinité pour la rétention de P ont montré des résultats encourageants, ce qui donne une certaine base pour juger leur potentiel d'enlèvement de P, sous leurs conditions d'expérimentations (Johansson Westholm, 2006). En se basant sur les données de la littérature, il est difficile de normaliser les résultats obtenus (au laboratoire et sur le terrain) pour de nombreuses raisons :

- La composition chimique et les caractéristiques physico-chimiques sont différentes d'un matériau à l'autre. En effet, les teneurs en éléments directement impliqués dans la sorption du P comme le Ca, Al et/ou Fe peuvent se trouver à des concentrations très variables dans les matériaux testés (Aulenbach and Meisheng, 1988). De même, les propriétés physiques telles que la conductivité hydraulique et la porosité peuvent influencer grandement la capacité de rétention de P.

- Toutes les études n'ont pas été réalisées dans les mêmes conditions. Mann, 1997 souligne que les capacités de rétention de P ne peuvent être comparées que si les études ont été réalisées dans les mêmes conditions. En effet, le pH, la taille des particules et les concentrations de P peuvent changer d'une expérimentation à l'autre. Selon Drizo et al, (2002), les essais en cuvée peuvent surestimer ou sous-estimer la capacité maximale de rétention du P. Dans le cas d'essais en colonnes, la variation de la taille des colonnes, la charge de P et le temps de séjour hydraulique peuvent influencer la capacité de captage de P.

- Les résultats provenant des essais effectués au laboratoire et sur le terrain sont difficilement comparables. Par exemple, que la capacité de rétention de P de la calcite a été 10 fois plus importante au laboratoire que dans les conditions environnementales réelles (Brix, 1994). La température, les précipitations (pluie) et la composition des effluents à traiter varient beaucoup entre le laboratoire et le terrain et influencent l'efficacité des matériaux filtrants.

Il serait possible de normaliser et de confirmer la bonne capacité d'un matériau donné si ce dernier a fait l'objet de nombreuses recherches sous conditions variées (laboratoire et terrain) (Johansson Westholm, 2006). La littérature cite trois types de matériaux qui ont fait l'objet de nombreuses investigations sous conditions différentes où les résultats étaient prometteurs. Il s'agit de wallastonite, de filtralite, et des scories d'aciéries. Les résultats laissent suggérer que ces matériaux sont convenables pour l'enlèvement de P des eaux usées (Johansson Westholm, 2006).

2.1.6 Mécanismes réactionnels du phosphore

2.1.6.1 Adsorption

L'adsorption est un mécanisme physico-chimique résultant en une accumulation de substances dissoutes sur le solide sans modification chimique des

substances en présence (Sposito., 1989). Des interactions électromagnétiques et de diffusion sont à la base des mécanismes d'adsorption (Weber and Digiano., 1996). Lors du processus d'adsorption, trois phases sont distinguées :

- macrotransport des solutés par diffusion et advection à travers le film liquide à l'interface liquide-solide
- microtransport des solutés par diffusion à travers les micropores du matériau
- adsorption

Trois types d'adsorption sont distingués, à savoir l'adsorption chimique, électrostatique et physique.

- Adsorption chimique

L'adsorption chimique fait appel à une liaison chimique, le plus souvent une de type covalente, entre le soluté et l'adsorbant. L'enthalpie de formation lors de l'adsorption chimique est élevée ($\Delta H = 100$ à 400 kJ/mol) comparativement à l'adsorption physique et électrostatique (Weber and Digiano., 1996). Suite à l'adsorption chimique, les molécules deviennent faiblement disponibles pour un échange éventuel.

- Adsorption électrostatique

L'adsorption électrostatique se définit par une attraction de type ion-ion, entre le soluté et le média adsorbant. Cette adsorption est caractérisée par des forces d'attraction généralement faibles par rapport à l'adsorption chimique. L'enthalpie de formation peut atteindre 200 kJ/mol.

- Adsorption physique

L'adsorption physique est caractérisée par une faible enthalpie de formation (< 10 kJ/mol), sans modification structurale de la surface. L'adsorption physique est, contrairement à celle chimique, réversible et permettrait l'accumulation de plusieurs couches.

2.1.6.2 Modélisation de l'adsorption : isothermes d'adsorption

Une isotherme d'adsorption est une courbe qui représente la relation entre la quantité d'adsorbat par unité de masse de matériaux adsorbant en fonction de la concentration d'équilibre à une température et pression constante. La fonction de partition entre le substrat et le polluant permet de distinguer quatre types d'isothermes (Sposito., 1989). On distingue les types L, H, C et S (Figure 2.7). Différents processus d'adsorption sont associés à ces isothermes.

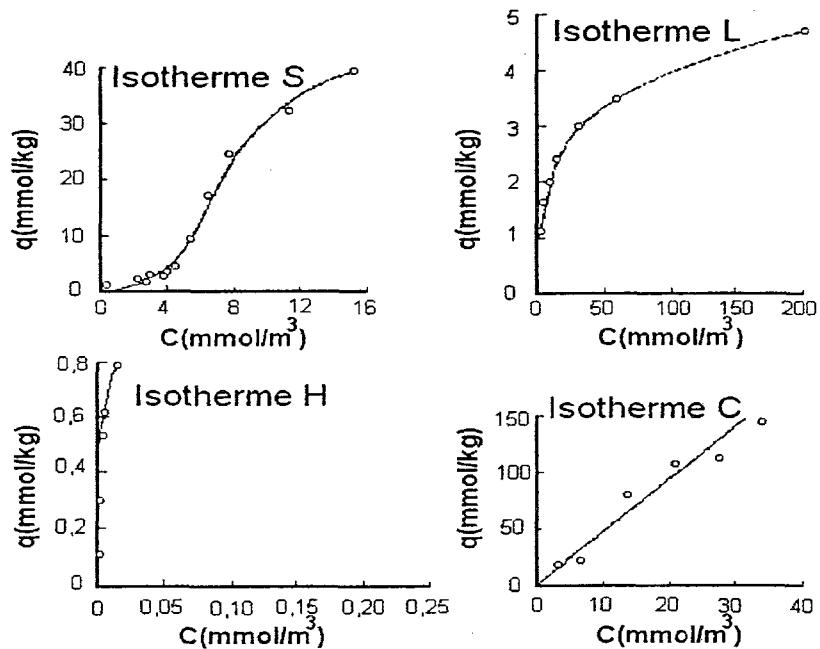


Figure 2.7 : Classification des isothermes d'adsorption selon la forme de la courbe (adapté de Sposito, 1989)

Une isotherme de type L, représenté par le modèle de Langmuir, décrit une grande affinité entre l'adsorbat et le substrat, à faibles concentrations de polluants. Puis, à mesure qu'augmente la concentration, les sites d'adsorption se saturent (décroissance de la pente de la courbe). Le plateau de la courbe indique une saturation. L'isotherme de type H, considéré comme un cas extrême de la courbe L, reflète une très grande affinité entre l'adsorbat et le substrat. L'isotherme de type C « constant partition », est caractérisée par une pente indépendante de la concentration en solution. Quant à l'isotherme S, il affiche une affinité variable de l'adsorbat dépendamment de la concentration du polluant. La pente de la courbe est faible au début et elle augmente avec l'augmentation de la concentration du polluant.

Modèle de Langmuir

Développé en 1970, il repose sur les hypothèses suivantes :

- l'adsorption se fait en une couche unique
- aucune interaction entre les molécules adsorbées
- les sites ont tous la même affinité pour les ions en solution

L'équation utilisée dans ce modèle est :

$$q_e = \frac{K_L C_e}{1 + a_L C_e} \quad (2.1)$$

q_e est la quantité du polluant adsorbé par unité de masse de matériaux, C_e la concentration de polluants à un temps donné, a_L et K_L sont les paramètres du modèle de Langmuir.

Il est possible de linéariser l'équation (2.1) par deux méthodes. En multipliant les deux membres de l'équation par C_e et en inversant l'équation on obtient l'équation linéaire suivante :

$$\frac{C_e}{q_e} = \frac{1}{K_L} + \frac{a_L * C_e}{K_L} \quad (2.2)$$

Aussi, en multipliant chacun des termes de l'équation (2.2) par $(1/C_e + a_L)$, on obtient :

$$\frac{q_e}{C_e} = K_L - a_L \cdot q_e \quad (2.3)$$

Le modèle de Langmuir permet de déterminer un maximum d'adsorption et d'établir une comparaison de l'affinité de certains matériaux pour l'adsorption des polluants par exemple, en plus d'identifier la présence d'un ou plusieurs mécanismes d'adsorption potentiels.

Modèle de Freundlich

Présenté en 1926, l'isotherme de Freundlich repose sur l'équation suivante :

$$\frac{J}{m} = K \cdot C^n \quad (2.4)$$

où K et n sont deux constantes qu'il faut évaluer pour chaque température et pour chaque solution. La forme logarithmique de l'équation de Freundlich est la plus utilisée :

$$\log\left(\frac{J}{m}\right) = \log K + \frac{1}{n} \log C \quad (2.5)$$

L'avantage de ce modèle est sa simplicité. Cependant, il ne permet de déterminer un maximum d'adsorption.

Modèle de Temkin

L'isotherme de Temkin a été utilisée pour décrire l'adsorption du P par des sols.

L'équation de ce modèle est :

$$\frac{S}{S_{\max}} = R \cdot T \ln(A \cdot C) / b \quad (2.6)$$

où:

R : constante des gaz parfaits (cal mol⁻¹ K⁻¹)

T : température absolue (K)

A, b : constantes

S : phosphates adsorbés à la concentration C (mg P/g sol)

S_{max}: maximum d'adsorption pour lequel les phosphates forment une monocouche à la surface du solide (mgP/g sol)

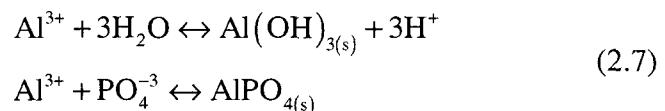
C : concentration du P à l'équilibre (mg P/L)

2.1.6.3 Précipitation

La précipitation du phosphore par la cristallisation est un processus qui a attiré beaucoup d'attention pour sa grande efficacité d'enlèvement du P. La formation des minéraux phosphates est étroitement liée au pH du milieu.

Précipitation en milieu acide

Dans les milieux acides, la précipitation des phosphates se fait principalement par l'aluminium et le fer. Les composées précipitent d'abord sous forme amorphe et se transforment graduellement en solides de forme cristalline. Lorsque le pH est trop élevé pour que les composés AlPO_4 et FePO_4 précipitent, l'adsorption des phosphates sur les hydroxydes d'aluminium et de fer est favorisée. L'Al provenant des scories entre en réaction avec les hydroxydes, OH^- , et les orthophosphates, PO_4^{3-} , pour former les solides précipités d'hydroxydes d'aluminium, $\text{Al}(\text{OH})_{3(s)}$, et de variscite, $\text{AlPO}_{4(s)}$. Dans une solution où la précipitation de la variscite est favorisée, les concentrations totales en Al ($C_{T, \text{Al}}$) et en PO_4^{3-} (C_{T, PO_4}) sont contrôlées par la solubilité de la variscite. Un diagramme de solubilité (figure 9) de la variscite $\text{AlPO}_{4(s)}$ peut être tracé en assumant que la solution est saturée ou sursaturée et $C_{T, \text{Al}} = C_{T, \text{PO}_4}$



Une des utilités du diagramme est la détermination du champ de stabilité d' AlPO_4 selon le pH. Le diagramme montre que la concentration des orthophosphates est minimale pour des pH compris entre 5 et 6 car le phosphore est précipité par l'Al pour former du AlPO_4 . À des pH supérieurs à environ 6.4, la concentration des phosphates en solution augmente puisque l'Al ne précipite plus avec les PO_4^{3-} mais avec les OH^- pour former du $\text{Al}(\text{OH})_{3(s)}$.

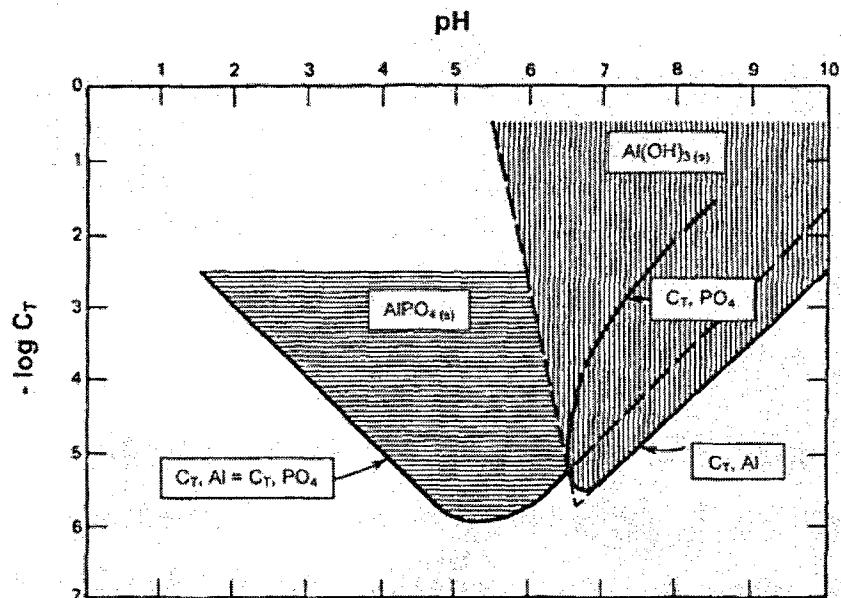


Figure 2.8 : Solubilité de la variscite, AlPO_4 , et de la gibbsite, $\text{Al}(\text{OH})_3$ (Snoeyink. and Jenkins., 1980)

Précipitation en milieu alcalin

En milieu basique, la précipitation des phosphates est plutôt favorisée par la présence des ions calcium. L'enlèvement du P par cristallisation est un processus permettant la conversion du P en solution en hydroxyapatite, HAP, et/ou strurite, MAP (*magnesium ammonium phosphate*), en germes de cristaux sous des conditions métastables. Comme le schématise la Figure 2.9, le mécanisme de cristallisation de P dans une solution sursaturée consiste essentiellement en la nucléation et la précipitation de la forme amorphe, ensuite en la transformation de la phase amorphe en phase cristalline et enfin en la croissance des cristaux (Stumm and Morgan, 1981)

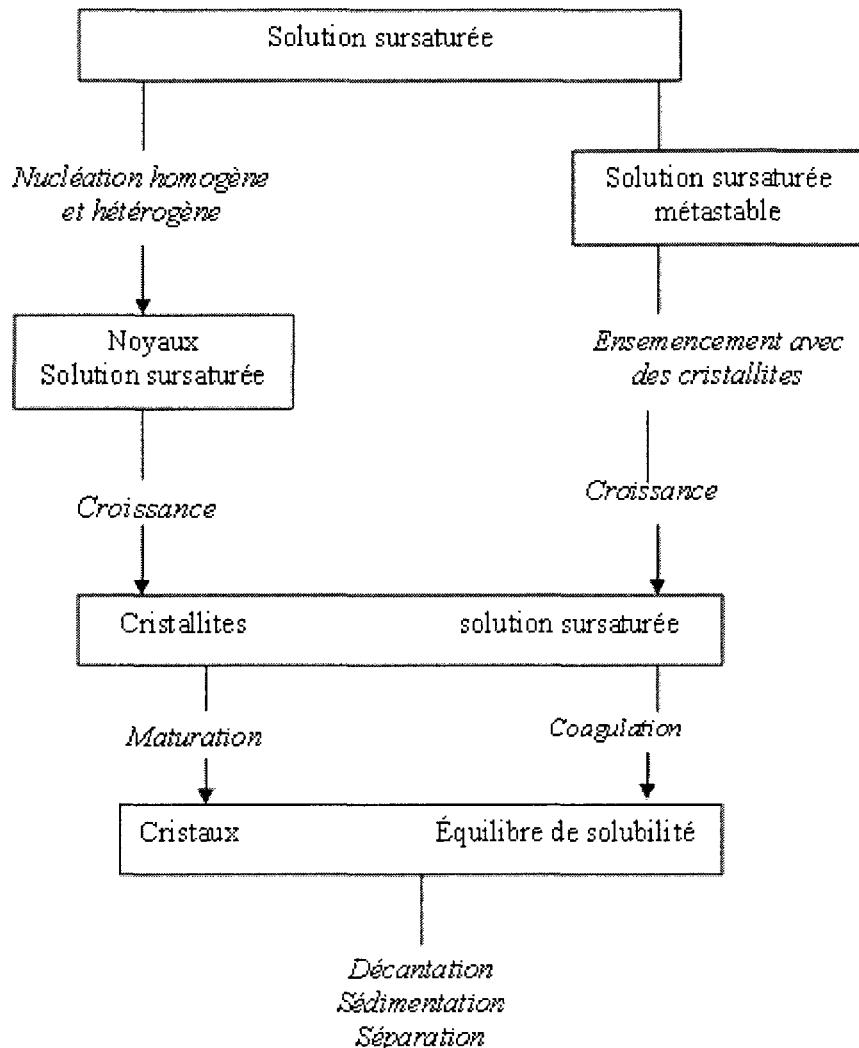
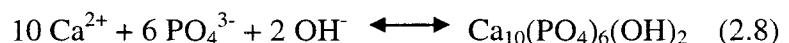


Figure 2.9 : Schéma simplifié de la formation de noyaux et de la croissance des cristaux (Stumm and Morgan, 1981)

La cristallisation du P nécessite un certain degré de sursaturation (Abbona and Franchini-Angela, 1995, Lundager et al., 1995). L'état de saturation d'une solution est défini en comparant la valeur du produit ionique Q d'une solution par rapport au

produit de solubilité Kps déterminé en conditions standards. En théorie, il suffirait que l'état de sursaturation soit supérieur au produit de solubilité Kps pour que la nucléation ait lieu, mais la pratique semble différente de la théorie (Segal., 1989). L'initiation de la précipitation des HAP demande une grande énergie d'activation surtout si aucune forme de complexes Ca-P n'est présente qui peut servir de germes de cristallisation. Par conséquent, l'intensité de formation des HAP dépendra d'une façon critique des facteurs tels que le degré de saturation, le pH et la concentration de P (Johansson and Gustafsson, 2000). Dépendamment de ces facteurs, un certain nombre de complexes Ca-P peuvent être formés. En effet, à des valeurs de pH entre 7 et 9, les phosphates de calcium amorphe (*amorphous calcium phosphate*, ACP) seraient convertis en précurseurs dits octacalcium de phosphates (OCP) puis en HAP qui est thermodynamiquement plus stable. Dans des conditions plus alcalines (pH>9.3), l'hydrolyse d'OCP en HAP se ferait rapidement et directement sans passage par les OCP (Johansson and Gustafsson, 2000). Dans un procédé d'enlèvement du P, la précipitation du calcium par cristallisation est favorisée par un pH, un temps de contact et un ratio Ca/P élevés. La cristallisation des HAP se fait selon l'équation suivante :



En plus des HAP, la littérature cite d'autres formes de complexes de Ca-P comme le phosphate dicalcique (CaHPO_4), le phosphate tricalcique ($\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$) et l'octacalcium de phosphate ($\text{Ca}_4\text{H}(\text{PO}_4)_3$). D'autres minéraux composés de calcium et de phosphates existent mais leur contribution à l'enlèvement du P n'est pas significative en traitement des eaux usées (House and Warwick, 1999, Stumm and Morgan, 1981).

Tableau 2.4 : Propriétés thermodynamiques de composées de Ca-P (Zoltek Jr, 1974)

Composé	Formule	Kps	Ca/P
Fluoroapatite (FAP)	$\text{Ca}_{10}(\text{PO})_6\text{F}_2$	10^{-118}	1,67
Hydroxyapatite (HAP)	$\text{Ca}_{10}(\text{PO})_6\text{OH}_2$	10^{-114}	1,67
Phosphates tricalciques	$\text{Ca}_3(\text{PO})_2$	$10^{-27,0}$	1,5
Phosphates octaalcaciques	$\text{Ca}_4\text{H}(\text{PO})_3$	$10^{-46,9}$	1,33
Phosphates dicalciques (dihydrate)	$\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	$10^{-6,56}$	1
Calcite	CaCO_3	$10^{-8,35}$	

De nombreuses recherches ont pu mettre en évidence l'effet négatif de l'alcalinité de la solution sur l'enlèvement de P par cristallisation. Cet effet négatif serait dû à la cocrystallisation des carbonates de calcium sur les germes de cristallisation (Jang and Kang, 2002).

2.1.7 Revalorisation des scories d'aciéries

Les scories d'aciéries sont produites sur tous les continents. La production mondiale des scories d'aciéries est d'environ 200 millions de tonnes/an. Le plus grand producteur de scories au monde est la Chine avec 58 millions de tonnes/an, suivie par l'Europe à 57 millions puis l'Amérique du Nord à 21 millions de tonnes/an. Aux États-Unis, la quantité de BF produite par an est estimée à 13 millions tonnes/an ce qui équivaut à 220-370 kg scories / tonne de fer produit. Pour les BOF et EAF, la quantité annuelle est de 8 millions. La valeur commerciale de ces scories a été estimée à 147 millions USD par la commission géologique des États-Unis d'Amérique (*U.S Geological Survey*)

Au Canada, il existe 17 usines qui effectuent la fusion et la coulée de l'acier dont quatre au Québec. Les usines québécoises sont munies de fours à arc électriques (Soulard, 2001). Sur les 100 dernières années de la sidérurgie, les scories d'aciéries ont été utilisées dans de nombreux domaines. Elles ont été commercialisées depuis le milieu du 19^e siècle dans les pays industriels. Historiquement, elles sont utilisées comme matériaux de remblais et dans la construction des routes. Toutefois, de nombreuses autres utilisations ont apparu (Proctor et al., 2000).

Selon l'Association National des scories (*National Slag Association*), , la forme physique des particules de scories est un paramètre crucial dans le domaine du génie civil. Les particules des scories doivent être de forme cubique avec des vésicules surfaciques permettant aux particules de se relier entre elles. La composition chimique des scories d'aciéries leur offre des propriétés cimenteuses. Cette propriété est due essentiellement aux minéraux tels que les C₃S (silicate tricalciques), C₂S (silicate dicalciques), C₄AF et C₂F (Shi, 2004). L'utilisation des scories dans la fabrication du ciment a eu lieu, par exemple, en Chine et sa commercialisation date de plus de 25 ans (Shi, 2004). Elles permettent une meilleure adhésion du béton bitumineux. Il a été constaté que l'utilisation des scories dans la construction des routes offre une résistance remarquable au dérapage sur les routes. Les scories, qui ont la propriété de devenir plus stables à l'état humide, permettent la prévention de la formation du gel sur les routes et se compactent très facilement comparativement aux autres agrégats. D'autres matériaux comme le sable, le gravier et le calcaire sont des matériaux alternatifs aux scories pour l'utilisation en construction. Cependant, les scories ont l'avantage d'être considérée comme une « source de minéraux renouvelable » puisque son utilisation réduit la consommation des matériaux naturels (NSA., 2003). En Allemagne, 400 000 tonnes de scories par an sont utilisées comme agrégats pour la stabilisation des lits de rivières pour contrer l'érosion (Motz and Geiseler, 2001). Aux États-Unis et au Québec, elles ont été utilisées aussi en

agriculture comme fertilisants et éléments de reminéralisation du sol. D'autres applications des scories ont eu lieu aux États-Unis pour la neutralisation des rejets miniers et industriels et le recouvrement de sites d'enfouissement.

2.1.8 Risques pour la santé et l'environnement

Les scories d'aciéries peuvent contenir des concentrations plus ou moins élevées de certains métaux lourds dont l'espèce et la concentration varient selon le type de scories. Proctor et al, (2000) a établi une comparaison entre la concentration des métaux lourds de trois types de scories (EAF, BF et BOF) et de sols américains. Ses résultats ont montré que les trois types de scories contenaient des niveaux élevés de certains métaux lourds. Les BF contenaient du beryllium, du chrome total, du manganèse, du molybdène et du sélénium à des concentrations plus élevées que celles rencontrées dans le sol. Pour les BOF, les métaux ayant une concentration excédant celle trouvée dans le sol étaient l'antimoine, le cadmium, le chrome total, le manganèse, le molybdène, le sélénium, le cuivre, le thallium, l'étain et le vanadium. Quant aux scories EAF, l'antimoine, le cadmium, le chrome total et hexavalent, le cuivre, le manganèse, le molybdène, le nickel, le sélénium, l'argent, l'étain, le vanadium et le zinc avaient des concentrations plus élevées que celles dans le sol. Des tests de lixiviation selon les procédures TCLP (*toxicity characteristics leaching procedure*) et ASTM (Method D 3987) ont été réalisés en milieux acide et neutre afin d'étudier la mobilité et la possibilité de relargage des métaux. Ces tests ont montré que les métaux lourds étaient fortement liés aux scories et n'ont pas été libérés de la matrice solide, même sous conditions acides où généralement les métaux sont extrêmement mobiles (Proctor et al., 2000). Cette donnée est très importante pour ce qui est de l'évaluation du risque pour la santé humaine et l'environnement, car d'une part, un lessivage des scories susceptible de polluer les eaux souterraines semble peu probable, et d'autre part, une absorption dans l'estomac où les conditions sont acides

est aussi improbable puisque les métaux ne devraient pas y être solubilisés. Le coefficient de partition sol/eau, K_d , a aussi été utilisé afin de confirmer la non-dissociation des métaux de la matrice solide vers le milieu environnant. Comme illustré au tableau 4, les valeurs de K_d sont très élevées indiquant une liaison forte entre les métaux et la matrice solide (scories). Une comparaison entre K_d de chaque métal dans le sol et dans les scories a été établie. Cette comparaison a montré que quasiment toutes les valeurs de K_d mesurées pour les scories étaient supérieures à celles mesurées dans les sols. Ceci signifierait que les métaux sont beaucoup plus difficiles à mobiliser des scories que du sol. Le K_d très élevé dans le cas des scories est expliqué par le pH élevé. En effet, des recherches ont montré que pour de nombreux métaux, le coefficient de partition sol/eau augmente avec l'élévation du pH. Deux exceptions sont à signaler pour le sélénium et le chrome hexavalent alors que le K_d augmente avec l'augmentation du pH. Cependant, les valeurs de K_d de ces deux métaux dans les scories citées par Proctor et al, (2000) restent supérieures à celles dans le sol.

Pour ce qui est du risque d'inhalation des particules des scories, l'analyse granulométrique des scories réalisée par Proctor et al, (2000) a montré que ce risque est faible. En effet, la taille des particules des scories à la sortie de l'usine est plus faible que celle des particules du sol ce qui rend la mise en suspension dans l'air des particules, leur migration et leur inhalation faiblement probable.

Tableau 2.5 : Présentation Résultats du test ASTM et du coefficient de partition sol/eau (kd) pour les scories BOF, EAF et BF (Proctor et al., 2000)

metal	BF			BOF			EAF		
	arithmetic mean slag concn (mg/kg)	arithmetic mean ASTM concn (mg/L)	arithmetic mean K_d value (L/kg)	arithmetic mean slag concn (mg/kg)	arithmetic mean ASTM concn (mg/L)	arithmetic mean K_d value (L/kg)	arithmetic mean slag concn (mg/kg)	arithmetic mean ASTM concn (mg/L)	arithmetic mean K_d value (L/kg)
aluminum	38420	3.8	20835	18.775	2.7	15852	41550	38	1820
antimony	ND	ND	ND	4.4	ND	1760	6	0.017	2373
arsenic	0.45	ND	300	ND	0.003	ND	5.0	0.0040	819
barium	290	0.22	1686	86	0.11	1697	717	0.49	2043
beryllium	8.2	ND	16480	5	ND	10000	1.9	ND	3830
cadmium	ND	ND	ND	15	ND	61224	8.3	ND	33886
chromium	120.8	0.0038	78292	1285	ND	856667	2937	0.066	544105
chromium(VI)	ND	ND	ND	ND	ND	ND	3.5	0.023	535
copper	11	ND	7967	22	ND	14833	243	0.0049	124874
iron	32440	ND	1297600	180525	ND	7221000	181150	ND	7246000
lead	31	ND	20667	18	0.027	3194	83	0.018	28591
manganese	7820	0.0014	7112857	30525	0.0022	26502273	38220	0.0035	14953635
molybdenum	3.3	ND	1320	4.0	0.0080	700	30	0.044	1154
mercury	ND	ND	ND	0.10	ND	1000	0.090	ND	900
nickel	3.3	ND	1300	4.3	ND	1720	37	ND	14600
selenium	4.8	0.0075	1015	17	ND	6627	19	0.011	5707
silver	ND	0.0037	ND	3.8	ND	1500	5.2	ND	2060
thallium	ND	ND	ND	11	ND	11000	ND	ND	ND
tin	2.5	ND	500	6.3	ND	1250	15	ND	2930
vanadium	34	0.010	11753	848	0.0087	239230	502	0.015	72959
zinc	33	ND	3348	48	ND	4775	241	ND	24050

*BF, blast furnace; BOF, basic oxygen furnace; EAF, electric arc furnace.

2.1.9 Étude des écoulements dans les réacteurs

2.1.9.1 Distribution des temps de séjour (DTS)

La méthode de la distribution des temps de séjour, DTS, est très utile en génie des procédés. Elle décrit les écoulements des phases, leur mode de mélange et de mise en contact dans les réacteurs, ce qui permet la compréhension des phénomènes de transfert de matières mis en œuvre. La comparaison entre les DTS théoriques et expérimentales aide à développer des modèles mathématiques pour les réacteurs réels.

2.1.9.2 Aspects théoriques de la DTS

Selon Villermaux, (1982), la notion de DTS est pour beaucoup un concept uniquement applicable aux réacteurs chimiques, alors qu'en réalité le terme « réacteur » doit être pris dans un sens très large. En effet, la notion du réacteur

s'applique à toute portion d'espace traversée par des éléments mobiles qui y séjournent pendant des durées variables : appareils industriels, bassins fluviaux, organes d'un être vivant, etc. Le contexte expérimental et théorique offre un bon nombre d'outils efficaces et adaptés à la compréhension des facteurs qui régissent les performances d'un réacteur, même si cela ne permet pas d'arriver à une connaissance détaillée de l'écoulement à chaque point du réacteur. Aux fins de modélisation des phénomènes physiques en milieu polyphasique, la notion du réacteur idéal est introduite qui fait appel à des écoulements simples dans les réacteurs en régime permanent.

Deux réacteurs idéaux sont distingués :

- Réacteur à Écoulement Piston, RP, dans lequel le temps de séjour est identique pour toutes les molécules.
- Réacteur ouvert à écoulement parfaitement agité, RPA, dans lequel les molécules entrantes sont immédiatement dispersées et les temps de séjours sont quelconques. La composition est uniforme en tout point.

La description d'un réacteur réel se fait par l'association des réacteurs idéaux ce qui permet l'établissement d'un modèle. Les modèles les plus utilisés sont :

- la cascade de RPA,
- la cascade de RPA avec zones mortes ou court-circuitage,
- le RP avec dispersion axiale, et
- le RP et le RPA en série ou en parallèle.

Dans un réacteur réel, les molécules séjournent dans le volume réactionnel pendant un temps t qui dépendra du profil hydrodynamique et de la géométrie du

réacteur. Ce temps de séjour peut s'écarte du temps de séjour moyen t_{sm} . Il existe donc une DTS qui dépend du type d'écoulement. Les performances du système en tant que réacteur seront souvent liées à la DTS (Villermaux, 1982).

2.1.9.2.1 Fonctions de DTS

La fonction de distribution des temps de séjour la plus importante est la fonction $E(t)$ où $E(t).dt$ représente la fraction du débit de sortie contenant des molécules d'âge compris entre t et $t+dt$.

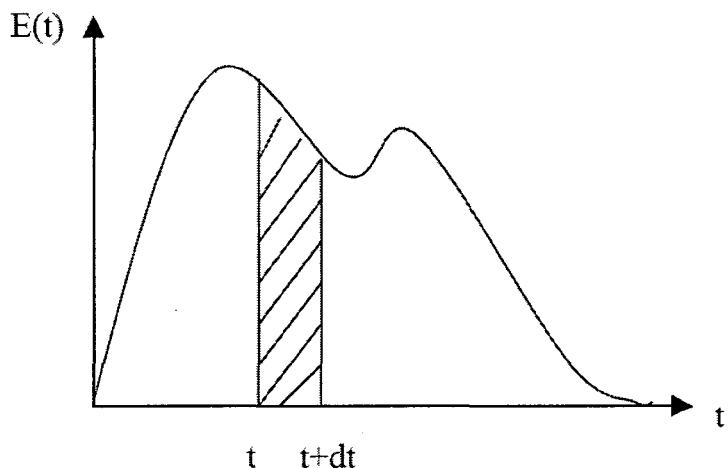


Figure 2.10 : fonction de distribution des temps de séjour

La fonction $E(t)$ peut être assimilée à la densité de probabilité du temps de séjour dans le débit de sortie. Les conditions de normalisation impliquent :

$$\int_0^{\infty} E(t) \cdot dt = 1 \quad (2.9)$$

La fraction de fluide ayant séjourné plus longtemps que t_s dans le réacteur, est donnée par :

$$\int_{t_s}^{\infty} E(t) \cdot dt \quad (2.10)$$

La fraction du fluide dont le temps de séjour est inférieur à t_s est donnée par la fonction de distribution cumulative définie comme suivant :

$$F(t_s) = \int_0^{t_s} E(t) \cdot dt \quad (2.11)$$

Le temps de passage T à travers le réacteur est défini comme étant le rapport entre le volume réactionnel (V_r) et le débit volumique du fluide (Q). Le temps de passage θ peut être utilisé pour définir une fonction de distribution en coordonnées réduites, telle que :

$$E(\theta) = T \cdot E(t) \quad (2.12)$$

où

$$\theta = \frac{t}{T} \quad (2.13)$$

représente le temps réduit.

À partir de la fonction de distribution des temps de séjour, il est possible de définir des moments statiques ayant une importance dans l'exploitation des courbes de réponse des réacteurs réels. Le moment d'ordre n par rapport à l'origine est donné par l'expression :

$$\mu_n = \int_0^{\infty} t^n E(t) \cdot dt \quad (2.14)$$

Le moment d'ordre 1 représente le temps de séjour moyen des molécules dans le réacteur :

$$t_{sm} = \int_0^{\infty} t \cdot E(t) \cdot dt \quad (2.15)$$

à l'aide du t_{sm} , nous pouvons exprimer le moment centré comme étant :

$$\mu_n = \int_0^{\infty} (t - t_{sm})^n E(t) \cdot dt \quad (2.16)$$

Le moment centré d'ordre 2 est la variance de la distribution des temps de séjour qui caractérise son étalement par rapport à la moyenne.

2.1.9.2.2 DTS dans divers types de réacteurs

Réacteur à écoulement piston (REP)

Un REP se comporte comme un retard pur. Tous les signaux entrants sont donc transmis sans déformation et se retrouvent à la sortie à la fin d'un temps $t = T$. Toutes les molécules ont le même temps de séjour

$$t_{sm} = T = \frac{V_r}{Q} \quad (2.17)$$

$$E(t) = \delta(t - T) \quad (2.18)$$

Réacteur parfaitement agité

Dans le cas d'une injection de type impulsion, la concentration monte instantanément à C_0 puis évolue suivant l'équation :

$$V_r \frac{dC_s}{dt} + QC_s = 0 \quad (2.19)$$

L'intégration de cette équation aboutit à :

$$\frac{C_s}{C_0} = \exp\left(-\frac{t}{T}\right) \quad (2.20)$$

d'où l'expression suivante pour la DTS :

$$E(t) = \frac{1}{\theta} \exp\left(-\frac{t}{T}\right) \quad (2.21)$$

Réacteur réel

Dans un réacteur réel, les courbes de DTS observées sont des courbes intermédiaires entre les deux comportements idéaux (Figure 2.11).

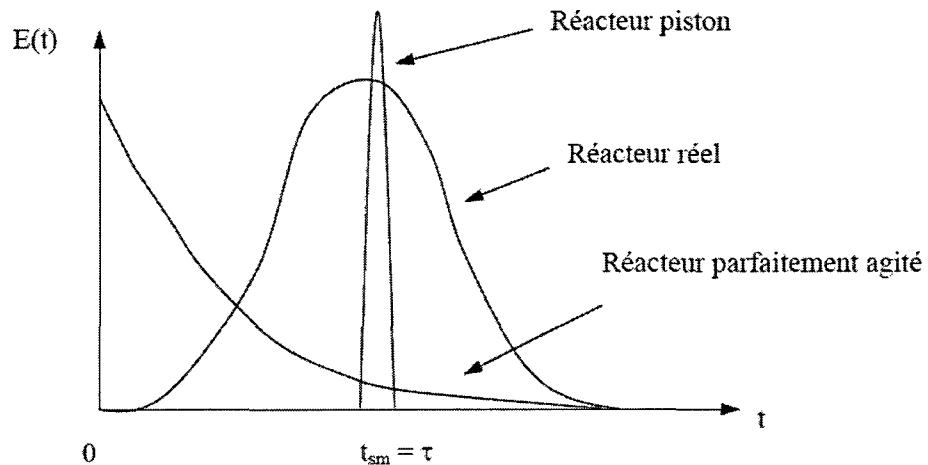


Figure 2.11 : Distribution des temps de séjour

La connaissance de la fonction de distribution pour un système donné permet, par simple comparaison avec les courbes correspondant aux systèmes idéaux, de voir

de quel type de réacteur idéal le système réel s'en rapproche le plus. Si la comparaison révèle des différences importantes, les modèles idéaux pourront être combinés ou modifiés de manière à rendre compte du comportement réel du système.

2.1.9.3 Interprétation hydrodynamique de DTS et modélisation

L'utilisation de la technique de traçage conduit à l'établissement de la fonction DTS et permet la connaissance du profil d'écoulement dans le réacteur. Dans le cas d'une injection impulsion, le suivi de la variation de la concentration du traceur $C(t)$ permet d'établir la courbe DTS, selon l'équation :

$$E(t) = C(t) \sqrt{\int_0^\infty C(t) dt} \quad (2.22)$$

De cette équation, le temps de séjour moyen, t_{sm} peut être déduit :

$$t_{sm} = \frac{\int_0^\infty t C(t) dt}{\int_0^\infty C(t) dt} \quad (2.23)$$

tandis que le temps de passage des molécules dans le réacteur est donné par :

$$T = \frac{V_r}{Q} \quad (2.24)$$

Selon Villermaux, (1982), la comparaison de temps de séjour moyen avec le temps de passage permet de déceler trois phénomènes selon les cas suivants:

- si $t_{sm} = T$, ceci veut dire que tout le volume interne du réacteur V_r est accessible au fluide

- si $t_{sm} < T$, la courbe expérimentale $C(t)$ présente une trainée qui traduit l'existence d'un volume mort ou stagnant V_m , qui représente une partie du volume réactionnel inaccessible au fluide :

$$V_r = V_m + V_a \quad (2.25)$$

À partir du volume accessible $V_a = Q \cdot t_{sm}$, nous pouvons déduire la fraction de volume mort à l'aide de l'expression suivante (Villermaux, 1982) :

$$\beta = \frac{V_m}{V_r} = 1 - \frac{t_m}{tau} \quad (2.26)$$

- si $t_{sm} > T$, il existe un court-circuit, et que le pic initial correspondant au débit de court-circuit qui a pu échapper à l'enregistrement. Il faut alors refaire l'injection en portant l'attention sur les tout premiers instants de la réponse. La fraction de court-circuit, α , s'écrit (Levenspiel, 1962):

$$\alpha = 1 - \frac{T}{t_{sm}} \quad (2.27)$$

La DTS est un outil précieux de diagnostic qui donne accès à des paramètres difficilement mesurés par des méthodes directes.

2.1.9.4 Modélisation des écoulements des fluides

Il existe principalement deux modèles pour décrire un écoulement idéal dans un réacteur en régime permanent. Il s'agit du modèle piston avec dispersion axiale, et le modèle de la cascade de réacteurs ouverts parfaitement agités.

Modèle piston avec dispersion axiale

Ce modèle repose sur la superposition d'un écoulement piston convectif de vitesse u et d'une dispersion axiale qui obéit à la loi de Fick. Le flux unitaire axial est donné par :

$$\Phi = u_{ax} \cdot c - D_{ax} \cdot \frac{\partial c}{\partial z} \quad (2.28)$$

où u_{ax} est la vitesse axiale et D_{ax} le coefficient de dispersion axiale qui dépend à la fois du fluide, du régime et de la structure géométrique du réacteur.

Pour un écoulement dans un tube vide, il existe plusieurs causes de dispersion, comme le profil radiale de la vitesse, la diffusion moléculaire en régime laminaire, la diffusion turbulente en régime turbulent.

La dispersion axiale est caractérisée par un nombre adimensionnel dit nombre de Peclet, P_e .

$$P_e = \frac{u_{ax} \cdot L}{D_{ax}} \quad (2.29)$$

où L est la longueur du lit.

Le bilan sur le traceur s'écrit dans le cas d'une injection de type impulsion :

$$\frac{\partial c}{\partial t} = D_{ax} \cdot \frac{\partial^2 c}{\partial z^2} - u_{ax} \cdot \frac{\partial c}{\partial z} \quad (2.30)$$

La résolution de cette équation dépend des conditions aux limites au point d'injection $z = 0$ et au point de mesure $z = H$.

Dans le cas d'une grande dispersion, on peut différencier 2 cas de systèmes (Levenspiel, 1962): système ouvert et système fermé

Dans le cas d'un système ouvert à la dispersion, la solution exacte suivante est proposée (Villermaux, 1982):

$$E(t) = 0.5 \cdot \left(\frac{Pe}{\pi} \cdot \theta \right)^{0.5} \cdot \exp \left[-\frac{Pe (1-\theta)^2}{4\theta} \right] \quad (2.31)$$

En coordonnées réduites où $\theta = t/T$, la fonction de DTS ne dépend que d'un seul paramètre, Pe , et s'écrit :

$$E(t) = 0.5 \cdot \left(\frac{Pe}{\pi} \cdot \tau \cdot t \right)^{0.5} \cdot \exp \left[-\frac{Pe (T - t)^2}{(4T \cdot t)} \right] \quad (2.32)$$

CHAPITRE 3. PHOSPHORUS REMOVAL FROM WASTEWATER USING SLAG FILTER: EFFECT OF SLAG PARTICLE SIZE ON TREATMENT PERFORMANCE AND HYDRODYNAMICS

Zakariae ABDERRAJA Anjab^a, Florent Chazarenc^b, Jaume Puigagut^a, Yves Comeau^a

^aDepartment CGM (Civil, Geological and Mining Engineering), Ecole Polytechnique of Montreal, P.O. box 6079, station Centre-ville (2900 Edouard-Montpetit blvd), Montreal (Quebec) Canada H3C 3A7.

^bÉcole des Mines de Nantes, UMR GEP EA 6144, 4 rue Alfred Kastler, La Chantrerie, B.P. 20722, F44307 Nantes Cedex 3, France.

3.1 Abstract

The effect of slag particles size on both phosphorus P removal capacity and filter hydraulic efficiency was studied in laboratory mesocosms using three particles sizes, fine (0-1 mm) consisting of ladle slag, medium (5-15 mm) and large (20-40 mm) consisting of electric arc furnace (EAF) slag. Fine slag (1/3 v/v) 15 was mixed with silica sand (2/3 v/v) to improve hydraulic conductivity. Similarly medium slag (1/3 v/v) 16 was combined with limestone (2/3 v/v) in two ways, mixed uniformly or with the slag located upstream. Large slag was used alone. Four rectangular mesocosms in duplicate containing selected materials were continuously fed, firstly with tap water, then with a synthetic phosphorus solution using phosphorus salts (170 d) and then with a reconstituted effluent containing a mixture of phosphorus salts and organic matter from aerobically digested fish farm sludge (95 d). Results showed that the highest phosphorus retention was obtained by the fine media, 3.9 g P/kg, followed by the two medium mixes (2.9 - 3.0 g P/kg) and the large slag (2.7 g P/ kg). E-curves determined by tracer tests showed a decrease in both observed hydraulic residence time HRT (t_{sm}) and Peclet number (Pe) between the beginning and end of experiment in all slag filters except for the medium slag located upstream of limestone. The largest decrease was observed with the fine media followed by large slag and then medium slag completely mixed with limestone. A small particle size was a key factor for maximizing P retention due to a large specific surface area favouring a high release of calcium and hydroxide ions. Fine media, however, resulted in media clogging due to cementation, notably by calcium carbonate and calcium-phosphate precipitates. A medium slag completely mixed with limestone would appear to be the most appropriate of the media tested for a full scale system since it allows both a good phosphorus retention and hydraulic efficiency.

Keywords : Phosphorus removal, slag filter, hydrodynamics

3.2 Introduction

Phosphorus (P) discharges in the environment from anthropogenic activities accelerates the eutrophication of surface water. Some small wastewater treatment facilities have difficulties in achieving a good P removal. For constructed wetlands (CWs), a promising ecological and extensive wastewater treatment process, it is considered that P removal is not efficiently achieved after about 4 years after the starting period (Kadlec, 1996). A promising approach that is technically and economically attractive to overcome this problem is to use a reactive media having a strong sorption capacity for phosphorus either within or downstream of the constructed wetland. Steel slag was reported in some studies as an efficient substrate to remove P at the effluent of CWs (Drizo et al., 2006; Shilton et al., 2006; Chazarenc et al., 2008). Steel slag is a non-metallic by-product from either the conversion of iron to steel in a basic oxygen furnace BOF, or the melting of recycled metal to produce steel in electric arc furnace (EAF) (Shi, 2004). The use of steel slag, however, is hampered by their high content in free lime (CaO) leading to both a high effluent pH and clogging in the slag filter. Forget (2001) compared 57 materials using batch tests and showed that EAF steel slag had a high potential for P removal. A large range of sorption capacities were reported from batch experiments using steel slag ranging from 0.1 up to 50 g P kg⁻¹ 45 slag (Gruneberg and Kern, 2001; Mann and Bavor, 1993; Sakadevan and Bavor, 1998). The maximum removal capacity was observed to be strongly proportional to the max P concentration used in the isotherm batch test experiments leading to over- or underestimation of the maximum P removal capacity (Chazarenc et al., 2008). Continuous flow studies using columns can improve the reliability of results over batch investigations (Chazarenc et al., 2008). However, in small column systems, wall effects and clogging by precipitates and organic matter can limit the validity of the test. Clogging affects the hydrodynamics of filtering systems with the effect of partial reduction of the effective pore volume up to the

failure of the system. The gradual development of clogging can be characterized by tracer studies in which the residence time distribution function is determined, an approach that, to our knowledge, has not been used with slag filters. The objectives of this study were (i) to determine the maximum P removal capacity of EAF steel slag media in mesocosms experiments with reduced wall effects, (ii) to compare the effect of slag size and the use of slag mixed with other media (silica sand and limestone) on P removal and long term slag P sorption capacities, and (iii) to characterize the effect of clogging on the life expectancy of an EAF slag bed for P removal.

3.3 Materials and methods

3.3.1 Bench scale system

Three particle size of EAF slag were tested in this study including fine slag (ladle slag 0-1 mm).medium slag (5-15 mm) and large slag (20-40 mm). Our study aimed at testing the three main categories of slag produced and supplied by Arcelor Mittal and MultiServ at Contrecoeur (Quebec, Canada). Three particles sizes of slag were tested, fine, medium and large (Table 1). Fine and medium slags were mixed with other material to increase the hydraulic conductivity to reduce clogging by chemical precipitation and organic material accumulation. Fine slag (0-1 mm) was uniformly mixed with silica sand (2 mm) in a 1/3 – 2/3 v/v ratio. Medium slag (5-15 mm) was combined with limestone (5-15 mm) either mixed uniformly or by having the slag located upstream of the limestone. Large slag (20-40 mm) was used alone. Four rectangular mesocosm reactors (L:70 cm, w: 15 or 25 mm, d: 50 cm) were filled with four reactive materials in duplicate (Figure 1). Length (L) and width (w) were selected to reduce wall effects and to measure a suitable length-to-width ratio while depth was chosen to be similar to that in field scale filters (Table 1). Each bed contained 10 cm of gravel layer acting as gabions at the inlet and outlet (Figure 1).

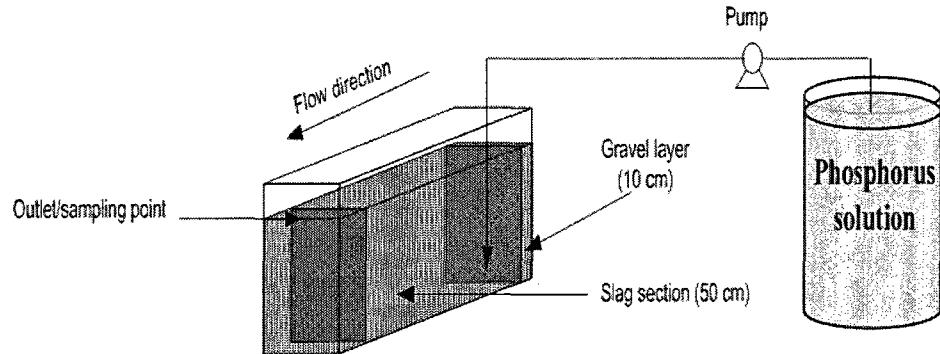


Figure 3.1 : experimental setup , schematic view of one mesocosms

3.3.2 Treatment performances

Mesocosms were fed by using peristaltic pumps. The flow rate was kept at 75 a constant value during the whole study (Table 1). The pore volume was measured by emptying the beds previously filled with water

Table 3.1: Mesocosms characteristics

Mesocosms name	Slag size (mm)	Additional material	Media total weight (kg)	% Slag	Width (cm)	Ratio L/w	Nominal Flow rate Qin (L/d)	Pore volume (Vr) (L)
F1, F2	Small 0-1	Sillica sand	65	33	15	4,7	19	21
M1, M2*	Medium 5-15	Limestone	86	42				27
M3, M4**								
L1, L2	Large 20-40	none	185	100	25	2,8	37	48

* slag was placed before limestone section in flow direction

** slag and limestone were completely mixed

Four feeding conditions were used for all mesocosms. During period 0, tap water was used to characterize the initial hydrodynamic behaviour of the system. During periods 1 and 2, solutions made of P salts (K_2HPO_4/KH_2PO_4 [1:3.9 (w/w)]) were used to determine the effect of the phosphorus loading rate. During period 3, a reconstituted effluent made of digested fish farm sludge supplemented with P salts. The resulting concentrations were 40-80 mg TSS/L, 80-120 mg COD/L and 35-40 mg TKN/L. The pH of all influents was kept close to neutrality during the study. Samples were taken twice per week at the inlet and outlet of all slag filters for immediate pH determination and subsequent TP analysis and immediately proceed to measure pH and TP. Calcium and magnesium concentrations were measured every month at the inlet and the outlet of all slag filters using an atomic spectrophotometer model A Analyst 200 (Perkin Elmer instruments, Woodbridge, Ontario). Analytical determinations were made according to standard methods (APHA et al., 2005). Treatment performances were determined on a mass basis.

Table 3.2: Effluent conditions

	Time (d)	Effluent	P concentration (mg P/L)	pH
Step 0	120	Tap water	0	7
Step 1	75	Synthetic P solution (K_2HPO_4 , KH_2PO_4)	26 ± 2	6,9-7,2
Step 2	95		130 ± 8	
Step 3	95	Recombined effluent (sludge + K_2HPO_4 , KH_2PO_4)	35 ± 6	6,5-7

3.3.3 Tracer tests

Three tracer tests were conducted on half of the mesocosms to characterize the effect of P sorption and organic matter accumulation on filters hydraulic behaviour. The first tracer test was conducted during period 0, prior to any influent phosphorus addition. The second tracer test was done during period 2, the third at the end of experiments. The protocol used was based on the rapid injection of 4 ml of concentrated potassium bromide solution (250 or 300 g KBr /l) at the inlet while effluent samples were collected for Br⁻ determination. Samples were automatically taken every 45 to 75 minutes at the effluent of each mesocosm during 5 to 7 days after tracer injection using an ISCO sampler. The concentration of bromide was measured using a specific electrode Orion 96-35. Bromide was selected as tracer for its chemical conservative proprieties.

Normalized residence time distribution curves (E-curve) were drawn according to:

$$E(t) = \frac{(C(t) - C_w)}{C_e \cdot \tau} \quad (3.1)$$

where $C(t)$ is the Br⁻ concentration at outlet (mg/L), C_w the Br⁻ background concentration (mg/L), C_e the normalized Br⁻ concentration (mg/L) and τ the theoretical residence time ($\tau = V_r / Q_{in}$ with V_r : pore volume of the considered mesocosms (L) and Q_{in} inflow : L/d).

The observed HRT (t_{sm}) was determined as follows:

$$t_{sm} = \frac{\int_0^{\infty} t \cdot E(t) dt}{\int_0^{\infty} E(t) dt} \quad (3.2)$$

When possible, the dispersion in mesocosms was estimated using a plug flow with axial dispersion model (Levenspiel., 1962).

3.4 Results:

3.4.1 Effect of P loading rate on P treatment performances and on pH

Effluent pH and treatment performances were plotted as a function of elapsed pore volumes. During period 1, P removal and pH were high, at least 90 % in all mesocosms (Fig. 2). After a P concentration increase in the feeding solution, (period 2) a P sorption decrease was observed in all mesocosms, but it appeared later in the fine slag mesocosms (Fig. 2-D). During period 3, the decrease in P loading in the reconstituted effluent (from 130 to 35 mg P/L) resulted in an increase of treatment performances to nearly 95% and a pH close to 9.2 for all mesocosms except the fine media where large fluctuations were observed (Fig. 2).

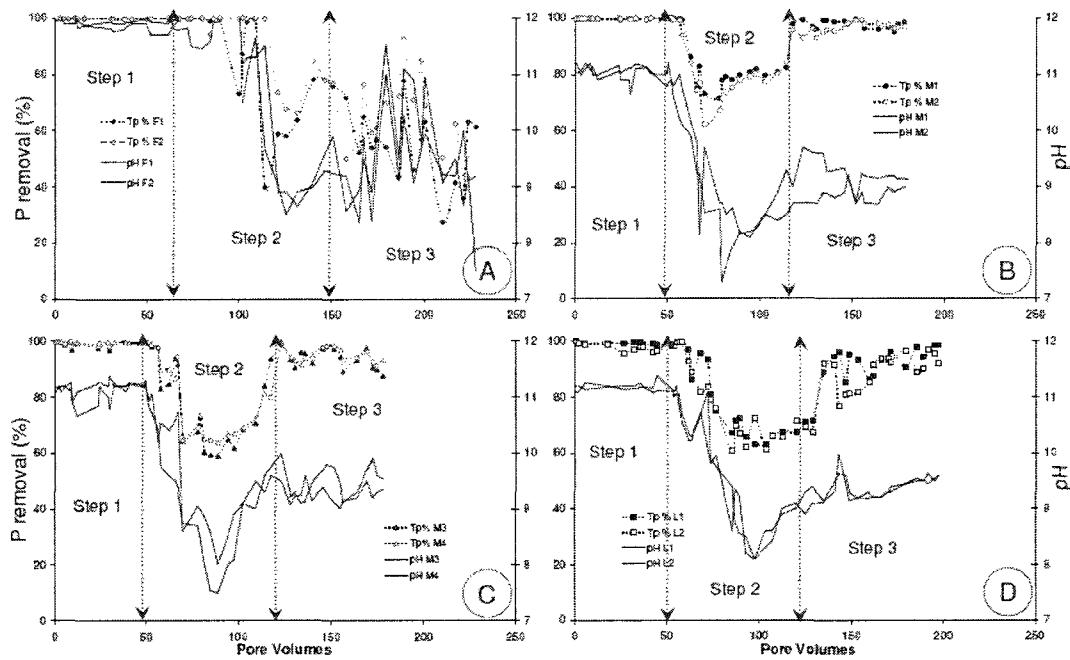


Figure 3.2 : P removal and pH recorded at outlet of mesocosms as a function of elapsed pore volumes.
 (A): large slag 20-40 mm; (B): medium slag 5-15 mm placed at inlet with limestone; (C): medium slag 5-15 mm mixed with limestone and (D): small slag 0-1 mm mixed with 2 mm silica sand

3.4.2 Calcium concentration

The Ca concentration at the effluent of the different mesocosms was found to be similar within each replicate. A large decrease in total Ca concentration was observed at the effluent of all mesocosms during the study as shown in Fig. 3. Fine media (F1, F2) showed the highest decrease with a calcium concentration going from 690 to 20 mg/L at the end of the experiment (Fig. 3-B). In all mesocosms, the minimal Ca concentration was observed during the highest P loading period. A decrease in P loading rate (from 130 to 35 mg P/L) resulted in an increase in Ca concentration at the effluent of each mesocosm for the fine media.

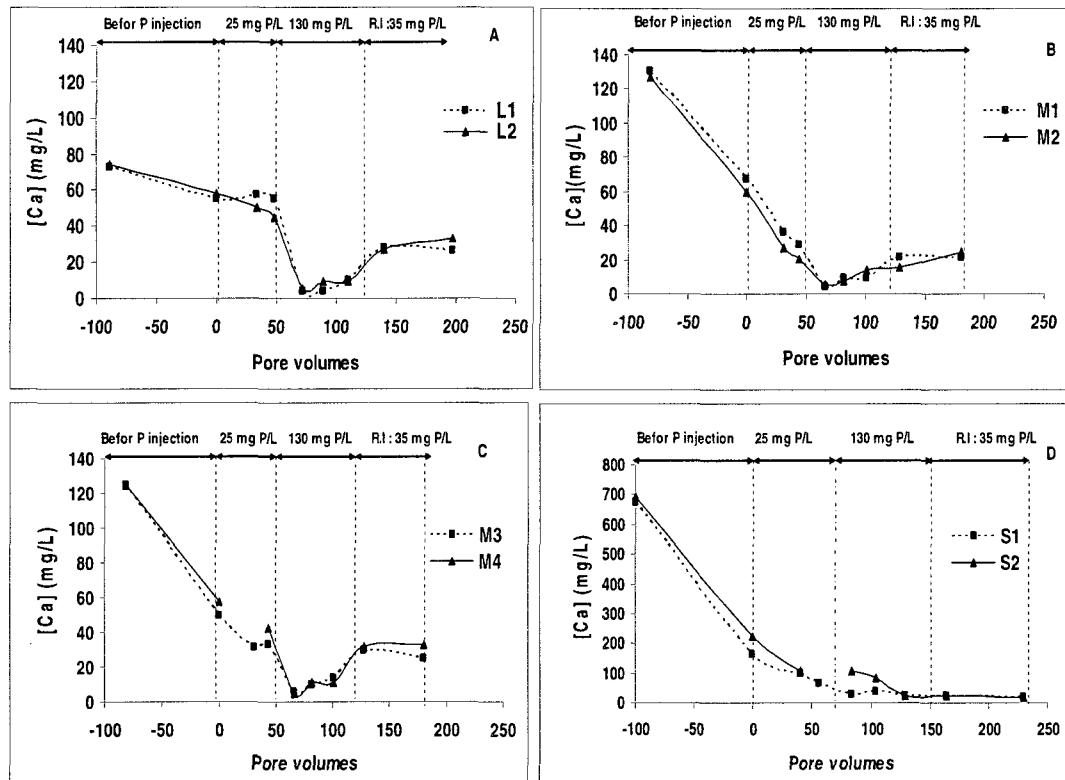


Figure 3.3 : Variation of calcium concentration at outlet of the mesocosms (A): large slag 20-40 mm; (B): medium slag 5-15 mm placed at inlet with limestone; (C): medium slag 5-15 mm mixed with limestone and (D): small slag 0-1 mm mixed with 2 mm silica sand.

3.4.3 Slag P sorption capacity

P saturation of the different media was not reached at the end of the experiment since P removal was still occurring in all mesocosms but at a reduced rate for the fine media (Fig. 4). The highest P sorption was observed in fine media mesocosms with 3.9 g P/kg of media (ladle slag + silica sand), followed by M1 and M2 (slag located upstream of limestone), and completely mixed with limestone M3 and M4, showing an average sorption of 3.1 and 2.9 g P/kg media, respectively. The lowest P retention capacity was observed in the large slag at 2.60 g P/kg.

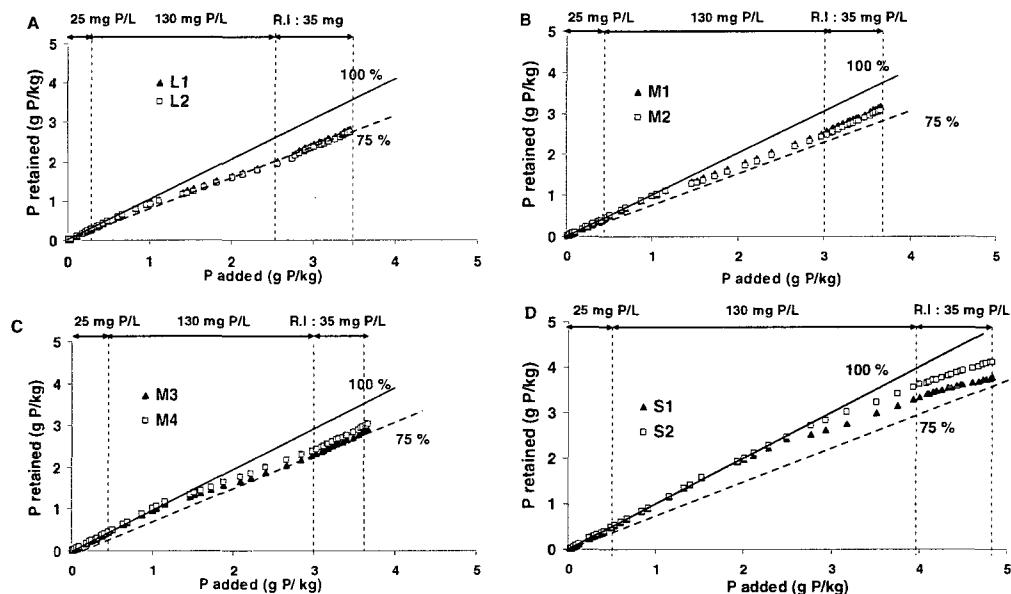


Figure 3.4 : P retained as a function of P added for (A): large slag 20-40 mm; (B): medium slag 5-15 mm placed at inlet with limestone; (C): medium slag 5-15 mm mixed with limestone and (D): small slag 0-1 mm mixed with 2 mm silica sand

3.4.4 Hydrodynamic behaviour

A decrease of the measured HRT against time was observed in all beds except for the medium slag located upstream of limestone (Table 3). In each tracer test the presence of 1 single peak corresponded to a plug flow, the larger the shape of the peak was the larger the dispersion in the mesocosm (Fig. 5). In case of multiple peaks a channelling flow was supposed. Results showed an evolution in the hydrodynamic behaviour of all mesocosms between the beginning and the end of the experiment. On average, all measured HRT (t_{sm}) were higher than theoretical ones (τ) but a relative decrease in experimental HRT appeared in all mesocosms except the medium media with slag upstream of limestone.

Table 3.3: Hydraulic retention time and dispersion measured in the different mesocosms during the 3 tracer tests experiments

	Theoretical retention time (h)	Experimental retention time (h) and Peclet number [-]			Observations
		Step 1 (day 100)	Step 2 (day 280)	Step 3 (day 380)	
F1 (small slag with silica sand)	26,4	59,2 [11.0]	46,2 [8.0]	39,6 [-]	A large short circuit (~30% main flow) appear at the end of step 2
M1 (medium slag before limestone section)	36,8	65,8 [2]	62,9 [-]	80,7 [3]	The initial channeling was reduced over time. Increase of the retention time
M3 (medium slag mixed with limestone)	36,8	63,6 [3.2]	70,7 [3.1]	57,3 [1.6]	Reduction of HRT, channeling occurring during al the tracer tests
L1 (large slag)	31,68	56,5 [8.0]	57,9 [5,0]	38,8 [3.2]	Reduction of HRT, decrease of the plug flow

3.5 Discussion

3.5.1 Effect of P loading rate on P removal efficiency, pH and Ca

During step 1, all mesocosms showed a high P removal performance above 95%. The supersaturation conditions in hydroxide ions (pH 11 to 12.3 depending on mesocosms) and calcium favoured P precipitation. It was reported that in solution containing Ca and P, many Ca-P phases were likely formed depending on solution composition (Johansson and Gustafsson, 2000; Valsami-Jones, 2001). During step 1 the conversion of amorphous calcium phosphates (ACPs) was probably occurring without intermediates precursor due to the alkaline conditions (pH > 9.3) (Valsami-Jones, 2001). Between step 1 and step 2, the delay between the increase in P concentration and the decrease in P removal was shorter in large and medium slag mesocosms (about 60 pore volumes) compared to fine slag mesocosms (about 120 pore volumes; Fig. 2). This delay was likely due to the amount of free lime available in fine slag. During step 2, pH was often between 8 and 9, and it is likely that ACPs were converted to intermediate compounds such as octacalcium phosphate precursors to thermodynamically more stable hydroxyapatite (HAP). During step 2, the large increase in influent P concentration could have been overcome by increasing the HRT to allow reactions to take place. During step 3, reducing the P loading by nearly 4 times resulted in an increase in both treatment performance (from 80 to 90% P removal) and pH in all mesocosms except the fine media (F1 and F2). In fine media mesocosms, a large variation in treatment performance was observed during step 3 along with the presence of a white precipitate at effluent. After analysis it appeared that this white precipitate consisted mainly of P and Ca, most likely HAP and/or

complex Ca-PO₄ precipitates. This was a consequence of slag saturation in fine slag mesocosms, probably due to the decrease of available free Ca (Fig. 2D).

3.5.2 Hydraulic performances

The overall decrease of residence time distribution was particularly observed between period 2 and period 3 (Fig. 5) and was mostly a consequence of three phenomena: Ca-P precipitates accumulation in void spaces of the mesocosms, biofilm development which increased dispersion within the mesocosms, and inorganic carbon either present in the influent (mainly HCO₃⁻) or coming from atmosphere (CO₂) that precipitated as calcite (CaCO₃) (results not shown). The mesocosm filled with fine slag and sand (F1) was the most affected as shown by its 33 % decrease in t_{sm} from period 1 to period 3 and some short-circuiting which appeared, indicating that a fraction of the influent was nearly untreated (first peak observed in Fig. 5, period 3). The large amount of available free lime in fine slag may have led to the precipitation of both CaCO₃ and Ca-P complex which reduced the available volume of pores. Furthermore, despite the use of 2/3 (v/v) of silica sand, a partial cementation of the beds appeared in fine slag mesocosms especially under mesocosm surface which was most probably linked to atmospheric CO₂ precipitation.

Comparatively to F1, large slag (L1) and medium completely mixed with limestone (M3) were less affected by the reduction in effective pore volume even if similar processes (white surface layer) were observed. The large size of the chosen materials may have played an important role in preventing cementation from occurring. Mesocosms having a medium slag layer upstream of limestone (M1 and M2) were the only ones where an increase of experimental HRT was observed. This may be explained by the reduction of the hydraulic conductivity in the slag upstream

section of the mesocosm (observed during the study) leading to some head loss that could have resulted in a more uniform flow distribution.

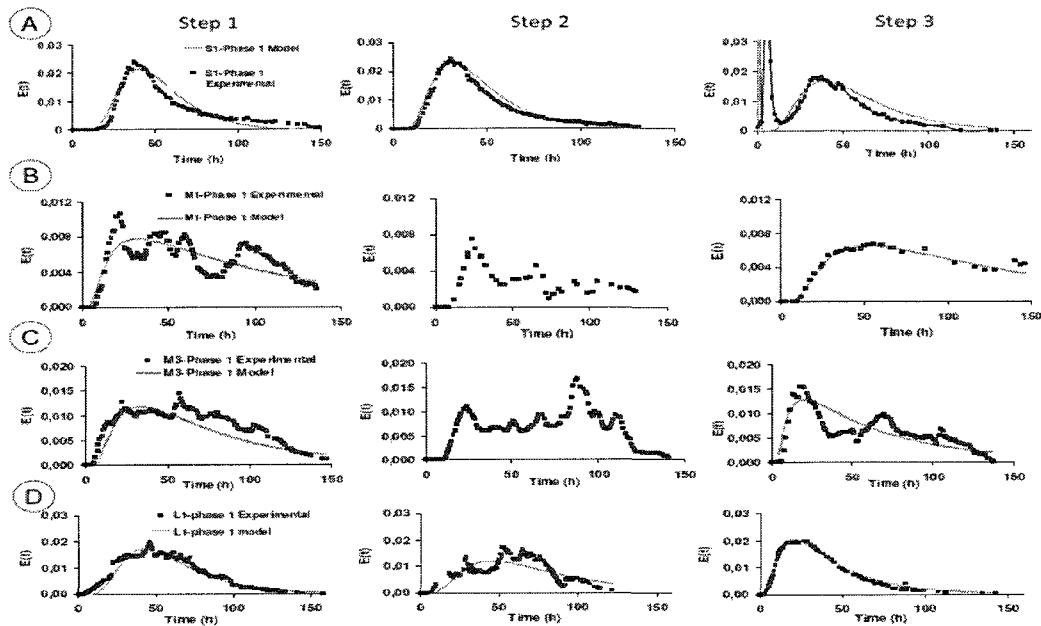


Figure 3.5 : Observed profiles during tracer tests experiments (from step 1 to the left to step 3 to the right) for (A): small slag 0-1 mm mixed with 2 mm silica sand; (B): medium slag 5-15 mm placed at inlet with limestone; (C): medium slag 5-15 mm mixed with limestone and (D): large slag 20-40 mm.

3.5.3 P sorption capacity: Effect of slag particles size distribution

Considering the development of a white precipitate in all the mesocosms, and considering the composition of this precipitate (mostly Ca-P), the main mechanism occurring to remove phosphorus from wastewater was the precipitation of PO_4 with free lime followed by complex Ca-P crystallisation. Thus two main parameters regarding slag composition and behaviour in wastewater should first be considered when designing a slag filter: the amount of free lime available and the dissolution kinetics. In fine slag mesocosms, there was a large amount of free lime initially available and the dissolution kinetic was very high as shown by the high pH and Ca concentration at the beginning (Fig. 2D and Fig. 3D). In large slag mesocosms, however, the amount of free lime was slowly dissolved, leading to slower but longer P-removal performances over the experimental period. The maximum P retention capacity observed in this study was slightly higher than in other studies (1.2 g/kg by Shilton et al., 2006; 2 g/kg by Chazarenc et al., 2007; 2.1 g P/ kg slag by Johansson, 1999; 2.2 g/kg by Drizo et al., 2006), and the saturation of mesocosms was not observed except in fine slag mesocosms (Fig. 4). The high P retention capacity of fine slag was attributed to both the fine slag particle size, leading to a large specific surface area, and the slag composition which largely consists of free lime (Shi, 2004). Consequently, the P retention would increases as slag particles size decreases as observed in other studies (Netter, 1993; Reed and Brown., 1995; Johansson, 1999; Zhu et al., 1997).

3.6 Conclusion

For fine media (1/3 v/v ladle slag 0-1 mm + sand 2 mm) the media was initially very reactive (high pH, high Ca concentration), and a high P-retention was achieved (> 4 g P/kg media) but a decrease of P retention followed by the clogging of the mesocosms appeared before 1 year of operation. The difference between the use of medium slag located upstream versus medium slag mixed with limestone (both 5-15 mm) was mostly observed in their respective hydraulic behaviour as their overall P retention were quite similar (> 3 g P/kg media) and did not reach saturation at the end of the experiment. For mesocosms filled with large slag, the P retention was about 3 g P/kg media and below its P saturation potential. The amount of free lime available in the different media tested did not appear to be a limiting factor for the range of phosphate concentrations tested. Fine slag resulted in a rapid Ca_{2+} and OH^- release and thus could be better suited to effluents containing a high concentration fed intermittently (e.g. percolate, leachate). Saturated fine slag could be disposed of by reuse as a soil liming material. Medium slag were shown to be more adapted for long term P removal and saturated media could be disposed of by reuse as gravel road material. Large slag were shown to be more adapted for longer term P removal for lower phosphorus loading rates than the other media.

3.7 References

- APHA, AWWA and WEF, (1998) Standard Methods for the Examination of Water and Waste Water, American Public Health Association, American Water Works Association, Washington D.C.
- Chazarenc, F., Kacem, M., Gérente, C., and Andrés, Y. (2008a). "Active" filters: a mini-review on the use of industrial by-products for upgrading phosphorus removal from treatment wetlands. Proceedings of the 11th International IWA conference on Wetland Systems for Water Pollution Control, Indore, India.
- Drizo, A., Forget, C., Chapuis, R. P., and Comeau, Y. (2006). Phosphorus removal by electric arc furnace steel slag and serpentinite. *Water Research*, 40(8), 1547-1554.
- Forget, C. (2001) Élimination du phosphore dissous des effluents piscicoles à l'aide de matériaux granulaires réactifs. M.Sc. Thesis, Ecole Polytechnique of Montreal, Montreal - Canada.
- Gruneberg, B. and Kern, J. (2001) Phosphorus retention capacity of iron-ore and blast furnace slag in subsurface flow constructed wetlands. *Water Science and Technology* 44(11-12), 69-75.
- Johansson, L., 1999. Blast furnace slag as phosphorus sorbents - Column studies. *Science of the Total Environment* 229(1-2), 89-97.
- Johansson, L., and Gustafsson, J. P. (2000). Phosphate removal using blast furnace slags and opoka-mechanisms. *Water Research*, 34(1), 259-265.
- Kadlec, R.H. and Knight, R.L. (1996) Treatment wetlands Lewis Publishers, Boca Raton, FL.
- Levenspiel., O. (1962). Chemical reaction engineering : an introduction to the design of chemical reactors. New York: Wiley.
- Mann, R. A., and Bavor, H. J. (1993). Phosphorus removal in constructed wetlands using gravel and
- Netter, R. (1993) Planted soil filter - A wastewater treatment system for rural areas, pp. 133-140, Publ by Pergamon Press Inc, Trondheim, Norway. industrial waste substrata, Perth, Australia.
- Reed, S.C. and Brown, D., 1995. Subsurface flow wetlands - A performance evaluation. *Water Environment Research* 67(2), 244-248.
- Sakadevan, K., and Bavor, H. J. (1998). Phosphate adsorption characteristics of soils, slags and zeolite to be used as substrates in constructed wetland systems. *Water Research*, 32(2), 393-399.
- Shi, C. (2004). Steel slag - Its production, processing, characteristics, and cementitious properties. *Journal of Materials in Civil Engineering*, 16(3), 230-236.
- Shilton, A. N., Elmetri, I., Drizo, A., Pratt, S., Haverkamp, R. G., and Bilby, S. C. (2006). Phosphorus removal by an 'active' slag filter-a decade of full scale experience. *Water Research*, 40(1), 113-118.
- Valsami-Jones, E. (2001). Mineralogical controls on phosphorus recovery from wastewaters. *Mineralogical Magazine*, 65(5), 611-620.

Zhu, T., Jenssen, P.D., Maehlum, T. and Krogstad, T., 1997. Phosphorus sorption and chemical characteristics of lightweight aggregates (LWA) - potential filter media in treatment wetlands. *Water Science and Technology* 35(5), 103-108.

CHAPITRE 4. DISCUSSION GÉNÉRALE

Les nombreuses études menées depuis 20 ans sur les scories d'aciéries en batch et en colonnes confirment de plus en plus le grand potentiel de ces co-produits industriels pour la rétention du phosphore.

4.1 Capacité de rétention du P

Notre étude réalisée sur des scories de four à arc électrique de différentes tailles a montré une capacité allant de 2.70 à 3.96 g P/kg selon la taille des scories. Il s'est avéré que la capacité de rétention de P augmente avec la finesse de la taille des scories. Une taille fine offre une grande surface spécifique, ce qui augmente les échanges entre la matrice solide (scories) et la matrice liquide. Les scories « four poche » caractérisées par une petite taille (0-1 mm) ont pu retenir 3.96 g P/kg de media, suivi des scories de taille moyenne placées en amont du calcaire (3.16 g P/kg de média) puis les scories de taille moyenne complètement mélangées avec du calcaire (2.96 g P/kg de media). Les scories de grande taille (20-40 mm) sans mélange n'ont retenu que 2.7 g P/kg de scories. La bonne performance des scories « four poche » serait le résultat de l'effet combiné de deux facteurs. D'une part la finesse de taille des particules et d'autre part la composition chimique. En effet, ce type de scories, produit dans un stage de raffinage supplémentaire, est particulièrement riche en chaux libre (CaO) grâce aux ajouts supplémentaires pour fin de purification de l'acier. En contacte avec l'eau, le CaO se dissout en libérant de grandes quantités d'ions Ca^{2+} et OH^- qui entrent directement en réactions avec le P. Selon nos résultats, aucun des quatre milieux n'a atteint la saturation complète, ce qui voudrait dire que la capacité maximale serait supérieure aux valeurs observées à la fin de l'étude. Les principaux mécanismes réactionnels permettant la rétention du P sont l'adsorption et la précipitation. Cette dernière est favorisée par un temps de séjour hydraulique, HRT,

élevé (> 0.5 jour) alors que l'adsorption est favorisée par HRT court (<0.5 jour). Dans notre étude où le HRT était supérieur à un jour, c'est la précipitation qui semble avoir eu lieu. Le précipité blanc observé dans les réacteurs confirme la remarque.

Bien que le mélange réactif à base de scories de petite taille (0-1 mm) avec sable ait présenté la capacité de rétention la plus élevée durant la période de l'essai, les autres mélanges réactifs restent néanmoins aussi efficaces. Le choix de mélange réactifs à mettre en œuvre dépendra donc des caractéristiques de l'effluent à traiter. Le mélange de scories four poche avec du sable conviendra pour un effluent fortement chargé en P. Cependant, un prétraitement pour l'enlèvement de la matière en suspension est nécessaire. Les scories de grande taille ne peuvent être efficaces pour le traitement d'un effluent chargé en P, et donc ces scories conviendraient à un effluent ayant une faible charge de P. Dans le cas de ces scories (grande porosité) le prétraitement permettant l'enlèvement de la matière en suspension ne semble pas être primordiale, ce qui diminuerait le coût d'installation d'un tel filtre réactif. Le mélange réactif de scories de taille moyenne avec du calcaire semble le plus convenable pour un effluent ayant une charge moyenne de phosphore, c'est le cas d'un effluent du lit de séchage des boues piscicoles.

4.2 Performances hydrauliques

Notre étude était la première à étudier simultanément la capacité de rétention du P et l'évolution de l'hydrodynamique dans un filtre de scories d'aciéries. L'étude a montré d'une part que les performances hydrauliques (temps de séjour moyen et le nombre de Peclet) variaient significativement au fil du temps selon les milieux, et d'autre part, la présence des courts circuits et des zones mortes. La baisse la plus importante du HRT (66%) et le nombre de Peclet (de 11 à 0.7) a été observée dans les filtres garnis de scories « four poche ». La baisse de Pe indique une nette augmentation de la dispersion dans le filtre et un éloignement du modèle du réacteur

piston. Dans ce cas de scories « four poche », nous estimons que cette détérioration des performances hydrauliques serait majoritairement liée à la cimentation du milieu puisque les scories four poche offrent des conditions optimales pour la cimentation, à savoir un milieu très alcalin (jusqu'à pH de 12.3) et riche en Ca^{2+} .

La baisse des performances hydrauliques a été observée aussi dans les filtres garnis de scories de grande taille et des scories moyens complètement mélangées avec du calcaire. Cependant, la baisse observée a été moins prononcée que dans le cas des scories « four poche ». Contrairement aux autres milieux testés, le milieu fait de scories en amont suivies de calcaire a vu son temps de séjour et son nombre de Peclet augmenter. Cette augmentation pourrait être due à la couche de scorie placée en amont du filtre qui aurait agit comme une couche de diffusion.

4.3 Éléments de conception d'un lit de scories d'aciéries à pleine échelle

La présente étude a permis d'obtenir des données clés qui serviront, avec les résultats d'une autre étude en cours de réalisation à l'École Polytechnique de Montréal, d'éléments de base pour la conception d'un lit de scories de pleine échelle. Ce lit de scories pourrait être installé à la sortie d'un marais artificiel traitant les eaux usées ou à la sortie d'un lit de séchage des boues. Cependant, une première réflexion sur cette conception pourrait être proposée pour discussion. Pour ce faire, certaines hypothèses ont été formulées.

Mélange réactif sélectionné: scories d'aciéries + calcaire

En tenant compte des résultats relatifs à la capacité de rétention du P et à l'hydraulique de chacun des milieux testés, le milieu sélectionné est celui fait de scories de taille moyenne en amont suivi de calcaire.

Les caractéristiques approximatives de ce mélange réactif sont :

densité :	3.0
porosité :	0.5

Capacité de rétention du P – Charge spécifique maximale de P Admissible (CSMA) ou contrainte de design

Capacité de rétention du P : Dans les conditions d'opérations au laboratoire (température ambiante, régime permanent, concentration de phosphore plus ou moins constante, temps de séjour [HRT_v] approximatif de 1.5 jour), la capacité de rétention minimale observée était de **3.1 g P/ kg** de media. Étant donné que les conditions réelles sur le terrain affectent souvent négativement la capacité de rétention, un facteur de sécurité de 30 % a été considéré. Par conséquent, la capacité de rétention minimale prévue sur le terrain est de **2 g P/kg** de média.

CSMA : il a été observé au laboratoire qu'après 265 jours de fonctionnement, le milieu réactif sélectionné ayant une masse totale de 86 kg était encore capable de traiter une charge journalière massique de P de $35 \text{ mg P/L} * 18 \text{ L/j} = 630 \text{ mg P/jour}$, et cela avec un rendement minimale de 90 %. Une charge spécifique de P maximale admissible à l'entrée du lit de scories a donc été estimée à **7.3 mg P jour⁻¹ kg⁻¹** de mélange pour un rendement minimal de 90 %. Cette valeur pourrait être considérée comme une contrainte de conception pour une efficacité de 90 %.

Nature d'effluent à traiter

Cas 1 : eaux usées domestiques à la sortie d'un marais artificiels.

Afin de compléter le traitement de P à la sortie des marais artificiels, un lit de scories pourrait être installé.

Le débit journalier et la concentration de P moyenne par habitant considérés sont 0.2 m³ et 7 mg/L respectivement (Metcalf et Eddy., 2003).

Considérations :

Population :	500 personnes
--------------	---------------

$$\text{Débit journalier : } 500*0.2 \text{ m}^3 = 100 \text{ m}^3$$

$$[\text{P}] \text{ entrée de marais : } 7 \text{ mg P/L}$$

$$[\text{P}] \text{ entrée de lit de scories : } 7 \text{ mg P/L}$$

$$\text{Charge massique journalière : } 7*100 = 700 \text{ g/j}$$

Détermination de la masse totale du media nécessaire:

Sur un cycle de 1 an de fonctionnement, le lit de scories recevrait donc une masse totale de 256 kg P. Considérons Cr (2 g P/kg), la quantité de media réactif nécessaire serait donc de 128 tonnes.

Vérification de la charge spécifique : la charge spécifique de P à l'entrée du lit sera de 5.5 g P/tonne de média [$= (700 \text{ g/j})/(128 \text{ tonnes})$] qui est inférieur à la charge spécifique maximale admissible ($7.3 \text{ g P j}^{-1} \text{ tonne}^{-1}$).

Cas 2 : lixiviat de lit de séchage des boues piscicoles

Considérons une pisciculture fonctionnant avec un débit journalier d'eau Q_d , de 10 000 m³/d. La production journalière de la boue pourrait être estimée à 0.1 % du débit journalier, soit 10 m³ de boue produite par jour.

[\text{P}] dans la boue fraîche :

La concentration du P total dans une boue piscicole a été estimée de $238 \pm 19 \text{ mg P/L}$ (Summerfelt et al., 1999). Notre propre analyse d'une boue piscicole fraîche provenant d'un étang d'élevage en béton a révélé une valeur moyenne de 260 mg P/L.

Débits et [\text{P}] dans le lixiviat de lit de séchage et du surnageant d'épaissement:

La concentration de P dans le lixiviat de lit de séchage des boues est entre 31 et 42 mg P/L (Summerfelt et al., 1999). Les essais en cours au laboratoire de l'École Polytechnique ont révélé une faible concentration qui serait due à la dilution suite aux fortes précipitations (pluie).

Le débit du lixiviat du lit de séchage des boues reste très dépendant de la précipitation/évaporation, de la siccité de boue, épaississement de la boue, de la charge hydraulique appliquée, du mode de prélèvement, etc.

Hypothèses :

débit total de la boue à traiter : $10 \text{ m}^3/\text{j}$

épaississement de la boue permettrait un enlèvement de 80 % d'eau (surnageant)

[P] de surnageant : 20 g P/m^3

épandage de cette boue sur le lit de séchage permettrait une évaporation de 80 %.

[P] de lixiviat : $10-20 \text{ g P/m}^3$

Le débit total à traiter par lit de scories, Q_t ,

$$Q_t = Q_s + Q_{lix}$$

avec

Q_s = débit de surnageant (épaississement) : 8 m^3

Q_{lix} = débit de lixiviat (lit de séchage des boues) : 0.4 m^3

Q_t = débit total: $8.4 \text{ m}^3/\text{j}$

La charge massique journalière de P est

$$Cm = Q_s * 5 + Q_{lix} * 40$$

$$Cm = 170 \text{ g P/j}$$

Détermination de la masse totale de media :

Dans un cycle de 1 an, la masse P entrant au lit de scories est 62 kg. La quantité de média nécessaire est donc de 31 tonnes.

Vérification de la charge spécifique maximale admise : la charge spécifique entrante est de $5.4 \text{ g P j}^{-1} \text{ tonne de media}^{-1}$ ($<$ la charge spécifique maximale admise de $7.3 \text{ g P j}^{-1} \text{ tonne}^{-1}$).

Une durée de vie de filtre de scories de 5 ans par exemple, nécessiterait donc une masse totale de 155 tonnes.

Détermination de HRT_v et volume total des deux bassins

Afin d'optimiser la rétention du P, il faudrait favoriser la précipitation chimique en assurant un TRH_v supérieur à 0.5-1 jour (Drizo et al., 2006). L'écoulement sera de type horizontale sous la surface pour éviter le problème de gèle à la surface.

En considérons la porosité moyenne de 0.5 du mélange, une densité relative (Bulk density) de 2.0 tonne/m³, la configuration de deux bassins de 40 m³ chacun recevant un débit de 4.25 m³/j permettrait un TRH_v approximative de 1 jours.

Tableau 4.1 : Critères de conception pour un lit filtrant (scories avec calcaire) pour la déphosphatation du lixiviat de lit de séchage et épaisseur de boue

	Critères de conception	Unité	valeur
filtre de mélange réactif de scories et de calcaire	Nombre de bassin en parallèles	-	2
	Profondeur	m	1
	Longueur	m	8
	Largeur	m	5
	Chicanes	-	oui
	Couverture	-	oui
	Masse de matériaux (tonnes) par bassin	tonne	155
	HRT _v	j	4 3 à 4
	Durée de vie	année	5
	Débit journalier total	m ³ /j	8,5
Caractéristique du mélange réactif	Charge massique journalière	g P/j	170
	Capacité de rétention P observée	g P/kg media	3,1
	Capacité de rétention P prévue	g P/kg media	2
	Charge Spécifique Maximale Admise (Efficacité de 90%)	g P/j.kg média	7,3
	Porosité	%	40-50
	Densité (Bulk density)	-	2

Problématique du pH élevé à la sortie

Bien que le pH à la sortie des filtres de scories ait tendance à baisser au fil du temps, il reste néanmoins assez élevé (9-9.5) après plusieurs mois et par conséquent l'effluent ne peut être rejeté directement dans le milieu récepteur. L'acidification de l'effluent est une technique efficace mais qui reste chère et donc non abordable par les fermes piscicoles. La technique la plus écologique et économique pour résoudre le problème du pH élevé à la sortie consistera en une dilution dans le flux principal de la

pisciculture. Le point de mélange (point C illustré dans la figure 5.1) doit être fixé à l'entrée du bassin de sédimentation afin d'assurer la dilution avant l'arrivée à la sortie du bassin.

Problématique de lixiviation des métaux lourds et du carbone organique

Une étude réalisée aux États-Unis par Proctor et al. (2000) sur la possibilité de libération des métaux lourds par les scories d'aciéries a démontré que les métaux lourds sont liés de façon très stable aux scories et ne peuvent être libérés même sous conditions acides.

Schémas d'écoulement :

Le schéma d'écoulement illustré à la figure 4.1 a été proposé pour le traitement de rejets piscicole (boues, surnageant d'épaississement, lixiviat de lit de séchage des boues).

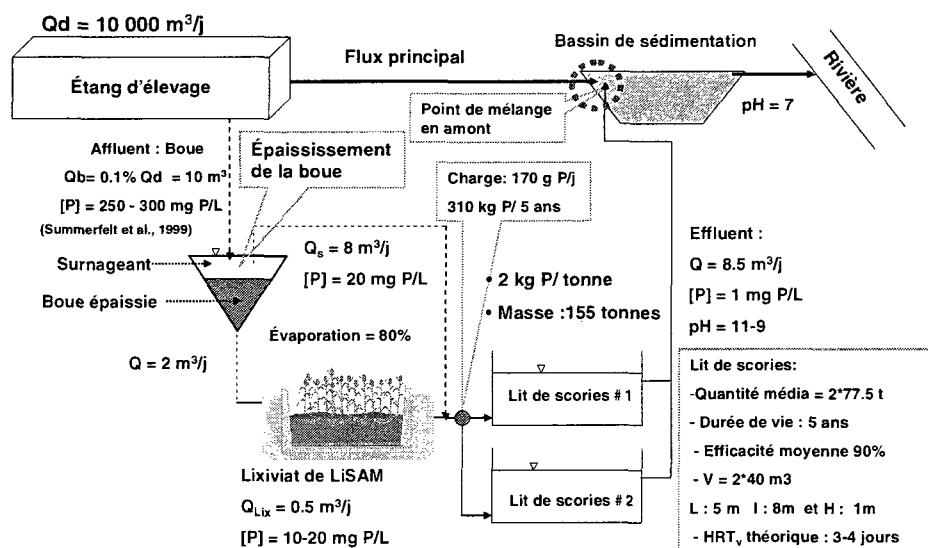


Figure 4.1 : Schéma général du système « LiSAM-lit de scories » proposé pour une pisciculture pour l'enlèvement du phosphore des boues.

Efficacité globale du système « LiSAM-lit de scorie »

Compte tenu des hypothèses formulées et des données issues de notre étude, le système de traitement des boues piscicoles entre l'étang d'élevage (figure 4.1) et le bassin de sédimentation, comprenant un épaisseur de boue, un lit de séchage des boues suivi d'un lit filtrant (scories d'aciéries + calcaire) pourrait retenir jusqu'à 90 % du phosphore du rejet piscicole traité.

Optimisation de l'écoulement

Afin de favoriser l'écoulement piston au sein du lit filtrant, des chicanes peuvent être installées.

Bien que la faisabilité technique ait été confirmée par de nombreuses études, une étude détaillée sur la faisabilité économique et, éventuellement sur l'analyse de cycle de vie pourraient être réalisées. Cette étude pourrait être concentrée sur trois points essentiels:

- coût du transport : plus la distance entre l'usine de production des scories et le lieu d'installation du filtre de scories est grande, plus le coût sera élevé. Les coûts liés au changement des scories usagées doivent aussi être pris en considération.
- dépenses relatives à la main d'œuvre pour l'installation du système et le remplacement des scories usagées
- Les marchés potentiels pour la revalorisation des scories : agriculture, route de terre, etc.

Estimation des coûts d'installation des deux basins

L'estimation des frais d'installation des deux bassins de scories proposés tiennent en compte le prix des scories (7 à 10 CAD/tonne) et les frais du transport (25

CAD/tonne). D'autres frais relatifs à l'installation ont été inclus dans l'estimation présentée au tableau 4.2.

Le fond du bassin sera couvert par une membrane imperméable afin d'empêcher toute infiltration d'eau du procédé vers le sol. Un fond bétonné n'est pas envisagé comme option pour des raisons économiques.

Selon le tableau 4.2, il est évident que le budget du transport des matériaux représente plus de 50 % du coût total. La distance en km séparant l'usine de production des scories et la ferme piscicole est un paramètre important.

Tableau 4.2 : Estimation des frais d'installation et d'exploitation de deux bassins garnis de scories d'aciéries

Dépense	Coût (CAD)
Achat des scories	1085
Transport des matériaux	3875
Excavation des bassins	400
Membrane géotextile	400
Tuyauterie	200
Frais d'entretien	320
Total	6180

Les frais approximatifs totaux sont donc aux alentours de 6000 dollars sur un cycle minimal de 5 ans de fonctionnement.

CHAPITRE 5. CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

5.1 Conclusions

Les essais effectués au laboratoire sur des scories de four à arc électrique ont confirmé le potentiel de ces co-produits industriels pour le captage du phosphore.

La quantité de P retenue par les scories était variable selon la taille des scories et la teneur en chaux libre (CaO). Le matériau réactif composé de scories « four poche » de très petite taille (0-1 mm) et du sable de silice a retenu 3.96 g P/ kg de mélange. Les matériaux réactifs composés de « scories de taille moyenne 5-15 mm en amont plus calcaire 5-15 mm en aval » et « scories de taille moyenne 5-15 mm complètement mélangées avec du calcaire 5-15 mm » ont retenu, respectivement, 3.10 et 2.96 g P/ kg de mélange. Les scories de grande taille 20-40 mm sans mélange ont retenu 2.7 g P/kg de scories. La meilleure rétention de P par les scories four poche est due essentiellement à la fine taille des particules qui offre une grande surface spécifique mais aussi à la composition chimique riche en chaux libre CaO. La faible rétention de P observée chez les scories de grande taille est expliquée par leur plus faible surface spécifique et leur faible teneur en chaux libre comparativement aux scories four poche. Les scories de taille moyenne ont présenté une rétention prometteuse et se positionnent entre les deux tailles de scories (petite et grande taille).

Les essais de traçage et la modélisation selon le modèle du réacteur piston à dispersion axiale ont montré que le comportement hydraulique des filtres de scories était différent d'un milieu à l'autre. À l'exception du milieu composé de scories de taille moyenne en amont du calcaire où le temps de séjour hydraulique, HRT, et le nombre de Peclet, Pe, ont augmenté, tous les autres milieux ont enregistré une

diminution plus ou moins importante. L'augmentation des HRT et du Pe observée au niveau du mélange scories en amont suivies de calcaire pourrait être attribuée à la couche de scories, installée en amont du filtre, qui freinerait le flux du fluide à l'entrée du pilote. La diminution du HRT indique une réduction du volume réactionnel et du volume accessible au fluide à cause de la cimentation d'une part, et de l'accumulation de la matière organique et du phosphore d'autre part. La diminution du nombre de Peclét indique une augmentation de la dispersion dans les réacteurs et donc une diminution de l'efficacité hydraulique. La baisse des performances hydrodynamique ne semble pas avoir affecté l'efficacité d'enlèvement du P des scories de grande et moyenne taille à la fin de l'étude, puisqu'un rendement supérieur à 90 % y a été observé.

En tenant compte des capacités de rétention de P et l'évolution de l'hydraulique de chaque milieu au fil du temps, le mélange réactif à base de scories de taille moyenne en amont suivi de calcaire semble le plus recommandable pour l'installation d'un filtre grandeur nature dans une firme piscicole. Les raisons est que ce mélange réactif a permis, dans les conditions du laboratoire, une rétention d'environ 3.1 g/kg de média et que ses performances hydrauliques ne se dégradent pas rapidement au fil du temps. Une étude préliminaire de conception a été réalisé sur la mise en place d'un lit filtrant rempli de matériau réactif composé de scories et du calcaire pour traiter efficacement (90 %) le surnageant issu de l'épaississement de la boue et le lixiviation d'un lit de séchage des boues piscicoles dans le cas d'une entreprise fonctionnant avec un débit journalier moyen de 10 000 m³/j. La masse du mélange réactif a été estimée à 155 tonnes par cycle de 5 ans.

5.2 Recommandations

Depuis la fin des expérimentations début février 2009, les lits de scories se sont déshydratés entièrement par simple évaporation au laboratoire. Il est recommandé

de poursuivre l'alimentation des lits de scories (surtout les scories four poche) afin de mettre en évidence la possibilité de régénération des scories après séchage. Une durée minimale de 2 à 3 mois pourrait être suffisante.

Il est recommandé aussi qu'à la fin de cette période d'alimentation, des essais de traçage soient effectués dans le but de suivre l'évolution des performances hydrauliques après séchage. .

Bien que Proctor et al. (2000) a démontré que les scories d'aciéries ne peuvent relarguer les métaux lourds, des essais des scories usagées testées au laboratoire peuvent être réalisées pour confirmer leur innocuité environnementale.

Une étude économique approfondie qui tiendra compte en particulier du coût de transport des scories et des dépenses relatives aux remplacements des scories usagées pourrait être réalisée.

BIBLIOGRAPHIE

- Abbona, F. and Franchini-Angela, M., 1995. Crystallization of hydroxy-apatite from very dilute solutions. *Neues Jahrbuch fuer Mineralogie. Monatshefte* (12), 563-563.
- Ackefors, H. and Enell, M., 1994. The release of nutrients and organic matter from aquaculture systems in nordic countries. *Journal of Applied Ichthyology* 10, 225-241.
- APHA, AWWA and WEF (1998) Standard Methods for the Examination of Water and Waste Water, American Public Health Association, Washington DC.
- Aulenbach, D.B. and Meisheng, N., 1988. Studies on the mechanism of phosphorus removal from treated wastewater by sand. *Journal of Water Pollution Control Federation*.
- Brix, H. (1994) Functions of macrophytes in constructed wetlands, pp. 71-78, Publ by Pergamon Press Inc, Sydney, Aust.
- Brogowski, Z. and Renman, g., 2004. Characterization of Opoka as a Basis for its Use in Wastewater Treatment. *Polish Journal of Environmental Studies* 13(1).
- Chambers, P.A., M. Guy, E.S. Roberts, R. Kent, M.N Charlton, C. Gagnon, G. Grove and Foster., N. (2001) Les éléments nutritifs et leurs effets sur l'environnement au Canada, *Environnement Canada*, Ottawa.
- Chazarenc, F., Kacem, M., Gérente, C. and Andrés, Y. (2008a) "Active" filters: a mini-review on the use of industrial by-products for upgrading phosphorus removal from treatment wetlands, India.
- De-Bashan, L.E. and Bashan, Y., 2004. Recent advances in removing phosphorus from wastewater and its future use as fertilizer (1997-2003). *Water Research* 38(19), 4222-4246.
- Drizo, A., Comeau, Y., Forget, C. and Chapuis, R.P., 2002. Phosphorus saturation potential: A parameter for estimating the longevity of constructed wetland systems. *Environmental Science and Technology* 36(21), 4642-4648.
- Drizo, A., Forget, C., Chapuis, R.P. and Comeau, Y., 2006. Phosphorus removal by electric arc furnace steel slag and serpentinite. *Water Research* 40(8), 1547-1554.

Drizo, A., Frost, C.A., Grace, J. and Smith, K.A., 2000. Phosphate and ammonium distribution in a pilot-scale constructed wetland with horizontal subsurface flow using shale as a substrate. *Water Research* 34(9), 2483-2490.

Forget, C. (2001) Élimination du phosphore dissous des effluents piscicoles à l'aide de matériaux granulaires réactifs. M.Sc. Thesis, Ecole Polytechnique of Montreal, Montreal - Canada.

GRÉPA., 2001. Valeur et impact économique de l'aquaculture canadienne en eau douce: état et potentiel de développement.

Gruneberg, B. and Kern, J., 2001. Phosphorus retention capacity of iron-ore and blast furnace slag in subsurface flow constructed wetlands. *Water Science and Technology* 44(11-12), 69-75.

House, W.A. and Warwick, M.S., 1999. Interactions of phosphorus with sediments in the River Swale, Yorkshire, UK. *Hydrological Processes* 13(7), 1103-1115.

Jang, H. and Kang, S.-H., 2002. Phosphorus removal using cow bone in hydroxyapatite crystallization. *Water Research* 36(5), 1324-1330.

Johansson, L., 1999. Blast furnace slag as phosphorus sorbents - Column studies. *Science of the Total Environment* 229(1-2), 89-97.

Johansson, L. and Gustafsson, J.P., 2000. Phosphate removal using blast furnace slags and opoka-mechanisms. *Water Research* 34(1), 259-265.

Johansson Westholm, L., 2006. Substrates for phosphorus removal - Potential benefits for on-site wastewater treatment? *Water Research* 40(1), 23-36.

Kadlec, R.H. and Knight, R.L. (1996) Treatment wetlands Lewis Publishers, Boca Raton, FL.

Laouali, G., Brisson, J., Dumont, L. and Vincent, G., 1998. Nitrogen and phosphorus removal in a subsurface-flow reed bed. *Water Quality Research Journal of Canada* 33(2), 319-329.

Levenspiel, O. (1962) Chemical reaction engineering : an introduction to the design of chemical reactors, Wiley, New York.

Levenspiel., O. (1962) Chemical reaction engineering : an introduction to the design of chemical reactors, Wiley, New York.

Lundager, M.H.E., Christensson, F., Chernov, A.A., Polyak, L.E. and Suvorova, E.I., 1995. Crystallization of calcium phosphate in microgravity. *Advances in Space Research* 16(8), 65-65.

Mann, R.A. and Bavor, H.J. (1993) Phosphorus removal in constructed wetlands using gravel and industrial waste substrata, pp. 107-113, Perth, Aust.

Martin., G. (1987) Point sur l'épuration et le traitement des effluents (eau-air) - Phosphore., Technique et Documentation Lavoisier, Paris (France).

McDowell, R.W., 2004. The effectiveness of industrial by-products to stop phosphorous loss from a Pallic soil. *Australian Journal of Soil Research* 42(7), 755-761.

Metcalf and Eddy. (2003) *Wastewater Engineering : Treatment and Reuse*, McGraw-Hill, New York (USA).

Morin, R. (2007) La production piscicole au Québec. *Document d'information*, Ministère de l'agriculture, des pêcheries et de l'alimentation du Québec (MAPAQ).

Motz, H. and Geiseler, J., 2001. Products of steel slags an opportunity to save natural resources. *Waste Management* 21(3), 285-293.

Netter, R. (1993) Planted soil filter - A wastewater treatment system for rural areas, pp. 133-140, Publ by Pergamon Press Inc, Trondheim, Norway.

NSA. (2003) Steel slag, a premer construction aggregate, Wyne, Pennsylvania.

Ouellet, G. (1999) Les rejets des stations piscicoles et leurs impacts environnementaux.

Proctor, D.M., Fehling, K.A., Shay, E.C., Wittenborn, J.L., Green, J.J., Avent, C., Bigham, R.D., Connolly, M., Lee, B., Shepker, T.O. and Zak, M.A., 2000. Physical and chemical characteristics of blast furnace, basic oxygen furnace, and electric arc furnace steel industry slags. *Environmental Science and Technology* 34(8), 1576-1582.

Reed, S.C. and Brown, D., 1995. Subsurface flow wetlands - A performance evaluation. *Water Environment Research* 67(2), 244-248.

Sakadevan, K. and Bavor, H.J., 1998. Phosphate adsorption characteristics of soils, slags and zeolite to be used as substrates in constructed wetland systems. *Water Research* 32(2), 393-399.

- Segal., B.G. (1989) Chemistry Experiment and Theory, John Wiley and Sons USA.
- Shi, C., 2004. Steel slag - Its production, processing, characteristics, and cementitious properties. *Journal of Materials in Civil Engineering* 16(3), 230-236.
- Shilton, A.N., Elmetri, I., Drizo, A., Pratt, S., Haverkamp, R.G. and Bilby, S.C., 2006. Phosphorus removal by an 'active' slag filter-a decade of full scale experience. *Water Research* 40(1), 113-118.
- Snoeyink., V. and Jenkins., D. (1980) Water chemistry John Wiley & Sons, New York
- Soulard, C. (2001) Critères de sélection des scories d'aciéries pour la déphosphatation des eaux par lits filtrants., Montreal, Canada.
- Sposito., G. (1989) *The chemistry of soils*, Oxford University Press, New York.
- Stumm, W. and Morgan, J.J. (1981) Aquatic Chemistry - An Introduction Emphasizing Chemical Equilibria in Natural Waters, John Wiley & Sons, USA.
- Summerfelt, S.T., Adler, P.R., Glenn, D.M. and Kretschmann, R.N., 1999. Aquaculture sludge removal and stabilisation within created wetlands. *Aquacultural Engineering* 19(2), 81-92.
- Tanner, C.C., Clayton, J.S. and Upsdell, M.P., 1995. Effect of loading rate and planting on treatment of dairy farm wastewaters in constructed wetlands - I. Removal of oxygen demand, suspended solids and faecal coliforms. *Water Research* 29(1), 17-26.
- Valsami-Jones, E., 2001. Mineralogical controls on phosphorus recovery from wastewaters. *Mineralogical Magazine* 65(5), 611-620.
- Villermaux, J. (1982) Génie de la réaction chimique : conception et fonctionnement des réacteurs, Technique & documentation, Paris.
- von Felde, K. and Kunst, S., 1997. N- and COD-removal in vertical-flow systems. *Water Science and Technology* 35(5), 79-85.
- Weber, W.J. and Digiano., F.A. (1996) Process Dynamics in Environmental Systems, A Wiley-Interscience Publisher, Iowa (USA).

Zhu, T., Jenssen, P.D., Maehlum, T. and Krogstad, T., 1997. Phosphorus sorption and chemical characteristics of lightweight aggregates (LWA) - potential filter media in treatment wetlands. *Water Science and Technology* 35(5), 103-108.

Zoltek Jr, J., 1974. Phosphorus removal by orthophosphate nucleation. *Journal of the Water Pollution Control Federation* 46(11), 2498-2520.

ANNEXES

ANNEXE 1 – Variation de la concentration du calcium total à la sortie des lits de scories

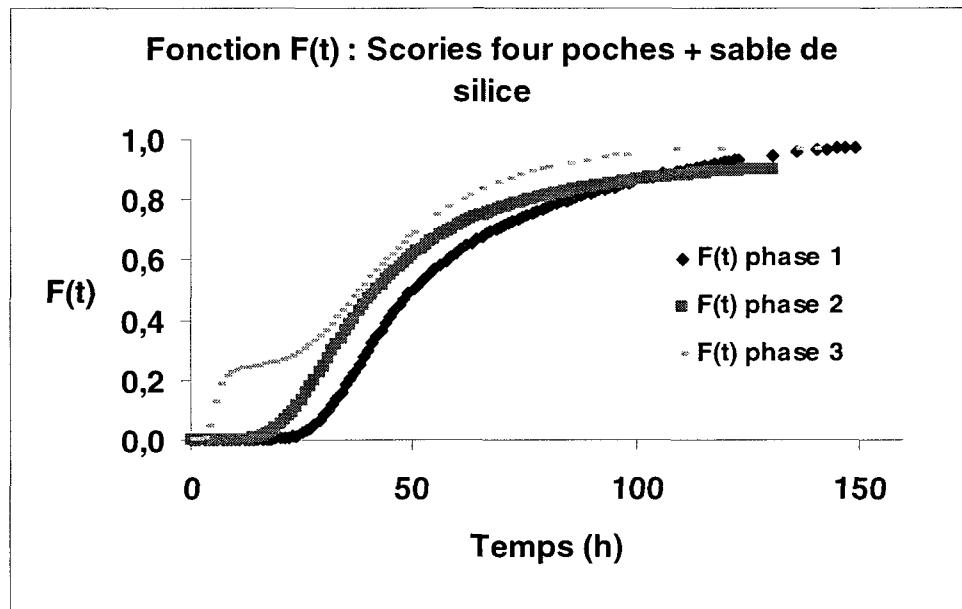
P loading conditions	Date	Coarse slag alone (mg Ca/L)			Average
		Pore volume	L1	L2	
Befor P injection	15-01-08	-89	72,9	74,1	73,5
Condition 1	15-05-08	0	55	58	57
	30-06-08	34	57,2	50,0	53,6
	18-07-08	48	54,7	45,2	50,0
Condition 2	20-08-08	72	4,1	5,7	4,9
	12-09-08	89	3,7	9,1	6,4
	10-10-08	110	10,0	9,0	9,5
Condition 3	19-11-08	140	28,2	27,3	27,8
	04-02-09	197	26,0	33,0	29,5

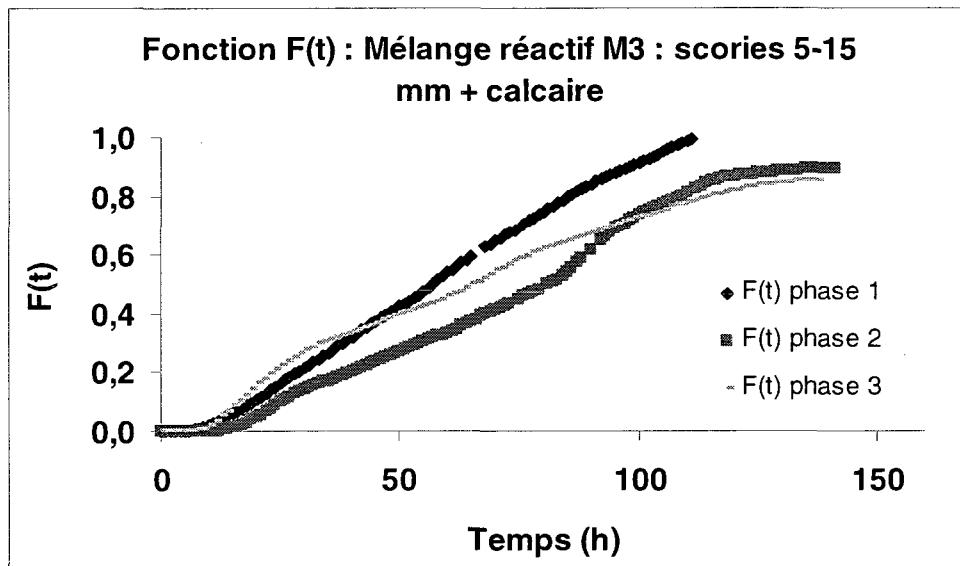
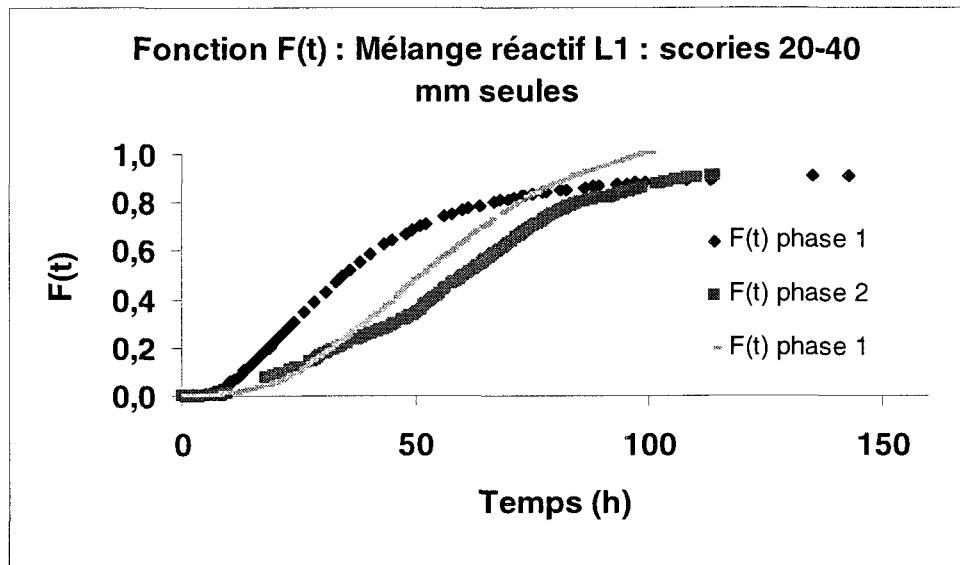
		Ladle slag with sand mg (Ca/L)				
P loading conditions	Date	Pore volume	S1	S2	Average	
	Befor P injection	15-01-08	-104	675,6	692,0	683,8
	Condition 1	15-05-08	0	162	224	193
		30-06-08	40	100,0	107,0	103,5
		18-07-08	56	67,6		67,6
	Condition 2	20-08-08	84	27,5	109,0	68,3
		12-09-08	104	36,5	82,0	59,3
		10-10-08	129	22,5	21,8	22,2
	Condition 3	19-11-08	164	24,7	23,6	24,2
		04-02-09	230	19,2	19,0	19,1

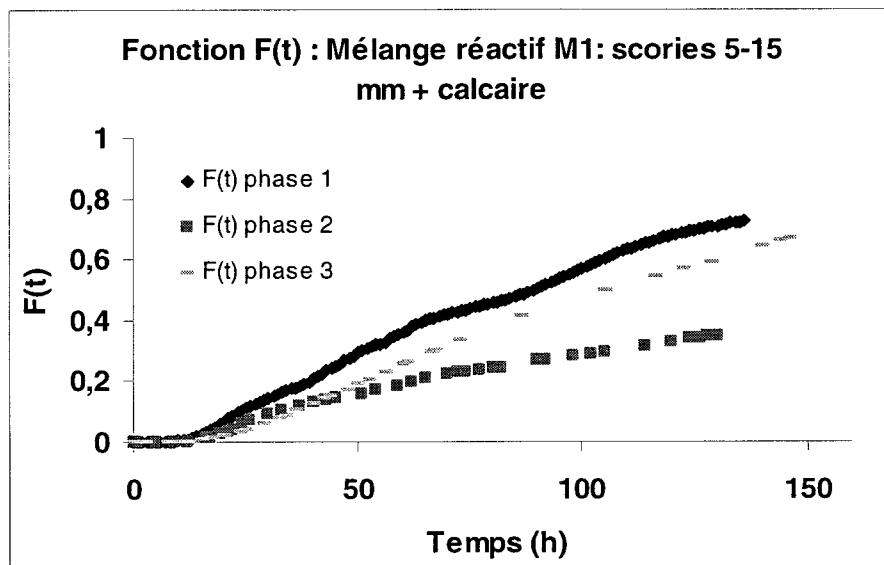
		Slag upstream limestone (mg Ca/L)				
P loading conditions	Date	Pore volume	M1	M 2	Average	
	Befor P injection	15-01-08	-82	130,1	126,5	128,3
	Condition 1	15-05-08	0	67	60	64
		30-06-08	31	36,3	27,1	31,7
		18-07-08	44	28,5	20,5	24,5
	Condition 2	20-08-08	66	3,7	5,5	4,6
		12-09-08	82	8,8	7,7	8,3
		10-10-08	101	9,1	13,6	11,3
	Condition 3	19-11-08	128	20,9	15,3	18,1
		04-02-09	180	21,2	24,7	23,0

P loading conditions		Date	Slag mixed with limestone (mg Ca/L)			
			Pore volume	M3	M4	Average
	Befor P injection	15-01-08	-82	124,8	125,0	124,9
Condition 1	15-05-08		0	50	58	54
	30-06-08		31	31,2		31,2
	18-07-08		44	32,6	42,1	37,4
Condition 2	20-08-08		66	5,3	4,6	5,0
	12-09-08		82	10,0	10,9	10,4
	10-10-08		101	13,5	11,0	12,2
Condition 3	19-11-08		128	29,7	32,2	31,0
	04-02-09		180	25,0	33,0	29,0

ANNEXE 2 – Courbes F(t)







ANNEXE 3 – Résultats des essais de traçage

M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm (suite)

Traçage 1

Temps de rétention théorique (h) 36,80
 Masse de traceur injectée (mg) 806,10
 Volume des pores (L) 26,50

Traçage 1 (avant l'injection de P)			
Temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
0	0,21	0,0000	0,0000
1	0,22	0,0000	0,0000
2	0,21	0,0000	0,0000
3	0,22	0,0000	0,0000
4	0,26	0,0000	0,0000
5	0,71	0,0004	0,0001
6	1,97	0,0016	0,0003
7	3,40	0,0028	0,0006
8	4,78	0,0041	0,0011
9	5,90	0,0051	0,0017
10	6,68	0,0058	0,0024
11	8,02	0,0070	0,0031
12	8,90	0,0078	0,0039
13	9,37	0,0082	0,0047
14	9,87	0,0086	0,0054
15	9,79	0,0086	0,0062
16	9,33	0,0081	0,0069
17	9,71	0,0085	0,0075
18	10,39	0,0091	0,0081
19	10,98	0,0096	0,0086
20	11,34	0,0099	0,0091
21	11,75	0,0103	0,0095
22	14,46	0,0127	0,0099
23	12,48	0,0110	0,0103
24	12,88	0,0113	0,0106
25	12,93	0,0114	0,0108
26	12,58	0,0110	0,0110
27	12,23	0,0107	0,0112

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite)**

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
28	11,94	0,0105	0,0114
29	11,71	0,0103	0,0115
30	11,25	0,0099	0,0116
31	11,12	0,0097	0,0117
32	11,71	0,0103	0,0117
33	12,13	0,0107	0,0118
34	12,09	0,0106	0,0118
35	11,94	0,0105	0,0118
36	11,85	0,0104	0,0117
37	12,33	0,0108	0,0117
38	12,38	0,0109	0,0117
39	12,18	0,0107	0,0116
40	12,63	0,0111	0,0115
41	12,48	0,0110	0,0115
42	12,38	0,0109	0,0114
43	12,28	0,0108	0,0113
44	12,04	0,0106	0,0112
45	11,57	0,0101	0,0111
46	11,80	0,0104	0,0109
47	11,48	0,0101	0,0108
48	11,16	0,0098	0,0107
49	11,12	0,0097	0,0106
50	11,07	0,0097	0,0104
51	11,03	0,0097	0,0103
52	10,81	0,0095	0,0102

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite)**

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
53	11,12	0,0097	0,0100
54	11,57	0,0101	0,0099
55	12,93	0,0114	0,0098
56	13,67	0,0120	0,0096
57	16,29	0,0144	0,0095
58	15,04	0,0133	0,0094
59	14,51	0,0128	0,0092
60	13,62	0,0120	0,0091
61	13,14	0,0115	0,0089
62	12,68	0,0111	0,0088
63	13,14	0,0115	0,0087
64	12,63	0,0111	0,0085
65	12,93	0,0114	0,0084
68	12,43	0,0109	0,0080
69	11,75	0,0103	0,0079
70	10,81	0,0095	0,0077
71	10,68	0,0094	0,0076
72	11,03	0,0097	0,0075
73	11,07	0,0097	0,0073
74	11,03	0,0097	0,0072
76	11,71	0,0103	0,0070
77	11,52	0,0101	0,0068
78	11,80	0,0104	0,0067
79	11,07	0,0097	0,0066
80	11,94	0,0105	0,0065
81	11,89	0,0104	0,0064
82	10,98	0,0096	0,0063
83	10,98	0,0096	0,0062
84	10,94	0,0096	0,0060
85	10,90	0,0095	0,0059
86	10,90	0,0095	0,0058

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite)**

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
87	10,64	0,0093	0,0057
88	10,23	0,0089	0,0056
89	10,14	0,0089	0,0055
90	9,98	0,0087	0,0054
91	9,15	0,0080	0,0053
92	9,04	0,0079	0,0052
93	8,51	0,0074	0,0051
94	8,18	0,0071	0,0050
95	8,09	0,0070	0,0049
96	7,99	0,0069	0,0049
97	7,89	0,0069	0,0048
98	7,59	0,0066	0,0047
99	8,05	0,0070	0,0046
100	8,02	0,0070	0,0045
101	7,80	0,0068	0,0044
102	7,96	0,0069	0,0043
103	9,04	0,0079	0,0043
104	8,82	0,0077	0,0042
105	8,93	0,0078	0,0041
106	8,51	0,0074	0,0040
107	8,45	0,0074	0,0040
108	8,09	0,0070	0,0039
109	7,89	0,0069	0,0038
110	7,56	0,0066	0,0037
111	6,37	0,0055	0,0037
116	6,00	0,0052	0,0033
117	5,95	0,0051	0,0033

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite))**

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
118	5,72	0,0049	0,0032
119	5,50	0,0047	0,0032
120	5,03	0,0043	0,0031
121	4,88	0,0042	0,0030
122	4,69	0,0040	0,0030
123	3,84	0,0032	0,0029
124	3,74	0,0031	0,0029
125	3,81	0,0032	0,0028
126	3,37	0,0028	0,0028
127	3,05	0,0025	0,0027
128	3,00	0,0025	0,0027
129	2,90	0,0024	0,0026
130	2,76	0,0023	0,0026
131	2,76	0,0023	0,0025
132	2,49	0,0020	0,0025
133	2,49	0,0020	0,0024
134	2,44	0,0020	0,0024
135	2,41	0,0020	0,0023
136	2,39	0,0019	0,0023
137	2,17	0,0017	0,0022
145	1,35	0,0010	0,0019
146	1,35	0,0010	0,0019
147	1,38	0,0010	0,0019

M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm (suite)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	Et(2)	E(t) Piston
0,00001	0,31	0,0000	0,0000
1	0,36	0,0000	0,0000
2	0,31	0,0000	0,0000
3	0,29	0,0000	0,0000
4	0,33	0,0000	0,0000
5	0,45	0,0001	0,0000
6	0,29	0,0000	0,0000
7	0,19	0,0000	0,0001
8	0,49	0,0002	0,0003
9	0,23	0,0000	0,0005
10	0,34	0,0000	0,0008
11	0,76	0,0005	0,0011
12	1,48	0,0013	0,0015
13	2,21	0,0020	0,0019
14	3,01	0,0029	0,0023
15	3,93	0,0039	0,0028
16	5,05	0,0051	0,0032
17	6,01	0,0061	0,0037
18	7,23	0,0074	0,0041
19	7,97	0,0082	0,0045
20	8,52	0,0088	0,0049
21	9,31	0,0096	0,0053
22	9,95	0,0103	0,0057
23	10,18	0,0106	0,0060
24	10,59	0,0110	0,0063
25	9,95	0,0103	0,0066
26	9,52	0,0099	0,0069
27	8,95	0,0093	0,0071

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite)**

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
28	8,34	0,0086	0,0073
29	8,01	0,0082	0,0075
30	6,98	0,0071	0,0077
31	6,39	0,0065	0,0079
32	6,25	0,0064	0,0080
33	5,85	0,0059	0,0082
34	5,98	0,0061	0,0083
35	5,85	0,0059	0,0084
36	5,98	0,0061	0,0085
37	5,85	0,0059	0,0086
38	6,25	0,0064	0,0086
39	6,53	0,0067	0,0087
40	6,53	0,0067	0,0087
41	6,39	0,0065	0,0087
42	6,45	0,0066	0,0088
43	6,31	0,0064	0,0088
44	6,25	0,0064	0,0088
45	6,09	0,0062	0,0088
46	5,98	0,0061	0,0088
47	5,87	0,0060	0,0088
48	5,98	0,0061	0,0087
49	6,50	0,0066	0,0087
50	7,27	0,0075	0,0087
51	7,66	0,0079	0,0086
52	7,63	0,0078	0,0086

M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm (suite)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
53	6,83	0,0070	0,0086
54	6,11	0,0062	0,0085
55	6,01	0,0061	0,0085
56	5,80	0,0059	0,0084
57	5,90	0,0060	0,0083
58	6,06	0,0062	0,0083
59	6,17	0,0063	0,0082
60	6,53	0,0067	0,0082
61	6,62	0,0068	0,0081
62	6,80	0,0070	0,0080
63	6,98	0,0071	0,0080
64	7,63	0,0078	0,0079
65	8,19	0,0084	0,0078
66	9,03	0,0093	0,0077
67	8,99	0,0093	0,0077
68	8,95	0,0093	0,0076
69	8,15	0,0084	0,0075
70	6,92	0,0071	0,0074
71	7,04	0,0072	0,0074
72	6,71	0,0069	0,0073
73	6,74	0,0069	0,0072
75	6,68	0,0068	0,0071
76	6,83	0,0070	0,0070
77	7,23	0,0074	0,0069
78	7,36	0,0076	0,0068
79	8,52	0,0088	0,0068
81	8,71	0,0090	0,0066
82	8,71	0,0090	0,0065
83	9,31	0,0096	0,0064
84	10,18	0,0106	0,0064
85	12,20	0,0127	0,0063

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite)**

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
86	14,50	0,0152	0,0062
87	15,57	0,0164	0,0061
88	15,92	0,0167	0,0061
90	14,31	0,0150	0,0059
92	13,87	0,0145	0,0058
93	13,27	0,0139	0,0057
94	12,77	0,0133	0,0056
95	11,01	0,0115	0,0056
96	9,33	0,0097	0,0055
97	8,70	0,0090	0,0054
98	9,49	0,0098	0,0054
99	9,29	0,0096	0,0053
100	9,25	0,0096	0,0052
101	8,70	0,0090	0,0052
102	7,63	0,0078	0,0051
103	6,76	0,0069	0,0050
104	6,30	0,0064	0,0050
105	6,08	0,0062	0,0049
106	6,19	0,0063	0,0048
107	6,67	0,0068	0,0048
108	7,18	0,0074	0,0047
109	7,97	0,0082	0,0046
110	8,89	0,0092	0,0046
112	8,59	0,0089	0,0045
113	8,33	0,0086	0,0044
114	7,31	0,0075	0,0043
115	6,41	0,0065	0,0043

**M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm
(suite)**

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
116	5,27	0,0053	0,0042
117	4,52	0,0045	0,0042
118	4,15	0,0041	0,0041
119	3,16	0,0031	0,0041
120	2,74	0,0026	0,0040
121	2,28	0,0021	0,0040
122	1,95	0,0018	0,0039
123	1,89	0,0017	0,0038
124	1,77	0,0016	0,0038
125	1,73	0,0015	0,0037
126	1,70	0,0015	0,0037
127	1,62	0,0014	0,0036
128	1,55	0,0013	0,0036
129	1,57	0,0013	0,0035
130	1,53	0,0013	0,0035
131	1,52	0,0013	0,0035
132	1,51	0,0013	0,0034
133	1,48	0,0013	0,0034
135	1,49	0,0013	0,0033
136	1,46	0,0012	0,0032
137	1,42	0,0012	0,0032
138	1,33	0,0011	0,0031
139	1,10	0,0008	0,0031
140	1,03	0,0008	0,0031
141	0,64	0,0003	0,0030

M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm (suite)

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	Et(3)	E(t) Piston
0,00	0,33	0,00	0,00
1,25	0,38	0,00	0,00
2,50	0,43	0,00	0,00
3,75	0,31	0,00	0,00
5,00	0,29	0,00	0,00
6,25	0,71	0,00	0,00
7,50	2,59	0,00	0,01
8,75	5,09	0,01	0,01
10,00	8,09	0,01	0,01
11,25	10,35	0,01	0,01
12,50	13,35	0,01	0,01
13,75	13,18	0,01	0,01
15,00	12,63	0,01	0,01
16,25	12,63	0,01	0,01
17,50	14,66	0,02	0,01
18,75	14,72	0,02	0,01
20,00	14,47	0,02	0,01
21,25	13,58	0,01	0,01
22,50	12,63	0,01	0,01
23,75	11,95	0,01	0,01
25,00	11,65	0,01	0,01
26,25	11,60	0,01	0,01
27,50	10,80	0,01	0,01
28,75	9,83	0,01	0,01
30,00	8,99	0,01	0,01
31,25	7,68	0,01	0,01
32,50	6,82	0,01	0,01
33,75	6,40	0,01	0,01

M3 : Scories 5-15 complètement mélangées avec calcaire 5-15 mm (suite)

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
35,00	5,76	0,01	0,01
36,25	5,29	0,01	0,01
37,50	5,24	0,01	0,01
38,75	5,35	0,01	0,01
40,00	5,47	0,01	0,01
41,25	5,63	0,01	0,01
42,50	5,83	0,01	0,01
43,75	6,06	0,01	0,01
45,00	6,03	0,01	0,01
46,25	5,90	0,01	0,01
47,50	6,08	0,01	0,01
48,75	6,16	0,01	0,01
50,00	6,40	0,01	0,01
51,25	5,78	0,01	0,01
52,50	4,26	0,00	0,01
53,75	4,40	0,00	0,01
55,00	5,40	0,01	0,01
56,25	6,29	0,01	0,01
57,50	6,27	0,01	0,01
58,75	6,40	0,01	0,01
60,00	6,97	0,01	0,01
61,25	7,49	0,01	0,01
62,50	7,68	0,01	0,01
63,75	7,98	0,01	0,01
65,00	8,44	0,01	0,01

M3 : Scories 5-15 mm en amont suivies de calcaire 5-15 mm (suite)

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
66,25	8,80	0,01	0,01
67,50	9,11	0,01	0,01
68,75	9,15	0,01	0,01
70,00	9,54	0,01	0,01
71,25	8,84	0,01	0,01
72,50	8,80	0,01	0,01
73,75	8,51	0,01	0,01
75,00	7,78	0,01	0,01
76,25	7,12	0,01	0,01
77,50	6,54	0,01	0,01
78,75	6,24	0,01	0,01
80,00	5,93	0,01	0,01
81,25	5,61	0,01	0,00
82,50	5,88	0,01	0,00
83,75	5,93	0,01	0,00
85,00	5,54	0,01	0,00
86,25	5,47	0,01	0,00
87,50	5,40	0,01	0,00
88,75	5,29	0,01	0,00
90,00	5,07	0,01	0,00
91,25	5,02	0,01	0,00
92,50	5,07	0,01	0,00
93,75	4,92	0,00	0,00
95,00	5,29	0,01	0,00
96,25	5,07	0,01	0,00
97,50	4,94	0,00	0,00
98,75	5,29	0,01	0,00
100,00	4,65	0,00	0,00
101,25	4,61	0,00	0,00
102,50	3,88	0,00	0,00
103,75	5,40	0,01	0,00

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
105,00	6,62	0,01	0,00
106,25	6,16	0,01	0,00
107,50	5,29	0,01	0,00
108,75	4,96	0,00	0,00
110,00	4,73	0,00	0,00
111,25	4,48	0,00	0,00
112,50	4,44	0,00	0,00
113,75	4,65	0,00	0,00
115,00	4,26	0,00	0,00
116,25	4,10	0,00	0,00
117,50	3,78	0,00	0,00
118,75	3,76	0,00	0,00
120,00	3,62	0,00	0,00
121,25	3,61	0,00	0,00
122,50	3,53	0,00	0,00
123,75	3,26	0,00	0,00
125,00	2,63	0,00	0,00
126,25	2,04	0,00	0,00
127,50	2,09	0,00	0,00
128,75	1,91	0,00	0,00
130,00	1,96	0,00	0,00
131,25	1,80	0,00	0,00
132,50	1,57	0,00	0,00
133,75	1,10	0,00	0,00
135,00	0,93	0,00	0,00
136,25	0,66	0,00	0,00
137,50	0,43	0,00	0,00

S1 : Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v)

S1	Traçage 1
rétention théorique	26,4
Masse injectée	806,1
V réacteur	20,5

temp (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
0,00001	1,36	0,0000	0,0000
1	1,36	0,0000	0,0000
2	1,43	0,0001	0,0000
3	1,45	0,0001	0,0000
4	1,46	0,0001	0,0000
5	1,30	0,0000	0,0000
6	1,29	0,0000	0,0000
7	1,29	0,0000	0,0000
8	1,30	0,0000	0,0000
9	1,50	0,0001	0,0000
10	1,54	0,0002	0,0000
11	1,58	0,0002	0,0001
12	1,45	0,0001	0,0002
13	1,43	0,0001	0,0003
14	1,42	0,0001	0,0006
15	1,27	0,0000	0,0009
16	1,65	0,0003	0,0014
17	1,78	0,0004	0,0020
18	2,18	0,0008	0,0028
19	2,45	0,0011	0,0037
20	2,69	0,0013	0,0047
21	3,06	0,0016	0,0058
22	3,79	0,0023	0,0069
23	4,60	0,0031	0,0081
24	5,90	0,0044	0,0094
25	8,87	0,0072	0,0106
26	10,57	0,0089	0,0118

Traçage 1

S1 : Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
27	12,08	0,01	0,01
28	14,55	0,01	0,01
29	15,97	0,01	0,02
30	17,33	0,02	0,02
31	18,26	0,02	0,02
32	20,28	0,02	0,02
33	22,26	0,02	0,02
34	24,15	0,02	0,02
35	23,45	0,02	0,02
36	23,73	0,02	0,02
37	26,35	0,02	0,02
38	26,05	0,02	0,02
39	25,89	0,02	0,02
40	25,15	0,02	0,02
41	25,01	0,02	0,02
42	25,15	0,02	0,02
43	24,15	0,02	0,02
44	23,59	0,02	0,02
45	23,45	0,02	0,02
46	22,13	0,02	0,02
47	21,49	0,02	0,02
48	20,88	0,02	0,02
49,17	19,02	0,02	0,02
50,34	17,33	0,02	0,02
51,51	16,64	0,01	0,02
52,68	15,70	0,01	0,02

Traçage 1

S1 : Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
53,85	15,52	0,01	0,02
55,02	15,25	0,01	0,02
56,19	14,39	0,01	0,02
57,36	13,41	0,01	0,02
58,53	13,41	0,01	0,02
59,7	12,95	0,01	0,01
60,87	11,20	0,01	0,01
62,04	10,82	0,01	0,01
63,21	10,69	0,01	0,01
64,38	10,51	0,01	0,01
65,55	10,03	0,01	0,01
66,55	9,91	0,01	0,01
67,55	9,63	0,01	0,01
68,55	9,30	0,01	0,01
69,55	9,24	0,01	0,01
70,55	8,77	0,01	0,01
71,55	8,72	0,01	0,01
72,55	8,47	0,01	0,01
73,55	8,32	0,01	0,01
74,55	8,28	0,01	0,01
75,63	8,32	0,01	0,01
76,72	8,23	0,01	0,01
77,80	6,99	0,01	0,01
78,88	6,44	0,00	0,01
79,97	7,11	0,01	0,01

S1 : Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)**Traçage 1**

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
81,05	6,95	0,01	0,01
82,13	6,67	0,01	0,01
83,21	6,83	0,01	0,01
84,30	6,71	0,01	0,00
85,38	6,41	0,00	0,00
86,46	6,29	0,00	0,00
87,55	6,56	0,01	0,00
88,63	6,11	0,00	0,00
89,71	5,57	0,00	0,00
90,80	5,51	0,00	0,00
91,88	5,41	0,00	0,00
92,96	5,23	0,00	0,00
94,04	5,08	0,00	0,00
95,13	4,84	0,00	0,00
96,21	5,70	0,00	0,00
97,29	4,93	0,00	0,00
98,38	5,11	0,00	0,00
99,46	5,47	0,00	0,00
103,79	5,23	0,00	0,00
105,96	5,54	0,00	0,00
109,21	4,47	0,00	0,00
110,29	4,68	0,00	0,00
111,37	4,65	0,00	0,00
112,46	4,26	0,00	0,00
113,54	4,39	0,00	0,00
114,62	4,21	0,00	0,00
115,70	4,36	0,00	0,00
116,79	3,93	0,00	0,00
117,87	4,31	0,00	0,00
118,95	4,31	0,00	0,00
120,04	4,31	0,00	0,00
121,12	4,02	0,00	0,00
122,20	4,24	0,00	0,00
123,29	4,62	0,00	0,00
130,87	3,50	0,00	0,00
136,28	3,28	0,00	0,00
140,61	3,11	0,00	0,00
142,78	2,45	0,00	0,00
144,95	2,21	0,00	0,00
147,11	2,18	0,00	0,00
149,28	2,10	0,00	0,00

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
0,00001	0,36	0,0000	0,0000
1	0,40	0,0001	0,0000
2	0,24	0,0000	0,0000
3	0,24	0,0000	0,0000
4	0,22	0,0000	0,0000
5	0,21	0,0000	0,0000
6	0,19	0,0000	0,0000
7	0,18	0,0000	0,0001
8	0,29	0,0000	0,0002
9	0,26	0,0000	0,0005
10	0,26	0,0000	0,0010
11	0,30	0,0000	0,0017
12	0,76	0,0005	0,0027
13	1,43	0,0012	0,0039
14	2,31	0,0023	0,0052
15	3,50	0,0036	0,0067
16	4,87	0,0052	0,0083
17	6,42	0,0070	0,0099
18	7,61	0,0084	0,0115
19	9,58	0,0107	0,0130
20	10,55	0,0118	0,0145
21	11,81	0,0132	0,0159
22	12,68	0,0142	0,0171
23	15,11	0,0171	0,0183
24	16,85	0,0191	0,0193
25	18,09	0,0205	0,0201
26	18,55	0,0210	0,0208

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
27	19,34	0,0219	0,0214
28	20,34	0,0231	0,0219
29	20,17	0,0229	0,0222
30	20,77	0,0236	0,0225
31	21,38	0,0243	0,0226
32	20,59	0,0234	0,0226
33	19,50	0,0221	0,0226
34	20,17	0,0229	0,0225
35	20,08	0,0228	0,0222
36	19,92	0,0226	0,0220
37	19,02	0,0216	0,0217
38	18,70	0,0212	0,0213
39	18,24	0,0207	0,0209
40	16,36	0,0185	0,0204
41	14,86	0,0168	0,0200
42	15,05	0,0170	0,0195
43	14,56	0,0164	0,0189
44	14,02	0,0158	0,0184
45	13,67	0,0154	0,0179
46	13,11	0,0147	0,0173
47	12,11	0,0136	0,0168
48	12,06	0,0135	0,0162
49	11,23	0,0126	0,0157
50	11,00	0,0123	0,0151
51	10,64	0,0119	0,0146
52	10,33	0,0115	0,0140

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
53	9,70	0,0108	0,0135
54	9,19	0,0102	0,0130
55	8,74	0,0097	0,0125
56	8,56	0,0095	0,0120
57	7,97	0,0088	0,0115
58	7,71	0,0085	0,0110
59	7,24	0,0080	0,0106
60	7,15	0,0079	0,0101
61	7,00	0,0077	0,0097
62	6,39	0,0070	0,0093
63	6,05	0,0066	0,0089
64	5,73	0,0062	0,0085
65	5,68	0,0062	0,0081
66	5,29	0,0057	0,0078
67	5,06	0,0054	0,0074
68	4,99	0,0054	0,0071
69	4,83	0,0052	0,0068
70	4,59	0,0049	0,0064
71	4,61	0,0049	0,0061
72	4,53	0,0048	0,0059
73	4,29	0,0045	0,0056
74	4,12	0,0043	0,0053
75	4,15	0,0044	0,0051
76	3,90	0,0041	0,0048
77	3,65	0,0038	0,0046

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
78	3,56	0,0037	0,0044
79	3,71	0,0039	0,0042
80	3,68	0,0038	0,0040
81	3,27	0,0034	0,0038
82	3,13	0,0032	0,0036
83	2,97	0,0030	0,0034
84	2,99	0,0030	0,0032
85	2,95	0,0030	0,0031
86	2,85	0,0029	0,0029
87	2,77	0,0028	0,0028
88	2,66	0,0027	0,0026
89	2,64	0,0026	0,0025
90	2,48	0,0025	0,0024
91	2,45	0,0024	0,0023
92	2,36	0,0023	0,0022
93	2,28	0,0022	0,0020
94	2,32	0,0023	0,0019
95	2,18	0,0021	0,0018
96	2,35	0,0023	0,0018
97	2,24	0,0022	0,0017
98	2,36	0,0023	0,0016
99	2,28	0,0022	0,0015
100	2,13	0,0020	0,0014
101	1,93	0,0018	0,0013
102	2,24	0,0022	0,0013
103	1,42	0,0012	0,0012
104	1,70	0,0015	0,0012
105	1,66	0,0015	0,0011
106	1,66	0,0015	0,0010
107	1,68	0,0015	0,0010
108	1,63	0,0015	0,0009
109	1,56	0,0014	0,0009
110	1,53	0,0014	0,0008
111	1,48	0,0013	0,0008
112	1,47	0,0013	0,0008
113	1,24	0,0010	0,0007
114	1,54	0,0014	0,0007
115	1,69	0,0015	0,0006
116	1,66	0,0015	0,0006

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
119	1,29	0,0011	0,0005
120	1,33	0,0011	0,0005
121	1,21	0,0010	0,0005
122	1,17	0,0009	0,0004
123	1,12	0,0009	0,0004
124	1,14	0,0009	0,0004
125	1,06	0,0008	0,0004
126	1,00	0,0007	0,0004
127	0,93	0,0007	0,0003
128	0,92	0,0006	0,0003
129	0,96	0,0007	0,0003
130	0,91	0,0006	0,0003
131	0,91	0,0006	0,0003

Fin de traçage

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v)

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
0,00001	1,132	0,0013	0,0000
1,25	1,807	0,0021	0,0098
2,5	2,600	0,0030	0,0188
3,75	29,767	0,0344	0,0213
5	52,868	0,0611	0,0215
6,25	39,027	0,0451	0,0210
7,5	20,202	0,0234	0,0202
8,75	9,614	0,0111	0,0193
10	4,794	0,0055	0,0185
11,25	3,134	0,0036	0,0177
12,5	2,649	0,0031	0,0169
13,75	2,250	0,0026	0,0162
15	2,314	0,0027	0,0155
16,25	2,562	0,0030	0,0149
17,5	3,020	0,0035	0,0143
18,75	3,691	0,0043	0,0138
20	4,148	0,0048	0,0132
21,25	4,750	0,0055	0,0128
22,5	5,567	0,0064	0,0123
23,75	6,586	0,0076	0,0119
25	8,165	0,0094	0,0115
26,25	8,595	0,0099	0,0111
27,5	9,841	0,0114	0,0107
28,75	11,698	0,0135	0,0104
30	13,332	0,0154	0,0101
31,25	14,637	0,0169	0,0098
32,5	15,337	0,0177	0,0095

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v)
(suite)

temps (h)	Traçage 3		
	C mg/L	E(t)	E(t) piston
33,75	15,194	0,0176	0,0092
35	15,481	0,0179	0,0089
36,25	14,844	0,0172	0,0087
37,5	15,699	0,0181	0,0084
38,75	14,774	0,0171	0,0082
40	14,913	0,0172	0,0080
41,25	14,299	0,0165	0,0077
42,5	13,647	0,0158	0,0075
43,75	13,024	0,0151	0,0073
45	12,430	0,0144	0,0071
46,25	12,143	0,0140	0,0069
47,5	13,647	0,0158	0,0068
48,75	13,208	0,0153	0,0066
50	12,030	0,0139	0,0064
55	9,436	0,0109	0,0058
57,5	9,090	0,0105	0,0055
61,25	7,367	0,0085	0,0052
62,5	6,869	0,0079	0,0050
65	6,345	0,0073	0,0048
68,75	5,000	0,0058	0,0045
71,25	4,576	0,0053	0,0043
73,75	4,706	0,0054	0,0041
76,25	3,849	0,0044	0,0039
78,75	3,120	0,0036	0,0038
80	3,209	0,0037	0,0037
85	2,424	0,0028	0,0034

Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v) (suite)

Temps (h)	Traçage 3		
	C mg/L	E(t)	E(t) piston
88,75	2,459	0,0028	0,0032
92,5	2,250	0,0026	0,0030
95	1,920	0,0022	0,0029
97,5	1,638	0,0019	0,0028
108,75	1,255	0,0015	0,0023
118,75	1,061	0,0000	0,0020
136,25	0,901	0,0000	0,0015
140	0,909	0,0000	0,0014

Fin de traçage

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange

Temps de rétention théorique (h) 31,68
 Masse injectée (mg) 806,1
 Volume réactionnel (L) 48,3

Traçage 1				
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston	
0,00001	0,45	0,0000	0,0000	
0,63	0,45	0,0000	0,0000	
1,27	0,46	0,0000	0,0000	
1,90	0,46	0,0000	0,0000	
2,53	0,43	0,0000	0,0000	
3,17	0,43	0,0000	0,0000	
3,80	0,48	0,0001	0,0000	
4,43	0,57	0,0002	0,0000	
5,07	0,79	0,0006	0,0000	
5,70	0,87	0,0008	0,0000	
6,33	0,97	0,0010	0,0000	
6,97	1,06	0,0012	0,0000	
7,60	1,21	0,0014	0,0000	
8,23	1,30	0,0016	0,0000	
8,87	1,37	0,0017	0,0000	
9,50	1,54	0,0021	0,0001	
10,13	1,78	0,0025	0,0001	
10,77	1,96	0,0029	0,0002	
11,40	2,04	0,0030	0,0003	
12,03	2,16	0,0032	0,0004	
12,67	2,35	0,0036	0,0005	
13,30	2,50	0,0039	0,0007	
13,93	2,61	0,0041	0,0010	
14,57	2,71	0,0043	0,0012	
15,20	2,90	0,0046	0,0016	

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange (suite)

temp (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
15,83	3,15	0,0051	0,0019
16,47	3,26	0,01	0,00
17,10	3,36	0,01	0,00
17,73	3,36	0,01	0,00
18,37	3,31	0,01	0,00
19,00	3,36	0,01	0,00
19,63	3,48	0,01	0,00
20,27	3,79	0,01	0,01
20,90	4,05	0,01	0,01
21,53	4,29	0,01	0,01
22,17	6,44	0,01	0,01
22,80	6,91	0,01	0,01
24,07	7,02	0,01	0,01
25,33	7,13	0,01	0,01
26,00	7,59	0,01	0,01
26,67	7,68	0,01	0,01
27,33	7,89	0,01	0,01
28,00	7,83	0,01	0,01
28,67	7,42	0,01	0,01
29,33	7,68	0,01	0,01
30,00	8,27	0,01	0,01
30,67	7,59	0,01	0,01
31,33	8,05	0,01	0,01
32,00	8,54	0,02	0,01
32,67	7,89	0,01	0,01
33,33	8,02	0,01	0,02
34,00	7,80	0,01	0,02
34,67	7,83	0,01	0,02
35,33	8,05	0,01	0,02
36,00	8,18	0,01	0,02
37,33	7,83	0,01	0,02

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange (suite)

Traçage 1

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
38,00	8,05	0,01	0,02
38,67	8,21	0,01	0,02
39,33	8,21	0,01	0,02
40,00	8,15	0,01	0,02
40,67	8,15	0,01	0,02
41,33	8,21	0,01	0,02
42,00	8,77	0,02	0,02
42,67	8,71	0,02	0,02
43,33	9,34	0,02	0,02
44,00	9,98	0,02	0,02
45,33	10,59	0,02	0,02
46,00	11,01	0,02	0,02
46,67	10,30	0,02	0,02
47,33	9,60	0,02	0,02
48,00	9,41	0,02	0,02
48,67	8,37	0,01	0,02
49,33	8,21	0,01	0,02
50,00	8,21	0,01	0,02
50,67	8,54	0,02	0,02
51,33	8,54	0,02	0,02
52,00	8,50	0,02	0,02
52,67	8,88	0,02	0,02
53,33	8,88	0,02	0,02
54,00	8,54	0,02	0,02
54,67	8,64	0,02	0,02
55,33	8,64	0,02	0,01
56,00	8,54	0,02	0,01
56,67	7,74	0,01	0,01
57,33	7,65	0,01	0,01
58,00	8,34	0,01	0,01
58,67	8,15	0,01	0,01
59,33	8,34	0,01	0,01
60,00	8,71	0,02	0,01
60,67	8,71	0,02	0,01

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange (suite)

temp (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
61,33	8,88	0,02	0,01
62,00	8,71	0,02	0,01
62,67	7,83	0,01	0,01
64,00	7,53	0,01	0,01
64,67	7,62	0,01	0,01
65,33	7,89	0,01	0,01
66,00	8,44	0,02	0,01
68,00	7,59	0,01	0,01
68,67	7,08	0,01	0,01
69,33	7,48	0,01	0,01
70,00	6,67	0,01	0,01
70,67	6,86	0,01	0,01
71,33	7,18	0,01	0,01
72,00	7,87	0,01	0,01
73,33	6,46	0,01	0,01
74,00	6,17	0,01	0,01
74,67	5,84	0,01	0,01
75,33	5,53	0,01	0,01
76,00	5,48	0,01	0,01
76,67	5,14	0,01	0,01
77,33	4,98	0,01	0,01
78,00	4,91	0,01	0,01
78,67	5,14	0,01	0,01
79,33	5,23	0,01	0,01
80,00	5,16	0,01	0,01
80,67	4,98	0,01	0,01
81,33	4,80	0,01	0,01
82,00	4,69	0,01	0,01
82,67	4,36	0,01	0,01
83,33	4,32	0,01	0,01
84,00	4,14	0,01	0,01
84,67	4,09	0,01	0,01
85,33	3,78	0,01	0,01
86,00	3,85	0,01	0,01
86,67	3,89	0,01	0,01
87,33	3,87	0,01	0,01

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange
(suite)

Traçage 1	temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
	88,00	3,78	0,01	0,01
	88,67	3,73	0,01	0,01
	89,33	3,71	0,01	0,01
	90,00	3,85	0,01	0,01
	90,67	3,78	0,01	0,01
	91,33	3,98	0,01	0,01
	92,00	4,09	0,01	0,00
	92,67	4,09	0,01	0,00
	93,33	3,56	0,01	0,00
	94,00	3,65	0,01	0,00
	94,67	3,68	0,01	0,00
	95,33	3,56	0,01	0,00
	96,00	3,55	0,01	0,00
	96,67	3,56	0,01	0,00
	97,33	3,13	0,01	0,00
	98,00	3,01	0,00	0,00
	98,67	2,25	0,00	0,00
	99,33	2,15	0,00	0,00
	100,00	2,20	0,00	0,00
	100,67	2,18	0,00	0,00
	101,33	2,13	0,00	0,00
	102,00	2,09	0,00	0,00
	102,67	2,09	0,00	0,00
	103,33	2,08	0,00	0,00
	104,00	1,98	0,00	0,00
	105,33	1,77	0,00	0,00
	106,00	1,82	0,00	0,00
	106,67	1,65	0,00	0,00
	107,33	1,61	0,00	0,00
	108,00	1,62	0,00	0,00
	108,67	1,84	0,00	0,00

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange (suite)

temp (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
109,33	1,60	0,00	0,00
110,00	1,59	0,00	0,00
110,67	1,60	0,00	0,00
111,33	1,68	0,00	0,00
112,00	1,61	0,00	0,00
112,67	1,65	0,00	0,00
113,33	1,61	0,00	0,00
114,00	1,51	0,00	0,00
114,67	1,45	0,00	0,00
115,33	1,41	0,00	0,00
116,00	1,40	0,00	0,00
116,67	1,38	0,00	0,00
117,33	1,38	0,00	0,00
118,00	1,41	0,00	0,00
118,67	1,38	0,00	0,00
119,33	1,35	0,00	0,00
120,00	1,41	0,00	0,00
121,33	1,34	0,00	0,00
122,00	1,08	0,00	0,00
122,67	1,13	0,00	0,00
123,33	1,03	0,00	0,00
124,00	1,13	0,00	0,00
124,67	1,05	0,00	0,00
125,33	1,00	0,00	0,00
126,00	1,07	0,00	0,00
126,67	1,13	0,00	0,00
127,33	0,99	0,00	0,00
128,00	1,10	0,00	0,00
128,67	1,08	0,00	0,00
130,00	0,87	0,00	0,00
130,67	1,02	0,00	0,00
131,33	0,97	0,00	0,00
132,00	0,91	0,00	0,00
132,67	0,91	0,00	0,00
133,33	0,90	0,00	0,00
140,67	0,69	0,00	0,00
144,00	0,58	0,00	0,00
158,00	0,42	0,00	0,00

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange

Traçage 2

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
0,00001	0,1939	0,0000	0,0000
0,67	0,2109	0,0000	0,0000
1,33	0,2083	0,0000	0,0000
2,00	0,2109	0,0000	0,0000
2,67	0,1687	0,0000	0,0000
3,33	0,2109	0,0000	0,0000
4,00	0,2200	0,0000	0,0000
4,67	0,2538	0,0001	0,0000
5,33	0,2715	0,0001	0,0000
6,00	0,2496	0,0001	0,0000
6,67	0,2954	0,0002	0,0000
7,33	0,5554	0,0007	0,0000
8,00	0,9205	0,0014	0,0000
8,67	1,3847	0,0023	0,0000
9,33	1,8130	0,0031	0,0000
10,00	1,8672	0,0032	0,0000
18,08	4,2974	0,0078	0,0016
18,67	3,8518	0,0069	0,0018
19,25	3,8195	0,0069	0,0021
19,83	3,4380	0,0061	0,0024
20,42	3,3241	0,0059	0,0026
21,00	3,0945	0,0055	0,0029
23,33	4,0344	0,0073	0,0042
23,92	3,7400	0,0067	0,0045
24,50	3,5408	0,0063	0,0048

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange
(suite)

Traçage 2

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
25,08	3,6930	0,0066	0,0052
27,42	4,7543	0,0086	0,0065
28,00	6,6024	0,0121	0,0068
28,58	7,0327	0,0129	0,0071
29,17	7,3972	0,0136	0,0074
29,75	5,8682	0,0107	0,0078
30,33	4,8554	0,0088	0,0081
30,92	4,2793	0,0077	0,0083
31,50	4,8965	0,0089	0,0086
32,08	5,7702	0,0105	0,0089
32,67	5,6500	0,0103	0,0092
33,25	4,7543	0,0086	0,0094
33,83	4,1029	0,0074	0,0097
34,42	4,1726	0,0075	0,0099
35,00	4,3337	0,0078	0,0102
35,58	4,5583	0,0083	0,0104
37,33	4,5583	0,0083	0,0110
37,92	4,3704	0,0079	0,0112
38,50	4,4633	0,0081	0,0113
39,08	4,3337	0,0078	0,0115
39,67	4,2079	0,0076	0,0117
40,25	4,3155	0,0078	0,0118
40,83	4,0174	0,0072	0,0119
41,42	4,1902	0,0076	0,0121
42,00	4,2793	0,0077	0,0122
42,58	4,1902	0,0076	0,0123
43,17	4,2079	0,0076	0,0124
43,75	4,4633	0,0081	0,0125
44,33	4,5583	0,0083	0,0126
44,92	4,6357	0,0084	0,0126
45,50	4,9587	0,0090	0,0127

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange
(suite)

Temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
46,08	4,8147	0,0087	0,0128
47,25	4,8554	0,0088	0,0128
47,83	5,1719	0,0094	0,0129
48,42	5,1502	0,0094	0,0129
49,00	6,0692	0,0111	0,0129
49,58	6,0692	0,0111	0,0129
50,17	6,8862	0,0127	0,0130
50,75	7,8794	0,0145	0,0130
51,33	7,2736	0,0134	0,0130
51,92	9,3245	0,0173	0,0129
52,50	9,1303	0,0169	0,0129
53,08	9,2463	0,0171	0,0129
53,67	8,9401	0,0165	0,0129
54,25	8,5355	0,0158	0,0129
54,83	8,7171	0,0161	0,0128
55,42	8,2182	0,0152	0,0128
56,00	8,3930	0,0155	0,0127
56,58	8,1493	0,0150	0,0127
57,75	7,9126	0,0146	0,0126
58,33	7,0922	0,0130	0,0125
58,92	6,9445	0,0128	0,0125
59,50	6,9153	0,0127	0,0124
60,08	6,7145	0,0123	0,0123
60,67	6,7998	0,0125	0,0123
61,25	6,9738	0,0128	0,0122
61,83	6,9738	0,0128	0,0121
62,42	6,5470	0,0120	0,0121
63,00	7,0624	0,0130	0,0120
63,58	7,7152	0,0142	0,0119
64,17	8,3226	0,0154	0,0118
64,75	8,9025	0,0165	0,0117
65,33	8,7908	0,0163	0,0116
65,92	8,1836	0,0151	0,0115
66,50	7,7478	0,0143	0,0114

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange
(suite)

Temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
67,08	7,7805	0,0143	0,0114
67,67	7,7805	0,0143	0,0113
68,30	7,3972	0,0136	0,0112
68,88	7,2736	0,0134	0,0111
69,47	8,0470	0,0149	0,0110
70,05	7,8463	0,0145	0,0109
70,63	7,9795	0,0147	0,0108
71,80	7,5864	0,0140	0,0106
72,38	7,4912	0,0138	0,0105
72,97	6,5470	0,0120	0,0104
73,55	6,6863	0,0123	0,0103
74,13	6,6105	0,0121	0,0102
74,72	6,7271	0,0124	0,0100
75,30	6,8159	0,0125	0,0099
75,88	7,4384	0,0137	0,0098
76,47	6,7862	0,0125	0,0097
77,05	6,6686	0,0122	0,0096
77,63	6,5817	0,0121	0,0095
78,22	6,5244	0,0120	0,0094
78,80	6,4677	0,0119	0,0093
79,38	5,9264	0,0108	0,0092
79,97	5,7730	0,0106	0,0091
80,55	5,5262	0,0101	0,0090
81,13	5,4781	0,0100	0,0089
81,72	5,0196	0,0091	0,0088
82,30	4,8050	0,0087	0,0087
82,88	4,7011	0,0085	0,0086
83,47	4,5396	0,0082	0,0085
84,05	4,4415	0,0080	0,0084
84,63	3,9472	0,0071	0,0083
85,22	3,4321	0,0061	0,0082
85,80	3,3874	0,0060	0,0081
86,38	3,1039	0,0055	0,0080
86,97	2,4947	0,0044	0,0079
87,55	2,4730	0,0043	0,0078
88,13	2,2463	0,0039	0,0077

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange
(suite)

temp (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
88,72	1,7434	0,0029	0,0076
89,30	1,5629	0,0026	0,0075
89,88	1,5426	0,0026	0,0074
90,47	1,4638	0,0024	0,0073
91,05	1,4574	0,0024	0,0072
91,63	1,7510	0,0029	0,0071
92,22	2,7225	0,0048	0,0070
92,80	2,7225	0,0048	0,0069
93,38	2,9070	0,0051	0,0069
93,97	3,1039	0,0055	0,0068
94,55	3,0236	0,0054	0,0067
95,13	3,0236	0,0054	0,0066
95,72	2,8441	0,0050	0,0065
96,30	2,7225	0,0048	0,0064
96,88	3,2567	0,0058	0,0063
97,47	3,2425	0,0058	0,0062
98,05	3,1586	0,0056	0,0062
98,63	3,1039	0,0055	0,0061
101,55	2,6061	0,0046	0,0057
102,13	2,7225	0,0048	0,0056
102,71	2,1881	0,0038	0,0055
103,29	2,8441	0,0050	0,0054
103,87	2,7225	0,0048	0,0053
104,45	2,5387	0,0044	0,0053
105,61	2,3672	0,0041	0,0051
106,19	2,2759	0,0039	0,0051
107,93	1,9876	0,0034	0,0048
110,25	1,3066	0,0021	0,0046
113,15	1,2398	0,0020	0,0042
114,31	1,0410	0,0016	0,0041
122,05	0,7339	0,0010	0,0034

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange

Traçage 3

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
0,00001	0,3979	0,0000	0,0000
0,75	0,3828	0,0000	0,0000
1,5	0,3979	0,0000	0,0000
2,25	0,4826	0,0002	0,0000
3	0,6572	0,0005	0,0002
3,75	1,3165	0,0017	0,0007
4,5	1,8207	0,0027	0,0016
5,25	2,0207	0,0031	0,0028
6	2,8934	0,0047	0,0044
6,75	3,6194	0,0061	0,0060
7,5	4,1751	0,0071	0,0077
8,25	5,0056	0,0087	0,0094
9	6,1182	0,0108	0,0110
9,75	7,1950	0,0129	0,0124
10,5	7,8630	0,0141	0,0138
11,25	8,4941	0,0153	0,0149
12	9,0701	0,0164	0,0160
12,75	9,3908	0,0170	0,0169
13,5	9,5002	0,0172	0,0176
14,25	9,7228	0,0176	0,0183
15	10,1837	0,0185	0,0188
15,75	10,3822	0,0189	0,0192
16,5	10,5437	0,0192	0,0196
17,25	10,5031	0,0191	0,0198
18	10,4626	0,0190	0,0200

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange (suite)

Traçage 3

temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
18,75	10,4626	0,0190	0,0201
19,5	10,3822	0,0189	0,0202
20,25	10,5845	0,0193	0,0202
21	10,6254	0,0193	0,0202
21,75	10,7907	0,0197	0,0201
22,5	10,5845	0,0193	0,0200
23,25	10,5031	0,0191	0,0198
24	10,5437	0,0192	0,0197
26,25	10,7907	0,0197	0,0190
28,5	10,7078	0,0195	0,0182
30,75	10,1054	0,0184	0,0173
33	9,6853	0,0176	0,0164
34,5	9,1052	0,0165	0,0158
36	8,8284	0,0159	0,0152
38,25	8,3639	0,0151	0,0143
40,5	7,7725	0,0139	0,0134
43,5	7,2228	0,0129	0,0123
45	6,7903	0,0121	0,0117
48	5,6637	0,0100	0,0107
49,5	5,3450	0,0094	0,0102
51	5,0056	0,0087	0,0098
52,5	4,7975	0,0083	0,0093
56,25	4,2237	0,0072	0,0083
57,75	4,1590	0,0071	0,0079
60	3,8798	0,0066	0,0073
61,5	3,4290	0,0057	0,0070
63,75	3,3119	0,0055	0,0065
66,75	2,9957	0,0049	0,0059
68,25	2,9046	0,0047	0,0056
69,75	2,4227	0,0038	0,0054
71,25	2,5180	0,0040	0,0051

L1 : Scories 20-40 mm sans mélange (suite)

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) piston
72,75	2,7518	0,0045	0,0049
73,5	2,3309	0,0037	0,0047
75	2,2513	0,0035	0,0045
77,25	2,0442	0,0031	0,0042
78	2,0364	0,0031	0,0041
81	1,5723	0,0022	0,0037
82,5	1,5602	0,0022	0,0035
86,25	1,4611	0,0020	0,0031
87,75	2,4986	0,0040	0,0030
89,25	1,4004	0,0019	0,0028
93	1,2618	0,0016	0,0025
95,25	1,1591	0,0014	0,0023
96,75	1,1152	0,0014	0,0022
99	1,0647	0,0013	0,0021
108	0,8677	0,0009	0,0015
113,25	0,7879	0,0007	0,0013
135	0,6471	0,0005	0,0006
143	0,6037	0,0004	0,0005

M1 : Scories (5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm)

M1	Phase 1	Phase 2	Phase 3
rétention théo	36,80	36,80	36,80
Masse injectée	806,1	671,80	671,80
V réacteur	26,50	26,50	26,50
Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
0,0	0,36	0,0000	0,0000
1,0	0,36	0,0000	0,0000
2,0	0,33	0,0000	0,0000
3,0	0,29	0,0000	0,0000
4,0	0,24	0,0000	0,0001
5,0	0,20	0,0000	0,0004
6,0	0,20	0,0000	0,0008
7,0	0,32	0,0000	0,0013
8,0	0,85	0,0004	0,0018
9,0	1,71	0,0012	0,0024
10,0	2,42	0,0018	0,0030
11,0	2,58	0,0020	0,0036
12,0	3,19	0,0025	0,0041
13,0	4,81	0,0040	0,0046
14,0	6,55	0,0055	0,0050
15,0	7,30	0,0062	0,0054
16,0	8,62	0,0074	0,0058
17,0	9,25	0,0079	0,0061
18,0	10,05	0,0087	0,0064
19,0	10,13	0,0087	0,0066
20,0	11,87	0,0103	0,0068
21,0	12,02	0,0104	0,0070

M1 : Scories(5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm) (suite)

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
22,0	12,32	0,0107	0,0072
23,0	11,29	0,0098	0,0073
24,0	10,70	0,0092	0,0074
25,0	8,06	0,0069	0,0075
26,0	7,86	0,0067	0,0076
27,0	7,67	0,0065	0,0077
28,0	7,33	0,0062	0,0077
29,0	6,88	0,0058	0,0078
30,0	6,63	0,0056	0,0078
31,0	6,77	0,0057	0,0078
32,0	7,30	0,0062	0,0078
33,0	6,80	0,0058	0,0078
34,0	7,00	0,0059	0,0078
35,0	6,52	0,0055	0,0078
36,0	6,47	0,0055	0,0078
37,0	7,00	0,0059	0,0078
38,0	7,54	0,0064	0,0077
39,0	8,47	0,0072	0,0077
40,0	9,44	0,0081	0,0077
41,0	10,61	0,0092	0,0076
42,0	10,70	0,0092	0,0076
43,0	9,72	0,0084	0,0075
44,0	9,64	0,0083	0,0075
45,0	9,52	0,0082	0,0074
46,0	9,44	0,0081	0,0074
47,0	10,05	0,0087	0,0073
48,0	9,93	0,0085	0,0073

M1 : Scories (5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm) (suite)

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
49,0	9,97	0,0086	0,0072
50,0	8,76	0,0075	0,0072
51,0	8,83	0,0076	0,0071
52,0	7,67	0,0065	0,0070
53,0	7,15	0,0061	0,0070
54,0	7,09	0,0060	0,0069
55,0	6,88	0,0058	0,0069
56,0	7,61	0,0065	0,0068
57,0	8,51	0,0073	0,0067
58,0	9,06	0,0078	0,0067
59,0	9,29	0,0080	0,0066
60,0	9,56	0,0082	0,0065
61,0	9,36	0,0080	0,0065
62,0	8,87	0,0076	0,0064
63,0	8,44	0,0072	0,0064
64,0	7,80	0,0066	0,0063
65,0	7,24	0,0061	0,0062
66,0	6,63	0,0056	0,0062
67,0	5,43	0,0045	0,0061
68,0	5,30	0,0044	0,0060
69,0	5,12	0,0043	0,0060
70,0	4,85	0,0040	0,0059
71,0	4,75	0,0039	0,0059
72,0	4,54	0,0037	0,0058
73,0	4,27	0,0035	0,0057
74,0	4,21	0,0034	0,0057
75,0	4,14	0,0034	0,0056
76,0	4,37	0,0036	0,0056
77,0	4,43	0,0036	0,0055

M1 : Scories(5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm) (suite)

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
78,0	4,45	0,0037	0,0055
79,0	4,25	0,0035	0,0054
80,0	4,27	0,0035	0,0053
81,0	4,27	0,0035	0,0053
82,0	4,89	0,0041	0,0052
83,0	4,77	0,0039	0,0052
84,0	5,71	0,0048	0,0051
85,0	5,59	0,0047	0,0051
86,0	5,90	0,0049	0,0050
87,0	6,25	0,0053	0,0050
88,0	6,13	0,0052	0,0049
89,0	5,93	0,0050	0,0049
90,0	6,97	0,0059	0,0048
91,0	7,77	0,0066	0,0048
92,0	8,30	0,0071	0,0047
93,0	8,40	0,0072	0,0047
94,0	8,44	0,0072	0,0046
95,0	8,58	0,0073	0,0046
96,0	8,06	0,0069	0,0045
97,0	7,93	0,0068	0,0045
98,0	7,73	0,0066	0,0044
99,0	7,90	0,0067	0,0044
100,0	7,70	0,0066	0,0043
101,0	7,45	0,0063	0,0043
102,0	8,06	0,0069	0,0042

M1 : Scories(5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm) (suite)

Traçage 1			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
103,0	7,70	0,0066	0,0042
104,0	7,15	0,0061	0,0041
105,0	7,12	0,0060	0,0041
106,0	6,97	0,0059	0,0041
107,0	6,85	0,0058	0,0040
108,0	6,71	0,0057	0,0040
109,0	6,55	0,0055	0,0039
110,0	6,25	0,0053	0,0039
111,0	6,05	0,0051	0,0038
112,0	5,78	0,0048	0,0038
113,0	6,00	0,0050	0,0038
114,0	5,68	0,0048	0,0037
115,0	5,66	0,0047	0,0037
116,0	5,64	0,0047	0,0036
117,0	5,78	0,0048	0,0036
118,0	5,45	0,0045	0,0036
119,0	5,10	0,0042	0,0035
120,0	5,10	0,0042	0,0035
121,0	4,71	0,0039	0,0035
122,0	4,08	0,0033	0,0034
123,0	4,08	0,0033	0,0034
124,0	4,13	0,0034	0,0034
125,0	3,60	0,0029	0,0033
126,0	3,57	0,0029	0,0033
127,0	3,51	0,0028	0,0032
128,0	3,45	0,0028	0,0032
129,0	3,37	0,0027	0,0032
130,0	3,17	0,0025	0,0031
131,0	3,30	0,0026	0,0031
132,0	3,23	0,0026	0,0031
133,0	3,26	0,0026	0,0031
134,0	3,27	0,0026	0,0030
135,0	3,17	0,0025	0,0030
136,0	2,69	0,0021	0,0030

M1 : Scories(5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm)

Traçage 2			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
0,00001	0,32	0,0000	0,0000
1	0,33	0,0000	0,0000
5	0,27	0,0000	0,0007
9	0,31	0,0000	0,0021
12	1,04	0,0008	0,0028
16	2,68	0,0025	0,0033
17	3,33	0,0032	0,0034
19	4,23	0,0042	0,0035
21	5,51	0,0056	0,0036
22	5,89	0,0060	0,0037
24	7,41	0,0076	0,0037
26	6,39	0,0065	0,0037
30	5,51	0,0056	0,0037
33	4,59	0,0046	0,0037
37	3,54	0,0035	0,0037
40	3,07	0,0029	0,0036
43	2,68	0,0025	0,0036
45	2,67	0,0025	0,0035
51	3,16	0,0030	0,0034
54	3,11	0,0030	0,0033
59	3,27	0,0032	0,0032
62	3,39	0,0033	0,0032
65	4,57	0,0046	0,0031
70	3,54	0,0035	0,0030
72	1,74	0,0015	0,0030
74	1,19	0,0009	0,0030
77	1,63	0,0014	0,0029
80	2,09	0,0019	0,0029
82	1,78	0,0016	0,0028
90	2,93	0,0028	0,0027
92	2,63	0,0025	0,0027
98	1,71	0,0015	0,0026
102	1,79	0,0016	0,0025
105	2,90	0,0028	0,0025
114	2,66	0,0025	0,0024
120	2,31	0,0021	0,0023
124	2,27	0,0021	0,0023
126	2,11	0,0019	0,0022
128	2,02	0,0018	0,0022

M1 : Scories (5-15 mm) en amont suivies de calcaire (5-15 mm)
(suite)

Traçage 3			
temps (h)	C mg/L	E(t)	E(t) Piston
0,00001	0,45	0,0000	0,0000
2,5	0,455548613	0,0000	0,0000
7,5	0,424542635	0,0000	0,0001
10	0,407565818	0,0000	0,0004
12,5	0,946122862	0,0005	0,0009
15	1,78430174	0,0014	0,0015
17,5	2,784942304	0,0025	0,0023
20	3,466401959	0,0032	0,0030
23,75	4,142076187	0,0040	0,0039
25	4,494332491	0,0043	0,0042
28,75	5,49125681	0,0054	0,0049
32,5	5,677705311	0,0056	0,0055
33,75	5,741251148	0,0057	0,0056
36,25	5,914205427	0,0059	0,0059
40	6,183454875	0,0061	0,0062
42,5	6,04733184	0,0060	0,0063
43,75	6,024937805	0,0060	0,0064
47,5	6,137743439	0,0061	0,0065
50	6,561617591	0,0066	0,0065
52,5	6,586006405	0,0066	0,0065
56,25	6,784408803	0,0068	0,0065
60	6,586006405	0,0066	0,0065
61,25	6,586006405	0,0066	0,0064
66,25	6,346142554	0,0063	0,0063
67,5	6,299228443	0,0063	0,0063
72,5	5,784009669	0,0057	0,0061
86,25	6,115014599	0,0061	0,0056
105	4,629723544	0,0045	0,0048
116,25	4,219628777	0,0040	0,0043
122,5	3,817428989	0,0036	0,0041
128,75	3,761196619	0,0035	0,0038
140	4,858487408	0,0047	0,0034
143,75	4,428129041	0,0043	0,0033
146,25	4,511037433	0,0044	0,0032

ANNEXE 3 – Capacité de rétention de P

L1-L2 : Scories de grande taille (20-40 mm) sans mélange					
dates	Volumes de pores	L1 P enlevé (g)	L1 P enlevé/kg de média	L2 P enlevé (g)	L2 P enlevé/kg de média
15-05-08	0,75	0,91	0,00	0,835	0,00
18-05-08	2,24	2,81	0,02	2,725	0,01
23-05-08	5,96	7,13	0,04	7,039	0,04
08-06-08	17,88	21,59	0,12	21,382	0,12
20-06-08	26,82	32,52	0,18	31,920	0,17
27-06-08	32,04	38,35	0,21	37,592	0,20
02-07-08	35,76	43,05	0,23	42,218	0,23
04-07-08	37,25	44,74	0,24	43,888	0,24
11-07-08	42,47	51,36	0,28	50,314	0,27
14-07-08	44,70	54,03	0,29	52,920	0,29
25-07-08	52,90	64,35	0,35	63,265	0,34
26-07-08	53,64	65,25	0,35	64,165	0,35
27-07-08	54,39	66,27	0,36	65,181	0,35
28-07-08	55,13	70,67	0,38	69,567	0,38
30-07-08	56,62	79,83	0,43	78,716	0,43
01-08-08	58,11	89,17	0,48	88,053	0,48
06-08-08	61,84	111,01	0,60	108,915	0,59
08-08-08	63,33	119,07	0,64	117,238	0,63
15-08-08	68,54	149,53	0,81	143,257	0,77
20-08-08	72,27	171,40	0,93	162,764	0,88
22-08-08	73,76	178,75	0,97	169,955	0,92
26-08-08	76,74	191,21	1,03	182,512	0,99
07-09-08	85,68	226,07	1,22	213,932	1,16
09-09-08	87,17	232,44	1,26	220,142	1,19
12-09-08	89,40	244,35	1,32	231,212	1,25
17-09-08	93,13	260,42	1,41	246,422	1,33
23-09-08	97,60	278,83	1,51	267,536	1,45
01-10-08	103,56	302,81	1,64	290,936	1,57
06-10-08	107,28	318,60	1,72	306,731	1,66
13-10-08	112,50	339,64	1,84	327,206	1,77
23-10-08	119,95	370,96	2,01	360,416	1,95
30-10-08	125,16	393,58	2,13	382,403	2,07
04-11-08	128,89	410,27	2,22	398,198	2,15
12-11-08	134,85	420,33	2,27	408,571	2,21
20-11-08	140,81	430,47	2,33	418,414	2,26
23-11-08	143,04	433,94	2,35	421,201	2,28
28-11-08	146,77	440,06	2,38	426,997	2,31
01-12-08	149,00	443,81	2,40	430,196	2,33
07-12-09	153,47	452,07	2,44	437,432	2,36
15-12-09	159,43	460,35	2,49	445,626	2,41
18-12-09	161,67	463,25	2,50	448,657	2,43
24-12-09	166,14	469,16	2,54	454,586	2,46
29-12-09	169,86	475,40	2,57	460,864	2,49
31-12-09	171,35	477,93	2,58	463,297	2,50
11-01-09	179,55	487,91	2,64	473,938	2,56
19-01-09	185,51	498,98	2,70	483,969	2,62
24-01-09	189,23	507,81	2,74	492,422	2,66
27-01-09	191,47	511,99	2,77	496,615	2,68
01-02-09	195,19	518,20	2,80	502,649	2,72
04-02-09	197,43	523,09	2,83	507,226	2,74

S1-S2 : Scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v)+sable de silice 2 mm (2/3 v/v)					
Dates	volumes de pores (L)	S1 P enlevé	S1 P enlevé /kg media	S2 P enlevé	S P enlevé /kg media
15-05-08					
18-05-08	0,87	1,34	0,02	1,34	0,02
20-05-08	2,61	2,22	0,03	2,22	0,03
23-05-08	4,35	3,42	0,05	3,42	0,05
27-05-08	6,96	5,17	0,08	5,17	0,08
28-05-08	10,44	5,65	0,09	5,65	0,09
29-05-08	11,31	6,11	0,09	6,12	0,09
02-06-08	12,18	7,88	0,12	7,88	0,12
19-06-08	15,66	15,51	0,24	15,52	0,24
20-06-08	30,45	16,00	0,25	16,02	0,25
27-06-08	31,32	18,94	0,29	18,94	0,29
28-06-08	37,41	19,37	0,30	19,38	0,30
02-07-08	38,28	21,05	0,32	21,05	0,32
11-07-08	41,76	24,98	0,38	24,97	0,38
14-07-08	52,20	26,16	0,40	26,15	0,40
26-07-08	61,77	31,10	0,48	31,10	0,48
27-07-08	62,64	31,55	0,48	31,55	0,48
28-07-08	63,51	32,03	0,49	32,03	0,49
30-07-08	64,38	34,41	0,53	34,41	0,53
01-08-08	66,12	38,91	0,60	38,91	0,60
06-08-09	67,86	43,67	0,67	43,66	0,67
08-08-09	72,21	54,79	0,84	54,80	0,84
15-08-09	73,95	59,28	0,91	59,29	0,91
20-08-09	80,04	76,19	1,17	76,25	1,17
22-08-09	84,39	88,08	1,35	88,14	1,35
26-08-09	86,13	92,66	1,42	92,50	1,42
07-09-08	89,61	102,52	1,57	102,36	1,57
09-09-08	100,05	126,30	1,94	126,23	1,94
12-09-08	101,79	129,43	1,99	130,51	2,00
17-09-08	104,40	135,42	2,08	137,38	2,11
23-09-08	108,75	146,08	2,24	148,18	2,27
01-10-08	113,97	158,82	2,44	160,95	2,47
06-10-08	120,93	165,50	2,54	177,70	2,73
13-10-08	125,28	171,86	2,64	185,66	2,85
23-10-08	131,37	181,09	2,78	196,43	3,01
30-10-08	140,07	195,41	3,00	211,31	3,24
04-11-08	146,16	206,74	3,17	223,62	3,43
12-11-08	150,51	214,88	3,30	231,73	3,55
20-11-08	157,47	218,98	3,36	235,91	3,62
23-11-08	164,43	222,69	3,42	238,49	3,66
28-11-08	167,04	223,60	3,43	239,45	3,67
01-12-08	171,39	225,83	3,46	242,08	3,71
07-12-09	174,00	226,85	3,48	243,21	3,73
15-12-09	179,22	229,21	3,52	245,75	3,77
18-12-09	186,18	231,70	3,55	248,97	3,82
24-12-09	188,79	232,40	3,56	250,12	3,84
29-12-09	194,01	234,76	3,60	252,94	3,88
31-12-09	198,36	236,23	3,62	255,21	3,91
11-01-09	200,10	236,95	3,63	256,28	3,93
19-01-09	209,67	240,29	3,69	259,93	3,99
24-01-09	216,63	241,78	3,71	262,67	4,03
27-01-09	220,98	243,64	3,74	265,48	4,07
01-02-09	223,59	244,39	3,75	266,39	4,09
04-02-09	227,94	246,30	3,78	267,90	4,11

M3-M4 : Scories 5-15 mm (1/3 v/v) complétement mélangées avec Calcaire 5-15 mm (2/3 v/v)

Dates	volumes de pores (L)	M3 P enlevé	M3 P enlevé /kg media	M4 P enlevé	M4 P enlevé /kg média
15-05-08	0,68				
18-05-08	2,04	1,33	0,02	1,33	0,02
20-05-08	3,40	2,22	0,03	2,22	0,03
23-05-08	5,44	3,42	0,04	3,42	0,04
27-05-08	8,16	5,15	0,06	5,16	0,06
28-05-08	8,84	5,63	0,07	5,65	0,07
29-05-08	9,52	6,09	0,07	6,11	0,07
02-06-08	12,24	7,80	0,09	7,88	0,09
19-06-08	23,80	15,41	0,18	15,50	0,18
20-06-08	24,48	15,89	0,18	15,99	0,19
27-06-08	29,24	18,81	0,22	18,92	0,22
28-06-08	29,92	19,24	0,22	19,36	0,22
02-07-08	32,64	20,87	0,24	21,03	0,24
11-07-08	38,76	24,79	0,29	24,95	0,29
14-07-08	40,80	25,97	0,30	26,12	0,30
25-07-08	48,28	30,90	0,36	31,04	0,36
26-07-08	48,96	31,35	0,36	31,49	0,37
27-07-08	49,64	31,83	0,37	31,97	0,37
28-07-08	50,32	34,21	0,40	34,35	0,40
30-07-08	51,68	38,70	0,45	38,84	0,45
01-08-08	53,04	43,46	0,50	43,60	0,51
06-aout	56,44	54,39	0,63	54,70	0,63
08-aout	57,80	58,80	0,68	59,11	0,69
15-aout	62,56	72,91	0,85	75,48	0,88
20-aout	65,96	83,00	0,96	86,82	1,01
22-aout	67,32	87,35	1,01	90,49	1,05
26-aout	70,04	96,42	1,12	100,09	1,16
07-09-08	78,20	111,82	1,30	115,66	1,34
09-09-08	79,56	114,73	1,33	118,72	1,38
12-09-08	81,60	119,75	1,39	123,84	1,44
17-09-08	85,00	126,27	1,47	131,39	1,53
23-09-08	89,08	133,86	1,55	140,41	1,63
01-10-08	94,52	143,75	1,67	151,99	1,76
06-10-08	97,92	150,78	1,75	159,38	1,85
13-10-08	102,68	160,62	1,86	170,89	1,98
23-10-08	109,48	176,02	2,04	186,63	2,17
30-10-08	114,24	186,27	2,16	197,33	2,29
04-11-08	117,64	195,01	2,26	205,49	2,39
12-11-08	123,08	200,09	2,32	209,10	2,43
20-11-08	128,52	205,23	2,38	214,19	2,49
23-11-08	130,56	206,86	2,40	215,85	2,51
28-11-08	133,96	209,98	2,44	219,14	2,54
01-12-08	136,00	211,79	2,46	220,78	2,56
07-12-09	140,08	215,77	2,50	224,61	2,61
15-12-09	145,52	220,01	2,55	229,11	2,66
18-12-09	147,56	221,56	2,57	230,69	2,68
24-12-09	151,64	224,54	2,61	233,69	2,71
29-12-09	155,04	227,66	2,64	236,89	2,75
31-12-09	156,40	228,85	2,66	238,15	2,76
11-01-09	163,88	233,57	2,71	243,34	2,82
19-01-09	169,32	238,64	2,77	248,53	2,88
24-01-09	172,72	243,04	2,82	252,83	2,93
27-01-09	174,76	244,93	2,84	254,79	2,96
01-02-09	178,16	247,66	2,87	257,62	2,99
04-02-09	180,20	249,75	2,90	259,98	3,02

**ANNEXE 4 – Évolution de pH et de la rétention de P
en fonction de la charge de P à l'entrée du système**

M3 : Scories 5-15 mm (1/3 v/v) complètement mélangées avec du Calcaire 5-15 mm (2/3 v/v)								
Date	Volumes de pores (L)	Nombre de jours	ENTRÉE (mg P/L)	M3-Réplicat 1	M3-Réplicat 2	Moyenne M3 (mg P/L)	R % M3	pH M3
15-05-08	0,68	1	26,50					
18-05-08	2,04	3	25,75	0,03	0,03	0,03	99,88	11,10
20-05-08	3,40	5	25,50	0,04	0,02	0,03	99,89	11,20
23-05-08	5,44	8	23,25	0,07	0,05	0,06	99,74	11,10
27-05-08	8,16	12	25,25	0,40	0,20	0,30	98,81	11,20
28-05-08	8,84	13	28,00	0,02	0,02	0,02	99,94	11,12
29-05-08	9,52	14	26,75	0,01	0,02	0,02	99,94	11,18
02-06-08	12,24	18	25,50	0,76	0,80	0,78	96,94	10,90
19-06-08	23,80	35	26,00	0,13	0,15	0,14	99,46	10,67
20-06-08	24,48	36	28,50	0,70	0,65	0,68	97,63	10,85
27-06-08	29,24	43	24,25	0,11	0,20	0,16	99,36	11,19
28-06-08	29,92	44	25,25	0,07	0,05	0,06	99,76	11,00
02-07-08	32,64	48	24,25	0,75	0,70	0,72	97,02	10,80
11-07-08	38,76	57	25,25	0,10	0,10	0,10	99,60	11,26
14-07-08	40,80	60	22,75	0,01	0,02	0,02	99,93	11,10
25-07-08	48,28	71	26,00	0,08	0,09	0,09	99,67	11,24
26-07-08	48,96	72	26,00	0,10	0,12	0,11	99,58	11,20
27-07-08	49,64	73	28,00	0,09	0,10	0,10	99,66	11,20
28-07-08	50,32	74	137,50	0,10	0,06	0,08	99,94	11,30
30-07-08	51,68	76	130,00	0,08	0,08	0,08	99,94	11,05
01-08-08	53,04	78	137,50	0,07	0,05	0,06	99,96	10,80
06-08-09	56,44	83	128,75	0,48	0,47	2,38	98,16	10,73
08-08-09	57,80	85	130,00	0,25	0,23	2,40	98,15	10,40
15-08-09	62,56	92	140,00	0,92	0,96	23,50	83,21	9,76
20-08-09	65,96	97	137,50	0,82	0,85	20,88	84,82	9,60
22-08-09	67,32	99	133,75	0,31	0,33	8,00	94,02	9,50
26-08-09	70,04	103	142,50	0,55	0,59	11,40	92,00	9,40
07-09-08	78,20	115	115,00	1,22	1,23	40,83	64,49	8,74
09-09-08	79,56	117	123,75	0,81	0,78	39,75	67,88	8,71
12-09-08	81,60	120	132,50	0,71	0,72	35,75	73,02	8,50
17-09-08	85,00	125	124,88	0,98	1,00	49,50	60,36	8,06
23-09-08	89,08	131	123,13	1,02	0,98	50,00	59,39	7,54
01-10-08	94,52	139	121,25	0,99	1,00	49,75	58,97	7,50
06-10-08	97,92	144	125,00	0,85	0,90	43,75	65,00	8,00
13-10-08	102,68	151	131,50	1,00	1,01	50,25	61,79	8,10
23-10-08	109,48	161	130,00	0,86	0,78	41,00	68,46	9,10
30-10-08	114,24	168	119,88	0,60	0,81	35,25	70,59	9,50
04-11-08	117,64	173	120,30	0,35	0,42	19,25	84,00	9,30
12-11-08	123,08	181	39,17	0,25	0,24	2,45	93,74	9,60
20-11-08	128,52	189	37,25	0,01	0,01	0,08	99,80	9,50
23-11-08	130,56	192	33,50	0,22	0,22	2,20	93,43	9,07
28-11-08	133,96	197	39,80	0,07	0,08	3,75	90,58	9,23
01-12-08	136,00	200	36,40	1,50	1,33	1,42	96,11	9,24
07-12-09	140,08	206	40,00	1,50	1,90	1,70	95,75	9,60
15-12-09	145,52	214	33,25	0,15	0,11	2,60	92,18	9,14
18-12-09	147,56	217	30,67	0,10	0,06	0,80	97,39	9,40
24-12-09	151,64	223	29,25	0,06	0,05	0,55	98,12	9,30
29-12-09	155,04	228	37,08	0,99	1,00	1,00	97,32	9,13
31-12-09	156,40	230	36,50	0,80	1,20	2,00	94,52	9,00
11-01-09	163,88	241	27,80	-	1,50	3,00	89,21	9,15
19-01-09	169,32	249	39,25	1,31	1,30	2,61	93,35	9,20
24-01-09	172,72	254	52,10	1,24	-	1,24	97,62	9,50
27-01-09	174,76	257	40,00	3,67	3,63	3,65	90,88	9,20
01-02-09	178,16	262	35,00	2,00	1,50	3,50	90,00	9,30
04-02-09	180,20	265	46,00	2,50	3,20	5,70	87,61	9,35

M4 : Scories 5-15 mm (1/3 v/v) complètement mélangées avec du Calcaire 5-15 mm (2/3 v/v)

Date	Volumes de pores (L)	Nombre de jours	ENTREE (mg P/L)	M4-Réplicat 1	M4-Réplicat 2	Moyenne M4	R % M4	pH
15-05-08	0,68	1	26,50					
18-05-08	2,04	3	25,75	0,05	0,05	0,05	99,81	11,18
20-05-08	3,40	5	25,50	0,01	0,01	0,01	99,96	11,17
23-05-08	5,44	8	23,25	0,01	0,01	0,01	99,95	11,20
27-05-08	8,16	12	25,25	0,06	0,06	0,06	99,76	11,20
28-05-08	8,84	13	28,00	0,03	0,03	0,03	99,91	11,25
29-05-08	9,52	14	26,75	0,01	0,01	0,01	99,96	11,26
02-06-08	12,24	18	25,50	0,01	0,01	0,01	99,98	10,91
19-06-08	23,80	35	26,00	0,12	0,01	0,07	99,75	11,10
20-06-08	24,48	36	28,50	0,11	0,11	0,11	99,61	11,25
27-06-08	29,24	43	24,25	0,08	0,09	0,08	99,66	11,27
28-06-08	29,92	44	25,25	0,09	0,08	0,09	99,66	11,20
02-07-08	32,64	48	24,25	0,07	0,07	0,07	99,72	11,38
11-07-08	38,76	57	25,25	0,10	0,09	0,10	99,62	11,20
14-07-08	40,80	60	22,75	0,10	0,10	0,10	99,56	11,20
25-07-08	48,28	71	26,00	0,15	0,14	0,14	99,45	11,26
26-07-08	48,96	72	26,00	0,12	0,14	0,13	99,50	11,23
27-07-08	49,64	73	28,00	0,10	0,10	0,10	99,64	11,18
28-07-08	50,32	74	137,50	0,09	0,05	0,07	99,95	11,30
30-07-08	51,68	76	130,00	0,15	0,10	0,12	99,91	11,10
01-08-08	53,04	78	137,50	0,08	0,08	0,08	99,94	10,95
06-08-09	56,44	83	128,75	0,38	0,36	0,37	99,71	11,07
08-08-09	57,80	85	130,00	0,27	0,25	2,60	98,00	10,20
15-08-09	62,56	92	140,00	0,43	0,35	4,88	96,52	10,55
20-08-09	65,96	97	137,50	0,26	0,25	6,38	95,36	10,40
22-08-09	67,32	99	133,75	1,20	1,00	27,50	79,44	10,60
26-08-09	70,04	103	142,50	0,23	0,15	3,80	97,33	10,75
07-09-08	78,20	115	115,00	1,30	1,10	40,00	65,22	8,60
09-09-08	79,56	117	123,75	0,73	0,68	35,25	71,52	9,05
12-09-08	81,60	120	132,50	0,68	0,68	34,00	74,34	9,00
17-09-08	85,00	125	124,88	0,75	0,75	37,50	69,97	8,88
23-09-08	89,08	131	123,13	0,73	0,72	36,25	70,56	8,60
01-10-08	94,52	139	121,25	0,75	0,75	37,63	68,97	8,02
06-10-08	97,92	144	125,00	0,75	0,83	39,50	68,40	8,50
13-10-08	102,68	151	131,50	0,80	0,66	36,50	72,24	8,90
23-10-08	109,48	161	130,00	0,80	0,76	39,00	70,00	9,10
30-10-08	114,24	168	119,88	0,60	0,66	31,50	73,72	9,00
04-11-08	117,64	173	120,30	0,55	0,49	26,00	78,39	9,60
12-11-08	123,08	181	39,17	1,28	1,33	13,05	66,68	9,75
20-11-08	128,52	189	37,25	0,05	0,05	0,50	98,66	9,99
23-11-08	130,56	192	33,50	0,16	0,16	1,58	95,30	9,22
28-11-08	133,96	197	39,80	0,02	0,05	1,75	95,60	9,30
01-12-08	136,00	200	36,40	0,18	0,20	4,75	86,95	9,10
07-12-09	140,08	206	40,00	0,10	0,15	3,13	92,19	9,13
15-12-09	145,52	214	33,25	0,07	0,07	0,70	97,89	9,49
18-12-09	147,56	217	30,67	0,03	0,04	0,35	98,86	9,70
24-12-09	151,64	223	29,25	0,03	0,03	0,30	98,97	9,80
29-12-09	155,04	228	37,08	0,06	0,07	0,07	99,82	9,75
31-12-09	156,40	230	36,50	0,08	0,07	0,15	99,59	9,43
11-01-09	163,88	241	27,80	0,27	0,26	0,53	98,09	9,13
19-01-09	169,32	249	39,25	0,87	0,89	1,76	95,52	9,30
24-01-09	172,72	254	52,10	2,33	-	2,33	95,53	9,70
27-01-09	174,76	257	40,00	1,89	2,52	2,21	94,49	9,91
01-02-09	178,16	262	35,00	1,21	1,18	2,39	93,17	9,60
04-02-09	180,20	265	46,00	0,23	0,23	0,46	99,00	9,55

M 1 : Scories 5-15 mm en amont suivies de calcaire 5-15 mm								
Date	Volumes de pores (L)	Nombre de jours	ENTREE (mg P/L)	M1-Réplicat 1 mg P/L	M1-Réplicat 2 mg P/L	Moyenne M1 (mg P/L)	Rendement % M1	M1 pH
15-05-08	0,68	1	26,50	0,01	0,01	0,01	99,96	11,10
18-05-08	2,04	3	25,75	0,01	0,01	0,01	99,96	11,10
20-05-08	3,4	5	25,50	0,01	0,01	0,01	99,96	11,06
23-05-08	5,44	8	23,25	0,03	0,03	0,03	99,87	11,20
27-05-08	8,16	12	25,25	0,05	0,04	0,05	99,82	11,10
28-05-08	8,84	13	28,00	0,02	0,02	0,02	99,92	11,06
29-05-08	9,52	14	26,75	0,02	0,01	0,01	99,95	11,14
02-06-08	12,24	18	25,50	0,05	0,04	0,05	99,82	10,91
19-06-08	23,8	35	26,00	0,02	0,02	0,02	99,92	11,06
20-06-08	24,48	36	28,50	0,03	0,05	0,04	99,87	11,03
27-06-08	29,24	43	24,25	0,17	0,14	0,16	99,36	11,12
28-06-08	29,92	44	25,25	0,04	0,06	0,05	99,80	11,10
02-07-08	32,64	48	24,25	0,04	0,05	0,04	99,82	11,19
11-07-08	38,76	57	25,25	0,01	0,06	0,04	99,86	11,12
14-07-08	40,8	60	22,75	0,10	0,10	0,10	99,56	11,05
25-07-08	48,28	71	26,00	0,01	0,02	0,02	99,94	10,81
26-07-08	48,96	72	26,00	0,05	0,06	0,06	99,79	10,80
27-07-08	49,64	73	28,00	0,08	0,06	0,07	99,75	10,80
28-07-08	50,32	74	137,50	0,09	0,08	0,09	99,94	10,85
30-07-08	51,68	76	130,00	0,02	0,05	0,04	99,97	10,90
01-08-08	53,04	78	137,50	0,02	0,05	0,04	99,97	10,80
06-08-09	56,44	83	128,75	0,15	0,13	0,14	99,89	11,00
08-08-09	57,8	85	130,00	0,45	0,47	0,46	99,65	10,75
15-08-09	62,56	92	140,00	0,91	0,93	0,92	99,34	10,15
20-08-09	65,96	97	137,50	0,77	0,74	18,88	86,27	9,80
22-08-09	67,32	99	133,75	1,38	1,30	33,50	74,95	8,15
26-08-09	70,04	103	142,50	1,26	1,19	24,50	82,81	9,70
07-09-08	78,2	115	115,00	0,94	0,92	31,00	73,04	8,70
09-09-08	79,56	117	123,75	0,61	0,80	35,25	71,52	8,70
12-09-08	81,6	120	132,50	0,59	0,58	29,25	77,92	8,50
17-09-08	85	125	124,88	0,53	0,51	26,00	79,18	8,62
23-09-08	89,08	131	123,13	0,53	0,55	27,00	78,07	8,16
01-10-08	94,52	139	121,25	0,51	0,47	24,50	79,79	8,20
06-10-08	97,92	144	125,00	0,50	0,46	24,00	80,80	8,25
13-10-08	102,68	151	131,50	0,46	0,49	23,75	81,94	8,50
23-10-08	109,48	161	130,00	0,55	0,51	26,50	79,62	8,90
30-10-08	114,24	168	119,88	0,50	0,42	23,00	80,81	9,30
04-11-08	117,64	173	120,30	0,35	0,50	21,25	82,34	9,00
12-11-08	123,08	181	39,17	0,10	0,06	0,80	97,96	9,70
20-11-08	128,52	189	37,25	0,02	0,03	0,25	99,33	9,60
23-11-08	130,56	192	33,50	0,10	0,11	1,05	96,87	9,60
26-11-08	133,96	197	39,80	0,03	0,03	1,50	96,23	9,61
01-12-08	136	200	36,40	0,24	0,22	0,23	99,37	9,27
07-12-09	140,08	206	40,00	0,30	0,25	0,28	99,31	9,30
15-12-09	145,52	214	33,25	0,02	0,02	0,40	98,80	9,34
18-12-09	147,56	217	30,67	0,03	0,03	0,30	99,02	9,15
24-12-09	151,64	223	29,25	0,05	0,06	0,55	98,12	8,73
29-12-09	155,04	228	37,08	0,14	0,15	0,15	99,61	9,25
31-12-09	156,4	230	36,50	0,10	0,11	0,21	99,42	9,20
11-01-09	163,88	241	27,80	0,99	0,98	0,99	96,46	9,15
19-01-09	169,32	249	39,25	1,55	1,48	1,52	96,14	9,20
24-01-09	172,72	254	52,10	1,58	1,60	1,59	96,95	9,20
27-01-09	174,76	257	40,00	1,94	1,94	1,94	95,15	9,14
01-02-09	178,16	262	35,00	0,45	0,26	0,72	97,95	9,15
04-02-09	180,2	265	46,00	0,34	0,30	0,64	98,61	9,12

M 2 : Scories 5-15 mm en amont suivies de calcaire 5-15 mm							
Date	Volumes de pores (L)	Nombre de jours	ENTREE (mg P/L)	M2-Réplicat 1 mg P/L	M2-Réplicat 2 mg P/L	Moyenne M2	Rendement % M2
15-05-08	0,68	1	26,50				11,10
18-05-08	2,04	3	25,75	0,01	0,02	0,02	99,94 11,03
20-05-08	3,4	5	25,50	0,02	0,02	0,02	99,92 11,05
23-05-08	5,44	8	23,25	0,02	0,03	0,02	99,90 11,00
27-05-08	8,16	12	25,25	0,03	0,01	0,02	99,92 11,10
28-05-08	8,84	13	28,00	0,02	0,03	0,03	99,91 11,20
29-05-08	9,52	14	26,75	0,02	0,02	0,02	99,93 11,12
02-06-08	12,24	18	25,50	0,08	0,04	0,06	99,76 11,00
19-06-08	23,8	35	26,00	0,09	0,05	0,07	99,74 11,00
20-06-08	24,48	36	28,50	0,09	0,10	0,10	99,67 11,16
27-06-08	29,24	43	24,25	0,14	0,03	0,09	99,65 10,91
28-06-08	29,92	44	25,25	0,09	0,02	0,06	99,78 10,90
02-07-08	32,64	48	24,25	0,09	0,10	0,09	99,62 10,65
11-07-08	38,76	57	25,25	0,01	0,04	0,03	99,90 11,10
14-07-08	40,8	60	22,75	0,08	0,10	0,09	99,60 11,12
25-07-08	48,28	71	26,00	0,01	0,02	0,02	99,94 11,01
26-07-08	48,96	72	26,00	0,04	0,02	0,03	99,88 11,00
27-07-08	49,64	73	28,00	0,09	0,10	0,10	99,66 11,05
28-07-08	50,32	74	137,50	0,10	0,11	0,11	99,92 11,00
30-07-08	51,68	76	130,00	0,01	0,05	0,03	99,98 11,20
01-08-08	53,04	78	137,50	0,02	0,03	0,03	99,98 10,90
06-08-09	56,44	83	128,75	0,86	0,90	0,88	99,32 10,60
08-08-09	57,8	85	130,00	0,95	0,85	0,90	99,31 10,20
15-08-09	62,56	92	140,00	0,68	0,69	0,56	93,88 10,10
20-08-09	65,96	97	137,50	0,86	0,88	21,75	84,18 9,90
22-08-09	67,32	99	133,75	1,38	1,37	34,38	74,30 9,25
26-08-09	70,04	103	142,50	1,67	1,62	32,90	76,91 9,22
07-09-08	78,2	115	115,00	1,29	1,31	43,33	62,32 8,53
09-09-08	79,56	117	123,75	0,86	0,77	40,75	67,07 8,60
12-09-08	81,6	120	132,50	0,75	0,77	38,00	71,32 7,30
17-09-08	85	125	124,88	0,67	0,65	33,00	73,57 7,55
23-09-08	89,08	131	123,13	0,60	0,62	30,50	75,23 7,90
01-10-08	94,52	139	121,25	0,52	0,56	27,00	77,73 8,20
06-10-08	97,92	144	125,00	0,50	0,53	25,75	79,40 8,10
13-10-08	102,68	151	131,50	0,52	0,53	26,25	80,04 8,30
23-10-08	109,48	161	130,00	0,60	0,58	29,50	77,31 8,50
30-10-08	114,24	168	119,88	0,50	0,44	23,50	80,40 8,40
04-11-08	117,64	173	120,30	0,33	0,41	18,50	84,62 8,50
12-11-08	123,08	181	39,17	0,16	0,17	1,65	95,79 8,70
20-11-08	128,52	189	37,25	0,26	0,26	2,63	92,94 8,70
23-11-08	130,56	192	33,50	0,13	0,12	1,25	96,27 8,70
28-11-08	133,96	197	39,80	0,05	0,06	2,75	93,09 8,70
01-12-08	136	200	36,40	1,80	1,70	1,75	95,19 8,90
07-12-09	140,08	206	40,00	1,90	1,40	1,65	95,88 8,90
15-12-09	145,52	214	33,25	0,07	0,08	1,50	95,49 8,80
18-12-09	147,56	217	30,67	0,15	0,06	1,05	96,58 8,90
24-12-09	151,64	223	29,25	0,05	0,05	0,50	98,29 9,22
29-12-09	155,04	228	37,08	0,27	0,28	0,28	99,26 8,70
31-12-09	156,4	230	36,50	0,10	0,10	0,20	99,45 8,90
11-01-09	163,88	241	27,80	0,56	0,57	0,57	97,97 8,71
19-01-09	169,32	249	39,25	0,74	0,73	0,74	98,13 8,70
24-01-09	172,72	254	52,10	1,12	1,20	1,16	97,77 9,00
27-01-09	174,76	257	40,00	1,42	1,39	1,41	96,49 8,90
01-02-09	178,16	262	35,00	0,57	0,57	1,14	96,74 8,95
04-02-09	180,2	265	46,00	0,71	0,67	1,38	97,00 9,00

S1 : scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v)								
Date	volumes de pores (L)	Nombre de jours	ENTREE (mg P/L)	S1-Réplicat 1 mg P/L	S1-Réplicat 2 mg P/L	Moyenne M1(mg P/L)	Rendement %	S1 pH
15-05-08	0,87	1,00	26,50	0,02	0,02	99,94	12,15	0,01
18-05-08	2,61	3,00	25,75	0,02	0,02	99,94	12,16	0,01
20-05-08	4,35	5,00	25,50	0,04	0,02	99,91	12,06	0,01
23-05-08	6,96	8,00	23,25	0,02	0,02	99,94	11,91	0,01
27-05-08	10,44	12,00	25,25	0,05	0,05	99,82	11,90	0,01
28-05-08	11,31	13,00	28,00	0,01	0,01	99,96	11,90	0,01
29-05-08	12,18	14,00	26,75	0,02	0,02	99,94	11,97	0,01
02-06-08	15,66	18,00	25,50	0,06	0,05	99,82	11,83	0,02
19-06-08	30,45	35,00	26,00	0,05	0,03	99,87	11,87	0,01
20-06-08	31,32	36,00	28,50	0,02	0,02	99,95	11,82	0,03
27-06-08	37,41	43,00	24,25	0,03	0,03	99,87	11,77	0,10
28-06-08	38,28	44,00	25,25	0,04	0,05	99,82	11,80	0,06
02-07-08	41,76	48,00	24,25	0,04	0,04	99,84	11,85	0,08
11-07-08	49,59	57,00	25,25	0,03	0,02	99,92	11,90	0,05
14-07-08	52,20	60,00	22,75	0,05	0,04	99,85	11,90	0,04
25-07-08	61,77	71,00	26,00	0,02	0,02	99,94	11,70	0,01
26-07-08	62,64	72,00	26,00	0,02	0,02	99,92	11,70	0,02
27-07-08	63,51	73,00	28,00	0,03	0,04	99,88	11,75	0,06
28-07-08	64,38	74,00	137,50	0,04	0,04	99,97	11,84	0,05
30-07-08	66,12	76,00	130,00	0,02	0,02	99,99	11,81	0,01
01-08-08	67,86	78,00	137,50	0,02	0,02	99,99	11,80	0,01
06-08-09	72,21	83,00	128,75	0,18	0,19	99,86	11,80	0,04
08-08-09	73,95	85,00	130,00	0,02	0,02	99,98	11,83	0,01
15-08-09	80,04	92,00	140,00	0,20	0,42	99,70	11,50	0,01
20-08-09	84,39	97,00	137,50	0,04	0,04	99,97	11,46	0,01
22-08-09	86,13	99,00	133,75	0,05	1,25	99,07	11,59	0,30
26-08-09	89,61	103,00	142,50	0,04	0,05	99,97	11,93	0,05
07-09-08	100,05	115,00	115,00	0,30	0,48	99,58	11,95	0,05
09-09-08	101,79	117,00	123,75	2,66	33,25	73,13	0,02	
12-09-08	104,40	120,00	132,50	0,80	17,00	87,17	10,50	0,02
17-09-08	108,75	125,00	124,88	0,13	1,69	98,65	11,00	0,10
23-09-08	113,97	131,00	123,13	0,34	0,35	99,72	11,65	0,04
01-10-08	120,93	139,00	121,25	1,42	73,00	39,79	9,65	0,22
06-10-08	125,28	144,00	125,00	1,05	51,50	58,80	9,02	0,70
13-10-08	131,37	151,00	131,50	1,20	55,25	57,98	8,50	0,80
23-10-08	140,07	161,00	130,00	0,99	47,25	63,65	8,91	0,80
30-10-08	146,16	168,00	119,88	0,49	26,25	78,10	9,00	0,40
04-11-08	150,51	173,00	120,30	0,55	26,25	78,18	9,30	0,50
12-11-08	157,47	181,00	39,17	1,00	9,50	75,74	9,24	0,80
20-11-08	164,43	189,00	37,25	1,05	10,50	71,81	9,20	1,92
23-11-08	167,04	192,00	33,50	1,70	16,00	52,24	8,37	0,11
28-11-08	171,39	197,00	39,80	0,36	14,00	64,82	9,90	0,18
01-12-08	174,00	200,00	36,40	0,33	16,75	53,98	8,40	0,29
07-12-09	179,22	206,00	40,00	0,33	17,25	56,88	9,50	0,33
15-12-09	186,18	214,00	33,25	0,33	15,25	54,14	11,00	0,20
18-12-09	188,79	217,00	30,67	0,31	17,25	43,75	9,12	0,19
24-12-09	194,01	223,00	29,25	0,13	6,50	77,78	10,27	0,11
29-12-09	198,36	228,00	37,08	0,40	20,00	46,06	9,07	0,25
31-12-09	200,10	230,00	36,50	0,33	15,80	56,71	9,70	0,11
11-01-09	209,67	241,00	27,80	1,03	10,25	63,13	9,95	0,86
19-01-09	216,63	249,00	39,25	2,82	28,50	27,39	9,22	2,00
24-01-09	220,98	254,00	52,10	30,40	30,55	41,36	9,20	19,20
27-01-09	223,59	257,00	40,00	26,30	25,65	35,88	10,00	2,25
01-02-09	227,94	262,00	35,00	1,44	12,90	63,14	9,10	1,50
04-02-09	230,55	265,00	46,00	0,88	17,80	61,30	9,20	3,73

Date	S2 : scories four poche 0-1 mm (1/3 v/v) + sable de silice 2 mm (2/3 v/v)						
	volumes de pores (L)	Nombre de jours	ENTRÉE (mg P/L)	S2-Réplicat 1 mg P/L	S2-Réplicat 2 mg P/L	Rendement % S2	pH S2
15-05-08	0,87	1,00	26,50				
18-05-08	2,61	3,00	25,75	0,01	0,01	99,96	12,32
20-05-08	4,35	5,00	25,50	0,01	0,01	99,98	12,30
23-05-08	6,96	8,00	23,25	0,01	0,01	99,96	12,12
27-05-08	10,44	12,00	25,25	0,01	0,01	99,96	12,20
28-05-08	11,31	13,00	28,00	0,01	0,01	99,96	12,10
29-05-08	12,18	14,00	26,75	0,01	0,01	99,96	12,08
02-06-08	15,66	18,00	25,50	0,02	0,02	99,92	11,96
19-06-08	30,45	35,00	26,00	0,01	0,01	99,95	11,88
20-06-08	31,32	36,00	28,50	0,03	0,03	99,89	11,94
27-06-08	37,41	43,00	24,25	0,09	0,09	99,62	11,91
28-06-08	38,28	44,00	25,25	0,06	0,06	99,76	11,90
02-07-08	41,76	48,00	24,25	0,08	0,08	99,67	11,94
11-07-08	49,59	57,00	25,25	0,05	0,05	99,80	11,94
14-07-08	52,20	60,00	22,75	0,03	0,04	99,85	12,00
25-07-08	61,77	71,00	26,00	0,01	0,01	99,96	11,94
26-07-08	62,64	72,00	26,00	0,05	0,04	99,87	11,91
27-07-08	63,51	73,00	28,00	0,05	0,06	99,80	11,94
28-07-08	64,38	74,00	137,50	0,02	0,04	99,97	11,95
30-07-08	66,12	76,00	130,00	0,06	0,04	99,97	11,83
01-08-08	67,86	78,00	137,50	0,04	0,03	99,98	11,93
06-08-09	72,21	83,00	128,75	0,02	0,03	99,98	12,13
08-08-09	73,95	85,00	130,00	0,01	0,01	99,99	12,20
15-08-09	80,04	92,00	140,00	0,01	0,01	99,99	12,25
20-08-09	84,39	97,00	137,50	0,01	0,01	99,99	12,20
22-08-09	86,13	99,00	133,75	0,31	7,63	94,30	12,12
26-08-09	89,61	103,00	142,50	0,03	0,04	99,97	12,26
07-09-08	100,05	115,00	115,00	0,04	0,05	99,96	12,21
09-09-08	101,79	117,00	123,75	0,02	0,02	99,98	12,19
12-09-08	104,40	120,00	132,50	0,03	0,03	99,98	11,20
17-09-08	108,75	125,00	124,88	0,10	0,10	99,92	11,30
23-09-08	113,97	131,00	123,13	0,03	0,04	99,97	11,30
01-10-08	120,93	139,00	121,25	0,30	0,26	99,79	11,50
06-10-08	125,28	144,00	125,00	0,62	33,00	73,60	8,90
13-10-08	131,37	151,00	131,50	0,90	42,50	67,68	8,91
23-10-08	140,07	161,00	130,00	0,96	44,00	66,15	8,65
30-10-08	146,16	168,00	119,88	0,33	18,25	84,78	9,10
04-11-08	150,51	173,00	120,30	0,56	26,50	77,97	9,60
12-11-08	157,47	181,00	39,17	1,00	9,00	77,02	9,90
20-11-08	164,43	189,00	37,25	1,80	18,60	50,07	8,56
23-11-08	167,04	192,00	33,50	0,19	15,00	55,22	8,95
28-11-08	171,39	197,00	39,80	0,19	9,35	76,51	9,50
01-12-08	174,00	200,00	36,40	0,30	14,75	59,48	8,90
07-12-09	179,22	206,00	40,00	0,29	15,50	61,25	10,00
15-12-09	186,18	214,00	33,25	0,20	10,00	69,92	11,52
18-12-09	188,79	217,00	30,67	0,15	8,50	72,28	9,48
24-12-09	194,01	223,00	29,25	0,31	2,10	92,82	11,10
29-12-09	198,36	228,00	37,08	0,19	10,83	70,80	10,90
31-12-09	200,10	230,00	36,50	0,11	5,50	84,93	9,76
11-01-09	209,67	241,00	27,80	0,86	8,60	69,06	10,95
19-01-09	216,63	249,00	39,25	1,90	19,50	50,32	9,08
24-01-09	220,98	254,00	52,10	19,90	19,55	62,48	9,50
27-01-09	223,59	257,00	40,00	2,27	22,60	43,50	8,67
01-02-09	227,94	262,00	35,00	2,00	17,50	50,00	9,20
04-02-09	230,55	265,00	46,00	3,86	37,95	17,50	7,50

L1 : Scories de grandes tailles (20-40 mm) sans mélange

Date	Volumes de pores (L)	ENTRÉE P (mg P/L)	L1-Réplicat 1	L1-Réplicat 2	Moyenne mg P/L L1	Rendement L1 %	pH
15-05-08	0,745	25,25	0,01	0,01	0,01	99,96	11,19
18-05-08	2,235	26,50	0,20	0,10	0,15	99,43	11,20
23-05-08	5,96	24,25	0,25	0,23	0,24	99,01	11,14
08-06-08	17,88	25,25	0,18	0,11	0,15	99,43	11,18
20-06-08	26,82	25,50	0,20	0,20	0,20	99,22	11,20
27-06-08	32,035	23,25	0,15	0,10	0,13	99,46	11,20
02-07-08	35,76	26,25	0,12	0,13	0,13	99,52	11,25
04-07-08	37,25	23,75	0,36	0,25	0,31	98,72	11,18
11-07-08	42,465	26,50	0,24	0,22	0,23	99,13	11,16
14-07-08	44,7	25,00	0,32	0,25	0,29	98,86	11,38
25-07-08	52,895	26,50	0,38	0,46	0,42	98,42	11,13
26-07-08	53,64	25,25	0,30	0,40	0,35	98,61	11,10
27-07-08	54,385	28,75	0,31	0,33	0,32	98,89	11,12
28-07-08	55,13	122,50	0,36	0,32	0,34	99,72	11,20
30-07-08	56,62	127,50	0,25	0,26	0,26	99,80	10,85
01-08-08	58,11	130,00	0,30	0,25	0,28	99,79	10,56
06-08-08	61,835	125,00	0,71	0,76	3,68	97,06	10,22
08-08-08	63,325	130,00	0,90	0,91	18,10	86,08	10,22
15-08-08	68,54	126,25	0,20	0,23	5,38	95,74	10,71
20-08-08	72,265	130,00	0,33	0,35	8,50	93,46	11,10
22-08-08	73,755	126,25	0,93	1,00	24,13	80,89	9,90
26-08-08	76,735	115,00	1,47	1,38	28,50	75,22	9,75
07-09-08	85,675	120,00	1,18	1,18	39,29	67,26	9,39
09-09-08	87,165	123,75	0,66	0,75	35,25	71,52	8,75
12-09-08	89,4	152,50	0,88	0,81	42,25	72,30	8,56
17-09-08	93,125	136,25	0,94	0,94	47,00	65,50	8,50
23-09-08	97,595	135,00	1,00	0,99	49,75	63,15	8,10
01-10-08	103,555	132,50	1,00	0,97	49,25	62,83	8,30
06-10-08	107,28	132,50	0,90	0,89	44,75	66,23	8,42
13-10-08	112,495	123,75	0,80	0,81	40,25	67,47	9,00
23-10-08	119,945	128,75	0,79	0,88	41,75	67,57	9,10
30-10-08	125,16	126,25	0,77	0,69	36,50	71,09	8,90
04-11-08	128,885	130,00	0,69	0,80	37,25	71,35	9,10
12-11-08	134,845	39,17	0,43	0,42	4,26	89,12	9,12
20-11-08	140,805	37,25	0,20	0,21	2,05	94,50	9,50
23-11-08	143,04	33,50	0,13	0,13	1,34	96,01	9,63
28-11-08	146,765	39,80	0,14	0,15	5,80	85,43	9,60
01-12-08	149	36,50	0,17	0,19	1,80	95,07	9,30
07-12-09	153,47	41,00	0,30	0,25	2,75	93,29	9,19
15-12-09	159,43	33,25	0,23	0,22	4,50	86,47	9,30
18-12-09	161,665	30,67	0,38	0,38	3,80	87,61	9,22
24-12-09	166,135	29,25	0,19	0,19	1,90	93,50	9,21
29-12-09	169,86	37,08	0,23	0,25	2,40	93,53	9,31
31-12-09	171,35	36,50	0,14	0,13	1,35	96,30	9,40
11-01-09	179,545	27,80	1,37	1,23	2,60	90,65	9,45
19-01-09	185,505	39,25	0,39	0,42	0,81	97,94	9,50
24-01-09	189,23	52,10	1,45	1,61	3,06	94,13	9,51
27-01-09	191,465	40,00	0,65	0,61	1,26	96,85	9,45
01-02-09	195,19	35,00	0,26	0,25	0,51	98,54	9,55
04-02-09	197,425	46,00	0,36	0,32	0,68	98,52	9,60