


**Université Pierre et Marie Curie, École des Mines de Paris
& École Nationale du Génie Rural des Eaux et des Forêts**

**Master 2 Sciences de l'Univers, Environnement, Ecologie
Parcours Hydrologie-Hydrogéologie**

**Impact de la localisation des puits sur les volumes drainés en
lixiviation in-situ (ou In Situ-Leaching ou ISL)**

Par François CARRIÈRE

Tutrice : Mme Valérie LANGLAIS

 **AREVA-NC**
2-4 rue Paul Dautier
78140 Vélizy-Villacoublay

Année 2006-2007



Résumé

Le sujet de ce stage recherche et développement est basé sur une méthode d'exploitation minière particulière, l'ISL (In-Situ-Leaching ou Lixiviation In-Situ), fondée sur l'établissement d'une circulation de fluides au niveau d'un gisement (circuit fermé) dont on souhaite récupérer, dans notre cas, l'uranium qu'il contient.

Le support sur lequel nous avons lancé l'ensemble de nos simulations d'écoulement est le modèle géologique de la zone pilote du gisement d'Uyuk, de type roll front, dans la région de Muyunkum au Kazakhstan, construit par M. Achraf Ourir lors de son stage de fin d'étude, en 2006, à l'aide de la méthode géostatistique des plurigaussiennes. Le logiciel de simulation d'écoulement et de transport que nous avons utilisé, Métis, nous a permis de modéliser l'impact au cours du temps (pour une période d'exploitation de l'ordre de 5 ans) de l'effet de différentes configurations de puits sur les volumes drainés et la quantité d'uranium récupérée.

Nous avons pu déduire de ces simulations qu'il est préférable, pour la zone étudiée, de privilégier les configurations avec un nombre relativement restreint de puits pour des raisons pratiques (laisser à l'acide le temps de réagir) mais aussi pour des raisons économiques (meilleures recettes nettes) et environnementales (impact négatif modéré avec peu de puits). Bien entendu, nous avons clairement mentionné qu'il ne s'agit là que de modélisation : la réalité peut donc montrer des différences en étant notamment plus complexe.

Un ensemble de tests de sensibilité a été effectué sur la configuration la plus rentable que nous avons pu mettre en évidence jusqu'à présent, pour tenter d'étudier l'impact qu'auraient certaines modifications (coûts divers, volume d'acide utilisé, ...) sur la production d'uranium et donc, sur les recettes qui en résultent.

Enfin, nous avons fait la liste des différents points à prendre en compte pour essayer d'améliorer l'approche que nous avons eue jusqu'à présent. Cela va de l'amélioration du modèle géologique lui-même à la prise en compte par le logiciel de simulation de paramètres plus nombreux et/ou plus complexes qu'une simple courbe de rendement de type $R=L/S$ (exemples : possibles échappées de fluide, problème de colmatage, ...).

Sommaire

Résumé.....	2
Sommaire	2
Impact de la localisation des puits sur les volumes drainés en lixiviation in situ (ou In Situ Leaching ou ISL)	4
Introduction	4
1 Présentation générale du gisement étudié : le niveau Uyuk, Muyunkum Sud, Kazakhstan	5
1.1 Contexte géographique et géologique du lieu d'étude	5
1.1.1 Localisation	5
1.1.2 Histoire géologique : Tectonique et stratigraphie.....	6
1.1.2.1 TECTONIQUE.....	6
1.1.2.2 STRATIGRAPHIE	7
1.2 Les gisements de type roll front	8
1.2.1 Processus de formation et milieu de dépôt.....	8
1.2.2 Particularités morphologiques.....	8
1.2.3 Le gisement d'Uyuk.....	9
1.3 Études antérieures : la zone pilote définie par Katco	9
1.3.1 Présentation du site	9

1.3.2	La construction du modèle géologique par modélisation géostatistique : la méthode des gaussiennes et plurigaussiennes tronquées.....	11
2	L'ISL : présentation de la méthode et domaines d'application	13
2.1	Principe de fonctionnement	13
2.2	Avantages/inconvénients	14
2.2.1	Avantages.....	14
2.2.2	Inconvénients.....	15
2.3	Domaines d'application.....	15
3	Impact de la localisation des puits sur les volumes drainées en lixiviation in situ (ou In-Situ Leaching ou ISL) : application à la zone pilote Katco du gisement Uyük, Muyunkum Sud, Kazakhstan	16
3.1	Objectifs du stage	16
3.2	Exposé des différentes configurations de puits testées.....	17
3.2.1	LINEAIRE	17
3.2.2	CELLULES DE PUIITS	17
3.3	Méthodologie mise en oeuvre	18
3.3.1	Le logiciel de simulation d'écoulement Métis	18
3.3.2	Caractéristiques du modèle géologique construit par M. Achraf Ourir (2006).....	19
3.3.3	Présentation du Workflow utilisé	21
3.4	Synthèse de la première série de tests de simulation d'écoulement et de lixiviation	22
3.4.1	Présentation des tests selon la nature du dispositif sollicité et observations....	24
3.4.1.1	Linéaire	24
3.4.1.2	Cellules de puits.....	34
3.4.1.3	La zone pilote	38
3.4.2	Aspect financier : synthèse des principaux coûts de production.....	39
3.4.3	Résultats obtenus : coûts de production VS bénéfices	39
3.5	Synthèse de la seconde série de tests de simulation d'écoulement et de lixiviation	41
3.6	Synthèse de la troisième série de tests de simulation d'écoulement et de lixiviation	43
4	Test de sensibilité du dispositif linéaire x_vàv_10	46
	Conclusions	47
	Perspectives	48
	Bibliographie	49

Impact de la localisation des puits sur les volumes drainés en lixiviation in situ (ou In Situ Leaching ou ISL)

Introduction

Ce stage a pour vocation de déterminer l'impact du positionnement des puits sur les volumes drainés dans un gisement d'uranium de type roll front d'âge Eocène inférieur dans la région de Muyunkum Sud au Kazakhstan.

Pour cela, nous nous sommes basés sur le modèle géologique de notre gisement construit à l'aide de la méthode des plurigaussiennes (Ourir, 2006) sur lequel nous lancerons des simulations d'écoulement et de transport prenant en compte l'ISL. Ainsi, pour une organisation donnée des puits qu'on a souhaité implanter, il sera possible de connaître la quantité d'uranium pouvant être extraite, laquelle dépend du nombre de puits, de leur position, de la quantité de solution lixiviante utilisée.

Les applications finales d'un tel procédé sont évidemment d'ordre économique : il s'agit de trouver une configuration de puits qui permette de produire un maximum de rentrées financières nettes.

Voici comment s'organisent les grandes lignes de ce rapport :

- dans une première partie, nous présenterons toutes les informations relatives au niveau minéralisé qui nous intéresse, Uyük, c'est-à-dire dans quel contexte géologique ce gisement se situe, comment définit-on un gisement de type roll front, mais aussi présenter la zone pilote Katco sur laquelle est basée notre étude, ainsi que la méthode géostatistique qui a permis la construction du modèle géologique de cette même zone pilote
- la seconde partie sera entièrement consacrée à la présentation et à la description de la méthode d'exploitation par lixiviation in situ (ISL), nous ferons un exposé relativement détaillé sur la méthode d'exploitation minière par lixiviation in-situ
- dans une troisième partie, nous ferons le point sur les simulations que nous avons lancées et présenterons les résultats que nous avons pu obtenir et insisterons sur les points importants à retenir, tant du point de vue fonctionnel que financier
- enfin, dans une dernière partie, nous présenterons l'étude de sensibilité que nous avons réalisée, pour tenter d'évaluer les influences de différents paramètres sur les recettes effectives

Enfin, nous conclurons et présenterons les perspectives à prendre en compte tant pour essayer d'améliorer le modèle sur lequel sont basées l'ensemble des simulations d'écoulement et de transport (modélisation des teneurs à l'aide de plurigaussiennes, taille d'un maille de la grille, ...) que pour améliorer l'approche que nous pouvons avoir de ces simulations (prise en compte d'un possible changement de porosité, perméabilité, couplage avec un modèle de géochimie tel que Chess, ...).

1 Présentation générale du gisement étudié : le niveau Uyuk, Muyunkum Sud, Kazakhstan

1.1 Contexte géographique et géologique du lieu d'étude

1.1.1 Localisation

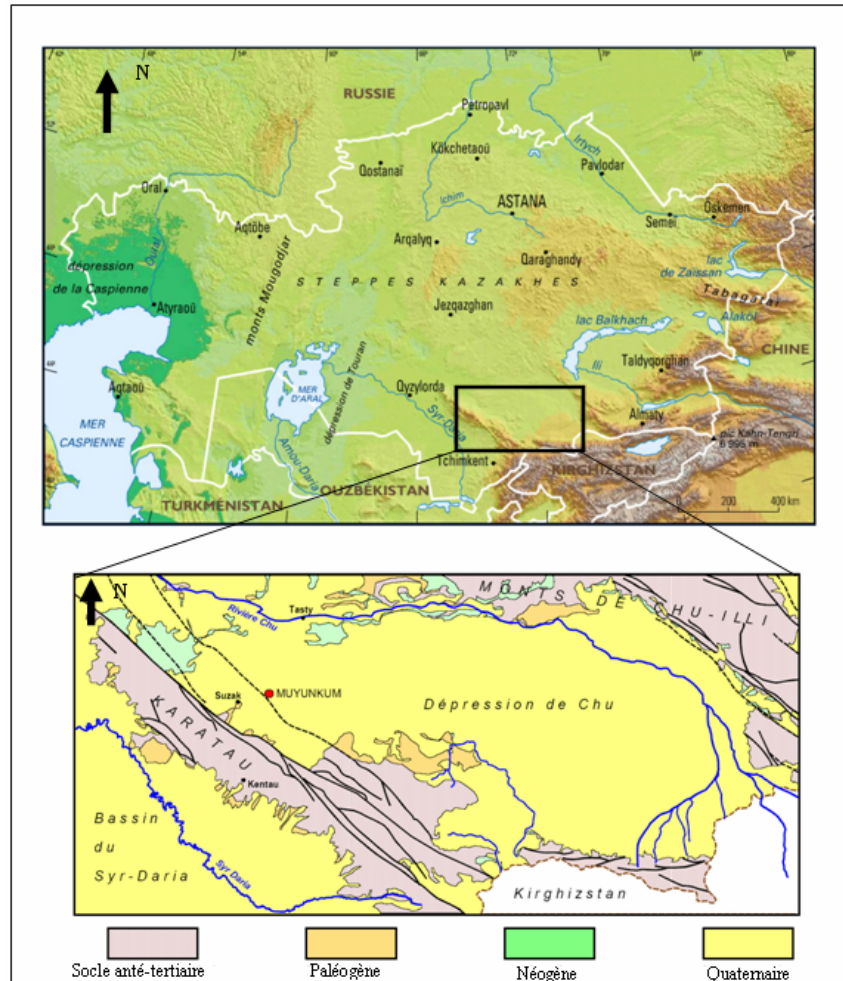


Figure 1 : Contexte géographique général du bassin de Chu ; *In Schmitt et Vigneau (2004), d'après Encyclopedia Universalis et carte géologique au 1 000 000° du Kazakhstan*

L'état du Kazakhstan, situé à environ 4 500 km de Paris, comporte six grandes provinces uranifères. La méga province sédimentaire uranifère de Turan-Est est constituée par les deux dépressions de Chu-Saryssu, et du Syr Daria plus au sud, séparées par la chaîne du Karatau (Figure 1). Le bassin du Chu proprement dit, au nord de cette chaîne, est une dépression d'orientation générale ESE-WNW limitée à l'Est-Sud-Est par les reliefs marquant la frontière avec le Kirghizstan, et au nord est par les Monts de Chu-Illi. Le bassin est drainé d'Est en Ouest par le Chu, une rivière essentiellement temporaire, qui reçoit du Nord le Saryssu, tout deux rejoignant le Syr Daria dans les marais au Nord de Kyzylorda (ou Qyzylorda).

Le gisement de Muyunkum se situe dans la partie Est de la dépression dite de Suzak. La zone de Muyunkum prolonge vers le nord le gisement de Kanjungan situé dans le même contexte géologique (Figure 3 et Figure 6).

1.1.2 Histoire géologique : Tectonique et stratigraphie

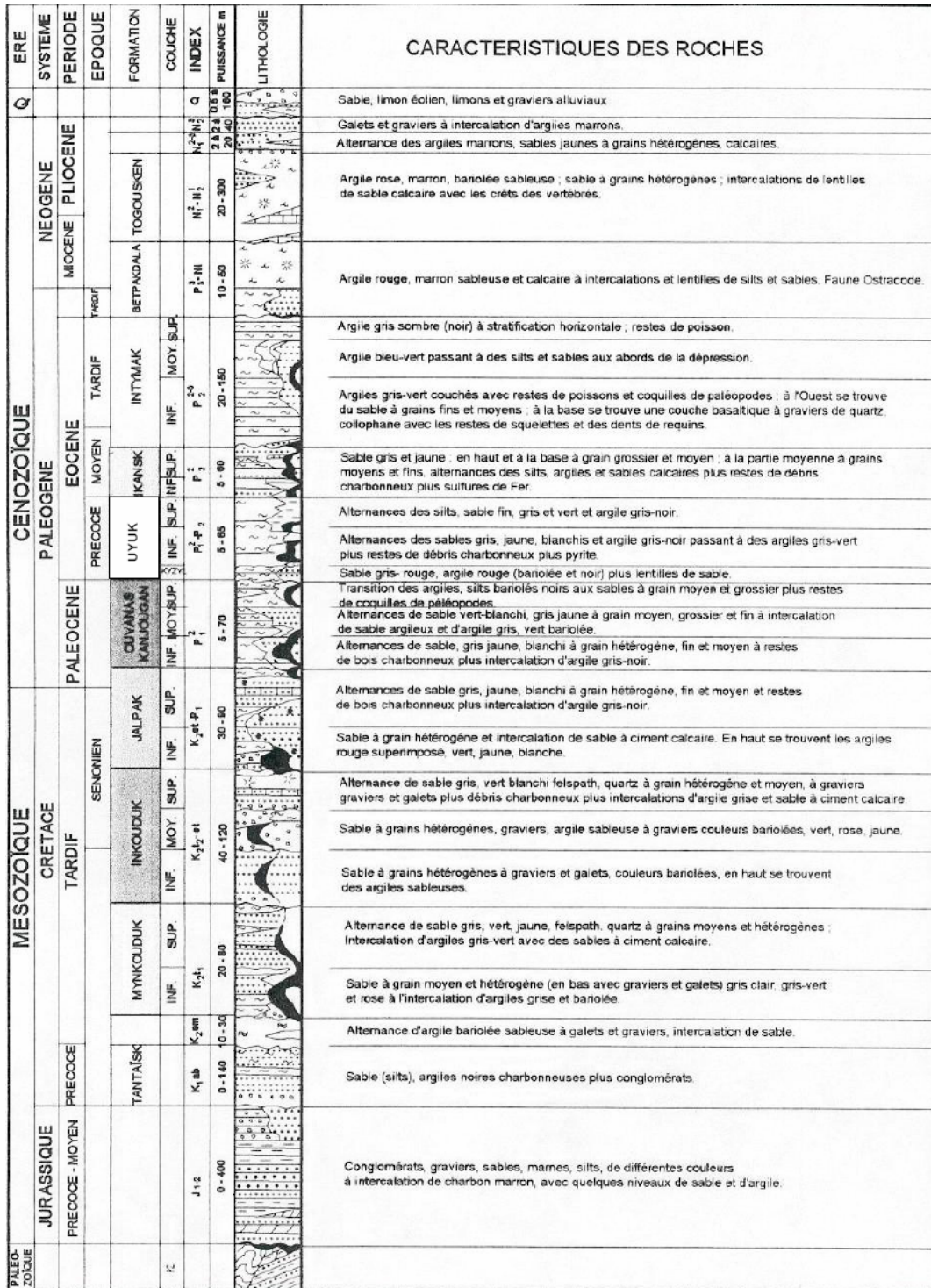


Figure 2 : Log géologique du Kazakhstan ; In Schmitt et Vigneau (2004) d'après rapports COGEMA

1.1.2.1 TECTONIQUE

Le gisement de Muyunkum est délimité dans sa partie Sud par la faille de Suzak et dans sa partie Nord par la faille de Juantobe.

Le socle Paléozoïque a été fracturé, mettant à jour horsts et grabens (système de failles nord-ouest) durant le Calédonien. Il a été recouvert par divers dépôts sédimentaires du Cénozoïque et du Mésozoïque : cela se voit bien au centre de la dépression de Suzak. Trois événements tectoniques majeurs ont modelé le paysage :

- déformations par des failles de direction nord-ouest au niveau du socle
- déformations durant la période alpine
- déformations agissant sur les sédiments crétacé et paléogène, avec flexure des terrains durant la formation de la chaîne de Karatau.

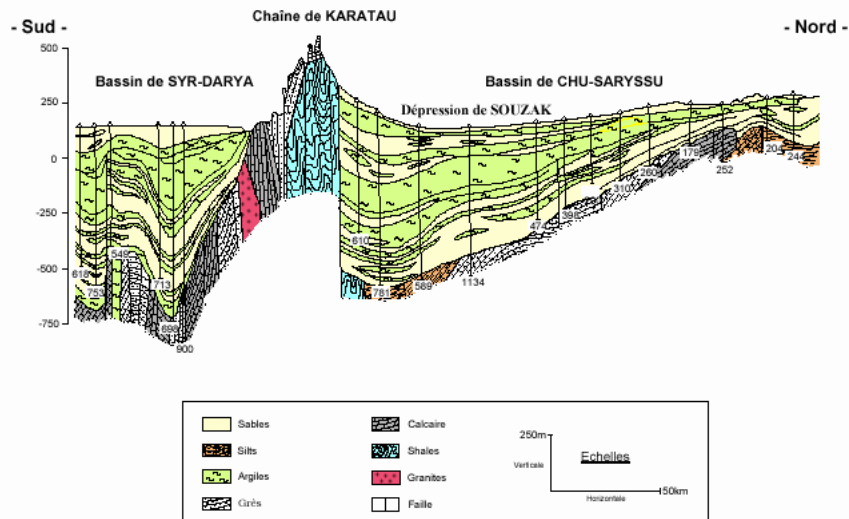


Figure 3 : Coupe géologique simplifiée N-S des bassins de Syr-Daria et de Chu-Saryssu et de la chaîne de Karatau ; *In Fontaine and Beucher (2006)*

1.1.2.2 STRATIGRAPHIE

Entre les reliefs bordiers constitués de chaînons paléozoïques plissés, la dépression centrale du bassin de Chu est comblée par des sédiments d'âge jurassique et crétacé à quaternaire. La puissance totale du remplissage sédimentaire peut dépasser 1000 m. Les sédiments jurassiques et crétacés ne sont présents que dans la partie axiale du bassin. Le Crétacé en particulier manque au sud, entre la faille de Suzak et le Karatau (Figure 1).

La série stratigraphique complète du bassin, bien connue par les nombreux sondages de prospection qui l'ont recoupée, comporte de bas en haut (Figure 2):

- une série détritique terrigène grossière d'âge jurassique inférieur à moyen ; le Jurassique terminal n'ayant pas été mis en évidence ;
- une série datée du Crétacé qui comprend quatre formations correspondant plus ou moins à quatre mégaséquences grossières et sableuses à la base, sablo-argileuses au sommet : Tantaïsk, Mynkuduk, Inkuduk et Jalpak ;
- une série paléogène, faisant suite à la précédente sans discontinuité marquée de sédimentation, et comportant elle aussi quatre formations sableuses à silto-argileuses : Uvanas - Kanjugan (Paléocène), Uyük (Éocène Inférieur), Ikansk et Intymak (Éocène Moyen et Supérieur) ;
- une série néogène représentée par des formations sableuses puis argilo-sableuses, passant à des formations argileuses ;
- le Quaternaire correspondant à une série fluviatile formée de sables, d'intercalations silto-argileuses et de graviers, de quelques mètres à une vingtaine de mètres d'épaisseur, déposés dans d'anciens lits asséchés, fossés et sebkhas.

La couverture superficielle est constituée de dépôts meubles éoliens de sables fins organisés en dunes nues ou fixées de quelques mètres de hauteur, jusqu'à de grandes barkhanes de plusieurs dizaines de mètres dans la partie centrale du bassin (Schmitt et Lagneau, 2004 ; Fontaine and Beucher, 2006).

1.2 Les gisements de type roll front

1.2.1 Processus de formation et milieu de dépôt

Les gisements de type roll front sont formés par des circulations d'eaux souterraines oxydantes, chargées en uranium à valence 6, soluble. L'uranium est précipité et piégé lorsque ces nappes rencontrent des conditions suffisamment réductrices (sables réduits, matière organique dans des grès, pyrites, ...). La minéralisation est donc localisée le long des limites de domaines oxydé et réduit, ou fronts d'oxydo-réduction, appelés aussi fronts redox (Figure 4).

Ces gisements sédimentaires d'uranium liés à des fronts redox sont très souvent associés à des niveaux fluviatiles ou fluvio-lacustres dans des bassins intra montagneux. Des barrières de perméabilité peuvent améliorer l'action des agents réducteurs en ralentissant le flux d'eau oxydée et ainsi piéger l'uranium plus efficacement (Coste et Guérin, 2000).

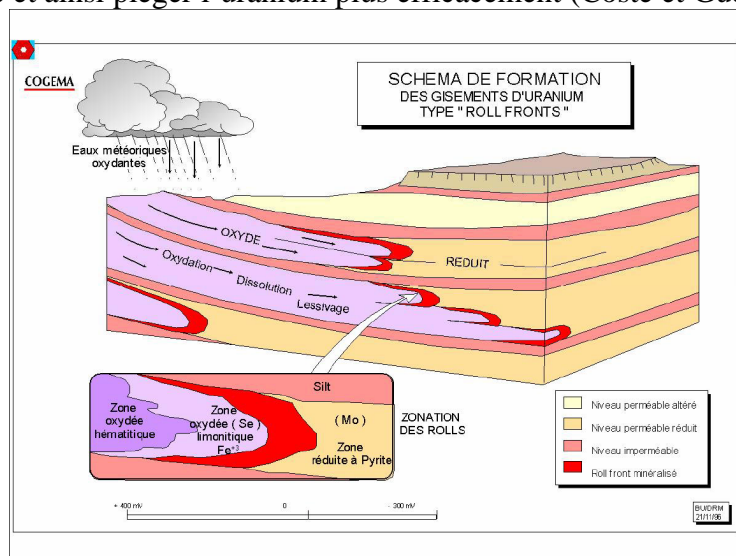


Figure 4 : Schéma de formation des gisements de type roll fronts et faciès vus en coupe ; In Coste et Guérin (2000)

1.2.2 Particularités morphologiques

La morphologie de ces gisements redox est en fait variable suivant la position de la minéralisation sur les flancs des langues d'oxydation, ou sur les contacts avec les niveaux moins perméables, comme cela est illustré par le schéma suivant :

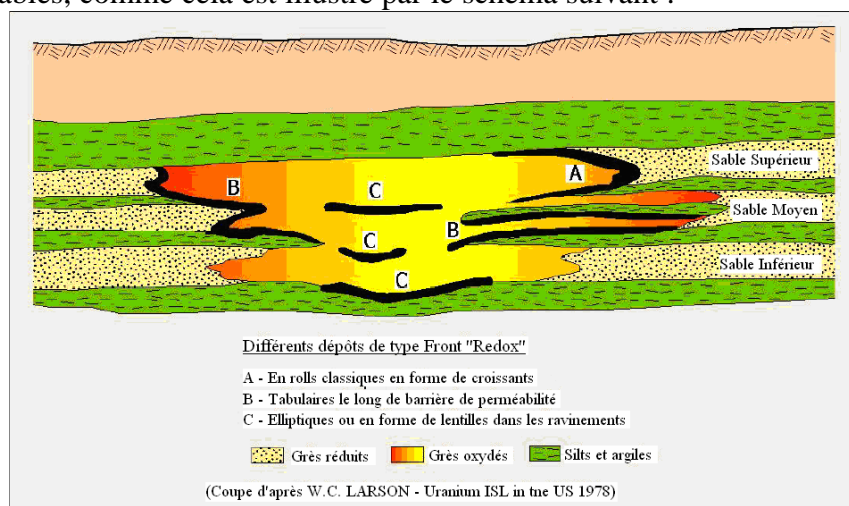


Figure 5 : Différents types de dépôts de type roll fronts ; In Coste et Guérin (2000)

Les gisements standards (en croissant) se décomposent en deux parties (en section verticale) :

- Une limite nettement marquée de la minéralisation, le nez du roll, où les teneurs en uranium sont généralement les plus fortes, en bordure de la zone réduite
- une frange minéralisée plus floue, les ailes du roll, qui s'étalent dans le domaine oxydé (Coste et Guérin, 2000 ; Fontaine *and* Beucher, 2006).

1.2.3 Le gisement d'Uyuk

Le gisement de Muyunkum est de type "Roll classique" et il peut être divisé en trois parties, inégalement développées, selon les teneurs en uranium rencontrées : Muyunkum Sud, Muyunkum Centre et Muyunkum Nord (ou Tortuduk). A Muyunkum Sud on observe deux niveaux minéralisés dans l'Éocène : le niveau Kanjugan et le niveau Uyuk, les deux fronts présentant des directions quasi-orthogonales à ce niveau (Figure 6 ; Schmitt et Lagneau, 2004).

Les formations d'Uyuk ont été déposées dans des environnements marin et fluvio-deltaïque pendant le Paléogène (Eocène inférieur). Plusieurs mètres d'argiles entourent cette formation de part et d'autre. Le gisement d'Uyuk est divisé en deux parties (Figure 2):

- une couche productive constituée de sable moyen à fin, qui érode le niveau argileux sous-jacent. Son épaisseur varie entre 13 et 50 mètres.
- Une couche supérieure imperméable, constituée d'aleurolite (=silts) et d'argile, d'épaisseur moyenne égale à 20 mètres (Fontaine *and* Beucher, 2006).

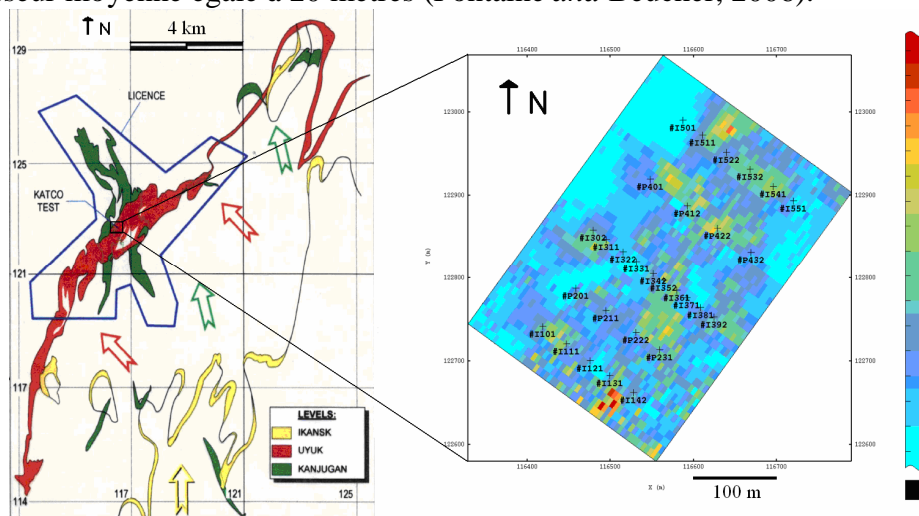


Figure 6 : Position et orientation de la zone pilote dans le polygone Katco ; *In Ourir* (2006), d'après Schmitt et Vigneau (2004)

1.3 Études antérieures : la zone pilote définie par Katco

1.3.1 Présentation du site

La licence Katco dite de Muyunkum-Sud (AI N°886A: MUYUNKUM SUD), d'une superficie d'environ 15 km² présente un contour polygonal (Figure 6). La licence englobe dans ce secteur les zones minéralisées majeures des deux fronts du Kanjugan et de l'Uyuk. Seul le niveau Uyuk (qui représente 66% des réserves du polygone) fait toutefois l'objet du projet d'exploitation actuel de Katco.

La zone pilote a été choisie pour permettre de faire des expérimentations d'écoulements sur l'ISL. Elle est composée de 3 lignes d'injecteurs et 2 lignes de producteurs agencées comme cela est montré ci-dessous (puits d'exploitation) :

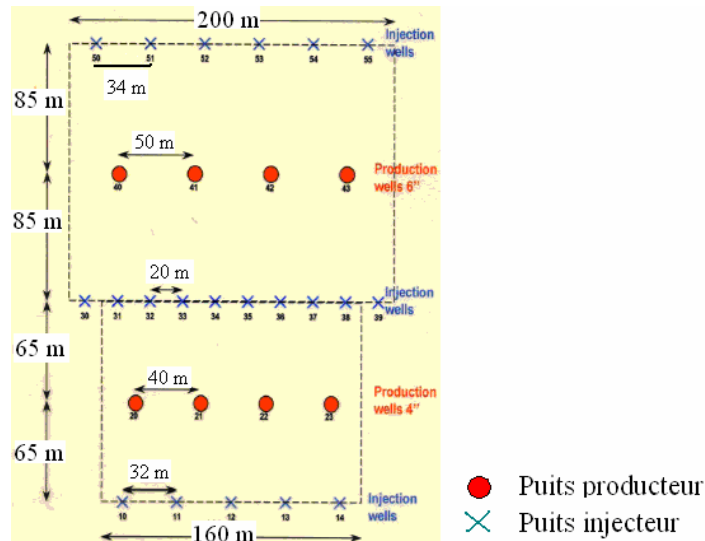


Figure 7 : Les puits d'exploitation de la zone pilote Katco ; *In Schmitt et Vigneau (2004) d'après documents Katco*

Cette zone est composée d'une grande maille (170m*200m) et d'une petite maille (130m*160m). Le "Roll" (celui d'Uyuk) traverse cette zone selon l'axe Nord-Sud et il est dirigé Est-Ouest.

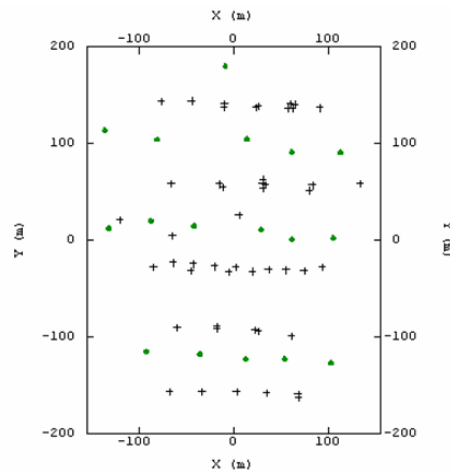


Figure 8 : La répartition des puits d'exploration de la zone pilote de Muyunkum (croix noires : puits Katco ; Ronds verts : puits Volkov) ; *In Ourir (2006), d'après données Volkov et Katco*

Les sondages provenant de KATCO sont plus nombreux que les sondages VOLKOV (une cinquantaine de puits d'exploration contre une vingtaine de puits VOLKOV sur la zone pilote : Figure 8). Cependant, les données KATCO à disposition (log résistivité), ont été mal calibrées et sont donc moins fiables que les données VOLKOV : seules les données VOLKOV ont été utilisées par la suite pour la construction du modèle géologique de l'intervalle minéralisé de cette zone (données faciès issues de l'interprétation de logs résistivité et données teneurs en uranium issues de mesures radiométriques gamma ; *in Ourir, 2006*).

Enfin, il faut noter que l'ensemble des coordonnées rattachées à la zone pilote (grille du modèle, puits) qui seront utilisées ultérieurement sont prises, sauf indication contraire, dans le repère de la grille Katco qui nous servira de repère régional (cf zone pilote de la Figure 6 : grille de la figure de gauche).

1.3.2 La construction du modèle géologique par modélisation géostatistique : la méthode des gaussiennes et plurigaussiennes tronquées

De façon générale, il faut savoir que la modélisation d'un sous-sol peut être effectuée soit de manière déterministe (en utilisant des méthodes d'interpolation), soit de manière stochastique (en utilisant des méthodes de simulation). Alors que les méthodes d'interpolation conduisent à une solution unique et tendent à lisser parfois de façon excessive les contours des surfaces à interpoler, les méthodes de simulation ont pour but de générer une infinité de modèles équiprobables et représentatifs de l'hétérogénéité du sous-sol. Pour cela, notamment pour ce qui est de la simulation d'écoulement en milieu poreux, les variables les plus déterminantes à modéliser sont la porosité et la perméabilité du milieu. Et comme nous souhaitons déterminer la quantité d'uranium que l'on peut récupérer pour une configuration de puits donnée, les teneurs en uranium du terrain sont aussi à prendre en compte.

Les méthodes "pixel", appartenant aux méthodes de "simulation" (tout comme les méthodes basées objet), appréhendent l'espace comme un ensemble de points, ces points servant de support aux propriétés observées ou modélisées, et la méthode des (pluri)gaussiennes tronquées appartient à ce groupe des méthodes "pixel".

Voici une liste des différentes étapes nécessaires pour faire de la modélisation via la méthode des (pluri)gaussiennes tronquées (Fontaine *and* Beucher, 2006 ; Ourir, 2006 ; Labat, 2004) :

- Etude de la variabilité spatiale de la propriété que l'on cherche à caractériser. Pour cela, il est nécessaire de :
 - déterminer les indicatrices de faciès au niveau de chacun de nos forages d'exploration. On appelle $I(u)$ l'indicatrice du faciès \bullet à la position u (Figure 9) le paramètre traduisant la présence (=1) ou l'absence (=0) d'un faciès au niveau d'un puits de mesure. A noter que le terme "faciès" possède un sens très large et n'est ici que pour permettre de faire la distinction entre des milieux de nature différente (du point de vue de la lithologie, de la quantité d'uranium, ...).

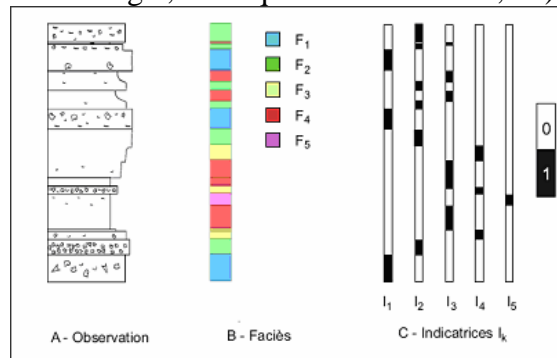


Figure 9 : Des données de terrain aux indicatrices de faciès ; *In* Labat (2004)

- calculer les variogrammes expérimentaux qui vont permettre de quantifier d'un point de vue statistique le degré de corrélation des données en fonction de la distance qui les sépare. Le variogramme est un paramètre essentiel pour caractériser la forme des corps que l'on cherche à modéliser. Un modèle de variogramme (sphérique dans notre cas) est ajusté à chacun des variogrammes expérimentaux issus des mesures au niveau des puits. Rappelons que le variogramme des indicatrices est la fonction qui mesure la probabilité que les faciès observés en deux noeuds soient différents, en fonction de la distance qui les sépare (fonction des caractéristiques spatiales du faciès). Il est évident que plus cette distance augmente et plus cette probabilité augmente.

- déterminer les proportions entre faciès au niveau des puits d'exploration, lesquelles vont nous donner les valeurs des seuils qui vont être appliqués pour tronquer la ou les gaussiennes choisies
- déterminer la règle d'agencement des différents faciès entre eux, règle qui se révèle être très dépendante, dans le cas de lithofaciès, des conditions de dépôts des sédiments qui composent le gisement à modéliser (Figure 10).

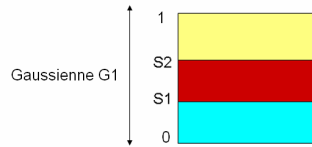


Figure 10 : Exemple d'un schéma d'agencement des faciès. Le faciès turquoise peut se trouver au contact du faciès rouge, lequel peut se trouver au contact du faciès jaune mais aucun contact direct n'existe entre les faciès turquoise et jaune ; In Ourir (2006)

- construire la/les gaussienne(s) qui traduirai(en)t au mieux les variations spatiales des propriétés des faciès (au sens large) que l'on souhaite modéliser (Figure 11 et Figure 12). La construction de telles fonctions est basée sur les paramètres suivants : seuils de coupure, règle d'agencement des faciès et modèles de variogrammes construits à l'aide des variogrammes expérimentaux. Ainsi, à partir de quelques variables discrètes (points de mesure au niveau de puits d'exploration), une fonction continue 3D est construite pour caractériser en tout point les propriétés des faciès à modéliser (lithofaciès, teneurs en U, ...).

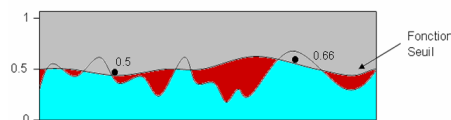


Figure 11 : Une gaussienne vue en coupe, selon la verticale, avec mise en évidence de la fonction seuil S1 non stationnaire traduisant le passage du faciès turquoise au faciès rouge ; In Ourir (2006)

Voici au final un exemple de carte des faciès précédemment décrits construite à l'aide d'une monogaussienne tronquée :

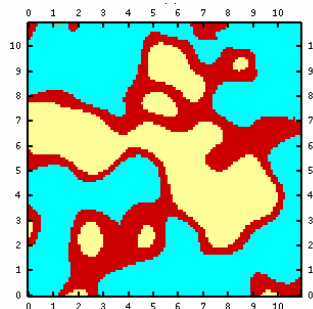


Figure 12 : Carte de faciès construite à l'aide d'une monogaussienne tronquée

Pour aider à une meilleure compréhension, nous allons présenter en Figure 13 à quoi ressemble une gaussienne dans l'espace d'une zone avec 3 faciès quelconques à modéliser avec la représentation des seuils dans un cas stationnaire et ce, en perspective et en vue du dessus après troncature:

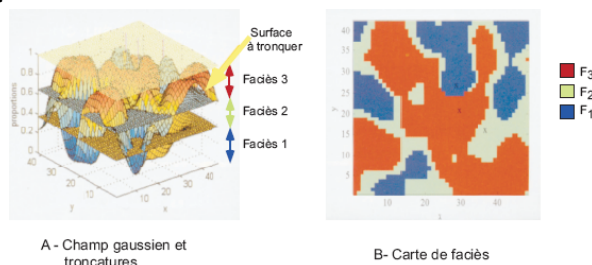


Figure 13 : Principe des simulations gaussiennes tronquées ; In Labat (2004)

2 L'ISL : présentation de la méthode et domaines d'application

Etymologie :

- Lixiviation vient du latin *lixivia, ae* : lessive, et signifie : « passage lent d'un solvant à travers une couche de matériel poreux ou broyé pour en extraire les constituants mobilisables ».
- In-situ : locution latine signifiant « dans le lieu même », composée de *in* « dans » (*en*) et de *situ*, ablatif de *situs* « position, situation, place » (*site*)

Définition :

La lixiviation in-situ est une méthode d'exploitation qui consiste à extraire une substance minérale par mise en solution de cette substance dans la couche géologique qui la contient (Coste et Guérin, 2000).

2.1 Principe de fonctionnement

La lixiviation in situ des minerais ou "In Situ Leaching" (USA), ou méthode ISL, est une méthode d'exploitation minière qui consiste, à établir dans la masse d'un gisement donné, une circulation d'une solution capable de dissoudre sélectivement le minéral que l'on veut exploiter, à pomper la solution enrichie en minéral recherché dans des installations de traitement en surface, où le minéral de valeur est séparé de la solution par passage sur des colonnes de résine et concentré en un produit marchand (yellow cake), et à recycler la solution vers le gisement après reconditionnement (réajustement du pH, du Eh, ...cf Figure).

Schématiquement, pour les gisements de type roll front il s'agit d'inverser le processus de formation de ces derniers en créant des conditions suffisamment oxydantes pour remettre l'uranium en solution. Pour l'uranium, la solution injectée pour dissoudre le minéral (ou solution lixivante), peut être :

- soit une solution alcaline de carbonate ou bicarbonate de sodium, d'ammonium ou de potassium qui permet une mise en solution ménagée et assez sélective
- soit une solution acide, généralement sulfurique, pour une dissolution plus agressive et plus rapide mais moins sélective (Coste et Guérin, 2000 ; Fontaine *and* Beucher, 2006 ; Ourir, 2006; Langlais *and al*, 2007).

Selon la chimie de la solution lixivante, la méthode ISL est dite alcaline ou acide et ce choix est très fortement dépendant du contenu en carbonates et il semblerait que cette teneur en carbonates ne doit pas excéder 1,5-2% de teneur en CO₂ pour que la voie acide reste économiquement profitable (IAEA-TECDOC-1239, 2001).

Cette solution lixivante est généralement injectée sous pression dans l'horizon minéralisé par un réseau de puits injecteurs atteignant cet horizon perméable et permettant de mettre en contact la solution avec le minéral contenu à dissoudre. Un 2ème réseau, constitué de puits producteurs, est intercalé dans le précédent et pompe la solution minéralisée jusqu'à l'usine installée en surface pour un traitement classique d'extraction d'un minéral en phase liquide.

L'organisation dans l'espace des puits injecteurs et producteurs ne se fait pas au hasard mais répond à un ensemble de règles géométriques définissant différents types de configuration de puits : puits organisés en lignes (configuration linéaire), en cellule carrées ou hexagonales, ...

Les débits sont établis de telle sorte que nous soyons en équilibre hydrodynamique entre la somme des débits de tous les injecteurs ($Q_{inj\ tot}$) et la somme des débits de tous les producteurs ($Q_{prod\ tot}$), mais rien ne nous impose à appliquer la même valeur de débit unitaire à chaque puits de même nature (injecteur ou producteur).

Après traitement, le pouvoir lixiviant de la solution est régénéré avant sa réinjection dans le réseau des puits injecteurs, et ainsi de suite. Le recyclage de la solution peut être réalisé un grand nombre de fois (variable de 10 à plus de 50 fois pour une durée généralement comprise entre 2 et 5 ans) pour dissoudre et extraire la plus grande proportion possible du minéral contenu dans le gisement (Coste et Guérin, 2000 ; Fontaine *and* Beucher, 2006 ; Ourir, 2006; Langlais *and al*, 2007).

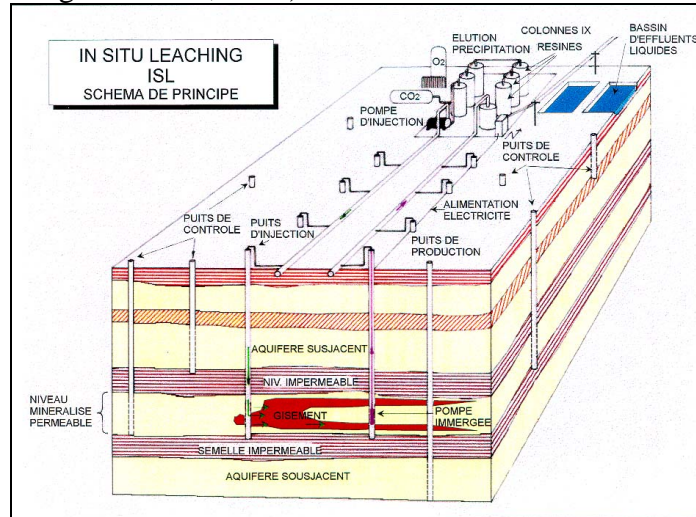


Figure 14 : Schéma de principe du fonctionnement de la méthode d'exploitation par ISL, *In* Coste et Guérin, 2000

2.2 Avantages/inconvénients

2.2.1 Avantages

Par rapport aux exploitations minières conventionnelles les principaux avantages d'une opération ISL sont les suivants (Fontaine *and* Beucher, 2006 ; Coste et Guérin, 2000) :

- Environnement mieux respecté.
- Risques radiologiques fortement diminués et sécurité renforcée.
- Equipements et maintenance réduits.
- Personnel réduit, et productivité élevée.
- Production de déchets très réduite, absence d'effluents solides (tailings ou stériles) et donc peu de problèmes de stockage.
- Délais de mise en production relativement courts.
- Consommation d'énergie plus faible, par kU produit.
- Possibilité de récupérer des ressources non exploitables par méthode minière conventionnelle pour des raisons de teneurs, souvent relativement faibles et d'accessibilité (dimension, profondeur, environnement).
- Avantage financier. Capital réduit et coût opératoire faible améliorant les coûts de production et le retour sur l'investissement. Rentabilité rapide et importante des investissements.

Et, plus spécifiquement, voici la liste des avantages apportés par l'ISL par voie acide (celle utilisée lors de nos simulations d'écoulement et de transport, IAEA-TECDOC-1239, 2001) :

- meilleur taux de récupération de l'uranium (80-90% maximum) par rapport à la voie alcaline (60-70% maximum), lié à des cinétiques de réaction plus rapides (pour un taux de récupération de 80%, pour un même milieu donné, il n'est nécessaire de faire circuler la solution acide que 3-4 fois au lieu de 10-12 fois pour une solution alcaline. Évidemment, ce ne sont que des ordres de grandeur généraux).

- période d'exploitation réduite : 2-5ans, en fonction de la taille des champs de puits, la perméabilité du gisement, des types de cellules de puits utilisées, ...
- possibilité de récupérer des sous-produits pouvant être économiquement intéressants du fait de la moins grande sélectivité de cette méthode (rhénium, vanadium, molybdène, sélénium, ...)
- pertes limitées de solution au-delà de la limite du champ de lixiviation du fait de la formation de précipités chimiques à faible perméabilité agissant comme des barrières hydrauliques
- l'addition d'oxydants n'est pas forcément nécessaire du fait de la présence abondante de fer oxydé dans les solutions recyclées
- possibilité d'auto atténuation des possibles solutions lixiviantes restantes due à un auto nettoyage ou à une re-circulation des solutions contaminées à travers les roches stériles adjacentes

2.2.2 Inconvénients

Les inconvénients possibles sont essentiellement :

- Une récupération relativement faible, parfois difficile à déterminer a priori, rendant les prévisions difficiles.
- Un domaine d'application limité à certains gisements sédimentaires présentant des conditions de perméabilité et de confinement suffisantes.
- Et dans une moindre mesure, un risque possible de contamination localisée d'un aquifère ; ce risque est pris en compte dans les contraintes imposées, notamment aux USA, par les agences gouvernementales de contrôle, pour accorder un permis d'exploitation.
- Une méthode d'exploitation parfois difficile à maîtriser, du fait de sa très grande inertie. Toute modification de la chimie des solutions lixiviantes ou des paramètres physiques contrôlant la circulation des fluides se traduira sur la production des puits (débit et teneur des solutions minéralisées produites) avec des effets différés dans le temps (Coste et Guérin, 2000).

Comme ses propres avantages, la méthode ISL par voie acide possède ses propres inconvénients qui sont :

- Forte consommation d'acide dans les gisements contenant des roches carbonatées (i.e. contenant plus de 1,5-2,0% de CO₂), ce qui augmente de façon importante les coûts d'exploitation au point de rendre un gisement non rentable
- risque de colmatage des pores (précipitation de gypse pour l'acide sulfurique, bulles de gaz, ...)
- augmentation de la concentration de solides dans les solutions d'attaque recyclées (jusque 15-25 g/l), ce qui peut augmenter de façon considérable (selon les éléments concernés) les coûts liés au traitement de la solution lixiviante (infrastructure mal adaptée, ...)
- utilisation obligatoire de matériaux et d'équipements résistants à la corrosion (degrés de résistance variables selon le type d'acide et, pour un acide donné, selon sa concentration)
- coût élevé des réactifs (par ordre décroissant : acide nitrique, acide chlorhydrique et acide sulfurique, le plus souvent utilisé, et ce, dans une gamme de pH allant de 0.3 à 2.1).

2.3 Domaines d'application

Pour qu'une telle méthode de production par ISL fonctionne il faut qu'un certain nombre de critères physiques, géochimiques, hydrogéologiques et techniques soient réunis :

- formation géologique suffisamment poreuse et perméable pour permettre l'établissement d'un flux de circulation des solutions à travers les zones minéralisées

- l'horizon porteur de la minéralisation doit être (un aquifère) confiné entre deux couches imperméables (mur et toit), pour limiter les pertes en solutions et faciliter d'autant le contrôle des circulations, sans polluer de possibles aquifères de surface (circuit sub-fermé)
- l'uranium doit être récupérable sous des conditions d'Eh ou de pH relativement faciles à mettre en œuvre
- les fractures constituent un double inconvénient : resserrées, elles constituent des barrières de perméabilité ; perméables, elles constituent des zones de circulations préférentielles de fluide (=drain), ce qui tend à réduire la surface d'interaction lixiviat/roche.

Il est donc conseillé de pratiquer l'ISL en milieu relativement homogène et isotrope.

- qu'il y ait suffisamment d'uranium pour rendre l'exploitation globalement profitable
- d'un point de vue environnemental, il faut s'assurer de la possibilité de la réhabilitation du milieu à des conditions acceptables

Tout comme les méthodes minières conventionnelles, le rendement d'une exploitation ISL est très dépendant de la minéralisation elle-même (tonnage en place), mais pas uniquement.

En effet, le volume de roche drainé par la solution est aussi un facteur des plus importants, et ce paramètre dépend lui-même :

- de la distribution des porosités et perméabilités du milieu, déterminée par la distribution des lithofaciès du modèle
- du schéma de production (organisation des puits, nature de la solution lixivante, ...)
- de la morphologie du gisement (forme, orientation, extension ...) (Coste et Guérin, 2000 ; Fontaine *and* Beucher, 2006 ; Ourir, 2006; Langlais *and al*, 2007).

3 Impact de la localisation des puits sur les volumes drainés en lixiviation in situ (ou In-Situ Leaching ou ISL) : application à la zone pilote Katco du gisement Uyk, Muyunkum Sud, Kazakhstan

3.1 Objectifs du stage

Le but de ce stage Recherche et Développement est d'étudier l'impact de la localisation des mailles de puits (type, taille, répartition, ...) d'une exploitation de type ISL au niveau d'un gisement d'uranium qui se présente sous la forme d'un roll front au Kazakhstan (Uyk, Muyunkum Sud, 1.2.3). Plus précisément, le support de notre étude est le modèle géologique de la zone pilote de ce gisement, construit à l'aide de la méthode géostatistique des (pluri)gaussiennes (Ourir, 2006). De fait, cette zone a spécialement été réalisée pour étudier l'impact de l'ISL sur les volumes de roches drainés.

En ce qui nous concerne, l'étude de cet impact se traduit dans un premier temps par l'observation, la comparaison et l'analyse de l'évolution de la productivité en uranium pour chaque dispositif testé et ce, pour une période de simulation de 1830 jours (environ 5 ans) avec des résultats édités par pas de temps de 30 jours : on repère ainsi les dispositifs qui se révèlent être les plus productifs, du point de vue de la quantité d'uranium totale produite, mais aussi du point de vue de cette même quantité qui est par la suite pondérée par le nombre de puits producteurs et par le nombre total de puits. On définit ainsi une sorte de rentabilité intrinsèque à chaque dispositif mis en évidence.

Par la suite, une analyse économique est effectuée pour tester la validité et la pertinence d'un dispositif du point de vue économique. Pour cela, seuls les coûts liés à la mise et à l'entretien des champs de puits et des infrastructures périphériques, ainsi que les coûts liés aux volumes d'acide consommés ont été pris en compte de façon précise, combinés avec le cours de l'uranium actuel (ce n'est pas le prix de vente spot qui a été utilisé).

Enfin, les résultats de quelques tests de sensibilité seront présentés. Ces tests ont été lancés pour déterminer le poids de l'influence de la variation de quelques paramètres que nous avons jugés bon de tester vis-à-vis des recettes effectives (rentrées nettes d'argent).

3.2 Exposé des différentes configurations de puits testées

3.2.1 LINEAIRE

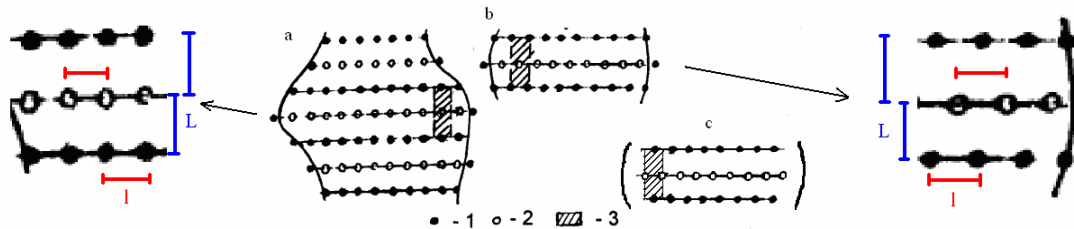


Figure 15 : Présentation des configurations de puits linéaires utilisées dans le cadre de ce stage.

1 – puits d'injection ; 2 – Puits de production ; 3 – maille de puits

D'après IAEA-TECDOC-1239 (2001)

Cette configuration se présente sous sa forme générale comme l'alternance successive de lignes de puits de nature différente (lignes d'injecteurs et lignes de producteurs).

Deux paramètres importants caractérisent cette grande famille de configurations :

- l, distance entre deux puits adjacents dans une même ligne
- et L, distance entre 2 lignes de puits successives (Figure 15).

L'organisation des puits au sein des lignes va permettre de définir différentes configurations linéaires :

- linéaire en vis-à-vis (Figure 15, cas a) : chaque ligne d'un type donné (injecteur ou producteur) est entourée par deux lignes du type opposé (mis à part aux extrémités du dispositif) et chacune de ces lignes de type opposé est située à une même distance L de la ligne centrale précédemment évoquée. La distance entre les deux plus proches puits de nature différente situés au niveau de 2 lignes adjacentes est également égale à L : le dispositif forme un damier régulier.
- linéaire en quinconce (Figure 15, cas b) : même organisation que pour la configuration linéaire en vis-à-vis sauf que les plus proches injecteurs et producteurs de deux lignes adjacentes sont séparés d'une distance égale à $\bullet(L^2+(a/2)^2)$, d'où la dénomination de quinconce. De plus, nous pouvons remarquer qu'il y a un plus grand nombre d'injecteurs que de producteurs par ligne
- linéaire en quinconce inverse (Figure 15, cas c) : même organisation que la configuration en quinconce, sauf qu'ici, il y a un plus grand nombre de producteurs que d'injecteur par ligne

3.2.2 CELLULES DE Puits

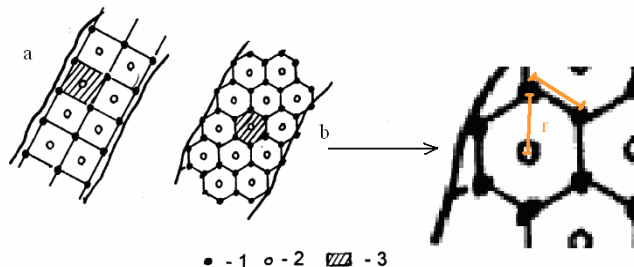


Figure 16 : Présentation des configurations de puits en cellules utilisées dans le cadre de ce stage.

1 – puits d'injection ; 2 – Puits de production ; 3 – maille de puits

D'après IAEA-TECDOC-1239 (2001)

Les dispositifs en cellules de puits se divisent par définition en deux grandes catégories :

- les cellules de puits carrées (Figure 16, cas a), caractérisées par un paramètre que nous appellerons c , égal à la longueur des arêtes d'une maille. Une maille est composée d'un carré dont chacun des sommets est occupé par un puits injecteur et dont le centre est occupé par un puits producteur. Cette configuration est décrite comme possédant ses caractéristiques propres (Coste et Guérin, 2000 ; IAEA-TECDOC-1239, 2001), bien que dans le fond, il ne s'agisse d'un cas particulier de dispositif linéaire en quinconce, où $l=L$.
- les cellules de puits hexagonales (Figure 16, cas b), caractérisées par le paramètre " r ", soit la longueur des arêtes d'une maille. Les mailles que nous avons utilisées sont caractérisées par 6 injecteurs (1 par sommet) entourant un producteur central.

A noter que d'après les Figure 15 et Figure 16, l'orientation des lignes ou des cellules de puits soit suffisamment importante à prendre en compte pour qu'effectivement, les limites extérieures d'une minéralisation quelconque soient signalées sur chacune des configurations (trait noir continu).

3.3 Méthodologie mise en oeuvre

3.3.1 Le logiciel de simulation d'écoulement Métis

Mis au point par M. Patrick Goblet de l'antenne basée à Fontainebleau de l'E.N.S.M.P., nous avons utilisé ce logiciel dans le cadre de l'ISL pour simuler l'écoulement et le transport des solutions acides injectées dans le milieu d'étude et par la suite pompées hors du système.

Par concision, nous dirons que le logiciel est basé sur :

- L'équation de transport prenant en compte à la fois la convection et la diffusion, appliquée à un écoulement de type monophasique
- Le calcul des temps de séjour (ou de transfert) de l'acide pour chacune des mailles du modèle. Le temps de séjour correspond au temps pour lesquels la solution arrive avec 50% de sa valeur de concentration initiale injectée (lié à la prise en compte de la seule convection) : ces temps de séjour dépendent donc de façon directe de la position des puits que nous avons choisi d'implanter
- Une courbe de rendement $R=f(L/S)$, déterminée à l'aide de résultats expérimentaux (Figure 17), mélange entre essais de laboratoire et constatations de terrain. Ainsi, grâce aux temps de séjour, on calculera le volume de solution acide traversant notre masse minière (soit L/S : m^3 de solution/tonne de roche dans l'aquifère). Un L/S de 1 correspond au passage de $1m^3$ de solution dans une tonne de roche de l'aquifère. On peut remarquer l'optimisme relatif de la courbe utilisée : en effet, il est possible de lixivier presque entièrement le métal avec un nombre de passage du lixiviat relativement restreint ($R \bullet 95\%$ pour $L/S \bullet 3$).

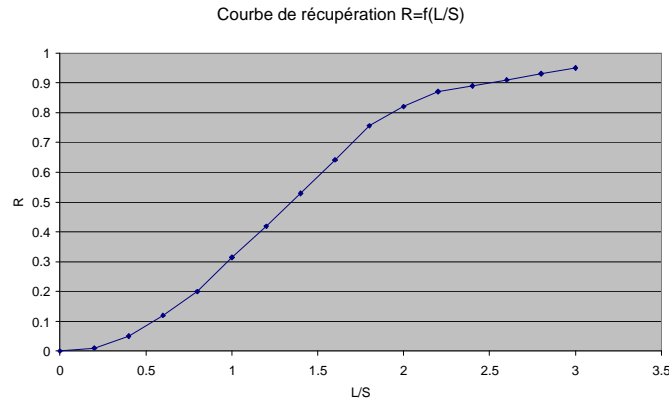


Figure 17 : Courbe de récupération servant de base pour l'ISL sous Métis

Au final, nous obtenons les valeurs de flux massiques et de concentration en uranium au niveau des puits producteurs et pour chacun des pas de temps choisis. Ce qui nous permet de remonter à une valeur de production instantanée d'uranium (flux massique instantané*temps t = masse d'uranium récupérée pour ce temps t).

3.3.2 Caractéristiques du modèle géologique construit par M. Achraf Ourir (2006)

Ce qui nous permet de choisir l'application d'une monogaussienne tronquée ou de plurigaussiennes tronquées est le degré d'hétérogénéité (donc de complexité) du bloc de terrain à modéliser. Il a été déterminé (Ourir, 2006) qu'il n'existait pas de relation satisfaisante entre lithologie et teneurs en uranium, d'où la nécessité d'avoir construit deux blocs numériques bien distincts, l'un relatif à la seule lithologie, l'autre relatif aux seules teneurs en uranium. Ainsi, en ce qui nous concerne, l'agencement des lithofaciès (et donc des perméabilités et porosité) dans l'espace a été construit à l'aide de la méthode des plurigaussiennes tronquées, celui des teneurs en uranium à l'aide d'une mono gaussienne tronquée : tout ceci traduit clairement que le milieu est des plus hétérogènes (cf 1.3.2 ; Ourir, 2006).

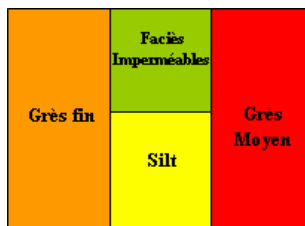


Figure 18 : Schéma d'agencement des lithofaciès du modèle géologique servant de support aux simulations d'écoulement et de transport pour l'ISL

La première gaussienne qui a servi à construire la répartition des lithofaciès (c'est-à-dire la répartition des porosités et perméabilités de notre milieu) traduit le passage grès fins – faciès imperméables/silts – grès moyen et la seconde gaussienne traduit le passage silt – faciès imperméables. Cet agencement n'a pas été déterminé au hasard mais traduit bel et bien la succession des dépôts sédimentaires du gisement : les faciès fins (silts et argiles) se veulent représentatifs des lentilles argileuses présentes au niveau du gisement à dominance gréseuse.

Pour simuler la répartition des teneurs en uranium dans l'espace, 3 faciès ont été définis, selon les valeurs de deux seuils de coupure qui ont été choisis (fonction de la teneur en uranium). Le schéma d'agencement des faciès se présente de la sorte :

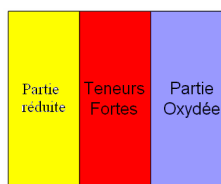


Figure 19 : Schéma d'agencement des faciès de teneurs en uranium

Ce qui traduit qu'il est impossible de faire une transition directe entre partie oxydée et partie réduite sans passer par la zone de teneurs fortes, caractérisant le nez et les ailes d'un roll.

La grille du modèle du gisement d'Uyuk est disposée ainsi (Figure 20 : 1 pixel = 1 maille vue du dessus):

- 57 nœuds espacés de 5m selon xgrid,
- 41 nœuds espacés de 10 m selon ygrid,
- 81 nœuds espacés de 0.5 m selon z

Dimensions du modèle : 280*400*40 m³ selon les axes xgrid, ygrid et zgrid respectivement
Mur : -206.11 mètres ; Toit : -166.11 m.

Conditions aux limites hydrogéologiques :

- frontières du modèle : flux nul
- puits d'exploitation (injection et pompage) : flux imposés non nuls, établis de telle sorte que l'on soit en équilibre entre injection et pompage, avec, pour un type de puits, un débit identique attribué à l'ensemble des puits de ce type (ex : Q_{inj} unitaire • $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$ pour la première série de tests).

Enfin, il est bon de préciser que les valeurs de porosité et de perméabilité relatives à chacun des faciès lithologique de notre étude et qui sont à notre disposition proviennent de mesures sur échantillons en laboratoire (seules mesures in-situ : log résistivité et rayonnement gamma au niveau des 17 puits d'exploration VOLKOV ; Figure 8, points verts). Il faudra donc en tenir compte lors des conclusions ultérieures.

N° Faciès	Description	Perméabilité estimée
1 (=7)	Argile niveau à lignite + pyrite	$< 10^{-8} \text{ m/s}$
2 (=6)	Silt (= 'aleurolite')	10^{-6} à 10^{-5} m/s
3 (= 3-1-1)	Sable fin peu cimenté	10^{-5} à 10^{-4} m/s
4 (= 2-1-1)	Sable fin à moyen plus poreux	10^{-4} à 10^{-3} m/s

Tableau 1 : Lithologies prises en compte et perméabilités issues d'échantillons des différents faciès de l'Uyuk ; In Schmitt et Vigneau (2004)

Paramètre	Valeurs mesurées	Remarques
Transmissivité moyenne du niveau Uyuk	$2,2 \cdot 10^{-3} \text{ m}^2/\text{s}$	milieu très homogène
Perméabilité niveau Uyuk <i>in situ</i>	$9,7 \cdot 10^{-5} < P < 1 \cdot 10^{-4} \text{ m/s}$	caractéristique d'un sable fin
Coefficient d'emmagasinement	$4,3 \cdot 10^{-5}$ à $4,5 \cdot 10^{-4}$ moyenne : $2,2 \cdot 10^{-4}$	caractéristique d'une nappe captive
Diffusivité	$T = 10 \text{ m}^2/\text{s}$	

Tableau 2 : Caractéristiques hydrodynamiques de l'aquifère Uyuk, Muynkum Sud ; In Schmitt et Vigneau (2004)

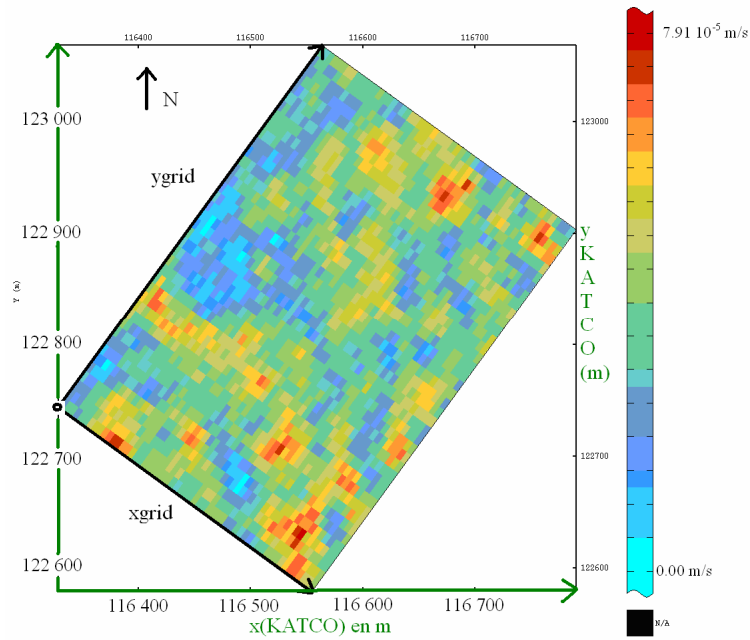


Figure 20 : Carte de perméabilités horizontales du modèle de la zone pilote moyennées selon la verticale

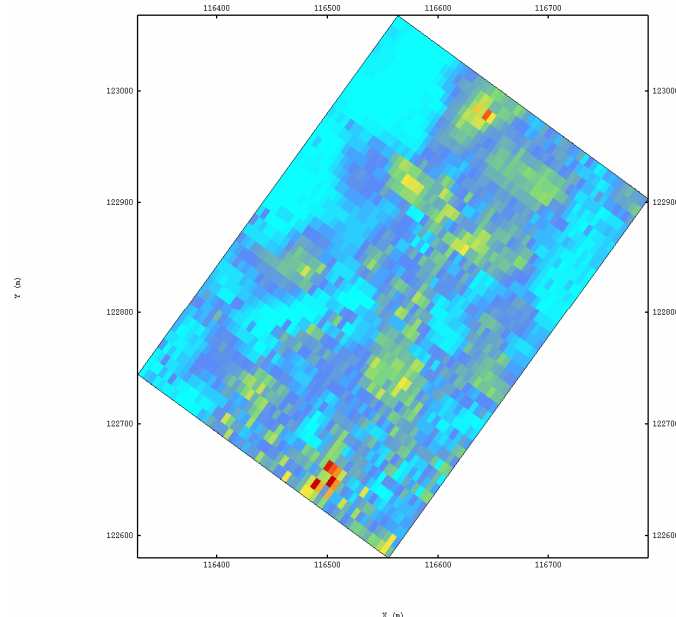
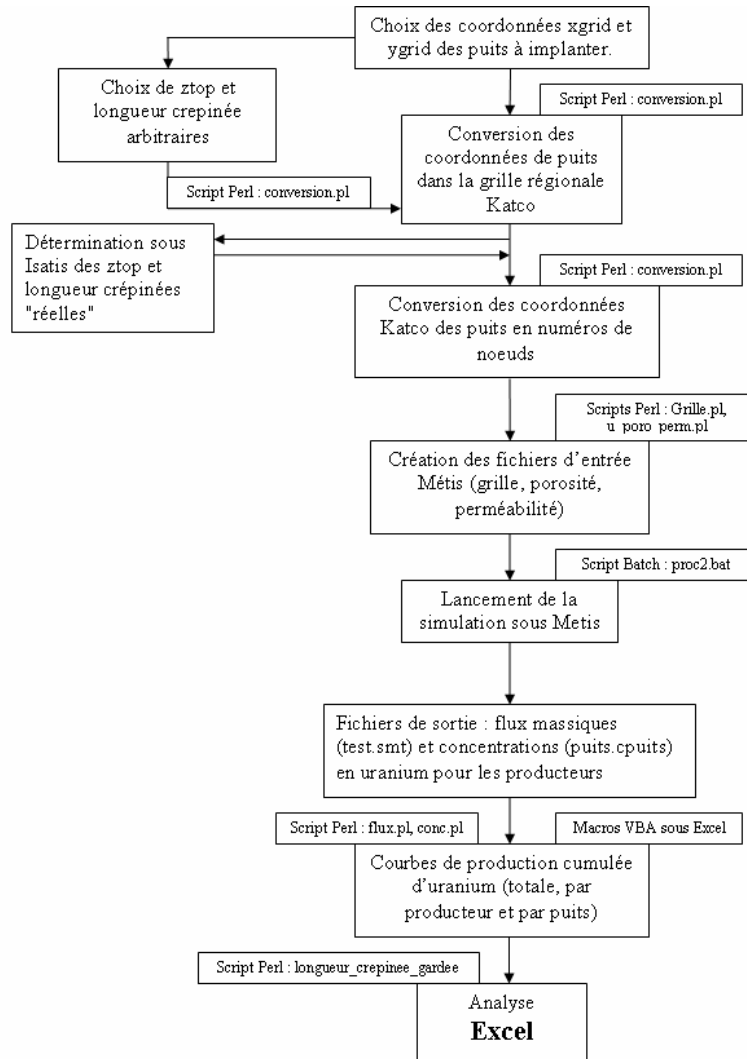


Figure 21 : Carte des teneurs en uranium du modèle de la zone pilote, moyennées selon la verticale

Nous pouvons effectivement remarquer qu'en regardant ces deux figures, la répartition des perméabilités (horizontales pour la Figure 20) et des teneurs en uranium (Figure 21) ont bel et bien été considérées comme étant indépendantes les unes des autres.

3.3.3 Présentation du Workflow utilisé

Voici le schéma du workflow que nous avons mis en place et appliqué :



3.4 Synthèse de la première série de tests de simulation d'écoulement et de lixiviation

Dans la première grande série de simulations que nous avons lancées, nous avons testé la validité de différentes configurations pour un débit d'injection unitaire, Q_{inj} , se voulant constant, de l'ordre de $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$ (convention des hydrogéologues). Nous avons veillé pour chaque configuration à ce qu'un équilibre entre débit total injecté et débit total pompé existe du fait des conditions aux limites hydrogéologiques du modèle, présentées en 3.3.2. Nous avons donc fait des tests avec un débit d'injection total ($Q_{inj \text{ tot}}$) variable : cela à cause justement de la multiplicité de configurations testées. En effet, du fait du nombre fortement variable de puits pouvant subvenir d'une configuration à l'autre, nous aurions eu, pour un débit d'injection total donné constant, des débits d'injection unitaires très faibles pour les configurations avec de nombreux injecteurs ou trop élevés pour les configurations avec peu de puits.

Pour implanter les puits, nous nous sommes basés dans un premier temps sur le chapitre 7 du "Manual of acid in situ leach uranium mining technology" [référence : IAEA-TECDOC-1239, 2001] car seuls des conseils d'ordre général quant à l'implantation des différents lignes/cellules de puits étaient prodigués. Les auteurs, conscients de cet état de fait, l'illustre par cette phrase : « la meilleure configuration de puits peut être obtenue en comparant de multiples situations calculées à partir de résultats de laboratoire (mesures de perméabilité, porosité, ...) et d'investigations de terrain ». Ce rapport permet de compléter

cette constatation en y ajoutant la contribution des simulations numériques. C'est ainsi que les relations entre certains tests effectués sembleront inexistantes : nous avons mis en pratique, d'une certaine façon, cet adage qui résume ce qu'est par essence la recherche : « *trial and error* », adage basé sur une approche heuristique d'un problème donné.

Enfin, avant de présenter les résultats que nous avons obtenus, nous allons décrire l'ensemble des paramètres communs à chacun des tests effectués, qui sont :

- durée couverte par le calcul : 1830 jours (environ 5 ans), avec une édition des résultats (concentrations et flux massiques d'uranium au niveau des producteurs) pour des pas de temps de 30 jours. La durée de vie moyenne maximale de la plupart des infrastructures mises en place au Kazakhstan (cellules de production) est de l'ordre de 5 ans (Etude de faisabilité Katco, 2002)
- les fichiers de base (relatifs aux seuls éléments de la grille) de perméabilité, de porosité et de concentrations initiales en uranium sont les mêmes pour chacun des tests : le milieu est hétérogène (cf figure avec échelle de valeurs pour chaque lithotype)
- perméabilité de 0.1 m/s ; porosité de 0.5 pour les éléments-puits : pour s'assurer de la bonne transmission du fluide dans le milieu depuis les puits
- un seul type de dispositif de puits par test (pas de test avec une combinaison de différents dispositifs)
- pour chaque test : on a décidé de remplir au maximum l'espace pour que la plus grande superficie possible de terrain soit traversé par la solution lixiviante : nous avons en quelque sorte disposé nos puits indépendamment de la position de la minéralisation elle-même (ce qui n'est pas le cas pour les crépines). C'est ainsi que l'on peut avoir l'impression que la répartition des puits de chacune des configurations suivantes semble aussi carrée. Bien noter que nous avons veillé le plus possible à conserver une certaine marge entre les puits implantés en bordure de grille et cette même bordure, pour tâcher de limiter l'étendue de la portée des lignes de courant des injecteurs en dehors de la grille (cette mesure se veut proche de la réalité car rappelons que nous sommes, sous Métis, à l'équilibre hydrodynamique).

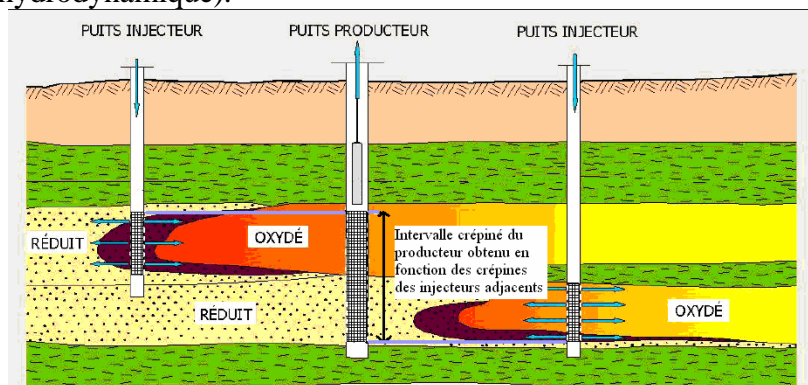


Figure 22 : Exemple de bon fonctionnement des crépines dans un système minéralisé sur plusieurs unités sableuses (en jaune : très faibles teneurs en U ; en rouge bordeaux : très fortes teneurs en U)

- les crépines ont été placées de la sorte (illustration à la Figure 22):
 - repérage des côtes de tête et de fonds de puits pour chacun des injecteurs en fonction de l'extension verticale de la minéralisation à chacun de ces puits
 - mise en place d'un intervalle de "sécurité" de 2 mètres de long pour être sûr d'englober entièrement la minéralisation au niveau de chacun des puits (+1 mètre pour les côtes des têtes de puits précédemment repérées, -1 mètre pour les fonds de puits)
 - déduction de la position des intervalles crépinés de chacun des producteurs en fonction de la position des intervalles crépinés des injecteurs appartenant aux plus

proches voisins (même distance minimale), pour assurer une bonne liaison hydraulique entre injecteurs et producteurs

Nous avons qualifié de telles crépines par l'adjectif "réelles" au sens elles sont effectivement installées de la sorte, mis à part pour ce que nous avons appelé l'intervalle de sécurité, mais aussi pour faire la distinction avec les quelques cas où l'ensemble de la hauteur des puits est crépiné au niveau de l'intervalle minéralisé. En effet, il a été observé que la lixiviation est, dans la réalité, plus intense en tête de crépine.

- pour les configurations de puits en cellule : ce que nous définissons comme l'origine d'une configuration est le puits situé dans le coin inférieur gauche du repère de la grille géologique (avec le Nord situé à $+36^\circ$ par rapport à l'axe ygrid de direction 0).

3.4.1 Présentation des tests selon la nature du dispositif sollicité et observations

Avant de commencer, il est nécessaire de développer certaines expressions que nous utiliserons pour une meilleure compréhension.

- Parallèle à xgrid : nous avons placé les lignes de puits de même type parallèlement à l'axe des abscisses x du repère de la grille du modèle.
- Parallèle à ygrid : nous avons placé les lignes de puits de même type parallèlement à l'axe des ordonnées y du repère de la grille du modèle.
- Temps de latence : temps à partir duquel la valeur de production cumulée d'uranium devient supérieure ou égale à 0.1% de la production cumulée totale (en effet, à temps de fonctionnement fixe, 5 ans, c'est la production cumulée totale qui va varier d'un test à l'autre). En dessous de cette valeur de temps, nous considérons que le système est inerte, du point de vue de la productivité (mais pas du point de vue hydrogéologique, évidemment). A noter qu'il ne s'agit que d'une valeur moyenne attribuée à tout un système donné, au sens où du fait de l'inhomogénéité du modèle géologique, ces temps seraient variables d'un producteur à l'autre (même principe avec la vitesse maximale d'exploitation). Plus explicitement, voir 3.5 pour bien se rendre compte de cette notion de latence.
- Rendement minier : paramètre de détermination de la fiabilité d'un dispositif des plus relatifs au sens où l'on compare différents dispositifs entre eux en jugeant si tel dispositif semble plus rentable que l'autre, sans prendre en compte si le dispositif qui sert de référence provisoire est lui-même fiable dans l'absolu. Le rendement minier correspond à la quantité d'uranium rapportée, selon les cas, au nombre des seuls puits producteurs ou bien au nombre total de puits. Cette définition du rendement ne prend donc pas en compte la consommation d'acide.

Nous nous contenterons pour l'instant de commenter la qualité d'un dispositif donné à l'aide des courbes de production et des comparaisons entre dispositifs de même type sans y attribuer une quelconque évaluation d'ordre financière.

3.4.1.1 Linéaire

De façon générale, ce sont les configurations pour lesquelles le calcul des positions des puits à implanter a été des plus aisés, du fait même de la simplicité d'une telle configuration. Le repérage des intervalles crépinés sous Isatis a lui-même été aisé, du fait du nombre relativement restreint d'injecteurs (\bullet 20) pour chacune des configurations linéaires que nous avons testées (mis à part pour les cas avec 7 lignes de puits comprenant au total 24 injecteurs).

Nous avons choisi, pour des raisons de lisibilité, les tests effectués par grand type de configuration linéaire (vis-à-vis, quinconce, quinconce inverse : cf 3.2 pour la définition de ces termes) en tenant en compte l'orientation des lignes de puits par rapport à la grille du modèle géologique (lignes parallèles à xgrid ou ygrid).

1. VIS-A-VIS

Avant toute chose, nous allons préciser la nomenclature simplifiée utilisée pour appeler les différents cas d'étude, couplés à leur légende dans les différents graphiques :

	Lignes de			Puits par ligne	Nombre total de puits	Lignes parallèles à	Paramètres linéaires		Crépines	Légende
	puits	injecteurs	producteurs				l (m)	L (m)		
x_vàv_0	5	3	2	11	55	xgrid	23.75	95	totales	
x_vàv_1	5	3	2	6	30	xgrid	47.5	95	normales	
x_vàv_2	5	3	2	6	30	xgrid	47.5	95	totales	
x_vàv_3	5	3	2	4	20	xgrid	71.25	95	normales	
x_vàv_4	5	3	2	4	20	xgrid	85.5	95	normales	
x_vàv_5	7	4	3	6	42	xgrid	50	63	normales	
x_vàv_6	7	4	3	6	42	xgrid	50	63	totales	
x_vàv_7	3	2	1	7	21	xgrid	41.8	190	normales	
x_vàv_8	3	2	1	6	18	xgrid	47.5	190	normales	
x_vàv_9	3	2	1	5	15	xgrid	64.6	190	normales	
x_vàv_10	3	2	1	3	9	xgrid	95	190	normales	

y_vàv_1	5	3	2	6	30	ygrid	75	65	normales	
y_vàv_2	5	3	2	4	20	ygrid	126.5	65	normales	
y_vàv_3	3	2	1	6	18	ygrid	75	130	normales	
y_vàv_4	3	2	1	5	15	ygrid	95	130	normales	
y_vàv_5	3	2	1	4	12	ygrid	126	130	normales	

Tableau 3 : définition des nomenclatures utilisées pour les configurations linéaires en vis-à-vis

Plusieurs catégories de tests ressortent dans les dispositifs linéaires en vis-à-vis. Il y a d'abord ceux dont les lignes de puits sont parallèles à xgrid et ceux dont ces lignes sont parallèles à ygrid. Parmi les dispositifs aux lignes de puits parallèles à xgrid, il en est qui comptent 5, 7 et 3 lignes de puits et pour ceux parallèles à ygrid, nous avons des dispositifs à 5 et à 3 lignes de puits. Nous allons donc faire nos observations dans cet ordre. Point important : nous avons délibérément choisi de ne pas présenter, pour l'ensemble des tests, les graphiques de production en U par producteur : nous avons en effet remarqué que l'allure de l'évolution de ces quantités d'uranium pondérées au cours du temps était exactement la même que celle de l'évolution de la quantité d'uranium récupérée au cours du temps rapportée au nombre de puits total.

5 lignes de puits, lignes parallèles à xgrid.

Nous avons d'abord choisi une valeur de L (distance inter lignes, en m) telle que nous ayons 5 lignes de puits réparties de façon homogène et étendues sur le maximum de surface de la zone à lixivier (cf 3.4). Pourquoi ce choix de 5 lignes de puits ? Ceci est lié au fait que le nombre de ligne de puits d'exploitation de la zone pilote est lui-même égal à 5 (3 lignes d'injecteurs comprenant au total 22 puits d'injection, 2 lignes de producteurs comprenant 8 puits de pompage). Cela nous a donné un L égal à 95m. Ensuite, en nous fiant uniquement à l'IAEA-TECDOC-1239 (2001), nous avons joué sur la valeur de l (distance entre puits adjacents dans une même ligne) de telle sorte que nous ayons des rapports l/L égaux à ¼ et ½ ce qui donne respectivement l=23.75m (x_vàv_0, avec 11 puits par ligne) et l=47.5m (x_vàv_1, avec 6 puits par ligne). En réalité, nous avons d'abord testé l'influence du positionnement des crépines du cas avec L=95m et l=47.5m (x_vàv_1), ce qui nous a donné x_vàv_2. Nous pouvons voir que l'allure des courbes de production d'U (cumulée ou non) des dispositifs semblables, où seul diffère le positionnement des crépines, est identique (quelques fluctuations mineurs existent mais elles restent peu importantes), ce qui induit donc des

vitesses de lixiviation, des temps de latence, des quantités d'uranium extraites ... très proches (Tableau 5). Exemple pour x_vàv_1 et x_vàv_2 :

	x_vàv_1	x_vàv_2	Différence relative (%)
U total	589 159	587 647	0.13
U par prod	49 097	48 971	0.13
U par puits	19 639	19 588	0.13

Tableau 4 : Illustration de l'influence de l'étendue des crépines au sein d'un même assemblage de puits

En comparant les résultats de x_vàv_1 et x_vàv_0, nous pouvons remarquer qu'avec un nombre de puits croissant (passage de x_vàv_1 à x_vàv_0), pour un même type de configuration (5 lignes de puits parallèles à xgrid), nous avons :

- Un temps de latence décroissant (on passe de 181 jours à 95 jours, soit près de la moitié)
- Une vitesse maximale de récupération croissante (de 897 jours à 1 629 jours, soit près du double), atteinte deux fois plus tôt (480 jours contre 240)
- Un volume d'acide consommé plus conséquent, près de deux fois (1.8 fois) plus important

Evolution des productions totales en U (kg) au cours du temps selon les configurations utilisées

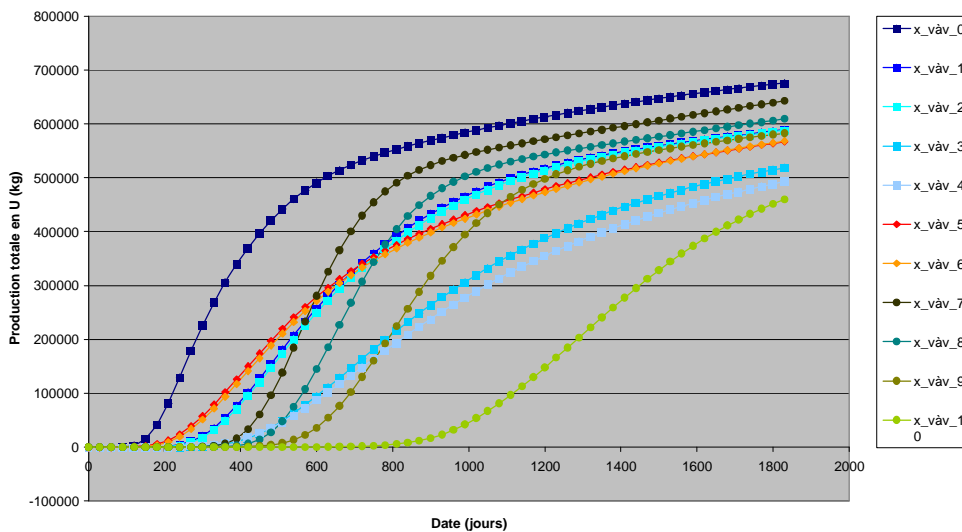


Figure 23 : Production cumulée au cours du temps, système linéaire en vis-à-vis parallèles à xgrid, première série de tests

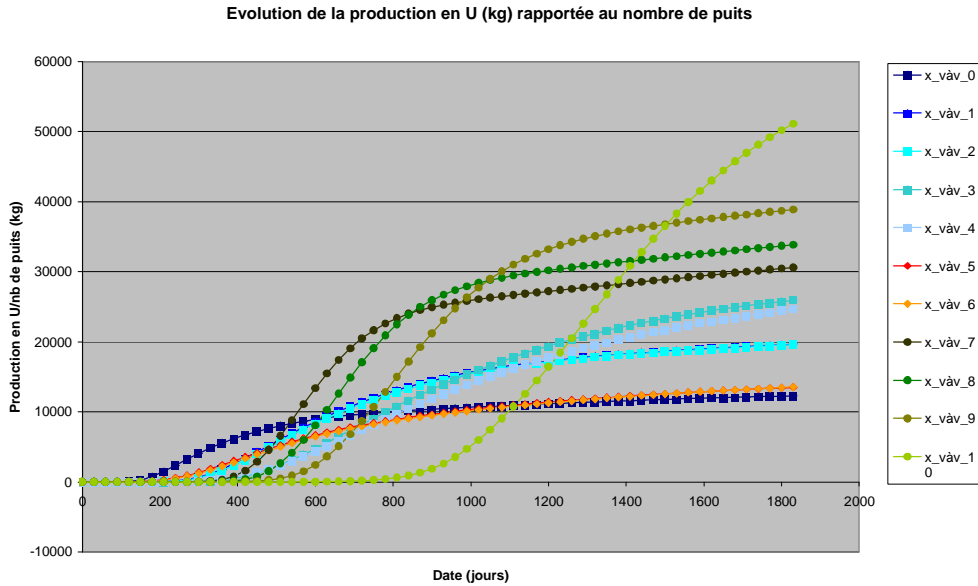


Figure 24 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, système linéaire en vis-à-vis parallèles à xgrid, première série de tests

Il semblerait que ces variations soient directement proportionnelles au nombre de puits, mais surtout, que le facteur multiplicatif soit égal au rapport du nombre total de puits de $x_v\grave{a}v_0$ (55 puits) par le nombre de puits de $x_v\grave{a}v_1$ (soit 30 puits), c'est-à-dire de l'ordre de 2 (plus précisément : de l'ordre de 1.83). De plus, graphiquement parlant, nous pouvons voir que dans le premier cas ($x_v\grave{a}v_0$), nous avons, pour la production cumulée d'uranium au cours du temps (Figure 23) une courbe qui ressemble à une belle sigmoïde, qui va s'aplatir au fur et à mesure de la diminution du nombre de puits par ligne (soit une augmentation de la valeur du paramètre l). Et pour finir, nous pouvons clairement voir que le dispositif $x_v\grave{a}v_0$ nous permet de récupérer une quantité impressionnante d'uranium (environ 675 000 kg) mais possède le pire rendement minier mis en évidence lors de cette série de tests de configuration linéaire en vis-à-vis.

Par la suite, nous avons voulu, pour voir si nous pouvions améliorer le rendement minier, nous avons changé la valeur de " l " pour ainsi faire varier le nombre de puits par ligne, tout en faisant en sorte de vouloir continuer à occuper au maximum l'espace du terrain. Nous avons donc fait le test avec $l=71.25\text{m}$ ($x_v\grave{a}v_3$) et $l=85.5\text{m}$ ($x_v\grave{a}v_4$), tous deux comprenant 4 puits par ligne (total : 20 puits, dont 12 injecteurs et 8 producteurs). Nous avons testé simultanément l'influence du nombre de puits par ligne par rapport aux cas précédemment présentés, mais aussi l'influence de l'écartement des puits (" l ") pour un nombre de lignes de puits et de puits par ligne donné. Pour ce qui est de comparer uniquement les configurations $x_v\grave{a}v_3$ et $x_v\grave{a}v_4$ entre elles, nous pouvons remarquer que dans le cas où les puits sont plus écartés les uns des autres ($x_v\grave{a}v_4$), la production en uranium (cumulée ou non), le temps de latence ainsi que la vitesse maximale de récupération (kg d'U par jour) sont plus faibles. Il n'y a que le temps où cette vitesse maximale de récupération est observée qui augmente. Bien sûr, le volume d'acide consommé (injecté) est identique dans les deux cas. Pour ce qui est de la comparaison avec les cas précédents, nous nous baserons bien sûr sur le dispositif dont la construction répond à la condition suivante : occuper au maximum l'espace du terrain ($x_v\grave{a}v_4$).

Dans l'ensemble, à débit unitaire Q_{inj} constant rappelons-le, pour un nombre de puits par ligne décroissant (11-6-4, respectivement pour $x_v\grave{a}v_0$, $x_v\grave{a}v_1$ et $x_v\grave{a}v_4$), nous pouvons observer cette tendance (Tableau 5), qui sera confirmée par la suite pour les autres cas d'étude :

- Une augmentation du temps de latence

- Une diminution de la vitesse maximale d'exploitation (kg d'U par jour), vitesse qui est, de plus, observée de plus en plus tard
- Une diminution du volume d'acide consommé
- Une diminution très nette de la quantité maximale totale d'uranium récupéré
- Une augmentation bien apparente elle aussi du rendement minier, que ce soit pour la quantité totale d'uranium cumulée rapportée par producteur ou pour celle rapportée par puits
- Un faible aplatissement des courbes de productivité pondérées par le nombre de producteurs ou le nombre total de puits

7 lignes de puits, lignes parallèles à xgrid

Nous avons voulu faire le test avec 7 lignes de puits, chacune étant composée de 6 puits (injecteurs ou producteurs selon la ligne). Ce qui a motivé un tel choix est l'hypothèse selon laquelle il serait toujours possible de récupérer plus d'uranium avec un plus grand nombre de puits. Il est par contre plus difficile de prévoir quelle serait la qualité du rendement minier, d'où le fait de devoir lancer ces simulations. Les résultats correspondent aux cas x_vàv_5 et x_vàv_6. Comme nous pouvons le voir, les temps de latence sont moyens (de l'ordre de 120 jours), la valeur de vitesse de récupération maximale est dans la moyenne des précédents tests. Par contre, le volume d'acide consommé (de l'ordre de $4 \cdot 10^6 \text{ m}^3/\text{s}$) est important, et la quantité totale d'uranium récupérée résultante semble relativement peu importante (de l'ordre de 565 000 kg), au moins par rapport aux précédents dispositifs à 5 lignes de puits auparavant présentés. En effet, il a été possible de récupérer une plus grande quantité d'uranium avec le dispositif x_vàv_1 (environ 589 160 kg), par exemple, avec un volume d'acide moindre (environ $3 \cdot 002 \cdot 547 \text{ m}^3$), et ce, par rapport aux deux dispositifs à 7 lignes de puits que nous avons testés. Inutile donc de préciser que la rentabilité minière de ce type de dispositif à 7 lignes de puits se révèle, appliquée au modèle géologique à notre disposition, des plus basses.

3 lignes de puits, lignes parallèles à xgrid

Nous avons poursuivi avec un ensemble de tests à 3 lignes de puits (1 ligne de producteur centrale entourée de deux lignes d'injection périphériques). Nous nous sommes basés sur les résultats des simulations précédentes pour ce choix, mais aussi sur cette affirmation trouvée dans le Coste et Guérin (2000) qui, nous le verrons, se révélera être spontanément confirmée par la suite : "On peut retenir que, pour les niveaux profonds, l'élargissement de la maille des puits est envisageable lorsque la perméabilité est élevée, ce qui permet de limiter le nombre de puits à construire."

Le choix du paramètre L est comparable au choix de ce même paramètre avec 5 lignes de puits (à savoir occuper le maximum d'espace de façon homogène et bien répartie). Le choix du paramètre l a aussi été fait comme pour les cas à 5 lignes de puits : nous avons testé les valeurs standards de l données par les rapports $l/L=1/4$ et $l/L=1/2$ ce qui nous donne respectivement les cas x_vàv_8 (6 puits par ligne) et x_vàv_10 (3 puits par ligne). Les cas x_vàv_7 et x_vàv_9 ayant été créés ultérieurement, en jouant sur la valeur de l de telle sorte que nous ayons respectivement 7 et 5 puits par lignes. Pour cette petite sous-série de tests, nous observons les mêmes phénomènes que pour les cas à 5 lignes de puits. En allant de x_vàv_7 (7 puits par ligne) à x_vàv_10 (3 puits par ligne), nous remarquons une augmentation des temps de latence, une diminution des vitesses maximales d'exploitation, qui elles-mêmes surviennent de plus en plus tard, une diminution de la quantité d'uranium totale extraite mais une augmentation très nette du rendement minier, par producteur et par puits (Tableau 5).

Temps de	Vitesse max de	Observée vers :	Acide	U cumulé extrait (kg)
----------	----------------	-----------------	-------	-----------------------

	latence (jours)	récupération (kg d'U/jour)		consommé (m ³)	total	par producteur	par puits
x_vàv_0	95	1 629	240	5 504 669	675 983	30 727	12 291
x_vàv_1	181	897	480	3 002 547	589 159	49 097	19 639
x_vàv_2	188	886	480	3 002 547	587 647	48 971	19 588
x_vàv_3	248	588	690	2 001 698	518 742	64 843	25 937
x_vàv_4	208	514	720	2 001 698	493 308	61 663	24 665
x_vàv_5	115	803	420	4 004 345	566 919	31 495	13 498
x_vàv_6	126	797	420	4 004 345	568 317	31 573	13 531
x_vàv_7	294	1 601	570	2 335 314	642 599	91 800	30 600
x_vàv_8	339	1 376	660	2 002 172	609 222	101 537	33 846
x_vàv_9	392	1 077	810	1 668 872	582 852	116 570	38 857
x_vàv_10	636	625	1 305	1 001 086	459 840	153 280	51 093

Tableau 5 : Quelques observations importantes issues de nos résultats (linéaire vis-à-vis, première série de tests, lignes de puits parallèles à xgrid)

Synthèse xgrid

Nous avons pu mettre en évidence de façon séparée pour chaque série de tests (3, 5, 7 lignes de puits) les paramètres importants (quantité d'uranium, temps de mise en route, ...) relatifs à chacune des configurations rattachées (3, 5, 6... puits par ligne). Par contre, pour pouvoir réussir, dans un premier temps, à juger de la qualité intrinsèque d'un dispositif sans évaluation économique et de façon indépendante à la nature du dispositif utilisé (nombre de lignes de puits en linéaire, configuration générale [linéaire, carrée, ...], ...), nous allons devoir utiliser un (des) paramètre(s) qui se doi(ven)t d'être représentatif(s) qui puisse(ent) nous permettre de juger par comparaison de la qualité purement minière d'un dispositif donné.

Nous avons dans un premier temps tout simplement pris la quantité d'uranium effectivement produite pondérée par le nombre total de puits (on néglige la différence de coûts entre producteurs et injecteurs). Nous pouvons ainsi faire un premier classement de la qualité des dispositifs du point de vue de la rentabilité minière. Voici dans l'ordre, en commençant par le dispositif défini dans ce cas comme étant le plus rentable, le tableau précédent mis à jour :

	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers : (jours)	Acide consommé (m ³)	U cumulé extrait (kg)		
					total	par producteur	par puits
x_vàv_10	636	625	1 305	1 001 086	459 840	153 280	51 093
x_vàv_9	392	1 077	810	1 668 872	582 852	116 570	38 857
x_vàv_8	339	1 376	660	2 002 172	609 222	101 537	33 846
x_vàv_7	294	1 601	570	2 335 314	642 599	91 800	30 600
x_vàv_3	248	588	690	2 001 698	518 742	64 843	25 937
x_vàv_4	208	514	720	2 001 698	493 308	61 663	24 665
x_vàv_1	181	897	480	3 002 547	589 159	49 097	19 639
x_vàv_2	188	886	480	3 002 547	587 647	48 971	19 588
x_vàv_6	126	797	420	4 004 345	568 317	31 573	13 531
x_vàv_5	115	803	420	4 004 345	566 919	31 495	13 498
x_vàv_0	95	1 629	240	5 504 669	675 983	30 727	12 291

Tableau 6 : Tableau 5 après classement des dispositifs en fonction des quantité d'uranium totales pondérées par leur nombre de puits respectifs

Nous pouvons dès lors remarquer que les 4 meilleurs dispositifs se trouvent être ceux constitués de 3 lignes de puits uniquement et que parmi ceux-là, le meilleur d'entre eux (x_vàv_10) est celui qui, possédant le meilleur rendement minier par producteur et par puits, se révèle être le moins productif, toujours du seul point de vue minier, avec ses 460 000 kg d'uranium récupérés, contre les 676 000 kg récupérés via le dispositif x_vàv_0 (soit un écart

relatif de l'ordre de 20%). Ce dernier se révèle d'ailleurs être celui qui possède le rendement minier le plus bas de cette petite série de tests. Il est donc relativement aisé de se dire qu'effectivement, comme nous l'avons supposé, il est généralement possible de récupérer plus d'uranium en creusant plus de puits (ce n'est pas toujours le cas comme nous l'avons vu avec les 7 lignes de puits) mais reste à savoir si le fait de beaucoup creuser se révèle être vraiment bénéfique, sur bien des points de vue (environnemental, économique, ...).

Pour ce qui est des dispositifs à 5 lignes de puits, nous pouvons voir qu'ils viennent à la suite de ceux à 3 lignes de puits, pour ce qui est de la rentabilité minière (mis à part le $x_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_{10}$, comme nous venons de le voir). L'IAEA-TECDOC-1239 (2001) disait ceci au sujet des configurations linéaires : les configurations avec un ratio l/L voisin de 1 serait mieux applicables pour de grands espaces mais que les temps de transfert en seraient d'autant plus lents. De plus, il y est stipulé que les configurations optimales se produisent pour un ratio l/L compris entre $\frac{1}{4}$ et $\frac{1}{2}$. Il n'est pas plus précisé que cela à quoi se rapporte ce terme d'"optimale" mais nous supposons que cela ne concerne que la quantité totale d'uranium pouvant être extraite. Dans ce cas, nous observons qu'effectivement, les configurations que nous avons testées à 5 lignes de puits pour des ratios l/L égaux à $\frac{1}{4}$ ($x_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_0$) et $\frac{1}{2}$ ($x_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_1$) sont celles qui se révèlent être les plus productives de leur catégorie. Par contre, elles possèdent les rendements miniers les moins intéressants, toujours dans leur catégorie.

5 lignes de puits, lignes parallèles à ygrid

Nous avons testé deux dispositifs à 5 lignes de puits, parallèles à l'axe ygrid de la grille du modèle, chaque ligne comprenant 6 puits ($y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_1$) et 4 puits ($y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_2$) avec là aussi, des puits disposés de telle sorte qu'un maximum d'espace soit couvert au niveau du pilote. Nous n'observons pas de façon aussi prononcée les comportements des tests aux lignes de puits parallèles à xgrid. En effet, nous pouvons voir (Figure 25 notamment) que les temps de latence sont du même ordre de grandeur (120 jours). Par contre, la vitesse maximale d'exploitation reste toujours plus élevée dans le cas avec plus de puits (597 contre 316 soit environ le double pour 1.5 fois plus de puits) et est toujours observée plus tôt que dans le cas avec moins de puits (450 jours contre 510). De même, plus d'uranium est récupéré dans le système avec le plus de puits, $y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_1$ (553 085 kg contre 367 954 kg pour $y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_2$).

La différence flagrante avec les cas précédents est le fait d'avoir un rendement minier équivalent, que ce soit par rapport au nombre de producteurs ou au nombre total de puits. Nous pouvons en complément remarquer l'allure de la courbe de production du cas avec 4 puits par ligne ($y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_2$) : la sigmoïde est tellement aplatie qu'elle ressemble plus à une droite qu'à autre chose, à partir de 200 jours environ. Cela pourrait se traduire par une inertie forte imposée par le système à la circulation des fluides et à lixiviation de l'uranium en place. Reste à déterminer précisément ce qui pourrait en être la cause (distances entre puits, distances entre lignes de puits, répartition des porosités/perméabilités du milieu,

3 lignes de puits, lignes parallèles à ygrid

Nous avons testé 3 dispositions de puits : des lignes de puits de 6 puits chacune ($y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_3$), de 5 puits chacune ($y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_4$) et de 4 puits chacune ($y_{\text{v}\grave{\text{a}}\text{v}}_5$). Nous pouvons observer dans les résultats obtenus ce que l'on observait de façon classique, pour ainsi dire, dans les cas aux lignes de puits parallèles à xgrid : une augmentation des temps de latence avec la diminution du nombre de puits, une diminution de la vitesse maximale de récupération, laquelle est observée de plus en plus tard, une diminution de la production totale d'uranium mais une augmentation du rendement minier, tant par rapport aux producteurs qu'au nombre total de puits.

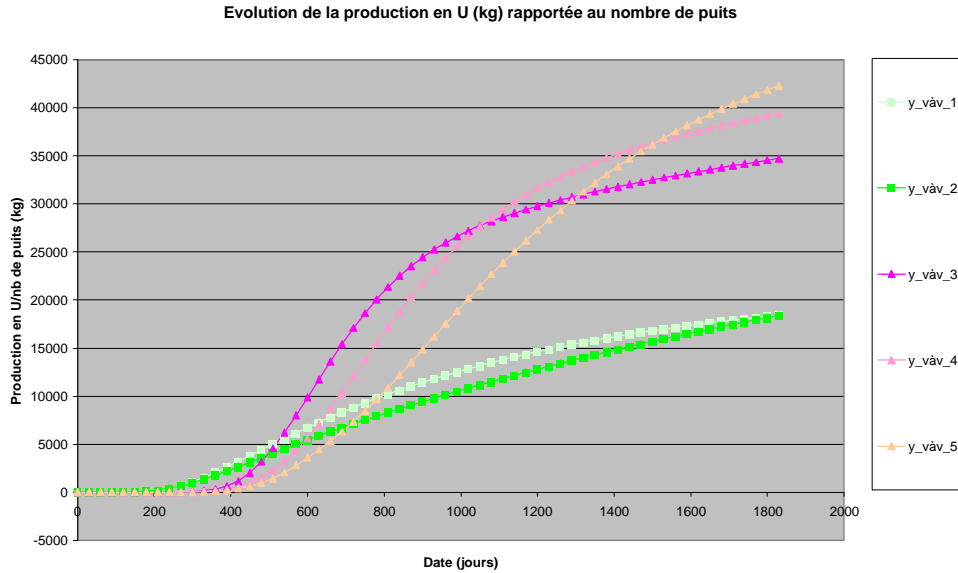


Figure 25 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, système linéaire en vis-à-vis parallèles à ygrid, première série de tests

	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers :		Acide consommé (m ³)	U cumulé extrait (kg)		
			(jours)	(jours)		total	par producteur	par puits
y_väv_1	121	597	450	3 002	547	553 085	46 090	18 436
y_väv_2	118	316	510	2 001	698	367 954	45 994	18 398
y_väv_3	276	1 127	600	2 001	698	624 941	104 157	34 719
y_väv_4	300	857	750	1 668	082	590 805	118 161	39 387
y_väv_5	312	539	900	1 334	465	507 533	126 883	42 294

Tableau 7 : Quelques observations importantes issues de nos résultats (linéaire vis-à-vis, première série de tests, lignes de puits parallèles à ygrid)

Enfin, il est bon de remarquer que quel que soit l'organisation de puits utilisée, les différentes courbes de production, sigmoïdes, auront toujours tendance à tendre vers un palier. Ce palier serait plus représentatif de l'ordre de grandeur de la quantité maximale d'uranium récupérable par un dispositif donné que de la quantité totale d'uranium effectivement présente dans le volume de terrain drainé par les solutions lixiviantes. Il pourrait être intéressant par la suite, notamment pour le cas x_väv_10, de déterminer la période de simulation optimale de chaque dispositif, période qui correspondrait à un temps d'exploitation du gisement faisant le consensus entre volume d'acide utilisé, quantité d'uranium drainée, durée d'exploitation (coûts de maintenance, personnels, ...).

2. QUINCONCE ET QUINCONCE INVERSE

Pour cette rubrique, nous avons choisi de lancer principalement des dispositifs à 3lignes de puits, comme il s'est avéré qu'il s'agissait des configurations qui se sont précédemment révélées les plus rentables (du point de vue minier, toujours).

Descriptif des nomenclatures utilisées :

	Injecteurs		Producteurs		Nombre total de puits	Lignes parallèles à	Paramètres linéaires		Crépines	Légende
	Lignes	Puits par ligne	producteurs	Puits par ligne			a (m)	L (m)		
xquinc 1	2	7	1	6	20	xgrid	41.8	190	réelles	▲
xquinc 2	2	6	1	5	17	xgrid	47.5	190	réelles	▲
xquinc 3	2	5	1	4	14	xgrid	64.6	190	réelles	▲

yquinc 1	3	6	2	5	28	ygrid	75	65	réelles	
yquinc 2	2	6	1	5	17	ygrid	75	130	réelles	
yquinc 3	2	6	1	5	17	ygrid	75	130	entières	
yquinc 4	2	6	1	5	17	ygrid	75	130	peu étendues	
xquinc_inv 1	2	6	1	7	19	ygrid	41.8	190	réelles	
xquinc_inv 2	2	5	1	6	16	ygrid	47.5	190	réelles	
yquinc_inv 1	3	5	2	6	27	ygrid	75	65	réelles	
yquinc_inv 2	3	5	2	6	27	ygrid	75	65	entières	
yquinc_inv_3	2	5	1	6	16	ygrid	75	130	réelles	
yquinc_inv_4	2	5	1	6	16	ygrid	75	130	entières	

Tableau 8 : définition des nomenclatures utilisées pour les configurations en quinconce et quinconce inverse, respectivement

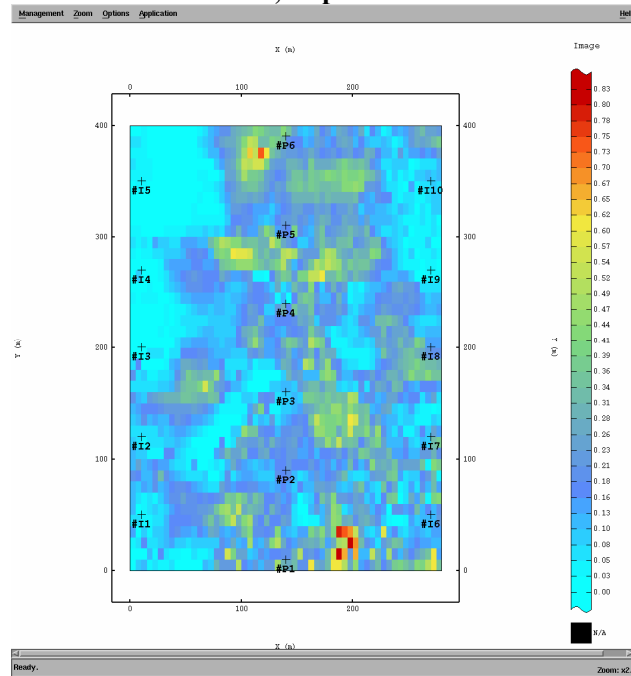


Figure 26 : Dispositif en quinconce inverse à trois lignes de puits, parallèles à ygrid

Evolution de la production en U (kg) rapportée au nombre de puits

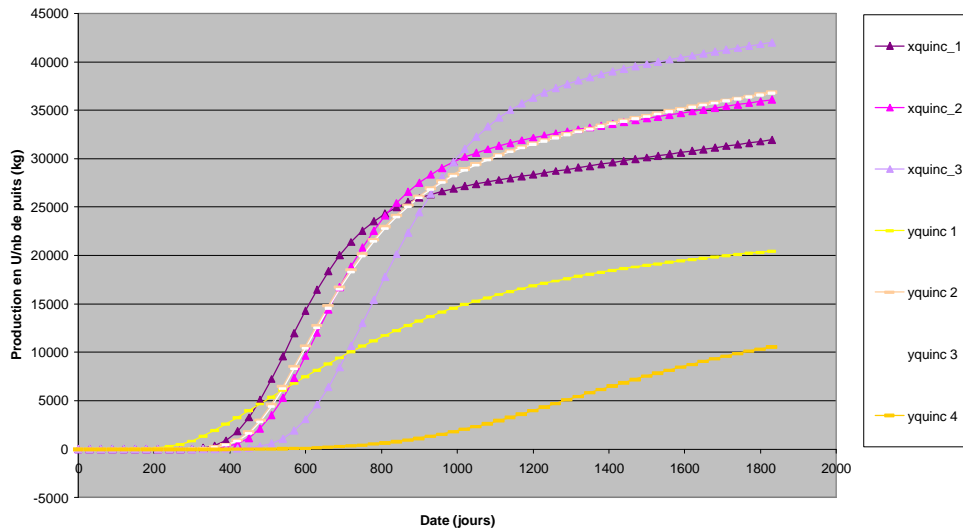


Figure 27 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de producteurs, système linéaire en quinconce, première série de tests

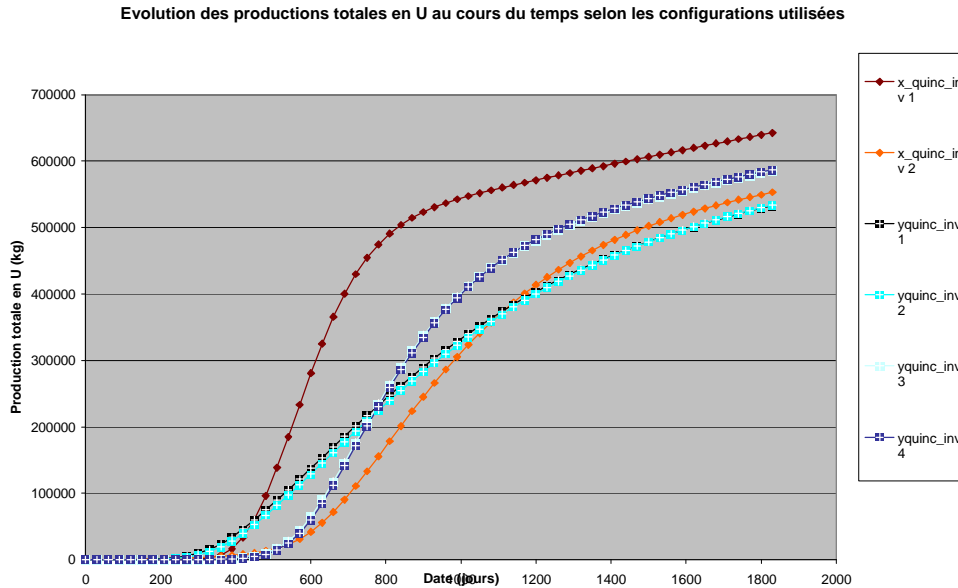


Figure 28 : Production cumulée au cours du temps, système linéaire en quinconce inverse, première série de tests

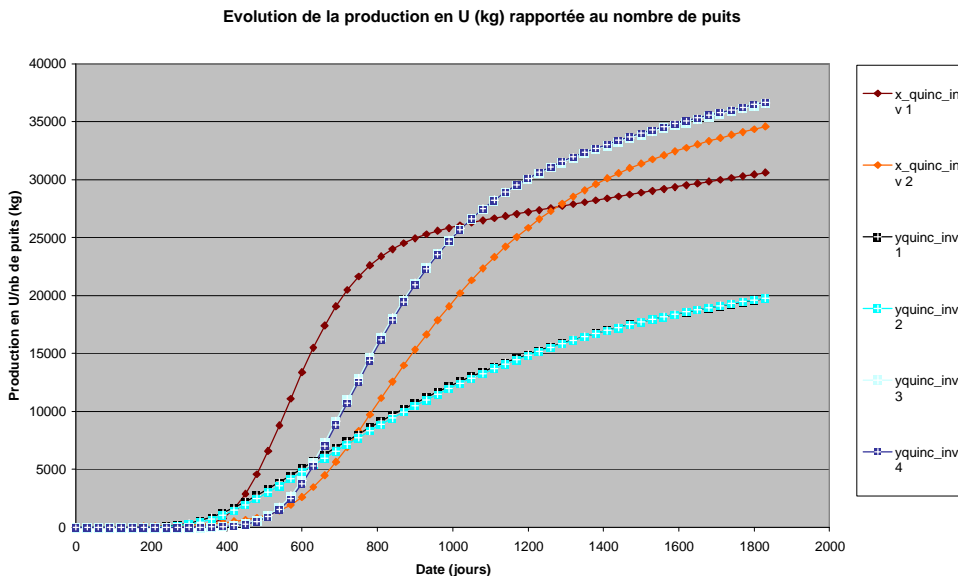


Figure 29 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, système linéaire en quinconce inverse, première série de tests

Là aussi, il semblerait que les seules configurations à 3 lignes de puits, parallèles à ygrid, soient là aussi les plus productives, tant du point de vue de la quantité totale d'uranium cumulée que de la quantité d'uranium extraite par producteur et par puits. Ces configurations semblent donc, pour l'instant, les mieux applicables à l'ISL au niveau de la zone pilote.

	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers : (jours)	Acide consommé (m ³)	U cumulé extrait (kg)		
					total	par producteur	par puits
xquinc 1	289	1 580	540	2 324 246	638 814	106 469	31 941
xquinc 2	333	1 355	630	2 001 698	613 592	122 718	36 094
xquinc 3	396	1 118	780	1 668 082	587 923	146 981	41 994
yquinc 1	150	665	480	3 002 547	572 686	57 269	20 453
yquinc 2	286	1 195	600	2 001 698	626 881	125 376	36 875
yquinc 3	301	1 196	600	2 001 698	625 385	125 077	36 787
yquinc 4	397	208	1 260	2 001 698	180 038	36 008	10 590
xquinc_inv 1	294	1 601	570	2 001 698	642 599	91 800	30 600

xquinc_inv 2	141	762	810	1 660 176	553 235	92 206	34 577
quinc_inv 1	177	538	630	2 502 122	532 934	44 411	19 738
quinc_inv 2	194	539	630	2 502 122	533 965	44 497	19 776
quinc_inv 3	349	992	720	1 669 663	585 362	97 560	36 585
quinc_inv_4	365	997	720	1 669 663	586 975	97 829	36 686

Tableau 9 : Quelques observations importantes issues de nos résultats (linéaire en quinconce normale et inverse, première série de tests)

3.4.1.2 Cellules de puits

Malgré la mise en évidence de dispositifs linéaires qui se révèlent être des plus intéressants, nous avons tout de même tenu à tester la validité des configurations de puits les plus couramment utilisées en ISL, à savoir les cellules de puits carrées et hexagonales (Coste et Guérin, 2000).

1. CARRE

Nous avons lancé deux simulations avec les arêtes des mailles carrées égales à 126 mètres mais avec une origine différente selon les cas (cas 1 : xgrid=10 m et ygrid = 10 m ; cas 2 : xgrid=20 m et ygrid = 10 m) car ce dispositif ne couvre pas complètement l'ensemble de la minéralisation une fois installé. Les simulations sous cette configuration carrée répondent aux différentes conditions exposées en 3.4. Nous avons pris 12 injecteurs et 6 producteurs, ce qui représente un total de 6 cellules de puits (=mailles) réparties de façon homogène sur toute la surface de la zone pilote. Encore une fois, nous avons tenu à placer nos puits relativement indépendamment de la position de la minéralisation (excepté pour le placement des crépines). Nous pouvons remarquer que la quantité totale d'uranium récupérée est limitée (de l'ordre de 470 000 kg d'U) et que les deux dispositifs seraient déficitaires de "peu" (Tableau 15). Il semblerait que le faible ajustement de la position du réseau de puits n'ait pas beaucoup d'influence sur les vitesses de récupération de l'uranium, ni même sur la quantité totale d'uranium récupéré (0.2% de différence).

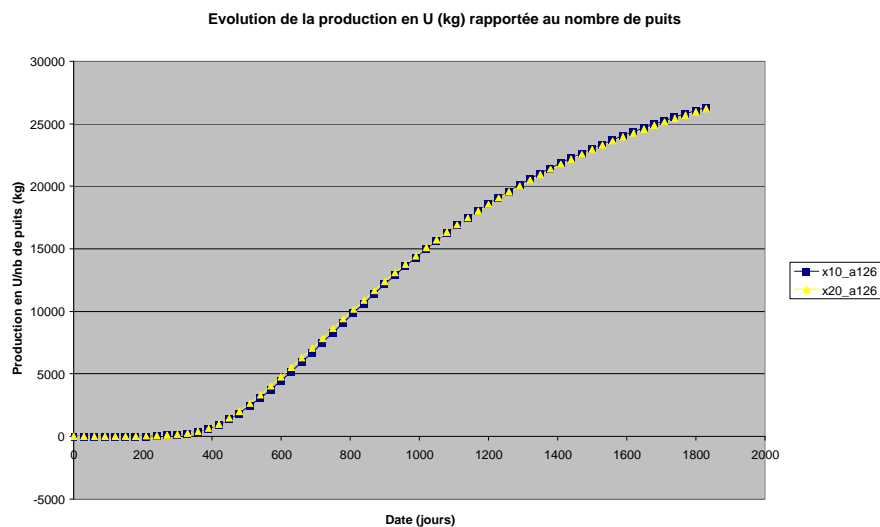








Figure 30 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, cellules de puits carrées, première série de tests

	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers : (jours)	Acide consommé (m ³)	U cumulé extrait		
					total	par producteur	par puits
x10_y10	212	473	750	2 001 698	473 850	78 975	26 325
x20_y10	218	466	750	2 001 698	471 919	78 653	26 218

Tableau 10 : Tableau synthétique des résultats marquant des cellules de puits carrées, première série de tests

2. HEXAGONAL

Nous avons réalisé des tests avec la volonté de mettre un maximum de cellules avec un paramètre ayant un ordre de grandeur relativement raisonnable. Voici donc les principales propriétés géométriques des configurations testées :

	Injecteurs	Producteurs =nb cellules	Nombre total de puits	Origine		Lignes parallèles à	Crépines	Légende
				xgrid	ygrid			
x1_r50	36	11	47	xgrid=45	ygrid=10	xgrid	normales	
x2_r50	36	11	47	xgrid=45	ygrid=20	xgrid	normales	
x3_r50	36	11	47	xgrid=45	ygrid=40	xgrid	normales	
x1_r130	6	1	7	xgrid=75	ygrid=10	xgrid	normales	
x2_r130	6	1	7	xgrid=75	ygrid=90	xgrid	normales	
x3_r130	6	1	7	xgrid=75	ygrid=160	xgrid	normales	









y1_r50	42	13	55	xgrid=0	ygrid=25	ygrid	totales	
y2_r50	42	13	55	xgrid=20	ygrid=25	ygrid	totales	
y3_r50	42	13	55	xgrid=20	ygrid=25	ygrid	normales	
y1_r75	20	5	25	xgrid=10	ygrid=37.5	ygrid	normales	
y2_r75	20	5	25	xgrid=15	ygrid=57.5	ygrid	normales	
y1_r150	6	1	7	xgrid=10	ygrid=90	ygrid	normales	
y2_r150	6	1	7	xgrid=10	ygrid=125	ygrid	normales	
y3_r150	6	1	7	xgrid=10	ygrid=165	ygrid	normales	

Tableau 11 : Description rapide des différentes configurations hexagonales de cette première série de tests

Dans l'ensemble, nous pouvons remarquer que les configurations avec les plus grands nombres de puits implantés permettent de récupérer, avec des temps de latence relativement réduits (Tableau 12), de l'ordre de deux mois, de grandes quantités d'uranium : certaines d'entre elles permettent même de dépasser la barre des 600 000 kg d'U cumulés. A noter que ce sont les configurations dont les lignes de puits qui composent les cellules hexagonales sont parallèles à ygrid qui sont effectivement les plus productives. Par contre, la rentabilité minière de ces dispositifs composés d'un grand nombre de puits sont de loin très faibles.

A l'inverse, nous pouvons remarquer que les configurations les moins productives (6 injecteurs et 1 producteur soit une seule cellule) sont celles qui se révèlent être les plus rentables, toujours d'un point de vue purement minier. Ainsi retrouvons-nous le même type de comportement décrit lors de l'observation des résultats des dispositifs linéaires à 5 lignes de puits parallèles à xgrid. Ce type de comportement ressort très nettement graphiquement parlant (Figure 32 et Figure 33 pour les dispositifs de cellules parallèles à xgrid et au niveau de la Figure 34 pour les dispositifs parallèles à l'axe des ygrid) : on observe un comportement bien distinct et propre à chaque organisation de puits, pour un rayon r donné.

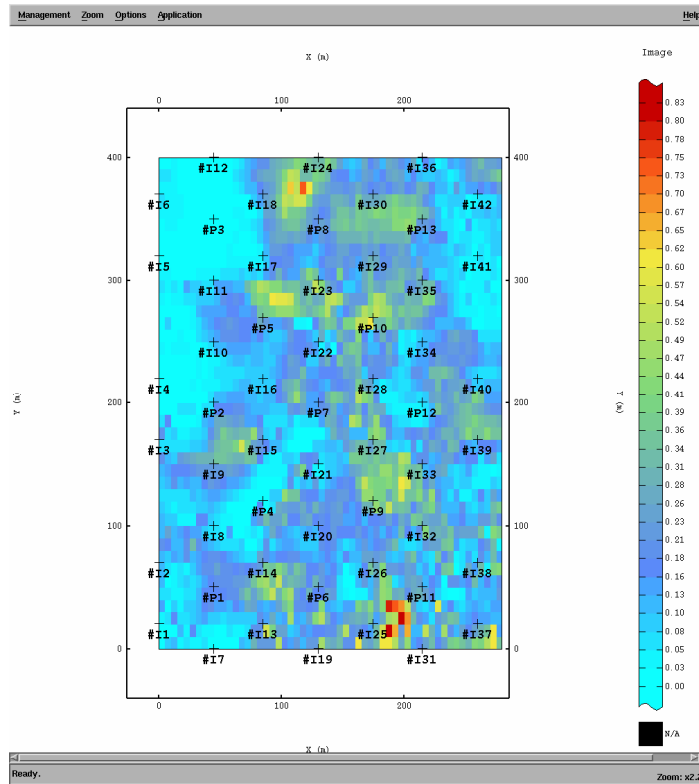


Figure 31 : Exemple de configuration hexagonale : cellules parallèles à ygrid, $r=50m$, origine à xgrid=0 et ygrid=25

Evolution des productions totales en U au cours du temps selon les configurations utilisées

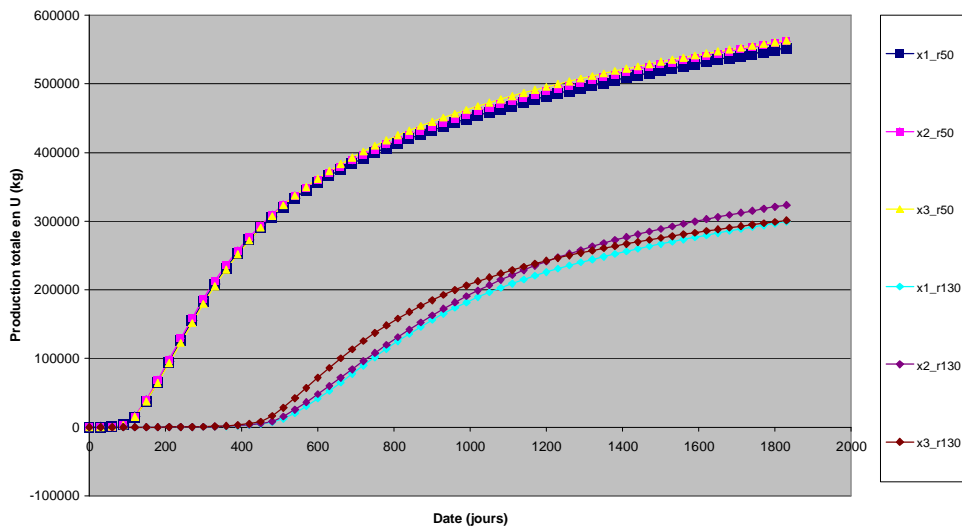


Figure 32 : Production cumulée au cours du temps, cellules de puits hexagonales, parallèles à xgrid, première série de tests

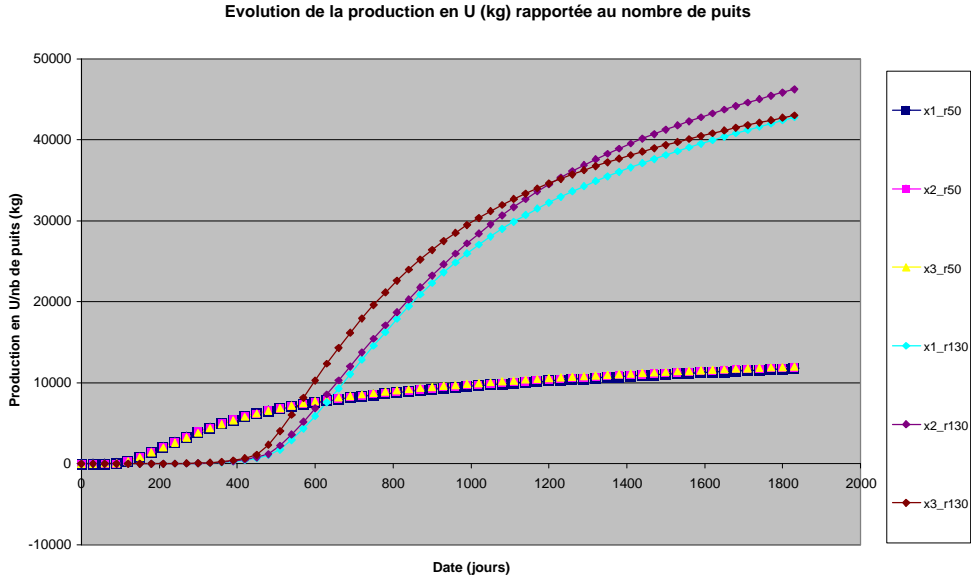


Figure 33 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, système cellules de puits hexagonales, parallèles à xgrid, première série de tests

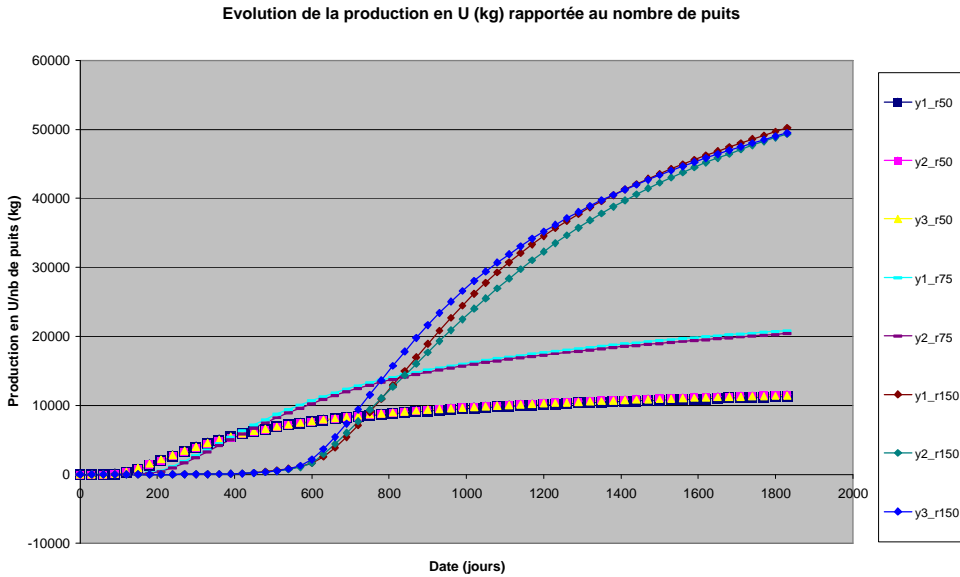


Figure 34 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, cellules de puits hexagonales, parallèles à ygrid, première série de tests

	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers :		Acide consommé (m ³)	U cumulé extrait		
			(jours)	(jours)		total	par producteur	par puits
x1_r50	58	1 002	210	5 948 173	552 366	50 215	11 752	
x2_r50	61	1 015	210	5 948 173	562 150	51 105	11 961	
x3_r50	62	970	210	5 948 173	563 144	51 195	11 982	
x1_r130	301	411	690	1 000 849	299 427	299 427	42 775	
x2_r130	303	405	660	1 000 849	323 538	323 538	46 220	
x3_r130	282	497	570	1 000 849	301 154	301 154	43 022	
y1_r50	61	1 206	210	7 019 382	622 264	47 866	11 314	
y2_r50	62	1 145	210	7 019 382	636 022	48 925	11 564	
y3_r50	59	1 158	210	7 019 382	628 294	48 330	11 424	
y1_r75	107	757	360	3 336 163	521 171	104 234	20 847	
y2_r75	119	724	360	3 336 163	510 388	102 078	20 416	

y1_r150	369	468	840	1 000 849	351 419	351 419	50 203
y2_r150	373	391	780	1 000 849	345 464	345 464	49 332
y3_r150	376	495	750	1 000 849	346 353	346 353	49 479

Tableau 12 : Quelques observations importantes issues de nos résultats (cellules hexagonales, première série de tests)

3.4.1.3 La zone pilote

Nous avons tenu à tester la qualité, de la zone pilote telle qu'elle a été conçue (toutefois, nous avons gardé un Q_{inj} de l'ordre de $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$, conformément à cette première série de tests) et telle qu'elle aurait été avec des crépines placées comme nous l'avons fait jusqu'à présent (3.4). Pour connaître les valeurs des différents paramètres I et L , se rapporter à la Figure 7. Sur la Figure 6, nous pouvons remarquer que les puits d'exploitation de cette zone pilote semblent, même approximativement, relativement bien centrés au niveau des zones de plus fortes teneurs en uranium. Il serait intéressant par la suite de faire la comparaison avec les puits d'exploration de cette zone. Pour l'instant, voici les informations les plus importantes apportées par ce test :

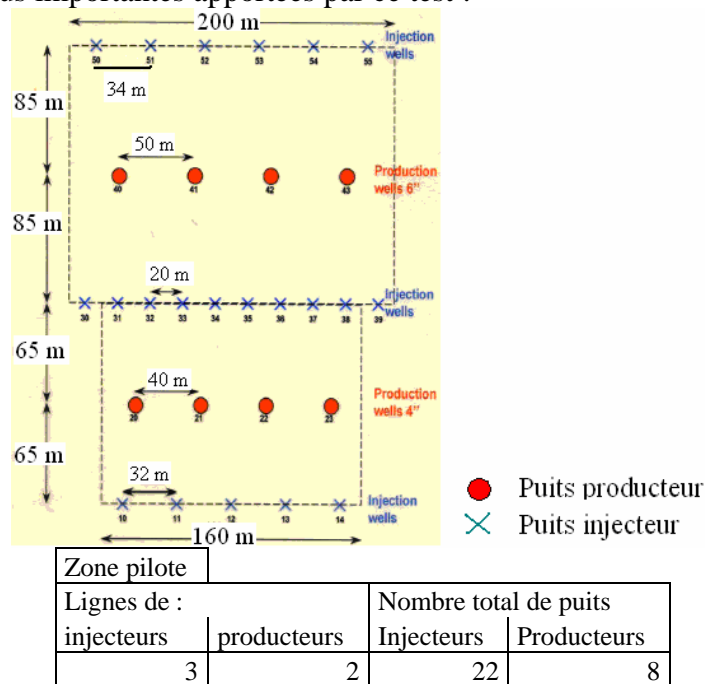


Figure 35 : Quelques renseignements sur l'organisation de la zone pilote

A noter que du point de vue numérique, il a fallu considérer que nous avons 22 injecteurs et non 21, l'un des puits étant en fait crépiné sur deux intervalles distincts.

Crépines	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers : (jours)	U cumulé extrait (kg)		
				total	par producteur	par puits
Originelles	73	1 009	240	501 809	62 726	16 727
Normales	82	1 019	270	502 470	62 809	16 749

Tableau 13 : Présentation des principaux résultats du test de la zone pilote

Le système semble réagir quasiment instantanément à la circulation d'acide dans les deux cas (après environ 77 jours) mais semble bien peu rentable de point de vue de la quantité d'uranium récupérée par producteur et par puits. Nous remarquons encore une fois la faible influence du positionnement des crépines vis-à-vis de la productivité des dispositifs simulés.

3.4.2 Aspect financier : synthèse des principaux coûts de production

Une quantité acceptable d'uranium récupérée est une bonne chose, plus encore si le rendement minier est lui-même relativement élevé mais il faut avant tout essayer de rester le plus réaliste possible en s'assurant si un dispositif de puits mis à jour se révèle économiquement profitable, au sens où, en plus d'amortir les différents investissements liés à la mise en place de tels dispositifs, il permette la rentrée effective de diverses recettes.

Nous nous sommes basés sur les investissements et coûts opératoires classiques rapportés aux champs de puits d'une exploitation type ISL (forage des puits, diagraphies, station de distribution des solutions, infrastructure initiale, atelier d'entretien et coût de l'acide) et ce, pour la région de Muyunkum Sud. Ces coûts sont issus de l'étude de faisabilité Katco (2003), sur laquelle nous nous sommes basés dans cette partie : ils sont donc représentatifs de l'année 2003. Or, ces coûts peuvent, pour diverses raisons, varier au cours du temps, ce qu'ils font effectivement. Une méthode simple, classiquement employée pour actualiser un coût est d'utiliser le taux d'inflation, ce que nous faisons en appliquant le taux de +9.17% entre 2003 et 2007 aux coûts de 2003. Ainsi, 100\$ en 2003 vaudraient par exemple 109.17\$ (<http://www.rotary.belux.org/2170/fr/rate.shtml>).

Il est vrai que nous aurions pu nous contenter, pour faire simple, de ne prendre que l'ensemble des coûts directement disponibles : ce choix de faire un bilan économique avec des valeurs de 2007 est lié au simple fait que le prix de vente de la livre d'uranium en 2003 était encore très bas (10\$ la livre d' U_3O_8 dans <http://www.publications-agera.fr/essais-232.html> et http://www.fcpi-energie.com/2007/02/union_sxr_urani.html), suffisamment bas pour qu'aucun des dispositifs testés ne se révèle économiquement rentable (cette baisse est notamment liée à la vente importante cette année-là de combustibles d'origine militaire). Pour information, le prix que nous avons gardé pour cette étude date de juillet 2007 et vaut 123\$ la livre d' U_3O_8 (<http://www.uranium.info/>). Soit une hausse de 1 230% par rapport à 2003 !

Conversion : 1 kg d'U • livre de U_3O_8	2.597
Cours de l'uranium (juillet 2007), en \$/livre de U_3O_8	123
Conversion : \$ • €(31/07/2007)	0.73

Tableau 14 : Cours de l'uranium et paramètres de conversion utiles

Pour calculer la quantité d'argent obtenue à partir d'une certaine quantité d'uranium, nous devons d'abord convertir les kg d'U issus de nos résultats en livre d' U_3O_8 , multiplier ces livres par le cours de l'uranium, donné en \$/livre d' U_3O_8 et enfin, pour avoir des euros, multiplier cette valeur par le taux de conversion pour passer des dollars aux euros. Enfin, le point important à souligner dans cette partie est la non-prise en compte des prix spot mais des prix cours "instantanés" de l'uranium.

Exemple de calcul : nous avons extrait 575 248 kg d'U. Cela nous rapporterait (gain brut) :
 $575\,248 \times 2.597 \times 123 \times 0.729602$ soit environ 134 065 860 €

3.4.3 Résultats obtenus : coûts de production VS bénéfices

Voici le tableau synthétique de l'ensemble des simulations de la première série de tests que nous avons choisies de présenter :

Unité : €	Dispositif	Description	Investissements (coûts de production et coûts opératoires)	Gain liés à l'uranium	Différence
LINEAIRE	x_vàv_0	5 lignes, 55 puits	330 312 571	157 542 998	-172 769 573
	x_vàv_1	5 lignes, 30 puits	180 689 906	137 307 836	-43 382 069
	x_vàv_2	5 lignes, 30 puits	180 784 810	136 955 541	-43 829 269
EN	x_vàv_3	5 lignes, 20 puits	120 917 301	120 896 683	-20 618

A	x_vàv_4	5 lignes, 20 puits	120 915 872	114 969 019	-5 946 853	
	x_vàv_5	7 lignes, 42 puits	240 570 021	132 124 666	-108 445 355	
	x_vàv_6	7 lignes, 42 puits	240 694 179	132 450 638	-108 243 540	
	x_vàv_7	3 lignes, 21 puits	140 810 932	149 762 515	8 951 583	
	x_vàv_8	3 lignes, 18 puits	120 918 614	141 983 811	21 065 198	
VIS	x_vàv_9	3 lignes, 15 puits	101 013 597	135 838 121	34 824 523	
	x_vàv_10	3 lignes 9 puits	61 131 903	107 169 171	46 037 268	
VIS	y_vàv_1	5 lignes, 30 puits	180 697 219	128 900 640	-51 796 578	
	y_vàv_2	5 lignes, 20 puits	120 916 376	85 754 533	-35 161 844	
	y_vàv_3	3 lignes, 18 puits	120 875 138	145 647 292	24 772 154	
	y_vàv_4	3 lignes, 15 puits	100 958 846	137 691 520	36 732 673	
	y_vàv_5	3 lignes, 12 puits	81 034 485	118 284 280	37 249 795	
LINEAIRE	xquinc 1	3 lignes, 14I et 6P	140 133 922	148 880 328	8 746 406	
	xquinc 2	3 lignes, 12I et 5P	120 872 844	143 002 194	22 129 349	
EN	xquinc 3	3 lignes, 10I et 4P	100 948 315	137 019 812	36 071 498	
	yquinc 1	5 lignes, 18I et 10P	180 663 966	133 468 689	-47 195 278	
QUINCONCE	yquinc 2	3 lignes, 12I et 5P	120 860 151	146 099 332	25 239 181	
	yquinc 3	3 lignes, 12I et 5P	120 911 092	145 750 585	24 839 493	
	yquinc 4	3 lignes, 12I et 5P	120 798 198	41 959 089	-78 839 109	
LINEAIRE	xquinc_inv 1	3 lignes, 12I et 7P	120 899 708	149 762 515	28 862 807	
	xquinc_inv 2	3 lignes, 10I et 6P	100 505 680	128 935 530	28 429 850	
EN	yquinc_inv 1	5 lignes, 15I et 12P	150 841 815	124 204 347	-26 637 468	
	yquinc_inv 2	5 lignes, 15I et 12P	150 921 001	124 444 648	-26 476 352	
QUINCONCE	yquinc_inv 3	3 lignes, 10I et 6P	101 062 236	136 422 975	35 360 740	
	yquinc_inv 4	3 lignes, 10I et 6P	101 116 959	136 798 905	35 681 945	
INVERSE						
CELLULES	x10_y10	a=126m, 6 cellules	120 887 075	110 434 184	-10 452 891	
	CARREES	x20_y10	a=126m, 6 cellules	120 879 509	109 984 364	-10 895 146
CELLULES	x1_r50	36I et 11P	356 408 572	128 732 930	-227 675 642	
	x2_r50	36I et 11P	356 407 227	131 013 199	-225 394 028	
	x3_r50	36I et 11P	356 409 497	131 245 042	-225 164 455	
	DE	x1_r130	6I et 1P	61 099 988	69 783 611	8 683 624
		x2_r130	6I et 1P	61 099 988	75 403 019	14 303 032
		x3_r130	6I et 1P	61 099 988	70 186 194	9 086 206
PUITS	y1_r50	42I et 13P	420 516 878	145 023 290	-275 493 588	
	y2_r50	42I et 13P	420 516 878	148 229 624	-272 287 254	
	y3_r50	42I et 13P	420 353 212	146 428 702	-273 924 510	
HEXAGONALES	y1_r75	20I et 5P	200 467 723	121 462 833	-79 004 890	
	y2_r75	20I et 5P	200 471 338	118 949 689	-81 521 649	
	y1_r150	6I et 1P	61 099 988	81 900 875	20 800 887	
	y2_r150	6I et 1P	61 099 988	80 512 897	19 412 910	
	y3_r150	6I et 1P	61 099 988	80 720 261	19 620 274	
PUITS DE LA	Crep_normales		220 431 810	117 104 496	-103 327 314	
	ZONE PILOTE	Crep_originelles	220 394 067	116 950 250	-103 443 817	

Tableau 15 : Tableau synthétique du bilan économique des configurations de la première série de tests (I=Injecteur, P=Producteur)

Nous avons pu remarquer qu'à notre échelle, nous pouvons nous contenter de ne prendre en considération que les dépenses liées à l'acide lors des bilans économiques en gardant évidemment en tête l'hypothèse de calcul prise en considération par rapport aux dépenses liées à l'acide. En effet, la somme des dépenses, sans celle de l'acide, rapportée à la somme de toutes les dépenses (avec acide) ne dépasse pas 3% (2.7% maximum) dans le cas des configurations linéaires, hexagonales (2.6% maximum) et celles avec les puits installés

selon la minéralisation moyennée sur la verticale (2.7% maximum), 1.5% pour les cellules de puits en carré et 1% pour la zone pilote (9 ‰ maximum).

Au final, les meilleures configurations que nous ayons pu mettre en évidence jusqu'à présent sont de type linéaire à trois lignes de puits et la meilleure d'entre elle est en vis à vis et rapporterait de l'ordre de 50 millions d'euros (x_vàv_10) en se basant sur l'estimation économique simplifiée qui est la nôtre.

Nous en avons déjà fait la remarque dans la série de tests linéaires, mais nous pouvons lire dans le Coste et Guérin (2000) que : "On peut retenir que, pour les niveaux profonds, l'élargissement de la maille des puits est envisageable lorsque la perméabilité est élevée, ce qui permet de limiter le nombre de puits à construire.". Il semblerait que ce point soit validé, jusqu'à présent, par l'ensemble des simulations d'écoulement effectuées jusqu'à présent. En effet, nous avons pu remarquer que ce sont souvent les dispositifs comportant un nombre de puits relativement limités qui se révèlent, en plus d'être rentables du point de vue minier, les plus rentables d'un point de vue économique.

Enfin, nous pouvons voir que les configurations hexagonales rentables ne rapportent pas autant que les configurations linéaires à 3 lignes de puits. De plus, il semble peu plausible en premier abord de se contenter de placer une seule cellule de puits hexagonale au niveau d'un gisement. C'est ce qui fait que nous avons abandonné par la suite l'étude de l'influence des cellules hexagonales.

3.5 Synthèse de la seconde série de tests de simulation d'écoulement et de lixiviation

Nous avons choisi pour cette seconde série de tests de lancer des simulations à débit total constant. Nous avons choisi une valeur de débit total d'injection de la sorte : nous avons sélectionné la configuration de la première série de tests où nous avons le plus grand nombre de puits d'injection. Il s'agit d'une configuration à cellules de puits hexagonales comprenant un total de 42 puits d'injection. Avec ces 42 puits d'injection et un débit unitaire d'injection Q_{inj} pris égal à $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$, nous obtenons un débit total d'injection égal à $-4.44 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$. Notons qu'au moment où ce choix a été fait, nous n'avions jusqu'alors réalisé aucune évaluation d'ordre économique : c'est ainsi que nous ne présenterons pas au final d'évaluation économique particulière car aucune des configurations étudiée dans cette seconde série de tests ne s'est révélée être rentable. Le seul point intéressant à signaler, mis à part une consommation presque excessive d'acide, est le fait que la quantité d'uranium potentiellement lixiviable pour une configuration donnée semble récupérée bien plus rapidement quand le débit total d'injection est plus élevé.

Exemple avec le dispositif linéaire à 5 lignes de puits parallèles à xgrid, avec $a=71.25\text{m}$ et $L=95\text{m}$ (v_vàv_3) : à Q_{inj} unitaire = $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$ (Q_{inj} total = $-1.266 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$) et Q_{inj} total = $-4.44 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$, soit Q_{inj} unitaire • $-2.47 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$ (Figure 36, Figure 37 **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, Tableau 16). Nous pouvons voir que les vitesses maximales de récupération dans le cas à Q_{inj} unitaire = $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$ sont plus faibles que dans le cas à Q_{inj} total = $-4.44 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$ (en moyenne : 2 264 kg d'u par jour contre 7 875 kg d'U par jour) et sont de plus, observées plus tard, sur un plus grand intervalle de temps (240 jours contre 60 jours). Du point de vue de la production cumulée, cela se traduit par l'atteinte ou non d'un palier de production bien net (mieux exprimé dans le cas à Q_{inj} total = $-4.44 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$ que dans le cas à Q_{inj} total = $-1.266 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$; voir respectivement Figure 38 et Figure 39).

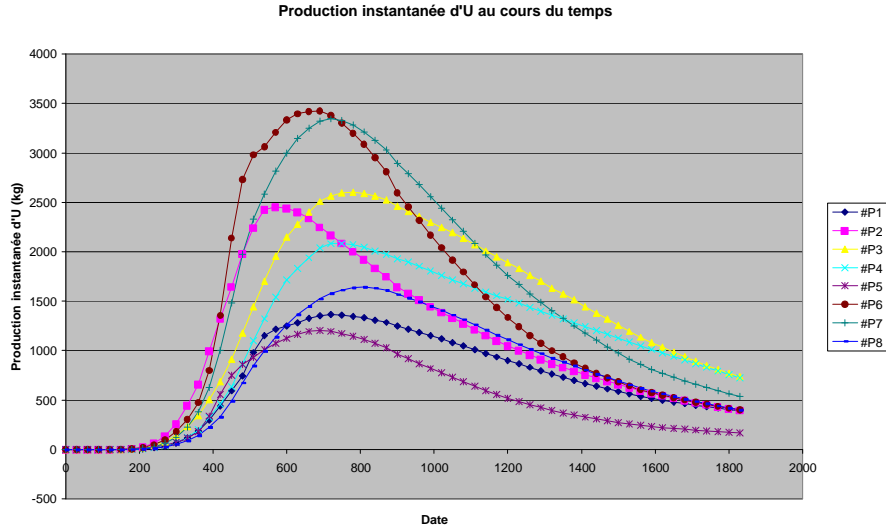


Figure 36 : Evolution de la production instantanée d'uranium pour le dispositif x_vàv_3 Q_{inj} unitaire = $1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$

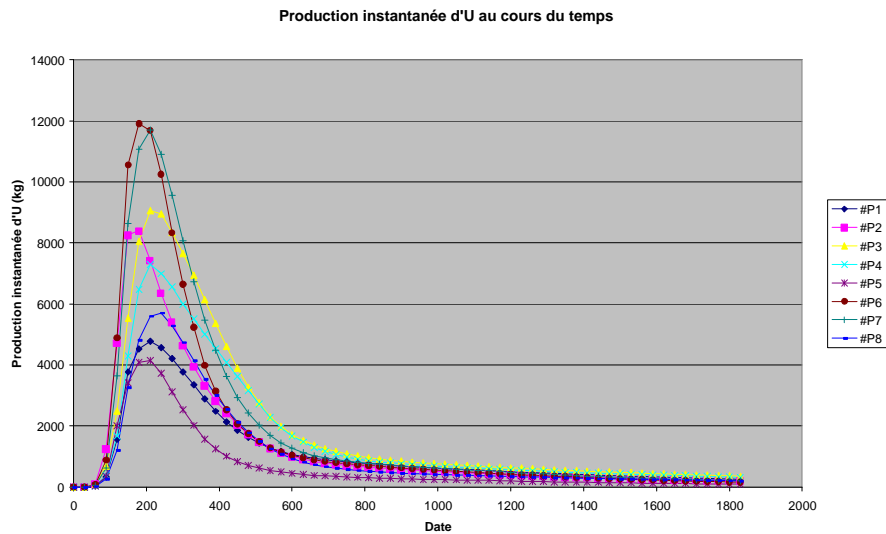


Figure 37 : Evolution de la production instantanée d'uranium pour le dispositif x_vàv_3 à Q_{inj} total = $4.44 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$

Q_{inj} total (m^3/s)		#P1	#P2	#P3	#P4	#P5	#P6	#P7	#P8	Moyennes
$-1.266 \cdot 10^{-2}$	Vitesse max de récupération (kg/jour)	1 364	2 451	2 602	2 082	1 205	3 424	3 345	1 643	2 264
	Observée vers (jours)	720	570	780	750	690	690	720	810	716
$-4.44 \cdot 10^{-2}$	Vitesse max de récupération (kg/jour)	4 779	8 397	9 056	7 303	4 145	11 909	11 707	5 707	7 875
	Observée vers (jours)	210	180	210	210	210	180	210	240	206

Tableau 16 : Tableau synthétique de la variabilité des résultats de productivité en uranium à Q_{inj} total variable, pour le dispositif x_vàv_3

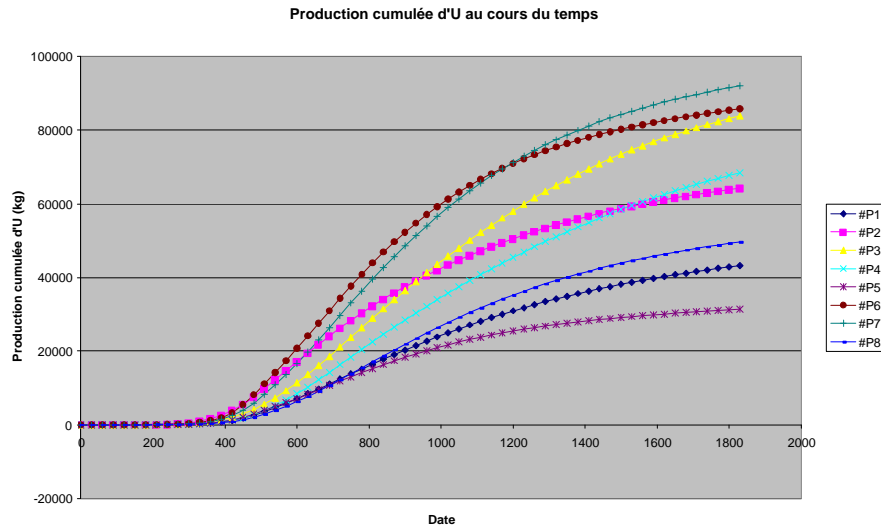


Figure 38 : Production cumulée d'uranium au cours du temps pour chacun des puits producteur du dispositif x_vàv_3, à Q_{inj} unitaire = $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$

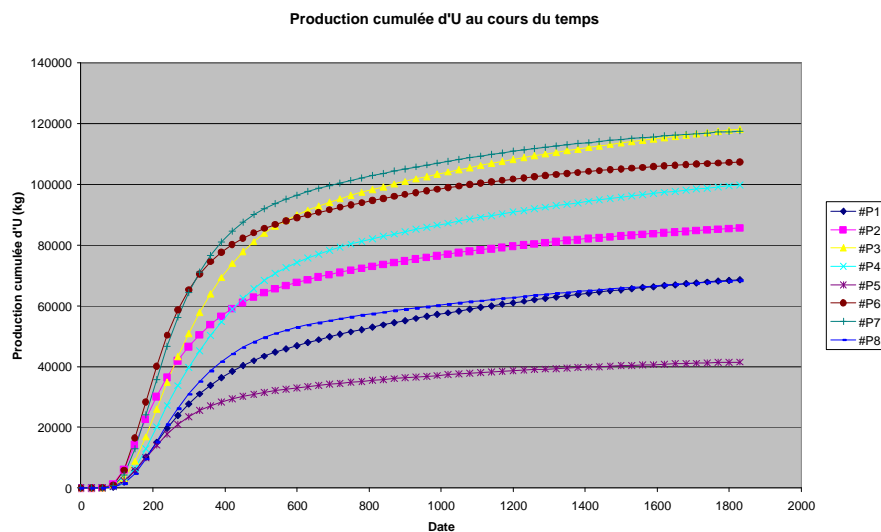


Figure 39 : Production cumulée d'uranium au cours du temps pour chacun des puits producteur du dispositif x_vàv_3, à Q_{inj} total = $-4.44 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$

Un point intéressant mis en évidence par cette série de tests : nous permet de dire à partir de quel moment un système peut être considéré comme peu évolutif et donc, à quel moment précis il est possible d'arrêter le processus de lixiviation sans que cela se révèle être pénalisant mais, au contraire, bénéfique. Les quelques tests réalisés pour des périodes de calcul de 10 ans à Q_{inj} unitaire = $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$ permettent aussi de réaliser une telle opération. Plus simplement, il est toujours possible de faire une analyse économique évolutive d'un dispositif donné, au sens où l'on aurait la relation entre le volume d'acide consommé et la quantité cumulée d'uranium extraite au cours du temps, combinés au gain effectivement réalisé (rappelons que la durée couverte par nos calculs, 5 ans, correspond à la durée de vie moyenne des infrastructures d'un champ de puits).

3.6 Synthèse de la troisième série de tests de simulation d'écoulement et de lixiviation

Jusqu'à présent, nous nous sommes contentés de placer nos puits relativement indépendamment de la position de la minéralisation. Nous allons tenter de déterminer l'impact qu'auraient des puits qui seraient effectivement placés en fonction de l'extension de cette

minéralisation. Nous avons repris pour cette série un Q_{inj} unitaire de l'ordre de $-1.055 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$.

Voici donc les positions des puits que nous avons placés, respectivement pour les cas 1 et cas 2 :

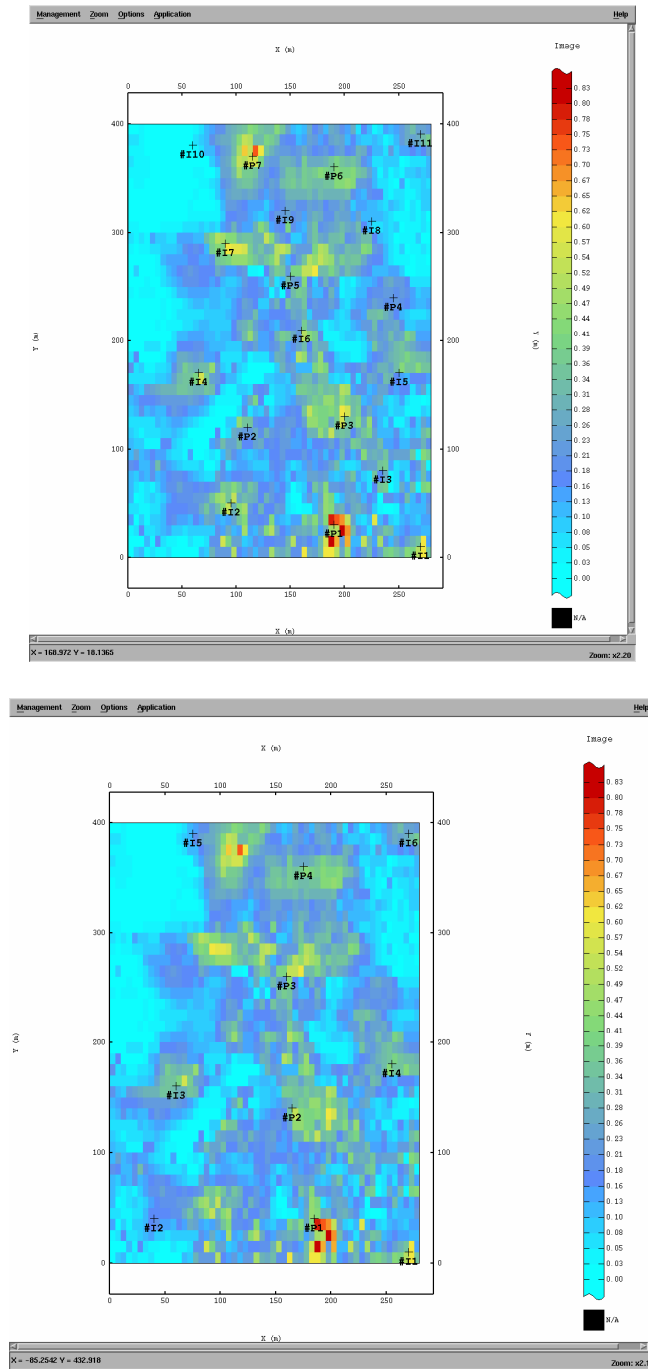


Figure 40 : Position des puits pour la troisième série de tests (en haut : cas 1 ; en bas : cas 2)

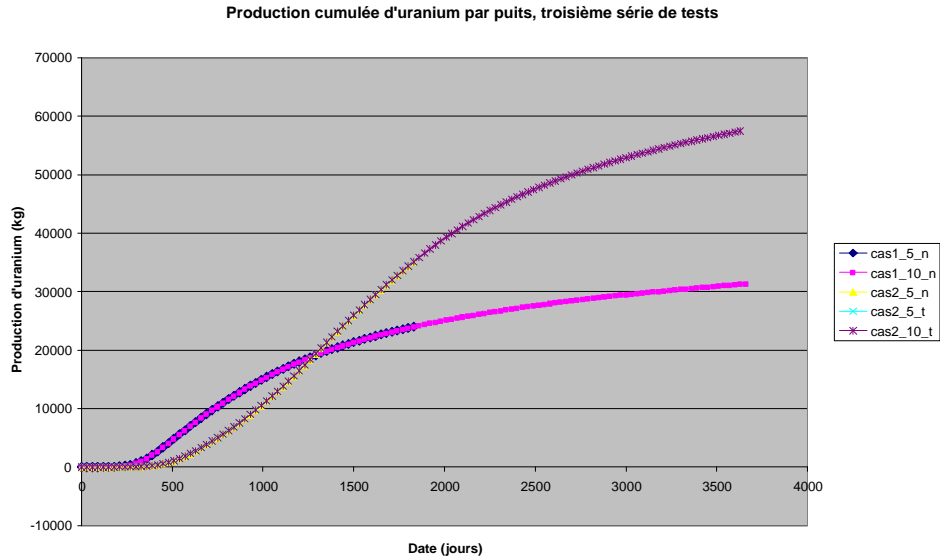


Figure 41 : Production cumulée au cours du temps rapportée au nombre de puits, troisième série de tests

Et voici les points importants à retenir :

	Temps de latence (jours)	Vitesse max de récupération (kg d'U/jour)	Observée vers : (jours)	Acide consommé (m ³)	U cumulé extrait		
					total	par producteur	par puits
cas 1 (1830 jours)	154	443	510	1 826 194	432 284	61 755	24 01€
cas 1 (3660 jours)	161	443	510	3 652 387	564 635	80 662	31 36€
cas 2 (1830 jours)	279	324	1 290	1 000 849	350 579	87 645	35 05€
cas 2 (1830 jours)	280	324	1 290	1 000 849	351 200	87 800	35 12€
cas 2 (3630 jours)	303	324	1 290	2 001 698	574 583	143 646	57 45€

Tableau 17 : Résultats importants de la troisième série de tests

Nous pouvons voir que du seul point de vue de la rentabilité minière, de biens meilleurs dispositifs ont été mis en évidence dans la première série de tests. Sinon, le dispositif avec le moins de puits (cas 2) est le plus productif, du point de vue minier, sur tous les fronts, bien que sa vitesse d'évolution soit moins importantes que pour le cas 1.

Nous avons effectué des tests sur 10 ans car sur une période de 5 années environ (1830), nos courbes de production cumulée d'uranium semblaient bien loin du palier traduisant une très faible évolution du système, palier qui indiquerait que nous avons atteint le seuil de productivité maximale du dispositif (mais non du "gisement" lui-même).

Du point de vue économique, nous aurions les résultats suivants :

Dispositif	Investissements (€)	Gain liés à l'uranium (€)	Différence (€)
cas 1 n (1830 jours)	110 426 078	100 747 071	-9 679 007
cas 1 n (3660 jours)	219 240 839	131 592 397	-87 648 442
cas 2 n (1830 jours)	61 147 941	81 705 133	20 557 192
cas 2 t (1830 jours)	61 162 820	81 849 892	20 687 072

cas 2 t (3630 jours)	120 787 279	133 910 853	13 123 574
-------------------------	-------------	-------------	------------

Tableau 18 : Bilan économique de la troisième série de tests

Comme toujours, les dispositifs avec le moins de puits se révèlent être les plus intéressants, tant du point de vue de la rentabilité minière (57 500 kg d'U par puits contre 24 016 kg d'U par puits) que financière (presque 21 M€ de gains contre plus de 85 M€ de pertes !). Il faut juste savoir que dans la réalité, nous ne connaissons pas la répartition exacte de la minéralisation dans l'espace. Nous n'avons fait que profiter de l'opportunité offerte par le modèle géologique pour visualiser l'impact du positionnement des puits en fonction de l'emplacement de la minéralisation.

4 Test de sensibilité du dispositif linéaire x_vàv_10

Un test de sensibilité est un outil permettant de déterminer l'influence respective de divers paramètres rattachés à un phénomène servant de support d'étude. Il s'agit de ne modifier à chaque test les valeurs d'un seul de ces paramètres et d'en observer les conséquences. En ce qui nous concerne, nous avons effectué un test de sensibilité en utilisant comme base le dispositif x_vàv_10, qui s'est révélé être le plus rentable découvert. Le support pris en compte sont les recettes effectives, étant donné que ce sont elles qui permettent, nous l'avons mentionné plus haut, de déterminer de la faisabilité technique d'un dispositif donné.

C'est ainsi que nous avons regardé l'influence des coûts (coût de l'acide seul, investissements et coûts opératoires, cours de l'uranium, ...), des paramètres physiques et hydrodynamiques du modèle géologique (porosité, perméabilité), mais aussi l'influence de la modification de la courbe de rendement $R=L/S$, qui sert de base même à l'ISL sous Metis, vis-à-vis de ce recettes effectives et ainsi déterminer les paramètres qui influencent le plus, en bien ou en mal, les valeurs des recettes effectives.

Nous obtenons au final un diagramme de ce type :

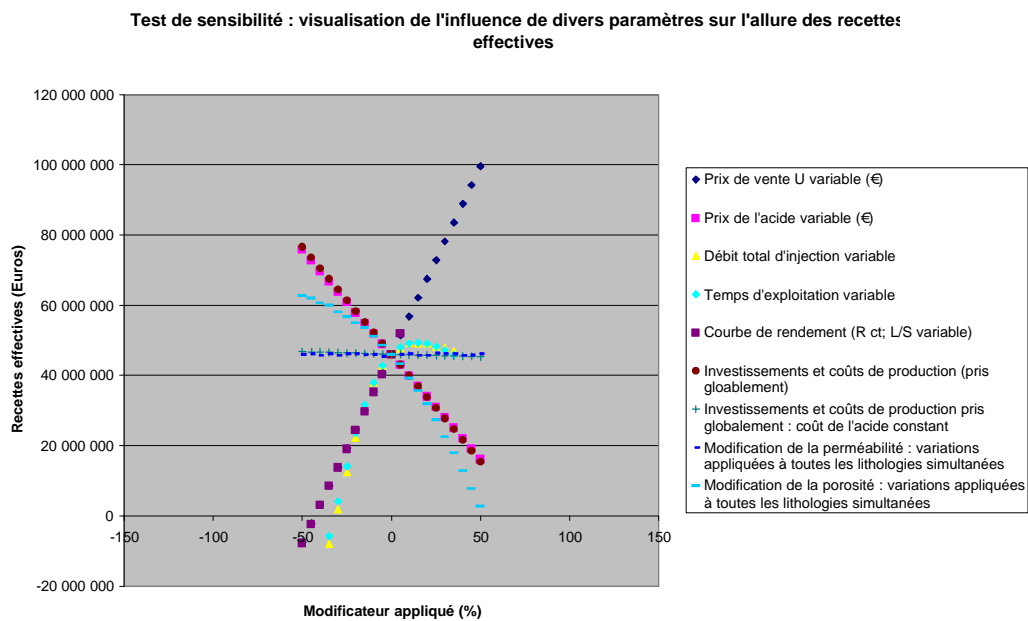


Figure 42 : Test de sensibilité ; étude de l'influence de quelques paramètres sur l'allure des recettes effectives, dispositif x_vàv_10

Ainsi, nous pouvons remarquer que :

- Une modification des investissements et coûts opératoires pris ensemble, sans tenir compte de l'acide, ainsi qu'une modification de l'ensemble des perméabilités du terrain n'ont qu'un impact très modéré voire inexistant sur l'allure des recettes effectives. Cela

s'explique, pour les coûts, de la prépondérance des dépenses liées à l'acide (hypothèse : pas de recyclage). Pour ce qui est de la modification des perméabilités, nous avons pensé que le faible impact sur les résultats pouvait être lié à la prise en compte de la convection seule lors du calcul des temps de transfert qui servent par la suite de base au calcul de productivité en uranium.

- Pour des modificateurs négatifs, nous remarquons que
 - Les paramètres les plus susceptibles de faire chuter rapidement les recettes avec leur propre diminution sont les débits total d'injection, pour une période d'exploitation constante, ainsi que les temps d'exploitation du gisement, à débit total constant. Ils sont plus influents qu'une modification des valeurs des rapports L/S, pris à R originel (ex : si pour R originel=3, L/S=95%, nous aurions avec une diminution de 30% un L/S = 66.5%). Par contre, nous pouvons remarquer que pour les débits total d'injection et pour les temps d'exploitation du gisement, leur expression sous la forme d'une parabole traduit le fait que du fait d'une quantité bien limitée d'uranium récupérable dans le sol, une augmentation des deux paramètres nommés ci-dessus finit par se traduire par une baisse des recettes effectives
 - Le paramètre le plus susceptible de faire accroître les recettes avec sa diminution est le coût de l'acide.
- Pour des modificateurs positifs, nous pouvons remarquer que :
 - Le seul paramètre le plus susceptible de faire rapidement monter les recettes avec son augmentation est le prix de vente de l'uranium
 - Tous les autres paramètres testés font inexorablement chuter les recettes avec leur augmentation, le plus explicite à ce sujet étant la porosité. A ce jour, nous n'avons pas encore trouvé d'explication satisfaisante à ce phénomène incongru.

Dans l'ordre, en nous fiant aux pentes des droites et en excluant les cas à débit total d'injection et temps d'exploitation variables, du fait de leur non-linéarité, nous pouvons dire que dans l'absolu, le paramètre qui va jouer le plus sur la quantité de recettes est le cours de l'uranium (pente de 1.10^6), suivi par les investissements globaux, incluant l'acide (pente de -611 178)

Conclusions

Il faut avant tout bien se rappeler que nous ne travaillons que sur un modèle géologique et non pas sur ce qu'est réellement le terrain de la zone pilote. En effet, il a été prouvé (Achraf, 2006) que la prise en compte des proportions de lithofaciès et des valeurs de porosité et de perméabilité est très importante car ces paramètres jouent beaucoup sur la nature des résultats de simulation d'écoulement par ISL. Or, même si les proportions choisies ont effectivement été validées, elles ne s'appliquent que dans le cas où seules les mesures de 17 puits (Volkov) ont été gardées. Une première campagne d'exploration, comprenant 50 puits, (Katco) a été menée mais des différences apparaissaient entre les résultats de cette première campagne et ceux de la seconde campagne de mesures (Volkov). Il a été décidé que les mesures issues des puits Volkov seraient les seules gardées. Il faut garder en tête l'influence du nombre d'échantillons sur la variabilité, et donc sur l'exactitude des résultats.

Il faut mentionner que dans la réalité, nous ne connaissons pas la répartition exacte de la minéralisation dans le sous-sol : c'est ainsi que nous avons utilisé de façon préférentielle des configurations qui semblaient géométriquement trop "carrées" où les puits semblaient être placés indépendamment de la minéralisation ("semblaient" car il est évident que l'on implante des puits dans une zone que l'on sait porteuse d'un gisement). En effet, la transposition dans la réalité de configurations qui étaient trop ciblées dans le modèle peut se révéler des plus hasardeux (un modèle reste une simplification de la réalité, quand il ne la contredit pas).

Dans le cas où modèle géologique et réalité du terrain seraient bel et bien conformes, il faut se dire qu'il n'est pour l'instant pas possible de prévoir à l'avance la fiabilité ou non d'un dispositif en se basant sur les seules indications, d'ordre général, données par la bibliographie. C'est ainsi que les dispositifs habituellement utilisés en ISL (configurations à cellules de puits carrées ou hexagonales) se sont révélés être les moins rentables lors des tests effectués jusqu'à présent, du point de vue de la quantité d'uranium extraite rapportée au nombre de puits producteurs ou au nombre de puits total et du point de vue financier (plus gros déficits mis à jour : de l'ordre de 200 000 000 M€ pour les pires d'entre eux). En complément, il est intéressant de noter que le dispositif le plus rentable du point de vue économique n'est pas celui qui permet de récupérer la plus grande quantité totale d'uranium : il est donc nécessaire de faire preuve de prudence dans la moindre des situations.

Quoi qu'il en soit, nous avons pu faire le constat suivant, qui semble applicable dans la majorité des cas. Avec un nombre de puits décroissant, les phénomènes suivants étaient observables :

- Une augmentation du temps de latence
- Une diminution de la vitesse maximale d'exploitation (kg d'U par jour), vitesse qui est, de plus, observée de plus en plus tard
- Une diminution du volume d'acide consommé
- Une diminution très nette de la quantité maximale totale d'uranium récupéré
- Une augmentation bien apparente du "rendement minier" que ce soit pour la quantité totale d'uranium cumulée rapportée par producteur ou pour celle rapportée par puits

Enfin, ces tests de sensibilité nous ont permis de mettre en évidence des situations qui traduisent le fait que même si Metis permet de faciliter un certain nombre de choses pour ses applications (le calcul du résultat de l'équation de transport pour plusieurs milliers de mailles et ce, pour une soixantaine de pas de temps au moins), il ressort que certains points se sont révélés être aberrants, au moins pour ce qui est de l'ISL (augmentation de la quantité d'uranium extraite avec une diminution de la porosité par exemple). Dans l'absolu, nous avons aussi pu mettre en évidence que les facteurs qui influençaient le plus les recettes effectives étaient le cours de l'uranium, suivi des investissements et coûts de production totaux.

Perspectives

De tout ceci, il ressort un certain nombre de points qu'il serait intéressant de développer par la suite :

- Modifier le modèle géologique à disposition, tant par le nombre de points de mesures (>17, contrairement à notre cas) que par leur nature (mesure in situ tel qu'essai de pompage longue durée pour déterminer les transmissivité et coefficient d'emménagement), mais aussi par la méthode de modélisation employée (exemple : utiliser les plurigaussiennes pour modéliser les teneurs en uranium du gisement).
- Prendre en compte plus de paramètres que la courbe de rendement et les temps de séjour pour les calculs appliqués à l'ISL sous Metis. Par exemple, un couplage avec un modèle géochimique, tel que Chess, pour visualiser plus en détail la consommation d'acide au cours du temps, l'évolution des porosité-perméabilités au cours du temps, ...
- Lancer les simulations d'écoulement et de transport sur un/des logiciel(s) autre(s) que Métis pour vérifier la dépendance ou non des résultats vis-à-vis du (des) logiciel(s)

utilisé(s). Dans le même temps, cela permettrait de faire une analyse comparative, permettant de juger de la qualité d'un logiciel de simulation d'écoulement appliqué à l'ISL. Et dans la même optique, il pourrait être bon de tester sous Metis l'influence du découpage en nombre de pas de temps de calculs sur les résultats. J'ai pu par exemple remarquer que, pour une durée de simulation constante (1830 jours), avoir pris un seul pas de temps de 5 ans a donné des résultats différents d'une simulation effectuée dans les mêmes conditions, mais avec un nombre de pas de temps de calcul plus important (au moins égal à 61 pour une simulation de 1830 jours).

- Affiner et calibrer à la fois le modèle géologique et le simulateur utilisé en se basant sur un/plusieurs cas réels d'exploitation par ISL sur le gisement véritable qui sert de base au modèle géologique. Une comparaison entre les courbes de productivités réelles et les courbes de productivité théoriques peut servir de base à une telle analyse.
- Instaurer des paramètres "calibrés", dont les échelles de valeurs, indépendantes de la nature du dispositif étudié, permettraient de juger en "absolu" de la qualité d'un dispositif donné. Un tel paramètre prendrait par exemple en compte la superficie totale de la zone à exploiter, la quantité totale (supposée) d'uranium que cette zone contient, celle qui serait potentiellement lixiviable à 100 % par un dispositif donné, celle "effectivement" recueillie (cela reste de la modélisation)

Bibliographie

BOURGAIS, David (2005) : Apprendre Perl rapidement, 1^{ère}, 2^{ème}, et 3^{ème} partie, cours en ligne <http://perl.developpez.com/tutoriel/cours1/>, <http://perl.developpez.com/tutoriel/cours2/>, et <http://perl.developpez.com/tutoriel/cours3/>

CORDIER, Elizabeth et GOBLET Patrick : Programme Métis – Simulation d'Écoulement et de Transport Miscible en Milieu Poreux et Fracturé ; Tutoriel mis à jour le 18/12/05, École des mines de Paris, Centre d'Informatique Géologique, Fontainebleau, France

COSTE, André et GUÉRIN, Frédéric (2000) : La Méthode d'Exploitation Minière par Lixiviation In Situ, 181 pages

DAGORN, François et SALAUN, Olivier (2004) : Débuter en Perl, 129 pages, version électronique disponible à l'adresse suivante : <http://perso.univ-rennes1.fr/francois.dagorn/perl>

FONTAINE, Laure and BEUCHER Hélène (2006) : Simulation of the Muyunkum Uranium Roll Front Deposit by Using Truncated Pluri-Gaussian Method. AusIMM 2006, Darwin, Australia, August 2006

LABAT, Laurent (2004) : Simulations Stochastiques de Faciès par la Méthode des *Membership Functions*, thèse de doctorat de l'Institut National Polytechnique de Lorraine, 121 pages.

LANGLAIS, Valérie ; OURIR, Achraf ; GOBLET, Patrick ; BEUCHER, Hélène (2006) : A 3D Methodology for ISL Modelling and Uncertainty Quantification from Geology to Recover Process

Impact de la localisation des puits sur les volumes drainés en lixiviation in-situ (ou In Situ Leaching ou ISL)

OURIR, Achraf (2006) : Rapport de stage - La Modélisation du Processus de Lixiviation In Situ dans le Cas d'un Gisement Uranifère, travail d'option, 70 pages,

POULIQUEN, Bruno : DESS TIMH – Introduction au langage Perl, 57 pages,
<http://www.med.univ-rennes1.fr/~poulique/cours/perl/>

SCHMITT, Jean-Michel et LAGNEAU, Vincent (2004) : Projet d'exploitation par lixiviation in-situ (ISL) du champ uranifère Katco de Muyunkum (Kazakhstan) – Simulation de l'impact environnemental post-exploitation sur l'aquifère

Étude de faisabilité du développement industriel du gisement de Muyunkum : Tome 1 – Descriptif du projet, 399 pages, Katco Almaty 2002, Réf : 160/EdF/001-03

Manual of acid in situ leach uranium mining technology, I.A.E.A. (International Atomic Energy Agency), 2001, 294 pages

Rubrique d'aide Visual Basic Editor, Microsoft Excel

SITES INTERNET (consultés en juillet-août 2007)

http://www.bank-banque-canada.ca/fr/taux/inflation_calc-f.html

http://www.fcpi-energie.com/2007/02/union_sxr_urani.html

<http://www.publications-agera.fr/essais-232.html>

<http://www.rotary.belux.org/2170/fr/rate.shtml>

<http://www.uranium.info/>

<http://www.xe.com/ucc/convert.cgi>