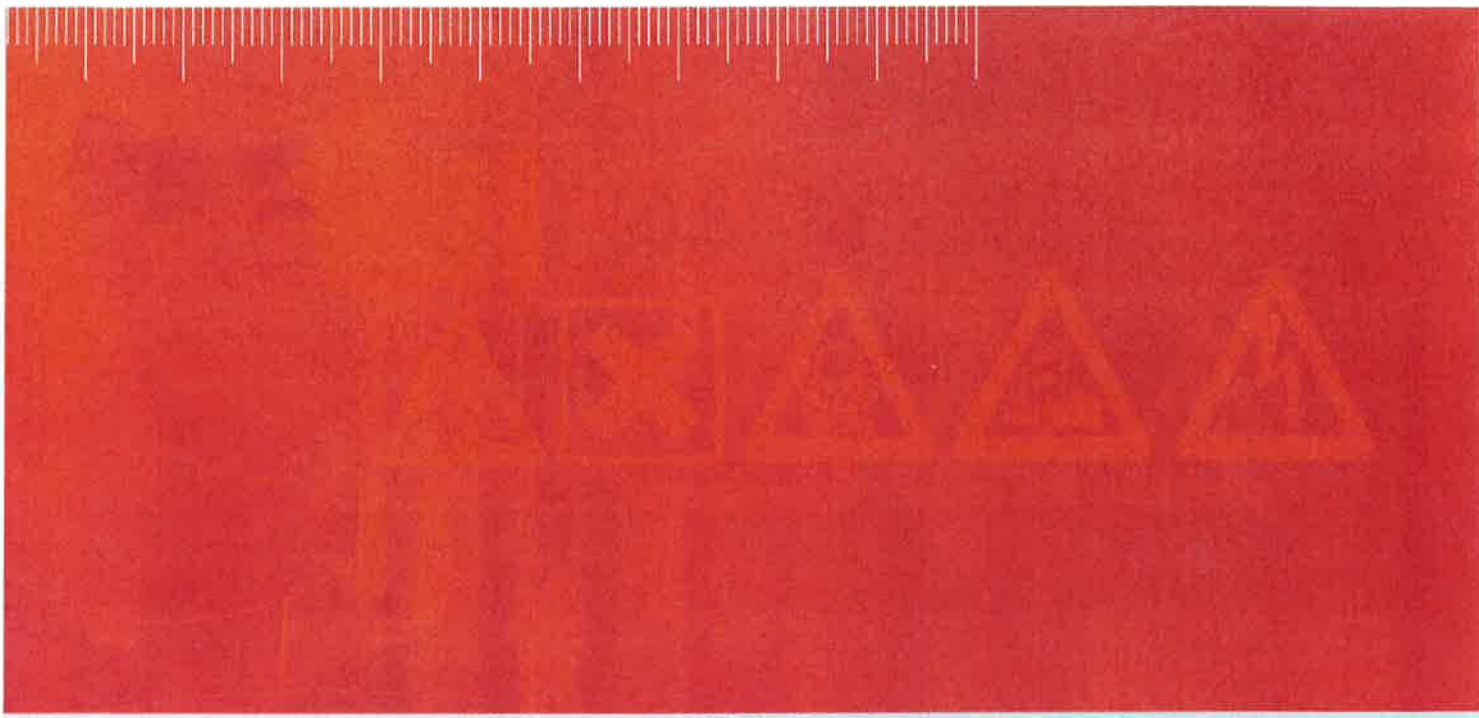




RAPPORT D'ÉTUDE
N° DRS-10-108130-12810B

09/03/2011

Stockage souterrain de STOCAMINE (68)

Etude hydrogéologique de l'ennoyage du site.

INERIS

maîtriser le risque |
pour un développement durable |

Stockage souterrain de STOCAMINE (68).

Etude hydrogéologique de l'ennoyage du site.

Direction des Risques du Sol et du Sous-sol

STOCAMINE

Document réalisé avec la participation de Fabrice QUIOT et d'Olivier BOUR, ingénieurs à la Direction des Risques Chroniques.

PREAMBULE

Le présent rapport a été établi sur la base des informations fournies à l'INERIS, des données (scientifiques ou techniques) disponibles et objectives et de la réglementation en vigueur.

La responsabilité de l'INERIS ne pourra être engagée si les informations qui lui ont été communiquées sont incomplètes ou erronées.

Les avis, recommandations, préconisations ou équivalent qui seraient portés par l'INERIS dans le cadre des prestations qui lui sont confiées, peuvent aider à la prise de décision. Etant donné la mission qui incombe à l'INERIS de par son décret de création, l'INERIS n'intervient pas dans la prise de décision proprement dite. La responsabilité de l'INERIS ne peut donc se substituer à celle du décideur.

Le destinataire utilisera les résultats inclus dans le présent rapport intégralement ou sinon de manière objective. Son utilisation sous forme d'extraits ou de notes de synthèse sera faite sous la seule et entière responsabilité du destinataire. Il en est de même pour toute modification qui y serait apportée.

L'INERIS dégage toute responsabilité pour chaque utilisation du rapport en dehors de la destination de la prestation.

	Rédaction	Vérification		Approbation
NOM	Philippe GOMBERT	Olivier BOUR	Jean-Claude PINTE	Mehdi GHOREYCHI
Qualité	Responsable de l'unité ESEG à la Direction des Risques du Sol et du sous-sol	Ingénieur à la Direction des Risques Chroniques	Chef de Projet à la Direction des Risques du Sol et du sous-sol	Directeur des Risques du Sol et du Sous-sol
Visa				

TABLE DES MATIÈRES

1. INTRODUCTION	11
2. RISQUES DE TRANSFERT DE SAUMURE AU SEIN DU BLOC-HOTE	13
2.1 Venues d'eau profondes	13
3. RISQUES DE TRANSFERT DE SAUMURE VERS L'EXTERIEUR DU BLOC-HOTE	19
3.1 Par remontée de sel	19
3.2 Par le biais d'une faille	20
3.2.1 Dans les terrains sus-jacents au bloc-hôte	20
3.2.2 Au sein du bloc-hôte	21
3.3 Par le biais des sondages	23
3.3.1 Sondages de reconnaissance des MDPA	23
3.3.2 Sondages de recherche d'hydrocarbures	24
3.4 Par le biais des puits colmatés	26
4. QUANTIFICATION DE L'ENNOYAGE DES VIDES MINIERES	29
4.1 Estimation du débit d'ennoyage	29
4.1.1 Rappel des données antérieures	29
4.1.2 Prise en compte des nouvelles données	29
4.1.3 Présentation des hypothèses de calcul	34
4.1.4 Résumé des hypothèses de débit d'ennoyage	36
4.2 Estimation du volume de vides résiduels lors de l'ennoyage	38
4.2.1 Estimation de la densité des terrains	38
4.2.2 Calcul du volume de vides creusés pendant l'exploitation	38
4.2.3 Prise en compte de l'âge des travaux	39
4.2.4 Prise en compte de la profondeur des travaux	40
4.2.5 Répartition des vides creusés en tailles et en voies	43
4.2.6 Prise en compte du foudroyage des tailles	44
4.2.7 Prise en compte de la vitesse de convergence des vides miniers	45
4.2.8 Prise en compte du volume de vides résiduels en 2010	46
4.3 Calcul de la durée d'ennoyage des vides miniers du secteur ouest	47
4.3.1 Estimation de la durée d'ennoyage actuelle	47
4.3.2 Estimation du volume d'ennoyage actuel	48
4.3.3 Prise en compte de la dissolution due à l'entrée d'eau douce	48

4.3.4 Calcul de la vitesse de convergence des vides miniers envoyés	50
4.3.6 Calcul du volume résiduels de vides miniers en fin d'envoyage	52
4.4 Scénario d'envoyage du site de stockage et des vides miniers résiduels sus-jacents	52
4.4.1 Durée d'atteinte du site de stockage par l'eau d'envoyage	52
4.4.2 Durée d'envoyage des vides miniers sus-jacents au site de stockage	54
4.4.3 Volume résiduel des vides miniers sus-jacents au site de stockage	55
4.4.4 Scénario d'envoyage prévisible en l'absence de barrières	56
4.5 Prise en compte de la compressibilité de l'eau et de l'air piégé dans les vides miniers	60
4.5.1 Dans l'ensemble de la mine en cours d'envoyage	60
4.5.2 Dans les puits en fin d'envoyage	62
5. QUANTIFICATION DE L'EPANCHEMENT DE SAUMURE EN SURFACE EN FIN D'ENVOYAGE	63
5.1 Epanchement à travers les puits colmatés	63
5.1.1 Calcul de l'équilibre hydrostatique de la saumure	63
5.1.3 Temps de transit de la saumure potentiellement contaminée vers l'aval du secteur ouest	72
5.1.4 Conclusion	72
5.2 Epanchement par le biais d'une faille	73
5.2.2 Estimation de la perméabilité d'une faille active	77
5.2.3 Calcul du débit d'épanchement théorique par une faille	78
5.2.4 Discussion et conclusion	80
5.3 Epanchement de saumure par poursuite de la compaction des vides miniers envoyés	81
5.3.1 Débit total d'épanchement de saumure	82
5.3.2 Localisation des épanchements de saumure potentiellement contaminée	83
5.3.3 Débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée	85
6. CONCLUSION	91
6.1 Rappel des données antérieures	91
6.2 Prise en compte des nouvelles données acquises	92
6.3 Avis d'experts	93
6.3.1 Sur le risque de remontée de la masse de sel	93
6.3.2 Sur le risque d'épanchement de saumure par des failles réactivées par un séisme	94

6.3.3 Sur le risque d'épanchement de saumure par effet de densité par le biais des puits colmatés	95
6.4 Quantification des scénarios d'épanchement de saumure en surface	96
6.4.1 Par le biais des sondages de reconnaissance.....	96
6.4.2 Par écoulement spontané via les puits colmatés	96
6.4.3 Par écoulement spontané via une faille réactivée	97
6.4.4 Par poursuite de la compaction via les puits colmatés	98
6.5 Scénario d'épanchement de saumure potentiellement contaminée	98
6.5.1 Scénario d'ennoyage prévisible en l'absence de barrières	98
6.5.2 Scénario d'ennoyage prévisible en présence de barrières	99
6.5.3 Conclusion sur les scénarios à prendre en compte	100
7. BIBLIOGRAPHIE	101
8. ANNEXES.....	103

LISTE DES FIGURES

Figure 1. Données sur les venues d'eau du puits Else (document MDPa)	13
Figure 2. Extrait du plan d'équipement du puits Else (doc. MICA fourni par MDPa)	14
Figure 3. Extraits du plan d'exploitation de la mine Amélie à proximité du stot (1)	16
Figure 4. Extraits du plan d'exploitation de la mine Amélie à proximité du stot (2)	17
Figure 5. Localisation des sondages de reconnaissance et des zones exploitées	25
Figure 6. Traces d'écoulement d'eau à la base du puits Max (Liberda, 2010)	30
Figure 7. Hypothèse de contournement du bouchon étanche du puits Amélie 2 (d'après MDPa, 2010)	31
Figure 8. Remblayage prévisionnel et effectif du puits Amélie 2 et trajet des eaux issues de la venue d'eau à -240 (MDPa, 2010)	32
Figure 9. Percolation d'eau au toit de la recette -286 du puits Amélie 2 au 31/03/10 et évolution du débit sous les stalactites (d'après MDPa, 2010)	32
Figure 10. Schématisation des circulations d'eau à l'extrados du puits Amélie 2 et des percolations au toit de la recette -286 (MDPa, 2010)	33
Figure 11. Estimation du temps de fermeture des voies doubles en fonction de la profondeur (Laouafa, 2010)	41
Figure 12. Cotes altitudinales du site de stockage (m NGF)	53
Figure 13. Début d'ennoyage du site de stockage (d'après document MDPa)	57
Figure 15. Etat final d'ennoyage du site de stockage (d'après document MDPa)	59
Figure 16. Etape finale de l'ennoyage du site de stockage et des vides miniers résiduels sus-jacents (document MDPa)	60
Figure 17. Vitesse de montée de la saumure dans les puits en présence de 10% d'air piégé dans les vides résiduels sus-jacents au site de stockage	62
Figure 18. Schématisation du comportement de l'interface eau/saumure en fin d'ennoyage (MDPa, 2008)	63
Figure 19. Niveau de remontée de la saumure dans le secteur ouest	68
Figure 20. Remontée de la saumure dans la mine Amélie isolée	71
Figure 21. Coupe ouest-est à travers le bassin potassique passant le puits Amélie 2 (document MDPa)	74
Figure 22. Extrait de la coupe ouest-est du bassin potassique au droit du site de stockage (MICA, 2004)	74
Figure 23. Coupe ouest-est du bassin potassique entre les puits de Berrwiller et de Schoenensteinbach (MICA, 2004)	75
Figure 24. Report en surface du tracé des failles profondes (document INERIS)	75
Figure 25. Cartographie des principales failles du secteur ouest (INERIS)	76
Figure 26. Coupe géologique sud-nord à travers le secteur ouest (MICA, 2004).	78

<i>Figure 27. Rappel de la localisation du site de stockage et des puits du secteur ouest (d'après Cesame, 2006)</i>	<i>84</i>
<i>Figure 28. Connexion des puits de la Mine Amélie entre eux et avec le stockage (d'après un document MDPa)</i>	<i>85</i>
<i>Figure 31. Extrait du plan de remplissage du bloc 12 (document StocaMine).....</i>	<i>13</i>
<i>Figure 29. Stockage des déchets en big-bags (à g.) et en fûts (à d.) [MICA, 2008]</i>	<i>14</i>
<i>Figure 30. Stockage de big-bags (Storsack France)</i>	<i>14</i>

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1. Etat des venues d'eau du puits Amélie 2 en 1958 (MDPA, 1958)	21
Tableau 2. Références des sondages antérieurs à 1913 et recoupés par les travaux miniers (d'après MDPa, 2008).....	24
Tableau 3. Comparaison des divers débits disponibles pour 3 puits.....	35
Tableau 4. Gamme de débit d'ennoyage des puits du secteur ouest.....	37
Tableau 5. Résumé des hypothèses de débit d'ennoyage (m^3/an)	37
Tableau 6. Tonnage de minerai extrait par puits sur la base d'une densité de 2,139	
Tableau 7. Répartition dans le temps de l'extraction de potasse pour les secteurs est et ouest confondus (Lourdel, 2004b)	39
Tableau 8. Période d'exploitation des puits du secteur ouest.....	40
Tableau 9. Répartition des travaux miniers par tranche de profondeur [39].....	42
Tableau 10. Prise en compte du volume de vides profonds refermés par fluage .	43
Tableau 11. Répartition finale des vides disponibles avant foudroyage	43
Tableau 12. Répartition des volumes de vides miniers en fin d'exploitation (Mm^3)	44
Tableau 13. Détail du calcul des volumes résiduels de voies et de tailles en 2010 pour le secteur ouest.....	46
Tableau 14. Résumé des volumes résiduels de voies et de tailles en 2010	47
Tableau 15. Estimation de la durée d'ennoyage des travaux miniers par puits....	47
Tableau 16. Estimation du volume d'ennoyage cumulé en 2010 (Mm^3).....	48
Tableau 17. Taux estimé de remplissage actuel du secteur ouest.....	48
Tableau 18. Volume supplémentaire de vides induit par la dissolution de la potasse (m^3/an).....	49
Tableau 19. Résumé des vitesses de convergences utilisées dans les calculs ...	50
Tableau 20. Durée d'ennoyage des vides miniers selon les scénarios retenus dans le secteur ouest (an)	52
Tableau 21. Volume de vides miniers résiduels en fin d'ennoyage dans le secteur ouest (Mm^3).....	52
Tableau 22. Répartition initiale des vides miniers exploités au-dessus et au-dessous du site de stockage (Mm^3)	54
Tableau 23. Durée d'atteinte du site de stockage par la saumure dans le secteur ouest (an)	54
Tableau 24. Durée d'ennoyage du site de stockage et des vides sus-jacents dans le secteur ouest (an)	55
Tableau 25. Volume de vides résiduels ennoyés au niveau du site de stockage et au-dessus dans le secteur ouest (Mm^3)	55
Tableau 26. Débits mesurés et calculés aux puits Joseph et Else	56

Tableau 27. Calcul de la position de l'interface eau douce/saumure dans les puits du secteur ouest (toutes les valeurs sont en m NGF)	66
Tableau 28. Salinité des eaux du Stampien obtenue lors du fonçage des puits (Lourdel, 2005).....	66
Tableau 29. Caractéristiques des venues d'eau des puits aval du secteur ouest au sein du Tertiaire supérieur.....	67
Tableau 30. Calcul de débit d'épanchement de saumure par les puits aval du secteur ouest dans le cas d'une transmissivité du sel endommagé de $10^{-7} \text{ m}^2/\text{s}$	70
Tableau 31. Calcul de la position de l'interface eau douce/saumure dans les puits de la mine Amélie isolée (toutes les valeurs sont en m NGF)	71
Tableau 32. Estimation du temps de transit des eaux entre le site de stockage et les exutoires aval du bassin de Wittelsheim [28].....	72
Tableau 33. Synthèse des données sur la perméabilité des fractures profondes	77
Tableau 34. Calcul du débit d'épanchement de saumure à travers une faille	80
Tableau 35. Débit total d'épanchement de saumure par les puits du secteur ouest (m^3/an)	82
Tableau 36. Débit total d'épanchement de saumure par les puits de la mine Amélie (m^3/an).....	83
Tableau 37. Débit d'épanchement de saumure par les puits les plus proches du site de stockage (m^3/an).....	86
Tableau 38. Débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée par les puits les plus proches du site de stockage (m^3/an)	86
Tableau 39. Répartition du débit d'épanchement de saumure dans les puits de la mine Amélie dans le scénario de référence (m^3/an).....	87
Tableau 40. Débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée dans les puits de la mine Amélie dans le scénario de référence (m^3/an)	87

1. INTRODUCTION

Cette étude s'inscrit dans le cadre des travaux réalisés par l'INERIS pour le compte de StocaMine sur l'ensemble des options liées au devenir du stockage de déchets industriels de Wittelsheim. Elle porte essentiellement sur l'ennoyage des vides miniers compte tenu de leur compaction dans le temps. Toutefois des préconisations seront faites à la fin du document quant au principe de maîtrise du risque par la mise en place d'une barrière ouvragée. L'évaluation précise de l'impact de cette barrière devra être étudiée ultérieurement une fois que celle-ci sera définie d'un point de vue de l'ingénierie par un bureaux d'étude spécialisé.

Le présent document fait suite au premier rapport référencé INERIS-DRS-10-108130-03801A du 30/03/2010 intitulé « Synthèse critique des études hydrogéologiques sur l'ennoyage du site ».

Le site de stockage se trouve à environ 500 m de profondeur, au sein de la série salifère du Sannoisien, réputée imperméable et appelée « bloc-hôte ». Cet ensemble a pour limite supérieure le toit du sel gemme en couches, situé vers 250 à 300 m de profondeur, et pour limite inférieure les terrains du Secondaire, vers 1500 m de profondeur.

De part et d'autre de ce bloc-hôte se trouvent des formations où la présence de l'eau est plus ou moins marquée. En direction de la surface, le bloc-hôte est notamment surmonté de formations de plus en plus perméables dont les principales sont :

- les niveaux gréseux du Tertiaire supérieur formé par le Stampien et/ou le Chattien; bien que peu perméables, ces niveaux ont donné des venues d'eau saumâtre (30 à 70 g/l) au cours du fonçage des puits ;
- la nappe alluviale d'Alsace, principal aquifère régional, qui alimente les niveaux sous-jacents par drainance.

Latéralement, ce bloc-hôte est scindé de part et d'autre d'un ancien stot de 20 à 50 m d'épaisseur, séparant la mine Amélie (en amont) du reste du secteur ouest (en aval). L'intégrité actuelle et à long terme de ce stot reste à ce jour sujette à controverse alors que l'impact de son rôle sur le devenir de la mine est important.

Enfin, sur le plan tectonique, il existe des failles importantes dont certaines ont pu fournir des venues d'eau lorsqu'elles ont été recoupées dans le Tertiaire supérieur au toit du sel.

Du fait de l'ensemble de ces venues d'eau, les vides miniers créés par l'exploitation vont peu à peu s'ennoyer avec de l'eau douce ou saumâtre qui se transformera progressivement en saumure saturée au contact du sel.

La durée de cet ennoyage est variable d'après les auteurs antérieurs. Elle sera de l'ordre de plusieurs siècles et sera notamment fonction du volume de vides miniers résiduels après foudroyage ainsi que du débit estimé d'ennoyage.

Le devenir de la mine après son ennoyage est également encore un sujet de discussion. Il est admis que la compaction des vides miniers se poursuivra une fois la mine ennoyée et que ce phénomène sera le principal moteur d'épanchement de saumure en surface. Cependant le rôle de la différence de salinité (donc de densité) entre l'eau douce superficielle et la saumure profonde est encore discutable.

Enfin, il est important pour la suite de l'étude – notamment pour l'analyse des risques – que soit quantifié le débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée par percolation à travers les déchets du site de stockage.

Ces différents points seront analysés dans ce rapport.

Notes de lecture :

- les phrases citées entre guillemets sont extraites dans leur intégralité de la littérature ;
- Les références bibliographiques sont citées de deux manières :
 - o Le nom de l'auteur suivi de la date de parution, le tout entre parenthèses, lorsqu'il s'agit de généralités ; par exemple : (CESAME, 2006) ;
 - o Le numéro de référence bibliographique (d'après la liste fournie par StocaMine) suivi du numéro de page, le tout entre crochets, lorsqu'il s'agit d'un extrait cité intégralement ; par exemple : [28, 104] correspond à la page 104 du document [28], c'est-à-dire du rapport MICA (2004).

2. RISQUES DE TRANSFERT DE SAUMURE AU SEIN DU BLOC-HÔTE

2.1 VENUES D'EAU PROFONDES

Le bloc-hôte renfermant le site de stockage correspond à la série salifère du Sannoisien qui, de 300 à 1500 m de profondeur, ne renferme théoriquement aucune venue d'eau.

Cependant, MICA (2004) a signalé une venue d'eau d'un débit de 0,9 m³/h au cours du creusement du puits Else à 411 m de profondeur.

La coupe géologique précise du puits Else fournie par les MDPA ne mentionne aucune venue d'eau à cette profondeur ni au-delà (voir Annexe 1). Par ailleurs, le compte-rendu du creusement du puits¹ Else mentionne, en conclusion de sa coupe géologique, l'absence de venues d'eau dans ce puits au-delà de 120 m de profondeur (Figure 1).

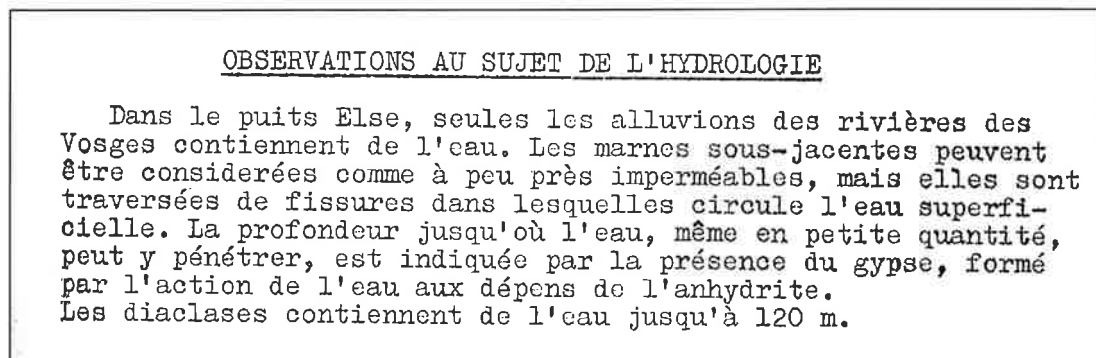


Figure 1. Données sur les venues d'eau du puits Else (document MDPA)

Nous avons interrogé le bureau d'études MICA sur l'origine des données ayant conduit à signaler une venue d'eau à 411 m dans le puits Else. Le document sur lequel elle est brièvement mentionnée est un plan d'équipement où plusieurs venues d'eau figurent avec une profondeur et un débit en « l/m », ce qui a été interprété comme étant des litres par minute.

Sur ce document, présenté en Figure 2 et en Annexe 2, il est bien fait mention d'une venue d'eau à 411 m qui aurait débité 15 l/min.

Lors du fonçage des puits, il a été constaté en règle générale, sur nombre d'ouvrages, de petites venues d'eau dont la plupart s'est rapidement tarie et qui correspondaient à des poches d'eau dite « fossile ». Nous avons considéré que cela devait être le cas de la venue d'eau à 411 m puis que les géologues qui suivaient le creusement du puits ne l'ont mentionnée ni sur la coupe géologique ni sur le log et que les ingénieurs de l'époque, très conscients des problèmes induits par les venues d'eau non maîtrisées dans une mine de sel, n'ont réalisé à cet endroit qu'un simple muraillement en moellons.

¹ Il s'agit de l'extrait de 15 pages d'un document non daté, fourni par les MDPA.

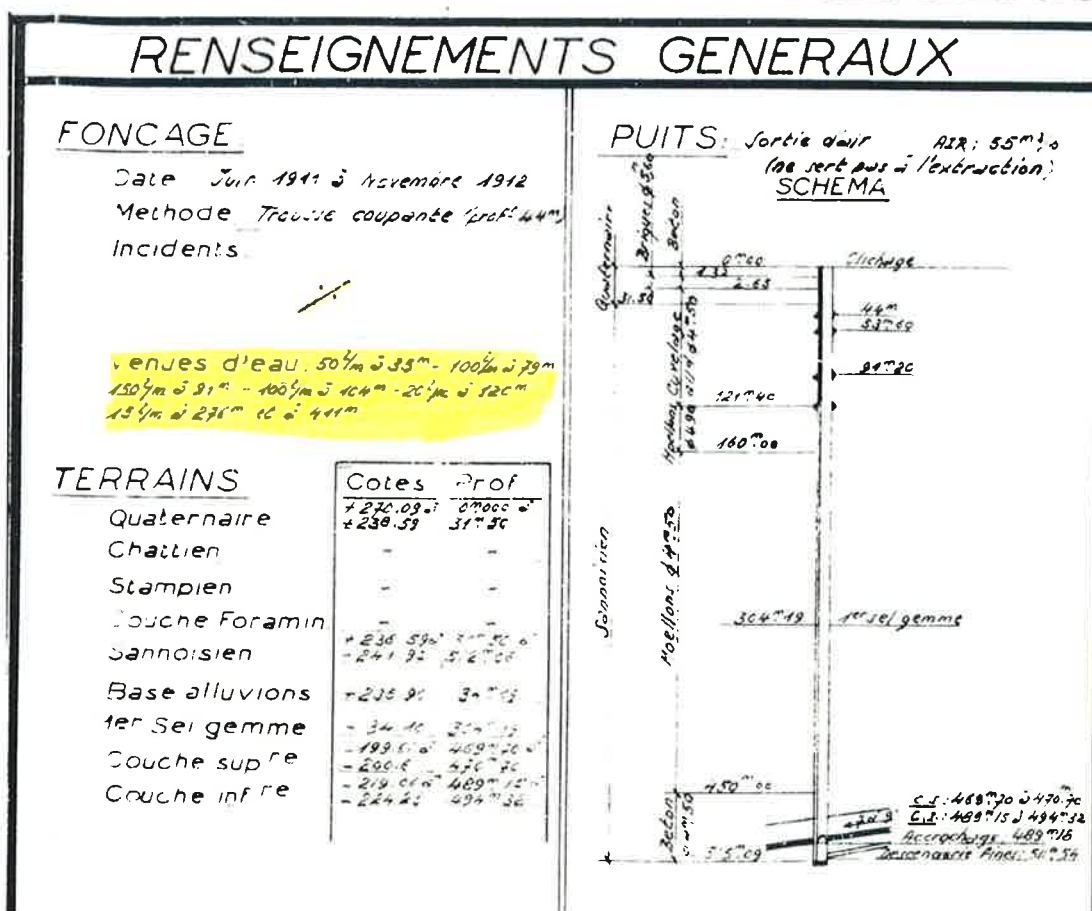


Figure 2. Extrait du plan d'équipement du puits Else (doc. MICA fourni par MDPa)

Nous avons donc considéré que cette unique venue d'eau de faible débit mentionnée au sein du bloc-hôte correspondait à une poche d'eau fossile qui s'est rapidement tarie et qui ne saurait remettre en cause l'imperméabilité du bloc-hôte.

2.2 Rôle du stot

Il a été vu dans le document de synthèse hydrogéologique que, pendant la phase d'exploitation, la mine Amélie était isolée de la mine Marie-Louise - et donc du reste du secteur ouest - par un stot de 20 à 50 m d'épaisseur (visible notamment sur la Figure 26 en page 84).

Il a été signalé dans les rapports antérieurs² que ce stot aurait été percé plusieurs fois par des trous de sondages réalisés pour le bouclage des cheminements topographiques, ce qui serait de nature à remettre en cause son intégrité.

En outre, le fait que la mine ait été exploitée par longues tailles foudroyées de part et d'autre de ce stot laisse supposer qu'il ait pu être mécaniquement endommagé voire localement fracturé.

² [4], [28], [31], [37]

Cependant, aux dires des MDPA, les rapports d'exploitation auxquels se réfèrent ces documents ne mentionnent pas de tels percements, soit parce qu'ils n'ont jamais eu lieu, soit encore parce qu'il n'était pas coutume de garder la trace ce type d'opération.

Par contre, nous avons pu nous procurer auprès des MDPA quelques extraits de plans des travaux miniers sur lesquels ce stot est figuré. Ces extraits sont présentés sur la *Figure 3* pour la couche inférieure de potasse (représentée en rouge) et sur la *Figure 4* à la fois pour la couche inférieure de potasse (représentée en rouge) et pour la couche supérieure (représentée en bleu).

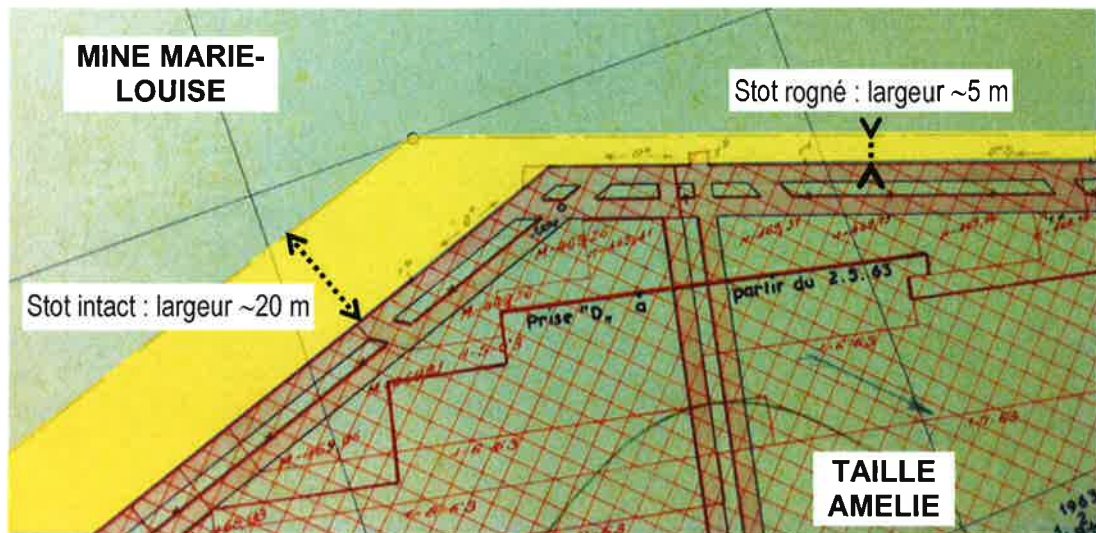
Ces extraits de plans montrent la limite entre les tailles exploitées de la mine Amélie et de la mine Marie-Louise. Le stot y apparaît ici avec une largeur comprise entre 15 et 50 m, compatible avec les données issues de la bibliographie. Cependant, il est localement rogné par les travaux de la mine Amélie jusqu'à ne mesurer parfois que 4 à 5 m de largeur. Ces rognages concernent tantôt la couche inférieure de potasse tantôt la couche supérieure. Ils sont manifestement intervenus à différentes époques d'exploitation, au moins entre 1959 et 1972.

Compte tenu des perturbations engendrées par le foudroyage des tailles, il semble peu probable qu'un stot de quelques mètres de largeur seulement ait pu rester intact. De ce fait, il ne peut pas demeurer étanche d'un point de vue hydraulique, même dans l'hypothèse d'une continuité ou, ce qui est peu vraisemblable, de l'absence d'instabilité mécanique.

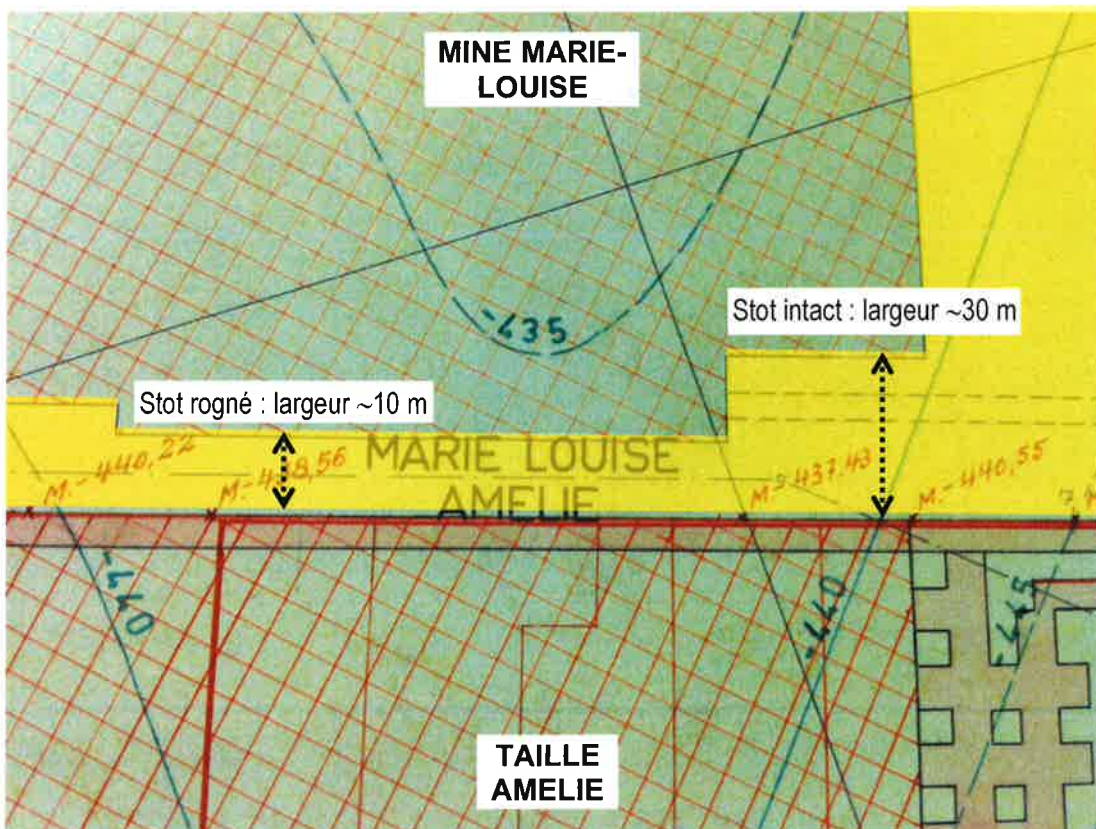
Nous en avons conclu que, dans les tronçons où ce stot a été significativement rogné, son intégrité peut être mise en doute ainsi que, de ce fait, son aptitude à contenir ultérieurement de la saumure de manière étanche.

Le scénario qui nous semble le plus probable est celui d'une communication hydraulique, à travers ce stot localement endommagé, entre la mine Amélie au sud (amont hydrogéologique) et la mine Marie-Louise au nord (aval hydrogéologique) et, à travers elle, avec le reste du secteur ouest. C'est donc l'ennoyage global de l'ensemble du secteur ouest qui forme le scénario de référence qui va être présenté dans ce document pour les calculs d'ennoyage.

Néanmoins, en l'absence de preuves irréfutables, nous avons choisi d'étudier de front les deux scénarios d'ennoyage impliquant pour l'un, l'ensemble du secteur ouest et pour l'autre, la mine Amélie isolée.

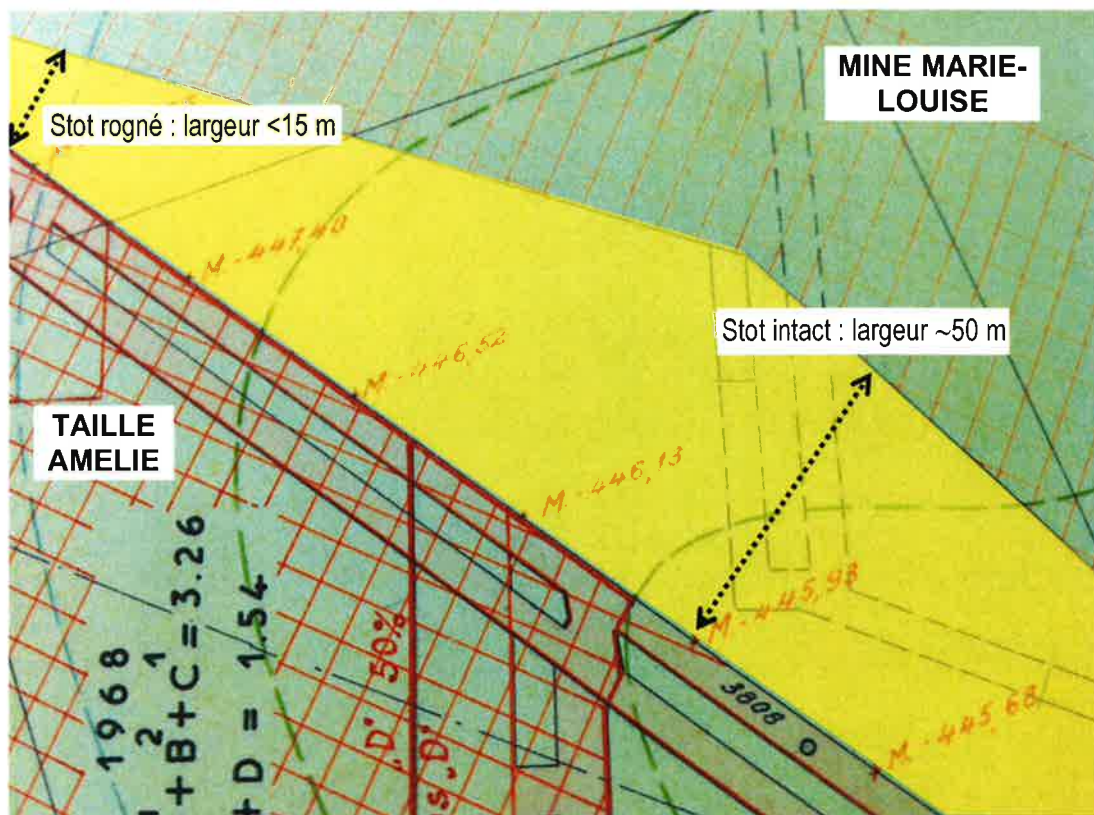


a) A gauche, le stot (coloré en jaune) tel qu'il devrait être en couche inférieure avec une largeur de 20 m et à droite, son rognage par les travaux miniers de 1963 dans la mine Amélie avec une largeur résiduelle de l'ordre de 5 m.

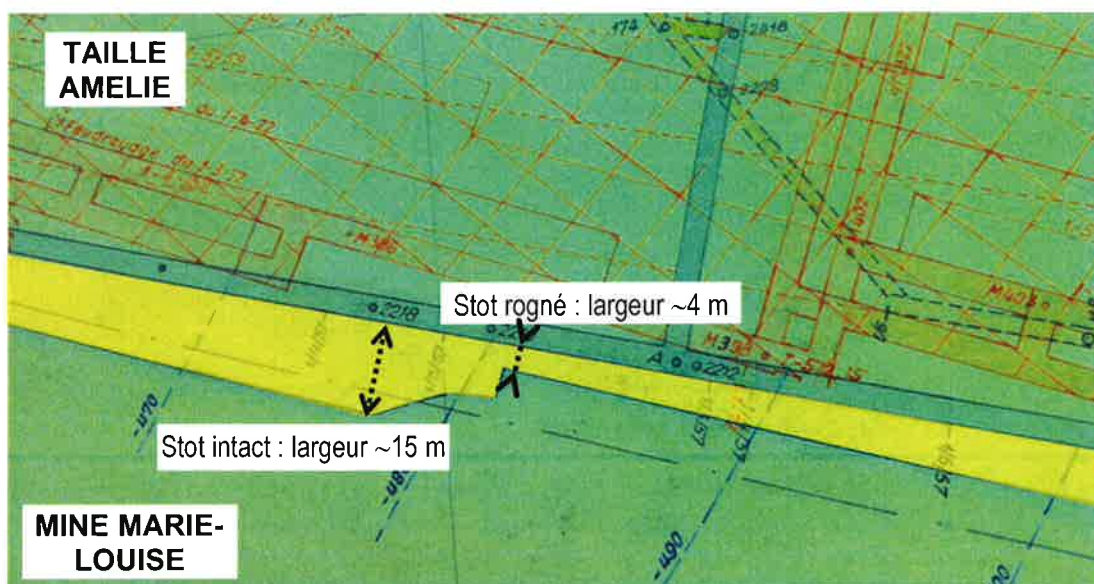


b) A droite, le stot (coloré en jaune) tel qu'il devrait être en couche inférieure (rouge) avec une largeur de 30 m et, à gauche, son rognage par les travaux miniers de la mine Amélie avec une largeur résiduelle de l'ordre de 10 m.

Figure 3. Extraits du plan d'exploitation de la mine Amélie à proximité du stot (1)



a) A droite, le stot (coloré en jaune) tel qu'il devrait être en couche inférieure avec une largeur de 50 m et, à gauche, son rognage par les travaux miniers de 1968 dans la mine Amélie avec une largeur résiduelle inférieure à 15 m.



b) A gauche, le stot (coloré en jaune) tel qu'il devrait être en couche supérieure (bleue) avec une largeur de 15 m et, à droite, son rognage par les travaux miniers dans la mine Amélie avec une largeur résiduelle de 4 m.

Figure 4. Extraits du plan d'exploitation de la mine Amélie à proximité du stot (2)

3. RISQUES DE TRANSFERT DE SAUMURE VERS L'EXTERIEUR DU BLOC-HOTE

3.1 PAR REMONTEE DE SEL

Note : le texte ci-après s'appuie sur l'avis d'expert de Bruno Vendeville, professeur à l'Université de Lille 1, présenté en Annexe 4 et intitulé « Avis d'expert relatif au risque de diapirisme ou de montée de sel dans le cadre du stockage de déchets industriels ultimes dans la mine de Wittelsheim (Bas-Rhin) ».

Le recouvrement des terrains salifères est constitué des matériaux argileux plutôt consolidés dont le comportement est ductile (élastoplastique) sous forte contrainte mais fragile sous faible confinement. De ce fait, le sel sous-jacent ne peut remonter que si les contraintes générées par la gravité sont suffisamment élevées pour vaincre la résistance de l'encaissant à la déformation.

Il existe des exemples de bassins ayant à la fois du sel et des sédiments sus-jacents plus denses et où aucune déformation n'a été observée (Michigan, USA). Il existe aussi des bassins où la déformation du sel a commencé avant qu'il n'y ait une inversion de densité entre le sel et sa couverture : la Méditerranée en est un exemple actuel et le Golfe du Mexique au Crétacé ou la marge ouest Africaine à l'Albien en sont des exemples passés.

Pour que la résistance à la déformation de l'encaissant puisse devenir plus faible que les contraintes gravitaires, il faut essentiellement que la couverture soit localement peu épaisse. Il y n'y a que deux processus permettant ce cas de figure :

- le premier processus intervient très tôt, dès le dépôt des premières séries post-salifères, lorsque l'encaissant est encore mince et que son l'épaisseur varie rapidement latéralement ; cela génère des contraintes locales liées à la surcharge sédimentaire ;
- le deuxième processus est l'extension superficielle (thin-skinned) de la couverture au-dessus du sel qui se traduit, dans l'encaissant sédimentaire, par un amincissement localisé de la couche fragile et ainsi par la possibilité de remontée du sel sous des failles normales ; ce processus peut être efficace lorsque la couverture sédimentaire est mince mais il requiert beaucoup plus d'extension si elle est épaisse ; enfin, il nécessite aussi que la couche de sel soit suffisamment épaisse à l'origine (typiquement 1000 m ou plus).

La mise en place du 1^{er} processus ne correspond pas au cas du bassin potassique de Mulhouse. En ce qui concerne le 2^e processus, il faudrait environ 50 m d'extension horizontale pour une couverture de plus de 200 m d'épaisseur, alors qu'actuellement, le fossé Rhénan n'est plus soumis à une extension notable.

En conclusion, bien que le raisonnement présenté ci-avant soit différent de celui émis dans les rapports précédents [4; 13] du fait de l'évolution des connaissances, la conclusion reste la même : les risques de formation et de remontée de dôme ou diapirs de sel dans le secteur du site de stockage sont négligeables, voire même nuls, sur une échelle de temps de plusieurs dizaines de milliers d'années.

3.2 PAR LE BIAIS D'UNE FAILLE

3.2.1 Dans les terrains sus-jacents au bloc-hôte

Le rôle des failles dans le transfert des fluides aqueux (eau douce ou saumure) peut être illustré par le comportement de celles qui ont été recoupées par le creusement des puits ou des galeries lors de la traversée des terrains du Tertiaire supérieur³ voire dans la zone à gypse sus-jacente au bloc-hôte. Certaines d'entre elles ont en effet fourni des venues d'eau notables comme cela a été mentionné dans la coupe géologique du puits Amélie 2 (document MDPa, non daté) :

- de 178 à 180 m de profondeur, au sein des marnes bigarrées du Sannoisien (toit de la zone salifère supérieure), il est noté des « marnes bigarrées disloquées, avec de nombreuses surfaces de glissement » ; aucune venue d'eau n'y est mentionnée ;
- plus bas, de 180 à 195 m, d'autres « indices de dislocation » sont repérés dans les mêmes types de terrain mais toujours sans venue d'eau ; cependant, la transformation de l'anhydrite en gypse laisse supposer une percolation lente de l'eau jusqu'à cette profondeur ;
- à 236 m, dans les « marnes bigarrées typiques », est signalée une diaclase qui a fourni une venue d'eau avec un débit et une salinité variables au cours des 3 semaines de suivi ; son débit est passé de 35 l/min (2,1 m³/h) à 1,5 l/min (0,09 m³/h) avec une concentration en NaCl comprise entre 30,4 et 32,3 g/l.

Ce comportement peut être interprété comme résultant du mélange de deux familles d'eau :

- une eau d'origine superficielle, peu salée et majoritaire ;
- une eau plus profonde, plus salée mais minoritaire.

Dans cette hypothèse, qui sera corroborée plus loin, les variations de débit et de salinité observées au cours du tarissement de cette venue d'eau traduiraient la diminution de la participation de l'eau superficielle au profit de l'eau profonde.

Vers 1933-1934, cette dernière venue d'eau continuait à produire un certain débit dans le puits et à générer des dépôts de sel qui nécessitaient un nettoyage du cuvelage. De ce fait, il a été décidé de l'obturer par l'injection de ciment⁴ : 36 tonnes de ciment ont été nécessaires pour traiter cette zone fissurée de quelques mètres de hauteur (MDPa, 1958). Il est mentionné que « suite à ce traitement, la venue s'est réduite de 6,5 à 10 l/minute à 0,392 l/minute ».

Cependant, cette quantité de ciment est à mettre en parallèle avec les 13 tonnes qui ont été utilisées pour traiter les 60 m de hauteur de la zone immédiatement sous-jacente qui ne présentait pas de venue d'eau. La quantité importante de ciment injecté au droit de la zone fissurée à 236 m de profondeur traduit donc l'existence, à ce niveau, d'un vaste vide créé par dissolution.

³ Ce terme sera plusieurs fois utilisé dans ce document : il regroupe l'ensemble des terrains tertiaires sus-jacents à la série salifère, c'est-à-dire les marnes et grès du Stampien et du Chattien.

⁴ Il s'agit de ciment additionné de « produits chimiques »

En 1935, le débit de cette diaclase ayant probablement augmenté, une nouvelle cimentation « de la base du cuvelage et de la trousse à 240 mètres » a nécessité là encore 30 tonnes supplémentaires de ciment. Il est alors mentionné que « suite à ce second traitement, la venue d'eau a été réduite de 0,9 l/minute à 0,532 l/minute » : cela revient à dire qu'elle a été relativement peu affectée.

Ainsi, la situation des venues d'eau dans ce puits en 1958 est présentée dans le *Tableau 1* où nous constatons que, malgré les traitements précédemment réalisés, la venue d'eau de la cote 236 a quasiment retrouvé son débit initial. Il est cependant intéressant de noter qu'elle renferme à cette époque de l'eau fortement salée (282 g/l), ce qui corroborerait l'hypothèse de l'évolution lente d'un mélange initial d'eau superficielle et souterraine vers une eau d'origine profonde.

Tableau 1. Etat des venues d'eau du puits Amélie 2 en 1958 (MDPA, 1958)

<u>Situation actuelles des venues d'eau :</u>	
- <u>Cuvelage</u> :	0 à 140 m = néant
	188 à 240 m = suintement et gouttières.
- <u>Muraillement</u> :	à 258 m = écoulement faible
	253 m = 3,5 l/minute (tube scellé dans la maçonnerie)
	260 m = 2,5 l/minute (revêtement cassé).
Cette venue se rapproche dangereusement de ce qu'elle était avant 1933, c'est-à-dire des <u>6 l/minute</u> avec <u>282 g de sel au litre</u> .	
Exhaure moyenne : <u>250 m³/mois</u> .	

3.2.2 Au sein du bloc-hôte

Note : le texte ci-après s'appuie sur l'avis d'expert de François Cornet, professeur à l'Institut de Physique du Globe de Strasbourg, présenté en Annexe 5 et intitulé « Prise en compte du risque sismique dans le dossier de cessation d'activité du site de stockage souterrain de déchets ultimes dans la mine de Potasse de Wittelsheim ».

Le problème majeur posé par le risque sismique sur le site de stockage de StocaMine provient de la migration possible de saumure potentiellement contaminée, issue de la percolation à travers les déchets stockés, par le biais d'une faille recoupant les vides miniers et jouant un rôle hydrogéologique de drain.

Il est nécessaire de préciser qu'il n'existe pas de règle simple pour identifier si une faille est une zone conductrice ou au contraire si elle constitue une barrière hydraulique. Ce comportement peut d'ailleurs varier d'un secteur à l'autre d'une même faille, comme le montre l'exemple de la petite faille normale d'Aigion (5 km de long) dans le rift de Corinthe (Grèce) : cette faille se comporte comme une barrière hydraulique dans la direction normale à son élongation mais comme un drain dans la direction parallèle.

Pour le site des Mines de Potasse d'Alsace, on ne trouve que très peu d'information sur la géométrie des failles. Il est mentionné des failles de direction subméridiennes et de pendage 30 à 40° présentant des rejets qui peuvent atteindre 500 m. Ces structures subméridiennes, de faible pendage, ne présentent aucun caractère d'instabilité si l'on retient le champ de contrainte mesuré dans les terrains sédimentaires au dessus de 1000 m, étant donné le très faible déviateur.

Par contre, au-dessus de la zone salière, elles peuvent devenir le siège de circulations d'eau. Par ailleurs, nous ne pouvons exclure des modifications du comportement hydraulique de ces failles, en réponse à l'action dynamique d'une sollicitation sismique.

De nombreuses données ont été accumulées quant à l'impact des séismes sur les aquifères profonds. Les études préliminaires ne considéraient que la réponse quasi-statique, c'est-à-dire l'évaluation de l'effet statique d'une chute de contrainte intervenue sur une surface de faille à l'occasion d'un séisme. Cependant, il a été montré ultérieurement que des effets dynamiques sont également à prendre en compte, qui mettent en jeu des transitoires de pression interstitielle et donc de contrainte effective. Ces effets dynamiques peuvent induire des mouvements permanents significatifs des niveaux d'eau à des distances importantes de l'épicentre mais les exemples en sont rares.

En outre, ce n'est pas tant l'évolution quasi-statique des caractéristiques hydraulique des failles qu'il convient d'étudier mais bien la réponse de l'ensemble du système perturbé par l'exploitation minière et notamment des zones d'affaissement sus-jacentes aux vides miniers. Au sein de ce système complexe, il est en effet probable que des séismes importants, mêmes relativement distants, puissent induire des perturbations hydrauliques : cependant, la modélisation de ces perturbations est aujourd'hui illusoire.

L'aléa sismique du bassin potassique de Mulhouse est bien connu et a fait l'objet d'un travail précis par Cara et Bour (1990) qui reste d'actualité. Le champ de contrainte en profondeur au niveau des mines est également bien connu du fait des mesures effectuées dans le cadre de l'étude des possibilités de développement d'une exploitation par lixiviation. Par contre une description précise de la géométrie des zones de faille affectant le site de stockage n'est pas disponible à ce jour.

La conclusion importante de ce travail est que l'impact des séismes sur les aquifères reste encore mal compris. De nombreuses données ont démontré le caractère dynamique de l'origine de ces influences. L'impact d'un séisme doit être perçu comme la perturbation d'un système qui, s'il est proche de l'instabilité, peut être significative, même à de grandes distances de l'épicentre.

Dans le cas des Mines de Potasse d'Alsace, il est certain que les zones d'affaissement ont donné lieu à de nombreuses sources de concentration de contrainte qu'une perturbation sismique (non associée aux séismes de référence définis par l'étude de l'aléa sismique) pourrait perturber de façon significative.

On ne peut pas aujourd'hui considérer comme négligeable l'impact des séismes de magnitude supérieure à 5 (trois en vingt cinq ans) sur les caractéristiques des aquifères concernés et qui incluent tant les failles déjà reconnues que les zones de fractures associées aux affaissements miniers. Mais les connaissances actuelles ne permettent pas de quantifier cet impact.

Note : du fait de l'avis émis par cet expert, nous avons choisi d'estimer le débit susceptible de transiter par une telle faille afin de quantifier son impact éventuel sur les épanchements de saumure en surface (voir chapitre 5.2).

3.3 PAR LE BIAIS DES SONDAGES

3.3.1 Sondages de reconnaissance des MDP

L'exploitation de la potasse dans le bassin de Mulhouse a nécessité le creusement préalable de 181 sondages de reconnaissance réalisés entre 1904 et 1967 (MDP, 2008). Ces sondages ont été rebouchés peu après leur creusement, une fois terminée l'exploitation de leurs données pétrographiques. En effet, les MDP ont remarqué « combien les questions de réalisation et de rebouchage des sondages de recherche sont importantes dans un gisement de minéral soluble » et signalent que, de ce fait, ce problème a retenu toute l'attention des exploitants successifs dès le début de l'exploitation.

Cependant, les techniques de forage et surtout de rebouchage des sondages ont évolué dans le temps. Ainsi, une première amélioration fondamentale dans le rebouchage est survenue après 1913 avec la généralisation de l'emploi du ciment. Auparavant, la méthode de rebouchage en vigueur était l'« utilisation de coins de bois et de boules d'argile pour constituer des bouchons » (MDP, 2008). Cette méthode, qui consistait à immerger manuellement des boules d'argile dans la boue de forage, pouvait laisser subsister un mélange liquide de nature argileuse. C'est ainsi que le sondage Cernay II, foré en 1906, a donné lieu près de 80 ans plus tard (en 1984) à une coulée de boue de 20 m³ lors de son recouplement par l'exploitation de la mine Amélie : sur la base d'un diamètre de foration de 8½" (soit 216 mm) et d'une profondeur de 587 m, ce volume correspond à la vidange intégrale du remplissage de l'ouvrage.

Ce sont au total 113 sondages qui ont été réalisés et rebouchés par cette méthode dont 33 ont été recoupés par les travaux miniers du secteur ouest [28,80]. MICA signale que « dans la majorité des cas, les manifestations lors de la rencontre furent limitées à quelques suintements et à de faibles venues d'eau saturée en sel » ainsi que, pour 5 d'entre eux, à des coulées de boues. Cependant, « les sondages qui ont amené de l'eau lors des travaux d'exploitation ont été immédiatement traités depuis le fond » [28, 81]. Il s'agit :

- du sondage DP1 (n°90) datant de 1927 ;
- du sondage Cernay II (n°24) datant de 1906 ;
- de 3 autres sondages antérieurs à 1913 mais dont la dénomination – et donc la localisation exacte – sont inconnues.

En ce qui concerne les deux sondages nommément identifiés, il s'agissait « d'une venue de boue vite tarie » [28, 144] : il est d'ailleurs mentionné que « les sondages ont été immédiatement injectés de ciment et n'ont plus été le siège d'écoulement d'eau, même après le foudroyage du toit de la couche exploitée ». Nous pouvons penser qu'il a dû en être de même pour les autres sondages.

Cependant, nous avons choisi de localiser, sur la Figure 5, les sondages de reconnaissance forés avant 1913 et qui ont recoupé l'une des deux couches exploitées de potasse au sein du secteur ouest (voir également Tableau 2).

Ces sondages sont au nombre de 9 : outre les sondages 24 et 90 précédemment identifiés, nous avons donc supposé que les 3 autres sondages antérieurs à 1913 qui avaient posé des problèmes lors de leur recouplement sont donc susceptibles de se trouver parmi les 6 sondages restants.

3.3.2 Sondages de recherche d'hydrocarbures

MICA [28,80] signale également que 10 sondages de recherche d'hydrocarbures, réalisés dans les années 1950, ont recoupé (ou ont été recoupés par) les travaux miniers du secteur ouest.

Pour MICA (2004), « quelques uns ont été recoupés par les travaux miniers [...]. Aucune venue d'eau ne s'est jamais manifestée, ni au toit, ni au mur des travaux miniers en recoupant ces sondages » : tout au plus y a-t-il eu quelques émanations gazeuses (hydrocarbures ?). Ces sondages peuvent donc être actuellement considérés comme étanches (perméabilité négligeable).

Néanmoins, il est signalé le cas des sondages Bollwiller 2 (Bol 2) et Feldkirch 101 (Fel 101) qui auraient fait l'objet en 1990 de demande d'utilisation à des fins géothermiques et notamment du Fel 101 qui n'aurait pas été rebouché car il aurait fait l'objet d'un projet d'utilisation [MDPA-SA, 5 ; MDPa, 32]. Référencé à la BSS sous le code 04131X0074, sa localisation exacte et ses caractéristiques sont présentées en Annexe 3.

Nous avons donc contacté le Bureau Exploration Production des Hydrocarbures (BEPH) au MEDDTL qui nous a confirmé que le rapport de fin de sondage faisait état d'un puits de 2103 m de profondeur, non bouché, réalisé par la société Georex en 1978. Nos contacts avec cette société sont restés sans suite à ce jour : cependant il apparaît sur la Figure 5 que cet ouvrage ne débouche pas dans un secteur exploité mais dans le stot séparant la concession Marie-Louise de la concession Alex.

Tableau 2. Références des sondages antérieurs à 1913 et recoupés par les travaux miniers (d'après MDPa, 2008)

N°	Sigle	Dénomination	Code BSS	Profondeur (m)	Date
15	Be I	Berrwiller I	04131X0011	655	1905-06
24	Ce II	Cernay II	04135X0022	587	1906
49	Rei I	Reiningue I	04135XD011	465	1906
76	W I	Wittelsheim I	04135X0021	1119	1904
77	W II	Wittelsheim II	04131X0030	712	1905
78	W III	Wittelsheim III	04135X0023	554	1905
80	W V	Wittelsheim V	04135X0025	634	1905
81	W VI	Wittelsheim VI	04131X0016	750	1905
90	DP I	Wittelsheim	04131X0043	756	1926-27

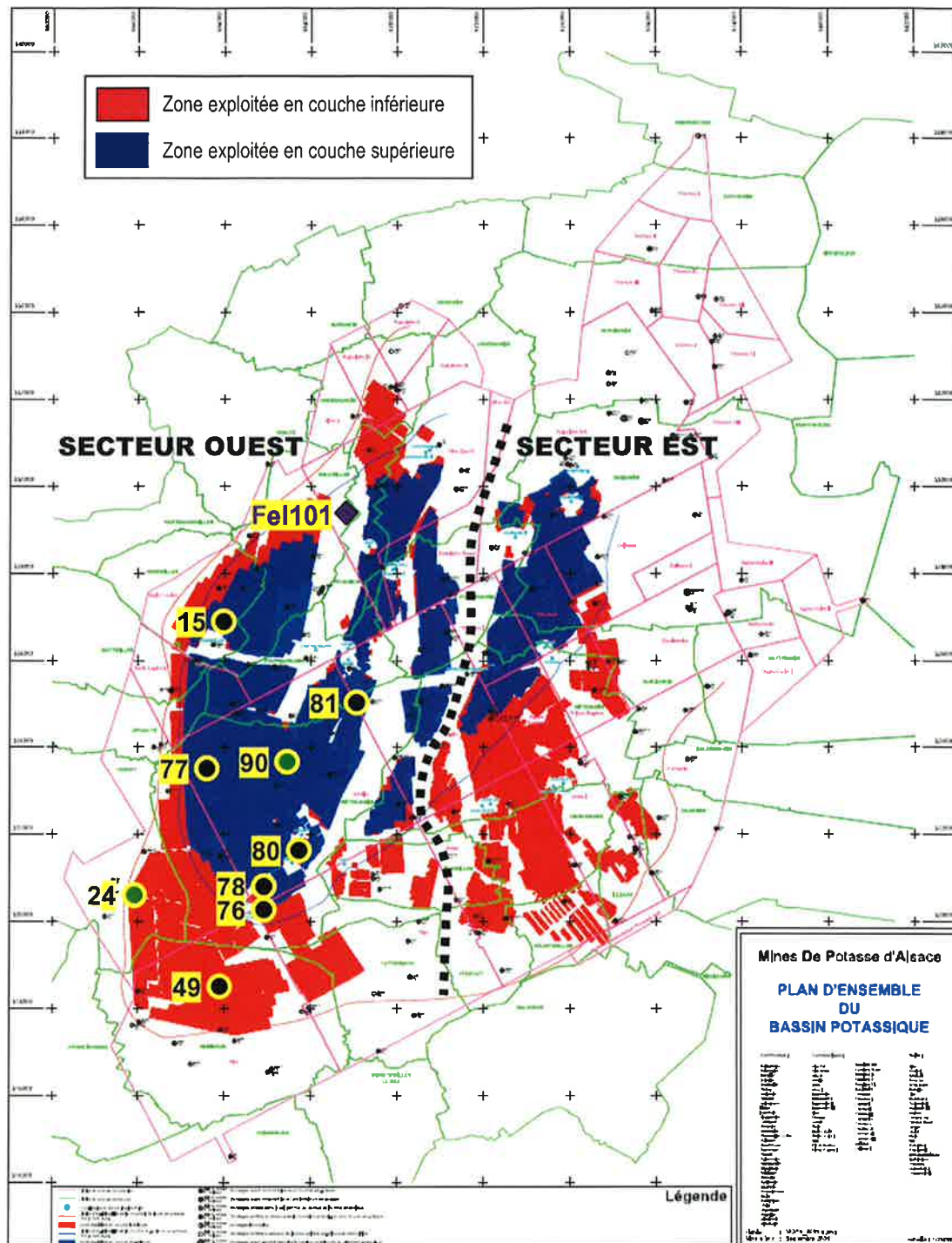


Figure 5. Localisation des sondages de reconnaissance et des zones exploitées

Légende :

- cercles verts = sondages antérieurs à 1913 et identifiés comme ayant été à l'origine de problèmes lors de leur recoupement par l'exploitation
- cercles noirs = sondages antérieurs à 1913 et recoupés par l'exploitation des tailles dans le secteur ouest
- losange mauve = sondage pétrolier FEL 101

3.4 PAR LE BIAIS DES PUIITS COLMATES

Note : le texte ci-après s'appuie sur l'avis d'expert de Marc Bonnet, consultant en hydrogéologie, ancien directeur du Département Eau du BRGM, présenté en Annexe 6 et intitulé « Analyse critique des documents traitant du risque d'écoulement spontané de l'eau d'ennoyage de la mine Stocamine (68) ». Précisons que cet avis a été demandé pour estimer le risque d'épanchement de saumure par mise en place d'un écoulement hydrodynamique au sein du secteur ouest dans l'hypothèse de l'absence d'étanchéité du stot.

Après l'ennoyage complet du secteur ouest, l'eau salée qui aura envahi les niveaux perméables de la masse de sel et de sa couverture⁵ tendra vers l'équilibre hydrostatique à une charge imposée par le puits amont qui présente la cote du toit de sel la plus élevée : il s'agit en l'occurrence du puits Else (voir raisonnement détaillé au 5.1).

Cette eau salée comprendra une saumure fortement concentrée à la base, séparée de l'eau douce superficielle par une interface au sein même de ces terrains perméables. Cette interface sera abrupte, c'est-à-dire sans zone de transition à densité variable.

Toutes les études antérieures ont implicitement admis que ce serait également le cas des puits dans la mesure où ils sont comblés par des matériaux très peu perméables et creusés dans des terrains eux mêmes non aquifères dans toute la section qui sera envahie par la saumure, c'est-à-dire à la traverse de la masse de sel.

Le calcul de la position de l'interface dans l'hypothèse d'un équilibre hydrostatique montre deux phénomènes :

- l'interface reste bien toujours en dessous du mur de la nappe d'Alsace dans tous les puits du secteur ouest, ce qui interdit tout déversement direct vers cette nappe ;
- l'interface se trouve au niveau des couches aquifères du Tertiaire supérieur dans les puits les plus en aval où cette formation est très épaisse.

Pour connaître le comportement de la saumure dans ces puits aval, il est nécessaire d'estimer le débit de saumure qui se présentera à la base de chacun d'entre eux au début de la phase de remontée de la saumure à partir de la mine.

Le travail - présenté au chapitre 5.1 et détaillé en Annexe 6 - propose un modèle simple qui permet d'estimer ce débit au moyen d'un tableur reprenant les principaux paramètres en cause. Parmi ceux-ci le plus déterminant est la densité de la phase qui se trouve dans le puits lui-même, en contrepois de la phase de saumure.

Les résultats des calculs réalisés avec ce modèle montrent que le débit maximum de saumure serait atteint en début de remontée, quand les puits sont remplis par de l'eau douce en provenance de la nappe d'Alsace.

En tout état de cause, cette saumure mise en mouvement par différence de densité ne devrait pas pouvoir atteindre la nappe d'Alsace car elle devrait être

⁵ Il s'agit à la fois des vides miniers liés à l'exploitation (excavations et zone endommagée) mais également (peu perméables) du Tertiaire supérieur ; la nappe alluviale n'est pas concernée.

absorbée en tout ou partie par les niveaux aquifères du Tertiaire supérieur au sein desquels elle aura tendance à s'épancher.

Mais il est cependant à craindre que le débit absorbé par les niveaux aquifères du Tertiaire supérieur, peu perméables, soit plus faible que le débit produit par le rabattement de la saumure en pied du puits : cela se traduirait alors par une migration de saumure vers la base de la nappe d'Alsace.

Note : du fait de l'avis émis par cet expert, faisant état de la possibilité d'un épanchement de saumure vers la nappe alluviale, nous avons donc estimé le débit susceptible de transiter sous l'effet de ce moteur d'écoulement afin de quantifier son impact éventuel sur cette nappe (voir rapport INERIS sur l'analyse de risques) ; le raisonnement suivi et les calculs sont détaillés au chapitre 5.1.

4. QUANTIFICATION DE L'ENNOYAGE DES VIDES MINIERES

Note importante : la compressibilité de l'eau et de l'air piégé au cours de l'ennoyage sont négligés ci-après mais ces points seront discutés au chapitre 4.5.

4.1 ESTIMATION DU DEBIT D'ENNOYAGE

4.1.1 Rappel des données antérieures

Le débit d'ennoyage des vides résiduels dépend étroitement des hypothèses de circulation des eaux au sein des puits et de l'état de conservation de leurs différentes composantes au cours du temps : l'ennoyage se produira en effet sur une période de temps de plusieurs siècles au cours de laquelle l'intégrité des bouchons de cendres et de ciment peut être altérée.

Dans le long terme, nous devons donc prendre en compte le vieillissement des matériaux d'équipement des puits, des matériaux de comblement de l'intrados ainsi que le développement des circulations à l'extrados des puits : ces dernières auront probablement tendance à devenir majoritaires du fait, d'une part, de l'imperméabilité acquise par le bouchon de cendres volantes mais également, d'autre part, de la dégradation des cuvelages et des éléments maçonnés des puits.

Nous proposons donc de baser les calculs de durée d'ennoyage de la mine sur les trois hypothèses suivantes de débit d'ennoyage par les puits :

- une hypothèse basse, correspondant aux calculs des auteurs antérieurs, privilégiant les circulations à l'intrados des puits ; cette hypothèse considère que la dégradation de l'état des puits restera modérée au cours du temps ;
- une hypothèse moyenne, qui tient compte des débits actuellement mesurés à la base de certains puits colmatés (voir chapitre suivant) soit une augmentation de plus du double du débit précédent sous l'effet de circulations plus importantes à l'extrados ;
- une hypothèse haute qui considère une aggravation de la dégradation des tubages et des cimentations au cours du temps et qui nous paraît la plus plausible à long terme.

Tout en faisant les calculs avec l'ensemble de ces hypothèses, c'est l'hypothèse haute qui servira de référence pour l'étude de l'ennoyage du secteur ouest (voir plus loin).

4.1.2 Prise en compte des nouvelles données

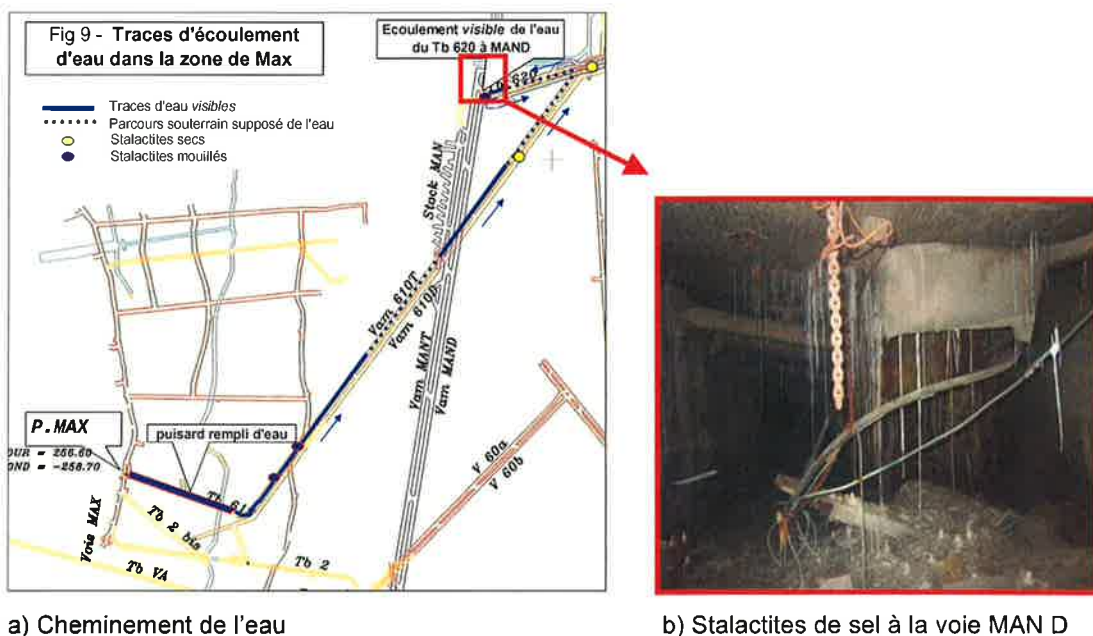
Nous disposons de peu de mesures d'infiltration des eaux sous les bouchons des puits de la mine. Des données récentes fournies par les MDP, indiquent que les puits Amélie I, Amélie II et Max présentent un débit d'infiltration de respectivement 4,2 m³/jour, 3,2 m³/jour et 0,8 m³/jour.

Par ailleurs, l'observation du cheminement des eaux après le comblement des puits Max et Amélie 2 est très intéressante.

Au puits Max (Liberda⁶, 2010), remblayé en 2004, aucune visite au fond n'avait pu être effectuée jusqu'en 2010, date du document présenté en Annexe 7.

Lors de cette visite, il a ainsi été observé que :

- de l'eau avait coulé à la base de la recette du puits ;
- le puisard était plein à ras bord d'une eau saturée en sel ;
- en descendant la voie 610 T depuis le puisard, l'écoulement d'eau avait laissé – par endroits sur toute la largeur de la galerie – les traces « d'un débit estimé à *plusieurs litres/s*, compte tenu de la pente » ;
- les traces de cet écoulement disparaissent et réapparaissent plusieurs fois le long des voies 610 T et 620 D jusqu'à se retrouver au toit de la voie MAN D sous la forme « de gouttes d'eau tombant de nombreuses stalactites au toit, de débit total inférieur à 1 l/mn, soit quelque chose approchant le débit historique du puits MAX, qui était de 1 m³/j » (Figure 6).



a) Cheminement de l'eau

b) Stalactites de sel à la voie MAN D

Figure 6. Traces d'écoulement d'eau à la base du puits Max (Liberda, 2010)

Pour Liberda (2010), la découverte du passage de l'eau issue du puits Max révèle « ce qui était prévisible après le remblai d'AMELIE 1 et d'AMELIE 2, à savoir que :

- c'est le débit avant fermeture du puits⁷ qui finit par passer en contournant le remblai de cendres par l'extrados du puits,

⁶ M. Régis LIBERDA est le responsable des installations au fond des MDPA.

⁷ Ce débit peut être extrêmement variable suivant le rôle dévolu au puits : dans le puits Max, il est ainsi passé de 10 m³/j lorsque celui-ci servait d'entrée d'air à 0,5 m³/j lorsqu'il était utilisé pour le retour d'air [MDPA, 361] avec, dans ce dernier cas, un débit d'air d'environ 100 m³/s à une température supérieure à 40°C.

- le passage de l'eau n'est *superficiel et visible que pendant un temps relativement court dans les voies où le mur est déformé*, avant de s'enfoncer dans ses fissures, hors de l'observation possible. »

En ce qui concerne le remblayage du puits Amélie 2, il avait été prévu de réaliser des sondages d'injection afin de colmater la venue d'eau observée à 236 m de profondeur⁸ et précédemment décrite (voir au chapitre 3.2.1). Force a été de constater que cette venue d'eau a contourné les auréoles d'injection ainsi que les bouchons de béton et de cendres posés par la suite (Figure 7).

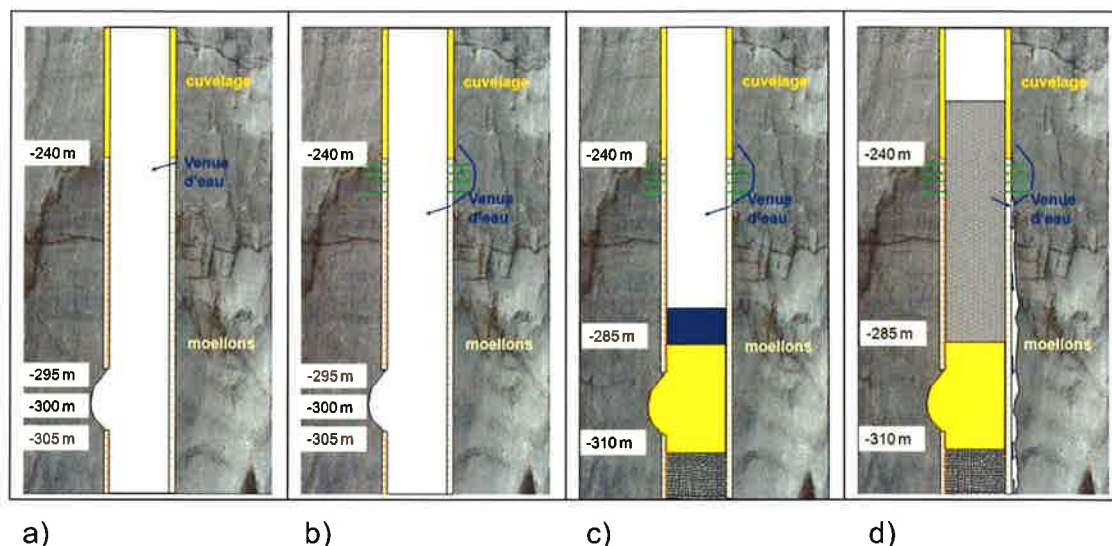


Figure 7. Hypothèse de contournement du bouchon étanche du puits Amélie 2 (d'après MDPa, 2010)

Légende :

- a) Situation initiale
- b) Situation après réalisation des sondages d'injection (contournement par la venue d'eau)
- c) Situation après réalisation du bouchon de béton étanche (en jaune, bouchon de béton ; en bleu, accumulation d'eau au-dessus du bouchon)
- d) Situation après réalisation du bouchon de suie (en gris) et constatation de circulations à l'extrados

L'eau issue de cette venue d'eau s'est donc quasi intégralement retrouvée au niveau des recettes -286 et -396 en contournant tous les bouchons mis en place (Figure 8)

Au niveau de la recette -286, l'eau réapparaît sous forme de gouttelettes perlant au bout de longues stalactites de sel (Figure 9). Le débit d'eau tombant ainsi du toit de la recette a été mesuré de septembre 2008 à avril 2010 sous une bâche de environ 2 m x 4 m avec une valeur moyenne d'environ 400 l/jour.

Note : des stalactites identiques mais moins abondantes sont apparues dans le tronçon de la même recette situé à l'est, de l'autre côté du puits.

⁸ Mentionnée à 240 m sur les figures suivantes

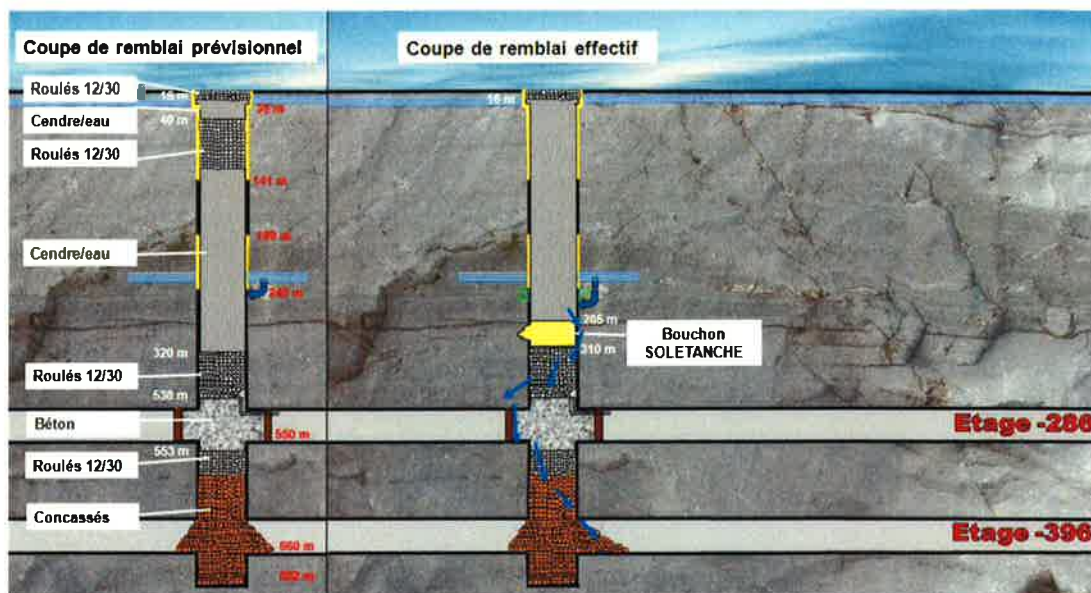


Figure 8. Remblayage prévisionnel et effectif du puits Amélie 2 et trajet des eaux issues de la venue d'eau à -240 (MDPA, 2010)

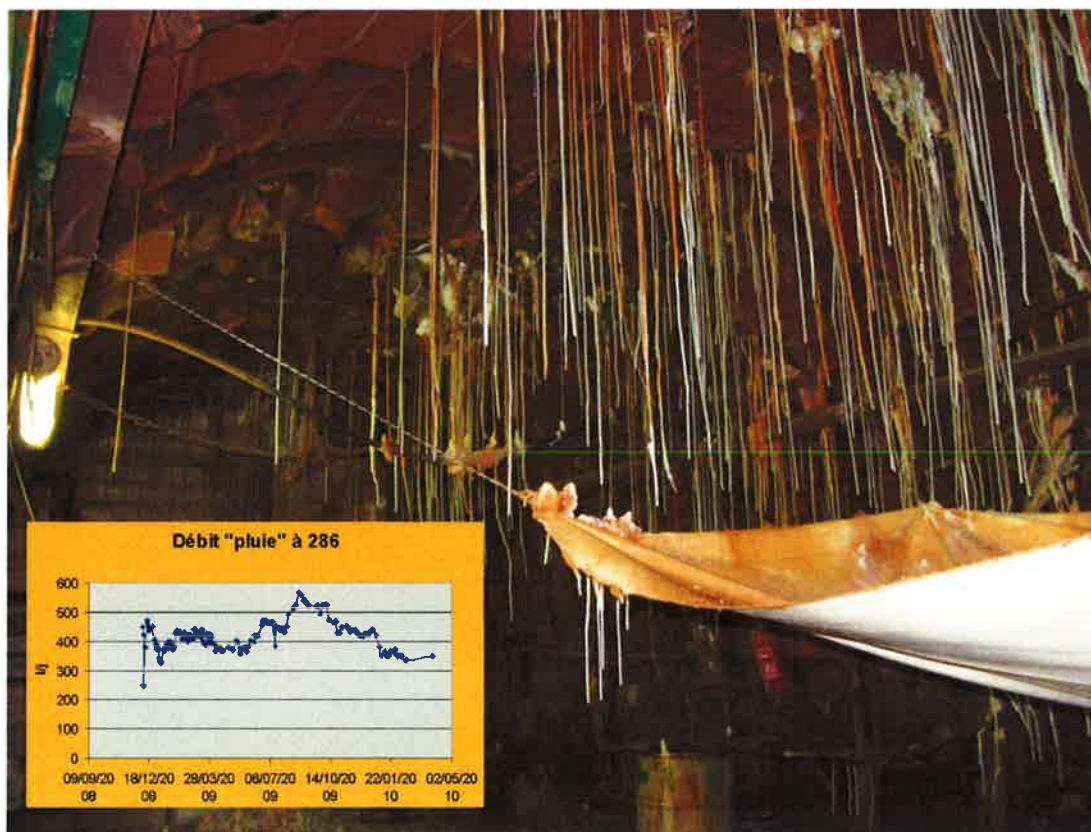


Figure 9. Percolation d'eau au toit de la recette -286 du puits Amélie 2 au 31/03/10 et évolution du débit sous les stalactites (d'après MDP, 2010)

Le seul cheminement possible de l'eau, après la pose d'un bouchon de béton puis de cendres, est le passage à l'extrados du puits selon le schéma présenté en Figure 10.

Ce cheminement implique que l'eau puisse continuer son trajet souterrain et se retrouver plus bas, au niveau de la recette -396 comme cela a effectivement été observé (voir Figure 8).

Note : suite à ces constatations, une amélioration du protocole de remblayage des puits a été proposée (MDPA, 2010).

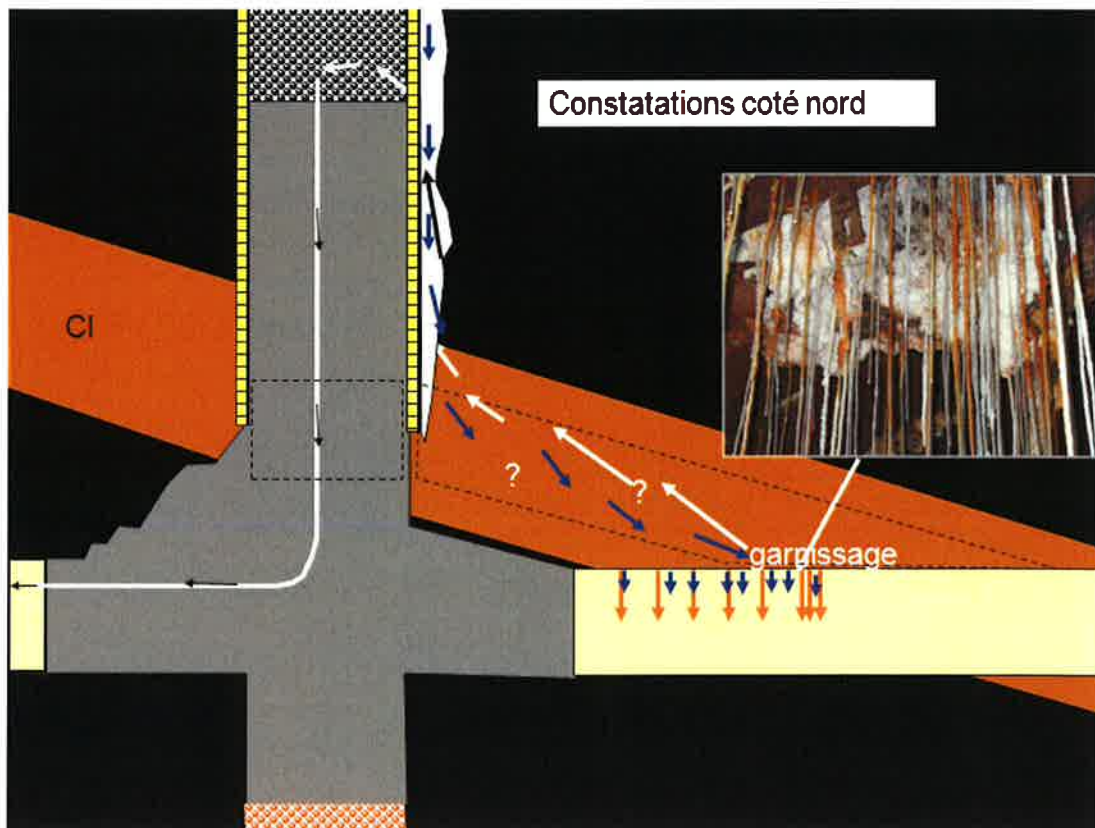


Figure 10. Schématisation des circulations d'eau à l'extrados du puits Amélie 2 et des percolations au toit de la recette -286 (MDPA, 2010)

Légende :

- En gris, bouchon de béton
- En marron clair, couche inférieure de potasse exploitée (CI)
- En jaune, paroi du puits
- En pointillés noirs, base du bouchon de cendres
- Les flèches bleues matérialisent le trajet probable de l'eau jusqu'aux stalactites
- Les flèches blanches puis noires représentent le trajet supposé de l'air
- Le tube blanc représente le « drain air »

4.1.3 Présentation des hypothèses de calcul

4.1.3.1 Hypothèse basse

L'hypothèse basse reprend les calculs antérieurs qui assimilent le puits remblayé à un bouchon ayant une conductivité à l'eau de $5,8 \cdot 10^{-7}$ m/s. Cette valeur a été obtenue à partir d'un ajustement des courbes de remontée de l'eau au-dessus des bouchons de cendres lors de leur mise en place aux puits Marie et Louise (INERIS, 2001) : plus précisément, elle a été obtenue lors du remblayage des puits par du gravier au dessus des bouchons de cendres.

Sur cette base, le débit de percolation à travers les bouchons des 15 puits du bassin de Wittelsheim a été estimé à environ 22 000 m³/an. Ce débit représente environ le tiers du débit d'exhaure moyen et correspond donc au cas où les bouchons de cendres jouent pleinement leur rôle à l'intrados des puits, sans circulation majeure à l'extrados.

4.1.3.2 Hypothèse moyenne

L'hypothèse moyenne prend en compte les débits circulant actuellement à l'intrados et à l'extrados des puits colmatés, d'après les mesures effectuées à la base des puits Amélie 1, Amélie 2 et Max. Ainsi, à l'instar de ce qui a été observé à la base des puits Max et Amélie 2 (voir précédemment), nous pensons que les circulations à l'extrados des puits ont tendance à augmenter du fait :

- de l'imperméabilité acquise par le bouchon de cendres ;
- de la dégradation des cuvelages et des éléments maçonnés des puits ;
- de l'agrandissement des zones de cheminement d'eau par dissolution (chenalisation de type karstique).

Les circulations à l'extrados concernent la zone endommagée dite « EDZ⁹ » qui s'étend sur une certaine distance autour de l'ouvrage. Cette zone possède une conductivité hydraulique beaucoup plus élevée que l'encaissant non remanié : il a été mentionné dans le rapport INERIS-DRS-10-108130-03801A que la perméabilité du sel intact était généralement comprise entre 10^{-21} et 10^{-19} m² (soit 10^{-14} à 10^{-12} m/s) alors que celle de la zone endommagée pouvait être supérieure de 4 à 6 ordres de grandeur.

Nous avons vu précédemment qu'il existe des mesures de débit d'écoulement à la base des puits Amélie I, Amélie II et Max. Ces débits sont supérieurs aux débits théoriques calculés à travers un bouchon de $5,8 \cdot 10^{-7}$ m/s de perméabilité équivalente et qui sont de l'ordre de 1,5 m³/jour pour le puits Amélie I et 1 m³/jour pour le puits Amélie II (*Tableau 3*). Seul le débit calculé au puits Max (0,9 m³/jour) est proche de celui effectivement mesuré à travers son bouchon de cendres : ce dernier est toutefois particulièrement épais (309 m) et n'est pas représentatif des bouchons des autres puits qui ne mesurent normalement¹⁰ que 50 à 150 m.

⁹ Enhanced Damaged Zone

¹⁰ A l'exception des puits Staffelfelden (176 m) et Alex (254 m) qui renferment chacun deux bouchons de cendres ; dans le premier, leur épaisseur cumulée est de 90 m alors que dans le second, elle atteint 229 m du fait, comme au puits Max, d'un traitement particulier : après un premier remblayage, ce puits a en effet été déblayé jusqu'à 364 m (suite à la mise en évidence d'une venue d'eau) puis remblayé avec un double bouchon de cendres.

Tableau 3. Comparaison des divers débits disponibles pour 3 puits

Débit (m ³ /an) →	Calcul	Débit	Calcul	Débit	Débit	Débit en
Puits ↓	Darcy	actuel	INERIS	d'exhaure	maximum	fonçage
Amélie 1	547	1533	1466	1095	1466	3 679
Amélie 2	366	1168	989	2920	2920	16 556
Max	330	292	894	3500	3650	105 120
TOTAL	1243	2993	3349	7515	8036	125 536

Alors qu'à l'intrados, c'est-à-dire à travers le bouchon, les débits attendus sont proportionnels à la section du puits (donc au carré du diamètre), ils deviennent proportionnels au périmètre (donc au diamètre) à l'extrados, dans la zone endommagée.

En faisant l'hypothèse d'un débit majoritairement lié à des circulations à l'extrados, nous avons pu ajuster la transmissivité de la zone endommagée entre $1,8 \cdot 10^{-6}$ et $2,2 \cdot 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$, selon la prise en compte ou non des données du puits Max.

En choisissant une valeur moyenne de $2 \cdot 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$, nous pouvons calculer un débit d'infiltration de respectivement 4,1 m³/jour et 3,3 m³/jour pour les puits Amélie I et Amélie II, soit des valeurs très proches de celles observées. Bien que ce débit ainsi calculé soit 3 fois plus fort que le débit mesuré au puits Max, il permet de reproduire correctement le comportement global des 3 puits (*Tableau 3*).

Nous avons donc recalculé le débit d'envoyage des puits en tenant compte de ce raisonnement qui intègre mieux les circulations actuelles à l'extrados. Le débit d'envoyage de 15 puits du secteur ouest atteint ainsi 58 000 m³/an, soit 2,6 fois plus que le débit initialement calculé sur la base de la perméabilité équivalente du bouchon des puits Marie et Louise.

Ce nouveau débit - qui ne représente qu'environ la moitié du débit d'exhaure en cours d'exploitation - constitue une hypothèse moyenne d'envoyage valable dans l'état actuel des puits.

4.1.3.3 Hypothèse haute

L'hypothèse haute de calcul considère une dégradation progressive du cuvelage et des bouchons des puits : c'est l'hypothèse qu'il convient de prendre en compte dès lors qu'on s'intéresse au long terme mais c'est également celle qui est la plus délicate à chiffrer.

Pour ce faire, nous proposons d'affecter à chaque puits la valeur maximale de débit obtenue entre son débit d'exhaure en cours d'exploitation ou le débit précédemment calculé sur la base de la transmissivité équivalente du bouchon.

Le débit cumulé ainsi obtenu pour l'ensemble du bassin de Wittelsheim est d'environ 105 000 m³/an : cela représente près de 5 fois le débit basé sur la perméabilité équivalente des bouchons (et pris en compte par les auteurs précédents) mais moins de 2 fois le débit basé sur la transmissivité équivalente des bouchons (et validé par les mesures récentes en pied de puits).

Si nous voulons comparer ce débit à celui obtenu par l'exhaure en cours d'exploitation, nous constatons que les divers documents des MDPAs¹¹ proposent parfois des débits assez disparates pour un même puits, cela étant en fonction :

- de l'année de mesure, certaines venues d'eau se tarissant au cours du temps ou étant réduites par traitement ;
- du développement des travaux miniers auxquels les puits étaient reliés ;
- du mode de fonctionnement des puits (entrée ou retour d'air).

Ainsi, le débit d'exhaure global des 15 puits du bassin de Wittelsheim était compris entre 45 000 et 99 000 m³/an selon l'année et nous constatons que l'hypothèse haute de 105 000 m³/an correspond peu ou prou à la fourchette haute des débits cumulés en cours d'exploitation

Ce résultat n'est pas illogique si nous considérons à la fois une dégradation des puits et une augmentation de la perméabilité à l'extrados du fait de l'agrandissement (de type karstique) des chemins préférentiels d'écoulement.

A titre indicatif, nous avons porté dans le *Tableau 3* les diverses valeurs de débit disponibles pour les 3 derniers puits :

- le débit actuel, récupéré à la base de ces puits, est de l'ordre de 3000 m³/an ;
- leur débit d'exhaure cumulé était de 7500 m³/an en cours d'exploitation ;
- le débit cumulé de leurs venues d'eau a atteint 125 000 m³/an au cours de leur fonçage.

Dans ce contexte, la prise en compte d'une hypothèse haute à 8000 m³/an, soit de l'ordre de grandeur du débit moyen d'exhaure, n'est pas déraisonnable à terme.

4.1.4 Résumé des hypothèses de débit d'ennoyage

Le *Tableau 4* synthétise, pour chaque puits du secteur ouest, les valeurs obtenues selon les modes de calcul suivants :

- « calcul Darcy » sur la base d'une perméabilité équivalente de $5,8 \cdot 10^{-7}$ m/s, d'après l'exemple des puits Marie et Louise (INERIS, 2001) ;
- « calcul INERIS » sur la base d'une transmissivité équivalente $2 \cdot 10^{-6}$ m²/s d'après l'exemple des puits Max, Amélie 1 et Amélie 2, prenant en compte les circulations à l'extrados des bouchons ;
- « débit d'exhaure » correspondant à la gamme de débits en cours d'exploitation ;
- « débit maximum » qui représente le maximum des valeurs précédentes.

¹¹ Mémoire 3 et mémoire 7 du document MDPAs (2008) et Lourdel (2004)

Tableau 4. Gamme de débit d'ennoyage des puits du secteur ouest

Débit (m ³ /an) →	Calcul	Calcul	Débit d'exhaure		Débit
Puits ↓	Darcy	INERIS	Lourdell (2004b)	MDPA (2008)	maximum
Alex	420	1142	10 000 à 37 000*	7 300	27 000
Rodolphe 1	1799	4827		2920 - 3285	4827
Rodolphe 2	2873	7727		365 - 1460	7727
Ungersheim 1	2383	6411	1500 - 5000	-	6411
Ungersheim 2	3038	8173		2555 - 3650	8173
Berrwiller	2677	7298	3000 - 7000	3000 - 7000	7298
Staffelfelden	1418	3810	20 000	2190	20 000
Marie	1306	3508	1400 - 12 000	1825 - 2190	3508
Louise	1395	3746		9 125	9125
Schoenenst.	2663	6261	11 000	9125 - 11 000	11 000
Amélie 1	547	1466	2000 - 3000	1095	1466
Amélie 2	366	989		2920	2920
Max	330	894	3500	3500 - 3650	3650
Joseph	255	871	47 - 480	-	871
Else	255	871		-	871
TOTAL	21 724	57 994	45 160 - 98 980		104 847

* dont une venue d'eau d'un débit de 17 000 m³/an qui a affecté le puits Alex de 1964 à 1967

En conclusion, le *Tableau 5* présente les trois hypothèses de débit d'ennoyage choisies pour les 15 puits de l'ensemble du secteur ouest ainsi que pour les 5 puits de la mine Amélie considérée isolément.

Tableau 5. Résumé des hypothèses de débit d'ennoyage (m³/an)

Hypothèse	Basse	Moyenne	Haute
Base de calcul	Perméabilité équivalente des bouchons	Transmissivité équivalente des bouchons	Débit maximum mesuré ou calculé (référence à terme)
Secteur Ouest	21 720	57 990	104 850
Mine Amélie	1 750	5 090	9 780

Légende : les données du scénario de référence (voir ci-après) sont en caractères gras

Pour la suite de l'étude, nous avons donc considéré que l'hypothèse haute à 105 000 m³/an correspondait au meilleur estimateur - à terme - du débit de percolation par les puits. C'est donc cette valeur qui a été prise en compte dans le calcul du scénario de référence pour l'ennoyage de la mine.

4.2 ESTIMATION DU VOLUME DE VIDES RESIDUELS LORS DE L'ENNOYAGE

4.2.1 Estimation de la densité des terrains

La grande majorité des terrains extraits provient des deux couches de potasse, des couches de sel sus-jacentes et sous-jacentes ainsi que de la traversée des terrains du Tertiaire supérieur et du Quaternaire par les puits.

Le volume de terrains extraits n'est pas connu avec précision mais nous disposons toutefois d'une bonne connaissance de leur masse dont le total est de 423 Mt pour le secteur ouest. Le volume peut donc être calculé sur la base d'une valeur de densité moyenne des terrains.

En ce qui concerne les terrains sus-jacents au sel, ils sont essentiellement constitués d'un mélange de marnes, de grès et de sables dont la densité peut être fixée à 2,3. Ces terrains n'ont été traversés que lors du creusement des puits et leur volume est insignifiant : en prenant un diamètre moyen de 5 m et d'une profondeur moyenne du toit du sel de 300 m, le volume de ces terrains sus-jacents au sel peut être estimé à 88 000 m³ pour le secteur ouest, soit 0,02% du volume total extrait.

L'essentiel du tonnage exploité provient donc des couches de sel et de potasse (renfermant également du gypse et de l'anhydrite) dont la densité moyenne a été estimée par Lourdel (2004a) :

- 2,10 pour la sylvinite qui renferme 25% de KCl, 60% de NaCl et 15% d'insolubles (argiles et anhydrite) ;
- 2,17 à 2,40 pour le sel qui n'est pur qu'à 86-97% et renferme également des traces de silice, d'oxydes métalliques, de sulfates et de carbonates.

En considérant (chapitre 4.2.5) que les tailles et les voies au mur creusées dans les couches de potasse représentent 95% du volume total exploité, la densité moyenne des terrains extraits peut être assimilée à celle de la sylvinite, soit 2,1.

4.2.2 Calcul du volume de vides creusés pendant l'exploitation

Le volume total des vides miniers creusés pendant l'exploitation du secteur ouest a donc été calculé sur la base d'un tonnage de matériaux extrait de 423 Mt [0, 56] et d'une densité moyenne de 2,1. Il représente un volume total de vides miniers de 201 Mm³ [28, 34] pour le secteur ouest dont 91 Mm³ pour la seule mine Amélie.

Le Tableau 6 en donne la répartition pour chaque puits d'exploitation.

Note : Cesame et MDPa ont basé leurs calculs sur un volume de vides de 231 Mm³, ce qui nécessiterait la prise en compte d'une densité de 1,85 (valeur jugée trop faible) ou d'un tonnage extrait supérieur à 423 Mt (information non confirmée par les MDPa).

Tableau 6. Tonnage de minerai extrait par puits sur la base d'une densité de 2,1

Puits	Tonnage extrait (t)	Volume extrait (Mm ³)
Amélie 1	160 614 500	76,5
Amélie 2	4 810 000	2,3
Max	2 693 100	1,3
Joseph, Else	22 206 900	10,6
Marie, Louise	86 435 300	41,2
S, B, S*	92 282 800	43,9
Ungersheim 1, 2	5 473 200	2,6
Alex	8 853 800	4,2
Rodolphe 1, 2	39 627 100	18,9
Total pour la Mine Amélie	190 324 500	91,0
Total pour le secteur ouest	422 996 700	201,4

* Schoenensteinbach, Berrwiller et Staffelfelden

4.2.3 Prise en compte de l'âge des travaux

Grâce à Lourdel (2004b), nous disposons de la répartition dans le temps des quantités de potasse extraite (Tableau 7).

Il s'agit là de données concernant l'ensemble du bassin minier, c'est-à-dire les secteurs est et ouest confondus : d'autre part, nous ne connaissons pas la répartition de ces travaux par tranche de profondeur.

Cette dernière information ayant été jugée prépondérante, nous n'avons pas choisi d'utiliser les données du Tableau 7 mais celles du Tableau 6 et du Tableau 8 qui donnent respectivement – pour chaque puits – les tonnages extraits et leur période d'exploitation. En effet, nous verrons au chapitre suivant qu'il est possible d'affecter une profondeur moyenne de travaux à ces puits.

Tableau 7. Répartition dans le temps de l'extraction de potasse pour les secteurs est et ouest confondus (Lourdel, 2004b)

de 1910 à 1919	0,44%
de 1920 à 1929	3,34%
de 1930 à 1939	4,43%
de 1940 à 1949	6,46%
de 1950 à 1959	13,22%
de 1960 à 1969	19,91%
de 1970 à 1979	20,84%
de 1980 à 1989	19,47%
de 1990 à 1999	10,97%
de 2000 à 2002	0,92%

Les périodes d'exploitation de chaque puits s'échelonnent sur près d'un siècle entre le début du creusement du puits Amélie 1 (1910) et la fin de l'exploitation de la mine (2002).

Pour chaque tranche de travaux reliés aux puits d'exploitation, nous avons calculé un « âge moyen » correspondant à l'écart entre la date moyenne d'exploitation du puits et l'année 2010 :

$$\text{Age moyen} = 2010 - [(date\ de\ fin\ d'exploitation - date\ de\ début\ d'exploitation) / 2]$$

Cet âge moyen a ensuite été pondéré par la quantité de travaux réalisés, c'est-à-dire par le tonnage de minerai extrait.

L'âge moyen des travaux ainsi obtenu est de 48 ans pour le secteur ouest et de 57 ans pour la mine Amélie. Cet âge moyen va servir de base au calcul des vides miniers résiduels au début de l'ennoyage.

Tableau 8. Période d'exploitation des puits du secteur ouest

Puits	Période d'exploitation	Date d'exploitation moyenne	Age moyen des travaux en 2010 (an)
Amélie 1	1910-2002	1956	54
Amélie 2	1914-1950	1932	78
Max	1912-1952	1932	78
Joseph, Else	1912-1966	1939	71
Marie, Louise	1913-1998	1956	55
S, B, S*	1961-2001	1981	29
Ungersheim 1, 2	1986-1997	1992	19
Alex	1958-1976	1967	43
Rodolphe 1, 2	1958-1976	1967	43

4.2.4 Prise en compte de la profondeur des travaux

Dans le secteur ouest, nous savons que les travaux miniers se sont échelonnés de 425 à 1110 m de profondeur soit, sur la base d'une altitude moyenne de la surface du sol de 250 ± 20 m, entre 175 et 860 m NGF.

La répartition des travaux en fonction de la profondeur est présentée dans le Tableau 9 (Cesame, 2008). Elle montre que

- 85% des travaux ont été creusés à la cote moyenne de -350 ± 150 m NGF, soit à une profondeur de 500 ± 150 m ;
- 15% des travaux, notamment ceux atteints par les puits Ungersheim et Schoenensteinbach, se trouvent à 925 ± 175 m de profondeur.

Nous savons également que, du fait de l'augmentation de l'état de contrainte et de la température, la vitesse de fluage du sel des MDPAs est proportionnelle à la profondeur élevée à la puissance 4 (Laouafa, 2010) : il en résulte que la vitesse

de convergence est multipliée par 16 lorsqu'on passe de 550 m de profondeur (niveau du stockage de déchets) à 1100 m (travaux les plus profonds).

Par ailleurs, les calculs plus récents de Laouafa (2010) montrent que, sur la base de l'âge moyen de 48 ans précédemment calculé, les voies doubles sont mécaniquement fermées à partir de 650 m de profondeur (Figure 11).

Cette figure permet également de calculer la vitesse de fluage à la profondeur moyenne du secteur ouest - soit 627 m (voir *Tableau 9*) - à environ 2%.

C'est donc cette valeur de 2% qui sera prise en compte dans le scénario d'ennoyage du secteur ouest.

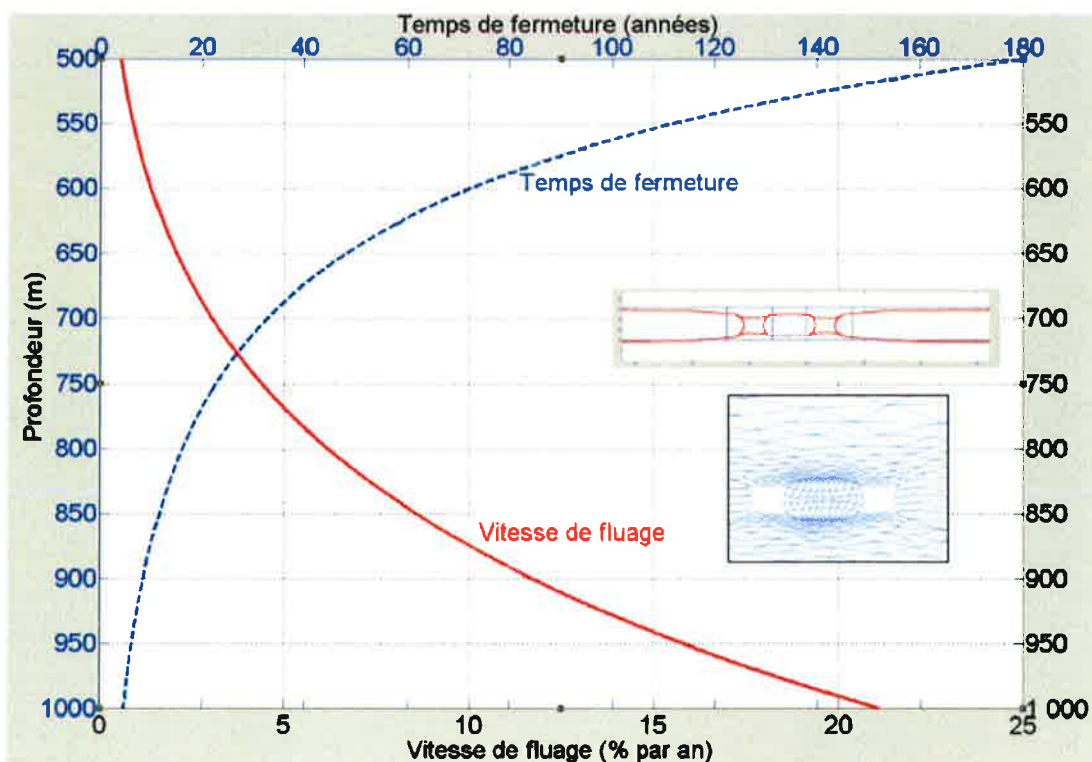


Figure 11. Estimation du temps de fermeture des voies doubles en fonction de la profondeur (Laouafa, 2010)

De même, plusieurs auteurs antérieurs ont considéré que les vides miniers profonds sont entièrement fermés au-delà d'une certaine profondeur :

- les travaux de thèse de Vigier (1980) montrent, en laboratoire, que la vitesse de déformation d'une carotte de sel augmente rapidement lorsque la contrainte dépasse de 16,5 MPa soit approximativement 800 m de profondeur ;
- pour Lourdel (2004b), « à l'expérience, il y a bien un seuil, situé vers 600 à 700 mètres de profondeur, en dessous duquel la tenue minière des galeries se dégrade rapidement » ;

- d'après MICA (2004), « l'obturation pratiquement complète d'une galerie en une période d'environ 50 ans » a été observée en dessous de 600 à 700 m de profondeur [28, 157] ;
- pour MDPa (2008) et Cesame (2008), les travaux situés à grande profondeur ou à proximité d'une instabilité géologique peuvent être affectés d'un taux de fermeture allant jusqu'à 5% par an [MDPa, 1026 ; 39, 30], ce qui induit leur fermeture en une vingtaine d'années ;
- pour Césame (2006), la compaction est plus rapide dans les secteurs de profondeur supérieure à 700 m [37, 12].

Ainsi, nous pris en compte l'influence de la profondeur en considérant la fermeture mécanique totale des vides miniers situés au-delà de 750 m de profondeur (soit -500 m NGF) à la date actuelle de 2010.

Pour le secteur ouest, cela représente 14,9% des travaux soit 29,9 Mm³.

Tableau 9. Répartition des travaux miniers par tranche de profondeur [39]

Cotes NGF de l'exploitation	Profondeur des travaux (pour une cote de surface de référence voisine de +250 NGF)	% du total de l'exploitation du secteur EST	Profondeur moyenne du secteur EST	% du total de l'exploitation du secteur OUEST	Profondeur moyenne du secteur OUEST
<-850 NGF	1110 m	0,09%	641 m	0,00%	627 m
-800 à -850 NGF	1075 m	0,53%		0,18%	
-750 à -800 NGF	1025 m	1,06%		0,29%	
-700 à -750 NGF	925 m	1,46%		1,95%	
-650 à -700 NGF	925 m	4,38%		2,94%	
-600 à -650 NGF	875 m	4,29%		2,52%	
-550 à -600 NGF	825 m	6,59%		2,01%	
-500 à -550 NGF	775 m	6,76%		4,96%	
-450 à -500 NGF	725 m	7,92%		11,71%	
-400 à -450 NGF	675 m	10,27%		14,64%	
-350 à -400 NGF	625 m	13,72%		18,64%	
-300 à -350 NGF	575 m	9,70%		12,33%	
-250 à -300 NGF	525 m	10,58%		5,88%	
-200 à -250 NGF	475 m	11,14%		8,40%	
-150 à -200 NGF	425 m	10,93%		13,55%	
>-150 NGF	390 m	0,58%		0,00%	

Ces travaux profonds ont été intégralement affectés aux puits dont la profondeur était supérieure à 750 m : il s'agit des puits Schoenensteinbach (910 m), Staffelfelden (858 m), Rodolphe 1 (741 m), Rodolphe 2 (764 m), Ungersheim 1 (770 m) et Ungersheim 2 (765 m).

Le volume de vides creusé à partir de ces puits totalise 65,4 Mm³ auquel nous avons soustrait, au prorata du volume extrait de chaque puits, les 29,9 Mm³ de vides profonds précédemment considérés comme refermés par fluage.

La répartition des vides résiduels à prendre en compte dans ces puits en 2010 est ainsi donnée dans le *Tableau 10*.

Tableau 10. Prise en compte du volume de vides profonds refermés par fluage

Puits	Vides creusés (Mm ³)	Vides supposés refermés (Mm ³)	Vides résiduels (Mm ³)
S, B, S*	43,9	20,0	23,9
Ungersheim 1, 2	2,6	1,2	1,4
Rodolphe 1, 2	18,9	8,7	10,2
Total	65,4	29,9	35,5

* Schoenensteinbach, Berrwiller et Staffelfelden

Sur cette base, le volume de vides résiduels, creusés et non refermés par fluage, est donc de 172 Mm³ (avant foudroyage) pour l'ensemble du secteur ouest. Sa répartition par puits est donnée dans le *Tableau 11*.

Tableau 11. Répartition finale des vides disponibles avant foudroyage

Puits	Volume total (Mm ³)
Amélie 1	76,5
Amélie 2	2,3
Max	1,3
Joseph, Else	10,6
Marie, Louise	41,2
S, B, S*	23,9
Ungersheim 1, 2	1,4
Alex	4,2
Rodolphe 1, 2	10,2
Total	171,6

* Schoenensteinbach, Berrwiller et Staffelfelden

4.2.5 Répartition des vides creusés en tailles et en voies

La distinction entre tailles et voies est fondamentale du fait de leur différence de comportement sous l'effet du fluage du sel (voir chapitre 4.2.7).

La clé de répartition des volumes miniers creusés en voies et en tailles se trouve dans le rapport MICA [28, 156] :

- 90,5% du tonnage extrait correspond aux travaux exploités ;
- 9,5% du tonnage extrait correspond au traçage des voies d'accès, voies en couches et voies au mur (VAM), ces dernières comptant pour 4,5% du tonnage extrait.

Lourdel (2004b) confirme l'ordre de grandeur de ces chiffres en mentionnant que « une statistique portant sur 16 ans (de 1981 à 1996 inclus) et 150,1 Mt d'extraction (soit 26% de l'extraction totale du bassin) montre que le tonnage des travaux préparatoires représente 9,1% du tonnage total extrait ».

Parmi les voies tracées, certaines se trouvent dans les couches exploitées et ont donc subi le foudroyage sitôt après la phase d'exploitation alors que d'autres (VAM) ont été creusées « au mur » de ces mêmes couches, c'est-à-dire en réalité entre 4 et 25 m en-dessous.

Pour Lourdel (2004b), prendre la moitié du pourcentage des travaux préparatoires - soit 4,5% du tonnage extrait - pour estimer la part des voies au mur et des travers bancs non foudroyés est une hypothèse qui « ne semble donc pas déraisonnable ».

En accord avec ces auteurs, nous avons considéré que le volume des voies non foudroyées correspondait à celui des voies au mur, soit 4,5%. Dans le secteur ouest, sur la base d'un volume total de vides creusés et non refermés par fluage de 172 Mm³, leur répartition est détaillée par puits dans le Tableau 12.

Tableau 12. Répartition des volumes de vides miniers en fin d'exploitation (Mm³)

Puits	Volume total	Volume de voies	Volume de tailles
Amélie 1	76,5	3,4	73,1
Amélie 2	2,3	0,1	2,2
Max	1,3	0,1	1,2
Joseph, Else	10,6	0,5	10,1
Marie, Louise	41,2	1,9	39,3
S, B, S**	23,9	1,1	22,8
Ungersheim 1, 2	1,4	0,1	1,3
Alex	4,2	0,2	4
Rodolphe 1, 2	10,2	0,5	9,7
Total	171,6	7,9	163,7

* Schoenensteinbach, Berrwiller et Staffelfelden

4.2.6 Prise en compte du foudroyage des tailles

L'essentiel des vides miniers résiduels (estimé à 95,5%) est donc constitué par des tailles exploitées par la méthode des longues tailles avec foudroyage, ainsi que par des voies en couches également (supposées) foudroyées. D'après l'exploitant, ce foudroyage survient rapidement après l'exploitation et est suivi par une phase de compaction d'une durée de quelques années qui se traduit, en surface, par un affaissement estimé à 90% du vide créé en profondeur.

Les études antérieures se sont donc basées sur un espace vide résiduel de 10% des tailles foudroyées, auquel il a été soustrait 50% du fait de la poursuite de la

compaction des vides liée au fluage du sel. Le volume de vides soumis à l'ennoyage a donc été estimé par les auteurs antérieurs à 5% du volume de vides créé dans la mine.

Selon l'avis des experts de l'INERIS, il s'agit de valeurs très faibles comparées aux données issues du retour d'expérience en France et à l'étranger, même s'il existe des éléments qui laissent penser que – localement – certaines tailles foudroyées puissent avoir déjà subi un « retour à l'état initial ». En effet, des essais de laboratoire montrent que la porosité résiduelle d'un échantillon de sel broyé compacté sous 100 MPa de contrainte (soit 10 fois plus que dans le cas du présent site de stockage) s'établit à 15% : de ce fait, une compaction presque parfaite est difficile à imaginer, à moyen terme, sans vibration et sans humidité.

A ce jour, nous ne disposons pas de preuve convaincante pour vérifier l'atteinte d'une valeur de porosité résiduelle des tailles foudroyées aussi faible que 5%, même en tenant compte de la poursuite de la compaction des vides. D'autre part, le calcul du volume affaissé a donné des résultats très inférieurs au volume exploité (de l'ordre de 30%).

C'est pourquoi les calculs suivants ont été basés sur trois hypothèses :

- 5% pour servir de comparaison avec les études antérieures ; il s'agit cependant, à notre avis, d'une hypothèse irréaliste ;
- 10% qui sera l'hypothèse minimale retenue par l'INERIS et qui correspond, en profondeur, au résidu de l'affaissement de 90% signalé par les MDPA dans les 3 ans suivant le foudroyage des terrains sous-jacents sans tenir compte d'une poursuite rapide de la compaction ;
- 20% qui sera l'hypothèse plausible retenue par l'INERIS.

Le scénario d'ennoyage du secteur ouest est donc basé sur une porosité résiduelle des tailles foudroyées de 20% en moyenne, correspondant à un affaissement moyen en surface de 80%.

4.2.7 Prise en compte de la vitesse de convergence des vides miniers

La modélisation géomécanique (Laouafa, 2010) et les données de terrain permettent d'estimer la vitesse de convergence des vides miniers à la profondeur moyenne du stockage (550 m) à :

- 0,9% par an en moyenne pour les voies doubles (mais environ 2% à la profondeur moyenne des travaux du secteur ouest, soit 627 m) ; cette même vitesse a également été appliquée aux voies au mur¹² ;
- entre 0,1 et 0,2% par an pour les tailles foudroyées (mémoire 5 du rapport MDPA, 2008), le mécanisme prépondérant étant ici la compaction des vides résiduels ; comme ces données datent d'une dizaine d'années et que la vitesse de compaction ne peut que diminuer avec le temps, nous avons pris en compte la valeur minimale mesurée de 0,1% par an comme vitesse moyenne de compaction des tailles foudroyées.

¹² du fait de la faible proportion de voies non foudroyées, l'impact final de ce paramètre est négligeable (quelques années) sur la durée totale de l'ennoyage qui est de plusieurs siècles.

Note : il est probable que ces vitesses vont continuer à diminuer très lentement au cours de l'ennoyage mais, ne disposant pas des données sur la cinétique de cette diminution, nous les considérerons comme constantes pendant les premières centaines d'années de fermeture des vides, étant entendu que le processus de compaction résiduelle sera particulièrement lent au stade final.

4.2.8 Prise en compte du volume de vides résiduels en 2010

Il convient maintenant d'estimer le volume de vides résiduels dans leur état actuel (année 2010) en tenant compte du fluage et de la compaction qui se sont produits depuis l'époque de leur creusement.

Il a été vu précédemment que ne disposions pas de la date de creusement de chaque tranche de travaux mais seulement de la période d'exploitation de chaque puits et du volume de minerai qui en a été extrait (Tableau 6 et Tableau 7).

En appliquant, depuis la date moyenne de leur creusement, un taux de fluage de 2% par an aux voies et un taux de compaction de 0,1% par an aux tailles, nous obtenons, pour le secteur ouest, les résultats présentés dans le Tableau 13. Dans ce tableau, les voies âgées en moyenne de plus de 50 ans sont donc considérées comme mécaniquement fermées (leur volume de vide résiduel est négligeable).

Tableau 13. Détail du calcul des volumes résiduels de voies et de tailles en 2010 pour le secteur ouest

Puits	Volume résiduel de voies (Mm ³)	Volume résiduel de tailles selon l'hypothèse de vides résiduels après foudroyage (Mm ³)		
		5%	10%	20%
Amélie 1	0	3,66	7,31	14,62
Amélie 2	0	0,11	0,22	0,44
Max	0	0,06	0,12	0,24
Joseph, Else	0	0,51	1,01	2,02
Marie, Louise	0	1,97	3,93	7,86
S, B, S*	0,46	1,14	2,28	4,56
Ungersheim 1, 2	0,06	0,07	0,13	0,26
Alex	0,03	0,20	0,40	0,80
Rodolphe 1, 2	0,07	0,49	0,97	1,94

* Schoenensteinbach, Bernwiller et Staffelfelden

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

Ces résultats vont servir de base aux calculs de vitesse d'ennoyage de la mine et aux débits d'épanchement en surface à la fin de l'ennoyage qui sont présentés dans les chapitres suivants. Leur répartition entre la mine Amélie et l'ensemble du bassin de Wittelsheim (ou secteur ouest) est donnée dans le *Tableau 14*.

Tableau 14. Résumé des volumes résiduels de voies et de tailles en 2010

Secteur étudié	Volume résiduel de voies (Mm ³)	Volume résiduel de tailles selon l'hypothèse de vides résiduels après foudroyage (Mm ³)		
		5%	10%	20%
Secteur Ouest	0,6	8,2	16,3	32,7
Mine Amélie	0,0	4,3	8,7	17,3

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

4.3 CALCUL DE LA DUREE D'ENNOYAGE DES VIDES MINIERES DU SECTEUR OUEST

4.3.1 Estimation de la durée d'ennoyage actuelle

L'ennoyage des travaux miniers a débuté après l'abandon des puits et leur colmatage. A ce jour, à l'exception des puits Joseph et Else où un pompage est toujours maintenu, cet ennoyage a débuté partout ailleurs dans le secteur ouest depuis 2 à 54 ans et date en moyenne de 1991 (Tableau 15). En 2010, l'âge moyen de l'ennoyage des vides miniers du secteur ouest est donc de 19 ans.

Pour la mine Amélie, l'ennoyage a également débuté à la même époque mais seulement sur les puits Amélie 1, Amélie 2 et Max. La date moyenne de début d'ennoyage est ici de 2007 et l'âge moyen de l'ennoyage n'est que de 3 ans.

Tableau 15. Estimation de la durée d'ennoyage des travaux miniers par puits

Puits	Date de remblayage	Durée d'ennoyage (an)
Alex	1985	25
Rodolphe 1	1987	23
Rodolphe 2	1987	23
Ungersheim 1	2000	10
Ungersheim 2	2000	10
Berrwiller	2003	7
Staffelfelden	2004	6
Marie	1956	54
Louise	1956	54
Schoenensteinbach	1981	29
Amélie 1	2006	4
Amélie 2	2008	2
Max	2006	4
Joseph	> 2010	0
Else	> 2010	0
Moyenne Secteur Ouest	1991	19
Moyenne mine Amélie	2007	3

4.3.2 Estimation du volume d'ennoyage actuel

Nous venons de voir que l'ennoyage a été considéré comme ayant débuté il y a en moyenne 19 ans dans le secteur ouest au débit mentionné dans le *Tableau 5* pour chaque puits.

En multipliant le débit d'ennoyage de chaque puits (selon les 3 hypothèses choisies) par sa durée spécifique d'ennoyage, nous obtenons le volume d'ennoyage actuel du bassin¹³ (voir détails en Annexe 8).

Le volume d'ennoyage obtenu varie de 0,4 à 2,1 Mm³ dans le secteur ouest et de 0,004 à 0,03 Mm³ dans la mine Amélie (Tableau 16).

Tableau 16. Estimation du volume d'ennoyage cumulé en 2010 (Mm³)

Hypothèse de débit →	Basse	Moyenne	Haute
Secteur Ouest	0,43	1,12	2,06
Mine Amélie	0,004	0,01	0,03

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

En rapportant ces valeurs aux volumes résiduels de vides miniers après foudroyage, nous obtenons un pourcentage de vides noyés de l'ordre de 7% pour le scénario de référence du secteur ouest (Tableau 17).

Les mêmes calculs appliqués à la mine Amélie isolée donneraient un taux d'ennoyage inférieur à 1%.

Tableau 17. Taux estimé de remplissage actuel du secteur ouest

Hypothèse de vides résiduels →		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse d'ennoyage ↓		20%	10%	5%
Haute	2,06 Mm³ d'eau	7%	13%	25%
Moyenne	1,12 Mm ³ d'eau	3%	7%	13%
Basse	0,43 Mm ³ d'eau	1%	2%	4%

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

4.3.3 Prise en compte de la dissolution due à l'entrée d'eau douce

L'ennoyage de la mine se fera majoritairement à partir de l'eau douce directement issue de la nappe alluviale et pour une faible part - compte tenu de la perméabilité plus réduite de ces aquifères - d'une eau saumâtre issue des terrains du Tertiaire supérieur, directement sus-jacents au bloc-hôte.

¹³ L'influence des facteurs d'ordre secondaire tels que la compressibilité de l'air piégé et de l'eau ainsi que le couplage « fluage-pression » sera discuté plus loin.

La salinité de l'eau de la nappe alluviale est faible, inférieure à 1 g/l (hors des langues salées actuelles issues des terrils) alors que celle du Tertiaire supérieur est comprise entre 10 et 70 g/l.

Dans les deux cas, il s'agit donc d'une eau possédant un fort potentiel de dissolution puisque la salinité à saturation est de l'ordre de 406 g/l pour un mélange NaCl+KCl correspondant au minéral potassique¹⁴ des MDP (Lourdel, 2004b).

En accord avec cet auteur ainsi qu'avec Cesame (2006), nous avons considéré que la dissolution ainsi produite était de 24% du volume d'eau introduit. Sur la base d'une densité de saumure saturée de 1,236.

Lourdel (2004a) fait par ailleurs remarquer que la densité de la saumure ainsi obtenue ne varie pratiquement pas en fonction de la température (donc de la profondeur) puisqu'elle vaut :

- 1,233 à 30°C soit vers 400 m de profondeur (travaux les plus hauts);
- 1,238 à 60°C soit vers 1150 m de profondeur (travaux les plus bas).

Cette dissolution représente un volume de vides supplémentaires de l'ordre de 25 000 m³/an dans le scénario de référence, pour l'ensemble du secteur ouest, et de 2 400 m³/an pour la mine Amélie isolée (Tableau 18).

Tableau 18. Volume supplémentaire de vides induit par la dissolution de la potasse (m³/an)

Hypothèse de débit d'ennoyage	Basse	Moyenne	Haute
Secteur ouest	5 200	13 900	25 200
Mine Amélie	420	1 200	2 400

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

Dans nos calculs, ces volumes de vides supplémentaires créés par dissolution ont été affectés – au pas de temps annuel – aux vides résiduels représentés par les voies et par les tailles foudroyées selon les modalités suivantes :

- en phase d'exploitation, les voies représentent 4,5% des vides miniers soit 12% sitôt après le foudroyage des tailles ; au temps t=0 de l'ennoyage, les volumes de vides créés par dissolution ont été affectés aux voies et aux tailles au prorata de leurs volumes respectifs ;
- du fait d'une vitesse de convergence supérieure d'environ un ordre de grandeur, les voies se referment plus vite que les tailles foudroyées et leur volume devient insignifiant dès leur fermeture mécanique qui survient après environ un siècle ; à ce moment là, la totalité des vides créés par dissolution a donc été affectée aux tailles.

¹⁴ il s'agit de sylvinite renfermant 60% de NaCl, 25% de KCl et 15% d'insolubles (Lourdel, 2004a).

Selon les hypothèses prises en compte, les vides ainsi créés par dissolution sont de l'ordre de 1 à 6 Mm³ pour le secteur ouest et de 0,3 à 1 Mm³ dans la mine Amélie isolée.

Il faut noter que ces vides vont également évoluer, sous l'effet de la convergence des terrains, à la même vitesse que les voies ou les tailles auxquelles ils ont été affectés.

4.3.4 Calcul de la vitesse de convergence des vides miniers ennoyés

Nous avons vu précédemment que le modèle géomécanique retenu par l'INERIS fournit une vitesse moyenne de convergence des voies d'infrastructure de la mine de 2% par an, ce qui correspond à une fermeture¹⁵ en un demi-siècle environ.

Au delà de cette période, la présence de blocs et/ou de bancs tombés au sein des voies exercera une pression de confinement sur la paroi des galeries. Cette pression augmentera progressivement et ralentira de fait la convergence. Ce phénomène deviendra de plus en plus lent mais ne s'arrêtera jamais avant le retour à l'équilibre initial du champ de contrainte : le sel est en effet un fluide visqueux non-newtonien qui flue sous toute contrainte déviatorique, même très faible, avec une vitesse de fluage proportionnelle au déviateur élevé à une puissance de l'ordre de 4 dans le cas du sel des MDPA.

L'ennoyage va donc affecter le fluage par le biais de la pression du fluide sur les parois. L'effet maximal se fera sentir lorsque l'eau atteindra la nappe alluviale d'Alsace à environ 620 m en moyenne au-dessus des travaux miniers. En prenant une densité de saumure de 1,1 (car presque la moitié de la colonne d'eau sera constituée de saumure saturée de densité 1,2), la pression moyenne exercée sur les vides miniers ennoyés sera d'environ 6,3 MPa. Tout se passera donc comme si la contrainte lithostatique initiale à 620 m (soit 13,6 MPa) était divisée par 2,2 : la vitesse de fluage des voies sera alors divisée par $2,2^4 \approx 23$, ce qui correspond à environ 0,09% par an. Pour les tailles foudroyées, le calcul donnerait une vitesse de compaction de 0,006% par an, valeur arrondie à 0,01% par an (Tableau 19).

Tableau 19. Résumé des vitesses de convergences utilisées dans les calculs

Type de vides miniers	Avant ennoyage	Après ennoyage
Voies	2% par an	0,09% par an
Tailles foudroyées	0,1% par an	0,01% par an

4.3.5 Calcul de la durée d'ennoyage

Nous pouvons donc estimer le volume de vides résiduels au temps t comme résultant du volume calculé au temps $t-1$, augmenté des vides dus à la dissolution et diminué des volumes suivants :

¹⁵ d'un point de vue géotechnique, du fait de la convergence excessive et du décollement des bancs de toit, mais sans être toutefois étanches hydrauliquement.

- compaction des tailles sèches (incluant les vides créés par dissolution) à la vitesse de 0,1% par an ;
- compaction des tailles ennoyées à la vitesse de 0,01% par an ;
- fluage des voies sèches (incluant les vides créés par dissolution) à la vitesse de 2% par an pour la profondeur moyenne des travaux ;
- fluage des voies ennoyées à la vitesse de 0,09% par an ;
- remplissage des vides par l'eau d'ennoyage (au prorata du volume de vides au sein des voies et des tailles ennoyées).

L'équation qui régit ce calcul est donnée ci-dessous au pas de temps t (an):

$$V_R(t) = V_R(t-1) - [(V_{VS} + V_D * P_v) * C_{VS} + (V_{TS} + V_D * (1 - P_v)) * C_{TS} + (V_{VE} + Q * P_v) * C_{VE} + (V_{TE} + Q * (1 - P_v)) * C_{TE}] + V_D$$

où

V_R est le volume résiduel des vides miniers (m^3)

V_{VS} est le volume résiduel de voies sèches (m^3)

V_D est le volume de vides créés par dissolution par le débit d'eau entrant (m^3)

C_{VS} est la vitesse de convergence des voies sèches (2% par an)

V_{TS} est le volume résiduel de tailles sèches (m^3)

C_{TS} est la vitesse de convergence des tailles sèches (0,1% par an)

V_{VE} est le volume cumulé de voies ennoyées (m^3)

C_{VE} est la vitesse de convergence des voies ennoyées (0,09% par an)

V_{TE} est le volume cumulé de tailles ennoyées (m^3)

C_{TE} est la vitesse de convergence des tailles ennoyées (0,01% par an)

Q est le débit d'ennoyage (m^3/an)

P_v est la proportion de voies au sein des vides miniers

Sur ces bases, nous pouvons calculer à chaque pas de temps t une durée résiduelle d'ennoyage $D_{RE}(t)$ comme étant le rapport du volume résiduel des vides miniers $V_R(t)$ au débit d'ennoyage Q :

$$D_{RE}(t) = V_R(t) / Q$$

Cette durée résiduelle d'ennoyage diminue graduellement en fonction du temps du fait de la diminution des volumes restant à ennoyer, diminution liée à la fois à leur remplissage par l'eau d'ennoyage et à leur fermeture par fluage ou compaction. L'ennoyage est considéré comme terminé lorsque cette durée devient nulle.

Ainsi, dans le cas du scénario de référence, l'ennoyage devrait durer environ 300 ans dans le secteur ouest, ce qui amène la fin théorique de l'ennoyage vers l'an 2310 (Tableau 20).

Dans le cas de la mine Amélie isolée, où seulement 5 puits participeront à l'ennoyage, celui-ci devrait durer environ 670 ans, ce qui amène la fin théorique de l'ennoyage vers l'an 2680. Nous constatons donc que la durée d'ennoyage varie du simple au double selon l'hypothèse choisie quant au rôle du stot.

Tableau 20. Durée d'ennoyage des vides miniers selon les scénarios retenus dans le secteur ouest (an)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m ³ /an	304	195	123
Moyenne	58 000 m ³ /an	425	286	182
Basse	22 000 m ³ /an	644	490	341

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

4.3.6 Calcul du volume résiduels de vides miniers en fin d'ennoyage

Lorsque l'ennoyage sera terminé, il subsistera un certain volume de vides miniers ennoyés sur lequel la compaction pourra encore agir : il s'agit là du principal moteur d'épanchement de saumure par le biais des puits en direction de la nappe alluviale.

Pour le secteur ouest, ce volume résiduel ennoyé sera de l'ordre de 29 Mm³ dans le scénario de référence (Tableau 21). Dans le cas de la mine Amélie isolée, il vaudra de l'ordre de 6 Mm³.

L'écart entre le cas de la mine Amélie isolée et celui du secteur ouest dans son ensemble est important à cause de la variabilité de la durée d'ennoyage qui conduit à un degré de fermeture plus ou moins important des tailles foudroyées avant leur ennoyage.

Tableau 21. Volume de vides miniers résiduels en fin d'ennoyage dans le secteur ouest (Mm³)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m ³ /an	28,5	17,0	9,5
Moyenne	58 000 m ³ /an	22,8	14,7	8,7
Basse	22 000 m ³ /an	13,3	9,9	6,7

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

4.4 SCENARIO D'ENNOYAGE DU SITE DE STOCKAGE ET DES VIDES MINIERES RESIDUELS SUS-JACENTS

4.4.1 Durée d'atteinte du site de stockage par l'eau d'ennoyage

Comme le site de stockage se trouve dans la partie haute du secteur ouest, pour estimer sa durée d'atteinte par l'eau d'ennoyage, nous avons refait les mêmes calculs que précédemment après avoir préalablement soustrait le volume de vides miniers sus-jacents au site de stockage.

L'examen des plans fournis par StocaMine permet de situer la cote du site de stockage entre -239 et -295 m NGF (Figure 12) : cependant, les déchets n'ont été stockés que dans les blocs 11 à 15 et 21 à 24, ce qui correspond à des cotes de -248 à -295 m NGF.

Nous avons admis que les cotes des blocs où des déchets ont été stockés correspondaient à la fourchette de profondeur de travaux allant de -250 à -300 m NGF, telle qu'issue du Tableau 9. D'après ce tableau, les vides miniers situés à la cote -300 m NGF et au-dessus représentent 27,8% des vides créés par l'exploitation, soit un volume initial de 56,1 Mm³.

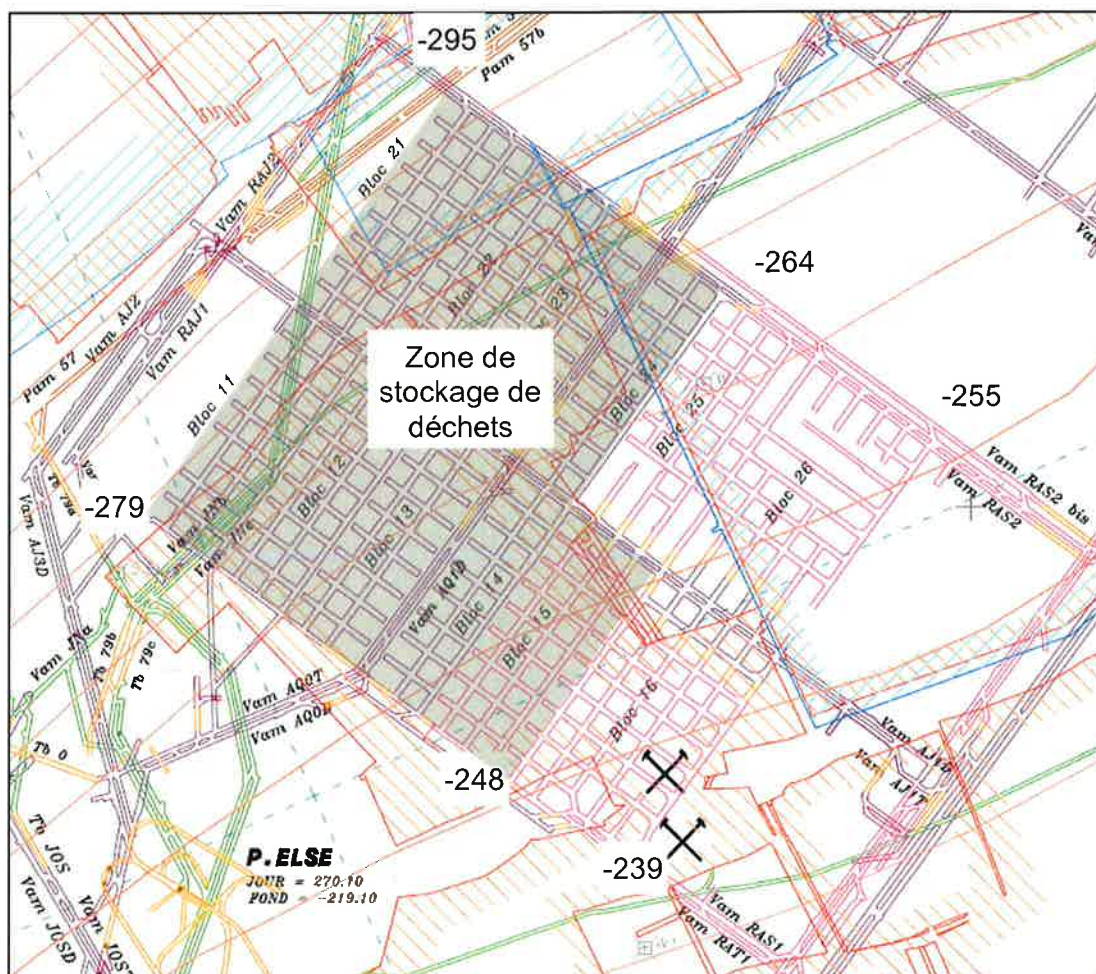


Figure 12. Cotes altitudinales du site de stockage (m NGF)

Du fait de la faible gamme de profondeur de ces travaux (dans le contexte des MDPA) et de leur volume important, nous les avons intégralement affectés au puits Amélie 1 : il s'agit en effet du seul puits de ce secteur à avoir pu extraire une telle quantité de minerai puisqu'il a extrait au total 76,5 Mm³ (voir Tableau 6).

Pour estimer la durée d'atteinte des déchets par la saumure, le volume de vides exploités à partir de ce puits a donc été réduit de 76,5 à 20,4 Mm³ et les calculs relancés avec un volume total de vides à envoyer de 145,4 Mm³ pour le secteur ouest et de 34,6 Mm³ pour la mine Amélie isolée (Tableau 22).

Note : ce volume a été réparti en voies et tailles selon les mêmes modalités.

Tableau 22. Répartition initiale des vides miniers exploités au-dessus et au-dessous du site de stockage (Mm³)

Secteur minier	Secteur ouest	Mine Amélie
Volume total exploité	201	91
Au niveau du site de stockage et au-dessus	56	
Au dessous du site de stockage	145	35

Dans ces conditions, l'ennoyage n'atteindrait les déchets du site de stockage qu'au bout d'environ 240 ans dans le scénario de référence du secteur ouest (Tableau 23). Dans le cas de la mine Amélie isolée, cette durée d'ennoyage serait portée à environ 470 ans.

Tableau 23. Durée d'atteinte du site de stockage par la saumure dans le secteur ouest (an)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m³/an	240	150	100
Moyenne	58 000 m ³ /an	340	220	140
Basse	22 000 m ³ /an	560	400	270

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

4.4.2 Durée d'ennoyage des vides miniers sus-jacents au site de stockage

La durée d'ennoyage du site de stockage et des vides miniers sus-jacents a été obtenue par soustraction de la durée d'atteinte du site de stockage à la durée d'ennoyage total du bassin minier.

Il est important de noter que l'incertitude sur cette durée est la somme des incertitudes sur les deux calculs de base dont elle découle : il ne s'agit donc là que d'un ordre de grandeur de la durée prévisible d'ennoyage du site et des vides miniers résiduels sus-jacents.

Dans le scénario de référence, cette durée serait de l'ordre de 65 ans dans le secteur ouest (Tableau 24) et de 210 ± 50 ans dans la mine Amélie isolée.

Tableau 24. Durée d'ennoyage du site de stockage et des vides sus-jacents dans le secteur ouest (an)

Hypothèse d'affaissement →		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m ³ /an	65	45	20
Moyenne	58 000 m ³ /an	80	60	40
Basse	22 000 m ³ /an	85	85	70

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

4.4.3 Volume résiduel des vides miniers sus-jacents au site de stockage

Au moment de l'ennoyage des vides miniers sus-jacents au site de stockage, leur volume résiduel aura considérablement été réduit par le fluage du sel. Dans le scénario de référence du secteur ouest, il ne sera plus que de l'ordre de 7 Mm³ (Tableau 25).

Ce volume résiduel diffèrera selon que nous considérerons le secteur ouest dans son ensemble (ennoyage moyen en 3 siècles) ou la mine Amélie isolée (ennoyage moyen en près de 7 siècles) : dans ce dernier cas, il se sera plus que de l'ordre de 2 Mm³.

Tableau 25. Volume de vides résiduels envoyés au niveau du site de stockage et au-dessus dans le secteur ouest (Mm³)

Hypothèse d'affaissement →		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m ³ /an	6,8	4,6	2,3
Moyenne	58 000 m ³ /an	4,6	3,6	2,4
Basse	22 000 m ³ /an	1,8	1,8	1,5

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

Rappelons que la différence entre les valeurs calculées résulte essentiellement du stade d'évolution des vides miniers résiduels au moment de leur ennoyage, sous l'effet de la compaction des tailles et du fluage des voies.

Ainsi :

- un faible taux d'affaissement des terrains en surface (80%) - correspondant à un grand volume résiduel de tailles foudroyées (20%) - auquel est affecté un faible débit d'ennoyage, conduit à une durée d'ennoyage longue ; dans ce cas, la fermeture des vides miniers sera importante avant leur ennoyage ;
- à l'opposé, un fort taux d'affaissement des terrains en surface (90%) - correspondant à un faible volume résiduel de tailles foudroyées (10%) - auquel est affecté un fort débit d'ennoyage, conduit à une durée

d'ennoyage plus courte ; la fermeture des vides miniers sera alors moindre avant leur ennoyage.

4.4.4 Scénario d'ennoyage prévisible en l'absence de barrières

Le cheminement de la saumure au cours du scénario d'ennoyage prévisible du site de stockage et des vides miniers résiduels sus-jacents a été étudié par les MDPa. Il comporte deux principales étapes qui sont :

- le début de l'ennoyage du site de stockage par percolation d'eau depuis sa partie amont, c'est-à-dire à partir des deux puits Joseph et Else ;
- l'ennoyage proprement dit par remontée de la saumure depuis le secteur aval, c'est-à-dire depuis les parties basses de la mine.

4.4.4.1 Scénario d'ennoyage par percolation d'eau depuis le secteur amont

L'ennoyage résultant de la percolation d'eau par les deux puits Joseph et Else devrait être limité du fait :

- que ces deux puits ont toujours débité peu et que leur rôle dans l'ennoyage de la mine sera minime ;
- qu'ils devraient être très soigneusement rebouchés puisqu'ils prendront en compte d'une part le retour d'expérience de tous les autres remblayages et d'autre part les contraintes liées au stockage (nécessité d'un comblement plus adapté) ;
- que la saumure qui, en provenance de ces puits, se contaminerait en lessivant les déchets poursuivrait son trajet en descendant dans la mine où elle finirait par rencontrer la saumure ascendante et par remonter avec elle.

Les puits Joseph et Else semblent avoir toujours débité peu puisque leur débit d'exhaure en cours d'exploitation oscille entre 47 et 480 m³/an (Tableau 26) : les calculs basés sur la perméabilité équivalente du bouchon et ceux basés sur la transmissivité équivalente de l'extrados donnent une gamme de débits de 255 à 871 m³/an, soit 2 à 3% du débit total estimé pour le secteur ouest.

Par ailleurs, ces puits bénéficieront du retour d'expérience du rebouchage de tous les autres puits et devraient de ce fait être particulièrement étanches. Les débits attendus en phase d'ennoyage sont donc au maximum de 5 m³/jour pour ces deux puits (scénario de référence).

Tableau 26. Débits mesurés et calculés aux puits Joseph et Else

Puits	Calcul Darcy	Calcul INERIS	Données MDPa		Référence bibliographique
			Minimum	Maximum	
Joseph	255	871	-	-	Mica, 2004 (p. 69)
Else	255	871	47	480	Lourdell, 2004 (p. 8)

En conséquence, l'ennoyage du site de stockage débutera par la percolation descendante des eaux issues des puits Joseph et Else à un débit maximum de l'ordre de 1700 m³/an. Ces eaux se transformeront en saumure après quelques centaines de mètres de circulation souterraine et viendront remplir le site de stockage en commençant par les blocs 11 à 14 et 21 à 24 (*Figure 13*).

Ce débit est négligeable devant le volume du site de stockage (300 000 m³) mais, compte tenu de la vitesse de fermeture des galeries qui constituent ce dernier, un tel débit permet théoriquement d'envoyer le site de stockage en moins d'un siècle. Il faut donc s'attendre à un débordement de saumure potentiellement contaminée par sa percolation à travers les déchets stockés avant l'arrivée de la saumure profonde issue de l'aval de la mine.

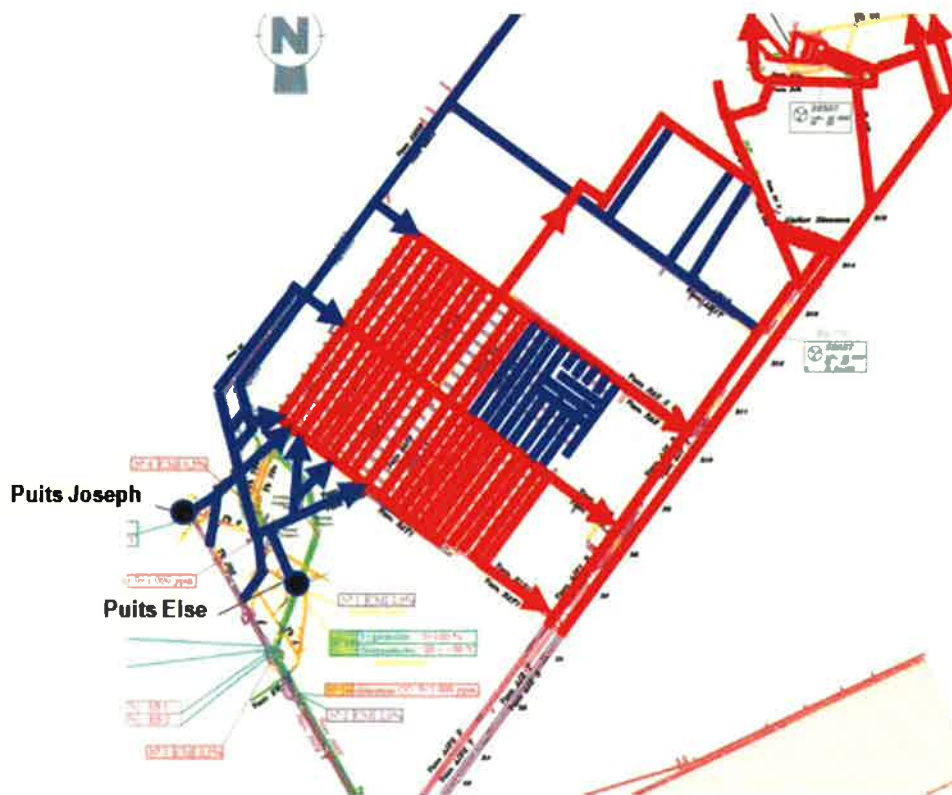


Figure 13. Début d'ennoyage du site de stockage (d'après document MDPa)

Cet écoulement se produira par les voies PAM 77 et cette saumure ira rejoindre celle qui remonte des parties aval de la mine sous l'effet de l'infiltration d'eau dans les 13 autres puits.

Ces deux saumures se mélangeront alors à la proportion de moins de 2% de saumure « descendante » potentiellement contaminée et de plus de 98% de saumure « ascendante » non contaminée.

Ce n'est qu'au bout d'un à deux siècles que ce mélange remontera jusqu'au niveau du site de stockage et poursuivra l'ennoyage des vides résiduels sus-jacents selon le scénario présenté ci-après.

4.4.4.2 Scénario d'ennoyage par remontée de la saumure depuis le secteur aval

Ce scénario, plus complexe, comprend plusieurs étapes qui sont présentées en détail en Annexe 9 et synthétisées sur la Figure 14 (page suivante).

Il est rappelé que nous nous trouvons ici à environ 240 ans du début de l'ennoyage et que, de ce fait, le site de stockage est mécaniquement fermé. Nous supposons qu'il subsiste toutefois des vides suffisants pour laisser circuler un débit de saumure de l'ordre de 3 l/s.

Les principales étapes de cet ennoyage sont résumées ci-après :

- 1) Le mélange de saumure qui remonte des niveaux miniers les plus bas arrive à l'étage 286 d'Amélie 2 puis en haut du travers-banc TB2 et s'écoule vers l'Atelier Réseaux ;
- 2) cette saumure noie les contrebais de l'Atelier Réseaux, elle s'écoule ensuite le long de la voie AM1 puis atteint la voie AM2 ;
- 3) la saumure arrive en contact avec les premiers déchets du site de stockage au niveau du bloc 21 par le biais de la voie AM2 ; elle envahit ensuite progressivement le site de stockage en se chargeant localement en substances dissoutes issues des déchets ;
- 4) après avoir totalement rempli le site de stockage, la saumure remonte le travers-banc TB0, arrive à la recette du puits Joseph, envahit son puisard et monte dans le travers-banc TB JOS ;
- 5) à partir de là, la saumure commence à envahir les quartiers de la couche inférieure de potasse (CI) situés à cette cote et au dessus (voir Figure 15) ; une fois cet ennoyage terminé, elle arrive au pied du travers-banc TB 910 puis au niveau -4 m et noie progressivement les quartiers voisins ;
- 6) la saumure ayant envahi tous les vides miniers, elle remonte par le biais des puits (à l'extrados comme, probablement, à l'intrados) en direction de la surface.

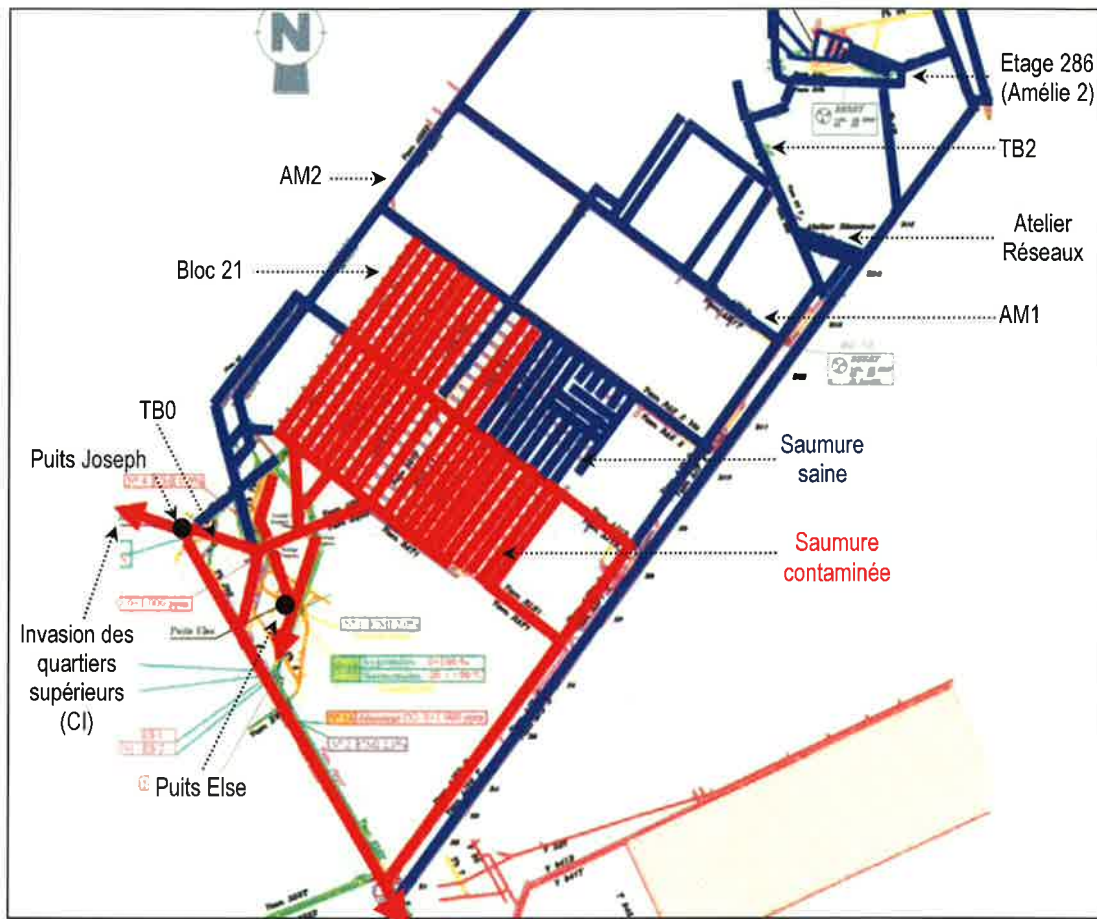


Figure 14. Etat final d'ennoyage du site de stockage (d'après document MDPA)

Dans l'état actuel du site de stockage, c'est-à-dire en l'absence de barrières¹⁶, la Figure 15 montre que la totalité du site de stockage et des vides miniers résiduels sus-jacents (niveau exploité de la couche inférieure de potasse), seront ennoyés de la manière suivante :

- à environ 90% par de la saumure « potentiellement contaminée » (en rouge) du fait de sa percolation à travers les déchets entreposés ;
- à environ 10% par de la saumure « saine » (en bleu) qui n'a jamais été en contact avec les déchets.

Par ailleurs, il subsiste quelques bulles d'air piégées dans les points hauts du réseau minier et dont l'étendue exacte n'est pas délimitable avec certitude car elle sera fonction de la pression hydrostatique. Sur la Figure 15, cet air piégé occuperait au maximum environ 10% des vides miniers. Son influence sur l'ennoyage sera discutée plus loin.

¹⁶ encore appelées « Mesures de maîtrise des Risques » ou MMR.

Le schéma théorique d'ennoyage ainsi présenté suggère donc la mise en place de barrières (MMR) judicieusement positionnées de manière à :

- empêcher la saumure de se contaminer,
- et/ou empêcher la saumure contaminée d'envoyer un volume significatif de vides miniers.



Figure 15. Etape finale de l'ennoyage du site de stockage et des vides miniers résiduels sus-jacents (document MDPa)

4.5 PRISE EN COMPTE DE LA COMPRESSIBILITE DE L'EAU ET DE L'AIR PIEGE DANS LES VIDES MINIERES

4.5.1 Dans l'ensemble de la mine en cours d'ennoyage

Dans les calculs précédents, la compressibilité de l'eau et de la saumure a été négligée.

En réalité, il faut tenir compte de la compressibilité de la saumure β_s et de celle de l'air β_a qui s'appliquent respectivement aux volumes de vides résiduels ennoyés par la saumure V_s et renfermant de l'air piégé V_a . Ces deux paramètres sont liés au volume total de vides résiduels V_t par $V_t = V_s + V_a$.

En appliquant la loi de conservation des débits, nous pouvons écrire, pour le scénario de référence (voir note de P. Berest en Annexe 11) :

$$S n \, dh/dt = V \, d\varepsilon/dt + Q_w - \beta V \rho g \, dh/dt$$

où

S = somme des sections horizontales des puits (306 m²)

n = porosité du remblai des puits (35%)

dh/dt = vitesse de montée de l'interface eau/air (m/an)

V = volume des vides résiduels au-dessus du site de stockage (29 Mm³ pour le scénario de référence)

$d\varepsilon/dt$ = vitesse de fermeture des vides ennoyés (0,01% / an)

Q_w = débit d'eau douce entrant dans les puits (105 000 m³/an)

ρ = masse volumique de la saumure (1200 kg/m³)

g = accélération de la pesanteur (9,81 N/kg)

β = somme des compressibilités des volumes V de saumure et d'air contenus dans la mine (voir plus bas).

β_s = compressibilité de la saumure (4 10⁻⁴ /MPa)

β_a = compressibilité de l'air piégé (1/P, P étant la pression, soit 1,7 10⁻² /MPa à 6 MPa (fin de l'ennoyage))

V_s = volume total de saumure dans la mine ennoyée (29 Mm³ × 90% ≈ 26 Mm³)

V_a = volume d'air piégé dans la mine ennoyée (29 Mm³ × 10% ≈ 3 Mm³).

D'où il vient :

$$dh/dt = (V \, d\varepsilon/dt + Q_w) / (S n + \beta V \rho g)$$

La compressibilité des fluides intervient dans le terme βV qui prend en compte à la fois la compressibilité β_s du volume de saumure V_s et celle β_a du volume d'air V_a contenus dans la mine. L'équation s'écrit :

$$\beta V = \beta_s V_s + \beta_a V_a$$

Dans le scénario de référence, à la fin de l'ennoyage, les volumes supplémentaires induits par la compressibilité de ces deux fluides sont de l'ordre de 10 000 m³ pour la saumure et 484 000 m³ pour l'air piégé sur la base d'une pression hydrostatique de 6,3 MPa à la profondeur moyenne des travaux miniers du secteur ouest.

De ce fait, l'eau qui entre par les puits ne sert pas seulement à faire monter le niveau de saumure mais également à comprimer les fluides renfermés dans la mine. Ce mécanisme n'influence qu'au second ordre la durée totale de l'ennoyage : le volume supplémentaire cumulé est de l'ordre de 0,5 Mm³, ce qui correspondrait à une augmentation de la durée d'ennoyage de l'ordre de 5 ans.

Cette valeur représente moins de 2% de la durée moyenne d'ennoyage du secteur ouest dans le scénario de référence, ce qui est négligeable à l'échelle du phénomène.

4.5.2 Dans les puits en fin d'ennoyage

Ce mécanisme induit cependant une dissolution supplémentaire de l'ordre de 120 000 m³, répartie sur les 15 puits du secteur ouest. Cela n'a réellement un rôle important qu'en phase finale d'ennoyage, lorsque le niveau de saumure atteint la base des derniers puits : à ce moment, l'eau entrant ne peut plus s'évacuer vers le bas et stagne dans la partie inférieure des puits où se concentre alors la dissolution du sel.

Le graphe de la *Figure 16* montre l'évolution de la vitesse de remontée de l'eau dans les puits et du temps d'ennoyage correspondant : il apparaît que βV_{pg} augmente significativement en présence de poches d'air piégé dans la mine¹⁷ et, en conséquence, le niveau d'ennoyage remonte plus lentement.

Les calculs montrent que la durée d'ennoyage des puits augmente d'environ 1 an, ce qui correspond à un accroissement de dissolution de l'ordre de 24 000 m³, réparti dans la traversée de la masse de sel par les 15 puits du secteur ouest.

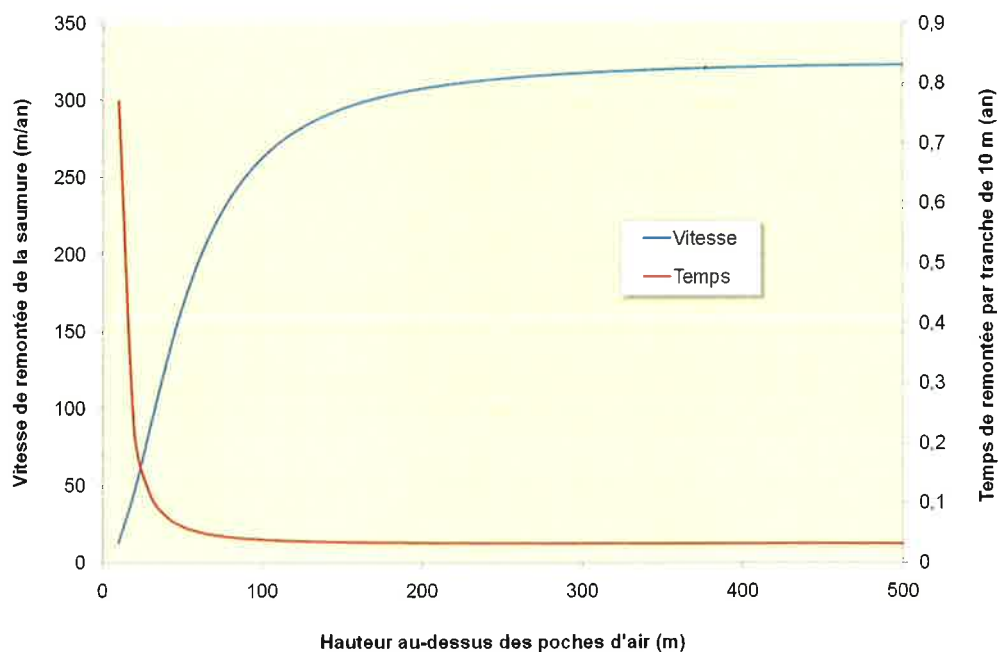


Figure 16. Vitesse de montée de la saumure dans les puits en présence de 10% d'air piégé dans les vides résiduels sus-jacents au site de stockage

¹⁷ dans ces calculs, il n'a été tenu compte que des poches d'air piégées dans les vides sus-jacents au site de stockage (soit 10% de 6,9 Mm³), les autres étant considérées comme déjà comprimées.

5. QUANTIFICATION DE L'EPANCHEMENT DE SAUMURE EN SURFACE EN FIN D'ENNOYAGE

5.1 EPANCHEMENT A TRAVERS LES PUITTS COLMATES

5.1.1 Calcul de l'équilibre hydrostatique de la saumure

La situation qui sera atteinte en fin d'ennoyage est la suivante :

- l'eau douce ou saumâtre provenant majoritairement de la nappe alluviale et minoritairement des terrains du Tertiaire supérieur aura envahi les vides miniers ;
- au contact du sel, cette eau se sera transformée en saumure saturée ;
- compte tenu du pendage de la série salifère et afin d'équilibrer la pression de la colonne d'eau et de saumure en chaque puits, la saumure sera contrainte de remonter dans les puits situés en aval.

Ce raisonnement est illustré par la Figure 17 reproduite ci-dessous.

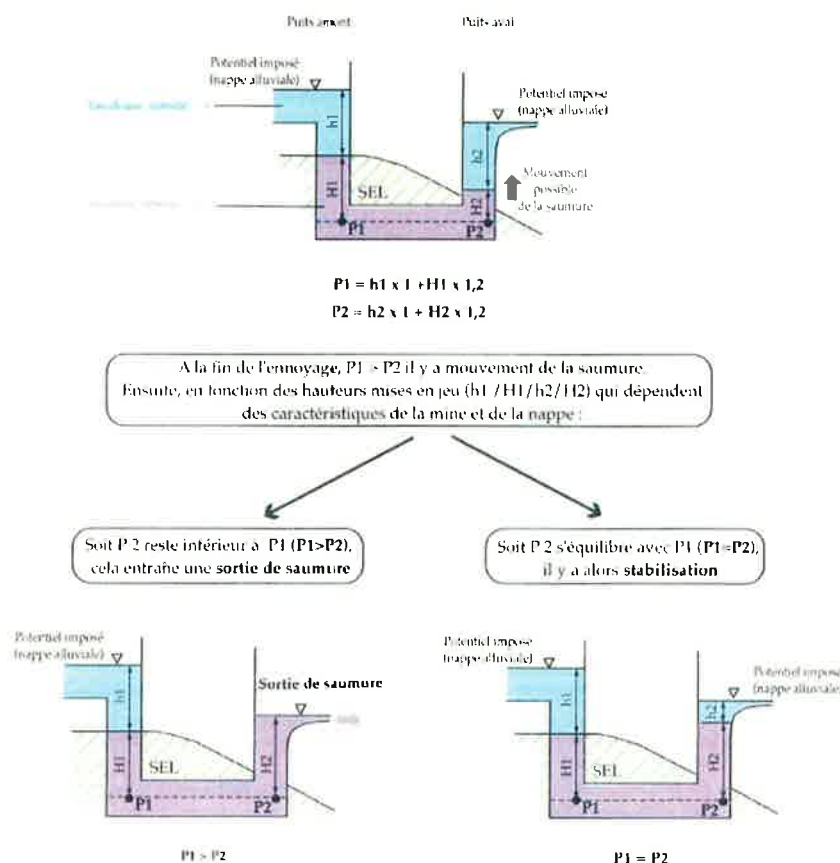


Figure 17. Schématisation du comportement de l'interface eau/saumure en fin d'ennoyage (MDPA, 2008)

La principale question est de savoir si cette remontée de saumure est susceptible d'atteindre la nappe alluviale et de s'y épancher.

En effet, l'interface qui matérialise le contact entre eau douce et saumure va remonter dans les puits aval et pourrait de ce fait atteindre les couches (peu) aquifères du Tertiaire supérieur.

Si cette interface se mettait en place au sein même de ces terrains, c'est-à-dire hors de toute hétérogénéité ou discontinuité du milieu (puits, faille), nous pourrions admettre qu'elle se fasse de manière prépondérante par diffusion moléculaire : cela se traduirait par une augmentation progressive de la salinité et par une montée lente et régulière de l'interface. Cette interface ne devrait pas être affectée par la présence de couches plus perméables sauf si ces dernières renferment de l'eau douce en écoulement horizontal, ce qui faciliterait le mélange et donc accélérerait la montée de l'interface mais de manière homogène dans l'ensemble de la couche.

Il en irait tout autrement au droit d'une discontinuité verticale et plus perméable de l'encaissant comme, par exemple :

- un puits rempli d'un matériau de perméabilité plus forte que l'encaissant et/ou présentant des possibilités de cheminement préférentiel à l'extrados ;
- une faille ayant augmenté localement la perméabilité des terrains, surtout dans le sens vertical.

Dans une telle discontinuité, l'eau salée serait évacuée au fur et à mesure de son arrivée au mur du Tertiaire supérieur à condition que celui-ci renferme une nappe en écoulement, interdisant de ce fait l'augmentation de salinité (donc de densité) indispensable pour parvenir à l'équilibre hydrostatique.

C'est en admettant cette hypothèse, résolument pessimiste, que nous pouvons proposer un modèle de calcul du débit de saumure issu d'une telle discontinuité à son intersection avec le mur du Tertiaire supérieur.

Les hypothèses nécessaires à la modélisation de ce mécanisme sont les suivantes :

- l'air a été entièrement évacué et le milieu est totalement saturé en phase liquide ;
- le milieu solide que constitue le Tertiaire supérieur est stratiforme, homogène dans chaque couche et de faible perméabilité (la couche supérieure d'alluvions quaternaires n'est pas prise en compte ici) ;
- l'eau douce contenue dans les couches aquifères est une phase homogène, de masse volumique constante $\rho_d = 1000 \text{ kg/m}^3$;
- la saumure contenue dans la couche de sel est une phase homogène de masse volumique constante $\rho_s = 1200 \text{ kg/m}^3$;
- du fait d'une mise en place lente, ces deux phases sont initialement séparées par une interface abrupte sans frange de dispersion ;
- la cote du toit du sel la plus haute d'où procédera la saturation en sel de tous les vides miniers, se trouve au puits Else et vaut $Z_i = -30 \text{ m NGF}^{18}$.

¹⁸ Il s'agit de données extraites du Mémoire des MDPA (2008) page 379. La valeur de -34 m NGF, sur laquelle s'est basée l'expert, est mentionnée par MICA (2004) en pages 184 et 187 : la prise en compte de l'une ou l'autre de ces deux valeurs n'affecte pas l'ordre de grandeur des résultats.

Avec ces hypothèses, la situation atteinte en fin de remplissage est hydrostatique pour l'eau salée dans la mesure où cette phase a atteint la saturation en sel et ne possède aucun exutoire.

Dans cette situation, la charge H_s de l'eau salée est constante, avec une pression p à l'interface, et s'écrit :

$$H_s = p / (\rho_s g) + z$$

La valeur d'équilibre de la charge de saumure dans l'ensemble du secteur ouest est définie par la position de l'interface eau douce/saumure la plus haute parmi les puits amont, c'est-à-dire le puits dont la cote de toit du sel est la plus élevée : nous avons vu précédemment que, à la fois pour le secteur ouest et pour la mine Amélie isolée, il s'agissait du puits Else avec $Z_i = -30$ NGF.

A cet endroit, en considérant le niveau piézométrique H_N de la nappe d'Alsace, la pression p à l'interface est égale à :

$$p = (H_N - Z_i) \rho_d g$$

En prenant, comme référence des charges¹⁹, le niveau de la mer (0 NGF), la charge H_s de l'eau salée est donnée par :

$$H_s = [(H_N - Z_i) \rho_d / \rho_s] - Z_i$$

Soit, en prenant $H_N(\text{Else}) = 260$ m NGF au puits Else :

$$H_s(\text{Else}) = 212 \text{ m NGF}$$

Ce résultat est valable en tout point i où la saumure est confinée et immobile :

$$H_s(i) = H_s(\text{Else})$$

De ce fait, la position Z_i de l'interface eau douce/saumure en tout point i de la zone envahie par la saumure s'écrit :

$$Z_i(i) = Z_i(\text{Else}) + [H_N(\text{Else}) - H_N(i)] / [(\rho_s - \rho_d) / \rho_d]$$

Soit encore, en raisonnant en termes de densité d_s de saumure ($d_s = \rho_s / \rho_d$) :

$$Z_i(i) = Z_i(\text{Else}) + [H_N(\text{Else}) - H_N(i)] / (d_s - 1)$$

5.1.2 Analyse de la stabilité de l'équilibre hydrostatique de la saumure et du risque de fuite vers les aquifères supérieurs

5.1.2.1 Cas du secteur ouest

Les formules ci-dessus peuvent être aisément mises en tableur pour le calcul des interfaces dans chaque puits de la zone ouest. Nous nous reporterons pour cela aux calculs détaillés présentés dans l'avis d'expert (Annexe 6).

Le Tableau 27 présente les résultats du calcul de la cote théorique de l'interface entre une eau douce de densité 1 et une saumure de densité 1,2. Nous pouvons constater que les cotes de cette interface dépassent celles du mur du Tertiaire supérieur dans les puits aval du secteur ouest, à partir du puits de Staffelfelden.

¹⁹ grandeur définie à une constante près

Tableau 27. Calcul de la position de l'interface eau douce/saumure dans les puits du secteur ouest (toutes les valeurs sont en m NGF)

	Cote du sol	Cote piézométrique	Cote du mur du Stampien	Cote de l'interface eau/saumure
Berrwiller	263	254	+172	-25
Staffelfelden	251	241	-123	+35
Schoenenstein.	236	226	-204	+110
Rodolphe 1	235	229	-68	+115
Rodolphe 2	235	228	-78	+115
Alex	235	231	-107	+115
Ungersheim 1	225	217	-141	+170
Ungersheim2	225	218	-142	+170

Les coupes géologiques des puits situés entre Staffelfelden et Ungersheim montrent une forte épaisseur de formations du Tertiaire supérieur, comprise entre 270 et 400 m (Tableau 29). Ces terrains renferment des niveaux potentiellement perméables (marnes et grès) avec des venues d'eau dont le débit varie de 7 à 10 m³/jour (soit 0,3 à 0,4 m³/h) et la salinité de 5 à 124 g/l (Tableau 28).

Lourdé (2005) note à propos des niveaux aquifères rencontrés dans le Stampien qu'ils sont peu productifs et que « les venues d'eau initiales apparaissant au cours du creusement ont rapidement tendance à décroître ». A Schoenensteinbach, toutefois, la perméabilité du niveau de grès stampiens recoupé de 43 à 112 m a été évaluée à 3,1 10⁻⁴ m/s.

Tableau 28. Salinité des eaux du Stampien obtenue lors du fonçage des puits (Lourdé, 2005)

Puits	Profondeur (en m)	Teneur (g de NaCl/l)
Amélie 2	236	30-32
Alex	192	5-7
	280	44
	335	29
Rodolphe 1	180	45
	260	44
Ensisheim 1	247	26-29
	250	118
	257	127
	265	117
	296	124
Ensisheim 2	347	47
	391	118
	393	Solution saturée
	400	117
Schoenensteinbach	305	75
	339	88

Tableau 29. Caractéristiques des venues d'eau des puits aval du secteur ouest au sein du Tertiaire supérieur

Puits	Cotes du toit et du mur du Tertiaire supérieur (m NGF)	Cote de la dernière venue d'eau du Tertiaire supérieur (m NGF)	Débit (Q) et observations
Staffelfelden	222 à -123	?	Q = 6 m ³ /j
Schoenensteinbach	194 à -206	?	Foré en congélation : Q = 25 m ³ /j
Rodolphe 1	201 à -68	-68	Zone faillée : Q = 8-9 m ³ /j
Rodolphe 2	201 à -68	-	Puits "sec" : Q = 5 m ³ /mois
Alex	205 à -78	-115	Q = 20 m ³ /j
Ungersheim 1	172 à -140	-1	Puits de retour d'air : Q = 0
Ungersheim2	172 à -142	-57	Q = 7-10 m ³ /j

En ce qui concerne le Chattien, terrain du Tertiaire supérieur sus-jacent au Stampien, MICA (2004) signale que :

- il a été recoupé par les puits Marie, Louise et Rodolphe « sur quelques dizaines de mètres sans venue d'eau notable » [28, 139] ;
- par contre, dans le puits Alex où son épaisseur atteint 300 m, « les venues d'eau observées sont importantes, comprises entre 0,06 m³/h et 30 m³/h » ; le débit de cette dernière venue d'eau, située à 276 m de profondeur, est cependant tombé à 1,2 m³/h au bout de 8 jours, « évoquant ainsi la vidange d'une poche d'eau salée²⁰ (30 g Cl/l) créée à la conjonction d'une faille et d'un horizon imperméable dans une formation globalement imperméable ».

Sur la Figure 18 a été sommairement tracée la position de l'interface eau douce/saumure le long d'un profil amont-aval, c'est-à-dire sud-nord, partant du puits Else et aboutissant au puits Ungersheim.

Nous constatons que cette interface commence à recouper significativement la base du Tertiaire supérieur à partir du puits Max et qu'elle intéresse plus de la moitié de l'épaisseur de ces terrains à partir du puits Schoenensteinbach.

Un épanchement de saumure sera alors possible dans les puits aval en posant les hypothèses ci-après :

- au cours de sa montée dans chaque puits, l'interface eau douce/saumure va rencontrer une masse d'eau douce ou saumâtre de 10 à 70 g/l de salinité (c'est-à-dire de densité proche de 1) qui est supposée se trouver à la base du Tertiaire supérieur ;

²⁰ en l'absence de datation, il n'est cependant pas possible de savoir s'il s'agit d'une eau fossile.

- si cette masse d'eau douce, dont on ne connaît pas exactement la situation hydrodynamique, est en mouvement (hypothèse la plus pessimiste mais également la plus probable), elle balaiera en permanence la saumure débouchant du puits ;
- à ce débouché, la densité de la saumure restera donc proche de 1 et la charge de saumure se maintiendra en dessous de la valeur d'équilibre de 212 m NGF imposée par le puits Else ;
- de ce fait, il se créera donc en cet endroit, c'est-à-dire au débouché du puits au mur du Tertiaire supérieur réputé aquifère, un rabattement de la charge de saumure ; ce rabattement ne dépend que de la cote du mur du Tertiaire supérieur (Stampien) et de la piézométrie de la nappe alluviale d'Alsace à cet endroit.

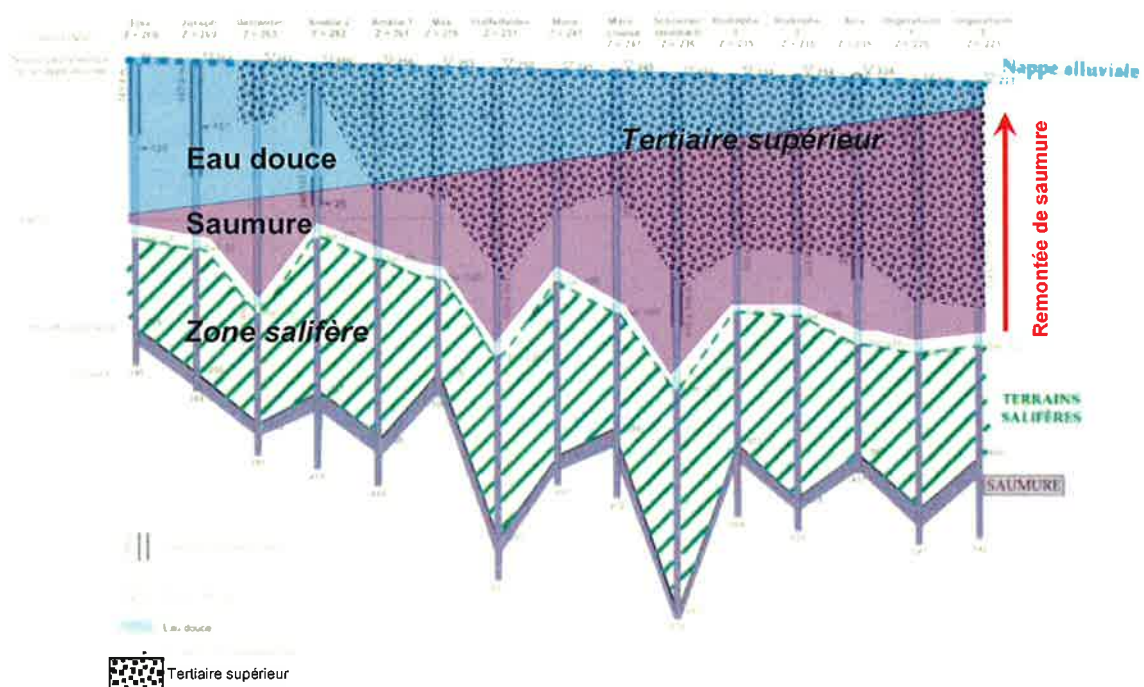


Figure 18. Niveau de remontée de la saumure dans le secteur ouest

Note : le remplissage d'eau ou de saumure ne concerne que les vides miniers et les puits de mine mais l'ensemble des terrains sus-jacents au sel a été coloré pour faciliter la compréhension.

Dans ce cas, le débit Q dans le puits entre le sommet du sel et le mur du Stampien est donné par l'application de la loi de Darcy en écoulement uniforme pour les conditions de colmatage du puits :

$$Q = K_{\text{puits}} A s_{\text{puits}}/L$$

avec K_{puits} = perméabilité du remplissage du puits (prise constante et égale à $6 \cdot 10^{-7}$ m/s), A = aire du puits (section horizontale), s_{puits} = rabattement induit dans le puits, L = distance entre le toit du sel et le mur du Tertiaire supérieur.

En prenant $a_1 = K_{puits} A / L$, on obtient : $Q = a_1 s_{puits}$

Mais ce même débit a également été produit par le rabattement s_{mine} au sein de la couche de sel endommagée par l'exploitation de la mine et de transmissivité T_{mine} au droit du puits de rayon r_{puits} .

Nous pouvons donc aussi appliquer la loi de Darcy en écoulement radial dans cette couche de sel endommagée :

$$Q = 2\pi T_{mine} s_{mine} L r_{puits} / R$$

En prenant $a_2 = 2\pi T L r_{puits} / R$, on obtient : $Q = a_2 s_{mine}$

Le rabattement $s_{Stampien}$ de la charge de saumure au débouché du puits au mur du Stampien est donc donné par :

$$s_{Stampien} = s_{mine} + s_{puits} = Q/a_1 + Q/a_2 = Q (1/a_1 + 1/a_2)$$

Pour calculer le débit de saumure au mur du Stampien, là où est créé le rabattement, nous pouvons donc écrire :

$$Q = s_{Stampien} (1/a_1 + 1/a_2)$$

Cette relation simple montre le poids important de la productivité de la couche salée, résumée par le coefficient a_2 , lui-même conditionné par la transmissivité T_{mine} de la couche de sel endommagée par l'exploitation minière.

Si cette productivité est forte $1/a_2$ devient négligeable et le débit est principalement conditionné par la perméabilité équivalente du puits colmaté mais - au contraire - si elle est faible, le débit de fuite sera très atténué même avec un puits remblayé par un matériau de perméabilité plus élevée.

Dans le *Tableau 30*, le calcul a été fait pour les puits les plus en aval du secteur ouest, en fixant la perméabilité équivalente du puits à la valeur $5,8 \cdot 10^{-7}$ m/s. En ce qui concerne la transmissivité T_{mine} de la couche de sel endommagée par les travaux miniers et recoupée par le puits, nous avons pris une valeur de 10^{-7} m²/s qui résulte du calcul simple de l'équation $T_{mine} = K_{mine} / e$ basé sur les hypothèses suivantes :

- la perméabilité K_{mine} du sel endommagé est de 10^{-16} m² soit 10^{-9} m/s ;
- l'épaisseur e de sel endommagé²¹ est estimée, par excès, à 100 m.

Le débit d'épanchement ainsi obtenu à travers les 7 puits situés en aval du secteur ouest est de 206 m³/an pour une saumure diluée de densité 1,1 : cependant, le débit du puits de Staffelfelden étant très faible (2 m³/an), seuls les 6 puits les plus aval peuvent présenter un débit de saumure significatif, ce qui avait déjà été noté par les auteurs précédents. En effet, MICA (2004) avait déjà effectué le même type de calcul et abouti à un débit d'épanchement total de 195 m³/an réparti sur ces 6 mêmes puits aval.

²¹ il s'agit de l'endommagement créé au toit des tailles foudroyées constituant l'essentiel des vides miniers.

Les calculs sont présentés en détail en Annexe 6 où la transmissivité a été prise entre 10^{-8} et 10^{-5} m²/s : ceci permet de constater que le débit d'épanchement reste faible tant que la transmissivité n'atteint pas 10^{-8} m²/s et qu'il ne devient vraiment significatif qu'à partir de 10^{-7} m²/s.

Comme cela avait précédemment été noté par les auteurs antérieurs, quelle que soit l'hypothèse de calcul retenue, les deux puits d'Ungersheim produisent à eux seuls autant de débit de saumure que l'ensemble des autres puits : cela est lié à la fois à l'épaisseur du tertiaire supérieur (310 à 312 m) et à leur position la plus en aval du secteur ouest.

Tableau 30. Calcul de débit d'épanchement de saumure par les puits aval du secteur ouest dans le cas d'une transmissivité du sel endommagé de 10^{-7} m²/s

Puits	Cote du mur du Stampien (m NGF)	Charge de saumure (m NGF)	Rabattement induit* (m)	Débit de saumure (m ³ /an)
Staffelfelden	-123	211	1	2
Schoenensteinbach	-204	190	22	47
Rodolphe 1	-68	204	8	16
Rodolphe 2	-78	203	9	19
Alex	-107	203	9	17
Ungersheim 1	-141	187	25	51
Ungersheim2	-142	188	24	53

* rabattement virtuel par rapport à la charge de saumure de référence donnée par le puits Else

5.1.2.2 Cas de la mine Amélie isolée

Nous avons vu précédemment que la Figure 18 montrait le comportement de la saumure selon un profil partant du puits Else en amont pour aboutir aux puits Ungersheim en aval. Sur cette figure, l'interface eau douce/saumure recoupera la base du Tertiaire supérieur dès que la piézométrie de la nappe d'Alsace deviendra inférieure à 242 m NGF, c'est-à-dire un peu au nord des puits Marie et Louise.

Dans le cas où la mine Amélie reste isolée du reste du bassin de Wittelsheim, ce phénomène ne devrait donc pas se produire car le Tertiaire supérieur est peu développé dans cette zone amont du secteur ouest (voir Figure 19).

En effet :

- le Stampien et le Chattien sont inexistants aux puits amont (Joseph et Else) tandis qu'aux puits aval (Max et Amélie 1), seul le Stampien est représenté avec un mur à 252 à 254 m de profondeur, soit de +5 à +7 m NGF ;
- parallèlement à cela, la cote de l'interface eau douce/saumure se stabilise entre -30 et +5 m NGF selon le puits considéré (Tableau 31), sauf au puits Max où elle se trouverait à +20 m NGF soit à 15 m au-dessus de la base du Stampien.

Tableau 31. Calcul de la position de l'interface eau douce/saumure dans les puits de la mine Amélie isolée (toutes les valeurs sont en m NGF)

Puits	Cote du sol	Cote piézométrique	Cote du mur du Stampien	Cote de l'interface eau/saumure
Else	270	263	*	-30
Joseph	270	263	*	-30
Amélie 2	263	259	223	-10
Amélie 1	261	256	7	5
Max	257	253	5	20

* terrain absent

Le débit d'épanchement théorique ainsi créé au droit du puits Max est cependant négligeable, de l'ordre de quelques m³/an.

D'autre part, comme le mur de la nappe alluviale est situé 200 m plus haut, il est très peu probable que l'interface eau douce/saumure remonte d'une telle hauteur et que ce débit de saumure parvienne jusqu'à la nappe alluviale.

Ainsi, dans la mesure où un tel épanchement venait à se produire, il se diluerait certainement dans les horizons perméables du Stampien sans impact pour la nappe alluviale.

Le risque d'épanchement de saumure dans la nappe alluviale d'Alsace par écoulement hydrodynamique spontané en fin d'ennoyage peut donc être raisonnablement exclu dans le cas où la mine Amélie resterait isolée.

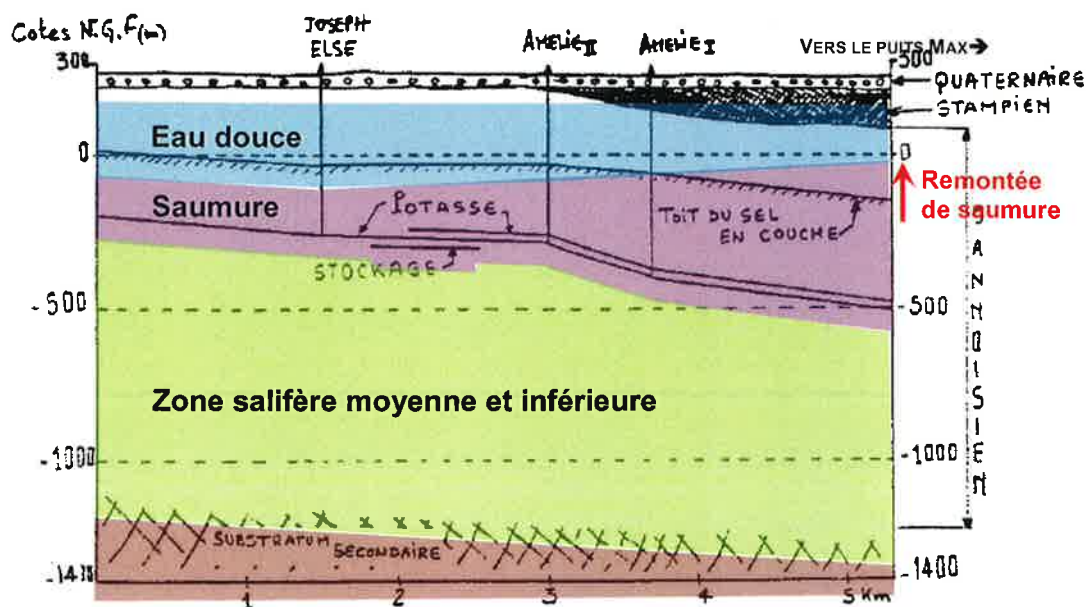


Figure 19. Remontée de la saumure dans la mine Amélie isolée

Note : le remplissage d'eau ou de saumure ne concerne que les vides miniers et les puits de mine mais l'ensemble des terrains sus-jacents au sel a été coloré pour faciliter la compréhension.

5.1.3 Temps de transit de la saumure potentiellement contaminée vers l'aval du secteur ouest

Dans ce contexte, il pourrait donc se mettre en place un écoulement permanent de saumure au sein du secteur ouest avec entrée d'eau douce de la nappe alluviale par les puits amont et sortie de saumure saturée par les puits aval. Il est possible d'avoir un ordre de grandeur de la durée de ce cycle amont-aval en estimant la vitesse moyenne V de circulation de saumure à travers les puits aval :

$$V = Q / A \approx 195 / (6 \times 20) \approx 1,6 \text{ m/an}$$

où Q est le débit cumulé d'épanchement et A l'aire cumulée des puits

Compte-tenu d'une distance d'environ 10 km entre l'amont et l'aval du secteur ouest, la durée de ce transit a été estimée par MICA (2004) entre 600 et 1400 ans selon le puits considéré en aval (*Tableau 32*).

Nous constatons que ce transit sera très lent et qu'il ne pourra se mettre en place que bien après la fin de l'ennoyage de la mine.

Tableau 32. Estimation du temps de transit des eaux entre le site de stockage et les exutoires aval du bassin de Wittelsheim [28]

Puits pouvant assurer un rôle d'exutoire	Temps de transit minimal nécessaire pour qu'une eau contaminée puisse atteindre la biosphère
Puits Marie et Marie-Louise (incertain)	600 ans
Puits Schoenensteinbach	1 400 ans
Puits Rodolphe 1 & 2	800 ans
Puits Alex	1 100 ans
Puits Ungersheim 1& 2	1 000 ans

5.1.4 Conclusion

Les calculs précédents mettent donc en évidence la possibilité d'un écoulement hydrodynamique spontané de saumure depuis l'amont du secteur ouest vers son aval sous l'effet d'un gradient de densité lié à la présence d'eau saumâtre au droit des niveaux perméables du Tertiaire supérieur.

Cependant, le temps de transit entre l'amont et l'aval du secteur ouest serait de l'ordre d'un à quelques millier(s) d'années : du fait de la position haute du site de stockage au sein de la mine, force est de constater que l'apparition d'un éventuel épanchement de saumure potentiellement contaminée par lessivage des déchets stockés en profondeur dans la nappe alluviale à l'aval ne pourrait pas se produire avant la fermeture complète de la mine du fait du fluage du sel.

D'autre part, ce mécanisme d'écoulement sera contrebalancé par l'épanchement de saumure dû à la poursuite de la compaction des tailles ennoyées dont l'importance est supérieure d'un ordre de grandeur²² et qui affecte aussi bien les puits aval que les puits amont, s'opposant - dans ce dernier cas - à une entrée d'eau douce à l'amont du système.

De ce fait, un épanchement significatif de saumure par écoulement hydrodynamique spontané de l'amont vers l'aval du secteur ouest sous l'effet d'un gradient de densité est peu probable et peut être négligé par rapport à l'épanchement lié à la poursuite de la compaction.

5.2 EPANCHEMENT PAR LE BIAIS D'UNE FAILLE

Nous avons vu précédemment (chapitre 3.2) que, s'il existe quelques exemples de circulation d'eau dans les failles recoupées par la mine, les débits annoncés sont peu importants et généralement non pérennes. Ils témoignent du recoupement de poches « d'eau fossile » à l'exception de la fracture traversée par le puits Amélie 2 à 236 m de profondeur. Aucune circulation d'eau n'a été mentionnée à la traversée d'une faille par les travaux miniers au sein du bloc-hôte : de ce fait, les failles existantes ne sont pas considérées comme des vecteurs potentiels de fuite de saumure. Le risque estimé ici concerne la réactivation d'une telle faille, réputée imperméable au droit de la couche de sel, par un séisme de magnitude 5 à 6.

5.2.1 Géométrie des failles du bassin potassique

Les failles du bassin potassique sont principalement la conséquence d'une phase de distension est-ouest survenue à l'Oligocène (Gombert, 2010). Il en est résulté une série de failles, normales pour la plupart, d'orientation subméridienne, qui découpent le bassin en grands panneaux monoclinaux [28, 56].

La coupe de la *Figure 20* permet de visualiser plusieurs de ces failles dont celles qui ont affecté les puits Amélie 2 et Max dans la zone à gypse (cf. flèches rouges):

- au puits Amélie 2, il s'agit de la diaclase située à 236 m de profondeur et qui a fourni une venue d'eau difficilement maîtrisable ;
- au puits Max, une zone broyée a été notée à 285 m de profondeur lors du recoupement de la « faille Max » ; bien que cette faille n'ait pas fourni d'eau, il s'agit d'une faille majeure du bassin dont le rejet est de 170 m (voir également la *Figure 21*, page suivante, qui montre une coupe plus détaillée passant par le site de stockage) et dont la faille Amélie 2 n'est qu'une branche satellite.

Dans les deux cas, nous sommes à plus de 50 m au-dessus du bloc-hôte qui n'est donc pas affecté par ces venues d'eau. Nous noterons cependant l'incertitude de tracé des failles à proximité de la surface d'une coupe à l'autre : les failles s'amortissent en effet vers 100 m de profondeur sur la *Figure 20* alors qu'elles atteignent la base des alluvions (soit environ 20 m de profondeur) sur la *Figure 21*.

²² Voir chapitre suivant

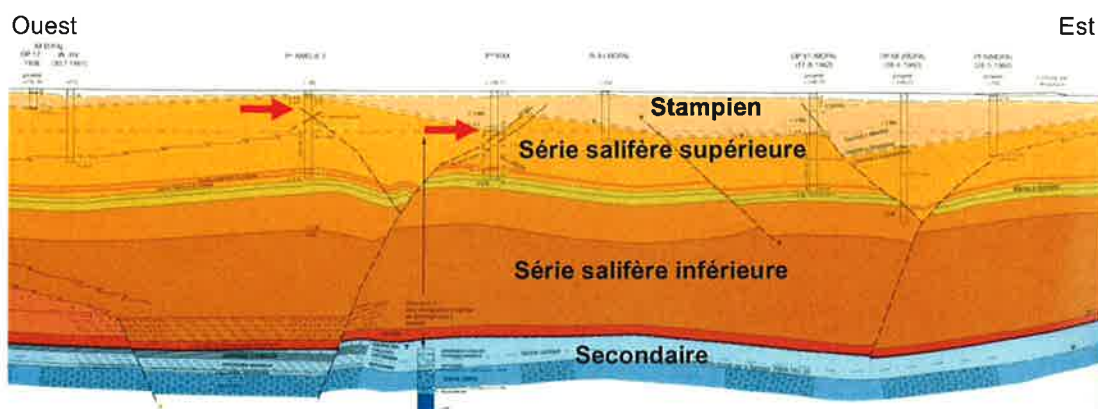


Figure 20. Coupe ouest-est à travers le bassin potassique passant le puits Amélie 2 (document MDPa)

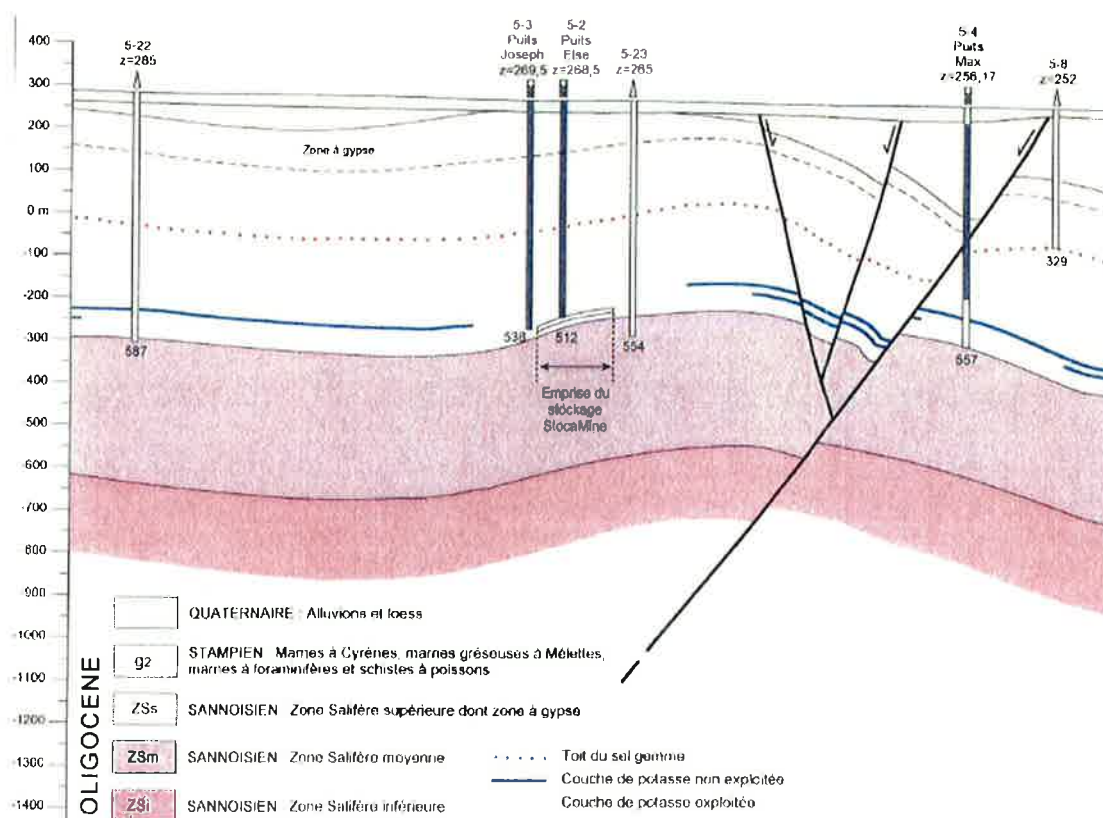


Figure 21. Extrait de la coupe ouest-est du bassin potassique au droit du site de stockage (MICA, 2004)

La géométrie des failles est comparable à d'autres endroits du bassin potassique comme le montre la coupe de la Figure 22 où apparaît notamment une faille ayant engendré un rejet de plus de 200 m. Cette faille a été recoupée par les puits Marie, Marie-Louise et Staffelfelden ainsi que par le TBT où elle a fourni une venue d'eau vers 530 m de profondeur au toit du sel.

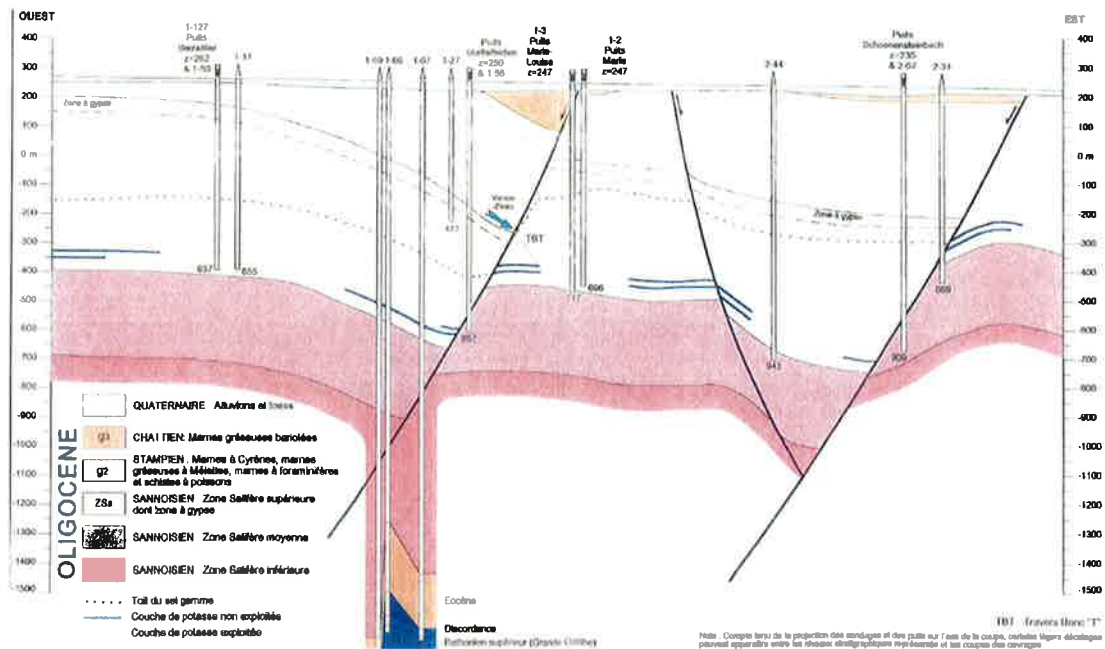


Figure 22. Coupe ouest-est du bassin potassique entre les puits de Berrwiller et de Schoenensteinbach (MICA, 2004)

Si le tracé des principales failles du bassin ne pose pas de problème majeur en coupe, il en va différemment en plan : du fait de l'épaisseur des alluvions et de l'amortissement plus ou moins marqué de certaines failles en profondeur, les tracés peuvent différer d'un document à l'autre comme le montre la Figure 23.

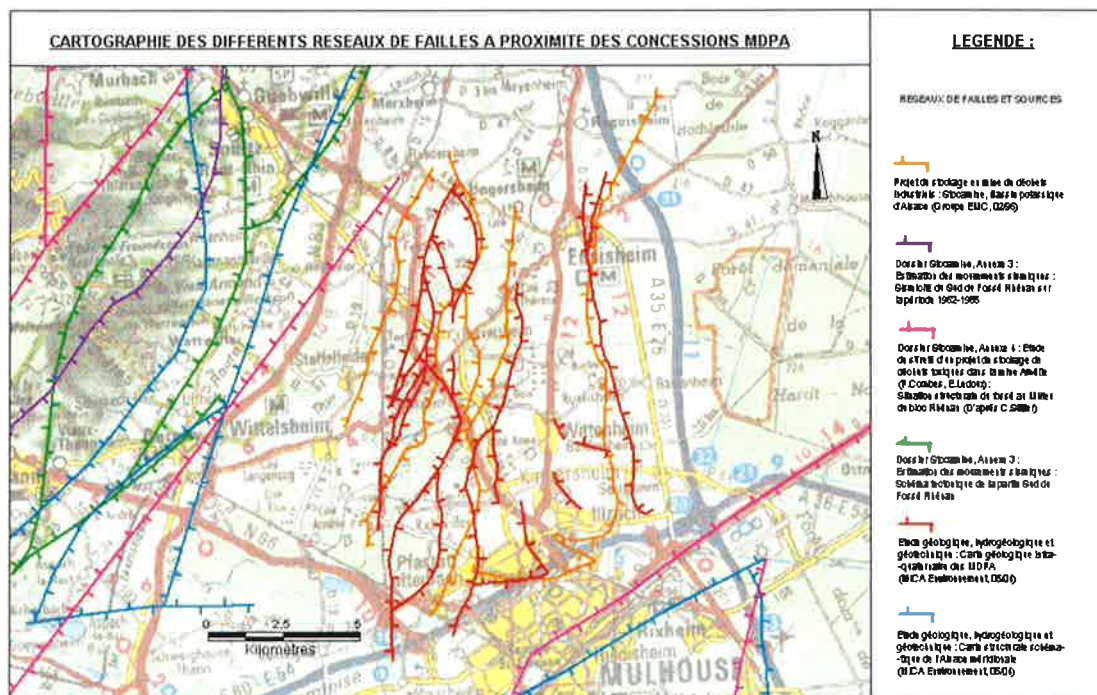


Figure 23. Report en surface du tracé des failles profondes (document INERIS)

Nous avons donc dessiné le tracé probable des principales failles affectant le secteur ouest en intégrant tous les tracés proposés par les différents auteurs.

Le résultat est présenté en *Figure 24* où l'on remarque :

- la faille Max ainsi que sa réplique située à environ 500 m (visible en coupe sur la *Figure 21*) ;
- la faille probablement recoupée par le puits Amélie 2 mais dont le tracé s'interrompt au mur des alluvions en accord avec son amortissement au sein de la série salifère supérieure tel que mentionné dans la *Figure 20*.

Quelle que soit l'incertitude sur le tracé en plan des principales failles du secteur ouest, il est important de noter qu'elles sont essentiellement regroupées dans l'enveloppe formée par les 15 puits de mine (zone en pointillés jaunes sur la *Figure 24*).

Cela signifie implicitement qu'un épanchement éventuel de saumure par l'une de ces failles - sous l'effet d'un séisme majeur - serait susceptible de produire le même type d'effet qu'un épanchement par les puits les plus proches.

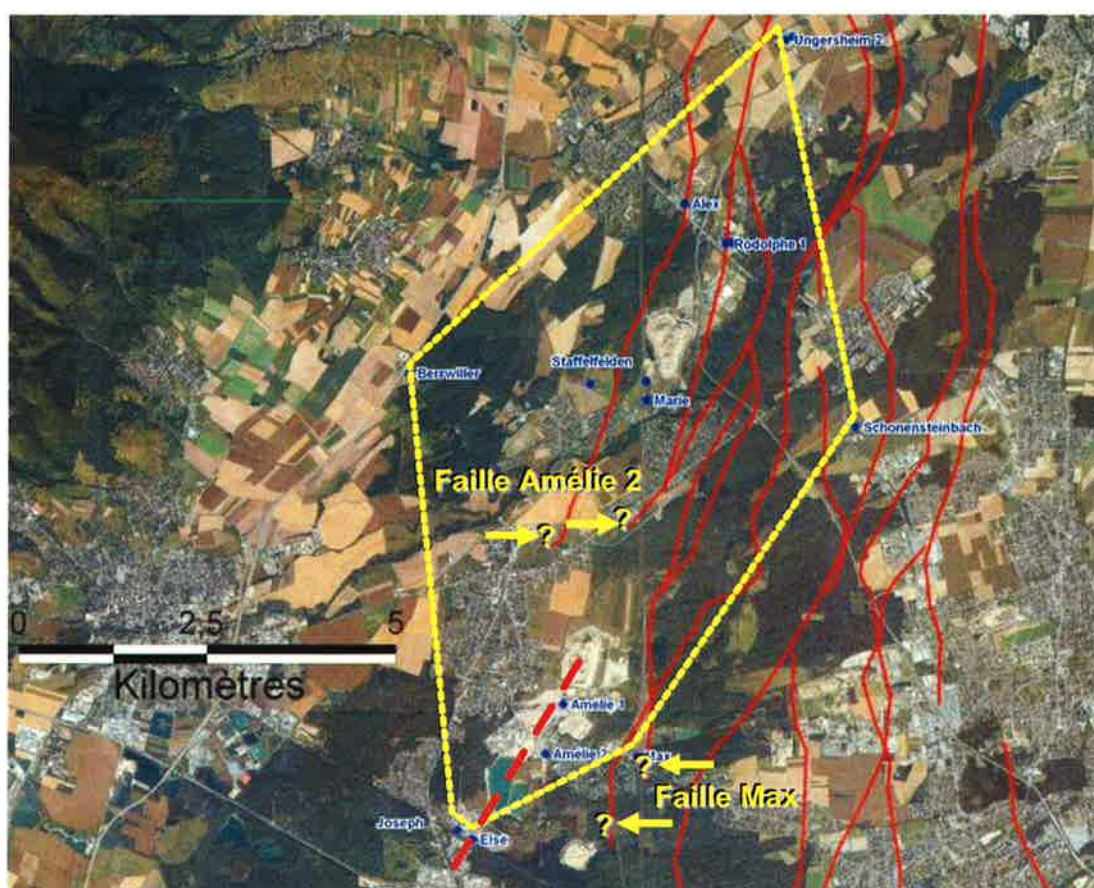


Figure 24. Cartographie des principales failles du secteur ouest (INERIS)

(le tracé en tirets rouges est celui de la faille modélisée au chapitre 5.2.3)

5.2.2 Estimation de la perméabilité d'une faille active

Le calcul de débit d'épanchement de fluide à travers une faille est directement fonction de la perméabilité de cette dernière. Nous avons donc consulté F. CORNET, expert dont le travail a été cité au chapitre 3.2 et en Annexe 5, pour caractériser la perméabilité d'une faille suite à sa réactivation par un séisme. La réponse obtenue est qu'un certain nombre de personnes s'y sont essayées et que la question revient à caractériser la chenalisation le long d'un plan de faille et son évolution avec le cisaillement.

La solution n'est donc pas unique et dépend notamment de l'amplitude du séisme :

- pour les séismes de magnitude inférieure à 6, la rupture n'atteint généralement pas la surface et donc la variation d'ouverture n'intervient que sur une surface de rupture localisée (« patch ») de la faille ; la dimension du patch dépend de l'amplitude de la rupture mais il n'existe pas beaucoup de bibliographie sur ce sujet²³ ;
- pour les séismes plus importants, on dispose d'ordre de grandeur de la diffusivité de failles sismiques recoupées par des forages, de failles réactivées lors du remplissage de grands barrages ou lors de l'injection de fluides sous pression en forage ou encore de mesures en laboratoire.

Nous avons donc synthétisé la littérature fournie notamment par F. CORNET afin d'estimer la perméabilité d'une faille ou d'une fracture réactivée, sur la base des données issues des séismes, des grands barrages et des essais d'injection sous pression in situ et en laboratoire. Les résultats obtenus sont détaillés en Annexe 10 et résumés dans le *Tableau 33*.

Tableau 33. Synthèse des données sur la perméabilité des fractures profondes

Référence	K (m/s)	D (m ² /s)	T (m ² /s)	S (-)
Bourouis & Cornet, 2009		1		
Talwani et Acree, 1984		0,5 à 60		
Chen et Talwani, 1998		0,1 à 10		
Chen et Talwani, 2001	5 10 ⁻⁹	5		10 ⁻⁹
Shapiro et al., 1997		0,5 à 2		
Parotidis et al., 2003		0,3 à 10		
Antonioli et al., 2005	7,4 10 ⁻⁵			1,45 10 ⁻⁸
Talwani et al., 1999 Shapiro et al., 1999		10 ⁻² à 10 ¹		
Nascimento et al., 2005	10 ⁻⁹ à 10 ⁻¹¹	6,4 10 ⁻²	2,3 10 ⁻⁹	10 ⁻⁶ à 10 ⁻⁸
Rutqvist et al., 1998			1,4 10 ⁻⁹ à	9,1 10 ⁻⁹ à

²³ si ce n'est peut-être dans une mine d'Afrique du Sud où la trace d'une rupture de magnitude 3 aurait été identifiée.

			$3,5 \cdot 10^{-9}$	$2 \cdot 10^{-8}$
Ying, 2010	$5,0 \cdot 10^{-11}$ à $3,6 \cdot 10^{-8}$			
Zeng et Liu, 2010	$5,9 \cdot 10^{-6}$ à $1,9 \cdot 10^{-5}$			
Jiang et al., 2010	$4 \cdot 10^{-8}$ à $2,5 \cdot 10^{-7}$			

Légende : K = perméabilité, D = diffusivité, T = transmissivité, S = coefficient d'emmagasinement

Compte tenu du peu de données disponibles pour des failles profondes et de leur forte disparité, nous avons choisi d'effectuer les calculs de débit d'épanchement par une faille réactivée sur la base des deux scénarios suivants : une perméabilité médiane de $4 \cdot 10^{-8}$ m/s et une perméabilité maximale de $7 \cdot 10^{-5}$ m/s.

5.2.3 Calcul du débit d'épanchement théorique par une faille

Le même calcul de débit que celui de l'épanchement de saumure par les puits peut être réalisé pour une faille qui recouperait les vides miniers et atteindrait la base du Tertiaire supérieur : cela est par exemple le cas des failles Amélie 2 ou Max précédemment évoquées.

Le modèle conceptuel retenu pour les calculs, notamment en ce qui concerne la géométrie des couches de terrain impactés par une telle faille, est basé sur le plan de coupe présenté en *Figure 25* qui traverse l'ensemble du secteur ouest entre les puits Else et Ungersheim.

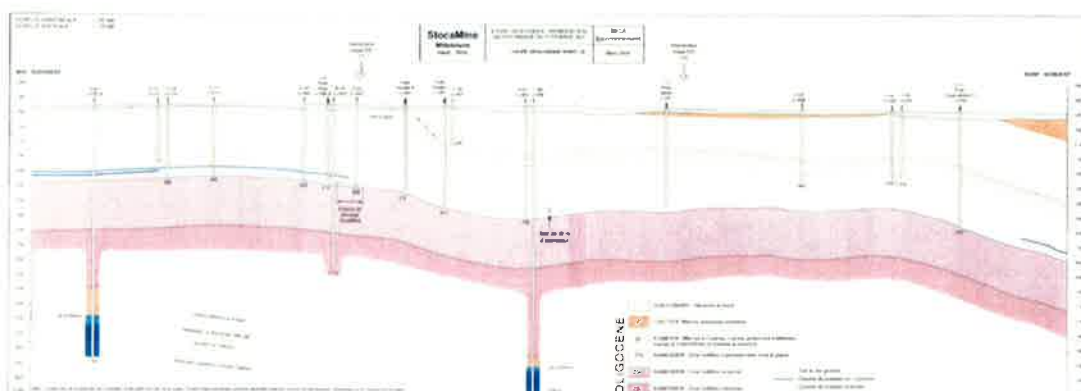


Figure 25. Coupe géologique sud-nord à travers le secteur ouest (MICA, 2004)

Afin de rester compatible avec les résultats obtenus dans le cas des puits, où la saumure potentiellement contaminée ne ressort que par les 2 à 5 puits amont (voir chapitre 5.3.2), nous avons calculé le débit d'épanchement le long d'un tronçon de 3 km de longueur situé en amont, dans le prolongement supposé de la faille Amélie 2 (voir tracé en tirets rouges sur la Figure 24).

Par rapport aux calculs précédents, il suffit de remplacer la relation logarithmique qui s'applique au drainage par un puits par une relation linéaire (type tranchée) qui s'applique au drainage par une fissure rectiligne.

Cette équation est du type :

$$Q/I = s T/D$$

où Q/I est le débit Q par unité de longueur I d'une faille de transmissivité T soumise à un rabattement s sur une distance d'influence D .

Dans le calcul qui va suivre, nous avons choisi $D=50\text{ m}$, ce qui correspond à un couloir de 100 m de largeur puisque la faille draine son encaissant par ses deux faces.

Dans la couverture (de longueur L) située entre le toit du sel et le mur du Stampien, le débit s'écrit :

$$Q = K s I/L$$

Avec les mêmes notations que celles précédemment utilisées pour les puits, il vient :

$$a_1 = K I/L$$

$$a_2 = T I/D$$

$$a_1/a_2 = (K D)/(T L)$$

Dans le cas du secteur ouest, la coupe de la *Figure 25* montre que le mur du Tertiaire supérieur s'abaisse régulièrement du sud au nord²⁴ et devient voisin de la cote 0 NGF un peu au sud des puits Marie et Louise.

Le calcul de la cote de l'interface eau douce/saumure montre qu'elle atteindrait le mur du Tertiaire supérieur pour une cote de +20 m NGF et pour un niveau piézométrique de la nappe d'Alsace de 242 m NGF, ce qui correspond à une zone située à environ 10 km au sud d'Ungersheim.

Par ailleurs, nous observons que l'épaisseur de la couverture imperméable entre le toit du sel et le mur du Tertiaire supérieur est à peu près constante et de l'ordre de 100 m le long de ce profil.

Nous pouvons donc estimer le débit que produirait - en cas de séisme majeur - une faille de 3 km de long en considérant des sections unitaires de 1 km de longueur au centre desquelles sont affectés les paramètres moyens calculés (rabattement de saumure, piézométrie de la nappe alluviale...). Cela nous donne en l'occurrence 3 sections et des rabattements de saumure allant de 5 à 15 m.

Pour les valeurs de perméabilité de la faille, nous rappelons qu'il a été pris en compte les deux valeurs (médiane et maximale) précédemment estimées.

En ce qui concerne enfin la transmissivité de la couche de sel endommagée, dont l'importance est également forte ici, nous avons repris la valeur de $10^{-7}\text{ m}^2/\text{s}$ précédemment prise en compte pour le calcul du débit produit par les puits.

²⁴ dans cette zone, l'épaisseur du Chattien devient en effet importante et ce terrain, à l'instar du Stampien, renferme également des niveaux perméables avec de l'eau à 10 à 70 g/l de salinité.

Les résultats sont présentés dans le *Tableau 34* pour un tronçon de faille de 3 km de longueur situé entre les puits Else et Amélie 1. Le débit d'épanchement varie d'environ 300 à 1000 m³/an selon le scénario retenu.

Tableau 34. Calcul du débit d'épanchement de saumure à travers une faille

Tronçon (km)	Piézométrie (m NGF)	Rabatement induit dans la saumure (m)	Débit d'épanchement (m ³ /an)	
			K = 4 10 ⁻⁸ m/s	K = 7 10 ⁻⁵ m/s
0-1	242	5	45	158
1-2	240	10	90	315
2-3	238	15	135	473
Total			271	946

5.2.4 Discussion et conclusion

Les débits calculés ci-dessus s'entendent en régime permanent, au débouché de la faille au mur du Tertiaire supérieur, dans le cas où ces terrains renferment de l'eau douce ou saumâtre avec une perméabilité et un hydrodynamisme assez forts.

Comme dans le cas des puits, le phénomène de fuite convective de saumure en provenance des vides miniers par le biais d'une faille ne sera significatif que s'il existe, dans le Tertiaire supérieur, un écoulement assez important pour balayer l'arrivée de saumure au débouché de la faille.

Il ne pourra donc s'agir que d'un phénomène transitoire qui démarrera quand l'interface atteindra le mur des premiers niveaux aquifères en écoulement significatif (s'il en existe dans cette partie amont du bassin minier) et qui cessera lorsque la mise en équilibre hydrostatique sera achevée.

Par ailleurs, ce débit serait du même ordre de grandeur que celui qui résulterait d'un épanchement par les 5 puits amont du secteur ouest du fait de la poursuite de la compaction et il se produirait dans la même zone géographique.

A l'instar du précédent, nous avons donc considéré que ce scénario d'épanchement par écoulement spontané le long d'un plan de faille réactivé par un séisme majeur - s'il se réalisait - affecterait la nappe alluviale de manière comparable au scénario obtenu dans les 5 puits amont dans l'hypothèse d'une poursuite de la compaction après ennoyage.

Ceci étant, au fur et à mesure du remplissage des vides miniers, la montée inexorable de l'interface eau douce/saumure, par mécanisme de diffusion, va progressivement faire remonter la cote de l'exutoire et donc réduire le débit de saumure arrivant par convection : lorsque l'interface aura atteint sa position d'équilibre, ce débit devrait s'annuler.

A la lumière de ces résultats, le cas d'une faille qui serait réactivée par un séisme à venir mérite donc les commentaires suivants :

- soit les terrains du Tertiaire supérieur sont en condition hydrostatique et il ne se produira pas d'épanchement dans la nappe alluviale, comme dans le cas des puits ;
- soit ces terrains renferment des couches d'eau douce en écoulement et la faille pourra effectivement augmenter la fuite qui - dans ce cas - se produirait déjà par les puits ; la répartition du débit de fuite se ferait là encore entre les niveaux perméables du Tertiaire supérieur et les alluvions.

Dans ce dernier cas, il faut noter que - selon le modèle simplifié que nous avons présenté et discuté -, le débit d'épanchement de saumure dépend à la fois de la perméabilité induite par la faille dans son encaissant et de celle engendrée dans la couche de sel suite à l'endommagement créé par l'exploitation minière.

En définitive, le débit potentiel engendré par une faille réactivée par un séisme est d'ordre second en regard de celui provenant des puits colmatés de la zone ouest. Le débit d'épanchement dépendra non seulement de la perméabilité de la faille dans les terrains de couverture du sel (qui pourrait en effet avoir une valeur assez élevée dans la mesure où ces terrains sont compétents) mais encore de la transmissivité de la couche de sel endommagée qui, n'étant pas significativement affectée par la faille, devrait rester faible du fait du comportement viscoplastique du sel.

S'il survenait pendant la phase d'ennoyage, l'épanchement par écoulement spontané via une faille réactivée par un séisme serait - au pire - un phénomène transitoire débutant quand l'interface atteindra le mur des premiers niveaux aquifères en écoulement significatif (s'il en existe dans cette partie amont du bassin minier) et cessant lorsque la mise en équilibre hydrostatique sera achevée.

Dans cette hypothèse majorante, le débit d'épanchement d'une faille de 3 km de longueur serait comparable à celui qui résulterait d'un épanchement par les 5 puits de la mine Amélie suite à la poursuite de la compaction et il se produirait dans la même zone géographique.

5.3 EPANCHEMENT DE SAUMURE PAR POURSUITE DE LA COMPACTION DES VIDES MINIERES ENNOYES

Nous avons vu précédemment que le mécanisme de compaction des vides miniers se poursuivra jusqu'à la fermeture complète de la mine. Cette compaction continuera donc d'affecter les vides miniers résiduels après leur ennoyage total mais avec une vitesse réduite d'un ordre de grandeur²⁵. Il s'en suivra un épanchement de saumure en surface par l'ensemble des puits de la mine.

Dans ce contexte, en l'absence de mesures de maîtrise du risque, la saumure potentiellement contaminée par percolation à travers les déchets stockés en profondeur s'épanchera dans la nappe alluviale. L'importance de cet épanchement dépendra donc des mesures de maîtrise du risque mises en place et de leurs défaillances éventuelles.

²⁵ au niveau du stockage, voire davantage à des profondeurs plus importantes.

Ce chapitre présente les calculs de débit d'épanchement de saumure par les puits les plus proches du stockage en l'absence et en présence de mesures de maîtrise des risques. Cet épanchement concerne la saumure saine²⁶ issue de l'ensemble des vides miniers résiduels ainsi que la part de saumure potentiellement contaminée strictement issue du site de stockage.

Dans l'étude d'impact du site de stockage, il conviendra de bien différencier, les panaches de saumure saine, créés dans la nappe d'Alsace par les débits d'épanchement calculés ci-après, des panaches de saumure potentiellement contaminée qui font l'objet d'une attention particulière dans le cadre de la présente étude. Il est cependant nécessaire de calculer préalablement le débit d'épanchement total de saumure afin de connaître le facteur de dilution de la saumure potentiellement contaminée issue du site de stockage.

5.3.1 Débit total d'épanchement de saumure

5.3.1.1 Cas du secteur ouest

Le scénario d'évolution des vides miniers résiduels après leur ennoyage prévoit donc la poursuite de leur compaction jusqu'à la fermeture complète de la mine.

Du fait de la durée prévisible d'ennoyage du site, de l'ordre de 3 siècles, ces vides miniers résiduels seront essentiellement constitués de tailles foudroyées, les voies ayant été mécaniquement refermées à cette époque.

Pour intégrer le déviateur de contrainte tenant compte de la charge hydrostatique d'eau et de saumure dans les puits, nous avons pris un taux de compaction moyen de 0,01% par an (cf. Tableau 19). Ce taux de compaction va donc s'appliquer au volume de vides résiduels ennoyés, tel qu'estimé dans le *Tableau 21*.

Pour le secteur ouest, dans le scénario de référence, le débit d'épanchement moyen de saumure sera de l'ordre de 3000 m³/an à travers les 15 puits du secteur ouest (*Tableau 35*).

Note : les autres hypothèses sont mentionnées pour mémoire, à titre notamment de comparaison avec les études antérieures.

Tableau 35. Débit total d'épanchement de saumure par les puits du secteur ouest (m³/an)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m³/an	2850	1710	950
Moyenne	58 000 m ³ /an	2280	1470	870
Basse	22 000 m ³ /an	1330	990	670

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

²⁶ c'est-à-dire n'ayant pas été en contact avec les déchets

Nous constatons que ce débit d'épanchement représente moins de 3% du débit d'ennoyage des vides miniers. Cela provient du fait que les mécanismes en jeu dans les deux processus ne sont pas les mêmes :

- en cours d'ennoyage, alors que les voies et les tailles sont encore ouvertes, le débit d'ennoyage est fonction du gradient hydraulique important qui existe entre le niveau de saumure dans la mine et le niveau d'eau douce de la nappe d'Alsace ;
- après l'ennoyage, le gradient hydraulique s'annule et, les voies étant mécaniquement refermées, le seul moteur d'épanchement de saumure reste la compaction des tailles résiduelles ennoyées qui se produit à une vitesse très faible²⁷.

5.3.1.2 Cas de la mine Amélie isolée

Le déroulement de ce scénario est identique au précédent dans le cas de la mine Amélie isolée. La principale différence réside dans le débit d'épanchement final qui est plus faible (de l'ordre de 200 m³/an) du fait de la moindre importance des vides miniers résiduels.

Tableau 36. Débit total d'épanchement de saumure par les puits de la mine Amélie (m³/an)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m³/an	210	200	160
Moyenne	58 000 m ³ /an	90	110	100
Basse	22 000 m ³ /an	20	30	0

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

5.3.2 Localisation des épanchements de saumure potentiellement contaminée

Les auteurs antérieurs (CESAME, 2006 et 2008 ; MICA, 2004) considèrent que la saumure potentiellement contaminée s'épanchera préférentiellement par les puits suivants :

- les plus hauts dans le bassin de Wittelsheim (soit Joseph, Else, Amélie 1, Amélie 2 et Max²⁸) ;
- et/ou les plus proches du site de stockage (soit Joseph et Else) ;
- et/ou ceux qui offriront une moindre résistance à l'écoulement du fait de la conception de leur colmatage (soit Amélie 1 et Amélie 2).

²⁷ une vitesse de convergence de 0,01%/an correspond à une vitesse de compaction <1 mm/an.

²⁸ Bien qu'individualisés par la flexure qui les sépare, les travaux d'exploitation reliés au puits Max communiquent par plusieurs voies avec la mine Amélie, notamment par des galeries de desserte.

Les 5 puits ainsi incriminés sont groupés autour du stockage dont ils ne sont distants que de 0,3 à 1,5 km : par opposition, les puits suivants se trouvent entre 5 et 10 km à l'aval du stockage et sont situés de l'autre côté du stot (*Figure 26*). Même dans le cas où ce dernier ne joue plus un rôle d'étanchéité totale, il constituera toujours un obstacle de plus faible perméabilité que les vides miniers : nous avons supposé qu'il sera à même de limiter les échanges de saumure de part et d'autre et de favoriser le compartimentage de la mine après son ennoyage.

Le comportement de ce stot peut donc être différent entre :

- la phase d'ennoyage où il pourrait laisser passer la saumure remontant des vides miniers les plus bas du fait de la différence de pression hydrostatique entre son amont et son aval hydraulique ;
- la phase post-ennoyage où le moteur principal d'écoulement de saumure devient la compaction des tailles résiduelles ennoyées avec épanchement par les puits les plus proches des vides en cours de compaction.

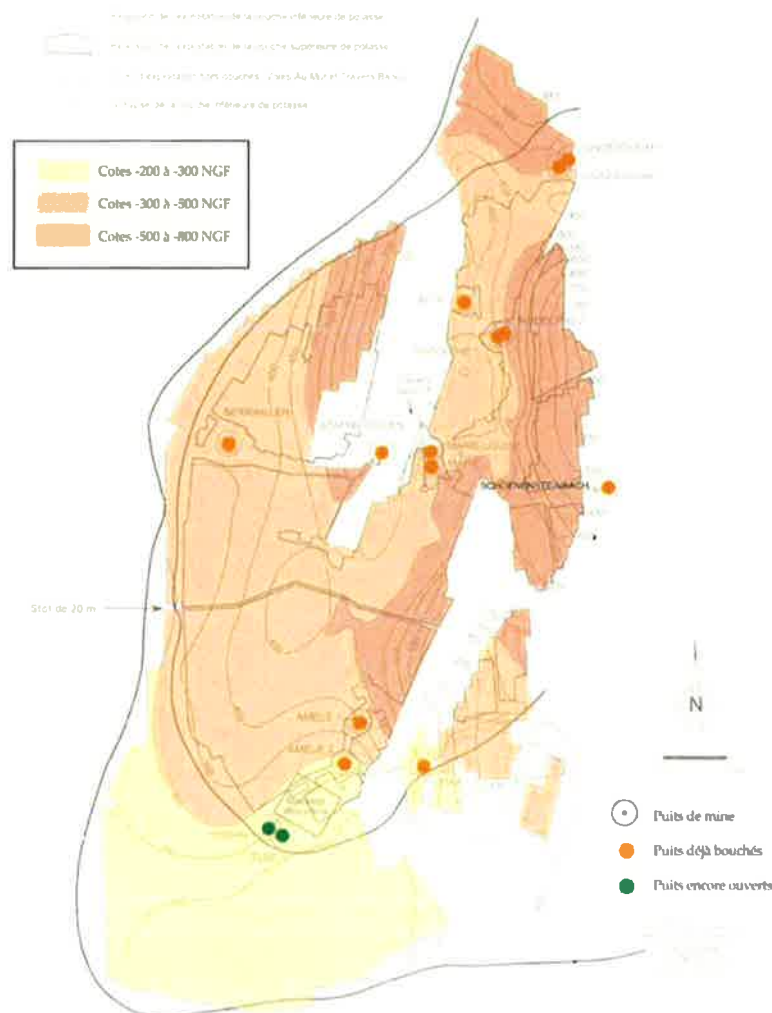


Figure 26. Rappel de la localisation du site de stockage et des puits du secteur ouest (d'après Cesame, 2006)

Nous pouvons également constater sur la *Figure 27* que les 5 puits de la mine Amélie sont fortement connectés aussi bien entre eux qu'avec le stockage et ce, par le biais de plusieurs voies et tailles.

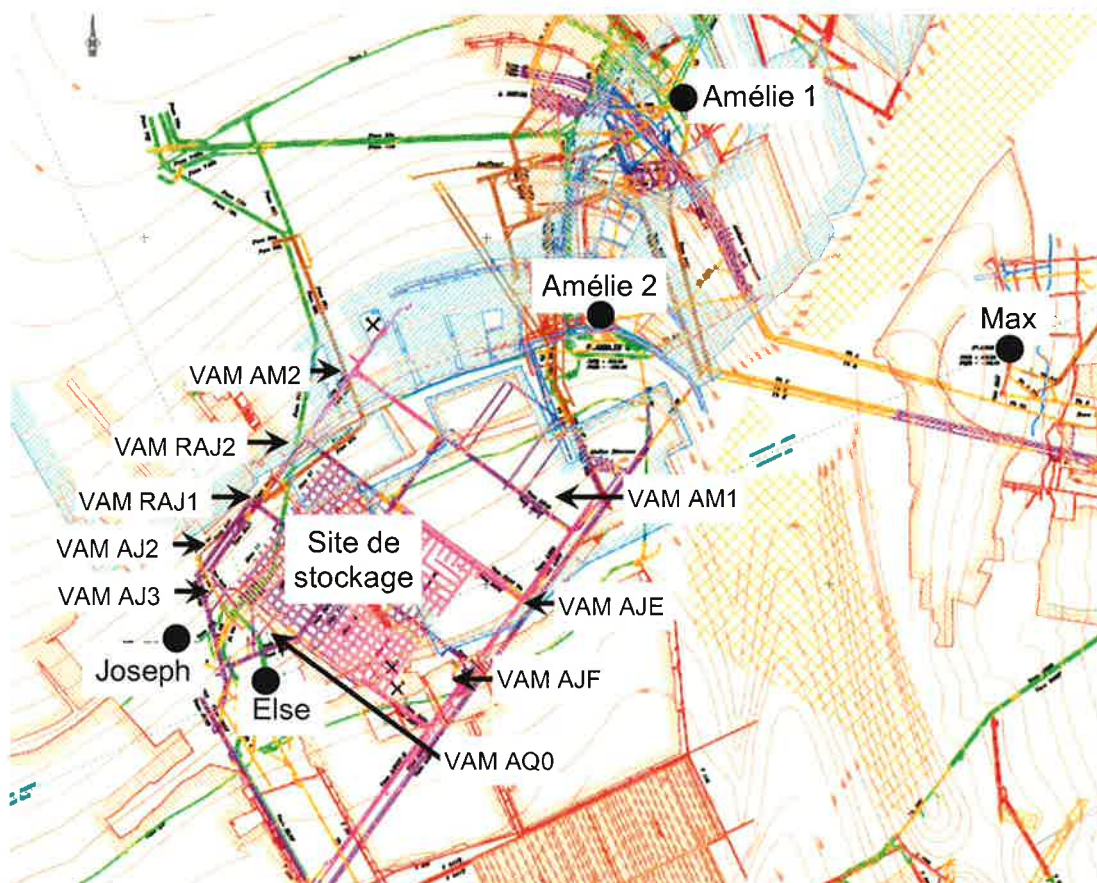


Figure 27. Connexion des puits de la Mine Amélie entre eux et avec le stockage (d'après un document MDPA)

5.3.3 Débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée

Remarque importante :

Nous rappelons que cette étude porte essentiellement sur l'envoyage des vides miniers compte tenu de leur compaction dans le temps. Toutefois des préconisations seront faites quant au principe de maîtrise du risque par la mise en place d'une barrière ouvragée. L'évaluation précise de l'impact de cette barrière devra être étudiée ultérieurement une fois que celle-ci sera définie d'un point de vue de l'ingénierie par un bureau d'étude spécialisé.

5.3.3.1 En l'absence de mesures de maîtrise des risques

Lorsque la saumure en provenance du bas de la mine atteindra la cote du site de stockage, une partie percolera à travers les déchets entreposés (voir Figure 14) avant d'envoyer les vides miniers résiduels sus-jacents. La Figure 15 montre qu'environ 90% de ces vides seront envoyés par de la saumure potentiellement contaminée : le reste le sera par de la saumure non contaminée qui aura contourné le site de stockage (voir Figure 12 et Figure 27) par le biais des voies AJE et AJF au sud ainsi que RAJ1, RAJ2 et AJ2 au nord ou qui aura percolé à travers une zone exempte de déchets (blocs 16, 25 et 26).

De ce fait, nous avons considéré que l'épanchement de saumure potentiellement contaminée résulterait de la compaction des vides résiduels de la couche de potasse sus-jacente au site de stockage, envoyés par de la saumure ayant percolé à travers la partie du site de stockage renfermant des déchets.

En appliquant la vitesse de compaction des tailles noyées (0,01% par an) au volume résiduel de vides sus-jacents au site de stockage (cf. *Tableau 25*), nous obtenons le débit total d'épanchement de saumure présenté dans le *Tableau 37*.

Pour le secteur ouest, dans le cas du scénario de référence, ce débit est de l'ordre de 700 m³/an. Pour la mine Amélie isolée, il serait de l'ordre de 210 m³/an.

Tableau 37. Débit d'épanchement de saumure par les puits les plus proches du site de stockage (m³/an)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m³/an	680	460	280
Moyenne	58 000 m ³ /an	460	360	240
Basse	22 000 m ³ /an	180	180	150

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

En accord avec la Figure 15, le débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée correspond donc à 90% de ce débit (*Tableau 38*). Pour le secteur ouest, dans le cas du scénario de référence, ce débit est de l'ordre de 600 m³/an. Pour la mine Amélie isolée, il serait de l'ordre de 190 m³/an.

Tableau 38. Débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée par les puits les plus proches du site de stockage (m³/an)

Hypothèse d'affaissement→		Haute	Moyenne	Basse
Hypothèse de débit ↓		20%	10%	5%
Haute	105 000 m³/an	610	415	250
Moyenne	58 000 m ³ /an	415	325	215
Basse	22 000 m ³ /an	160	165	135

Légende : les données du scénario de référence sont en caractères gras

Pour estimer la répartition de ce débit à travers les 5 puits de la mine Amélie, nous avons pris en compte leur contribution à l'ennoyage des vides miniers sur la base de leur perméabilité équivalente (*Tableau 39*).

Tableau 39. Répartition du débit d'épanchement de saumure dans les puits de la mine Amélie dans le scénario de référence (m³/an)

Puits	Répartition	Secteur ouest	Mine Amélie
Joseph	21%	145	45
Else	26%	175	55
Amélie 1	29%	200	60
Amélie 2	12%	80	25
Max	12%	80	25
Total	100%	690	210

De même, le débit de saumure potentiellement contaminée pour chaque puits de la mine Amélie est donné dans le *Tableau 40*.

Tableau 40. Débit d'épanchement de saumure potentiellement contaminée dans les puits de la mine Amélie dans le scénario de référence (m³/an)

Puits	Répartition	Secteur ouest	Mine Amélie
Joseph	21%	130	40
Else	26%	160	50
Amélie 1	29%	170	55
Amélie 2	12%	75	20
Max	12%	75	20
Total	100%	610	185

5.3.3.2 En présence de mesures de maîtrise des risques

La connaissance des modalités d'ennoyage de la mine (durée, débit), et notamment du site de stockage, a été un préalable indispensable à la compréhension des mécanismes d'épanchement de saumure potentiellement contaminée.

Nous rappelons que, dans le scénario de référence retenu, le cheminement de l'eau d'ennoyage sera le suivant :

- l'eau douce de la nappe d'Alsace et, dans une moindre mesure, l'eau saumâtre du Tertiaire supérieur pénètrent dans la mine via les principaux vecteurs de transferts que sont les puits colmatés et leur environnement immédiat affecté par un endommagement (EDZ) ;

- cette eau se transforme en saumure au contact du sel, envahit les vides miniers résiduels les plus profonds et remonte vers les niveaux les plus hauts où se trouve le site de stockage ;
- la saumure parvient au niveau du site de stockage en 3 siècles et, continuant à remonter, percole à travers les déchets qu'elle dissout en tout ou partie ;
- la saumure potentiellement contaminée envahit alors les vides miniers résiduels sus-jacents et, après avoir ennoyé les puits, s'épanche dans la nappe d'Alsace, sous l'effet de la poursuite de la compaction de ces vides résiduels ; cet épanchement se produit à travers les 5 puits de la mine Amélie à un débit moyen de l'ordre de 620 m³/an.

L'étude géomécanique (Laouafa, 2010) a montré que la fermeture totale de la mine est inéluctable - à très long terme - sous l'effet de la poursuite de la compaction des vides résiduels ennoyés. Ainsi, malgré leur colmatage, un épanchement de saumure se produira par tous les puits reliés à la mine. Il ressort cependant du scénario présenté que seuls les puits de la mine Amélie seront susceptibles d'expulser de la saumure potentiellement contaminée par percolation à travers les déchets.

Les principales mesures de maîtrise des risques qu'appellent donc ce scénario sont les suivantes :

- empêcher la saumure de percoler à travers les déchets du site de stockage, au moins pendant sa phase d'ennoyage ainsi que celle des vides miniers résiduels sus-jacents ;
- confiner au sein du site de stockage la saumure qui aurait réussi à y pénétrer ;
- éventuellement, réduire le volume de vides interstitiels dans les blocs renfermant des déchets afin de limiter le contact saumure-déchets.

Pour ce faire, il pourra être mis en place plusieurs types de barrières parmi lesquels :

- des obstacles étanches (serrements, béton, bentonite...) interdisant à la saumure de percoler à travers le site de stockage (ou du moins les blocs renfermant des déchets) au cours de la phase finale d'ennoyage ; ces barrières devront être conçues et étudiées par des spécialistes, en s'appuyant notamment sur la pratique dans le domaine du stockage de déchets radioactifs ;
- un système facilitant le contournement du site de stockage (drainage périphérique) de manière à ce que la saumure saine puisse rejoindre les vides miniers résiduels sus-jacents sans percoler à travers les déchets ;
- éventuellement, un colmatage des vides interstitiels par une substance inerte et gonflante sous l'effet de l'eau (bentonite...).

Si ces différentes barrières s'avèrent efficaces et qu'il n'y a aucune percolation à travers la zone endommagée qui les entoure, les vides miniers résiduels seront ennoyés par de la saumure saine et l'épanchement en surface ne renfermera aucune contamination.

Nous estimons cependant que, sous l'effet conjugué de la poursuite de la compaction, du vieillissement des obstacles mis en place et de la perméabilité de la zone endommagée, ces barrières finiront par permettre l'entrée de saumure au sein des vides résiduels du site de stockage. Toutefois, cette percolation sera très lente.

La saumure ainsi parvenue au contact des déchets pourra les lessiver et être expulsée du site de stockage par la poursuite de la compaction.

A la période considérée, soit 3 siècles après le début de l'ennoyage, les vides miniers du site de stockage (chambres de stockage et les voies doubles) auront été mécaniquement refermées par fluage. Nous avons donc considéré que les vides résiduels correspondaient à la « porosité » du remplissage de déchets (vides entre fûts ou big-bags). Celle-ci peut être déduite des informations sur le remplissage des blocs (voir *Annexe 12*) ainsi que de la porosité des déchets eux-mêmes (qui peut être estimée de l'ordre de 30%) : la valeur retenue est de 31%.

Cet ensemble de vides est susceptible de diminuer lentement dans le temps sous l'effet du fluage du sel qui exerce une compression sur les déchets. Toutefois, cette vitesse de compaction résiduelle est difficile à estimer à long terme et ne doit pas être significative à l'échelle de l'ennoyage.

Nous avons donc considéré que les vides résiduels du site de stockage à la fin de sa compaction correspondront uniquement à la porosité résiduelle des déchets P soit :

$$P = 31\% \times 22\,000\,m^3 \approx 7\,000\,m^3$$

Dans ce contexte, le débit Q d'expulsion de saumure potentiellement contaminée correspondra à :

$$Q = 0,01\% \times 7\,000 = 0,7\,m^3/an$$

Si des méthodes de maîtrise des risques particulièrement efficaces peuvent être mises en œuvre, le volume de vides interstitiels sera très significativement réduit et, de ce fait, le débit sortant de saumure potentiellement contaminée pourra être négligeable.

Cependant, dans le scénario de référence, nous avons conservé une fuite de saumure potentiellement contaminée à un débit de l'ordre de 0,7 m³/an qui se diluera dans le débit de saumure saine de 680 m³/an et qui ressortira par les 5 puits de la mine Amélie.

6. CONCLUSION

6.1 RAPPEL DES DONNEES ANTERIEURES

Le site de stockage se trouve à environ 500 m de profondeur, au sein des séries salifères du Sannoisien qui forment un bloc-hôte réputé imperméable d'environ 1200 m d'épaisseur.

Au-dessus, la présence de l'eau est plus ou moins marquée dans les niveaux gréseux du Tertiaire supérieur (Stampien + Chattien) et surtout dans les alluvions quaternaires qui hébergent la nappe d'Alsace.

Latéralement, ce bloc-hôte est scindé en deux par un stot dont l'intégrité à terme est sujette à controverse. Ce stot est sensé isoler la mine Amélie (en amont) du reste du secteur ouest. Ne pouvant préjuger de son état, les auteurs antérieurs ont étudié un premier scénario où ce stot résiste et isole la mine Amélie (d'un volume de 90 Mm³) et un second scénario où il ne joue pas ce rôle : dans ce cas, c'est l'ensemble du secteur ouest qui est concerné soit 200 Mm³.

Sur le plan tectonique, il existe des failles importantes dont certaines ont pu fournir des venues d'eau significatives lorsqu'elles ont été recoupées mais toujours hors du bloc-hôte. Néanmoins, le cas de la réactivation d'une de ces failles par un séisme majeur a été étudié.

Enfin, les terrains salifères et sus-jacents ont été traversés par près de 200 sondages de reconnaissance en petit diamètre et par 15 puits en gros diamètre qui sont autant de vecteurs de transfert potentiel vers la surface. Les sondages ont pratiquement tous été rebouchés sans impact significatif sur l'exploitation minière, même lorsque celle-ci les a recoupés, alors que les puits sont des lieux de pénétration préférentielle d'eau depuis la surface vers le fond.

De ce fait, les vides miniers créés par l'exploitation vont peu à peu s'envoyer avec de l'eau douce ou saumâtre qui se transformera progressivement en saumure au contact du sel. Ces vides correspondent principalement aux tailles foudroyées dont le volume résiduel, après affaissement et compaction, ne serait plus que de 2 à 8% du volume initial. La vitesse de fermeture sous l'effet du fluage du sel de l'ensemble des vides miniers résiduels (voies et tailles foudroyées) est par ailleurs de 0,8% par an.

La durée de cet ennoyage est variable, d'après les auteurs antérieurs, entre quelques siècles pour le secteur ouest et quelques millénaires pour la mine Amélie isolée. Cette variabilité est notamment fonction du volume de vides miniers résiduels après foudroyage des tailles et compaction ainsi que du débit d'ennoyage pris en compte. Ce débit est de 22 000 m³/an et correspond à celui traversant un bouchon de perméabilité équivalente à celle mesurée lors du remplissage des puits Marie et Louise.

Le devenir de la mine après son ennoyage est également encore un sujet de discussion avec deux principaux mécanismes d'épanchement de saumure en surface :

- la poursuite de la compaction des vides miniers après leur ennoyage avec des sorties localisées aux deux puits amont du secteur ouest ;

- la mise en place d'un écoulement spontané par différence de salinité (donc de densité) entre l'eau douce superficielle et la saumure profonde avec des sorties préférentiellement localisées aux six puits aval du secteur ouest.

6.2 PRISE EN COMPTE DES NOUVELLES DONNEES ACQUISES

Note : les calculs de durée d'ennoyage et de débit d'épanchement ont été détaillés pour un scénario appelé « scénario de référence », que nous privilégions comme étant le plus probable et dont les caractéristiques sont énumérées ci-après.

En ce qui concerne le rôle du stot séparant les mines Amélie et Marie-Louise, des extraits de plans des travaux miniers montrent qu'il a localement été rogné jusqu'à ne mesurer parfois que 4 à 5 m de largeur. Compte tenu des perturbations engendrées par le foudroyage des tailles, il semble très peu probable qu'un stot de seulement quelques mètres de largeur ait pu rester intact ou qu'il le reste à long terme. **Le scénario de référence privilégie donc une communication hydraulique de l'ensemble du secteur ouest à travers le stot endommagé.** Cependant, ne s'agissant pas là de preuves irréfutables, nous avons choisi d'étudier de front les deux scénarios impliquant tantôt l'ensemble du secteur ouest, tantôt seulement la mine Amélie.

En ce qui concerne le taux d'affaissement en surface pris en compte pour l'estimation du volume résiduel des tailles foudroyées, il apparaît que les valeurs précédemment retenues sont fortes (90%) comparées aux données issues des connaissances générales minières. L'analyse des dernières données obtenues d'affaissement en surface montre des valeurs voisines de 70% mais, compte tenu des incertitudes, **une valeur moyenne de 80% a été retenue dans le scénario de référence, correspondant à une porosité résiduelle de 20% des tailles foudroyées.**

En ce qui concerne la vitesse de convergence des vides miniers à la profondeur moyenne du secteur ouest (620 m), dans la phase précédant leur ennoyage, **il est nécessaire de distinguer le cas des tailles** (représentant environ 95% des vides liés à l'exploitation) **de celui des voies :**

- le premier est **de l'ordre de 0,1% par an pour les tailles foudroyées**, le mécanisme prépondérant étant ici la compaction des vides résiduels ;
- le second est **de l'ordre de 2% par an en moyenne pour les voies doubles** du fait du fluage du sel ; il s'agit d'une valeur moyenne pondérée par rapport au volume des vides situés à des profondeurs inférieures à 750 m, les ouvrages étant considérés comme fermés à plus grande profondeur et représentant un volume initial faible devant le volume total des vides.

Bien qu'il soit probable que ces vitesses vont continuer à diminuer très lentement dans le long terme, elles seront considérées comme constantes en première approximation, ce qui est - à notre avis - justifié. Il convient de noter que plus de 95% du volume des vides est constitué par des terrains de foudroyage dont la vitesse de compaction résiduelle après l'ennoyage est négligeable et non perceptible, de l'ordre de 0,01% par an soit 1 mm/an (voir Laouafa, 2010).

En ce qui concerne le débit d'ennoyage des vides résiduels, celui-ci dépend du type de circulation des eaux à l'intrados et/ou à l'extrados des puits et de l'état de conservation de leurs différentes composantes au cours du temps, l'ennoyage se produisant en effet sur plusieurs siècles. Dans le long terme, il est nécessaire de prendre en compte le vieillissement des matériaux d'équipement des puits, des matériaux de comblement de l'intrados ainsi que le développement des circulations à l'extrados des puits, ce dernier phénomène étant accentué par la dissolution inévitable du sel par l'eau douce. A l'instar des observations récentes réalisées à la base des puits Max et Amélie 2, il apparaît que les circulations à l'extrados auront probablement tendance à devenir majoritaires et à produire un débit comparable (voire supérieur) à celui extrait par pompage en cours d'exploitation.

Les calculs de durée d'ennoyage de la mine ont donc été effectués sur les bases suivantes de débit d'ennoyage par les puits :

- le calcul des auteurs antérieurs (soit 22 000 m³/an pour le secteur ouest et 1800 m³/an pour la mine Amélie) privilégiant les circulations à l'intrados des puits et considérant que la dégradation de l'état des puits restera modérée au cours du temps ; cette hypothèse nous semble cependant peu plausible ;
- la prise en compte d'une augmentation des débits circulant à l'extrados des puits du fait de la dégradation des tubages et des cimentations jusqu'à retrouver un débit proche de celui d'exhaure (soit 58 000 m³/an pour le secteur ouest et 5100 m³/an pour la mine Amélie) ; cette hypothèse doit correspondre à la situation actuelle ;
- une dégradation totale de l'équipement des puits avec un retour à des débits se rapprochant de ceux observés au cours de leur fonçage (soit 105 000 m³/an pour le secteur ouest et 9800 m³/an pour la mine Amélie).

C'est cette dernière hypothèse qui nous semble la plus réaliste à long terme, et que nous avons donc choisie dans le scénario de référence, en raison notamment de la dissolution du sel par l'eau douce circulant à l'extrados des puits et également du fait de la dégradation progressive de leur équipement.

Enfin, nous avons sollicité l'avis d'experts en ce qui concerne trois points précis : risque de remontée vers la surface de la masse de sel, risque de fuite de saumure par les nombreux sondages et risque d'écoulement spontané de saumure par effet de densité.

6.3 AVIS D'EXPERTS

6.3.1 Sur le risque de remontée de la masse de sel

Le premier avis d'expert concerne le risque de remontée vers la surface de la masse de sel, incluant le site de stockage et ses déchets, suite à la formation d'un diapir ou d'un dôme de sel.

Une masse de sel située sous une couverture, comme cela est le cas dans le bassin potassique, ne peut remonter que si les pressions, contraintes et forces générées par la gravité sont suffisamment élevées pour vaincre la résistance de l'encaissant à la déformation.

Cela nécessite que la couverture soit localement peu épaisse, ce que ne permettent que deux processus :

- le premier processus intervient dès le dépôt des premières séries post-salifères, lorsque l'encaissant est encore mince et que son épaisseur varie rapidement latéralement ; cela génère des contraintes locales liées à la surcharge sédimentaire ;
- le second processus est l'extension superficielle de la couverture au-dessus du sel qui se traduit par son amincissement localisé et par la possibilité de remontée du sel sous des failles normales.

Aucun de ces deux processus ne correspond au cas du bassin potassique d'Alsace : de ce fait, les risques de formation et de remontée de dôme ou diapirs de sel dans le secteur du site de stockage sont négligeables, voire même nuls, sur une échelle de temps de plusieurs dizaines de milliers d'années.

6.3.2 Sur le risque d'épanchement de saumure par des failles réactivées par un séisme

Le deuxième avis d'expert concerne le risque lié à la fuite de saumure par le biais des failles réactivées par un séisme.

L'aléa sismique dans cette région est bien connu de même que le champ de contrainte à la profondeur des travaux, du fait des mesures effectuées pour étudier les possibilités de développer une méthode d'exploitation par lixiviation.

Il n'existe cependant pas de règle simple pour identifier si une faille est une zone conductrice ou si, au contraire, elle constitue une barrière hydraulique. Pour le site des mines de potasse d'Alsace, nous ne disposons que de très peu d'information sur la géométrie des failles. Il s'agit majoritairement de structures subméridiennes de faible pendage qui ne présentent aucun caractère d'instabilité si l'on retient le champ de contrainte mesuré dans les terrains sédimentaires au dessus de 1000 m étant donné le très faible déviateur.

Par contre, certaines d'entre elles sont le siège de circulations d'eau et, bien que l'impact d'un séisme sur un aquifère reste mal compris, nous ne pouvons exclure des modifications du comportement hydraulique de ces failles suite à l'action dynamique d'une sollicitation sismique.

Dans le cas des mines de potasse d'Alsace, les zones d'affaissement ont par ailleurs donné lieu à de nombreuses sources de concentration de contrainte qu'une perturbation sismique pourrait perturber de façon significative. De ce fait, nous ne pouvons considérer comme négligeable l'impact des séismes de magnitude supérieure à 5 sur les caractéristiques des aquifères concernés, incluant les failles déjà reconnues et les zones de fractures associées aux affaissements miniers.

6.3.3 Sur le risque d'épanchement de saumure par effet de densité par le biais des puits colmatés

Le troisième avis d'expert concerne le risque de mise en place d'un écoulement spontané de saumure par effet de densité.

La situation qui sera atteinte en fin d'ennoyage comportera une phase d'eau douce (issue de la percolation à travers les puits) surmontant – par le biais d'une interface – une phase de saumure à saturation provenant de la dissolution du sel. Compte tenu du pendage de la série salifère et afin d'équilibrer la pression de la colonne d'eau et de saumure en chaque puits, la saumure sera contrainte de remonter dans les puits situés en aval.

Si l'interface eau douce/saumure se met en place, dans un puits, au niveau de terrains perméables renfermant une eau non saturée (douce ou saumâtre) en écoulement horizontal (Tertiaire supérieur), la saumure sera diluée au fur et à mesure de son arrivée au droit de ces terrains, interdisant de ce fait l'augmentation de salinité (donc de densité) indispensable pour parvenir à l'équilibre hydrostatique.

C'est en admettant cette hypothèse, résolument pessimiste, qu'il pourra se produire un épanchement de saumure par un puits à son intersection avec le mur du Tertiaire supérieur. La question est de savoir si cette remontée de saumure est susceptible d'atteindre la nappe alluviale et de s'y épancher.

Dans ce mécanisme, qui devrait se mettre en place une fois l'ennoyage terminé, la saumure dense remontera dans les puits aval afin d'équilibrer sa charge hydrostatique par rapport au puits amont possédant la cote du toit du sel la plus haute (puits Else). L'ampleur de cette remontée restera inférieure à 100 m dans les 5 puits de la mine Amélie (à l'exception du puits Max) mais elle pourra atteindre jusqu'à 400 m dans les puits situés le plus à l'aval du secteur ouest (de Schoenensteinbach à Ungersheim).

Dans ce dernier cas, l'interface eau douce/eau salée se positionnera au niveau du Tertiaire supérieur dont les niveaux perméables renferment une eau saumâtre : si cette eau est en écoulement, il engendrera soit l'entraînement de la saumure au sein du Tertiaire supérieur (si son débit est élevé), soit une dilution de la saumure à l'origine d'une nouvelle remontée de l'interface en direction de la nappe alluviale.

Dans le cas où la mine Amélie resterait isolée du reste du bassin, l'interface eau douce/saumure resterait en dessous du mur du Tertiaire supérieur, sauf au puits Max où elle ne le dépasserait que d'environ 15 m, se trouvant ainsi à environ 200 m sous le mur des alluvions quaternaires. Dans ce contexte, il est peu probable que l'interface puisse remonter de cette hauteur afin de permettre à la saumure de s'épancher dans la nappe alluviale. Les calculs mettent en évidence la possibilité d'un épanchement de saumure de quelques m³/an qui devrait être intégralement absorbé par les niveaux perméables du Stampien.

Par contre, dans le cas du secteur ouest pris dans sa globalité, l'ampleur de la remontée de l'interface dans la partie aval, jointe à la profondeur du mur du Tertiaire supérieur, fait que ces terrains potentiellement aquifères seront baignés par la saumure sur plusieurs centaines de mètres de hauteur.

En conclusion, alors qu'un écoulement significatif de saumure n'est pas possible dans le cas de la mine Amélie isolée, ce mécanisme se mettra très probablement en place - dès la fin de l'ennoyage - dans le secteur ouest pris dans son ensemble, avec entrée d'eau douce de la nappe alluviale dans les puits amont et sortie de saumure saturée par les puits aval.

6.4 QUANTIFICATION DES SCENARIOS D'EPANCHEMENT DE SAUMURE EN SURFACE

6.4.1 Par le biais des sondages de reconnaissance

Près de 200 sondages ont été réalisés dans ce bassin potassique. Il est nécessaire de distinguer le cas des sondages de reconnaissance de la potasse et des sondages de recherche d'indices d'hydrocarbures :

- parmi les premiers, seuls quelques sondages anciens, réalisés avant 1913, ont pu donner des suintements d'eau ou des coulées de boue lors de leur recoupement par les travaux miniers ; ils ont été traités par l'exploitant et aucun problème ultérieur n'a été signalé ;
- parmi les seconds, seul le sondage FEL 101 serait resté ouvert depuis son creusement en 1978, du fait d'un projet d'exploitation géothermique, mais il débouche dans une zone non exploitée, située entre les concessions Marie-Louise et Alex.

Ainsi, nous avons considéré que les sondages de reconnaissance ne sont pas des vecteurs potentiels de transfert de saumure depuis la mine vers la surface, d'autant plus que, avec le temps, leur faible ouverture a dû se refermer suite au fluage des terrains salifères qu'ils ont traversé.

6.4.2 Par écoulement spontané via les puits colmatés

Nous avons vu précédemment que l'expert sollicité a mis en évidence la possibilité d'écoulement hydrodynamique spontané de saumure depuis l'amont du secteur ouest vers son aval sous l'effet d'un gradient de densité.

Rappelons qu'un tel écoulement n'est pas possible dans le cas de la mine Amélie isolée ou, du moins, qu'il serait négligeable et qu'il n'intéresserait que les niveaux perméables du Tertiaire supérieur sans atteindre la nappe alluviale d'Alsace.

Par contre, dans le cas du secteur ouest pris dans sa globalité, les débits d'épanchements ainsi créés devraient varier de 20 à 50 m³/an par puits avec un cumul de l'ordre de 200 m³/an pour les 6 puits aval.

Là encore, une part non connue de ce débit de saumure sera absorbée par les niveaux perméables du Tertiaire supérieur mais la probabilité est non nulle que l'interface remonte jusqu'à la nappe alluviale et y crée un épanchement significatif de saumure : les débits d'épanchement dans la nappe alluviale ne sont pas calculables dans l'état actuel des connaissances mais, dans l'hypothèse majorante, ils pourront être pris égaux aux débits sus-mentionnés.

Cependant, du fait de l'entrée d'eau douce par les puits amont et de la sortie de saumure par les puits aval, distants d'environ 10 km, le temps de transit serait de l'ordre d'un à quelques milliers d'années : le site de stockage étant en position haute dans la mine, force est de constater que l'apparition d'un éventuel épanchement de saumure potentiellement contaminée par lessivage des déchets stockés en profondeur dans la nappe alluviale à l'aval ne pourrait pas se produire avant la fermeture complète de la mine du fait du fluage du sel.

D'autre part, ce mécanisme d'écoulement sera contrebalancé par l'épanchement de saumure dû à la poursuite de la compaction des tailles envoyées dont l'importance est supérieure d'un ordre de grandeur et qui affecte aussi bien les puits aval que les puits amont, s'opposant - dans ce dernier cas - à une entrée d'eau douce à l'amont du système.

De ce fait, un épanchement significatif de saumure en surface par écoulement hydrodynamique spontané de l'amont vers l'aval du secteur ouest sous l'effet d'un gradient de densité est peu probable ou – s'il se produit – sera négligeable par rapport à l'épanchement lié à la poursuite de la compaction, qu'il s'agisse du cas de la mine Amélie isolée ou de l'ensemble du secteur ouest.

6.4.3 Par écoulement spontané via une faille réactivée

Au préalable, nous noterons que les failles existantes présentent quelques circulations d'eau lors de leur recoupement par l'exploitation de la mine mais que les débits annoncés sont peu importants et généralement non pérennes. Ils témoignent de la présence de poches « d'eau fossile » à l'exception de la fracture traversée par le puits Amélie 2 à 236 m de profondeur. Cependant, aucune circulation d'eau n'a été mentionnée à la traversée d'une faille par les travaux miniers au sein du bloc-hôte : de ce fait, les failles existantes sont réputées imperméables au droit de la couche de sel et ne sont donc pas considérées comme des vecteurs potentiels de fuite de saumure.

Le risque estimé ici concerne la réactivation d'une telle faille, traversant la couche de sel, par un séisme de magnitude 5 à 6. Les calculs sont basés sur une faille dont la perméabilité atteindrait jusqu'à $7 \cdot 10^{-5}$ m/s à la suite d'un tel séisme.

Il est démontré qu'un mécanisme identique à celui des puits pourrait se mettre en place au sein de la faille et qu'un épanchement de saumure à son exutoire (initialement situé au débouché de la faille au mur du Tertiaire supérieur) pourrait alors devenir possible.

Ceci étant, au fur et à mesure du remplissage des vides miniers, la montée inexorable de l'interface eau douce/saumure, par mécanisme de diffusion, ferait progressivement remonter la cote de l'exutoire et donc réduirait le débit de saumure arrivant par convection : lorsque l'interface aura atteint sa position d'équilibre, ce débit devrait s'annuler.

Dans le cas le plus défavorable, il s'agira d'un phénomène transitoire qui démarrera quand l'interface atteindra le mur des premiers niveaux aquifères en écoulement significatif (s'il en existe dans cette partie amont du bassin minier) et qui cessera lorsque la mise en équilibre hydrostatique sera achevée.

A l'instar du scénario précédent, nous avons donc considéré que le scénario d'épanchement par écoulement spontané via une faille réactivée par un séisme serait peu probable. Toutefois, si ce scénario se produisait au cours de l'ennoyage des vides miniers, le débit d'épanchement d'une faille de 3 km de longueur serait comparable à celui issu des autres scénarios d'épanchement et se produirait dans la même zone géographique.

6.4.4 Par poursuite de la compaction via les puits colmatés

Note : les valeurs présentées ci-après ne concernent que le scénario de référence

Le mécanisme de compaction des vides miniers se poursuivra jusqu'à la fermeture complète de la mine et continuera donc d'affecter les vides miniers résiduels après leur ennoyage : il s'ensuivra un épanchement de saumure en surface par l'ensemble des puits de la mine.

Cependant, la vitesse de compaction sera réduite d'un ordre de grandeur (0,01% par an) du fait de la réduction du déviateur de contrainte lié à la charge hydrostatique d'eau et de saumure.

Le volume des vides miniers résiduels en fin d'ennoyage sera de l'ordre de 30 Mm³ dans le secteur ouest et leur durée d'ennoyage d'environ 300 ans.

Le débit d'épanchement moyen de saumure à travers les 15 puits sera de l'ordre de 3000 m³/an avec, toutefois, une diminution probable dans le temps.

6.5 SCENARIO D'EPANCHEMENT DE SAUMURE POTENTIELLEMENT CONTAMINEE

6.5.1 Scénario d'ennoyage prévisible en l'absence de barrières

Le scénario d'ennoyage prévisible du site de stockage et des vides miniers résiduels comprend, pour le secteur ouest pris dans son ensemble, les principales étapes suivantes :

- la saumure qui remonte des travaux miniers les plus bas arrive après environ 240 ans au niveau du site de stockage ;
- la majorité de cette saumure (environ 90%) envahit le site de stockage en se chargeant localement en substances dissoutes issues des déchets ;
- après avoir totalement rempli le site de stockage, la saumure poursuit sa remontée et envahit les quartiers exploités au-dessus en moins d'un siècle ;
- la saumure remonte par les puits vers la nappe alluviale d'Alsace où elle s'épanche à un débit d'environ 3000 m³/an, soit une moyenne de l'ordre de 0,5 m³/jour par puits.

La part du débit d'épanchement qui correspond à la saumure potentiellement contaminée provient de la compaction des vides miniers résiduels sus-jacents au site de stockage, d'un volume estimé à environ 6 Mm³ en fin d'ennoyage. Sur la base d'une vitesse de compaction de 0,01% par an, cela représente donc un débit de l'ordre de 600 m³/an dans le scénario de référence.

Quel que soit le rôle du stot, cette saumure potentiellement contaminée sortira par les puits de la mine Amélie qui sont à la fois les plus hauts du secteur ouest et les plus proches du site de stockage.

6.5.2 Scénario d'ennoyage prévisible en présence de barrières

Le scénario d'ennoyage du site de stockage montre que le débit de saumure potentiellement contaminée provient de la compaction des vides miniers résiduels sus-jacents préalablement envahis à 90% par de la saumure ayant percolé à travers les déchets.

Dans ce contexte, les principales mesures de maîtrise des risques consistent à empêcher la percolation de la saumure à travers les déchets pendant (au moins) la phase d'ennoyage du site de stockage.

Pour ce faire, plusieurs types de barrières pourront être mises en place :

- des obstacles étanches interdisant à la saumure de percoler à travers les blocs renfermant des déchets au cours de la phase d'ennoyage ou s'y opposant fortement ;
- un drainage périphérique du site de stockage pour que la saumure saine puisse le contourner et rejoindre les vides miniers résiduels sus-jacents ;
- éventuellement, un colmatage des vides interstitiels par une substance imperméable, inerte et à fort potentiel de gonflement en présence d'eau.

La conception et la réalisation de ce type de barrières devront être étudiées par des spécialistes en s'appuyant notamment sur la pratique dans le domaine des déchets radioactifs.

Si ces barrières s'avèrent efficaces, les vides miniers résiduels devraient être ennoyés par de la saumure saine et l'épanchement en surface ne devrait pas renfermer de contamination.

De même, la fuite de saumure hors du site de stockage devrait s'avérer négligeable. Nous estimons cependant que, sous l'effet conjugué de la poursuite de la compaction, du vieillissement des obstacles mis en place et de la perméabilité de la zone endommagée qui les entoure, ces obstacles finiront par ne plus être entièrement étanches et permettront l'entrée de saumure au sein des vides résiduels du site de stockage dont le volume a été estimé à 7000 m³ en fin d'ennoyage.

Dans ce cas, les barrières mises en place auront donc principalement pour objet de décaler dans le temps la mise en contact des déchets avec la saumure et de la ralentir. Cela devrait réduire le débit de production de saumure potentiellement contaminée et donc sa concentration globale en éléments issus des déchets.

Au final, la saumure ainsi potentiellement contaminée migrera directement vers la surface par le biais des puits les plus proches avec un débit total de l'ordre de 0,7 m³/an qui se diluera de plus de 600 fois dans le débit de saumure saine qui ressortira par les 5 puits de la mine Amélie. Cette valeur est à préciser au vu du résultat des études ultérieures qui devront être menées par un bureau d'étude spécialisé sur la conception des barrières ouvragées.

6.5.3 Conclusion sur les scénarios à prendre en compte

Si le site reste en l'état, c'est-à-dire sans barrières étanches, la saumure d'ennoyage percolera à travers le site de stockage et extraira la partie soluble des déchets qu'elle disséminera dans les 6 Mm³ de vides miniers sus-jacents. Ce premier scénario est basé sur l'épanchement de cette saumure potentiellement contaminée au débit de 3000 m³/an.

Dans l'hypothèse où des barrières sont mises en place et leur étanchéité est assurée à long terme, elles interdiront toute percolation d'eau à travers les déchets au moins pendant la phase d'ennoyage de la mine, d'une durée d'environ 3 siècles.

Cette hypothèse revient à considérer que les barrières mises en place sont entièrement étanches. Une précaution supplémentaire serait de permettre le contournement du site de stockage par la saumure. Enfin, on peut imaginer des techniques de réduction des vides interstitiels au sein des déchets comme cela a été évoqué plus haut.

Ces barrières multiples, conçues et réalisées avec soin et testées in situ, sont théoriquement de nature à interdire toute circulation d'eau contaminée et donc leur transport dans la nappe d'Alsace. Dans ce cas, l'impact en surface sera nul.

En l'absence d'étude approfondie de cette solution, nous n'avons pas considéré une étanchéité parfaite du stockage qui sera difficile à obtenir notamment en raison de la dégradation des barrières et/ou d'une percolation lente d'eau à travers la zone endommagée qui les entoure. Cela pourrait alors induire une pénétration de saumure dans le site de stockage dont le volume résiduel de vides serait de l'ordre de 7000 m³. Le débit d'épanchement en surface serait alors de l'ordre de 0,7 m³/an de saumure potentiellement contaminée, diluée dans le débit précédemment calculé (3000 m³/an) de saumure non contaminée.

Enfin, ce débit pourrait être significativement réduit si la porosité des vides interstitiels des déchets peut être diminuée par des techniques adaptées. Une solution complémentaire pourrait consister à dimensionner les barrières pour retarder la percolation de la saumure jusqu'à la fermeture quasi-totale de la mine.

7. BIBLIOGRAPHIE

Antonioli A., Piccinini D., Chiaraluce L., Cocco M., 2005 : Fluid flow and seismicity pattern: Evidence from the 1997 Umbria-Marche (central Italy) seismic sequence. *Geophysical Research Letters*, vol. 32, L10311, doi:10.1029/2004GL022256, 2005.

Bourouis S., Cornet F. H., 2009 : Microseismic activity and fluid fault interactions: some results from the Corinth Rift Laboratory (CRL), Greece. *Geophys. J. Int.* (2009) doi: 10.1111/j.1365-246X.2009.04148.x

[3] Cara M., Bour M., 1990? : Estimation des mouvements sismiques à la cote 500 m - Rapport IPGS, (date non mentionnée mais probablement 1990 ou postérieure).

Castany G., 1982 : Hydrogéologie. Principes et méthodes. Dunod, Paris.

[37] CESAME, 2006 : Synthèse sur l'ennoyage de la mine de potasse Secteur Ouest, CESAME, Septembre 2006

[39] CESAME, 2008 : L'ennoyage des mines de potasse. Dossier commun aux secteurs Est et Ouest. Rapport AB/1143/04/08, avril 2008, 80 p.

Chen L., Talwani P., 2001 : Mechanism of Initial Seismicity Following Impoundment of the Monticello Reservoir, South Carolina. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 91, 6, December 2001: 1582–1594.

[4] Combes P., Ledoux E., 1990 : Mines de potasse d'Alsace. Etude de sûreté d'un projet de stockage de déchets toxiques dans la mine Amélie. Approche des problèmes liés à l'hydrogéologie. - Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris, Centre d'Informatique Géologique, rapport LHM/RD/90/60, 40 p.

[13] INERIS, 1996 : Avis d'expert relatif à la demande de création d'un stockage souterrain de déchets ultimes. Rapport du Laboratoire de Référence d'Analyse des Risques, INERIS, Réf. 36MA36, octobre 1996, 85 p. + ann.

Jiang X.-W., Wang X.-S., Wan L., 2010 : Semi-empirical equations for the systematic decrease in permeability with depth in porous and fractured media. *Hydrogeology Journal* (2010) 18, DOI 10.1007/s10040-010-0575-3 : 839–850.

Laouafa F. (2010). Etude géomécanique de STOCAMINE. Rapport INERIS-DRS-10-108130-14273A, 23 décembre 2010.

Liberda R., 2010 : Observations sur l'accès au puits MAX et le cheminement des eaux. Note MDPa, 17/01/2010, 6 p. (extrait d'un document initial de 10 p.)

Lourdel Y., 2004a : Réponses aux questions de MICA (M. Boinet, télécopie du 9 mars). Document MDPa, 10/03/2004, 2 p.

Lourdel Y., 2004b : Problématique de l'ennoyage des mines de potasse. Document MDPa, 01/12/2004, 17 p.

Lourdel Y., 2005 : Quelques caractéristiques des eaux souterraines profondes. Document MDPa-SA n° 39-05/EG, 23/11/2005, 2 p.

MDPa, 1958 : Fiche de cimentation du puits Amélie 2. Document MDPa, TF/SPF, SPF-VA-4-321, 1 p.

MDPa, ? : Coupe sommaire du puits (Amélie 2) –Document MDPa : pp. 23-27.

[0] MDPa, 2008 : Mémoires techniques des mines de potasse d'Alsace : 1904-2008. – Edition MDPa, octobre 2008, 1068 p.

MDPa, 2010 : Remblai Amélie 2. Diaporama, 84 p.

[28] MICA Environnement, 2004 : Etude géologique, hydrogéologique et géotechnique du centre de stockage de Stocamine. Wittelsheim (Haut-Rhin). – Rapport n° 04-069, avril 2004, 259 p. + ann.

Nascimento (do) A.F., Lunn R. J., Cowie P. A., 2005 : Numerical modelling of pore-pressure diffusion in a reservoir-induced seismicity site in northeast Brazil. *Geophys. J. Int.* (2005) 160: 249–262, doi: 10.1111/j.1365-246X.2005.02473.x.

Parotidis M., Rothert E., Shapiro S.A., 2003 : A possible triggering mechanism for the earthquake swarms 2000 in Vgtand/NW-Bohemia, central Europe. *Geophys. Res. Lett.*, 30(20), 2075, doi:10.1029/2003GL018110.

Rutqvist J., Noorishad J., Tsang C., Stephansson O., 1998 : Determination of fracture storativity in hard rocks using high-pressure injection testing. *Water Resour. Res.*, 34 : 2551–1560.

Shapiro S.A., Huenges E., Borm G., 1997 : Estimating the crust permeability from fluid-injection-induced seismic emission at the KTB site. *Geophys. J. Int.*, 131, F15–F18.

Talwani P., Chen L., 1998 : Are seismogenic faults associated with a characteristic permeability? Introducing, “Seismogenic” permeability, *ks*, *EOS Trans. Am. Geophys. Union* 79, F583.

Talwani P., Acree S., 1984 : Pore pressure diffusion and the mechanism of Reservoir-induced seismicity, *Pure appl. Geophys.*, 122: 947–965.

Talwani P., Cobb J. S., Schaeffer M. F., 1999 : In situ measurements of hydraulic properties of a shear zone in northwestern South Carolina. *J. Geophys. Res.*, 104: 14993–15003.

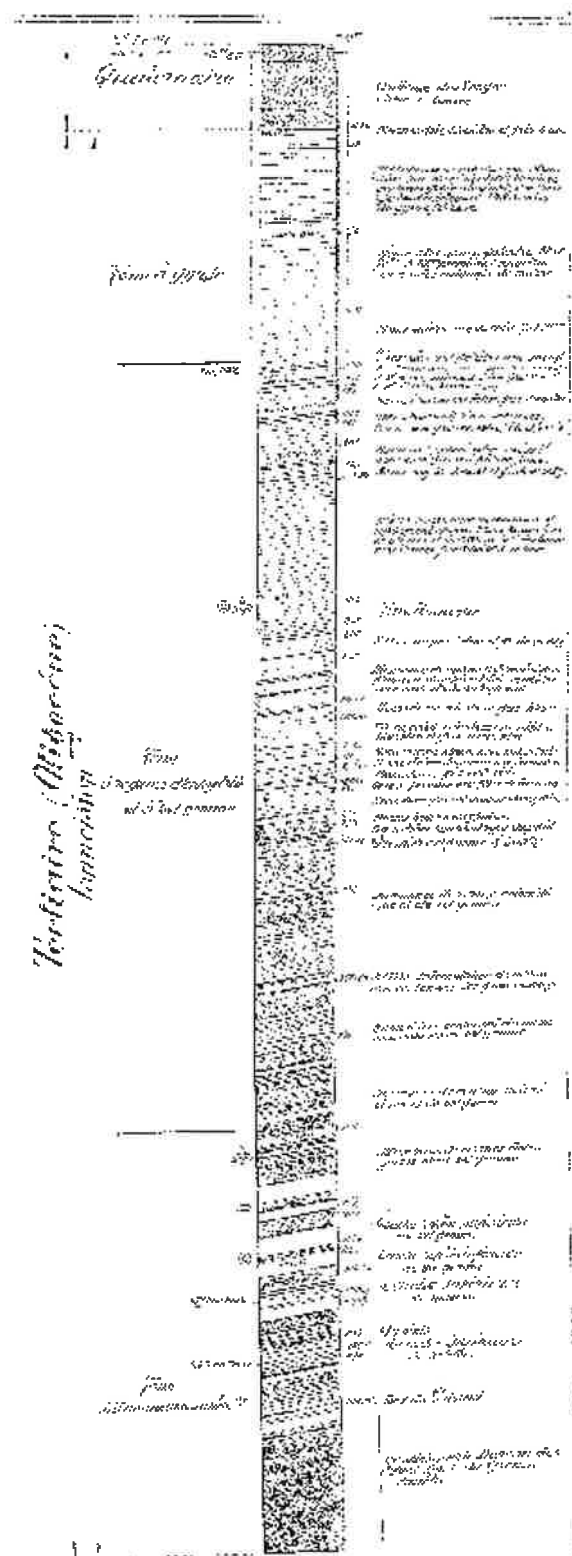
Ying W., 2010 : Laboratory simulation of reservoir-induced seismicity. PhD thesis, Graduate Department of Civil Engineering, University of Toronto, Canada.

8. ANNEXES

Repère	Désignation	Nombre de pages
Annexe 1	Coupe géologique du puits Else	1A4 + 1 A3
Annexe 2	Plan d'équipement du puits Else (document MDPa fourni par MICA)	2 A4
Annexe 3	Localisation et caractéristiques du forage FEL 101 (Infoterre)	2 A4
Annexe 4	Avis d'expert relatif au risque de diapirisme ou de montée de sel dans le cadre du stockage de déchets industriels ultimes dans la mine de Wittelsheim (Bas-Rhin)	3 A4
Annexe 5	Prise en compte du risque sismique dans le dossier de cessation d'activité du site de stockage souterrain de déchets ultimes dans la mine de Potasse de Wittelsheim	12 A4
Annexe 6	Analyse critique des documents traitant du risque d'écoulement spontané de l'eau d'ennoyage de la mine Stocamine (68)	17 A4
Annexe 7	Observations sur l'accès au puits MAX et le cheminement des eaux	8 A4
Annexe 8	Calcul du volume d'eau entré dans la mine au temps $t=0$ (2010)	3 A4
Annexe 9	Scénario de montée de l'eau dans le site de stockage et mes vides miniers sus-jacents (document MDPa)	8 A4
Annexe 10	Analyse bibliographique de la perméabilité des failles réactivées par des séismes (INERIS)	3 A4
Annexe 11	Note de P. Berest sur la prise en compte de la compressibilité de l'air et de la saumure	2 A4
Annexe 12	Calcul de la porosité résiduelle des déchets en fin d'ennoyage	3 A4

Annexe 1

Coupe géologique du puits Else



1013
1013

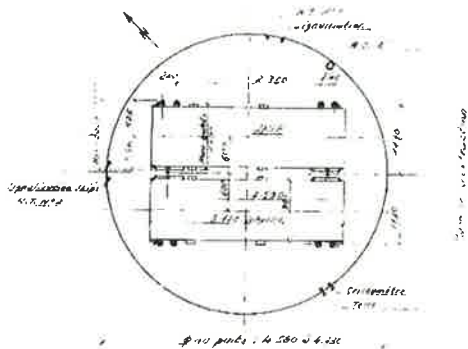
Annexe 2.

Plan d'équipement du puits Else
(document MDPa fourni par MICA)

ELSE

Coupe horizontale du puits

ECHELLE 1/50



Niveau 1/1/14

SPF-VJ-1-96 M

RENSEIGNEMENTS GENERAUX

FONCAGE

Date Jan 1991 à Août 1992
Méthode Touille coupante (MTC)
Incidents

enues d'eau 100.235m (cote 100.235m)
100.235m - 100.235m = 0.000m
100.235m - 100.235m = 0.000m

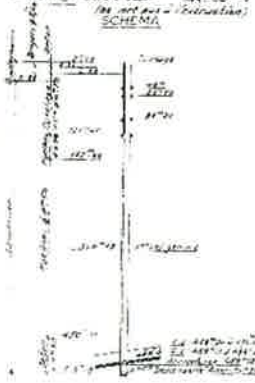
TERRAINS

	Cotes	Prof
Gouttière	100.235	100.235
Châssis	100.235	100.235
Stomach	100.235	100.235
Base d'égout	100.235	100.235
ter de gomme	100.235	100.235
Gouttière	100.235	100.235
Couche de terre	100.235	100.235

RELEVEMENTS

	Cotes	Prof
Gouttière	100.235	100.235
Châssis	100.235	100.235
Stomach	100.235	100.235
Base d'égout	100.235	100.235
ter de gomme	100.235	100.235
Gouttière	100.235	100.235
Couche de terre	100.235	100.235

PUITS



SECTIONS ANORMALES

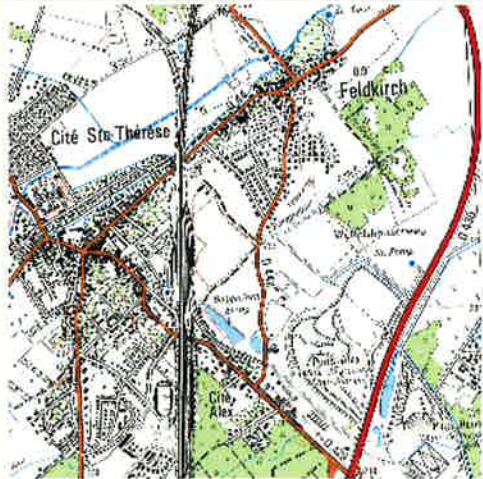
Cotes	Prof	Observ
100.235	100.235	
100.235	100.235	
100.235	100.235	
100.235	100.235	

ORIFICES

Désignation	Cotes	Prof
2ème section, gaine de 100.235m	100.235	100.235
1ère section, gaine de 100.235m	100.235	100.235
3ème section, gaine de 100.235m	100.235	100.235

*Annexe 3. **Localisation et caractéristiques du forage FEL 101 (Infoterre)***

▼ Description générale

Identifiant du point	11_FEL_101_1
Localisation	
Département	68
Coordonnées	Système Lambert 2 étendu X: 969074.9 m Y: 2329380 m
Image	

▼ Description technique

Archivage BEPH	11-1196-
Archivage BRGM	04131X0074
Nom du forage	FELDKIRCH
Abbréviation	FEL 101
Type défini à l'origine	Exploration
Dates d'exécution	Date de début: September 22, 1978 Date de fin: November 13, 1978
Opérateur	SHELL
Profondeur atteinte	2103
Niveau géologique atteint	GRANDE OOLITHE
Résultat pétrolier	Non disponible
Etat actuel	Puits d'exploration sec
Plus d'information	http://www.beph.net

**Annexe 4. Avis d'expert relatif au risque de diapirisme ou de montée de sel
dans le cadre du stockage de déchets industriels ultimes dans la mine de
Wittelsheim (Bas-Rhin)**

par

Bruno Vendeville,
Professeur à l'Université de Lille 1



Géosystèmes
FRE 3298 CNRS-USTL



Le 9 juillet 2010

Avis d'expert relatif au risque de diapirisme ou de montée de sel dans le cadre du stockage de déchets industriels ultimes dans la mine de Wittelsheim (Haut-Rhin).

Bruno Vendeville, Professeur à l'Université de Lille 1

Ma conclusion, en tant qu'expert, rejoint celle des experts du rapport de 1994, bien que mon raisonnement soit radicalement différent.

En effet, notre compréhension des phénomènes diapiriques et de remontées de masses salifères a profondément changé au début des années 1990. De 1930 à 1990, les remontées de sel étaient essentiellement considérées comme liées à la différence de densité entre l'encaissant (plus dense) et les évaporites, et à des instabilités gravitaires (nommées instabilités de Rayleigh-Taylor) qui supposaient que l'encaissant sédimentaire se comportait à long terme, comme la halite, comme un matériau visqueux. Il découlait de cette théorie qu'une couche de sel enfouie sous une couche de sédiments plus dense finirait inévitablement par remonter à la surface en perçant et déformant les sédiments sus-jacents. Or, à la fin des années 1980, il devenait de plus en plus clair que ce modèle d'évolution ne correspondait pas à la réalité du point de vue des données sur les structures salifères naturelles (par exemple, de meilleures données de sismique réflexion et de forage en provenance de l'industrie pétrolière) et des données de mécanique des roches. En bref, le modèle de la « bulle » de sel remontant en déformant un encaissant sédimentaire sus-jacent visqueux ne tenait pas car les roches sédimentaires non-évaporitiques (y compris les argiles) ne se comportent pas dans les 10 premiers kilomètres de la croûte continentale comme des matériaux visqueux. Tout au contraire, ils ont un comportement frictionnel-plastique (c'est-à-dire fragile) dont la résistance à la déformation est bien supérieure à celle de la halite et augmente de façon quasi-linéaire avec la profondeur. Le changement que ceci implique en terme d'application de l'ancienne théorie de la tectonique salifère est que le sel ne peut remonter que si les pressions, contraintes et forces générées par la gravité sont suffisamment élevées pour vaincre la résistance de l'encaissant à la déformation. Il existe des exemples de bassins ayant à la fois du sel et des sédiments sus-jacents plus denses, et où il 'y a eu aucune déformation (Bassin du Michigan, aux USA). Il existe aussi des bassins où la déformation du sel a commencé avant qu'il n'y ait une inversion de densité entre le sel et sa couverture (actuel : La Méditerranée ; passé : le Golfe du Mexique au Crétacé, la marge Ouest Africaine à l'Albien).

Pour que la résistance à la déformation de l'encaissant puisse devenir plus faible que les forces gravitaires, il faut essentiellement que la couverture soit localement beaucoup moins épaisse. Il y n'y a que deux processus permettant ce cas de figure.

Le premier processus intervient très tôt, dès le dépôt des premières séries post-salifères, lorsque l'encaissant est mince et son l'épaisseur varie rapidement latéralement, ce qui génère des contraintes locales liées à la surcharge sédimentaire. Mais ceci n'est pas le cas du fossé d'Alsace actuellement. Le deuxième processus est l'extension superficielle (thin-skinned), en anglais) de la couverture au-dessus du sel. L'extension se traduit, dans l'encaissant sédimentaire fragile par un amincissement localisé de la couche fragile, et ainsi d'une remontée sous les failles normales, de la couche de sel. Néanmoins, ce processus qui peut être

Laboratoire des **Géosystèmes** FRE 3298 CNRS
Bâtiment SN5

Université des Sciences et Technologies de Lille F-59655 Villeneuve d'Ascq cedex
tél. : 33 (0)3 20 43 41 25 fax : 33 (0)3 20 43 49 10



Géosystèmes

FRE 3298 CNRS-USTL



**Université
Lille1**

Sciences et Technologies

efficace lorsque la couverture sédimentaire est mince, requiert beaucoup plus d'extension si la couverture est épaisse, comme dans le cas d'étude en question ici. Pour une couverture de plus de 2000 m d'épaisseur, il faudrait 500 m d'extension horizontale, ceci alors qu'actuellement, le fossé Rhénan n'est plus soumis à une extension notable. Qui plus est, ce processus requiert aussi que la couche de sel soit suffisamment épaisse à l'origine (1000 m ou plus).

En conclusion, les risques de formation et de remontée de dôme ou diapirs de sel dans cette région sont négligeable, voire même nuls, sur une échelle de temps de plusieurs dizaines de milliers d'années.

Bruno Vendeville

Professeur

Laboratoire Géosystèmes

Université des Sciences et Technologies de Lille I

U.F.R. des Sciences de la Terre

Cité Scientifique - Bâtiment SN5

59655 Villeneuve d'Ascq cedex, France

Téléphone: (direct): 03 20 33 70 39

(secrétariat): 03 20 43 41 30 ou 03 20 43 41 25

Fax: 03 20 43 49 10

B.V-Lle

Bruno Vendeville

Professeur

Laboratoire Géosystèmes

Université des Sciences et Technologies de Lille I

U.F.R. des Sciences de la Terre

Cité Scientifique - Bâtiment SN5

59655 Villeneuve d'Ascq cedex, France

Téléphone: (direct): 03 20 33 70 39

(secrétariat): 03 20 43 41 30 ou 03 20 43 41 25

Fax: 03 20 43 49 10

Laboratoire des **Géosystèmes** FRE 3298 CNRS

Bâtiment SN5

Université des Sciences et Technologies de Lille F-59655 Villeneuve d'Ascq cedex

tél. : 33 (0)3 20 43 41 25 fax : 33 (0)3 20 43 49 10

Annexe 5. *Prise en compte du risque sismique dans le dossier de cessation d'activité du site de stockage souterrain de déchets ultimes dans la mine de Potasse de Wittelsheim*

par

François Cornet,

Professeur à l'Institut de Physique du Globe de Strasbourg



GEOSTRESS

S.A.R.L. au capital de 29 728 E

n° siret : 419 363 973 00035

code APE 731Z

1, rue Gustave Binger

67000 Strasbourg

France

geostress@wanadoo.fr

Prise en compte du risque sismique dans le dossier de cessation d'activité du site de stockage souterrain de déchets ultimes dans la mine de Potasse de Wittelsheim

GEOSTRESS ; Juillet 2010

Rapport préparé par F.H. Cornet

Résumé

L'aléa sismique dans la région des Mines de Potasse d'Alsace près de Wittelsheim est bien connu et a fait l'objet d'un travail précis par Cara et Bour, travail qui reste d'actualité. Le champ de contrainte au niveau des mines est également bien connu du fait des mesures effectuées pour étudier les possibilités de développer une méthode d'exploitation par lixiviation.

Mais la conclusion importante est que l'impact des séismes sur les aquifères reste mal compris. De nombreuses données ont démontré le caractère dynamique de l'origine de ces influences. L'impact d'un séisme doit être perçu comme la perturbation d'un système qui, si le système est proche de l'instabilité, peut être significative même à de grandes distances de l'épicentre.

Dans le cas des Mines de Potasse d'Alsace, il est certain que les zones d'affaissement liées à l'exploitation ancienne ont donné lieu à de nombreuses sources de concentration de contrainte dans le massif. Des perturbations sismiques autres que celles associées aux séismes de référence définis par l'étude de l'aléa sismique sont donc susceptibles d'effets significatifs du point de vue des migrations de fluide.

On ne peut aujourd'hui considérer comme négligeable l'impact des séismes de magnitude supérieure à 5 (trois en vingt cinq ans) sur les caractéristiques des aquifères concernés. Mais les connaissances actuelles ne permettent pas de quantifier cet impact. Seul un suivi continu permettrait de conclure.

1. Introduction : Objet de l'étude

Dans le cadre de son étude concernant la cessation d'activité du site de stockage de déchets ultimes implanté dans la mine de Potasse de Wittelsheim, l'INERIS a demandé à GEOSTRESS de l'aider à quantifier le risque sismique pour ce site, suite aux rapports de MM. Cara et Bour pour le risque sismique aux mines de Potasses d'Alsace (MDPA) et de MM Combe et Ledoux pour l'étude du contexte hydrogéologique du site de stockage Stocamine ainsi qu'au rapport INERIS DRS-10-108130-03801A concernant une synthèse critique des études hydrogéologiques sur l'ennoyage de ce site.

Ce rapport a donc pour objet de quantifier le risque d'occurrence d'un séisme susceptible de faire rejouer des failles actuellement « inertes » dont le mouvement pourrait provoquer des chemins de fuite en direction des compartiments sus-jacents (aquifères superficiels, surface du sol).

Nous reprenons tout d'abord le rapport Cara-Bour et le complétons par quelques informations publiées récemment quant à l'impact des séismes sur les tunnels.

Dans un deuxième temps nous rassemblons l'ensemble des informations disponibles sur le champ de contrainte local puis abordons dans la dernière section la question de l'impact d'un séisme sur les aquifères locaux, suite notamment aux diverses publications récentes parues sur ce sujet et à nos propres résultats obtenus sur divers sites tectoniquement actifs.

2. L'aléa sismique sur le site de Wittelsheim et l'action d'un séisme sur les structures ouvrages souterraines

L'étude menée par MM Cara et Bour concerne d'une part l'évaluation de l'aléa sismique pour le site des MDPA près de Wittelsheim dans le Haut-Rhin, d'autre part une évaluation des dégâts que cet aléa peut engendrer dans les travaux souterrains.

2.1 Aléa sismique dans la région de Wittelsheim (Haut Rhin)

L'étude de l'aléa est basée sur une compilation des données de microsismicité de la Haute Alsace et d'une étude tectonique du Sud du Fossé Rhénan. Elle identifie le séisme de magnitude maximum susceptible de se produire au cours des 1000 prochaines années.

Les auteurs considèrent le séisme de Bâle (1356, magnitude estimée 6.5) comme le plus dévastateur. Ils proposent donc de considérer ce séisme comme le séisme de référence à prendre en compte en le plaçant le plus près du site des MDPA à l'intérieur du système tectonique auquel il appartient. Il est donc proposé de placer ce séisme possible au niveau de l'arc de Ferrette qui est la zone de plis la plus proche du site, 32 km au sud de Wittelsheim. Cara et Bour soulignent que ce choix est aussi celui de Ahorner et Rosenhauer (1978) pour le Sud Est du fossé rhénan.

Par ailleurs, Cara et Bour proposent de considérer un séisme de magnitude 5.5 à Cernay, sur une faille bordière à l'Ouest du fossé Rhénan, mais ils soulignent qu'aucun séisme n'a jamais été observé dans cette région qui se situe à 8 km du site. Cette magnitude est aussi celle retenue par Ahorner et Rosenhauer pour la région Ouest du fossé Rhénan.

Les données récentes acquises au cours des 20 dernières années ne permettent pas de remettre en cause ces propositions, comme le montre la carte de sismicité instrumentale (figure 2) produite à partir des données du Réseau National de Surveillance Sismique (<http://renass.u-strasbg.fr>).

Nous avons donc retenu le même aléa sismique que celui proposé par Cara et Bour, lui-même cohérent avec l'étude de Ahorner et Rosenhauer.



Figure 1 : Localisation relative des sites de Ferrette, de Cernay et de Wittelsheim

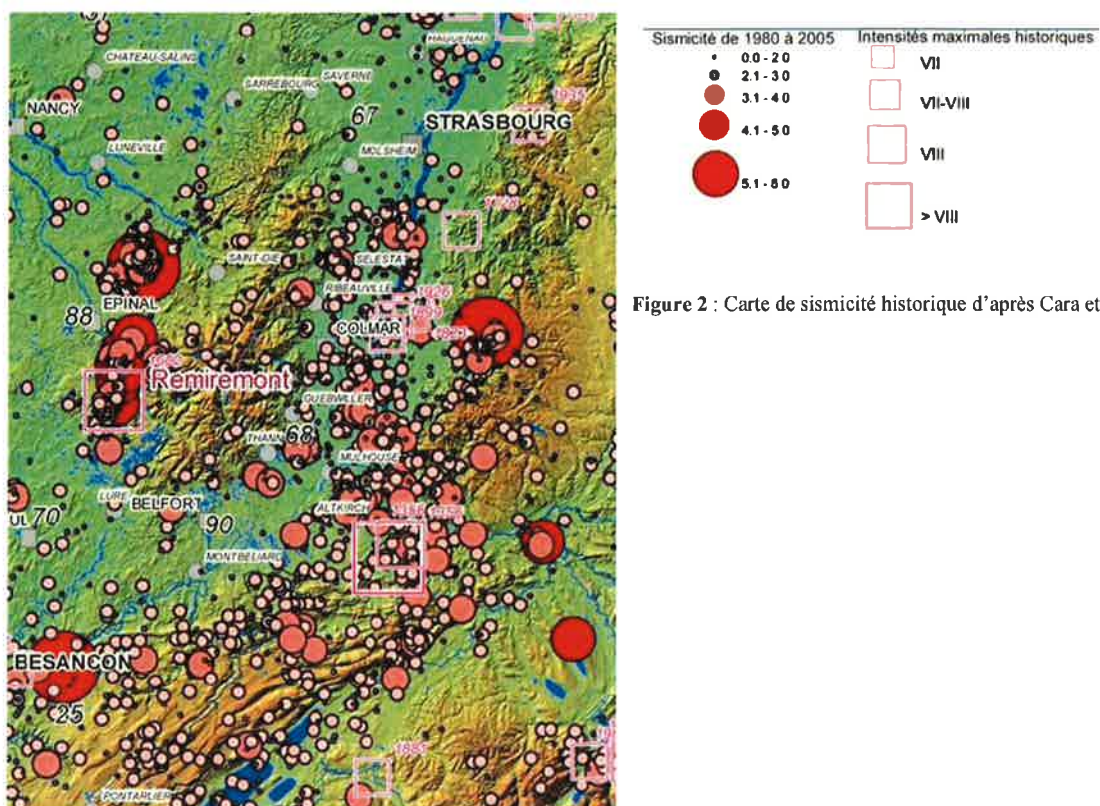


Figure 2 : Carte de sismicité historique d'après Cara et Sira, 2006.

2.2 Evaluation de l'accélération maximum associée aux séismes de référence.

Une fois précisés les séismes à prendre en compte, l'étude de risque sismique demande que soient caractérisés les mouvements induits par ces séismes sur les sites d'intérêt. Dans le cas particulier de sites souterrains, il est bien connu que l'amplitude de mouvement sismique en conditions profondes est bien plus faible que celle observée en surface du fait de la plus grande raideur des terrains.

Dans le cas particulier des MDP, Cara et Bour ont bénéficié des enregistrements obtenus tant en surface qu'à partir d'une station sismologique à 500 m de profondeur, dans le forage de Chalampé (voir carte de la figure 3), pour deux événements de magnitude proche de 3. Ils ont pu ainsi ajuster précisément l'amplitude des mouvements attendus pour chacun des deux séismes de référence.

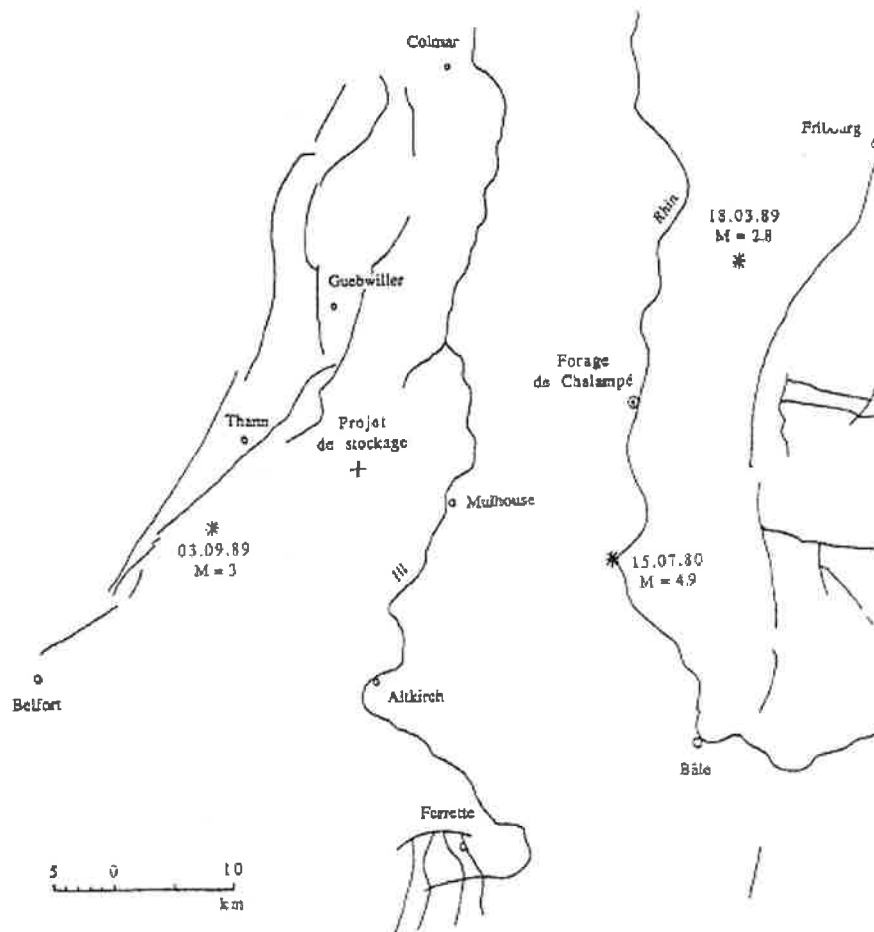


Figure 3. Emplacement du forage de Chalampé par rapport au site des MDP.

Ils en déduisent que l'accélération maximum horizontale à attendre d'un séisme de magnitude 5.5 à 8 km du site ne devrait pas dépasser 0.4 g en surface et 0.1 g à 500 m de profondeur. Pour le séisme de magnitude 6.5 à 32 km, il est conclu que l'accélération maximum horizontale devrait être de l'ordre de 0.35 g en surface et 0.1 g à 500 m de profondeur. Les accélérations verticales attendues sont au moins deux fois plus faibles.

2.3 Effets des séismes sur les structures souterraines

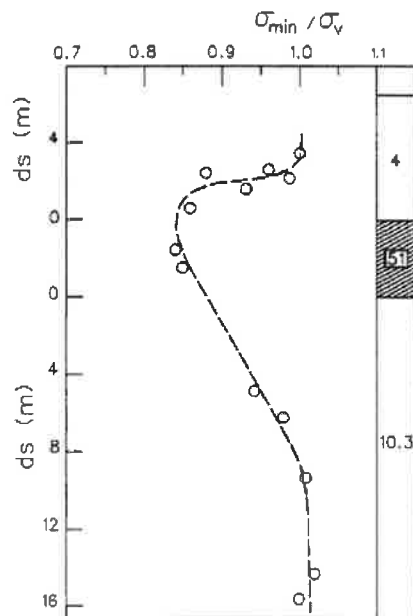
Au moins trois articles, parus depuis 1990, décrivent des dégâts induits par des séismes sur des tunnels. Pour deux d'entre eux il s'agit de dégâts associés directement à la rupture le long de la faille, celle-ci traversant le tunnel considéré. On citera ainsi les articles de Prentice et Ponti, 1997, qui discutent de l'effet du séisme de San Francisco de 1906 (magnitude 7.7) sur le tunnel « Wrights » qui traverse la faille de San Andreas dans les montagnes de Santa Cruz, au sud de San Francisco. On citera aussi l'article de Dalgıç (2002), à propos d'un tunnel traversant la faille Nord Anatolienne, dans sa section qui a donné lieu au séisme de Düzce (magnitude 7.2), en 1999. Le dernier article est celui de Wang et al. (2001) qui décrit les dégâts occasionnés dans 49 tunnels du fait du séisme de Chi Chi à Taiwan en 1999 (Magnitude 7.3). Tous les effets décrits sont liés soit au mouvement direct de la faille, soit au rejet de fractures secondaires. Aucun ne décrit de désordre causé par des instabilités de paroi liées directement à l'amplitude des ondes sismiques.

Ce sont donc essentiellement les rejets de failles ou fractures préexistantes qui sont la cause majeure des désordres à attendre d'un séisme pour des structures souterraines. Ce point est particulièrement important pour discuter de l'impact des séismes attendus sur les aquifères. La modélisation de ces rejets demande que soient connus, outre la sollicitation sismique, l'état de contrainte agissant sur ces structures avant le séisme ainsi que les caractéristiques de leur résistance dynamique.

3. Champ de contrainte dans le sud du fossé rhénan

Le champ de contrainte est bien connu aux MDPA, notamment dans la région de la mine Amélie, du fait de la campagne de mesure entreprise de 1981 à 1984 vers 900 m de profondeur pour essayer de développer de nouvelles méthodes d'exploitation à partir de la dissolution in situ (Cornet, 1988, Cornet et Burlet, 1992). Ces mesures ont bien souligné le rôle de la nature des terrains sur les amplitudes des contraintes principales (voir figure 4 et tableau 1).

Figure 4 : Variations du rapport σ_h/σ_v avec la teneur en anhydrite (d'après Cornet et Burlet, 1992)



Ainsi dans les niveaux évaporitiques libres d'anhydrite (moins de 2%), il a été montré que la composante principale verticale (σ_v) est à peu près égale à la contrainte minimum horizontale (σ_h) tandis que dans les niveaux plus riches en anhydrite le rapport σ_h / σ_v est plus petit que 1 de sorte qu'il est possible d'identifier de façon claire l'orientation des directions principales horizontales. Celle-ci est identifiée comme $N 10^\circ E \pm 10^\circ$. Cette direction est également celle d'un diapir salin de plusieurs kilomètres de long encore actif actuellement et qui fournit donc une bonne évaluation de l'orientation des directions principales dans ces terrains sur ce site.

TABLE 14. Site of Wittelsheim (47.8°N, 7.25°E)

x_3 , m	ISIP, MPa	P_{qr} , MPa	P_b , MPa	σ_{min} , MPa	σ_v , MPa	σ_H , MPa	d , m	σ_{min}/σ_v	σ_H/σ_v
759	18.6	18.0	25.0	18.3	17.8		3.5	1.03	
760	17.4	17.8	25.5	17.6	17.9		2.5	0.98	
761	17.3	16.0	22.5	16.6	17.9	24.4	1.5	0.93	1.36
762	15.9	14.8	17.8	15.3	17.9	25.1	0.7	0.85	1.40
764	15.2	15.4	16.8	15.2	18.0	25.8	0	0.84	1.43
785	17.4	17.6	20.2	17.9	18.4		3.5	0.97	
789	17.4	18.1		17.7	18.5		2.2	0.96	
792	15.7	15.7		15.7	18.6		0	0.84	
800	17.7	17.5	23.5	17.6	18.8	26.3	4.8	0.94	1.40
802	18.5	18.4	21.0	18.5	18.8		6.2	0.98	
805	19.9	18.3	22.5	19.1	18.9		9.3	1.01	
810	20.0	19.3	23.0	19.7	19.1		14.3	1.03	
811	19.5	18.5	25.7	19.0	19.1		15.6	0.99	

Results from two boreholes distant from each other by about 500 m. ISIP, P_{qr} , and P_b are the instantaneous shut-in pressure, the quasi-static reopening pressure, and the breakdown pressure, respectively. σ_{min} is the minimum principal stress; σ_v is the vertical stress component computed from the rock density. The maximum horizontal principal stress is computed from the classical breakdown equation when vertical fractures have been observed. d is the distance from the point of measurement to layer S which exhibits a 51% anhydrite content.

Tableau 1 : Relevé des mesures de contrainte effectuées aux MDPA au voisinage des puits Amélie.

Mais il est important de souligner que le champ de contrainte régional reste mal compris. En effet, si quelques 200 km plus au Nord, dans la région de Soultz-sous-Forêts la contrainte maximum horizontale est également orientée NS (Cornet et al., 2007) entre 1.5 et 5 km de profondeur, elle est orientée $N 144^\circ E \pm 14^\circ$, à 5 km de profondeur à Bâle (Valley and Evans 2009), c'est-à-dire à une trentaine de kilomètres du site. Par ailleurs, si à Soultz, le régime tectonique est en faille normale avec sub-égalité entre la contrainte maximum horizontale et la contrainte verticale, dans la région de Bâle il est en décrochement avec une composante horizontale maximum apparemment supérieure à la composante verticale ainsi que cela est démontré par les mécanismes au foyer locaux (Karstup et al., 2004).

Il semblerait donc que le site des MDPA soit tout à fait comparable à ce qui se passe dans le Nord de l'Allemagne ou la couche de sel découple mécaniquement les terrains sédimentaires superficiels du socle sous-jacent (Roedel and Lempp, 2003).

Nous concluons ici que dans les couches sédimentaires dans lesquelles le stockage de déchets a été réalisé, le champ de contrainte est sub-hydrostatique (sub-égalité entre les différentes valeurs principales) et tel que la contrainte maximum horizontale soit orientée $N 10^\circ E \pm 15^\circ$. Cependant, très probablement, en dessous du sel le champ de contrainte est gouverné par la tectonique locale et serait décrochant avec une direction de contrainte maximum horizontale orientée $N 150^\circ E \pm 15^\circ$

4. Action d'un séisme sur les aquifères locaux

Le problème majeur posé par le risque sismique sur le site de stockage de déchets de Stocamine provient de la migration possible des fluides toxiques du stockage. Dans cette perspective nous discuterons tout d'abord de l'action des séismes sur le comportement hydromécanique des failles affectant le site puis nous aborderons la question du comportement des terrains qui ont été affectés par l'exploitation minière et plus particulièrement dans les zones d'affaissement.

4.1 Action des séismes de référence sur le comportement hydraulique des failles régionales et locales

Tout d'abord, en préambule, je rappellerai ici qu'il n'existe pas de règle simple pour identifier si une faille est une zone conductrice ou au contraire constitue une barrière hydraulique. Nous avons pu montrer par exemple que la faille décrochante des Philippines, longue de plus de 1200 km, et qui connaît un déplacement relatif continu aisé de 3 cm/an est localement, sur le site géothermique de Tongonnan sur l'île de Leyte aux Philippines, une barrière hydraulique (Prioul et al., 2000). De même la petite (5 km de long) faille normale d'Aigion dans le rift de Corinthe (Grèce) s'est avérée être également une barrière hydraulique dans la direction normale à la faille (Cornet et al., 2004, Bourouis and Cornet, 2007). Par contre les zones cataclasées qui constituent les épontes de la faille se sont révélées très conductrices. Cette faille apparaît donc comme une barrière hydraulique dans la direction normale à la faille mais comme un drain dans la direction parallèle.

Pour le site des Mines de Potasse d'Alsace, si la nature des terrains est bien décrite dans l'ensemble des rapports, on ne trouve que très peu d'information sur la géométrie des failles. Le rapport Combes-Ledoux, souligne p.11, l'existence de failles de direction subméridiennes et de pendage 30 à 40 °. Ces accidents ont des rejets qui peuvent atteindre 500 m. Une de ces failles pourrait impliquer la zone des puits Amélie et Max comme indiqué sur la figure 8 du même rapport.

Cette proposition est renforcée par la remarque p.16, du rapport INERIS DRS-10-108130 qui souligne l'existence d'une zone broyée à 135 m de profondeur dans le puits Amélie I et d'une autre faille dans le Stampien au niveau du banc T au voisinage du puits Max.

Ces structures subméridiennes de faible pendage ne présentent aucun caractère d'instabilité si l'on retient le champ de contrainte mesuré dans les terrains sédimentaires au dessus de 1000 m étant donné le très faible déviateur (voir tableau 1). Par contre elles sont le site de circulation d'eau comme le souligne le rapport INERIS (p. 16). On ne peut exclure des modifications du comportement hydraulique de ces failles du fait de l'action dynamique d'une sollicitation sismique comme cela est discuté ci-après. Le sens de ces perturbations ne peut être défini a priori comme l'ont montré Roehloff (1998) et plus particulièrement King et al. (1999) à propos de la surveillance des niveaux piezométriques au voisinage d'une mine au Japon. Ce dernier papier conclut notamment à l'impossibilité d'expliquer les observations avec un simple modèle de réponse poro-élastique associée à une chute de contrainte sur la faille à l'origine du séisme.

4.2 Action des séismes de référence sur les aquifères locaux.

Depuis les études que j'avais réalisées entre 1991 et 1994 pour le compte de l'Institut pour la protection et la Sûreté Nucléaire (IPSN) quant à l'impact des séismes sur les stockages souterrains de déchets radioactifs (Cornet, 1991, 1993 et 1995), de nombreuses données ont été accumulées quant à l'impact des séismes sur les aquifères profonds. Si ces études

préliminaires ne considéraient que la réponse quasi-statique, c'est-à-dire l'évaluation de l'effet statique d'une chute de contrainte intervenue sur une surface de faille à l'occasion d'un séisme, il a été montré depuis que des effets dynamiques sont également à prendre en compte (Brodsky et al., 2003, Elkoury et al., 2006 ; Brodsky, 2006, Doan and Cornet, 2007 ; Van der Elst and Brodsky, 2010). Ces effets dynamiques mettent en jeu les transitoires de pression interstitielle et donc de contrainte effective. Ils peuvent induire des mouvements permanents significatifs des niveaux d'eau à des distances considérables de l'épicentre. Par exemple le séisme d'Alaska de 1964 a induit une variation permanente du niveau d'eau dans un puits situé en... Floride soit à plus de 5000 km de l'épicentre (j'ai vérifié personnellement cette information publiée par Bredehoeft et al. en 1987).

De ce fait, ce n'est pas tant l'évolution quasistatique des caractéristiques hydraulique des failles qu'il convient d'étudier mais bien la réponse de l'ensemble du système perturbé par l'exploitation minière et notamment les zones d'affaissement. Il est plus que probable que des séismes mêmes relativement distants induisent des perturbations hydrauliques dans ce système.

La modélisation de ces perturbations est aujourd'hui illusoire. On ne peut que recommander un suivi en quelques niveaux clefs de façon à détecter des migrations inattendues éventuelles.

5. Conclusions

L'aléa sismique dans la région des Mines de Potasse d'Alsace près de Wittelsheim est bien connu et a fait l'objet d'un travail précis par Cara et Bour qui reste d'actualité. Le champ de contrainte au niveau des mines est également bien connu du fait des mesures effectuées pour étudier les possibilités de développer une méthode d'exploitation par lixiviation.

Par contre une description précise de la géométrie des zones de faille affectant le site n'était pas disponible et nous nous sommes contentés des informations données dans les rapports Combe-Ledoux et INERIS.

Mais la conclusion importante est que l'impact des séismes sur les aquifères restent mal compris. De nombreuses données ont démontré le caractère dynamique de l'origine de ces influences. L'impact d'un séisme doit être perçu comme la perturbation d'un système qui, s'il est proche de l'instabilité, peut être significative, même à de grandes distances de l'épicentre.

Dans le cas des Mines de Potasse d'Alsace, il est certain que les zones d'affaissement ont donné lieu à de nombreuses sources de concentration de contrainte qu'une perturbation sismique non associée aux séismes de référence définis par l'étude de l'aléa sismique pourrait perturber de façon significative.

On ne peut aujourd'hui considérer comme négligeable l'impact des séismes de magnitude supérieure à 5 (trois en vingt cinq ans) sur les caractéristiques des aquifères concernés et qui incluent tant les failles déjà reconnues que les zones de fractures associées aux affaissements miniers. Mais les connaissances actuelles ne permettent pas de quantifier cet impact. Seul un suivi continu permettrait de conclure.

Références

- Ahorner L & W. Rosenhauer ; 1978 ; Seismic risk evaluation for the upper Rhine graben and its vicinity. *J. Geophys.* 44, 481-497
- Bourouis S and F.H. Cornet ; 2009 Microseismic activity and fluid fault interactions: Some results from the Corinth Rift Laboratory (CRL), Greece, *Geophys. J. Int.* vol. 178, pp 561-580; doi: 10.1111/j.1365-246X.2009.04148.x

- Bredehoeft J.D., F.S. Riley and E.A. Roeloffs ; 1987 ; Earthquakes and Groundwater; Earthquakes and Volcanoes (revue de l'USGS) vol. 19, nb 4 pp 138-145.
- Brodsky E.E., E. Roeloffs, D. Woodcock, I. Gall and M. Manga; 2003; A mechanism for sustained groundwater pressure changes induce by distant earthquakes; J. Geophys. Res., vol. 108, nb B8, doi:10.1029/2002JB002321
- Brodsky E., 2006, Long-range triggered earthquakes that continue after the wave train passes; Geph. Res. Let., vol. 33, L15313, doi:10.1029/2006GL026605.
- Cara M & M. Bour, 1990, Estimation des mouvements sismiques à le cote -500m, en haute Alsace., Rapport de l'Institut de Physique du Globe de Strasbourg pour les MDP.
- Cara M et Sira ; colloque du GdR FORPRO, Montpellier, 3 mai 2006.
- Cornet, F. H., 1988, Two examples of stress measurements by the H.T.P.F. method, in Key Questions in Rock Mechanics: Proceedings 29th U.S. Symposium on Rock Mechanics, Minneapolis, pp. 615-624, A. A. Balkeema, Rotterdam.
- Cornet F.H., 1991; Perturbation des caractéristiques hydrauliques d'un massif rocheux du fait d'une activité sismique ; rapport IPSN, octobre 1991.
- Cornet F.H. ; 1993, Etude de l'impacte d'un séisme sur la barrière géologique d'un stockage profond, rapport IPSN, Décembre 1993
- Cornet F.H., 1995 ; Etude de l'impact d'un séisme sur le comportement hydraulique d'un masif fracturé ; rapport IPSN Juin 1995.
- Cornet FH and D. Burlet 1992; Stress field determination in France by hydraulic tests in boreholes; Jou. Geophys. Res., vol. 97, nb B8, pp 11 829-11849.
- Cornet F.H., M.L. Doan, I. Moretti and G. Borm; 2004; Drilling through the active Aigion Fault : The AIG10 well observatory; C.R. Geosciences, vol 336, pp 395-406.
- Cornet F.H., Th. Berard and S. Bourouis; 2007; How close to failure is a natural granite rock mass at 5 km depth Int. J. Rock Mech. Min.Sc. Volume 44, 1, pp 47-66.
- Dalgıç S; 2002, Tunneling in squeezing rock, the Bolu tunnel, Anatolian Motorway, Turkey; Engineering geology, vol67 pp 73-96
- Doan M.L. and F.H. Cornet ; 2007; Small pressure drop near a fault induced by small teleseismic waves ; Earth and Planetary Science Letters. (vol. 258, pp 207-218)
- Elkoury J.E., E.E. Brodsky & D.C. Agnew; 2006; Seismic waves increase permeability; Nature, vol. 441/29 doi10.1038/nature04798
- Karstup U., M.L. Zoback, N. Deichmann, K.F. Evans, D. Giardini and A.J. Michael; 2004; Stress field variations in the Swiss Alps and the northern Alpine foreland derived from inversion of fault plane solutions; J. Geophys. Res., vol. 109, B01402, doi:10.1029/2003JB002550
- King C. Y, A. Azuma, G. Igarashi, M. Ohno, H. Saito and H. Wakita;. 1999; Earthquake-related water-level changes at 16 closely clustered wells in Tono, central Japan; J. Geophys. Res.; vol. 104, B6, pp 13073-13082
- Prentice C.S. et D.J. Ponti, 1997 ; Coseismic deformation of the Wrights tunnel during the 1906 San Francisco earthquake: A key to understanding 1906 fault slip and 1989 surface ruptures in the southern Santa Cruz mountains, California; J. Geophys. Res. Vol. 102, nb B1, pp 635-648.
- Prioul R., F.H. Cornet, C. Dorbath , L. Dorbath, M. Ogena and E. Ramos; 2000; An induced seismicity experiment across a creeping segment of the Philippine Fault ; Jou. Geophys. Res. Vol. 105, nb B6, pp 13595-13603.
- Röckel T. & Lempp C. (2003). Der Spannungszustand im Norddeutschem Becken. Erdöl, Erdgas, Kohle, 119, pp. 73-80
- Roeloffs E., 1998, Persistent water level changes in a well near Parkfield, California, due to local and distant earthquakes; J. Geophys. Res., vol. 105, pp 869-889.
- Valley B. and K. Evans; 2009; Stress orientation to 5 km depth in the basement below Basel (Switzerland) from borehole failure analysis; Swiss J. Of geoscience, vol. 102, pp 467-480.

Van der Elst N.J. and E. Brodsky, 2010; Connecting near and farfield earthquake triggering to dynamic strain; (submitted to publication, Emily Brodsky web site)

Wang W.L., T.T. Wang, J.J. Su, C.H. Lin, C.R. Seng and T.H. Huang; 2001. Tunnelling and Underground Space Technology, vol. 16, pp 133-150.

***Annexe 6. Analyse critique des documents traitant du risque d'écoulement
spontané de l'eau d'envoyage de la mine Stocamine (68)***

par

Marc Bonnet,

Consultant en hydrogéologie,

Ancien directeur du Département Eau du BRGM

INERIS

**Analyse critique des documents traitant du risque d'écoulement
spontané de l'eau d'ennoyage de la mine Stocamine (68)**

Expertise hydrogéologique

11/06/2010

SOMMAIRE

1.	INTRODUCTION.....	3
2.	RAPPEL ANALYSE DES DOCUMENTS.....	3
2.1	RAPPORT CIG.....	3
2.2	RAPPORT MICA	5
2.3	RAPPORT CESAME/MDPA	6
3.	ANALYSE DE L'EXPERT.....	7
3.1	LE DEVENIR DE L' AIR.....	7
3.1.1	<i>Problématique et considérations théoriques</i>	<i>7</i>
3.1.2	<i>En situation de remplissage.</i>	<i>7</i>
3.1.3	<i>Possibilités de blocage et d'accumulation.....</i>	<i>8</i>
3.1.4	<i>Conclusion.....</i>	<i>8</i>
3.2	EQUILIBRE HYDROSTATIQUE DE LA SAUMURE ET RISQUE DE FUITE VERS LES AQUIFERES SUPERIEURS	8
3.2.1	<i>Rappel.....</i>	<i>8</i>
3.2.2	<i>Analyse par tableur EXCEL</i>	<i>9</i>
3.2.3	<i>Discussion.....</i>	<i>10</i>
4.	CONCLUSION	15

FIGURES

FIGURE 1 : LOCALISATION DES PUITTS DU SECTEUR EST	16
---	----

TABLEAUX

1. Introduction

A la demande de la société Stocamine, l'INERIS réalise le dossier de cessation d'activité du site de stockage souterrain de déchets ultimes implanté dans la mine de Potasse de Wittelsheim (68).

Dans ce cadre, l'INERIS doit quantifier le risque d'écoulement spontané de l'eau d'ennoyage de la mine sous l'effet d'un gradient de densité et/ ou de température. Il existe plusieurs études antérieures qui abordent ce sujet et proposent des hypothèses de comportement et donc des conclusions sur le risque.

A ce stade, l'INERIS souhaite donc obtenir une analyse critique des quelques études traitant de ce problème et un « avis d'expert » quant à la possibilité d'un déclenchement de l'écoulement vers la surface de la saumure qui se serait accumulée dans la mine après sa fermeture.

Cette mission a été réalisée par Marc BONNET, consultant associé, expert en hydrogéologie, ingénieur géologue ENSG de NANCY, Ingénieur hydraulicien INP de Grenoble, Docteur ès sciences, avec plus de quarante ans d'expérience dont 19 ans au BRGM.

Elle a porté sur les documents suivants fournis par l'INERIS :

- Rapport CIG et en particulier pages 28 à 35
- Synthèse MDPA1 sur les mines de potasse, pages 1047 à 1051
- Rapport MICA Environnement, pages 183 à 207
- Synthèse bibliographique de l'INERIS sur l'hydrogéologie, pages 64 à 73
- Rapport CESAME 2006, pages 22 à 25

2. Rappel Analyse des documents

2.1 Rapport CIG

Ce rapport définit et discute le scénario de référence le plus pessimiste qui consisterait en un remplissage des mines Amélie et Marie Louise d'autre partant de l'hypothèse (énoncée page 29) que :

Un colmatage parfait des puits est peu réaliste sur une très longue période, il faut donc examiner le cas où ce rebouchage ne serait pas étanche. Les eaux percolant au travers des bouchons rempliraient peu à peu les cavités, la vitesse de remontée de l'eau et le temps de remplissage total dépendraient des débits de percolation. L'état final dépend essentiellement de la géométrie du système et des niveaux piézométriques qui y sont connectés.

A partir de cette hypothèse le rapport présente un calcul du remplissage des vides de la mine Amélie. Ce calcul est résumé dans le rapport CIG par le tableau III, page 31.1 (1ère page intercalaire entre 31 et 32 : les pages de figure et tableaux n'étant pas numérotées)

Le débit d'entrées par les puits est calculé par application de la loi de Darcy en milieu saturé :

$$Q \text{ m}^3/\text{h} = K_v \times A \times H/e \times 3600$$

Avec

$$A \text{ surface des puits} = 20 \text{ m}^2$$

¹ Qui reprend le rapport CESAME de 2008

K_v = perméabilité (à l'eau en condition saturée) du remplissage

H = niveau piézométrique (charge) de l'aquifère Quaternaire

e = épaisseur active du bouchon

A ce sujet nous faisons deux remarques :

- L'hypothèse d'une alimentation en condition saturée qui conduit à un gradient d'écoulement supérieur à 1 (allant de 1,35 à 1,176) ne nous paraît pas réaliste. On devrait plutôt être en condition non saturée avec par conséquent un gradient « gravitaire » de 1 (voir développement ci après), ce qui conduirait à une estimation du débit inférieure de l'ordre de 50 %.
- La définition de l'épaisseur active est manifestement obtenue en prenant comme cote de plus haute entrée de l'eau douce la base des couches du Stampien telle que définie dans la figure 14 pour les trois puits Joseph, Else et Amélie II. On peut penser qu'il en a été fait de même pour les autres puits de la mine Amélie et de la mine Marie Louise.

Ennoyage de la mine Marie Louise

L'estimation du débit conduisant à l'ennoyage se fait par le même calcul exposé ci-dessus. Mais, pour cette mine, les cotes de plus basse entrée de l'eau qui ont été retenues ne sont pas données ni a fortiori explicitées.

C'est dommage car ce sont les puits les plus au nord (soit en aval par rapport à la nappe alluviale) de cette mine qui sont indiqués comme exutoires (puits d'Ungersheim).

Les calculs conduits selon la méthode déjà exposée montrent que les 5 puits de la mine Amélie seront introducteurs. ... Les exutoires majeurs sont les puits d'Ungersheim.

En effet le rapport CIG pose l'hypothèse que le remplissage de la mine Marie Louise selon les mêmes modalités que la mine Amélie risque de détruire le stot de protection séparant actuellement les deux mines.

Relations entre les mines Amélie et Marie Louise

Le rapport du CIG discute précisément le cas de la mine Amélie, hôte du stockage de déchets, mais discute également du risque de mise en communication de cette mine avec sa voisine, au nord, la mine Marie Louise, dont elle est séparée par un stot de protection.

Ce stot de protection est situé en aval pendage du côté Amélie et en position de cul de sac. ... Il est donc raisonnable de penser que l'attaque par dissolution sera très réduite sur cette face du stot. ... Elle risque d'être plus active du côté Marie Louise par le fait que l'on se trouve en amont pendage ce qui favorise le développement d'une érosion régressive par de l'eau non saturée qui a tendance à remonter. On ne peut donc exclure un percement du stot à très long terme qui ne pourrait en tout état de cause intervenir qu'après l'ennoyage de la mine Marie Louise.

Etat final après mise en communication des mines Amélie et Marie Louise

S'il est admis que les deux mines communiquent le rapport en déduit :

Les deux systèmes hydrauliques jusque là indépendants n'en formeront plus qu'un et l'état final sera commandé pour (sic : faute de frappe il faut lire par) les niveaux piézométriques des aquifères en relation avec les 15 puits rebouchés (il s'agit des puits de la zone ouest). On peut montrer qu'un équilibre hydrostatique lié aux contrastes de

densité entre la saumure et l'eau douce n'est plus possible comme cela était le cas lorsque la mine Amélie restait hydrauliquement isolée.

Malheureusement ce calcul n'est pas donné. C'est dommage car comme indiqué ci dessus on y aurait trouvé les hypothèses sur les cotes du plus bas niveau aquifère pris en compte.

C'est en effet cette cote qui détermine le rôle d'alimentation ou d'exutoire des puits.

Ce calcul est présenté plus en détail par les rapports MICA et MDP. Nous y reviendrons car c'est un point fondamental.

2.2 Rapport MICA

Ce rapporte explicite les conditions d'équilibre hydrostatique de la saumure, une fois le remplissage des cavités et la mise en solution du sel à saturation achevés.

Il s'agit d'un équilibre hydrostatique (et non hydrodynamique) pour cette phase qui va se mettre en place pour autant qu'il ne puisse y avoir de fuite de cette phase dans des milieux perméables supérieurs, en situation de charge constante dans toute la mine.

On aura donc pour la phase d'eau salée, en admettant comme origine des cotes le 0 NGF avec l'axe des Z vers le haut (sens inverse du vecteur de gravité g et en se plaçant au droit de l'interface, supposée abrupte, avec l'eau douce) :

$$H_{\text{saumure}} = Z_i + (H_d - Z_i) / \rho_s$$

Avec :

$Z_i =$

$H_d =$

ρ_s = masse volumique de l'eau salée

En admettant que l'interface le plus élevé se trouve dans le puits où le niveau de sel est atteint à la cote la plus haute, c'est à dire pour la mine Amélie le puits Else où $Z_i = -34$ m NGF, on obtient la valeur de la charge d'eau salée qui s'établira dans la mine, en équilibre hydrostatique :

$$H_{\text{mine Amélie}} = -34 + (263 + 34) / 1,2 = 213,5$$

A partir des relations ci dessus on obtient la valeur des interfaces dans les autres puits par la formule de la page 186 du rapport MICA :

$$Z_i \text{ puits} = Z_i \text{ Else} + (H_d \text{ Else} - H_d \text{ puits}) / (\rho_s - \rho_d)$$

Avec :

ρ_s = masse volumique de l'eau douce

La position de l'interface dépend donc essentiellement de la densité de la saumure.

MICA indique qu'elle pourrait atteindre 1,23 dans les conditions du gisement mais par sécurité fait un calcul avec $d = 1,2$ (valeur admise par CIG) et teste même le cas $d = 1,1$ (cf. tableau page 187).

Il en résulte que, dans ces deux cas :

« La cote de l'interface dans les autres puits de la mine Amélie reste en dessous de la cote de la venue d'eau la plus basse dans le puits considéré. Le système est donc stable et il n'y a pas lieu d'envisager une remontée de l'eau profonde chargée d'une éventuelle contamination ».

Précisons que cet équilibre hydrostatique s'impose même sans faire l'hypothèse avancée en page 186 : « Les pertes de charge dans le système sont considérées comme nulle compte tenu de l'extrême lenteur des écoulements ». En revanche cette dernière hypothèse est nécessaire pour justifier l'existence d'une interface abrupte.

On trouvera en annexe les résultats d'un tableur Excel qui présente les calculs des formules ci-dessus pour tous les puits de la zone ouest.

2.3 Rapport CESAME/MDPA

Ce rapport traite du devenir de l'ensemble des travaux souterrains abandonnés par les MDPA après arrêt de l'exhaure (sous le titre « **La fin de l'ennoyage** »). Il reprend les données du rapport CESAME de 2008.

Il concerne les deux secteurs minier Est et Ouest qui sont supposé indépendants.

Le problème de ***l'Equilibre hydrostatique*** après remplissage total est traité comme par le CIG en admettant que, dans chaque secteur, il existe un puits qui impose sa charge d'eau salée à l'ensemble de la mine.

Il s'agit du puits Else pour le secteur Ouest et du puits Anna Est pour le secteur Est.

Mais, faute d'une analyse physique précise du problème, on ne comprend pas bien les raisons de cette situation surtout pour le cas du secteur Est.

Nous expliciterons ce point ci-après en reprenant l'analyse du problème à sa base.

Quoiqu'il en soit le rapport présente sous forme de tableau la position d'équilibre hydrostatique de l'interface entre saumure et eau salée, dans les puits de ces deux secteurs, en admettant que la charge d'eau salée est imposée par les puits Anna Est pour le secteur Est et Else pour le secteur ouest.

Le tableau 16 donne en dernière colonne la cote de l'interface dans tous les puits de la zone ouest qui est la seule qui nous intéresse. Le calcul est fait en admettant une densité de la saumure de 1,2 et une cote de l'interface dans le puits Else de -34 NGF.

Avec ces hypothèses, il résulte que la cote maximale de l'interface est atteinte dans les puits Ungersheim 1 et 2 avec +166 NGF.

Cette cote étant inférieure à celle du mur de la nappe alluviale d'Alsace, de l'ordre de +171 m NGF au droit de ces deux puits, le rapport en conclut que :

« Dans le secteur ouest aucun échange ne se produirait entre la mine et la nappe alluviale ».

Cela est exact pour autant que l'on admette que le Tertiaire sous-jacent (Stampien) est complètement imperméable et ne contient pas d'eau douce ou que les puits sont étanches à ce niveau.

Ce qui paraît très optimiste et n'a pas été admis sans réserves ni dans le rapport du CIG (voir figure 14) ni dans le rapport MICA qui indique à ce propos (page 189) :

« Si l'on considère les six puits les plus en aval du système hydraulique minier on s'aperçoit que ces ouvrages ont traversé des horizons aquifères dans les terrains du Stampien et dans la zone à gypse de la Zone Salifère Supérieure jusqu'à -100 m NGF en moyenne ».

3. Analyse de l'expert

3.1 Le devenir de l'air

3.1.1 Problématique et considérations théoriques

Les cavités minières étant initialement remplis d'air à la pression atmosphérique leur ennoyage total par l'eau implique que cet air ait pu s'évacuer librement. Le mécanisme par lequel se fera cette évacuation a quelques conséquences sur les phénomènes d'hydraulique pris en considération dans les rapports.

Avant de discuter rapidement les deux conséquences qui paraissent mériter considération car ayant une influence sur la problématique finale de l'équilibre hydraulique dans un milieu supposé saturé en eau nous rappellerons les principales bases théoriques applicables aux écoulements diphasiques air-eau

Lois de Laplace et de Jurin

L'air et l'eau étant deux phases immiscibles il se crée entre les deux une interface sans mélange

Si cette interface est courbée, comme dans un tube capillaire ou dans les pores et fissures d'une d'un milieu solide , il existe une différence de pression ΔP entre les deux phases fluides donnée par la loi de Jurin

$$\Delta P = 2T/r$$

T est la tension superficielle du liquide par rapport au solide

R est le rayon du capillaire ou du pore.

3.1.2 En situation de remplissage.

Pour que l'air puisse s'échapper (par les puits) il faut que l'air constitue une phase continue en relation avec la surface et donc sensiblement à la pression atmosphérique.

L'air s'écoulera par les pores les plus gros

L'eau pénétrera en saturant les pores les plus fins

La différence de pression sera faible (r de la loi de Jurin grand)

La phase eau dans les puits sera à pression constante (voisine de la pression atmosphérique)

La loi de Darcy appliquée à l'écoulement vertical dans les puits s'écrira

$$Q = K \text{ grad } H$$

Avec $H = P / \rho g + z$ où $P = p_{\text{atm}} = \text{Cte}$ et donc $\partial P / \partial z = 0$

Ce qui entraîne

$$Q = K(\partial P / \partial z + \partial z / \partial z) = K(0+1) = K, \text{ gradient } H = 1, \text{ écoulement dit « gravitaire »}$$

Comme dit plus haut en écoulement non saturé , nécessaire pour l'évacuation de l'air, il ne peut y avoir de gradient supérieur à 1.

En outre la perméabilité à l'eau sera réduite par la présence d'air s'écoulant à contresens.

Les prévisions de débit entrant proposées par le CIG sont donc par excès.

3.1.3 Possibilités de blocage et d'accumulation

Si de l'air se trouve accumulé dans des poches qui ne sont reliées à la surface que par des fissures ou de pores de rayon r il pourra, d'après le loi de Jurin, se mettre en surpression par rapport à l'eau de la valeur

$$\Delta P = 2T/r$$

Dans le fonds de galeries où le sel est peu fissuré ou avec des fissures de très faible ouverture il pourra se créer des accumulations d'air piégé par ce phénomène de piégeage capillaire (comme les gisements de gaz pétrolier. Ce phénomène stoppera(it) la dissolution et maintiendra(it) ouvertes les cavités où il se produira(it)

3.1.4 Conclusion

La présence d'air et sa nécessaire implication dans le phénomène d'infiltration de l'eau aura des effets contradictoires

D'une part il ralentira le processus d'infiltration dans les puits

Mais il pourrait créer des accumulations diminuant les volumes à dissoudre et donc la durée de l'ennoyage.

Enfin pour compéter sur ce sujet on peut remarquer que le phénomène de « piège capillaire » qui résulte de l'application de la relation de Jurin pour des milieux à très faible dimension de pores pourrait être mis à profit pour renforcer le bouchage de certains puits sensibles avec des matériaux spécifiquement conçus pour cet effet. Ce qui relève d'une autre problématique.

3.2 Equilibre hydrostatique de la saumure et risque de fuite vers les aquifères supérieurs

3.2.1 Rappel

La situation qui sera atteinte en fin d'ennoyage en admettant que l'air a été entièrement évacué doit être analysée, comme admis par tous les auteurs des rapports précédents, en considérant que d'une part l'eau douce contenue dans toutes les couches aquifères supérieures et d'autre part la saumure contenue dans la couche de sel, sont des phases homogène, chacune de masse volumique constante $\rho_d = 1000 \text{ kg/m}^3$ pour l'eau douce et $\rho_s = 1200 \text{ kg/m}^3$ (ou 1230 kg/m^3 selon les rapports) et qui, du fait d'une mise en place lente et réversible, sont séparées l'une de l'autre par une interface abrupte sans frange de dispersion.

Dans cette situation la charge de l'eau salée qui s'écrit :

$$H_s = p / \rho_s g + z \quad (\text{axe Oz vers le haut, en sens inverse du vecteur } g)$$

est hydrostatique, c'est-à-dire constante, pour autant que la saumure reste piégée dans le milieu salin (les cavités et fissures du sel) ou les couches supérieures, sans aucune possibilité de fuite ou de dilution ($\rho_s = \text{constante}$).

La charge de l'eau salée est définie par la position de l'interface dans le puits amont qui contiendra de la saumure jusqu'à la cote de toit du sel la plus élevée : pour le secteur ouest, c'est le puits Else avec une cote sel à -34 NGF, soit $Z_i = -34$.

A cet endroit la pression à l'interface est égale à : $P = (H_{\text{nappe}} - Z_i) \rho_d g$

En prenant comme référence des cotes z le 0 NGF (et axe Oz vers le haut), on a donc

$$H_s = (H_{\text{nappe}} - Z_i) \rho_d / \rho_s + Z_i = (263 + 34) / 1,2 - 34 = 213,5$$

Soit

$H_s = \text{constante} = H_s \text{ Else} = 213,5$. Valable en tout point où la saumure est sûrement confinée.

Et la position de l'interface en tout puits est donnée par la relation :

$$Z_i \text{ puits} = Z_i \text{ Else} + (H_{\text{nappe Else}} - H_{\text{nappe puits}}) ((\rho_s - \rho_d) / \rho_d)$$

Soit encore en raisonnant en densité de saumure par rapport à l'eau douce $d_s = \rho_s / \rho_d$

$$Z_i \text{ puits} = Z_i \text{ Else} + (H_{\text{nappe Else}} - H_{\text{nappe puits}}) (d_s - 1)$$

Cette formule résulte de la relation générale, vérifiée en tout point de la phase saumure et appliquée à l'interface dans chaque puits :

3.2.2 Analyse par tableur EXCEL

Les formules ci-dessus peuvent être aisément mises en tableur pour le calcul des interfaces dans chaque puits.

La Figure 1 donne l'implantation des puits du secteur ouest.

Le Tableau 1 donne l'extrait du tableur pour les deux secteurs de mine Est et Ouest

On remarque que la charge est légèrement supérieure pour le secteur Ouest, ce qui veut dire que s'il y a risque de mise en contact entre les deux secteurs, l'échange se ferait de l'Ouest vers l'Est.

Les cotes d'interface sont bien celles données dans les précédents rapports pour la valeur de densité de la saumure 1,2.

On voit en particulier que pour la zone Ouest on a des cotes de l'interface dans le puits de Schoensteinbach et en aval qui sont supérieures à 100 m NGF.

Or les coupes géologiques disponibles pour ces puits montrent que la cote du mur du Stampien y est partout largement négative et que ce Stampien est formé de terrains perméables (marnes et grès) renfermant des venues d'eau dont la salinité est comprise entre 30 et 50 g/l.

Dans sa montée dans le puits l'interface eau douce/eau salée va donc rencontrer, au mur du Stampien, une masse d'eau douce alimentée par des couches aquifères, ce qui va créer un rabattement s de la charge d'eau salée **dans le puits au mur du Stampien** et donc engendrer un débit de saumure.

Le Tableau 2 donne le débit ainsi produit au mur du Stampien dans les 6 puits aval du secteur Ouest.

Les cotes du mur du Stampien sont issues des coupes géologiques fournies dans le rapport de synthèse des MDPA établi lors de la fermeture des puits.

Le calcul du débit est fait en posant les hypothèses ci-après.

Le débit dans le puits entre le mur du Stampien et le sommet du sel est donné par :

$$Q = K_{\text{puits}} A s_{\text{puits}} / L \quad \text{Darcy en écoulement uniforme pour les conditions de colmatage du puits}$$

$$Q = 2\pi T s_{\text{mine}} L_e r_p / R \quad \text{Darcy en écoulement radial dans la couche de sel de transmissivité } T_{\text{Mine}}$$

Mais on a également

$$s_{\text{au mur du Stampien}} = s_{\text{mine}} + s_{\text{puits}}$$

Soit 3 équations pour trois inconnues, ce qui permet de déterminer, pour chaque puits, le débit Q et accessoirement la répartition de $s_{\text{au mur du Stampien}}$ entre s_{mine} et s_{puits}

En faisant varier le paramètre le plus incertain qui est la Transmissivité de la couche de sel endommagée par les travaux miniers recoupée par le puits, on obtient une analyse de la sensibilité du débit à ce paramètre.

On voit que ce débit est négligeable (inférieur à $20 \text{ m}^3/\text{an}$ par puits et $100 \text{ m}^3/\text{an}$ pour les 6 puits) tant que la transmissivité n'atteint pas $10^{-8} \text{ m}^2/\text{s}$. Il devient significatif à partir de $10^{-7} \text{ m}^2/\text{s}$.

Dans tous le cas les deux puits d'Ungersheim produisent le double des autres.

3.2.3 Discussion

Les débits calculés ci-dessus s'entendent au mur du Stampien, voire au mur de la première couche assez perméable pour contenir de l'eau douce en continuité hydraulique avec la nappe alluviale du Rhin.

Ce débit va-t-il parvenir au mur de cette nappe ou va-t-il fuir latéralement (radialement) dans les niveaux les plus perméables du Tertiaire ?

Il n'est pas facile de répondre précisément à cette question mais nous présentons ci-dessous quelques éléments de réponse :

- Le Stampien a une perméabilité faible et se trouve en situation quasi hydrostatique avec un écoulement latéral quasi nul. L'arrivée de saumure par le bas du puits ne créera pas de surcharge et donc pas de gradient entre le puits et son encaissant. Le débit de fuite vers le Tertiaire par convection pure devrait donc être insignifiant.
- Cependant le débit qui s'introduira inéluctablement dans le puits, du fait du rabattement de l'eau salée produira, dans le puits, une vitesse d'écoulement, et donc un entraînement vers le haut de l'eau salée par convection, non négligeable.
- En effet si l'on considère le débit initial qui s'instaurera au moment où la phase de saumure (densité 1,2) parviendra au mur du Stampien et rencontrera de l'eau douce (densité 1) on aura comme vitesse de remontée dans les puits, pour l'hypothèse $T_{\text{mine}} = 10^{-7}$ et une surface des puits S de 20 m^2 :

$$V = q/S \times \text{porosité cinématique}$$

Soit en prenant les estimations de débit du tableau 2, de l'ordre de $3 \cdot 10^{-6} \text{ m}^3/\text{s}$ par puits et une porosité cinématique de 1%, très probable pour un remplissage par des matériaux très fins :

$$V = 3 \cdot 10^{-6} / 20 \cdot 10^{-2} = 1,5 \cdot 10^{-5} \text{ m/s} = 1,3 \text{ m/jour}$$

Ce qui est une vitesse capable de produire un transfert convectif de l'eau salée favorisant le mélange de la saumure avec l'eau douce dans les puits

De ce fait, il devrait s'établir s'établira dans le puits une répartition (linéaire ?) de concentration et donc la pression imposée au mur du sel tendra rapidement vers la valeur calculée en considérant la densité moyenne de 1,1 correspondant à $(1 + 1,2) / 2$.

Le calcul du débit d'entrée dans les puits a donc été repris avec cette valeur.

Les résultats sont donnés dans le Tableau 3 où l'on constate que cet effet de diminution de densité réduit le débit d'un facteur 3 environ.

Dans ce modèle qui nous paraît le plus raisonnable la saumure se dilue progressivement dans les puits et fuit dans le Tertiaire, à des concentrations décroissantes de bas en haut, du fait essentiellement de la différence de densité (on admet qu'il n'y a pas de gradient de charge dans le Tertiaire I) entre puits et (couches perméables du) Tertiaire.

Mais il est possible que les couches perméables du Tertiaire n'aient ni l'épaisseur ni la perméabilité suffisantes pour absorber tout le débit produit en pied de puits. Un résidu non négligeable parviendrait alors en bas de la nappe alluviale où il serait alors évacué sans difficulté par la convection.

Les valeurs du tableau 3 paraissent être un maximum puisqu'elles supposent que le Tertiaire n'absorberait aucun débit.

Pour préciser cette estimation il faudrait faire un modèle d'écoulement hydrodispersif et à densité variable dans un puits cylindrique de perméabilité constante ayant comme condition de bordure une succession de couches de perméabilités différentes initialement pleines d'eau douce (ou d'eau de densité connue) .

C'est possible et envisageable du fait de la relative simplicité de la géométrie.

Tableau 1 : Charge hydrostatique de la saumure et position de l'interface dans les puits

Zone ouest puits directeur Else

Zone ouest puit directeur Ana

ds1	1,2												
ds2	1,1												
	Else	Joseph	Beer willer	Amélie 2	Amélie 1	Max	Staffelden	Marie	Marie Louise	Schoenen	Rodolphe	Alex	Ungersheim 1
Hnappe	263	263	262	259	256	253	250	245	245	235	234	234	223
Zi	-34	-34	-29	-14	1	16	31	56	56	106	111	111	166
H saumure	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5	213,5
	Ana O.	Ana E.	Fernand E.	Fernand O.	Eugène	Théodore	Enishheim	Enishheim	Enishheim 1				
Hnappe	232	232	224	224	220	220	218	211	211				
Zi	58	58	98	98	118	118	128	163	163				
H saumure	203,00	203,00	203,00	203,00	203,00	203,00	203,00	203,00	203,00				

Hs	213,5		charge hydrostatique imposée par Elise pour une densité de 1,2																
Pi	3,14159																		
rp	2,5																		
ds1	1,2		débits puits d																
ds2	1		densité moyenne dans le puits au droit du Stampien																
k puits	5,00E-07																		
Aaire	19,635																		
T Mine	1,0E-08	1,0E-07	1,0E-06	1,0E-05															
R	250																		
Le rp/R	4,60517																		
	Zsol	HN	Sel	mur napp	mur Sta	L	hs stampier	Rabat Saumure	T Mine = 10-8 m³/s	T Mine = 10-7 m³/an	T Mine = 10-6 m³/s	m³/an	T Mine = 10-6 m³/s	m³/an	T Mine = 10-5 m³/s	m³/an			
Schoenensteinb.	236	235	-289	194	-205	84	161,67	51,83	6,33E-07	19,97	3,26E-06	102,90	5,58E-06	175,97	6,01E-06	189,42			
Rodolphe 1	235	234	-180	201	-68	112	183,67	29,83	3,52E-07	11,11	1,59E-06	50,21	2,46E-06	77,49	2,60E-06	81,94			
Rodolphe 2	235	234	-170	201	-68	102	183,67	29,83	3,57E-07	11,24	1,68E-06	53,10	2,68E-06	84,59	2,85E-06	89,92			
Alex	235	234	-216	205	-78	138	182,00	31,50	3,61E-07	11,37	1,47E-06	46,45	2,13E-06	67,17	2,23E-06	70,30			
Ungersheim 1	225	223	-231	172	-140	91	162,50	51,00	6,18E-07	19,48	3,07E-06	96,90	5,10E-06	160,80	5,46E-06	172,15			
Ungersheim2	225	223	-222	172	-142	80	162,17	51,33	6,30E-07	19,88	3,32E-06	104,59	5,78E-06	182,27	6,24E-06	196,89			
									2,95E-06	93	1,44E-05	454	2,37E-05	748	2,54E-05	801			

Hs	213,5		charge hydrostatique imposée par Else pour une densité de 1,2																				
PI	3,14159																						
rp	2,5																						
ds1	1,2		densité de la saumure																				
ds2	1,1		densité moyenne dans le puits au droit du Stampien																				
k puits	5,00E-07																						
Aaire	19,635																						
T Mine	1,0E-08	1,0E-07	1,0E-06	1,0E-05																			
R	250																						
Le rp/R	4,60517																						
Zsol	HN	Sel	mur napp	mur Sta	L	hs stampier	Rabat Saumure	T Mine = 10-8		T Mine = 10-7		T Mine = 10-6		T Mine = 10-5									
								m³/s	m³/an	m³/s	m³/an	m³/s	m³/an	m³/s	m³/an								
Schoenensteinb	236	235	-289	194	-205	84	198,33	15,17	1,85E-07	5,84	9,55E-07	30,11	1,63E-06	51,49	1,76E-06	55,43							
Rodolphe 1	235	234	-180	201	-68	112	208,83	4,67	5,51E-08	1,74	2,49E-07	7,85	3,84E-07	12,12	4,06E-07	12,82							
Rodolphe 2	235	234	-170	201	-68	102	208,83	4,67	5,58E-08	1,76	2,63E-07	8,31	4,20E-07	13,23	4,46E-07	14,07							
Alex	235	234	-216	205	-78	138	208,00	5,50	6,30E-08	1,99	2,57E-07	8,11	3,72E-07	11,73	3,89E-07	12,28							
Ungersheim 1	225	223	-231	172	-140	91	192,75	20,75	2,51E-07	7,93	1,25E-06	39,42	2,07E-06	65,42	2,22E-06	70,04							
Ungersheim2	225	223	-222	172	-142	80	192,58	20,92	2,57E-07	8,10	1,35E-06	42,62	2,36E-06	74,27	2,54E-06	80,23							
									8,67E-07	27	4,33E-06	136	7,24E-06	228	7,76E-06	245							

4. Conclusion

En reprenant les notions fondamentales d'hydraulique qui ont été utilisées par les auteurs des précédentes études et en les développant sur les points qui font le plus discussion il est possible d'aboutir aux conclusion suivantes. :

Après l'ennoyage complet des mines Amélie et Marie Louise la saumure qui aura envahi les cavités et vides du massif salin tendra vers l'équilibre hydrostatique à une charge imposée par le puits amont qui présente la cote du toit de sel massif la plus élevée, en l'occurrence Else, comme l'ont admis toutes les études. Nous rajouterons seulement qu'il apparaît que la charge d'équilibre (non calculée dans les précédentes études) qui s'instaurera pour le secteur ouest est légèrement supérieure à celle du secteur est.

Dans la mesure où la saumure envahira soit la masse de sel excavée ou abîmée par les travaux miniers, soit des terrains peu perméables de sa couverture elle sera séparée, dans ces terrains, de la phase d'eau douce superficielle par une interface abrupte sans zone de transition à densité variable. Toutes les études ont implicitement admis que c'est également le cas pour les puits dans la mesure où il sont comblés par des matériaux très peu perméables et creusés dans des terrains eux mêmes non aquifères dans toute la section qui sera envahie par la saumure

Or le calcul de la position de l'interface dans l'hypothèse l'équilibre hydrostatique montre que si celle-ci reste bien toujours en dessous du mur de la nappe du Rhin dans tous les puits de la zone ouest, ce qui interdit tout déversement direct vers cette nappe, elle recoupe sur une assez forte épaisseur les couches du Stampien (Tertiaire) dans les six puits les plus en aval.

La question se pose du comportement de la saumure dans ces puits.

Il s'agit d'abord d'estimer le débit (de saumure) qui se présente à la base du puits en début de la phase de remontée de la saumure à partir de la mine.

Nous proposons un modèle de première approche qui permet d'estimer ce débit au moyen d'un tableur excel qui reprend les (principaux) paramètres qui sont en cause. Parmi ceux-ci le plus déterminant est la densité de la phase qui se trouve dans le puits lui-même en contrepoids de la phase de saumure.

Les résultats des calculs avec ce modèle montrent que le débit maximum est évidemment atteint en début de remontée de la saumure quand le puits est rempli par l'eau douce provenant des fuites à partir de la nappe du Rhin. Mais bien évidemment ce débit ne peut atteindre la nappe du Rhin car il va être en tout ou partie absorbé par les strates les plus perméables du Tertiaire (du fait de la différence de densité qui est le moteur du mouvement).

Mais il est à craindre que le débit absorbé par le Tertiaire soit inférieur au débit produit du fait du rabattement de la saumure en pied du puits. Ce qui se traduira(it) par une fuite vers la base du Quaternaire. **C'est à notre avis le principal risque à craindre de la situation.**

Pour estimer ce débit nous avons admis que la densité moyenne de la colonne d'eau salée en mouvement ascendant dans le puits au-dessus du sel s'établissait à 1,1 (moyenne entre saumure et eau douce)

A partir de là le calcul du débit par le tableur donne pour les 6 puits aval en situation d'écoulement possible vers le Stampien un débit total de $450 \text{ m}^3/\text{an}$; en admettant pour la perméabilité du sel « abîmé » par les travaux miniers qui sera le réservoir de la saumure une valeur de 10^{-9} m/s pour 100 m d'épaisseur (transmissivité $10^{-7} \text{ m}^2/\text{s}$)

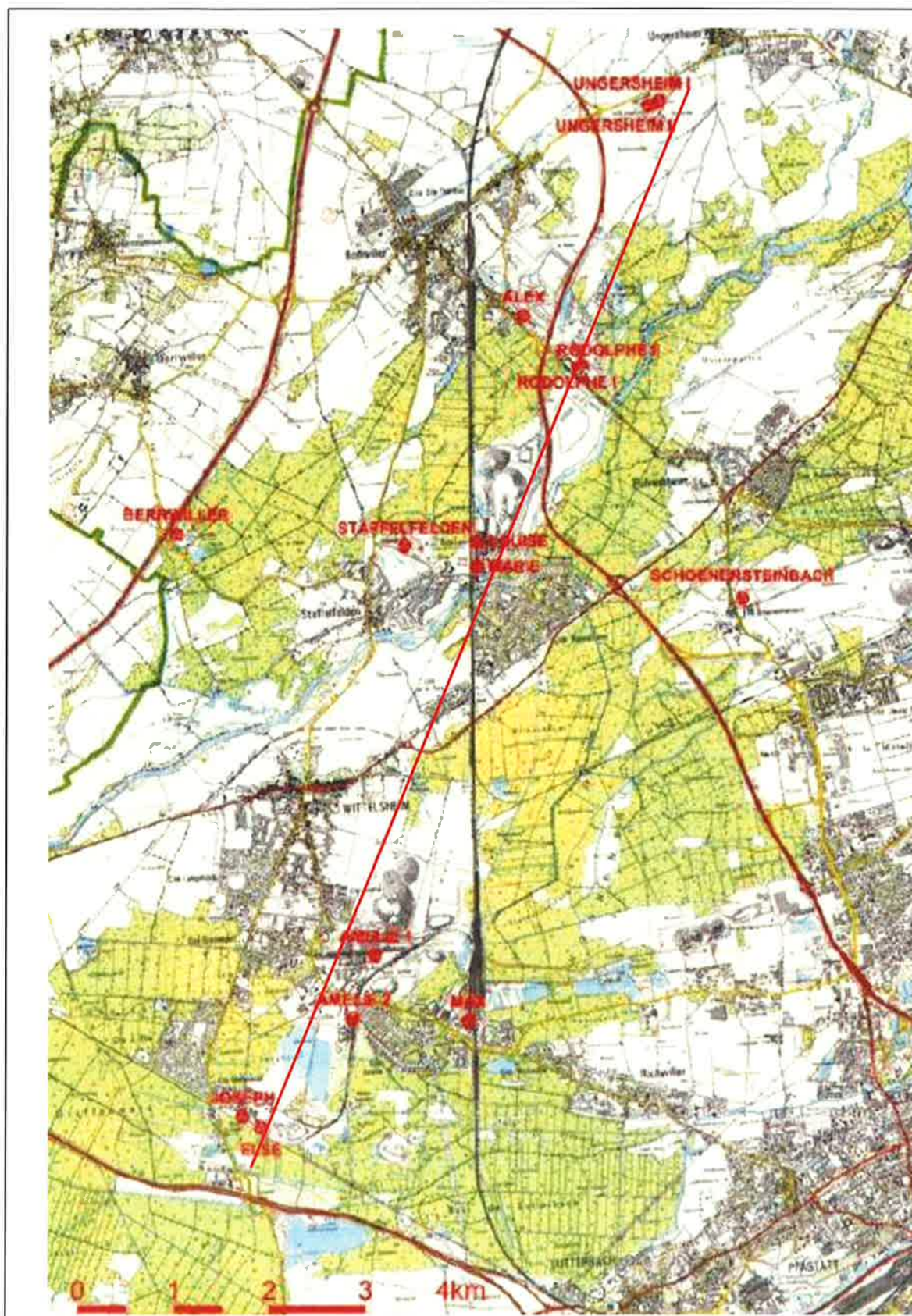
Evidemment ce résultat procède d'un modèle très simplifié notamment pour la prise en compte des phénomènes de dispersion qui deviennent prépondérants dans le puits en écoulement.

Fait à NANTES Le 11 Juin 2010

Par Marc BONNET

Ingénieur ENSG, Ingénieur INP Grenoble, Docteur ès Sciences

Figure 1 : Localisation des puits du secteur Est



Annexe 7. Observations sur l'accès au puits MAX et le cheminement des eaux

Observations sur l'accès au puits MAX et le cheminement des eaux

Le puits Max (puits de retour d'air) a été déséquipé de ses mobiles et remblayé en 2004 par la méthode MDPa traditionnelle consistant à mettre en place, après les graviers remplissant le puisard jusqu'à la recette fond:

- du béton au niveau de la recette fond
- des roulés 12/30 jusqu'à la cote -450
- des cendres volantes de -450 à -40
- des roulés 12/30 jusqu'au jour.

Ces opérations ont été réalisées *depuis le jour*, une fois la préparation faite au niveau de la recette fond (barrages, drains...). Une présence a été assurée au fond jusqu'à la phase béton. Une fois l'aérage définitivement coupé (2/3/04), **il n'a plus été fait de visites à la recette ou au puisard de Max**, ce puits étant très isolé par rapport aux autres champs d'exploitation normalement aérés d'Amélie. Nous n'avons pas trace de la date de la dernière visite effectuée par le fond et aucune observation sur l'apparition éventuelle d'eau sur le circuit d'accès n'y a été faite.

Avant fermeture, la quantité d'eau exhaurée du puisard de MAX était de l'ordre de 1 m³/j.

[Note importante : les 4 premières pages de ce document (ainsi que les 6 premières figures), qui ne concernent pas les circulations d'eau mais de gaz, ont été supprimées de la présente version]

Observations sur l'eau dans la zone de MAX

En montant le circuit conduisant vers MAX, on constate qu'il y a eu dans ce circuit, **à un moment donné, un véritable courant d'eau venant du puits et qui a disparu** en laissant cependant des traces.

A la recette du puits MAX, accessible seulement par le sud, on constate sur la pente naturelle du béton de remblai que **de l'eau y a manifestement coulé**, sans doute pendant un temps relativement court, en laissant une *abondante cristallisation blanche* sur toute la largeur de la pente qui n'a pas été délavée comme l'aurait fait un débit continu (fig 7).

Le TB 610, puisard de MAX, légèrement descendant à partir de la voie 610 T est **plein à ras bord d'eau saturée de sel**. L'entrée du TB 610 est fermée par une porte métallique; l'observation y est



Fig 7 Talus en béton du puits MAX

malaisée, car possible uniquement par une trappe de petite dimension et d'une atmosphère chaude, non aérée et saturée en humidité. On relève cependant que l'eau y a atteint à un moment donné un niveau supérieur d'environ 5 cm au niveau actuel.

Traces d'écoulement de l'eau en contrebas

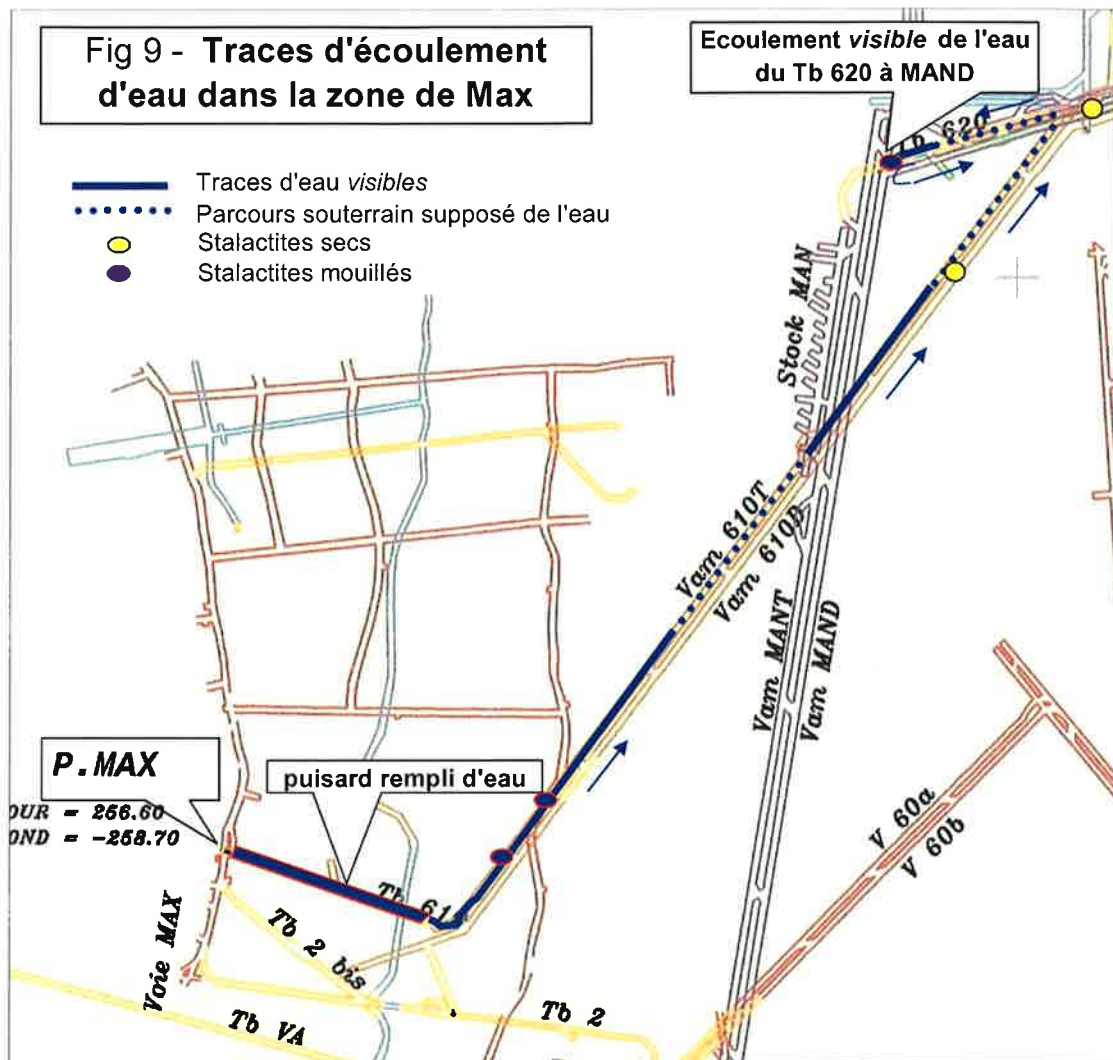
En descendant la voie 610 T (4 m sous couche supérieure) depuis le puisard, on constate que l'écoulement (et non la stagnation) sur le mur a atteint une largeur appréciable (plus d'1m) et occupant même toute la largeur de la galerie par endroits (fig 8), trace d'un débit estimé à *plusieurs litres/s*, compte tenu de la pente. Au bout de 220 m les traces d'écoulement se réduisent et disparaissent, l'eau s'étant infiltrée dans la gaine de fissuration de la voie.



Elles réapparaissent 150 m en contrebas, sous forme de trace de résurgence large et restent visibles sur 150 m avant de disparaître à nouveau, l'eau s'étant infiltrée à nouveau dans la gaine de fissuration.

Ces traces d'eau ne se voient plus dans la partie basse de la voie 610 T. Elles réapparaissent sur 35 mètres au mur du travers banc 620 D, en occupant à nouveau presque toute la largeur de la voie, jusqu'à une crevasse au-delà de laquelle on n'observe plus rien, en descendant le TB vers MAN.

La figure 9 précise le relevé des traces visibles (en traits pleins) et le parcours supposé des eaux sous le mur, dans la gaine de fissuration des voies.



Observation de l'eau passante

La voie MAN T ne présente aucune trace d'eau; seule une portion de la voie MAN D, découverte le 1/4/09 après plusieurs recherches, celle située précisément sous le TB 620, à l'endroit de la crevasse, permet **de voir enfin le débit d'eau du puits MAX** (fig 10), sous forme de gouttes d'eau tombant de nombreuses stalactites au toit, de débit total inférieur à 1 l/mn, soit quelque chose approchant le débit historique du puits MAX, qui était de 1 m³/j. Cette eau tombe du toit de la voie après cheminé sous le TB 620. Elle disparaît au mur de la voie MAN D dans sa gaine de fissuration au carrefour avec la voie 810 (au 23m) et s'écoule selon toute vraisemblance vers l'est dans cette voie en suivant la pente du terrain, pour remplir progressivement les vides du champ d'exploitation de MAX.



Fig 10 Eau de MAX tombant en stalactites du toit de MAND

Si la découverte du passage de l'eau, *visible uniquement en cet endroit*, révèle somme toutes ce qui était prévisible après le remblai d'AMELIE 1 et d'AMELIE 2, à savoir que :

- *c'est le débit avant fermeture du puits qui finit par passer en contournant le remblai de cendres par l'extrados du puits,*
- *le passage de l'eau n'est superficiel et visible que pendant un temps relativement court dans les voies où le mur est déformé, avant de s'enfoncer dans ses fissures, hors de l'observation possible,*

les autres traces relevées ci-dessus (écoulement important limité dans le temps) mettent l'accent sur un phénomène non constaté au niveau des 2 autres puits, à savoir qu'une **accumulation temporaire d'un certain volume d'eau** a dû avoir lieu *en un certain endroit du puits* et se libérer brutalement à un moment donné, avant passage au débit "historique" définitif, faible, constaté aujourd'hui...

Pourquoi ce phénomène, qui ne s'est pas produit dans les deux autres puits? On peut supposer que les débits plus forts préexistants (3,5 m³/j à Amélie 2 et 4,5 m³/j à Amélie 1) ont rapidement amené à trouver, puis à agrandir dans l'extrados du puits un passage menant directement aux puisards respectifs. Le *débit plus*

faible de Max, impliquant une liaison d'un diamètre équivalent forcément plus étroit entre la nappe aquifère et le puisard que celles d'Amélie 1 et d'Amélie 2, pourrait expliquer une accumulation d'eau en zone non forcément saline du puits, ouverte par déstabilisation soudaine d'un obstacle sous l'effet de la pression, mais au stade tardif de l'observation qui est le nôtre, force est de reconnaître que nous ne pouvons bâtir que des hypothèses.



Fig 11 Stalactites isolés au toit de la voie 610 D

On constate enfin d'une manière annexe l'existence de groupes de stalactites isolés (fig 11), certains secs, d'autres humides *au toit* des deux voies au mur CS 610 T et D où nous avons relevé un écoulement important sur le mur, montrant que de l'eau a également migré en petite quantité depuis le puits (ou le puisard) vers ces points.

Par où? L'absence de voies sus-jacentes (la seule connue est une voie de reconnaissance en couche supérieure) constituant un vide pour son cheminement ne permet pas de dire exactement par où cette eau est passée. Force est de supposer *qu'une zone de détente et de désolidarisation des couches au toit* des voies 610 T et D a pu servir de passage pour ces eaux, pour preuve un certain nombre d'ancrages arrachés trouvés çà et là dans ces voies.

Observations faites sur le déversement ancien des eaux d'Amélie 2 dans Vam D, prolongement du TB D

Lors du déséquipement du puits Amélie 2 avant son remblai, il a fallu procéder au démontage de la colonne d'exhaire envoyant l'eau du puisard vers le jour.

De ce fait, une solution provisoire a été trouvée entre le début de ce démontage (octobre 2007)

et le remblai du puits (juillet 2008): refouler l'eau du puisard d'Amélie 2 jusqu'à l'étage – 286 et de là, l'envoyer vers le champ de MAX par une tuyauterie existante.

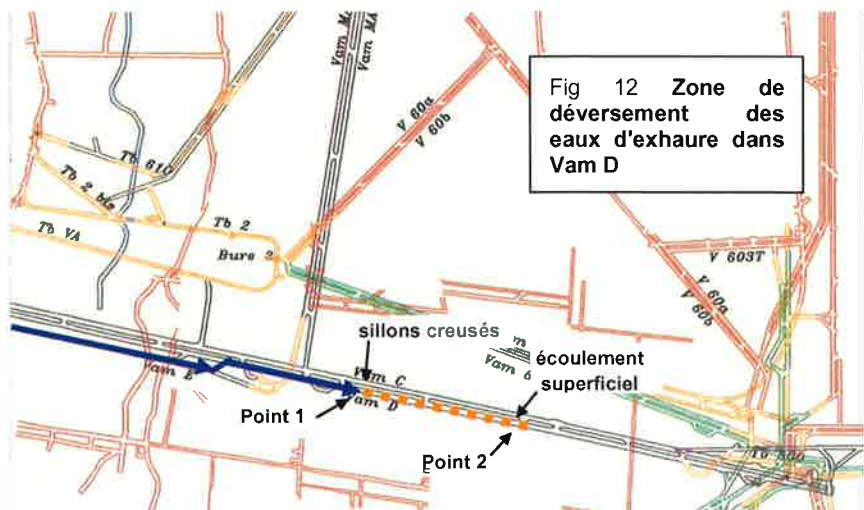


Fig 12 Zone de déversement des eaux d'exhaire dans Vam D

Ce nouveau circuit d'exhaure est entré en service fin octobre 2007.

En fin novembre 2007, il a été décidé d'y adjoindre l'eau du puisard d'Amélie 1, qui auparavant était également exhaurée par Amélie 2, avant de la dévier vers les vieux travaux de la zone nord d'Amélie en mars 2008, circuit plus direct et moins coûteux en énergie.

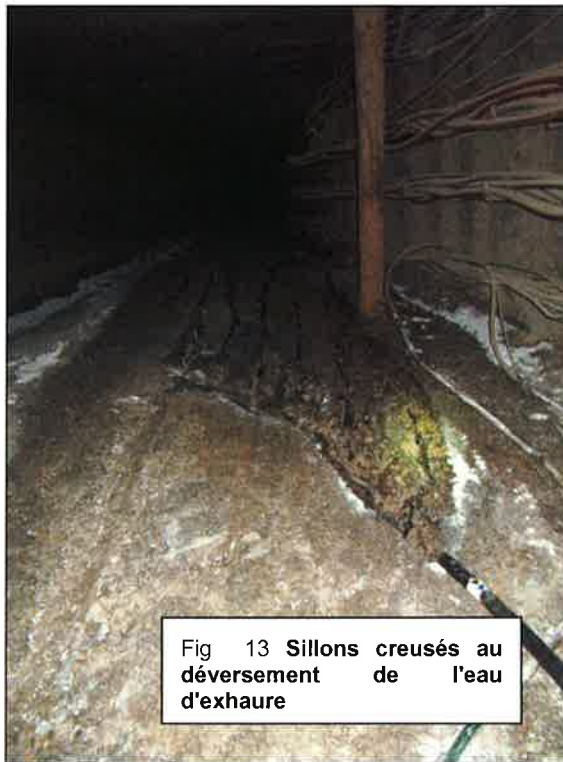


Fig 13 Sillons creusés au déversement de l'eau d'exhaure

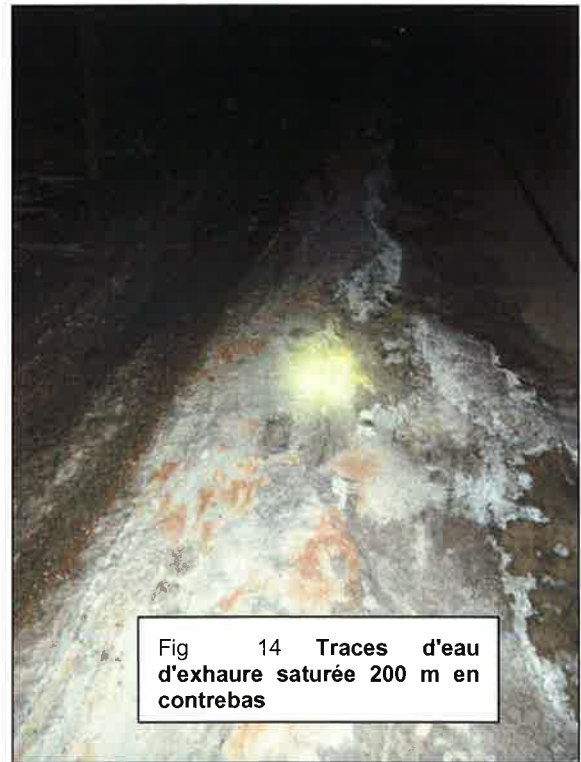


Fig 14 Traces d'eau d'exhaure saturée 200 m en contrebas

De ce fait, pendant près de 8 mois, les eaux d'Amélie 2 (et pendant 4 mois celles d'Amélie 1), soit près de 8 m³/j pour les 2 puits ont été envoyées se déverser sur le mur de la voie Vam D (point 1 de la figure 12). Le débit passant était de l'ordre de 1,2 m³/h.

On constate à l'endroit du déversement (point 1)(fig 13) des sillons de dissolution profonds (en forme de "canyons") qui vont en diminuant de profondeur au fur et à mesure que l'on descend la pente de la voie Vam D et que l'eau s'est progressivement saturée. A environ 200 m de là (point 2)(fig 14), l'écoulement s'est fait totalement en superficie du mur, sans ravinement.

Ce phénomène est observable et mesurable en cet endroit pour deux raisons:

- les eaux d'exhaure d'Amélie 2 n'étaient *pas totalement saturées* (216 g/l de NaCl), soit un pouvoir de dissolution résiduel de $300 - 216 = 84$ g/l, *faible* par rapport à de l'eau douce (300 g/l)
- le mur de cette voie Vam D était (et est toujours) *non déformé*, ce qui fait que *l'eau n'y a pas trouvé de passage pour disparaître* dans l'intervalle de 200 m de la zone de dissolution, alors que c'est le cas 100 m en aval de cette zone et que c'est le cas dans la plupart des voies du fond (dont la voie 610 D largement évoquée précédemment)

Aussi ce "chantier" de dissolution, même s'il a pu se répéter de nombreuses fois dans les galeries du fond, présente un modèle mesurable linéaire de l'action de dissolution de l'eau en milieu salin, qui pourrait encore servir d'illustration, le cas échéant (INERIS?....).

Conclusion

On le voit, la zone de MAX permet un certain nombre d'observations intéressantes, même si toutes ne permettent pas de répondre de manière certaine à toutes les questions soulevées dans la zone du puits, que ce soit sur l'apparition du CO ou sur la circulation des eaux.

Ces constatations militent cependant à *ne pas se priver d'observer les vitesses de progression de l'eau des deux puits Amélie 1 et Amélie 2 dans les galeries encore accessibles* du champ d'exploitation d'Amélie, mettant l'accent sur une hydrogéologie en milieu salin sans doute plus complexe qu'il n'y paraît...

Le 17/1/2010

Le Responsable des Installations Fond

8.1.1

8.1.2

R LIBERDA

Annexe 8. **Calcul du volume d'eau entré dans la mine au temps $t=0$ (2010)**

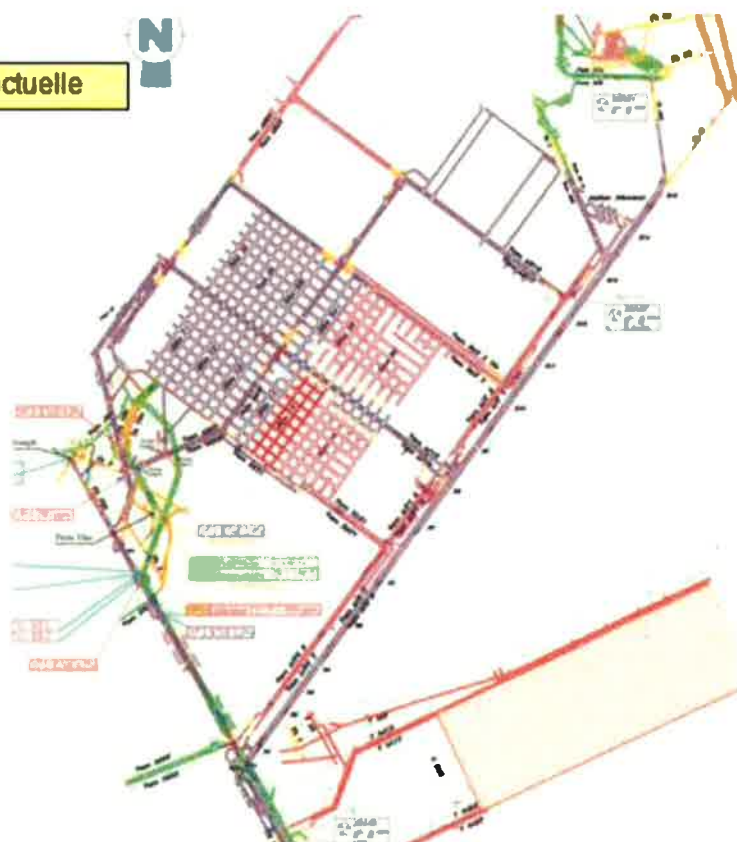
Calcul du volume envoyé dans le secteur ouest au temps t=0 (année 2010)

Paramètres →	Hypothèse de débit d'ennoyage (m³/an)			Date moy. d'ennoyage	Age moyen d'ennoyage	Volume d'ennoyé cumulé (m³)		
	Basse	Moyenne	Haute			Hyp. basse	Hyp. moy.	Hyp. haute
Alex	420	1 142	17 000	1 976	34	14 280	38 828	578 000
Rodolphe 1	1 799	4 827	4 827	1 976	34	61 155	164 118	164 118
Rodolphe 2	2 873	7 727	7 727	1 976	34	97 687	262 718	262 718
Ungersheim 1	2 383	6 411	6 411	1 997	13	30 982	83 343	83 343
Ungersheim 2	3 038	8 173	8 173	1 997	13	39 490	106 249	106 249
Berrwiller	2 677	7 298	7 298	1 981	29	77 639	211 642	211 642
Staffelfelden	1 418	3 810	20 000	1 981	29	41 122	110 490	580 000
Marie	1 306	3 508	3 508	1 956	54	70 522	189 432	189 432
Louise	1 395	3 746	9 125	1 956	54	75 331	202 284	492 750
Schoenensteinbach	2 663	6 261	11 000	1 981	29	77 223	181 569	319 000
Amélie 1	547	1 466	1 466	2 002	8	4 375	11 728	11 728
Amélie 2	366	989	2 920	1 950	60	21 964	59 340	175 200
Max	330	894	3 650	1 952	58	19 165	51 852	211 700
Joseph	255	871	871	-	0	0	0	0
Elsa	255	871	871	-	0	0	0	0
TOTAL (Moyenne)	21 724	57 994	104 847	(1 975)	(35)	630 934	1 673 593	3 385 880

Calcul du volume ennoyé dans la mine Amélie au temps t=0 (année 2010)

Paramètres →	Hypothèse de débit d'ennoyage (m ³ /an)			Date moy.	Age moyen	Volume d'ennoyé cumulé (m ³)		
	Basse	Moyenne	Haute	d'ennoyage	d'ennoyage	Hyp. basse	Hyp. moy.	Hyp. haute
Amélie 1	1 466	1 466	547	2 002	8	4 375	11 728	11 728
Amélie 2	989	2 920	366	1 950	60	21 964	59 340	175 200
Max	894	3 650	330	1 952	58	19 165	51 852	211 700
Joseph	871	871	255	-	0	0	0	0
Else	871	871	255	-	0	0	0	0
TOTAL (Moyenne)	1 752	5 091	9 778	(1 968)	(42)	45 504	122 920	398 628

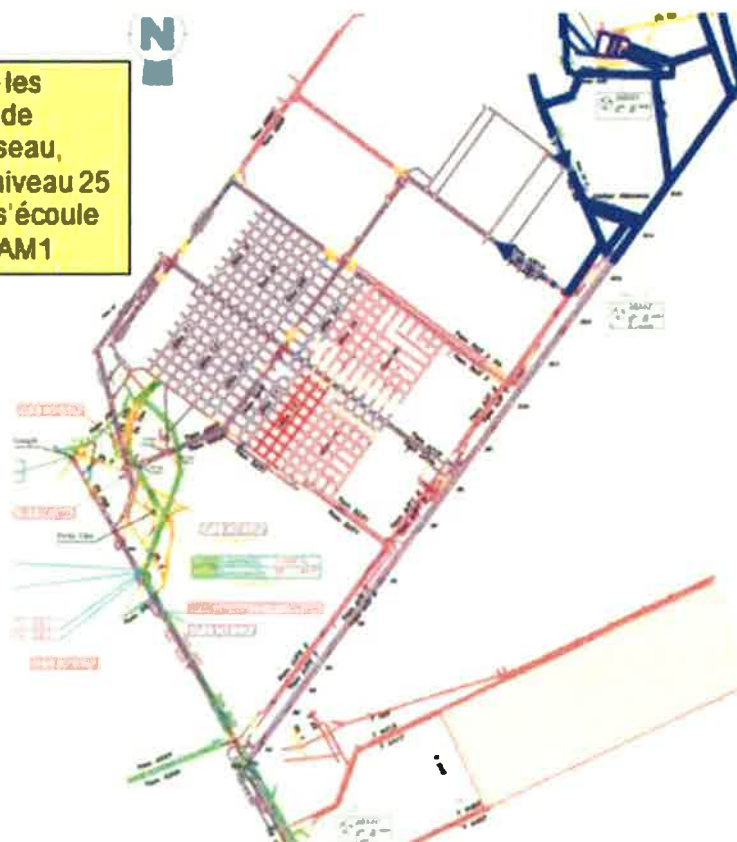
*Annexe 9. **Scénario de montée de l'eau dans le site de stockage et les vides miniers sus-jacents (document MDPA)***



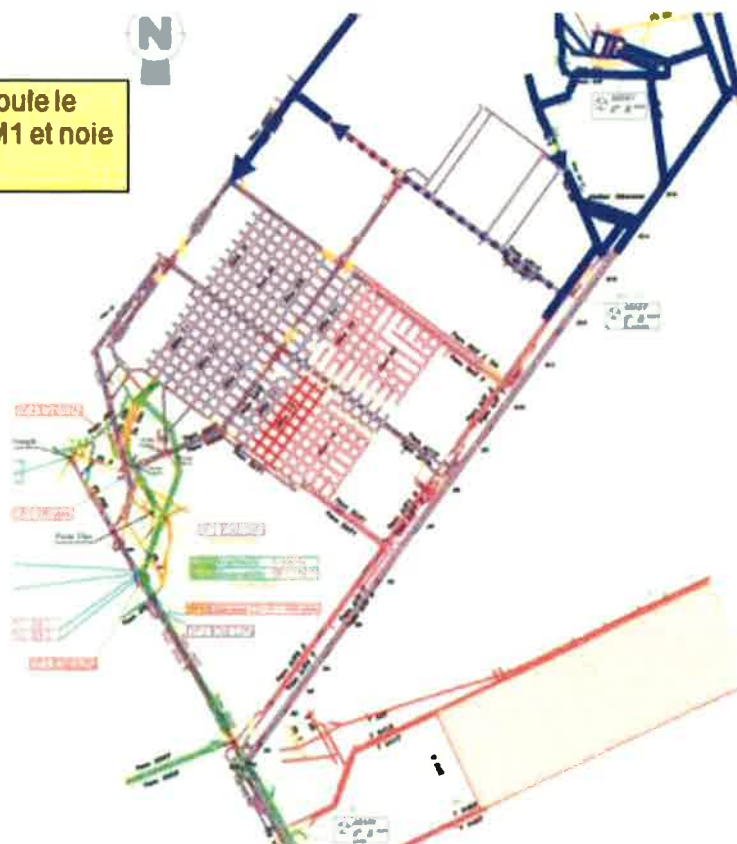
L'eau arrive en haut
du TB2 et s'écoule
vers l'atelier réseau



L'eau noie les
contrebas de
l'atelier réseau,
passe au niveau 25
de AJF et s'écoule
le long de AM1



L'eau s'écoule le long de AM1 et noie AM2



L'eau arrive en contact avec les premiers déchets (bloc 21)

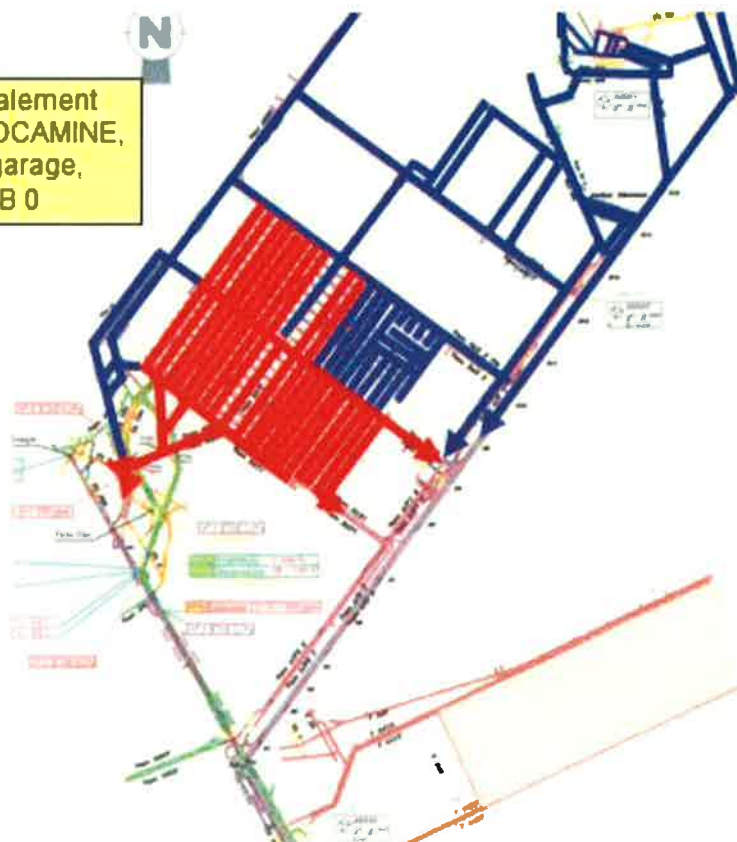
Passage de RAI1 vers Au2 par buse

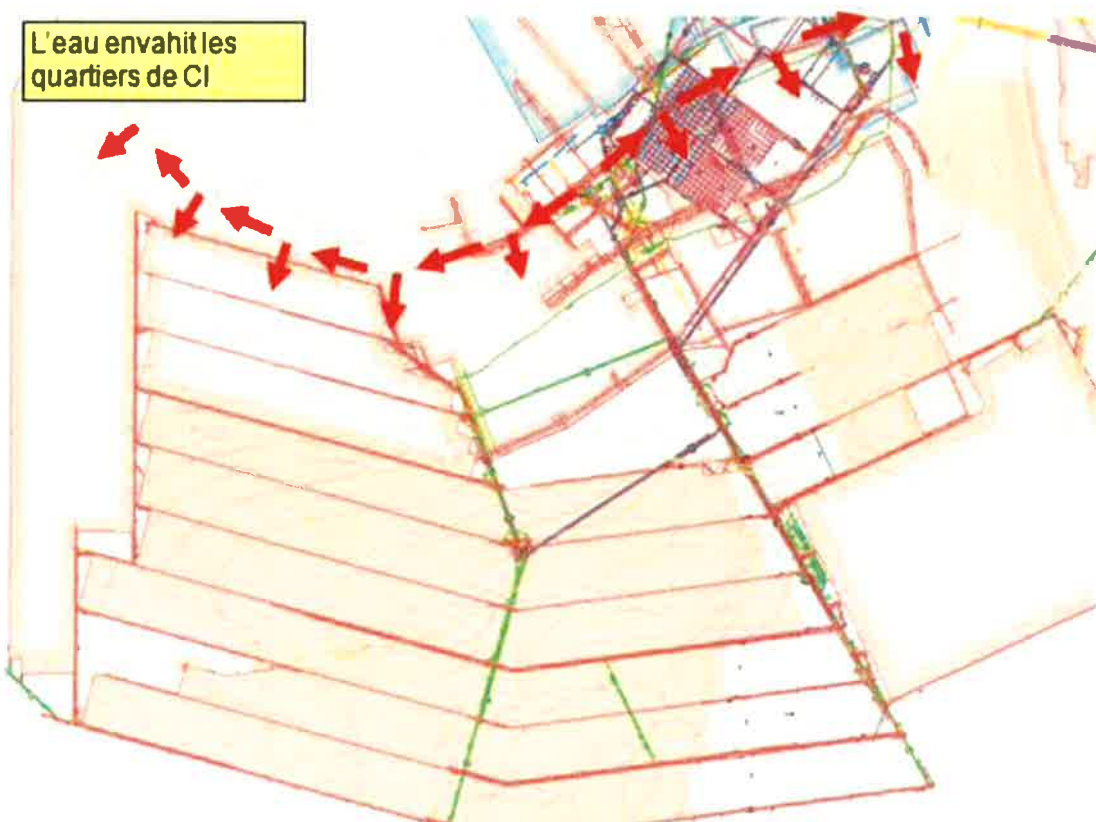
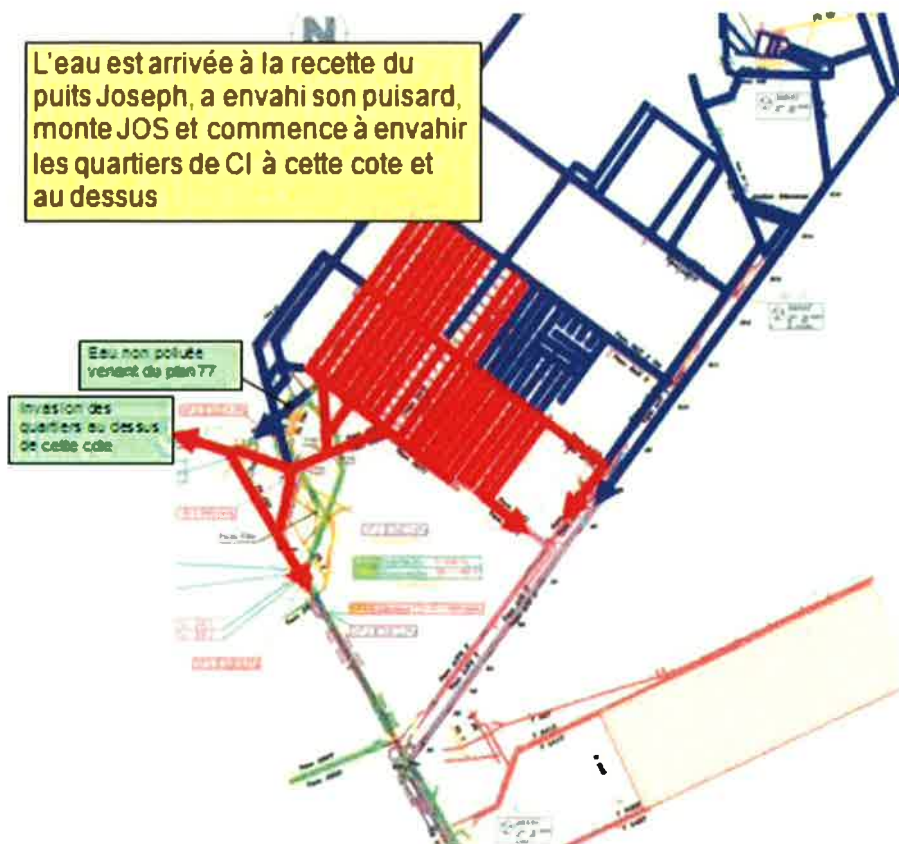


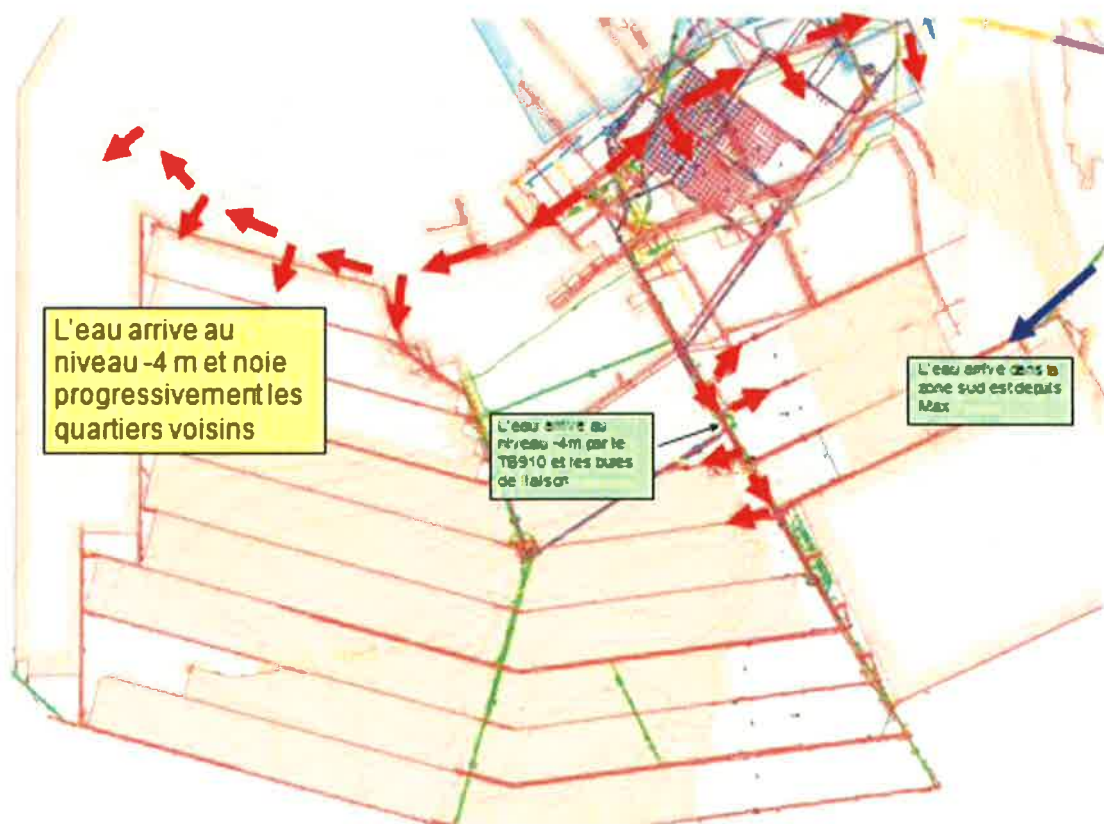
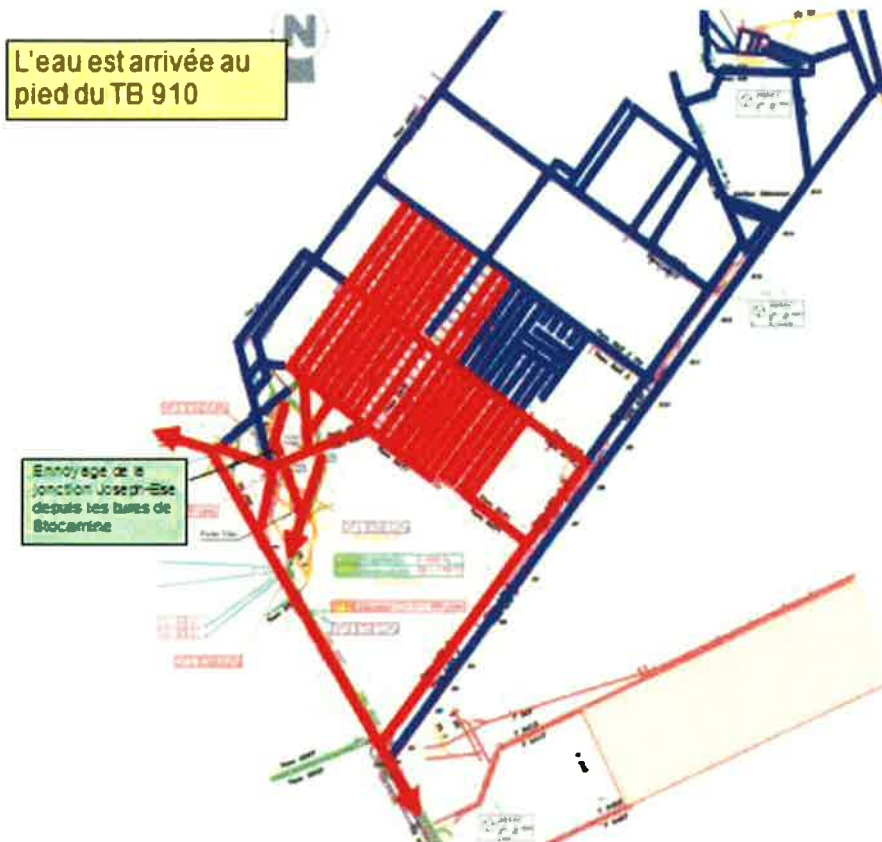
**L'eau monte
progressivement
dans STOCAMINE**
(en rouge, eau pouvant
être polluée)

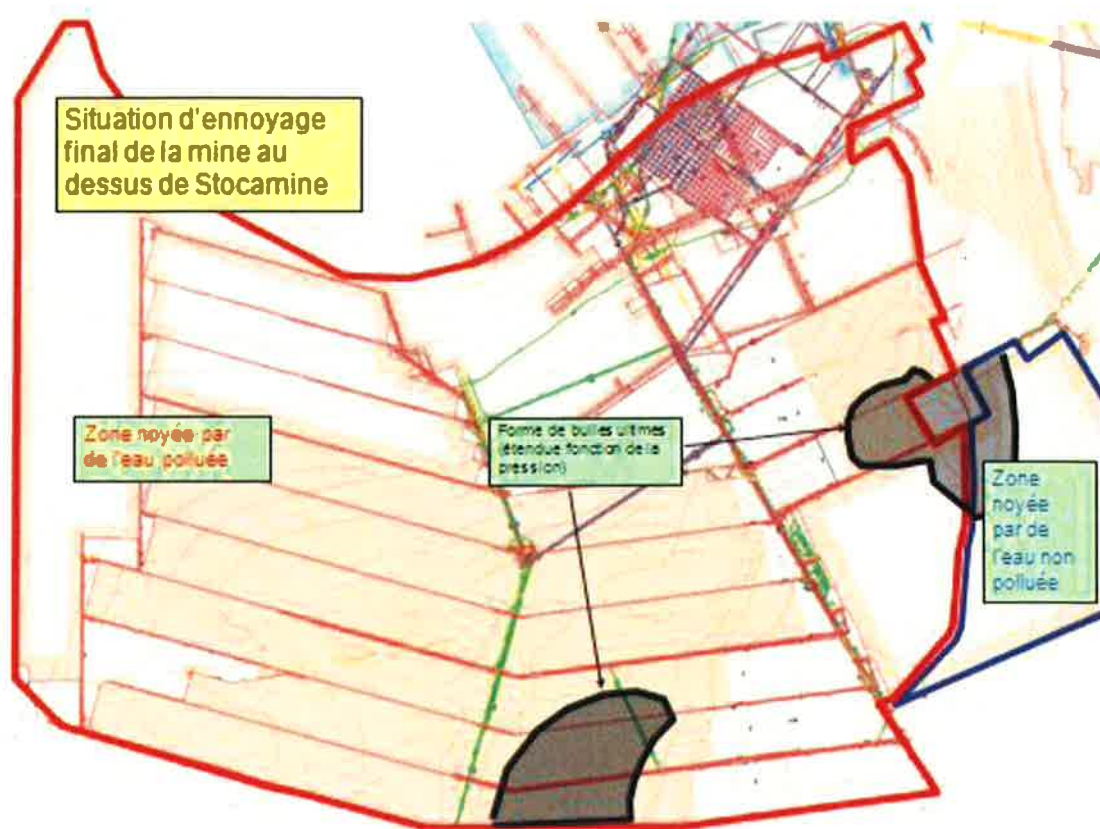


**L'eau a totalement
rempli STOCAMINE,
envahi le garage,
monte le TB 0**









*Annexe 10. Analyse bibliographique de la perméabilité des failles réactivées par
des séismes (INERIS)*

Analyse bibliographique de la perméabilité des failles réactivées par des séismes

Etude de séismes

Bourouis et Cornet (2009) ont étudié l'exemple d'un forage qui recoupe le plan de la faille d'Aigion (Grèce) à 760 m de profondeur dans la zone très sismique du golfe de Corinthe. Ils considèrent que les données obtenues sont en accord avec une diffusivité hydraulique³⁰ parallèle au système de failles - le long de la zone cataclastique - de l'ordre de 1 m²/s. Par ailleurs, ils ont noté que cette faille joue un rôle de barrière hydraulique dans la direction perpendiculaire à la contrainte.

En étudiant les répliques du séisme de Marche-Ombrie (Italie) de 1997, Antonioli et al. (2005) ont obtenu des diffusivités isotropes comprises dans la gamme de 22 à 90 m²/s. Ce séisme s'est caractérisé par 6 événements d'une magnitude comprise entre 5 et 6 et par plusieurs milliers de répliques qui ont intéressé une tranche de terrains de 1 à 8 km de profondeur. En prenant en compte spécifiquement la direction des failles réactivées (soit N120 à N140), la diffusivité anisotrope a atteint des valeurs de 250 m²/s : cette valeur très importante serait due à une conjonction entre l'orientation de la contrainte (N140) et celle des failles existantes qui ont été réactivées. Sur la base d'une diffusivité isotrope moyenne de 51 m²/s, la perméabilité calculée est de l'ordre de 7,4 10⁻¹² m² (soit 7,4 10⁻⁷ m/s). Cette valeur correspond à un coefficient d'emmagasinement de 1,45 10⁻⁸.

Talwani et al. (1999) et Shapiro et al. (1999) proposent quant à eux une gamme de diffusivités de 10⁻² à 10 m²/s, compatible avec les données précédentes obtenues dans des contextes géothermaux en zone tectonique (Caroline du Sud et Allemagne).

Sismicité induite par les barrages

En étudiant les microséismes induits par le remplissage des grands barrages, Talwani et Acree (1984) ont pu calculer un ordre de grandeur de la diffusivité de la masse rocheuse ainsi fissurée. Les valeurs obtenues tombent dans une gamme allant de 5 10⁻¹ à 6 10¹ m²/s pour des domaines de profondeur de quelques kilomètres.

Plus précisément, au cours du suivi du remplissage du réservoir de Monticello, Chen et Talwani (2001) ont évalué les contraintes subies à l'hypocentre des 53 microséismes enregistrés, dont 31 se situaient à une profondeur supérieure à 1 km. Ils en déduisent que la diffusivité des fractures associées à cette sismicité doit être de l'ordre de 5 m²/s et que cette valeur correspond à une perméabilité de 5 10⁻¹⁴ m² (soit 5 10⁻⁹ m/s) : le coefficient d'emmagasinement implicitement choisi dans ce calcul vaut donc 1 10⁻⁹ (pour une porosité du massif estimée à 3 10⁻³).

Pour Talwani et Chen (1998), cette valeur moyenne de 5 m² s⁻¹ se situe bien dans la fourchette haute de la gamme de diffusivités de 0,1 à 10 m²/s qui caractérise de la sismicité induite par les grands barrages.

³⁰ paramètre correspondant au ratio du coefficient d'emmagasinement sur la perméabilité

Nascimento et al. (2005) ont quant à eux étudié les microséismes induits jusqu'à 2 km de profondeur par les cycles de remplissage et de décharge du réservoir Açú au nord-est du Brésil entre 1987 et 1997. Il n'existe pas de données régionales sur les caractéristiques hydrodynamiques de cette zone de socle mais ils se sont basés, dans leur modélisation, sur des valeurs issues de forages en zone de socle qui donnent une perméabilité d'environ 10^{-9} m/s et un coefficient d'emmagasinement de l'ordre de 10^{-6} .

Sismicité induite par l'injection de fluides en forage

Shapiro *et al.* (1997) ont examiné plusieurs exemples de sismicité induite par l'injection de fluides dans des forages : ils ont considéré que le taux de croissance du « nuage microsismique » ainsi déclenché permettait d'évaluer la diffusivité de la masse rocheuse. Ils obtiennent des valeurs de $5 \cdot 10^{-1}$ à $2 \text{ m}^2/\text{s}$ pour des injections allant jusqu'à 8 km de profondeur au forage KTB en Allemagne de l'Est, à proximité du rift de l'Eger.

Parotidis et al. (2003) ont appliqué cette méthode pour estimer la diffusivité des « essaims microsismiques » qui sont apparus entre août et décembre 2000 dans la même région. Ils obtiennent des gammes de diffusivité de $3 \cdot 10^{-1}$ à $10 \text{ m}^2/\text{s}$.

Enfin, des tests hydrauliques réalisés sur des plans de failles ont permis à Rutqvist et al. (1998) d'obtenir des transmissivités de 1,4 à $3,5 \cdot 10^{-9} \text{ m}^2/\text{s}$.

Perméabilité sur carottes de roches soumises à des tests de pression interstitielle

Ying (2010) a reproduit en laboratoire la microsismicité induite par le remplissage des grands barrages. Ses tests ont porté sur deux types de roches :

- les grès de Fontainebleau qui possèdent une porosité relativement faible (4%) et une perméabilité initiale faible d'environ $1,3 \cdot 10^{-17} \text{ m}^2$ ($1,3 \cdot 10^{-12} \text{ m/s}$);
- les grès de Darley Dale qui ont une porosité relativement forte (13%) et une perméabilité initiale plus élevée, d'environ $5,7 \cdot 10^{-15} \text{ m}^2$ ($5,7 \cdot 10^{-10} \text{ m/s}$).

La perméabilité des échantillons fracturés, mesurée à la suite d'expériences cycliques de pression interstitielle a atteint :

- environ $5,0 \cdot 10^{-16} \text{ m}^2$ ($5,0 \cdot 10^{-11} \text{ m/s}$) dans les grès de Fontainebleau, soit une augmentation d'un ordre de grandeur par rapport à la perméabilité initiale ;
- environ $3,6 \cdot 10^{-13} \text{ m}^2$ ($3,6 \cdot 10^{-8} \text{ m/s}$) dans les grès de Darley Dale, soit ici une augmentation de deux ordres de grandeur.

Enfin, Jiang et al. (2010) ont étudié le granite de Stripa (Suède) jusqu'à 3500 m de profondeur. Ils observent et modélisent l'évolution de la perméabilité des fractures avec la profondeur. La plupart de leurs mesures sont comprises entre 4 et 25 mD (soit $4 \cdot 10^{-8}$ à $2,5 \cdot 10^{-7} \text{ m/s}$).

*Annexe 11. Note de P. Berest sur la prise en compte de la compressibilité de l'air
et de la saumure*

Note de calcul sur la montée de l'interface dans les puits, PB, 12.12.10

$$S \, dh/dt = V d\varepsilon/dt + Q_w - \beta V \rho g dh/dt$$

S désigne la somme des sections horizontales des puits

dh/dt est la vitesse de montée de l'interface eau/air (un calcul plus précis devrait distinguer la montée dans chaque puits, fonction de la densité moyenne des liquides contenus dans chaque puits mais j'envisage ici une montée moyenne)

V est le volume des vides au fond (5 millions de m^3 ?)

$d\varepsilon/dt$ est la vitesse de fermeture des vides, $d\varepsilon/dt = 8 \cdot 10^{-3}/\text{an}$ (0,8% / an) par exemple, mais cette vitesse diminue quand la pression dans la mine augmente.

Q_w est le débit d'eau douce entrant dans les puits

$\rho g dh/dt$ est l'augmentation de pression dans la mine qui résulte de la montée de l'interface eau/saumure ; ρg est de l'ordre de $1,2 \cdot 10^{-2}$ MPa/m si on admet que l'eau a le temps de se saturer.

$\beta V \rho g$ augmente beaucoup s'il y a du gaz piégé dans la mine en plus de saumure et $dh/dt = (V d\varepsilon/dt + Q_w)/(S + \beta V \rho g)$ diminue en conséquence : l'interface remonte plus lentement. En fait βV est la somme des compressibilités des volumes de saumure et d'air contenus dans la mine, $\beta V = \beta_s V_s + \beta_a V_a$. De fait β_s est petit, de l'ordre de $4 \cdot 10^{-4}/\text{MPa}$ quand on tient compte de la compressibilité du massif. En revanche β_g est à peu près l'inverse de la pression de l'air, par exemple $\beta_g = 0,1 / \text{MPa}$ quand la pression du gaz est 1 MPa (10 bars). Donc $\beta V \rho g$ peut être beaucoup plus grand que S . En termes imagés, l'eau qui entre dans les puits depuis le haut et la saumure qui est expulsée depuis le fond ne servent pas seulement à faire monter l'interface, mais aussi à comprimer les fluides contenus dans la mine. Ce mécanisme n'influence qu'au second ordre la durée totale de l'ennoyage. En revanche il peut influencer significativement la quantité d'eau douce nécessaire pour faire monter l'interface d'une certaine hauteur dans les puits, et donc la quantité de sel dissoute par l'eau douce dans les puits.

Il me semble que ce point mérite l'attention.

Annexe 12. Calcul de la porosité résiduelle des déchets en fin d'ennoyage

A la période considérée, soit 3 siècles après le début de l'ennoyage, les vides miniers du site de stockage auront été mécaniquement refermés par fluage et les seuls vides résiduels correspondront à la « porosité » du remplissage de déchets (vides entre fûts ou big-bags).

Celle-ci peut être déduite des informations sur le remplissage des blocs ainsi que de la porosité des déchets eux-mêmes (qui peut être de l'ordre de 30%).

En ce qui concerne les déchets stockés en fûts, la montre que, dans le bloc 12 pris en exemple, le remplissage moyen d'une allée comporte :

- 14 palettes dans la longueur, soit 28 fûts ;
- 4 palettes en largeur, soit 8 fûts
- 2 palettes en hauteur, soit 2 fûts.

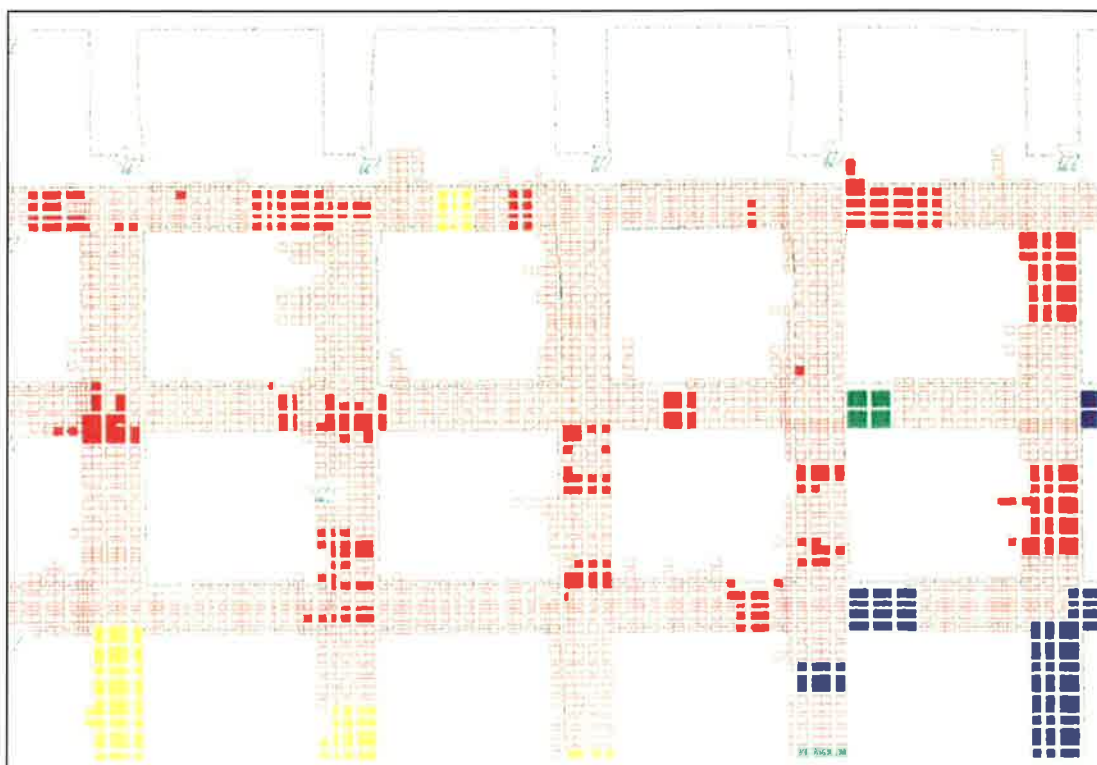


Figure 28. Extrait du plan de remplissage du bloc 12 (document StocaMine)

Nous prendrons, pour les fûts métalliques, une hauteur moyenne de 1 m et un diamètre moyen de 0,50 m correspondant à un volume de 196 litres. Chaque palette renfermant 4 fûts, nous obtenons - par allée - un volume total de déchets de $V_{\text{déchets}}$:

$$V_{\text{déchets}} = 448 \times 0,196 = 88 \text{ m}^3.$$

Nous supposons que le fluage du sel fera se rapprocher les fûts sans les écraser. Dans ce cas, le volume total V_{total} qu'ils occuperont sera de :

$$V_{\text{total}} = (28 \times 0,50) \times (8 \times 0,50) \times (2 \times 1) = 112 \text{ m}^3$$

A la fin du fluage du site de stockage, la porosité résiduelle inter-fûts $P_{fûts}$ peut donc être estimée à :

$$P_{fûts} = 1 - (V_{déchet} / V_{total}) = 1 - (88 / 112) \approx 21\%$$



Figure 29. Stockage des déchets en big-bags (à g.) et en fûts (à d.) [MICA, 2008]

En ce qui concerne les big-bags, nous pouvons considérer en première approche que leur forme est sphérique et leur arrangement de type cubique : d'après Castany (1982), l'arrangement cubique de particules sphériques donne une porosité totale de 48% (illustré sur la a).

Or, les big-bags ont, ou vont prendre sous l'effet de la compaction et de la gravité, une forme cubique dont l'arrangement permet un gain de place par rapport à l'hypothèse précédente. D'après un fournisseur de ce type de matériel³¹, ce gain peut être estimé à 30% maximum (b) :

Nous avons donc considéré, à terme, une porosité P_{bags} des big-bags de :

$$P_{bags} = 48\% - (30\% \times 48\%) \approx 34\%$$

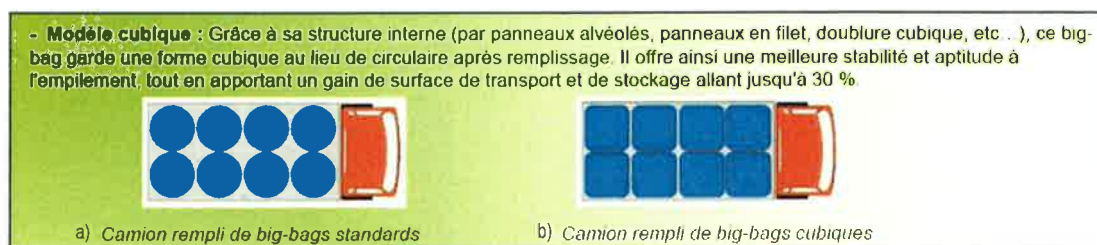


Figure 30. Stockage de big-bags (Storsack France)

Sur la base d'une répartition du tonnage de déchets stockés à raison de 80% dans des big-bags et de 20% dans des fûts, la porosité résiduelle moyenne des déchets peut donc être estimée de l'ordre de 31%.

³¹ http://www.emballer.com/uploaded-files/dossiers/11_presentation-storsack-france-juin-09.pdf