



En savoir plus sur la Société Cominak

10/1992 - 02/1993

PROPOSITIONS
pour de
NOUVELLES METHODES
d'EXPLOITATION
pour le
GISEMENT d'AKOUTA



*Fabrice de Michel et Edouard Tincelin en 1992,
dans l'avion privé les emmenant de Niamey à Akouta (Photographie F-X. BIBERT)*

EDOUARD TINCELIN
Directeur « Sous -sol » à l'Ecole des Mines de Paris
Expert pour la Société COMINAK
FABRICE DE MICHEL
Elève Option « Sous-Sol » (OPT/92/1)
FRANCOIS-XAVIER BIBERT
Directeur technique COMINAK

SOMMAIRE

1. <u>DESCRIPTION de la METHODE ACTUELLE : LE REMBLAYAGE INTEGRAL.</u>	4
1.1 PREMIERE PHASE - LE TRACAGE.	4
1.1.1. MOYENS TECHNIQUES et HUMAINS. 1.1.2. ORDONNANCEMENT des TRAVAUX. 1.1.3. CONTRAINTES GEOMETRIQUES. HAUTEUR : TONNAGE d'un TIR : PENTE : SOUTÈNEMENT :	
1.2. DEUXIEME PHASE d'EXPLOITATION : le DEPILAGE INTEGRAL.	6
1.2.1. PRINCIPE. 1.2.2. CARACTERISTIQUES MECANQUES REQUISES. 1.2.3. COMPOSITION du REMBLAI. 1.2.4. INSTALLATIONS. 1.2.5. ORDONNANCEMENT des TRAVAUX. REMBLAYAGE : DEPILAGE : 1.2.6. DONNEES TECHNIQUES. BARRAGES : POMPES à BETON : TUYAUTERIES :	
1.3. LA SELECTIVITE.	12
1.3.1 TRI APRES TIR. 1.3.2 TRI AVANT TIR 1.3.3 LE SALISSAGE.	
2. <u>ANALYSE des DEPENSES.</u>	14
2.1. REPARTITION DES DEPENSES.	14
2.2. DECOMPOSITION DES COÛTS.	14
2.3. PARAMETRES d'EXPLOITATION.	15
2.4. CALCUL des TONNAGES RAPPORTES au MINERAI NET ENTRANT USINE.	16
2.5. VALEURS de REFERENCE.	17
2.6. CALCUL du PRIX de REVIENT de l'URANIUM PRODUIT.	19

.../...

3. <u>LES NOUVELLES METHODES D'EXPLOITATION.</u>	26
3.1. POURQUOI VOULOIR CHANGER DE METHODES ?	16
3.2. LE DEPILAGE EN DAMIER.	27
3.2.1. DESCRIPTION de la METHODE.	
3.2.2. CONDITIONS pour ASSURER la STABILITE des TRAVAUX.	
3.2.3. ORGANISATION des TRAVAUX.	
3.2.4. BILAN des AVANTAGES.	
1) Sur le plan de la productivité.	
2) Sur le plan du salissage.	
3) Sur le plan du remblayage.	
3.2.5. BILAN des INCONVENIENTS.	
1) Sur le plan du taux de défrètement.	
2) Sur le plan de la sélectivité.	
3) Sur le plan de la manipulation du stérile destiné au remblayage partiel de la zone A.	
3.3. LE REMBLAYAGE ALTERNÉ.	38
3.3.1. DESCRIPTION de la METHODE.	
3.3.2. CONDITIONS pour ASSURER la STABILITE des TRAVAUX.	
3.3.3. BILAN DES AVANTAGES.	
1) Sur le plan de la formation.	
2) Sur le plan du taux de défrètement.	
3) Sur le plan du remblayage.	
3.3.4. BILAN DES INCONVENIENTS.	
1) Sur le plan de la manipulation du stérile destiné au remblayage de la moitié des recoupes.	
2) Sur le plan de la productivité.	
3) Sur le plan du salissage.	
4) Sur le plan de la géométrie du front et de la tenue des terrains.	
3.4. DEPILAGE AVEC FOUDROYAGE.	53
3.4.1. CONDITIONS D'APPLICATION DE LA METHODE.	
3.4.2. DESCRIPTION DE LA METHODE.	
3.4.3. STABILITE DES STRUCTURES MISES EN OEUVRE.	
	.../...

3.4.4. BILAN des AVANTAGES.

- 1) *Sur le plan de la productivité.*
- 2) *Sur le plan du salissage.*
- 3) *Sur le plan du remblayage.*

3.4.5. BILAN des INCONVENIENTS.

- 1) *Sur le plan du taux de défruitement.*
- 2) *Sur le plan de la sélectivité.*
- 3) *Sur le plan de la manipulation du stérile.*
- 4) *Sur le plan de la formation de la Maîtrise et du Personnel d'exécution.*
- 5) *Sur le plan des affaissements de surface et des venues d'eau.*

4. <u>L'EVOLUTION de la TECHNIQUE de REMBLAYAGE</u>	73
5. <u>CONCLUSIONS GENERALES.</u>	75
5.1. LE DEPILAGE EN DAMIER.	75
5.2. LE REMBLAYAGE ALTERNE.	76
5.3. LE DEPILAGE AVEC FOUDROYAGE.	77
5.4. L'EVOLUTION DE LA TECHNIQUE DE REMBLAYAGE.	78
<u>ANNEXE 1.</u>	80

1. DESCRIPTION de la METHODE ACTUELLE : LE REMBLAYAGE INTEGRAL.

1.1 PREMIERE PHASE - LE TRACAGE.

Le traçage consiste à tracer des galeries de 6 mètres de large selon une maille carrée de 24 mètres. A l'issue du traçage on obtient des piliers carrés de 18 mètres de côté.

Le taux de défrètement surfacique est de 44 %.

Les traçages d'AKOUTA NORD sont pratiquement terminés, ceux d'AKOUTA SUD sont réalisés au trois-quarts et la production principale de COMINAK en 1992 provient des traçages du nouveau gisement d'AKOLA.

1.1.1. MOYENS TECHNIQUES et HUMAINS.

Une équipe type comprend normalement 1 porion et 8 ouvriers et dispose des engins suivants :

- 1 JUMBO de FORATION 2 BRAS
- 1 JUMBO de BOULONNAGE
- 1 MACHINE à PURGER
- 1 CHARGEUR-TRANSPORTEUR (capacité effective : 9 tonnes)
- 1 engin de SERVITUDE (manutention, nettoyage, etc.)

1.1.2. ORDONNANCEMENT des TRAVAUX.

Les cinq opérations de production menées successivement dans un chantier sont :

- le chargement et le transport du minerai,
- la purge du toit et des parements,
- la pose des boulons,
- la foration des trous de mine,
- le minage.

Il faut y ajouter les travaux de régie :

- installation des ventilateurs et des canalisations d'aérage,
- installation des pompes et des tuyauteries d'exhaure,
- confection des pistes de roulage.

L'objectif est de réaliser deux cycles complets par poste de travail, soit une production d'environ 230 tonnes pour des chantiers de 3,20 mètres de hauteur moyenne (voir page 5).

1.1.3. CONTRAINTES GEOMETRIQUES.

HAUTEUR :

En fonction du gabarit des machines utilisées et de la nécessité de poser des boulons de soutènement, la hauteur minimum d'une galerie est d'environ 2,80 mètres (3,00 mètres en pratique). Les galeries ont toujours une section droite rectangulaire.

TONNAGE d'un TIR :

Le tonnage moyen d'un tir peut être évalué de la manière suivante :

- * 6,00 mètres de large
- * 3,20 mètres de haut
- * 2,70 mètres d'avancement
- * densité = 2,2

- * $6 \times 3 \times 3 = 54 \text{ m}^3$
- * $54 \times 2,2 = \mathbf{118,8 \text{ tonnes}}$

PENTE :

La pente des galeries doit être inférieure à 15% pour travailler correctement.

SOUTÈNEMENT :

Les boulons de soutènement sont à ancrage ponctuel, et leurs caractéristiques dimensionnelles sont les suivantes :

- longueur : 1,80 m en galerie,
- " 2,40 m aux carrefours (si nécessaire),
- diamètre de la tige : 18 mm
- diamètre de foration : 36 mm

La densité théorique du boulonnage est de 1 boulon par m^2 . Les parements ne sont qu'exceptionnellement boulonnés, par exemple lorsque la hauteur des chantiers dépasse 5,00 mètres.

Les boulons déchaussés par le tir suivant ou par la purge, sont systématiquement remplacés.

1.2. DEUXIEME PHASE d'EXPLOITATION : le DEPILAGE INTEGRAL.

1.2.1. PRINCIPE.

La récupération complète des piliers résiduels se fait en remblayant intégralement l'exploitation, c'est à dire en remplaçant 100 % des vides par du remblai (figure 1.2.A page 7).

1.2.2. CARACTERISTIQUES MECANQUES REQUISES.

La hauteur de recouvrement est en moyenne de 260 mètres.

Les terrains de recouvrement ont comme densité la même que le minerai soit 2,2.

La contrainte s'exerçant sur le remblai est donc d'environ 57 bar.

Comme le remblai est entièrement confiné de toute part, sa résistance à la compression a peu d'importance. Il faut par contre qu'il ne se tasse pas beaucoup, c'est à dire qu'il soit le plus compact possible.

1.2.3. COMPOSITION du REMBLAI.

Le remblai est mis en place par des pompes à béton permettant théoriquement des débits maximums de 90 m³/H, et des pressions maximums dans les tuyauteries de 100 bar. Pour être pombable, le remblai doit posséder une courbe granulométrique particulière qui se caractérise par :

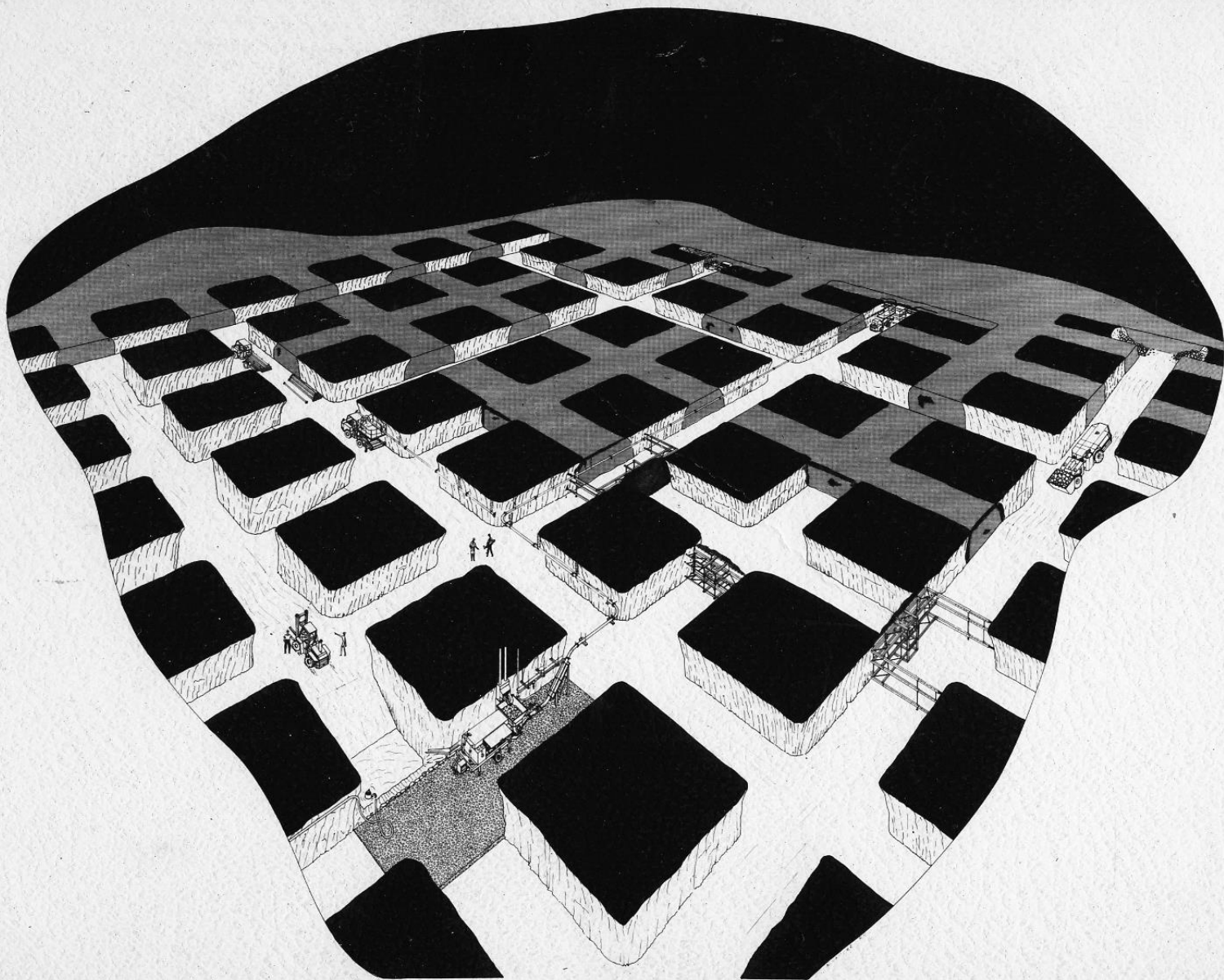
- une quantité d'ultra-fins (<0,08 mm) > 10%,
- une quantité de fins (<0,025 mm) > 25 %,
- un diamètre maximum D de 60 mm (pour des tuyauteries de 200 mm),
- une quantité d'éléments > 30 mm (D/2) la plus voisine possible de 40%,

C'est pour cela qu'à l'origine la composition retenue pour les produits secs était, pour 1 m³ de remblai, la suivante :

- 1182 kg de grès d'ABINKY (66 % sur sec),
- 537 kg de sable de dune (30 % sur sec),
- 72 kg de ciment (4 % sur sec),
- 0,43 kg de plastifiant
- 238 kg d'eau

Elle conduit à une densité finale de 2,03 pour le remblai en place, et à une résistance d'environ 10 bar au bout d'une dizaine de jours (étude LAFARGE - M. BRISSET de JUIN 1982).

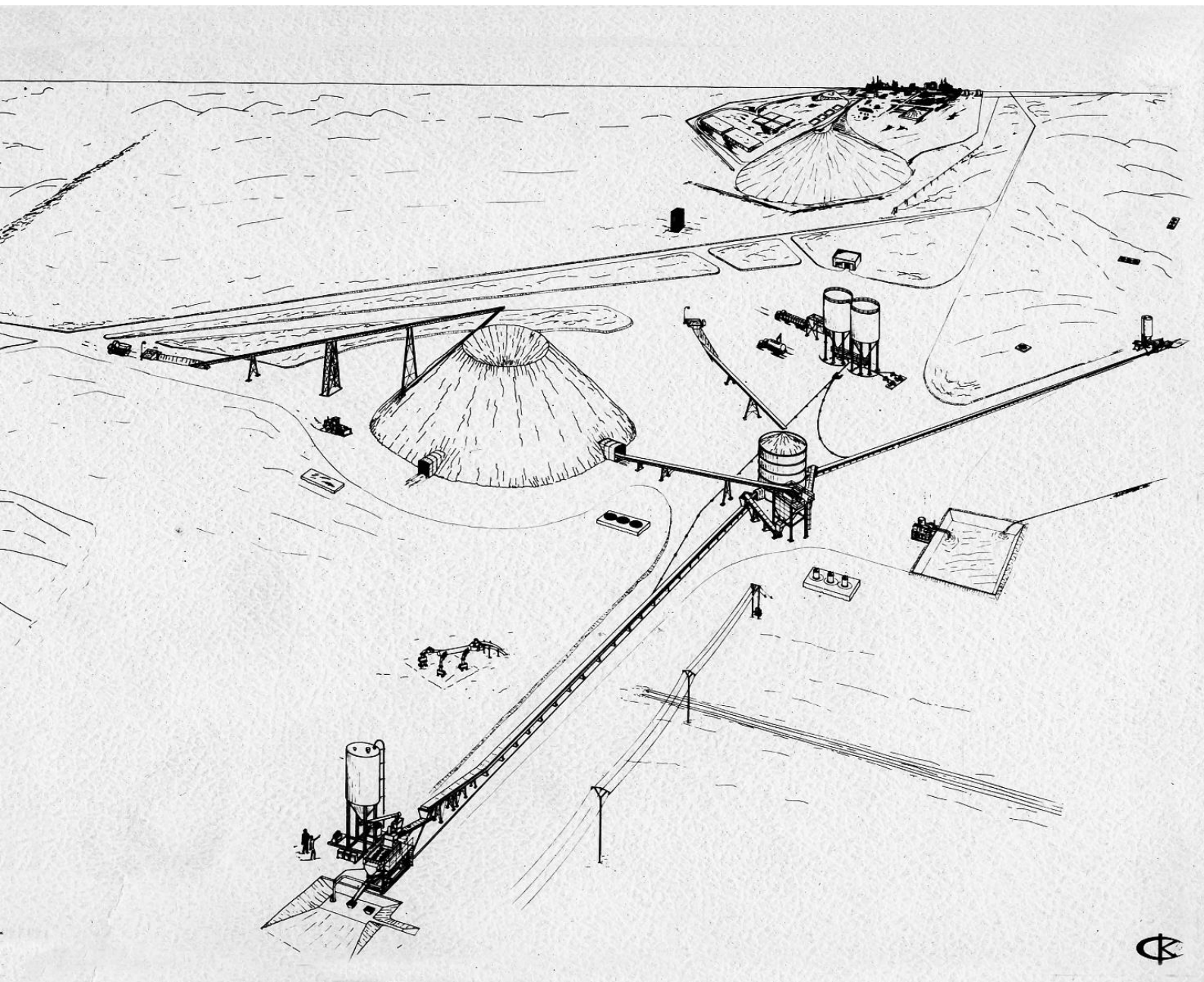
DEPILAGE INTEGRAL par REMBLAI CIMENTE POMPE



SCHEMA du FOND

FIGURE 2.1.A

DEPILAGE INTEGRAL par REMBLAI CIMENTE POMPE



INSTALLATION du JOUR

FIGURE 2.1.B

Le ciment a un double rôle :

- permettre la prise du remblai,
- favoriser la pompabilité (ultra fins).

La composition du remblai a évolué depuis l'origine :

- augmentation de la quantité d'eau (pour éviter les bouchages de canalisation),
- suppression de l'adjuvant,
- remplacement d'une partie du ciment et d'une grande partie du sable de dune par de l'argile (BANCO) pour favoriser la pompabilité, ce qui fait qu'en pratique, la quantité de ciment est maintenant de l'ordre de 50 kg par m³ de remblai.

Ces transformations ont entraîné une chute des caractéristiques mécaniques du remblai puisque sa résistance à la compression n'est plus que de l'ordre de 2 à 3 bar. Si sa résistance a diminué, sa densité est restée voisine de 2, c'est à dire qu'elle est très proche de la densité des roches encaissantes (densité 2,2). Comme sa porosité est faible, il se déforme peu. Son tassement est finalement inférieur à une dizaine de pour-cent (voir calculs au chapitre 3.3.2 page 45).

1.2.4. INSTALLATIONS.

Le grès d'ABINKY provient d'une carrière située à 1 km à l'ouest d'AKOUTA. C'est le matériau le plus dur qui a pu être trouvé. Il est concassé en deux temps : concasseur primaire (0-250) et concasseurs secondaires (0-60 mm).

Ce grès mélangé à environ 30 % de banco, et le sable de dune, en proportions adéquates, alimentent des malaxeurs (type centrale à graves des travaux publics), ou les quantités nécessaires de ciment et d'eau sont ajoutées, grâce à une bascule intégratrice et une régulation appropriée (figure 1.2.B page 8).

Ces installations sont conçues pour obtenir en continu un produit dont le fuseau granulométrique répond exactement aux critères de pompabilité définies plus haut.

Ce remblai ainsi préparé est expédié au fond de la mine par gravité, dans des canalisations métalliques verticales de 200 mm de diamètre.

Il est repris par les pompes à béton, et transporté dans des canalisations subhorizontales de 200 mm de diamètre et d'environ 400 mètres de longueur, jusqu'aux chantiers à remblayer.

Le choix de la technique du remblai pompé a été fait en 1981, parce qu'elle permet, principalement dans les chantiers où la hauteur est importante, de garantir un bon remplissage de la chambre, c'est à dire d'obtenir un clavage (contact toit-remblai) satisfaisant, **en s'affranchissant de l'obligation de fabriquer un remblai ayant une résistance importante**. On verra que plus loin que d'autres techniques conduisent maintenant aux mêmes résultats.

1.2.5. ORDONNANCEMENT des TRAVAUX.

Les travaux de remblayage se déroulent en deux phases (figure 1.2.A page 7) :

- préremblayage,
- dépilage (exploitation des piliers résiduels et remblayage).

PREREMBLAYAGE :

Il consiste à remblayer le maximum des galeries déjà tracées pour reconstituer des piliers plus gros (par exemple 66 x 42 m en regroupant 6 piliers) afin d'éviter le vieillissement des galeries et de limiter la charge sur les piliers résiduels pendant leur exploitation.

DEPILAGE :

On récupère les piliers deux par deux, en traçant dans chaque paire de piliers, trois fois deux galeries en vis à vis. Chaque galerie mesure 6 mètres de large et 18 mètres de longueur.

Les travaux miniers se font exactement comme en traçage (chargement, purge, boulonnage, foration, minage), avec le même matériel.

Par contre, les équipes comprennent en plus le personnel nécessaire aux différents travaux de remblayage : construction des barrages, déplacement des tuyauteries, conduite de la pompe à béton et surveillance de la mise en place du remblai, soit 8 hommes en moyenne.

Chaque chambre ainsi obtenue mesure 42 mètres de long et représente par exemple un volume de 1000 m³ pour une hauteur de chantier de 4 mètres. Elle est remblayée en une seule fois. Un seul barrage est nécessaire pour retenir le remblai pendant sa mise en place.

1.2.6. DONNEES TECHNIQUES.

BARRAGES :

A l'origine constitués de lourds panneaux métalliques difficiles à manipuler, les barrages ont été par la suite réalisés en construisant un merlon de stériles, avec à son sommet une cloison constituée de toiles étanches, s'appuyant sur des chaînes et du grillage, accrochés au toit de la galerie par des boulons.

La construction des barrages reste cependant une opération manuelle longue et pénible.

POMPES à BETON :

Le débit réel des pompes à béton est d'environ 60 m³/h, ce qui est loin de leur débit théorique maximum de 90 m³/h. Cela est dû principalement à la longueur des tuyauteries et à la crainte des bouchages de canalisation. L'installation d'une pompe à béton à l'aplomb d'une cheminée de jet, nécessite des travaux de chaudronnerie et de tuyauterie importants.

TUYAUTERIES :

Les tuyauteries de remblayage sont fixées à demeure au toit des galeries par des chaînes.

La pose de chaque élément métallique de 200 mm de diamètre et de 3 mètres de longueur, pesant environ 150 Kg, bien que mécanisée grâce à des engins de service étudiés et construits spécialement pour leur manipulation, reste une opération difficile.

L'extrémité de la tuyauterie pénétrant dans la chambre à remblayer est en Polyéthylène à Haute Densité (PEHD) Elle est noyée dans le remblai, pour permettre le remplissage total de la chambre, et abandonnée lorsque celui-ci est achevé.

Cette technique du remblai cimenté pompé a été utilisée par COMINAK à partir de 1983, pour mener à bien l'exploitation du cœur d'AKOUTA NORD, zone de coalescence, où les hauteurs à remblayer étaient très importantes, puisqu'elles ont pu dépasser 10 mètres par endroit.

Elle nécessite au fond une infrastructure lourde et une organisation assez délicate à gérer, par la multiplication des tâches à assumer (constructions des barrages, pose des tuyaux, nettoyage du matériel etc.), réclamant un personnel nombreux et spécialisé. Par les diverses manipulations qu'elle engendre, elle reste une source potentielle d'accidents difficile à supprimer, malgré les efforts importants de mécanisation qui ont pu être faits.

Son alternative, lorsque les hauteurs de chantiers se réduisent, ce qui est maintenant le cas aussi bien à AKOUTA SUD qu'à AKOLA, est le remblayage cimenté mécanique. Dans ce cas, le remblai est transporté, de la base des cheminées de jet au chantier à remblayer, par des chargeurs-transporteurs, et une machine spécifique, dite "pousse-béton", permet de le mettre en place en assurant un clavage satisfaisant. Cette solution sera évoquée au chapitre 4, page 73.

1.3. LA SELECTIVITE.

1.3.1. TRI APRES TIR.

Jusqu'en 1990, le tri des produits abattus s'effectuait après chargement, par comptage radiométrique de l'uranium contenu dans chaque godet des chargeurs-transporteurs. Cette opération se fait sous un "portique" fixé au-dessus d'une "aire de tri". Une installation de ce type existe dans chaque quartier. Elle est située à proximité immédiate du concasseur.

La remontée des différentes classes de produits au jour au moyen de convoyeurs à bande se fait par campagne. Cela peut exiger un stockage intermédiaire et une seconde manipulation des produits par les chargeurs-transporteurs, ce qui entraîne d'inévitables erreurs.

Les trois classes de produits étaient les suivantes :

- Minerai riche pour l'usine ($>2\%$)
- Minerai pauvre pour la lixiviation, abandonnée en 1988 ($<2\%$ et $>0,6\%$),
- Stérile.

L'inconvénient de cette pratique est d'accepter, dès sa production, le mélange du minerai et du stérile, en diminuant la teneur du minerai et en laissant de l'uranium dans le stérile. Elle conduit également à considérer comme non exploitable des zones, où la teneur moyenne est faible, du fait que l'ouverture des chantiers ne peut être inférieure à 3 mètres, alors que géologiquement on met en évidence des couches de forte teneur et de faible hauteur qui présente une accumulation (produit de la hauteur par la teneur) économique.

1.3.2. TRI AVANT TIR.

A partir de 1991 une politique de "SELECTIVITE" a été mise en place par l'introduction du "TRI AVANT TIR".

Cela consiste à **faire la différence entre le minerai et le stérile dès la foration**, et à les séparer physiquement dès le tir, pour **ne plus jamais les mélanger**.

Dans les chantiers où la puissance minéralisée est inférieure à 3 mètres et qui doivent malgré tout être ouverts à 3 mètres, on a introduit le "TIR SELECTIF".

Cela consiste sur un front, à **distinguer le minerai et le stérile dès la foration**, et à les **tirer séparément**, pour ne plus jamais les mélanger.

Le stérile peut rester au fond s'il y a de la place pour l'entreposer.

Le minerai passe encore au portique, mais c'est simplement pour être compté, et non plus pour être trié.

La SELECTIVITE a pour **avantage** immédiat **d'augmenter la teneur moyenne** du minerai entrant à l'usine, et de **permettre la récupération de l'uranium** contenu dans des zones qui n'auraient pas été exploitées à cause d'une teneur moyenne trop faible. AKOUTA SUD, en particulier, est propice à la mise en œuvre de la SELECTIVITE.

Elle diminue également les quantités de matériaux stériles à remonter au jour. Une partie de ceux-ci peut en effet être répartie dans les zones à remblayer.

Finalement, **elle maintient ou augmente les réserves** de la mine, et en **améliore la teneur**.

Comme l'augmentation de la teneur à l'entrée de l'usine est un des objectifs fondamentaux en matière de réduction des coûts d'exploitation, la SELECTIVITE est bien une nécessité incontournable dans la conjoncture actuelle du marché de l'uranium.

L'assimilation de cette notion nécessite un changement d'attitudes et d'habitudes du Personnel pour mieux coordonner les tâches. Des actions continues de formation, pour motiver et responsabiliser les Mineurs et les Géologues, qu'ils soient Ouvriers, Agents de Maîtrise ou Ingénieurs, ont été entreprises depuis 1991, et l'amélioration des résultats est déjà tout à fait significative.

1.3.3. LE SALISSAGE.

Pour que la sélectivité atteigne ses objectifs, il faut que le salissage, c'est à dire le mélange de stérile avec le minerai, soit le plus faible possible.

Le salissage provient :

- de l'inévitable imprécision de la limite géologique,
- de la difficulté à la faire coïncider physiquement avec les limites du tir (au toit, à la sole et à l'interface minerai-stérile),
- de la couche argileuse tendre, présente à la sole, qui est facilement arrachée par les engins de chargement et mélangée avec le minerai, ce phénomène étant amplifié par la présence d'eau dans le chantier,
- des chutes de toit sur le stock de minerai mis à terre, spontanément au moment du tir ou suite à une opération de purge indispensable,
- du mélange remblai-minerai dans les chantiers de dépilage.

Pour les différents calculs à faire, il faut donc introduire un coefficient de salissage. Celui-ci est compris entre 10 et 20 %.

Rendre le salissage le plus faible possible doit être un des objectifs prioritaires des exploitants, en s'attachant à en réduire les causes. La limitation des venues d'eau dans les chantiers en activité, par une meilleure gestion de l'exhaure secondaire et par un choix judicieux des pentes des chantiers, est particulièrement importante. Pour cela, des indicateurs ont été mis en place pour contrôler les résultats obtenus en matière de diminution du salissage.

2. ANALYSE des DEPENSES.

Les dépenses faites pour produire l'uranium se décomposent en dépenses directes et indirectes.

Pour évaluer l'impact des méthodes d'exploitation en matière de coût, on se contente de comparer la part des dépenses directes qui varient en fonction de ces méthodes, en la ramenant au kilogramme d'uranium produit.

La répartition des dépenses, issue de la comptabilité générale et analytique, est la suivante :

2.1. REPARTITION DES DEPENSES.

DEPENSES (CFA x 10 ⁻⁶)		DIVISEUR	COUTS (CFA)
Extraction mine	De	Tonnes brutes de produits extraits	$Ce = \frac{De \times 10^6}{Tbe}$
Remblayage	Dr	Mètres cube de remblai mis en place	$Cr = \frac{Dr \times 10^6}{Vr}$
Traitement du minerai à l'usine	Du	Tonnes nettes de minerai entrant usine	$Cu = \frac{Du \times 10^6}{Tn}$

2.2. DECOMPOSITION DES COUTS.

Il faut connaître les coûts détaillés de l'extraction mine et les coûts détaillés de la mise en place du remblai, car ceux-ci peuvent varier suivant les caractéristiques des quartiers et des méthodes d'exploitation.

COUT de L'EXTRACTION	Ce	NATURE	Ce=Cef+Cep+Cee
_ FOURNITURES:	Cef		Cef=Cefc+Cefp+Cefb+Ceff+Cefm+Cefr+Cefe
	Cefc	Chargement-Transport	
	Cefp	Purge	
	Cefb	Boulonnage	
	Ceff	Foration	
	Cefm	Minage	
	Cefr	Divers régie	
	Cefe	Extraction	
- PERSONNEL :	Cep		Cep=CepAa+CepOa+CepAr+CepOr
	CepAa	AMT abattage	
	CepOa	OE abattage	
	CepAr	AMT régie	
	CepOr	OE régie	
- ENERGIE	Cee		

Pour les comparaisons entre méthodes, les coûts *en italiques et grisés* ne seront plus pris en compte, car on peut les considérer en première approximation comme indépendants de celles-ci.

COUT du REMBLAYAGE	Cr		$Cr = Crf + Crp + Cre$
FOURNITURE	Crf		$Crf = Crfca + Crfci + Crffa + Crfmi + Crfma$
	Crfca	Carrière	
	Crfci	Ciment	
	Crffa	Fabrication remblai	
	Crfmi	Mise en place remblai	
	Crfma	Manutention	
- PERSONNEL	Crp		$Crp = CrpAj + CrpOj + CrpAf + CrpOf$
	CrpAj	AMT jour	
	CrpOj	OE jour	
	CrpAf	AMT fond	
	CrpOf	OE fond	
- ENERGIE	Cre		

Il est par contre inutile de décomposer le prix du traitement usine, puisqu'il reste à peu près indépendant des caractéristiques des quartiers et de la méthode d'exploitation utilisée.

C'est avec ces différents coûts élémentaires, qu'est ensuite calculé le prix de revient du kilogramme d'uranium sortie d'usine.

Pour faciliter les calculs, des valeurs de référence, exprimées dans des unités différentes, seront d'abord déduites de ces coûts élémentaires.

2.3. PARAMETRES d'EXPLOITATION.

Les paramètres qui peuvent varier d'un quartier à l'autre et d'une méthode à l'autre, et qui sont nécessaires au calcul de ces valeurs élémentaires, sont les suivants :

PARAMETRES	SYMBOLES	UNITES	VALEUR
Ouverture du quartier	H	m	
Densité du minerai	d		2,2
Taux de défrètement tracage	ttra		
Taux de défrètement final	tfin		
Taux de remblayage final	trem		
Teneur moyenne minerai en place	t	kg / t	
Coefficient brut abattu/net usine	cbanu	-	Tba/Tnu
Coefficient brut extrait/net usine	cbenu	-	Tbe/Tnu
Volume de remblai mis en place	Vr	m ³	
Coefficient de salissage	s	-	
Charge par godet	go	t	9
Distance de roulage (aller simple)	Dr	m	
Boulons par m ²	bo	u / m ²	1,2
Mètres de foration par tonne	mf	m / t	1,50

2.4. CALCUL des TONNAGES RAPPORTES au MINERAI NET ENTRANT USINE.

Les paramètres **s**, **cbanu** et **cbenu**, qui permettent de calculer les différents tonnages à prendre en considération, ont été définis au paragraphe 2.3. (page précédente). Le schéma ci-dessous facilite la compréhension de ces paramètres et de certains termes utilisés dans cette étude.

	SALISSAGE	STERILES LAISSES au FOND	STERILES REMONTES au JOUR
TONNAGE MANIPULE	TONNAGE BRUT ABATTU	TONNAGE BRUT EXTRAIT	TONNAGE NET MINERAI ENTREE USINE
Tb	Tba	Tbe	Tnu

TONNAGE brut abattu : $Tba = Tnu \times cbanu$

TONNAGE manipulé : $Tb = Tba \times s$
 $= Tnu \times cbanu \times s$

TONNAGE brut extrait : $Tbe = Tnu \times cbenu$

MINERAI net entrant usine : **Tnu**

STERILES laissés au fond : $Tsf = Tb - Tbe = (Tnu \times cbanu) \times s$
 $- (Tnu \times cbenu)$
 $= Tnu \times (cbanu \times s - cbenu)$

STERILES remontés au jour : $Tsj = Tbe - Tnu$
 $= Tnu \times cbenu - Tnu$
 $= Tnu \times (cbenu - 1)$

Total STERILES : $Ts = Tb - Tnu$
 $= Tnu \times (cbanu \times s - 1)$

La hauteur **H**, qui est appelée "OUVERTURE du QUARTIER", correspond au TONNAGE BRUT ABATTU **Tba**.

La teneur **t**, est la teneur moyenne du minerai en place, et correspond de la même façon au TONNAGE BRUT ABATTU **Tba**.

2.5. VALEURS de REFERENCE.

Les valeurs de référence qui interviennent finalement dans les calculs sont les suivantes :

	COUT CFA/Tbe	NATURE	VALEUR CFA	par	FORMULE
EXTRACTION MINE	Ce				
FOURNITURES	Cef				
	Cefc	Chargement Transport	Vfc	km	$Vfc = \frac{Cefc \times cbenu \times go \times 10^3}{cbanu \times s \times Dr \times 2}$
	Cefp	Purge	Vfp	m ²	$Vfp = \frac{Cefp \times cbenu \times H \times d}{cbanu}$
	Cefb	Boulonnage	Vfb	boulon	$Vfb = \frac{Cefb \times cbenu \times H \times d}{cbanu \times bo}$
	Ceff	Foration	Vff	m	$Vff = \frac{Ceff \times cbanu}{cbenu \times mf}$
	Cefa	Minage	Vfm	t	$Vfm = \frac{Cefm \times cbanu}{cbenu}$
	Cefr	Divers régie	Vfr	t	$Vfr = \frac{Cefr \times cbanu}{cbenu}$

Explications :

charge par

- **Vfc** : prix du chargement par kilomètre parcouru à vide ou en un chargeur-transporteur
- **Vfp** : prix de la purge par mètre-carré de surface de toit dégagée
- **Vfb** : prix du boulonnage par boulon posé
- **Vff** : prix de la foration par mètre foré
- **Vfm** : prix du minage par tonne abattue
- **Vfr** : prix de la régie par tonne abattue

Ces différentes valeurs ont été calculées à partir des éléments budgétaires de l'année 1991, et ce sont elles qui servent de **référence** pour la suite des calculs. Elles peuvent bien évidemment, être réactualisées à tout moment.

Avec ces valeurs de référence, et en connaissant les paramètres propres à un nouveau quartier et une nouvelle méthode, il est alors possible de prévoir ce que sera l'écart entre le prix de revient de l'uranium ainsi produit et le prix de référence de la méthode actuelle.

On utilise pour cela un modèle, qui se présente sous la forme d'une feuille de calcul. Celle-ci est décrite à la page 19.

Elle calcule les dépenses correspondantes aux seuls éléments budgétaires décrits ci-dessus, c'est à dire les fournitures pour l'extraction mine (énergie exclue), ainsi que le remblayage et le traitement usine dans leur intégralité.

La détermination de la quantité d'uranium produit est faite de la manière suivante :

- URANIUM en place : $Tba \times t$

La sélectivité vise à récupérer le maximum de cet uranium, en séparant dès le tir le minerai du stérile. On considère que la teneur résiduelle ts du stérile produit (salissage et tirs sélectifs) est réduite à un faible pourcentage k de la teneur du minerai en place. Cela s'exprime de la manière suivante :

- URANIUM dans le stérile : $Ts \times ts = Ts \times t \times k$

L'uranium produit est la différence de ces deux valeurs, multipliée par le rendement usine ru :

- URANIUM produit : $[(Tba \times t) - (Ts \times t \times k)] \times ru$

Variantes

Certaines des hypothèses qui ont été faites peuvent être modifiées pour faire les calculs.

1) On pourrait par exemple considérer, que le salissage est indépendant de la hauteur des quartiers, c'est à dire qu'il correspond à une épaisseur fixe hs de produits mélangés au tonnage brut abattu,

$$\text{d'où :} \quad s = 1 + hs/H$$

2) Dans le même esprit on pourrait considérer que la teneur résiduelle des stériles est une valeur ts , indépendante de la teneur du chantier,

$$\text{d'où :} \quad k = ts/t$$

Les simulations montrent que l'incidence de ces nouvelles hypothèses sur les comparaisons de prix du kilogramme d'uranium reste faible.

2.6. CALCUL du PRIX de REVIENT de l'URANIUM PRODUIT.

PARAMETRES				
Tonnage abattu de référence	Tba	Densité du minerai	d	
Taux de défrètement traçage	ttra	Teneur	t	
Taux de défrètement final	tfin	Coefficient teneur stérile	k	
Taux de remblayage final	trem	Charge par godet	go	
Ouverture moyenne	H	Distance de roulage	Dr	
Coefficient de salissage	s	Boulons par m2	bo	
Brut abattu sur net usine	cbanu	Mètres foration par tonne	mf	
Brut extrait sur net usine	cbenu	Rendement usine	ru	
DEPENSES ABATTAGE	Valeur de référence	Unité	Nombre d'Unités	Dépenses
Chargement - Transport	Vfc	km	$Q_{fc} = \frac{Tba \times s \times Dr \times 2}{go \times 10^3}$	$D_{fc} = V_{fc} \times Q_{fc}$
Purge	Vfp	m ²	$Q_{fp} = \frac{Tba}{H \times d}$	$D_{fp} = V_{fp} \times Q_{fp}$
Boulonnage	Vfb	boulon	$Q_{fb} = \frac{Tba \times bo}{H \times d}$	$D_{fb} = V_{fb} \times Q_{fb}$
Foration	Vff	m	$Q_{ff} = Tba \times mf$	$D_{ff} = V_{ff} \times Q_{ff}$
Minage	Vfm	t	$Q_{fm} = Tba$	$D_{fm} = V_{fm} \times Q_{fm}$
Divers régie	Vfr	t	$Q_{fr} = Tba$	$D_{fr} = V_{fr} \times Q_{fr}$
Depenses spécifiques à la méthode ou au quartier				
			ABATTAGE	$D_{af} = \sum D_{efx}$
DEPENSES REMBLAYAGE	Cr	m ³	$Q_r = \frac{Tba \times s \times trem}{(t_{fin} - t_{tra}) \times d}$	$D_r = C_r \times Q_r$
DEPENSES EXTRACTION (concasseurs - Convoyeurs)	Cfe	t	$Q_{fe} = \frac{Tba \times cbenu}{cbanu}$	$D_{fe} = C_{fe} \times Q_{fe}$
			EXTRACTION MINE	$D_m = D_{af} + D_r + D_{fe}$
DEPENSES USINE	Cu	t	$Q_u = \frac{Tba}{cbanu}$	$D_u = C_u \times Q_u$
URANIUM PRODUIT	U	t	TOTAL	$D_t = D_m + D_u$
PRIX par/kg URANIUM		cfa	$U = \frac{Tba \times t \times ru}{1000} \times (1 - \frac{cbanu \times s - cbenu}{cbanu} \times k)$	

2.7. ANALYSE des RESULTATS

Il a été expliqué au début du chapitre 2, que l'analyse des coûts variant en fonction des différentes méthodes d'exploitation, devait s'effectuer en examinant les écarts portant sur une certaine fraction du prix de l'uranium.

Il faut bien comprendre que le coût de l'uranium que l'on a l'habitude de prendre en compte, est une valeur moyenne qui résulte de coûts unitaires fort différents les uns des autres, car ils concernent des quartiers ayant des paramètres d'exploitation qui varient fortement de l'un à l'autre.

En particulier, le pourcentage de traçages et de dépilages, qui évolue sensiblement d'un quartier à l'autre et d'une année à l'autre, a une importance primordiale.

Les calculs qui sont faits dans cette étude s'appliquent uniquement à l'exploitation du **minerai restant, une fois les traçages** (au taux normal de 43,75%) **complètement terminés**. Cela conduit à **faire supporter à cette fraction de minerai, la totalité des dépenses de remblayage**, c'est à dire le remblai mis en place pour combler les vides liés aux traçages, et le remblai à mettre en place pour terminer le dépilage.

De ce fait, la valeur absolue des coûts apparaissant dans ces calculs est évidemment bien supérieure à celle du coût moyen d'un quartier. Comme on ne s'intéresse qu'aux écarts entre méthodes, cette façon de calculer donne l'exacte tendance de l'impact des différentes méthodes d'exploitation sur le prix de l'uranium.

Il faut également se rappeler que les nouvelles méthodes étudiées dans ce document, ne s'appliquent qu'aux zones où il est possible de faire du tir sélectif, ou aux zones dont la teneur est suffisamment faible pour abandonner une certaine quantité de minerai. Ce sont celles dont la hauteur de la couche minéralisée est inférieure à 3 mètres, avec une ouverture de chantier de 3 mètres.

La feuille de calcul de la page 21, concerne un quartier type de dépilage intégral, traité par du remblai cimenté pompé.

Toutes les valeurs indiquées dans la suite de cette étude, sont **les écarts entre le coût de la méthode envisagée et celui de ce quartier type**.

Pour ce quartier type, ont été calculées les courbes exprimant les gains à attendre de la variation des paramètres principaux, à, savoir :

- | | |
|------------------|-----------------|
| - la sélectivité | <i>page 22,</i> |
| - la teneur | <i>page 23,</i> |
| - le salissage | <i>page 24,</i> |
| - le remblayage | <i>page 25.</i> |

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

REMBLAYAGE INTEGRAL POMPE			Tonnage en place	3 802
PARAMETRES de la METHODE et du QUARTIER				
Tonnage abattu de référence (t)	Tba	2 138	Densité du minerai	d 2,20
Taux défruitement traçage (%)	trra	43,75	Teneur (0/00)	t 4,50
Taux défruitement final	tfin	100,00	Coefficient teneur stérile	ts 0,20
Taux remblayage final (%)	tremb	100,00	Charge par godet (t)	go 9,00
Ouverture moyenne (m)	H	3,00	Distance de roulage (m)	Dr 360
Coefficient de salissage	s	1,20	Boulons par m2 (u)	bo 1,20
Brut abattu sur net usine	cbanu	1,30	Mètres foration par tonne	mf 1,50
Brut extrait sur net usine	cbenu	1,05	Rendement usine	ru 0,93
DEPENSES (CFA)				
ABATTAGE		COUT UNITAIRE	NOMBRE D'UNITES	DEPENSE
Chargement-Transport	Vfc	13 108	205 km	2 690 812
Purge	Vfp	1 466	324 m2	474 905
Boulonnage	Vfb	5 298	389 u	2 059 851
Foration	Vff	606	3 208 m	1 943 401
Minage	Vfm	603	2 138 t	1 288 722
Divers Régie	Vfr	411	2 138 t	879 649
Boulonnage long				
Torpillage				
TOTAL ABATTAGE				9 337 341
REMBLAYAGE	Cre	12 489	2 074 m3	25 897 614
Extraction	Cfe	211	1 727 t	363 803
TOTAL EXTRACTION MINE				35 598 758
USINE	Cu	15 000	1 645 t	24 673 778
TOTAL				60 272 535
Teneur minerai usine			5,39	
URANIUM PRODUIT	U	t	8,25	
PRIX du KILO d'URANIUM	Cfa		7 308	

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

REMBLAYAGE INTEGRAL POMPE

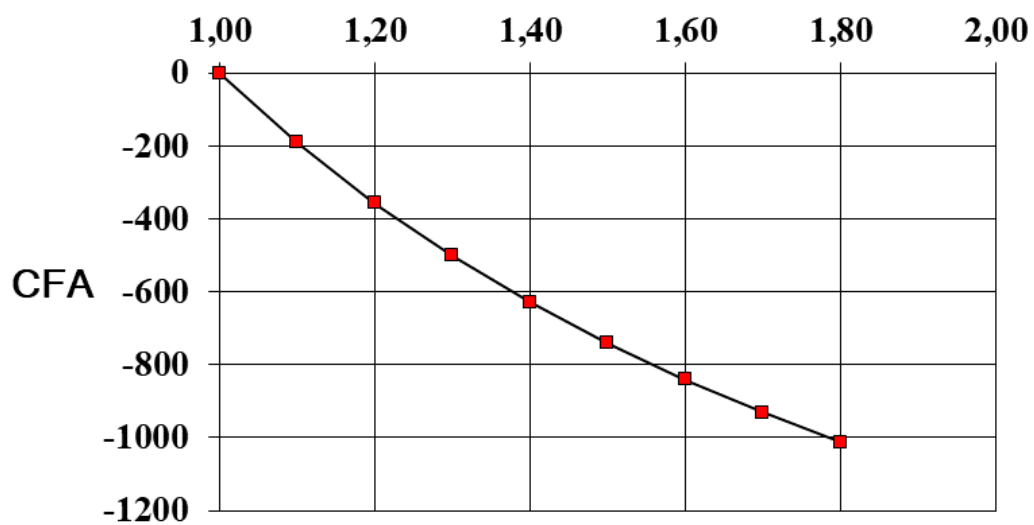
INFLUENCE de la SELECTIVITE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

Cbanu	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	0
1,10	-191
1,20	-356
1,30	-501
1,40	-628
1,50	-740
1,60	-841
1,70	-931
1,80	-1013

INFLUENCE de la SELECTIVITE

BRUT ABATTU / NET USINE



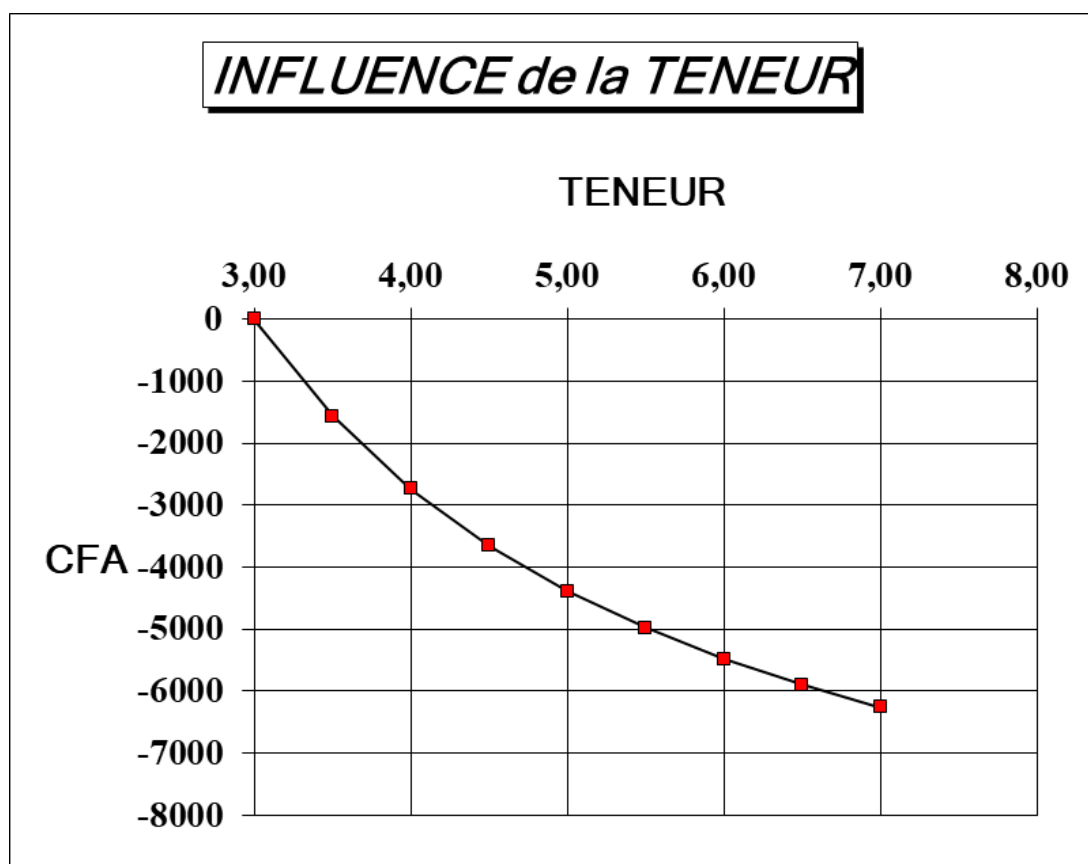
PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

REMBLAYAGE INTEGRAL POMPE

INFLUENCE de la TENEUR

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

t	CFA/Kg.d'URANIUM
3,00	0
3,50	-1567
4,00	-2741
4,50	-3655
5,00	-4385
5,50	-4983
6,00	-5482
6,50	-5903
7,00	-6265



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

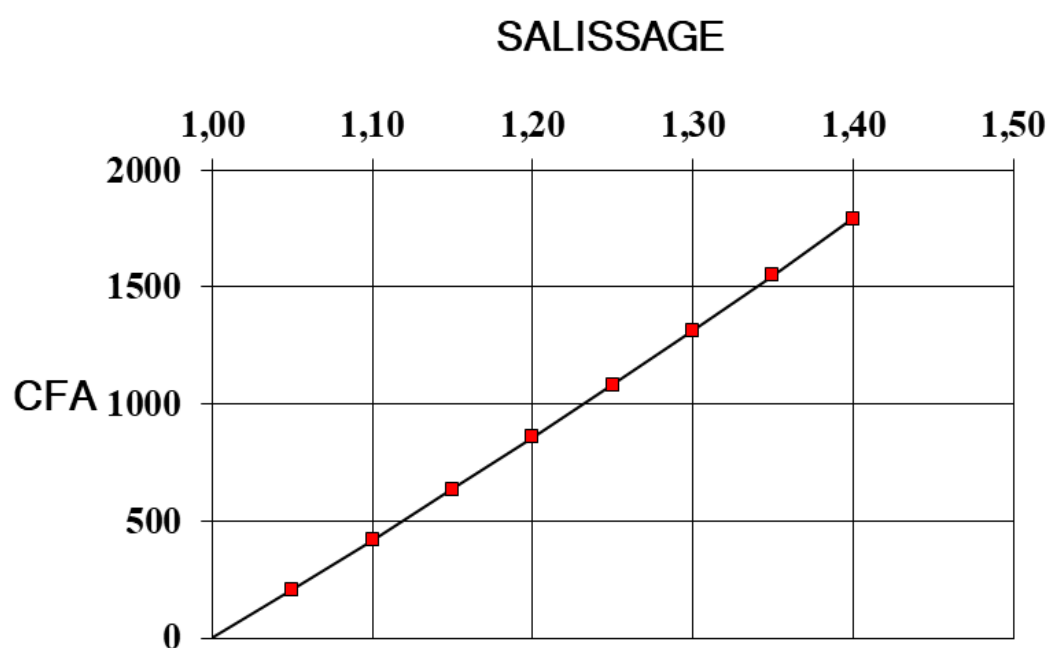
REMBLAYAGE INTEGRAL POMPE

INFLUENCE du SALISSAGE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

S	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	0
1,05	207
1,10	419
1,15	636
1,20	857
1,25	1084
1,30	1315
1,35	1551
1,40	1793

INFLUENCE du SALISSAGE



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

REMBLAYAGE INTEGRAL POMPE

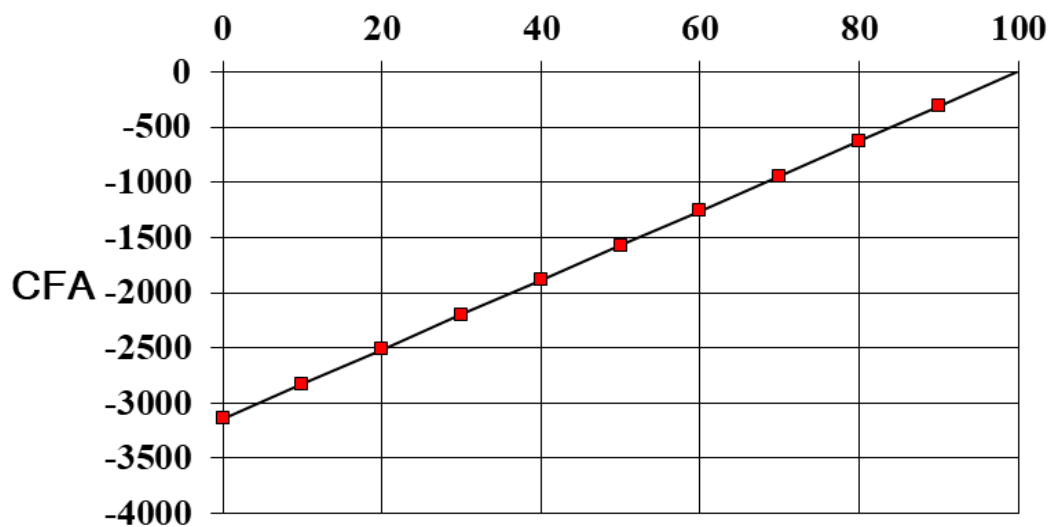
INFLUENCE du REMBLAYAGE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

Trem	CFA/Kg.d'URANIUM
100	0
90	-314
80	-628
70	-942
60	-1256
50	-1570
40	-1884
30	-2198
20	-2512
10	-2826
0	-3140

INFLUENCE du REMBLAYAGE

TAUX de REMBLAYAGE



3. LES NOUVELLES METHODES D'EXPLOITATION.

3.1. POURQUOI VOULOIR CHANGER DE METHODES ?

La question qui se pose à COMINAK, pour pallier les difficultés économiques actuelles ou qui sont prévisibles dans les années à venir, est de savoir comment réduire les dépenses d'exploitation.

On peut améliorer la productivité de la méthode d'exploitation actuelle en gardant le remblayage cimenté clavé au toit sur la superficie totale du gisement. On peut aussi améliorer la teneur du minerai extrait, en procédant à une sélectivité poussée, tout en conservant la quantité d'uranium à extraire, voire en l'augmentant.

Ces deux premiers types d'amélioration sont en cours de généralisation depuis 1991.

On peut également rechercher d'autres méthodes d'exploitation qui permettraient de réduire les dépenses d'abattage, de remblayage ou de transport.

Comme l'analyse des prix de revient démontre que les dépenses de remblayage sont prédominantes, la réflexion a porté sur de nouvelles méthodes d'exploitation permettant de diminuer la quantité de remblai à mettre en place, en tenant compte du contexte géologique de la mine d'Akouta, et sur la simplification de la technique de remblayage proprement dite.

Trois méthodes d'exploitation ont été étudiées pour l'instant :

- le **dépilage en damier**,
- le **remblayage alterné**,
- le **dépilage avec foudroyage** (ou **chambres et piliers foudroyés**).

Pour chacune de ces trois alternatives seront données :

- les modalités de mise en œuvre,
- les avantages et les inconvénients,
- les performances attendues au niveau de la productivité,
- la réduction prévisible des dépenses d'exploitation, à partir du modèle défini au chapitre précédent.

Enfin, dans le souci de réduire le coût du m³ de remblai lui-même, la modification de la technique utilisée pour le mettre en place, visant à le véhiculer au fond avec des chargeurs-transporteurs et à le claver au toit avec un pousse-béton, sera évoquée.

Remarque : Il est bien évident que les trois méthodes étudiées peuvent être appliquées en admettant des modalités d'exécution différentes de celles proposées dans ce qui va suivre. Les schémas décrits peuvent subir des modifications de détail pour faciliter la sélectivité, l'aérage, le transport ou toute autre tâche. Mais toutes ces adaptations ou améliorations ne changeront pas fondamentalement les résultats de cette étude.

3.2. LE DEPILAGE EN DAMIER.

3.2.1. DESCRIPTION de la METHODE.

Cette méthode d'exploitation consiste à juxtaposer des zones contiguës A et B (figure 3.2.A. page 28), où l'on utiliserait :

- dans les zones A, la méthode des piliers abandonnés exploités à un taux d'environ 70%, tout en les confinant avec le stérile tout venant provenant des tirs sélectifs,

- dans les zones B, la méthode actuelle, avec remblayage intégral cimenté permettant la récupération de la totalité du minerai.

Les zones A et B ont normalement des surfaces équivalentes et comprennent chacune 6 piliers de 18 x 18 implantés dans une zone de surface :

$$6 \times 24 \times 24 \times = 3456 \text{ m}^2$$

La surface d'un couple A + B de 12 piliers est donc de :

$$2 \times 3456 = 6912 \text{ m}^2$$

Il faut remblayer la totalité de la zone B et les galeries FG et DG, soit :

$$3456 + (72+48-6) \times 6 = 4140 \text{ m}^2$$

Le **taux de remblayage** final (trem) est donc de :

$$4140/6912 = \mathbf{59,90 \%}$$

d'où une économie de remblayage de 40%.

Les piliers des zones A sont évidés comme indiqué sur la figure 3.2.B. de la page 29, en creusant une refente de 6 m de largeur sur 15 m de longueur, puis en procédant à un élargissage de cette refente pour la porter à 12 m de large, sur une longueur de 9m à 11m.

Les calculs de stabilité ont été faits avec une surface d'évidement de 144 m² (9m), mais une surface de 156 m² (11m) devrait encore convenir, et c'est cette valeur qui est prise en compte pour le reste des calculs (voir paragraphe 3.2.2).

Le minerai laissé en place représente une faible surface de :

$$[(18 \times 18) - 156] \times 6 = 1008 \text{ m}^2$$

ce qui correspond à un **taux de défruitement** de :

$$(6912-1008)/6912 = \mathbf{85,42 \%}$$

On perd donc grosso modo 15% du minerai, mais on gagne 40% du remblayage et le salissage dû au remblai sera moins important que pour la méthode traditionnelle. Il en a été tenu compte dans le calcul du prix de revient du kilogramme d'Uranium.

DEPILAGE EN DAMIER

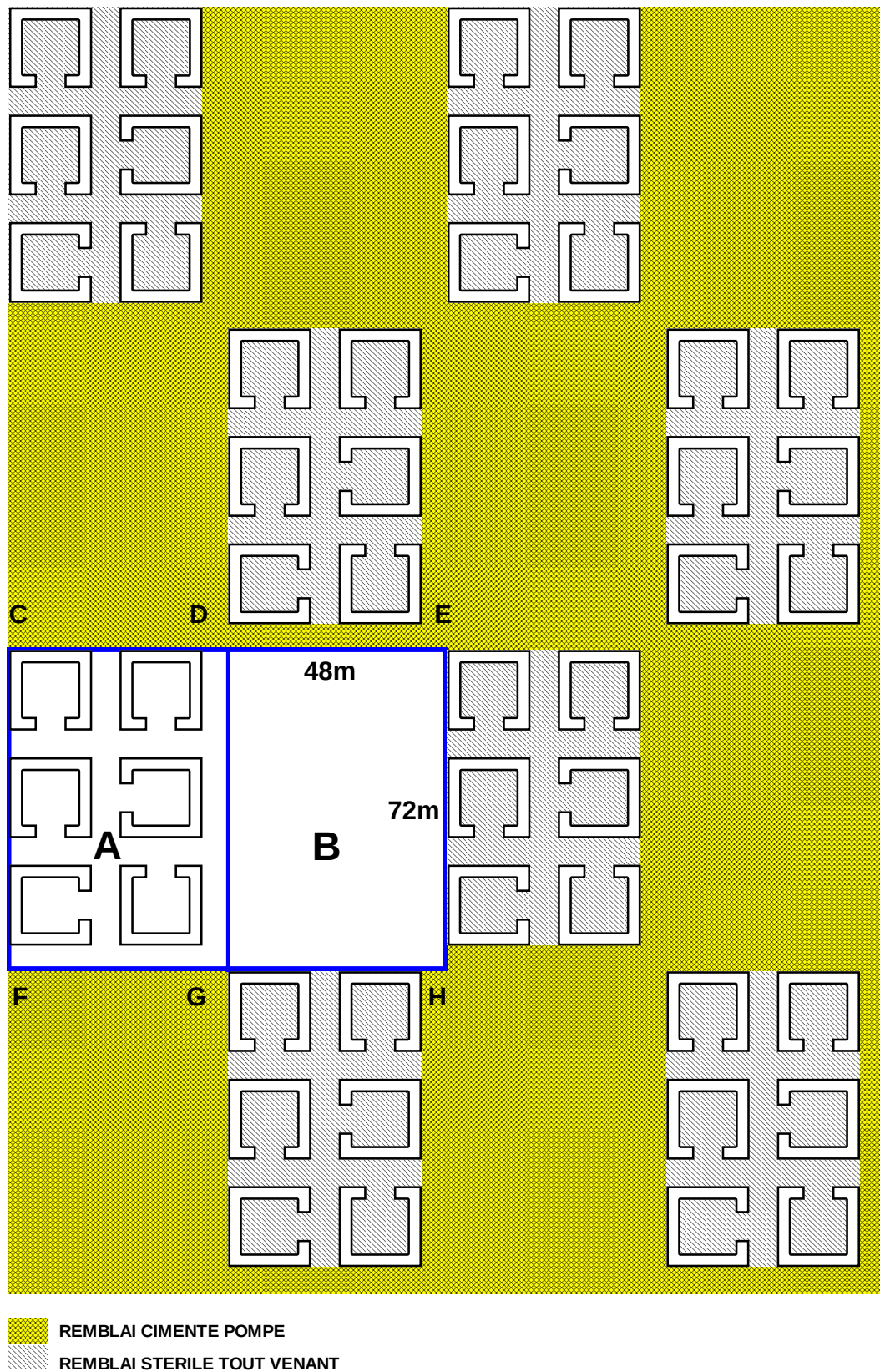


FIGURE 3.2.A

DEPILAGE EN DAMIER

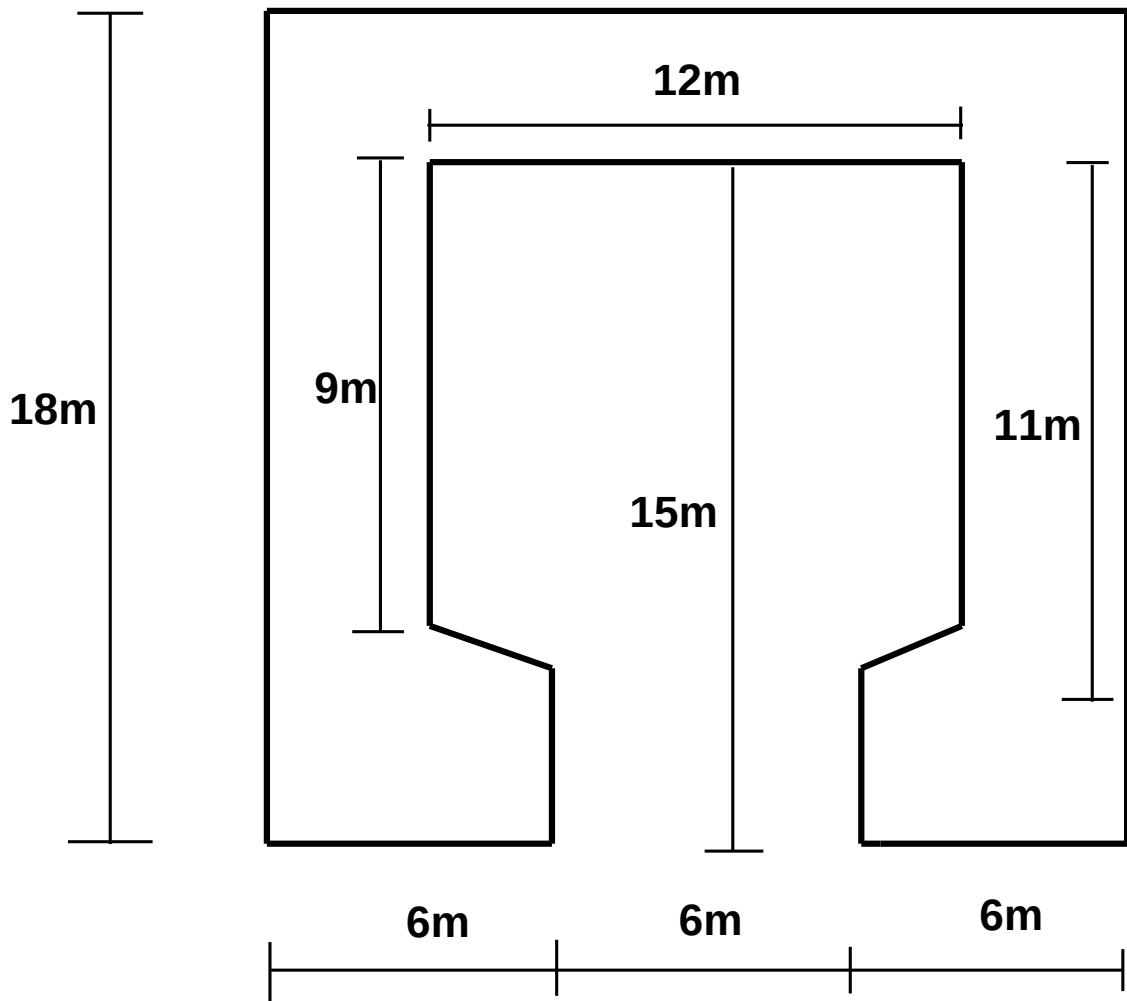


FIGURE 3.2.B

Remarque 1 : on a choisi une exploitation dite en damier qui offre une plus grande capacité de résistance. Mais dans de nombreux cas, en particulier dans les zones de surface restreinte, on pourra être conduit à aligner toutes les zones A et toutes les zones B, et on arrivera alors insensiblement à un type de dépilage avec des piliers abandonnés en îlots.

ILOTS : surfaces restreintes dont la définition est donnée dans les conclusions générales.

3.2.2. CONDITIONS pour ASSURER la STABILITE des TRAVAUX.

Les études de stabilité effectuées par calcul en éléments finis ne peuvent que donner des indications qualitatives qui permettent dans certains cas de chiffrer quelques données.

La méthode du dépilage en damier procure des fronts stables à condition de respecter les consignes suivantes :

1°) Le remblai cimenté doit être clavé au toit, et contenu par des frontières continues, c'est-à-dire par des parements de 18 m de longueur non refendus par des travaux tels que des entrées d'évidements.

2°) Les surfaces évidées et toutes les surfaces des galeries contenues dans les zones A doivent être remblayées par du stérile tout venant, sur au moins les 2/3 de la puissance exploitée. En d'autres termes, cette méthode ne peut convenir qu'aux zones où l'on peut pratiquer des tirs sélectifs pour fournir ainsi le stérile nécessaire. Ce remblayage stérile engendre le confinement des piliers abandonnés, en leur conférant pendant l'exploitation une tenue suffisante pour assurer la sécurité, bien que ces piliers soient cassés à cœur.

3°) Le fait de devoir remblayer avec du stérile tout venant les zones évidées, impose que le personnel et les chargeuses transporteuses doivent circuler à l'intérieur des évidements qui ont 12 mètres de large dans les parties élargies. Cette nécessité implique :

- soit la pose de boulons de 2,4 m à ancrage réparti, dans toute la galerie de refente (15 m de longueur et 6 m de largeur) : ce boulonnage peut paraître insuffisant puisque de telles largeurs conduisent normalement à poser des boulons de 4 à 5 m de longueur, mais il devrait convenir pour les quelques heures nécessaires au marinage des élargissements et au dépôt du stérile. Ce soutènement avec des boulons de 2,4 m étant limite, une sécurité complémentaire pourrait être de télécommander les chargeurs-transporteurs affectés à ce marinage et à ce remblayage stérile au sein des évidements.

- soit la pose de boulons de 4 à 5 mètres de longueur, si possible à ancrage réparti, ce qui conduit à utiliser la technologie des boulons pliables, étant donné que la hauteur du chantier est d'environ 3 mètres.

Remarque 2 : Comme il faut placer 2 mètres de stérile sur toutes les surfaces exploitées de la zone A lorsque l'ouverture des galeries creusées est de 3 m, il faut donc pouvoir disposer du stérile correspondant, c'est à dire :

$$2 \times [(6 \times 156) + (2 \times 42 \times 6) + (72 \times 6)] = 3744 \text{ m}^3$$

de stérile foisonné, c'est-à-dire de :

$$(3744/1,6) \times 2,2 = 5148 \text{ tonnes}$$

La quantité de stérile disponible au fond est donnée page 16, c'est :

$$T_{sf} = T_{ba} \times (s - c_{benu}/c_{banu})$$

Avec les paramètres pris en compte (voir feuille de calcul page 34) on a :

$$T_{ba} = (18 \times 18 \times 12 - 1008) \times 3 \times 2,2 = 19008 \text{ tonnes.}$$

$$T_{sf} = 19008 \times (1,15 - 1,05/1,30) = 6506 \text{ tonnes}$$

ce qui permet de faire normalement face à la situation sans importer du stérile d'un autre quartier.

3.2.3. ORGANISATION des TRAVAUX.

Les travaux doivent être entrepris dans un ordre logique :

- 1) On commence par remblayer au remblai cimenté toutes les galeries ceinturant les zones B contiguës à la zone A qui nous intéresse.
- 2) Dans la zone A on commence par évider et remblayer au stérile les deux piliers "du haut". A ce moment les piliers du haut des zones B voisines sont intacts mais ceinturés par du remblai cimenté. Les travaux en zone A sont alors bien protégés car encadrés par des régions où les piliers de 18 x 18 m sont entourés, soit de remblayage stérile, soit de remblai cimenté.
- 3) Puis simultanément, on exploite en zone A les deux piliers du centre en les évitant et en les remblayant au stérile et on exploite totalement les deux piliers "du haut" de la zone B de droite par exemple.

Il est évident qu'il faut disposer de stocks tampons de stérile pour pouvoir remblayer très vite les zones élargies. Cette contrainte implique une double manutention du stérile.

3.2.4. BILAN des AVANTAGES.

1) Sur le plan de la productivité.

Il n'y a pas de gain de productivité à l'abattage à attendre de cette méthode, par contre elle sera meilleure au niveau du remblayage, puisque la quantité de remblai à mettre en place diminue (voir alinéa 3).

2) Sur le plan du salissage.

On considère que le salissage engendré par cette méthode est d'environ 15%, alors qu'il est de 20% pour le remblayage intégral.

3) Sur le plan du remblayage.

En exploitation classique il faut par tonne de minerai extraite en dépilage :

$$(24 \times 24 \times H \times 1,20) / (18 \times 18 \times H \times 2,2) = \mathbf{0,97 \text{ m}^3/\text{tba}}$$

de remblai.

En exploitation par dépilage en damier il ne faut plus que :

$$(4140 \times 3 \times 1,15) / 19008 = \mathbf{0,75 \text{ m}^3/\text{tba}}$$

C'est l'amélioration de ce ratio qui se traduit principalement sur la feuille de calcul du prix de revient de cette méthode, par un gain d'environ 740 F. CFA au kilogramme d'URANIUM.

La feuille de calcul et les courbes de gains engendrés par cette méthode se trouvent à la fin du chapitre 3.2. (pages 34 à 37).

3.2.5. BILAN des INCONVENIENTS.

1) Sur le plan du taux de défrètement.

On laisse 15% du minerai en place, mais du fait des gains sur le prix de revient, on peut étendre le domaine d'emploi de cette méthode dans des zones à teneur dite inexploitable. Cette extension doit être assez limitée car le gain sur les dépenses exprimé en coût au kg d'uranium reste faible.

2) Sur le plan de la sélectivité.

Pour obtenir une quantité suffisante de stérile destiné au remblayage partiel de la zone A, il faut que la couche le permette. Cette condition s'exprime (voir Remarque 2, § 3.2.2) par :

$$(s - \frac{c_{banu}}{c_{benu}}) < 0,27$$

Dans la phase terminale de l'exploitation des chambres, après les tirs d'élargissage, il est indispensable d'aller vite, et il faut donc prendre les mesures nécessaires pour que les tirs sélectifs, s'ils existent, ne ralentissent pas le déroulement des travaux miniers.

3) Sur le plan de la manipulation du stérile destiné au remblayage partiel de la zone A.

Une partie de cette manipulation doit se faire en deux temps. Pour le remblayage des élargissements dans les évidements il faut aller très vite, car on est obligé de travailler sous des toits découverts sur 12 m de largeur.

Il faut pour cela disposer de stocks tampons de stérile d'une certaine importance. On est donc obligé de manipuler 2 fois les tonnes de stérile, une première fois entre les lieux d'abattage et le stock, et une seconde fois entre le stock et l'élargissage en cours de remblayage.

Cette méthode d'exploitation convenant bien aux quartiers pratiquant la sélectivité ne change pas les façons de travailler de la mine. Elle est donc très facile à introduire avec cependant certaines complications au niveau de l'aérage et moyennant une certaine augmentation du nombre de fronts affectés au quartier. Les gains à en attendre restent cependant modestes, car si la quantité de remblai à mettre en place diminue, la quantité de minerai à récupérer diminue également.

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

DEPILAGE en DAMIER			Tonnage en place		45 619
PARAMETRES de la METHODE et du QUARTIER					
Tonnage abattu de référence (t)	Tba	19 010	Densité du minerai	d	2,20
Taux défruitement traçage (%)	trra	43,75	Teneur (0/00)	t	4,50
Taux défruitement final	tfin	85,42	Coefficient teneur stérile	ts	0,20
Taux remblayage final (%)	tremb	60,00	Charge par godet (t)	go	9,00
Ouverture moyenne (m)	H	3,00	Distance de roulage (m)	Dr	360
Coefficient de salissage	s	1,15	Boulons par m2 (u)	bo	1,20
Brut abattu sur net usine	cbanu	1,30	Mètres foration par tonne	mf	1,50
Brut extrait sur net usine	cbenu	1,05	Rendement usine	ru	0,93
DEPENSES (CFA)					
ABATTAGE	COUT UNITAIRE		NOMBRE D'UNITES		DEPENSE
Chargement-Transport	Vfc	13 108	1 749	km	22 923 567
Purge	Vfp	1 466	2 880	m2	4 221 718
Boulonnage	Vfb	5 298	3 456	u	18 311 256
Foration	Vff	606	28 514	m	17 276 059
Minage	Vfm	603	19 010	t	11 456 225
Divers Régie	Vfr	411	19 010	t	7 819 728
Boulonnage long		10 596	320	u	3 390 702
TOTAL ABATTAGE					85 399 254
REMBLAYAGE	Cre	12 489	14 308	m3	178 693 534
Extraction	Cfe	211	15 354	t	3 234 060
TOTAL EXTRACTION					267 326 848
MINE					267 326 848
USINE	Cu	15 000	14 623	t	219 340 014
TOTAL					486 666 862
Teneur minerai usine			5,45		
URANIUM PRODUIT			U	t	74,11
PRIX du KILO d'URANIUM			Cfa	6 567	

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

DEPILAGE en DAMIER

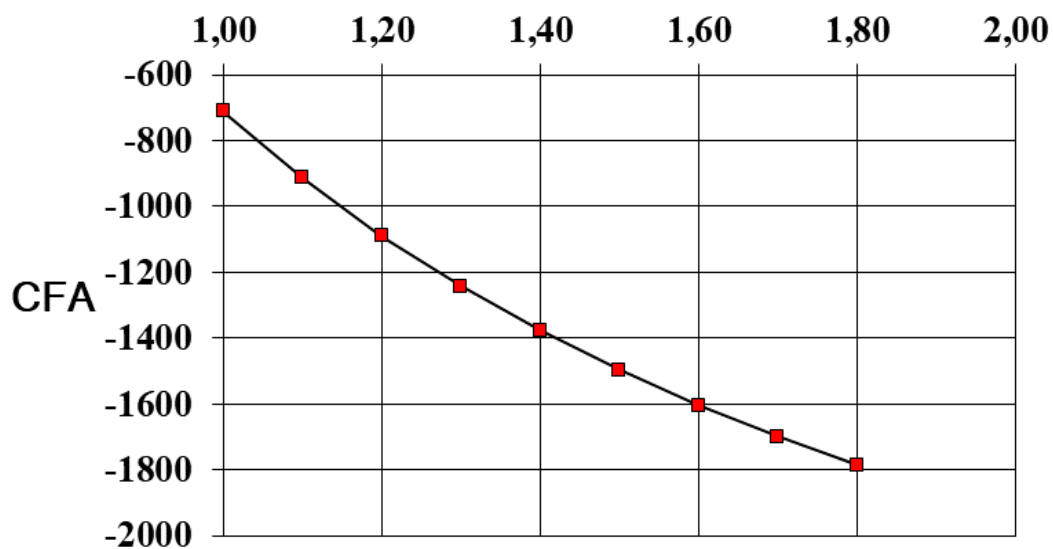
INFLUENCE de la SELECTIVITE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

Cbanu	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	-710
1,10	-913
1,20	-1089
1,30	-1242
1,40	-1377
1,50	-1497
1,60	-1603
1,70	-1699
1,80	-1786

INFLUENCE de la SELECTIVITE

BRUT ABATTU / NET USINE



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

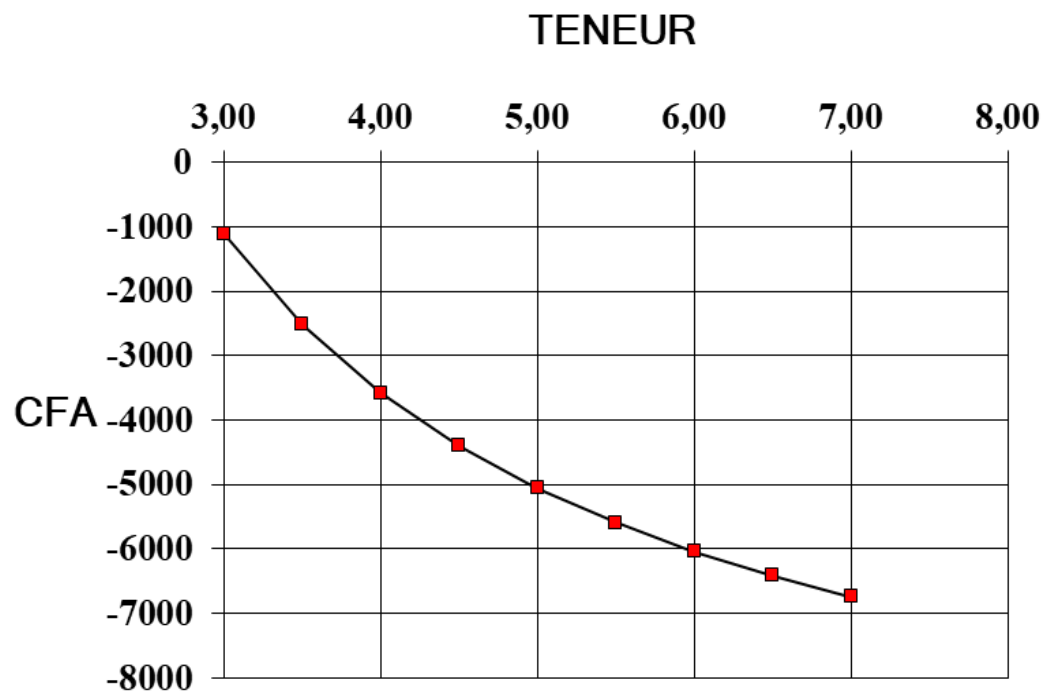
DEPILAGE en DAMIER

INFLUENCE de la TENEUR

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

t	CFA/Kg.d'URANIUM
3,00	-1113
3,50	-2520
4,00	-3575
4,50	-4396
5,00	-5053
5,50	-5590
6,00	-6038
6,50	-6417
7,00	-6741

INFLUENCE de la TENEUR



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

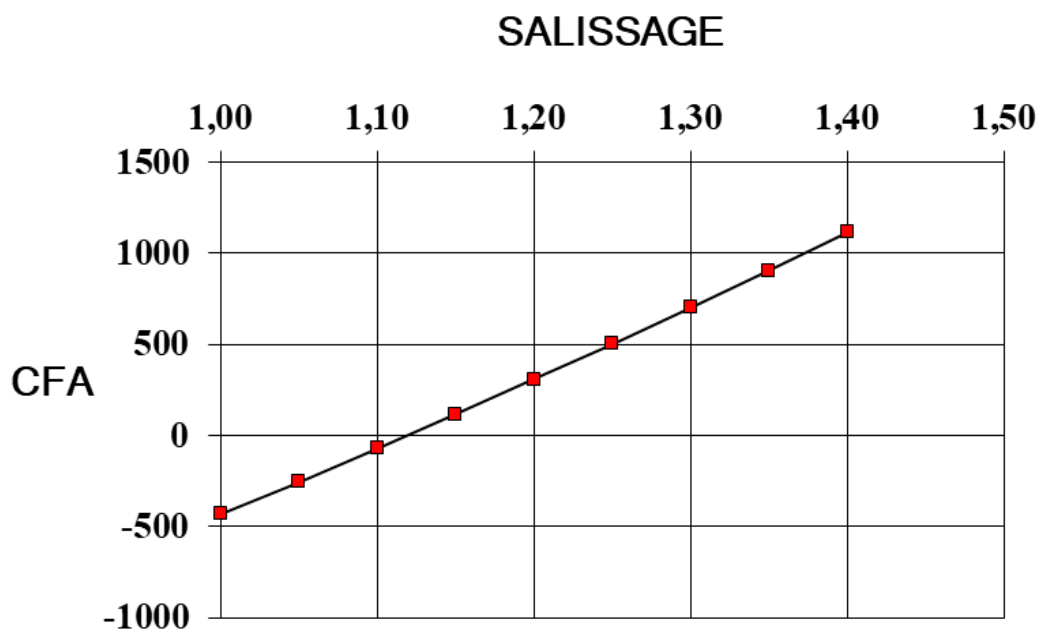
DEPILAGE en DAMIER

INFLUENCE du SALISSAGE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

S	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	-433
1,05	-254
1,10	-71
1,15	116
1,20	307
1,25	502
1,30	701
1,35	905
1,40	1113

INFLUENCE du SALISSAGE



3.3. LE REMBLAYAGE ALTERNE.

3.3.1. DESCRIPTION de la METHODE.

La description de cette méthode (voir figures 3.3.A, 3.3.B, 3.3C, 3.3.D et 3.3.E., pages 39 à 43) et les calculs qui suivent ont été faits, avec la technique traditionnelle de mise en place du remblai à AKOUTA, c'est à dire en utilisant des pompes à béton et des tuyauteries. On peut évidemment l'extrapoler à la technique du remblai mécanique, utilisant des chargeurs-transporteurs et un pousse béton.

On exploite toujours des groupes de six piliers : P₁, P₂, P₃, P₄, P₅ et P₆.

La galerie G1 a été remblayée au moment de l'exploitation du groupe précédent de 6 piliers. On commence par remblayer avec du remblai cimenté clavé la galerie G3 (figure 3.2.A page 28), ainsi que les recoupes R₁, R₂, R₃, R₄, R₅ et R₆, en laissant libre la galerie G₂.

Une fois ce préremblayage terminé, on perce dans les piliers des recoupes qui sont remblayées alternativement avec du remblai cimenté clavé, puis avec du remblai sec (stérile tout venant). On considère à priori que ce remblai sec ne sera mis en place que sur les 2/3 de la hauteur des chantiers, soit sur environ 2 mètres, et que l'espace compris entre ce remblai et le toit des recoupes restera libre.

On peut disposer également du remblai sec dans la galerie G₂, mais il faudra impérativement procéder ensuite à un clavage du toit, grâce à une mise en place de remblai cimenté. Pendant cette opération, le remblai cimenté envahira quelque peu les vides existants dans les recoupes latérales remplies de remblai sec. On estime ce volume de remblai à 54 m³ par recoupe (18 x 6 x 6 x 1/2).

On aura finalement traité avec du remblai cimenté une surface de :

$$(72 \times 6) + (12 \times 18 \times 6) + (72 \times 6 \times 1/3) = 1872 \text{ m}^2$$

Comme la surface de référence est de :

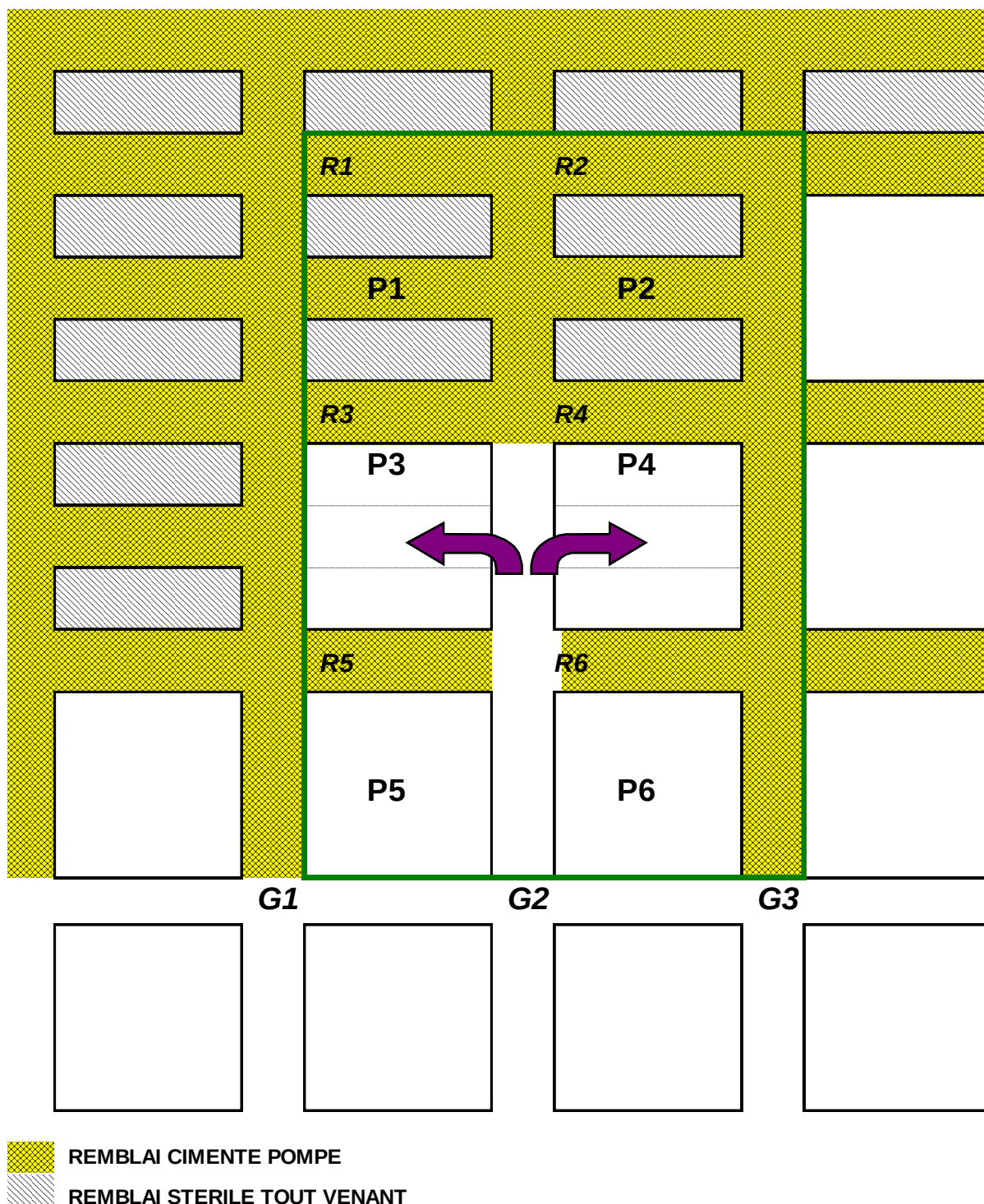
$$24 \times 24 \times 6 = 3456 \text{ m}^2$$

le **taux de remblayage final** (trem) sera de :

$$1872/3456 = \mathbf{54,2 \%}$$

En tenant compte des 12 x 54 = 648 m³ de remblai ayant pénétré dans les recoupes latérales pleines de stérile, la quantité de remblai à mettre en place est donc sensiblement identique à celle qui est nécessaire pour le dépilage en damier.

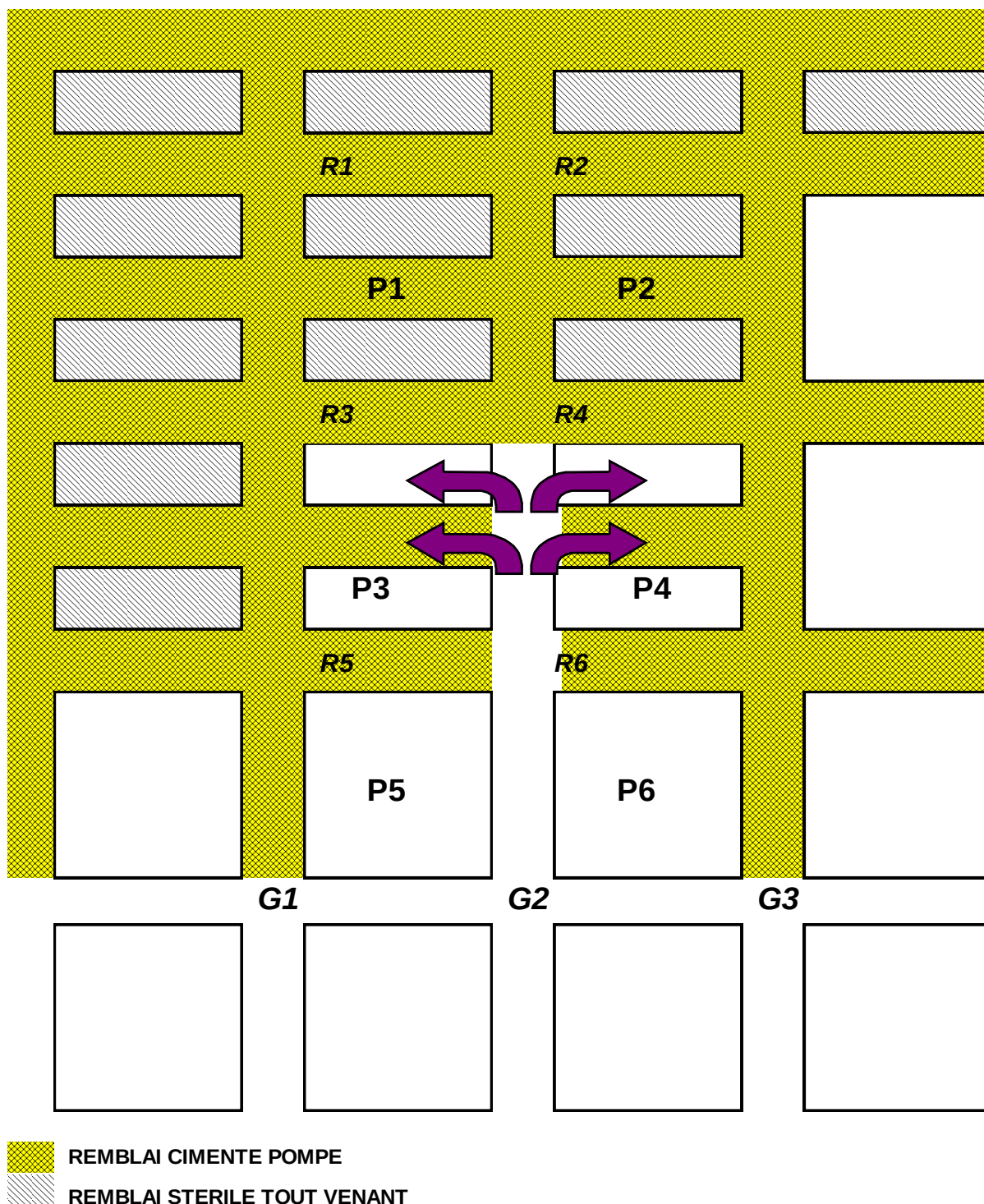
REMBLAYAGE ALTERNE



EXPLOITATION des 2 RECOUPES MEDIANES
du SECOND PILIER

FIGURE 3.3.A

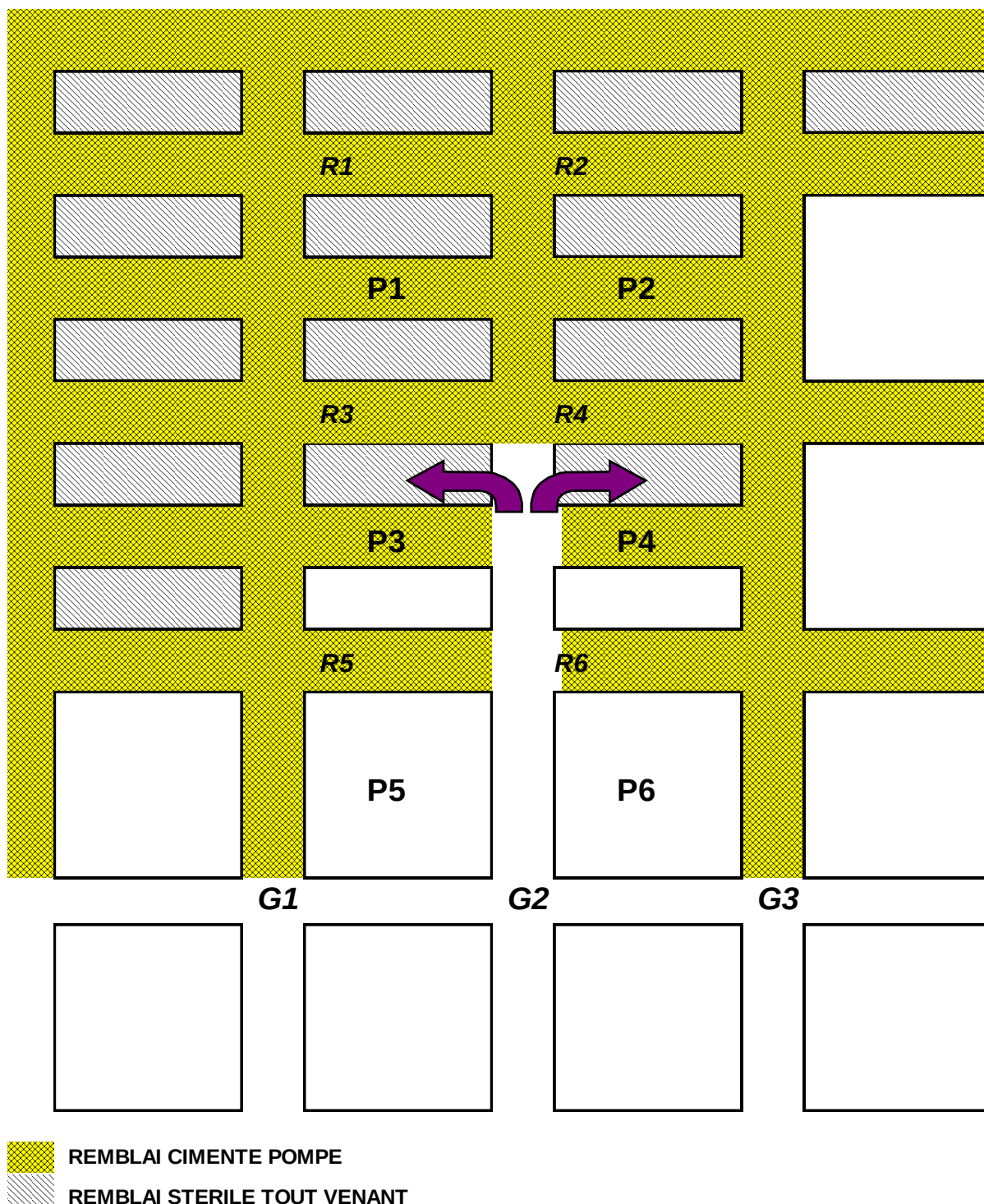
REMBLAYAGE ALTERNE



**REMBLAYAGE des 2 RECOUPES MEDIANES
par du REMBLAI CIMENTE POMPE
EXPLOITATION des 2 RECOUPES SUPERIEURES**

FIGURE 3.3.B

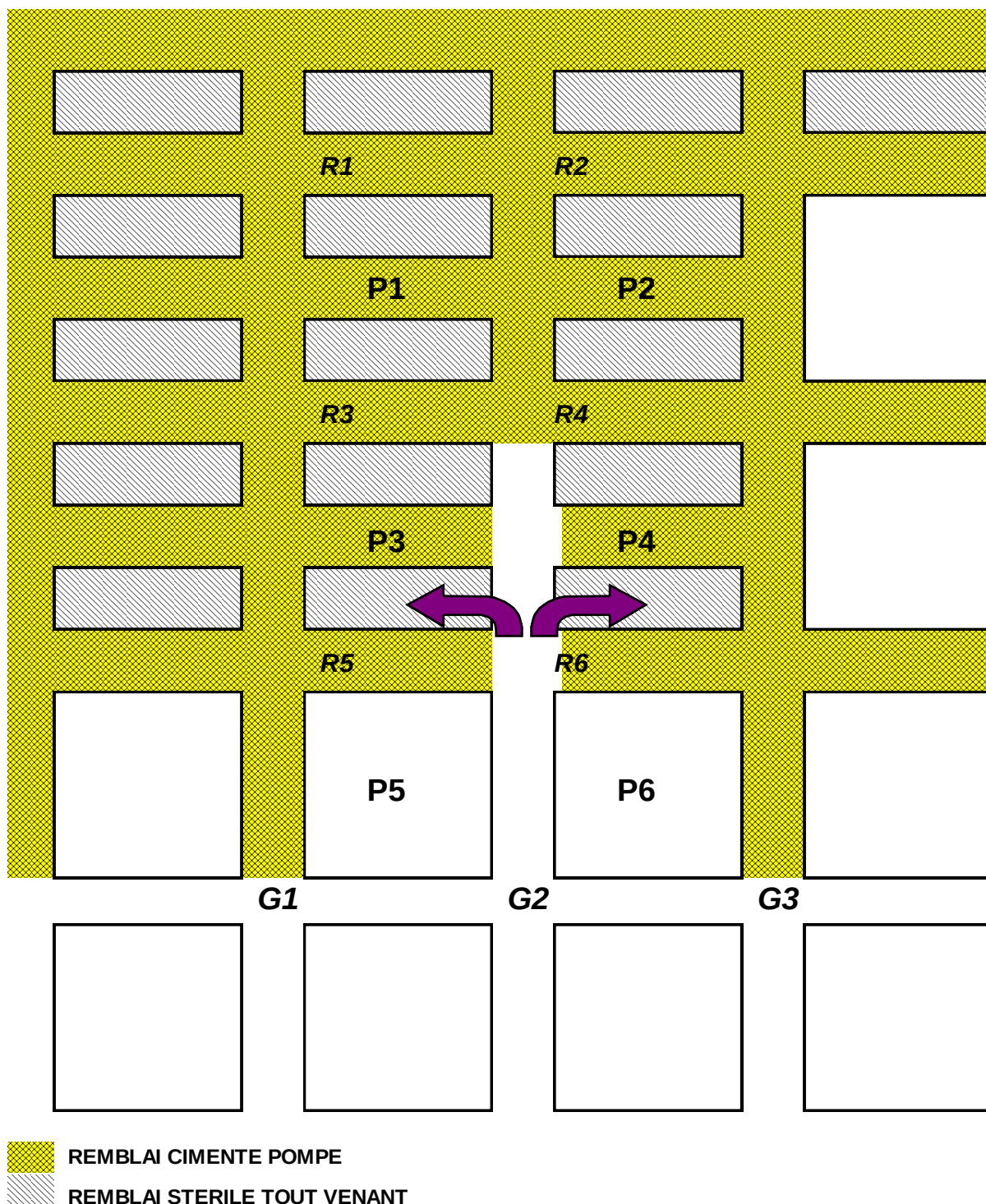
REMBLAYAGE ALTERNE



REMBLAYAGE des 2 RECOUPES SUPERIEURES
avec du TOUT VENANT STERILE
sur 2 METRES de HAUT

FIGURE 3.3.C

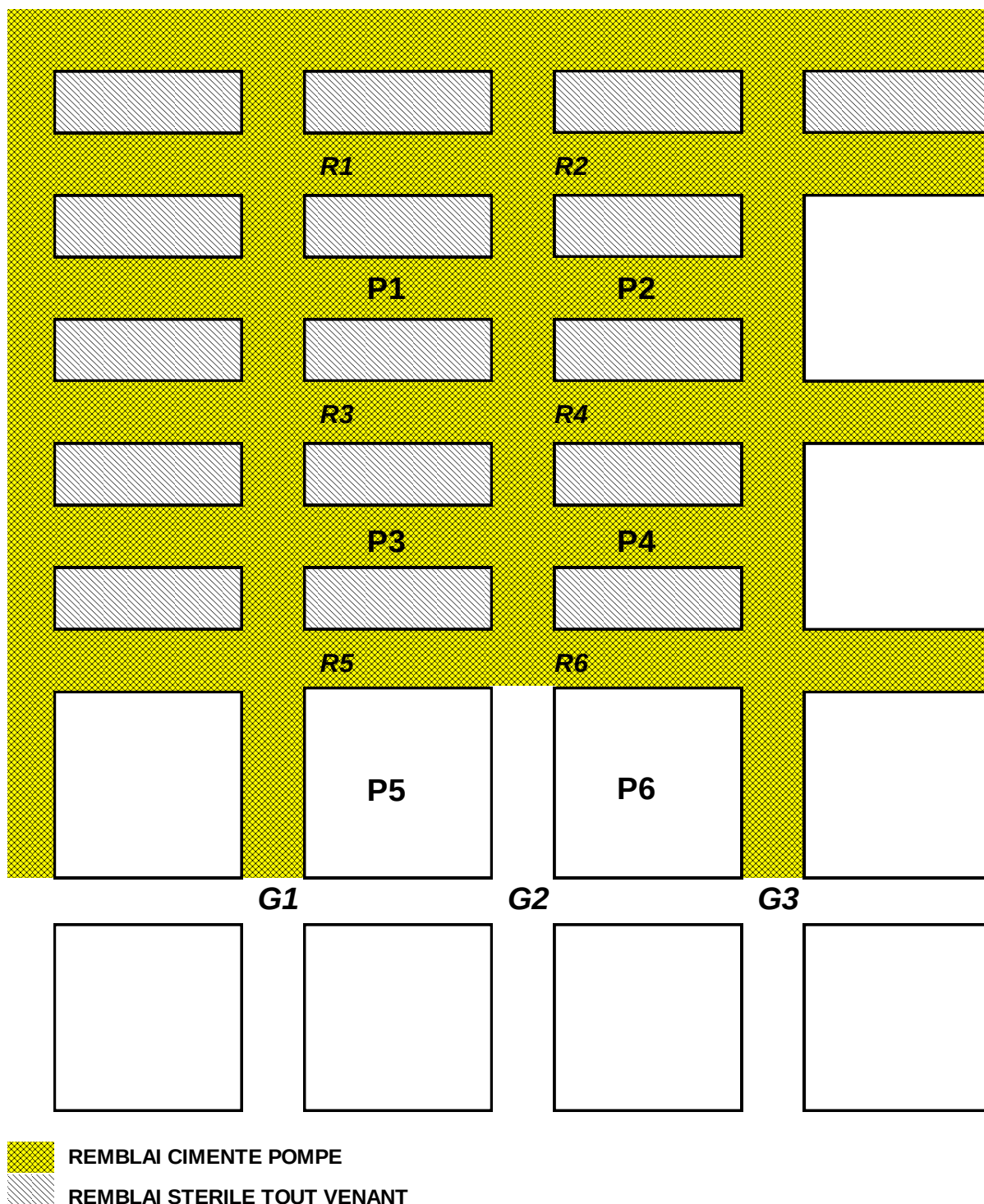
REMBLAYAGE ALTERNE



EXPLOITATION puis REMBLAYAGE des 2 RECOUPES INFERIEURES
avec du TOUT VENANT STERILE
sur 2 METRES de HAUT

FIGURE 3.3.D

REMBLAYAGE ALTERNE



**REMBLAYAGE de la GALERIE MEDIANE G2
 avec du TOUT VENANT STERILE sur 2 METRES de HAUT
 et du REMBLAI CIMENTE POMPE jusqu'au TOIT**

FIGURE 3.3.E

Cette méthode aboutit à une récupération intégrale du minerai.

Par contre elle engendre sans doute un salissage plus important, car la moitié des recoupes sont creusées avec les deux parements, à gauche et à droite, constitués de remblai cimenté.

Il faut également signaler que la mise en place de cette grande quantité de stérile va nécessiter un chassé-croisé de chargeurs-transporteurs assez important et une organisation minutieuse.

Il faudra de plus constituer des stocks tampons de stérile abattu, pour permettre d'effectuer le remblayage au stérile rapidement, afin de ne pas perturber la continuité de l'exploitation, donc de la production.

Remarque 1 : Il faut pouvoir disposer de stérile en quantité suffisante soit :

$$[(18 \times 6 \times 12) + (3 \times 24 \times 6)] \times 2 = 3456 \text{ m}^3$$

de roches foisonnées, c'est à dire :

$$(34566/1,6) \times 2,2 = 4752 \text{ tonnes.}$$

La quantité de stérile disponible au fond est donnée page 16, c'est :

$$T_{sf} = T_{ba} \times (s - c_{benu}/c_{banu})$$

Avec les paramètres pris en compte (voir feuille de calcul page 49) on a :

$$T_{ba} = (18 \times 18 \times 6) \times 3 \times 2,2 = 12830 \text{ tonnes.}$$

$$T_{sf} = 12830 \times (1,20 - 1,05/1,30) = 5033 \text{ tonnes}$$

ce qui permet de faire normalement juste face à la situation. Si par contre le coefficient de sélectivité (c_{banu}) était inférieur à 1,3, il faudrait envisager d'importer du stérile d'un autre quartier, ou de remplacer une partie du remblai sec de la galerie G2 par du remblai cimenté.

3.3.2. CONDITIONS pour ASSURER la STABILITE des TRAVAUX.

Cette méthode dite du remblayage alterné est celle qui conduit aux sollicitations les plus fortes sur le front d'abattage.

On peut s'en convaincre en effectuant un calcul simplifié donnant la valeur approximative du tassement imposé aux zones exploitées donc remblayées.

Dans le cas du remblayage intégral cimenté, on obtient un remblai (sable peu cimenté à forte densité, voisine de 2), dont le module d'élasticité doit être assez voisin de 1000 bar ou $100 \cdot 10^6$ Pa.

Dans le cas du remblai stérile, qui est de la roche abattue mise en place mécaniquement, on aboutit à un module d'élasticité voisin de 350 bar ou $35 \cdot 10^6$ Pa.

Avec ces caractéristiques on peut effectuer les calculs approximatifs suivants:

1°) Calcul du tassement obtenu à l'aplomb des zones intégralement remblayées avec du remblai cimenté sur 3 mètres de hauteur :

$$\Delta h = 3 \times \frac{\sigma_z}{E} \times \frac{1 - \nu}{(1 + \nu)(1 - 2 \times \nu)}$$

$$\sigma_z = \text{contrainte verticale} = 2,6 \times 2,2 \times 10^6$$

$$E = \text{module d'élasticité du sable légèrement cimenté} = 100 \times 10^6$$

$$\nu = \text{coefficient de poisson du sable légèrement cimenté} = 0,2$$

$$\Delta h = 3 \times \frac{5,72 \times 10^6}{100} \times 1,1 = 0,19 \text{ mètres} \\ = 20 \text{ centimètres}$$

2°) Calcul du tassement obtenu à l'aplomb des zones dépilées en damier :

La surface des zones B intégralement remblayées en remblai cimenté clavé est très importante, et ces zones B sont confinées ou contenues par les piliers évidés qui les entourent.

Le tassement résultera essentiellement de celui imposé à ces zones B. Les zones A seront en "îlots" entre des zones B relativement compactes.

$$\Delta h_1 = 3 \times \frac{\sigma_z}{E} \times \frac{1-\nu}{(1+\nu)(1-2\nu)}$$

$$\sigma_z = 2,6 \times 2,2 \times 10^6 \times \frac{\text{largeur } A+B}{\text{largeur } B}$$

$$\sigma_z = 5,72 \times 10^6 \times \frac{54+42}{54}$$

$$\sigma_z = 10,17 \times 10^6 \text{ Pa}$$

$$\Delta h_1 = 3 \times \frac{10,17 \times 10^6}{100} \times 1,1 = 0,33 \text{ mètres}$$

$$= 33 \text{ centimètres}$$

3°) Calcul du tassement des zones exploitées par remblayage alterné :

Ce calcul est bien plus délicat à entreprendre de façon simpliste.

On l'assimile au tassement qu'on obtiendrait par un remblai composé de 1,5m de stérile sur lequel reposerait 1,5m de remblai cimenté clavé.

Le remblai stérile se tasse de :

$$(2,6 \times 2,2 \cdot 10^6) / 35 \times 10^6 \times 1,1 \times 1,5 = \mathbf{0,27 \text{ m}}$$

Le remblai cimenté se tasse de :

$$(2,6 \times 2,2 \times 10^6) / 100 \times 10^6 \times 1,1 \times 1,5 = \mathbf{0,10 \text{ m}}$$

$$h_2 = 0,27 + 0,10 = \mathbf{0,37 \text{ m}}$$

$$= \mathbf{37 \text{ centimètres}}$$

La valeur de tassement, ainsi calculée d'une manière simpliste, est certainement dépassée, car elle implique un clavage parfait de toute la zone remblayée, ce qui sera souvent difficile à réaliser intégralement. On peut finalement estimer que h_2 pourrait atteindre **0,50 m**, valeur qui a été confirmée par des calculs en éléments finis.

Le tassement des zones remblayées conduit à engendrer des surcharges sur la zone en cours d'exploitation, qui est en bordure de la zone remblayée, par pincement de ces bordures.

On sait par l'expérience d'AKOUTA NORD, qu'un tassement de 20 cm provenant d'un remblayage intégral par un remblai cimenté pompé, engendre une pression sur le front en exploitation qui ne pose aucun problème.

Un tassement double conduit, d'après les calculs de stabilité, à une mise en charge qui peut devenir trop importante. On montrera que cette charge est du même ordre de grandeur que celle imposée sur les chambres de défilage d'un front foudroyé (voir Annexe 1, page 80).

Malgré ces sollicitations importantes, la méthode de remblayage alterné impose de récupérer le minerai de 2 recoupes sur 3, dans la zone de vieux travaux, ce qui est un handicap important : en effet ces deux recoupes à exploiter, ont leurs deux parements qui appartiennent à des piliers en remblai cimenté, dont l'un est mal confiné, puisqu'il ne s'appuie que sur du stérile foisonné, sur seulement les 2/3 de sa hauteur.

Pour pallier cet handicap, il faudra sans doute adapter le boulonnage, soigner tout particulièrement le clavage et réserver cette façon d'exploiter aux zones dites en "îlots", car leur surface réduite entraîne une diminution de la mise en charge imposée aux vieux travaux et aux bordures qui les limitent.

Remarque 2 : *Il faut non seulement utiliser cette méthode en "îlots" mais encore respecter scrupuleusement les règles régissant la géométrie des fronts.*

Remarque 3 : *Si cette méthode était mise en œuvre avec du remblai mécanique (chargeurs-transporteurs et pousse-béton), il faudrait s'efforcer de remplir totalement les recoupes traitées avec du remblai sec grâce au pousse-béton, et remblayer intégralement G2 avec du remblai cimenté, pour mettre toutes les chances de son côté.*

3.3.3. BILAN DES AVANTAGES.

1) Sur le plan de la formation.

La mise en service de cette méthode ne perturbera pas les habitudes de la Maîtrise et du Personnel d'exécution,

2) Sur le plan du taux de défruitement.

Le **taux de défruitement** est égal à 100%.

3) Sur le plan du remblayage.

La réduction d'environ **40% des quantités de remblai cimenté** conduit, comme pour la méthode en damier, à une réduction sensible du coût de l'uranium. Du fait que le taux de défruitement est supérieur à celui de la méthode en damier, l'amélioration n'en ait que plus sensible. Elle est évaluée à environ 1300 F. CFA au kilogramme d'URANIUM.

La feuille de calcul et les courbes de gains engendrés par cette méthode se trouvent à la fin du chapitre 3.3. (pages 49 à 52).

3.3.4. BILAN DES INCONVENIENTS.

1) Sur le plan de la manipulation du stérile destiné au remblayage de la moitié des recoupes.

Il faut disposer d'une grande quantité de stérile et la manipulation de cet important tonnage de matériaux nécessite une organisation minutieuse.

2) Sur le plan de la productivité.

La productivité en tonne brute abattue pourrait être légèrement inférieure à celle obtenue avec la méthode de dépilage en damier car il faut mettre en place une quantité supérieure de stérile.

3) Sur le plan du salissage.

Cette méthode risque d'être assez salissante.

4) Sur le plan de la géométrie du front et de la tenue des terrains.

D'une part, il faudra presque certainement exploiter simultanément 4 piliers en les décalant pour éviter les fronts alignés, car 4 points d'attaque sont nécessaires pour assurer la continuité de la production, d'autre part, on a vu que cette méthode engendrait une charge importante sur les chantiers en cours d'exploitation.

Dans la phase terminale du creusement des recoupes le long du front de dépilage, il est indispensable d'aller vite, et il faut donc prendre les mesures nécessaires pour que les tirs sélectifs, s'ils existent, ne ralentissent pas le déroulement des travaux miniers.

*Du fait qu'elle diminue la quantité de remblai à mettre en place, tout en garantissant une récupération totale du gisement, cette méthode dégage un gain intéressant. Par contre, elle est à réserver **impérativement**, dans un premier temps, à une **géométrie en îlots**. Si les essais entrepris en îlots s'avèrent satisfaisants, on pourra alors tenter une mise en œuvre dans des surfaces exploitées plus vastes, moyennant quelques précautions supplémentaires, telles que l'introduction du boulonnage long.*

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

REMBLAYAGE ALTERNE			Tonnage en place	22 810
PARAMETRES de la METHODE et du QUARTIER				
Tonnage abattu de référence (t)	Tba	12 831	Densité du minerai d	2,20
Taux défrètement traçage (%)	trra	43,75	Teneur (0/00) t	4,50
Taux défrètement final	tfin	100,00	Coefficient teneur stérile ts	0,20
Taux remblayage final (%)	tremb	54,20	Charge par godet (t) go	9,00
Ouverture moyenne (m)	H	3,00	Distance de roulage (m) Dr	360
Coefficient de salissage s		1,20	Boulons par m2 (u) bo	1,20
Brut abattu sur net usine	cbanu	1,30	Mètres foration par tonne mf	1,50
Brut extrait sur net usine	cbenu	1,05	Rendement usine ru	0,93
DEPENSES (CFA)				
ABATTAGE	COUT UNITAIRE		NOMBRE D'UNITES	DEPENSE
Chargement-Transport	Vfc	13 108	1 232 km	16 145 156
Purge	Vfp	1 466	1 944 m2	2 849 481
Boulonnage	Vfb	5 298	2 333 u	12 359 326
Foration	Vff	606	19 246 m	11 660 611
Minage	Vfm	603	12 831 t	7 732 469
Divers Régie	Vfr	411	12 831 t	5 277 987
TOTAL ABATTAGE				56 025 030
REMBLAYAGE	Cre	12 489	7 391 m3	92 313 521
Extraction	Cfe	211	10 363 t	2 182 854
TOTAL EXTRACTION MINE				150 521 405
USINE	Cu	15 000	9 870 t	148 045 262
TOTAL				298 566 667
Teneur minerai usine			5,39	
URANIUM PRODUIT	U	t	49,48	
PRIX du KILO d'URANIUM	Cfa		6 034	

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

REMBLAYAGE ALTERNE

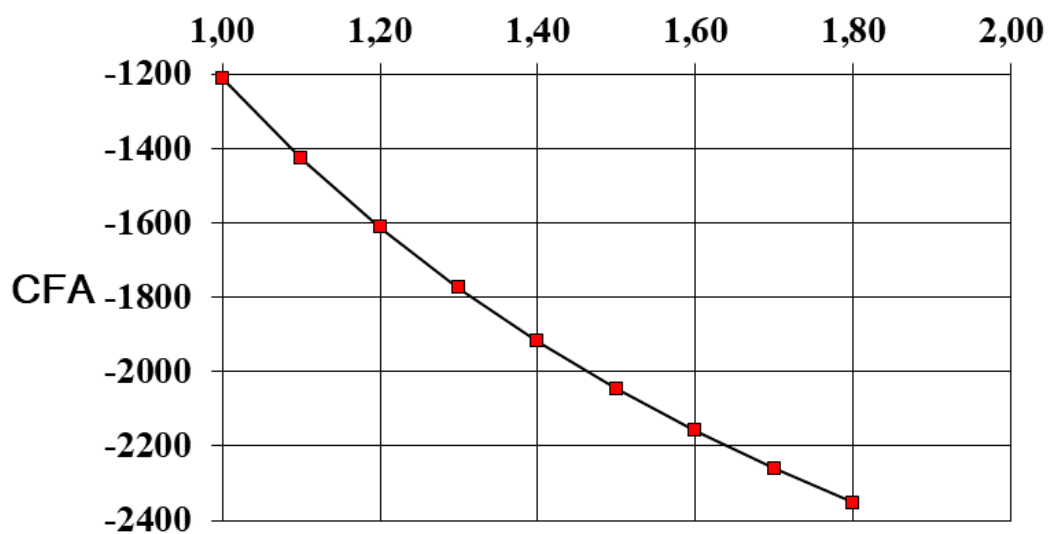
INFLUENCE de la SELECTIVITE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

Cbanu	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	-1211
1,10	-1427
1,20	-1613
1,30	-1775
1,40	-1918
1,50	-2045
1,60	-2159
1,70	-2261
1,80	-2353

INFLUENCE de la SELECTIVITE

BRUT ABATTU / NET USINE



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

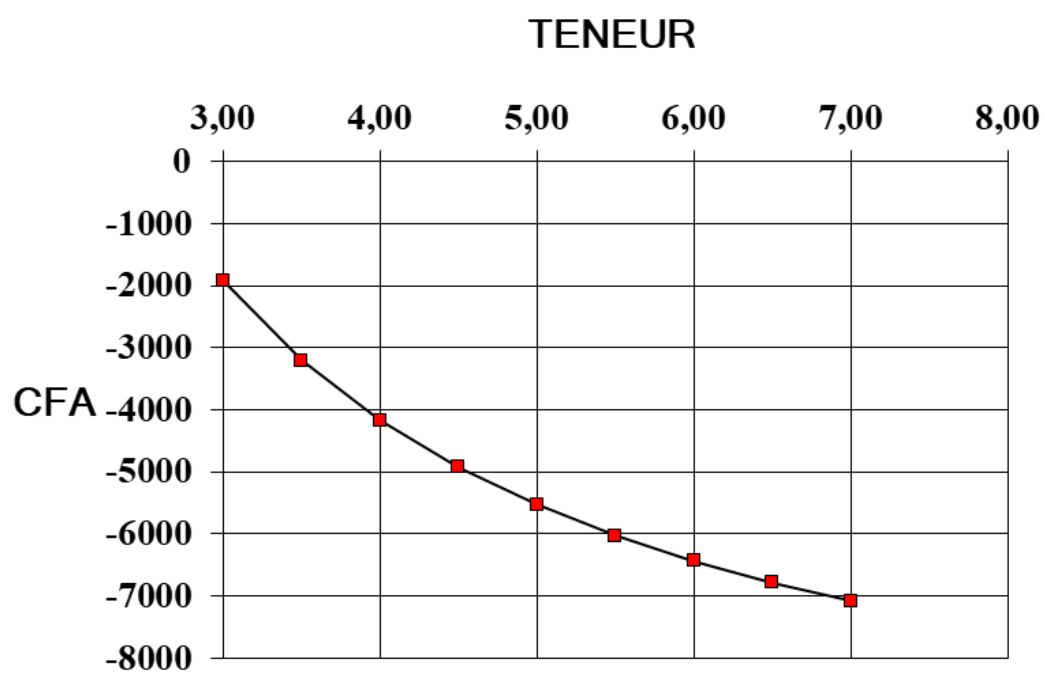
REMBLAYAGE ALTERNE

INFLUENCE de la TENEUR

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

t	CFA/Kg.d'URANIUM
3,00	-1912
3,50	-3205
4,00	-4175
4,50	-4929
5,00	-5533
5,50	-6026
6,00	-6438
6,50	-6786
7,00	-7084

INFLUENCE de la TENEUR



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

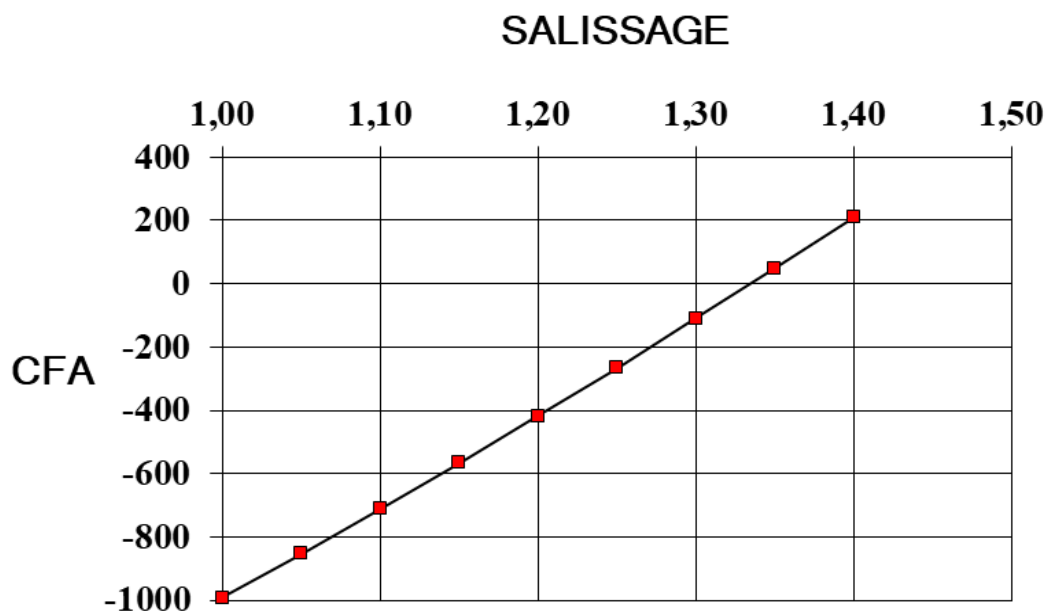
REMBLAYAGE ALTERNE

INFLUENCE du SALISSAGE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

S	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	-992
1,05	-853
1,10	-711
1,15	-566
1,20	-417
1,25	-266
1,30	-111
1,35	48
1,40	210

INFLUENCE du SALISSAGE



3.4. DEPILAGE AVEC FOUDROYAGE.

Cette méthode, dite aussi des chambres et piliers foudroyés, s'inspire des pratiques mise en œuvre pendant près d'un siècle dans différents bassins miniers dans le monde et plus précisément les mines de fer de Lorraine, avec un succès incontesté, tant sur le plan de la productivité que sur celui de la sécurité.

3.4.1. CONDITIONS D'APPLICATION DE LA METHODE.

A Akouta, les conditions géologiques et techniques sont, à la fois favorables sur certains points à l'application de cette méthode, et défavorables sur d'autres :

1)° Les profondeurs, 260 m à Akouta ou 240 m à Mairy, Boulogny, Joudreville etc. sont comparables et engendrent des contraintes σ_z de même ordre de grandeur :

$$\begin{aligned}\sigma_z &= 260 \times 0,022 \times 10^6 = \mathbf{5,7 \times 10^6} \text{ Pa à Akouta} \\ \sigma_z &= 240 \times 0,025 \times 10^6 = \mathbf{6,0 \times 10^6} \text{ Pa en Lorraine}\end{aligned}$$

2°) Les résistances en compression simple sont là encore du même ordre de grandeur. Le critère de faisabilité de la méthode exige que la résistance élastique du minerai soit supérieure ou égale à 2 fois σ_z , c'est à dire :

$$R_E > 2 \times \sigma_z$$

Cette condition est remplie à Akouta, car $13,7 \times 10^6$ Pa est effectivement supérieur à $2 \times 5,71 \times 10^6$ Pa.

3°) Malheureusement les traçages effectués à Akouta, avec un taux de défrètement de 44%, dépassent le taux limite pratiqué dans les mines de fer de Lorraine, puisque celui-ci varie généralement de 35 à 40%. En première approximation, ce dépassement ne paraît pas prohibitif.

4°) La configuration de ces traçages, découpant des piliers de 18m x 18m, n'est pas la solution idéale pour y établir des recoupes de dépilage foudroyé. On va être conduit à Akouta, d'une part à augmenter la surface de ces recoupes, et d'autre part à généraliser le dépilage en double aile. Ces façons de faire, qui s'écartent des pratiques les plus sûres, vont imposer l'usage du boulonnage long avec ancrage réparti.

En conclusion, si de nouveaux quartiers devaient être ouverts avec l'intention d'y pratiquer ultérieurement le foudroyage, il serait souhaitable d'y adopter, dès le traçage, une géométrie favorisant l'implantation des recoupes de dépilage foudroyé aux dimensions correctes.

5°) L'usage du défilage foudroyé impose que le toit soit foudroyable sans que l'on atteigne des découverts importants. Ceux-ci sont en effet à l'origine de coups d'air, et favorisent la naissance des coups de charge sur le front. L'usage veut que le foudroyage ait lieu sans que l'on enregistre un vide de plus de 60 m de largeur.

Cette question essentielle, qui doit faire l'objet d'un souci particulier de la part de l'exploitant, a été tout spécialement étudiée.

D'après les calculs tous les bancs du toit immédiat vont se rompre, donc se foudroyer, avant que le front n'ait progressé de 60 mètres, si leurs épaisseurs sont inférieures à six mètres.

Or les bancs du toit immédiat ont très rarement à AKOUTA des épaisseurs supérieures à 6 mètres, et de plus, ces épaisseurs sont toujours variables ou discontinues. En effet, ces bancs sont traversés longitudinalement, tous les 30 mètres en moyenne, par des chenaux qui les ont érodés sur plusieurs mètres d'épaisseur.

On peut penser :

- que le foudroyage du premier banc sera aisé et provoquera un foudroyage sur 6 ou 7 mètres de hauteur, en laissant un vide de l'ordre du mètre,

- que les bancs immédiatement supérieurs devraient se rompre avant d'atteindre 60 m de longueur de front, en venant reposer sans dislocation sur les 6 à 7 mètres de masses rocheuses foudroyées appelés "bancs gisants".

Seuls des essais in situ pourront confirmer ou infirmer ce pronostic initial, favorable au foudroyage.

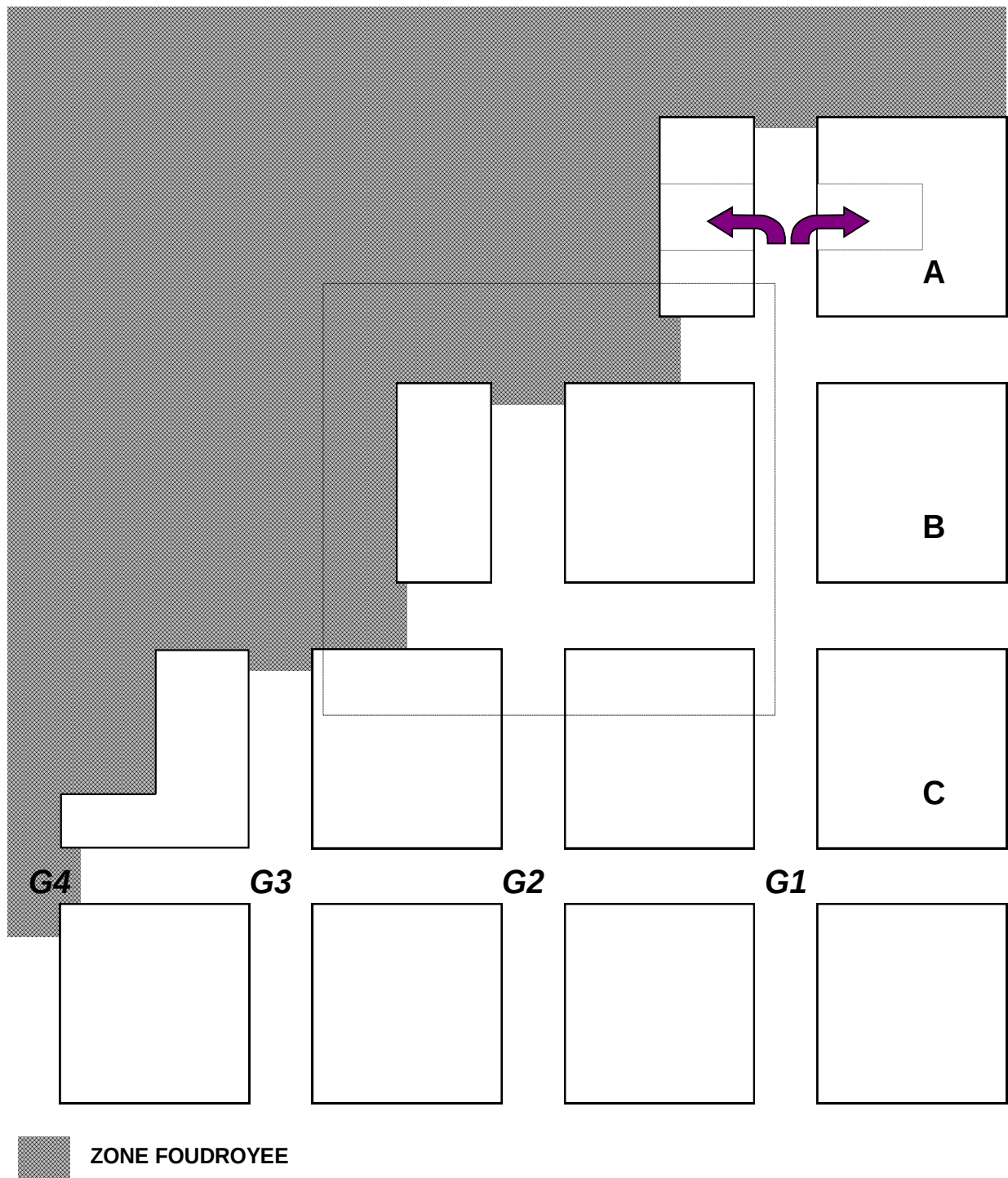
3.4.2. DESCRIPTION DE LA METHODE.

Du fait que le découpage effectué jusqu'à présent à Akouta dans la phase de traçage, en créant des piliers de 18m x 18m, n'est pas particulièrement favorable au défilage foudroyé (voir § 3.4.1), un schéma d'exploitation spécifique a été mis au point pour contourner cette difficulté.

En s'inspirant des techniques pratiquées à la mine de Mairy, consistant à mettre en place des boulons de 6 mètres de longueur dans des galeries ayant 4 à 5 mètres de hauteur, un compromis assurant la sécurité et la faisabilité technique de la méthode pourra être trouvé à Akouta, moyennant l'usage d'un boulonnage long, de 4 mètres ou 4,5 mètres, à ancrage réparti.

Les 8 figures 3.4.A à 3.4.H (pages 55 à 62), décrivent parfaitement les différentes phases des opérations du défilage foudroyé.

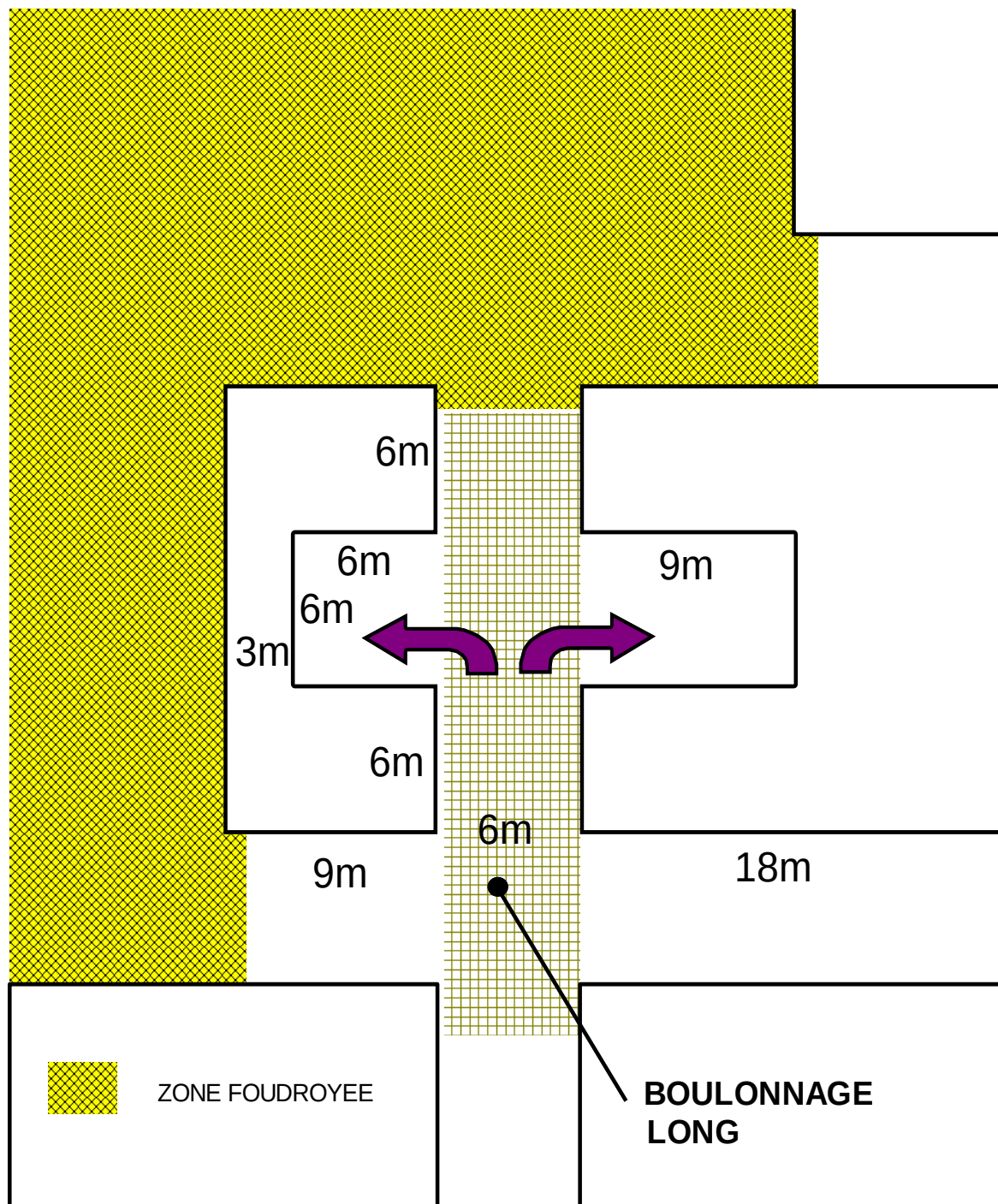
DEPILAGE PAR FOUDROYAGE



FORME du FRONT de DEPILAGE
DECALAGE des PILIERS

FIGURE 3.4.A

DEPILAGE PAR FOUDROYAGE

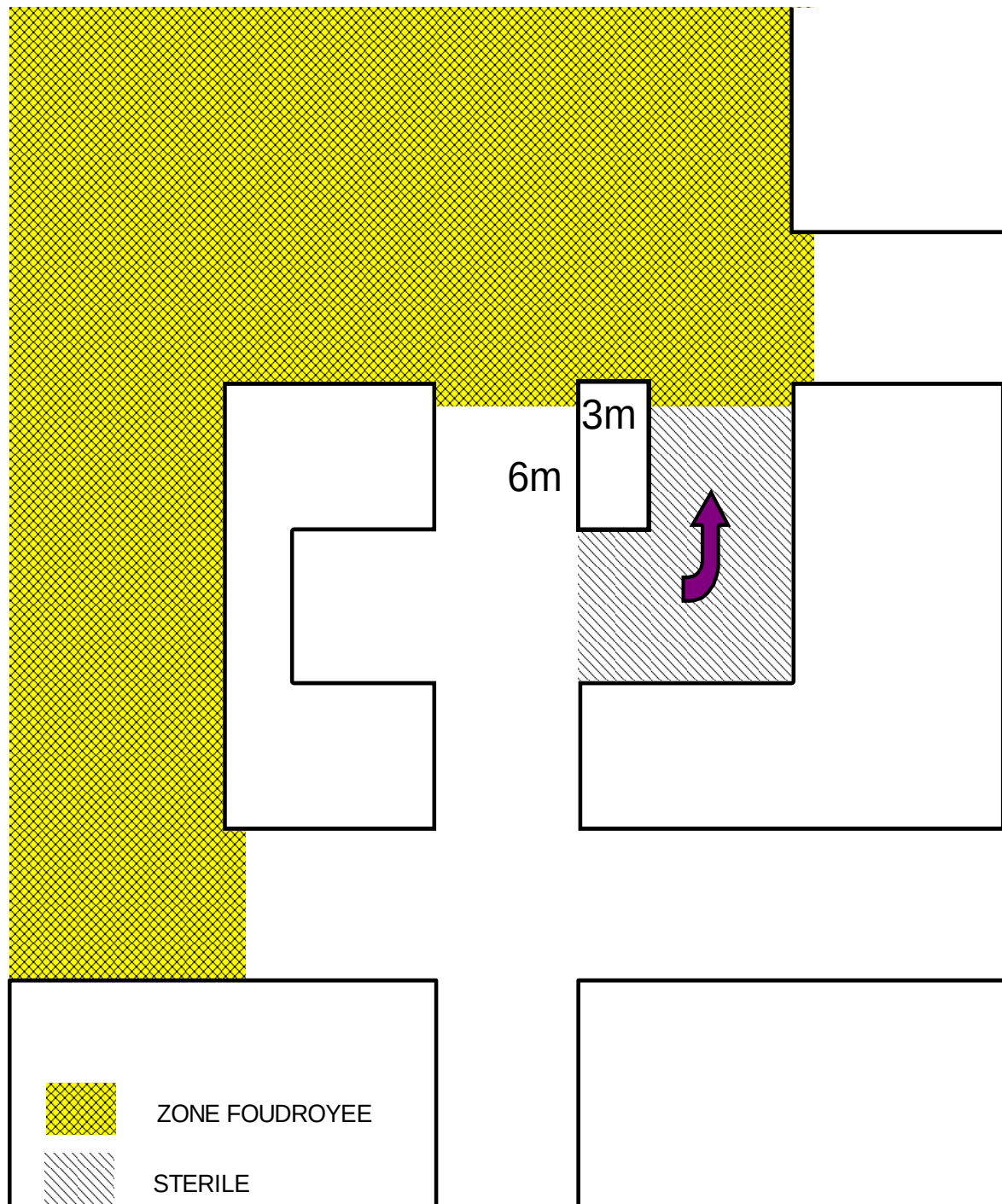


STADE N°1

CREUSEMENT des 2 DEMI-RECOUPES MEDIANES
LONGUEUR : 9 m à droite - 6 m à gauche
LARGEUR : 6m

FIGURE 3.4.B

DEPILAGE PAR FOUDROYAGE

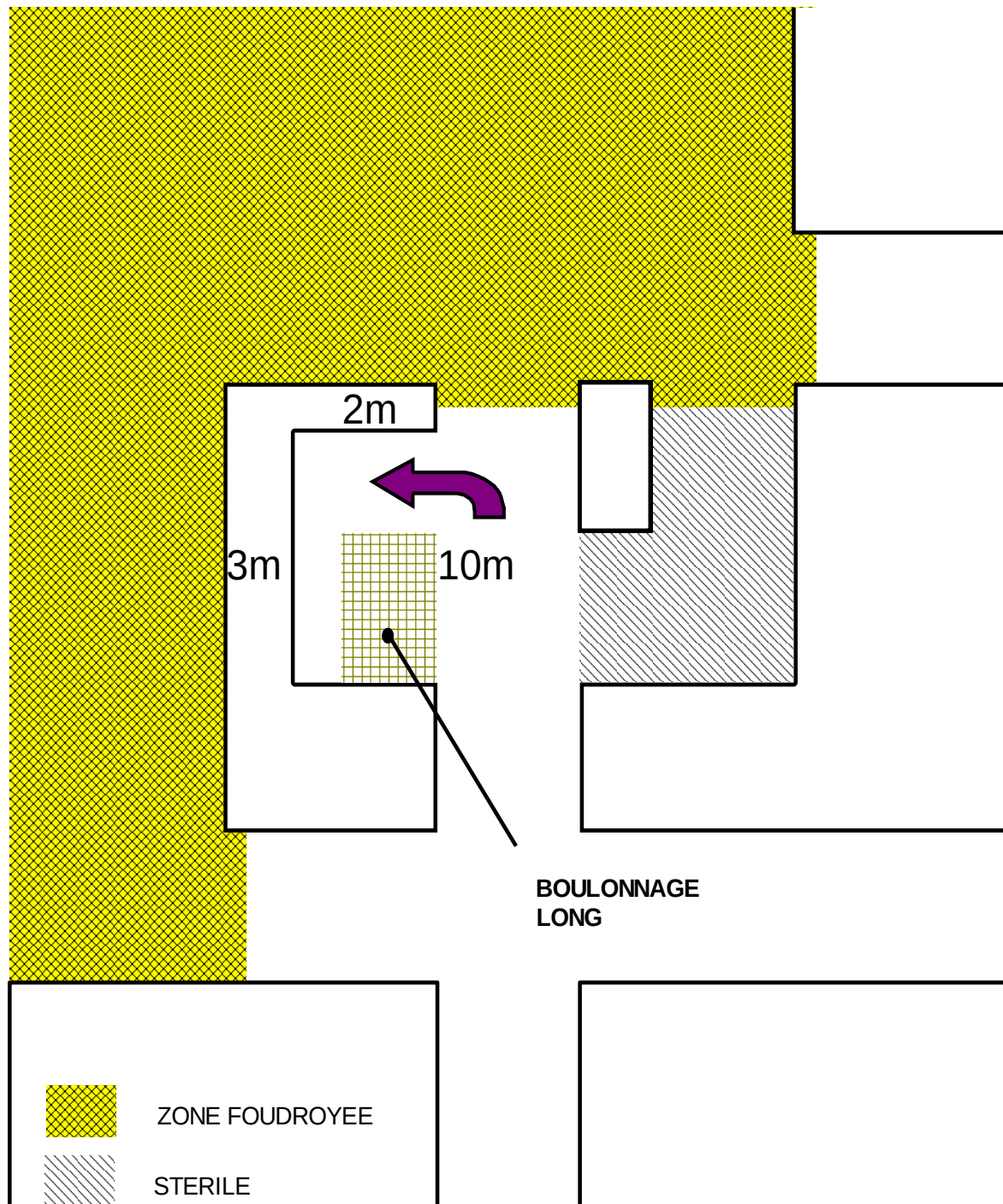


STADE N°2

**CREUSEMENT de la REFENTE de DROITE
CONSTITUTION d'une QUILLE RESIDUELLE
REMBLAYAGE STERILE de la RECOUPE de DROITE**

FIGURE 3.4.C

DEPILAGE PAR FOUDROYAGE

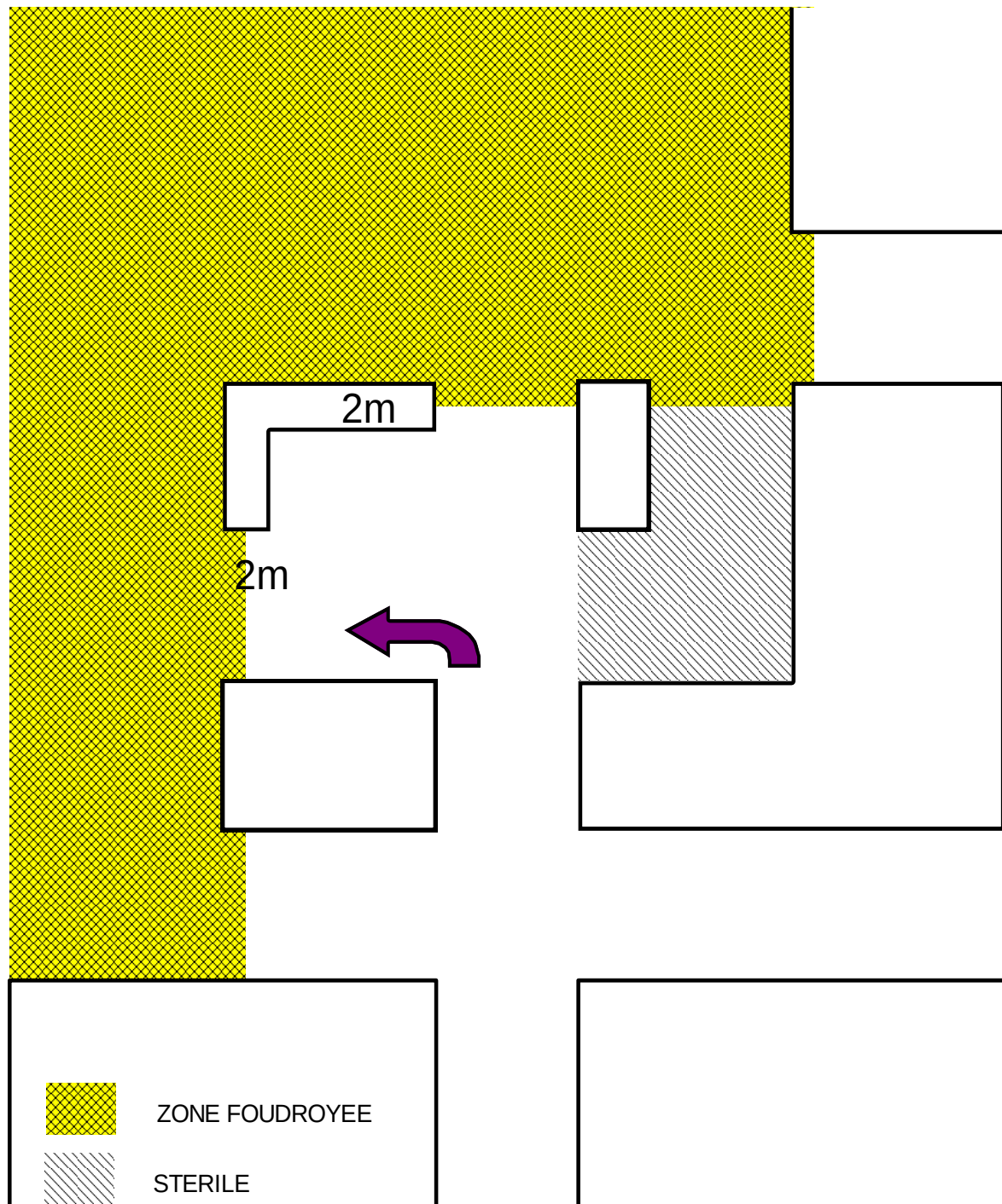


STADE N°3

**ELARGISSEMENT de la RECOUPE de GAUCHE
CONSTITUTION d'un RIDEAU de 2m d'EPAISSEUR**

FIGURE 3.4.D

DEPILAGE PAR FOUDROYAGE

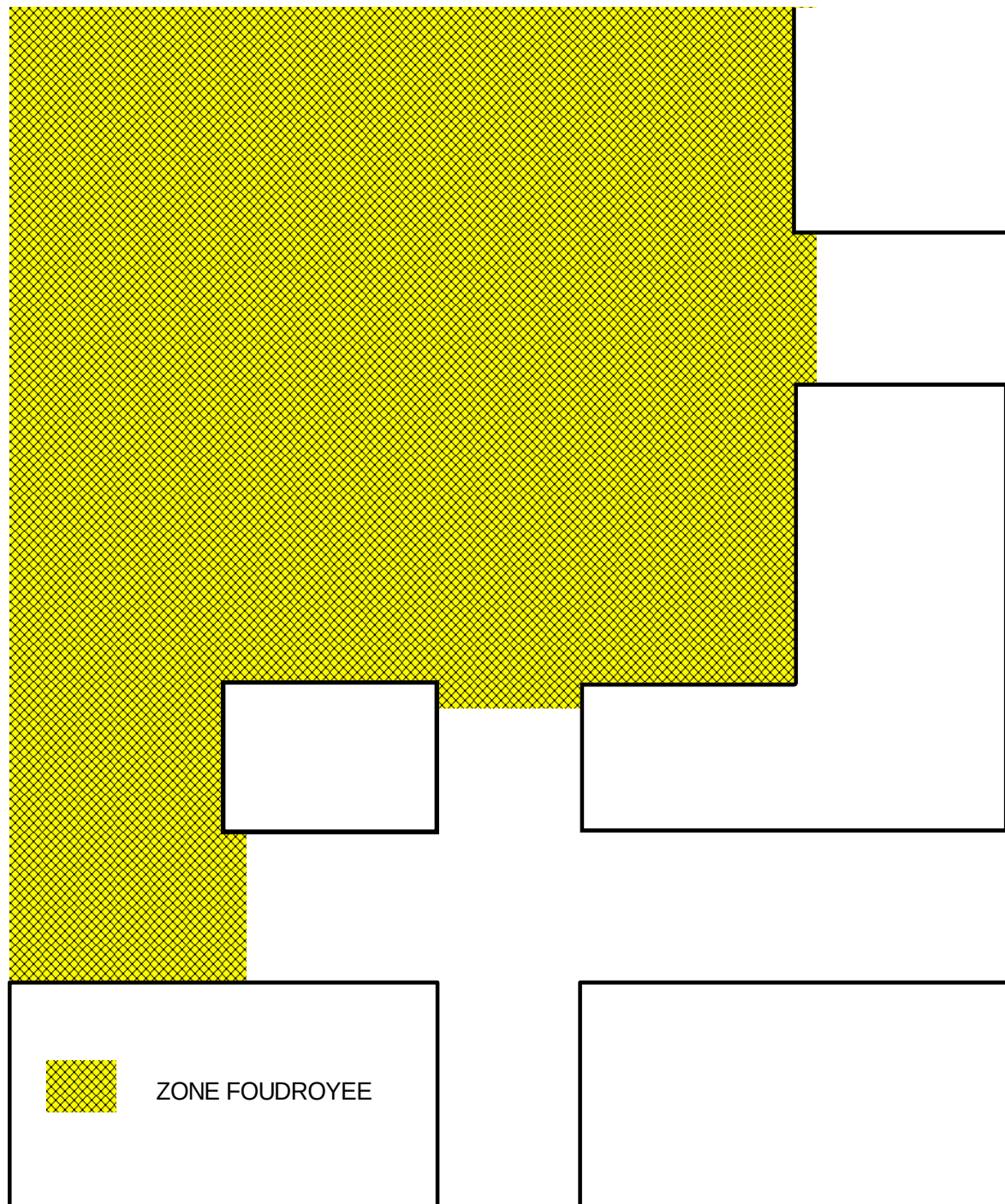


STADE N°4

**AMAIGRISSEMENT du RIDEAU de GAUCHE
PERCEMENT du RIDEAU de GAUCHE sur 6m de LARGEUR**

FIGURE 3.4.E

DEPILAGE PAR FOUDROYAGE

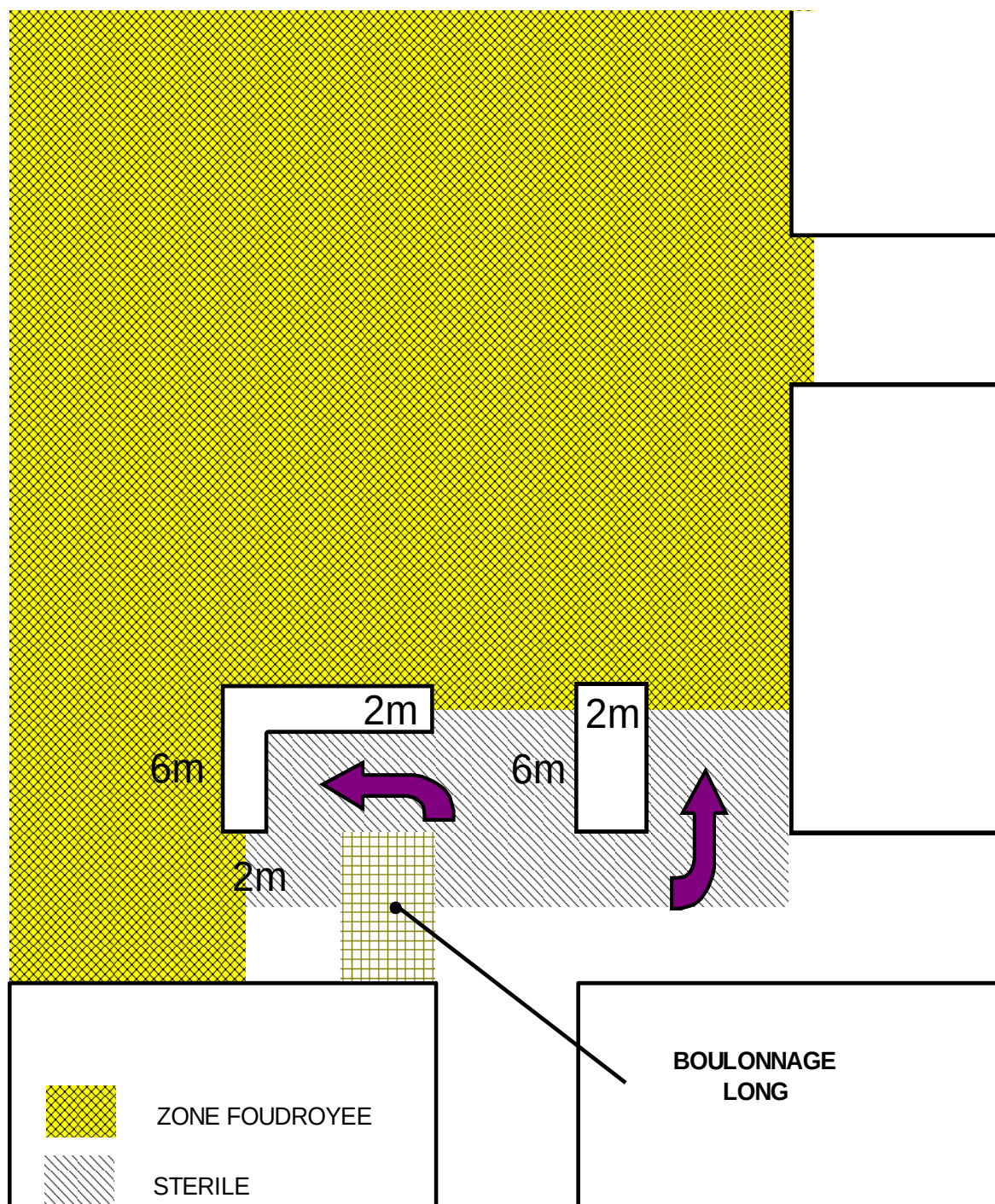


STADE N°5

**FOUDROYAGE de la QUILLE de DROITE
et du RIDEAU de GAUCHE**

FIGURE 3.4.F

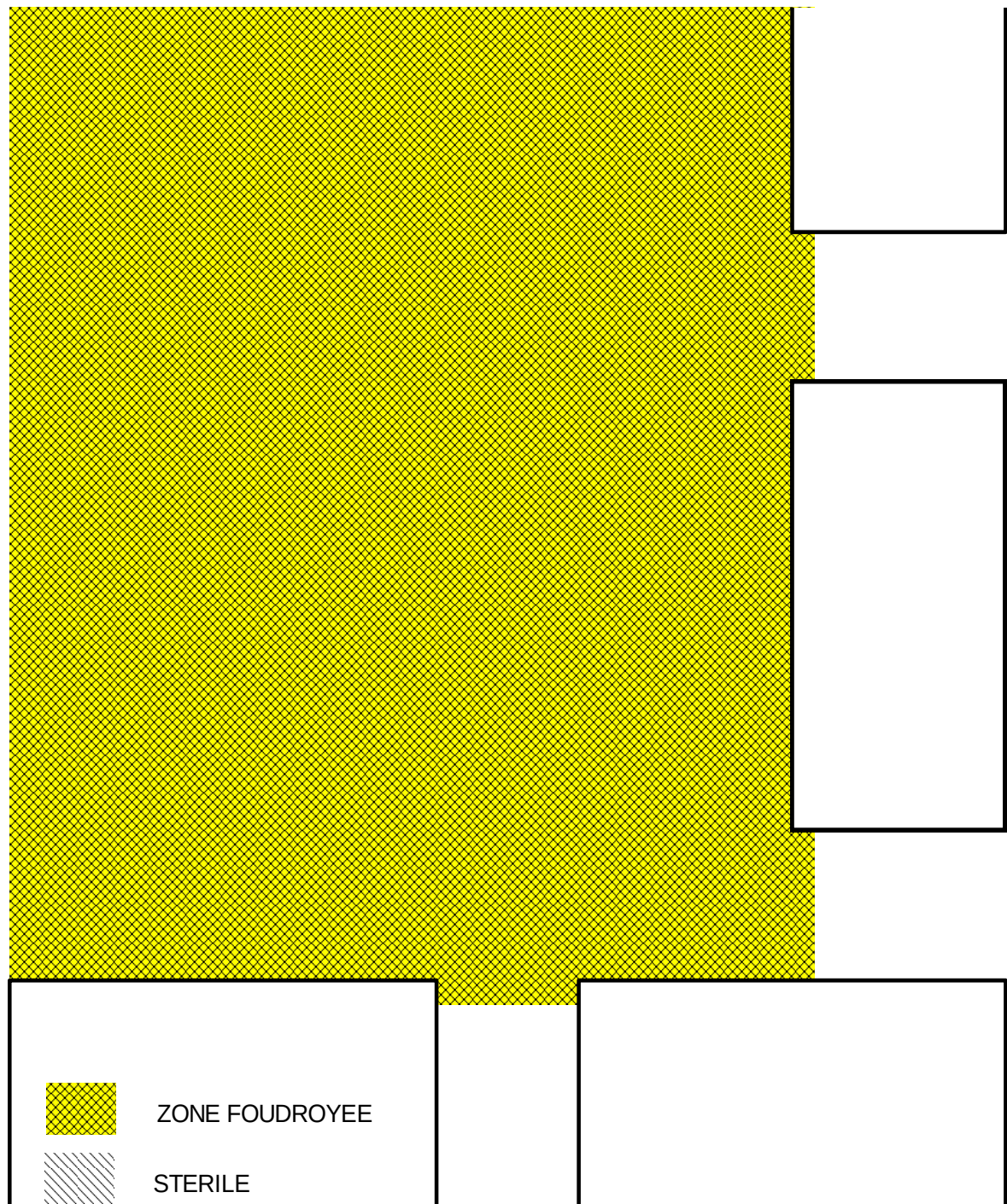
DEPILAGE PAR FOUDROYAGE



STADE N°6
CONSTITUTION d'une QUILLE RESIDUELLE à DROITE (idem stade n°2)
STADE N°7
CONSTITUTION d'un RIDEAU RESIDUEL à GAUCHE (idem stades n°3 et n°4)
REMBLAYAGE STERILE

FIGURE 3.4.G

DEPILAGE PAR FOUROYAGE



STADE N°8

SECOND FOUROYAGE
QUILLE de DROITE et RIDEAU de GAUCHE

FIGURE 3.4.H

FIGURE 3.4.A : (page 55)

Le front de défilage forme une ligne instaurant un décalage entre les piliers de 18m x 18m dont le défilage est entrepris. Il faut absolument éviter l'alignement des piliers car on est alors contraint de réaliser sur chacun d'eux la même séquence de phases d'exploitation au même moment, ce qui est très difficilement réalisable en pratique.

A partir des galeries G₁, G₂, G₃ et G₄, on creusera à gauche et à droite des recoupes de 9 mètres de longueur et de 6 mètres de largeur. Ces recoupes atteignent donc le milieu des piliers de 18m x 18m. On pratique le défilage foudroyé sur deux moitiés de pilier à partir d'une des galeries G₁, G₂, G₃, G₄. Les demi-piliers intéressés par les opérations de défilage sont décalés. A un instant donné, toutes les opérations de défilage sont à des stades de leur séquence d'exploitation différents.

Le demi-pilier de la ligne A en est au creusement de la recoupe médiane, le demi-pilier de la ligne B est encore intact, le demi-pilier de la ligne C en est à la phase terminale de son défilage.

Les défilage en géométrie et en séquence d'exploitation doivent impérativement être respectés.

Les figures suivantes décrivent les opérations de défilage foudroyé concernant les seuls demi-piliers encore intacts de la ligne B, ce qui correspond à la portion de figure contenue à l'intérieur du rectangle en trait mixte.

FIGURE 3.4.B : **STADE n°1** (page 56)

On creuse deux recoupes médianes, la première à gauche ayant 6 mètres de profondeur et 6 mètres de largeur. Elle laisse contre la zone foudroyée un rideau de 3 mètres d'épaisseur, la seconde à droite avec 9 mètres de profondeur et 6 mètres de largeur.

Au préalable on aura mis en place dans la galerie G₂, sur 24 mètres de longueur, comme représenté sur le schéma, des boulons à ancrage réparti de 4,5m de longueur, en plus des boulons de 1,8m déjà mis en place lors du traçage. On disposera 4 à 5 boulons longs par mètre de galerie soit environ 1000 à 1200 boulons.

FIGURE 3.4.C : **STADE n°2** (page 57)

A partir de la recoupe de droite, on perce une refente de 6 mètres de longueur sur 6 mètres de largeur vers la zone foudroyée. On laisse donc à l'entrée de la recoupe, un pilier de 6 mètres de long et de 3 mètres de large. Ce pilier ne sera jamais amaigri, et dès cet instant, on peut y forer les trous de torpillage en les chargeant d'explosifs amorcés au cordeau détonant replié dans chaque trou, opération courante dite de prétorpillage.

On peut alors déposer dans la recoupe de 9m de longueur et dans la refente tout le stérile provenant de la sélectivité que l'on peut y loger, soit approximativement :

$$[(6 \times 9) + (6 \times 6)] \times 2 = 180 \text{ m}^3$$

de roche stérile foisonnée, c'est à dire :

$$(180 / 1,6) \times 2,2 = 247 \text{ tonnes}$$

Dans le même, temps on renforce par une trentaine de boulons de grande longueur les trois premiers mètres de la recoupe de gauche qui ne mesure que 6 mètres de profondeur.

FIGURE 3.4.D : **STADE n°3 (page 58)**

Ce stade peut commencer dès les opérations de mise en place du stérile décrites ci-dessus.

On élargit cette recoupe, ayant 6 mètres de largeur sur 6 mètres de profondeur, en la portant à 10 mètres de largeur. A ce stade on est protégé du foudroyage par un rideau de 3 m de largeur à gauche et de 2 m pour le rideau du haut.

On procède alors au prétorpillage du rideau du haut ayant 2 m d'épaisseur.

FIGURE 3.4.E : **STADE n°4 (page 59)**

On amaigrit le rideau de gauche ayant 3 m d'épaisseur, en le portant à 2 m d'épaisseur.

En même temps, on perce complètement ce rideau sur 6 m de largeur jusqu'à déboucher sur le foudroyage.

Après marinage de ce tir de percement, si l'état du toit de la chambre le permet, on dispose du remblai stérile sur 2 mètres d'épaisseur dans toute la chambre.

FIGURE 3.4.F : **STADE n°5 (page 60)**

On procède ensuite, le plus rapidement possible après les opérations du stade n°4, au tir de torpillage de la quille et des rideaux.

FIGURE 3.4.G : **STADES n°6 et n°7 (page 61)**

On procède de la même manière pour le dépilage de la bande inférieure, tout d'abord en constituant la quille résiduelle de 6m x 3m (stade n°6), puis en constituant le rideau de 2 mètres d'épaisseur. Une trentaine de grands boulons sont encore nécessaires (stade n°7).

On prépare le torpillage de la chambre et de la même manière qu'au stade n°2, on remblaye au stérile la chambre résiduelle, toujours si la tenue du toit de la chambre le permet.

FIGURE 3.4.H : **STADE n°8** (page 62)

La séquence d'exploitation se termine par le tir de foudroyage de la quille et du rideau résiduels.

Dans l'ensemble des demi-piliers ainsi exploités, le tonnage abattu de référence (Tba) est de :

$$[(2 \times 18 \times 9) - 2 \times (13 \times 2) - 2 \times (3 \times 6)] \times 3 \times 2,2 = \mathbf{1557 \text{ tonnes}}$$

Ce qui correspond à un taux de défruitement final (tfin) de :

$$[24 \times 24] / [(2 \times (13 \times 2) - 2 \times (3 \times 6))] = \mathbf{84,7\%}$$

Remarque : On peut placer au total environ 2 x 247 J 500 tonnes de roches stériles foisonnées. Si l'on dispose d'un chargeur-transporteur télécommandé, on doit pouvoir en placer plus, mais on sera de toute manière limité par le temps, vu la précarité de la tenue de la chambre parvenue à ce stade.

On considérera que l'on peut placer en moyenne 750 tonnes de stériles pendant l'exploitation de demi-piliers.

La quantité de stérile disponible au fond est donnée page 16, c'est :

$$Tsf = Tba \times (s - cbenu/cbanu)$$

Avec les paramètres pris en compte (voir feuille de calcul page 69) on a:

$$Tsf = 1557 \times (1,15 - 1,05/1,30) = 532 \text{ tonnes}$$

Le dépilage par foudroyage permet donc de se débarrasser des stériles provenant des quartiers à forte sélectivité sans aucun problème.

3.4.3. STABILITE DES STRUCTURES MISES EN OEUVRE.

Les études de foudroyabilité ont été évoquées et elles ont montré que normalement le foudroyage devrait être obtenu sur moins de 60 m de découvert.

Les rideaux et quilles résiduelles sont entrés en post-rupture, mais ils résisteront suffisamment puisqu'ils sont frettés par du foudroyage ou par le dépôt du remblai stérile, pendant la faible durée de vie qui leur est impartie ; on se trouve cependant dans des conditions analogues à celles des mines de fer. Il faudra veiller par mesure de sécurité, à ne pas inclure de journées non travaillées entre le stade 7 (perçement du dernier rideau) et le stade 8 (torpillage).

Le seul problème vraiment délicat est la tenue d'une grande surface du toit, $(10 \times 18) = 180 \text{ m}^2$, dans la partie gauche des dépilages foudroyés. C'est pour garantir la tenue d'une telle surface, pendant les quelques heures nécessaires, qu'il faut placer 110 à 120 boulons longs dans la partie centrale de cette surface.

On remarquera que la grande majorité de ces boulons longs (une centaine) a été mise en place avant le début du dépilage des deux demi-piliers à exploiter, au moment où les toits sont encore solides, ce qui leur confère une efficacité maximum.

3.4.4. BILAN des AVANTAGES.

1) Sur le plan de la productivité.

C'est une méthode contribuant à l'amélioration de la productivité, comme on a pu le constater dans les charbonnages, dans les mines de fer, dans les mines de potasse et dans les mines de phosphate.

2) Sur le plan du salissage.

On élimine une grande partie du salissage, car on ne longe plus le remblayage. Par contre il faut éviter le mélange du minerai avec les roches foudroyées dans les chambres. On considérera finalement que le salissage engendré par cette méthode peut être réduit à 10%.

3) Sur le plan du remblayage.

Toutes les opérations de mise en place du remblai cimenté, sont supprimées.

C'est bien sûr cette suppression du remblai cimenté qui se traduit sur la feuille de calcul du prix de revient de cette méthode, par un gain d'environ 2800 F.CFA au kilogramme d'URANIUM et qui en fait de loin, d'après ces calculs, la méthode la moins chère.

Les dépenses supplémentaires, nécessaires pour les opérations de torpillage et pour poser les 180 boulons longs, n'ont qu'une influence minime sur le coût final de cette méthode, au regard du gain apporté par la suppression du remblai.

La feuille de calcul et les courbes de gains engendrés par cette méthode se trouvent à la fin du chapitre 3.4. (pages 69 à 72).

3.4.5. BILAN des INCONVENIENTS.

1) Sur le plan du taux de défrètement.

On perd 15% du minerai, dans les quilles et les rideaux torpillés, mais cette perte est largement compensée par les gains de minerai que cette méthode permet d'obtenir. En effet, la chute des dépenses d'exploitation qui doit normalement en résulter permet de l'appliquer avec profit dans certaines parties du gisement réputées trop pauvres pour supporter les dépenses résultant des autres méthodes.

2) Sur le plan de la sélectivité.

Nous avons vu que cette méthode permet sans problème de laisser sur place les stériles provenant de la sélectivité.

L'exploitation complète d'une chambre de dépilage doit se faire dès la phase 2, sans interruption et le plus rapidement possible, pour ne pas laisser les toits vieillir. Comme pour les deux méthodes précédemment décrites, mais sans doute avec une difficulté supplémentaire, il faut donc que les tirs sélectifs, s'ils existent, ne ralentissent pas le déroulement des travaux miniers.

3) Sur le plan de la manipulation du stérile.

Comme pour les autres méthodes aussi, une petite partie de cette manipulation, devra se faire en deux temps. Il faudra également s'organiser pour réaliser ce dépôt de stérile très rapidement, étant donné la précarité de la chambre au moment de cette opération.

4) Sur le plan de la formation de la Maîtrise et du Personnel d'exécution.

C'est une méthode de travail nécessitant un apprentissage de plusieurs mois, pour former et habituer le personnel à côtoyer les foudroyages. Il faut cependant signaler que cet apprentissage incontournable a été assimilé dans d'autres exploitations par des populations de toutes origines.

Il serait souhaitable néanmoins, de faire appel pendant une année environ, aux conseils d'un ou de deux spécialistes des Mines de Fer, détachés à Akouta, pour permettre d'assurer avec profit cette formation du personnel.

5) Sur le plan des affaissements de surface et des venues d'eau.

Le foudroyage entraîne bien évidemment des affaissements de surface et des venues d'eau supplémentaires. A Akouta, les affaissements de surface ne devraient pas apporter de nuisances insupportables, si les précautions nécessaires sont prises à temps, notamment au niveau des puits d'aérage qui sont nombreux et dispersés sur toute la surface du gisement.

Quant aux venues d'eau, elles ne devraient pas augmenter considérablement par rapport à celles enregistrées actuellement, car l'eau qui est à craindre a certainement déjà été largement drainée par la multitude de ces trous d'aérage.

Le dépilage avec foudroyage supprime totalement le remblai, mais ne permet pas la récupération totale du gisement, puisque 15 % du minerai constituant les quilles et les rideaux sont laissées sur place au moment du torpillage. C'est cependant la méthode qui dégage le plus grand gain. Elle ne peut être mise en œuvre qu'après une formation appropriée du Personnel, pour l'acclimater à travailler à proximité des foudroyages, et obtenir de sa part la rigueur qui est nécessaire pour conduire un front de dépilage suivant les règles de l'art.

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

FOUDROYAGE			Tonnage en place		3 802
PARAMETRES de la METHODE et du QUARTIER					
Tonnage abattu de référence (t)	Tba	1 557	Densité du minerai	d	2,20
Taux défruitement traçage (%)	trra	43,75	Teneur (0/00)	t	4,50
Taux défruitement final	tfin	84,70	Coefficient teneur stérile	ts	0,20
Taux remblayage final (%)	tremb	0,00	Charge par godet (t)	go	9,00
Ouverture moyenne (m)	H	3,00	Distance de roulage (m)	Dr	360
Coefficient de salissage	s	1,10	Boulons par m2 (u)	bo	1,20
Brut abattu sur net usine	cbanu	1,30	Mètres foration par tonne	mf	1,50
Brut extrait sur net usine	cbenu	1,05	Rendement usine	ru	0,93
DEPENSES (CFA)					
ABATTAGE	COUT UNITAIRE		NOMBRE D'UNITES		DEPENSE
Chargement-Transport	Vfc	13 108	137	km	1 795 669
Purge	Vfp	1 466	236	m2	345 731
Boulonnage	Vfb	5 298	283	u	1 499 572
Foration	Vff	606	2 335	m	1 414 796
Minage	Vfm	603	1 557	t	938 190
Divers Régie	Vfr	411	1 557	t	640 384
Boulonnage long		13 245	180	u	2 384 087
Torpillage		904	582	t	525 799
			TOTAL ABATTAGE		9 544 228
REMBLAYAGE	Cre	12 489	0	m3	0
Extraction	Cfe	211	1 257	t	264 848
			TOTAL EXTRACTION		
			MINE		9 809 076
USINE	Cu	15 000	1 198	t	17 962 510
			TOTAL		27 771 586
Teneur minerai usine					5,51
URANIUM PRODUIT			U	t	6,13
PRIX du KILO d'URANIUM			Cfa	4 527	

PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

FOUDROYAGE

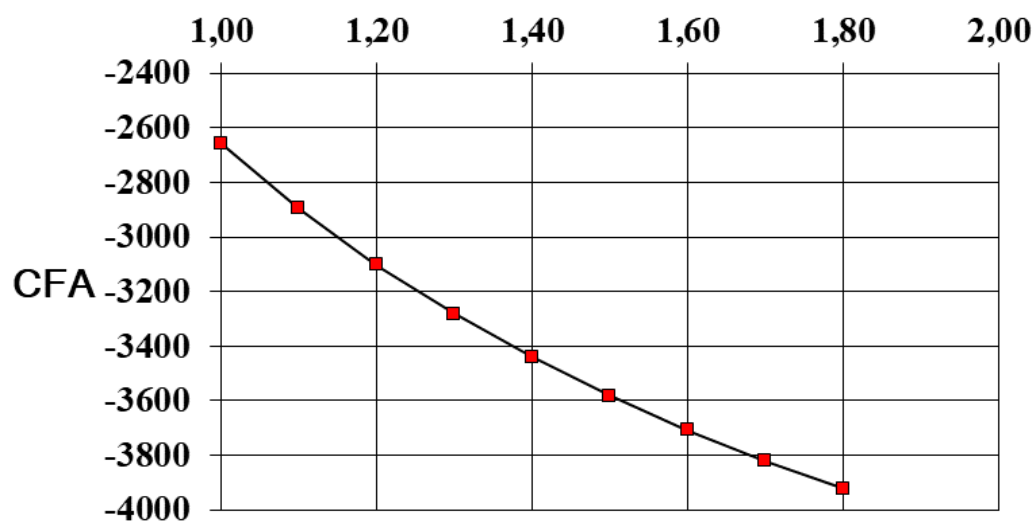
INFLUENCE de la SELECTIVITE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

Cbanu	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	-2655
1,10	-2895
1,20	-3101
1,30	-3282
1,40	-3440
1,50	-3581
1,60	-3707
1,70	-3820
1,80	-3922

INFLUENCE de la SELECTIVITE

BRUT ABATTU / NET USINE



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

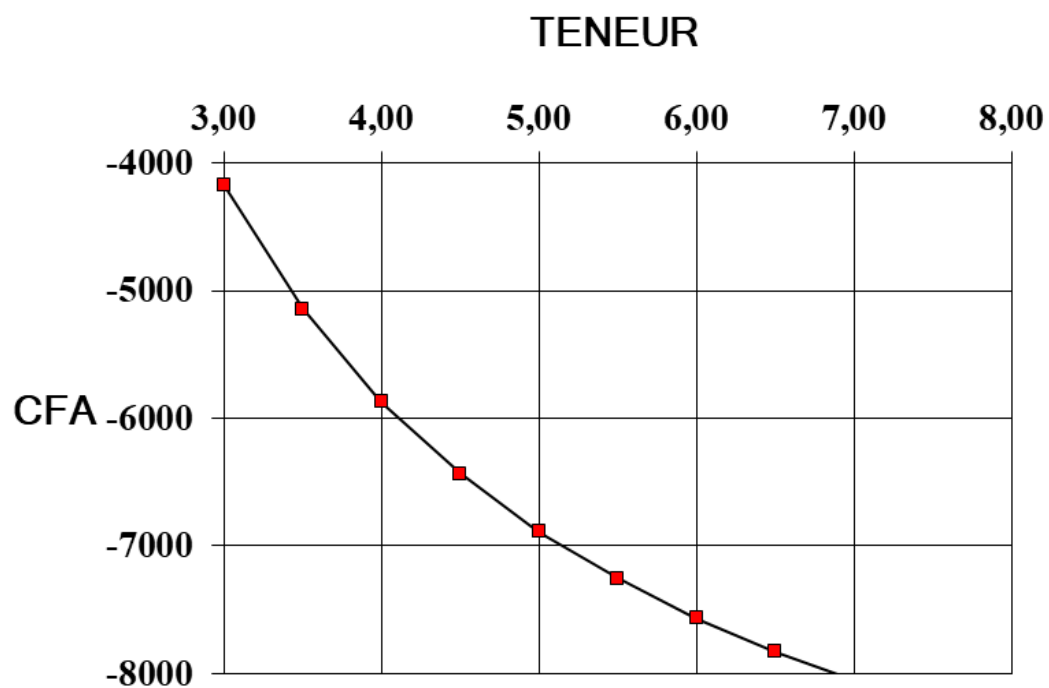
FOUDROYAGE

INFLUENCE de la TENEUR

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

t	CFA/Kg.d'URANIUM
3,00	-4172
3,50	-5142
4,00	-5870
4,50	-6436
5,00	-6888
5,50	-7259
6,00	-7567
6,50	-7829
7,00	-8053

INFLUENCE de la TENEUR



PRIX de REVIENT du KILOGRAMME d'URANIUM

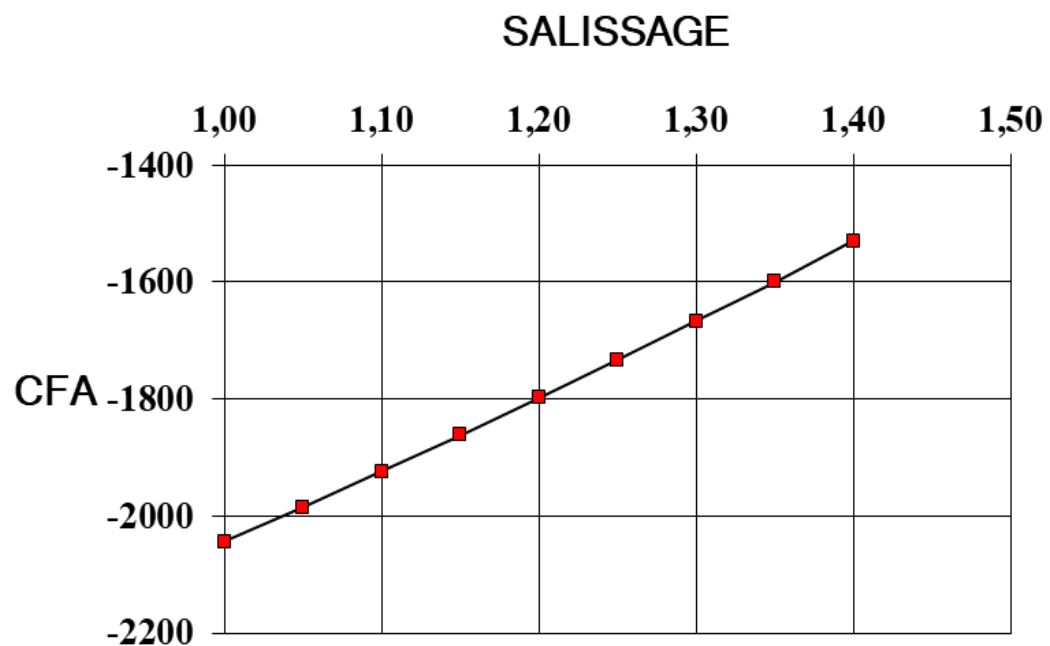
FOUDROYAGE

INFLUENCE du SALISSAGE

GAIN EN CFA par KILOGRAMME d'URANIUM PRODUIT

S	CFA/Kg.d'URANIUM
1,00	-2044
1,05	-1984
1,10	-1924
1,15	-1862
1,20	-1798
1,25	-1733
1,30	-1667
1,35	-1599
1,40	-1530

INFLUENCE du SALISSAGE



4. L'EVOLUTION DE LA TECHNIQUE DE REMBLAYAGE.

La part fond du coût du mètre-cube de remblai cimenté pompé, pour une chambre à remblayer de $Q_r \text{ m}^3$, peut s'exprimer par :

$$\frac{D_{ri} + (Q_r \times C_{rpp})}{Q_r}$$

D_{ri} = Frais fixes d'installation d'une chambre
(pose tuyaux, barrages, fournitures etc.)

C_{rpp} = Coût fond proportionnel du pompage du remblai
(énergie, main d'œuvre, etc.)

Si le remblai cimenté est véhiculé par chargeurs-transporteurs et clavé au toit avec un pousse-béton (remblai mécanique), on peut considérer qu'il n'y a plus qu'un coût proportionnel C_{rpm} supérieur à C_{rpp} . Cette technique est donc intéressante, dès que :

$$C_{rpm} - C_{rpp} < \frac{D_{ri}}{Q_r}$$

On constate que cette condition est vérifiée si Q_r diminue pour atteindre une valeur limite Q_{rl} . Pour des surfaces de chambre à remblayer constantes, ce qui est le cas dans la pratique, cela signifie qu'il existe une hauteur de chantier H_l , au-dessous de laquelle le remblayage mécanique peut se substituer au remblayage pompé.

En dehors de ces considérations de coût, le remblayage mécanique présente d'autres avantages :

- meilleure **sécurité** pour le personnel,
- remblai ayant une **meilleure cohésion**, ce qui permet de diminuer le salissage dans les chantiers exploités avec des parements en remblai,
- plus grande souplesse d'utilisation, ce qui permet de commencer le remblayage d'une chambre **immédiatement après son exploitation** ; cette possibilité est très intéressante pour les méthodes où la charge sur le front de défilage risque d'être forte (remblayage alterné par exemple).

Par contre, il ne faut pas attacher d'importance au fait que le remblai mécanique, à quantité de ciment égale, aura une **résistance mécanique** un peu **supérieure** au remblai pompé, par la suppression de l'excès d'eau et des argiles nécessaires pour assurer la pompabilité. Elle ne restera que de l'ordre de quelques bar, et cette faible augmentation n'aura pas d'incidence significative sur la tenue des fronts de défilage.

Le problème technique qu'il faut régler est celui du clavage du remblai au toit des chantiers, c'est à dire la recherche des moyens à mettre en œuvre pour obtenir un remplissage complet des chantiers, mais on sait qu'il a été correctement résolu dans d'autres exploitations, comme les mines de Lodève (COGEMA) et de Jouac (TOTAL), par l'utilisation d'un **pousse-béton**.

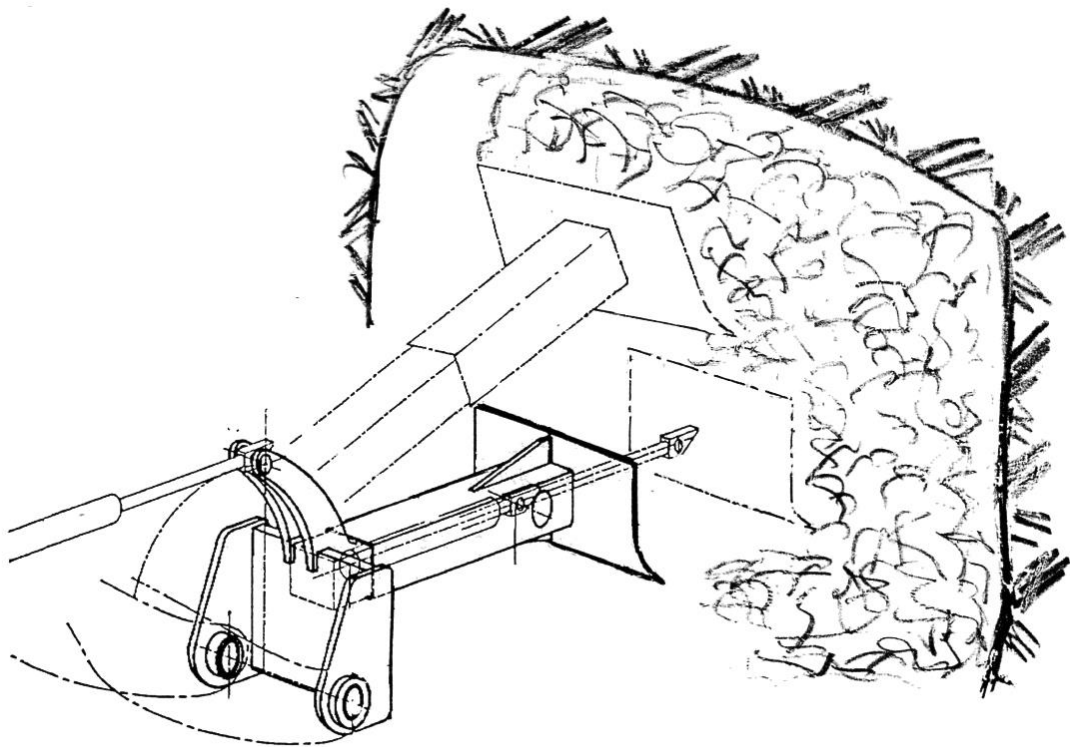
Cet appareil est constitué d'une robuste plaque métallique de 750 mm de haut et 1200 mm de large, fixée sur un bras hydraulique télescopique, ce qui permet de la déplacer parallèlement à elle-même sur environ 1 mètre avec une force de 30 tonnes. Il est placé à l'avant d'un chargeur-transporteur de moyenne capacité, à la place du godet, et peut balayer toute la hauteur des chantiers à remblayer. On peut ainsi combler parfaitement tous les vides, en **poussant** le remblai cimenté.

D'autre part, les chargeurs-transporteurs faisant la navette entre la base des cheminées de jet et le chantier à remblayer, sont équipés d'un godet spécial, qui peut être vidé sans le basculer, grâce à un fond équipé d'une lame poussante. On peut ainsi constituer un tas de remblai assez haut dans la galerie, avant de faire intervenir le "pousse-béton".

Cette technique permet également de modifier la composition du remblai cimenté, puisque son fuseau granulométrique n'a plus à répondre aux critères contraignants de la pompabilité. On pourra ainsi mettre au point une formulation, à partir des mêmes matériaux que ceux utilisés actuellement, c'est à dire l'ABINKY et le SABLE de DUNE, qui donnera au remblai cimenté une meilleure résistance mécanique et une meilleure cohésion, à quantité égale de ciment.

En conclusion, des essais doivent être entrepris sur le plan des matériels et de la composition du remblai cimenté, pour décider de substituer le remblai mécanique au remblai pompé, lorsque les conditions économiques énoncées plus haut sont remplies. Les faibles hauteurs d'AKOUTA SUD et d'AKOLA ne peuvent qu'encourager les exploitants dans cette voie.

POUSSE - BETON



5. CONCLUSIONS GENERALES.

Cette étude avait pour principal but de rechercher des méthodes permettant de réduire ou de supprimer la consommation de remblai cimenté, qui représente actuellement une part prépondérante dans les dépenses de la mine, donc une part importante du coût final de l'uranium produit.

Il a été admis que ces nouvelles méthodes devaient pouvoir intégrer la politique de sélectivité mise en œuvre à Akouta depuis 1991. Cette exigence se traduit essentiellement par la nécessité de pouvoir placer le stérile trié sur les fronts d'abattage dans les vieux travaux.

Deux politiques ont été examinées :

Première politique :

Réduction de la quantité de remblai cimenté de 40 à 50 % :

- soit en concentrant dans l'espace les zones remblayées avec du remblai cimenté et en pratiquant une politique de piliers abandonnés et frettés par du stérile autour de ces zones intégralement remblayées ; il s'agit du **dépilage en damier**,

- soit en alternant les zones remblayées au remblai cimenté et les zones remblayées avec du stérile ; il s'agit du **remblayage alterné**.

Seconde politique :

Suppression complète du remblayage cimenté, en adoptant si possible des modalités d'exploitation dérivées de la méthode dite des chambres et piliers foudroyés.

Cette étude ne traite pas des traçages, mais seulement du dépilage, c'est-à-dire de la seule récupération des piliers résiduels de 18m x 18m, découpés par les traçages entrepris depuis de nombreuses années.

5.1. LE DEPILAGE EN DAMIER.

La méthode dite du dépilage en damier est certainement viable sur des grandes surfaces exploitées. Elle aboutit à un gain d'environ 740 F.CFA. au kilogramme d'Uranium produit, en consentant une perte de 15% du minerai.

Le gain au niveau des dépenses est appréciable, mais il n'est pas suffisant pour permettre la mise en exploitation de quartiers à teneur réduite qui auraient été éliminés avec la méthode actuelle de dépilage intégralement remblayé.

On ne peut donc pas espérer récupérer facilement les 15% de minerai perdu en ouvrant des quartiers à teneur réduite.

Sauf études complémentaires plus approfondies, cette méthode ne semble pas devoir être retenue, malgré sa facilité d'assimilation par le Personnel.

5.2. LE REMBLAYAGE ALTERNE.

La méthode dite du remblayage alterné n'engendre aucune perte de minerai et elle aboutit, grâce à cela, à un gain plus important, estimé à 1300 F.CFA. par kilogramme d'Uranium produit. Elle conduit à une mise en charge sur les piliers en exploitation équivalente à celle du dépilage, comme cela sera démontré à l'Annexe 1, page 80.

Si ces conditions de mise en charge sont admissibles dans une structure adéquate, cette méthode impose de récupérer le minerai d'une recoupe sur trois, dans des vieux travaux en se trouvant encadré par deux piliers de remblai cimenté peu résistants, dont l'un est mal confiné.

On pourra améliorer cette situation critique en pratiquant un boulonnage long, mais ce sera un léger coût supplémentaire.

Pour prendre toutes les précautions nécessaires, **il faut d'abord essayer cette méthode dans une configuration "d'îlots"**, c'est-à-dire dans des zones de surfaces réduites et bordées par des régions vierges non tracées, dites "bordures fermes".

Les pressions totales qui s'exercent sur des vieux travaux et sur leurs bordures, c'est-à-dire sur la zone en exploitation, atteignent leurs valeurs définitives et maximales, quand on peut inscrire dans la zone exploitée un cercle de diamètre égal à l'épaisseur du recouvrement H ; c'est la définition de l'aire critique.

Si l'on ne peut y inscrire qu'un cercle de diamètre égal à $0,5 H$, on ne subit théoriquement sur les vieux travaux et sur les bordures, que la moitié de la mise en charge engendrée par l'aire critique. On se trouve alors en aire sous-critique, c'est-à-dire en "**îlots**".

Les îlots ont été mis en œuvre dans de très nombreuses mines et on sait avec certitude que la réduction des mises en charge est alors notoire.

Pour bénéficier à coup sûr de ces réductions de charge, l'expérience a montré qu'il fallait se limiter à des aires où l'on peut inscrire, au maximum, des cercles de diamètre égale à $0,6 H$ ou à la rigueur $0,7 H$.

Au-delà, on frise les mises en charge maximales, car le diamètre de l'aire critique peut subir des variations engendrées par la disparité de la densité de fissuration.

Dans les mines de fer de Lorraine on a établi de plus, qu'avec un cercle de diamètre inférieur à 0,4 H, on éliminait tout affaissement de surface.

En résumé, il faudrait pour l'instant réserver cette méthode aux zones dont la largeur ne dépasse pas 160 mètres.

En cas de succès évident, on pourrait progressivement passer à des largeurs supérieures.

5.3. LE DEPILAGE AVEC FOUDROYAGE.

Cette méthode d'exploitation, appliquée dans de très nombreux gisements dans le monde, est certainement applicable à Akouta. Il reste encore un petit doute au niveau de la foudroyabilité, qu'il faudra lever par un essai in situ.

Elle élimine tout remblayage cimenté, et permet de placer le stérile provenant de la sélectivité dans les vieux travaux.

Le découpage des piliers de 18m x 18m ne constitue pas une géométrie idéale pour créer des chambres de dépilage. On va donc être obligé de creuser des chambres dont le toit sera découvert sur des surfaces plus importantes que celles couramment admises avec cette méthode (190 m² au lieu de 130 m²). C'est pour cette raison qu'il faudra utiliser, en plus du boulonnage court actuel, des boulons longs (4,5 m), pour garantir la sécurité du personnel et du matériel.

Compte tenu de cette contrainte supplémentaire et de la nécessité de procéder au torpillage des quilles et des rideaux abandonnés, on aboutit à un gain estimé à 2800 F.CFA au kilogramme d'Uranium produit, ce qui paraît motivant.

Cette méthode entraîne, par contre, une perte de 15% du minerai en place, mais cette fois le gain sur les dépenses est assez important pour envisager une extension de l'exploitation dans des zones considérées jusqu'à maintenant comme "non économiques" compte tenu de leur faible teneur.

Cette méthode malgré son taux de défrètement limité à 85%, peut se traduire par un gain sur la quantité d'uranium à extraire.

Sa difficulté d'application, pourtant largement éprouvée, se situe au niveau de la formation du personnel et au niveau de réticences psychologiques probables, non seulement du Personnel ouvrier, mais aussi de la Maîtrise et même des Cadres.

Cette formation est pourtant rapidement assimilable, à partir du moment où elle peut être encadrée par des spécialistes de grande expérience, que l'on pourrait encore trouver dans les Mines de fer de Lorraine, tant que celles-ci sont en activité.

Remarque 1 :

On trouvera en annexe 1 (page 80) une courte note, démontrant que les sollicitations nées d'un défilage foudroyé sont du même ordre de grandeur que celles résultantes du remblayage alterné.

Remarque 2 :

Si cette méthode d'exploitation était admise, il faudrait changer la géométrie des tracés pour les zones encore vierges, en abandonnant les piliers de 18m x 18 m, pour se mettre dès le départ dans des conditions plus favorables.

5.4. L'EVOLUTION de la TECHNIQUE de REMBLAYAGE.

Dans les méthodes faisant appel au remblai cimenté, méthode actuelle par défilage intégral remblayé, défilage en damier et remblayage alterné, la possibilité de réduire les coûts du remblai par une évolution de la technique de mise en place ne doit pas être négligée, à partir du moment où les hauteurs de chantier à remblayer diminuent.

L'idée de passer d'un mode d'approvisionnement en continu (pompes à béton et tuyauteries) à un mode discontinu (chargeurs-transporteurs et pousse-béton) a été mise en pratique avec succès dans d'autres exploitations (Lodève et Jouac en particulier). Il a été démontré que la simplicité de cette technique lui confère la souplesse de mise en œuvre qui manque au remblayage pompé, tout en diminuant le prix de revient des opérations de remblayage fond, avec les avantages supplémentaires suivants :

- meilleure **sécurité** pour le Personnel,
- meilleure **résistance** et meilleure **cohésion** du remblai cimenté, donc **diminution du salissage**,
- possibilité de **remblayer immédiatement** un chantier dès la fin de son exploitation, facteur favorable pour la tenue du front de défilage.

Il faudra bien entendu vérifier, avec les paramètres particuliers d'AKOUTA, qu'il en sera bien ainsi, en réalisant une série d'essais :

- pour mettre au point la meilleure composition possible du remblai à partir de l'ABINKY et du SABLE de DUNE,
- pour mettre au point le pousse-béton permettant de claver correctement le remblai au toit des galeries à remblayer.

Il faudra enfin former le personnel à cette nouvelle technique, mais il n'y pas de difficultés particulières à attendre de ce côté.

En résumé, une des politiques d'exploitation qui pourraient être retenue, pour réduire les coûts de production de l'URANIUM à AKOUTA est la suivante :

- dans les zones riches où la sélectivité n'est pas nécessaire, **la méthode de DEPILAGE INTEGRAL PAR REMBLAI CIMENTE CLAVE**, qui a prouvé son efficacité, pourrait être **maintenue**,

- dans les zones à sélectivité de dimension réduite, la **méthode du REMBLAYAGE ALTERNE** conviendrait parfaitement, puisqu'elle serait alors mise en œuvre en îlots,

- dans les zones à sélectivité de plus grande dimension, et dans les zones à faible teneur, le **DEPILAGE AVEC FOUDROYAGE** pourrait être envisagé,

- pour les deux premières méthodes d'exploitation, faisant appel au remblai cimenté, la technique du **REMBLAYAGE MECANIQUE** pourrait être utilisée avec profit, une fois réalisés les essais nécessaires pour la mettre au point dans le contexte d'AKOUTA.

ANNEXE 1

COMPARAISON DES SOLLICITATIONS IMPOSEES AUX FRONTS D'EXPLOITATION DANS LES TROIS METHODES ETUDIEES

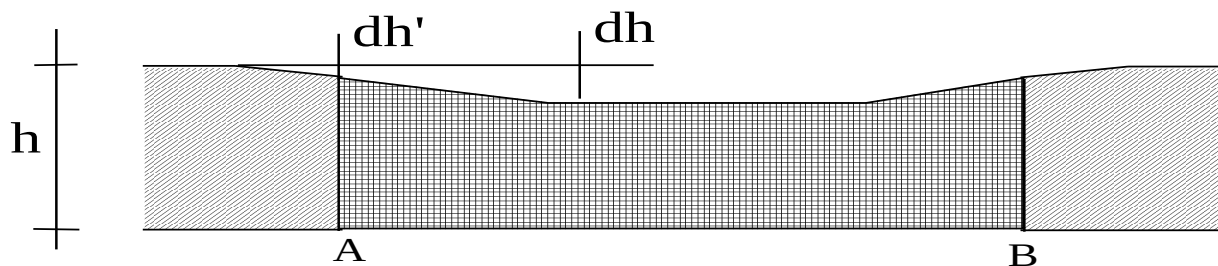
Nous savons que la mise en charge d'un front est proportionnelle aux tassements qui sévissent sur les vieux travaux.

Appelons P la pression imposée aux travaux miniers par cette mise en charge.

Appelons Δh le tassement subi par les vieux travaux.

on a donc :

$$P = \Delta h \times K$$



Plus Δh est grand, plus $\Delta h'$, pincement du front d'exploitation, est grand.

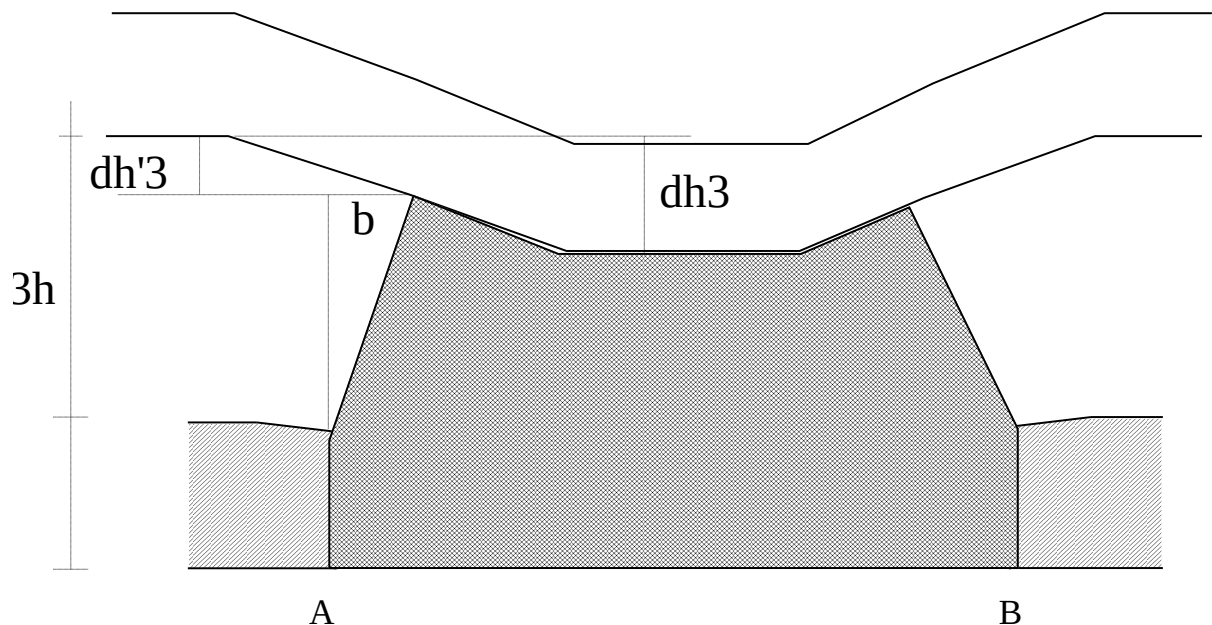
Nous avons déjà enregistré l'ordre de grandeur des valeurs de Δh :

- Dépilage remblayé intégralement
au remblai ciment pompé : $\Delta h_0 = 20 \text{ cm}$
- Dépilage avec remblai en damier : $\Delta h_1 = 33 \text{ cm}$
- Dépilage avec remblai alterné : $\Delta h_2 = 37 \text{ cm}$

On sait par expérience que le pincement qui résulte de Δh_0 est sans répercussion sur le front d'exploitation.

Calculons le pincement qui résulte du dépilage foudroyé.

On sait que l'épaisseur des terrains foudroyés ne dépasse pas 3 à 4 fois l'épaisseur h de la couche exploitée. Au-dessus de ces terrains foudroyés viennent reposer les bancs gisants qui se rompent souvent mais ne peuvent plus foudroyer.



Les masses foudroyées ont un module d'élasticité de 50×10^6 Pa.

$$\Delta h_3 = (12 \times 5,72) / (50 \times 1,1) \approx 1,25 \text{ m}$$

Le pincement au niveau de la couche en A sera :

$$\text{Pincement} = 1,25 / 4 \approx 30 \text{ cm}$$

Du fait de l'existence du porte à faux, nous avons un bras de levier b qui peut légèrement augmenter le pincement pour atteindre des valeurs de Δh qui sont du même ordre de grandeur que celles obtenues avec dépilage alterné.

C'est pour cette raison que le dépilage alterné et le dépilage foudroyé engendrent des mises en charge du même ordre de grandeur sur les travaux d'exploitation.

Rédaction du document définitif, tableaux, schémas et mise en page :

F-X. BIBERT (*) – Printemps 1993

(*) Directeur technique, qui exerçait alors avec un contrat de droit français dans les Bureaux Cominak de Vélizy (78) (5 personnes) : remplacé en ce lieu en septembre 1993 par un ingénieur nigérien, à la demande du gouvernement du Niger, dans le cadre de sa décision de « nigérisation » rapide et totale de tous les postes de travail du personnel exerçant aussi bien au Niger qu'en France !!!

(*) Médaille des Mines

Site personnel de François-Xavier BIBERT

L'Uranium du Niger