

BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES

DIRECTION DES RECHERCHES ET DU DÉVELOPPEMENT MINIER

B.P. 6009 - 45060 Orléans Cedex - Tél.: (38) 63.80.01

NON PUBLIC

RÉSULTATS DES ESSAIS DE CYANURATION EN COLONNE DU MINÉRAI D'OR DE SABODALA (Sénégal)

par

J. LIBAUDE - D. MORIN

et la collaboration de

C. CROUZET - A. LAINE - A. ROMERO



Département minéralurgie

B.P. 6009 - 45060 Orléans Cedex - Tél.: (38) 63.80.01

Rapport du B.R.G.M.

84 RDM 053 MIN

Août 1984

TABLE DES MATIERES

— : — : — : — : — : — : — : — : — : — :

PAGE

RESUME

RAPPORT - RESUME

1 - INTRODUCTION

1.1.	CADRE DE L'ETUDE	1
1.2.	CONDUITE DE L'ETUDE	2
2 -	<u>ECHANTILLONS</u>	
2.1.	NATURE ET PRELEVEMENT	3
2.2.	PREPARATION DES ECHANTILLONS	4
2.3.	TENEURS EN OR DES ECHANTILLONS	4
3 -	<u>ESSAIS REALISES</u>	6
4 -	<u>RESULTATS DES ESSAIS</u>	7
5 -	CONCLUSIONS - RECOMMANDATIONS	9

RAPPORT D'ESSAI

1 - ECHANTILLONS

1.1.	ORIGINE	12
1.1.1.	Echantillons pour essais en colonne	12
1.1.2.	Echantillons pour essais en "bouteille"	14
1.2.	PREPARATION ET ECHANTILLONNAGE DES LOTS RECUS	16
1.3.	ANALYSE GRANULO-CHIMIQUE DES LOTS PREPARES	16
2 -	<u>ESSAIS PRELIMINAIRES DE PERCOLATION</u>	23
3 -	<u>ESSAIS DE CYANURATION EN COLONNE</u>	25
3.1.	DISPOSITIF EXPERIMENTAL	25
3.2.	PROCEDURE OPERATOIRE	25
3.3.	ESSAIS REALISES	26
3.4.	RESULTATS	29
3.4.1.	Percolation	29

3.4.2.	Récupération de l'or des échantillons de chaque faciès	31
3.4.3.	Cinétiques	31
3.4.4.	Récupération de l'or des échantillons composites	37
3.5.	ANALYSE GRANULOMETRIQUE DES RESIDUS DE LIXIVIATION	38
3.6.	CONSUMMATION DES REACTIFS	38
3.7.	CONCLUSIONS	42
4 -	<u>ESSAIS DE CYANURATION EN BOUTEILLE</u>	44
4.1.	COMPARAISON DES EXTRACTIONS OBTENUES SUR SP1, SP2 et SP3	44
4.2.	RESULTATS DES ESSAIS BOUTEILLES SUR LE MINERAI PARTIELLEMENT OXYDE	46
4.3.	RESULTATS DES ESSAIS BOUTEILLES SUR LE MINERAI DE KEREKOUNDA	47
5 -	<u>CONCLUSIONS</u>	48
 <u>ANNEXE 1</u>		
	Carte d'implantation des puits SP1, SP2, SP3, KP5, Logs descriptifs SP1, SP2, SP3, KP5	50
 <u>ANNEXE 2</u>		
	Analyses granulométriques des échantillons SP1, SP2 et SP3 bruts et après concassage en dessous de 6 mm	62
 <u>ANNEXE 3</u>		
	Bilans journaliers des essais de cyanuration en colonne sur SP1, SP2, SP3 et composite	66
 <u>ANNEXE 4</u>		
	Analyses granulométriques des résidus de cyanuration en colonne	78
 <u>ANNEXE 5</u>		
	Résultats des essais de cyanuration en bouteille :	
	- minerai de SABODALA : puits, sondage	
	- minerai de KEREKOUNDA : sondage	82

R E S U M E

Cette étude a été entreprise pour le compte de la Société Minière de SABODALA qui doit mettre en exploitation un gisement d'or dans la région orientale du SENEGAL.

Des essais conduits précédemment ont montré que le traitement le plus approprié pour ce minerai était la flottation. Le concentré produit pourrait ensuite être cyanuré sur place ou expédié dans une fonderie. Cependant ce traitement est surtout adapté à la partie sulfurée du gisement (90 % des réserves) ; il conduit en revanche à des résultats médiocres pour la partie superficielle oxydée. Cette dernière par contre est facilement traitable par cyanuration.

L'objectif de cette étude était donc de vérifier si la cyanuration en tas pouvait être appliquée et qu'elles en étaient les conditions. Une série d'essais de cyanuration en colonne a été entreprise sur trois échantillons différents prélevés par fonçage de puits sur le gisement de SABODALA.

Les résultats obtenus ont montré que :

- l'extraction de l'or est de 85 % en moyenne,
- un concassage à 10 mm est suffisant pour libérer l'or,
- l'agglomération du minerai avant mise en tas est nécessaire à la percolation des solutions lixiviantes.

Les divers paramètres du procédé (cinétique, consommation de réactifs, etc...) ont pu aussi être précisés.

Les données essentielles à l'élaboration de la partie du traitement du projet de SABODALA ont pu être tirées de cette campagne d'essai.

R A P P O R T - R É S U M É

1 - I N T R O D U C T I O N

1.1. CADRE DE L'ETUDE

Cette étude a été réalisée pour le compte de la Société Minière de SABODALA. Elle avait pour objet de confirmer la faisabilité technique de la cyanuration en tas du minerai oxydé du gisement de SABODALA, et de rassembler tous les éléments relatifs au traitement et nécessaires aux évaluations économiques du projet.

Les études minéralurgiques antérieures (SGN/MIN/80/836, 81/414, 83/621) avaient porté essentiellement sur la partie sulfurée du gisement. Seuls quelques essais élémentaires avaient été conduits sur le faciès oxydé qui ne contient qu'une faible part des réserves en or (*1 tonne sur 12 ou 13 tonnes au total*). Ces études avaient permis de montrer que la flottation de l'or et des sulfures qui l'accompagnent était la méthode de traitement la plus appropriée d'un point de vue technique. Une récupération métal supérieure à 95 % et une teneur en or de concentré de 3 à 400 g/t peuvent en effet être escomptées. Ce concentré, représentant environ 1,5 % du poids initial, pourrait ensuite soit être envoyé en fonderie, soit être traité par cyanuration.

Cependant cette méthode de traitement, la flottation, est surtout appropriée pour le minerai sulfuré. Pour le faciès oxydé, les résultats sont nettement moins bons. En particulier la récupération n'est que de l'ordre de 70 %. Traiter le faciès oxydé par flottation conduirait donc à une perte métal de 30 %.

En revanche, des essais de cyanuration en colonne avait montré qu'une récupération de l'ordre de 80 % d'or pouvait être attendue sur le minerai oxydé. Le minerai sulfuré, probablement parce que l'or est mécaniquement lié aux sulfures, répond assez mal à cette technique de traitement : seulement 45 % environ de l'or est récupéré.

L'ensemble de ces constatations a alors conduit à considérer un développement du gisement en deux phases :

- la première, utilisant la cyanuration en tas, ne traiterait que le minerai oxydé superficiel,

- la seconde, utilisant la flottation, traiterait le minerai sulfuré, plus profond.

Un certain nombre d'autres considérations techniques et économiques viennent conforter cette approche. En particulier :

- la mise au point définitive de la flottation, et surtout de la cyanuration des concentrés nécessite encore des travaux en laboratoire et en pilote qui retarderont le démarrage du projet.
- la cyanuration en tas, technique de traitement rapide à mettre en oeuvre, est un excellent moyen de démarrer une exploitation à SABODALA dans des délais courts,
- le minerai sulfuré sera plus facilement accessible lorsque l'exploitation de la partie oxydée aura débuté, ce qui permettra son échantillonnage à moindre frais,
- les études complémentaires sur le sulfuré pourrait alors être conduites, une fois l'exploitation par cyanuration en tas démarrée,
- enfin, les projections économiques faites par le BRGM montraient que la rentabilité du projet en deux phases (cyanuration en tas, puis flottation) était aussi bonne que celle du projet à une seule phase (flottation).

Il importait donc de tester la cyanuration en tas des faciès oxydés, pour confirmer les données techniques et économiques projetées, et rassembler les données de base du dimensionnement de l'installation.

1.2. CONDUITE DE L'ETUDE

Cette étude a comporté plusieurs phases :

- * Visite du gisement (*compte rendu de mission SGN/MIN/N° 610/MG du 1er Août 1983*) et prélèvement d'échantillons.
- * Préparation des échantillons.
- * Essais de cyanuration en colonnes de laboratoire.
- * Essais de cyanuration en bouteille pour contrôle.

2 - E C H A N T I L L O N S

2.1. NATURE ET PRELEVEMENT

Deux faciès différents ont été reconnus pour le minerai oxydé :

- 1 faciès dur jaspéroïde : il représente de 20 à 25 % du minerai oxydé.
- 1 faciès stockwerk argilisé, le plus abondant.

Pour les besoins de l'étude, un échantillon du faciès jaspe (SP3) et deux du faciès argilisé (SP1 et SP2) ont été sélectionnés. Ces échantillons ont été prélevés à la faveur des travaux de reconnaissance par puits de la zone oxydée. Chaque puits, une fois foncé, a été échantillonné sur toute sa longueur par deux saignées de 20 cm sur 10 cm. Le matériau ainsi extrait a été regroupé par passes de 2 m de hauteur et a servi pour des analyses chimiques de contrôle et les essais de traitement.

La nature fragile, notamment des faciès argilisés, ainsi que le mode de prélèvement, explique la distribution granulométrique assez fine des échantillons reçus à ORLEANS.

La visite sur site lors des prélèvements a permis de déceler deux problèmes potentiels pour le traitement par cyanuration en tas :

- d'une part, il était clair, au seul examen visuel que le minerai argilisé mis en tas, constituerait une masse non perméable à la solution d'attaque. La nécessité d'une agglomération au ciment semblait dès cet instant évidente.
- d'autre part, le caractère argileux et légèrement humide du minerai tel qu'il a pu être observé dans les puits, laissait craindre que l'agglomération soit délicate à mener.

Les conditions climatiques locales sont cependant de nature à écarter ce problème : le minerai extrait des puits a en effet séché très rapidement et l'humidité résiduelle est devenue suffisamment faible pour permettre l'agglomération.

2.2. PREPARATION DES ECHANTILLONS

A l'origine, il était prévu de préparer à partir de chaque échantillon, deux lots différents l'un concassé à un d_{80} de 15 mm, l'autre de 5 mm. Ces dimensions sont en effet, les granulométries qu'il est possible d'obtenir avec respectivement deux et trois étages de concassage. La distribution granulométrique des produits tels que reçus s'est cependant avérée très fine et n'a pas permis de suivre le programme original. En effet, le d_{80} des échantillons était déjà inférieur à 15 mm. Il a donc été décidé de préparer pour chaque échantillon de faciès, un lot de minerai tel quel et un lot de granulométrie inférieure, après concassage, de façon à accentuer la différence. Le *tableau 1* suivant donne les caractéristiques des distribution granulométriques pour chacun des faciès ainsi préparés.

Tableau 1 : Distribution granulométrique des lots d'échantillons.

			Echantillon brut		Echantillon Concassé	
			d_{80} mm	d_{50} μ m	d_{80} mm	d_{50} μ m
Stockwerk	argilisé	SP1	3,5	45	1,5	30
Stockwerk	argilisé	SP2	3,5	60	1,5	55
Jaspe		SP3	12,0	5 000	3,0	1 400

L'examen de ce tableau montre que pour SP1 et SP2, il y a peu de différence dans les distributions granulométriques. Pour le type SP3 en revanche, les distributions sont bien différentes, bien que plus faibles que celles prévues à l'origine. Pour SP1 et SP2, il faut donc s'attendre à ce que les résultats de cyanuration obtenus sur chaque lot respectif soient peu différents.

2.3. TENEURS EN OR DES ECHANTILLONS

Les échantillons reçus ont été analysés pour l'or. De plus, les essais réalisés permettent de calculer par bilan, les teneurs en or.

L'ensemble des résultats obtenus est donné dans le *tableau 2* suivant.

Il ressort de ce tableau que les analyses ORLEANS par absorption atomique sont légèrement supérieures aux fusions plombeuses de DAKAR pour SP1 et SP2. Mais les échantillons analysés dans les deux cas n'étaient pas les mêmes ce qui peut expliquer la différence.

Tableau 2 : Comparaison des teneurs en or obtenues sur les échantillons.

ANALYSE	ENTREE	PAR	O R G / T		
			SP1	SP2	SP3
Fusion plombeuse (DAKAR)			4,7	1,6	12,3
Absorption atomique (ORLEANS)			5,7	2,1	12,4
Bilan analyse granulom.	1		5,6	2,1	12,3
"	"	2	5,8	2,1	-
Essai colonne	1		6,2	2,5	13,2
"	"	2	5,7	2,5	13,5
"	"	3	6,7	-	7,6 ?
"	"	4	-	-	8,2 ?
Essais bouteilles			6,3	2,4	12,9
Moyenne			5,84	2,19	11,55 (toutes données) 12,77* (teneurs ? écartées)

L'ensemble des analyses faites par absorption atomique sur des souches différentes d'un même échantillon est assez bien regroupé. Seules, deux teneurs calculées pour SP3 s'écartent nettement de la valeur moyenne. Aucune raison autre que des problèmes d'échantillonnage ne peut être avancée pour expliquer cet écart. Les moyennes calculées pour SP3 en prenant ou non en compte ces deux valeurs sont cependant très proches (11,6 et 12,8 g/t)

Les teneurs moyennes pour SP1, SP2 et SP3 peuvent donc être considérées comme fiables.

3 - ESSAIS REALISES

L'étude a comporté les essais suivants :

- Essai de perméabilité en petites colonnes :
ces essais ont pour but de déterminer si une agglomération du minéral est nécessaire et quelle quantité de ciment on doit utiliser.
- Essais de cyanuration en colonne :
ils ont pour but de déterminer les rendements métaux de l'opération, ainsi que les consommations en réactifs.
- Essais de cyanuration en bouteilles :
ils permettent de comparer les extractions en colonnes avec celles obtenues en bouteilles sur des produits pulvérulents.
- Analyses granulométriques :
pratiquées à la fois sur les minerais avant cyanuration et sur les résidus, elles permettent le calcul des extractions d'or par tranches, et de mieux déterminer la maille optimale de concassage.

4 - R E S U L T A T S D E S E S S A I S

Les résultats de l'étude sont exposés en détail dans le rapport d'essais ci-après.

Les principaux points dégagés lors de cette étude sont :

- les essais préliminaires, ainsi que les essais de cyanuration en colonne montrent que l'agglomération au ciment est indispensable pour traiter le minerai argilisé. Pour le faciès jaspe, aucun problème de percolation n'a été rencontré, mais le ciment permet d'obtenir des solutions claires non polluées par des particules fines.
- Des doses de ciment de 2,5 à 4 Kg/t ont été utilisées pour ces essais. Une dose de 6 à 10 Kg/t est recommandée pour le tas industriel.
- Le minerai, avant mise en tas, doit être concassé au moins à un d_{80} de 10 mm. Un d_{100} de 10 mm conviendrait mieux.
- Dans ces conditions, une récupération de 85 % de l'or contenu doit être escomptée, quelque soit le faciès traité et la teneur d'entrée. En particulier, la récupération sur SP1 et SP2 est la même, même si SP2 a une teneur en or nettement plus faible que SP1.
- Avec 70 à 80 % d'extraction de l'or en une dizaine de jours, la cinétique obtenue apparaît comme moyenne. L'extrapolation du temps d'arrosage pour le tas industriel à partir des cinétiques de ces essais n'est pas aisée. Un coefficient variant de 1 à 5 doit être appliqué.
On peut toutefois penser qu'un arrosage en deux temps d'une durée de 30 jours chacun serait convenable : les solutions mères riches en or sont traitées par l'unité de récupération par charbon actif pendant le premier cycle ; les solutions moins riches de la seconde phase sont directement recyclées sur un tas plus récent (*fonctionnement à contre-courant*).

- La consommation moyenne en cyanure sera de l'ordre de 0,7 Kg/t exprimée en NaCN pur. Ce chiffre est directement extrapolé à partir des essais laboratoire.
La présence de ciment dans le minerai est suffisante pour obtenir un pH convenable dans les solutions. Aucun ajout de chaux ne sera donc nécessaire.
- Les essais bouteilles réalisés sur le minerai de SABODALA proche de la zone sulfurée, montre que la cyanuration ne rencontrera pas de problème d'ordre chimique. La porosité de ce minerai "semi oxydé" est encore suffisante pour que des extractions de même ordre de grandeur qu'en surface soient obtenues.
- Les essais bouteilles pratiqués sur le filon de KEREKOUNDA montrent que la cyanuration est efficace sur ce minerai. Il conviendra de préciser la récupération sur des échantillons concassés, car la porosité de ce minerai et sa nature lithologique sont très différentes de celles de SABODALA.

5 - CONCLUSIONS - RECOMMANDATIONS

En conclusion, le *tableau 3* suivant résume les caractéristiques prévues pour le tas industriel, à l'issue des essais en laboratoire.

Tableau 3 : Caractéristiques principales du tas industriel

Concassage	:	d_{80} ou $d_{100} = 10$ mm
Hauteur	:	5 m
Ciment	:	6 à 8 Kg/t
Humidité agglomérée	:	12 %
Densité sèche	:	1,2
Arrosage 1ère phase	:	30 jours
" 2ème phase	:	30 jours
Cyanure de sodium	:	0,7 Kg/t
pH	:	10 à 11
Débit solution	:	10 L/h/m ²
Humidité après drainage	:	18 à 20 %
Récupération or	:	85 %

Pour la suite du projet, bien que les données ci-dessus soient suffisantes pour les évaluations économiques et le dimensionnement de l'unité, il sera prudent de s'assurer de la bonne tenue mécanique du tas après agglomération. Sur les minerais argileux, ce point est en effet essentiel. Un essai en colonne de grand diamètre (1 à 1,5 m) et d'une hauteur de 4 à 5 m devra être réalisé. Des indications supplémentaires sur l'agglomération et la cinétique d'extraction pourront en outre être obtenues.

Enfin, des mesures de concentrations en or, argent et cuivre des solutions mères et des charbons actifs chargés permettront d'affiner le dimensionnement de l'unité de récupération, bien que la nature chimiquement simple du minerai de SABODALA ne laisse entrevoir aucun problème particulier à ce niveau.

Enfin, il sera aussi nécessaire de procéder à quelques essais en colonne de laboratoire sur le minerai de KEREKOUNDA pour déterminer la récupération métal possible par traitement en tas. Il n'est pas douteux cependant que des extractions de l'ordre de 75 % puissent être obtenues sur ce minerai, car sa teneur élevée autorise un concassage plus fin pour libérer l'or au maximum.

RAPPORT D'ESSAI

1 - ECHANTILLON

1.1. ORIGINE

1.1.1. Echantillon pour essai en colonne (Ø 15 cm, H. 100 cm)

Pour la réalisation de cette étude, il avait été prévu de prélever par puits, trois faciès de minerais oxydés différents : le stockwerk argilisé, le jaspe et un faciès stockwerk proche de la zone sulfurée. De plus, un échantillon du filon voisin de KEREKOUNDA était aussi prévu.

La profondeur des puits de prélèvements étant de 10 m au plus, il n'a pas été possible d'échantillonner le minerai partiellement oxydé. D'autre part, l'échantillonnage du puits pratiqué sur le filon de KEREKOUNDA ayant conduit à des teneurs en or très faibles, cet échantillon n'a pas été utilisé pour les essais.

En définitif, trois échantillons ont été retenus dont les caractéristiques figurent dans le *tableau 4*.

L'implantation des puits correspondants sur le gisement ainsi que les logs descriptifs sont donnés en *Annexe 1*.

Tableau 4 : Caractéristiques des échantillons des puits
(essais colonne Ø 15 cm)

PUITS	NATURE LITHOLOGIQUE	PROFONDEUR m	POIDS RECUS Kg	TENEUR OR g/t	TENEUR Ag g/t
SP1	Stockwerk argilisé	0 - 10	150	4,7	0,8
SP2	Stockwerk argilisé	0 - 10	150	1,6	0,3
SP3	Jaspe oxydé	0 - 4	120	12,3	1,8
KP5	Filon Quartz	0 - 5	75	(non représentative échantillon non utilisé)	

Ces échantillons ont été prélevés par deux saignées de 10 cm et 20 cm pratiquées le long du puits, diamétralement opposées par passe de deux mètres. Le reste du minerai extrait a été stocké sur place pour constituer plus tard un échantillon volumineux pour un essai en colonne de grand diamètre.

Le mode de prélèvement utilisé pour les essais en petites colonnes, a conduit à une forte dégradation de la granulométrie naturelle du minerai (voir 1.3.). Il explique d'autre part, l'absence de teneurs dans l'échantillon KP5, les saignées ayant été pratiquées en un point particulier du filon.*

D'autre part les échantillons ont été prélevés après plusieurs jours d'exposition à l'air des parois des puits. L'humidité naturelle du minerai a donc légèrement diminué. Les échantillons reçus à ORLEANS avaient une humidité moyenne de 9,6 % pour SP1, 7,3 % pour SP2 et 3,7 % pour SP3.

Un petit échantillon a été prélevé dans le puits SP1, après décapage de la partie séchée, de façon à atteindre le minerai frais. Il a été placé immédiatement dans un sac plastique et envoyé à ORLEANS. L'humidité mesurée au laboratoire était de 12,5 %.

Compte-tenu que l'humidité naturelle de SP3 est inférieure à celles de SP1, SP2, la dessiccation des lots reçus est donc relativement peu importante. Cette modification de l'état physique ne devrait donc pas influencer sur les résultats obtenus. De plus, il n'est pas douteux que lors de l'exploitation un séchage rapide sera obtenu après extraction du minerai dans les conditions climatiques de SABODALA, tout au moins en saison sèche.

Enfin le puits SP3 pratiqué dans le faciès jaspe, a été légèrement décalé : il est situé quelques mètres en contrebas de l'emplacement originellement prévu. A cet endroit, le minerai en place est recouvert par une couche d'éboulis provenant de la destruction et de l'altération des roches situées plus haut (voir annexe 1). Ces éboulis, aurifères, ont été inclus dans l'échantillon SP3 dont ils représentent environ 40 % du volume. Ils ne sont cependant pas représentatifs du faciès jaspe en place et ne constituent au niveau du gisement oxydé qu'une part négligeable du minerai. Le faciès jaspe est donc sous-représenté dans l'échantillon SP3 tel que préparé.

* Un échantillonnage des tas de minerai extrait du puits a été pratiqué depuis et a donné une teneur moyenne de 15 g/t en or.

Comme la partie d'éboulis est altérée, sa porosité est a priori plus grande que la partie de jaspe, plus massive quoique oxydée. Les résultats obtenus sur SP3 risquent donc de paraître optimistes et devraient être confirmés plus tard par un essai portant uniquement sur un échantillon de jaspe. (les résultats des essais, voir 3.4. et 3.5. sur SP3 montrent cependant que l'or est bien extrait dans les tranches granulométriques les plus grossières).

D'un point de vue quantitatif, on estime que le faciès "jaspe" représente 25 % du minerai oxydé et 40 à 50 % des réserves en or. Le faciès stockwerk argilisé contient le reste. Ces proportions ont été utilisées pour la préparation d'un lot composite.

1.1.2. Echantillons pour essais en "bouteilles"

Pour tenter d'obtenir des informations sur le comportement à la cyanuration du minerai partiellement oxydé de SABODALA et du minerai de KEREKOUNDA, les échantillons des puits ont été complétés par des échantillons de sondages destructifs. Ces échantillons sont constitués soit directement à partir des "cuttings" soit à partir des poudres obtenues lors de la préparation pour analyse. Chacun d'eux a été soumis à un essai de cyanuration "en bouteille" aux fins de comparaison avec les résultats de colonnes. La liste de ces échantillons est donnée dans le *tableau 5*.

Tableau 5 : Echantillons provenant des sondages
(Essais bouteilles)

N°	Sondage ou puits	Métrage m	Nature	Teneur Or g/t	*
1	SP1	0 - 10	poudre	4,7	} Pour comparaison avec essais colonnes
2	SP2	0 - 10	poudre	1,6	
3	SP3	0 - 4	poudre	12,3	
4	KD2	6 - 10	poudre	20,6	} Echantillons KEREKOUNDA
5	KD3	4 - 18	poudre	33,0	
6	KD3	4 - 20	poudre	19,4	
7	SD8	11 - 13	poudre	13,2	} Echantillons partielle- ment oxydés
8	SD16	8 - 10	poudre	4,2	
9	KD2	6 - 10	cuttings	20,6	} Comparaison avec n° 4 et 5 et 6
10	KD3	4 - 18	cuttings	33,0	
11	SD8	11 - 13	cuttings	13,2	} Comparaison avec n° 7 et 8
12	SD16	8 - 10	cuttings	4,2	
13	SD1	0 - 9	cuttings	4,7	Sondage proche SP3
14	SD18	0 - 10	cuttings	5,7	Sondage proche SP1

* Analyses DAKAR moyennées

1.2. PREPARATION ET ECHANTILLONNAGE DES LOTS RECUS

Les échantillons pour les essais de cyanuration en colonne ont été préparés suivant le schéma de la *figure 1*. Le programme initial prévoyait deux dimensions de concassage pour les essais : $d_{80} = 20$ mm et $d_{80} = 6$ mm. Le mode de prélèvement des échantillons par saignées le long de la paroi des puits a en fait réduit la granulométrie à un d_{80} déjà bien inférieur à 20 mm, surtout pour les faciès argilisés. Il a donc été décidé de réaliser un test sur le minerai tel que reçu et un test après réduction de la totalité des lots en dessous de 6 mm (*voir analyse granulométrique 1.3.*).

Les échantillons provenant des sondages destructifs, poudre ou cuttings, ont été préparés par simple quartage pour obtenir des lots de 500 grammes environ, pour essais de cyanuration en bouteille et analyse des tout-venants.

1.3. ANALYSE GRANULO-CHIMIQUE DES LOTS PREPARES

Pour chaque faciès testé, une analyse granulométrique a été faite pour chacune des dimensions de concassage *. Chaque tranche granulométrique a été analysée pour l'or. Les *tableaux* de résultats sont donnés en *annexe 2*. Les distributions granulométriques sont illustrées sur les *figures 2, 3 et 4* pour respectivement SP1, SP2 et SP3.

* Excepté pour SP3 pour lequel le manque de produit n'a permis l'analyse granulométrique que sur la maille de concassage la plus petite. On peut néanmoins connaître la granulométrie pour la maille la plus grossière, grâce à l'analyse pratiquée sur les résidus correspondants.

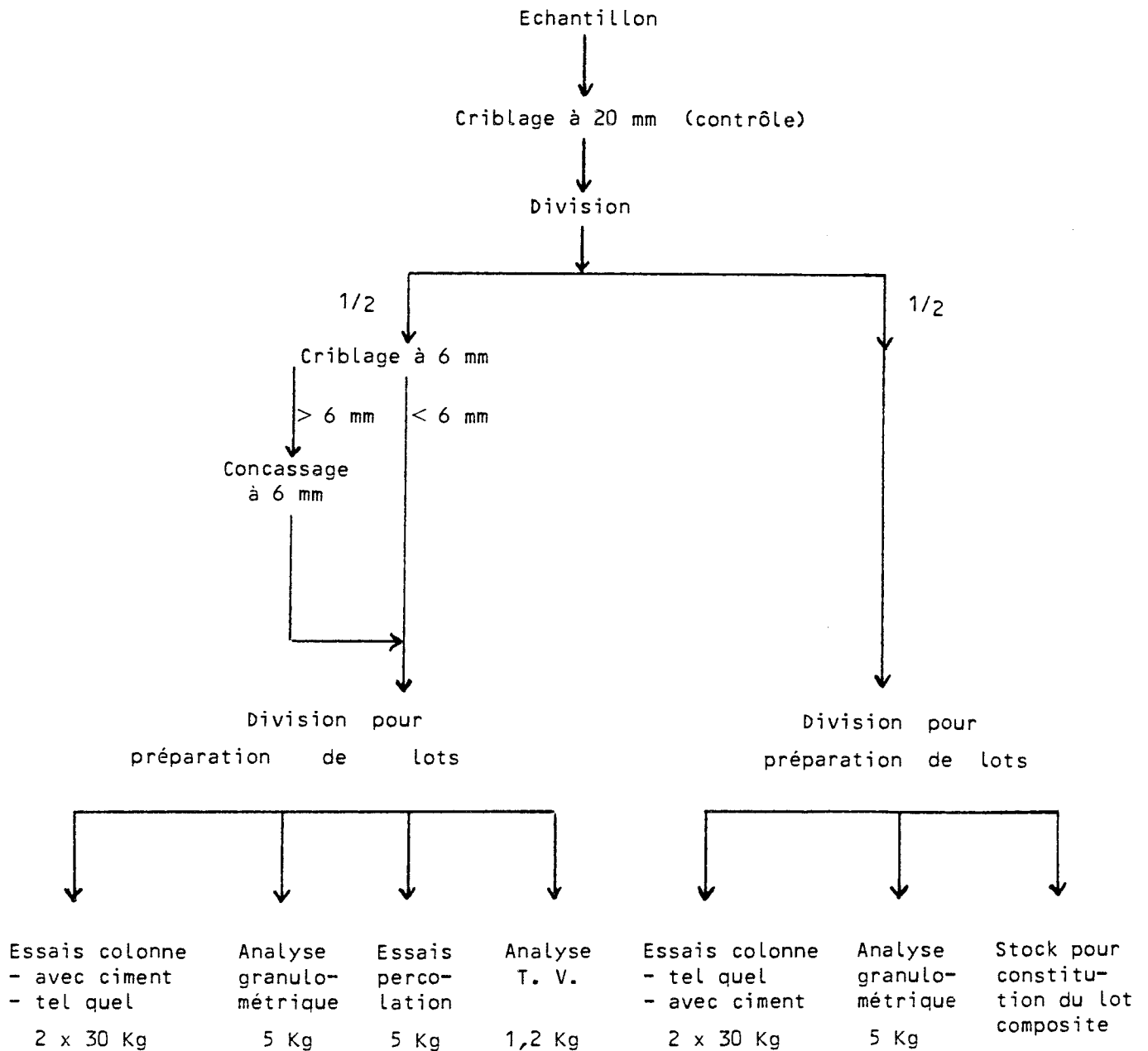
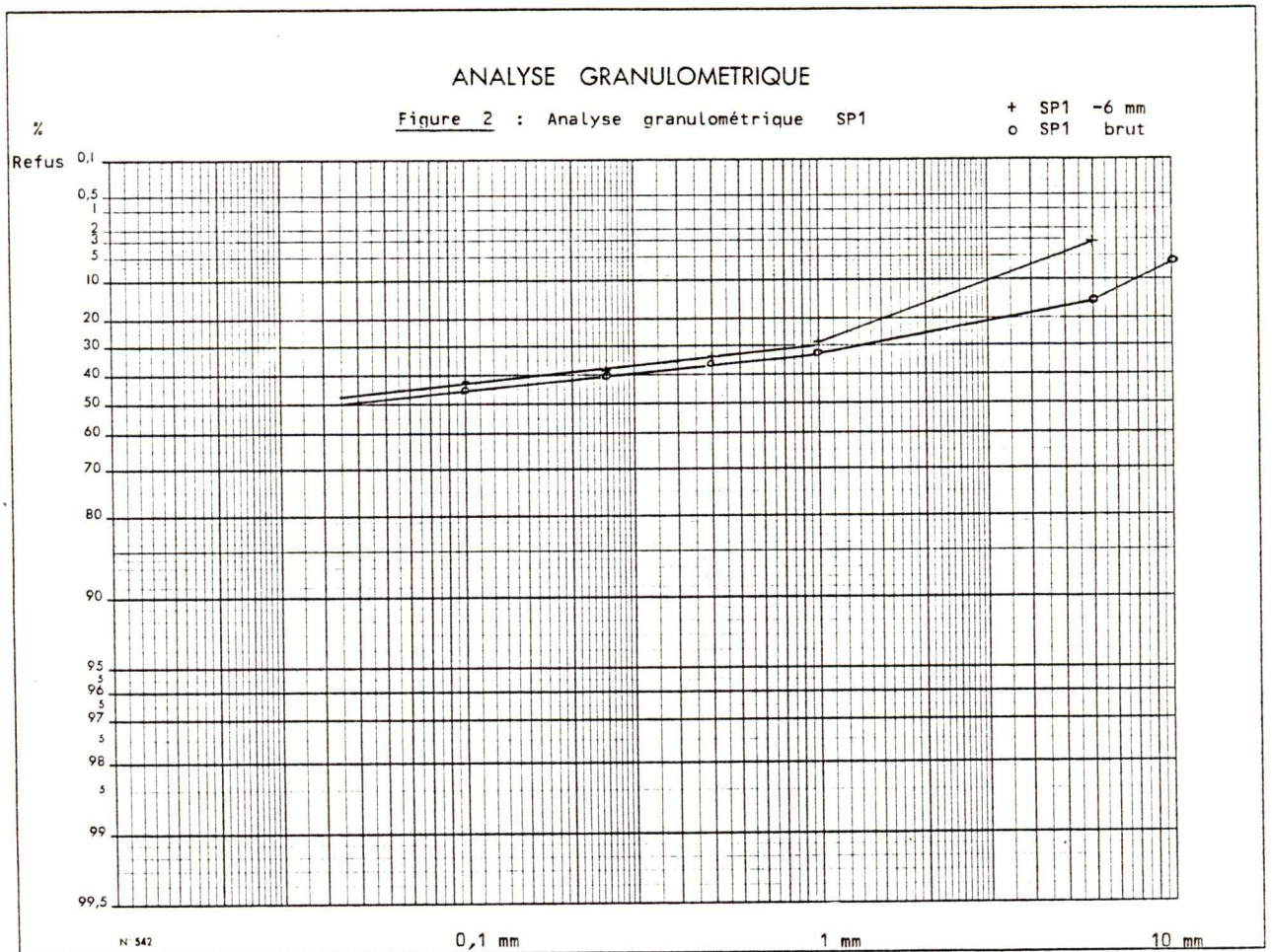
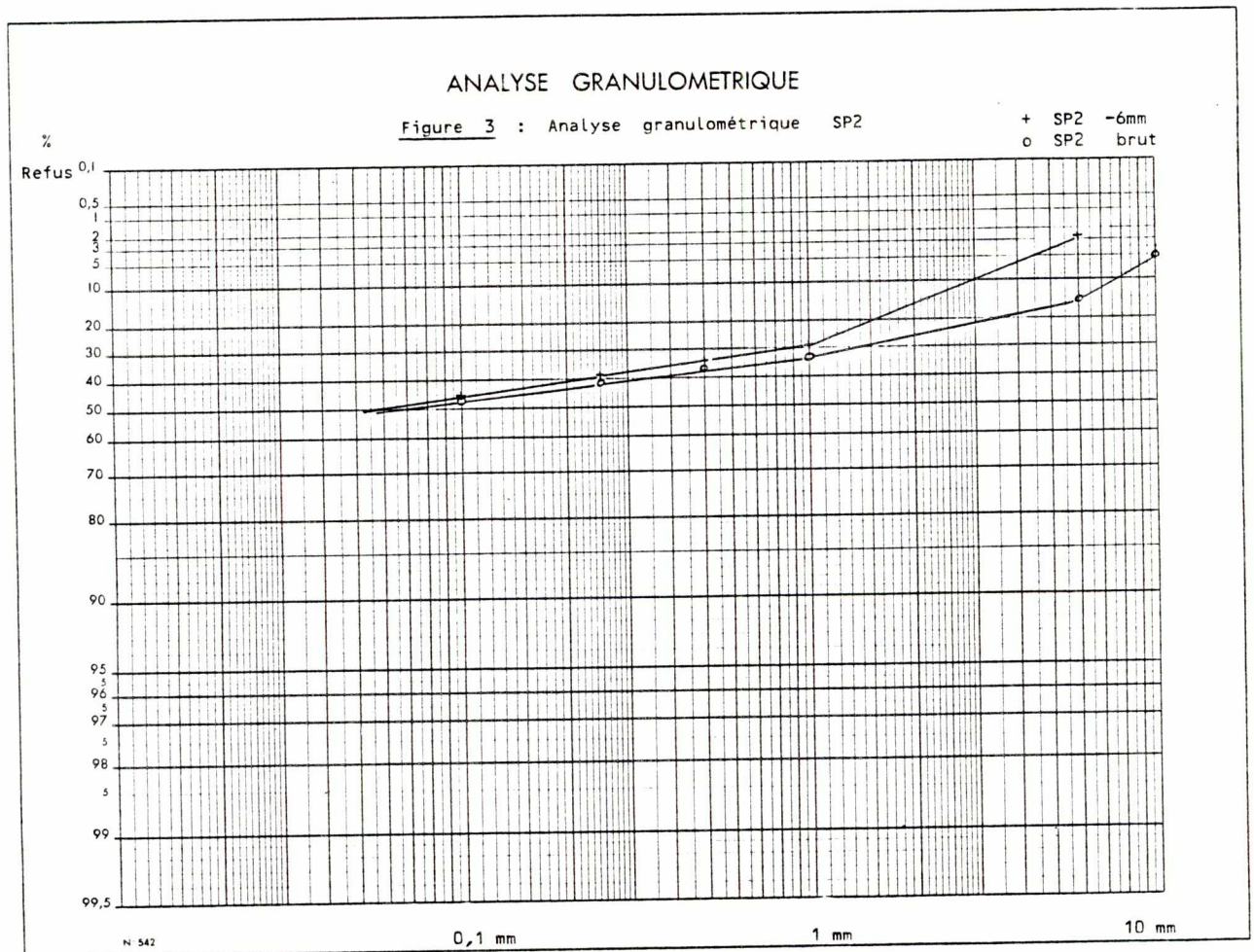
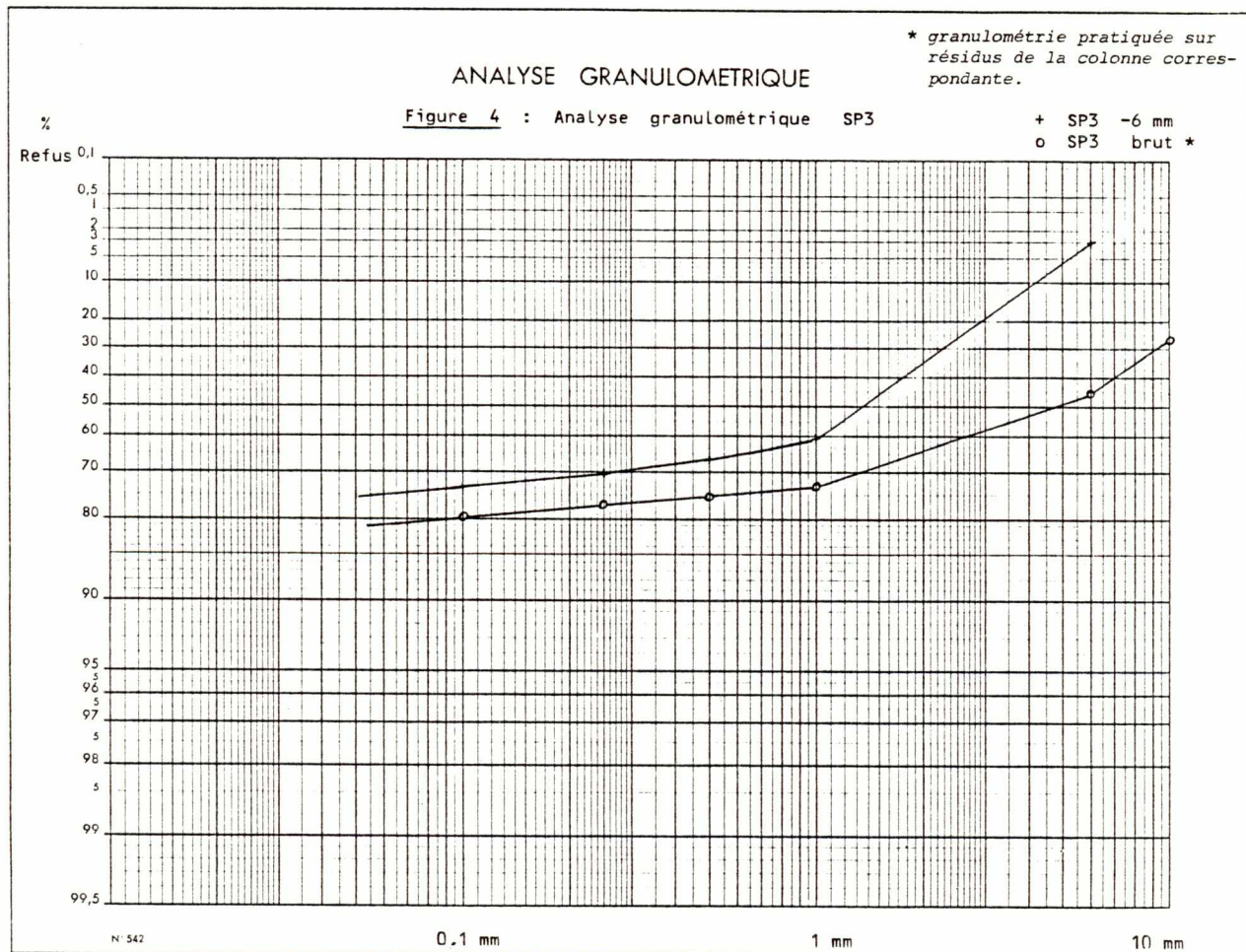


Figure 1 : Plan de préparation des échantillons







Les principales remarques intéressantes pour le traitement de ces minerais sont les suivantes :

- Les courbes granulométriques sont très étalées et la proportion de fractions fines ($< 100 \mu\text{m}$) est importante. Ceci est dû en partie au mode de prélèvement des échantillons par saignées, mais aussi à leur caractère argileux et à la friabilité naturelle du produit. Ces courbes granulométriques sont typiques de minerais altérés.
- Il en résulte que pour SP1 et SP2, faciès argilisés, il y a peu de différence dans la distribution granulométrique des échantillons bruts et après concassage en dessous de 6 mm. Il faudra donc s'attendre à ce que les récupérations d'or soient très proches, surtout si l'on prend en compte la porosité élevée de fragments.
- Pour le faciès "jaspe" SP3, les distributions granulométriques sont nettement différentes ; ce minerai massif, est en effet peu sujet à la désagrégation. Cependant le minerai tel que reçu est déjà à une dimension inférieure à la plus grossière des mailles de concassage prévues ($d_{80} : 20 \text{ mm}$). Il a donc été décidé de concasser plus finement que le d_{80} original de 6 mm pour accentuer la différence entre les deux essais.
- Pour tous les échantillons, les teneurs or calculées par bilan sont très voisines de celles analysées. Cette bonne concordance témoigne à la fois de la fidélité des analyses et de la validité du plan d'échantillonnage.
- Pour les trois faciès, on remarque une légère concentration de l'or dans les fractions +0,1 mm à 1 mm. Cette distribution de l'or est peut être due à la concentration dans ces tranches granulométriques de la pyrite, ou des hydroxydes de fer qui en résultent, minéraux porteurs d'une partie de l'or. Les dimensions de la pyrite dans le minerai de SABODALA sont en effet, d'après les observations de terrain, comprises dans les intervalles ci-dessus.

Le *tableau 6*, résume pour chaque faciès les éléments principaux des distributions granulométriques.

Tableau 6 : Résumé des distributions granulométriques

		d ₈₀ mm	d ₅₀ μm
SP1	Brut	3,5	45
SP1	Concassé "6 mm"	1,5	30
SP2	Brut	3,5	60
SP2	Concassé "6 mm"	1,5	55
SP3	Brut	12,0	5 000
SP3	Concassé "6 mm"	3,0	1 400

A l'exception de SP3, il existe peu de différence entre les distributions granulométriques entre les échantillons bruts et concassés. Il faudra donc s'attendre à ce que le facteur "maille de concassage" ait peu d'influence sur la cinétique de récupération de l'or et le rendement final.

2 - ESSAIS PRÉLIMINAIRES DE PERCOLATION

Quelques essais préliminaires d'agglomération et de percolation ont été réalisés pour déterminer les paramètres principaux de la préparation mécanique du minerai et la perméabilité des charges dans les colonnes de lixiviation. Un petit échantillon de minerai frais a été prélevé dans ce but dans le puits SP1. Après réduction à 6 mm, plusieurs charges de 1 Kg ont été préparés pour les différents essais. Chaque charge, après traitement approprié, a été ensuite placée dans une colonne de verre de 5 cm de diamètre sur une hauteur de 36 cm pour y subir une percolation de quelques heures. Le *tableau 7* résume les observations principales faites au cours de ces essais.

- L'agglomération d'un minerai titrant jusqu'à 11 % d'humidité est possible.
- Les doses trop faibles en ciment conduisent à une migration des fractions fines au cours de la percolation. Elles sont donc à éviter.
- A partir de 2,5 Kg/t de ciment, la solution percolante reste claire. La tenue mécanique des boulettes est bonne, mais le tassement de la charge est plus faible pour une dose de 4 Kg/t.
- L'humidité du minerai aggloméré est de l'ordre de 14 %, ce qui correspond à environ 50 litres d'eau par tonne de minerai traité pour une humidité de départ de 10 %, et à environ 110 litres d'eau pour une humidité de départ de 5 %.
- Le minerai brut sans agglomération est perméable. La charge subit cependant un tassement important ; de plus la solution entraîne des fractions argileuses. Cette situation pourrait amener une baisse de la perméabilité au cours du temps. Ce comportement est plus accentué si le minerai est sec (*essai 6*). Des difficultés de percolation se manifestent rapidement. L'agglomération au ciment, comme les essais ultérieurs le confirment, est donc nécessaire pour la lixiviation en tas du minerai argileux.

- Après drainage, l'humidité résiduelle est de l'ordre de 18 % pour le minéral aggloméré ; elle s'élève entre 20 et 24 % pour le minéral brut. L'agglomération présente donc l'avantage supplémentaire de permettre un meilleur drainage du tas et par conséquent, des pertes en eau plus faibles.

A l'issu de ces essais préliminaires, il a donc été décidé de respecter le programme initialement prévu pour les tests de cyanuration en colonne : deux mailles de concassage et pour chacune d'elle, lixiviation avec et sans agglomération, pour SP1, SP2 et SP3.

Tableau 7 : Résultats des essais préliminaires de percolation

ESSAIS	Humidité départ %	Traitement avant Percolation	Dose ciment Kg/t	Humidité avant Percolation	Humidité après drainage	Tassement cm	REMARQUE
1	9,2	Agglomérat.	0	14,0	18,6	2	Entraînem. argiles
2	10,0	Agglomérat.	1	13,0	17,7	2,5	Entraînem. argiles
3	11,3	Agglomérat.	2,5	14,4	18,7	2	Solution claire
4	7,5	Agglomérat.	4,0	8,9 *	13,3 *	1	Solution claire
5	11,9	Brut	-	11,9	24,1	3	Solution trouble
6	12,5	Séch. étuve	-	0	20,5	0,5	Solution trouble Percolation diffic.

* Valeurs douteuses.

Pour les essais avec agglomération, une dose de ciment de 2,5 Kg/t a été au départ retenue pour SP1. Cependant un tassement de la charge, haute de 1 m initialement, plus important que prévu (20 % environ), a conduit à adopter une dose de ciment de 4 Kg/t pour les essais sur SP2.

3 - ESSAIS DE CYANURATION EN COLONNE

On a procédé aux essais de cyanuration à l'échelle laboratoire sur douze échantillons correspondant à quatre préparations différentes pour chacun des trois faciès. Après l'obtention de l'essentiel des résultats de ces essais, trois nouveaux essais ont été réalisés concernant la reproductibilité des tests et le comportement de deux échantillons composites (de SP1, SP2 et SP3) préparés différemment.

3.1. DISPOSITIF EXPERIMENTAL

Les colonnes utilisées font 1,20 m de hauteur et 15 cm de diamètre intérieur, le bas de colonne constitué d'une grille et d'un cône renversé permet de soutenir le minerai dans la colonne et récupérer la solution qui a percolé. Les colonnes sont remplies de minerai jusqu'à une hauteur d'environ 1 mètre (20 à 30 Kg de minerai, selon sa nature et sa préparation).

La solution de lixiviation est pompée d'un bidon d'alimentation à l'aide d'une pompe péristaltique. Elle tombe goutte à goutte au sommet de la colonne de minerai par six capillaires de téflon fichés dans une couronne constituée d'un tube souple de PVC, tournée chaque jour d'un quart de tour afin d'assurer un arrosage aussi homogène que possible. La solution percole à travers le minerai à raison de 10 l/h/m², flux de solution correspondant à ce qui est pratiqué industriellement. Pour un diamètre de colonne de 15 cm, le débit de solution est donc maintenu à 3 ml/min.

On adsorbe l'or contenu dans la solution de lixiviation sur charbon actif (PICA G 215 AS) par percolation en petite colonne noyée à raison de 10 ml/min environ et la solution régénérée peut ensuite de nouveau servir à alimenter la colonne de lixiviation après réajustement de la teneur en cyanure et du pH.

3.2. PROCEDURE OPERATOIRE

Durant la majeure partie des essais, on a utilisé un bidon d'alimentation et un bidon de récupération pour chacune des colonnes (lixiviation et adsorption) et pour chaque échantillon de minerai. Dans cette configuration

de la procédure on interchange une fois par jour, les bidons d'alimentation et récupération de la colonne de lixiviation avec respectivement les bidons de récupération et d'alimentation de la colonne d'adsorption. Au cours de cette opération, on effectue un prélèvement de chacune des deux solutions de récupération afin de mesurer leurs teneurs en or. De plus, pour chaque nouvelle solution d'alimentation en lixiviation, le prélèvement sert aussi à mesurer et contrôler le pH et la teneur en cyanure de la nouvelle solution de lixiviation ; le pH est ramené si nécessaire, à une valeur de l'ordre de 10,5, par addition de chaux solide ou d'eau de chaux, et la teneur en cyanure à 0,5 g de NaCN/l par addition de NaCN solide. Toute addition de réactif et de solution (pour compenser les pertes par évaporation et prélèvement) sont relevées afin de pouvoir établir le bilan de consommation des réactifs et de mise en solution de l'or.

Dans un second temps, un seul bidon a été utilisé pour alimenter les deux colonnes placées en série et réceptionner la solution. Le pH et la teneur en cyanure sont dès lors contrôlés dans cet unique récipient et l'or passé en solution est évalué par mesure de sa teneur dans le charbon actif. Cette procédure a été appliquée alors que la cinétique d'extraction touchait à sa fin et peu d'or passant en solution le dosage de l'or et donc le changement de charbon actif étaient effectués tous les quatre ou cinq jours.

3.3. ESSAIS REALISES

Un échantillon de chaque faciès SP1, SP2 et SP3 a été préparé suivant le schéma de la *figure 1*. Initialement, la préparation était conçue pour fournir des échantillons concassés à deux d_{80} , l'un à 20 mm et l'autre à 6 mm afin de tester l'influence de la taille des particules de minerai sur sa lixiviation. Or, comme on l'a vu au chapitre 1, il s'est révélé que le tout venant avait un d_{80} nettement inférieur à 20 mm. Seul, le concassage à un d_{80} de 6 mm a donc été effectué, et le test de l'influence de la granulométrie du solide a porté pour chaque faciès sur un échantillon brut et un échantillon concassé à un d_{80} approximatif de 6 mm. Une analyse granulométrique a permis de préciser la distribution des particules et celle de l'or pour chaque type de préparation.

Pour chaque granulométrie de chaque faciès, deux essais de lixiviation différents ont été conduits : un essai sur le minerai tel quel, un essai sur le minerai préalablement aggloméré à l'aide de ciment et de solution cyanurée. L'agglomération au ciment est susceptible d'offrir à la cyanuration en tas les améliorations suivantes :

- L'agglomération des fines qui sinon se déplacent avec la solution et peuvent empêcher la percolation. Un meilleur écoulement de la solution est ainsi assuré.
- Une plus grande porosité au minerai et donc un meilleur accès à l'oxygène (*de l'air*) nécessaire à la mise en solution de l'or.
- Une homogénéisation de la structure interne du tas, en évitant la ségrégation des fines particules et des plus grossières.

Par ailleurs, le ciment permet généralement de rendre la solution suffisamment alcaline, et ainsi de se passer d'addition de chaux, comme il est fait en cyanuration classique pour maintenir le pH aux environs de 10,5 afin d'éviter la formation de HCN.

A l'issue des premiers résultats des douze essais décrits précédemment trois nouveaux essais furent lancés. L'un d'entre eux a eu pour objectif d'apprécier la reproductibilité expérimentale, on a donc repris un échantillon d'un lot déjà testé et procédé dans les mêmes conditions que dans l'essai initial correspondant (*SP1 concassé et aggloméré*).

Les deux autres essais ont été réalisés sur des composites de SP1, SP2 et SP3 en proportions comparables à celles de leurs masses respectives évaluées au sein du gisement soit 35 à 40 % de SP1 et SP2 et 25 % de SP3. On verra un peu plus loin que les résultats des essais effectués sur SP1, SP2 et SP3 seuls nous ont conduits à prévoir une agglomération de SP1 et SP2 dans les essais sur composites. En revanche, pour apprécier la nécessité de procéder aussi à l'agglomération de SP3, deux essais ont été réalisés sur composites, l'un où seuls SP1 et SP2 sont agglomérés, l'autre où les trois faciès sont agglomérés.

- L'ensemble des conditions opératoires relatives aux solides pour les quinze essais réalisés est donné dans le *tableau 8*.

Faciès	Préparation concassage	d ₈₀ mm	Poids initial de minerai en Kg	Humidité %	Densité sèche initiale apparente	Agglomération		
						Humidité l/t sèche	Ciment Kg/t	Cyanure Ka/t sèche
SP1	Brut	3,5	22,36	n.d. *	1,3	-	-	-
SP1	Concassé	1,5	21,74	n.d.	1,2	-	-	-
SP1	Brut	3,5	21,12	9,53	1,3	59	2,5	0,480
SP1	Concassé	1,5	19,67	9,57	1,2	60	2,5	0,485
SP1	Concassé 2ème essai	1,5	24,80	n.d.	n.d.	n.d.	2,5	0,640
SP2	Brut	3,5	24,75	n.d.	1,4	-	-	-
SP2	Concassé	1,5	19,40	n.d.		-	-	-
SP2	Brut	3,5	20,76	7,55	1,3	67	4,0	0,540
SP2	Concassé	1,5	21,63	7,08	1,3	62	4,0	0,530
SP3	Brut	12,0	26,39	4,67	1,5	-	-	-
SP3	Concassé	3,0	25,80	2,09	1,5	-	-	-
SP3	Brut	12,0	22,80	4,22	1,3	34	4,0	0,520
SP3	Concassé	3,0	23,26	3,93	1,3	36	4,0	0,520
Composite 1 **	Concassé	-	24,65	4,65	1,5	53	4,0	0,520
Composite 2 ***	Concassé	-	24,80	9,17	1,3	100	4,0	0,515

Tableau 8 : Conditions opératoires relatives aux échantillons de minerai.

* non déterminé

** le composite 1 est constitué à 35,2 % de SP1, 40,0 % de SP2 et 24,8 % de SP3, SP1, SP2 et SP3 sont agglomérés

*** le composite 2 est constitué à 38,7 % de SP1, 37,3 % de SP2 et 24,1 % de SP3, seuls SP1 et SP2 sont agglomérés.

- L'analyse de la teneur moyenne en or et par tranche granulométrique ont aussi été pratiquées sur les résidus solides de chaque essai ; les résultats sont décrits dans le paragraphe 3.5.

3.4. RESULTATS

L'ensemble des résultats détaillés se trouve en *annexe 3*.
Le *tableau 9* en résume les principaux aspects.

3.4.1. Percolation

La première observation accessible concerne la percolation à travers les colonnes de minerai. On a pu constater que les colonnes de minerai de type argileux non aggloméré SP1 et SP2, se colmataient au tout début de la percolation, ceci quelque soit la granulométrie de l'échantillon. Ces quatre essais ont donc été arrêtés très peu de temps après leur mise en route. En revanche, les quatres échantillons de minerai SP1 et SP2 agglomérés n'ont soulevé aucun problème tout au long de leur lixiviation, que la teneur en ciment soit de 2,5 ou 4 Kg/t.

Pour le faciès quartzeux SP3 l'écoulement de la solution était satisfaisant que le minerai soit aggloméré ou non. Toutefois, on a aussi remarqué que les échantillons non agglomérés donnaient lieu à un déplacement de fines assez important. Cela n'a pas été préjudiciable à la percolation mais il a parfois été nécessaire de filtrer les solutions de lixiviation.

En effet, les fines particules d'hydroxydes ferriques présentes dans ces solutions, entravaient la percolation à travers les colonnes de charbon actif. On doit aussi ajouter que la filtration de telles solutions est très malaisée, car les fines particules qu'elles contiennent ont fortement tendance à colmater les filtres.

Il apparaît donc nettement que l'agglomération préalable du minerai est sinon indispensable (*pour SP1 et SP2*) au moins avantageuse (*pour SP3*) pour assurer la fixation des particules fines et une percolation convenable.

Tableau 9 : Résumé des résultats de cyanuration en colonne

E C H A N T I L L O N S	Teneur Or Minerais		Teneur résidu g/t	Durée de Lixiv. J.	Extraction Or %	
	Analysée g/t	Calculée g/t			Calcul par bilan	Résidu/ Aliment.
SP1 Brut	← Colmatage →					
SP1 Concassé	← Colmatage →					
SP1 Brut aggloméré	5,57	6,22	0,61	24	90,2	89,0
SP1 Concassé aggloméré	5,57	5,72	0,74	26	87,1	86,7
SP1 Concassé aggloméré 2ème essai	5,57	6,70	0,56	24	91,6	89,9
Moyenne SP1	5,57	6,21	0,64	24	89,6	88,5
SP2 Brut	← Colmatage →					
SP2 Concassé	← Colmatage →					
SP2 Brut aggloméré	2,13	2,53	0,39	24	84,6	81,7
SP2 Concassé aggloméré	2,13	2,48	0,38	24	84,7	82,2
Moyenne SP2	2,13	2,51	0,39	24	84,6	82,0
SP3 Brut	12,35	13,18	1,32	44	90,0	89,3
SP3 Concassé	12,35	13,46	1,70	46	87,4	86,2
SP3 Brut aggloméré	12,35	7,56	1,57	43	79,2	87,3
SP3 Concassé aggloméré	12,35	8,16	1,49	40	81,7	87,9
Moyenne SP3	12,35	10,59	1,52	43	84,6	87,7
Moyenne calculée pour un composite 37,0 % SP1, 38,7 % SP2 et 24,5 % SP3	5,90	5,85	0,76	-	86,5	85,8
Composite 1 35,2 % SP1, 40,0 % SP2 et 24,8 % SP3 aggloméré	5,88	7,20	1,01	27	86,0	82,8
Composite 2 38,7 % SP1, 37,3 % SP2 aggloméré, 24,1 % SP3 brut	5,82	7,60	0,74	24	90,3	87,3
Moyenne composites	5,85	7,40	0,88	25	88,2	85,1

Par ailleurs, pour les échantillons SP1 et SP2 agglomérés, on observe dès les premières 24 heures de percolation, un plus fort tassement du solide (15 à 20 % en hauteur pour SP1) que pour les échantillons de SP3 aggloméré (environ 5 % en hauteur). La raison en est que SP1 et SP2 de faciès argileux contiennent beaucoup plus de fines que SP3 faciès type "jaspe", si bien que les boulettes de SP1 et SP2 sont beaucoup plus déformables que celles de SP3. Cette constatation nous a conduits, lorsqu'après les échantillons de SP1 on a préparé ceux de SP2, puis les composites, à passer de 2,5 à 4 Kg de ciment par tonne de minerai afin d'assurer une tenue mécanique plus sûre des boulettes et prévenir tout risque de colmatage.

3.4.2. Récupération de l'or des échantillons de chaque faciès

Le *tableau 9* regroupe les résultats de récupérations aux dates où les lixiviations furent arrêtées, c'est-à-dire une fois le palier d'extraction atteint.

Une bonne porosité du minerai, une bonne accessibilité des particules d'or et une granulométrie comparable d'un échantillon à l'autre (*excepté pour SP3*) expliquent les résultats équivalents obtenus quelque soit le faciès ou la granulométrie. Pour SP1, SP2 et SP3, Les moyennes des récupérations s'élèvent respectivement à 89, 83 et 84 %.

Les résultats peu différents des deux essais SP1 concassé et aggloméré montrent la bonne reproductibilité du test. Par ailleurs, aucune interprétation fondée pour expliquer la différence entre les échantillons SP3 agglomérés et ceux qui ne le sont pas, ne peut être avancée.

3.4.3. Cinétiques

L'ensemble des cinétiques des lixiviations conduites à leur terme est reproduit *figures 5 à 8*. Dans le *tableau 10* on donne à titre comparatif, pour chaque essai les durées de lixiviation pour lesquelles quelques taux de récupération ont été retenus. Les résultats numériques globaux en taux d'extractions sont fournis en *annexe 3*.

On constate que les échantillons de SP1 et SP2 ont une cinétique assez significativement plus rapide que ceux de SP3 mais il n'y a pas

E C H A N T I L L O N S	Durée en jours de percolation pour des récupérations de				Extraction finale %	Durée totale jour
	25 %	50 %	75 %	80 %		
SP1 Brut aggloméré	1,2	1,8	5	8	90,2	24
SP1 Concassé - Aggloméré	0,9	1,8	6	11	87,1	26
SP1 Concassé - Aggloméré	1,5	2,5	4,8	6	91,6	24
SP2 Brut aggloméré	0,5	1,0	6,8	15	84,6	24
SP2 Concassé - Aggloméré	0,5	1,5	3,8	8,5	84,7	24
SP3 Brut	1,5	3,5	7,5	10	90,0	44
SP3 Concassé	2,1	3,9	9,0	11	87,4	46
SP3 Brut - Aggloméré	0,3	0,8	17	> 40	79,2	43
SP3 Concassé - Aggloméré	0,4	1,5	5	15	81,7	40
Composite 1 35,2 % SP1, 40,0 % SP2 24,8 % SP3 agglomérés	0,5	1,8	7,0	10,5	86,0	27
Composite 2 38,7 % SP1, 37,3 % SP2 aggl. 24,1 % SP3	1,2	1,8	5,0	8,0	90,3	24

Tableau 10 : Présentation comparative des résultats de cinétique

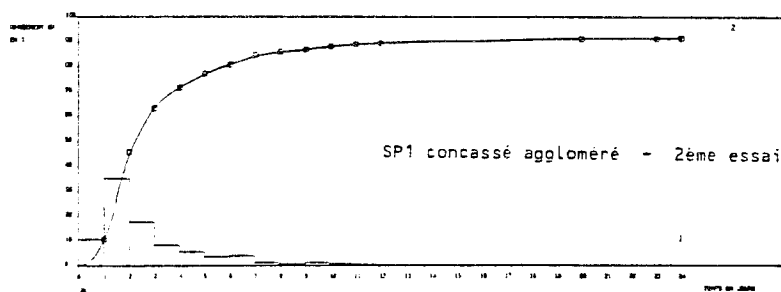
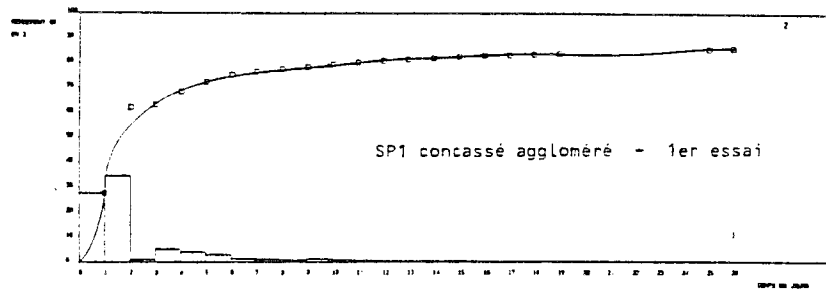
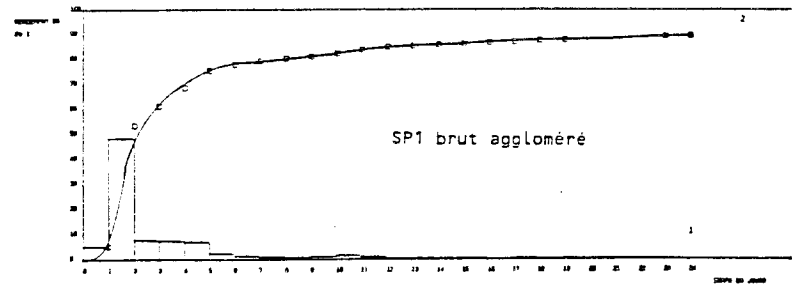


Figure 5 : Cinétiques de la lixiviation des échantillons des faciès SP1

- 1 - Extraction quotidienne
- 2 - Courbe cumulée d'extraction

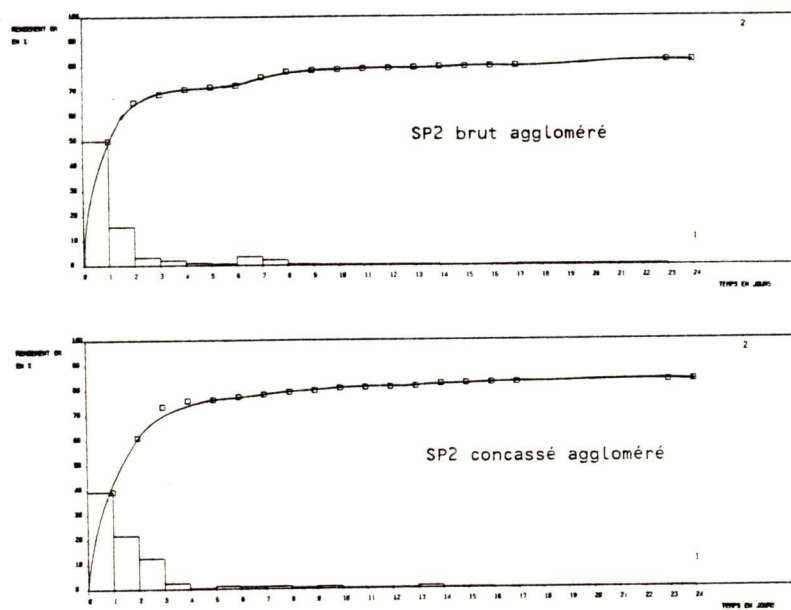


Figure 6 : Cinétiques de lixiviation des échantillons du faciès SP2

- 1 - Extraction quotidienne
- 2 - Courbe cumulée d'extraction

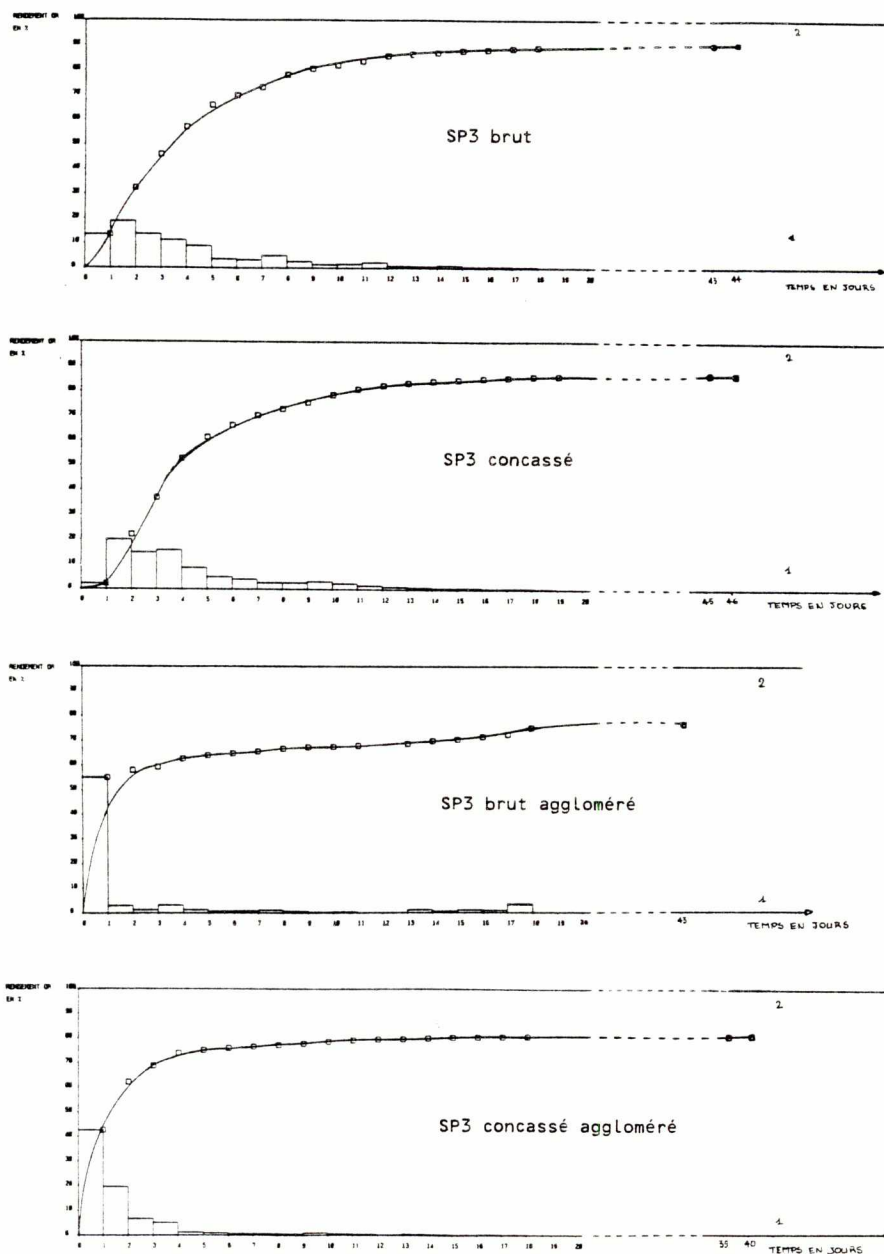


Figure 7 : Cinétiques de lixiviation des échantillons du faciès SP3

- 1 - Extraction quotidienne
- 2 - Courbe cumulée d'extraction

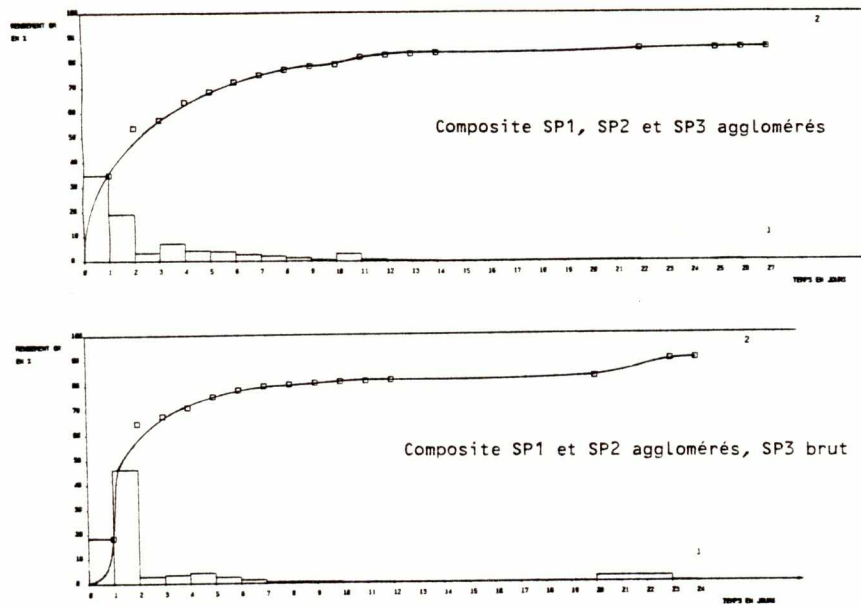


Figure 8 : Cinétiques de lixiviation des échantillons composites

- 1 - Extraction quotidienne
- 2 - Courbe cumulée d'extraction

apparemment pas de corrélation particulière entre les cinétiques et la granulométrie des échantillons.

Il apparaît que les cinétiques des échantillons agglomérés sont typiquement plus rapides dans les premiers jours de lixiviation ; l'extraction y atteint généralement 50 % en moins de deux jours et 75 % en moins d'une semaine. Les résultats des essais sur SP3 avec et sans agglomération montrent que sans agglomération la cinétique est nettement plus lente au début de la lixiviation. En fait, grâce à l'agglomération en milieu cyanure, c'est dès la période de maturation et durcissement que l'on fait subir durant une douzaine d'heures aux échantillons fraîchement agglomérés, avant la mise en route de la percolation, que commence à s'opérer la transformation chimique en composé soluble des particules d'or.

Après ce confinement dans un milieu très riche en oxygène et en cyanure les premières heures de percolation donnent lieu à une rapide mise en solution de cet or. Toutefois, on observe aussi pour le premier jour de lixiviation de certains échantillons agglomérés (*SP1 et composite SP1, SP2 agglomérés, SP3 brut*) une récupération particulièrement faible en comparaison de ce qui est enregistré pour le second jour ; ce retard est très étroitement lié au faible volume de solution récupérée après une seule journée de percolation à travers les colonnes de ces échantillons et donc probablement dû au mouillage du minerai par le reste de solution.

Les cinétiques des deux essais sur des échantillons SP1 concassés et agglomérés sont, après la période d'instabilité décrite ci-dessus, tout à fait comparables et témoignent de la bonne reproductibilité des essais.

3.4.4. Récupération de l'or des échantillons composites

Les essais sur des échantillons de chaque faciès montrent la nécessité d'effectuer une agglomération au ciment. Toutefois, les échantillons de SP3 aggloméré donnent des récupérations moindres que celles obtenues pour les échantillons non agglomérés ; aussi après les essais sur des échantillons de chaque faciès, il a été décidé d'entreprendre deux types d'essai sur composite. Dans un cas, SP1, SP2 et SP3 sont agglomérés, dans l'autre SP1 et SP2 le sont mais pas SP3. Au vu des résultats de cinétique et de récupération, on constate que les deux composites ont un comportement comparable et qu'il n'y a finalement pas lieu de différencier SP3 au cours de la préparation du minerai.

Par ailleurs, ces résultats recoupent aussi fidèlement ceux enregistrés pour les essais sur chaque faciès. Les récupérations obtenues nous orientent vers un rendement potentiel d'extraction d'environ 85 %.

3.5. ANALYSE GRANULOMETRIQUE DES RESIDUS DE LIXIVIATION

On sait que l'or contenu dans les particules de minerai les plus fines est plus rapidement extrait que l'or des particules les plus grossières. Comme on peut le voir au *tableau 11* pour SP1 et SP2, on observe effectivement que d'une manière générale les plus fines particules donnent lieu aux récupérations les plus élevées (*détails des résultats d'analyse granulométrique des résidus en Annexe 4*). Les récupérations pour les particules de taille supérieure à 10 mm sont d'ailleurs assez faibles.

Pour SP3 en revanche, l'extraction est du même ordre de grandeur quelque soit la taille des particules. Or, il faut se rappeler (*chapitre 1*) qu'au contraire de SP1 et SP2, de faciès argileux et fin, pour SP3 de faciès type "jaspe", ce sont les particules les plus grossières qui sont les plus abondantes (73,2 % en poids de > 1 mm pour l'échantillon brut et 61,4 % pour l'échantillon concassé). Parallèlement, la proportion d'or dans les tranches les plus grossières est beaucoup plus importante pour SP3 que pour SP1 et SP2. Des taux d'extraction élevés et équivalents pour les grosses et les fines particules démontrent que pour SP3 la porosité du minerai est telle que l'or y est très accessible et sans doute sous forme de petites particules même au sein des plus gros grains de minerai.

Le *tableau 12* montre clairement l'évolution de la répartition de l'or des plus fines aux plus grossières particules du fait de la lixiviation. Pour le tas industriel, un concassage à un d_{80} de 10 mm est conseillé. Un d_{100} de 10 mm serait en fait plus approprié.

3.6. CONSOMMATION DES REACTIFS

Le *tableau 13* regroupe l'ensemble des résultats concernant la consommation de ciment, chaux, cyanure et eau par tonne de minerai sec pour chaque essai. Comme prévu, la présence de ciment dans les échantillons agglomérés limite considérablement l'addition de chaux nécessaire au maintien du pH de la solution entre 9 et 10 au cours de la lixiviation (*comparer échantillons SP3 agglomérés et non agglomérés*).

Tranches Granulométriques	SP1		SP2		SP3	
	Brut Aggloméré	Concassé Aggloméré	Brut Aggloméré	Concassé Aggloméré	Brut	Concassé
+ 10 mm	49,8 %		62,0 %			
+ 6 mm - 10 mm OU + 6 mm pour concassé	63,9	88,6 %	82,2	92,1 %	n.d. *	95,9 %
+ 1 mm - 6 mm	80,6	77,2	64,1	57,7	"	84,4
+ 0,5 mm - 1 mm	78,6	81,3	72,2	68,6	"	82,6
+ 0,25 mm - 0,5 mm	81,5	82,4	69,9	81,8	"	82,0
+ 0,10 mm - 0,25	91,9	93,2	84,2	87,1	"	84,2
- 0,10 mm	97,4	97,2	89,4	93,0	"	92,9

Tableau 11 : Taux d'extraction de l'or par tranche granulométrique obtenu par le rapport des teneurs des résidus par celles des échantillons d'alimentation.

* non déterminé

A la fin des essais il restait trop peu de minerai non lixivié pour procéder à une analyse granulométrique "or" de l'échantillon de départ.

Tranches granulométriques	SP1				SP2				SP3			
	Brut aggloméré Alim.	Résidu	Concassé aggloméré Alim.	Résidu	Brut aggloméré Alim.	Résidu	Concassé aggloméré Alim.	Résidu	Brut Alim.	Résidu	Concassé Alim.	Résidu
> 1 mm	25,3	51,4	22,3	42,6	35,6	50,1	36,3	57,5	n.d.*	71,1	50,1	62,0
< 100 µm	38,2	7,6	38,9	8,9	40,4	22,4	36,7	10,9	n.d.	12,6	32,8	18,0

Tableau 12 : Répartition de l'or dans des fractions granulométriques grossières et fines extrêmes du minerai avant et après lixiviation en % de la quantité totale analysée pour toutes les tranches.

* non déterminé, après l'ensemble des essais de lixiviation trop peu de minerai brut de faciès SP3 restait pour procéder à l'analyse granulométrique "Or".

E C H A N T I L L O N S	Ciment Kg/t	Chaux Kg/t	Cyanure (NaCN)			E A U		
			Ajouté Pdt agglomérat. Kg/t	Ajouté Pdt lixiviation K/t	Total consommé Kg/t	Avec aggloméré l/t	Après drainage l/t (1)	Total consommé l/t (2)
SP1 Brut	-	-	-	-	-	-	-	-
SP1 Concassé	-	-	-	-	-	-	-	-
SP1 Brut aggloméré	2,5	0,061	0,480	0,420	0,900	59	101	236
SP1 Concassé aggloméré	2,5	0,056	0,485	0,385	0,870	60	107	284
SP1 Concassé aggloméré 2ème essai	2,5	0,032	0,640	0,420	1,060	n.d. *	n.d.	260
MOYENNE SP1					0,885	59	104	260
SP2 Brut	-	-	-	-	-	-	-	-
SP2 Concassé	-	-	-	-	-	-	-	-
SP2 Brut aggloméré	4,0	0,051	0,540	0,060	0,600	67	69	240
SP2 Concassé aggloméré	4,0	0,044	0,530	0,155	0,685	62	88	229
MOYENNE SP2					0,640	64	78	235
SP3 Brut	-	0,52	-	0,755	0,755	-	n.d.	152
SP3 Concassé	-	0,57	-	0,700	0,700	-	n.d.	208
MOYENNE SP3 non agglom.					0,730	-	n.d.	180
SP3 Brut aggloméré	2,5	0,009	0,520	0,280	0,800	34	n.d.	253
SP3 Concassé aggloméré	2,5	0,056	0,520	0,310	0,830	36	n.d.	262
MOYENNE SP3 aggloméré					0,815	35		258
Composite 1 35,2 % SP1, 40,0 % SP2 24,8 % SP3 agglom.	4,0	0,023	0,520	0,065	0,585	53	n.d.	228
Composite 2 38,7 % SP1, 37,3 % SP2 aggl., 24,1 % SP3	4,0	0,047	0,545	0,110	0,655	100	105	283
MOYENNE COMPOSITE					0,620	77		256

Tableau 13 : Consommation des réactifs par tonne de minerai sec

(1) Eau restée au sein du minerai après le dernier lavage et l'égouttage de la colonne.

(2) Ces valeurs comprennent l'eau utilisée pour l'agglomération, l'eau retenue dans le minerai après drainage et l'eau évaporée.

* non déterminé.

Après les premiers essais d'agglomération sur SP1 à 2,5 Kg de ciment par tonne de minerai, il est apparu utile pour une meilleure tenue des boulettes de passer pour SP2 à 4 Kg/tonne. En fait, industriellement il faudrait consommer 6 à 10 Kg de ciment par tonne pour garantir la tenue mécanique du tas sur une épaisseur d'environ 5 mètres de minerai.

On remarque aussi que l'emploi d'une solution cyanurée au cours de la lixiviation diminue de manière significative la quantité de cyanure à ajouter durant la lixiviation. Une consommation de l'ordre de 0,7 Kg de cyanure par tonne de minerai paraît caractéristique du minerai et des conditions opératoires au laboratoire.

Exceptées l'eau employée à l'agglomération et l'eau retenue après drainage, les valeurs de consommation d'eau ne sont pas très significatives ; on ne doit pas oublier qu'elles dépendent considérablement des conditions climatiques locales et de l'humidité initiale du minerai. Par ailleurs, on relèvera que la quantité d'eau nécessaire à une agglomération satisfaisante de SP3 est moindre que celle nécessaire à SP1 et SP2 et cela était prévisible, SP1 et SP2 contenant beaucoup plus de fines argileuses que SP3.

3.7. CONCLUSIONS

Les principaux résultats obtenus au cours de ces essais en colonne sont les suivants :

- L'agglomération au ciment est nécessaire à la percolation de la solution du fait de la nature argileuse et de la finesse du faciès de SP1 et SP2, une consommation de 6 à 10 Kg par tonne de minerai nous paraît indiqué à l'échelle industrielle.
- A l'issue d'une cinétique moyenne (*de l'ordre de 30 jours dans les conditions du laboratoire*), la récupération de l'or extrait d'un échantillon composite aggloméré représentatif des réserves du gisement se situe à près de 85 %.
- L'analyse granulométrique des résidus de lixiviation indique qu'un concassage du minerai à un d_{80-100} de 10 mm est conseillé.

- La consommation de cyanure envisageable est de l'ordre de 0,7 Kg/tonne de minerai.

Ces essais confirment donc la faisabilité technique de la cyanuration en tas avec agglomération au ciment du minerai. Toutefois, il nous paraît nécessaire de proposer un essai sur une masse beaucoup plus importante de minerai que celle des essais de laboratoire. La lixiviation d'un échantillon d'environ 10 tonnes, plus représentatif du minerai dans une colonne de taille adéquate, dans les conditions optima déterminées à l'aide des essais précédemment décrits doit permettre de mieux préciser la consommation des réactifs, les conditions de préparation et d'agglomération du minerai, la durée nécessaire de la lixiviation et la récupération finale de l'or.

Un tel essai nous semble de plus essentiel pour vérifier la bonne tenue mécanique et la percolabilité du minerai aggloméré lorsqu'il est mis en tas sur une hauteur de l'ordre de 5 mètres comme on envisage de le faire au niveau de l'exploitation.

4 - ESSAIS DE CYANURATION EN BOUTEILLE

Des échantillons de différents sondages (*voir 1.1.2.*) ont été soumis à des essais de cyanuration en bouteille dans des conditions standards. Il s'agissait en particulier dans ces essais, d'obtenir des informations sur le comportement lors de la cyanuration du minerai de SABODALA, partiellement oxydé et du minerai de KEREKOUNDA. L'ensemble des résultats est donné en *Annexe 5*. Un résumé est présenté dans le *tableau 15*.

Ce tableau permet de comparer les teneurs des échantillons calculés à partir des analyses de sondages et par bilan de l'essai de cyanuration. Les deux séries de teneur concordent généralement assez bien, excepté pour les échantillons à très haute teneur en or, pour lesquels la présence d'or grossier induit un "*effet de pépité*" (KEREKOUNDA, en particulier). Pour cette raison, les extractions calculées par bilan de l'essai de cyanuration seront retenues pour permettre les comparaisons.

4.1. COMPARAISON DES EXTRACTIONS OBTENUES SUR SP1, SP2 ET SP3

Les échantillons SP1, SP2 et SP3, ont été soumis à des essais de cyanuration en colonne et en bouteille. Le *tableau 14* permet de comparer les résultats obtenus.

	EXTRACTION OR %		
	SP1	SP2	SP3
Essai colonne "brut"	90,2	84,6	84,6 *
Essai colonne "6 mm"	89,4 *	84,7	84,6 *
Essai bouteille poudre	76,3	71,2	86,0
Essai bouteille cuttings	80,6	-	85,6

* Moyenne de deux essais.

Tableau 14 : Comparaison des extractions obtenues sur SP1, SP2 et SP3.

Essai N°	Sondage ou puits	Métrage en m	Nature	Teneur Or calculée g/t		Extraction Or en %		REMARQUES
				Sondage	Bilan Essai	Bilan	Résidu/ Alim.	
1	SP1	0 10	Poudre	4,7	6,3	76,3	68,4	Extraction colonne
2	SP2	0 10	Poudre	1,6	2,4	71,2	54,8	Extraction colonne
3	SP3	0 4	Poudre	12,3	12,9	86,0	85,3	Extraction colonne
4	KD2	6 10	Poudre	20,6	20,4	60,8	61,1	cf. essai 9
5	KD3	4 18	Poudre	33,0	65,6	77,6	55,4	} cf. essai 10
6	KD3	4 20	Poudre	19,4	34,4	71,8	49,9	
7	SD8	11 13	Poudre	13,2	17,4	94,8	93,2	cf. essai 11
8	SD16	8 10	Poudre	4,2	5,5	80,0	73,8	cf. essai 12
9	KD2	6 10	Cutting	20,6	14,3	81,2	86,9	cf. essai 4
10	KD3	4 18	Cutting	33,0	64,9	73,5	47,8	cf. essai 5 et 6
11	SD8	11 13	Cutting	13,2	17,4	94,8	93,2	cf. essai 7
12	SD16	8 10	Cutting	4,2	5,3	83,1	78,6	cf. essai 8
13	SD1	0 9	Cutting	4,7	4,9	85,6	85,1	cf. essai 3
14	SD18	0 10	Cutting	5,7	6,8	80,6	77,3	cf. essai 1

Tableau 15 : Résumé des résultats des tests de cyanuration en bouteille.

Ce tableau montre que

- Les extractions obtenues sur "poudre" sont semblables à celles obtenues sur "cuttings". Ceci n'est pas surprenant, compte tenu du peu de différence dans la distribution granulométrique des deux échantillons.
- Les essais colonnes sont assez bien corrélés par les essais en bouteille, surtout pour SP3.
Pour SP1, les extractions en colonne, bien que du même ordre, sont un peu supérieures.
La porosité des fragments de minerai altéré est probablement la cause de ces similitudes.

4.2. RESULTATS DES ESSAIS BOUTEILLES SUR LE MINERAI PARTIELLEMENT OXYDE

Le *tableau 16* résume les résultats obtenus.

	EXTRACTION OR %	
	SD8	SD16
Essai "poudre"	94,8	80,0
Essai "cuttings"	94,8	83,1

Tableau 16 : Résultats des essais bouteilles : minerai partiellement oxydé.

Ces essais montrent que les échantillons semi-oxydés répondent bien à la cyanuration.

Les extractions d'or sont semblables à celles obtenues sur SP1, SP2 ou SP3. Sous réserve que la porosité du minerai soit suffisante, le traitement par lixiviation en tas des faciès semi-oxydé devrait donc conduire à une extraction de l'or du même niveau que pour les faciès superficiels plus oxydés.

4.3. RESULTATS DES ESSAIS BOUTEILLE SUR LE MINERAI DE KEREKOUNDA

Le minerai de KEREKOUNDA se présente de façon très différente de celui de SABODALA. Il est en effet constitué par un filon de quartz massif dans lequel l'or, quelquefois visible, se concentre dans les fractures. Les teneurs peuvent y être très élevées.

Le *tableau 13* résume les résultats obtenus.

	EXTRACTION OR %	
	KD2	KD3
Essai "poudre"	60,8	77,6
Essai "cuttings"	81,2	73,6

Tableau 13 : Extraction d'or par essai bouteille
minerai de KEREKOUNDA

On peut noter une différence d'extraction importante pour KD2 entre l'échantillon poudre et cutting. Aucune explication vraisemblable ne peut être avancée. On peut néanmoins retenir que l'extraction de l'or est sans doute incomplète puisqu'elle n'est que de 60 % sur l'échantillon le plus finement broyé et qu'elle dépasse 80 % sur les cuttings pour lesquels l'or est en principe moins bien libéré.

Les extractions obtenues sur KD3, bien que très voisines sont elles aussi vraisemblablement incomplètes.

La présence d'or grossier, qui nécessite un temps de contact prolongé pour être convenablement dissous peut être ici soupçonnée.

Il n'est donc pas douteux que des extractions supérieures puissent être obtenues sur ces mêmes échantillons de KEREKOUNDA, minerai simple chimiquement. Cependant, les extractions attendues d'un traitement par cyanuration en tas ne peuvent être précisées. Elles sont en effet très dépendantes pour ce type de minerai, de la dimension de concassage utilisée, car les fragments de quartz sont très peu poreux. Des essais de cyanuration en colonne devraient être conduits pour lever ces incertitudes.

5 - CONCLUSIONS

L'ensemble des résultats obtenus permet de confirmer la faisabilité technique de la cyanuration en tas pour la récupération de l'or du minerai oxydé de SABODALA.

Les principaux points dégagés lors de cette étude sont les suivants :

* Perméabilité

Les essais ont montré que l'agglomération au ciment était nécessaire à la bonne marche du procédé. Une dose de ciment de 6 à 10 Kg/t sera nécessaire pour un tas d'une hauteur de 5 mètres. L'optimisation du dosage pourra être faite une fois l'opération démarrée.

* Concassage

Un concassage à un d_{80} de l'ordre de 10 mm est acceptable. Un concassage légèrement plus fin $d_{100} = 10$ mm conviendrait mieux.

* Récupération

Dans ces conditions, une récupération de 85 % de l'or contenu doit être atteinte. Ce chiffre est bien entendu valable pour les minerais équivalents à ceux des essais.

* Cinétique

En moyenne 70 à 80 % de l'extraction de l'or est obtenue dans un délai d'une dizaine de jours. Le minerai de SABODALA, dans les conditions des essais, se classe donc dans la catégorie des cinétiques moyennes.

Les temps d'arrosage de laboratoire doivent être multipliés par un facteur pouvant varier suivant les minerais de 1 à 5, pour l'application à l'unité industrielle. On peut donc en moyenne prévoir un premier cycle d'arrosage de l'ordre de 30 jours qui dissolvera la majorité de l'or. Le reste de l'or sera ensuite récupéré par un second cycle de même durée, dont les solutions à concentrations en or plus faibles seront recyclées sur un tas de minerai plus récent (*lixiviation à contre courant*).

* Les consommations

Les consommations en réactifs évaluées à partir des essais laboratoires sont :

Ciment	6 à 10 Kg/t
Cyanure de Sodium :	0,7 Kg/t
Chaux	Consommation nulle, le ciment étant suffisant pour donner à la solution d'attaque, une alcalinité convenable.

* Minerai semi-oxydé et filon de KEREKOUNDA

Les contrôles de dissolution de l'or par essai bouteille montrent que pour le minerai présentant un degré d'oxydation plus faible qu'en surface, c'est-à-dire situé aux environs de -20 mètres, la récupération sera du même ordre de grandeur qu'en surface.

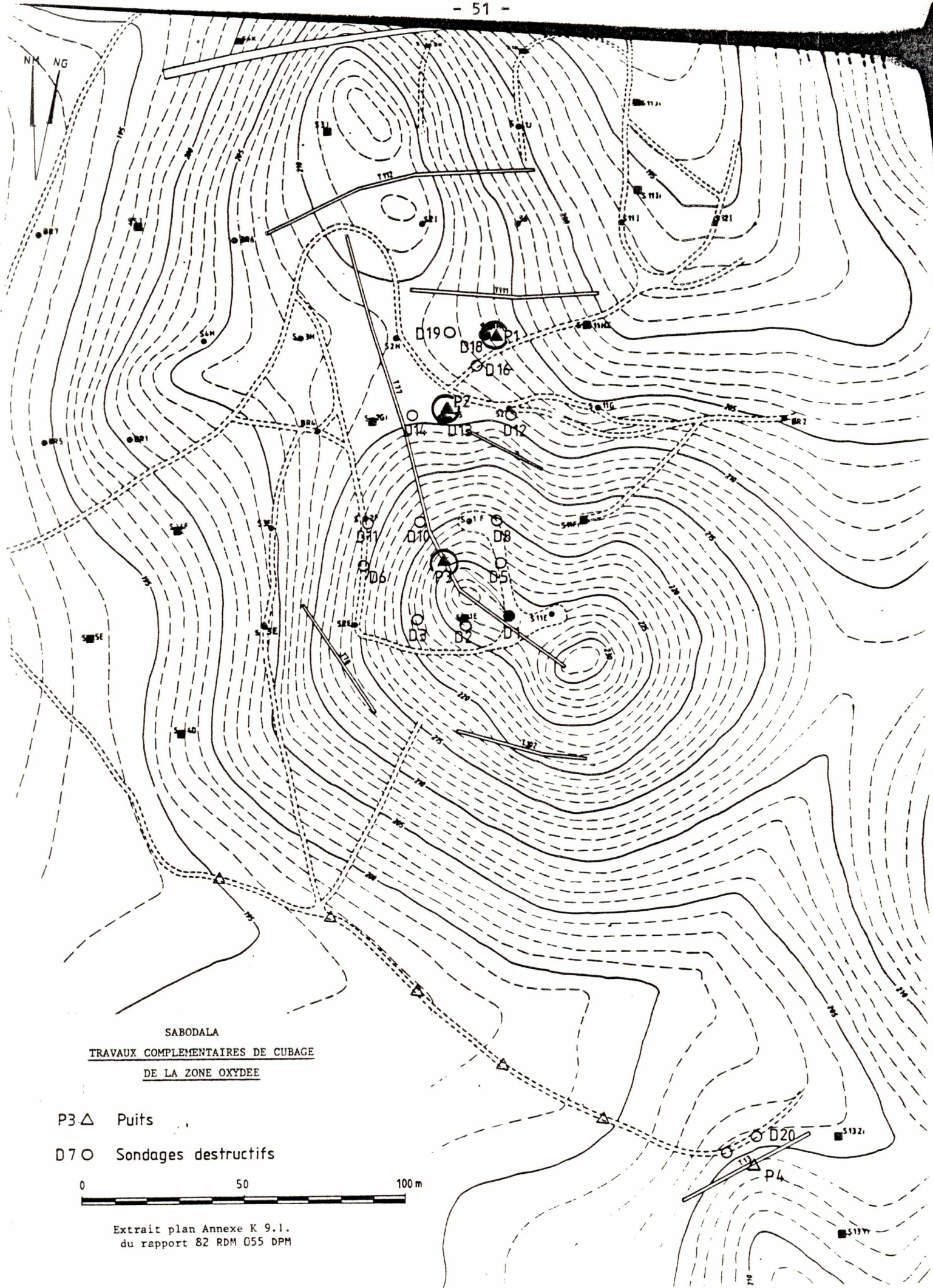
Pour le filon de KEREKOUNDA, ces essais montrent que la cyanuration ne rencontrera pas de problèmes chimiques particuliers ; mais il conviendra de vérifier les rendements d'extraction sur un minerai concassé, la porosité des fragments étant en effet plus faible que celle du minerai de SABODALA.

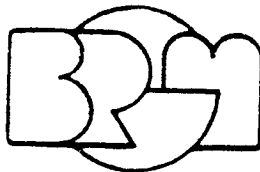
Dans la suite du projet, il conviendra donc d'effectuer des essais complémentaires de cyanuration en colonne sur des faciès semi-oxydé de minerai de SABODALA ainsi que sur le minerai de KEREKOUNDA. De plus, un essai de cyanuration en colonne pilote, portant sur une dizaine de tonnes de minerai sera nécessaire pour vérifier la bonne tenue mécanique du minerai aggloméré sous une hauteur égale à celle prévue sur l'unité industrielle.

Cet essai permettra en outre de préciser la récupération et la cinétique de dissolution de l'or. Des mesures complémentaires, notamment des teneurs en argent et en cuivre, permettront enfin de mieux concevoir l'unité de traitement par charbon actif, tant du point de vue dimensionnement que fonctionnement.

A N N E X E 1

*Carte d'implantation
des puits SP1, SP2, SP3, KP5
Logs descriptifs SP1, SP2, SP3, KP5*





BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES

ETABLISSEMENT PUBLIC FRANÇAIS A CARACTERE INDUSTRIEL ET COMMERCIAL

DIRECTION REGIONALE DE DAKAR

(SENEGAL - MAURITANIE - GUINEE BISSAU)

BOITE POSTALE N° 268

TELEPHONE : 21.62.26/22.18.64/22.31.21

N/Réf. : 1084/GV/jt

DAKAR, LE 16 Août 1983

V/Réf.

Objet : Echantillons de minerai oxydé
de SABCDALA (Sénégal).-

NOTE à l'attention de M. LIBAUDE

Département MINERALURGIE

Annexes : - Logs des puits avec résultats
d'analyse.
- Liste des échantillons.-

Types de faciès échantillonnés :

- A) Roche grise à verdâtre très argilisée à filonnets de quartz : altération du stockwerk silico-carbonaté dans une série de laves et tufs acides à intermédiaires.
Puits : SP1 et SP2
Minéralisation : pyrite oxydée (noire) - limonites - or libre.
- B) Type "jaspe" : Roche silicifiée violette poreuse à boxworks et quartz blanc massif, bréchique à éléments de roche violette.
Puits : SP3
Minéralisation : pyrite oxydée - quelques pyrites saines-limonites - or libre.
- C) Filon de quartz à hématite et or libre de Kérékounda
Puits KP5
Minéralisation : hématite - limonites
Remarques : teneurs très décevantes par rapport au sondage KD2 situé à proximité (moyenne du sondage 9,6 g/t) le puits est-il mal placé ou le filon à minéralisation très irrégulière ?
- D) Eboulis de quartz et graviers de latérite dans une argile rouge latéritique.
Remarque : teneur souvent intéressante - présent au début de chaque puits. peut être regroupé avec le type A) argilisé.
- E) Métabasite argilisée, traversée par quelques filonnets de quartz
Puits : SP6 à SP10.
Remarque : teneur t. faible ≤ 1 g/t
ces puits ont été réalisés pour vérifier des anomalies de batée reconnues dans ce secteur.

.../...

./...

En conclusion, et par rapport aux notes SGN/MIN/83 n° 570 et 610 qui définissent le programme de travail sur les différents types de minerais on dispose de :

- . faciès "jaspe" : SP3 teneur moyenne : 12,25 g/t
poids : 60 kg + 60 kg à venir (casse bois)
- . faciès "Stockwerk argilisé" : SP1 et une partie du SP2
SP1 teneur moyenne : 4,74 g/t
poids : 150 kg
SP2 échantillons à choisir selon teneur
globalement 152 kg à 1,55 g/t
- . faciès "partiellement oxydé" : aucun puits n'a atteint la profondeur de ce faciès.
- . faciès "Kérékounda" KP5 75 kg à 0,9 g/t
donc un échantillon non représentatif du filon.

Donc sur les 4 faciès prévus, 2 seulement sont disponibles. En ce qui concerne le minerai "partiellement oxydé", il serait possible de vous fournir des cuttings de sondages s'il vous est possible de travailler dessus. Pour Kérékounda le mieux serait de faire un autre puits.


G. VIDEAU

Copies : M. PAPCN - RDM/AF

M. PC VINCENT - RDM/DPM
M. VANDENBRCUCKE - BRGM DAKAR.-

Liste des échantillons de minerai oxydé Sabodala

<u>Fût n° 1</u>	:	SP1	0	à	2 m	:	30 kg
		SP1	2	à	4 m	:	30 kg
		SP1	4	à	6 m	:	30 kg
		SP1	6	à	8 m	:	30 kg
		SP1	8	à	10 m	:	30 kg
		SP3	2	à	4 m	:	30 kg
		SP6	0	à	1,40 m	:	21 kg

201 kg

<u>Fût n° 2</u>	:	SP2	0	à	0,80 m	:	12 kg
		SP2	0,80	à	2,80 m	:	30 kg
		SP2	2,80	à	4,80 m	:	30 kg
		SP2	4,80	à	6,80 m	:	30 kg
		SP2	6,80	à	8,80 m	:	30 kg
		SP2	8,80	à	10,15m	:	20 kg
		SP3	0	à	2 m	:	30 kg
		SP6	1,40	à	3 m	:	24 kg
		SP10	1,40	à	3 m	:	24 kg

230 kg

<u>Fût n° 3</u>	:	KP5	0	à	2 m	:	30 kg
		KP5	2	à	4 m	:	30 kg
		KP5	4	à	5 m	:	15 kg
		SP7	0	à	2 m	:	30 kg
		SP7	2	à	3 m	:	15 kg
		SP8	0	à	1 m	:	15 kg
		SP8	1	à	3 m	:	30 kg
		SP9	0	à	1,30 m	:	20 kg
		SP9	1,30	à	3 m	:	25 kg
		SP10	0	à	1,40 m	:	21 kg

231 kg

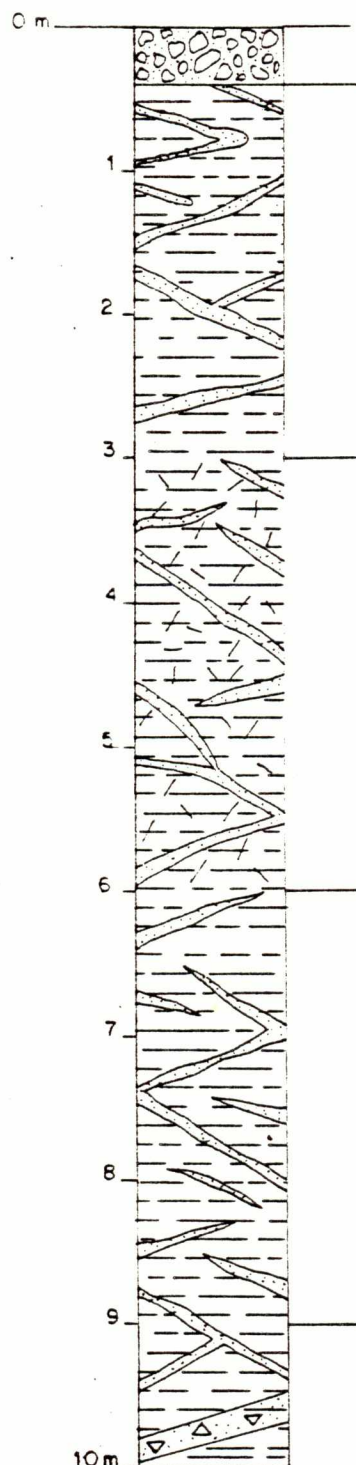
TOTAL : 662 kg

manque SP4 : resté à Sabodala

Remarque : sondage SD20 sur ce filon est entièrement négatif.-

PUITS SP1

(10m) (cf. sondage SD 18)



Graviers de quartz et latérite dans terre végétale

Argile rouge recoupée par de nombreux filonnets de quartz à boxworks limoniteux

Argile plus bariolée (tâches argile blanche et jaune) moins de quartz.

Filon de quartz blanc 6-7cm d'épaisseur (non minéralisé)

Passage progressif à

Roche argilisée beige, filonnets de quartz très fréquents

Restes de roche schistosée grise, très altérée, recoupée par de nombreuses fissures noires
+ passage de roche silicifiée, blanche et poreuse - Brèche par endroits.

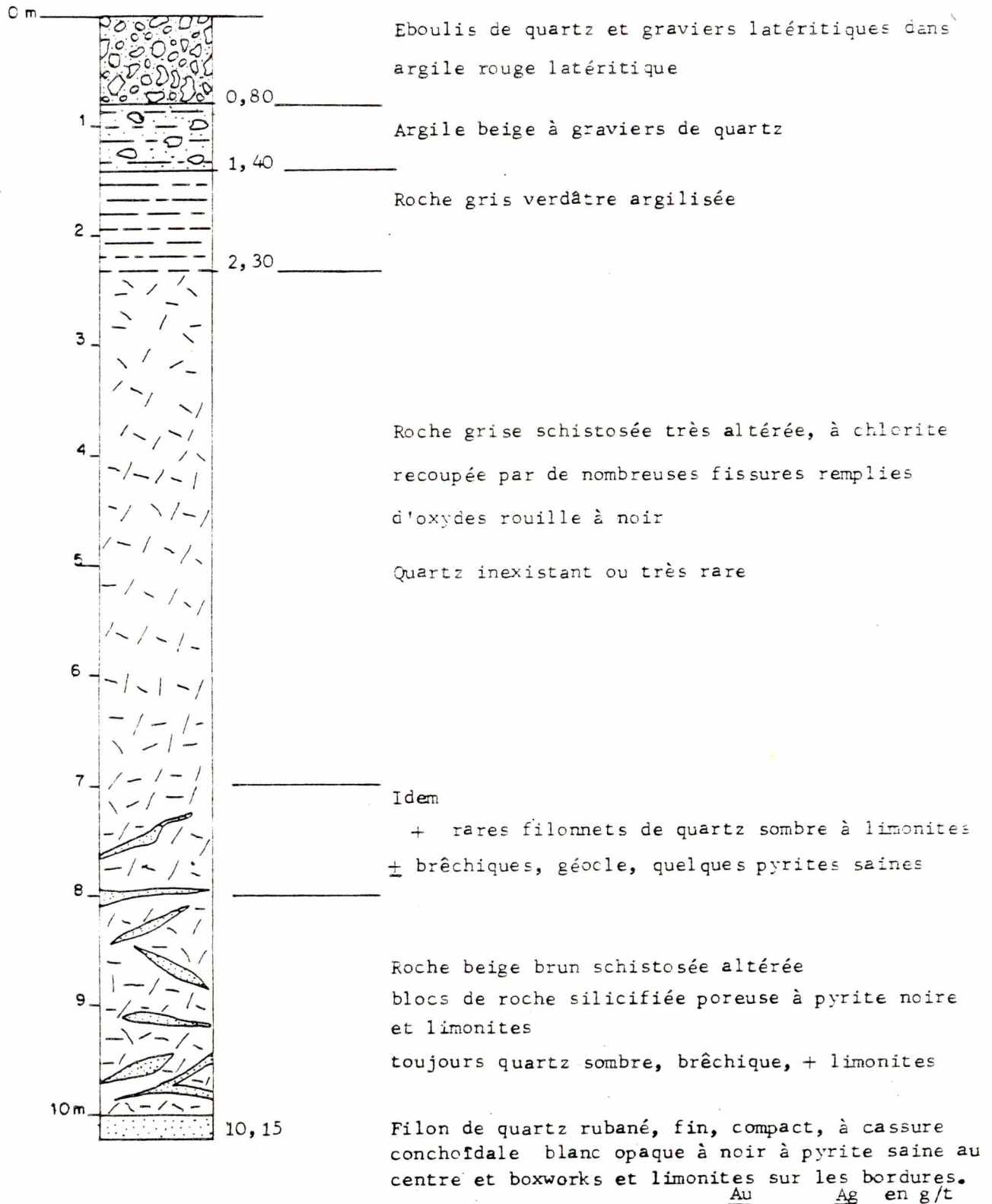
Roche très argilisée brun rouge à bariolée

Quartz très fréquent, toujours limonites

Argile brun marron
+ roche silicifiée beige, compacte, bréchique à éléments argilisés

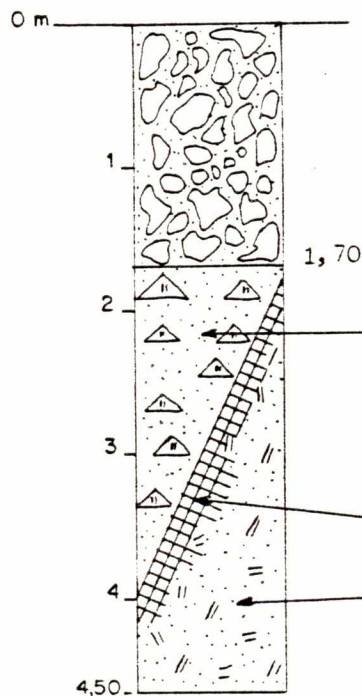
<u>Echantillonnage</u> :		<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
-	0 à 2 m	5,3	0,8	
-	2 à 4 m	5,4	1,0	
-	4 à 6 m	3,3	0,5	
-	6 à 8 m	4,0	0,7	
-	8 à 10 m	5,6	0,8	

PUITS SP 2 (10m) (cf. sondage SD 13)



		Au	Ag en g/t
Echantillonnage :			
-	0 à 0,80 m	2,1	0,3
-	0,80 à 2,80 m	1,6	0,2
-	2,80 à 4,80 m	1,2	0,4
-	4,80 à 6,80 m	0,4	0,1
-	6,80 à 8,80 m	0,5	0,1
-	8,80 à 10,15 m	5,0	0,9

PUITS SP3 (4,50m)



Eboulis de quartz blanc et roche silicifiée
violette dans argile rouge

Quartz massif blanc brêchique à éléments de
roche silicifiée violette
nombreux boxworks et limonites

contact N 45° E 70° W

Zone broyée sablo-gravillonnaire violette

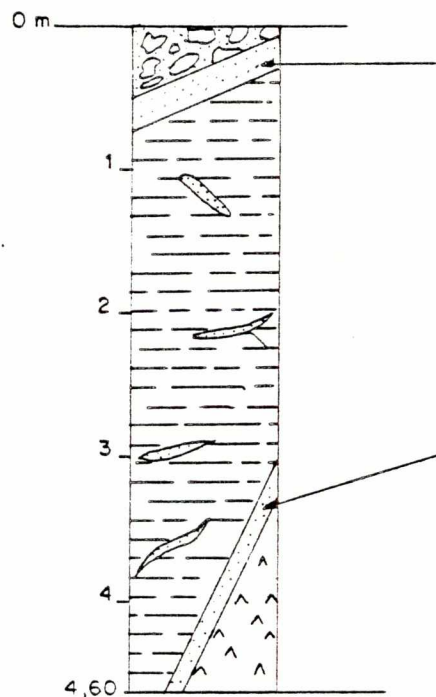
Roche silicifiée violette, poreuse, à boxworks
et limonites

très peu de pyrite saine

traversée par de petits filonnets de quartz blanc

	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage : - 0 - 2 m	: 14,2	2,1	
- 2 - 4 m	: 10,3	1,5	

PUITS SP 4



Tranchée T13

(cf. sondage SD 20)

Filon de quartz blanc e = 10 à 20 cm

Roche schistosée argilisée, de couleur ocre à rouille très brêchique, légère et friable

- texture souvent invisible, de nombreuses fissures noires découpent la roche
- petits filonnets cm de quartz peu fréquents sur toute la hauteur

Filon de quartz blanc e = 5 à 10 cm
N 160° 71°E

Métabasite recoupée par stockwerk :

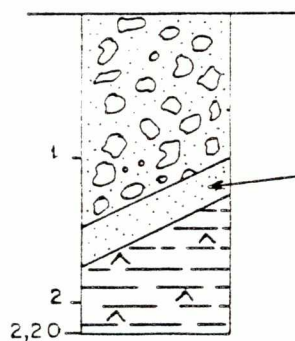
roche gris-vert clair à vert sombre à passées orangées, recoupées par de très nombreux filonnets mm de quartz.

Pyrite saine abondante et bien cristallisée

Au

Echantillonnage : Rainures N et S = - 0 - 2,10 m
- 2,10 - 3,10 m
- 3,50 - 4,50 m : 0,8 g/t

PUITS SP 4 bis

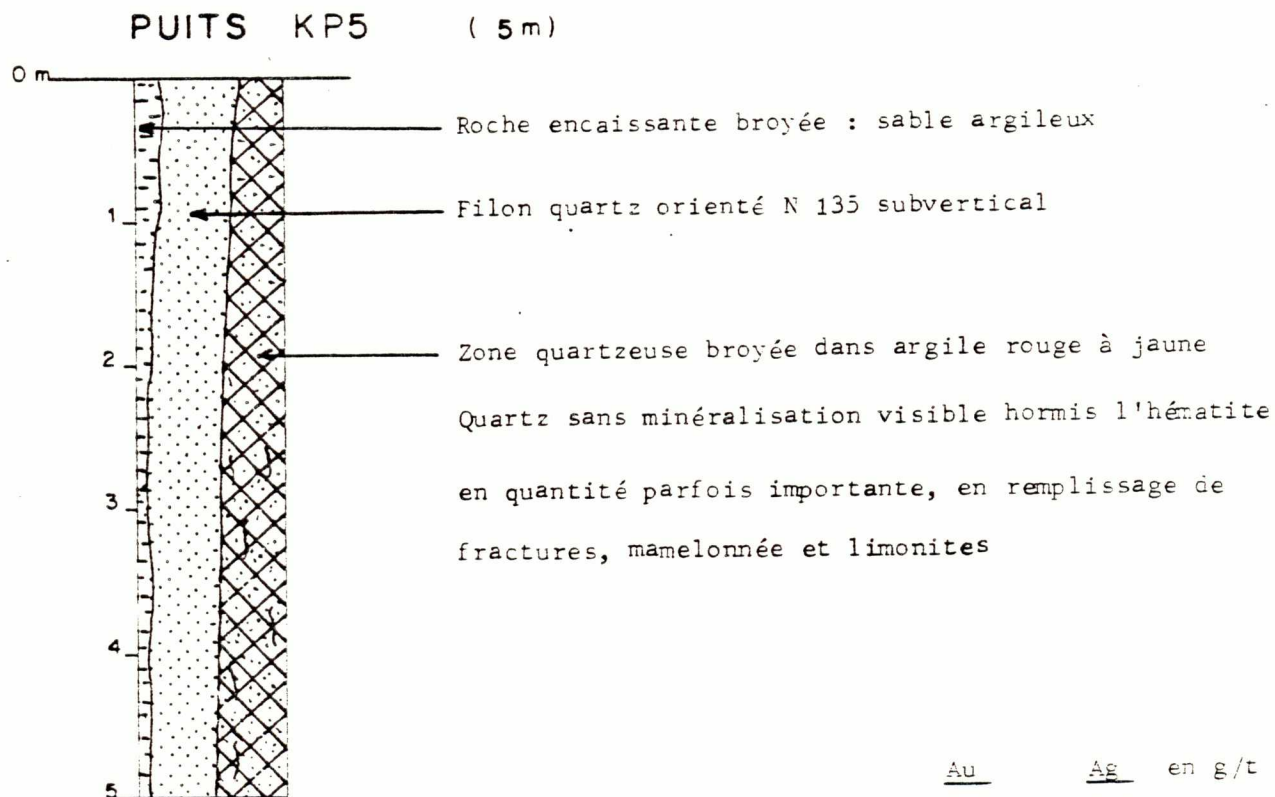


Galets de quartz dans latérite

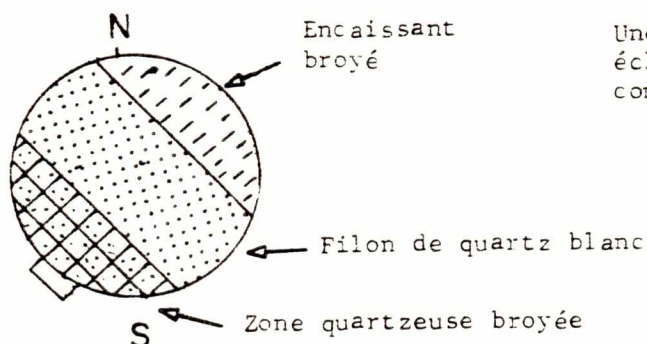
Filon de quartz e = 20 à 30 cm
N 110° 51°N

Quartz blanc + limonites + ϵ hématite

Roche verdâtre schistosée, argilisée

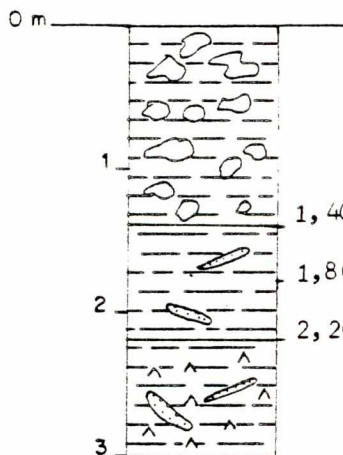


	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage : 0 - 2 m :	0,7	0,2	
2 - 4 m :	1,5	0,3	
4 - 5 m :	0,3	0,1	



Une seule rainure au SW de façon à échantillonner comme prévu la partie comprise entre les 2 branches du filon

PUITS SP6 (3 m)



Eboulis dans argile grise au toit puis rouge ensuite
blocs de quartz et gravières de latérite
(oxydes de fer, + oxydes de manganèse ?)

1,40 — Argile rouge avec filonnets de quartz blanc et roche

1,80 — silicifiée poreuse à boxworks (oxydes de fer et minéraux
noirs)

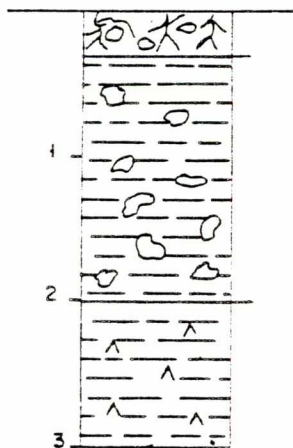
2,20 — Argile bariolée à filonnets de quartz blanc rares

Roche vert clair schistosée, argilisée.

Quelques filonnets de calcédoine sombre compacte à cassur.
conchoïdale avec peu de sulfures

	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage : - 0 - 1,40 m :	1,6	0,4	
- 1,40- 3 m :	0,4	0,1	

PUITS SP7 (3 m)



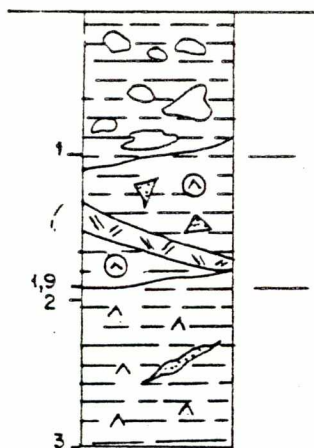
Terre végétale et blocs de quartz

Eboulis dans argile rouge à bariolée

Roche verte schistosée argilisée

	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage : - 0 - 2 m :	0,5	0,2	
- 2 - 3 m :	0,4	0,1	

PUITS SP8 (3 m)



Eboulis de quartz et gravières latéritiques dans
argile bariolée

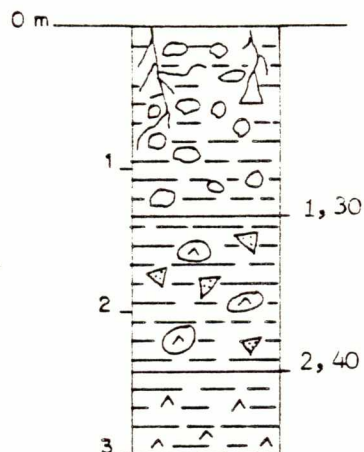
Argile bariolée (vert et jaune) avec blocs de quartz
blanc, de metabasites vertes + ceinture (?) de roche
violette silicifiée

Roche vert clair argilisée schistosée, filonnets de
quartz blanc + trainées d'oxydes jaunes

	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage : - 0 - 1 m :	0,5	0,2	
- 1 - 3 m :	0,3	0,1	

PUITS SP9

(3 m)



Terre végétale + graviers latéritiques de quartz
et roche verte, peu d'argile.

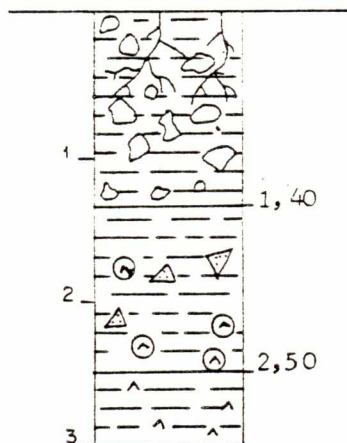
Argile verdâtre avec blocs de metabasites et de
quartz (éluvions ?)

Métabasite schistosée très argilisée,
quelques filonnets de quartz

	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage : - 0 - 1,30 m	0,5	0,1	
- 1,30 - 3 m	1,0	0,3	

PUITS SP10

(3 m)



Terre végétale
+ éboulis, graviers latéritiques, quartz et roche
verte, peu d'argile

Couche argileuse avec blocs de roche verte,
quartz blanc, oxydes de fer

Roche verte et ocre très argilisée, peu de quartz blanc

	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	en g/t
Echantillonnage :-0 - 1,40 m	0,4	0,1	
- 1,40 - 3 m	0,3	0,1	

A N N E X E 2

*Analyses granulométriques
des échantillons SP1, SP2 et SP3
bruts et après concassage
en dessous de 6 mm*

000

Bilan alimentation échantillon SP1 brut

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR ppm	DISTR %
1 + 10MM	5.93	2.63	2.79
2 +6MM -10MM	9.07	3.35	5.43
3 +1MM-6MM	17.87	5.35	17.08
4 +0,5MM-1MM	4.01	18.00	12.89
5 +0,25MM-0,5MM	3.53	22.30	14.06
6 +0,10MM-0,25MM	3.76	14.25	9.58
7 -0,100MM	55.83	3.83	38.19
BRUT RECONSTITUE	100.00	5.60	100.00
TOTAL ANALYSE		5.57	

Bilan alimentation échantillon SP1 concassé

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR ppm	DISTR %
1 + 6MM	3.06	3.60	1.89
2 +1MM -6MM	26.43	4.52	20.44
3 +0,5MM-1MM	4.73	17.90	14.48
4 +0,25MM-0,5MM	4.02	20.75	14.26
5 +0,10MM-0,25MM	4.22	13.90	10.04
6 -0,100MM	57.54	3.95	38.89
BRUT RECONSTITUE	100.00	5.84	100.00
TOTAL ANALYSE		5.57	

Bilan alimentation échantillon SP2 brut

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR _{ppm}	DISTR %
1 + 10MM	5.17	2.45	6.05
2 +6MM -10MM	10.47	1.85	9.26
3 +1MM-6MM	17.10	2.48	20.27
4 +0,5MM-1MM	4.30	4.60	9.46
5 +0,25MM-0,5MM	4.26	3.82	7.78
6 +0,10MM-0,25MM	5.92	2.40	6.80
7 -0,100MM	52.77	1.60	40.37
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.09	100.00
TOTAL ANALYSE		2.13	

Bilan alimentation échantillon SP2 concassé

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR _{ppm}	DISTR %
1 + 6MM	2.83	2.52	3.37
2 +1MM -6MM	26.29	2.65	32.89
3 +0,5MM-1MM	5.01	4.52	10.68
4 +0,25MM-0,5MM	4.93	4.12	9.59
5 +0,10MM-0,25MM	6.16	2.32	6.75
6 -0,100MM	54.78	1.42	36.72
BRUT RECONSTITUE	100.00	2.12	100.00
TOTAL ANALYSE		2.13	

Bilan alimentation échantillon SP3 concassé

```

*****
!      PRODUITS      !      POIDS !      DR      !
!      !      !      !*****!
!      !      !      !      %      !TENEURppm! DISTR % !
*****
! 1 + 6MM      !      3.03 !      12.25!      3.07!
!      !      !      !      !      !      !
! 2 +1MM -6MM  !      58.40 !      10.50!      50.02!
!      !      !      !      !      !      !
! 3 +0.5MM-1MM !      5.78 !      11.50!      5.42!
!      !      !      !      !      !      !
! 4 +0.25MM-0.5MM !      3.34 !      13.75!      3.74!
!      !      !      !      !      !      !
! 5 +0.10MM-0.25MM !      3.37 !      18.25!      5.01!
!      !      !      !      !      !      !
! 6 -0.100MM    !      26.09 !      15.40!      32.78!
!      !      !      !      !      !      !
*****
! BRUT RECONSTITUE ! 100.00 !      12.26!      100.00!
*****
! TOTAL ANALYSE    !      !      12.35!      !
*****

```

SP3 brut, voir granulométrie résidu colonne

A N N E X E 3

*Bilans journaliers des essais
de cyanuration en colonne sur
SP1, SP2, SP3 et composite*

0₀0

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP1 aggloméré

Jour	Depart		Fin		Extraction	Extraction
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		cumulee
1	3089.	0.00	654.	9.48	5.22	5.22
2	4000.	0.00	3476.	16.55	48.41	53.63
3	3990.	0.00	3509.	2.60	7.48	61.31
4	3851.	0.02	4110.	2.17	7.44	68.75
5	3976.	0.00	3643.	2.27	6.96	75.71
6	3328.	0.00	3288.	0.85	2.75	78.06
7	3879.	0.00	3896.	0.44	1.44	79.50
8	3462.	0.00	3444.	0.76	1.04	80.54
9	3017.	0.00	3016.	0.33	0.84	81.38
10	4404.	0.00	4497.	0.30	1.14	82.52
11	3587.	0.00	3520.	0.53	1.57	84.09
12	4110.	0.00	4133.	0.30	1.04	85.13
13	3822.	0.00	3802.	0.14	0.43	85.56
14	3872.	0.00	3858.	0.14	0.47	86.03
15	3840.	0.00	3777.	0.15	0.48	86.51
16	4058.	0.00	4336.	0.14	0.51	87.02
17	2803.	0.00	1545.	0.19	0.24	87.26
18	4068.	0.00	3959.	0.14	0.47	87.73
19	3702.	0.00	3945.	0.08	0.27	87.99
23	3800.	0.00	20080. 1	0.09 2	1.45	89.44
24	3500.	0.00	3457.	0.04	0.12	89.56

LAVAGES

1	5000.	0.00	4952.	0.08	0.38	89.93
2	5000.	0.00	5102.	0.06	0.26	90.19
3	4000.	0.00	3936.	0.00	0.00	90.19

RESIDU Poids	19.110 Kg	Teneur: 0.61g/t	9.81	100.00
ALIMENTATION	Teneur calculée: 5.22g/t			
	Teneur analysée: 5.57g/t			

1 Masse en mg de charbon actif utilisé à l'adsorption et non volume en ml de solution passée.

2 Teneur dans le charbon actif.

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP1 concassé et aggloméré.

Jour	Depart		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	4072.	0.00	1555.	19.05	27.61	27.61
2	4000.	0.00	3994.	8.80	34.57	62.18
3	5385.	0.00	3882.	0.25	0.95	63.13
4	4308.	0.00	4800.	1.10	5.19	68.33
5	3647.	0.00	3529.	1.15	3.99	72.32
6	3577.	0.00	3475.	0.85	2.91	75.22
7	4342.	0.00	4204.	0.31	1.28	76.50
8	3681.	0.00	3881.	0.28	1.09	77.59
9	3248.	0.00	3132.	0.25	0.75	78.35
10	4698.	0.00	4707.	0.25	1.16	79.50
11	3505.	0.00	3627.	0.22	0.78	80.29
12	4272.	0.00	4058.	0.18	0.72	81.01
13	3898.	0.00	3966.	0.14	0.57	81.57
14	3959.	0.00	3936.	0.13	0.50	82.08
15	3878.	0.00	3884.	0.13	0.48	82.55
16	4101.	0.00	4392.	0.12	0.50	83.05
17	1369.	0.00	1320.	0.19	0.23	83.28
18	1634.	0.00	1462.	0.21	0.30	83.58
19	1448.	0.00	1397.	0.22	0.28	83.86
25	6000.	0.00	21680. 1	0.33 2	1.99	85.75
26	6200.	0.00	6188.	0.04	0.23	85.98

LAVAGES

1	5000.	0.00	4902.	0.10	0.48	86.46
2	5018.	0.00	5018.	0.09	0.44	86.90
3	3900.	0.00	3800.	0.04	0.15	87.05

RESIDU Poids	17.786 Kg	Teneur: 0.74g/t	12.95	100.00
ALIMENTATION	Teneur calculée: 5.72g/t			
	Teneur analysée: 5.57g/t			

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP1 concassé
6 mm, aggloméré (2ème essai).

Jour	Départ		Fin		Extraction	Extraction
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		cumulée
1	4000.	0.00	670.	20.40	10.56	10.56
2	4000.	0.00	1695.	26.84	30.16	40.72
3	4400.	0.00	3739.	7.02	17.57	58.30
4	3613.	0.00	3911.	2.76	6.34	71.64
5	4307.	0.00	4080.	1.78	5.61	77.25
6	2709.	0.00	2648.	1.74	3.56	80.81
7	3040.	0.00	2996.	1.71	3.96	84.77
8	3635.	0.00	3073.	0.47	1.30	86.07
9	2536.	0.00	2536.	0.38	0.74	86.81
10	3992.	0.00	3488.	0.45	1.37	88.13
11	3608.	0.00	3784.	0.27	0.77	88.91
12	3487.	0.00	3523.	0.17	0.40	89.36
20	4000.	0.00	29090. 1	0.08 2	1.71	91.07
23	4000.	0.00	20570. 1	0.01 2	0.24	91.30
24	3900.	0.00	3856.	0.06	0.16	91.47

LAVAGES

1	5000.	0.00	4725.	0.02	0.05	91.52
2	5000.	0.00	4980.	0.03	0.10	91.64
3	5000.	0.00	4993.	0.00	0.00	91.64

RECHU	Boide	19.305 kg	Teneur: 0.562/t	6.36	100.00
ALIMENTATION			Teneur calculée: 6.708/t		
			Teneur analysée: 5.572/t		

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP2 concassé 6 mm, aggloméré.

Jour	Depart.		Fin		Extraction	Extraction
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		cumulee
1	4381.	0.00	1862.	10.60	39.40	39.40
2	4093.	0.00	4525.	2.40	21.68	61.08
3	4342.	0.00	3674.	1.70	12.47	73.54
4	2760.	0.00	2527.	0.47	2.37	75.92
5	3809.	0.00	3841.	0.04	0.31	76.22
6	3983.	0.00	3911.	0.14	1.09	77.32
7	3177.	0.00	3176.	0.14	0.89	78.20
8	4397.	0.00	4583.	0.11	1.01	79.21
9	3185.	0.00	3284.	0.08	0.53	79.73
10	4145.	0.00	3927.	0.12	0.94	80.68
11	3981.	0.00	4026.	0.03	0.24	80.92
12	4175.	0.00	4078.	0.03	0.27	81.19
13	4097.	0.00	4198.	0.03	0.23	81.42
14	4283.	0.00	4606.	0.11	1.01	82.43
15	2030.	0.00	1604.	0.05	0.14	82.58
16	4230.	0.00	4245.	0.03	0.23	82.80
17	3850.	0.00	4180.	0.01	0.08	82.89
18	4000.	0.00	24370. 1	0.01 2	0.53	83.42
19	4000.	0.00	2999.	0.02	0.14	83.55

LAVAGES

1	5000.	0.00	4891.	0.05	0.49	84.04
2	5000.	0.00	5101.	0.05	0.51	84.55
3	3600.	0.00	3542.	0.02	0.14	84.69

RESIDU	Poids	20.180 Kg	Teneur:	0.38g/t	15.31	100.00
ALIMENTATION	Teneur calculee:	2.48g/t				
	Teneur analysee:	2.13g/t				

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP2 aggloméré.

Jour	Depart		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au ms/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au ms/l		
1	4362.	0.00	2584.	9.40	50.09	50.09
2	4763.	0.00	4154.	1.70	15.61	65.71
3	2600.	0.00	2574.	0.60	3.18	68.89
4	2619.	0.00	2392.	0.41	2.02	70.91
5	3796.	0.00	3833.	0.11	0.97	71.78
6	4004.	0.00	3934.	0.07	0.57	72.35
7	3281.	0.00	3253.	0.52	3.49	75.84
8	4520.	0.00	4622.	0.23	2.19	78.03
9	3866.	0.00	3854.	0.06	0.48	78.51
10	4340.	0.00	4327.	0.03	0.27	78.78
11	4018.	0.00	4047.	0.03	0.28	79.06
12	4164.	0.00	4067.	0.03	0.25	79.30
13	4103.	0.00	4146.	0.03	0.27	79.58
14	4382.	0.00	4597.	0.04	0.33	79.91
15	1970.	0.00	1583.	0.04	0.11	80.02
16	3031.	0.00	3081.	0.02	0.10	80.12
17	5044.	0.00	5143.	0.02	0.18	80.30
23	5621.	0.00	21470.1	0.05 2	2.17	82.46
24	4939.	0.00	4939.	0.00	0.00	82.46

LAVAGES

1	5000.	0.00	4997.	0.09	0.93	83.39
2	5000.	0.00	5017.	0.10	1.03	84.42
3	3500.	0.00	3295.	0.02	0.14	84.56

RESIDU Poids	19.196 Kg	Teneur	0.39g/t	15.44	100.00
ALIMENTATION		Teneur calculée	2.53g/t		
		Teneur analysée	2.13g/t		

Bilan journalier de la cyanuration en colonne , SP3 brut.

Jour	Depart		Fin		Extraction	Extraction cumulee
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	4319.	0.00	4314.	10.38	13.50	13.50
2	4202.	0.00	4213.	14.80	18.80	32.30
3	3698.	0.00	3955.	11.42	13.42	45.92
4	3911.	0.06	3852.	9.49	11.19	57.11
5	3938.	0.00	4289.	6.89	8.91	66.02
6	4262.	0.00	4168.	2.90	3.44	69.66
7	4275.	0.00	4079.	2.68	3.30	72.96
8	3405.	0.00	3393.	4.92	5.02	77.99
9	4452.	0.00	4533.	1.37	2.56	80.35
10	4661.	0.00	4738.	0.97	1.39	81.94
11	3645.	0.00	3654.	1.43	1.58	83.51
12	3992.	0.00	4196.	1.71	2.16	85.67
13	3635.	0.00	3696.	0.61	0.48	86.35
14	3819.	0.00	3748.	0.56	0.64	86.99
15	3525.	0.00	3820.	0.76	0.88	87.87
16	2258.	0.00	1799.	0.81	0.44	88.31
17	4016.	0.00	4021.	0.40	0.49	88.79
18	4005.	0.00	4505.	0.21	0.29	89.08
43	4200.	0.00	21000 1	0 11 2	0.72	89.80
44	4100.	0.00	4101.	0.06	0.07	89.87

LAVAGES

1	5000.	0.00	3997.	0.07	0.08	89.96
2	5000.	0.00	4405.	0.02	0.03	89.98
3	1500.	0.00	1246.	0.00	0.00	89.98

RESIDU Poids	25.160 Kg	Teneur: 1.32g/t	10.02	100.00
ALIMENTATION	Teneur calculee: 13.18g/t			
	Teneur analysee: 12.35g/t			

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP3 concassé à 6 mm.

Jour	Depart		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	3630.	0.00	3330.	2.20	2.15	2.15
2	4447.	0.02	3659.	18.60	19.99	22.14
3	4618.	0.25	3503.	14.70	14.80	36.94
4	3946.	0.03	4323.	12.38	15.71	52.65
5	3931.	0.00	3423.	8.55	8.61	61.26
6	3458.	0.00	3445.	4.84	4.90	66.16
7	3795.	0.00	3638.	3.78	4.04	70.21
8	3830.	0.00	3802.	2.31	2.38	72.79
9	5098.	0.00	5011.	1.78	0.42	73.41
10	4010.	0.00	4913.	2.13	3.07	76.48
11	4015.	0.00	3728.	2.14	2.35	80.83
12	4330.	0.00	4400.	1.13	1.46	82.29
13	3940.	0.00	3888.	0.89	1.02	83.31
14	4193.	0.00	4117.	0.64	0.77	84.08
15	3912.	0.00	3892.	0.46	0.53	84.61
16	4250.	0.00	4464.	0.44	0.58	85.19
17	2645.	0.01	2088.	0.46	0.28	85.47
18	2088.	0.00	3920.	0.36	0.41	85.88
19	3690.	0.00	3549.	0.22	0.23	86.11
45	3549.	0.00	26110. 1	0.12 2	0.91	87.02
46	6009.	0.00	6009.	0.07	0.12	87.14

LAVAGES

1	4949.	0.00	2909.	0.12	0.10	87.25
2	5000.	0.00	4685.	0.09	0.12	87.37
3	1600.	0.00	1552.	0.01	0.00	87.37

RESIDU Poids	25.260 Kg	Teneur: 1.70g/t	12.63	100.00
ALIMENTATION		Teneur calculée: 13.46g/t		
		Teneur analysée: 12.35g/t		

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP3 brut aggloméré

Jour	Départ		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	4848.	0.00	3812.	24.80	57.14	57.14
2	3820.	0.00	3755.	1.35	3.06	60.20
3	3989.	0.00	3558.	0.45	1.40	61.60
4	3587.	0.00	3600.	1.54	3.35	64.95
5	3239.	0.00	3178.	0.73	1.38	66.33
6	3839.	0.00	3957.	0.30	0.72	67.05
7	3343.	0.00	3661.	0.39	0.86	67.91
8	4433.	0.00	4178.	0.44	1.11	69.02
9	7156.	0.00	3240.	0.33	0.65	69.67
10	4145.	0.00	3833.	0.11	0.74	69.91
11	3262.	0.00	3284.	0.17	0.34	70.25
12	3447.	0.00	3347.	0.16	0.33	70.57
13	3368.	0.00	3340.	0.25	0.50	71.08
14	3638.	0.00	4000.	0.50	1.21	72.29
15	2011.	0.00	1785.	0.58	0.63	72.91
16	3389.	0.00	3538.	0.51	1.10	74.01
17	3586.	0.00	3726.	0.42	0.95	74.96
18	3726.	0.00	57000 1	0 11 2	3.80	78.76
43	3226.	0.00	3226.	0.19	0.37	79.13

LAVAGES

1	5000.	0.00	3234.	0.05	0.10	79.22
2	5000.	0.00	4766.	0.00	0.00	79.22
3	2000.	0.00	1700.	0.00	0.00	79.22

RESIDU Poids	21.895 Kg	Teneur: 1.57g/t	20.78	100.00
ALIMENTATION		Teneur calculée: 7.56g/t		
		Teneur analysée: 12.35g/t		

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, SP3 concassé
6 mm aggloméré.

Jour	Depart		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	4338.	0.00	2838.	27.50	42.64	42.64
2	5060.	0.00	4286.	8.35	19.55	62.19
3	4692.	0.01	4614.	2.65	6.65	68.84
4	4311.	0.00	3694.	2.52	5.09	73.93
5	4362.	0.00	3823.	0.58	1.21	75.14
6	3678.	0.01	3810.	0.44	0.90	76.04
7	3732.	0.00	3785.	0.28	0.58	76.62
8	4447.	0.00	4715.	0.24	0.62	77.23
9	3787.	0.00	4106.	0.03	0.52	77.75
10	4395.	0.00	3880.	0.40	0.85	78.60
11	3984.	0.00	4426.	0.20	0.48	79.08
12	3545.	0.00	3428.	0.16	0.30	79.38
13	1711.	0.01	1710.	0.16	0.14	79.52
14	3393.	0.00	2962.	0.22	0.36	79.88
15	4800.	0.00	4718.	0.13	0.34	80.21
16	2546.	0.00	2172.	0.12	0.14	80.35
17	4166.	0.00	4103.	0.10	0.23	80.58
18	3888.	0.00	3646.	0.06	0.12	80.70
39	4300.	0.00	28000 1	0 06 2	0.86	81.56
40	4250.	0.00	4230.	0.03	0.07	81.62

LAVAGES

1	5273.	0.00	4864.	0.04	0.11	81.73
2	5000.	0.00	4880.	0.00	0.00	81.73
3	3000.	0.00	1669.	0.00	0.00	81.73

RESIDU Poids	22.440 Kg	Teneur: 1.49g/t	18.27	100.00
ALIMENTATION	Teneur calculée: 8.16g/t			
	Teneur analysée: 12.35g/t			

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, composite SP1, SP2 et SP3, aggloméré.

Jour	Départ		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	4865.	0.00	3040.	19.46	74.80	34.80
2	4545.	0.00	4425.	7.32	19.06	53.86
3	4233.	0.02	4143.	1.39	3.34	57.20
4	4456.	0.00	4328.	2.78	7.08	64.28
5	4236.	0.00	4214.	1.69	4.19	68.47
6	4485.	0.02	4766.	1.42	3.92	72.39
7	4487.	0.00	4233.	1.10	2.74	75.13
8	4557.	0.00	4451.	0.80	2.09	77.22
9	4523.	0.00	4504.	0.54	1.43	78.65
10	4225.	0.00	3910.	0.25	0.59	79.23
11	4587.	0.00	4291.	1.02	3.00	82.22
12	4066.	0.00	3697.	0.31	0.48	82.71
13	3302.	0.00	3320.	0.20	0.38	83.09
14	4292.	0.00	4251.	0.17	0.43	83.72
22	5308.	0.00	24420. 1	0.12 2	1.77	85.49
25	4775.	0.00	21210. 1	0.01 2	0.18	85.68
26	3681.	0.00	3681.	0.09	0.19	85.86
27	4412.	0.00	4412.	0.01	0.02	85.87

LAVAGES

1	5000.	0.00	4723.	0.02	0.05	85.92
2	5000.	0.00	4920.	0.02	0.05	85.97
3	5000.	0.00	4792.	0.00	0.00	85.97

RESIDU Poids	23.603 ks	Teneur: 1.01s/t	14.03	100.00
ALIMENTATION	Teneur calculée: 7.20s/t			
	Teneur analysée: 5.89s/t			

Bilan journalier de la cyanuration en colonne, composite SP1
SP2 agglomérés, SP3 brut.

Jour	Départ		Fin		Extraction	Extraction cumulée
	Volume Solution ml	Teneur sol Au mg/l	Volume Solution ml	Teneur Sol Au mg/l		
1	3380.	0.00	783.	40.46	18.45	18.45
2	4146.	0.00	3779.	21.00	46.21	64.65
3	4433.	0.00	4048.	1.21	2.85	67.51
4	4862.	0.00	4915.	1.22	3.49	71.00
5	4421.	0.01	4719.	1.58	4.32	75.32
6	4495.	0.02	4192.	1.09	2.61	77.93
7	4563.	0.01	4563.	0.57	1.49	79.42
8	4194.	0.00	4110.	0.24	0.57	80.00
9	4749.	0.00	5242.	0.20	0.61	80.61
10	4753.	0.00	3757.	0.22	0.48	81.09
11	4342.	0.00	4085.	0.14	0.33	81.42
12	4160.	0.00	4340.	0.10	0.04	81.66
20	5060.	0.00	24290. 1	0.09 2	1.14	82.80
23	4500.	0.00	20700. 1	0.58 2	5.94	88.75
24	4200.	0.00	4159.	0.10	0.24	89.99

LAVAGES

1	5000.	0.00	3804.	0.03	0.07	90.05
2	5000.	0.00	4987.	0.05	0.13	90.19
3	5000.	0.00	4900.	0.03	0.08	90.26

RESIDU Poids	22.600 Kg	Teneur: 0.74g/t	9.74	100.00
ALIMENTATION		Teneur calculée: 7.60g/t		
		Teneur analysée: 5.82g/t		

ANNEXE 4

*Analyses granulométriques des résidus
de cyanuration en colonne.*

0₀0

Bilan granulométrique sur le résidu colonne SP1 brut aggloméré

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR PPM	DISTR %
1 + 10 MM	6.07	1.32	10.83
2 + 6MM - 10MM	8.81	1.21	14.40
3 + 1MM - 6MM	18.62	1.04	26.17
4 + 0.5MM - 1MM	3.61	3.85	18.81
5 + 0.25MM - 0.5MM	2.85	4.12	15.85
6 + 0.10MM - 0.25MM	4.08	1.16	6.39
7 - 0.100MM	55.97	0.10	7.56
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.74	100.00
TOTAL ANALYSE		0.61	

Bilan granulométrique sur le résidu colonne SP1 concassé aggloméré

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR PPM	DISTR %
1 + 6MM	4.08	0.41	2.42
2 + 1MM - 6MM	27.03	1.03	40.22
3 + 0.5MM - 1MM	4.89	3.35	23.66
4 + 0.25MM - 0.5MM	3.57	3.66	18.85
5 + 0.10MM - 0.25MM	4.33	0.95	5.94
6 - 0.10MM	56.11	0.11	8.91
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.69	100.00
TOTAL ANALYSE		0.74	

Bilan granulométrique sur le résidu colonne SP2 brut aggloméré

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR PPM	DISTR %
1 + 10MM	4.96	0.93	10.70
2 +6MM -10MM	9.32	0.33	7.13
3 +1MM -6MM	15.63	0.89	32.25
4 +0.5MM-1MM	4.45	1.28	13.21
5 +0.25MM-0.5MM	3.68	1.15	9.82
6 +0.10MM-0.25MM	5.07	0.38	4.47
7 - 0.100MM	56.88	0.17	22.42
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.43	100.00
TOTAL ANALYSE		0.39	

Bilan granulométrique sur le résidu colonne SP2 concassé, aggloméré

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR PPM	DISTR %
1 +6 MM	2.66	0.20	1.07
2 +1MM -6MM	25.00	1.12	56.39
3 +0.5MM-1MM	6.85	1.42	19.59
4 +0.25MM-0.5MM	5.70	0.75	9.61
5 +0.10MM-0.25MM	5.72	0.30	3.46
6 -0.10MM	54.08	0.10	10.89
BRUT RECONSTITUE	100.00	0.50	100.00
TOTAL ANALYSE		0.38	

Bilan granulométrique sur le résidu colonne SP3 brut

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR PPM	DISTR %
1 +10 MM	26.85	0.98	17.26
2 +6MM -10MM	19.24	1.38	17.42
3 +1MM-6MM	27.11	2.05	36.45
4 +0,5MM-1MM	2.75	2.73	4.93
5 +0,25MM-0,5MM	1.67	6.40	7.03
6 +0,10MM-0,25MM	1.73	3.80	4.31
7 -0,10MM	20.65	0.93	12.60
BRUT RECONSTITUE	100.00	1.52	100.00
TOTAL ANALYSE		1.32	

Bilan granulométrique sur le résidu colonne SP3 concassé

PRODUITS	POIDS	OR	
	%	TENEUR PPM	DISTR %
1 +6 MM	3.67	0.50	1.18
2 +1MM -6MM	57.71	1.64	60.82
3 +0,5MM-1MM	5.96	2.00	7.66
4 +0,25MM-0,5MM	3.83	2.48	6.10
5 +0,10MM-0,25MM	3.37	2.88	6.23
6 -0,10MM	25.47	1.10	18.00
BRUT RECONSTITUE	100.00	1.56	100.00
TOTAL ANALYSE		1.70	

ANNEXE 5

Résultats des essais de cyanuration en bouteille :

Minerai de SABODALA : puits, sondage

Minerai de KEREKOUNDA : sondage

000

SABODALA, poudre SP1 (0 à 10 m) - N° 1

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 518.18	* 1.50	* 23.67 * 31.65	* pulpe à : 38.83 % sol * d80 :POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 2.32 kg/t *NaCN ajouté 1.02 kg/t *NaCN cons : .18 kg/t
SOLUTION	* 816.33	* 3.07	* 76.33 * 68.35	* Eh :352.00 mV * pHi : 10.72 * pHf : 10.10
ALIM. CALCULEE*	*	* 6.34	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 4.74	* * 100.00	*

SABODALA, poudre SP2 (0 à 10 m) - N° 2

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 522.97	* .70	* 28.82 * 45.16	* pulpe à : 41.77 % sol * d80 :POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 1.59 kg/t *NaCN ajouté 1.01 kg/t *NaCN cons : .75 kg/t
SOLUTION	* 728.99	* 1.24	* 71.18 * 54.84	* Eh :377.00 mV * pHi : 10.15 * pHf : 10.06
ALIM. CALCULEE*	*	* 2.43	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 1.55	* * 100.00	*

SABODALA, poudre SP3 (0 à 4 m) - N° 3

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 484.71	* 1.80	* 13.99 * 14.69	* pulpe à : 40.85 % sol * d80 :POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH)2 : 1.44 kg/t *NaCN ajouté 1.02 kg/t *NaCN cons : .44 kg/t
SOLUTION	* 701.99	* 7.64	* 86.01 * 85.31	* Eh :391.00 mV * pHi : 11.27 * pHf : 10.17
ALIM. CALCULEE*	*	* 12.86	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 12.25	* * 100.00	*

SABODALA, poudre KD2 (6 à 10 m) - N° 4

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 513.57	* 8.00	* 39.25 * 38.87	* pulpe à : 45.60 % sol * d80 :POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH)2 : 1.27 kg/t *NaCN ajouté 1.01 kg/t *NaCN cons : .55 kg/t
SOLUTION	* 612.67	* 10.38	* 60.75 * 61.13	* Eh :418.00 mV * pHi : 11.16 * pHf : 10.39
ALIM. CALCULEE*	*	* 20.38	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 20.58	* * 100.00	*

SABODALA, poudre KD3 (4 à 18 m) - N° 5

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 493.31	* 14.70	* 22.40 * 44.59	* pulpe à : 40.32 % sol * d80 : POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 1.42 kg/t * NaCN ajouté : 1.00 kg/t * NaCN cons : .61 kg/t
SOLUTION	* 730.27	* 34.40	* 77.60 * 55.41	* Eh : 456.00 mV * pHi : 11.56 * pHf : 10.34
ALIM. CALCULEE*	*	* 65.62	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 32.97	* * 100.00	*

SABODALA, poudre KD3 (4 à 20 m) - N° 6

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 469.63	* 9.70	* 28.17 * 50.10	* pulpe à : 36.59 % sol * d80 : POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 2.34 kg/t * NaCN ajouté : 1.01 kg/t * NaCN cons : .68 kg/t
SOLUTION	* 813.94	* 14.27	* 71.83 * 49.90	* Eh : 293.00 mV * pHi : 10.83 * pHf : 10.19
ALIM. CALCULEE*	*	* 34.43	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 19.36	* * 100.00	*

SABODALA, poudre SD8 (11 à 13 m) - N° 7

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 496.75	* .90	* 5.17 * 6.82	* pulpe à : 42.56 % sol * d80 :POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH)2 : 1.01 kg/t *NaCN ajouté 1.01 kg/t *NaCN cons : .25 kg/t
SOLUTION	* 670.51	* 12.23	* 94.83 * 93.18	* Eh :332.00 mV * pHi : 11.67 * pHf : 10.16
ALIM. CALCULEE*	*	* 17.41	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 13.20	* * 100.00 *	*

SABODALA, poudre SD16 (8 à 10 m) - N° 8

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 504.66	* 1.10	* 20.02 * 26.19	* pulpe à : 41.82 % sol * d80 :POUDRE * Duree : 24.00 h * Ca(OH)2 : 1.76 kg/t *NaCN ajouté 1.01 kg/t *NaCN cons : .27 kg/t
SOLUTION	* 701.94	* 3.16	* 79.98 * 73.81	* Eh :325.00 mV * pHi : 10.78 * pHf : 10.05
ALIM. CALCULEE*	*	* 5.50	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 4.20	* * 100.00 *	*

SABODALA, cuttings KD2 (6 à 10 m) - N° 9

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 490.03	* 2.70	* 18.85 * 13.12	* pulpe à : 43.75 % sol * d80 : Cuttings * Duree : 24.00 h * Ca(OH)2 : 1.22 kg/t * NaCN ajouté 1.01 kg/t * NaCN cons : .27 kg/t
SOLUTION	* 630.05	* 9.04	* 81.15 * 86.88	* Eh : 420.00 mV * pHi : 11.54 * pHf : 10.22
ALIM. CALCULEE*	* 14.32	* 100.00	* -	*
ALIM. ANALYSEE*	* 20.58	* 100.00	*	*

SABODALA, cuttings KD3 (4 à 18 m) - N° 10

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 502.05	* 17.20	* 26.49 * 52.17	* pulpe à : 41.89 % sol * d80 : Cuttings * Duree : 24.00 h * Ca(OH)2 : 1.99 kg/t * NaCN ajouté 1.00 kg/t * NaCN cons : .26 kg/t
SOLUTION	* 696.43	* 34.40	* 73.51 * 47.83	* Eh : 455.00 mV * pHi : 11.95 * pHf : 10.45
ALIM. CALCULEE*	* 64.92	* 100.00	* -	*
ALIM. ANALYSEE*	* 32.97	* 100.00	*	*

SABODALA, cuttings SD8 (11 à 13 m) - N° 11

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 494.77	* .90	* 5.18 * 6.82	* pulpe à : 43.46 % sol * d80 : Cuttings * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 1.21 kg/t * NaCN ajouté : 1.00 kg/t * NaCN cons : .10 kg/t
SOLUTION	* 643.79	* 12.67	* 94.82 * 93.18	* Eh : 385.00 mV * pH _i : 11.90 * pH _f : 10.40
ALIM. CALCULEE*	*	* 17.39	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 13.20	* * 100.00	*

SABODALA, cuttings SD16 (8 à 10 m) - N° 12

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 470.11	* .90	* 16.95 * 21.43	* pulpe à : 40.73 % sol * d80 : Cuttings * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 1.72 kg/t * NaCN ajouté : 1.01 kg/t * NaCN cons : .60 kg/t
SOLUTION	* 684.10	* 3.03	* 83.05 * 78.57	* Eh : 396.00 mV * pH _i : 10.72 * pH _f : 10.07
ALIM. CALCULEE*	*	* 5.31	* 100.00 * -	*
ALIM. ANALYSEE*	*	* 4.20	* * 100.00	*

SABODALA, cuttings SD1 (0 à 9 m) - N° 13

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 579.91	* .70	* 14.41 * 14.89	* pulpe à : 44.17 % sol * d80 : Cuttings * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 1.03 kg/t * NaCN ajouté : 1.00 kg/t * NaCN cons : .65 kg/t
SOLUTION	* 732.96	* 3.29	* 85.59 * 85.11	* Eh : 340.00 mV * pHi : 10.70 * pHf : 10.20
ALIM. CALCULEE*	* *	* 4.86	* 100.00 * -	* *
ALIM. ANALYSEE*	* *	* 4.70	* * 100.00	* *

SABODALA, cuttings SD18 (0 à 10 m) - N° 14

PRODUIT	* POIDS * (g) * VOLUME * (ml)	* TENEUR * OR * g/t	* DISTRIBUTION % ***** * Bilan * Res/Alim.* * * *	* OBSERVATIONS
RESIDU	* 503.11	* 1.30	* 19.25 * 22.73	* pulpe à : 39.49 % sol * d80 : Cuttings * Duree : 24.00 h * Ca(OH) ₂ : 2.21 kg/t * NaCN ajouté : 1.01 kg/t * NaCN cons : .22 kg/t
SOLUTION	* 770.76	* 3.56	* 80.75 * 77.27	* Eh : 344.00 mV * pHi : 10.89 * pHf : 10.14
ALIM. CALCULEE*	* *	* 6.75	* 100.00 * -	* *
ALIM. ANALYSEE*	* *	* 5.72	* * 100.00	* *