

4/73

152

UNIVERSITÉ D'ALGER

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

MINES ET MÉTALLURGIE

THÈSE DE FIN D'ÉTUDES

المكتبة
 —————
 ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 BIBLIOTHÈQUE



EXTRACTION DU MINERAI D'OR
 DE TIRIRINE

Proposée par :

SONAREM

الدرسة الوطنية للعلوم الهندسية
 المكتبة
 —————
 ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 BIBLIOTHÈQUE

1973

Dirigée par :

A. ARAB

Etudiée par :

D. ZEROUALI

UNIVERSITE D'ALGER

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

1972-1973

THESE DE FIN D'ETUDES.

EXTRACTION DE L'OR
DU
MINERAI DE TIRIRINE

DIRIGE PAR

Mr A. ARAB

Etudiée par

D. ZERQUALI

Je Remercie:

/))essieurs.

-----o-----

ARAB et MAHMALDJI pour leurs précieux conseils.

-----o-----

Les professeurs de Polytechnique.
pour la formation qu'ils m'ont donnée

-----o-----

Le personnel technique du Laboratoire de
SONAREM pour sa contribution à la réalisation
de cette étude.

- D. ZEROUALI-

S O M M A I R E .

- Introduction.
- Généralités sur l'or
- Gisement de Tiririne
- Géographie
- Climat
- Géologie
- Reserves
- Minerai de Tiririne
- Petrographie
- Mineralogie
- Analyse du Minerai
- Extraction de l'or de Tiririne
- Methodes connues.
- Choix de la méthode
- Extraction de l'or par amalgamation
- Théorie de l'amalgamation
- Application de l'amalgamation au minerai de Tiririne.
- Problèmes
- Recyclage des eaux d'amalgamation
- Décantations
- Echangeurs d'Ions
- Problèmes
- Etudes solutions
- Préconcentration à Sec
- Conclusions
- Sécurité du personnel
- II - Partie
- Extraction de l'or à sec.

La Découverte de Gisements d'or au
Hoggar pose un problème quand à leur
extraction de façon économique.
Notre étude consistera dans un première
stade à trouver la méthode d'extraction
la plus adéquate , puis d'essayer de
trouver une solution quand au problème
existant : l'eau .

I- INTRODUCTION

I.1- Généralités.

L'or remarquable par son inaltérabilité a tout le temps été utilisé par les hommes à des fins monétaires et de Joaillerie, est d'ailleurs resté marqué par cet usage malgré un emploi individuel de plus en plus élevé une grande partie de l'or extrait est conservée par les gouvernements sous forme de "Réserve d'or" et utilisée lors des relations financières internationales.

Sa rareté fait que son cours est très élevé et son exploitation caractérisée par de faibles teneurs d'extraction (de quelques grammes à quelques dizaines de grammes par tonne.)

I.1 Propriétés de l'Or.

L'or est aussi mou que le plomb; c'est le plus malléable est le plus ductible de tous les métaux. On peut le ^{redore} reconduire en feuilles de un dix millième de millimètres d'épaisseur, 5 centigrammes d'or fournissent un fil de 192m 419 de longueur.

L'or qui a une couleur jaune paraît vert par transmission et rouge par réflexion quand il est en feuilles très minces.

Sa sensibilité est 19.2. Il fond vers une température de 1064° C et se volatilise en donnant des vapeurs vertes.

Les acides n'attaquent pas l'or.

Les eaux régales dissolvent l'or.

I.2 Principaux minéraux aurifères.

L'or est normalement trouvé à l'état natif, accompagné de plus de 16 % d'argent dont il forme un alliage naturel: l'electrum.

Il peut en outre contenir du cuivre, du polladium, du bismuth il est rencontré soit sous forme filonienne primaire où à côté de l'or natif se trouvent d'autres minéraux comme les tellurures d'or; soit sous forme secondaire (placers) ou seul l'or natif a pu se conserver et sédimenter. Dans les bassins des Rivières grâce à sa très forte densité et son inaltérabilité.

En Afrique du Sud, l'or natif est dominant alors qu'en Australie dans le district de Kalgoorlie sont rencontrés surtout des minéraux aurifères comme la Calaverite et la Sylvanite.

Les minéraux aurifères qu'on rencontre dans la nature sont résumés dans le tableau suivant :

Minéral	Formule	Teneur théorique en or	Système cristallin
or natif	Au.	97 - 99 %	Cubique Faces centrées
Calaverite	(Au.Ag)Te ₂	43 - 59 %	monoclinique
Sylvanites	Au ₂ Ag Te ₄	24 - 25 %	monoclinique
Petzite	(Ag.Au) ₂ Te	24 - 25 %	Cubique centré

I.3 Principaux pays producteurs

L'union sud africaine, qui fournit plus de 40 % de l'or du monde, est le principal producteur. Les gisements sont des conglomérats aurifères (reefs) essentiellement dans la région de Iohannesbourg, au Transvaal. En Afrique, la côte d'or, la Rhodésie du Sud et le Congo donnent des tonnages importants.

Le continent américain est également gros producteur d'or Canada (mines quartzieuses de l'ontario).

USA Alaska, californie)

Les états d'amérique latine, qui livraient à l'époque de la conquête espagnole l'essentiel de la production mondiale fournissent de nos jours des quantités à peine égales au vingtième de celle-ci (Colombie - Mexique - Chili).

L'U.R.S.S est le second pays producteur (Oural et Sibérie occidentale).

L'Australie (East coolgardie) et les philippines fournissent une part importante de l'or mondial.

Europe: La roumanie est le plus gros producteur avec un tonnage médiocre de trois tonnes annuelles.

1.4 Production mondiale. (en tonne)

PAYS	1964	1966	1968
AFRIQUE DU SUD	905	960	970
U.R.S.S.	380	390	400
CANADA	119	103	85
U . S . A .	46	56	48
AUSTRALIE	30	28	25
GHANA	27	21	25
TOTAL MONDIAL	1635	1680	1700

I.5 Principaux types de gisements exploités.

	Types de gisements	Teneur en or	% de l'extraction mondiale	Gisements mondiaux
	Couches et gites	g/T	%	
1	stratiformes des conglomérats aurifères parmi des roches précambriennes métamorphisées	6-10	40 - 50	RAND (TRANSVAAL) (AFRIQUE DU SUD) CANADA BRESIL
2	Type filonien surtout quartz aurifère champs des filons Stockwerks parmi des roches différentes	6-25 parfois 1-2	25	Partie Nord-Est de la Transbaïkalie Kochkar (Oural) Berezowsk (oural) Brésil-Indes-Australie
3	Type filonien dans des coulées de roches volcaniques Au - Af + Tellérures	6-50	5	Transilvanie Colorado (U.S.A.) Pérou Mexique
4	Type placers aurifères dans alluvions	de 0,5mg à 1g/T		Congo Californie Colombie U.R.S.S. U.S.A. Australie

---oOo--- Gisement d'or de Tiririne ---oOo---

II. GISEMENT D'OR DE TIRIRINE- 5

Le Programme de Recherches entrepris après l'indépendance, et étendu au hoggar a permis de déceler de nombreuses richesses, qui même si elles sont pour certaines encore à l'état de traces, présentent quand même des intérêts qui poussent Sorarem à poursuivre ses investigations dans les régions intéressées.

Ces substances utiles sont d'une très grande valeur et très recherchés parmi celles-ci nous pouvons citer, l'uranium, le diamant, le Wolfram et l'Or.

L'or a été trouvé dans plusieurs régions et semblerait présenter de grandes possibilités de concentration. Parmi les concentrations, les plus importantes semblent être celle de Bidon V et Tiririne dont l'extraction est l'objet de notre étude.

II.1 . SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT D'OR DE TIRIRINE

Tiririne se trouve dans une région très désertique éloignée de tout point dit civilisé, a par tamanrasset qui se trouve à quelques cinq cents kilomètres. Les habitants de ces régions qui vivaient de leur commerce avant la Décolonisation constituent à l'heure actuelle un grand pourcentage de la main d'oeuvre les cadres sont pour la plupart de Nationalité étrangère, les techniciens à 100% Algériens.

Les filons d'or se situent sur le plateau ténére d'ARROKAM entre 8°35' à 9° 10' longitude -Est et 21°50' à 22°-20' Latitude nord à l'est du grand accident tectonique du 8° 30'.

Les films de quartz aurifères ont été identifiés sur une superficie d'environ 500 Km². 3 Zones minéralisées principales ont été identifiées.

Tiririne I, Tiririne II , Tiririne III

Selon leur position spatiale, les filons de Tiririne I ont été classés en plusieurs groupes:

- Groupe filonni en central (XV, XXX, IV)
- " " dunes (XXIV, XXVI, XL, XVIII)
- " " Nord -Est (XVI, XXXIII)
- " " Est (XII, V, VII, II, XI)
- " " Sud-West (LIII, LIV)
- " " Sud -est (XXXVL, VIII, I)

II.2- SITUATION CLIMATIQUE

Le climat de la région de tiririne est le climat-type désertique. Les températures sont très élevées et leur variation entre les nuits et les jours est remarquable à certaines périodes de l'année.

Des vents de sables fréquents, et les pluies très rares. Nous resumerons dans le tableau II-3. Les données climatologiques de la région de Tamarrasset, celle de Tiririne étant plus rudes encore.

II.2. GEOLOGIE DU GISEMENT:

L'étude géologique de la région faite par l'équipe de Recherche Roumaine. assistée de Mr. SLOUGHI (ingénieur Division-Sud) a noté que ces formations étaient essentiellement détrito volcanique représentées pondérément par des alternances de conglomérats microconglomérats, grès arkoses, schistes pelitiques (peu métamorphisés) à des intrusions de roches éruptives à l'état de sills et de dykes.

Les filons de quartz aurifères se localisent dans la série détrito volcanique et se disposent parallèlement on en coulisse dans la Direction Nord-West. La longueur des filons est variable de 100 à 3000 m. et leur puissance de 0,5 à 3 m. La profondeur a été confirmée par Sondages. 12 forages de reconnaissance ont été effectués durant les campagnes 1970-1971 et 1971-1973.

Le Tableau qui suit nous donne les résultats de quelques uns de les sondages.

N° Sondage	Film Sondé	Profondeur	Terreur Relevée.
5	XV	101.95 M.	15.25 g/T
7	XV	125.80 M.	0.98 g/T
8	XXXI	41 M.	1.58 g/T
8	XVI	161.40 M.	0.20 g/T
II	LIV	83.65 M.	0.40 g/T
II	LIV	89.30 M.	3.00 g/T
II	LIV	93.65 M.	0.40 g/T
II	LIV	98.60 M.	1.00 g/T

	Janvier	Fevrier	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Aout	Septembre	Octobre	Novembre	Decembre
Temperature moyenne (°)	12.7	16	19.1	22.5	26.1	29	28.9	28.3	27.1	23	18.3	13.6
Temperature minimum moyenne (°)	5.3	8.0	10.5	14.2	18.4	21.9	22.3	21.9	20.5	16.3	11.1	6.2
Temperature maximum moyenne (°)	20.6	23.2	25.7	28.6	32.2	34.6	34.3	33.9	32.6	28.8	25.1	21.1
Nombre de Jours ou la Temperature est superieure à 30°	0	0	2	10	27	29	31	31	28	10	0	0
Nombre moyen de Jours ou la Temperature est superieure à 40°	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Humidité Relative moyenne (%)	24	23	19	19	19	20	20	23	24	29	29	26
Hautair moyenne des précipitations (mm)	0	1	0	1	4	8	4	12	7	6	4	1
Nombre moyen de Jours où les Précipitations > 1mm.	0	0	0	-	-	1	1	1	2	1	-	-
Evaporation moyenne (mm)	22.7	25.7	33.6	38.2	44.7	44.3	47.6	45.4	36.6	28.4	20.0	19.6
Durée moyenne d'ensoleillement (Heures)	284	269	314	29.8	320	276	319	313	270	243	238	239
% moyen d'ensoleillement	90	85	85	79	79	69	78	79	74	68	72	73
Nombre moyen de Jours d'orage	-	-	-	1	1	3	1	2	2	1	-	-
Nombre moyen de Jours d'ensoleillement	15	16	20	13	11	4	7	5	3	6	11	11
Nombre moyen de Jours de Vents de Sable	-	0	-	-	-	-	-	1	-	-	-	-

planche II.3 : Données climatiques de la Région de Tamarrasset

Années 1960 - 1969.

PL00473
Avant p. 7.

II.5- R E S E R V E S . (Voir carte)

La majorité des filons des zones TIRIRINE(I) et (II) ont été échantillonnés systématiquement par des déchaussements espacés de 20m. deux des filons (XV et XXX) ont été échantillonnés de 5 à 5 m. plusieurs filons sont encore non échantillonnés notamment les filons (I) (VIII); XXVIII; XXXIV; et quelques filons des zones centrale et West.

Si les travaux de surface permettent d'apprécier convenablement les paramètres de la minéralisation (épaisseur, teneur, variation de la composition minéralogique) les travaux profondeur sont encore très insuffisants pour caractériser les paramètres de cette minéralisation.

Le calcul des réserves ne sera donc que très approximatif. Le développement en surface des filons; les différents sondages exécutés l'analogie avec d'autres gisements existant dans le monde permet de dire que les filons se développent à plusieurs centaines de mètres en profondeurs

Donc le calcul des réserves, l'estimation se limite à 200m de profondeur et l'affréciation des réserves exploitables à 50 m; le calcul a été fait convenablement pour les filons échantillonnés, par contre pour ceux non encore échantillonnés; il a été fait par analogie géologique.

METHODOLOGIE DE CALCUL

La minéralisation se trouvant dans des filons aux formes assez simples ainsi que la composition minéralogique qui facilite de processus d'enrichissement, favorisent l'exploitation des minerais aux teneurs assez basses; mais les conditions climatique, géologiques, hydro- géologiques et géographiques du Sahara augmentent la teneur limite d'exploitation. la teneur limite pour le grisement de Tiririne a été fixé à 5 g/T. par l'équipe de recherche en place.

Les paramètres de calcul ont été déterminés sur la base de l'échantillonnage de surface, mais nous compterons les résultats du puits et des différents sondages comme étant de simples intersections des bandes de réserves.

La teneur moyenne a été calculée selon la formule de la moyenne pondérée

$$T_m = \frac{T_1 E_1 + T_2 E_2 + \dots + T_n E_n}{E_1 + E_2 + \dots + E_n}$$

$T_1, T_2 \dots T_n$ étant les teneurs de chaque échantillon.

$E_1, E_2 \dots E_n$ étant les épaisseurs de chantillon.

L'épaisseur moyenne calculée suivent la formule de la moyenne arithmétique:

$$E_m = \frac{E_1 + E_2 + \dots + E_n}{n}$$

La limite des blocs minéralisés a été déterminée géologiquement.

Les tranches de filons dont la teneur n'excède pas 1g/T n'ont pas été portés dans les calculs, tandis que les échantillons dont les teneurs dépassaient 150g ont été considérés comme exceptionnels et leur valeur remplacée par la moyenne avec les deux échantillons avoisinants.

La pesée de 16 (30-50) échantillons a permis de fixer le poids volumétrique du minéral à 2.60 t/m³ c'est cette valeur qui sera portée dans nos calculs.

II.6 Etat des Réserves durant les campagnes 1970-71, 1971-72.

	0 - 50 m.			0 - 200 m.		
	minerai tonnes	teneur grammes	Or Métal tonnes	minerai tonnes	teneur Gr/T	Or Métal tonnes
Total des réserves échantillonnées	797.129	6.64	5.281	3.187.170	6.64	21.14
Réserves dont la teneur dépasse 5 gr/T	532.670	8.98	4.46	2.129.308	8.98	18.262
Réserves dont la teneur dépasse 10 gr/T	266 752	13.08	3.49	1.066.262	13.08	13.957

Pour les filons non échantillonnés de la zone centrale de tiririne I les réserves ont été estimées à 19 tonnes or -métal, et 6 tonnes or métal pour tiririne II.

Les réserves à la fin de la campagne 1972 sont assumées ainsi

RESERVES TOTALES: 46.160 tonnes métal pour une teneur moyenne de 6.64 gr/T
19.21 tonnes or- métal pour une teneur moyenne de 8.68 gr/T
et 13.947 tonnes or métal , teneur 13,08 gr /T.

La longueur totale des filons recherchés systématiquement est de 107 000 m et la longueur totale des filons ayant fait l'objet de calculs de réserves s'élève à 9354 m.

Le calcul des réserves; fait durant les campagnes 1970-71 , 1971-72 est encore insuffisant pour donner une idée des réserves réelles en or existant à Tiririne. Les Travaux de recherches (Galeries de reconnaissances) prévu pour les campagnes prochaines, donnera certainement des résultats meilleurs pour ce qui est des réserves exploitables en or.

III^e PARTIE
 -o-o-o-o-o-

III.1. ETUDE MINERALOGIQUE DU MINERAI

III.1.1 Pétrographie

Le minerai est composé en grande partie de Quartz (92%) dans lequel on peut observer (à l'oeil nu) des nids de sulfures, d'oxydes, d'oxydes de fer - Hydratés - on distingue également des traces de Malachite, Azurite et or natif sous forme de granules irrégulières ou de fines lamelles.

Les fragments constituant de minerai sont généralement vacuolaires et présentent des petites géodes résultant de la cristallisation du remplissage filonnier ainsi qu'à la suite de la substitution de quelques composants métallifères primaires par d'autres minéraux d'oxydation.

Dans les cavités du minerai, le quartz apparait sous forme d'agrégats "Cristaux présentant un habitus prismatique allongé. La dimension maximum qu'ils atteignent est 3 cm. L'imprégnation des oxydes donne à ces agrégats une couleur rose.

Le quartz se présente également en bandes d'épaisseur variable de 0 à 7, 5 mm.

Au contact des bandes de quartz la mineralisation métallifère est plus intense ; on y trouve notamment les minéraux d'origine supergène comme les carbonates de cuivre ; les oxydes de fer et de Magnesium Hydrates.

III.1.2. Etude Microscopique du Minerai

La Gangue.

La gangue est formée essentiellement de quartz on trouve en outre :

Muscovite (0.2 %)

Elle se rencontre sous forme d'agrégats lamellaires ou en écailles couleur jaune - vert - pâle à l'éclat nacré.

On observe en outre une substitution de la muscovite par la séricite dont les écailles ont une longueur moyenne de 0,05 mm .
La présence de Muscovite sur les veinules indique sa formation après la cristallisation du quartz.

Pseudo - Brookite

Elle est disposée généralement dans les fissures, rarement ~~induc~~ ^{inclue} dans le quartz. Elle se présente en agrégats de cristaux tabulaires idiomorphes de coloration jaune intense peu polycroïque ayant des indices de Biréfringence très marqués.

~~Illinite~~
Chlorite.

Elle est presque toujours associée aux micas et aux minéraux métalliques elle s'est déposée sous forme d'agrégats écailleux dans les veinules ou à la périphérie des nids où se trouvent ces minéraux métalliques.

Minéraux métalliques.

Or natif

L'or se présente en assez grandes concentrations (20-50 g/T)

La place et la forme des cristaux très variables et la répartition est très irrégulière.

Les cristaux sont en général allotriomorphes, ils se présentent en inclusions ou en microveinules surtout lorsque l'or est en contact avec le quartz.

Parfois l'or se trouve en inclusion isolées dans la masse de quartz, parfois associés à d'autres minéraux Galène, Pyrite chalcoppyrite.

Les dimensions visibles à l'oeil nu varient entre 0,1 - 0,5 mm et atteignent parfois jusqu'à 2 mm. Les grains d'or sont alors disposés directement dans la masse de quartz.

Dans le cas où les grains de quartz ne dépassent pas 0,1 mm, ils sont inclus dans la masse quartzeuse.

Pyrite

Elle se présente sous forme de grains très fins (0,1 mm) inclus dans la chalcoppyrite, ou sous forme de ~~religats~~ dans la masse de limonite-Hématite.

Chalcoppyrite

Reconnaissable aux grains assez irréguliers (4 mm) substitués le plus souvent aux minéraux tels chalcosine, Malachite et Azmité
Elle apparaît également en association avec la Blende et la Galène.

Galène

Ce sont des cristaux associés en nids dont la dimension varie de 0 à 10 mm. Elle est presque toujours entourée d'une pellicule de chalcosine, covellite, cerusite, anglésite.

Blende

Granules très fines (0,1 mm) incluse parfois dans la chalcoppyrite
Les autres minéraux rencontrés :
Malachite, chalcosine qui est le minéral de substitution de la plupart des minéraux sulfurés (côrelline, cerusite, anglérite, azarile)

Génèse du Gisement

Les dimensions des inclusions d'or dans le minerai (de 1 mm à quelques microns) ainsi que les minéraux qui l'accompagnent : quartz muscovite, Blende galène permettent de penser que l'or a deux origines:

- Une origine secondaire due à une migration tardive de l'or réalisée dans les fissures de quartz cette migration s'effectue généralement après la migration tardive qui a provoqué les importantes concentrations (50 à 200gr/T) que nous rencontrons dans le gisement.

- Les inclusions fines (quelques microns) montrent qu'une partie de l'or est d'origine primaire formée à très hautes températures lors de la cristallisation des minéraux tel le quartz.

Analyse du Minerai T.V

		1	2	3.
Element	-	Teneur	Teneur	Teneur.
Au	g/T	34.8	37.0	27.8
Ag	g/T	48.8	53.2	45.2
Fe	%	2.57	3.18	3.10
Mn	%	0.27	0.36	0.41
S	%	0.11	0.10	0.13
Cu	%	0.034	0.125	0.028
Zn	%	0.18	0.15	0.17
Pb	%	0.20	0.20	0.18
As	%	0.005	0.003	0.002
CaO	%	0.20	0.21	0.37
Al ₂ O ₃	%	—	—	—
MgO	%	0.15	0.19	0.17
Sb	%	0.09	0.1	0.09
SiO ₂	%	96.7	95.8	95.6
V	%	0.01	0.009	0.0087
Ni	%	0.02	0.02	0.021
Be	%	traces	traces	traces.
Ge	%	traces	traces	traces.
Co	%	traces	traces	traces.
Co	%	0.002	0.002	0.002
Ti	%	0.27	0.25	0.25
Te	%	traces	traces	traces.
Mo	%	traces	traces	traces.

Analyse des Différentes
tranches granulométriques

Echantillon	granulométrie	Teneur en or (g/T)
1	-4 + 1,60 mm	29.2
2	-1,60 + 0,80 mm.	42.8
3	-0,80 + 0,40 mm.	33.2
4	-0,40 + 0,163 mm	36.8
5	-0,163 mm.	36.0

REPORT OF THE
FEDERAL BUREAU OF INVESTIGATION

---oOo--- E X T R A C T I O N ---oOo---
=====

V Etude de l'extraction de l'or de Tinirine :

Avant toute chose il est nécessaire de connaître les méthodes de concentration et d'extraction de l'or ; pour pouvoir choisir convenablement la méthode la plus applicable à notre minerai.

Parmi les méthodes connues jusqu'à l'heure actuelle nous distinguerons :

- 1 La Concentration Gravimétrique

procédé basé sur la densité élevée du métal, utilisé surtout pour les placers, actuellement cette méthode n'est jamais employée seule car elle entraîne de grosses pertes en or; elle est souvent couplée d'une autre méthode d'extraction.

- 2 L'amalgamation

ce procédé n'est pas utilisable pour tous les minerais, seuls le minerai natifs exempts de Tellurures peuvent être traités par cette méthode.

- 3 Chloruration.

c'est à la 2e moitié du XIXe siècle qu'on a vu une vogue du grillage chlorurant pour la valorisation des minerais d'argent. A la même époque dans les minerais pauvres, l'or était récupéré par action du chlore en présence d'eau.

L'opération presque complètement disparue au profit de la cyanuration se pratique dans des cylindres tournant garnis intérieurement de plomb. L'or est dissout sous forme de Trichlorure ; précipité par H_2S sous forme de sulfures :

Si le minerai contient des sulfures, tellurures, arseniures ou ~~antimoniures~~ ^{antimoniures} ou le soumet à un grillage préalable en présence d'un peu de $N aCl$ qui réduit par cette première chloruration partielle le chlore consommé à une température au plus égale à $300^{\circ}C$ pour éviter la volatilisation du chlorure d'or formé.

La Cyanuration.

Elle a été brevetée par Mac-Arthur et Forrest en 1887 et appliquée industriellement à partir de 1889-1894.

Quatre stades sont de règle dans ce mode de traitement.

1 - Préparation du minerai

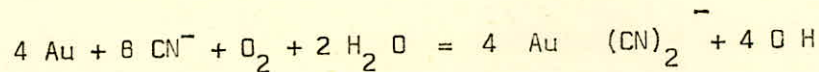
Il faut atteindre une maille de libération telle que l'or ou l'argent soit en surface et l'attaque suffisamment rapide et rende inoffensifs les autres corps qui pourraient gêner la récupération.

2 - Dissolution de l'or et de l'argent

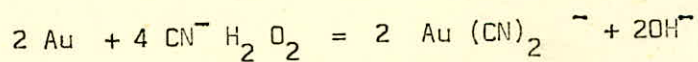
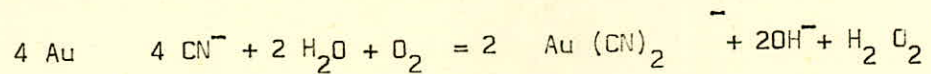
La vitesse de cette dissolution est fonction de la composition minéralogique du minerai et de la surface d'exposition elle varie généralement de 8 à 24 heures pour l'or.

Chimie de la cyanuration.

Elle est régie par la réaction globale d'Elsner ; pour l'or nous pouvons écrire



cette réaction se ferait en deux temps selon de nombreux chercheurs avec formation intermédiaire d'eau oxygénée la réaction serait :



F. Habashi montre qu'à une concentration faible en cyanure le taux de dissolution des métaux précieux ne dépend que de la concentration en oxygène ; tandis qu'à une concentration en cyanure élevée, ce taux ne dépend alors que de la concentration en cyanure. Une valeur classique trouvée pour l'or est de 3,25 mg/cm²/heure.

En pratique on constate que la présence d'oxygène est indispensable elle augmente le rendement et empêche la réduction de l'or dissout en or élémentaire.

- les solutions de cyanure dissolvent également d'autres métaux tels le fer, le cuivre, le nickel, le cobalt, le zinc, l'aluminium et cette solubilité croît avec la concentration en cyanure.

La solubilité maximum de l'or correspondrait, selon Mar-Laurin à une concentration en cyanure de 0,25 %. Les chercheurs ont tenté de diminuer la quantité de cyanure utilisée en reluant le cyanure, la reprécipitation se trouvera gênée.

Si le Ph est supérieur à 10,3 le taux de dissolution diminue lentement avec NaOH, tandis qu'avec la **chaux** il diminue plus rapidement.

- en pratique le cyanure est souvent introduit au broyeur car on peut mieux contrôler les dilutions.

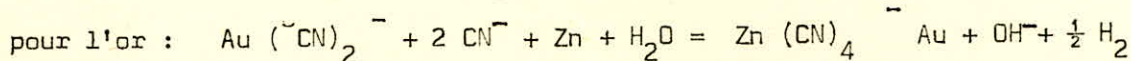
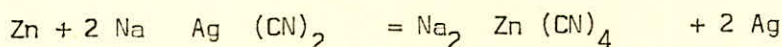
elle se fait généralement en deux circuits parallèles.

1 - traitement des supérieures à 150

2 - traitement des fines.

Récupération des métaux précieux.

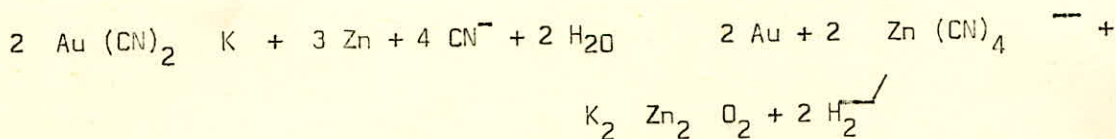
On reprécipite l'or ou l'argent par de la poudre de zinc on pourra écrire :



Le zinc subit une dissolution avec dégagement d'hydrogène.



l'alcalinité de la solution traitée empêche la formation de Zn (CN)_2 insoluble selon Christy la réaction serait.



La quantité de Zinc utilisée est très supérieure à celle théorique déduite des réactions. Il faut en pratique 100 parties de Zinc pour une d'or. La température optimale serait de 40 ° C.

La présence d'oxygène qui augmente notablement la quantité de Zinc utilisé.

- Le cyanuration est utilisée généralement pour les minerais réfractaires à l'amalgamation, et pour les autres (tel les minéraux) natifs elle sert à retraiter les résidus d'amalgamation.

Flottation

Les métaux natifs et en particulier l'or sont très difficile à flotter par suite de leur densité élevée. Les opérations de relavage sont très délicates à mener par suite du peu de produit à récupérer. Ainsi aux Etats-Unis 4 mines seulement flottaient l'or et l'argent comme minéraux principaux.

La technique classique fait intervenir un conditionnement du minerai broyé avec 0,5 à 2,5 Kg/T de carbonate (régulateur de pH) et une flottation avec des collecteurs tels Amylxantate ou acrofloat (50 - 250 gr/t).

Si le concentré de flottation doit être ensuite traité par cyanuration il est souvent recommandé d'opérer un grillage modéré pour éliminer les éléments cyanicides.

IV. EXTRACTION DE L'OR DE TIRIRINE

IV. ETUDE THEORIQUE DE L'AMALGAMATION

L'étude minéralogique la composition chimique, la présentation de l'or dans le minéral sous forme native, les méthodes employées pour des minerais analogues à celui de tiririne, permettent de penser que la méthode la plus adéquate pour l'extraction de l'or serait à priori l'amalgamation.

IV.1 ETUDE THEORIQUE DE L'AMALGAMATIONIV.1.1 Solubilité des métaux dans le Mercure.

De nombreux métaux se dissolvent dans le mercure, quelquefois dès la température ordinaire, mais leur solubilité est généralement faible à l'exception du plomb, du zinc, du cadmium, du ~~th~~ allium, de l'indium, métaux avoisinants du Mercure dans la classification périodique ainsi que celle des métaux alcalins et alcalino-terreux.

Les alliages obtenus désignés par le terme général d'amalgames peuvent n'être que de simples solutions liquides ou solides du métal dans le mercure ou contenir des composés intermétalliques de formule bien définie avec possibilité d'existence de cristaux mixtes.

La préparation des amalgames peut se faire souvent par union directe des métaux à froid ou à chaud (Amalgames de Na, K) mais il est parfois nécessaire de faire appel à l'un des procédés suivants :

- 1 - Amalgames de Ba, Cr, Pb, Cd, Sn par électrolyse d'une solution saline avec cathode de Mercure dans l'eau.
- 2 - Déplacement d'un ion métallique par un amalgame d'un métal plus électropositif (Amalgame de Na)
- 3 - Déplacement du Mercure d'une solution d'un de ses sels par un autre métal.
- 4 - Action du Mercure sur un sel de métal plus noble.

Solubilité des Métaux dans le Mercure en grammes par
100 gr de Mélange Temperature 18-20°C

Métal	Solubilité	Métal	Solubilité
Al	0,003	Mn	$1.7 \cdot 10^{-3}$
Sb	$2.9 \cdot 10^{-5}$	Mo	$9 \cdot 10^{-5}$
Ag	0,042	Ni	$2 \cdot 10^{-6}$
Ba	0,33	Or	0,13
Bi	1,40	Pt	$2 \cdot 10^{-2}$
Cd	4,92	Pb	1,3
Ca	0,30	12	0,80
Cr	$4 \cdot 10^{-7}$	Ru	1,54
Co	$1 \cdot 10^{-6}$	Na	0,68
Ce	4,34	Thallium	42,8
Cu	$2 \cdot 10^{-3}$	Thorium	$15.4 \cdot 10^{-3}$
Sn	0,62	Titane	$1 \cdot 10^{-5}$
Fe	$1.5 \cdot 10^{-6}$	Tungstène	$1 \cdot 10^{-5}$
Ga	1,3 (35 ^a)	Uranium	$1.4 \cdot 10^{-4}$
Iu	56,5	Vanadium	$5 \cdot 10^{-4}$
Lanthane	$9 \cdot 10^{-3}$	Zinc	2,15
Li	0,09		
Mg	0,24		

L'amalgamation est encore au phénomène mal - connu.

La Diffusion et la Dissolution étant des phénomènes relativement lents on peut donc penser que l'amalgame serait une simple suspension du Métal finement divisé dans le Mercure.

IV.1.2

Amalgamation de l'or.

L'amalgamation de l'or libre par le mercure donne des alliages dans une série allant de $Au Hg_2$ à $Au_8 Hg$.

Winterhager qui a étudié le phénomène à température ambiante a observé d'abord la formation de la solution solide Hg-Au, puis des cristaux tétra-gonaux formulés $Au_2 Hg_3$ accompagnés de grains très fins d'une autre phase. Il a encore identifié au Hg_2 . La loi de la vitesse sera d'après lui parabolique.

Le mouillage de l'or par le mercure ou d'un des alliages d'or (Au, Pt, Au- Az) est de nature capillaire et non un phénomène de diffusion. ce mouillage d'après Winter Hager n'est possible que si l'or est couvert d'un film d'oxydes ou s'il a été traité préalablement par des vapeurs de brome.

L'amalgame or mercure contient de 20 à 40 % d'or, l'excès de Mercure est filtré à travers une peau de chamois et contient de 0,14 % (20° C) à 0,65 % (100°C) d'or.

L'amalgamation présente cependant certains inconvénients dus notamment au manque de contact or-Mercure.

- à certains minerais réfractaires (Tellurures, sulfures ou trop grande finesse des produits qui flottent à la surface du Mercure)
- Pertes d'or dans le mercure.
- Pertes de Mercure
- Contamination des surfaces par l'huile, les graisses, le soufre.

IV.1.3.

L'amalgamation peut se faire de différentes façons

a) Amalgamation par contact de surface

Elle se fait sur un plateau d'amalgamation sur lequel coule la pulpe au dessus d'un film visqueux fixé sur des tables de cuivre légèrement inclinées et pouvant être animées de secousses transversales. Les tables, de cuivre ou de cuivre enduit d'argent, peuvent avoir ses dimensions : 1,5 m de largeur 1,5 à 4 m de longueur et 3 mm d'épaisseur. La pente de 3 à 10° et le débit de 3 à 50 t/m²/j.

Au cours de la formation Au-Hg, le Mercure durcit on y ajoute progressivement du Mercure frais pour l'adoucir. Une trappe à mercure recueille ce qui se détache. Périodiquement le Mercure est lavé et du Mercure frais est rajouté.

b) Amalgamation par Immersion

On fait barbotter la pulpe dans un bain de Mercure le rendement de cette méthode est très insuffisant.

c) Amalgamation par dispersion du Mercure dans la pulpe

Cette méthode se fait pendant le broyage. Le Mercure est introduit directement dans le broyeur on utilise à cet effet des tambours à Amalgamation et c'est de nos jours la méthode la plus employée.

L'amalgamation étant une réaction solide-solide, est soumise à certaines contraintes. Nous résumerons dans le schéma qui suit les minerais susceptibles d'être traités par amalgamation

Maille de libération	surfaces propres	(Amalgamable)
atteinte	surfaces salies	de façon discontinue amalgamable.
		de façon continue non amalgamable.
Sulfures Aurifères	Non Amalgamable	
Tellurures	Non Amalgamable	Sensu - Stricto.
Quartz aurifère	Broyage	Amalgamable.

V^o P A R T I E.TRAITEMENT DU MINÉRAI D'OR DE TIRIRINE PAR
AMALGAMATION .V.I- INTRODUCTION

L'étude minéralogique, l'analyse du minerai tout venant et des différentes classes granulométriques permet de noter les points suivants: l'Or se présente à l'état natif sous forme de grains disséminés dans la masse de quartz, mais de dimensions très variables s'étalant de 1 à 1,5 mm jusqu'à quelques microns. La libération de toutes les particules aurifères nécessitera à priori une fragmentation assez poussée.

L'analyse du minerai dénote l'absence de tellurures réfractaires à l'amalgamation, mais il existe néanmoins des sulfures (Pbs, Fes, Lus...) qui pourraient gêner la bonne marche du processus.

Compte tenu de ce qui précède, nous avons pensé que la meilleure solution serait de commencer l'amalgamation au stade même de la fragmentation et le mercure sera alors introduit directement dans le broyeur.

A noter que l'amalgamation classique s'effectue en milieu aqueux, en présence de chaux dont le rôle sera expliqué plus tard.

Les paramètres que nous aurons à étudier sont:

- Le temps d'amalgamation (temps de broyage)
- La quantité de mercure.
- La quantité de chaux.
- La granulométrie du tout venant.
- La quantité de minerai à l'alimentation

V.2. DETERMINATION DES PARAMETRES OPTIMUMS D'AMALGAMATION

V.2.1. LE TEMPS D'AMALGAMATION

Le temps d'amalgamation est un paramètre principal dans cette méthode d'extraction, en effet il s'agit de libérer toutes les particules minérales et leur assurer un temps de contact suffisant avec le mercure; ce temps d'amalgamation est également lié à la granulométrie d'alimentation de l'amalgameur, à la quantité de mercure employée, ainsi qu'à la teneur du minerai.

Pour une granulométrie 0.4 mm, et une quantité de mercure de 100 kilogrammes par tonne, le temps serait de 2 heures 30 minutes (Voir Tableau V)

V.2.2. QUANTITE DE CHAUX.

En milieu acide on neutre le mercure réagit avec de nombreuses solutions salines et avec le soufre les réactions secondaires gênent le processus d'amalgamation avec l'or et augmentent la consommation de mercure pour éviter ces réactions nous travaillerons en milieu basique ajoutant de la chaux à défaut de chaux nous avons pour certains essais utilisé de la sonde, le **ph optimale** étant respecté).

La mesure du ph en fonction de la quantité de chaux a donné les résultats suivants; les mesures ont été faites sur des pulpe 50/50.

Chaux	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Kg/T	0	20	50	100	150	200	250	300	400	500
PH										
mésuré	7.75	11.35	12.10	12.80	13.00	12.95	13.10	13.00	13.10	13.15

Les essais d'amalgamation effectués avec des quantités de chaux différentes ont permis de noter que la quantité optimale serait 150kg/T; soit un Ph voisin de 13 signalons qu'au fur et à mesure que la quantité de chaux augmente tout en restant inférieure à 150 kg/T; les salissures du mercure diminuent et le lavage de moins en moins délicat. pour la suite de nos essais nous prendrons cette quantité de chaux.

V_2- 3. QUANTITE DE MERCURE (voir Tableau V)

Le mercure est à la base de l'extraction de l'or par cette méthode il s'agit d'employer une quantité de mercure suffisante pour permettre un bon contact avec les particules d'or dans le minerai.

Théoriquement la récupération or augmentera en fonction de la quantité de mercure, mais en raison des pertes qui sont liées à cette consommation une détermination de la quantité optimale à employer s'impose. Les essais effectués avec différentes quantités de mercure ont permis d'aboutir aux conclusions suivantes:

La récupération or croît effectivement avec la quantité de mercure; mais atteint une valeur asymptotique (96-97 %) pour une consommation mercure de 100 à 125 Kg/T.

En augmentant encore plus cette consommation, la récupération n'est nullement affectée, par contre les pertes- H g qui représentent environ 20 -25 % de cette consommation augmentent.

Nous prendrons pour la suite de nos des quantités de 100 Kg/T en moyenne.

A noter que le mercure à employer doit être pur exempt de toute impureté métallique qui pourraient gêner énormément le processus.

Nous reconnaitrons sa pureté aux caractères suivants:

Il doit former des globules sphériques s'agglutinant par contact et ne pas faire queue quand il coule lentement sur une surface plane.

Agité fortement dans un flacon il ne doit pas produire de poudre noir.

V.2.4 GRANULOMETRE D'ALIMENTATION DES TAMBOURS D'AMALGAMATION

granulométrie à l'alimentation est un paramètre qui conditionne le temps d'amalgamation.

La grosseur des grains d'or étant de l'ordre de 1 mm au maximum, nous avons pensé qu'une alimentation à 0-4 mm serait bonne le temps d'amalgamation est de 2h30.

En augmentant la granulométrie à 0-10 mm le temps d'amalgamation s'est élevé à 3h 30, et les pertes de Mercure à 40 % soit le double de valeurs moyennes trouvées. La récupération par contre n'a pas changé.

Pour cette raison nous avons fixé cette granulométrie à 0-4 mm pour toute la suite de nos essais.

V.2.5. QUANTITE DE MINERAI

L'Etude de l'amalgamation en fonction de la quantité de minerai employée a permis de constater que:

- Les pertes de Mercure par tonne de minerai s'entrouvent diminués
- La consommation d'eau diminue également.
- La récupération ne varie pas.

-Toutes les valeurs que nous avons trouvés sont minimales car les tonnages industriels sont plus importants et les consommations d'eau et de mercure à la tonne de minerai traité s'en trouveront diminuées.

Au laboratoire nous avons été obligés de travailler sur des petites quantités (1kg) par manque de Minerai et la capacité de nos broyeurs.

QUANTITE D'EAU.

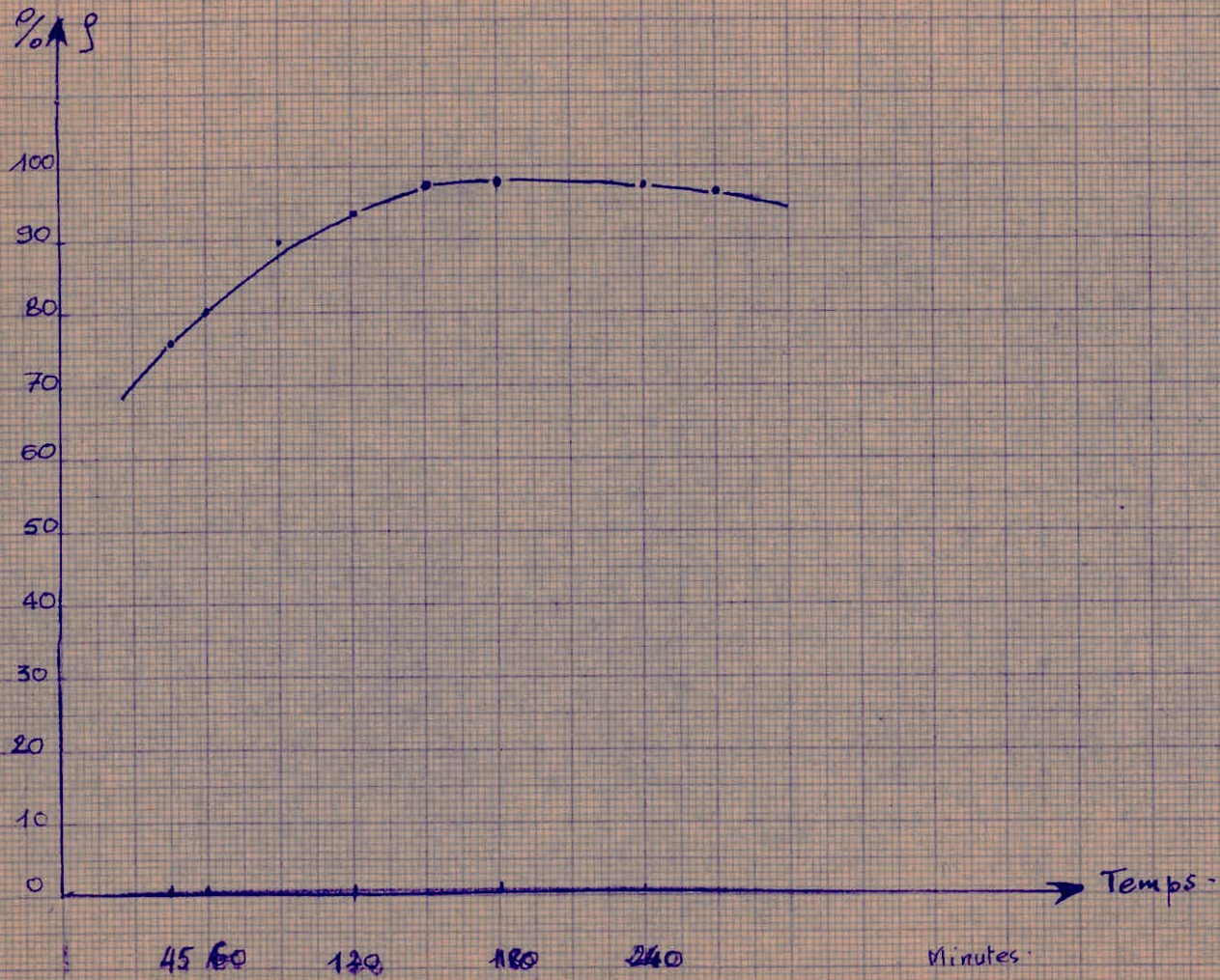
a) Rôle de l'Eau

L'eau sert uniquement au lavage des particules d'or et de la surface du mercure afin de permettre un contact direct Hg -au.

L'eau servira également au lavage du mercure après amalgamation.

Courbe V_1 Essai Amalgamation.

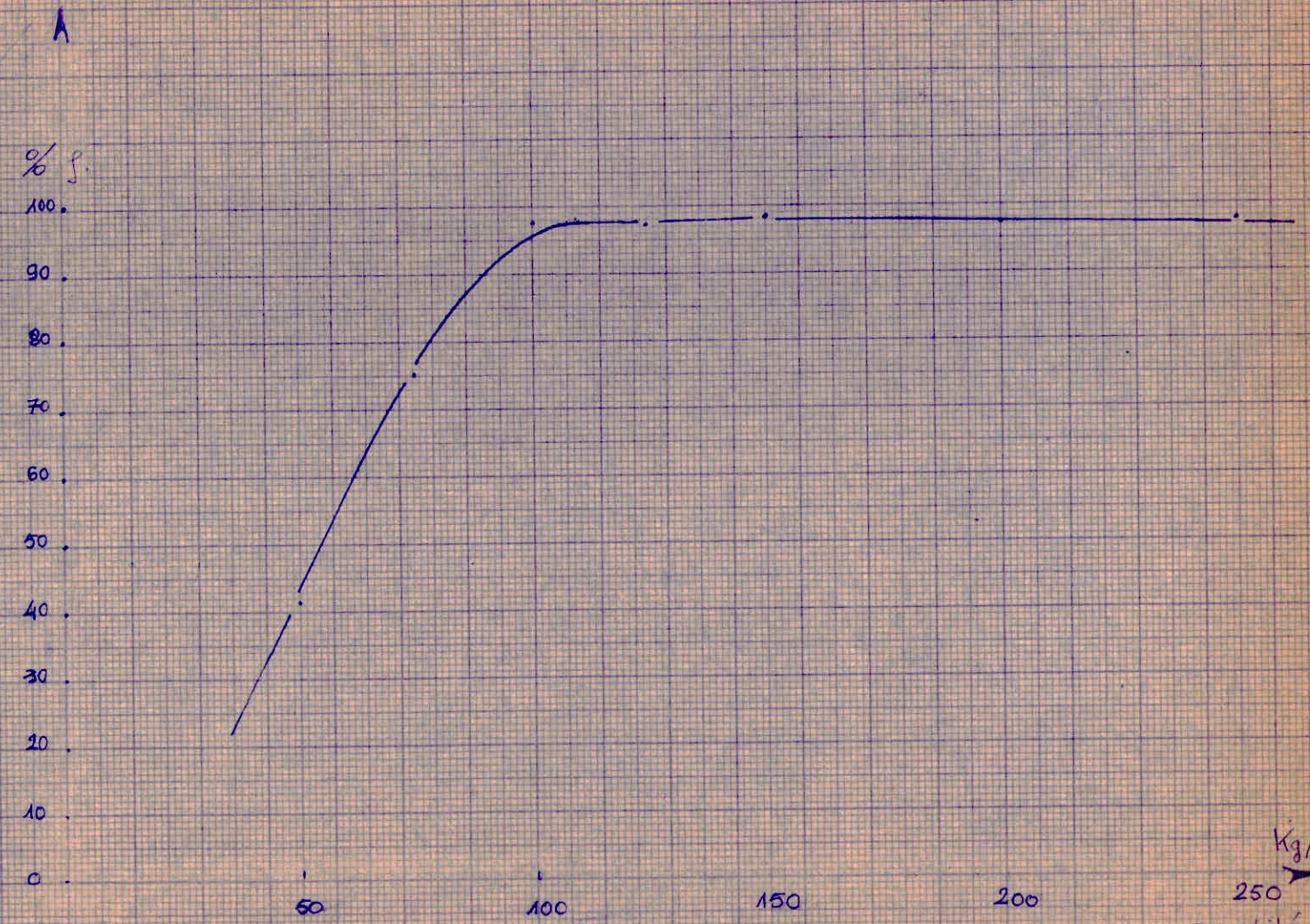
Récupération fondim du Temps.



Compte V-3

Essai Amalgamation

Récupération en fonction de la quantité de mercure

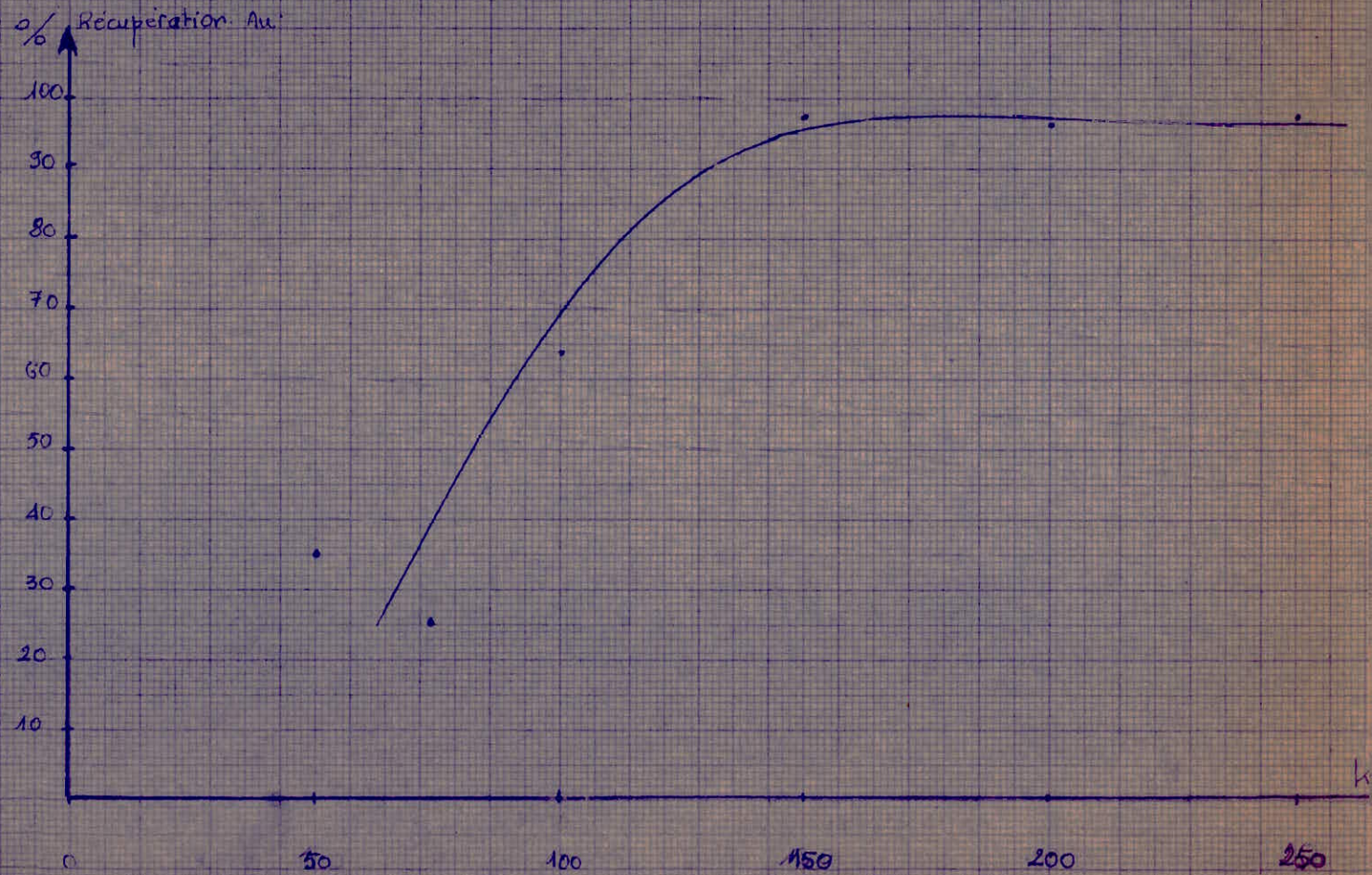


kg/T
250
quantité de

Combe V. 2

Essais Amalgamation:

Récupération en fonction de la quantité de chaux
chaux.



quantité de chaux

eau d'amalgamation.

L'amalgamation est liée à la propreté de l'eau utilisée. De nombreuses réactions sont susceptibles d'avoir lieu avec le mercure et empêcher les réactions or, mercure. (notamment les réactions avec les ions métalliques).

Notons qu'une partie ~~peut~~ du Hg est dissoute dans l'eau: (voir propriétés).

b) eau de lavage

La qualité de l'eau de lavage est sans importance il est uniquement nécessaire qu'elle soit claire et que sa concentration en matières solides ne soit pas élevée

c) Quantité d'eau au stade amalgamation.

Le rapport volume eau/ volume matière solide doit être 1 à 1,5 (résultat théorique) pour permettre un lavage suffisant des particules sans que pour cela la consommation d'eau soit excessive.

Nous avons constaté qu'une pulpe 50/50 en poids donnait de bons résultats. Aussi avons-nous retenu ce chiffre pour la suite de nos essais.

Une élévation du volume d'eau n'influe pas tellement sur la récupération (résultats que nous n'avons pas notés mais qui ont été faits).

d) Quantité d'eau de lavage

La quantité d'eau de lavage s'élève à 5 - 7 l/Kg, chiffre qui diminue quand la quantité de pulpe à laver augmente. Nous avons retenu la valeur moyenne de (5 m³/T) pour une manipulation faite convenablement.

V - 3

CONCLUSION

Tous les résultats obtenus sont résumés dans le tableau (V)

Les conclusions que nous pouvons tirer de ces essais sont :

- Le temps d'amalgamation optimal serait de 2h30 pour granulométrie d'alimentation de 0 - 4 mm soit une finesse de Broyage de 97 % inférieur à 0,080 mm.

Une granulométrie plus élevée ne fait qu'augmenter les pertes en mercure et la consommation en eau, sans grande influence sur le rendement- métal. Le temps d'amalgamation dans ce cas est plus élevé soit 3h 30'.

- Le temps de broyage élevé pose un autre genre de problème le mercure est très finement divisé et flâte à la surface de l'eau d'ou impossibilité d'un bon lavage grosses pertes.

Nous avons donc fixé la granulométrie à 4 mm.

- L'amalgamation du minerai de Tixirine donne de bonnes récupérations 96 - 98 % , mais elle présente certains inconvénients qu'il est urgent de solutionner. -

- Les principaux problèmes ont :

- La consommation excessive en eau.

- Les pertes de Mercure.

- Les risques d'intoxication du personnel par les vapeurs de Mercure.

---o0o--- Recyclage des eaux ---o0o---

VI. PROBLEMES DE L'EAU

La consommation d'eau s'élève à $5 \text{ m}^3/\text{T}$ en moyenne. Bien que ce chiffre parait convenable il est très élevé pour une région comme Tiririne ou le manque d'eau est un problème primordial.

Il est donc nécessaire pour une exploitation industrielle, de prévoir des réserves d'eaux suffisantes.

Des recherches hydrogéologiques sont ~~achevées~~ ^{actuellement} en cours dans la région pour la détermination de la capacité d'alimentation et les réserves de la nappe qui ~~servira~~ ^{pourvoira} l'exploitation en Eaux industrielles.

Des mesures ont été entreprises durant les campagnes 1970-71, 72-73. dans les puits, différents points de sondages; ces mesures ont donné les résultats suivants:

VI.1 CARACTERISTIQUES DES PUIITS ET DES DIFFERENTS SONNAGES.

Niveaux statiques dans les 2 puits et différents forages en (m)

Dates	25/4/71	14/4/71	25/11/71	25/3/72	29/1/73	4/2/73	5/2/73	6/2/73	7/2/73	8/2/73
P1	2.41	2.45	2.45	2.58	2.93	2.90	2.86	2.82	2.80	2.84
P ₂					2.11	2.08	2.05	2.00	1.99	2.01
6 h				1/4/72 2.30	2.57	2.57	2.57	2.57	2.56	2.56
7 h				1/4/72 2.94	3.19	3.19	3.19	3.19	3.19	3.19

P 1 et P 2 étant les anciens et nouveau puits.

5 h et 6 h étant les forges à proximité du puits

Le 7/2/73 l'équipe hydrogéologique a fait un pompage essai la quantité d'eau pompée est de 20,000 l pendant une durée de 95 minutes le niveau dynamique s'est stabilisé à 2,11 m. Le rabattement enregistré a été de 22 cm au bout d'une heure.

- La courbe remontée a donné des résultats suivants :

Puissance avant per page 58,5 cm
valeur de la puissance après pompage (courbe remontée)

Temps	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	20	25	30	40	50	60
P.	2.68	27.2	30.0	30.0	31.2	32.2	33.1	34.2	35.0	36.0	367	37.5	38.0	38.4	38.8	39.2	40.8	45.3	44.8	45.8	46.5
ND	2.307	2.303	2.275	2.275	2.253	2.244	2.233	2.225	2.215	2.208	2.200	2.195	2.191	2187	2.183	2.167	2.142	2.1	2.1	2.117	2.110

Alimentation de la nappe : L'alimentation de la nappe serait d'origine pluviométrique et elle se fait par les fractures et failles avoisinantes.

Les études Hydrogéologiques au stade actuel ne sont pas encore complètes pour confirmer les réserves d'eau statiques contenues dans les alluvions de l'oued.

Actuellement il est seulement possible de dire que les zones d'Ain-Salah ne sont pas en mesure d'assurer une quantité d'ordre industriel. Les réserves sont tout juste suffisantes pour assurer les travaux de prospection et d'exploration.

Pour assurer des réserves en eaux suffisantes pour les besoins industriels du gisement de Timimine, le projet de recherches hydrogéologiques, prévoit des travaux géophysiques et géologiques sur le Tassili Cambro-oréovien qui se trouve au Nord-Est de Timimine (Sud Innafallalah) et aussi le Tassili oréovien et dévénien au Sud de Timimine (Inazana).

V - 2 Etude de Solutions

Introduction

Les possibilités de trouver de l'eau étant très réduites il s'agit de trouver des solutions immédiates pour régler ce problème.

- La première idée qui vient à l'esprit serait de régler ces eaux d'amalgamation aussi une étude de recyclage impose - t-elle.

Les eaux d'amalgamation renferment en suspension des matières solides dont la nature, les dimensions, la densité sont très diverses. Elles contiennent en plus des substances colloïdales en dispersion dont l'élimination par simple décantation peut-être très lente.

Dans un système colloïdal l'état de la phase dispersée est tel que les colloïdes possèdent un rapport surface/volume extrêmement élevé et possèdent un comportement déterminé dans une grande mesure par la nature de leurs propriétés de surface : c'est ce qui explique qu'ils peuvent rester longtemps en surface et décanter très lentement.

Pour augmenter les performances de sédimentation des particules extra-fines et réaliser des systèmes de décantation avec un investissement économiquement supportable on devra nécessairement se référer à la loi de Stokes :

$$v = g \frac{\gamma_s - \gamma_0}{18 \mu} d^2$$

avec :

v = vitesse de chute des particules (cm/s)

γ_s = densités des particules solides et liquides (g/cm^3)

μ : viscosité du liquide (poises)

d = diamètre des particules (cm)

g = constante de gravitation.

et soit abaisser la densité et la viscosité du liquide interstitiel soit augmenter la granulométrie et la densité des particules.

Les réductions de densité et de viscosité sont techniquement possibles par une élévation de température de la pulpe à décanter, mais l'application industrielle de ces mesures est

dans la majorité des cas en raison des dépenses très élevées qui y sont liées.

La solution la plus efficace est l'augmentation de la granulométrie des matières solides, ce qui impliquerait évidemment la rupture de l'état colloïdal de la suspension aqueuse par l'intermédiaire d'un traitement de coagulation et de floculation dont l'objectif principal est de provoquer l'agglomération mutuelle des particules extra-fines contigues.

Pour mieux saisir, l'ensemble des processus intervenant dans la floculation, il est essentiel de rappeler brièvement que les particules d'un système colloïdal sont soumises à deux groupes de forces opposées produisant les unes la "Déstabilisation ou floculation les autres la stabilisation ou dispersion de l'état colloïdal.

Les facteurs qui contribuent à la déstabilisation sont le mouvement brownien et les forces interparticulaires à courte portée ou forces de London-Wander-Waals sont l'importance augmente avec la taille et la concentration des particules solides.

Les paramètres provoquant la stabilisation ont 3 origines distinctes et le manifestent avec plus ou moins de force suivant le système colloïdal considéré.

La Répulsion de la double couche ionique des colloïdes contigus assimilables des forces de Nature électrostatique constitue un facteur prédominant qui intervient essentiellement dans le cas de systèmes hydrophobes.

Les différentes théories édifiées par de nombreux chercheurs.

pour rendre saisissables les phénomènes à l'interface solide-liquide et notamment celle de la double couche ionique de Gouy-chpman ont abouti à des mesures concrètes des forces répulsives dues aux charges électrostatiques généralement négatives portées par les colloïdes cette mesure est traduite par l'importance du potentiel électrocinétique des particules obtenu expérimentalement à l'aide d'une technique d'électrophorèse (utilisation du Zeta-mètre) consistant à déterminer la mobilité (vitesse électrophorétique) des particules placées dans un champ électrique.

L'annulation du potentiel Zeta s'avère donc très importante car elle doit permettre théoriquement une agglomération optimale des colloïdes.

Signalons cependant que si cela s'avère exact pour des systèmes colloïdaux constitués de particules minérales à caractère hydrophobe il n'en est pas toujours ainsi pour les autres systèmes.

En effet la stabilité des systèmes organo- colloïdaux n'est pas seulement due aux forces répulsives interparticulaires mais également à la solvatation des minéraux ainsi qu'à l'action de certaines molécules tensio-actives venant s'adsorber préférentiellement sur les colloïdes ce qui contribue à former un obstacle stérique à l'approche étroite des particules contigues réduisant ainsi à néant l'action effective des forces de cohésion du type London - Wander Wallo.

D'après ce qui précède il ressort que la floculation et la coagulation sont des processus complexes que l'on peut décomposer en deux réactions indépendantes.

1 - Un mécanisme permettant un rapprochement des particules adjacentes à des distances telle que des interactions notables puissent s'établir entre elles. Ce mécanisme fait intervenir deux modes de transport.

- - - - - sous l'effet de

Le gradient de vitesse s'exerçant au sein du liquide sous l'effet de l'agitation de la suspension.

2- Un mécanisme d'adhésion entre particules adjacentes transportées au voisinage les unes des autres. Il est bien entendu quelle la probabilité d'adhésion sera fonction des interactions s'exerçant entre les particules à savoir les forces de répulsion à courte portée (Hydratation) et de nature électrostatique d'une part, d'autre part, les forces de cohésion ou d'attraction type van der Waals.

Emploi de Réactifs de Flocculation

L'agglomération mutuelle des particules sera provoquée en agissant sur les divers facteurs moyennant l'adjonction de réactifs chimiques dans le milieu réactionnel.

Les Réactifs de flocculation ont pour principal rôle.

- Soit de diminuer fortement les facteurs de stabilisation et essentiellement les forces répulsives ; la Décharge des surfaces des particules s'effectuant alors suivant le procédé dit de ~~coagulation~~.

- Soit augmenter les facteurs d'attraction en constituant des ponts entre colloïdes par la mise en oeuvre d'un processus d'adsorption puis de réticulation. Ce sont précisément les phénomènes conduisant à l'union des particules élémentaires sous la forme d'un réseau tridimensionnel à structure fibreuse sous le terme de flocculation.

Les Réactifs de Flocculation

La Rupture de la stabilité colloïdale peut-être obtenue moyennant l'adjonction à des sels Hydrophobes, d'électrolytes minéraux ou mieux de cations polyvalents comme les sels de Fe ou Al qui utilisés en combinaisons de chaux ont la propriété de décharger les micelles qui se rassemblent ensuite en agglomérat sous l'action des forces de cohésion

aux réactifs chimiques minéraux sont venus ensuite s'ajouter des composés organique naturels comme les produits amyloés, dextrines, alginates qui avaient trouvé leur applications dans l'industrie.

Depuis quelques années une nouvelle catégorie de flocculants venant surtout des U.S.A et d'Allemagne est apparue sur le marché international, ce sont les polyelectrolytes.

Comparés aux flocculants organiques dérivés des produits végétaux les polyelectrolytes présentent une grande pureté, une meilleure spécificité réactionnelle et à poids égal une efficacité nettement Supérieure.

Ils sont utilisés en faibles quantités.

C'est ainsi que l'on peut modifier par leur adjonction les propriétés physico-chimiques du liquide.

Les modifications dans les propriétés physico-chimiques du liquide

Efficacité - réactivité et rendement exceptionnellement élevés pour l'utilisation de très faibles quantités.

Facilité de mise en oeuvre contrôle aisé du dosage - Pas de Toxicité

Obtention de volume de boue réduit par suite de l'absence de sels insolubles apportés au process.

Pas de modification dans les propriétés physico-chimiques du liquide interstitiel d'où possibilité de Recyclage sans crainte de consécution.

Structure - Propriétés Physiques et Composition Chimiques des Polyelectrolytes

Chimiquement les polyelectrolytes diffèrent par la nature de leur monomère de Base et par le Caractère ionique de leur groupement actif en solution aqueuse.

Ils sont classés en 3 catégories.

- Les polymères non ionogènes.

Ce sont presque exclusivement des polyacrilamides de poids moléculaire (15 millions) de réaction électriquement neutre.

- Les polyelectrolytes anioniques

Ce sont soit des polymères acrylates- acrylamides, des polyacrylamides partiellement Hydrolysés par un caustique, des Acides polyvinylsulfoniques. et polyacriliques. Ces Reactifs de poids moléculaire (5 - 10 millions) comportent sur leurs chaînes des groupements ionisés carboxyliques ou sulfoniques, charges négativement par dissociation en solution aqueuse.

- Les Polyelectrolytes Cationiques.

Ce sont des polymères de masse molaire moindre (PM = 250000-1000000) portant sur leur chaîne des charges positives (leur groupement étant un radical ammonium quaternaire).

- Mode d'action des polyelectrolytes.

Ils font intervenir deux modes d'action différents.

I- Flocculation par neutralisation de charge

Annulation du potentiel Zeta.

Ce sont les polyelectrolytes cationiques qui par leur groupement ammonium quaternaire provoquent la décharge électrique des colloïdes (qui viennent) en venant s'adsorber à l'interface solide-liquide cette neutralisation ionique augmentera considérablement l'adhésion des particules adjacentes.

II Flocculation par Adsorption physico-chimique des flocculants Reticulation.

Les polymères anioniques et non ionogènes ne peuvent occasionner une flocculation par simple neutralisation.

Leur mode d'action se fait par adsorption d'une fraction de la chaîne polymérique sur un emplacement déterminé de la surface des particules.

L'adsorption qui s'effectue probablement par l'intermédiaire des liaisons hydrogène entre un groupement actif de la chaîne macromoléculaire.

(Radical $\text{Ami}^{\text{ne}}-\text{O CN H}_2$) et un site électronégatif à la surface des particules.

L'adsorption est suivie d'une phase d'agglomération par la formation de ponts ou de liaisons interparticulaires entre colloïdes en la création d'un réseau tridimensionnel ou "floc"

Les principaux flocculants vendus dans les marchés portent les noms les plus divers citons les plus connus:

PROSEDIM (DEGREMONT)

SERAPAN ou Purifloc (Dow- Chemical)

PRAESTOL (BAYER)

SUPERFLOC (CYANAMID)

Compte tenu de ce qui a été dit et du manque de flocculants dans les Laboratoires "SONAREM", tous les Essais ont été faits avec des PRÆSTOL, les seuls mis à notre Disposition

LES PRAESTOL.

VI. 2.2. Choix d'un flocculant.

L'action physique des flocculants sur la pulpe à étudier sera déterminé à l'aide de mesures sédimentométriques. Nous observerons le comportement des différents paramètres régissant la sédimentation des particules en fonction du temps.

Si ces mesures sédimentométriques permettent l'étude physique de la flottation, s'influence sur la composition chimique de l'eau traitée sera observée à l'aide de mesures conductimétriques.

SIDEMENTATION DES PARTICULES

Essais Sédimentométriques (planche Ia XVI)

La sédimentométrie est basée sur la loi de Stokes:

$$v = g \frac{\gamma_s - \gamma_o}{18 \mu} d^2$$

L'appareil utilisé pour ces essais est le Densimètre. Introduit dans la pulpe le densimètre est soumis à 2 forces verticales opposées :

- à son propre poids
- à la Résistance de la pulpe

Les mesures seront prises à l'équilibre.

La Résistance de la pulpe est fonction de plusieurs paramètres :

- La teneur en matières solides
- La dimension de particules solides
- La viscosité du liquide interstitiel
- La température.

Si nous considérons une pulpe quelconque :

au temps $t = 0$, nous aurons une suspension homogène.

" temps $t = t_x =$ une particule de diamètre d_x aura atteint une distance H_r avec une vitesse V_x telle que $V_x = \frac{H_r}{t_x}$

La densité de la pulpe sera donnée par la relation :

$$\delta_i = \frac{A - B}{1000}$$

A - lecture luc sur le densimètre introduit dans la pulpe

B - " " sur le densimètre introduit dans la même quantité d'eau pure (même appareil, même récipient).

Le diamètre des particules à un instant t_x quelconque sera calculé à partir de la loi de Stokes.

Identifions:

$$V_x = g \frac{\delta_2 - \delta_1}{18\mu} \cdot d_x^2 = \frac{H_r}{t_x}$$

$$\text{soit } d_x = \sqrt{\frac{H_r}{t_x} \cdot \frac{18}{g(\delta_s - \delta_o)}}$$

d_x est exprimé en Cm, si H_r est exprimé en centimètres

H_r (en cm)

μ = (poise)

g : cm s⁻¹)

δ_s et δ_o en g/cm³

Le pourcentage des particules solides de diamètre inférieur à d_x sera donné à chaque instant par la relation :

$$Y \% = \frac{s}{s - o} \cdot \frac{A - B}{1000} \cdot \frac{V}{M} \cdot 1000$$

ou $\frac{M}{V}$ est la teneur en matières solides de la pulpe à étudier

Détermination de H_r .

Si nous appelons H_0 la distance en cm entre le centre de gravité du densimètre et la graduation correspondant à la lecture lue sur l'essai témoin.

H_r est alors donné par la

$$\text{relation : } H_r = H_0 - d (A - B) + c_m$$

ou c_m est la hauteur du ménisque formé au contact eau-appareil

$c_m = 1 \text{ mm}$ pour nos essais

= valeur d'une graduation (1mm)

Les résultats des essais sont résumés dans les tableaux qui suivent :

Les essais sédimentométriques ont permis de constater que la vitesse de sédimentation est très rapide; et que la majorité des particules solides sédimentent dans un temps relativement court, soit (94 - 95 %) de particules sédimentent dans un temps inférieur à 30 minutes. Il n'existe pas de différence notable entre les actions des différents flocculants. Nous pouvons néanmoins dire que pour des quantités inférieure à $1g/m^3$, il semble que PRESTOL A 114 donne les meilleurs résultats.

A partir de $2g/m^3$ - tous les flocculants ont la même action .

ESSAIS DE DECANTATION.

Conditions d'Experiences.

N° Essai	Floculant employé	Quantité Floculant	Température pulpe	Teneur pulpe avant décantation	Teneur pulpe après décantation	pH pulpe après décantation	Viscosité
—	—	g/m ³	°C	g/l	g/l	—	Centipoises
I	SANS FLOCCULANT	—	17	43.91	2.70	7,5-9	1.06
II	PRESTOL 3000	0.3	17.5-19	44	2.55	7.5-8	1.05-1.02
III	—	0.5	17	44.2	2.45	7.5-8	1.06
IV	—	1	17	43.90	2.10	7.5-8	1.06
V	—	2	17-19	43.90	1.93	7.5	1.06-1.02
VI	PRESTOL A.114	0.3	16-18	44	2.23	7.5	1.05-1.03
VII	—	0.5	16-18	44.15	1.52	7.5-8	1.05-1.03
VIII	—	1	16-18	43.82	1.70	7.5	1.05-1.03
IX	—	2	16-18	44.18	1.85	7.5	1.05-1.03
X	PRESTOL 2935	0.3	17-18	44.5	2.51	8	1.06-1.03
XI	—	0.5	18	44.4	2.12	8.9	1.03
XII	—	1	17-18	44.2	2.10	7-8	1.06-1.03
XIII	—	2	17-18	44.3	2.23	7-8	1.06-1.03
XIV	PRESTOL 2850	0.5	16.5-17	44.0	1.93	—	1.06-1.04
XV	—	1	16.5-17	44.0	1.82	—	—
XVI	—	2	16.5-17	44.0	1.82	—	—

ESSAIS DE DECANTATION

FLOCCULANT : Sans Flocculant

QUANTITE (Grammes/m³):

Mesures sedimentometriques

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	Y%	d
	secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/min	-	%	Microns
3'	180	1018	1003	2200	0	15	16.40	5.45	2.34	5.1	23.4
6'	360	1017.5	1003	2100	0.55	14.5	16.45	2.70	1.68	4.9	16.8
9'	540	1017.0	-	2000	1.1	14	16.50	1.82	1.35	4.75	13.5
12'	720	1016.5	-	1980	1.0	13.5	16.55	1.38	1.175	4.60	11.75
15'	900	1016.0	-	1960	10.3	13	16.60	1.10	1.1	4.40	11.0
18'	1080	1015.5	-	1940	11.8	12.5	16.65	0.93	0.965	4.25	9.65
21'	1260	1015	-	1900	13.6	12	16.70	0.8	0.895	4.10	8.95
24'	1440	1014.5	-	1880	14.5	11.5	16.75	0.7	0.836	3.90	8.36
27'	1620	1014	-	-	-	11	16.80	0.62	0.785	3.75	7.85
30'	1800	1013.5	-	1820	17.7	10.5	16.85	0.56	0.75	3.68	7.50
45'	2700	1010.5	-	1670	24	7.5	17.15	0.38	0.616	2.54	6.16
1 ^h -00	3600	1008	-	1370	37.8	5	17.40	0.29	0.54	1.70	5.40
1 ^h -15	4500	1006	-	1300	41	3	17.60	0.236	0.486	1.02	4.86
1 ^h -30	5400	1003	-	1200	45.5	0	17.90	0.20	0.445	0	4.45
2 ^h -00	7200	1003	-	1120	49.	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h -30	9000	1003	-	1020	53.5	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h -00	10800	1003	-	950	57	-	-	0.099	0.310	-	3.16
3 ^h -30	12600	1003	-	950	57	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FLOCCULANT : PRESTOL 3000

QUANTITE (Grammes/m³) : 0.3.

Mesures sedimentométriques.

Temp	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{H_r}{t}$	$\sqrt{\frac{H_r}{t}}$	%	d
min	secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/min	-	%	Microns
3	180	1015.5	1000.5			15	16.4	5.45	2.34	5	23.4
6	360	1015	-			14.5	16.45	2.7	1.68	4.8	16.8
9	540	1014.5	-			14	16.50	1.82	1.35	4.6	13.5
12	720	1014	-			13.5	16.55	1.38	1.175	4.45	11.75
15	900	1013	-	1980	10	12.5	16.65	1.11	1.1	4.1	11
18	1080	1012.5	-	1920	12.7	12	16.70	0.93	0.965	3.8	9.65
21	1260	1011.5	-	1840	16.3	11	16.80	0.80	0.895	3.60	8.95
24	1440	1011	-	1720	21.8	10.5	16.85	0.70	0.835	3.46	8.35
27	1620	1010	-	1560	29	9.5	16.95	0.63	0.785	3.22	7.85
30	1800	1009.5	-	1420	35.5	9	17	0.565	0.750	2.96	7.50
45	2700	1008.5	-	1060	52	3	17.6	0.39	0.640	1.9	6.40
60	3600	1000.5	-	980	55	0	17.9	0.30	0.550	0	5.5
75	4500	-	-	-	-	-	-	0.24	0.490	-	4.90
90	5400	-	-	860	61	-	-	0.20	0.445	-	4.45
120	7200	-	-	-	-	-	-	0.15	0.376	-	3.76
150	9000	-	-	830	62.4	-	-	0.12	0.322	-	3.22
180	10800	-	-	830	62.4	-	-	0.099	0.316	-	3.16
210	12600	-	-	830	62.4	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCOLANT : PRESTOL 3000

QUANTITE (grammes/m³): 0.5

Mesures Sedimentometriques

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Vdume déposé	Fraction pulpe et air	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{t}$	$\sqrt{\frac{Hr}{t}}$	%	d
-	Secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/min	-	%	Microns
3'	180	1014,5	1000			14,5	16,45	5,45	2,34	4,8	23,4
6'	360	1013	-			13	16,6	2,76	1,7	4,4	17
9'	540	1011	-			11	16,8	1,87	1,37	3,72	13,7
12'	720	1009	-	1600	27,2	9	17	1,42	1,19	2,96	11,9
15'	900	1007	-	1440	34,4	7	17,2	1,15	1,17	2,30	11,7
18'	1080	1004	-	1220	44,5	4	17,5	0,97	0,99	1,32	9,9
21'	1260	1000	-	1100	50	0	17,9	0,85	0,92	0	9,2
24'	1440	-	-	1040	53	-	-	0,74	0,87	-	8,7
27'	1620	-	-	1000	54,8	-	-	0,66	0,81	-	8,1
30'	1800	-	-	940	57,4	-	-	0,60	0,725	-	7,25
45'	2700	-	-	830	62,5	-	-	0,40	0,64	-	6,40
1 ^h 00	3600	-	-	740	66,5	-	-	0,30	0,55	-	5,5
1 ^h 15	4500	-	-	-	-	-	-	0,24	0,490	-	4,90
1 ^h 30	5400	-	-	700	-	-	-	0,20	0,445	-	4,45
2 ^h 00	7200	-	-	680	68,7	-	-	0,15	0,376	-	3,76
2 ^h 30	9000	-	-	670	69	-	-	0,12	0,322	-	3,22
3 ^h 00	10800	-	-	670	69	-	-	0,099	0,316	-	3,16
3 ^h 30	12600	-	-	670	69	-	-	0,082	0,286	-	2,86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCOLANT : PRESTOL 3000

QUANTITE (grammes/m³): 4

Mesures Sedimentométriques

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{t}$	$\sqrt{\frac{Hr}{t}}$	Y%	d.
Mn	sec			cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	Microns
5	180	1016.5	1000	-	-	16.5	16.25	5.40	2.32	5.45	23.2
6	360	1016	-	1940	11.8	16	16.3	2.72	1.65	5.30	16.5
9	540	1016	-	1900	13.6	16	16.3	1.81	1.35	5.30	13.5
12	720	1015.5	-	-	-	15.5	16.35	1.36	1.17	5.15	11.7
15	900	1015	-	-	-	15	16.40	1.09	1.04	5	10.4
18	1080	1015	-	1800	18.3	15	16.40	0.91	0.955	5	9.55
21	1260	1014.5	-	1760	20	14.5	16.45	0.78	0.88	4.8	8.8
24	1440	1014.5	-	1700	22.7	14.5	16.45	0.68	0.825	4.8	8.25
27	1620	1014	-	1660	24.5	14	16.50	0.61	0.78	4.6	7.8
30	1800	1013.5	-	1620	26.4	13.5	16.55	0.55	0.74	4.45	7.4
45	2700	1010.5	-	1320	40	10.5	16.85	0.37	0.606	3.68	6.06
60	3600	1002.5	-	1120	49	2.5	17.65	0.29	0.55	0.82	5.5
75	4500	1000	-	-	-	0	17.90	0.24	0.490	0	4.9
90	5400	1000	-	860	-	-	17.90	0.20	0.445	-	4.45
120	7200	1000	-	740	66.4	-	-	0.15	0.376	-	3.76
150	9000	1000	-	720	67.3	-	-	0.12	0.322	-	3.22
180	10800	1000	-	710	67.5	-	-	0.099	0.316	-	3.16
210	12800	1000	-	710	67.5	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCLANT : PRESTOL 3000

QUANTITE (Grammes/m³) : 2.

Mesures Sédimentométriques

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{t}$	$\sqrt{\frac{Hr}{t}}$	%	d
-	Secondes	-	-	cm ³	%	-	Cm	Cm/mn	-	%	Microns
3'	180	1016.5	1000	1860	15.5	16.5	16.25	5.40	2.32	5.45	23.2
6'	360	1016.5	1000	1800	18.2	16.5	16.25	2.74	1.65	5.45	16.5
9'	540	1015.5	-	1700	22.8	15.5	16.35	1.82	1.35	5.15	13.5
12'	720	1015	-	1520	31	15	16.40	1.40	1.19	5	11.9
15'	900	1014.5	-	1320	40	14.5	16.45	1.1	1.1	4.8	11.0
18'	1080	1014	-	-	-	14	16.50	0.96	0.98	4.6	9.8
21'	1260	1013	-	1120	49	13	16.60	0.75	0.87	4.40	8.7
24'	1440	1012	-	-	-	12	16.70	0.70	0.835	4.10	8.35
27'	1620	1011	-	-	-	11	16.80	0.62	0.785	3.72	7.85
30'	1800	1010	-	980	55.5	10	16.90	0.56	0.725	3.30	7.25
45'	2700	1000	-	750	66	0	17.90	0.40	0.64	0	6.40
1 ^h 00	3600	-	-	740	66.5	-	17.90	0.30	0.55	-	5.50
1 ^h 15	4500	-	-	730	67.5	-	-	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h 30	5400	-	-	680	69	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h 00	7200	-	-	640	71	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h 30'	9000	-	-	620	72	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h 00	10800	-	-	600	72.5	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h 30'	12600	-	-	600	72.5	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCLANT : PRESTOL A.114

QUANTITE (grammes/m³): 0.3

Mesures Sedimentométriques.

Temps	Temps	Lect A	Lect B	Volume déposé	fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	%	d
-	secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	Microns
3'	180	1011.5	1000.5	2100	4.55	11	16.8	5.60	2.36	3.72	23.6
6'	360	1010.5	1000.5	2000	9.1	10	16.9	2.80	1.675	3.30	16.75
9'	540	1008.5	-	1980	10	8	17.1	1.90	1.38	2.64	13.8
12'	720	1006.5	-	1960	10.9	6	17.3	1.44	1.20	2.	12.0
15'	900	1005	-	1920	12.7	4.5	17.45	1.16	1.08	1.5	10.8
18'	1080	1003.5	-	1900	13.6	3	17.60	0.98	0.99	0.99	9.9
21'	1260	1002.5	-	1860	15.5	2	17.7	0.84	0.92	0.66	9.2
24'	1440	1001.5	-	-	-	1	17.8	0.74	0.87	0.33	8.7
27'	1620	1000.5	-	-	-	0	17.9	0.66	0.81	0	8.1
30'	1800	1000.5	-	-	-	0	17.9	0.60	0.725	-	7.25
45'	2700	-	-	-	-	-	-	0.40	0.64	-	6.40
1 ^h 00	3600	-	-	1260	42.7	-	-	0.30	0.55	-	5.50
1 ^h 15	4500	-	-	-	-	-	-	0.24	0.49	-	4.90
1 ^h 30	5400	-	-	-	-	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h 00	7200	-	-	880	60	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h 30	9000	-	-	800	63.5	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h 00	10800	-	-	740	66.5	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h 30	12600	-	-	730	67	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCOLANT : PRESTOL A.114

QUANTITE (grammes/m³): 0.5

Mesures Sedimentométriques

±

Temps	Temps	Lect (A)	Lect (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	%	d
-	secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	Microns
3'	180	1015.5	998	1900	13.6	17.5	16.55	5.5	2.34	5.80	23.4
6'	360	1014	998	1800	18.2	16	16.7	2.8	1.67	5.30	16.7
9'	540	1012	-	1760	20	14	16.9	1.88	1.34	4.60	13.4
12'	720	1010.5	-	1700	22.7	12.5	17.05	1.42	1.19	4.25	11.9
15'	900	1008	-	1650	25	10	17.3	1.15	1.07	3.30	10.7
18'	1080	1005	-	1600	27.2	7	17.6	0.98	0.99	2.30	9.9
21'	1260	1003.5	-	1520	30.8	3.5	17.75	0.85	0.92	1.15	9.2
24'	1440	998	-	1500	31.8	0	17.9	0.76	0.87	0	8.7
27'	1620	998	-	1480	32.8	-	17.9	0.66	0.81	-	8.1
30'	1800	-	-	1440	34.5	-	-	0.60	0.725	-	7.25
45'	2700	-	-	1090	50.5	-	-	0.40	0.64	-	6.40
1 ^h 00	3600	-	-	980	55.5	-	-	0.30	0.55	-	5.50
1 ^h 15	4500	-	-	-	-	-	-	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h 30	5400	-	-	-	-	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h 00	7200	-	-	720	67.4	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h 30'	9000	-	-	700	68	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h 00	10800	-	-	680	69.1	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h 30'	12600	-	-	680	69.1	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FLOCCULANT : PRESTOL A 114

QUANTITE (Grammes/m³): 1.

Mesures Sedimentométriques

Temps	Temps	Lecture A	Lecture B	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	H _r	$V = \frac{H_r}{E}$	$\sqrt{\frac{H_r}{E}}$	Y%	d.
-	secondes	-	-	Cm ³	%	-	Cm	Cm/mn	-	%	Microns
3	180	1015	998	1880	14.5	17	16.2	5.40	2.32	5.7	23.2
6	360	1012	998	1700	22.9	14	16.5	2.74	1.65	4.60	16.5
9	540	1006	-	1500	31.8	8	17.1	1.9	1.38	2.64	13.8
12	720	1001	-	1320	40	3	17.6	1.46	1.21	0.99	12.1
15	900	1000.5	-	1220	44.5	1.5	17.75	1.18	1.08	0.50	10.8
18	1080	998.5	-	980	55.5	0.5	17.85	0.99	0.99	0.16	9.9
21	1260	998	-	-	-	0	17.9	0.85	0.92	0	9.2
24	1440	998	-	-	-	0	17.9	0.76	0.87	-	8.7
27	1620	-	-	-	-	-	-	0.66	0.81	-	8.1
30'	1800	-	-	880	60	-	-	0.60	0.725	-	7.25
45'	2700	-	-	-	-	-	-	0.40	0.64	-	6.4
1 ^h 00	3600	-	-	720	67.4	-	-	0.30	0.55	-	5.5
1 ^h 15	4500	-	-	-	-	-	-	0.24	0.49	-	4.90
1 ^h 30	5400	-	-	700	68	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h 00	7200	-	-	680	69	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h 30	9000	-	-	680	69	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h 00	10800	-	-	670	69.5	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h 30	12600	-	-	670	69.5	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FLOCCULANT : PRESTOL A 114

QUANTITE (grammes/m³): 2.

Mesures Sedimentométriques.

Temps mn	Temps secondes	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé cm ³	Fraction pulpes claire %	A - B	Hr	$v = \frac{Hr}{t}$ cm/mn	$\sqrt{\frac{Hr}{t}}$	%	d Microns
3	180	1005.5	998	1880	14.5	7.5	17.15	5.70	2.3	2.48	23
6	360	1004	998	1660	24.5	6	17.3	2.90	1.7	2	17
9	540	1002.5	-	1460	33.6	4.5	17.45	1.94	1.38	1.5	13.8
12	720	1001	-	1320	40	3	17.55	1.46	1.21	0.99	12.1
15	900	1000.5	-	1210	45	1.5	17.75	1.17	1.07	0.50	10.7
18	1080	998.5	-	1000	54.5	0.5	17.85	0.99	0.99	0.33	9.9
21	1260	998	-	-	-	0	17.90	0.85	0.92	0	9.2
24	1440	998	-	-	-	-	-	0.76	0.87	-	8.7
27	1620	998	998	-	-	-	-	0.66	0.81	-	8.1
30	1800	-	-	-	-	-	-	0.60	0.725	-	7.25
45	2700	-	-	-	-	-	-	0.40	0.64	-	6.4
60	3600	-	-	790	64	-	-	0.30	0.55	-	5.5
75	4500	-	-	-	-	-	-	0.24	0.490	-	4.9
90	5400	-	-	760	65.5	-	-	0.20	0.445	-	4.45
120	7200	-	-	740	66.4	-	-	0.15	0.376	-	3.76
150	9000	-	-	720	67.4	-	-	0.12	0.322	-	3.22
180	10800	-	-	720	67.4	-	-	0.099	0.316	-	3.16
210	12600	-	-	720	67.4	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCOLANT : PRESTOL 2335

QUANTITE (grammes/m³): 0.3

Mesures sedimentométriques.

Temps	Temps	Lecture A	Lecture B	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	Y%	d
-	Secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	Microns
3'	180	1021	998	2000	9.1	23	15.6	5.2	2.28	7.6	22.8
6'	360	1018	998	1980	10	20	15.9	2.64	1.62	6.6	16.2
9'	540	1017	-	1950	11.3	19	16	1.78	1.37	6.30	13.7
12'	720	1015	-	1920	12.7	17	16.2	1.35	1.16	5.65	11.6
15'	900	1013.5	-	1890	14.1	15.5	16.35	1.08	1.04	5.15	10.4
18'	1080	1012	-	1850	15.9	14	16.50	0.92	0.96	4.6	9.6
21'	1260	1010	-	1820	17.3	12	16.70	0.795	0.89	4.10	8.6
24'	1440	1008.5	-	1770	19.5	10.5	16.85	0.70	0.84	3.68	8.4
27'	1620	1007	-	1710	20.9	9	17	0.63	0.795	2.90	7.95
30'	1800	1005	-	1680	23.6	7	17.2	0.57	0.75	2.30	7.5
45'	2700	1002	-	1460	33.6	4	17.5	0.39	0.64	1.32	6.4
1 ^h 00	3600	1000.5	-	1300	41	2.5	17.65	0.29	0.55	0.82	5.5
1 ^h 15'	4500	999	-	1220	46	1	17.80	0.25	0.490	0.33	4.90
1 ^h 30	5400	998	-	1140	48	0	17.90	0.20	0.445	0	4.45
2 ^h 00	7200	-	-	1020	53.5	-	17.90	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h 30'	9000	-	-	960	56.2	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h 00	10800	-	-	910	58.5	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h 30'	12600	-	-	900	59	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCOLANT : PRESTOL 2935

QUANTITE : (grammes/m³) : 0.5

Mesures Sedimentométriques.

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	γ	d
	Secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	microns
3'	180	1020	998	1980	10	22	15.7	5.25	2.3	7.30	23
6'	360	1017.5	998	1950	11.3	19.5	15.95	2.68	1.66	6.45	16.6
9'	540	1016.5	-	1910	13.4	18.5	16.05	1.78	1.35	4.95	13.3
12'	720	1013	-	1880	14.5	15	16.40	1.37	1.17	4.10	11.7
15'	900	1010	-	1840	16.3	12	16.70	1.12	1.06	2.80	10.6
18'	1080	1006.5	-	1620	26.4	8.5	17.05	0.95	0.975	1.50	9.75
21'	1260	1002.5	-	1460	33.6	4.5	17.45	0.83	0.91	0.99	9.10
24'	1440	1001	-	1400	36.2	3	17.60	0.735	0.86	0.82	8.60
27'	1620	1000.5	-	1320	40	2.5	17.65	0.65	0.805	0.66	8.05
30'	1800	1000	-	1290	41.3	2	17.70	0.59	0.77	0.16	7.7
45'	2700	998.5	-	-	-	0.5	17.85	0.40	0.64	0	6.4
1 ^h 00	3600	998	-	1030	53	0	17.90	0.30	0.55	-	5.5
1 ^h 15'	4500	-	-	980	55.5	-	17.90	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h 30'	5400	-	-	860	61	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h 00	7200	-	-	820	62.8	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h 30'	9000	-	-	820	62.8	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h 00	10800	-	-	810	64.6	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h 30'	12600	-	-	-	-	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCULANT : PRESTOL 2935

QUANTITE (grammes/m³): 1

Mesures Sedimentométriques.

Temps	Temps	Lecture A	Lecture B	Volume déposé	Fraction pulpe laite	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	γ	d
—	Secondes	—	—	cm ³	%	—	cm	cm/mn	—	%	Microns
3'	180	1015	1000	1920	12.5	15	16.4	5.45	2.34	5.00	23.4
6'	360	1013	1000	1860	15.5	13	16.6	2.76	1.70	4.30	17
9'	540	1011	—	1700	27.6	11	16.8	1.87	1.37	3.72	13.7
12'	720	1008	—	1520	30.9	8	17.1	1.46	1.21	2.64	12.1
15'	900	1002	—	1410	36	2	17.7	1.18	1.08	0.66	10.8
18'	1080	1001	—	1360	38.2	1	17.8	0.99	0.995	0.33	9.95
21'	1260	1000	—	1310	40.5	0	17.9	0.85	0.92	0	9.20
24'	1440	1000	—	1300	41	0	17.9	0.76	0.87	—	8.70
27'	1620	—	—	1180	46.4	—	—	0.66	0.81	—	8.10
30'	1800	—	—	1160	47.3	—	—	0.60	0.725	—	7.25
45'	2700	—	—	1040	52.6	—	—	0.40	0.64	—	6.40
1 ^h -00	3600	—	—	960	56.5	—	—	0.30	0.55	—	5.50
1 ^h -15'	4500	—	—	900	59	—	—	0.24	0.490	—	4.90
1 ^h -30'	5400	—	—	880	60	—	—	0.20	0.445	—	4.45
2 ^h -00	7200	—	—	860	61	—	—	0.15	0.376	—	3.76
2 ^h -30'	9000	—	—	840	61.8	—	—	0.12	0.322	—	3.22
3 ^h -00	10800	—	—	830	62.4	—	—	0.099	0.316	—	3.16
3 ^h -30'	12600	—	—	830	62.4	—	—	0.082	0.286	—	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCLANT : PRESTOL 2935

QUANTITE (Φ grammes/m³): 6

Mesures Sedimentométriques.

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	H _r	$v = \frac{H_r}{t}$	$\sqrt{\frac{H_r}{t}}$	γ	d
-	Secondes	-	-	cm ³	$\%$	-	cm	cm/min	-	%	Microns
3'	180	1017	998	1820	17.4	19	16	5.30	2.3	6.30	23
6'	360	1014	998	1700	23	16	16.3	2.70	1.65	5.3	16.5
9'	540	1010.5	-	1530	30.5	12.5	16.55	1.84	1.36	4.25	13.6
12'	720	1006	-	1400	36.5	8	17.1	1.42	1.19	2.64	11.9
15'	900	1000	-	1260	42.8	2	17.7	1.18	1.06	0.66	10.6
18'	1080	999	-	1200	45.5	1.0	17.8	0.99	0.995	0.33	9.95
21'	1260	998.5	-	1140	48.3	0.5	17.85	0.85	0.92	0.16	9.20
24'	1440	-	-	1080	51	-	-	-	-	-	-
27'	1620	998	-	1040	52.7	0	17.9	0.66	0.81	0	8.1
30'	1800	998	-	1000	54.5	0	-	0.60	0.725	0	7.25
45'	2700	-	-	900	59	-	-	0.40	0.64	-	6.40
1 ^h -00	3600	-	-	820	62.8	-	-	0.30	0.55	-	5.50
1 ^h -15'	4500	-	-	810	63.8	-	-	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h -30'	5400	-	-	800	63.6	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h -00	7200	-	-	790	64.0	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h -30'	9000	-	-	780	64.8	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h -00	10800	-	-	780	64.8	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h -30'	12600	-	-	780	64.8	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FIOCOLANT : PRESTOL 2830

QUANTITE (grammes/m³) : 0.5

Mesures Sédimentométriques.

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	γ	d
-	Secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	Microns
3'	180	100 g	1000	1720	21.8	9	17	5.15	2.26	2.96	22.6
6'	360	1007.5	1000	1700	22.7	7.5	17.15	2.86	1.70	2.48	17
9'	540	1006	-	1620	25.5	6	17.3	1.92	1.38	2	13.8
12'	720	1005	-	1580	28	5	17.4	1.45	1.20	1.65	12
15'	900	1003.5	-	1520	31	3.5	17.55	1.17	1.05	1.15	10.5
18'	1080	1001	-	1480	32.9	1	17.8	0.99	0.99	1.15	9.9
21'	1260	1000.5	-	1320	40	0.5	17.85	0.85	0.92	0.330	9.2
24'	1440	1000	-	1220	45.5	0	17.9	0.76	0.87	0.16	8.7
27'	1620	1000	-	1100	50	0	17.9	0.66	0.81	0	8.1
30'	1800	-	-	1080	51	-	-	0.60	0.725	-	7.25
45'	2700	-	-	860	61	-	-	0.40	0.64	-	6.4
1 ^h -00	3600	-	-	840	62	-	-	0.30	0.55	-	5.5
1 ^h -15	4500	-	-	800	63.6	-	-	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h -30	5400	-	-	-	-	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h -00	7200	-	-	760	65.4	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h -30	9000	-	-	740	66.4	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h -00	10800	-	-	730	66.8	-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h -30	12600	-	-	730	66.8	-	-	0.082	0.286	-	2.86

ESSAIS DE DECANTATION

FLOCCULANT : PRESTOL 2830

QUANTITE (grammes/m³) : 1

Mesures Sédimentométriques.

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	VOLUME déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	γ	d
-	Secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/min	-	%	Microns
3'	180	1007.5	1000	1700	23	7.5	17.15	5.7	2.40	2.48	24
6'	360	1006.5	1000	1620	26.5	6.5	17.25	2.88	1.81	2.14	18.1
9'	540	1005.5	-	1540	30	5.5	17.35	1.92	1.38	1.80	13.8
12'	720	1004.5	-	1460	33.7	4.5	17.45	1.45	1.20	1.50	12.
15'	900	1003	-	1380	37.5	3	17.60	1.17	1.05	0.99	10.5
18'	1080	1001	-	1200	45.5	1	17.80	0.99	0.99	0.33	9.90
21'	1260	1000	-	1100	50	0	17.90	0.85	0.92	0	9.20
24'	1440	1000	-	1050	52.5	-	-	0.76	0.87	-	8.70
27'	1620	-	-	1020	53.5	-	-	0.66	0.81	-	8.10
30'	1800	-	-	980	55.5	-	-	0.60	0.725	-	7.25
45'	2700	-	-	860	61	-	-	0.40	0.64	-	6.40
1 ^h -00	3600	-	-	800	63.6	-	-	0.30	0.55	-	5.50
1 ^h -15'	4500	-	-	740	64.4	-	-	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h -30'	5400	-	-	710	67.8	-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h -00	7200	-	-	680	69.	-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h -30'	9000	-	-	670	69.6	-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h -00	10800	-	-	660	70	-	-	0,099	0.316	-	3.16
3 ^h -30	12600	-	-	650	70.4	-	-	0,082	0.286	-	2.86.

ESSAIS DE DECANTATION

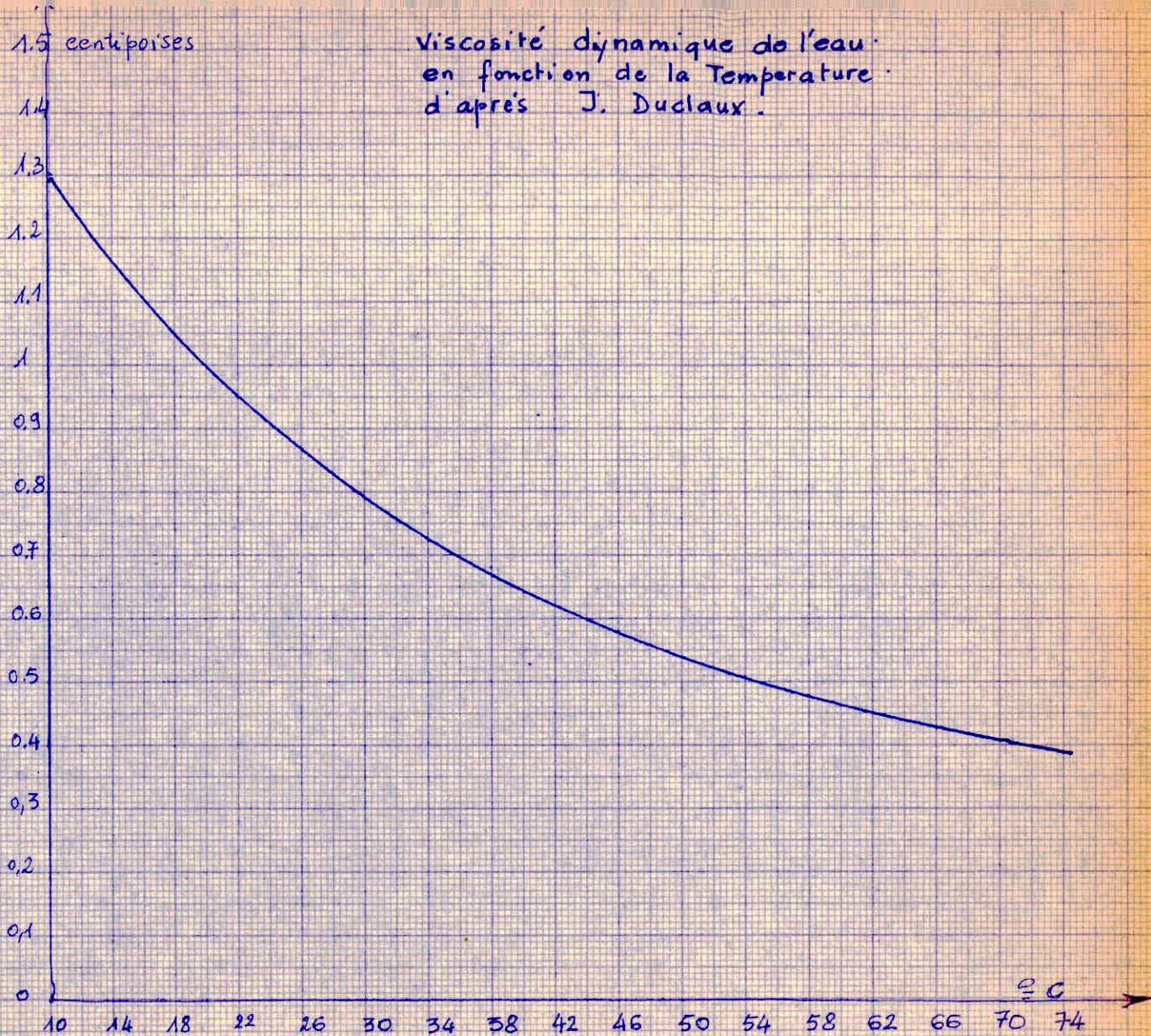
FIOCLANT : PRESTOL 2830

QUANTITE (grammes/m³) : 2

Mesures Sedimentométriques.

Temps	Temps	Lecture (A)	Lecture (B)	Volume déposé	Fraction pulpe claire	A-B	Hr	$v = \frac{Hr}{E}$	$\sqrt{\frac{Hr}{E}}$	γ	d
-	Secondes	-	-	cm ³	%	-	cm	cm/mn	-	%	Microns
3'	180	1014.5	1000			14.5	16.45	5.5	2.34	4.8	23.4
6'	360	1012	1000			12	16.7	2.8	1.70	4.10	17
9'	540	1008	-			8	17.1	1.9	1.38	2.64	13.8
12'	720	1006	-			6	17.3	1.44	1.20	2.00	12.0
15'	900	1002.5	-			2.5	17.65	1.18	1.09	0.82	10.9
18'	1080	1001.5	-			1.5	17.75	0.998	0.995	0.50	9.95
21'	1260	1000.5	-			0.5	17.85	0.85	0.92	0.16	9.20
24'	1440	1000	-			0	17.90	0.76	0.87	0	8.70
27'	1620	-	-			-	17.90	0.66	0.81	-	8.10
30'	1800	-	-			-	-	0.60	0.725	-	7.25
45'	2700	-	-			-	-	0.40	0.64	-	6.40
1 ^h -00	3600	-	-			-	-	0.30	0.55	-	5.50
1 ^h -15	4500	-	-			-	-	0.24	0.490	-	4.90
1 ^h -30	5400	-	-			-	-	0.20	0.445	-	4.45
2 ^h -00	7200	-	-			-	-	0.15	0.376	-	3.76
2 ^h -30	9000	-	-			-	-	0.12	0.322	-	3.22
3 ^h -00	10800	-	-			-	-	0.099	0.316	-	3.16
3 ^h -30'	12600	-	-			-	-	0.082	0.286	-	2.86

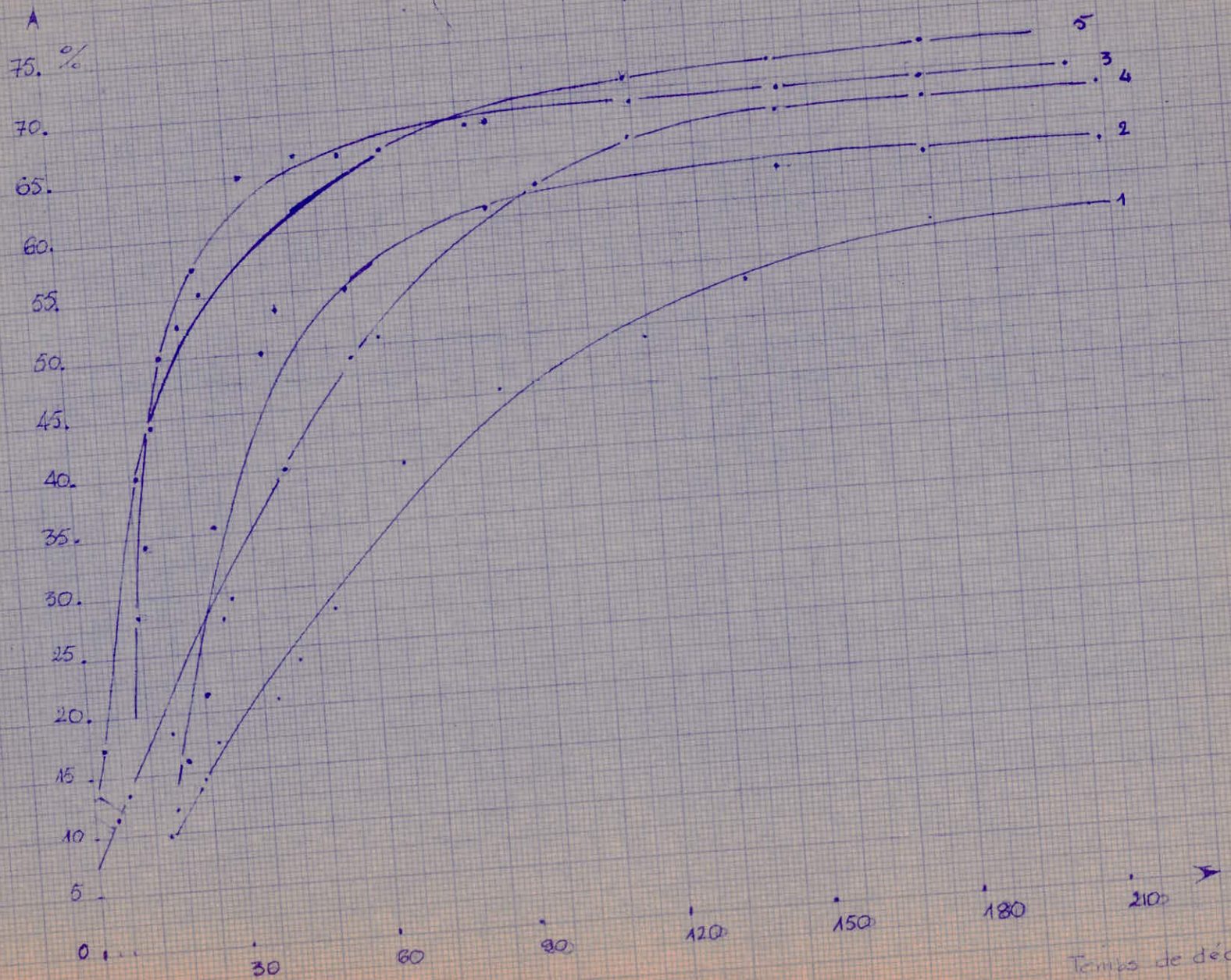
Viscosité dynamique de l'eau
en fonction de la Température
d'après J. Duclaux.



Essais de Decantation.

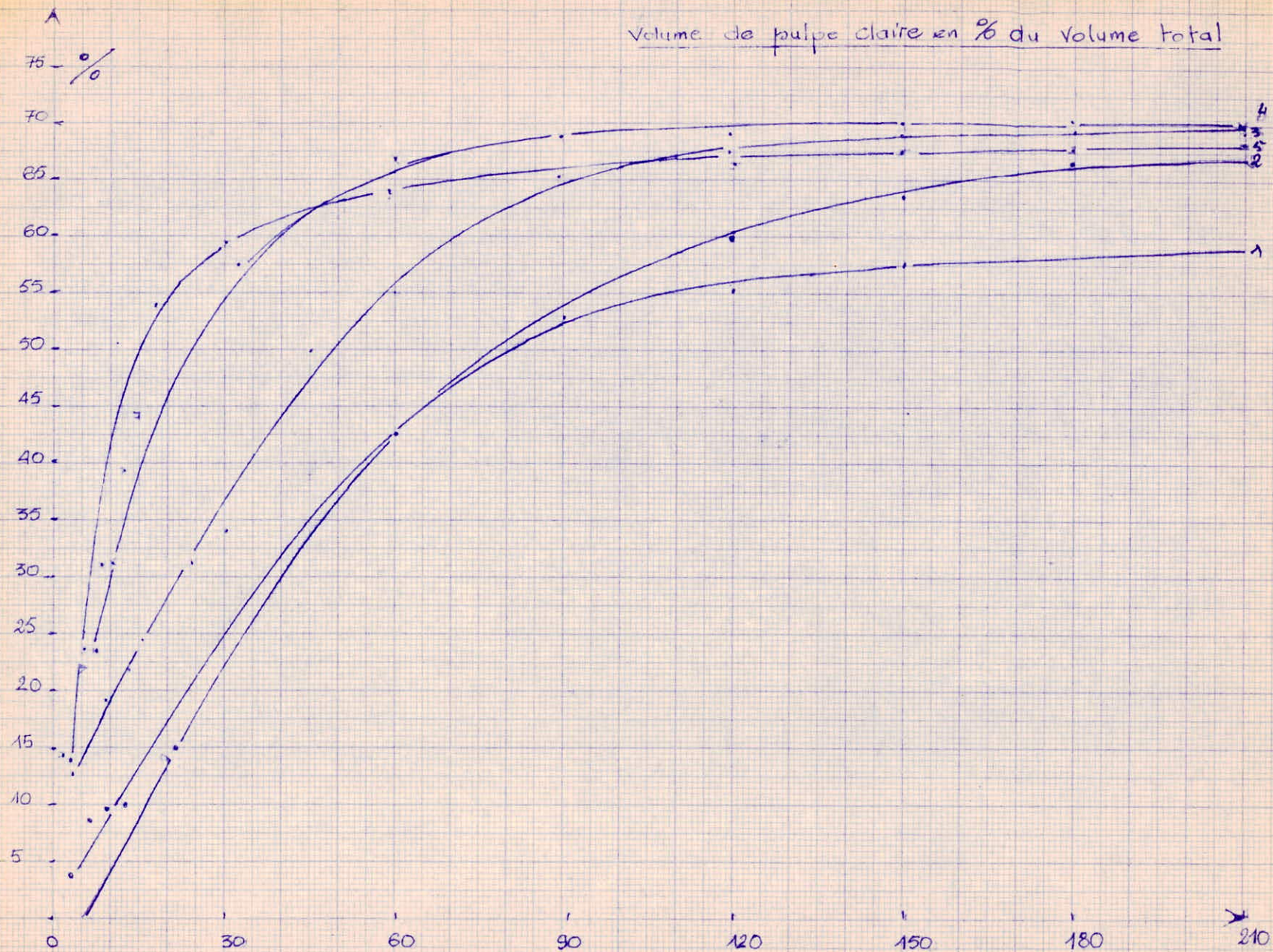
Volume de pulpe claire en % du Volume total.

Floculant: PRESTOL 3000.



Temps de decantation (minutes)

Volume de pulpe claire en % du volume total

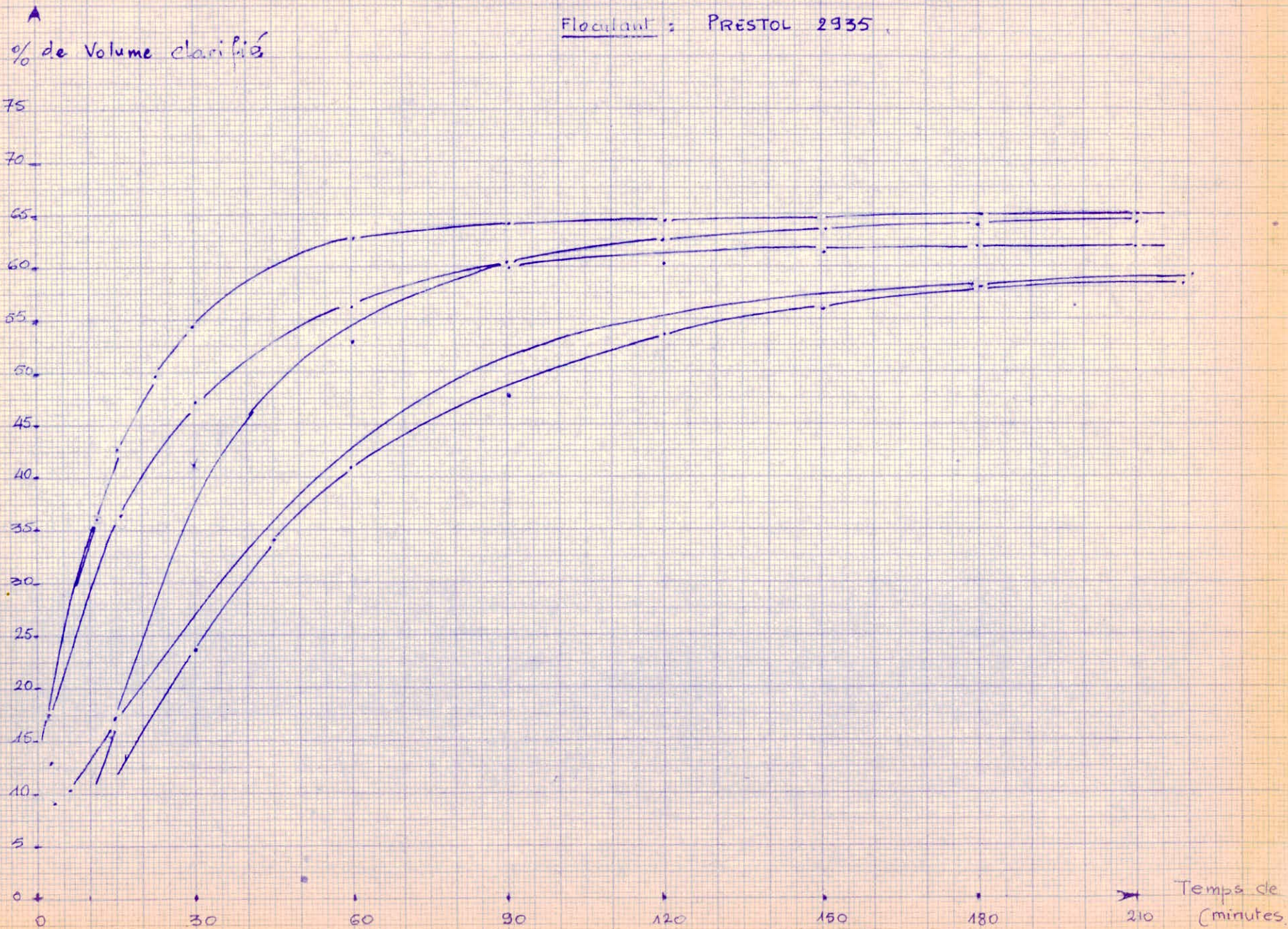


Temps de décantation
(minutes)

Essais de Decantation.

Volume de pulpe claire en % du Volume total

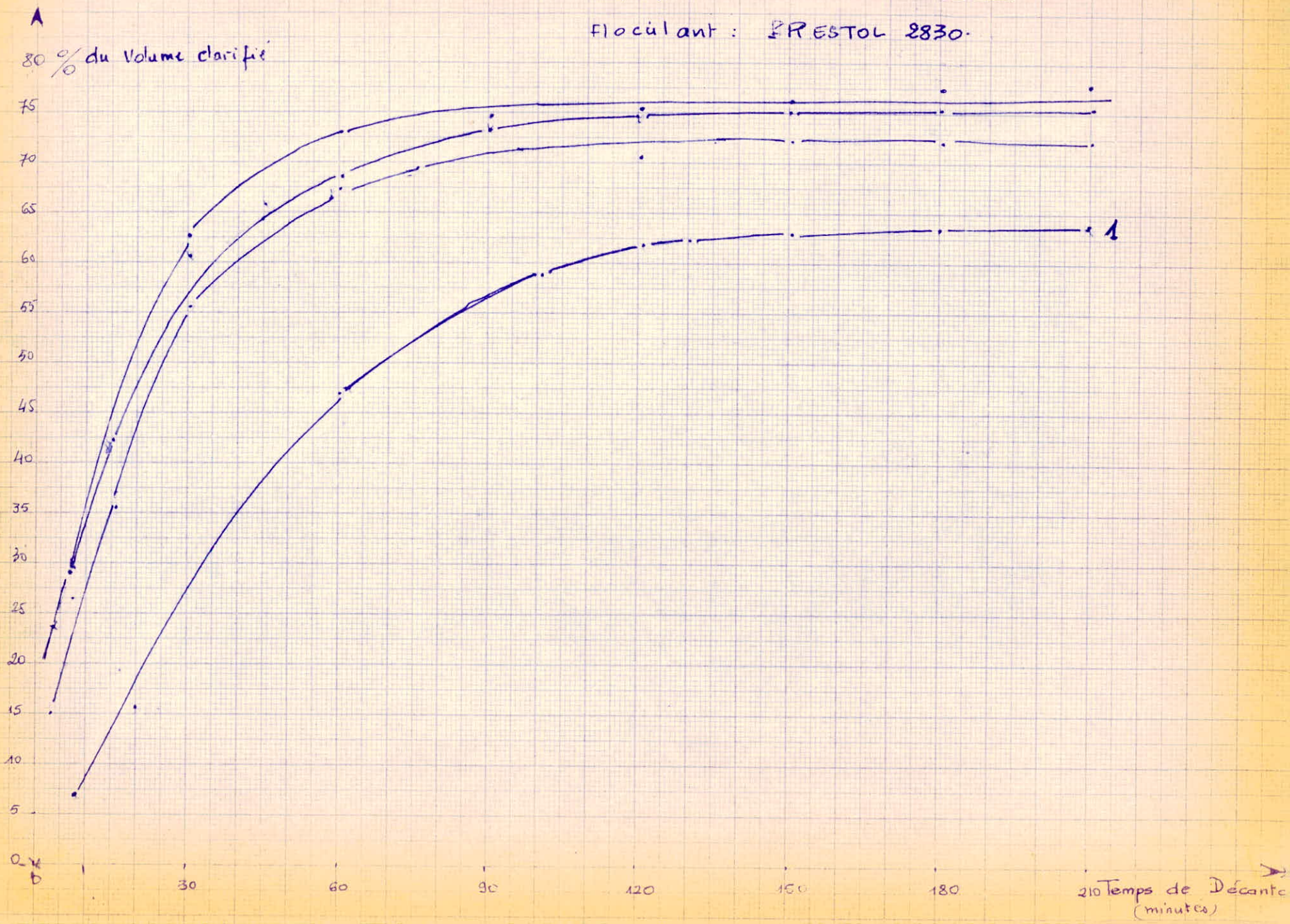
Floculant : PRESTOL 2935



Essais de Decantation

Volume pulpe claire en % du volume total

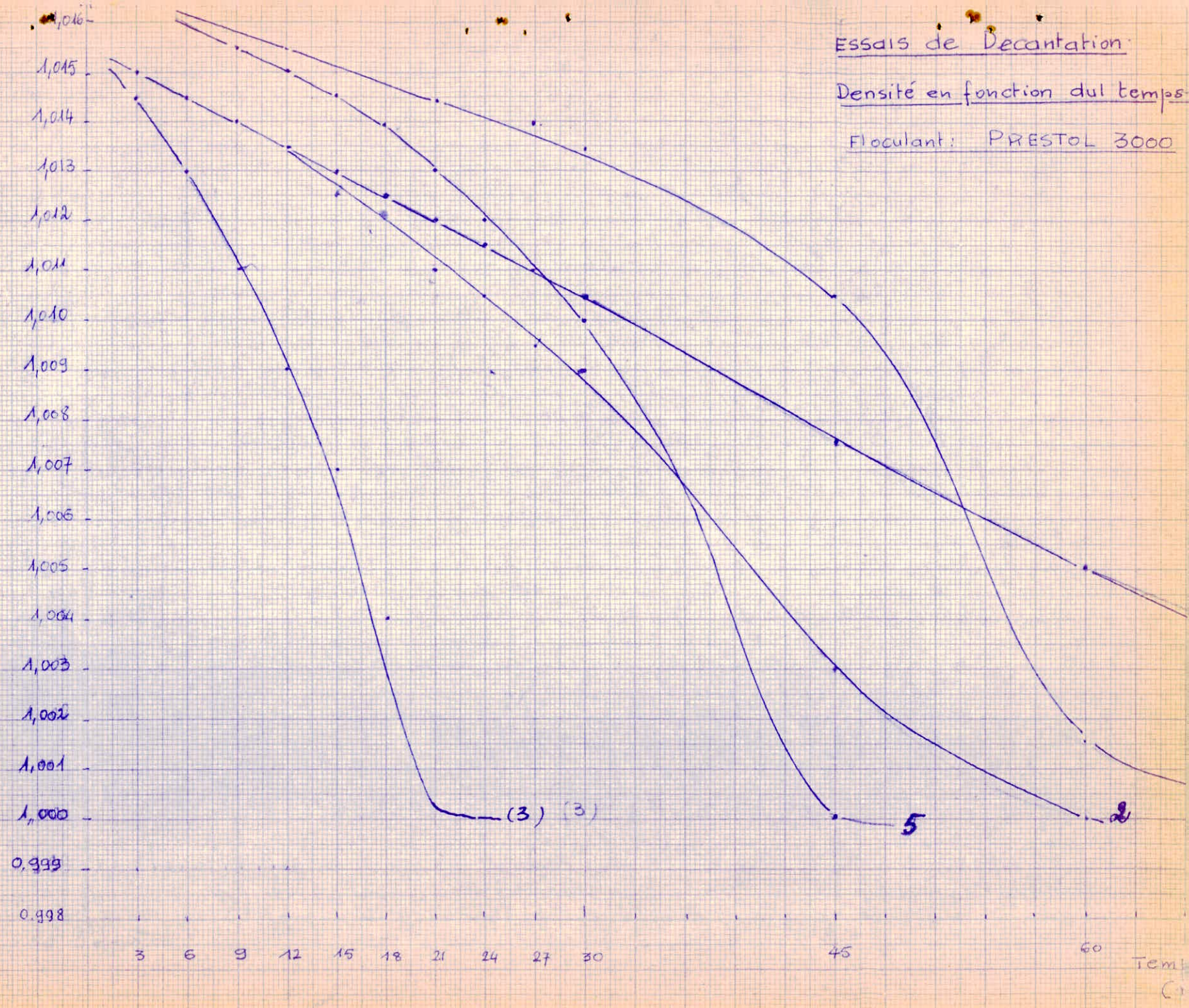
Floculant : FRESTOL 2830.



Essais de Decantation

Densité en fonction du temps

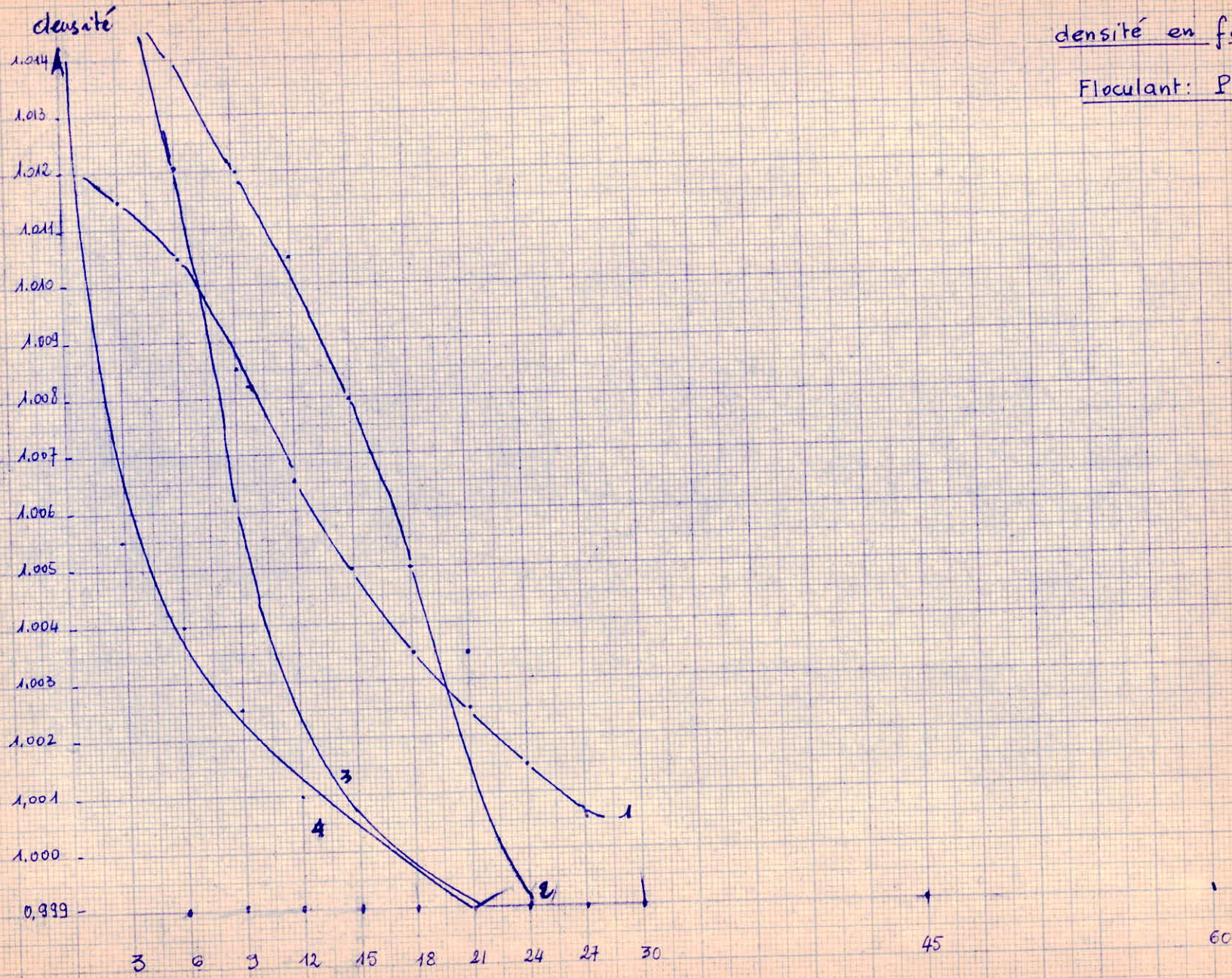
Floculant: PRESTOL 3000



Essais de décantation

densité en fonction du temps

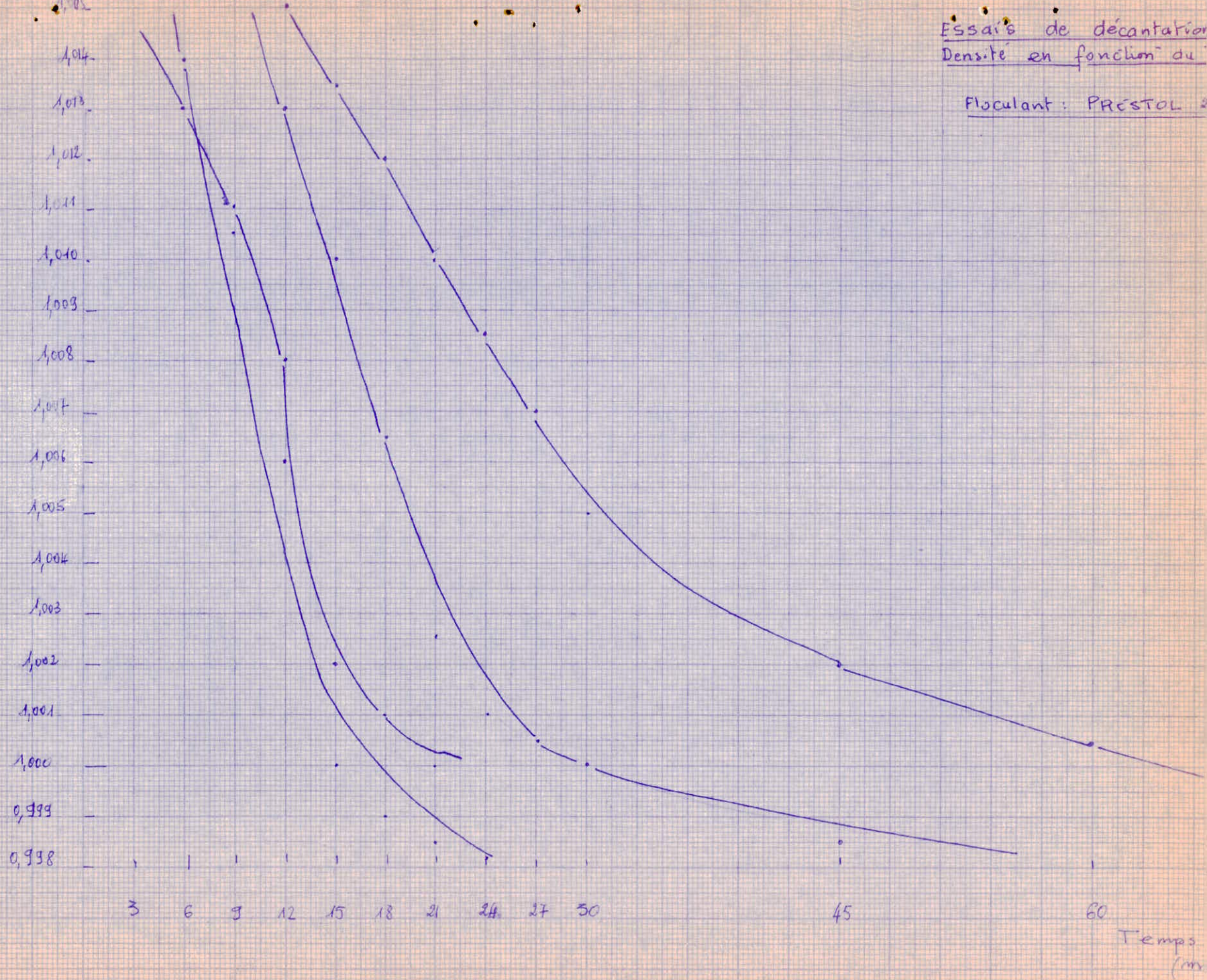
Floculant: PRESTOL A.11



Temps

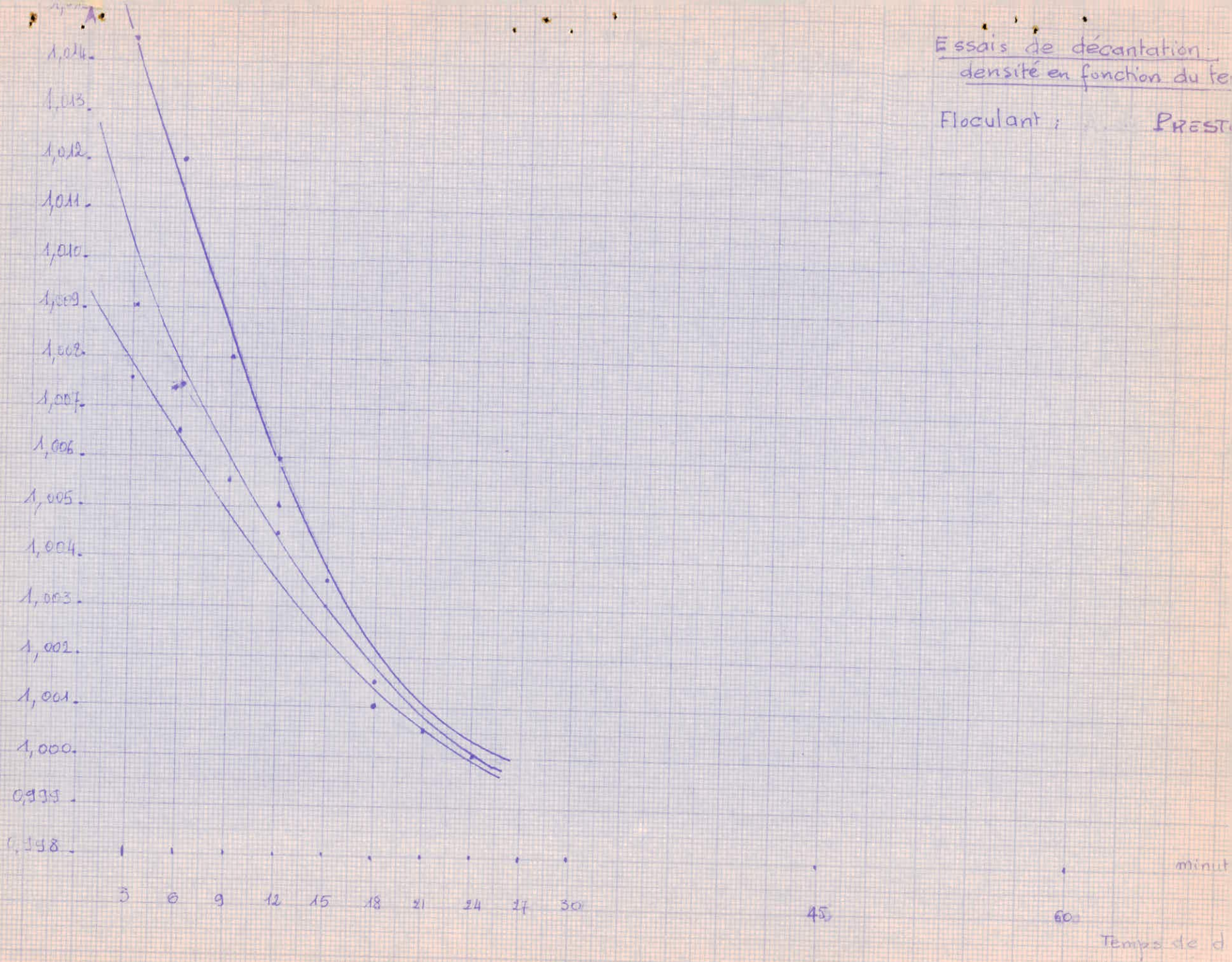
Essais de décantation
Densité en fonction du

Floculant: PRESTOL



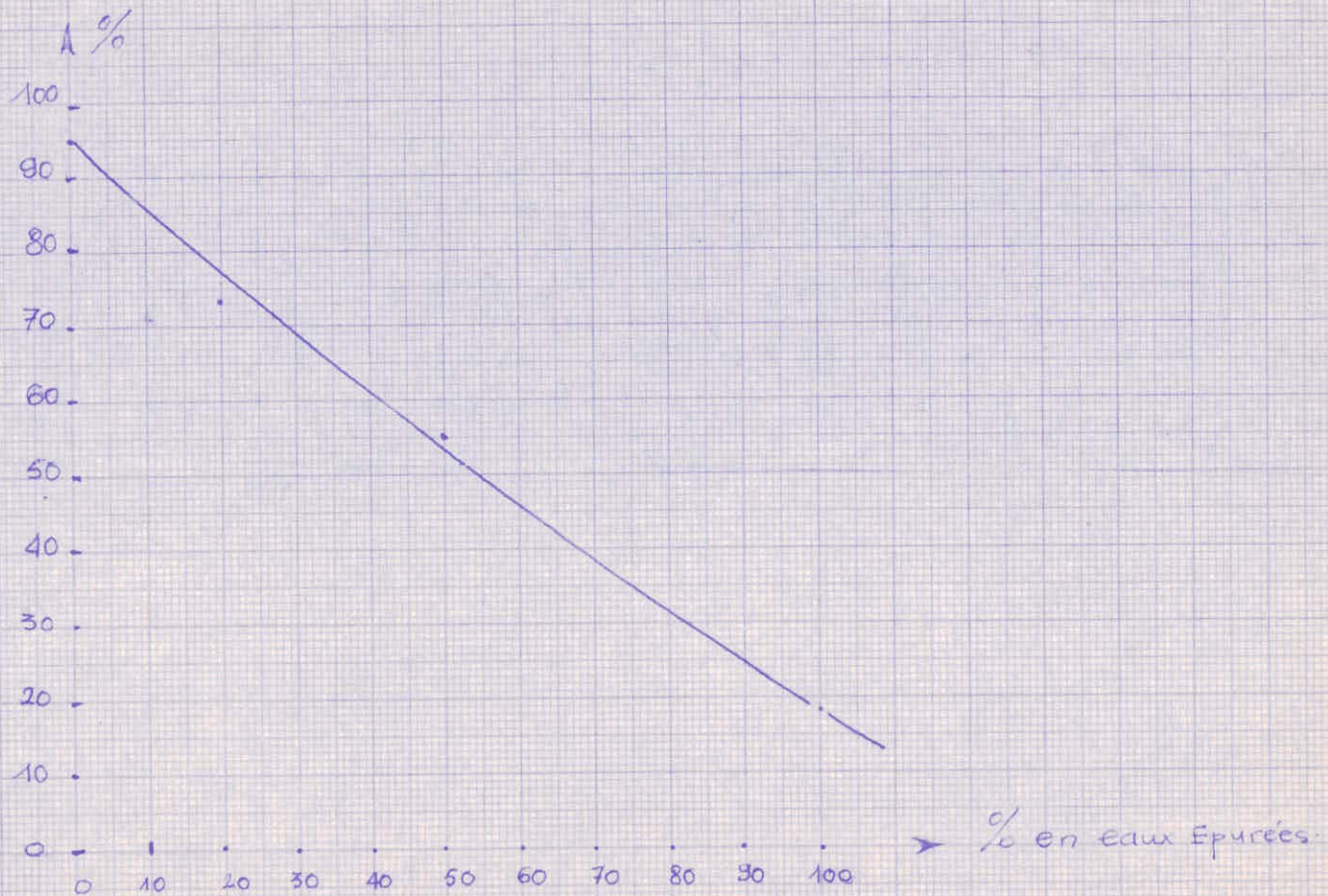
Essais de décantation:
densité en fonction du temps

Floculant : PRESTO

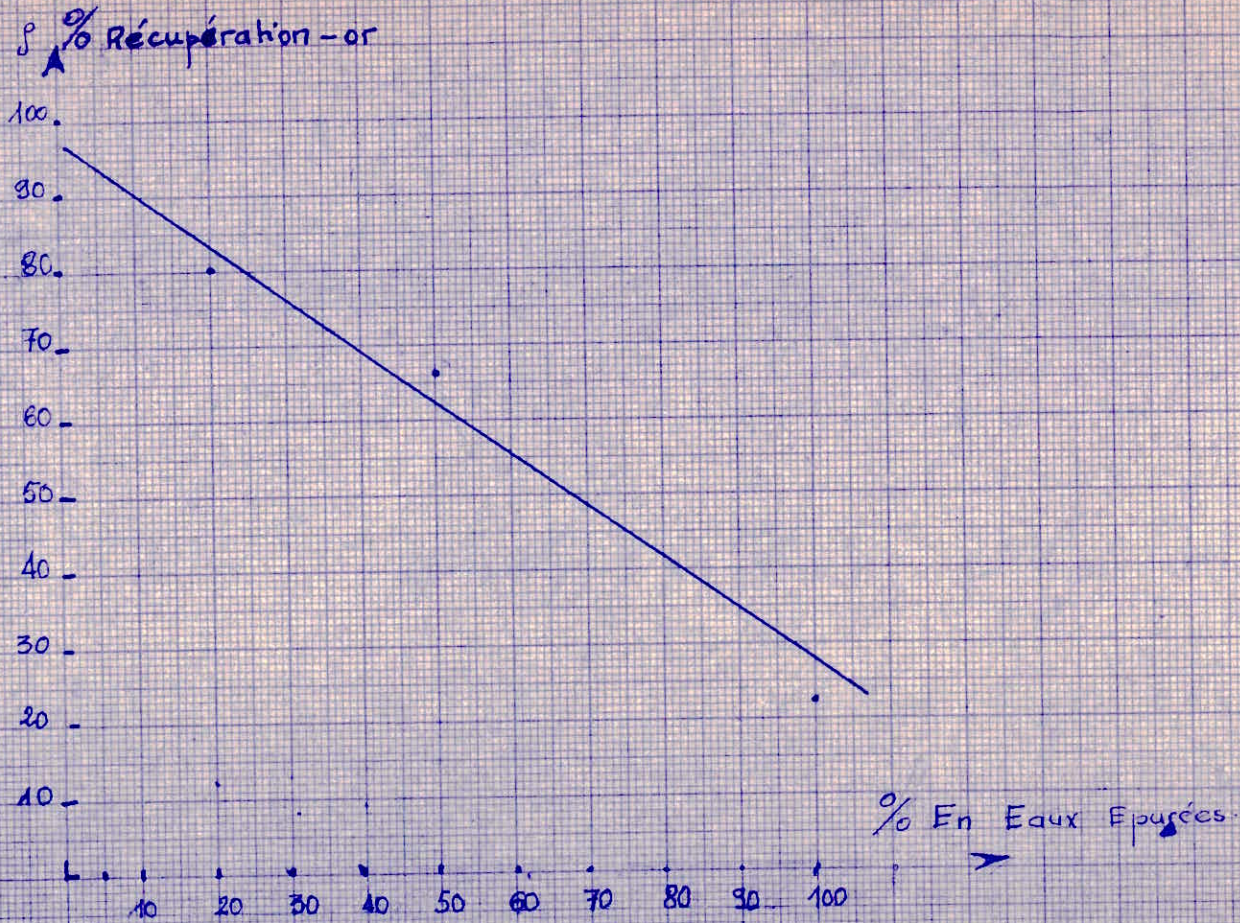


courbe V-4 Essai Amalgamation aux Eaux Epurées

Floculant utilisé: PIRESTOL 2935



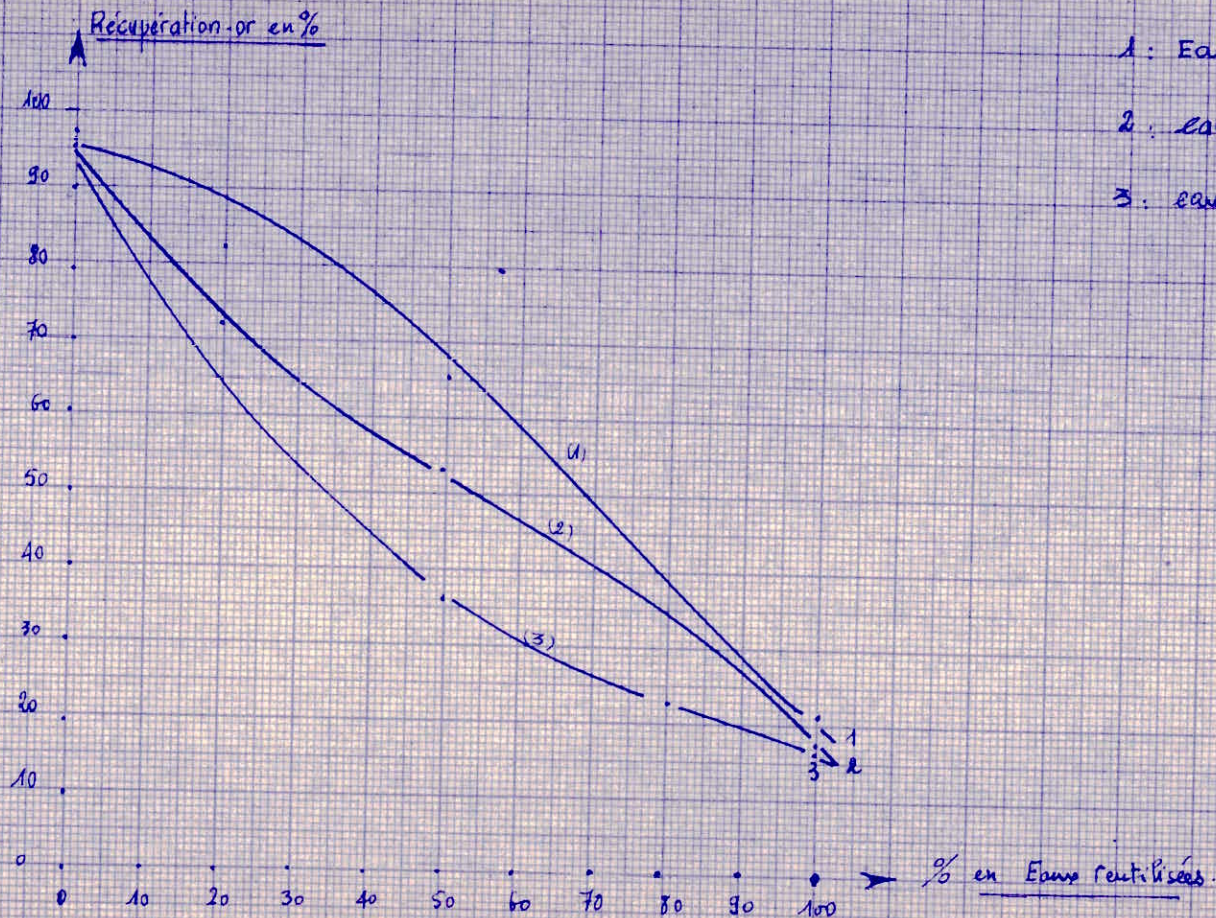
Courbe V.5 : Essai Amalgamation aux eaux Epurées.
Floculant utilisé : PRESTOL 2850.



courbe V-7

Essais amalgamation

Récupération-or en fonction du % en Eau Recyclées



Pour compléter les mesures nous avons effectués quelques essais conductimétriques qui permettent la détermination de la Salinite de la pulpe en fonction du temps.

Pour mieux savoir le problème nous avons fait quelques tests de la Théorie la conductinte électrique de l'eau.

Théorie de la conductibilité électrique de l'eau.

Elle est basée sur le fait que la conductibilité électrique d'une solution Saline est la somme des conductivités attribuées à chacun des ions- qu'elle renferme.

Plusieurs auteurs ont étudié la Relation qui existe entre la conductivité électrique de l'eau et sa composition chimique.

Guillerd (1941 étudie la conductibilité de l'eau à 18°C il multiplie les poids en milligrammes des divers ions par les paramètres suivants.

Ion	Cl ⁻	So4 ⁻	CO ₃ ⁻	Ca ²⁺	Mg ²⁺	K ⁺	Na ⁺
Paramètre	0.29.10 ⁻⁵	0.155.10 ⁻⁵	0.20.10 ⁻⁵	0.387.10 ⁻⁵	0.55.10 ⁻⁵	0.248.10 ⁻⁵	0,27.10 ⁻⁵

Il additionne les conductivités des anions et celle des cations.

La moyenne correspond à la conductibilité électrique de l'eau.

Blanquet (1946)

Si nous appelons C_t la concentration totale (anions + cations) contenus en milliéquivalents/litre.

Si i sont les paramètres attribués à chaque ion.

la conductivité électrique de l'eau est donnée par la relation :

$$K = \frac{i C_i}{C_t} = \frac{1^t C_1 + 2^t C_2 + \dots + n^t C_n}{C_t}$$

Le recyclage des eaux décantées a permis de constater que :

- Pour une réutilisation à 100% la récupération en or est très faible, de 10 à 20 % (3 essais ont été fait pour vérifier, la récupération n'a pas dépassée 20 %).

En ajoutant des quantités variables d'eau non encore utilisée, nous avons augmenté la récupération (Courbe)

une eau 50/50, la récupération est de l'ordre de 50 %, si l'eau contient 80 % d'eaux purifiées, la récupération baisse, elle augmente si ce pourcentage diminue.

Pour expliquer cette variation de la récupération en or avec le pourcentage d'eau réutilisées nous avons étudié deux paramètres:

1- La quantité de chaux

2- L'action des floclants :

a- Influence de la quantité de chaux.

Nous avons pensé que la quantité de chaux à ajouter influait sur le rendement de l'amalgame or en ajoutant des quantités de chaux de plus en plus réduite à une eau réutilisée à 100 %, la récupération n'augmentait pas.

b- Influence des floclants.

Cette deuxième hypothèse semblerait plus logique. Les floclants soient : 0,1 gr/m³ , 0,5 gr/m³, 5 gr/m³; ont donné les résultats suivants quand au poids de l'or récupéré sur des échantillons de 1Kg.

Floculant A.114	0,1g/m ³	0,5g/m ³	5g/m ³
Poids or (mg)	12	5	0

L'action des flocculants sur l'amalgamation peut se schématiser de la façon suivante :

1. pas de réaction 2. pas de réaction 3. pas de réaction

Le contact or - mercure se trouve énormément gêné par la formation de micelles dues à l'action des flocculants sur les particules de gangue.

Ces micelles formeront un rideau qui empêchera tout contact or - mercure :

étant liées à la concentration de flocculant dans la pulpe, nous pouvons diminuer leur action en diluant le flocculant par un ajout d'eaux propres et c'est ce qui explique l'augmentation de la récupération avec le pourcentage d'eau pure ajoutée.

Avec une pulpe de 0,5g/m³ de flocculant, la réutilisation à 100 % est impossible, vu la faible valeur de la récupération, si nous diminuons la quantité de flocculant au stage de la décantation, celle-ci s'en trouvera. L'apport d'eaux fraîches serait donc indispensable si nous nous limitons à un traitement des eaux par décantation, la nappe d'issalane ne peut, à l'heure actuelle fournir de quantités d'eaux.

La solution serait de purifier d'avantage les eaux décantées, si nous supprimons le côté économique le traitement idéal serait par échange d'ions.

---o0o--- Purification des Eaux par Echange d'Ion ---o0o---

VII Purification des eaux d'amalgamation par échange d'ions.VII.1. Théorie de l'échange d'ion.

Diverses substances ont la propriété de retenir des ions contenus dans une solution saline en les remplaçant par des ions d'une autre nature.

Les résines échangeuses d'ions ont cette propriété. Ce sont des polymères qui comportent une structure réticulée insoluble à laquelle se trouvent fixés des groupes ionisés.

A l'intérieur de la structure peuvent circuler dans le milieu aqueux qu'elle renferme des ions de signes contraires à celui des groupes ionisés fixés à la structure et c'est de cette façon que se réalise l'échange.

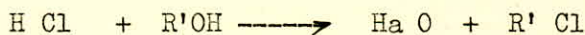
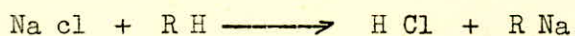
Les phénomènes étant réversibles, avec un choix convenable des constituants et des concentrations on peut par ce procédé déminéraliser les eaux salines.

Rappelons brièvement que la déminéralisation classique s'opère en 2 phases.

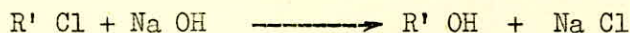
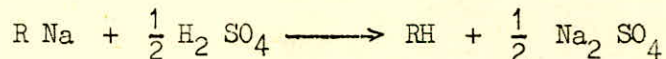
- Fixation des cations sur échangeur à fonction acide, puis des anions sur un échangeur à fonction basique.

Ces échangeurs étant régénérables l'un par un acide, l'autre par une base.

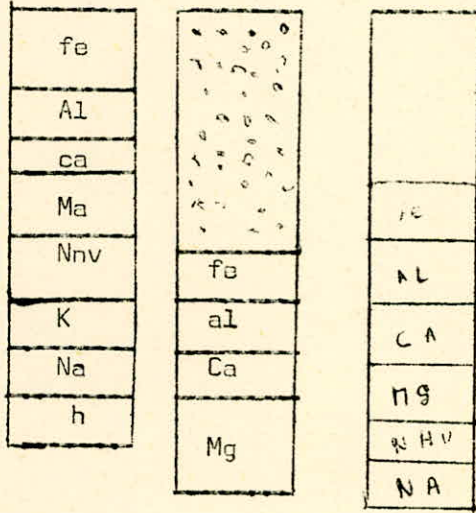
Exemple pour le chlorure de sodium:



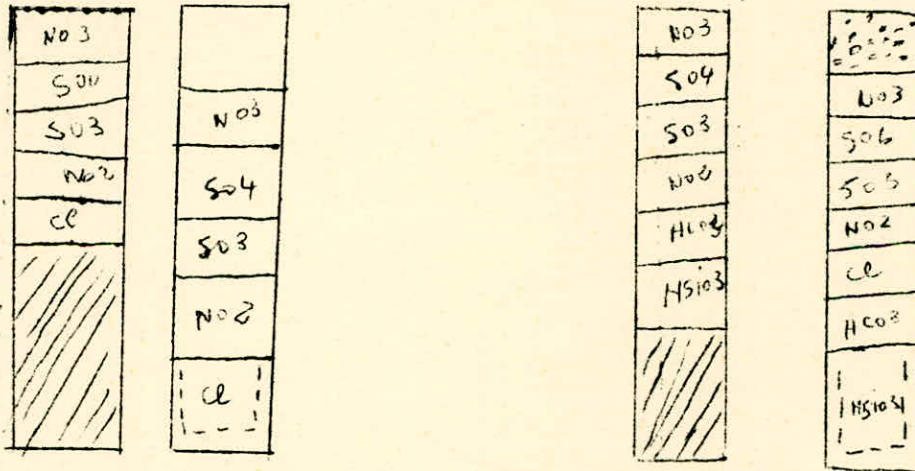
Les régénérations se feront suivant les réactions :



La Déminéralisation se fera de façon selective suivant le schéma:

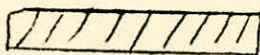


Echangeurs cationique
à fonction acide

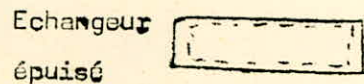


Echangeur Anionique
faiblement basique

Echangeur anionique
fortement basique



Echangeur
non sollicité



Echangeur
épuisé fuites

La capacité du matériel utilisé étant très réduite la quantité de résine à utiliser se trouve limitée, soit 50 ml au maximum.

Les facteurs sur lesquels nous pouvons influencer sont :

- la quantité de pulpe à traiter pour 50 ml de résine
- Le débit.

Les premiers essais ont permis de fixer la capacité volumétrique à 2000 ml pour un temps de passage de deux heures soit un débit de 1l/heure.

VII.2. Essais d'échange d'ions (planche VII)

Les résines échanges d'ions utilisés sont 2 échantillons le choix étant très limité; nous n'avons pu faire des essais sur plusieurs échantillons de résine.

nous avons pris deux échantillons:

- Un échantillon d'échangeur cationique ZEO-KAAB 215 de granulométrie (16, + 50 mesh).
- un échantillon d'échangeur anionique de acidité (E (14, + 52 mesh).

Les essais ont été faits sur un montage très simple (voir le schéma)

VII.2.1. Détermination des caractéristiques de nos échangeurs .

Les paramètres à étudier sont :

- La quantité d'échangeur à employer
- La quantité de régénérant
- La vitesse de passage de l'eau
- la capacité volumétrique de l'échangeur
- choix d'un schéma de traitement.

VII. 2.2. Détermination de la capacité volumétrique du débit de l'appareil.

Pour les premiers essais le schéma choix est le plus élémentaire c'est-à-dire:

pulpe à traiter → Echangeur → eau dessalée

C'est à la base de ce schéma qu'ont été effectués nos premiers essais. Les résultats obtenus sont résumés dans le tableau.

- La quantité d'échangeur est fixée 50 ml
- La quantité d'eau à 2 l. et nous avons fait varier le temps de passage de l'eau.

Les mêmes essais ont été faits sur les 2 types d'échangeurs.

Planche VII-1 : Mesures conductimétriques.

Essais sur échangeurs d'ions

Détermination de la Capacité Volumétrique.

Temps	Eau.	Echangeur Anionique (I)	Echangeur cationique (II)	Conducti- bilité (I)	Conducti- bilité (II)	Débit d'eau	quantité échangeur
-	ml	Resistans Ω/cm	Resistans Ω/cm	Ω^{-1}/cm^{-1}	Ω^{-1}/cm^{-1}	m^3/h	ml.
0	2000	$0.21 \cdot 10^3$	$0.21 \cdot 10^3$	$4.75 \cdot 10^3$	$4.75 \cdot 10^3$	-	50
15'	-	$0.23 \cdot 10^3$	$0.22 \cdot 10^3$	$4.35 \cdot 10^3$	$4.55 \cdot 10^3$	$8 \cdot 10^{-3}$	50
30'	-	$0.24 \cdot 10^3$	$0.23 \cdot 10^3$	$4.15 \cdot 10^3$	$4.35 \cdot 10^3$	$4 \cdot 10^{-3}$	50
45'	-	$0.255 \cdot 10^3$	$0.245 \cdot 10^3$	$3.92 \cdot 10^3$	$4.10 \cdot 10^3$	$2.6 \cdot 10^{-3}$	50
1 ^h .00	-	$0.260 \cdot 10^3$	$0.255 \cdot 10^3$	$3.82 \cdot 10^3$	$3.92 \cdot 10^3$	$2 \cdot 10^{-3}$	50
1 ^h .15'	-	$0.265 \cdot 10^3$	$0.270 \cdot 10^3$	$3.76 \cdot 10^3$	$3.70 \cdot 10^3$	$1.6 \cdot 10^{-3}$	50
1 ^h .30'	-	$0.270 \cdot 10^3$	$0.278 \cdot 10^3$	$3.70 \cdot 10^3$	$3.60 \cdot 10^3$	$1.33 \cdot 10^{-3}$	50
1 ^h .45'	-	$0.28 \cdot 10^3$	$0.280 \cdot 10^3$	$3.42 \cdot 10^3$	$3.57 \cdot 10^3$	$1.14 \cdot 10^{-3}$	50
2 ^h .00	-	$0.30 \cdot 10^3$	$0.290 \cdot 10^3$	$3.32 \cdot 10^3$	$3.42 \cdot 10^3$	$1 \cdot 10^{-3}$	50
2 ^h .30'	-	$0.30 \cdot 10^3$	$0.290 \cdot 10^3$	$3.32 \cdot 10^3$	$3.42 \cdot 10^3$	$0.8 \cdot 10^{-3}$	50
3 ^h .	-	$0.29 \cdot 10^3$	$0.290 \cdot 10^3$	$3.32 \cdot 10^3$	$3.42 \cdot 10^3$	$0.66 \cdot 10^{-3}$	50
3 ^h .30'	-	-	-	-	-	-	-

VII.2.3. DETERMINATION DE LA QUANTITE OPTIMALE DE REGENERANT

Pour cet essai nous avons opté pour la marche suivante.

- 1/ - Détassement
- 2° - Régénération
3. - Détassement
4. - Rinçage

Pour vérifier l'efficacité de la régénération, nous avons passé 1 l d'eau sur la résine et nous avons mesuré conductibilité électrique.

Régénération de De acidite E

La solution régénératrice employée est HCl à 7%. La concentration de l'acide employé a été donnée par la littérature.

Résultats obtenus

Tableau : VII.2.2.

Quantité Acide ml	Résistance après régénération	Conductimétrie après régénération
10	0,22. 10 ³	4.54.10 ⁻³
20	0,22. 10 ³	4.54.10 ⁻³
30	0,23. 10 ³	4.34.10 ⁻³
40	0,24. 10 ³	4.16.10 ⁻³
50	0,25	4.00.10 ⁻³
60	0,255	3,91.10 ⁻³
70	0,27	3,70.10 ⁻³
80	0,30	3,33.10 ⁻³
90	0,30	3,33;10 ⁻³
100	0,30	3,3310 ⁻³
—	—	—

REGENERATION DE ZEO KARB 215

La solution régénératrice employée est NaOH à (2 %)
 Les résultats obtenus sont résumés dans le tableau qui suit.

Tableau (VII- 3)

Quantité (en ml) NaOH employée	Résistance de la pulpe après régénération	Conductivité de la pulpe
10	0,21	4.76 10^{-3}
20	0,21	4.76 10^{-3}
30	0,22	4.54 10^{-3}
40	0,225	4.44 10^{-3}
50	0,225	4.44 10^{-3}
60	0,23	4.34 10^{-3}
70	0,24	4.16 10^{-3}
80	0,245	4.00 10^{-3}
90	0,25	4.00 10^{-3}
100	0,27	3.70 10^{-3}
150	0,28	3.57 10^{-3}
200	0,29	3.44 10^{-3}
250	0,29	3.44 10^{-3}

D'après les résultats obtenus nous avons fixé les quantités de
 Régénérant à 200 ml pour NaOH et 70 ml Hd
 et c'est ces quantités que nous employerons pour toute la suite de
 nos essais.

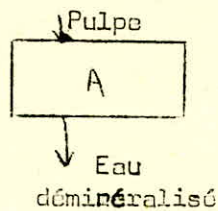
VII.3. CHOIX D'UN SCHEMA DE TRAITEMENT.

Pour une bonne purification de l'eau à traité; il est nécessaire de choisir une embaînement entre les différents échangeurs à fin d'obtenir une déminéralisation convenable.

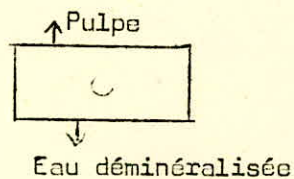
Pour les Essais; nous avons fait des schémas à 1, 2, 3, 4 étages avec les échangeurs connectés soit en série, soit en parallèle; soit en série parallèle.

Notons que les débits seront variables d'un étage à l'autre: car la concentration en ions à échanger sera décroissante d'un étage à l'autre. Les schémas que nous avons essayé sont les suivants:

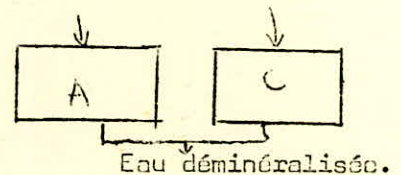
I. SCHEMAS A 1 ETAGE



A.I

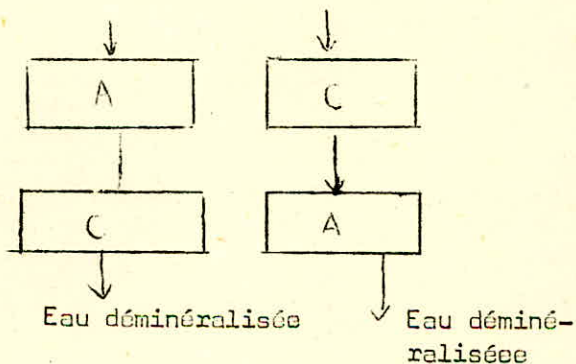


A.II

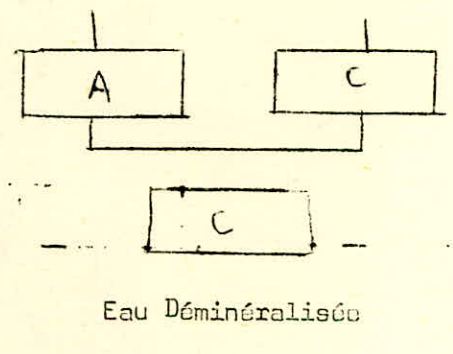


A.III

II. SCHEMAS A 2 ETAGES

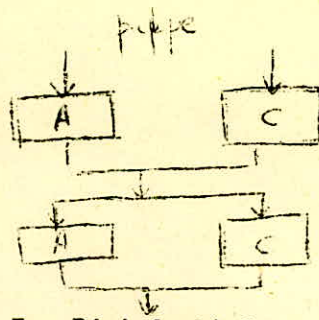


B.I



B.II

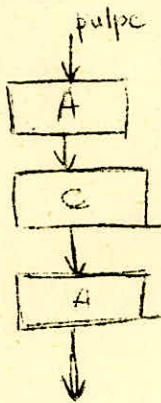
B.III



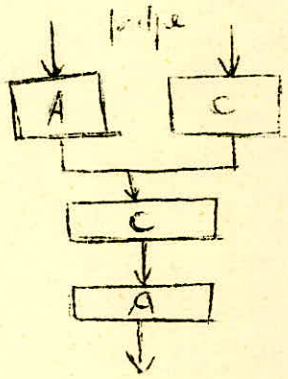
Eau D min ralis e

B .IV.

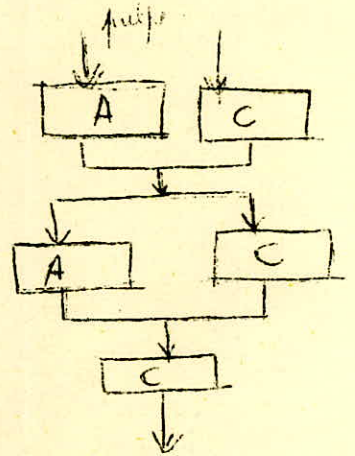
III. SCHEMA A 3 ETAGES.



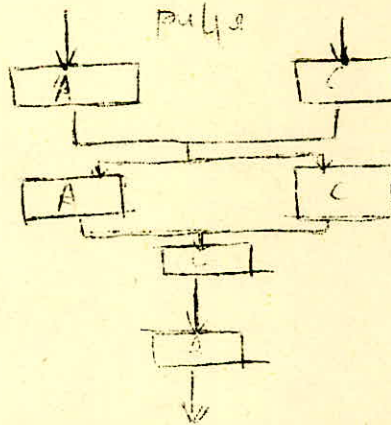
C.I Eau d min ralis e



C.II Eau D min ralis e



C.III Eau d min ralis e



Eau D min ralis e.

D.



Echangeur
Cationique



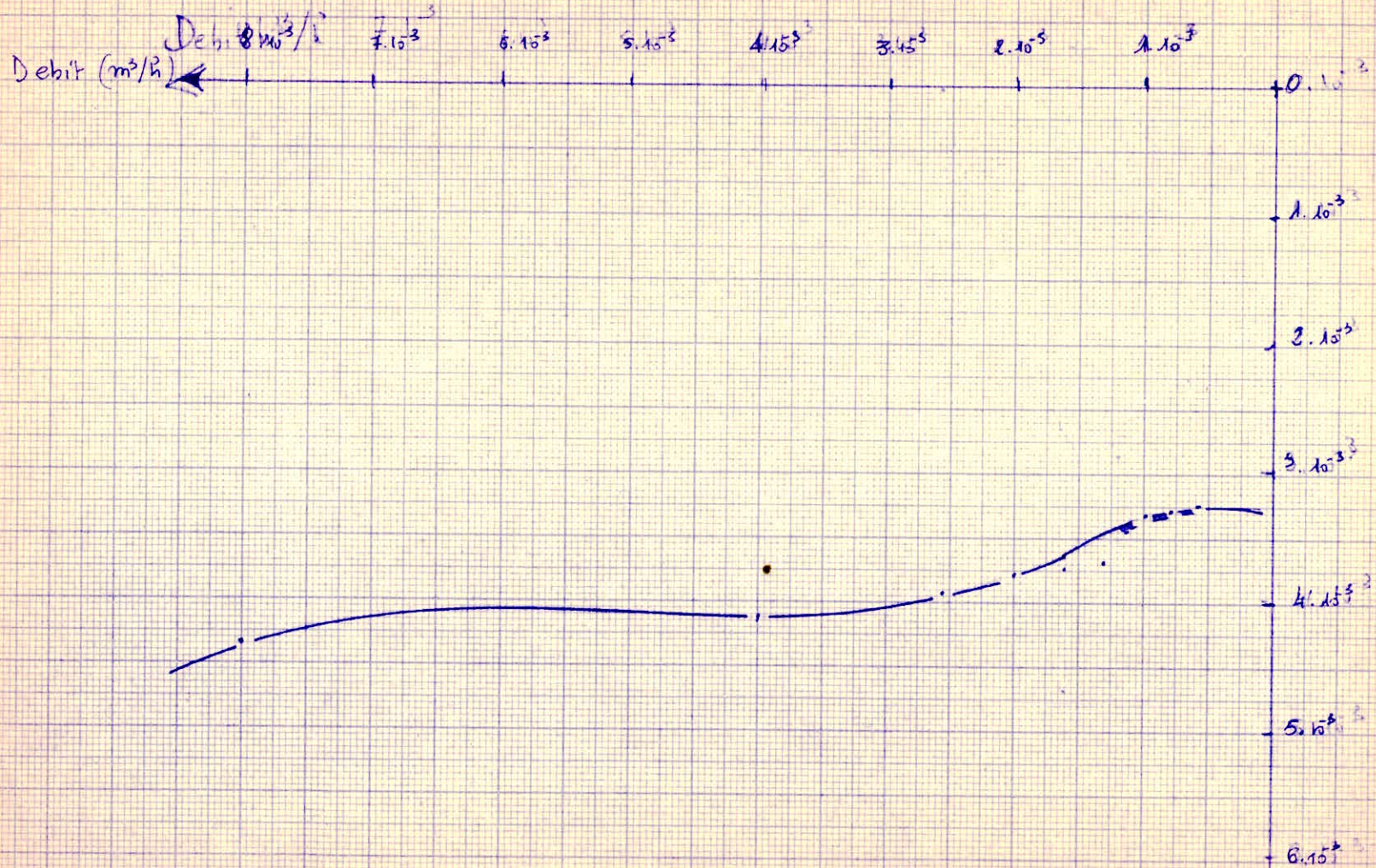
Echangeur
Anionique

~ Conductivite electrique
de l'eau apres echange
- dans -

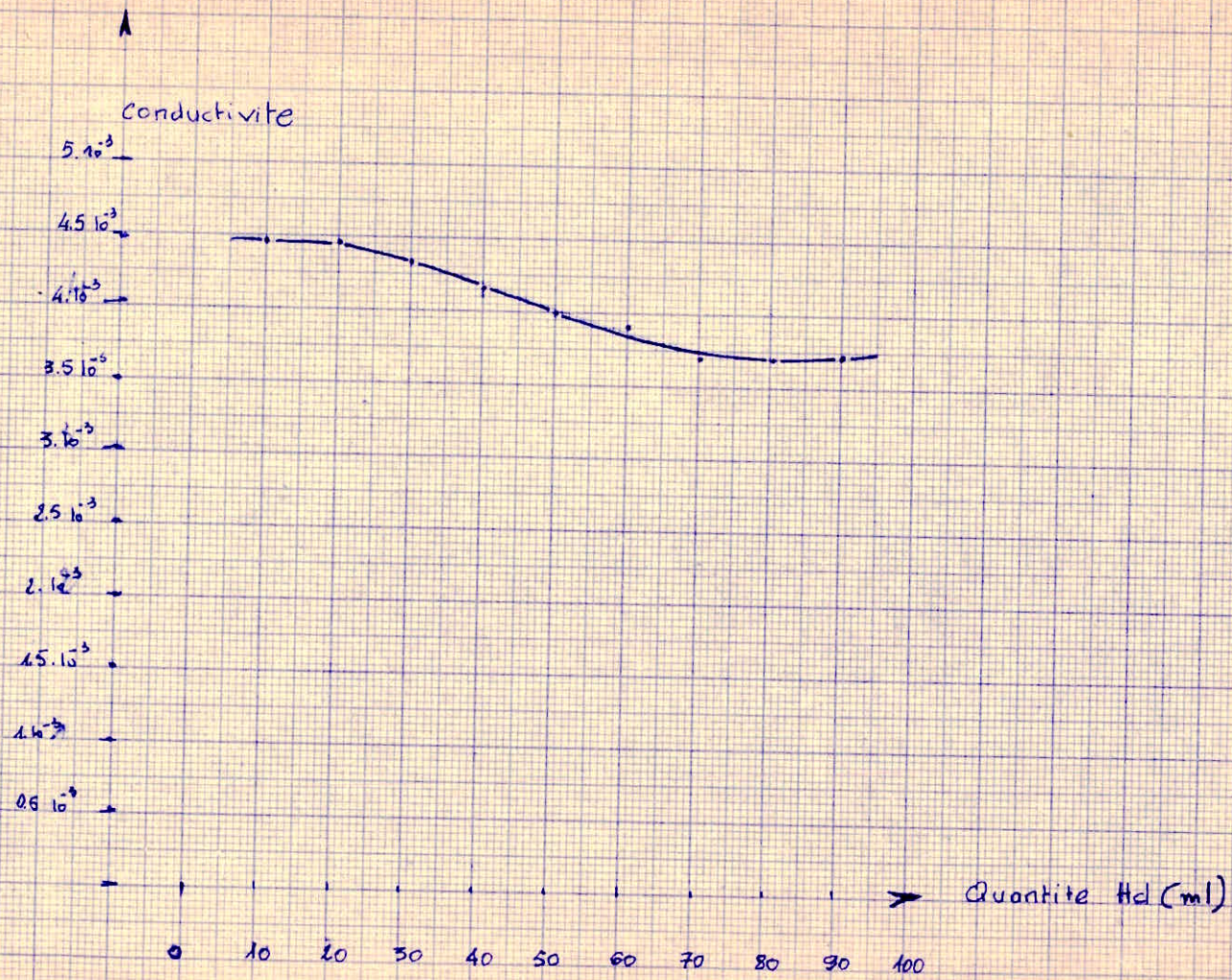
Type de Schema	Nbr Etages	Debit d'eau par etages				Resistance eau mesuree dans Demineralisat.	Conductivite de l'eau
		1 ^o	2 ^o	3 ^o	4 ^o		
A _I	1	2,5	-	-	-	0,3 $\cdot 10^3$	3,33 $\cdot 10^3$
A _{II}	1	2,5	-	-	-	0,29 $\cdot 10^3$	3,44 $\cdot 10^3$
A _{III}	1	2,5	-	-	-	0,30 $\cdot 10^3$	3,33 $\cdot 10^3$
B _I	2	2,5	2,5	-	-	0,41 $\cdot 10^3$	2,43 $\cdot 10^3$
B _{II}	2	2,5	2,5	-	-	0,41 $\cdot 10^3$	2,43 $\cdot 10^3$
B _{III}	2	2,5	2,5	-	-	0,41 $\cdot 10^3$	2,43 $\cdot 10^3$
B _{IV}	2	2,5	2,5	-	-	0,41 $\cdot 10^3$	2,43 $\cdot 10^3$
C _I	3	2,5	2,5	0	-	0,45 $\cdot 10^3$	2,22 $\cdot 10^3$
C _{II}	3	2,5	2,5	0	-	0,47 $\cdot 10^3$	2,12 $\cdot 10^3$
C _{III}	3	2,5	2,5	0	-	0,48 $\cdot 10^3$	2,08 $\cdot 10^3$
D	4	2,5	2,5	0	8	0,52 $\cdot 10^3$	1,92 $\cdot 10^3$

Essai Echange d'ions.

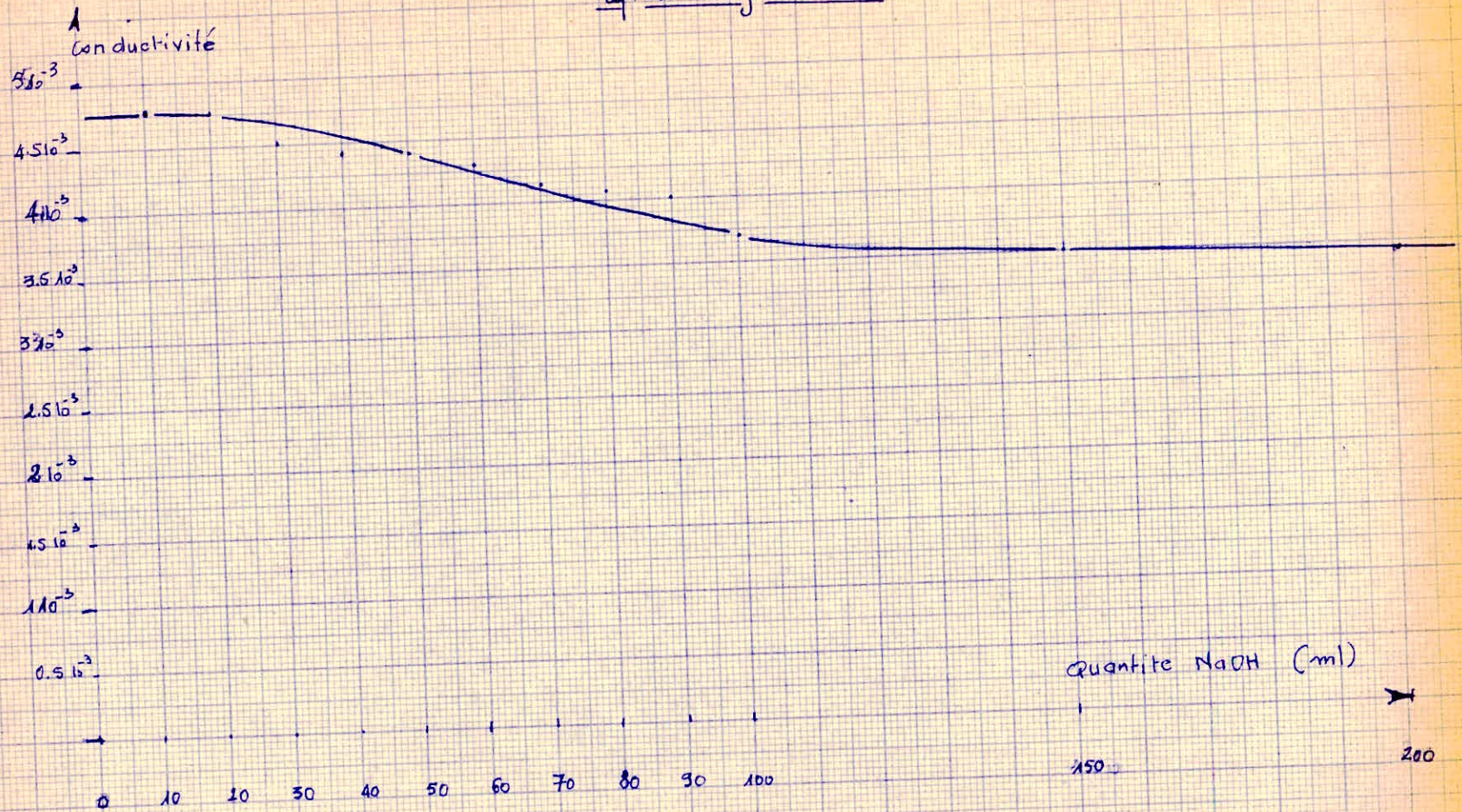
Détermination de la capacité volumétrique
de l'échangeur cationique.
(quantité échangeur: 50ml)



E changeurs d'ion
conductivite electrique
après Regeneration.



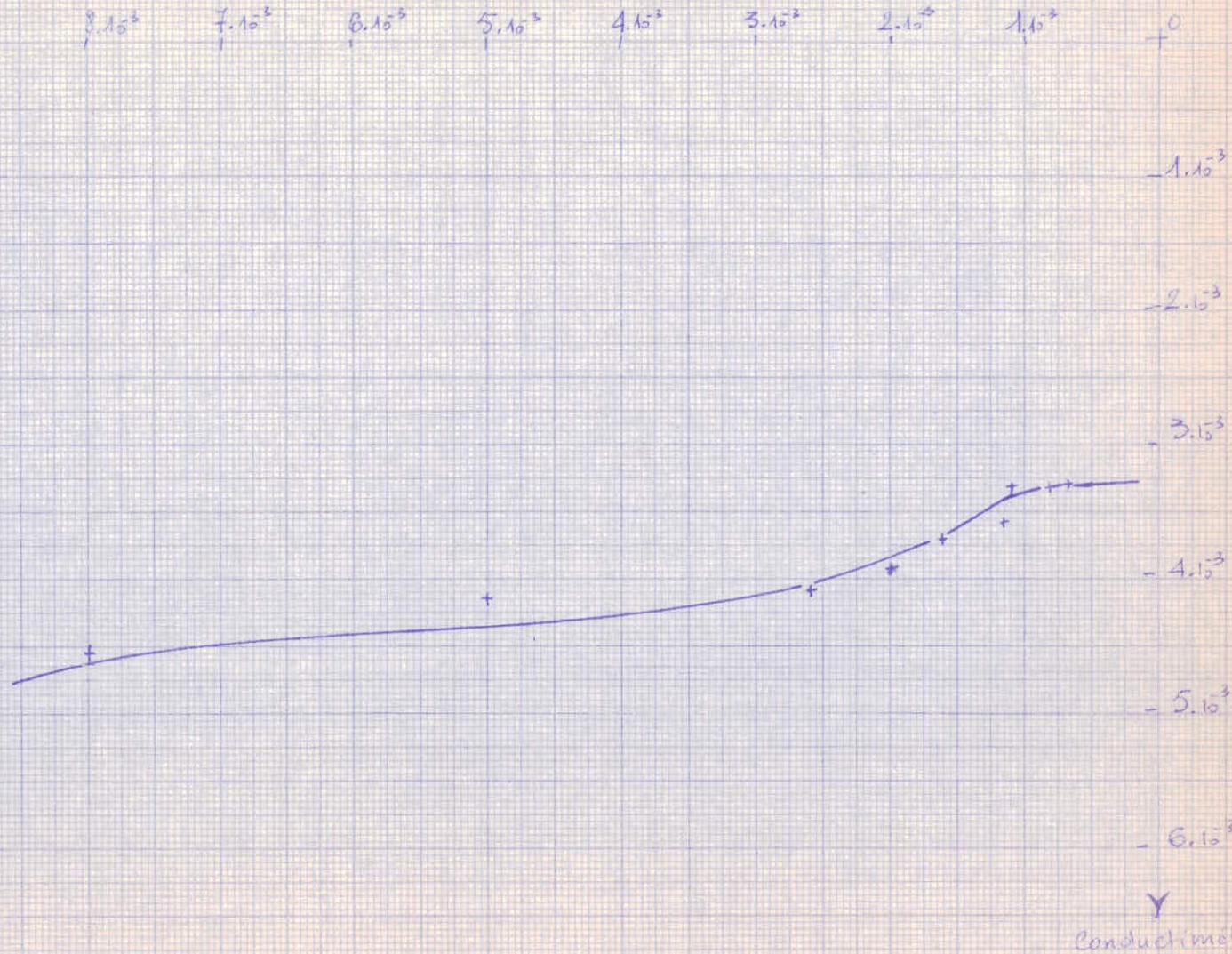
E changeur d'ions.
Conductivité électrique
après régénération.



Essai Echange d'ion.

Determination de la Capacité Volumétrique de l'échangeur anionique.
(quantité échangée 50 ml)

Débit (m^3/h) \leftarrow



Y
Conductivité

VII.4 Conclusions, sur le traitement aux échangeurs d'ions

F. 1. 4.

Le Traitement des eaux échangeur à été fait sur un appareillage archaïque (schéma)- malgré ce manque d'appareillage nous avons pu quand même diminuer la salinité de l'eau par des combinaisons d'échangeurs. Le schéma réel de traitement serait sans doute beaucoup plus simple et la salinité moins importante si nous avons utilisé des colonnes échangeurs d'ions.

Le but de cet essai étant Uniquement devoir si l'amalgamation donnait des résultats positifs et si une purification poussée était nécessaire.

L'amalgamation faite avec l'eau traitée uniquement par décantation (sans emploi de flocculant) et de salinité $S_0 = f(K_0)$, K_0 étant mesure la conductimétrie a donné une récupération or très inférieure à celle faite avec une eau purifiée aux échangeurs d'ions et de salinité $S = f(k)$ Notion que cette récupération est de 96-97%, soit comparable aux essais faits avec une eau pure.

Nous pouvons déduire donc qu'il existe une salinité limite SL au delà de laquelle le rendement de l'amalgamation diminue-Nous n'avons pu déterminer cette valeur SL uniquement par manque de temps

Les essais d'échange d'ion ont permis ainsi de conclure qu'une purification assez poussée des eaux d'amalgamation est nécessaire.

Malgré son efficacité le traitement aux échangeurs d'ions présente certains inconvénients qu'il est utile de signaler à savoir le coût élevé des eaux traitées.

-1- Le prix de revient de l'eau obtenu par ce procédé est fonction de l'investissement lui-même lié aux tonnages d'eaux à traiter.

2- Les frais d'exploitation qui représente plus de 90% et constitués par les dépenses en réactifs de génération.

3- Les frais en Résine qui sont liées à la salinité de l'eau à traité et au degré de purification.

Des études été faites pour réduire au minimum à la fois la consommation des réactifs et le volume des résines, ont abouti à une méthode continue dans laquelle on fait circuler la résine dans les divers liquide : soient pulpe à traiter - Régénérateur-eau de lavage.

Des études ont été faites pour réduire au minimum à la fois la consommation des réactifs et le volume des résines, ont abouti à une méthode continue dans laquelle on fait circuler la résine dans les divers liquides: soient: pulpe à traiter - régénérateur - eau de lavage.

Il s'agira dans cette méthode de réaliser :

- la circulation régulière et continue de la résine
- la répartition correcte des fluides dans un lit de résine en mouvement
- la séparation des résines et du liquide à la fin d'une opération de fixation ou de régénérateur;
- la mise au point d'un mode de déplacement du produit échangeur qui n'exerce pas de contrainte mécanique sur ce produit.

Les éléments fondamentaux du procédé sont :

- 1) deux colonne distinctes, l'une pour la fixation du liquide à traiter l'autre pour la régénération.
- 2) le système permettant une circulation régulière et réglable des résines à travers les colonnes de contact.
- 3) les dispositifs permettant une répartition du liquide à travers la résine dans chacun des appareils.
- 4) une colonne de lavage qui permet l'élimination des fines de résine et des impuretés apportées par le liquide à traiter et qui pourraient souiller la masse de l'échangeur.

Evolution du m³ d'eau traitées. (voir planche VII 5)

Il **serait** long de donner les éléments précis de rentabilité permettant la comparaison avec d'autres procédés en raison de l'extrême diversité des solutions possibles surtout en lits fixes.

L'amortissement peut en effet varier dans rapport 1 à 3 pour un problème donné selon que l'on choisit une ou deux chaines, la commande automatique ou manuelle; des cycles longs ou des cycles courts.

Pour ce qui concerne le prix de revient du m³, nous nous sommes basés sur les chiffres français sans aucune taxe.

par exemple pour ce qui concerne les réactifs de régénération

Acide sulfurique 66 ^a	:	0,15 F	le Kg.
Soude caustique	:	0,40 F	le Kg.
Chaux butée	:	0,11 F	le Kg.

Tableaux relatifs du m³ d'eau traitée pour différentes méthodes (Tableau :)

Les prix donnés, nous le précisons sont des prix français sans aucune taxe, pour ainsi les prix au sahara, il faut multiplier les valeurs par un coefficient qui pourrait être très élevé.

Nous pouvons résumer ainsi cette étude sur :

- Le recyclage des eaux d'amalgamation :
- L'emploi de flocculants n'est pas nécessaire, il est même nuisible dans une certaine mesure.
- une décautation ou une filtration ne sont pas suffisantes pour donner une eau réutilisable.
- une purification aux échangeurs d'ions entraînerait une élévation supplémentaire du prix de revient de l'extraction de l'or.
- ces considérations nous obligent à rechercher d'autres solutions quand à l'extraction de l'or.
- Recherche un traitement des eaux plus rentable.
- Diminution du volume d'eaux à employer.
- Elimination pure et simple de l'eau du processus de traitement.

Planche VII-5 Eléments de prix de Réactif
d'installations d'échange d'ion.
 (Prix Français Hors Taxe en Francs)

(I) Estimation du prix en Réactif suivant Diverses méthodes.

Salinité en ppm CO ₂ Ca		Lits fixes Régénération de haut en bas				Prix total	Lits fixes Régénération pulsee				Prix total
		H ₂ SO ₄		NaOH			H ₂ SO ₄		NaOH		
		Poids (Kg)	Prix	Poids (Kg)	Prix		Poids (Kg)	Prix	Poids (Kg)	Prix	
Eau brute	Eau traitée										
1000	100	3.2	0.48	1.3	1.00	1.00	2.2	0.33	1.2	0.48	0.81
2000	200	7.5	1.12	2.8	2.24	2.24	5.3	0.80	2.4	0.96	1.76
3000	300	13.0	1.95	5.5	4.15	4.15	9.0	1.35	1.70	2.00	3.35

(II) Prix approximatif d'une installation d'échange d'ions suivant le Débit/jour et la salinité de l'eau.

Débit journalier	Salinité de l'eau brute					
	2000 ppm		1000 ppm		3000 ppm	
	Type de chaîne	Prix (F)	Type de chaîne	Prix (F)	Type de chaîne	Prix (F)
10 m ³	1 chaîne manuelle classique	10.000	1 chaîne Semi-automatique	20.000	—	—
100 m ³	1 chaîne Semi-automatique	50.000	2 chaînes Semi-automatiques	150.000	1 Asahi continu	250.000
1000 m ³	1 Asahi continu	350.000	1 Asahi continu	600.000	1 Asahi continu	900.000

(III) Estimation du prix en réactif suivant la méthode.

Salinité en ppm de CO ₂ Ca		Procédé Continu avec emploi NaOH				Prix TOTAL	Procédé continu avec emploi chaux				Prix TOTAL
		H ₂ SO ₄		NaOH			H ₂ SO ₄		chaux		
		Poids (kg)	Prix	Poids (kg)	Prix		Poids (kg)	Prix	Poids (kg)	Prix	
Eau brute	Eau Traitée										
1000	100	1.4	0.21	1.0	0.40	0.61	1.4	0.21	1.1	0.12	0.33
2000	200	2.8	0.42	2.0	0.80	1.22	2.8	0.42	2.3	0.25	0.67
3000	300	5.5	0.82	3.2	1.28	2.10	5.5	0.82	3.5	0.39	1.21

(IV) Prix de Réactif Total du m³ d'eau (main d'œuvre et Énergie comprises) amortissements + intérêts sur 8 ans : i = 7%

Salinité de l'eau brute	Mètres cubes traités par jour					
	10		100		1000	
	200	1000	200	1000	200	3000
Utilisation à :	4.0					
- 100%	4.00	5.30	0.71	1.62	0.25	2.00
- 70%	5.70	6.20	0.95	1.97	0.35	2.20
- 30%	12.70	15.00	1.90	3.55	0.70	2.90

Planche VII-6 Coûts des investissements
d'une installation de Distillation.

	Distillation à multiples effets.		Distillation par détente successive		
	Technique 1965	Technique 1980	Technique 1965	Technique 1980-	
Capacité m^3/j	30000	$3.78 \cdot 10^6$	53000	$3.78 \cdot 10^6/j$	$3.78 \cdot 10^6$
Nombre d'effets (ou étages)	12	6	52	20	30
Facteur d'efficacité ($T_{eau\ chaude} / T_{vapeur\ à\ 120°C}$)	10.7	4.9	11.3	4.9	4.9
Investissement spécifique $F/m^3/j$	1580F/ m^3/j	325F/ m^3/j	1125	800	400
Évaporateurs	24%		} 35%	27%	34%
Préchauffeurs	17%			5%	10%
chambres	18%		15%	15%	
Chaudières et équipements annexes	8.6%	usine mixte	8.7%	usine mixte	usine mixte
Pompes + moteurs	4%		5%	5%	10%
Montage	10%		15%		
Station de pompage: (eau de mer)	6%		8 à 9%		
Engineering	5%		5%	3.1%	3.1%
Divers: dégazeur, équipement de vide, air comprimé	6-7%		5-6%		
-	-		-		
coût global = $K \cdot (\text{Capacité})^n$	$n = 0,79$		$n = 0,76$		
Domaine de validité	de 4000 à 30000 m^3/j		de 4000 à 55000 m^3/j		

---oOo--- Préconcentration à sec---oOo---
=====

- Traitements chimiques.

- Formation d'hydrates (procédés apparentés à la congélation
- précipitation
- moussage.

VIII. 2 (Voir tableaux VIII-)

Diminution des tonnages d'eau à utiliser par une préconcentration à sec
du minerai

Le choix d'un procédé quelconque de préconcentration est fonction de plusieurs critères.

critère textural : ce critère est la base des dimensions adopter pour le broyage.

critère de la teneur : il intervient dans le choix du procédé de séparation

critère minéralogique : il rend compte de la complexité de la minéralisation. Il détermine en grande partie le procédé de séparation à adopter.

critère physique et chimique : Ils déterminent le choix entre une ou plusieurs possibilités de traitement.

critère économique : L'importance de l'usine à construire impose le choix entre différentes méthodes établies.

VIII - 1

Etude théorique d'une préconcentration à sec des minerais d'or du HOGGAR

Parmi les propriétés qui différent entre l'or et le quartz, celle de la densité est la plus marquée.

Cette différence de densité (19,2 pour l'or, 2,60 pour le quartz) nous conduit à adopter parmi les nombreux procédés de concentration existant :

La concentration par gravité, ces procédés utilisent l'effet combiné de la masse, du volume et de la forme des particules.

La séparation des minerais lourds et légers est basée sur le critère de Taggart.

$$\text{Critère de TAGGART : } Q = \frac{d_1 - d_2}{d_2 - d_1}$$

ou d_1 = densité du fluide utilisé

d_1 = densité du minéral lourd

d_2 = densité du minéral léger.

Nous pouvons d'après le critère de Taggart dire quelles seraient les possibilités de séparation :

- $Q > 2,5$ la séparation sera facile.
- $1,50 < Q < 1,750$ la séparation sera possible pour des particules de dimensions supérieures à 0,2 mm
- $1,25 < Q < 1,50$ la séparation sera possible pour des particules supérieures à 1,25 mm.
- $Q < 1,25$ la séparation sera impossible.

APPAREILS DE CONCENTRATIONS

Les appareils de concentrations par gravité seront caractérisés par le milieu fluide utilisé.

Les deux fluides principaux utilisés en industrie sont soit l'eau, soit l'air.

Les appareils utilisant l'eau comme fluide ne présentent aucun intérêt pour notre étude.

Dans les appareils de préconcentration utilisant l'air comme fluide séparateur, les produits à séparer sont amenés sur une surface inclinée perméable traversée par un courant d'air réglable soufflé ou pulsé. Les tables sont animées de secousses assymétriques.

Les produits légers mis en fluidisation par le courant d'air surnagent et s'écoulent dans une direction différente des produits lourds qui restent en contact avec le fond perméable sont entraînés par le mouvement imprimé à la table.

Ces revêtements poreux constituant le plateau de la table peuvent être métalliques (grilles à fissures, métal perforés) ou encore constitués par un tissu ou du polyméthane expansé.

VIII-2 Possibilités D'application de la concentration par Gravité au minerai d'or du Hoggar.

Le critère de Taggart étant la **base de la concentration par gravité**, nous allons soumettre le minerai du Hoggar à ce critère, pour voir qu'elles sont les possibilités de séparation par table pneumatique de ce minerai.

$$Q = \frac{d_1 - p}{d_2 - p}$$

La densité des principaux constituants du minerai d'or sont les suivants :

or	19,32
Ag	10,53
galène	6,85
blende	3,85
quartz	2,60
pyrite, chalcoppyrite	

Le critère du TAGGART appliqué à ces minerais est

$$Au - Q_z = \frac{19,32}{2,60} = 7,50 \quad \text{concentration facile}$$

$$Au - Z_{ns} = \frac{19,32}{3,85} = 5 \quad \text{concentration facile}$$

$$Au - P_{bs} = \frac{19,35}{6,85} = 2,80 \quad \text{concentration facile.}$$

$$P_{bs} - Qz = \frac{6,85}{2,60} = 2,64 \text{ concentration facile}$$

$$Z_{ns} - Qz = \frac{3,85}{2,60} = 1,48 \text{ concentration facile.}$$

Le critère de Taggart appliqué aux différents minerais existant dans l'or du Hoggar laisse supposer à priori que la "concentration" par gravité "donnera des résultats positifs.

Différents Stades de la préconcentration

Broyage.

La gravulométrie d'alimentation ^{base} des tables est très importante. Se référant au tableau III - IV la meilleure gravulométrie d'alimentation serait - 2 + 1 mm, or à cette gravulométrie une partie seulement de l'or est libérée.

Il s'agit d'étudier maintenant qu'elle serait la densité d'un mixte.

Si nous supposons les particules sphériques, et si nous considérons que la plus petite particule d'or (50 environ) est enrobée totalement par du stérile (quartz) jusqu'à atteindre 2 mm.

La densité de la particule serait donc :

$$\frac{d_{*1} \times 50 \times d_2 \times (2000 - 50)}{2000} = dp$$

$$1^{\circ}/ \text{ Au - Qz : } dp = \frac{19,32 \times 50 + 2,60 \times 19,50}{2000} = 3,04$$

$$2^{\circ}/ \text{ Au - Pbs } = \frac{19,32 \times 50 + 6,85 \times 19,50}{2000}$$

$$3^{\circ}/ \text{ Au - 2 u 5 } = \frac{19,32 \times 50 + 3,85 \times 19,50}{2000}$$

Planche VIII : Resultats de Separation pneumatique.

Quartz-autres minéraux

Minéraux à Séparer	Granulométrie.			
	-2 +1 mm	-1 + 0,5 mm	-0,50 + 0,28 mm	
Galene - quartz. $d_1 - d_2 = 4,85$ $\frac{d_1}{d_2} = 2,83$ Resultats Pbs (%)	c	98,0	96,8	97,9
	r	0,05	0,05	0,47
	a	4,71	8,59	10,5
	f	99,0	99,0	96,0
Wolframite - quartz. $d_1 - d_2 = 4,25$ $\frac{d_1}{d_2} = 2,60$ Resultats Woz. (%)	c	74,4	74,8	73,0
	r	0,25	1,4	0,72
	a	4,66	9,1	6,8
	f	95,0	86,2	90,4
Barytine - quartz. $d_1 - d_2 = 1,55$ $\frac{d_1}{d_2} = 1,58$ Resultats en BaSO ₄ (%)	c	96,45	97,25	95,6
	r	1,0	1,65	0,67
	a	7,4	8,90	9,0
	f	87,50	82,80	93,20
Blende - quartz. $d_1 - d_2 = 1,35$ $\frac{d_1}{d_2} = 1,51$ Resultats en Zns (%)	c	89,4	76,0	76,3
	r	0,26	1,05	3,50
	a	7,74	7,61	7,44
	f	96,90	87,4	55,5
Fluorine - quartz. $d_1 - d_2 = 0,55$ $\frac{d_1}{d_2} = 1,21$ Resultats en Fe ₂ Ca (%)	c	94,6	92,0	71,8
	r	3,25	8,1	3,5
	a	8,10	13,40	9,70
	f	62	43,50	67,1

c = teneur concentré
 r = teneur stérile.
 a = teneur tout-venant
 f = 'récupération'.

Une bonne récupération nécessite un broyage plus fin.

Le problème revient donc à broyer fin jusqu'à une dimension et rester dans les limites du critère de Taggart. pour une bonne récupération ; j'étudie également le cas limite où une particule d'or très petite est entourée complètement d'un grain quartzéux.

La dimension de l'ensemble étant x .

Je choisis le critère de Taggart égal à 4 et j'étudie la séparation de la particule x de la gangue.

$$1 \quad \text{Au - Qz} \quad 4 = \frac{d_1}{2,60} \quad d_1 = 8,40$$

$$d_1 = 8,40 = \frac{19,30 \times 50 + 2,60 (x - 50)}{x}$$

$$x = 145$$

La maille de broyage serait de l'ordre de 0,15 mm

Ceci n'est évidemment qu'un ~~ex~~emple de calcul des essais pratiques donneraient peut-être très différents de ces valeurs.

Les tableaux qui suivent donnent les résultats d'essais faits sur tables pneumatiques de séparation du Quartz avec d'autres minéraux. Si nous nous basons sur ces résultats pour tirer une conclusion nous pouvons dire que la séparation or - quartz serait très bonne.

- si nous disposions de matériel, les essais que nous ferions sont les suivants :

Etude de la granulométrie d'alimentation.

- pression de l'air soufflé ou pulsé
- inclinaison de la table.
- fréquence des secousses.
- influence du revêtement
- diamètre de pores du revêtement.

-Pour ce qui est de la granulométrie nous tenons à préciser que les pertes en or seront aussi élevées que la granulométrie est grossière et ceci à cause des fines inclusions d'or qui pourraient être entraînées dans la gangue.

Nous tenons également à préciser que vu la faible teneur d'un minerai d'or quelconque, une préconcentration qui est sujette à des pertes (car la récupération même si l'opération réussissait, à ne dépasserait pas 98 %), le rendement de l'opération d'extraction (amalgamation) s'élevant à 97-98 % les pertes s'ajoutent. Il est à noter que d'autres possibilités de préconcentration sans emploi d'eau peuvent être soumises à essais, notamment les possibilités d'une préconcentration à sec. électrostatique.

Un raisonnement théorique analogue au précédent (séparation pneumatique) peut être fait en se basant sur la différence des propriétés électrostatiques qui existent entre le quartz et l'or. Nous jugeons préférable de se référer aux résultats des essais de séparation électrostatique fait par le projet canadien sur le minerai d'or de Tiririne.

En conclusion sur les essais de préconcentration à sec nous pouvons dire qu'elle permettra une réduction notable des tonnages à traiter donc une réduction de la consommation d'eau, mais elle présentera certainement certains inconvénients qui auront pour conséquence des pertes en or, notamment celui se présentant en inclusions très fines dans la masse de quartz.

Dans la 2^e partie de cette étude, nous pensons éliminer totalement l'emploi d'eau du circuit de traitement en utilisant des méthodes non encore ... (voir partie II). connues à l'heure actuel dans le traitement des minerais d'or.

---oOo--- Sécurité du Personnel ---oOo---

Sécurité du personnel

Propriétés physiologiques du Mercure

Cette étude a pour but d'étudier les effets physiologiques des vapeurs de Mercure sur le personnel travaillant à l'amalgamation. Nous essayerons par la suite d'étudier les mesures à prendre pour éviter ces effets toxiques du Mercure.

1. Propriétés physiologiques.

L'absorption par la bouche d'une quantité de Mercure, même importante, du Mercure liquide est relativement peu dangereuse. Ainsi des quantités de 100 et même 500 grammes de métal introduites dans le tube digestif sont éliminées rapidement par la voie rectale et les effets toxiques se réduisent surtout à une inflammation du Tube digestif et à des Diarrhées.

La vapeur de Mercure et les composés même peu solubles sont par contre très toxiques. La Dose mortelle de ces derniers varie suivant la nature de l'individu de 0,5 à 1 gramme.

Ils sont absorbés par toute la surface du corps humain et leur accumulation se fait surtout dans les tissus. Leur élimination par les reins, les intestins, la bile, la Salive et le lait ne se fait que très lentement.

Le taux de l'absorption dépend à la fois de la forme sous laquelle est engagé le mercure - de la solubilité du mercure composé, de la nature et du pH du tissu absorbant. Les sels mercuriels seraient les mieux absorbés et par conséquent les plus toxiques.

2. Manifestations de l'intoxication:

Les principales manifestations de l'empoisonnement aigu par les sels minéraux sont:

- Inflammation de la bouche et du tube digestif.
- Des vomissements et des Diarrhées sanglantes
- faiblesse cardiaque accompagnée d'arrêt
- suppression progressive de la sécrétion urinaire.

- mort par urémie

Il faut noter que l'empoisonnement chronique ou Hydrargyrisme est beaucoup plus fréquent que l'empoisonnement aigu.

En effet l'absorption régulière et prolongée par la peau, par les voies respiratoires ou digestives de très faibles quantités de mercure ou de ses composés provoque à la longue des troubles graves et profonds qui peuvent progressivement entraîner la mort.

La principale voie de cet empoisonnement chronique est l'appareil respiratoire du fait de la tension de vapeur relativement élevée du mercure (en v. m. 10^{-3} mm à 20°C)

D'après Stock l'intoxication après un mois de séjour dans une atmosphère contenant seulement quelques microgrammes de Mercure et après quelques semaines (après quelques) si elle contient 1 μg .

Scheppard et ses collaborateurs ont observé que l'Hydrargyrisme ne se manifeste que si l'atmosphère en renferme plus de 100 μg . par m^3 - on peut donc en prenant quelques précautions éliminer facilement le risque d'intoxication dans les salles où on manipule le mercure.

3. Mesures à prendre

on recommande de prendre les précautions suivantes.

- Ventilation des salles où l'amalgamation se fait.
- éviter de répandre du mercure.
- vérifier l'étanchéité des réservoirs et des conduites de mercure.
- Balayer les salles avec de la fleur de Soufre, du polysulfure de Calcium ou avec une solution de Thiosulfate de Sodium.
- disposer si possible un vase large contenant une solution d'iode et d'iodure de potassium. et de faire circuler l'air sur du charbon actif iodié.
- Le personnel manipulant le mercure doit s'abstenir de fumer, et doit se laver les mains et les ongles.

3/ Hydrargyrisme chronique étant l'intoxication la plus dangereuse pour le personnel il est nécessaire d'en énumérer les manifestations qui sont nombreuses.

- Augmentation de la Salivation, inflammation et ulcération des gencives et de la muqueuse buccale, chute des dents, troubles digestifs; perte d'appétit et de poids, affaiblissement, douleurs musculaires et articulaires. arrêt de la sécrétion urinaire pouvant entraîner l'urémie et la mort.

Modification de la formule Sanguine. qui se traduit par une augmentation du taux d'Hémoglobine -

On constate également chez les sujets intoxiqués des maux de tête permanents, des pertes de mémoire et des tremblements s'étendant progressivement des membres supérieurs à tout le corps.

- Nous essayons maintenant de dire quelles sont les possibilités de guérison des sujets intoxiqués.

- Traitement des Sujets intoxiqués

- Les intoxications sont guérissables tant qu'elles n'ont pas atteint un stade trop avancé. Il suffit d'identifier le mode de la source d'intoxication, de favoriser l'élimination rapide du mercure par les reins, l'intestin et les glandes sudoripares. mais au delà des stades des tremblements généralisés, la guérison est de plus en plus difficile. on recommande l'absorption de grande quantités d'eau, de citrate de magnésium, d'iodure de Potassium et un Régime lacté -

on a proposé récemment l'emploi du 2,3-dimercaptopropanol (BAL) pour le traitement de l'intoxication aigue. Le traitement de l'intoxication aigue nécessite l'absorption du mélange :

Formaldehyde - Sulfhydrylate de Sodium.

Il est indispensable de prévoir une médecine attaché uniquement à l'urine, ainsi que de fréquentes visites médicales du personnel travaillant à l'amalgamation -

