

UNIVERSITÉ D'ALGER

4/74

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DÉPARTEMENT MINES ET MÉTALLURGIE

MEK

THÈSE DE FIN D'ÉTUDES



ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE  
EN VUE DE LA  
MISE EN VALEUR DU  
GISEMENT D'OR DE  
BOUDOUAOU



Proposé par :  
SONAREM

Dirigé par :  
Mr A. ARAB

Étudié par :  
Mr K. GUERRAM

PROMOTION 1974



UNIVERSITÉ D'ALGER

---

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

---

DÉPARTEMENT MINES ET MÉTALLURGIE

THÈSE DE FIN D'ÉTUDES

---

ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE  
EN VUE DE LA  
MISE EN VALEUR DU  
GISEMENT D'OR DE  
BOUDOUAOU

Proposé par :  
SONAREM

Dirigé par :  
Mr A. ARAB

Étudié par :  
Mr K. GUERRAM

PROMOTION 1974

أهدي هذا المشروع ترحماً على روح جدي وظاهره

لما أمل أن يجد الأهل والأقرباء والاصدقاء  
كل ما يسرهم في هذا العمل الطيب .

كمال

## S O M M A I R E

	PAGE
INTRODUCTION	1
PRELIMINAIRE	2 à 3
1 <sup>ière</sup> PARTIE: ETUDE GEOLOGIQUE & GENERALE	4 à 36
2 <sup>ième</sup> PARTIE: EXPLOITATION	37 à 57
3 <sup>ième</sup> PARTIE: TRAITEMENT	58 à 88
4 <sup>ième</sup> PARTIE: ETUDE DU MARCHE & ECONOMIQUE	89 à 96

---

PARTIE ANNEXE :Cartes & Coupes géologiques

-o- A V A N T P R O P O S -o-

Je ne saurais présenter cette étude sans exprimer ma gratitude à Messieurs: A. ARAB professeur et chef du département, Y OUSSIKOV professeur, pour les conseils qu'ils m'ont prodigué au cours de mes travaux.

Mes remerciements vont aussi à Mrs DESCHAMPS professeur de géologie et KENIDA technicien à la Sonarem pour leur aide.

Enfin tous les enseignants qui ont contribué à ma formation qu'ils trouvent ici l'expression de ma profonde gratitude.

K. Guerram.

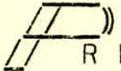
oooooooooooo

-o- INTRODUCTION -o-

Une prospection géologique commencée en 1970 dans la région délimitée par Boudouaou - Thénia - Djebbel-Bouarous, a permis à ce jour de mettre en évidence une minéralisation aurifère. Des filons avec une concentration d'Or de teneur limite supérieure à 2gr/t ont été reconnus. Ils ont été classés dans les catégories industrielles possibles et probables C<sub>1</sub> et C<sub>2</sub>. On peut dire que seuls les filons à l'affleurement sont évalués en C<sub>1</sub>. Il semble aussi que des travaux de prospection systématique continuent sur un périmètre plus large; leurs résultats ne sont pas encore traités. Les travaux de la présente thèse seront limités à l'analyse des paramètres techniques du gisement de Boudouaou 2.

En plaçant notre espoir dans la découverte de gîte plus important. Car la prospection pour l'Or trouvera sa justification en Algérie du NORD par la proximité de la région industrielle d'Alger donc de la facilité pour son exploitation à frais réduits, et les avantages qui en découlent. La seconde raison d'ordre spéculatif, le remous que cause le métal jaune dans la finance internationale.

--ooo00000000ooo--

-o-  R E L I M I N A I R E -o-

-----

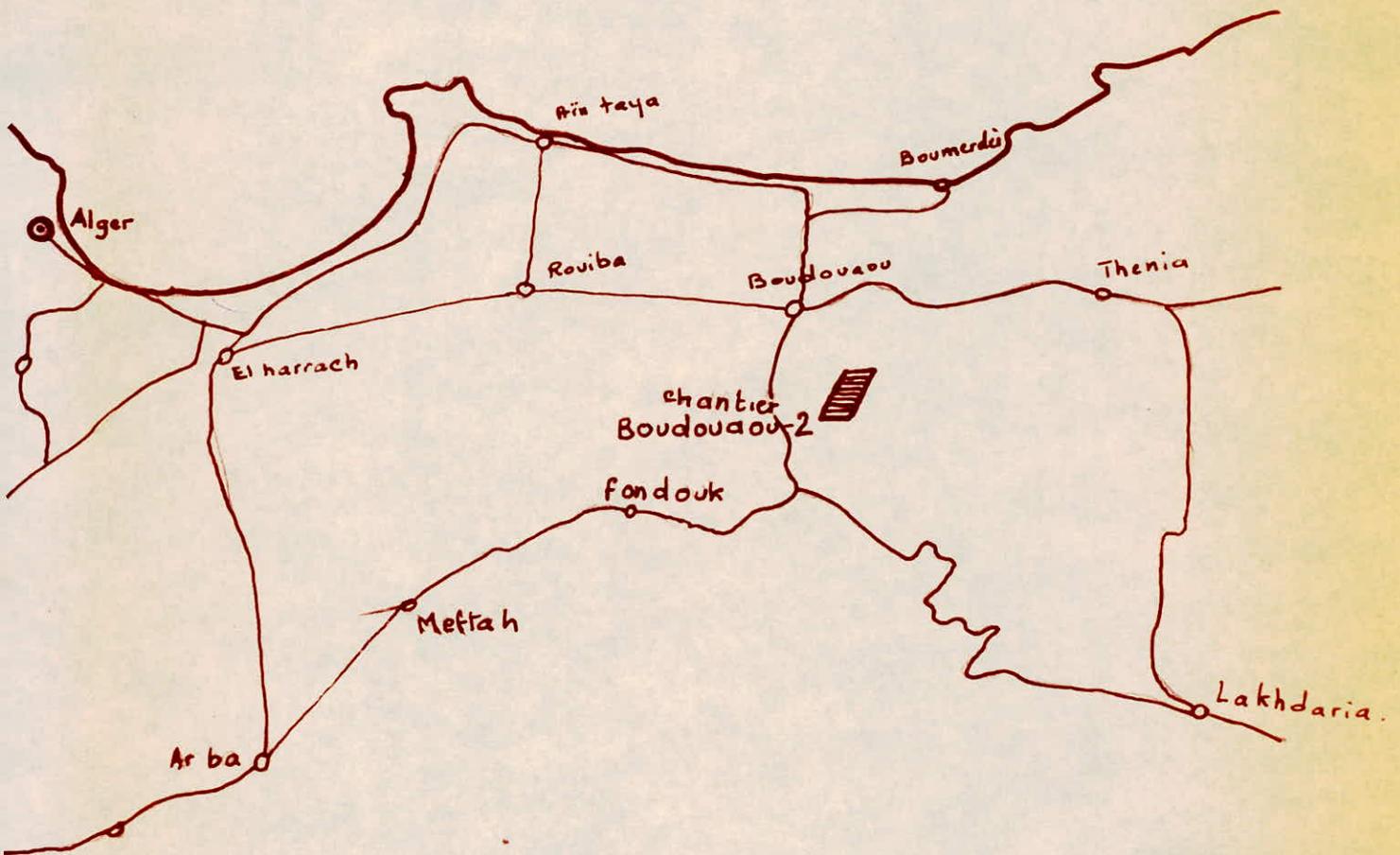
Dès lors que le métal jaune continu de monter, faut-il en conclure que nous devons nous lancer tout de suite dans l'exploitation, car nous présumons que la production est devenu rentable. Je dirais qu'on serait parti trop vite. Car trois conditions au moins doivent être remplies.

- D'abord le maintien de l'or à un taux élevé (160 \$ ) l'once qui serait pour nous le **seuil** de rentabilité. Si l'on croit à toutes les informations spéculatives qui apparaissent chaque jour dans les places monétaires, il est très difficile d'en tirer une conclusion nette. Récemment le Président du "Club" des 5 du "Fixing" à Londres a prédit une hausse du prix de l'or dans les deux prochaines années il soutient ses propos par les arguments suivants : "En l'absence de réforme monétaire ne tenant pas compte de l'or... et compte tenu de la hausse de l'inflation, je prévois des hausses soutenues au cours des deux prochaines années". Il ajoute que l'or est devenu attrayant non seulement en tant que protection contre l'inflation mais également comme moyen d'investissement. Il a remarqué que plusieurs sociétés multinationales ont converti des fond en lingots d'or. La deuxième thèse, celle-ci provenant des directeurs de banques centrales occidentales, les réformes qui vont démonitiser l'or au profit d'un D.S.T. "~~cocktail~~" englobant toutes les monnaies dites-fortes, ce qui va rendre l'or comme matière. On voit que pour le prix personne ne peut prévoir ce qu'il en sera dans deux ans, minimum exigé pour la mise en route de l'installation d'extraction et de traitement d'un coût assez élevé et lon à amortir. Ensuite une bonne qualité du minerai, teneur moyenne supérieure à 5gr/t, une gangue pas trop nocive pour le traitement (les fines, les oxydes de fer, posent des problèmes dans le traitement. Dans un tableau, nous donnons quelques gisements exploités dans le monde avec les teneurs moyennes. Un gisement analogue au notre (pour la teneur) va pouvoir être exploité cette année en République Dominicaine il titre 0,15 onces or/t mais dont la production sera 10 fois celle que nous projetons (1500 t/j).

.../...

Peut-on conclure que notre exploitation est faisable ou non ? On aura une réponse après l'étude que j'expose dans ce projet de valorisation du gisement de BOUDOUADU.

-----ooo000oooo-----



## I SITUATION GEOGRAPHIQUE

a) le gisement de Boudouaou - 2 se situe à 40 km E.S.E d'Alger ; les coordonnées Lambert du gisement :

$$x = 564,9 - 566,1$$

$$y = 375,8 - 377,2$$

La localité la plus proche Boudouaou, située à environ 10 km de piste.

- Infrastructure :

L'agglomération est traversée par une route nationale à grande circulation (alger - Constantine)

b) Le territoire du gisement présente un relief montagneux, raviné, avec de des côtes allant de 220 m à 400 m. Les affleurements sont localement plus ou moins satisfaisants, mais très souvent ils sont précaires à cause des terres arables et la broussaille couvrant les collines.

c) Principaux cours d'eau.

Oued Boudouaou et oued Isser avec des affluents dont les cours d'eau superficiels ruissellent temporairement.

d) Climat.

Sébtropical, avec hiver frais et pluvieux, été chaud.

Température : dépassant rarement + 30°C en été . En hivers elle peut tomber jusqu'à + 5°C <sup>avec</sup> précipitation atmosphériques.

la période pluvieuse se situe entre decembre et Avril.

d) Voie de communication:

Des chemins vicinaux de 5 à 10 km de long praticables presque tout le long de l'année, relie le gisement à la route nationale.

## II $\square$ ADRE GEOLOGIQUE DES GISEMENTS.

### 1) INTRODUCTION

La région du gisement fait partie des massifs kabyles constitués de terrains anciens cristallophyliens occupent au sein de cette zone la partie côtière de l'Algérie du Nord, la bordure du nord des massifs kabyles est représentée par une bande discontinue composée de terrain plio-quaternaire longeant le littoral méditerranéen.

Au sud les vieux massifs kabyles sont limités par la structure chevauchante des charriages de la dorsale kabyle où sont développés les terrains paléozoïque moyen Mésozoïque et Paléogène (fig 1)

#### 1) Stratigraphie.

Les coupes géologiques de la région présente<sup>nt</sup> une structure binaire.

.Partie inférieure : terrains antécambriens et paléozoïques.

. Partie supérieure : du Meso et cénozoïque.

Les terrains inférieurs.

Développés sur les vieux massifs kabyles (de Boudouaou Ben Norah, Beni Amrane, Thenia) et se subdivisant en deux assises : inférieure et supérieure.

Assise inférieure : Elle est métamorphique

Des niveaux alternant de gneiss et micaschiste. Feldspato - quartzique ( la puissance n'a pu être établie, le sommet de l'assise est Aurifère).

Assise supérieure : Elle est moins métamorphisée

Composition des roches : chloritoschistes sericitoux quartzifères (phyl-lades) de couleur gris foncé, le bas de l'assise, comprend des schistes cristallins quartzifères à muscovite et biotite.

On trouve des bancs de grés et de calcaire et à l'ouest de Beni Amrane, une série de quartzite métamorphiques contenant des minerais rubanés de magnétite, hématite. L'ensemble des séries métamorphiques est d'âge anté-séculien. Puissance 2000m.

Le Paléozoïque Supérieur et l'éomésozoïque : (silurien et permo-trias)

Ils sont développés dans la dorsale kabyle et jalonnent les versants Nord de la "chaîne calcaire".

Représentation des roches siluriennes :

Schistes intercalés de grés quartzeux, puissance : 300 à 400 m

- Sédiments permo - triasiques.

(Trias supérieur. Supposé par Durand delga), bigarré et rouge il constitue de petites zones <sup>grés</sup> sont des <sup>grés</sup> à micropoudingues, conglomérals et argilites  
Puissance : 500 m.

Les dépôts meso et cénozoïques:

On peut les subdiviser en trois parties.

a) Partie inférieure.

comprenant: Des calcaires, marnes et dolomies du lias puissance 500 m.

Il y a aussi des argiles et marnes de l'Aptien et l'Albien (cretacé inférieure) Puissance 500 à 700 m dans la région sud de la dorsale kabyle.

b) Partie intermédiaire :

Représentée par les sédiments du paléogène et du néogène inférieur.

Flysch paléogène : Argile, marnes, grès calcaire, éocène et oligocène ; développé dans la chaîne calcaire et reposant sur une surface érodée. Puissance 1500 m à 2000 m (partie de la dorsale kabyle), les dépôts néogènes (miocène) dans la région constituent les deux étages.

Burdigalien :

Constitution: conglomérats, marnes, argiles et <sup>grés à</sup> teinte rouge.

Puissance 400 à 450 m.

Disconcordance angulaire sur les schistes métamorphiques antécambriens et les roches du Paléogène.

• Helvétien:

Constitution : un épisode volcano - sédimentaire d'une puissance de 300 m.

Liparite, Dacite et leur tufs <sup>de grés</sup> et brèches. Marnes : teint gris bleuâtre. Puissance : 150 m.

Partie Supérieure:

Représentée par les marnes et argiles du Plaisancien surmontées dans le sahel d'Alger par les <sup>grés</sup> calcaires de l'Astien (Pliocène). Puissance 250 à 300 m.

Villafranchien : Sables marins, éoliens, alluviaux et poudingues. les formations constituent les terrasses du quaternaire inférieur, moyen et supérieur. Puissance 2000 m développée sur la partie basse du relief du littoral.

Dépôts actuels :

Sables et argiles alluvionnaires dans les vallées des oueds Boudouaou, Isser, Corso, puissance 10 m.

III GEOLOGIE DU GISEMENT.

Dans les travaux de prospections, une étude géologique approfondie, a permis de connaître la géologie et la nature des roches constituant le gisement.

La région du gisement est constituée de terrains cristallophylliens anciens. La superficie du gisement est d'environ 1 km<sup>2</sup>, subdivisé en trois quartiers - Nord-central -Sud-Ouest

Stratigraphie.

Le gisement de Boudouaou-2 est composé exclusivement de terrains métamorphiques avec deux assises.

L'assise inférieure

Elle est du point de vue de la minéralisation aurifère, la plus intéressante. On distinguera trois niveaux de schiste et gneiss interstratifiés reconnus par sondage.

. Niveau inférieur

L'étude des lames minces a caractérisé un paragneiss à structure rubannée *avec des* inclusions rares de tourmaline.

<u>Composition</u> :	Porphyroblastes de feldspath potassique	40 ÷ 60%
	Quartz .....	30 ÷ 40%
	Mica .....	- 10%

L'ankerite dans les agrégats de quartz et sericite puissance : 140 ÷ 150m

. Niveau moyen.

affleure au quartier central de B.2

1) Gneiss structure "aillé "

2) Schistes feldspathique quartzeux micacés avec des boudins et tentilles de quartz .

. La partie inférieure : représentée par des schistes de plusieurs variétés.

- Schiste quartzeux à biotite.

- schiste à plagioclase (teinte gris verdâtre).

. Plus haut schiste albitique (teinte vert foncé).

. Le sommet : représenté par <sup>des</sup> schiste quartzeux à feldspath.

(Puissance 70 ÷ 80 m.)

### Niveau superieur.

De bas en haut, il est représenté par des schistes des gneiss et granito-gneïss, la mineralisation étant associée à une partie bien définie de la coupe stratigraphique, la connaissance de ces niveaux présentent un intérêt pratique.

Dans ce niveau on a:

- Du Gneïss à filonnet de quartz et tourmaline.
- Du granito gneïss, localement très broyé

( Niveau aurifère sur lequel doit s'orienter la prospection).

- Schiste quartzo feldspathique micacé et finement lité.

Assise superieure : schistes phylliteux.

Les terrains actuels (quaternaires) couvrent de 80 à 90% de la surface du gisement (Recouvrement) la puissance du terrain 5 à 7 m , terrain en pente et alluvions torrentielles, blocs<sup>de</sup> limons développés dans les oueds et ravins.

Les roches intrusives de composition basique ou acide recoupent lentement les roches metamorphiques de la région.

### Structure du Gisement.

Les saillies du socle cristallophyllien dans la région font partie d'un vaste anticlinorium, dit massif de khachen, qui s'enfonce à l'ouest. Cette structure est affectée par des plis et fractures qui ont servi de canaux pour la pénétration des solutions hydrothermales mineralisées.

Orientation des structures plissées et faillées : N.E. le gisement de Boudouaou 2 se place dans une structure anticlinale (cf Carte géologique). L'axe de l'anticlinal passe par le quartier SW et central, des plis de second ordre épousant la même direction (N.E).

Les gîtes du mineral du quartier central et sud ouest sont associés aux chanières de l'anticlinal principal de premier ordre. Le quartier Nord se place sur le flanc Nord de la structure qui plonge au N.W.

A l'Est une faille charnière : pendage  $70^\circ \pm 80^\circ$

rejet<sup>M</sup>axi de 30 à 50 m,

mais qui n'a révélé qu'une teneur faible d'or 0,5 à 2 g/t

Hypothèse : Voie houricière pour le gisement, plusieurs fissures plongeant avec des angles de  $40^\circ$  à  $80^\circ$  la diverses directions et paralleles aux chanières des plis, partent de la faille principale dans la partie orientale où se trouvent les reserves d'or essentielles.

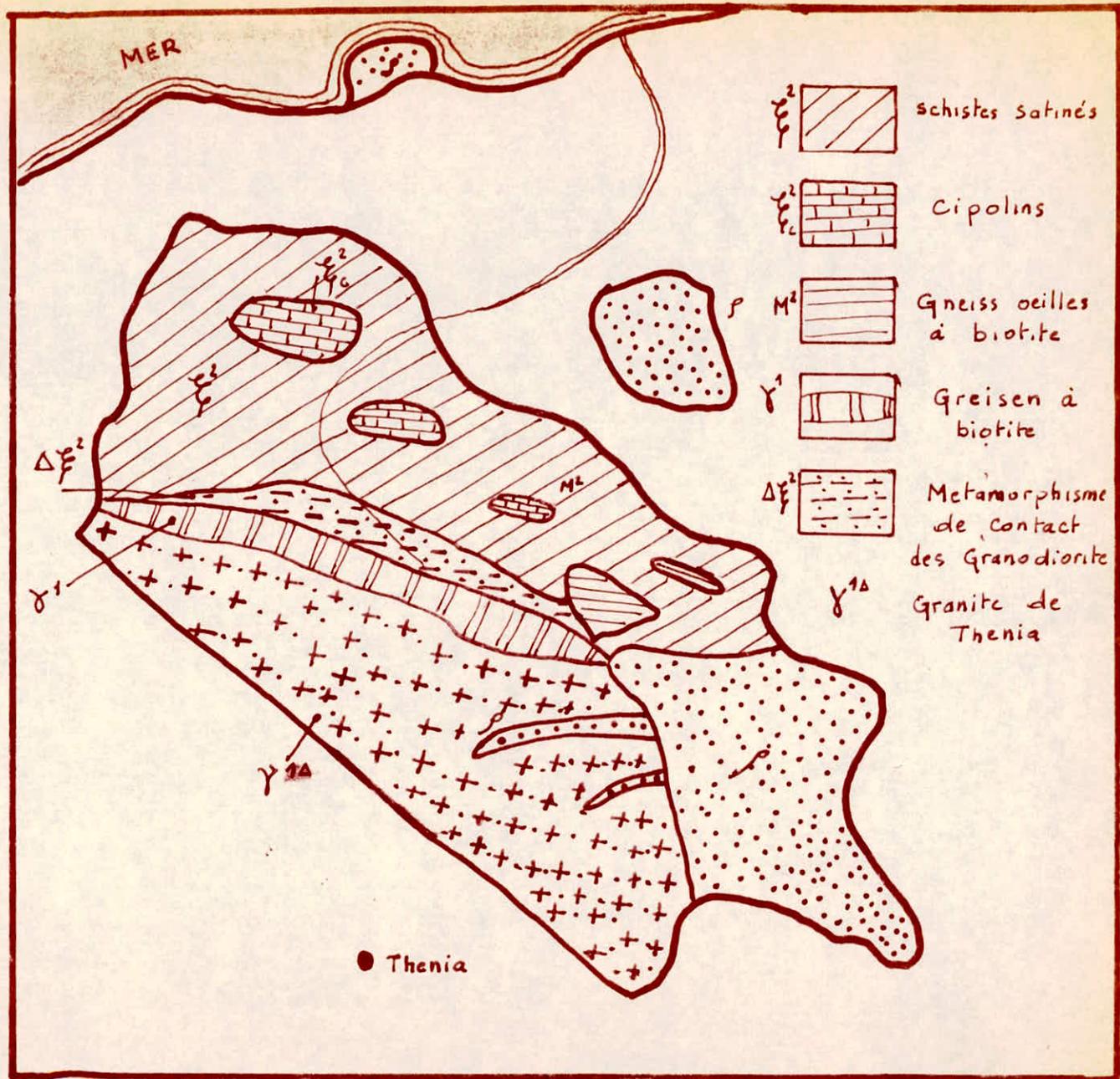
Dans ces fissures on a remarqué une minéralisation aurifère intéressante.

Dépôt de minerai

- pente douce et dans <sup>les</sup> décollements des couches
- Zone de broyage

Ainsi le corps de minéralisation N° 1 qui renferme les principaux tonnages de réserve est contrôlé par deux fractures qui plongent dans des directions différentes sur les flancs du pli anticlinal.

# Massif de Minerville (Thenia)



IV Description des Principales Formations Géologiques :

Des Régions Métamorphiques. (d'après Thibaut)

Définition:

ectinites : Sont des schistes cristallins dont le métamorphisme, s'est effectué sans apport feldspathique notable.

Migmatites : schistes cristallin pour lesquels il y a <sup>eu</sup> apport feldspathique important pendant le métamorphisme.

- La série ectinites est divisée en zone d'isométagmorphe.

On a deux zones; chaque zone est caractérisée par des minéraux repères.

Minéraux repère		Zone d'Isométagmorphe
Zone quartzophylliteuse ou des Micaschistes.	Clorite à Mica	Zone des Micaschistes Supérieurs
	à Biotite et Muscovite	Zone des Gneïss Inférieurs
Zone Feldspathique ou des Gneïss.	à Biotite et à Muscovite	Zone des Gneïss Supérieurs.
	à Biotite	Zone des Gneïss Inférieurs

La série des migmatites comprend de haut en bas

- Les embrechites dans lesquels la schistosité est conservée
- Les anatexites où la roche perd sa texture schisteuse
- Granite d'anatexie

Le front des migmatites est la surface de séparation entre les ectinites et les migmatites.

Les granodiorite de Thenia.

Le massif granitique de Thenia forme toute la partie méridionale des affleurements de roches cristallines cristallophylliennes du nord de Thenia, sur le versant Sud de Djebel Bou-Arous.

Le contact de la roche irruptive avec le socle cristallophylien est marqué par des modifications de granodiorite elle-même.

Il existe une frange granulitique de bordure doublée vers l'extérieur d'un important développement de gneiss et de filonnets très riches en tourmaline et une modification des roches de contact.

- La granodiorite.

aspect granite à grain fin pauvre en quartz couleur : grise contenant : Biotite ; Amphiboles.

La roche est formée d'un peu quartz , orthose, plagioclase zoné ( Labrador) Hornblende verte biotite et aussi quelques apatites, Zircon, magnetite, tourmaline.

- Greisen et filonnet à tourmaline.

La roche est formée de quartz, tourmaline (Mica) avec quelques oxyde de fer et de Manganese. Les roches pénètrent profondément dans les roches métamorphique de la bordure.

Dans le massif on peut distinguer.

- Au sud, le massif granitique.

- Au Nord, le socle métamorphique.

Une bande de 100 m de large marque le contact intrusif du granite dans le socle sur le flanc de Djebel Bou-Arous (Meta Thermique de contact) le socle est constitué par des formations de la zone des Mica-Schistes superieurs (schistes satinés avec de nombreuses lentilles de cipolins.

La majorité des pendages orientes vers le Nord; inclinaison 45°. Sur le massif de Djebel Bou-Arous, des recherches pour le cuivre ont été réalisé antérieurement, des gisements de fer furent exploités a Aïn Tolba.

1971 et 1972 une prospection pour l'or a permis de mettre en evidence des aureoles de dispersion d'or, cuivre étain furent localisées. Les analyses spectrales et chimiques faites sur les échantillons prélevés sur place montre une teneur allant jusqu'à 4,8 g/t.

Ce terrain merite de part sa constitution morphologique, des recherches preliminaires pour localiser des gisements aurifères.

## V GEOCHIMIE ET PROCESSUS DE FORMATION DE L'OR

### 1°) Geochimie de l'or.

C'est un métal sidérophyle beaucoup plus qu'un métal chalcophile. L'or se trouve allié avec l'argent, ou séparé et indépendant dans du quartz en association avec l'arsénopyrite ou la pyrite dans une phase de cristallisation hydrothermale.

L'or se concentre naturellement dans les alluvions et possède une grande stabilité du point de vue chimique. L'or se trouve dans la nature essentiellement et à prédominance Or-natif, qui n'est jamais pur mais contient plus ou moins d'argent avec un pourcentage allant de 2 à 20% sous la forme d'un cristal mixte. Sous cette forme, nous pouvons espérer dans les alluvions de l'or avec une teneur en Argent faible, ce qu'on appelle veine ou "Montagne d'Or"

L'or peut également contenir quelques minéraux comme le cuivre, le Bismuth, le palladium, le Rhodium. Dans les gîtes hydrothermaux d'or il existe un ensemble de minéraux associés: Pyrite, arsenopyrite, quartz ou avec de la Rhodochrosite et autre minéraux de Manganèse et aussi avec de la Baryte.

### 2°) Genèse :

Il existe deux types de veines ou filon aurifères :

#### a) Veines d'or récentes.

Ce sont les veines formées après et connectées avec les roches volcaniques. Il y a impregnation d'or contenant d'autres tellurides aurifères.

#### b) Veines d'or anciennes.

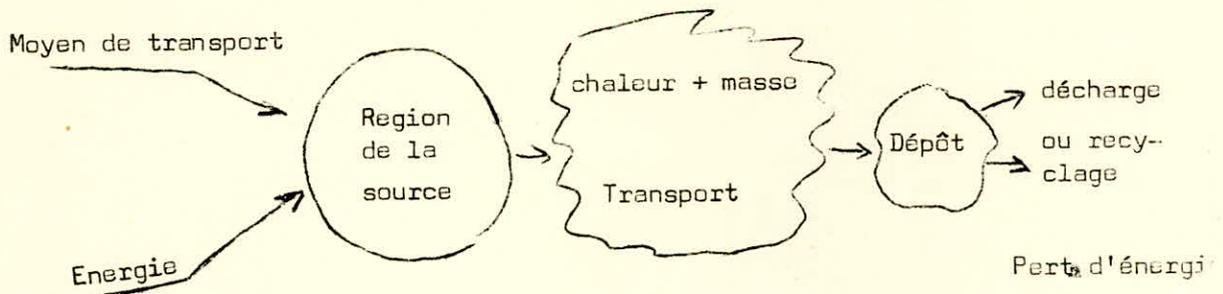
Les veines se sont formées les premières et l'or est présent dans les pyrites, d'arsenopyrite, et de chalcopryte. Ainsi l'or est présent sous forme libre dans le quartz cette minéralisation est pauvre en Argent (voir figure).

3°) Theorie du processus du transport chimique.

a) Introduction:

La formation d'un gîte ou la formation dans la croûte d'un élément donné suffisamment concentré pour être économiquement extrait à une période donnée d'une époque technologique.

Presque inmanquablement la forme du transport chimique qui a conduit à un enrichissement de l'élément désiré, est déterminante. C'est vrai dans la mesure où un gisement est un résidu sédimentaire ou produit d'une cristallisation fractionnée d'un magma. Ceci étant, on essayera de donner une relation expliquant le dépôt du gîte par les équations de transport chimique. Je me baserai sur certaines explications données par des textes de géochimistes, ainsi que sur la théorie souterraine pour les gîtes. On sait qu'actuellement le développement d'expériences géologiques en une technique rapide dans l'analyse géochimique en générale: la minéralogie, la chimie et la micro-structure des roches peuvent nous permettre de décrire certains détails. En plus certaines expériences de synthèse peuvent reproduire des roches, donc on peut expliquer l'assemblage des minéraux. Avec ces données on peut tracer une carte de genèse d'un gisement en prenant en considération quelques types d'informations pour une analyse adéquate. On peut se baser sur le type de schéma suivant.



Eléments requis pour le processus de concentration.

- Une source
- Un moyen de transport
- Une source d'énergie
- Une trappe pour dépôt.

Ainsi le processus peut être simple ou compliqué suivant la nature des éléments rentrant en jeu.

Citant un exemple simple qui peut bien être un hasard.

Un granite plutonique qui est envahi par l'eau sursaturée au niveau de la croûte terrestre, le corps plutonique constitue aussi une source d'énergie, la fusion est cause des microfissures, d'où une perméabilité croissante, et début d'une formation d'un système de filtration.

#### b) Solubilité et dépôt d'or

L'or en association avec des sulfures - complexes et en solution solide, pouvant provenir d'un mécanisme de solution d'or à basse température et selon WEISSBOURG, il apparaît <sup>alors</sup> des chlorites un peu partout.

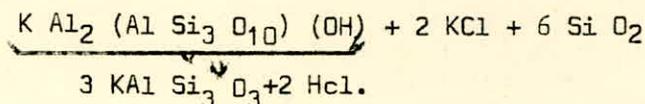
HENELEY, dans une étude sur la solubilité de l'or, dans un système: silicate - oxyde - chlorite. Il tire une philosophie basée sur les expériences <sup>et</sup> qui est la suivante.

L'or peut être transporté dans un système de milieu chloré <sup>x</sup> oxyde et chlorures complexes. C'est le régime d'oxygène et de l'halogène contenu dans les fluides qui est critique.

Dans une roche la pression partielle d'oxygène est arrêtée par les oxydes et les silicates de fer, phase ( $Fe_2 O_3^-$  ;  $Fe_3 O_4$  ;  $Fe_2 SiO_4 - SiO_2$  etc...) l'espèce de l'halogène est arrêtée par les silicates.

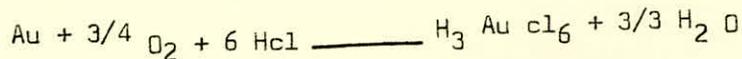
Un système tel que :

Muscovite - K.feldspath - Quartz, avec l'eau et une pression donnée qui peut contrôler par exemple le ratio de KCl à HCl, dans une phase gazeuse.



En plus du système naturel avec une quantité fixée de chlore, deux pressions partielles  $P_{(H_2O)}$  et  $P_{O_2}$  croient exponentiellement avec T.

Henley démontra qu'aux températures allant vers 500°C la solubilité expérimentale peut être décrite par la réaction du type.



Si dans ce cas la solubilité est proportionnelle à  $(PHCl)^6$  et si  $P_{HCl}$  et  $P_{O_2}$  croissent avec la température T il est clair que la solubilité croit très vite avec T (Voir courbe).

#### C) Conclusion :

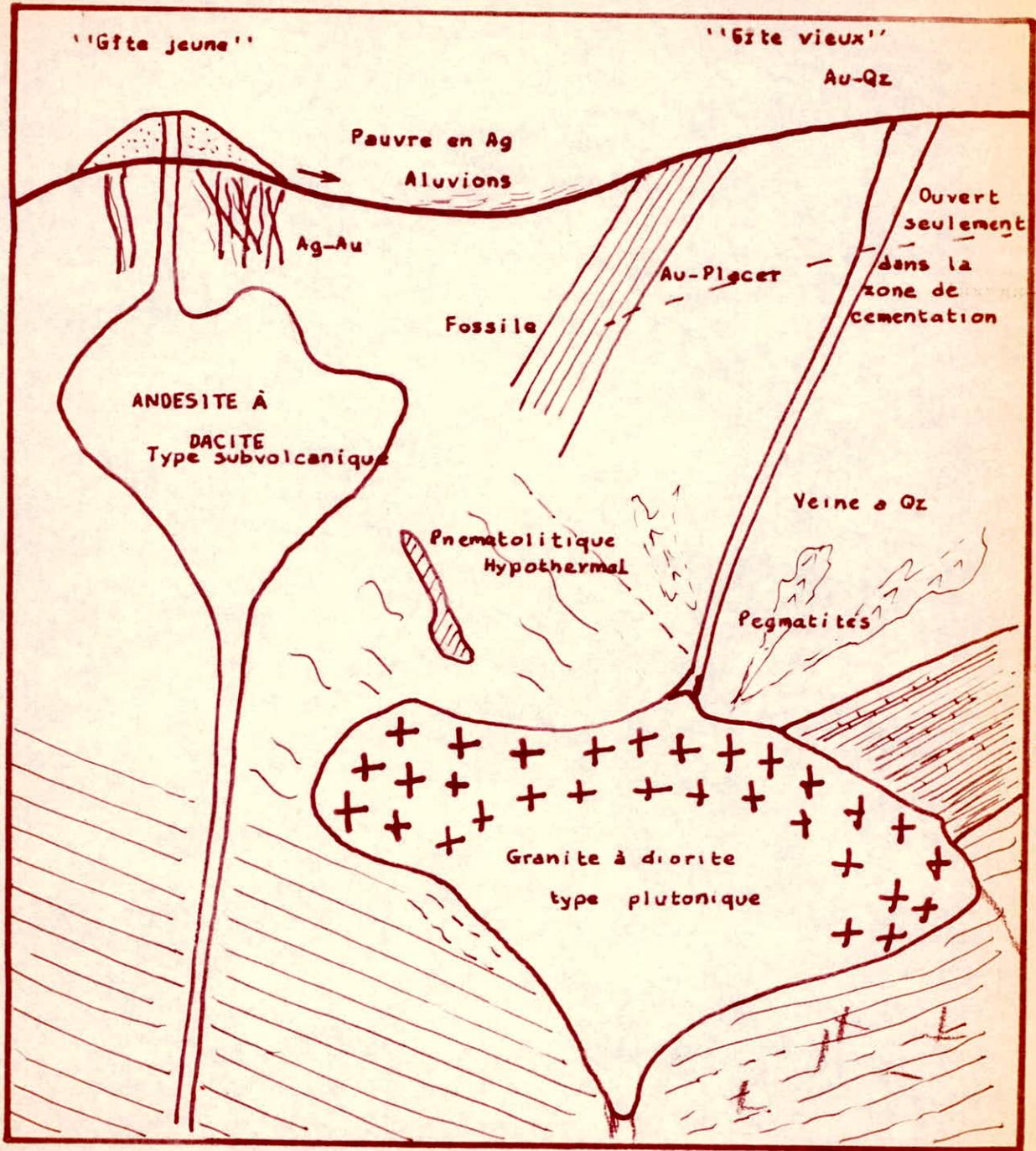
Il est probable qu'Henley a employé une solution simple pour démontrer l'équation de solubilité en utilisant un grand écart de température. D'après la figure on peut s'attendre qu'à si l'eau se déplace vers l'extérieur des amphibolités et si les corps à bases de chlorures sont présents, alors l'or se déplace plus avec l'eau en solution sous saturée par rapport à l'or.

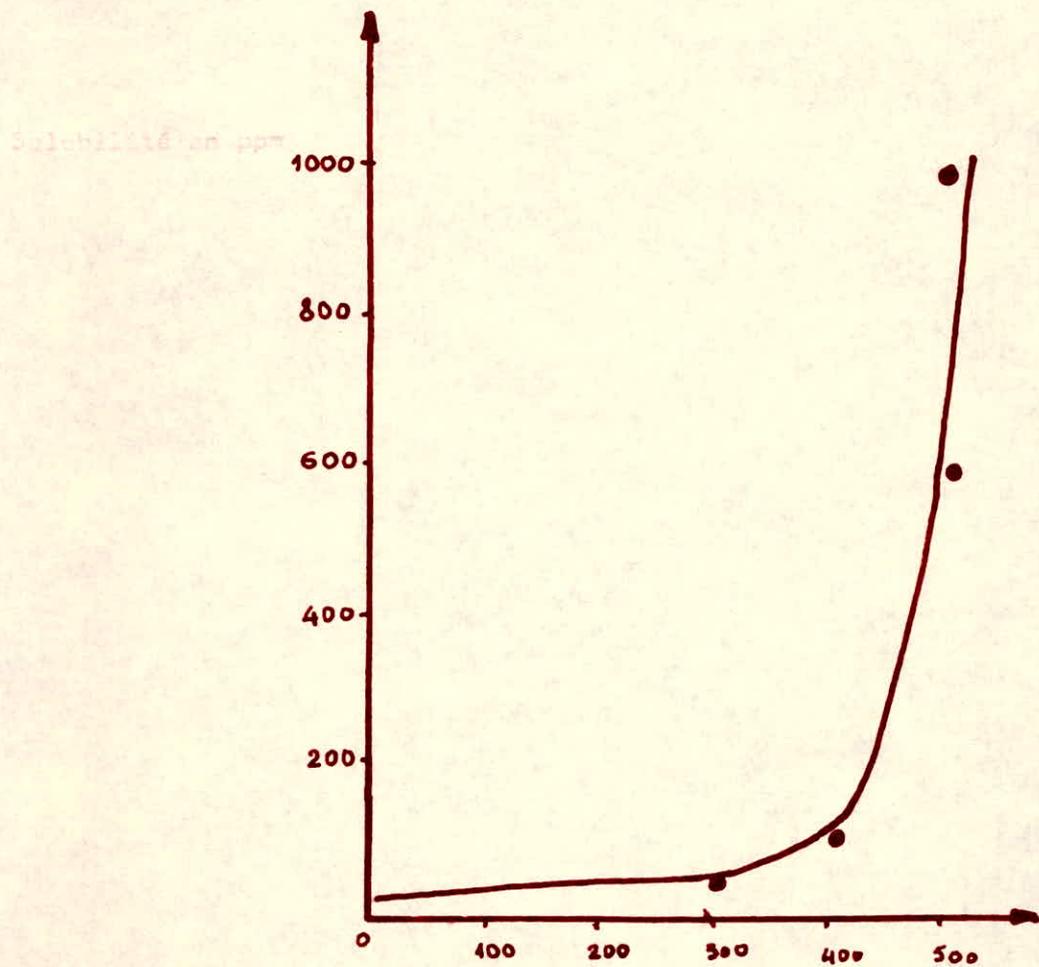
#### 4°) Génèse possible des gisements de Boudouaou.

On peut présumer que les filonnets mineralisés de Boudouaou alimentés par la faille principale, fait partie des gisements "veines anciennes". Les différentes analyses chimiques et spectrales donnent un très faible pourcentage d'argent dans le minerai de Boudouaou 2. L'étude mineralogique confirme par ailleurs la présence de pyrite et d'arsenopyrite, dans le quartz contenant l'or en solution solide. On parlera par la suite de minerai d'or primaire et oxyde, mais dont l'origine et la provenance de ce qu'on appelle gîtes primaires hydrothermaux. L'or en association avec les minéraux déjà cités et aussi argentifères, stibines, galène, bornite, (l'or natif primaire existe dans ces minéraux à côté des tellures d'or, qui dans la zone d'oxydation se trouve à l'état secondaire finement dispersé, d'ailleurs la séparation au liquide lourd montre que cet or une dimension inférieure à 104 microns (soit environ 100 mesh), l'or secondaire provient donc de la destruction des tellures.

L'or de Boudouaou est d'origine hydrothermal, en outre il possède des caractères qui permettent de le classer dans la catégorie "Or vieux" (ref, schéma: la géochimie de l'or), les gîtes <sup>soit</sup> lié aux roches granitiques et se trouve dans une gangue quartzreuse et calcitique.

GÉNÉRALITÉ DE LA GÉNÈSE DES GISEMENTS D'OR





T°C

TEMPERATURE DEPENDENCE OF SOLUBILITY OF ...

...

CLASSEMENT ETABLI PAR E.RANGHIN,REPARTIT AINSI LES DIVERS GISEMENTS

IMREGNATIONS DIFFUSES ET AMAS PYRITEUX.

- Suède septentrionale...district de Skellefta(boliden,mispickel aurifère.
- Espagne.....province d'Huelva(pyrite).
- Afrique Equatoriale....Ghana,guinée septentrionale(siguiri,formation à quartz non roulé.
- Afrique equatoriale....Oubanshi(Ippy et Allindo,gisement alluvionaire) Kilo et Moto(alluvions et zone éluviales)
- Madagascar.....Andavakoera (filon de quartz)
- .....Placers de Siberie(Lana Golds Fields)
- Urss.....:filon de L'Oural (Berezowski)

FILON HYPERTHERMAUX

- Canada.....Ontario:district dePorcupine :or generalemet libre dans le quartz  
:district de Kirkland Lake:tellure, mispickel,pyrite à gangue de quartz  
:calcite et dolomie.
- Etats-Unis.....sud Dakota (gisement de Hosestake, à Lead:or associé aux sulfures mispickel,pyrite,pyrotine.
- Bresil.....massif granitique de Minas gerais(mines de MORO-Velho:Or natif et sulfures.
- Indochine.....Bong-mieu(quartz et pyrite aurifere)
- Australie.....Kalgoorie,Meekathara,leona,yilgrane (Or natif) tellures et sulfures.
- Afrique du Sud.....Barbeton(mine sheba:filon dans schistes) et Pilgrims-Rest.
- France;;.....Massif Central:La lucette(mayenne) la Bellière ,Cheni et la fagassiere le Châtelier et salsigne(aude)
- Alaska.....Zone cotiere entre le Canada et l'océan.

FILON MESOTHERMAUX.....

ETATS-UNI

- Etats unis.....Colorado(Criple-creektellure et San Juan
- Carpates et TRansilvanie: Quadrilatere des mont apusni
- Nouvelle-Zélande.....(Otago,West coast et hauraki)
- Mexique.....El-Oro.

PLACERS:

- Canada.....Alaska (péninsule où la mine Juneau est restée longtemps le centre le plus important du monde pour la quantité de minerai broyé.)
- Etats-Unis.....;Californie (Mother-land;placers quaternaires)
- Colombie.....Choco;alluvion du fleuve San Juan.
- Australie.....Nouvelle Zelànde et nouvelle guinée.
- Siberie.....Nord du Caucase,occidental,versant de l'oural(Sverdlovsk) région du lac Balkash,cours superieur de l'Ob,de l'Yénissei
- Transvaal.....Witwatersand(schistes ,quartzites,conglomerats,couches des Main Reef,Main Reef Leader,South Reef,Black Reef...)
- Blancket,Randfontein.

o

Quelques minerais exploités avec les teneurs suivantes.

Afrique Occidentale et GHANA 5(alluvions)	5 à 6 Gr/m <sup>3</sup>
Kilo Moto (alluvions)	0,7 à 3 gr/m <sup>3</sup>
Guyane	20 gr/t
Bresil(Morro Velho)	12gr/t
Indes (Myshore)	20 à 30 gr/t
France (Salsigne)	12 gr/t
Alaska	5 à 20 gr/t
Venezuela	16,9 gr/t
Mexique(El Oro)	7 à 20 gr/t

## VII HISTORIQUE DES RECHERCHES.

### Introduction:

Les travaux de recherches (prospection) sur l'or, ont été entrepris en 1970-1972, par la direction recherches de la SONAREM base A, dans la région de Boudouaou-Ben norah.

### Methodes employées:

- Geologiques.
- Geochemiques.
- Géophysiques.
- Travaux miniers de surface et souterrain; sondages de recherches

#### 1/Prospection systématique.

- Prospection alluviale et géochimique

Le périmètre de Boudouaou-Ben Norah a été prospecté par cheminement géologique au 1/10 000, avec prélèvement d'échantillons au marteau.

Sur lesquels des études pétrographiques et minéralogiques ont été réalisées.

Une prospection sur les alluvions torrentiels et fluviatiles sur les terrains en pente et les ravins secs. Profondeur: 0,3 + 0,4m.

fréquences d'échantillonnage 100 à 200 m, 20 à 50 m dans les endroits favorables.

Dans les fonds de batées, on a récupéré de l'or fin: 0,2 + 0,5mm.

- Propriétés physiques de l'or trouvé: carié, grumuleux, de couleur jaune paille.

Cinq auréoles minéralogiques ont été localisées en tout.

Région de Boudouaou : Auréoles Boudouaou 1, 2, 3, 4; et

Région de Ben-Norah: Une aureole

La plus intéressante est celle de Boudouaou 2.

L'absence de l'or visible dans les roches connues comme étant aurifères et la présence de l'or fin dans les fonds de batées témoignent du caractère dissimulé de la minéralisation aurifère, ce qui a amené à une recherche complexe.

Méthodes utilisées dans la recherche.

a/ Prospection géophysique:

- Prospection par profils de symétriques.
- Prospection magnétique et radiométrique sur les profils, dans la partie levées géochimiques (mailles 80 . 20 m)
- Sondage électrique sur plusieurs profils dans la partie centre de B-2;

Résultats des travaux de prospection systématique.

Chantier de Boudouaou-1/

Situé à 3Km S<sup>6</sup>E de la ville de Boudouaou. Teneur allant de 4,2 à 14,9 gr et parfois même jusqu'à 24,4 gr/t et 30,8 gr /t dans certaines tranchées mais les lentilles aurifères ne dépassent guère 20 à 40 mètres, font que l'estimation s'est avérée négative.

Chantier de Boudouaou-3

SE trouve à environ 0,6 à 1 Km à l'Est de Boudouaou. Très peu de traces de minéralisation aurifère.

Chantier de Boudouaou-4:/

Situé à 0,8 Km au Nord de Boudouaou-3 et à l'Est de Boudouaou-2. Une minéralisation aurifère très faible 2,6 gr/t ne présentant aucun intérêt pratique.

Chantier de Bou<sup>6</sup>Arous/

Se situant sur la chaîne Bou-Arous. L'analyse spectrale et chimique  
✓ ont  
donné la teneur de 0,03 à 4,8 gr/t, avec 0,1 à 0,5 Sn, moins de 0,3% de Cu;  $\frac{0}{0},1\%$  W  
et 0,8 As. Les perspectives limitées dû à la concentration élevée de ces éléments.  
Il est impossible de localiser les corps de minerai surtout à cause du caractère diffus de la minéralisation.

2/ Etude preliminaire de BOUDOUAOU-2.

Chantier de Boudouaou -2 : (Cf carte)

Une carte géologique au 1/1 000 , a été établi avec les precision~~s~~ minéralogiques par les travaux de prospections. la structure et la minéralisation aurifère du chantier ont été étudié~~s~~ en profondeur par les sondages de 92 à 182 m .

Nature des travaux:

Sondages/ -Quartier central : 10 ; distance variable. } Profondeurs: 140 à  
-Quartier Nord : 8 ; sur deux lignes. } 180 m.

Volume total des sondages : 2236 Mètres.

Tranchées/ Au nombre de 125 totalisant un volume de 6345 M<sup>3</sup>

Puits/ Au nombre de 36, ayant des sections de 2,5 m<sup>2</sup>, profonds de 20 à 25 m

Totalisant un métrage de 503,7 m .

Recoupes/ d' une section de 2 à 2,5 m<sup>2</sup> et partant d'un puits. Volume 338,8 M.

S ondage de recherches / nombre: 36; profondeur: 50 à 60 m; totalisant: 4338m.

Echantillonnage:

1290 échantillons de carotte

3760 " de silons

Analyse docimassique/

845 dont 302 très payantes, et ont permis à évaluer les reserves.

3/LOI de la distribution spatiale de la minéralisation

Les loi de la distribution de l'or a été établie. Les amas et les lentilles minéralisés sont localisés; des calculs de reserves en categories probables et possibles C<sub>1</sub> et C<sub>2</sub> ont permis d'évaluer les quantités de minerai existant. On a remarqué que les roches les plus favorables sont celles du sommet de l'assise inferieure, elles sont composées de: granito-gneiss avec les schistes feldspathiques metamorphisés ainsi que de quartz. L'assise superieure, elle est moins metamorphisée, présence de phyllades, on a constaté qu'elle était pratiquement stérile pour l'or et semble faire en quelques sorte un écran lors de la

formation des minerais aurifères .les concentrations d'or maximum se trouvant aux niveaux superieurs de l'assise métamorphique inferieure et surtout dans les granito-gneïss.

#### 4/Types de minerais exploitables: on a deux types

##### a/ Les minerais primaires:

OBSERVÉS sur le quartier central ,mais surtout il sont mal développés à cause de l'érosion des zones superficielles ,qui fait apparaître les minerais à la surface.Les roches encaissantes sont soit des granito-gneïss fortement broyées et laminées jusqu'à l'état de shales graphitisées de teinte noire, soit des quartzites hydrothermales dans lesquelles on note une distribution inégale de mouches et filonnets de:pyrite,mispickel,et rarement de la chalcopyrite et galène.

L'analyse Minéralogique de la fraction lourde; 8% du poids de l'échanti lion.

MISPICKEL....42%	LIMONITE.....6%
PYRITE.....13%	AMPHIBOLE,BIOTITE,HEMATITE...7%
CARBONATE....11%	Fragements de roches.....21%

D'après des analyses faite au laboratoire: les pyrites contiennent 10 gr/t.d40r Alors que le Mispickel a une teneur allant de 231,5gr/t jusqu'à 276gr/t.Il est possible que l'Or dans les minerais primaires se trouve porter par le Mispickel. L'or est tres étalé dans les roches d'ou la difficulté de pouvoir l'observer au microscope.Mais par contre le mispickel est bien visible.

##### B/Minerais oxydés

La zone d' oxydation à partir de la surface du sol est de 15 mètres maximum et de 5m minimum.Les roches ont une composition minéralogique suivante:

Séricite,Feldspath,Hydromicas,Quartz,Kaolinite,Apatite,Rutile;

L'analyse minéralogique a déterminé d'autres éléments:

JAROSITE... 5,34% | couleur: teinte brun-jaunâtre  
|  
| constitution fine , dans ce type de minerai oxydé en tant  
|  
| qu'Arsénopyrite de fer le plus stable.

HYDROXIDE DE FER... 0,74% | Il s'agit d'arsénosulfate hydraté d'oxyde de fer  
|  
| qui se forme d'habitude à l'oxydation des roches  
|  
| pyriteuses à mispickel.

SCORODITES.... 0,5% | C'est un produit de l'oxydation du mispickel.  
|  
| Teinte verdâtre.

Sulfures: Pyrite et mispickel.

#### 5/CARACTERES GENERAUX DES CORPS MINERALISES

La concentration de la minéralisation s'est effectuée sous forme de gîtes lenticulaires, allongés dans le sens de la direction. En tout il existe 12 corps minéralisés. Ils sont localisés dans les trois quartiers du gisement de Boudouaou-2.

REMARQUE: les minerais oxydés représentent les minerais à fortes teneurs qui vont de 51 gr/t (tranché B) à plus. Par contre les minerais primaires (sulfurés) sont pauvres ou de teneur moyenne.

// Description //

#### QUARTIER CENTRAL

#### CORPS N° 1.

Le plus important par ses réserves, il a une forme lenticulaire, étiré en direction sublatitudinale. Il est presque horizontal.

#### CARACTERISTIQUES :

Largeur:.....;;.....63 mètres.

Longueur:.....300 mètres.

Puissance moyenne.....2 mètres

Reserves :.....103 200 t; de minerai.

Reserves métal.....870 Kg D'OR.

TENEUR Moyenne.....8,6 gr/t.

Remarque : La teneur moyenne dans la partie centrale est de 12,9 gr/t et une réserve en métal de 618,1 Kg.

CORPS N° 2

Se situe aux niveaux de { -5 à -15 m ; } du corps N° 1.

CARACTERISTIQUES:

Largeur:	50.m
Longueur/:	. : 300.Mètres.
Puissance:	1,8.m
Reserves:	23 800.t minerai
Reserves métal	100,9 Kg. d'OR.
Teneur moyenne:	4,2 gr/t.

CORPS N° 3

Se situe sur le flanc S-E de l'anticlinal principal il est le prolongement du corps N° 2; apres une coupure dans la charnière pli.

CARACTERISTIQUES:

Reserves	25 100 t de minerai.
Reserves métal	101,5 Kg d'OR.
TENEUR moyenne:	4 gr/t
Longueur	150 m
Largeur:	85 M
Puissance:	1,2 m.

QUARTIER NORD

CORPS N° 4:

En projection sur le plan, le corps a une forme de triangle. C'est un corps assez pauvre

CARACTERISTIQUES/:

Reserves	10 700t de minerai.
Reseves en métal	30 Kg d'or.
Puissance	3,6.m
Teneur moyenne	2,8 gr/t.

CORPS N° 5:

Aspect stratiforme. Minerai tres pauvre

CARACTERISTIQUES:

RESERVES	3300 tonnes de minerai.
Reserves métal	6,6 kg d' or.
Puissance	1 m.
Teneur moyenne	2 gr/t

Remarque :Ce corps représente un intérêt économique tres faible.

CORPS N° 6

Plongeant avec une pente douce à partir de l'affleurement au niveau 255.  
La

Il aboutit à une profondeur de 30 m. Pente est d'environ de 40° .

CARACTERISTIQUES .

Longeur	320 m
Largeur	50 m
Puissance	1,5 m
Reserves minerai	27 900 m
Reserves métal	70 Kg
Teneur moyenne	2,5 gr/t

CORPS N° 7.

C'est la plus riche des lentilles constituant le gisement de Boudouaou-2 avec une teneur moyenne de 26,5 gr/t. Les roches de contact sont / au toit des granito-gneïss très broyés et au mur des schistes . IL se situe à une profondeur de 30 m avec un léger pendage.

CARACTERISTIQUES.

Longeur	80 m.
Largeur	60 m.
Puissance	1 m.
Réserves minerai	26 000 t
Réserves métal	137,8kg .
Teneur moyenne	26,5 gr/t

CORPS N° 8.

Il plonge avec une faible pente, ce qui va nous permettre une exploitation facile

CARACTERISTIQUES.

Longeur	210 m
Largeur	50m
Puissance	1,1 m
Reserves minerai	12 300 m
Reserves métal	41,8 kg
Teneur moyenne	3,4 gr/t

CORPS N° 9.

CARACTERISTIQUES.

Longeur	80 m
Largeur	30 m
Puissance	1,2 m
Reserves minerai	4 7 000 t
Reserves métal	16,9 kg
Teneur moyenne	3,6 gr/t

Remarque: une partie du corps affleure avec le sol, l'autre partie est couverte de par une puissance allant de 10 à 15 m. ON peut donc envisager facilement une exploitation à ciel ouvert.

CORPS N° 10.

CARACTERISTIQUES.

Longeur	80 m
Largeur	30 m
Puissance	1,2 m
Reserves minerai	3050 t
Reserves métal	9,1 kg
Teneur moyenne	3 gr/t

Comparaison de calcul d'erreur ,pour les échantillons ayant servi  
aux calculs de reserves;

Le laboratoire de SONAREM à été charge lors de la prospection de procéder à des analyse sur les échantillons, ces derniers ont servi à estimer les réserves. Mais pour verfier la fiabilité de ses analyses la société a envoyé dans un autre laboratoire les mêmes échantillons pour côntrôle ;. Le nombre d'échantillons prélevés pour le contrôle et de 40; ce prélevement a été effectuée au hasard dans d'un lot d'échantillons provenant des sondages.

Appellons  $(X_i)$  l'échantillon analysé dans notre laboratoire et  $(Y_i)$  l'échantillon analysé dans le second laboratoire (MOSCOU.) Pour chaque échantillon nous avons ainsi 2 analyses (Cf tableau des résultats).

De la comparaison de ses deux series de chiffres, peut-on conclure à un écart (erreur) systématique de notre laboratoire, et à une erreur aléatoire admissible?

Pour repondre à ces questions nous avons composé un diagramme de corrélation entre  $X_i$  et  $Y_i$  (Fig )

D'après cette figure nous pouvons constater que si la teneur est inférieure à 17 gr/t , on peut admettre que les différences  $X_i - Y_i$  satisfont à une loi normale et à la concordance des deux séries de résultats sont acceptable.

On peut observer qu'il n'existe pas d'erreurs systématiques entre les deux laboratoires.

Pour démontrer ceci, on aprocédé à un calcul directe:

$$\pi = \frac{\bar{X}_i - \bar{Y}_i}{\frac{(\bar{X}_i + \bar{Y}_i)}{2}} = \frac{(156,2) - 33}{(155,7) + 33} = 1$$

$\pi$  = erreur systematique

$\bar{X}_i$  = Moyenne arithmétique de ,  $\bar{X}_i = \frac{\sum X_i}{n} = \frac{156,2}{33}$

$\bar{Y}_i$  = Moyenne arithmétique de ,  $\bar{Y}_i = \frac{\sum Y_i}{n} = \frac{155,7}{33}$

On peut dire que si  $\pi \neq 1$  les erreurs systématiques n'existent pas.  
Pour déterminer les valeurs des erreurs aléatoires ; d'abord on calcul  
l'erreur aleatoire absolue (M)

$$M = \frac{\sum |X_i - Y_i|}{n} = \frac{11,65}{33} = 0,35$$

ensuite l'erreur relative (P)

$$P = \frac{M}{Y_i} \cdot 100 = \frac{0,35}{4,7} \cdot 100 = 8 \%$$

Les erreurs admissibles (P) d'analyse chimique des échantillons contenant de l'or très fin (0,1 mm environ) pour des teneurs allant de 0 à 16 gr/t, d'après la classification soviétique elle doit se situer entre 5 à 15 %  
L'erreur relative calculée se trouve donc dans l'interval d'erreurs admissibles .On peut considerer l'analyse chimique de notre laboratoire Sonarem° comme étant assez précise .

D'après le tableau et la figure il semble que les échantillons avec des teneurs supérieures à 17 gr/t ont des erreurs systématiques (+), mais le nombre de ces échantillons est seulement de (7) ce qui nous permet pas de faire des calculs précis (d'erreurs) .

Pour pouvoir faire des calculs valables il faut un nombre d'échantillons au moins égale à 30 (pour les teneurs > 17 ).

Des calculs d'erreurs ont été fait par l'équipe soviétique qui a procédé à l'analyse de contrôle. Elle a pris arbitrairement deux classes ; la classe des échantillons moins de 10 gr/t et la classe supérieure à 10 gr/t.

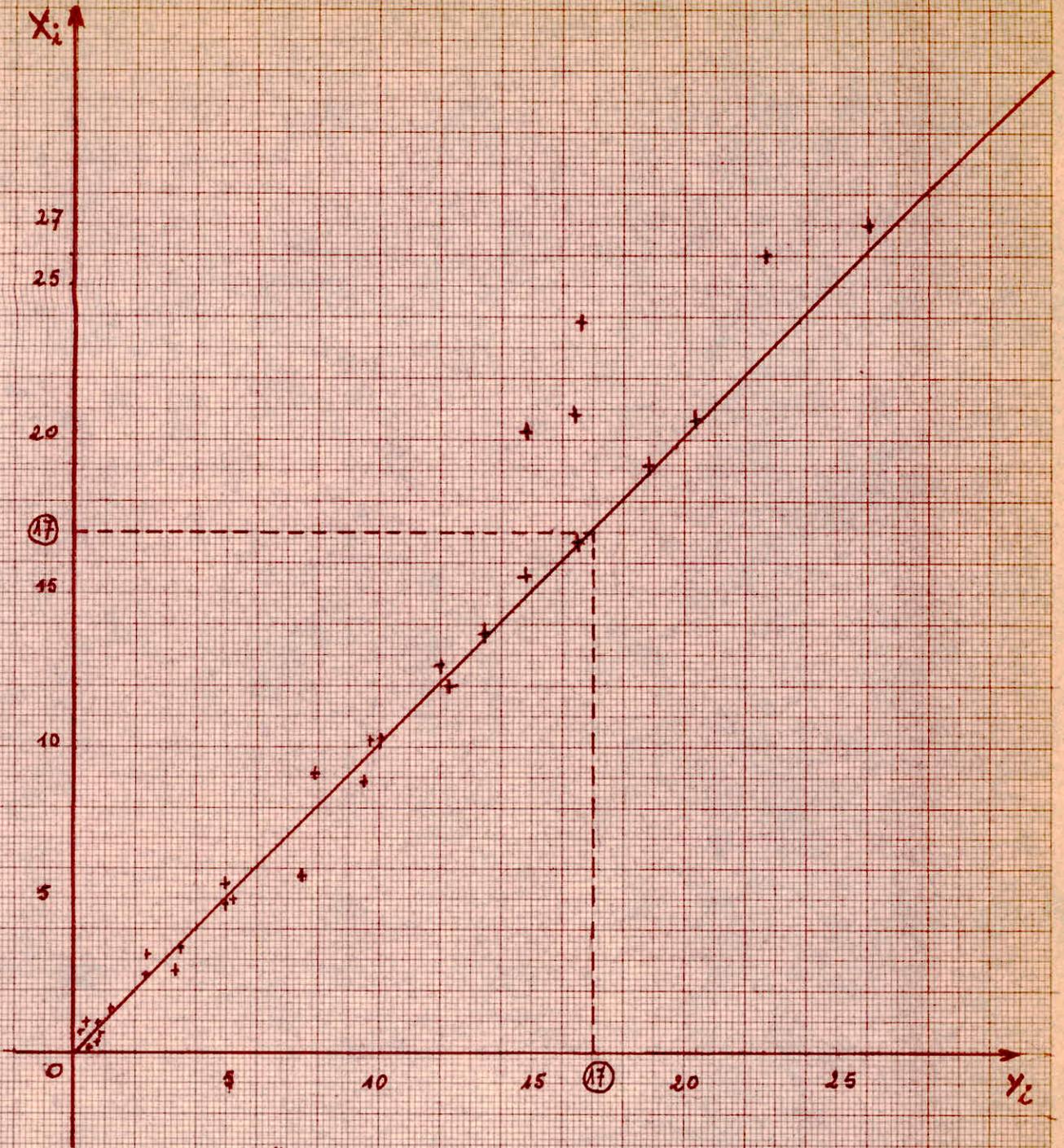
Les résultats trouvés sont les suivant /:

Classe des - 10 gr/t l'erreur calculée est de: - 2 %

Classe des + 10 gr/t l'erreur calculée est de : + 9 %

La classification des deux classes se trouve dans le tableau N°

( Courbe N° 1 )



"Contrôle du laboratoire d'analyse"

TABLEAU DES ANALYSES D'ECHANTILLONS

CLASSE 17 gr/t

N°	Xi	Yi	Xi - Yi
1	0.3	0.4	-0.1
2	0.2	0.2	0
3	0.05	0.2	-0.15
4	0	0.3	-0.3
5	5.6	5.5	+0.1
6	0.8	0.8	0
7	4.9	5.0	-0.1
8	10.2	9.9	+0.3
9	0.05	0.2	-0.15
10	2.0	3.3	-0.7
11	0.4	0.4	0
12	0.4	0.8	-0.4
13	9.2	7.9	+1.3
14	0.2	0.2	0
15	0.4	0.1	+0.3
16	3.4	3.5	-0.3
17	1.4	1.3	+0.2
18	2.6	2.5	+0.2
19	8.8	9.5	-0.7
20	2.6	2.3	+0.3
21	0	0.45	-0.45
22	0.6	0.1	+0.5
23	0.3	0.3	0
24	10.3	9.5	+0.8

Suite	N°	Xi	Yi	Xi - Yi
;	25	0.45	0.45	0.3
!	26	5.8	7.5	1.7
!	27	4.9	5.2	0.3
!	28	13.7	13.5	0.2
!	29	12.0	12.2	0.2
!	30	12.6	12.0	0.6
!	31	10.2	10.0	0.2
!	32	15.5	14.7	0.8
!	33	16.7	16.5	0.2
!		156.2	155.7	11.65

Echantillons de teneur 17 gr/t

!	1	23.9	17.7	+6.2
!	2	20.3	14.7	+5.6
!	3	20.6	20.2	+0.4
!	4	20.8	16.4	+4.4
!	5	19.2	18.8	+0.4
!	6	26.0	22.6	+3.4
!	7	27.0	26.0	+1.0
!				

Classement de l' équipe de sondage et laboratoire (Snegri).

N <sup>o</sup>	Teneur Au Echant. Commun	contrôle	Teneur Au Echantillon contrôle	Difference en gr/t		
1	:	0.3	:	0.4	:	-0.1
2	:	0.2	:	0.2	:	;....
3	:	0.5	:	0.2	:	-0.15
4	:	traces	:	0.3	:	-0.3
5	:	5.6	:	5.5	:	+0.1
6	:	0.8	:	0.8	:	0
7	:	4.9	:	5.0	:	-0.1
8	:	10.2	:	9.9	:	+0.3
9	:	0.05	:	0.2	:	-0.15
10	:	2.0	:	3.3	:	-0.7
11	:	0.4	:	0.4	:	.....
12	:	0.4	:	0.8	:	-0.4
13	:	9.2	:	7.9	:	-1.3
14	:	0.2	:	0.2	:	.....
15	:	0.4	:	0.1	:	+0.3
16	:	3.5	:	3.4	:	-0.1
17	:	1.4	:	1.3	:	+0.1
18	:	2.6	:	2.5	:	+0.1
19	:	8.8	:	9.5	:	-0.7
20	:	2.6	:	2.3	:	+0.5
21	:	traces	:	0.45	:	-0.45
22	:	0.6	:	0.1	:	+0.5
23	:	0.3	:	0.3	:	.....
24	:	10.3	:	9.5	:	+0.8
25	:	0.15	:	0.45	:	-0.3
26	:	5.8	:	5.2	:	-1.7



RESERVES DES DIFFERENTS CORPS PAR BLOC ET PAR CATEGORIE

CORPS N° 1: Se compose de 9 blocs geologiques .

	Nature	Teneur	R.minerai	R.métal
BLOC 1/C <sub>1</sub>	: Moyen	: 4.0	/ 11.4	: 45.6
BLOC 2/C <sub>1</sub>	: Pauvre	: 3.8	: 6.8	25.8
BLOC 3/C <sub>1</sub>	: "	: 3.6	: 6.9	24.8
BLOC 4/C <sub>1</sub>	: Moyen	: 4.7	: 8.2	38.5
BLOC 5/C <sub>1</sub>	: Riche	: 14.6	: 17.1	249.7
BLOC 6/C <sub>1</sub>	: "	: 12.0	: 30.7	368.4
BLOC 7/C <sub>1</sub>	: Moyen	: 6.2	: 12.4	76.9
BLOC 8/C <sub>1</sub>	: "	: 7.2	: 3.4	24.5
BLOC 9/C <sub>2</sub>	: "	: 5.8	: 4.9	28.4
BLOC 9 <sup>1</sup> /C <sub>2</sub>	: "	: 5.8	: 1.4	8.1
ten.moy =		8.6	: 103.4	890.7

Les reserves du minerai sont exprimées en tonnes 10<sup>3</sup>.

Les reserves de métal sont exprimées en Kg.

Teneur moyenne en gr/t

Corps N°2 , il se compose de 3 blocs geologiques.

BLOC 10/C <sub>2</sub>	: Moyen	: 4.4	: 2.9	: 12.7
BLOC 11/C <sub>1</sub>	: "	: 4.5	: 11.3	: 50.8
BLOC 12/C <sub>1</sub>	: Pauvre	: 3.9	: 9.6	: 37.4
		<u>8</u>	<u>:</u>	<u>:</u>
		4.2	23.8	: 100.9

Corps N°3.

BLOC 13/C <sub>2</sub>	: Moyen	: 7.6	: 3.2	: 24.3
BLOC 14/C <sub>2</sub>	: "	: 5.2	: 4.8	: 25.0
BLOC 15/C <sub>2</sub>	: Pauvre	: 3.1	: 9.3	: 28.8
BLOC 16/C <sub>2</sub>	: "	: 3.0	: 7.8	: 23.4
		<u>:</u>	<u>:</u>	<u>:</u>
		4.0	25.1	: 101.5

QUARTIER NORD

CORPS N° 4	BLOC 17/C <sub>2</sub>	2.8	10.7	30.0
CORPS N° 5	BLOC 18/C <sub>2</sub>	2.0	3.3	6.6
CORPS N° 6	BLOC 19/C <sub>2</sub>	2.5	27.9	69.8
CORPS N° 7	BLOC 20/C <sub>2</sub>	26.5	5.2	137.8
CORPS N° 8	BLOC 21/C <sub>2</sub>	3.4	12.3	41.8
CORPS N° 9	BLOC 22/C <sub>2</sub>	3.6	4.7	16.9
CORPS N° 10	BLOC 23/C <sub>2</sub>	3.0	3.05	9.1
		4.6	67.2	312.0

SEUL LE BLOC 7 A UN MINERAI  
RICHE, TOUS LES AUTRES ONT  
MINERAI PAUVRE.

QUARTIER SUD-OUEST.

		10 <sup>3</sup> t	Kg		
CORPS N° 11	3.0 Gr/t	84.2	256.6	Pauvre	BLOC N° 24/C <sub>2</sub>
CORPS N° 12	4.0 "	27.4	109.6	Moyen	BLOC N° 25/C <sub>2</sub>
		3.2	111.6	362.2	

RESULTATS DU CALCUL DES RESERVES.1/Quartier Centrale

Type de minerai	! categorie ! reserves !	! Reserves ! minerai en : ! 10 <sup>3</sup> .tonnes !	! Reserves ! OR en Kg !	! Teneur en: ! g/t !
Riches	C <sub>1</sub>	47,8	618,1	12,9
Mediocres	C <sub>1</sub>	46,7	236,3	5,1
	C <sub>2</sub>	17,2	98,5	5,7
	C <sub>1</sub> +C <sub>2</sub>	63,9	334,8	5,2
Pauvres	C <sub>1</sub>	23,3	88,0	3,8
	C <sub>2</sub>	.	52,2	3,1
	C <sub>1</sub> +C <sub>2</sub>	40,4	140,2	3,5
8				
TOTAL Quartier	C <sub>1</sub>	117,8	942,4	8,0
	C <sub>2</sub>	34,3	150,7	4,4
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	152,1	1093,1	7,2

2/Quartier Nord.

Riches	C <sub>2</sub>	5,2	137,8	26,5
Pauvres	C <sub>2</sub>	62,0	174,2	2,8
TOTAL: QUARTIER-NORD	C <sub>2</sub>	67,2		3,2
<u>3/Quartier Sud-Ouest.</u>				

Mediocres	C <sub>2</sub>	27,4	109,6	4,0
Pauvres	C <sub>2</sub>	84,2	252,6	3,0
TOTAL QUARTIER S-W	C <sub>2</sub>	111,6	362,2	3,2

CLASSEMENT DES RESERVES EN TROIS CATEGORIES:

		1/Riches	2/Mediocres	3/Pauvres
		X1000.t	Kg	Gr/t
Riches:	C <sub>1</sub>	47,8	618,	12,9
	C <sub>2</sub>	5, 2	137,8	26,5
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	53,0	755,9	14,3
<hr/>				
Mediocres	C <sub>1</sub>	46,7	236,3	5,1
	C <sub>2</sub>	44,6	208,1	4,7
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	91,3	444,4	4,9
<hr/>				
Pauvre:	C <sub>1</sub>	23,3	88,0	3,8
	C <sub>2</sub>	163,3	479,0	2,9
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	186,6	567,0	3,0
<hr/>				
TOTALE GISEMENT:				
		117,8	942,4	8,0
	C <sub>2</sub>	213,1	824,9	3,9
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	<u>330,9</u>	<u>1767,3</u>	<u>5,3</u>

Les reserves totales du gisement se subdivisent en deux categories de minerais

1/Minerais oxydés: 194000.t titrant:6,6g/t SOIT:1286,9Kg Or  
 2:Minerais sulfurés 136300.t titrant:3,5g/t SOIT:480,4 Kg Or

REMARQUES:

Presque la grande partie des minerais oxydés ont été localisés dans le quartier centrale.

L'état de connaissance du gisement:les reserves en minerai riche sont reconnues pour le quartier centra] en categorie industrielle C<sub>1</sub> ALORS que pour les autres quartiers En C<sub>2</sub>;

Situé à une distance d'environ 300 mètres du quartier central, il se trouve dans le prolongement de la structure anticlinale qui contrôle la minéralisation. Les corps constituant ce quartier sont en affleurement aux niveaux 200 et 190 m; ils sont pratiquement parallèles et plongent avec une pente d'environ de 30°.

CORPS N° 11.

Le corps s'enfonce de 100 à 140 m dans les granito-gneiss .

CARACTERISTIQUES

Superficie	34 000 m <sup>2</sup>
Puissance	1,9 m
Reserves minerai	84 200 t
Reserves métal	252,6 kg
Teneur moyenne	3 gr/t

CORPS N° 12

Se trouve de 2 à 5 mètres au dessus du corps N° 11

CARACTERISTIQUE

Superficie	7 000 m <sup>2</sup>
Puissance	,3 m
Teneur	4gr/t
Reserves metal	109,6 kg
Reserves minerai	

Remarque: Sur ce quartier les reserves sont reconnues essentiellement en catégorie C<sub>2</sub>. La délimitation des contours des corps minéralisés s'est effectuée à partir de sondage profond uniquement. Ce qui donne généralement une précision des calculs de réserves peu rigoureuse.

## II - PARTIE : EXPLOITATION

### 1/Introduction

Le gisement de Boudouaou peut être divisé en plusieurs gisements qui sont du point de vue exploitation indépendants. Ce gisement se présente comme un gîte de troisième catégorie de part ses réserves et son importance ; donc une première remarque s'impose : la durée de vie sera assez courte, les investissements par contre ne doivent pas être très importants. La minéralisation s'est effectuée sous forme de gîtes lenticulaires. Il existe 12 lentilles, qui sont situées dans les trois quartiers principaux ; centrale, sud - ouest et nord. Les réserves en métal sont inégalement réparties dans ces trois quartiers. Dans le seul quartier central nous avons les 3/5 des réserves métal, qui sont reconnues en catégorie industriel (C<sub>1</sub>) alors que dans les autres, les réserves sont seulement reconnues en catégorie (C<sub>2</sub>). Leurs positions spatiales diffèrent ; d'une lentille à une autre, on peut utiliser par exemple dans un même quartier des méthodes très différentes, d'exploitation. J'ai exposé dans la première partie les fiches techniques de chaque quartier, ainsi que certaines remarques à partir de ces fiches. J'essaierai de proposer des méthodes d'exploitation pour chaque lentille. Mais vu ce qui a été dit plus haut, je développerai l'exploitation des gîtes riches et dont l'exploitation facile dans une première période nous permet de réinvestir, à partir du métal récupéré, dans les autres parties du gisement.

### 2/Choix des méthodes d'exploitation :

Parmi les méthodes d'exploitation possibles, il est impératif de choisir, celle qui peut donner satisfaction à chacune des contraintes imposées par :

- a) la forme du dépôt du minerai,
- b) la nature et l'importance du recouvrement stérile,
- c) le choix de la méthode d'exploitation,
- d) la nature et l'importance du matériel à utiliser,
- e) les conditions économiques d'exploitation,
- f) les conditions humaines (pour notre cas il n'existera pas problème de main d'oeuvre, car nous sommes dans la région Nord du pays, peuplée).

.../...

La forme des "filons" minéralisés : Ici plusieurs cas se présentent à nous. Notre gisement est un gisement hydrothermal, avec une minéralisation irrégulière (Cf. cartes annexes coupes géologiques). Les lentilles sont très différentes les unes par rapport aux autres, du point de vue tonnage, teneur etc...

### 3/Etude détaillée :

Le quartier Nord ; Sud-Ouest, et central possèdent une teneur moyenne 5,3 g/t. Ce qui classe notre gisement par rapport aux gisements exploités dans le monde (Cf. tableau ) en catégorie moyenne ; (pour la teneur seulement).

- Quartier central : Les réserves sont calculées en catégorie C<sub>1</sub>. Le total des réserves de minerai sont évaluées à 152 100 t. : 1093,1 Kg de métal avec une teneur moyenne 7,2 g/t. Nombre de lentilles 3.

- Quartier Nord : Toutes les réserves sont calculées en catégorie C<sub>2</sub> et sont très inférieures à celles du quartier central. Les lentilles sont diversement situées en affleurement et dans le sous-sol, leurs exploitations posent des problèmes, dans le choix de la méthode et des moyens à mettre en usage. Les réserves s'élèvent à 67 000 t. de minerai, pour 312 Kg<sup>de métal</sup> contenus et une teneur moyenne de 4,6 g/t. Nombre de lentilles : 7.

- Quartier Sud - Ouest : Avec le même ordre de grandeur, en réserve métallique, ce quartier possède par contre une teneur moyenne faible 3,2 gr/t. Les réserves sont calculées en catégories C<sub>2</sub>, minerai 111 600 t. métal 362,2 Kg. Nombre de lentille : 2

#### Total des réserves des 3 quartiers :

- Minerai : 152 100 + 67 200 + 111 600 = 330 900 t.
- Métal : 1093,1 + 312 + 362,2 = 1 767,3 kg d'or
- Teneur moyenne : 5,3 gr/t.

D'après cette description, j'essaierai de dégager les éléments essentiels d'un programme d'exploitation et d'application facile, et dont le coût rapporté à 1 tonne de minerai, pour ce modeste gisement, <sup>de métal</sup> minimisé autant que possible.

Je baserai mon étude sur certaines données que j'ai pu recueillir à la SONAREM, dans les mines que j'ai visité pendant mes stages ainsi que d'autres informations basées sur l'expérience mondiale et publiées dans des revues.

.../...

En regardant de près et après une analyse rationnelle des données. On remarque que le quartier central est le plus important. Je baserai l'essentiel de cette étude sur ce quartier, car facile à exploiter, et recelant une grande part des réserves en métal.

a/Importance de l'entreprise envisagée :

Vu les informations recueillies de l'étude géologique et aussi l'espoir qu'on place dans les recherches pour aboutir à la confirmation de certaines réserves en catégorie C<sub>1</sub> ou B<sub>1</sub> et la découverte d'autres gîtes minéralisés.

En prenant considération de notre unité de traitement.

De part l'expérience de certaines carrières et mines existantes en Algérie du Nord on peut estimer à 260 j/an le nombre de journées travaillées effectivement.

Pour des raisons sociales et économiques, notre mine doit avoir un minimum de 8 à 10 ans de vie.

En considérant toutes ces contraintes, je prends une durée de vie minimum de 8 ans.

Je pose par hypothèse, vue les méthodes que je vais utiliser que le taux de salissage  $s = 5 \%$  et taux de perte  $= 2 \%$

Le rapport  $\frac{Q_e}{Q_g} \neq 1$  ( $Q_e =$  tonnage extrait, .  
( $Q_g =$  tonnage géologique.

L'échelle de notre entreprise sera :

Durée de vie 8 ans

Tonnage qu'on espère extraire : 330 900 t/an.

Production annuelle théorique :

330 900 t : 8 = 42 612,5 t/an

soit :

42 612,5 : 260 = 163 t/j

On peut miser sur une production journalière de l'ordre 150 à 200 t/

b/Travaux miniers envisageables :

Dans notre cas : nous avons des travaux de carrière, donc nécessitent de préparer la découverte du gîte par des engins appropriés pour ce mode d'exploitation.

Des travaux pour exploiter les lentilles souterraines, par des méthodes différentes, suivant la particularité de chacune d'elles. Les moyens seront différents de ceux utilisés par découverte. Donc on doit s'attendre à des dépenses supplémentaires. Ce qui va se répercuter sur le coût à la production d'une tonne extraite.

.../...

D'après ces observations, on serait amené inéluctablement dans un premier temps à faire une exploitation sélective, chose qui est facilitée par la position de chaque lentille minéralisée et qui fait que l'exploitation de chacune d'elle se fait indépendamment.

Les roches encaissantes dans presque toutes les lentilles sont des granito-gneïss et para-gneïss, les roches sont donc dures et stables ; c'est d'ailleurs le facteur commun des deux types de lentilles celles qui affleurent et celles qui plongent sous-terre. On peut par l'exploisif exploiter les découvertes et les souterrains.

Classement par catégorie suivant le mode d'exploitation envisagé .

Je classe en catégorie I les gîtes riches et exploitables, à ciel ouvert en catégorie II les gîtes dont les minerais sont de teneur moyenne ou élevée mais nécessitant une exploitation souterraine, en catégorie III les lentilles dont le minerai est pauvre et l'exploitation s'effectue par travaux miniers souterrains.

-----  
Catégorie I :

	Total minerai en tonne	total métal en kg	teneur moyenne
lentille 1 } lentille 2 }	127 000	991,6	12,8gr/t

-----

Catégorie II :

lentille 3			
lentille 7	51 600	256,2	3,62gr/t
lentille 9			

-----

Catégorie III :

lentille 4			
lentille 5			
lentille 6			
lentille 8	158 850	519,7	3,05gr/t
lentille 10			
lentille 11			
lentille 12			

-----

Teneur moyenne totale : 5,3 gr/t.

C/L'exploitation :

Lentille N° 1 d'après les caractéristiques que j'ai énumérées plus loin on peut exploiter cette lentille par découverte.

Eléments permettant justement son exploitation à ciel ouvert :  
superficie de couverture  $S_d = 20\ 000\ m^2$

$$(S) \text{ taux de découverte} : \frac{1}{5} = \frac{\text{Puissance minerais}}{\text{Puissance stérile}}$$

D'après l'expérience mondiale 5 pour l'or est d'environ  $\frac{1}{20}$  pour une teneur moyenne du gisement supérieur à 5,5 gr/t.

Nombre de m<sup>3</sup> de stérile à déplacer 550 000 m<sup>3</sup> environ,

Soit en considérant une moyenne 2,5 du poids volumique des roches en place :  $\frac{550\ 000}{2,5} = 200\ 000\ t.$  stérile.

En se référant à la carrière de MRAS - MA dont les travaux en cours consistent à faire des travaux préparatoires. Pour une semaine de 5 jours. Le déblayement <sup>se fait</sup> à raison de deux postes par jour. (4 h.12 h. et 12h.8h.)

on a 12 000 t/mois.

Le déblayement total durera donc 18 mois (si les travaux consistent seulement à effectuer des travaux de découverte). Le recouvrement du gîte est constitué de terrains actuels et de broussaille. L'utilisation des explosifs est limitée voir nul, seul un bulldozer des pelles chargeuses et des camions seront utilisés.

Durée pour enlever tout le minerai en place ou à 103 200 t.  
En prenant comme base une production journalière de 150 t. on a :  
 $103\ 200 : 150 = 688\ j$

Donc on extraira tout le minerai en place au bout de 2 ans, 6 mois.  
Pour cette lentille on peut estimer à 4 ans pour extraire totalement le minerai (1 an 6 mois pour la découverte et 2 ans 6 mois pour l'exploitation)

Lentille N° 2

Cette lentille se placant au dessus de la lentille N° 1 possède un taux de découverte très faible (2 : 1).

En se basant sur les même calcul que précédemment pour une surface de couverture :

$$S_{d2} = 60\ 000\ M^2$$

Le nombre de mètre cube à déplacer : 60 000 M<sup>3</sup>

Réserves du corps 23 800 t.

Tonnage de stérile à déplacer : 24 000 t.     .../...

Durée du déblayement du stérile : 2 mois

Durée pour prendre le minerai en place 150 t/j soit : 7 mois

Durée d'exploitation de la lentille : 9 mois.

Le taux de découvrément à lui seul ne suffit pas, déterminons le taux de découverte qui nous fixe réellement sur la possibilité d'exploiter à ciel ouvert.

Pour la lentille N° 1

Ce taux de découverte : (t)

$$t_1 = \frac{550\ 000}{103\ 200} \cdot 5,35 \text{ m}^3/\text{t}$$

$$t_2 = \frac{60\ 000}{23\ 800} \cdot 2,50 \text{ m}^3/\text{t}$$

En mettant en relation le coefficient le taux de découverte au prix de revient de l'exploitation à ciel ouvert et souterraine, de l'enlèvement du m3 de stéril déplacé.

En connaissant : le prix de revient de la tonne du minéral dans l'exploitation souterraine (a)

Le prix de revient de la tonne du minéral dans l'exploitation à ciel ouvert (b).

Le prix de revient du m3 de stérile déplacé (c).

q : les réserves exploitables du gisement.

La limite de rentabilité de l'exploitation à ciel ouvert et de l'exploitation souterraine.

$$a = (C + b) = \frac{V}{Q} \quad (1)$$

$$L_1 : \frac{V}{Q} = 5,35$$

$$(1) \text{ devient : } a = b + 5,35 C.$$

En se basant sur l'exploitation souterraine d'Ain Barbar le prix de revient /tonne : 60 DA/t.

Pour l'exploitation à ciel ouvert d'Ismael (AZZABA).

Le prix de revient / tonne

Minerai	14 DA
Stérile	8 DA

On a :

$$\frac{a - b}{c} = \frac{60 - 14}{8} = 5,75$$

.../...

Pour (L1) nous voyons que nous sommes dans la tolérance :

5,75 est supérieur à 5,35

l'exploitation à ciel ouvert est suffisamment concevable.

L2 :  $\underline{V} = 2,50$  ; largement acceptable pour envisager son exploitation à ciel ouvert.

Détermination des paramètres de l'exploitation :

Selon la position des lentille (1) et (2) on est amené à les exploiter par gradins.

Angle du gradin :

D'après le choix de la hauteur on détermine l'angle du talus, car la hauteur et l'angle du talus sont liés.

L'angle est fonction de la stabilité du talus. On doit tenir compte que le gradin est soumis aux intempéries. Il existe plusieurs manières de déterminer celui-ci, on appliquera la méthode de MASKOW, car elle possède un coefficient de sécurité élevé.

D'après Maskow

$$\text{tg } \alpha = \frac{10 c}{h \gamma_0} + \text{tg } \psi$$

c = cohésion du terrain

$\psi$  = angle du talus naturel

h = hauteur du gradin

$\gamma_0$  = poids spécifique du matériel.

Pour déterminer C et  $\psi$ , on se base sur les résultats données au laboratoire.

On sait par ailleurs d'après Coulomb que la résistance au cisaillement.

$$\tau = \delta \text{ tg } \psi + c \quad (\text{valable pour les petites valeurs.})$$

$\tau$  = résistance au cisaillement

$\delta$  = contrainte normale

On fera l'expérience suivante :

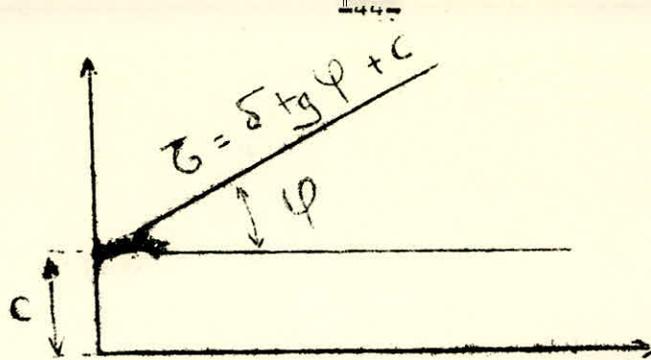
On applique une charge verticale sur l'échantillon et à l'aide de la charge précédente et de la courbe étalonnée, donnée par le constructeur on détermine la force qui agit latéralement :

$$\tau = \frac{\text{Force latérale}}{\text{surface échantillon}}$$

$$\delta = \frac{\text{force verticale}}{\text{surface échantillon}}$$

Une fois  $\tau$  et  $\delta$  déterminés, on peut déterminer la droite de coulomb, qui nous donne directement  $\psi$  et C

.../...



C'est une façon de déterminer correctement l'angle de talus. Le terrain au dessus du minerai est homogène, granito-gneiss. L'expérience montre que  $\alpha = 50^\circ$  est un angle admissible pour ce genre de terrain (mais il est nécessaire d'effectuer des essais au laboratoire), notre département n'est pas muni de matériel nécessaire pour l'expérience.

Comme on a posé un taux de salissage très faible on prend un angle généralement supérieur :  $70^\circ$ .

#### Plan de tir :

Pour que l'angle de gradin soit constant, on doit forer des trous inclinés ; car on aura des avantages non négligeables pour le bon déroulement des opérations.

- 1) Meilleure sécurité pour le personnel et les pelles,
- 2) L'utilisation des trous de tir de cette manière confère à l'explosif une action plus énergique ; qui donnera une fragmentation des roches, et la partie inférieure ne donnera pas de gros blocs.
- 3) Suppression de l'ébranlement des ondes de chocs. Il n'y aura pas de fissures.
- 4) L'augmentation de la dimension des mailles permet un faible métrage des trous de mines. Par conséquent un gain en explosif.
- 5) On peut diminuer le diamètre des trous.
- 6) La foration dans le gradin inférieur est plus faible car la roche est moins perturbée.

#### Schéma de tir :

Une disposition en quiconce sur deux rangées, nous permet une bonne fissuration des roches en place.



Pour déterminer la ligne de moindre résistance on doit comparer notre schéma de tir aux expériences déjà réalisées sur un terrain présentant la même structure.

On doit déterminer  $b$  et l'écartement entre les 2 trous de mines, dans notre cas, les roches sont dures, l'écartement doit être faible :

$$W = b = 1 \text{ m}$$

Distance entre deux rangées de tir

$$C = K_e \times a$$

$K_e$  coefficient dépendant de la roche

$$C = a = b$$

(c) étant une valeur pratique.

Diamètre du trou

$$D = K_p \cdot d.$$

$d$  = diamètre de la couronne (Atlas Copco) 57 à 64 mm.

- Détermination de la profondeur supplémentaire  $h$  :

Pour obtenir un effet meilleur on perfore à une distance

$$H + h$$

Pratiquement on détermine  $h = 0,3 W$

$$h = 0,3 \text{ m}$$

- Longueur de bourage :

Pour éviter les projections, on évite de charger le trou de mine sur toute la profondeur, on laisse alors une portion qui servira de bourage

$$l = 0,75 W$$

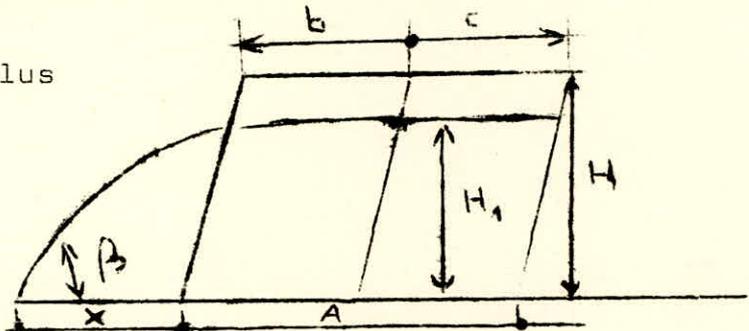
$$l = 0,75 \text{ m pour } W = 1 \text{ m.}$$

- Détermination de l'angle de roche à abattre

Gradin 9 m

$H_1$  = hauteur du talus

$$H_1 = 0,8 H$$



Soit la formule expérimentale

$$X = 2 \left( K_p \frac{H}{H_1} - 1 \right) A$$

.../...

X = largeur à abattre

A = largeur de la tranche en place

D'après le plan de tir

$$A = b + c = 1 + 1 = 2 \text{ m}$$

Kp = 1,4 pour les roches dures

$$X = 2 \left( 1,4 = \frac{H}{0,8H} - 1 \right)$$

$$X = 3 \text{ mètres}$$

$$\text{Longueur totale } Y = X + A$$

$$Y = 3 + 2 = 5 \text{ m}$$

$$\text{Tg } \beta = \frac{5}{9} \quad \implies \beta = 24^\circ$$

Gradin 6 m :

$$\beta = 39,8^\circ$$

Pour des raisons techniques et économiques, je propose une exploitation en gradin de 6 m ; car  $\beta_6 > \beta_9$ , la perforation s'effectue plus vite c'est à dire la vitesse par mètre est grande ; car au delà de 7 m la V/m diminue.

#### Méthode et moyens d'exploiter L<sub>1</sub> et L<sub>2</sub>

Le minerai à exploiter se trouve essentiellement dans du granito-gneiss cataclasés et des schistes plissés. On a remarqué que la concentration d'or se trouve dans des produits de la métasomatose (quartzites, bancs graphitisés ou charbonneux quartzifères). Ces observations permettent au chef mineur lors des travaux préparatoires et d'extraction de suivre sensiblement la minéralisation et de diminuer les taux de salissage et de perte.

La méthode d'exploitation à ciel ouvert par "gradins droits" consiste à abattre le minerai suivant les tranches comprises entre deux plans horizontaux de différence de cote donc de hauteur de gradin qu'on a déterminé à 6 m. On obtient ainsi une évacuation sous forme de banquettes planes et horizontales se succédant à des niveaux différents. Le pan à abattre au front d'un certain gradin est décalé du front du gradin immédiatement au dessous ; sur une distance telle qu'elle permet l'évacuation du minerai abattu dans de bonnes conditions de sécurité, l'espace est suffisant pour permettre aux engins des manoeuvres sans difficultés. Les voies de desserte seront constituées par deux pistes assez larges qui desserviront les gradins à chaque niveau (une pour évacuer le minerai, l'autre le stérile).

Attaque d'un gradin :

a) Elle doit se faire à partir de la voie de desserte de la façon suivante :

Dans ce cas la voie de desserte doit être une piste permettant à 2 camions un croisement aisé, une largeur de 10 m serait la bonne solution.

Ceci étant supposé réalisé jusqu'au niveau de base du futur gradin, on procédera à l'élargissement dans ce niveau même de façon à obtenir une percée dans le rocher en forme d'amphithéâtre, qui s'agrandit au fur et à mesure des tirs. Les stériles seront évacués non loin du chantier (si possible avec les pelles chargeuse). Le minerai serait dirigé vers la station de concassage ou de stockage.

b) Avancement : Il pourra se faire parallèlement à la ligne de niveau.

c) Travaux préliminaires : réalisés à un niveau supérieur aplani qui permettra l'accès à la foreuse d'une part, et d'autre part de découvrir le gîte minéralisé.

Matériel nécessaire pour ce type de travaux.

DESIGNATION	Nombre;	Prix unitaire	Prix total
-Foreuse	1	27 315	27 315
-Compresseur 10 m3/mn	2	66 420	132 840
-Chargeuse	4	154 290	617 160
-Marteau perforateur	2	1 251	2 502
-Bull-Dozer	1	156 630	156 630
-Pompe d'exhaure	2	9 000	18 000
-Transformateur	1	10 000	10 000
-Camion à benne	3	80 000	240 000
			1.204.447

.../...

II - Personnel nécessaire :

Main-d'oeuvre :

- 3 chauffeurs
- 2 foreur, et aide
- 2 (marteaux piqueur)
- 1 pour Buldozer
- 5 entretien et 2 ouvriers machinistes (pelles).

Nombre total carrière : 15 ouvriers + 1 Chef mineur +  
I Ingénieur + 1 topographe + 1 géologue.

-----ooo000ooo-----

Après cette première phase d'exploitation à ciel ouvert, les travaux géologiques s'effectuent parallèlement pour préciser en catégorie industrielle C1 les autres gîtes minéralisés.

On peut seulement énumérer les méthodes possibles pour chaque lentille et estimer certains paramètres technico-économiques.

### Catégorie II

#### Lentille N° 3

Il est nécessaire de déterminer la puissance véritable, elle peut être dans une certaine mesure être exploitée à ciel ouvert, car se situant sur le même quartier, on peut la considérer comme le prolongement de la lentille N° 2 avec un décollement vers le bas.

Dans le cas, où la première méthode s'avère non rentable d'après les paramètres qu'on s'est fixés pour les lentilles I et 2. Alors au niveau 280 (schiste phyllitique) on tracera une galerie de base et aboutissant au puit 8 qui servira à l'aération. On étudiera la possibilité d'utiliser les travaux miniers déjà en place, l'abattage s'effectuant à l'explosif et au marteau piqueur. La foration des trous de mine s'effectuera avec un marteau sur béquille pneumatique.

#### Lentille N° 4

Pouvant être exploitée par découverte, car la puissance de couverture varie de 10 à 20 m.

Vue sa faible réserve 10 700 t. avec une teneur 2,8 gr/t. Nous l'exploiterons que dans une seconde période.

Si le rapport  $\frac{Q}{V} > \frac{a-b}{c}$ . On pourra l'exploiter par galerie, à partir du puit 34 (on a remarqué que depuis les sondages les parois des puits de sondage tiennent bien). Pour limiter les investissements dans une lentille de réserves ne dépassant pas quelques mois d'exploitation, on utilisera la méthode dite "piqueurs".

#### Description de la méthode :

L'exploitation se fait au marteau-piqueur, cette méthode ressemble à la méthode par chambre et piliers. L'outil et la technique d'abattage seuls sont différents.

Partant des galeries principales que nous creuseront à partir du puit 34. On découpe au marteau piqueur des piliers de 6 m X 6, Le piqueur à l'avantage de n'abattre autour du minerai que le minimum  
.../...

de stérile nécessaire pour suivre la couche minéralisée, le découpage des piliers nous permet d'éviter le risque de laisser enfermer une poche de minerai dans un massif stérile.

Le stérile abattu pour le passage des ouvriers est laissé sur place sous forme de piliers de soutènement. On abattra à l'explosif après une rentrée de 2 - 3 m dans le minerai. L'abattage est extrêmement sélectif, et que seul le piqueur le permet. Le mineur (ouvrier piqueur) "cure" dans un premier temps les poches exploitables du front et dans un second temps, on abat les parties pauvres restées en arrière pour avoir à nouveau un front lisse.

Cette méthode est artisanale mais qui nous procure beaucoup d'avantages. Les services annexes roulage, extraction sont réduits.

Possibilité de trier à la main d'où diminution du taux de salissage.

Emploi une main d'oeuvre presque exclusivement,

Le taux de récupération peut être supérieur à la carrière.

Le puit 34 peut servir de puit d'aération, et nous creuseront alors une galerie à partir du niveau 235 l'extraction sera facilitée.

Marteau piqueur Atlas KV 738

Berline : capacité 600 l.

Compresseur 10 M3/mn

Trévil

Nombre d'ouvriers 7 + 1 porion.

#### Lentille N° 5 :

D'une importance encore plus faible que L4, on l'exploitera de la même manière que L4.; mais vu son pendage plus important, l'extraction sera plus difficile. L'aération sera dans un premier temps assurée par des compresseur, mais lorsque les travaux de galerie aboutiront au niveau 265 on joindra la galerie de sondage, qui aboutit au puit P.9.

Le matériel utilisé pour L4 sera transplanté à L5, lorsque la première lentille citée est totalement épuisée.

#### Lentille N° 6 :

Se situant à 40 m de la surface du sol, le pendage est assez doux pour pouvoir appliquer une méthode artisanale. La méthode dite taille mince. Cette méthode consiste à ne prendre à l'explosif que la veine intensément minéralisée. Vu que notre veine possède une...

continuité régulière cette méthode est convenable.

Nous procéderons des travaux préparatoire à partir de la galerie principale qui sera menée à partir du puit construit au niveau du sondage S 14 pour pouvoir l'utilisé également pour la lentille N° 7.

Caractéristique du puit :

Section =

Profondeur = 45 mètres

Au niveau 40 on construit la galerie principale, les secondaires seront tracées tous les 70 m (voir fig).

Ces galeries sont faites au mur de la couche, si possible 3 M plus bas.

Des tertiaires ou boyaux seront percées de 10 en 10 m. Ces boyaux sont prix en taille mince. C'est à dire : l'exploitation de la couche se fait sur 3 m, puis installation de voie.

L'exploitation n'a lieu que lorsqu'on aura tracé les boyaux, en rabattant sur la secondaire en gradin de 50 cm X 1 m.

Abattage : Marteau piqueur Atlas BBD 12 LH 11 Kg.

On utilisera des explosifs (nitraté) ordinaire

Diamètre des trous de mines 22 mm.

Déblayage : peut-être fait à la main, comme la précédente déjà citée cette méthode fait appel à un strict minimum de matériel.

Lentille N° 7 :

C'est l'une des plus riches lentilles du gisement de BOUDOUAOU. On employera la méthode "piqueur" qui permet une bonne récupération, donc un faible taux de perte.

Le puit 36 servira d'aération, puisque nous utiliserons, le puit A construit pour aboutir à la lentille 6.

Lentille N° 8 :

Elle se trouve au contact des schistes et les gneïss, le toit sera moins résistant que pour les autres lentilles. Mais un boulonnage sera suffisant pour la bonne tenue du toit. avec sa pente douce Son exploitation ne posera pas de problème particulier.

Le matériel de base à utiliser sera le plus simple pour les raisons que nous connaissant, durée de vie assez faible, réserves très limitées.

.../...

Lentille N° 9 :

Vue sa position spatiale et la couverture moyenne des morts-terrains 10 - 15 m on est tenté de proposer une exploitation à ciel ouvert. Mais un simple calcul nous incite à l'exploiter par descenderie et travaux miniers souterrains.

En effet : la superficie moyenne est 2500 m<sup>2</sup>

On peut estimer à 40 000 m<sup>3</sup> le stérile à déplacer.

On remarque que :

$$\text{le rapport } S = \frac{1,5}{15} = 10$$

$$\text{et que } \frac{Q}{V} = 8,5$$

Ce dernier rapport nous montre que l'exploitation par souterrain est préférable.

Lentille N° 10 :

C'est une lentille qui n'a pas été reconnue avec précision. Ses réserves sont assez faibles pour envisager son exploitation, dans un avenir immédiat.

Lentilles N° 11 & 12 :

Classées dans la catégorie III pour leur éventuelle exploitation. Ces deux lentilles ne présentent pas de difficultés particulières dans le domaine technique, les toits des galeries tiennent bien, un boulonnage des galeries d'extraction est suffisant. Vu leur position, elles doivent être exploitées ensemble par travers banc ou galeries légèrement pentées (la pente est inférieure à 10°). Une étude particulière pour déterminer les différents paramètres techniques pour le mode d'exploitation de chaque partie du gisement (Les deux lentilles varient dans leur forme).

COMPOSITION MINERALOGIQUE DU MINERAI

8

MINERAUX	TENEUR EN %
Sericite	33.85
Feldspath	23.45
Hydromica	22.26
Quartz	12.16
JAROSITE	5.34
Kalinite	(0.76)
Scorodite	0.50
D'autres agregats	0.38
Agregats	0.29
Agregats Be Mica	0.19
Apatite	0.05
Sulfides	0.03

Dans les agregats il existe du quartz, des sulfide, minéraux de mica, hydroxides de fer, jarosite.

COMPOSITION CHIMIQUE DU MINERAI.

COMPOSANTS	TENEUR EN %	COMPOSANTS	TENEURS EN %
SiO <sub>2</sub>	66,8	MnO	0,04
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	16,25	H <sub>2</sub> O-	0,35
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,41	H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	(1,21)
FeO	traces	CO <sub>2</sub>	traces
CaO	0,5	As	1,62
MgO	1,0	Sb	0,02
TiO <sub>2</sub>	0,5	Cu	0,02
Na <sub>2</sub> O	0,22	Pb	0,11
K <sub>2</sub> O	4,0	Zn	0,01
SO <sub>3</sub>	0,38	Au	13,7 gr/t
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Néant	Ag	de 1,5 à 3 gr/t
S(sulfides)	0,05		

Nota: l'OR et l'Argent sont déterminés par l'analyse des métaux précieux. (LA teneur des composants du minerai a été déterminée par le SNEGRI (Moscou, Urss.))

QUELQUES RESULTATS DES DONNEES DE L'ANALYSE SPECTRALE SEMI-QUANTITATIVE

Ag.....0,0003 ± 0,0001

AS.....(+) de 1%

Cu;.....0,015 ± 0,001

Pb.....0,3 ± 0,001

Sb.....0,07 ± 0,02

Zn.....(----) ± 0,082

Ca.....0,007 ± 0,002

ETUDE MINERALOGIQUE DU MINERAI

1/Etude de lames minces

Les lames étudiées représentent statistiquement les roches de l'échantillon étudié dans la partie traitement. Au nombre de 8, leur réalisation a été confiée au laboratoire SONAREM. Les lames sont numérotées de A à H.

2/Fiches techniques

-Lame A

Minérale opaque : forme ( grain allongé à baguettes de  
( section losangique, probablement  
( de l'arsénopyrite.

- .Mica blanc (jaune à orange)
- .Quartz
- .Feldspath altéré en hydromica en forme de touffe d'altération
- .Filonnet de calcite.

-Lame B

Minéraux présents : Quartz à micro-brêches, c'est la région où le quartz a été broyé, et se forme à l'échelle de la lame mince, ces micro-brêches à quartz et calcite.

-Lame C

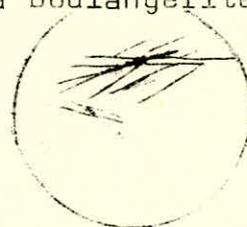
Minéraux : quartz écrasé.  
Nous remarquons des altérations ferrugineuses.  
Dans les fissures il existe surtout de la calcite.

-Lame E

Minéraux présents :  
Tourmaline : vert à vert foncé présente un polychroïsme.  
La tourmaline est en association avec la boulangérite.

La figure E présente des aiguilles  
Le minéral est difficile à déterminer.  
Ses caractéristiques optiques sont :

- .la figure est biaxiale
- .l'extinction est à droite
- .Le clivage n'existe pas, mais le relief est très élevé.
- .La coloration brune.(je suppose que le minéral présente les caractères de la boulangérite).



Minéraux essentiels :

Quartz-plagioclase (altération de sericite, grands cristaux trançonnés) en forme de mosaïque.  
calcite dans les veines de cementation.  
quelques paillettes de muscovite.  
La roche originelle est composée de gneïss à muscovite.

Lame F :

Provenant de roche quartzeuse.  
On peut observer les lamelles de Boehm (caractérisant une forme de pression dans le quartz).  
La roche est lardée de filonnets de calcite.

Lame G :

Observé :

Plagioclase altéré en sericite et trançonné type albite.  
Le quartz (écrasé) présente des figures en mosaïque.  
Paillettes de mica nombreuses, séricite très abondante.  
La roche est une mulonite type : R granitique à gneïss.  
La roche a subi une transformation cataclase.

Lame H :

.Calcite abondante en filonnet et grand cristaux.  
.Quartz (microcristallin).  
.Mica (sericite, mica d'altération).  
.Feldspath brisé : (plagioclase).  
.Roche d'origine granitique à Feldspath altéré

On peut remarquer des altérations ferrigineuse (minéral opaque, amorphe, magnetite probablement).

CONCLUSION :

Les lames observées proviennent de roches granitiques, feldspathiques, quartziques et des gneïss.

La calcite présente une altération des eaux souterraines ou hydrothermales. Elle forme un ciment entre les grains de quartz.

-----  
2/Sections polies : L'observation microscopique a montré surtout

les hydroxydes, les sulfoantimonures, pyrites, galène. L'or est très déssimulé dans les arsenopyrites et pyrite, son reflet se distingue difficilement.

## III Partie : TRAITEMENT

### I METHODES DE CONCENTRATION DE L'OR

Les facteurs influent dans le choix d'une méthode de traitement de l'or ne diffèrent pas de ceux des autres métaux . Dans la plupart des cas , pour n'importe quel gisement nous avons le facteur technique et le facteur économique , ce dernier pèse d'avantage dans toute décision . Mais lorsqu'il s'agit de l'or , vu le prix élevé par unité de poids . On doit procéder par une méthode de faisabilité raisonnable et crédible . Donc une analyse rationnelle s'impose dans la recherche de la méthode à appliquer .  
sur quels critères allons nous baser notre recherche .

Du point de vue technique , il n'y a pas de problèmes fondamentaux qui puissent nous limiter . Mais l'économie c'est à dire le coût , déterminera notre choix .

- Coût des opérations &  
Résultats qu'elles peuvent donner

ceux ci déterminent la meilleure réponse dans n'importe quel cas particulier et pouvant amener à une décision .

On peut se baser sur le schéma simple suivant

- 1/ Nature de la valeur du minéral
- 2/ Repertorier les méthodes de traitement crédibles en tenant compte de l'effet de la gangue sur le traitement ( Alcalinité, Fines , Dureté etc ... )
- 3/ Importance de gisement
- 4/ Prix comparatif de traitement par les différentes méthodes



l'eau régale ( acide nitrique + acide chloridrique) ainsi que dans le mercure sous forme d'amalgame. La principale propriété chimique intéressante pour l'industrie ; l'or est soluble dans une solution diluée de cyanure.

### 1) Gravimétrie

Historiquement, les premières méthodes de concentration de l'or ont été basées sur la densité élevée de ce métal. Ce processus fut largement employé, jusqu'à présent il existe des installations employant ce moyen de concentration, surtout pour les minerais de placers, la tendance actuelle <sup>est que</sup> ce moyen est couplé avec d'autres procédés permettant des récupérations plus élevées.

### 2) Amalgamation

La première méthode occasionne de grande perte en métal. On a recherché d'autres qui donnent un bon rendement. Dans la seconde moitié de 19<sup>e</sup> siècle on utilisa la propriété que le mercure possède pour dissoudre l'or, c'est le procédé d'amalgamation. Mais ce procédé n'est pas utilisable pour tous les minerais, pour les minerais contenant <sup>des</sup> sulfures aurifères (l'or <sup>est</sup> en solution solide) ou des tellures, ce procédé n'est pas efficace.

Il existe trois modes opératoires d'amalgamation:

#### par contact de surface

Un plateau d'amalgamation, incliné du 3 à 10° en cuivre, et animé d'un léger mouvement transversal un film de mercure est fixé sur le plateau. Une trappe à mercure recueille ce qui se détache des tables c'est l'amalgame Or - Hg.

#### - Par immersion:

Par barbottage de la pulpe dans un bassin de mercure, procédé au rendement faible.

### PAR BROYAGE:

Le cycle est assez long 16 H environ . Cette méthode demeure très utilisée.

### 3)Cloruration:

Parallèlement au procédé précédemment décrit pour traiter les résidus on utilise très souvent la cloruration à froid en présence d'eau. cette méthode est très peu utilisée; la cyanuration la remplace.

Pour la cloruration on procède généralement à un grillage, surtout pour les minerais primaires contenant soit des sulfures, des arsenures ou antimonures. La température de grillage  $T = 300^{\circ} \text{C}$  (en présence de  $\text{NaCl}$ ).

La bromuration est un procédé analogue à la cloruration.

### 4)Flottation:

Si on désire un préconcentré du métal précieux on peut utiliser la flottation.

PRINCIPE : On utilise la différence des propriétés physico-chimiques des minéraux pour leur séparation. Dans le procédé de flottation certaines particules minérales traitées par des corps spéciaux (réactifs de flottation) sont L'Or est difficile à flotter par suite de sa densité élevée. En général on fait précéder une flottation à l'or par une cyanuration.

### 5)Cyanuration:

C'est le procédé qui donne une bonne récupération d'or. La cyanuration est basée sur l'action des cyanures dans la dissolution préférentielle des particules métalliques d'or. On emploie en général soit du KCN soit du NaCN.

Une base alcaline de potassium calcium ou soude donne une stabilité chimique au composant. La principale différence de l'alcalinité des cyanures, c'est le coût de ces derniers. Le pouvoir de dissolution relative dépend surtout du pourcentage de radicaux cyanogènes (CN) présents dans la solution .

## II THEORIE GENERALE DE LA CYANURATION

### 1) Introduction :

C'est la méthode la plus importante pour l'extraction de l'or des minerais aurifères.

Le développement du processus est attribué à SCOTCHMAN, John Steward, Mc Arthur en collaboration avec les frères FORREST, la méthode fut introduite en 1890 en Afrique du Sud puis appliquée en Australie, au Mexique et U. S. A. Aujourd'hui plusieurs pays utilisent largement ce procédé.

Dans la cyanuration " intégrale " il existe en général quatre stades .

### 2) Préparation des minerais :

Dans le stade de fragmentation du minerai, il faut broyer finement pour pouvoir libérer l'or qui se trouve en solution solide dans les sulfures. Ce qui permet un dégagement de la surface d'attaque, et l'action des cyanures se fait rapidement. Ce qui entre autre rend les corps gênants inoffensifs. J'exposerai dans le paragraphe granulométrie plus de détails.

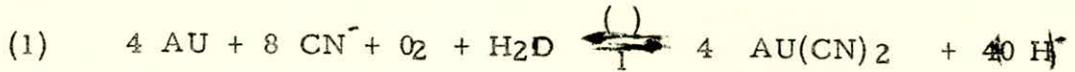
### 3) Dissolution de l'or

La vitesse de cette dissolution est fonction de la composition minéralogique du minerai et de la surface d'exposition . Elle est variable de 3 heures à 24H.

### 3.1. Chimie de la cyanuration

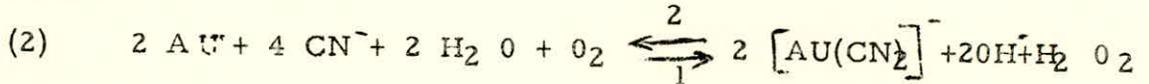
Elle est régie par la réaction globale d'Elser .

Pour l'or nous pouvons écrire.



Selon Bodlaender et de nombreux chercheurs récents , cette réaction se ferait en deux temps avec formation .

Intermediaire d'eau oxygénée :



La derivation theorique de l'equation (2) peut rendre compte quantitativement des faits experimentaux, F. HABASHI chercheur qui etudia la theorie de la cyanuration (1966) . Montre qu'a une concentration en cyanure faible le taux de dissolution des métaux précieux ne dépend que de la concentration en cyanure (élevée), ce taux ne dépend alors que de la concentration en oxygène.

Une valeur classique de ce taux trouvée pour l'or est de 3,25 mg/ cm<sup>2</sup> / heure.

### 4/ Pratique de la cyanuration

On déduit de ce qui suit, l'oxygène est élément indispensable. Il augmente le rendement et empêche la réduction de l'or dissout en or élémentaire. On peut utiliser , soit l'air soit l'oxygène sous pression, soit de l'eau oxygénée ou tout autre oxydant.

Les cyanures en solution dissolvent aussi les autres métaux: Fer, Cuivre, Nickel, Cobalt, Zine, Aluminum. La solubilité croit avec la concentration en cyanure, pour les métaux précieux , elle presente au contraire un optimum .

.../...

Selon Mc Laurin la solubilité maximum de l'or correspondrait, a une concentration en cyanure de 0,25% . Les chercheurs ont tenté de diminuer la quantité de cyanure utilisée et, de 1894 à 1920 , la consommation a été réduite de 90% . Cependant on est limité par la difficulté ultérieure de reprecipite l'or pur, l'optimum est atteint pour 0,05% si le PH. est supérieur à 10,3; on règle le PH par N a OH , le taux diminue lentement, tandis qu'avec de la chaux, ce taux diminue plus rapidement .

On aère donc la pulpe avec un léger excès de chaux pour prévenir l'oxydation des sulfures qui provoquerait la formation d'acide générateur de pertes en cyanure.

Le bois, l'huile, les graisses, le fer provenant du broyage en consommant de l'oxygène , diminuent d'autant la vitesse de dissolution.

On introduit souvent dans le broyeur les cyanures , car on peut mieux contrôler les dissolutions. Le traitement est en général séparé en deux circuits parallèles, l'un pour les sables ( 50% plus gros que 150 microns en general), l'autre pour les fins. La lixivation des sables se fait par percolation dans des bas ins pouvant contenir 850t, construit en bois, béton, ou acier ( diamètre jusqu'a 15 m et 5m de profondeur) avec lit filtrant d'étoffe , de natte. L'aération peut être améliorée par des transvasements à mi-operation ( cycle de 4 à 7 jours).

Les solution de cyanures sont de 0,05 à 0,10% de KCN pour l'or  
Le rapport solide - liquide est 2.3 à 3 .

Les fines inferieures à 150 microns sont traités par agitation dans des pachucas ou des super-agitateurs. Le rapport eau-solide est d'environ 1,2 et les solutions de cyanure plus diluées ( 0,01 % KCN pour l'or )

\* ( Le temps optimum pouvant être déterminé dans une station d'essai.)

### 5.2/ L'alcalinité :

Le réglage du PH dépend de l'alcalinité du minerai . Le PH est un élément contrôlant la dissolution de l'or dans les cyanures. J'ai travaillé dans mes essais à un PH = 10,5 , ce qui m'a permis d'avoir des résultats honnêtes sur le matériel rudimentaire que j'ai utilisé dans notre laboratoire, CIGEX à également fait des essais de cyanuration en réglant la solution à un PH = 10,3 - SNEGRI n'a pas mentionné dans son rapport de synthèse le PH de la solution utilisée mais vraisemblablement il a été ajusté à PH 8 puisque dans leur essais, il a utilisé la méthode de désorption de l'or et résines échangeuses d'ions " A - 2 ".

On utilise la chaux pour maintenir l'alcalinité de la solution la quantité utilisée de Ca O *varie* en général de 250 g à 2000 g par tonne de solution. Pour notre minerai on a calculé une consommation moyenne de 1800 g/t . Autres action bénéfique de la chaux elle agit sur les *impurés* ou substances indésirables.

### 5.3/ Solution :

Comme on vient de le voir le bon fonctionnement de la cyanuration dépend du facteur PH. Elle dépend aussi de la concentration de la solution et de la densité de la pulpe.

5.3.1/ Concentration : Généralement une solution forte contient environ 500 g d'équivalent en KCN pour 1M<sup>3</sup> d'eau c'est suffisamment fort pour le circuit de cyanure . Mais n'oublions pas que le cyanure est un poison car il dégage des fumées formées par évaporation dans la solution chaude( la fumée est une fonction croissante de la température). On utilise des solutions de KCN ou Na CN de 0,05 % à 1% .

.../...

500 g cyanure dans une tonne d'eau donne une solution concentrée de 0,05 % environ .

1000 g cyanure dans une tonne d'eau donne une concentration de 1% environ.

Pour qu'une solution ait une action de dissolution efficace, il faut prendre en consideration le facteur température car théoriquement l'or se dissout dans une solution cyanure à une température de (60°C)

### 5.3.2/ Densité :

Le maintient de l'efficacité maximum de la solution de cyanure dépend généralement de la densité du pulpe dans le circuit, car par exemple pour effectuer une desortion par resines échangeuses d'ions on procède par une densité égale 1,42 . Alors il faudrait ajouter l'eau au circuit pour maintenir l'équilibre ainsi que du Ca O et des cyanures même en quantité infimes.

Aussi la grande densité agit-elle sur la capacité de l'agitateur .

Pour Boudouaou dont la densité varie selon l'origine du minerai( primaire ou secondaire) 2,6 à 2,4 . Il faudrait 30% de solides et 70% de solution liquide.

### 5.3.3/ L'agitation :

Pouvant resulter d'une action mécanique, le mélange s'effectuant dans un reservoir circulaire de façon suffisante . Les agitateurs peuvent être de deux types et de construction différentes.

1° type : L'air provient d'une source indépendante

2° type : L'air provient d'un même mecanisme que l'agitateur.

Il est préférable de placer deux agitateurs en serie comme on la vue précédement l'efficacité de dissolution depend de l'oxygène de l'air .

.../...

## 6/ Temps de contact

C'est un facteur très important dans la récupération de l'or. Il croît dans le même sens que la récupération. Mais on cherchera toujours le temps optimum, après comparaison avec l'accroissement qu'il repercute sur le prix de revient. Généralement ce temps varie de 6 à 48 H. Il est démontré par ailleurs que ce temps possède une limite qui permet une récupération optimum et qu'au delà il peut exister le phénomène qui tendrait même à faire diminuer la récupération.

Pour vérifier l'action du temps dans ce mode de traitement, j'ai effectué des essais de cyanuration avec des temps variables. Résultats: à partir de 24 H de contact la récupération ne varie guère.

SNEGRI avec des temps variant de 6 à 48 H a trouvé que la récupération optimum dans le cas de leur essais soit : 91, & 92,7% , le temps qu'il estime optimum se situe entre 12 et 18 H.

CINGEX : indique seulement dans son rapport la récupération maximum 90,6 à 93,6 . On pourrait supposer que le temps de contact se situe dans la fourchette de 18 à 24 H.

## 7/ Aération (ou oxygénation).

C'est aussi un facteur important pour le succès de la cyanuration. On utilise l'oxygène pour maintenir la réaction à sa vitesse maximum. Dans la pratique on utilise une concentration d'oxygène de 0,0012 gr/l à 0,0024 gr/l. L'oxygène pur est trop cher pour être utilisé. On utilise comme source d'oxygène l'air atmosphérique.

Quelques expériences intéressantes faites dans des laboratoires ont conduit à utiliser de l'Ozone. L'opération s'est avérée d'un coût excessif, elle n'a pas donné lieu à une application industrielle.

Pour une dissolution efficace , il est necessaire que l'air vient en contact physique avec les particules d'or . Mais du fait que les particules d'or sont généralement très dispersées dans la pulpe il faudrait un excés d'air .

Autre solution , on peut utiliser des agents oxydants. Les oxydants tel que le peroxyde de sodium , permanganate de potzssium ou dioxyde de manganése. Ces agents activent la dissolution de l'or et l'oxydation deteriore les impuretés qui peuvent exister dans les minerais en solution.

Plusieurs procédés technologiques existent pour amener de l'air dans les agitateurs , avec réglage du débit d'air du compresseur ou autre source.

### III- Resultats des essais de traitement de l'or de Boudouaou-2-

Un rapport sur l'etude des propriétés tchnologiques du minerai oxydé en provenance du gissement de Boudouaou à été réalisé par " SNIGRI" ( Moscou) dans les princiapux thèmes et resultats sont les suivants:

L'echantillon étudié a une teneur de 13,7 gr/t.

Des essais technologiques du minerai ont été effectués dans les domaines suivant:

1/ Enrichissement par gravitation: Au moyen de cyclone hydraulique quantité traité 12 Kg , minerai broyé à ( -0,5)mm .

Resultat:	Rendement% R	Teneur or gr/ t, B	R. B 100	D %
Concentré	2,6	22.7	0,6	5,3
Queues	97,4	12.8	12,5	94,7
Minerai	100	-	13,1	100

Ce tableau montre que la recuperation est insignifiante, absence de gros grains.

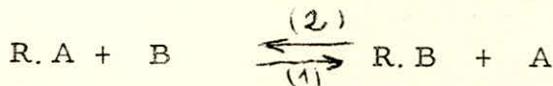
3/ Cyanuration :

Comme je l'ai decris plus haut , c'est la methode connue qui peut nous donner satisfaction pour notre minerai oxyde à grains fins et dilués dans les roches.

Comme on l'a vue dans le paragraphe broyage, le minerai donne un pourcentage important en produits tres fin, en tenant compte de la formation de Schlamms , les essais de cyanuration avec extraction de l'or ont été réalisés directement à partir de la pulpe au moyen de resines échangeuses d'ions dont le principe est le suivant:

3.1/ Un échangeur disposé dans une solution est capable de libérer des ions et de fixer à leur place d'autre ions empruntés à la solution. L'échange se fait par equivalents de façon à maintenir la neutralité électrique de l'ensemble .

Les ions A et B s'échangent, un équilibre s'établit . Pour une faible concentration B , l'équilibre est régi par la loi d'action de masse .



(A) et(B) étant les activités de A et B dans la solution on defini

$$K = (R.B) \cdot (A)/(B) \cdot (R.A).$$

3.1.1/ Technique d'échange: Elle consiste à faire passer la solution ionique sur une colonne remplie d'échangeur en grains; dimension de la colonne : =5 à 30 mm ; longueur 10 à 170 cm .

3.12/ Resines : Selicates naturels, zéolites synthétiques , resines artificielles( wofatite k. ; lewalite, zeokarb etc ...).

La methode par échangeur d'ion permet de se passer de la filtration.

3.2/ Comparaison des essais de cyanuration:

Ayant pris connaissance des resultats de SNIGRI et après etude mineralogique . Mr= ARAB me conseille de proceder directement à une cyanuration .

.../...

<u>Cyclône Hydraulique :</u>		Rendement% , $\gamma$	Teneur or $\beta$	$\frac{\gamma\beta}{100}$	D%
Minerai	Sable	19,4	12,8	2,5	18,2
	Coulée	80,6	13,8	11,1	81,8
	Produit initial			13,6	100,0

Les tables contiennent moins d'or que le minerai, l'enrichissement n'a pas lieu.

2/ Resultat de la flottation

Caractéristique du minerai à l'alimentation

- Broyage à -0,1 mm ; minerai oxydé de
- Reactifs Xanthate et huile de pin; essais l'huile Vetlujskoé et un moussant T- 66.

Consommation de reactif 150 a 200 gr/t pour les xanthates  
80 à 100 gr/t moussant , NaOH 1 à 1,5 Kg /t .

Tableau des resultats :

Temps Flottation	Rendement en concentré %	teneur or , Gr/t			Recuperation (or) %	
		Concen	Queue	Teneur		
Xanthate	7	9,15	49,0	10,0	13,6	33,1
	15	20,0	28,0	10,5	14,0	40,0
	20	19,2	32,0	9,4	13,7	44,8
	30	31,5	29,0	7,0	13,9	65,5
Huile vetlujskoé	15	10,3	45,0	9,1	12,8	36,2
	20	16,0	37,0	9,3	13,9	44,8
T. 66	15	19,4	35,0	9,4	14,4	47,3

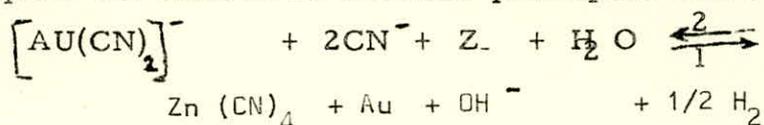
Nous remarquons que la recuperation dans le cas favorable n'est que de 65,5% . Cette methode est aussi inadéquate.

a) Separation Liquide- Solide

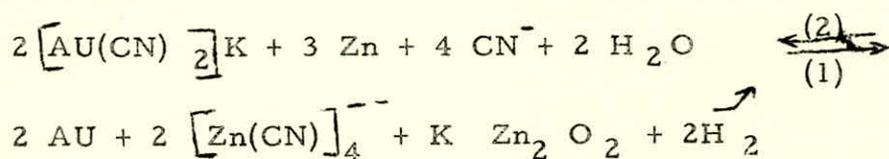
La percolation à travers le lit filtrant permet la séparation .  
Pour les fines elle se fait par décantation à contre-contant.

b) Recuperation du métal précieux dans les jus riches

On précipite l'or par de la poudre de Zinc. Pour l'or  
et d'après Mc Farren la réaction principale semble être la suivante:



l'alcalinité de la solution traitée empêche la formation de  $\text{ZN}(\text{CN})_2$   
insoluble selon Christy, la réaction serait:



Le zinc subit aussi une dissolution avec dégagement d'hydrogène



La quantité de Zinc nécessaire est très supérieure à celle  
théoriquement déduite des réactions. En pratique, au lieu d'une  
partie de Zinc pour trois d'or , il faut 100 parties de Zinc pour 1  
d'or; la température optimale est de l'ordre de 40° C.

La présence d'oxygène qui fixe l'hydrogène formé augmente  
notablement la quantité de Zinc utilisée. Un dégazage préalable sous  
vide réduit de moitié le Zinc nécessaire, en effet Rose et Newman  
ont observé qu'en présence d'oxygène libre, l'or se dissout 6 fois  
plus vite dans le cyanure que dans le Zinc, alors qu'en son absence  
le Zinc déplace aisement l'or des complexes cyanures.

-Le charbon actif peut être utilisé pour récupérer l'or des  
solutions cyanurées . Il est activé par chauffage dans une atmosphère  
oxydante pour détruire les chaînes hydrocarbonées inertes de la  
surface.

Types de charbons qu'on peut également utiliser.

- Charbon de bois dur ou tendre
- Coke de pétrole
- Charbon fabriqué à partir de coques de noix, noix de coco d'abricots ou de pêches.

Ce charbon a une taille comprise entre 1,6 et 0,074 mm

les avantages de cette utilisation sont assez intéressants :

- Un équipement minimum ( car on n'utilise pas la filtration, épauissage et lavage) . D'ou un traitement aisé de minerai difficiles à filtrer. ( Le cas d minerai de Boudavaou SNEGRI propose le procédé d'enrichissement par cyanuration sans filtration avec recuperation de sorption de l'or dissous par les resines échangeuses d'ions. )
- Il n'est pas necessaire de maintenir du cyanure libre dans les stades finaux.
- Le salissage des solutions ne tarde pas l'adsorption
- Le faible taux de cyanures des solutions diminue le role des cyanicides.

La désorption de l'or se fait de diverses manieres la plus simple étant le procédé Zadre.

Une solution	1%	Na	OH
	0,1%	Na	CN

à la pression atmospherique lixivie le charbon à la temperature d'ebullition, puis passe dans une cellule circulaire d'electrolyse, L'or et l'Argent se déposent à la cathode constituée de tissus d'acier très propre , puis sont amenés sous forme de lingot. [Quatre à six heures de lixiviation et d'electrolyse simultanée de chaque lot de charbons permet d'exdraire 94% à 97% des métaux précieux.]

Il faut en general 100 g de charbon par gramme d'or present dans le minerai. Il peut en effet adsorber entre 5 et 10 Kg d'or par tonne . Les solutions appauvries titrent en moyenne 0,03 g/t de solution. L'Argent est plus lent à precipiter que l'Or.

Un dernier mode de recuperation de l'or à partir des cyanures d'or est en cours d'etude depuis une vingtaine d'années; la recuperation par échange d'ions au moyen de resines.

Le procédé consiste à faire passer une pulpe cyanurée de densité 1,42 de PH ajustée au voisinage de 8, à travers une unité de resine en pulpe à contre courant, enlever l'or de la solution riche par fixation sur les résines et isoler les resines chargées, les épurer, recycler les résines élevées, la pulpe stérile étant éliminée. Un des produits qui a donné les meilleurs resultats a été la résine faiblement basique de benzyl-diméthylamine - De Acidite H contenant 2,7% de groupes basiques forts. Des unités à contre-courant à multiples étages peuvent être utilisées , dans lesquelles la résine, après mixage avec la pulpe, est séparée par " Sink and float" . De même des resines flottantes à la surface de la pulpe constamment agitée peuvent donner d'excellents résultats.

Le système d'élution peut être non selectif et suivi d'un système selectif de récupération de l'or. Par exemple le thiocyanate de potassium normal en milieu basique ( soude  $\frac{N}{10}$  ) , après un temps de contact de 10 minutes, permet de recuperer tout l'or mélangé aux autres métaux fixés. Une électrolyse à anode de carbone et à cathode de plomb par en feuille permet de régénérer le thiocyanate et de purifier l'or.

L'élution peut être réalisée selectivement par l'utilisation initiale de cyanure de sodium et d'acide sulfurique pour recuperer le cuivre et le nickel, puis pas une solution 5 N de CNSNH<sub>2</sub> pour récupérer l'or après 20 minutes de contact.

## 5/ Installations de cyanuration

Des considérations énumérées précédemment, on peut dégager certains éléments pour la réalisation pratique <sup>et</sup> pour la bonne marche d'une installation utilisant la cyanuration.

- 1) Le broyage doit être adopté : aux caractéristiques du minerai .
- 2) Le réglage de PH ; l'alcalinité dépend beaucoup de la mineralogie du minerai.
- 3) La concentration en cyanure de la solution qui n'est pas indépendante du PH.
- 4) Le temps de contact : toute augmentation de celui-ci donc de la quantité d'or dissoute, doit être comparée avec l'accroissement du prix de revient qui en résulte.
- 5) La concentration en oxygène qui est liée à la concentration en cyanure, il faut environ 1 mole d'oxygène dissout pour maintenir la réaction à sa vitesse maximale quand environ 4 à 8 moles de cyanures sont dans la solution ( si la solution est à 0,5 Kg/t de cyanure, la concentration en oxygène est 0,0012 à 0,0024 g/l) ce qui donne 15 à 30% de saturation .

### 5.1/ Granulometrie

a) Elle doit s'adapter aux caractéristiques du minerai. La bonne marche de l'usine de traitement dépend de la connaissance des charges à chaque niveau du concasseur et des broyeurs. Il est impératif de connaître les caractéristiques du minerai:

- 1°) Les dimensions des éléments constitutifs
- 2°) La répartition en % des classes dimensionnelles
- 3°) Forme de l'élément utile
- 4°) Humidité ( surtout pour prévenir l'encrassement des tremis au niveau des concasseurs. )

b) Theorie

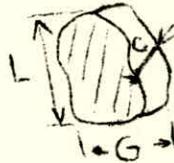
1/ Terminologie

Granulat : ( agregat) ensemble de grain de même type , grosseur nature ou provenance.

Granulometrie: Science ayant pour objet la mesure des dimensions et determination de la forme des grains.

Granularité: ( granulometrie) : comporte à la fois l'etat du corps granulaire et l'ensemble des caracteristiques définissant l'etat granulaire, en particulier la mesure du calibre.

Classe granulaire( granulometrie) est la tranche de granulats dont la granularité est définie au point de vue dimensionnel par deux diametres(  $d_{Max}$  et  $d_{Min}$ ) de trous normaux de passoires réelles ou virtuelles avec des conditions determinées de refus et de tamisat. Elle indique la loi de dispersion des granulometrie de ses éléments constitutifs



L = Longueur  
G = Grosseur  
C = Epaisseur

Le broyage est destiné dans notre cas à désagréger les morceaux de minerai pour en liberer les constituants c'est un facteur tres important car il compose pour une part importante le prix de revient de la tonne de minerai traité. Nous avons remarqué dans l'aperçu minéralogique que le minerai d'or de notre gisement se trouve en inclusion dans une gangue de schiste, quartz et feldspath, les particules sont fines et tres diluées. Il s'est averé necessaire d'après des essais, que nous devons broyer le minerai finement.

J'expose ci dessus, les differents essais de granulometrie effectués aux laboratoires de l'ecole dans un broyeur à boulet

(voir tableaux annexes) .

Je citerai aussi les résultats effectués dans d'autres laboratoires pour notre minerai a fin de mettre en relief l'importance qu'on attache à l'étude granulométrique, qui est déterminante; dans le coût, ainsi que dans la récupération . On remarque d'après les tableaux ( TAB. G1; TAB. G2; TAB. G2) que la recuperation optimum de l'or se fait dans les classes . - 0,1 à + 0,07 mm (100 à 250 mesh) et si l'on broye plus finement -0,07 mm la recuperation en % tend même à diminuer ceci est dû à l'action nocive des shlamms sur la solution, d'or( floculation et changement de la structure du pulpe , lavage difficile d'or dissous ) ( SNEGRI).

Analyse granulométrique d'après CINGEX . ( TAB. G4) .  
On remarque<sup>que</sup> 25,7% sont des fines , - 104 micron et que l'or se trouve à forte concentration dans les classes - 246 & + 104 microns, ou (50 à 140 mesh)

Les caracteristiques du minerai sont les suivantes : Il est friable et se prête assez bien au concassage ( lorsque le <sup>u</sup>percentage de roches quartzieuses est faibles.) Les operations de concassage effectués dans notre laboratoires sont les suivantes:

L'échantillon étudié se fragmente bien au concasseur primaire ( à machoire) , mais passablement au concasseure à cylindre ( secondaire) , surtout les particules de quartz sont difficilement fragmentées pour cette raison le choix par CINGEX du concasseur "Hazemag" à impact, est judicieux.

### CONCLUSION :

La formation de schlamm peut nuire au traitement de l'or par cyanuration . C'est pour cela qu'une recommandation s'impose; il est necessaire de determiner le temps optimum de broyage pour que la fraction très fines soit moins importante par rapport à la fraction fine " utile" ( 100 à 150 mesh) qui nous permet une récupération de l'ordre prévu par les essais de cyanuration au laboratoires.

1/REPARTITION DE L'OR SUIVANT LES CLASSES GRANULOMETRIQUES

(Les classes granulometriques sont obtenues à partir dum minerai concassé jusqu'a la taille de -0,15mm (TAB.G<sub>1</sub>))

Classes en mm	Rendement des classes	Teneur en gr/t	Repartition en %
+0.1	15.63	2.75	4.0
-0.1 +0.0316	37.94	9.37	33.2
- 0.316 +0.01	14.06	9.37	12.3
-0.01 +0.00316	15.01	11.84	16.6
-0.00316 +0.001	.	23.63	22.5
-0.001	7.10	17.14	11.4

2/REPARTITION DE L'OR DANS LA CLASSIFICATION DONNEE

PAR LE CYCONE HYDRAULIQUE. (TAB.G<sub>2</sub>)

Materiau initial	Produit de classification	Rendement, %	Teneur en gr/t	$\frac{83}{100}$	Repartition.
Minerai -0.15mm	<sup>93.8</sup> Sable	93.8	13.5	12.7	89.5
	Schlamm	6.2	23.6	1.5	11.5
	MINERAØ	100		14.2	100
!	Sables	90.0	13.5	12.7	86.5
	Schlamm	10.0	19.1	1.9	13.5
	MINERAI	100.0		14.0	100.0

3/RECUPERATION DE L'OR PAR LA CYANURATION D'ABRES LES CLASSES

GRANULOMETRIQUES, ET LE TEMPS DE LESSIVAGE (en heure)

(TAB.G<sub>3</sub>)

BROYAGE DE MINERAI En mm	Durée de lessivage	Teneur d'or (solide) en gr/t		Recuperation d'Or en %
		Minerai	Queues	
≤ 0.1	30	13.7	1.8	86.8
		13.7	1.8	86.8
-0.07	16	"	1.5	89.0
	30	"	2.6	81.0
-0.04	16	"	1.6	88.2
	30	"	2.4	82.5

ANALYSE GRANULOMETRIQUE POUR UN BROYAGE A 883 MICRONS

(TAB.G<sub>4</sub>)

FRACTION	% Poids retenu sur tamis	Au gr/t	Distribution
833 . 589	19.9	14.55	20.7
589 . 417	14.5	12.71	13.2
417 . 295	13.3	13.36	12.7
295 . 246	10	12.43	8.9
246 . 147	9.5	16.23	11.0
147 . 104	6.9	15.76	7.8
104 . 0	25.9	13.88	25.7
	----- 100	----- 13.98	----- 100

Equivalence des échelles de la classification granulaire

Equivalence des échelles de la classification granulaire

d'après les norme AFNOR.

TAMIS		PASSOIRE
ouverture de la maille carrée		Ø de la perforation
En mm	En Mesh	En mm
10.00		12.50
8.00		10
6.30	3	8.00
5.00	4	6.30
4.00	5	5.00
3.15	6	4.00
2.50	8	3.15
2.00	9	2.50
1.60	10	2.00
1.25	14	1.60
1.00	16	1.25
0.80	20	1.00
0.63	28	0.80
0.50	32	0.63
0.40	35	0.50
0.315	48	(0.40)
0.250	60	(0.315)
0.200	65	(0.250)
0.160	100	
0.125	115	
0.100	140	
0.080	200	
0.063	250	
0.050	270	
0.040	400	

Nota: les valeurs en Mesh sont approchées

Définition du mesh: C'est le nombre de maille au pouce carré;

J'expose ici les resultats des differentes cyanurations déjà réalisées pour notre minerai .

- 1/ Essais de cyanuration SNIGRI
- 2/ Essais de ..... CINGEX.
- 3/ Mes essais au laboratoire du departement ( E N P )

3.2.1/ Cyanuration SNIGRI

Dans la solution, la teneur en or a été déterminée par la methode d'absorption atomique.

La cyanuration des queues a été effectuée après broyage 0,1 mm , 0,07 et 0,04 mm durée de lessirage 6, 12 et 24 heures

Concentration des solutions employées

NaCN 0,06%

CaO 0,02 à 0,025%

densité du pulpe: rapport  $\frac{L}{S} = \frac{2,5}{1}$

La serie d'experiences a démontré voir ( TAB G<sub>1</sub> , TAB G<sub>2</sub> TAB. G<sub>3</sub>)

La recuperation était de l'ordre 91 à 92 % d'or avec un broyage ( -0,1 mm ; + 0,07 mm )

Consommation des produits :

Na CN 0,7 à 1 Kg /t

CaO 1 à 2,5 Kg/t

3.2.2/ Essais de cyanuration CINGEX (Canada)

Deux essais sur le tout-venant ont été effectués sur le minerai de Boudouaou -2

Condition des operations

Minerai broyé a 100% - 74 microns

PH du pulpe : 10,3

Rapport sol/liq : 1/3

Concentration NaCN: 0,05%

" " CaO: 0,05%

.../...

RESULTATS:

Le minerai titrait	14,58 gr/t
Les résidus titraient	1,57 et 0,94 gr/t
% d'or dissous	90,6 à 93,6 gr/t

3.2.2.1/ CONCLUSION:

L'or se dissous bien. La formation des cyanures serait nuisible à la précipitation de l'or. Car comme on le voit sur le schéma standard de la cyanuration c'est l'étape qui vient juste après. Pour éviter l'accumulation dans le circuit on est obligé de diminuer la quantité de solution stérile en recirculation, ce qui augmente la consommation d'eau fraîche et de cyanure.

## 3.3/Essais de cyanuration au laboratoire (E.N.P)

Plusieurs essais sur le tout venant de BOUDOUAOU, ont été effectués. Le minerai présente un taux d'humidité de 5%

Dans un concasseur primaire (à mâchoires), j'ai effectué une première fragmentation jusqu'à  $D_{\max} = 25$  mm. La seconde fragmentation a été réalisée avec un concasseur à cylindres  $D_{\max} = 10$  mm. L'échantillon pèse environ 10 Kg. L'échantillonnage a été fait suivant le principe de quartage. Plusieurs essais de broyage (à sec et humide) sont exposés dans les tableaux annexes avec les courbes caractérisant la broyabilité de notre minerai et les différentes classes obtenues avec des temps de broyage différents. Chaque essai on a pesé environ 500 gr. On a prélevé 100 gr par échantillonnage (quartage) pour nos essais de cyanuration.

SOLUTIONS:

KCN	2 concentrations	0,05 % et 1 %
NaOH		N/100
CaO		environ 1 %
Autres:	Zinc en poudre	
	Charbon (pour analyse de laboratoire)	
	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> ? Eau distillée;	

TENEUR INITIALE DU MINERAI.

Cette teneur a été déterminée par l'analyse docimastique, t = 13,7 gr/t

Le poids des échantillons traités/ 100 gr

Nombre de series des essais : 3

ESSAI I

N°	Classe mm	Teneur initiale gr/t	Récupéré gr/t	% Récupération	
1	+ 0,125	12,8	11,6	90,6%	Temps de contact 24 .h Solution: KCN 1%
2	- 0,125	12,5	11,3	90,4%	
3	- 0,4	16,4	15,05	92 %	
4	- 0,4	13,1	12,0	91,5%	

ESSAI II

1	+ 0,125	12,8	11,5	89,5 %	Temps de contact 24; h Solution : KCN 0,05%
2	- 0,125	12,5	11,4	90,5 %	
3	- 0,4	16,4	15,2	92,7 %	
4	- 0,4	13,1	12,7	91,5 %	

ESSAI III

titre de la solution KCN : 0,05 %

1	- 0,4 + 0,125	13,7	12,4	90,05%	Temps de contact 18 h
2	- 0,125	"	12,3	90 %	
3	- 0,4 + 0,125	"	12,7	92,8%	Temps de contact " 30 h
4	- 0,125	"	12,6	92 %	

La teneur de notre minerai déterminée au spectrographe des services de.

la SONAREM est de : 10 gr/t.

#### 4. / Recuperation des eaux chargées

L'evacuation des eaux de lavage ~~et les eaux~~ de debordement des classificateurs etc, doit l'être hors des cours d'eau de la region. Car n'oublions pas que les cyanures sont des poisons même à faible concentration. Ensuite il est interessant de recuperer également ces eaux, en eliminant les matieres en suspension. La solution classique consiste à construire des bassins de décontation en béton ayant une large superficie et une faible profondeur dans lesquels on envoie les eaux chargées qui décontent. L'eau débarassée des impuretés, est recyclée; pratiquement il nous faut deux bassins quand l'un est en service, l'autre en cours d'epaississement pour évacuer ulterierement les boues.

On peut améliorer l'épuration des eaux chargées et obtenir une récupération maxima, on les fait passer au préalable dans un déconteur flocculateur, genre cône classificateur à courant ascendant dans lequel est deversé un faible pourcentage de produit flocculant, l'eau clarifiée<sup>et</sup> est récupérée à (90/95%) à la partie superieure du decanteur, tandis que les boues concentrées extraites automatiquement à la base de l'appareil, sont dirigées alternativement sur l'un ou l'autre des bassins de décontation.

Les caracteristiques des bassins peuvent être comme suit :

$\varnothing = 10,6$  m.      Hauteur 1 à 1,5 m.

on employera des pompes à diaphragmes de preference <sup>et</sup> malgré leur faible debit, <sup>car</sup> elle resistent bien à la corrosion et realisent un bon transfert des pulpes épaisses.

.../...

5/ Conclusion sur la cyanuration du minerai de Boudouaou -2

Tous les resultats concordent sur la recuperation de l'or (90 à 93%) par ce procédé .

Une remarque s'imp ose le broyage est determinant dans la recuperation optimum parcette methode on doit broyer jusqu'a (-0,1,+0,063 mm) . Le Broyeur à boulet, semble être un moyen efficace de fragmentation pour notre minerai . Le temps de contact peut être déterminé de façon précise dans une station d'essai, je préconise par contre un temps de 20heures . Le shéma qui s'approprie au traitement de notre minerai peut aisement être le shéma standard de la cyanuration intégrale ( voir shémas)

Puisque Sonarem a reçu une proposition avec des prix des différents constituants de l'usine pour une production moyenne allant jusqu'a 250 T cyanuration . Je baserai mes calculs de coût sur ces prix .

- Les prix etaient exprimés en dollars Candien( 1\$ = 4 D.A)

IV - Description des differents appareils:

Tremis d'alimentation + bande transporteuse	200 000
Concasseur à machoire (610x914 mm)	32 000
Concasseur à impacte( Hazmag APK 20)	80 000
Broyeur à boulet( 4,3mx3,6m)	240 000
Cyclone ( 380mm)	12 000
Epaississeur à plateau( 8,5mx30)	80 000
Agitateur (nb=4) 3,6 m	100 000
Filtre a tambour( à vide)(nb=4) 2,4x2,4 m	720 000
Pompes ( nb=4)	80 000
Reservoirs	40 000
Classificateur	40 000
Tour de precipitation	40 000
Installation de l'equipement	120 000
Equipement entretien	200 000
Equipement peripherique	400 000
Ingenerie et administration	400 000
Imprévu	296 000
Bassins de décontation	200 000

.../...

2. / Système d'approvisionnement en electricité	3280 000 DA
On peut supposer un coût	1520 000 DA
	<hr/>
Total	4800 000 DA

3. / Estimation des frais des operations

Energie ..... 2 DA/t

Main d'oeuvre.

	Homme	Postes	DA/t
Concassage	2	1	0,128
Broyage et classificateur	1	4	0,192
Cyanuration	1	4	0,192
Entrtien	4	1	0,256
Ouvrier	2	1	0,108
			<hr/>
			total 0,876
Surveillance administration.....			0,438
			<hr/>
			1,314DA
			<hr/>
Materiel entretien 2% du capital			1,50
Boulet et de blindage 1000g/T 1200 DA/T			1,20
Reactif: Cyanure.....			2,40
Chaux.....			0,40
Autres(Zinc , etc.).....			1,186
			<hr/>
			10. DA/t

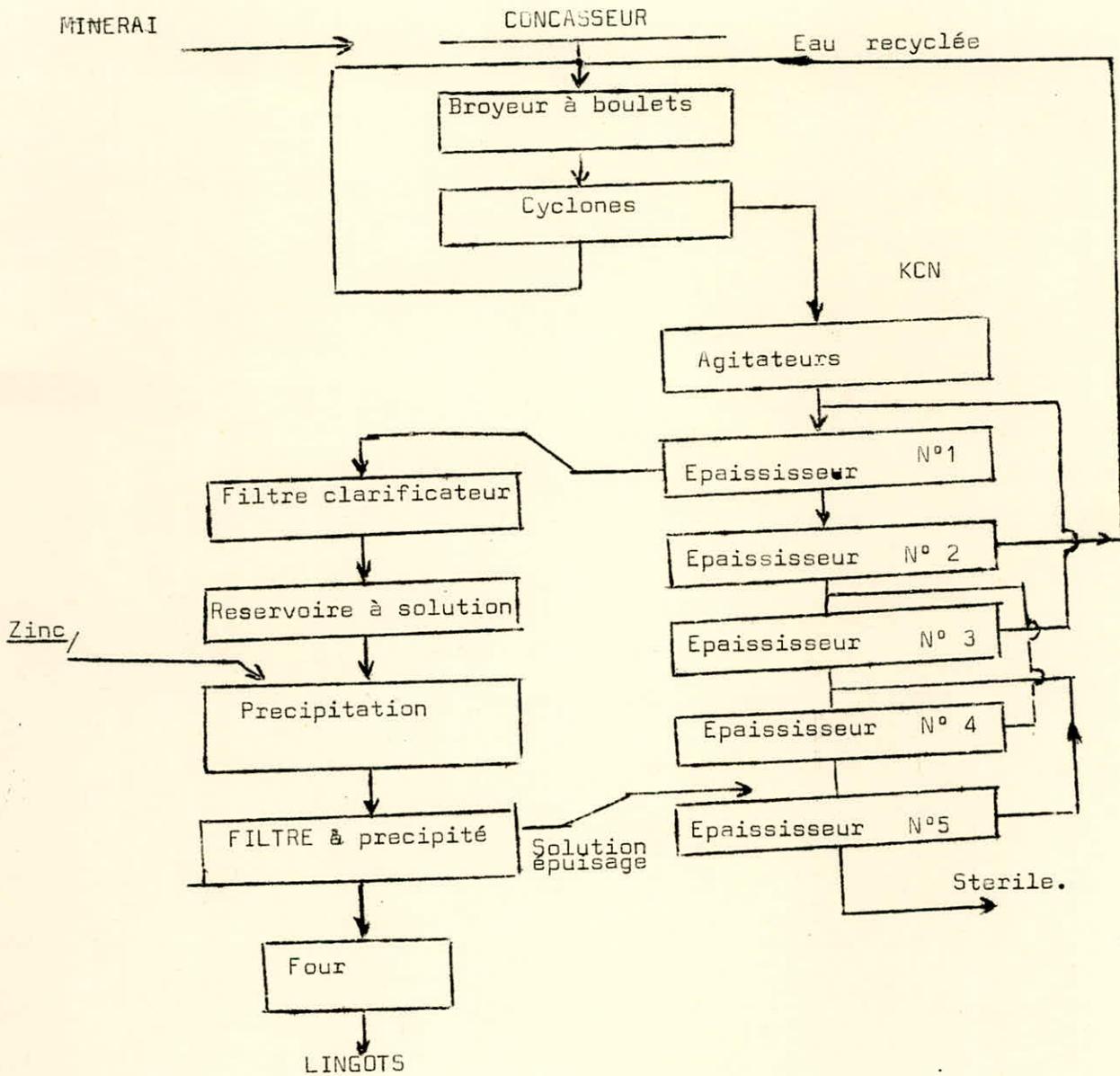
Coût d'investissement pour une unité (150 à 200t/j)

4.800.000 DA

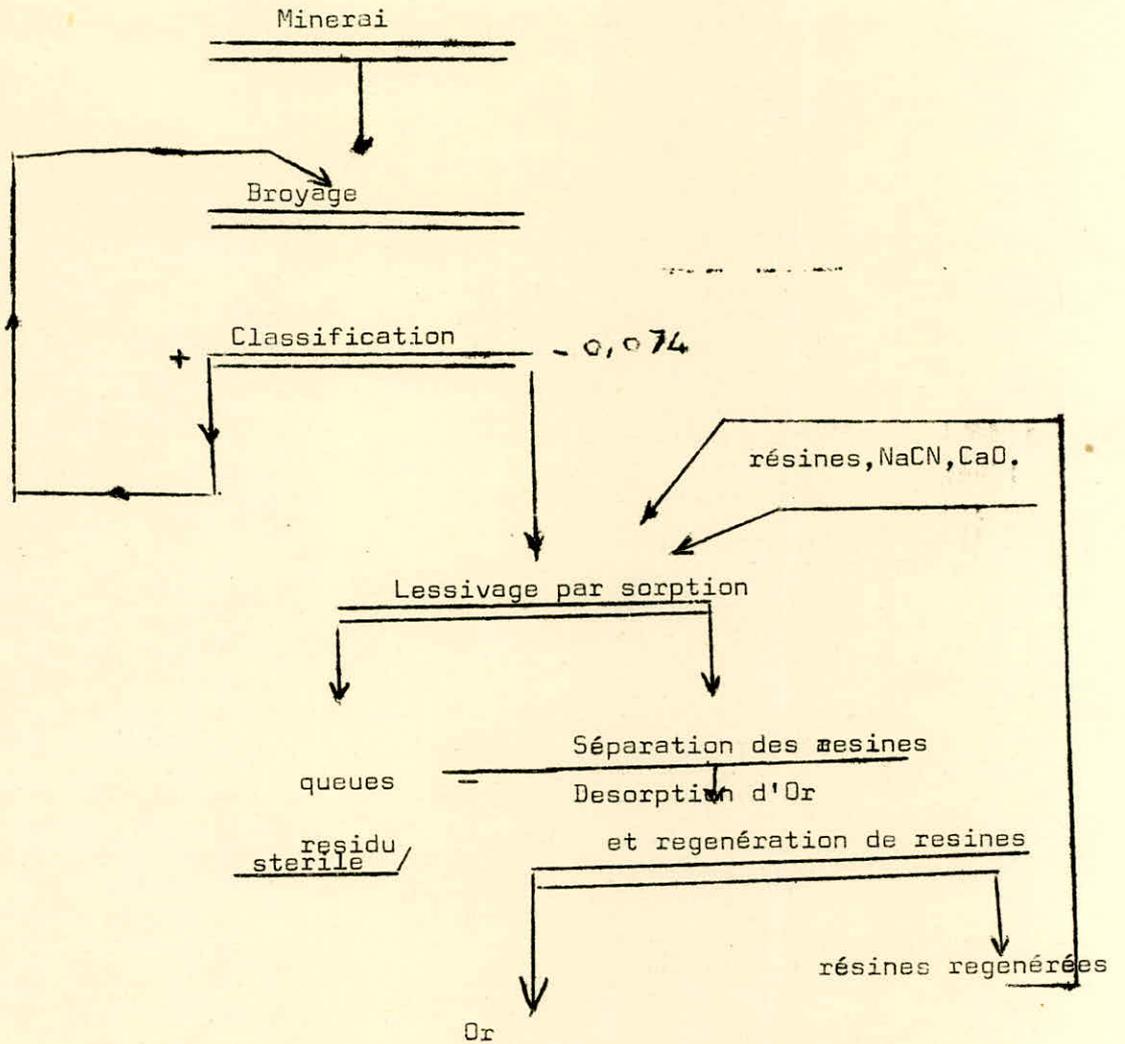
et frais des operations.

10 DA /t

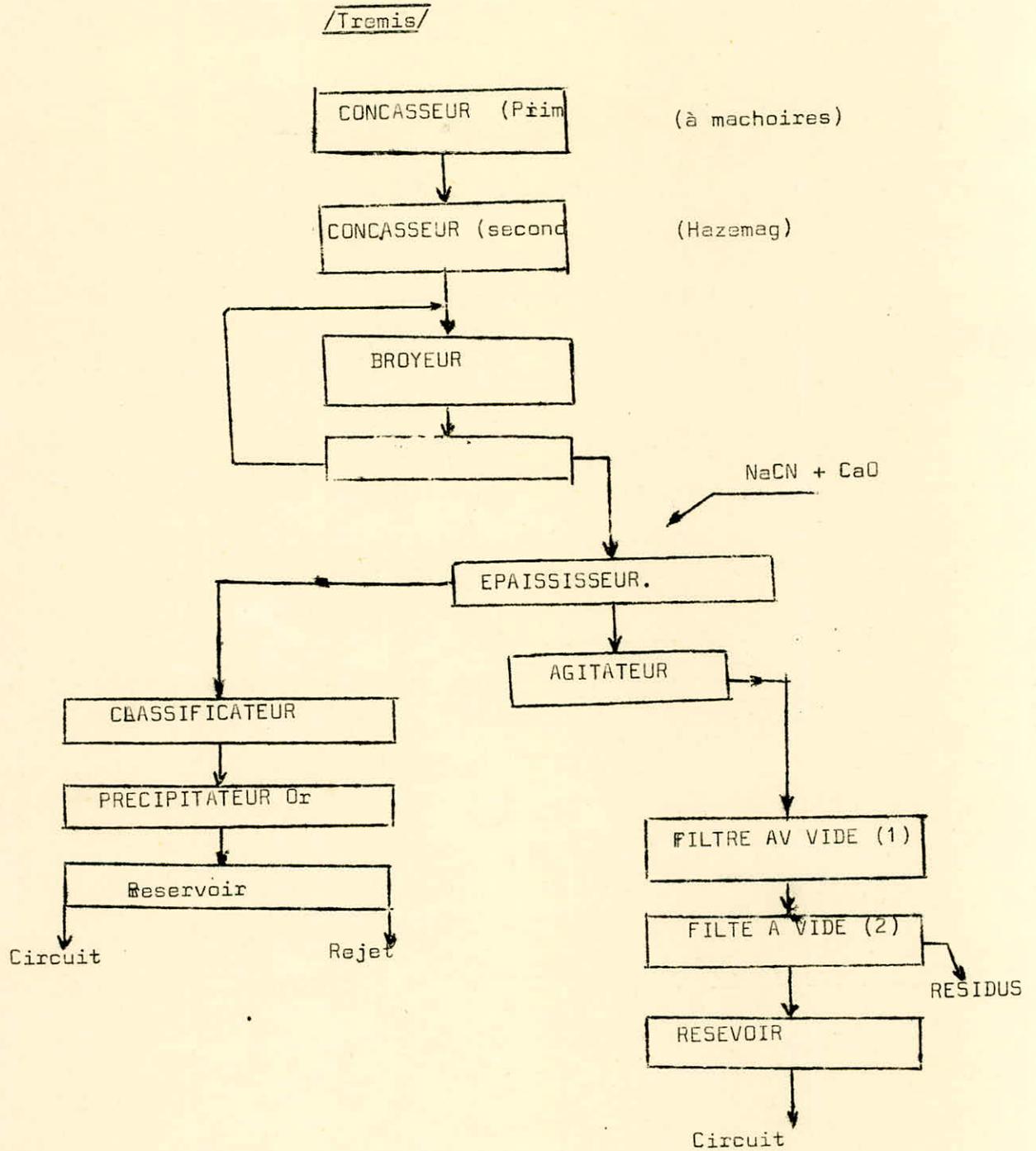
Si on avait opté pour une methode par echange d'ions le coût serait superieur.



SCHEMA D'UNE UNITE DE CYANURATION INTEGRALE



SCHEMA RECOMMANDE PAR (SNEGRI) CYANURATION SANS FILTRATION



SCHEMA PROPOSE PAR CINGEX POUR LE MINERAI DE BOUDOUAOU-2

Courbes & Tableaux  
annexes

. Gisement de Boudouaou. "OR"  
 Étude des classes granulométriques  
 1/ Broyage humide, temps variable

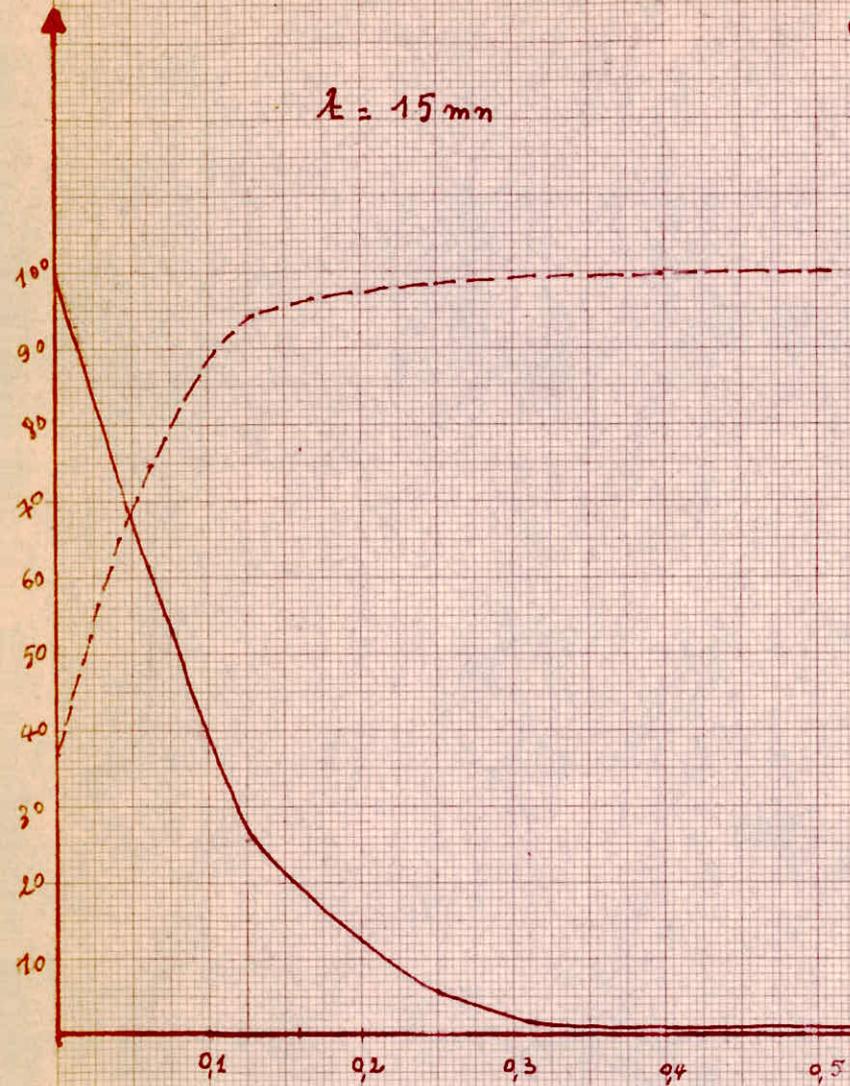
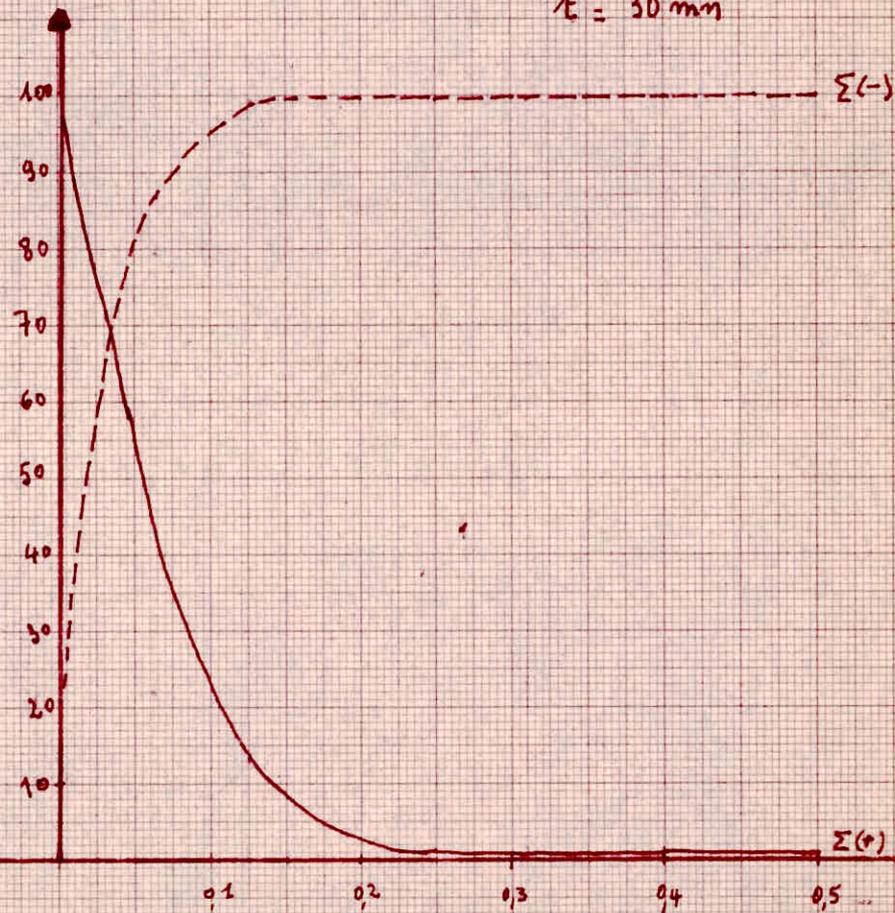
Classes (mm)	temps: 15 mn.				temps: 30 mn			
	Poids (g)	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$	Poids (g)	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$
+ 0,4	5,6	1,15	1,15	100	0,5	0,1	0,1	100
-0,4 + 0,315	11,3	2,25	3,40	98,85	10	2,0	2,1	99,90
-0,315 + 0,250	12,0	2,30	5,70	96,60	5,1	1,0	3,1	97,90
+0,250 + 0,125	87,6	17,50	23,20	94,30	46,1	9,5	12,6	96,90
-0,125 + 0,063	151,1	30,10	53,30	76,80	183,7	37,5	50,1	87,40
-0,063	233,8	46,70	100	36,70	244,4	49,9	100	49,90
TOTAL	501,4	100	-	-	489,8	100	-	-

Tableaux et courbes annexes (granulométrie)

## Gisement de Boudouaou "OR"

Courbes des classes granulométriques

Broyage humide

 $t = 15 \text{ mm}$  $t = 30 \text{ mm}$ 

Gisement de Boudouaou "OR".

Étude des classes granulométriques

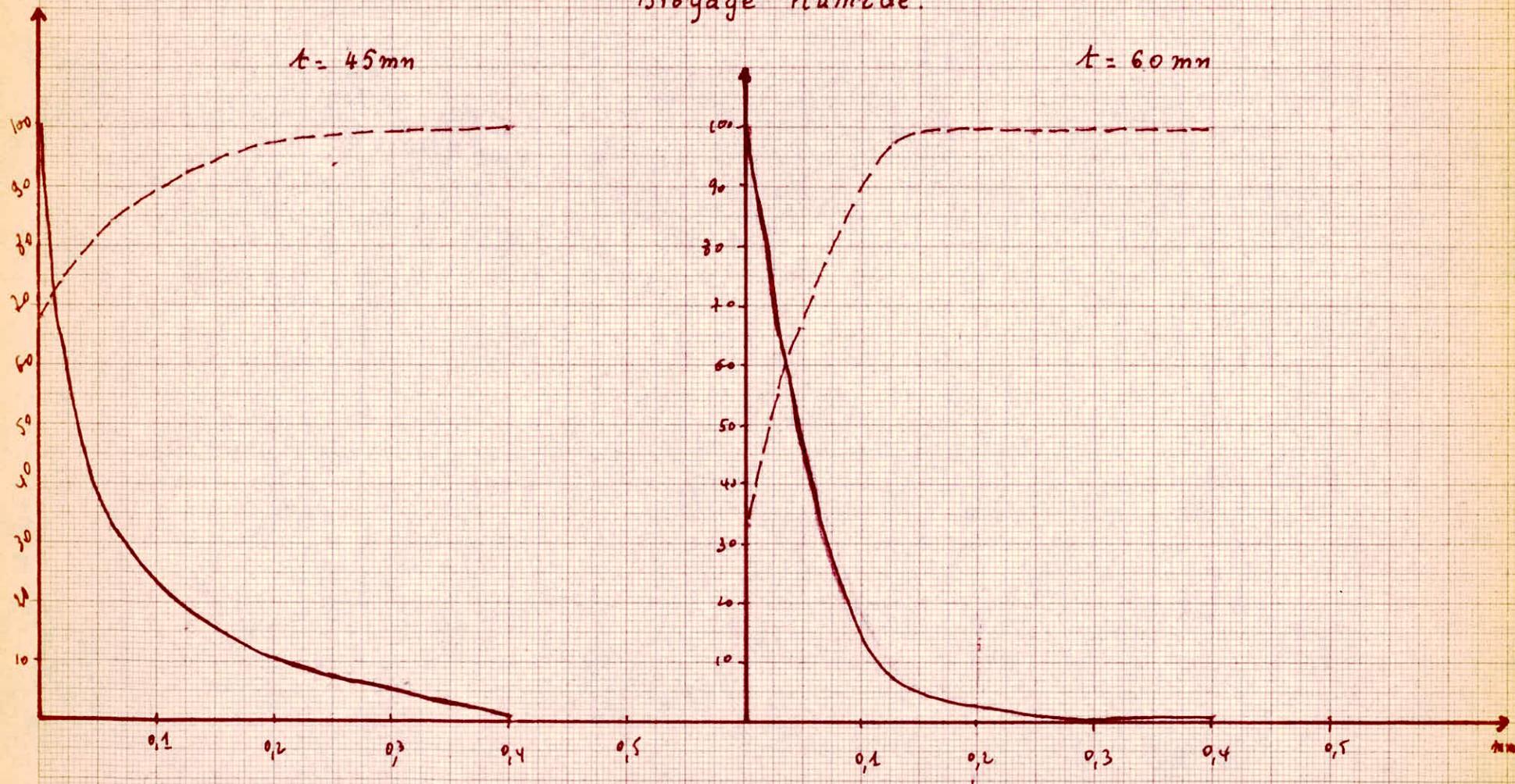
1/ Broyage humide, temps variable.

Classe (mm)	temps : 45 mn				temps : 60 m			
	Poids (g)	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$	Poids (g)	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$
+0,4	4	0,8	0,8	100	1,3	0,27	0,27	100
-0,4 + 0,315	27,8	5,50	6,30	99,60	0,8	0,16	0,43	99,53 99,73
-0,315 + 0,250	5,3	1,06	7,36	93,70	1,9	0,38	0,81	99,57
-0,250 + 0,125	39,6	7,94	15,30	92,64	31,1	6,21	7,02	97,67
-0,125 + 0,063	83,1	16,70	32,00	84,70	165	32,80	39,82	66,57
-0,063	340	68,00	100	68,00	300,5	60,18	100	33,70
Total:	499,8	100	-	-	500,6	100	-	-

## Gisement de Boudouaou "OR"

Courbes des classes granulométriques

Broyage humide.



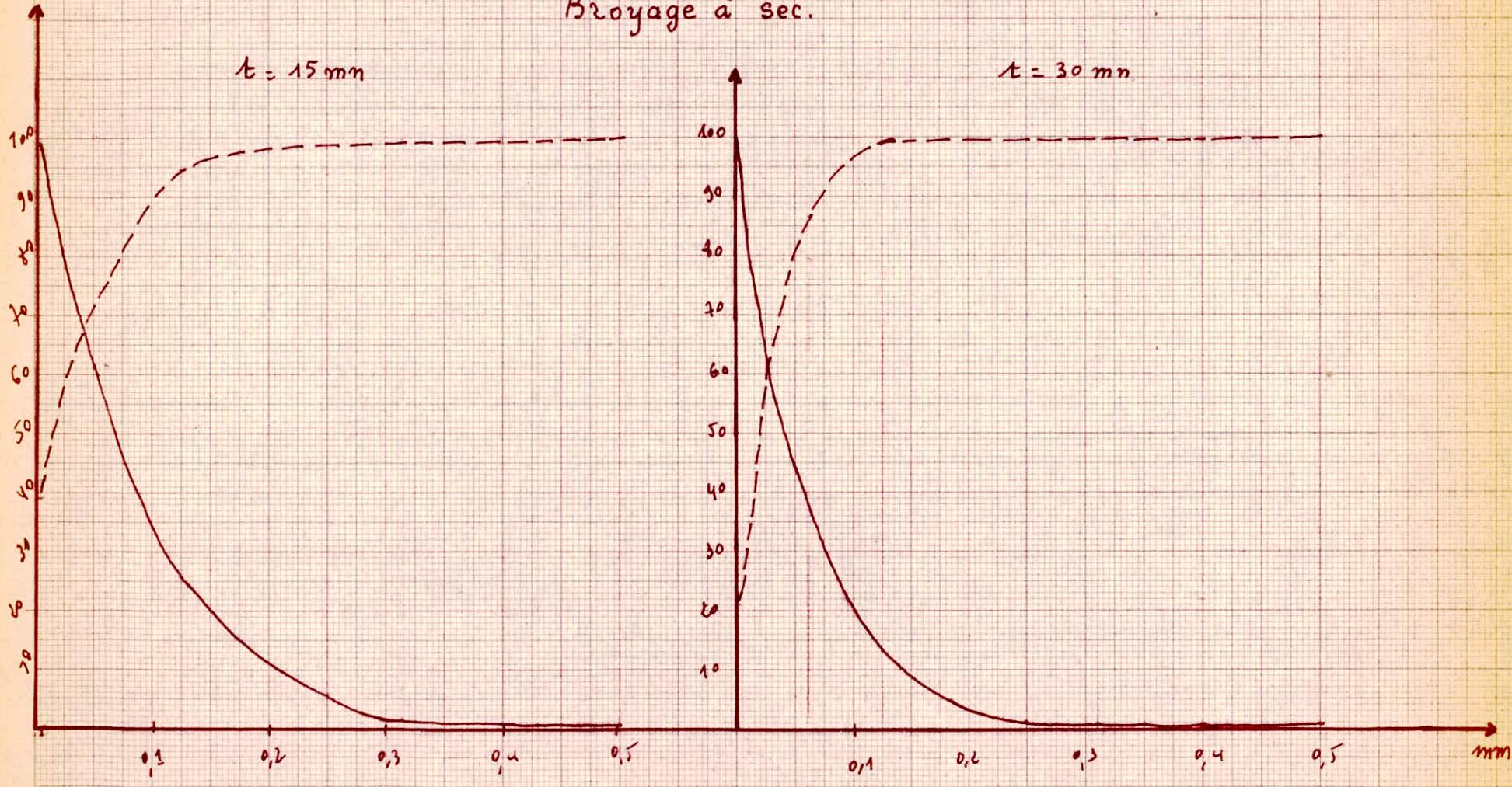
. Gisement de Boudouaou "OR".  
 Etude des classes granulométriques  
 2/ Broyage à sec, temps variable

Classes en mm	temps : 15 mn				temps : 30 mn			
	Poids (g)	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$	Poids	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$
+0,5	1,6	0,33	0,33	100	0,3	0,06	0,06	100
-0,5 +0,4	1,6	0,33	0,66	99,67	0,2	0,04	0,1	99,94
-0,4 +0,315	5,5	1,12	1,78	99,34	0,3	0,06	0,16	99,90
-0,315 +0,250	16,4	3,34	5,12	98,22	1,4	0,28	0,44	99,84
-0,250 +0,125	98,8	20,01	25,13	94,88	64,2	12,90	13,34	99,56
-0,125 +0,063	176,5	36,10	61,23	74,87	330,5	66,52	79,86	85,65
-0,063	190,1	38,77	100	38,77	101,8	20,14	100	20,14
total:	490,5	100	-	-	498,7	100	-	-

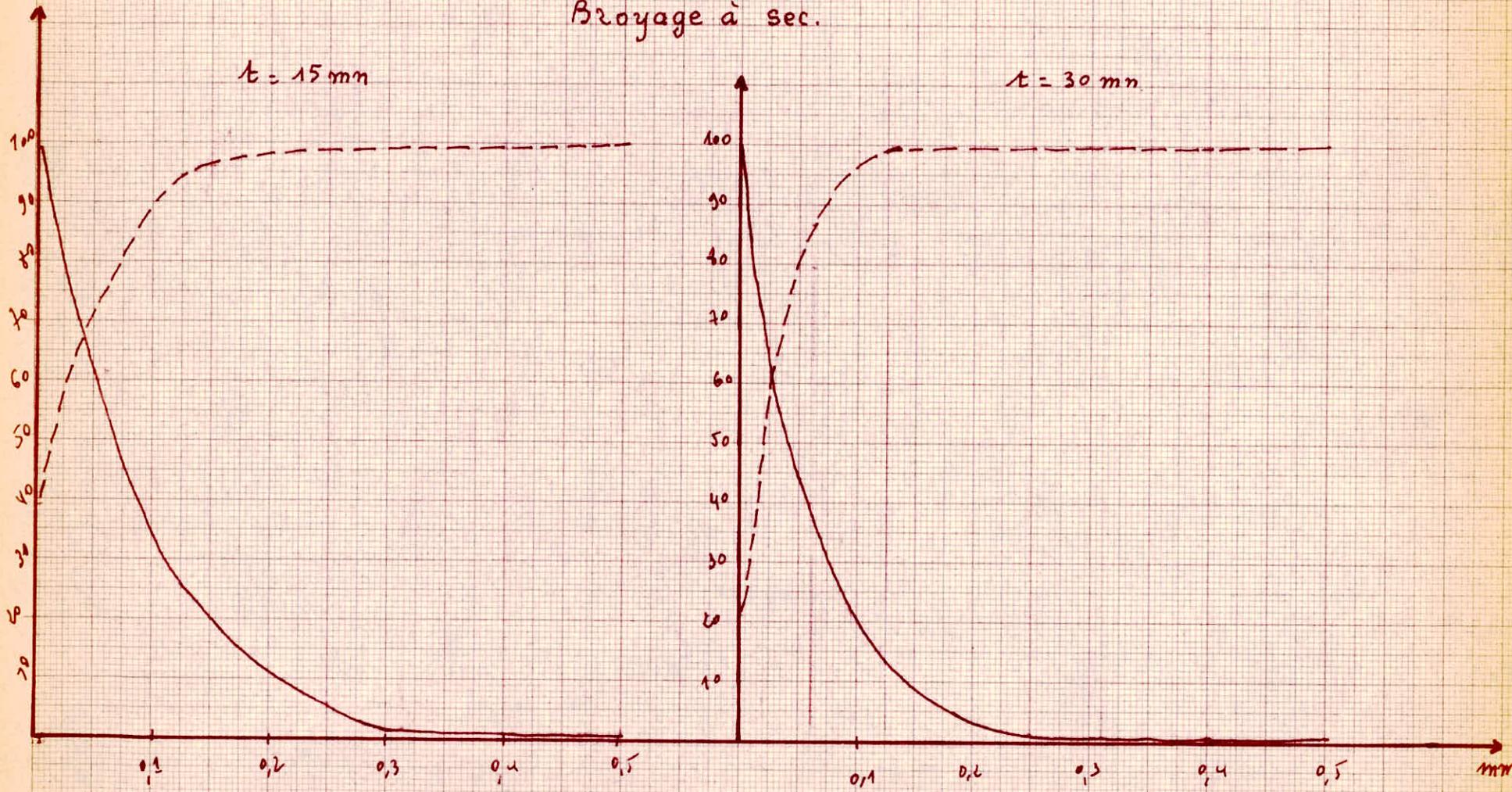
# Gisement de Boudouaou "OR"

## Courbes des classes granulométriques

### Broyage à sec.



Gisement de Boudouaou "OR"  
 Courbes des classes granulométriques  
 Broyage à sec.



Gisement de Boudouaou "OR".

Étude des classes granulométriques

2/ Broyage à sec, temps variable

Classes en mm	Temps : 45 mn				Temps : 60 mn			
	Poids (g)	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$	Poids	%	$\Sigma(+)$	$\Sigma(-)$
+ 0,5	10,9	2,3	2,3	100	1,5	0,30	0,30	100
-0,5 + 0,4	4,6	0,9	3,2	97,7	1,5	0,30	0,60	99,70
-0,4 + 0,315	8,7	1,8	5,0	96,8	10,3	2,09	2,69	99,40
-0,315 + 0,250	15,7	3,6	8,6	95,0	1,5	0,30	2,99	97,31
-0,250 + 0,125	84,2	17,3	25,9	91,4	203,2	41,30	44,29	97,01
-0,125 + 0,063	239,2	47,2	73,1	74,1	235,5	47,70	91,99	55,71
-0,063	133,8	26,9	100	26,9	39,5	8,01	100	8,01
Total :	497,1	100	-	-	493,0	100	-	-

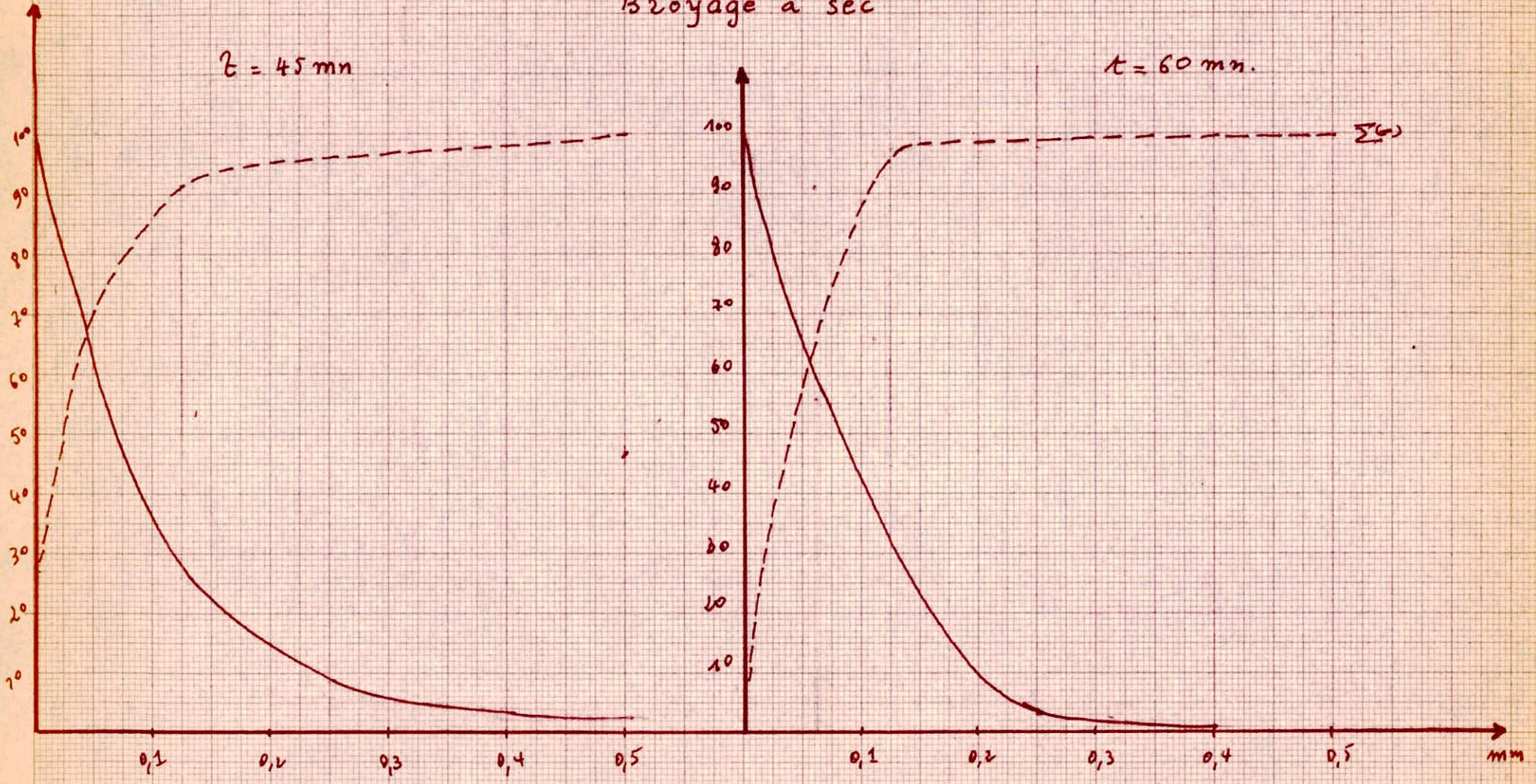
# Gisement de Boudouaou "OR".

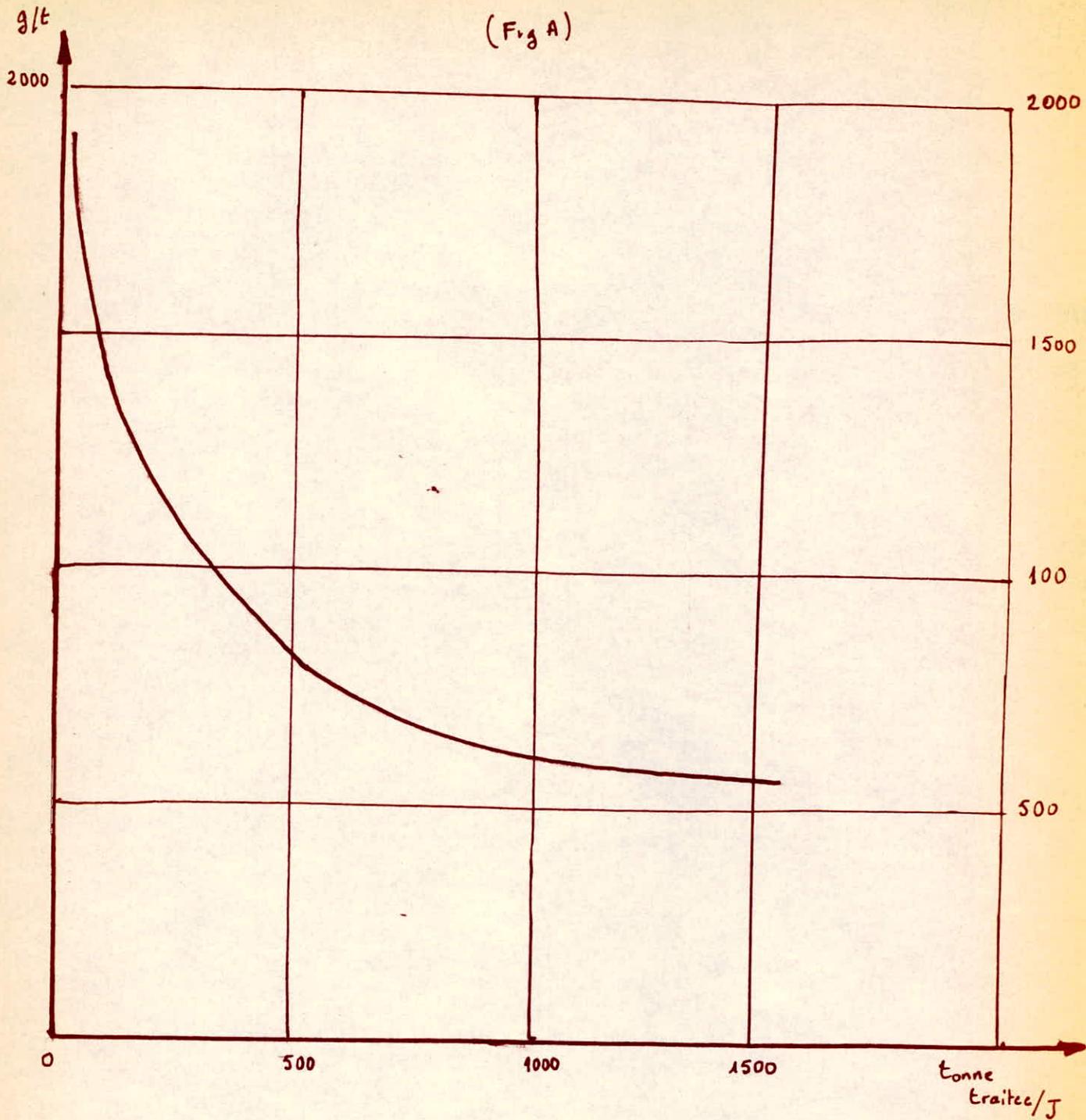
## Courbes des classes granulométriques

### Broyage à sec

$t = 45 \text{ mn}$

$t = 60 \text{ mn.}$





Consommation g/t en fonction de la  
production journalière (Broyeur à boulets)  
(d'après, revue industrie minerale N° 6 ; 1965)

IV ) PARTIE ECONOMIQUE.INTRODUCTION

Dans cette dernière partie de notre étude, on essaiera d'analyser tous les paramètres étudiés auparavant; afin d'en dégager des chiffres sur lesquels on peut porter un jugement. Je n'ai pas l'ambition de donner dans cette étude une comptabilité rigoureuse des frais d'opérations et d'investissement à chaque stade de la production. Mais j'essaierai d'estimer les paramètres économiques d'après des données expérimentales que j'ai recueillies auprès de la sonarem, et aussi dans des revues : économiques, minières, de construction etc.

Pour estimer les travaux en carrière je me réfère aux données de la mine de Azzaba (Mercure), pour les travaux miniers souterrains je me base sur l'évaluation du <sup>coût</sup> moyen à la production en tenant compte des investissements, je me base sur les données de mines métalliques en exploitation à travers le pays. Pour les frais d'opérations et l'investissement nécessaires au traitement d'une tonne de minerai, j'ai effectué dans la troisième partie de la présente étude (page 84 & 85) une estimation. Pour ne pas commettre une erreur relative importante, j'ai pris un coefficient  $k=20\%$  pour les imprévus.

Avant d'aborder les détails de notre analyse, il est intéressant de passer en revue le marché de l'or actuel et ses tendances futures.

LA PRODUCTION D'OR DANS LE MONDE:

Les premières estimation de la production mondiale d'Or remonte à la découverte du nouveau continent.

L'ouvrage de Jean Dautun "la relève de l'or" donne les estimations suivantes: Près de 81 000 tonnes en 560 ans.

La production mondiale n'est connue que d'une façon partielle. On a pu comptabiliser pour les pays de l'Est que leur vente à l'Ouest. Depuis 1963 la production annuelle d'or des pays du monde capitaliste s'élève à environ 40 millions d'onces (1200 t), 1972.); il y a eu une augmentation en 1970 44 millions d'onces (environ 1400 t); puis une déclinaison en 1973 avec une production 43,5 millions d'onces (1353 t). On peut expliquer ce phénomène par le rencherissement du prix du métal jaune, les compagnies exploitantes ont tendance à traiter des minerais à plus faible teneur; de manière à allonger la durée de vie des mines plus riches

En Afrique-du-Sud le plus important producteur (Cf Histogramme des producteurs d'or.) en 4 ans la production a diminué de 14 %; en 1973 elle était de 852,2 tonnes soit en % 70.

FORMATION DU PRIX DE L'OR.

Il existe deux prix de l'or (côté en \$/ US).

- a) Le prix officiel.
- b) Le prix du marché libre.

a/ Le prix de l'or (officiel) est fixé depuis la dévaluation du dollars américain (1973) à 42,22 \$ par once (1 once=31,1035 gr). Il sert de transaction entre les différentes banques centrales de différents pays.

b/ Le prix de l'or résulte de l'offre et de la demande sur le marché internationale. Deux places monétaires assurent la fixation du prix, LONDRE & ZÜRICH. A Londres c'est les membres de du "Club Fixing" qui cèdent le métal jaune l'unité étant la barre internationale de 12,5 Kg titrant 995/1 000 or minimum. A Zürich c'est les banques qui forment le pool de l'Or.

.....

EVOLUTION DU PRIX DE L'OR

Il est le résultat de deux ensembles de facteurs l'un concernant la demande, l'autre relatif à l'offre.

-On a d'une part la consommation industrielle qui a continué à croître et les achats spéculatifs à se développer de façon irrégulière la consommation des pays non communistes est passée de 1450 t. en 1971 à 1500 t environ en 1972.

-D'autre part au remous monétaire dû aux dévaluations successives des monnaies dite "Fortes", au déficit alarmant des balances de paiements des pays industriels.

-Enfin, par l'offre qui a sensiblement diminuée, les occidentaux ont vu leur production diminuée, l'Afrique du sud a diminué sa production vu la hausse des prix qui suffit à équilibrer sa balance.

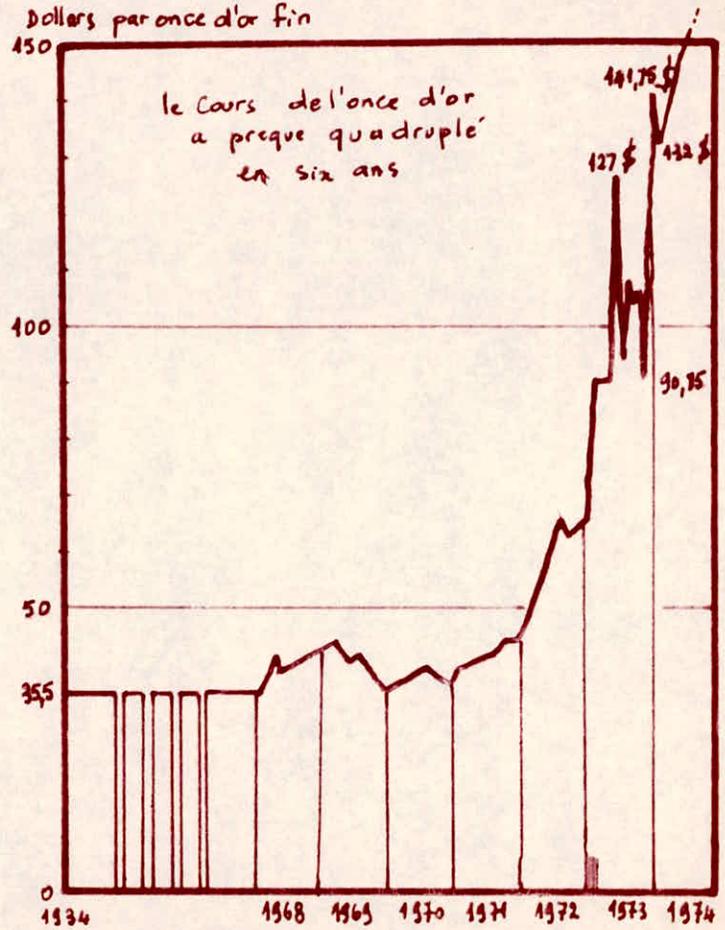
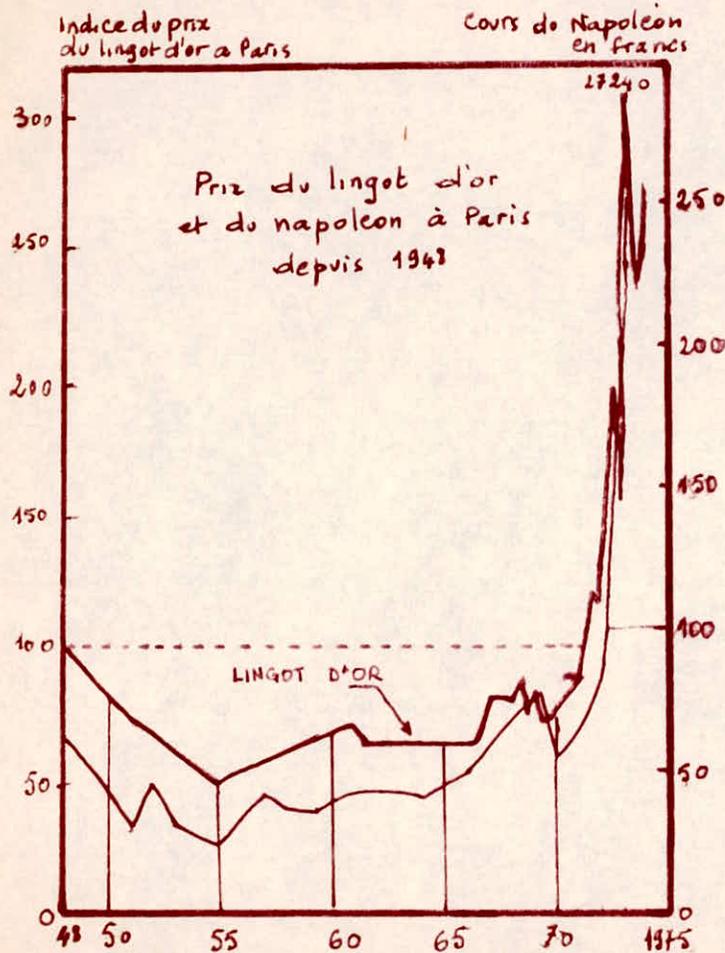
On remarque d'après la courbe (Marché de l'or) ; le prix est resté constant depuis 1934 à 1970; il a amorcé une augmentation exponentielle à partir de 1971 date de l'effondrement du système de Bretton-Wood qui régit depuis 1944 la fonction de l'or : d'étalon monétaire. Ces derniers temps avec la libéralisation au USA pour les citoyens américains de détenir de l'or et aussi à sa réévaluation du prix officiel qui donne un écart plus réduit avec le prix du marché libre, Les prix ont tendance à se stabiliser autour 160 \$ l'once, et le kilogramme en barre se situe à 22 000 DA c'est justement à ce prix que je fait l'estimation du prix de vente du métal que nous allons recueillir une fois l'exploitation en route.

ROLE DE L'OR ET SON UTILISATION:

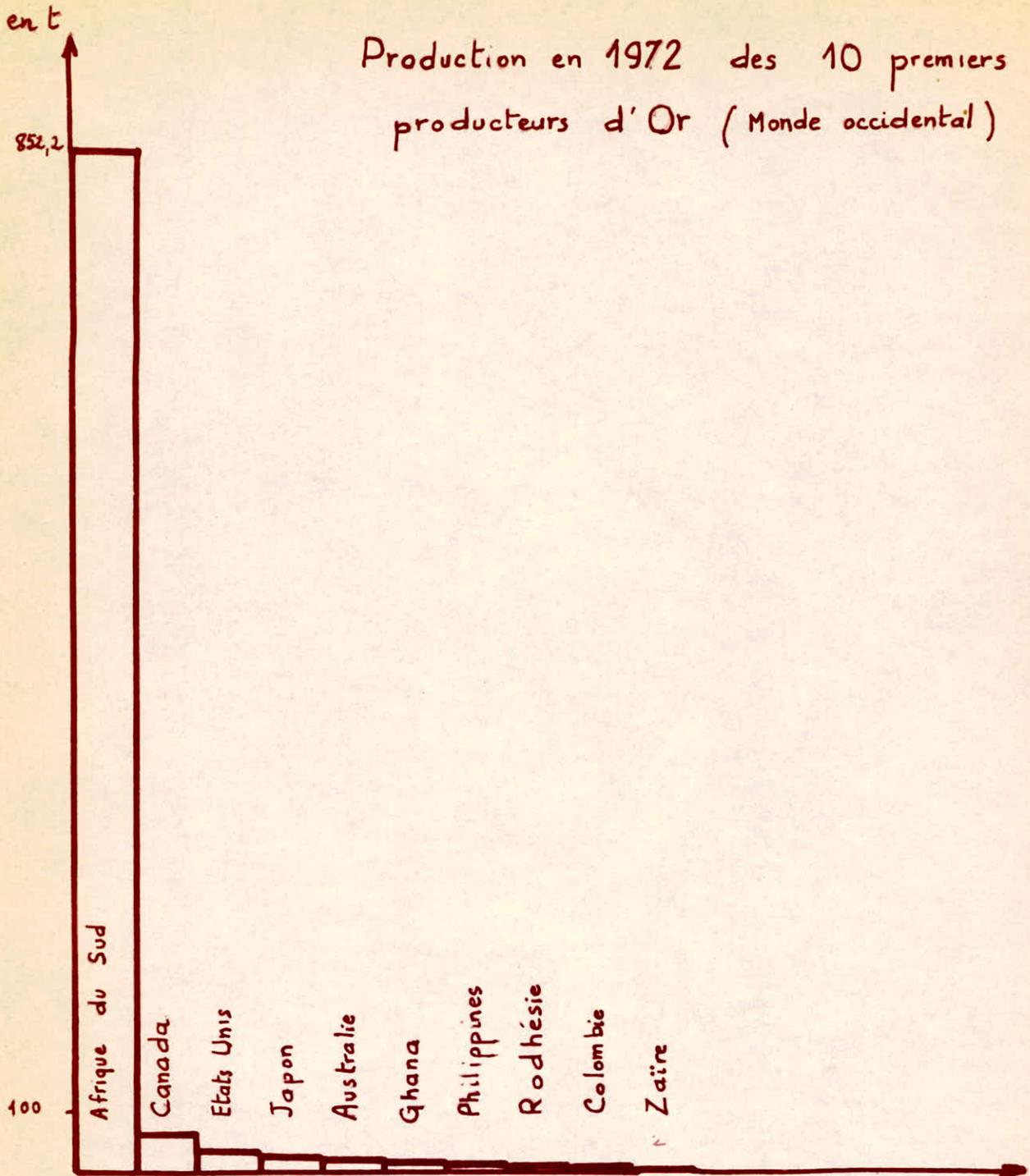
Il est utilisé, comme réserves de banques centrales, qui donne au pays détenant des réserves d'avoir des crédits (donc on peut trouver emprunteur).

Son utilisation en dentisterie est bien connue de tous, ainsi que dans la bijouterie. On l'utilise également dans les composants électroniques.

# Marché de L'OR



Production en 1972 des 10 premiers producteurs d'Or (Monde occidental)



QUANTITE DE METAL EXTRAITE :

Dans la partie exploitation ,j'ai défini trois catégories suivant le mode d'exploitation envisagé et tenant compte des teneurs c'est à dire de la qualité du minerai. On peut espérer récupérer une quantité de métal d'après ce qui suit.

## CATEGORIE I :

Réserves de métal (géologiques), = 991,6 Kg

Reserves minerai 127 000 t

Teneur moyenne 7,81 gr/t

Teneur extraite 7,42 gr/t

Métal à extraire 942,34 Kg

Récupération 867 Kg

CATEGORIE II (reserves métal ,géologique). = 256,2 Kg

Reserves minerai 51 000 t

teneur moyenne 4,96 gr/t

teneur extraite 4,72 gr/t

métal à extraire 243,55 Kg

récupération 224,06

## CATEGORIE III

Reseves géologique du métal = 519,7 kg

Reserves minerai 158 850 t

Teneur moyenne 3,26 gr/t

Teneur extraite 3,10 gr/t

métal extrait 492,5 Kg.

récupération 453,1 Kg

(La récupération a été calculée sur la base de 92 % . )

CALCULS DE RENTABILITE

C'est à partir de données économiques que l'on peut connaître si notre exploitation sera rentable ou non. Dans le cas générale on cherchera toujours l'équilibre des dépenses et des recettes à défaut d'un bénéfice. Pour connaître les différents composants des dépenses que nous occasionne l'exploitation de notre gisement la seule méthode qui nous parait valable est celle qui consiste à raisonner en se référant à quelque chose d'existant .

## 1) Frais d'exploitation .

## a/ Frais d'exploitation d'une tonne de minerai en carrière.

prix de revient technique .....	8	DA/t
énergie .....	2,5	"
main d'oeuvre .....	8	"
matériel .....	6,5	"
Total	<u>25 DA/t</u>	

Soit  $F_1$  les frais occasionnés par l'extraction du minerai exploité par carrière/  $127\ 000 \cdot 25 = 3\ 175\ 000$  DA.

## b/ Frais d'exploitation d'une tonne de minerai en souterrain.

main d'oeuvre.....	13	DA/t
énergie.....	2,5	"
prix de revient technique....	12	"
autres.....	2,5	"
Total	<u>30 DA/t</u>	

Soit  $F_2$  les frais occasionnés par l'extraction du minerai exploité par travaux souterrains.

$$210\ 450 \cdot 30 = 6\ 313\ 500 \text{ DA.}$$

c/ Frais de traitement  $F_3$ 

Frais des opérations	3 309 000	DA
prix de l'usine	4 800 000	DA
	<u>8 109 000</u>	DA

On a

$$F = F_1 + F_2 + F_3 + F_4 + F_5$$

$F_4 =$  les dépenses pour les imprévus )  $F_4 = ( F_1 + F_2 + F_3 ) 20 \%$

$F_5 = 3\ 060\ 000$  dépenses des travaux géologiques.

$$\underline{F = 24\ 177\ 000\ DA.}$$

Nota : Les frais des investissements sont compris dans F; ils sont évalués à 8 772 500 DA.

Prix du métal ( Z )

Production espérée en Kg 1 544,16 Kg.

PRIX de l'or sur la base de 22 000 DA le Kg.

$$Z = 33\ 971\ 520\ DA.$$

Bénéfice:

$$K = Z - F$$

$$\underline{\underline{K = 9\ 794\ 520\ DA.}}$$

TABEAU RECAPITULATIF DES PARAMETRES TECHNICO-ECONOMIQUES.

Désignation	Unités	Paramètres obtenus
1) Teneur limite ( $t_{lim}$ )	! gr/t	! 2
2) Reserves géologiques ( $Q_g$ )	! tonne	! 330 900
3) Teneur géologique moyenne	! gr/t	! 5,3
4) Reserves de métal	! Kg	! 1767,3
5) Reserves de minerai extrait ( $Q_e$ )	! tonne	! 330 900
6) Teneur moyenne de $Q_e$	! gr/t	! 5,035
7) Métal à extraire	! Kg	! 1760,8
8) Récupération du métal	! Kg	! 1544,16
9) Coût du minerai	! DA/t	! 109,61
10) Prix de revient du minerai	! DA/t	! 73,26
11) Capacité de l'entreprise	! t/an	! 40 000 + 50 000
12) Durée de vie	! an	! 8
13) Investissements	! DA	! 8 772 500
14) Dépenses totales	! DA	! 21 117 000
15) Dépenses déjà réalisées (sondages)	! DA	! 3 060 000
16) Prix de vente	! DA	! 33 971 520
17) Bénéfices	! DA	! 9 794 520
18) Période nécessaire pour payer les investissements	! an	! 6

-oo0oo- C O N C L U S I O N -oo0oo-

Notre gisement est situé dans la région Nord du pays, dans la zone industrielle d'Alger, économiquement favorable.

L'origine du gisement est hydrothermale. La minéralisation s'est effectuée à partir d'une faille principale alimentant des micros brèches qui ont donné lieu à une minéralisation lenticulaire. L'or est déssiminé dans les roches minéralisées. Les structures localisant les minerais (oxydés & primaires) sont les zones de décollement et de broyage entre les couches en pente douce. La teneur est variable d'une lentille à une autre ( 2 à 26,5 gr/t ). Les réserves géologiques sont évaluées à 330 900 t, la teneur moyenne est de : 5,3 gr/t. D'après ces données on peut classer ce gisement dans la catégorie moyenne.

L'exploitation de ce gisement ne présente pas de difficultés techniques. Il n'existe pratiquement pas de problème d'exhaure, une partie du minerai est exploitable à ciel ouvert, l'autre à des profondeurs faibles ne nécessite pas un matériel important; mais on tâchera d'exploiter en premier lieu le minerai se trouvant à l'affleurement de la surface du sol pour les raisons citées plus loin.

Traitement : On a démontré que la CYANURATION était la meilleure méthode pour traiter ce minerai et l'optimum de la récupération ( 92 % ) est très satisfaisant.

Le calcul économique nous a permis de remarquer qu'à l'heure actuelle on peut envisager une exploitation rentable.

Pour conclure je dirai qu'une mine ne sera connue que si on vient de l'exploiter totalement; alors pour nous la décision d'exploiter ce gisement ne relève plus d'un pari ou d'un prestige quelconque, mais de l'intérêt social, humain et économique que suscitera l'ouverture de la mine dans la région et dans le pays.

\*\*\*\*\*  
\*\*\*\*\*

## BIBLIOGRAPHIE

- 1 Rapport géologique sur les travaux de recherche et de prospection sous la direction de I. BRAGINE (1.V. 1973) SONAREM.
- 2 Rapport sur le theme: Etudes des propriétés technologiques du minerai oxydé en provenance du gisement de Boudouaou ,Moscou 1972.
- 3 Rapport SINGEX 3 Traitement de l'Or de Boudouaou " Canada
- 4 Revues de l'industrie minière 4 Document SIM ".
- 5 Thèse de fin d'étude 'Mise en marche de la mine de M'RAS MA ' 1969-70

Par A. Benslimane.

