

UNIVERSITE D'ALGER

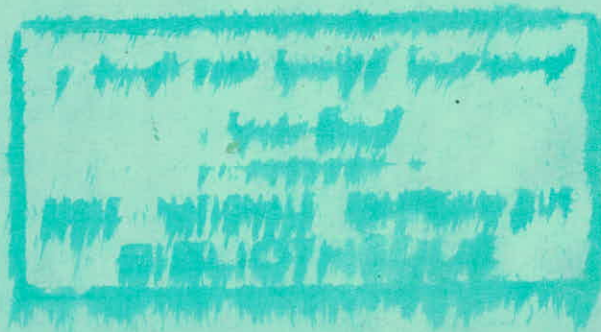
3/74

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

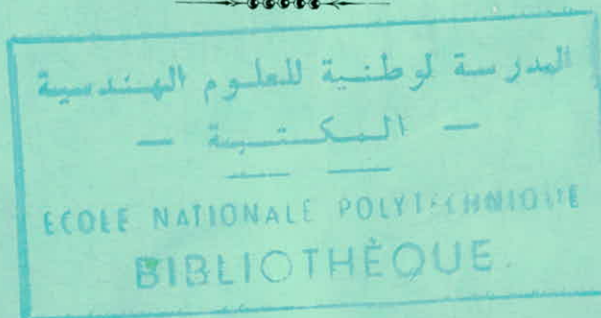
DEPARTEMENT MINES ET METALLURGIE

187

PROJET DE FIN D'ETUDES



ETUDE D'EXPLOITABILITE DES GISEMENTS
DE LAOUNI (W) ET TAMANRASSET (W-Sn)
(H O G G A R)



Proposé Par M.
SONAREM

Dirigé par MM.
OUSSIKOV
ARMINGAUD

Etudié Par MM.
M. BOUREZG
M. A. OULD AMI

PROMOTION 1974

UNIVERSITE D'ALGER

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT MINES ET METALLURGIE

PROJET DE FIN D'ETUDES

ETUDE D'EXPLOITABILITE DES GISEMENTS
DE LAOUNI (W) ET TAMANRASSET (W-Sn)
(H O G G A R)



Proposé Par M.
SONAREM

Dirigé par MM.
OUSSIKOV
ARMINGAUD

Etudié Par MM.
M. BOUREZG
M. A. OULD AMI

PROMOTION 1974

A la mémoire de feu mon père,
A ma mère qui a tant souffert.

Mohand Akli OULD-AMI

A tous ceux qui oeuvrent
au développement du HOGGAR

Aussi

/-) mes parents.

/))ohammed BOUREZG

*****ooo000ooo*****

REMERCIEMENTS

Qu'il nous soit permis de remercier vivement certaines personnes de la S.O.N.A.R.E.M. qui ont bien voulu nous aider dans notre travail.

Que tous les professeurs du Département "Mines & Métallurgie" , particulièrement Mr. OUSSIKOV , trouvent ici l'expression de notre profonde gratitude pour l'enseignement qu'ils nous ont dispensé et les précieux conseils qu'ils nous ont prodigués tout au long de la préparation de notre projet .

---oooOooo---

TABLE DES MATIERES

INTRODUCTION	Page 1
CHAPITRE I : Description géologique	" 4
- Introduction	" 4
- I - Gisement de LAOUNI	" 5
- II - Gisement de TIN-AMZI - EL-KAROUSSA	" 10
- III - Partie méthodologique	" 14
- IV - Hydrogéologie	" 20
CHAPITRE II : Modèle mathématique d'estimation des gisements	" 22
Etude appliquée au gisement de LAOUNI	" 22
- I - Présentation	" 22
- II - Statistiques appliquées à l'estimation des paramètres miniers	" 22
- III - Conclusion	" 34
CHAPITRE III : Exploitation	" 36
- Introduction	" 36
- I - Travaux préparatoires	" 37
- II - Méthode d'exploitation	" 38
- III - Aérage	" 40
- IV - Transport	" 41
- V - Divers	" 42
CHAPITRE IV : Valorisation des minerais	" 44
- A - Méthodes de séparation	" 44
- B - Etude sur le minerai de LAOUNI	" 44
- C - TIN-AMZI - EL-KAROUSSA	" 63
- D - Conclusion	" 63
ANNEXE : Etude économique	" 64
CONCLUSION	" 70



/INTRODUCTION/

Le Hoggar, resté longtemps inaccessible, en raison de son hostilité climato-géographique, connaît depuis quelque temps une intense activité de recherche qui le fait apparaître comme la région minière de demain.

Cité à 2000 Km au Sud d'Alger, impressionnant par son étendue et sa nature typiquement désertique, il connaît une très faible activité économique. Sa population active, environ 5000 personnes, est composée à 50% d'ouvriers agricoles, disposant de 400 hectares de terre cultivable et représente l'un des niveaux de vie les plus bas que l'on puisse rencontrer au Sahara (recensement 1966).

L'infrastructure routière est inexistante, les quelques voies d'accès étant improvisées pour les chantiers de recherches. La transaharienne, arrivée actuellement à In-Salah, atteindra Tamanrasset en 1977 et passera à proximité de Laoui en 1979.

Les autres moyens de communication existants sont constitués par l'aérodrome de Tamanrasset, quelques pistes rudimentaires construites pour certaines bases importantes telles que Timgaouine, Tiririne, ainsi qu'une liaison radio entre les différentes bases et Alger.

Ajoutées à cela, les rudes conditions climatiques (pluviométrie nulle depuis 2 ans, vents de sable, insectes) ont fait que cette région est restée jusqu'à ce jour en dehors de la civilisation, ses exigences, ses bienfaits.

Dans un tel cadre de vie, et parallèlement à des problèmes de conditionnement, l'essentiel des effectifs à mettre sur place devant être confrontés à des problèmes autres que ceux des Touareg, l'entreprise minière SONAREM doit s'attendre à consentir de gros investissements qui font qu'elle s'expose à un grand risque économique.

Dans le cas qui nous préoccupe, à savoir la mise en exploitation des gisements de Laouni (Tungstène) et Tim-Amzi-El-Karoussa (Tungstène-étain), en dehors d'une étude, succincte et classique puisque ~~me~~ dépendant que des conditions géologiques, de la méthode d'exploitation à adopter, nous exerons notre travail:

- d'une part sur le choix d'un modèle mathématique de précision du calcul des réserves,
- d'autre part, sur le choix du schéma le plus efficace de traitement.

La priorité donnée à la résolution de ces deux problèmes trouve sa justification dans les faits suivants :

- une entreprise minière de cette importance, dans un tel milieu, étant la première du genre en Algérie, l'évaluation de notre gisement doit être faite avec le plus grand degré de certitude possible.

- le manque d'eau et les difficultés considérables qui en découlent nous imposent l'application des méthodes de valorisation par voie sèche.

Enfin une étude économique sommaire, mettant en relief les points qui nous ont paru être les plus importants, a été présentée en fin de volume.

---oo00oo---

CHAPITRE I

INTRODUCTION

La région minière de Laouni et Tin-Amzi se trouve dans la partie centrale du Hoggar, limitée à l'Ouest par une faille profonde syntectonique et à l'Est par une série d'accidents tectoniques subméridiens longeant le Tassili.

Elle est constituée de Terrains suggariens fortement métamorphisés, recouverts au Sud par des formations discordantes du pharusien.

On y observe aussi de faibles dépôts éoliens, alluvionnaires..., représentant la Quaternaire.

Les roches plutoniques sont largement développées et présentent une grande diversité.

Le Suggarien constitue avec les terrains magmatiques la partie centrale, tandis que le Pharusien compose plutôt les flancs.

Les roches intrusives les plus fréquentes dans la région sont les granites et granites-pigmatites du Pharusien.

On y constate une multitude de filons divers ainsi que de nombreux filons de quartz et des zones silicifiées étendues. Ces derniers présentent un contact intrusif avec les granites migmatites qui se trouvent en général dans les intersections des accidents tectoniques.

I. GISEMENT DE LAOUNI

I.1 - Généralités

La surface du champ de minerai est formée directement de granit et gneiss dont le contact est ondulé et s'enfonce en pente douce sous les roches encaissantes

Le gisement de Nahda, en lui-même se forme de quelques zones filoniennes subparallèles repandues dans les roches gneissées (partie est et centrale du gisement) et dans les granites (partie Ouest).

Le massif de Nahda présente trois (3) faciès de granits :

- Un faciès très fin dont les minéraux sont engrenés les uns dans les autres avec : des feldopaths potassiques, du mica incolore, quelques grains de topaze.
- Un faciès moyen assez hétérogène dont les quartz sont groupés avec du microline, de l'Albite, du mica incolore, du topaze.
- Un faciès grossier à tendance porphyroïde

Les greisens occupent à Nahda des volumes considérables et affleurent dans trois (3) secteurs principaux

- Centre du Massif
- 500 m à l'Ouest
- 1800 m à l'ENE, zone des filons de quartz à WO_3 .

Les zones métallifères se composent de séries de filons de quartz associés à des zones de greisénisation, parfois à leurs épontes, souvent adjacentes l'une à l'autre ou confinant à la zone des accidents tectoniques.

Habituellement on trouve dans chaque zone un filon de base de quartz-wolframite, pouvant parfois être accompagné de courtes apophyses de trioxyde de wolfram d'intérêt industriel.

Aux grandes profondeurs de granites, dans les relèvements de toit en forme de coupole, se trouvent les filons de quartz métallifères qui coïncident brusquement dans les fléxions entre les coupoles.

En général le gisement présente deux (2) apparences différentes des corps de minerai.

- Des filons de quartz très nets avec des dégagements de gros cristaux de wolframite.

Ces filons ont des bordures en greisens stériles de faible puissance aux salbandes.

- Des zones de veines-greisens avec une dissémination dispersée de wolframite à grains fins et moyens et d'autres minéraux. A coté de poches et de colonnes très riches se trouvent des intervalles de longueur importante de teneur nulle.

On observe la minéralisation exploitable jusqu'à 220-240 m de profondeur, diminuant dans la direction Ouest.

De nombreuses dislocations post minéralisation, de quelques dizaines de mètres d'amplitude, compliquent considérablement la morphologie des corps minéralisés.

I.2 - Description des Gîtes du Gisement

Le champ filonien est composé essentiellement de trois (3) zones métallifères en pente brusque et de minéralisation exploitable. Toutes ces zones forment une bande de 250-300 m et correspondent au total à environ 3700 m de filons minéralisés de puissance variable (0,1 - 2,0 m).

I.2.1 - Zone métallifère Nahda I

Elle a une longueur de 1.400 m dont 1.170 m de minéralisation exploitable sont observés en surface, cette longueur se réduisant à 540 m au niveau +320 m (niveau supposé inférieur des corps de minerai).

Dans la partie centrale, la minéralisation exploitable est observée jusqu'à la profondeur de 180 - 240 m.

.../...

La structure de la zone est relativement simple. On y voit nettement le filon unique de quartz wolframifère, en pente brusque et de puissance 0,3 - 2,0 m (0,77 m en moyenne).

Cependant le filon a subi deux (2) décrochements importants, en surface, qui le subdivisent en trois (3) parties A, B, C d'Est en Ouest .

Notons en outre que les parties A et B sont très peu décalées alors qu'une faille Nord-Sud affecte la partie C d'un rejet de 20 m vers le Nord, cette faille puissante de 1,50 m ayant un léger pendage vers le Nord-Est.

Enfin le filon a un pendage de 85° vers le Sud et devient vertical au niveau 60 dans la partie B.

Les roches encaissantes sont constituées par des greisens et du granite migmatitique surmicacé, très net, non silicifié et très fissuré.

On suppose qu'à l'extrémité Ouest la zone métallifère Nahda-1 rejoint la zone Nahda-2 à une profondeur de 110 - 120 m.

I.2.2 - Zone métallifère Nahda II =====

Elle s'étend sur 1.460 m et la minéralisation exploitable s'établit pratiquement sur toute la longueur de cette zone.

Cependant, au niveau +320, elle se trouve seulement dans un intervalle de 200 m, ce qui revient à dire que le corps minéralisé coïncide à la profondeur de 180 - 200 m de la surface.

Cette zone est constituée d'un certain nombre de filonnets de quartz wolframifère, mais possède aussi son filon principal d'importance industrielle. Ce filon se compose de deux (2) corps minéralisés Est et Ouest, de part et d'autre d'une faille de direction NW-SE, qui se lient en un seul à une profondeur de 90 - 100 m.

La puissance de la partie exploitable du filon est comprise entre 0,34 et 0,98 m, 0,54 m en moyenne pour la branche Est et 0,57 m pour la branche Ouest.

I.2.3 Zone métallifère Nahda III

=====

Elle a la structure la plus compliquée, considérablement grande, dans laquelle on distingue deux (2) corps de minerai, Sud et diagonal.

Le corps diagonal est contigu à la partie centrale du corps Sud et au flanc Est de la zone Nahda-2.

L'étendue générale de la zone est de plus de 1.600 m mais la minéralisation exploitable s'établit sur une longueur de 900 m.

L'étendue du corps Sud est de 700 m et sa puissance moyenne est de 0,55 m. De même l'étendue du corps diagonal est de 500 m et sa puissance moyenne est de 0,52 m.

En outre, le corps minéralisé de cette zone est caractérisé par des désagrégations fréquentes et la présence de nombreuses apophyses dans lesquelles on peut voir la teneur exploitable.

Les roches encaissantes sont constituées du même granite migmatitique, qui devient toutefois homogène en profondeur, et de greisens en fréquence moyenne.

Schéma récapitulatif

I.3 - Description Minéralogique

Le minerai du gisement de Nahda est constitué par le quartz filonien qui forme des nids et des gros cristaux de wolframite allant jusqu'à 10 -15 cm et plus et distribués irrégulièrement.

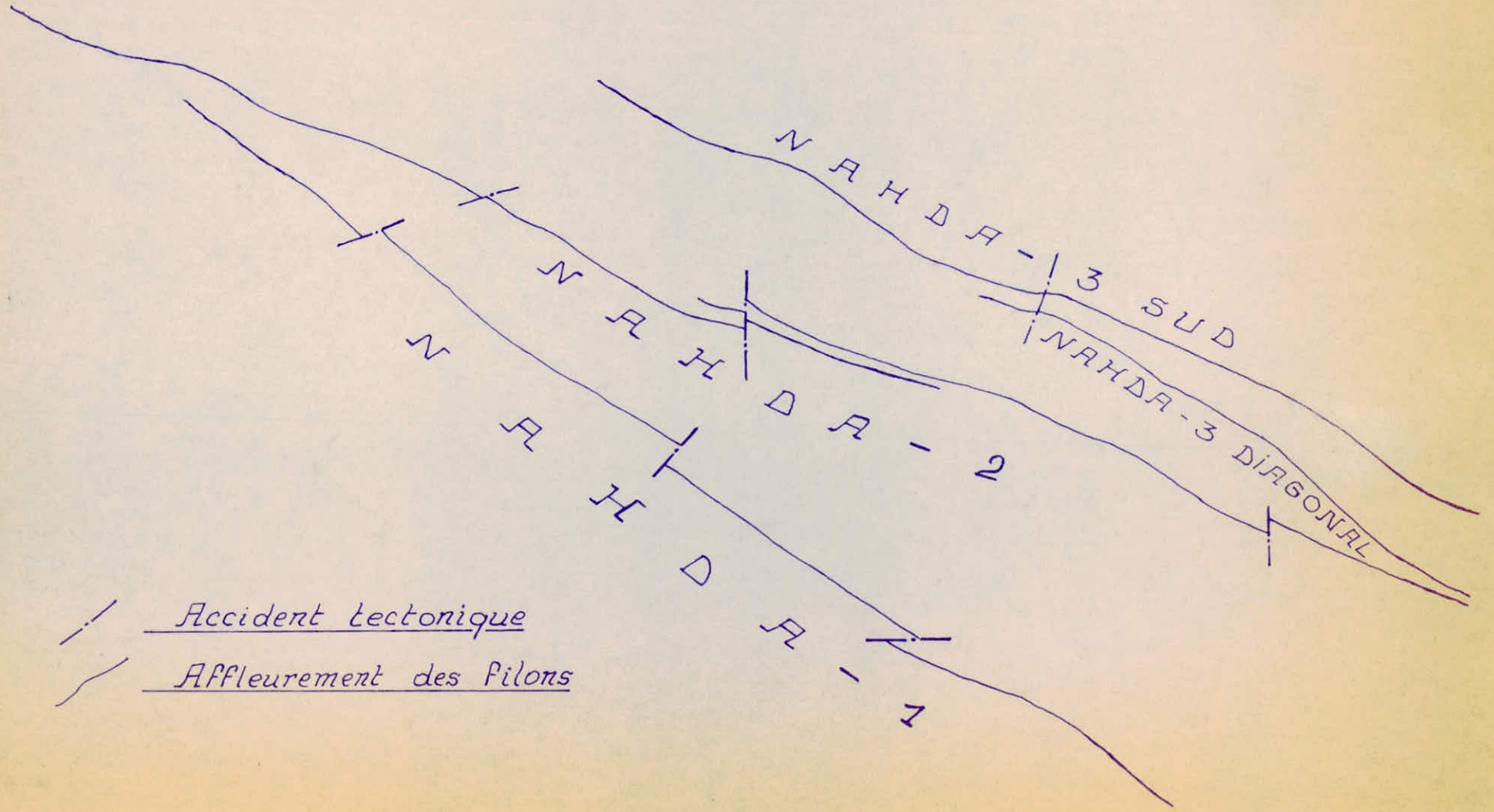
L'étude des sections polies et lames minces semble prouver que le wolfram s'est mis en place après une première venue du quartz, ou tout au moins pendant l'ultime arrivée du silice primaire.

Les altérations de la wolframite sont très nettes. Les teneurs en minéraux d'oxydation sont assez importantes.

.../...

SCHEMA RESCAPITULATIF

(Laouvi : Gîtes métallifères)



Elle est partiellement remplacée par la Scheel^lite (20 %) et étroitement liée avec la chalcop^yrite, cette dernière étant remplacée en partie par les minéraux secondaires du cuivre : cuprite, malachite, azurite. Parfois la teneur en cuivre atteint 1 %, mais, selon les données globales reçues, on constate qu'il n'a pas d'intérêt pratique.

Dans les filons se trouvent aussi des cristaux à grains fins de cassitérite, ce minéral n'étant qu'une curiosité, d'ailleurs antérieur à la wolframite.

On y a découvert également : fluorite, molybdenite, arsenopyrite, bismuthite, pyrite, d'extension limitée et n'exerçant pas d'influence sur la qualité du minerai.

Les gangues sont composées essentiellement de quartz et micas ainsi que calcite, fluorine, gypse.

I.4 - Conclusion

- Les greisens ne contiennent ni wolframite ni cassitérite et sont donc complètement stériles.
- L'encaissant principal (granite migmatitique) est beaucoup moins favorable au développement d'une minéralisation diffuse que ne le sont les schistes et les calcaires .
- Il est probable qu'au niveau 100, la teneur en cassitérite augmente .

II. GISEMENT DE TIN-AMZI . EL-KAROUSSA .

II.1. Filons de Tin-Amzi.

Il est situé à 35 Km au Sud-Ouest de Tamanrasset, à 3 Km de la piste menant à Laouni. Les roches sugariennes (gneiss, granito-gneiss, migmatites) constituent ce gisement .

Les roches intrusives sont représentées par un petit nombre de dykes, de granites fins, de porphyres felsitiques et de diabasophyres,

Le gisement se trouve dans la partie apicale d'un stock de granites masqués, ce qui a été conditionné par l'existence d'un système complexe de fractures se recoupant mutuellement.

Le champ minier occupe une surface de l'ordre de trois (3) Km².

Sa partie centrale est la plus intéressante. On y distingue une bande minéralisée longue de 1,5 Km et large de 200 à 300 m. Des zones métallifères filoniennes, se croisant mutuellement de direction N.E, subméridiennes et N.W, sont développées dans les limites de cette bande.

Leur largeur varie de 1,2 à 20 m. Elles sont constituées par des essains de filons et filonets de quartz et de greisens parallèles ou convergents, puissants de 0,10 - 0,30 à ±-1,5 m

Le pendage des filons est raide 70-90° à l'Est N.E, S.E.

La minéralisation Wolframifère (prédominante) et la cassitérite sont associées, en général, aux filons quartzeux;

La minéralisation se présente sous forme de nids et de disséminations.

La teneur des filons varie de quelques dixièmes de % à 7-12 %.

.../...

La cassitérite se localise surtout dans les filons quartzeux peu puissants, aux contacts de ces derniers avec les greisens et, partiellement, dans les greisens. Sa teneur atteint 1 - 1,5 %.

Outre le quartz, les minéraux de gangue sont : mica, topaze, fluorite, les minéraux métalliques, limonite chalcoppyrite. Sur le gisement, la longueur total des filons métallifères reconnus est de 5 Km, y compris 2 Km suivis par tranchées.

Tous les filons reconnus n'ont été suivis en direction que partiellement.

Le secteur le plus riche est la partie centrale du gisement, à l'intersection des filons N° 1 à 4. Sur 500 m de long, en suivant la crête, sur une zone circonscrite par la tranchée n° 4, au Sud (zone n°1) jusqu'à la tranchée n° 16 (zone n°3), la teneur totale $WO_3 + Sn$ est de l'ordre de 1 % pour une puissance moyenne de 1 m. Une zone parallèle, d'une puissance moyenne de 0,32 m et d'une teneur totale en $WO_3 + Sn$ de 0,9 %, est constatée dans ce même intervalle, à 3 - 5 m à l'Est.

II.2. Placers de Tin-Anzi.

En 1971, à l'aide de travaux miniers (puits), six (6) placers alluvionnaires ont été repérés sur les plateaux et dans les vallées des petite oueds drainants le champ minier du gisement Stano-Wolframifère portant le même nom.

La quantité de Wolfram atteint à peine 5 % du tonnage total. La teneur moyenne en $Sn O_2 + Wo_3$ dans les placers varie de 0,4 - 1,5 Kg/m³, la puissance des sables de 0,3 m à 1,7 m, la puissance des stériles de 0 à 2 m.

Outre $Sn O_2$ et Wo_3 , les fonds de batée fournissent aussi magnétite (jusqu'à 60 - 65 %) ilménite, hématite pyrite oxydée, Epidote, topaze, apatite.

Outre les placers en question, un placer de plateau d'une superficie de $0,7 \text{ km}^2$, est supposé dans la région.

La proximité du placer de Tamanrasset, la petite profondeur des sables et des teneurs élevées en métaux, le désignent comme chantier prioritaire pour la recherche.

II.3. Indices d'El-Karoussa

L'indice est située à 33 Km au Sud de Tamanrasset et à 2,5 Km au N.W du gisement de Tin-Amzi, à proximité immédiate de la piste menant à Laouni.

Il se trouve au voisinage d'un dôme de granitoïdes masqués, qui détermine en gros la structure de ce champ minéralisé. Il s'agit d'un grand nombre de filons de greisens quartzeux de zones veinelées et de filonnets minéralisés en Sn O_2 et Wo_3 , étroitement entrelacés entre eux et développés sur une superficie de 3 Km^2 .

Une zone de greisens quartzeux, dirigée N.E, puissante de 0,5 à 1 - 2 m et longue de 500 m, s'y distingue

La Wolframite et la Cassiterite dans ladite zone sont réparties irrégulièrement par nids?

Ces derniers, selon les analyses spectrales, tiennent jusqu'à 1% de Sn O_2 et Wo_3 . Dans ses grandes lignes, l'indice est analogue au gisement de Tin-Amzi dont il se distingue seulement par un niveau plus bas de l'érosion. Mais les perspectives peuvent augmenter en profondeur.

Les analyses spectro-aurométriques ont permis de déceler la présence de l'or (0,01- 0,8 g/t) dans presque toutes les formations de la région, greisens y compris. En général il se localise dans les structures faillées d'orientation N.W, contrôlant la mise en place de granites intrusifs du type des "Taourirt"

TABLEAU RECAPITULATIF

LOCALISATION	B + C ₁	C ₂	PROJECTION
<u>TIN-AMZI</u>			
Réserves géologiques. Teneurs : WO ₃ : 0,66% Sn O ₂ : 0,25%	86.000 t.	261.000 t	50.000 t
Métal	793 t.	2.390 t.	356 t
<u>PLACERS</u> /			
Réserves géologiques.	114.000 m ³	131.000 m ³	
Métal	500 t	352 t.	
<u>EL-KAROUSSA</u>			
Réserves géologiques. Teneurs : WO ₃ : 0,22% SnO ₂ : 0,74%		701.000 t.	266.000 t
Métal		6.756 t	1.987 t
<u>PLACERS</u> :			
Réserves géologiques.	44.000 m ³	42.000 m ³	
Métal	122 t	151 t	

III. PARTIE METHODOLOGIQUE

III-1. Méthode d'étude

Les gisements de Laouni (W) et Tin-Amzi El-Karoussa (W-Sn) ont été étudiés à partir de travaux de même type, soit ouvrages miniers (puits et galeries) et de forages en profondeur, et tranchées en surface.

III-1.1. Laouni

* Sur le filon Nahda I, on a foncé un puits appelé B, de 100 m de profondeur et on a creusé 315 m de galeries en direction des filons sur trois (3) niveaux (20 m, 60 m et 100 m);

A 250 m au Nord-Ouest du puits B, un second puits, appelé C, a été foncé sur 60 m de profondeur et 185m de galeries ont été creusées aux niveaux 30 et 60 m

En outre au niveau 100 m, un travers-banc de 100 m environ a été creusé vers le Nord pour rejoindre le filon Nahda II.

* Sur le filon Nahda III, un troisième puits, appelé F, a été foncé sur 60 m de profondeur et 155 m de galeries ont été creusées aux niveaux 30 m et 60 m

* Le filon Nahda II a été exploré, pendant la campagne 1969 - 1971, par trois (3) puits, de 20 m de profondeur chacun, appelés puits n^{os} 1, 2, 3 et disposés d'Ouest en Est dans cet ordre. De plus on a creusé 20 m de galeries de part et d'autre de chacun des trois puits.

* Notons en outre que 50 sondages ont été effectués pour l'exploration en profondeur des filons entre 100 et 250 m.

De même des tranchées ont été creusées tous les 20 m sur les trois (3) filons.

.../...

III-1.2. Tin-Amzi

Quatre (4) puits de 20 m de profondeur ont été réalisés ainsi que des sondages de 100 - 110 m.

Des tranchées ont également été creusées tous les 20 m.

III-1.3. El-Karoussa

Tranchées et sondages ont été effectués dans les filons 1, 2, 3 ainsi qu'une galerie en cours d'exécution au filon 1.

Une galerie de 60 m a été réalisée au filon 1 B et 100 - 120 m supplémentaire sont prévus en direction du filon dans le programme 1974.

Les travaux de recherches dans les placers se poursuivent par le creusement de petits puits.

Remarque :

Nos gisements se présentant sous une forme complexe avec des dimensions moyennes et une répartition irrégulière de la minéralisation, se situent dans le groupe II de la classification soviétique.

L'étude qui y a été effectuée peut être qualifiée de détaillée si l'on considère qu'elle nous permet d'en connaître les réserves jusqu'à la catégorie B, ce qui nous met ainsi en mesure d'élaborer le projet technique de la construction de l'entreprise minière en vue de l'exploitation dans un avenir proche.

III-2 Echantillonnage des Gisements.

III-2.1 Types d'échantillonnage.

- 1 Echantillonnage chimique global pour tous les ouvrages en surface et en profondeur a permis de déterminer les teneurs en W_{O_3}
- 1 Echantillonnage minéralogique macroscopique sur quelques échantillons a fourni des données sur la minéralisation (taille des cristaux).

.../...

- 2 échantillonnages technologiques ont été effectués pour étudier le mode de traitement et en établir le schéma le plus efficace.

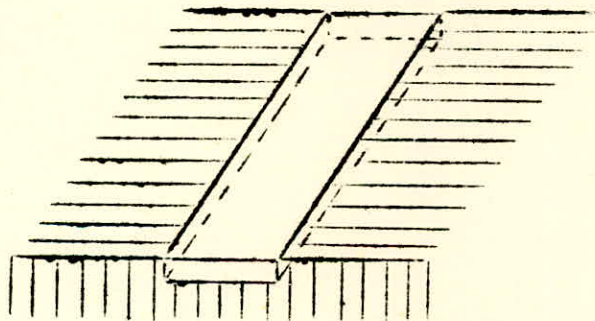
On a fait également à partir de ces deux échantillons une analyse chimique détaillée de tous les éléments (W, Sn, Cu...), une analyse spectroscopique pour doser les éléments à l'état de traces, ainsi qu'une analyse pétrographique et minéralogique complète.

- 3 échantillons de plus d'une tonne chacun ont été également prélevés afin de déterminer le poids volumique du minerai.

III-2.2 Modes de prélèvement et dimensions des échantillons

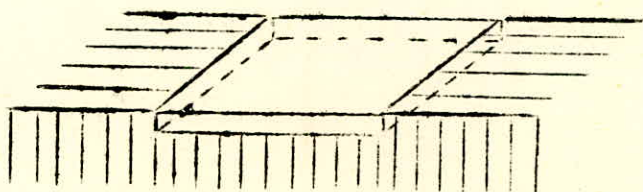
Pour la majorité des échantillons le prélèvement a été exécuté, dans les tranchées ou les galeries, en sillons de dimensions suivantes:

- Profondeur : 5 cm
- Largeur : 10 cm
- Longueur : toute la puissance du filon.



Cependant, pour certains cas particuliers, les dimensions des échantillons ne sont plus les mêmes.

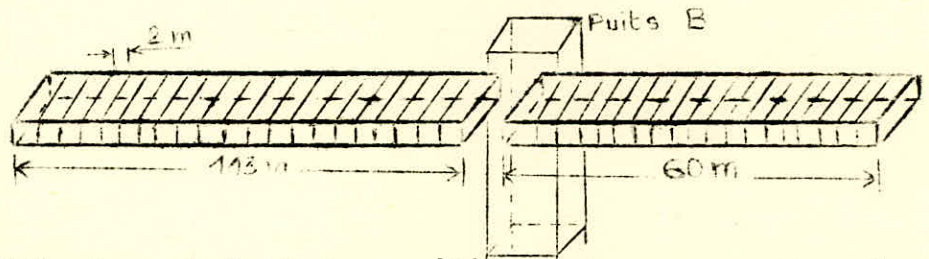
- Quand la puissance est inférieure à 20 cm, on prélève une plaque d'une plus grande largeur sur toute la puissance du filon.



- Quand la puissance est supérieure à 80 cm, on prélève deux (2) échantillons, dans le même sillon; de dimensions :

- * Profondeur : 5 cm
- * Largeur : 10 cm
- * Longueur : la moitié de la puissance.

Si dans le cas général les échantillons ont été prélevés dans des tranchées creusées transversalement tous les 20 m, dans trois (3) tranchées qui ont été creusées dans le sens du filon, les prélèvements ont été effectués tous les 2 m.



On a également fait des prélèvements en carottes dans les sondages pour une première connaissance du gisement aux profondeurs importantes.

Quand aux échantillons technologiques de grandes dimensions, ils ont été prélevés à la volée, à l'aide d'explosifs, en plusieurs points, puis ont été mélangés et ont subi un quartage de manière à avoir la quantité voulue d'un échantillon représentatif.

III-2.3. Traitement des échantillons.

Les échantillons technologiques sont cassés à la masse, subissent un quartage.

Les échantillons chimiques, de 3 à 10 Kg en moyenne sont totalement envoyés au laboratoire où ils sont réduits à 20 - 50 g par la méthode de Richard et chechette dans un certain nombre de concasseurs, broyeurs et tamis disposés selon un schéma adéquat.

L'analyse est alors faite par la rhodamine suivant un procédé colorimétrique.

III-3. Calcul des Réserves

- Notre gisement se présentant sous forme de filons de fort pendage (85°), les contours des gîtes sont représentés sur des coupes verticales longitudinales.

La délimitation des contours a été exécutée d'après les travaux de recherche de la minéralisation exploitable, avec extrapolation entre deux (2) ouvrages miniers voisins ou sondages.

Les réserves aux contours des travaux miniers ont été qualifiées selon la catégorie B et celles aux contours des sondages selon la catégorie C₁ et C₂

Notons qu'un essai de distinction entre les catégories C₁ et C₂ ne peut être qu'artificiel à cause de la faible densité du réseau des sondes d'exploration.

- Le calcul des réserves a été fait par la méthode des blocs géologiques qui diffèrent par la composition du minerai et la densité du réseau de prospection.

A cause de la régularité de l'échantillonnage, on a pris les puissance et teneur moyennes arithmétiques. Justification en sera donnée au chapitre suivant.

Cependant on pondère la puissance pour le calcul du volume des blocs à cause des différences existant en entre leurs dimensions.

Quant aux surfaces, elles ont été mesurées par quadrillage.

On obtient ainsi les réserves de minerai et de métal

$$V = S \frac{\sum m_i l_i}{\sum l_i}$$

$$Q = V \cdot \bar{\delta}$$

$$T = Q \cdot \bar{t}$$

- Les corps minéralisés étant caractérisés par la présence de colonnes et de nids enrichis et de "fenêtres" faiblement minéralisées, on doit examiner la version de la production sélective.

On a alors effectué un autre calcul des réserves à l'aide d'un coefficient rétalifère, en se basant sur le principe suivant : exclusion du compte de tous les intervalles stériles de plus de 10 m.

Coefficient rétalifère : rapport de la somme des longueurs des intervalles minéralisés à la longueur totale à l'horizon donné.

En l'absence de travaux miniers suffisants, ce sont les tranchées qui ont servi au calcul de ce coefficient.

Les valeurs influençant les résultats de plus de 10% ont été qualifiées "d'ouragan" et leurs paramètres (teneur) ont été remplacés par les valeurs correctes les plus proches.

Tableau final des réserves géologiques.

Catégories de Réserves	Réserves sans coefficient rétalifère			Réserves avec coefficient rétalifère		
	Réserves de minerai (Kt)	Teneur moyenne %	Réserves de métal (t)	Réserves de minerai (Kt)	Teneur moyenne %	Réserves de métal (t)
B	96	1,61	1,540	35,9	3,00	1.075
C ₁ +C ₂ (actives)	683	1,60	10,954	303,8	2,51	7.614
TOTAL	779	1,60	12,464	339,7	2,56	8.689

Conclusion

La comparaison des données des deux (2) calculs des réserves montre que près de 50 % du minerai et plus de 30 % du métal sont exclus lors du calcul à l'aide du coefficient rétalifère.

Nous retiendrons donc pour base de calcul les réserves données sans coefficient rétalifère.

IV HYDROGEOLOGIE

IV-1. Laouni

Le chantier de Nahda a été étudié en 1970-1971 par une équipe Soviétique.

Les sondages ont été faits uniquement dans les sondages de recherches géologiques et pendant que ces travaux se poursuivaient.

Sur 47 sondages, 17 ont été essayés et seuls trois (3) ont donné des débits appréciables.

Il en a été conclu l'existence d'une nappe dont les réserves étaient **suffisantes** pour satisfaire aux besoins de l'usine d'enrichissement prévue à Nahda.

Lors de la republication en 1974 de ces résultats par la même équipe, il a été fait des réserves sur les précédentes conclusions.

Il est apparu en effet que la poursuite des travaux de recherche a fortement perturbé les résultats hydrogéologiques, d'où une décision de la SONAREM de reprendre les essais.

Eau très chargée.

IV-2. In Atei

Parallèlement à ces travaux, deux (2) sondages ont été effectués aux environs du puits d'In Atei. Contrairement à ce dernier qui n'avait atteint qu'une nappe **libre superficielle**, ces deux (2) sondages sont arrivés à une nappe captive contenue dans les grès de base du Tassili. Les débits reçus ont été intéressants et l'eau est pratiquement pure.

IV-3. In Ebbegui

A In-Ebbegui, des sondages ont retrouvé la même **nappe** qu'à In-Atei. Un pompage de longue durée y a été effectué pendant trois (3) ans pour les besoins d'une base de recherche.

IV-4. In Azaoua

Des recherches, commencées en 1973, au Nord d'In-Azaoua, ont trouvé une nappe équivalente dans laquelle des débits intéressants ont été obtenus. L'eau est potable.

Remarque :

Les travaux effectués se sont limités à l'exécution de pompes instantanées parfois de courts durées, sans souci des réactions de la nappe (extension et réserve)

IV-5. Oued Tin Amzi

Des recherches ont été effectuées en 1973 sur l'Oued Tin Amzi, cinq (5) biefs aquifères ont été repérés et délimités, dont deux (2) ont donné des débits appréciables, en fonction de la perméabilité des alluvions. Le volume exploitable n'a pas été déterminé. L'eau impropre à la consommation.

IV-6. Conclusion

Il apparaît de plus en plus que l'approvisionnement en eau industrielle des gisements susceptibles d'être mis en exploitation dans un avenir proche (W, Au, U), vu les grandes quantités nécessaires, nous contraint à envisager la mise en place d'un pipeline qui nous permettrait de faire venir l'eau de la nappe du continental intercallaire à partir d'In Salah.

Il ne faut pas perdre de vue, en effet, que dans l'optique d'un développement généralisé du Hoggar l'utilisation de l'eau potable doit être limitée aux besoins humains qui iront en croissant.

A plus longue échéance, l'hypothèse de l'utilisation de l'eau de mer, préalablement dessalée, avec tout ce qu'elle implique du point de vue de la valorisation du Hoggar, n'est pas à rejeter a priori.

∟ H A P I T R E I I

I. PRESENTATION

Au cours de l'étude détaillée, un des derniers stades de la prospection minière, le (ou les) gisement étudié est connu avec une bonne approximation. On arrive ainsi à donner à ce gisement une appréciation générale assez complète mais sans détails trop précis. Certains paramètres fournis après l'analyse des échantillons pris d'un certain nombre de travaux miniers de surface et de profondeur sont particulièrement intéressent pour le mineur. Ce sont le tonnage ou réserves géologiques (Qg) et la teneur du minerai (t) ainsi que le tonnage du concentré (T).

$$T = Qg.t$$

Il s'agit donc pour le mineur d'évaluer ces grandeur et surtout de savoir avec quelle précision l'estimation qu'il a faite représente la réalité.

C'est cette dernière partie qui retiendra précisément notre attention, les lois de probabilité nous fourniront l'outillage mathématique nécessaire à une telle réalisation, comme nous allons le voir.

Pour les réserves de la catégorie G_1 (classification soviétique) les géologues ont fourni les données chiffrées suivantes :

$$t = 1,6 \% \text{ Wo}_3 \quad Qg = 779.000 \text{ t} \quad T = 12.464 \text{ t}$$

II. STATISTIQUES APPLIQUEES A L'ESTIMATION DES PARAMETRES MINIERS

II.1. La géostatistique :

La géostatistique est une science rendue applicable depuis peu et définie par M. GEORGE MATHERON comme étant l'étude des lois de distribution dans leur champ naturel de variables régionalisées présentant une signification géologique. Par exemple : teneur, pendage, puissance, granulométrie.

.../...

II.1.1 Variables régionalisées - Variables aléatoires

Les variables régionalisées sont des grandeurs physiques à répartition spatiale dont la valeur varie d'un point à un autre de l'espace avec une certaine apparence de continuité. Elles sont caractérisées par un champ géométrique (espace minéralisé par exemple) et un support géométrique (volume de l'échantillon). Ces variables sont distinctes des variables aléatoires couramment utilisées par le statisticien.

Toutefois il est possible d'attribuer à une variable régionalisée, la signification d'une véritable variable aléatoire, et ce par le biais de tirage au sort virtuel d'un artifice.

Il est conseillé :

Au lecteur intéressé par ces considérations de consulter l'étude faite par M. MATHERON (voir Bibliographie)

II.1.2 Séries statistiques :

Les grandeurs fournies par les géologues : teneur (t_i) et puissances (m_i), donc accumulations (x_i), sont groupées dans les planches A (I à II)

Elles sont classées en séries statistiques B (I à III) pour rendre possible leur étude sous forme de courbes de fréquences ou histogrammes C (1 à 3). Ces histogrammes montrent mieux la répartition de nos grandeurs. Celles-ci en raison de leurs grands nombres et des dispersions de leurs valeurs spécifiques d'ailleurs liées à leur caractère régionalisé incitent au choix d'une échelle appropriée. L'échelle logarithmique assure une meilleure représentativité à la répartition de nos grandeurs. Pour s'en apercevoir il suffit de comparer les graphes à échelle normale avec ceux à l'échelle logarithmique: C (1 à 3).

II-1-3. Moments conditionnés d'une série classée planches planches (1 à 2)

NAHDA-1 C₁

N ^o	teneurs %	Puissance m	Accumul. t x m (X _i)	X _{i+1}
1	1,28	0,25	0,32	0,58
2	0,78	0,75	0,58	0,03
3	0,12	0,24	0,03	0,60
4	1,08	0,55	0,60	0,12
5	0,09	0,32	0,12	1,92
6	3,84	0,50	1,92	0,67
7	0,75	0,90	0,67	0,01
8	0,03	0,40	0,01	6,10
9	9,35	0,65	6,10	0,03
10	0,05	0,50	0,03	1,52
11	3,37	0,45	1,52	0,30
12	0,71	0,42	0,30	0,04
13	0,05	0,70	0,04	0,03
14	0,04	0,70	0,03	0,07
15	0,18	0,40	0,07	1,70
16	3,78	0,45	1,70	0,02
17	0,04	0,60	0,02	2,10
18	1,98	1,05	2,10	4,70
19	10,40	0,45	4,70	0,16
20	0,40	0,40	0,16	0,02
21	0,02	1,00	0,02	0,02
22	0,01	1,57	0,02	0,93
23	0,79	1,17	0,93	1,13
24	1,59	0,71	1,13	0,35
25	0,24	1,95	0,35	2,20
26	2,42	0,90	2,20	0,14
27	0,12	1,15	0,14	0,04

N ^o	teneurs %	Puissance m	Accumul. t x m (X _i)	X _{i+1}
28	0,05	0,85	0,04	0,20
29	0,20	1,00	0,20	4,64
30	2,32	2,00	4,64	0,10
31	0,05	2,00	0,10	0,43
32	0,96	0,45	0,43	0,03
33	0,05	0,60	0,03	3,00
34	5,97	0,50	3,00	0,01
35	0,01	0,85	0,01	0,19
36	0,23	0,82	0,19	4,22
37	4,22	1,00	4,22	0,19
38	0,43	0,45	0,19	0,13
39	0,19	0,70	0,13	0,18
40	0,30	0,60	0,18	0,73
41	1,12	0,65	0,73	0,34
42	0,26	1,30	0,34	0,08
43	0,14	0,60	0,08	0,57
44	1,27	0,45	0,57	0,04
45	0,07	0,50	0,04	0,20
46	0,46	0,45	0,20	1,90
47	4,15	0,45	1,90	0,06
48	0,17	0,30	0,06	0,04
49	0,12	0,30	0,04	0,10
50	0,48	0,53	0,10	5,50
51	3,79	1,45	5,50	0,59
52	0,76	0,78	0,59	0,11
53	0,19	0,58	0,11	

NAHDA-2 C₁

N ^o	teneurs %	Puissance m	Accumul. t x m (X _i)	X _{i+1}
1	0,02	0,15	0,003	0,020
2	0,08	0,25	0,020	6,00
3	8,57	0,70	6,00	0,41
4	0,91	0,45	0,41	0,01
5	0,08	0,15	0,01	0,39
6	0,98	0,40	0,39	0,06
7	0,11	0,56	0,06	0,65
8	1,86	0,35	0,65	0,74
9	2,11	0,35	0,74	0,02
10	0,06	0,25	0,02	0,12
11	0,11	1,05	0,12	0,09
12	0,19	0,45	0,09	6,29
13	10,49	0,60	6,29	0,24
14	0,96	0,25	0,24	0,02
15	0,04	0,56	0,02	0,06
16	0,14	0,45	0,06	0,04
17	0,08	0,48	0,04	0,31
18	0,57	0,55	0,31	0,62
19	1,37	0,45	0,62	6,85
20	8,06	0,85	6,85	0,04
21	0,11	0,39	0,04	1,66
22	2,21	0,75	1,66	0,01
23	0,04	0,35	0,01	0,69
24	1,96	0,35	0,69	6,22
25	15,55	0,40	6,22	0,07
26	0,23	0,30	0,07	0,02
27	0,05	0,40	0,02	2,57
28	2,71	0,95	2,57	0,08
29	0,17	0,45	0,08	0,09
30	0,11	0,85	0,09	0,17
31	0,11	1,50	0,17	1,23
32	0,63	1,95	1,23	0,03
33	0,07	0,45	0,03	2,22
34	3,70	0,60	2,22	0,30
35	0,61	0,50	0,30	0,04
36	0,08	0,50	0,04	7,64
37	5,09	1,50	7,64	0,10
38	0,28	0,35	0,10	0,01
39	0,02	0,15	0,01	0,10
40	0,21	0,48	0,10	0,004
41	0,03	0,15	0,004	0,01
42	0,16	0,45	0,01	0,02
43	0,03	0,50	0,02	0,04
44	0,15	0,30	0,04	0,72
45	1,50	0,48	0,72	0,40

N ^o	teneurs %	Puissance m	Accumul. t x m (X _i)	X _{i+1}
46	1,06	0,41	0,40	1,03
47	1,59	0,65	1,03	0,05
48	0,10	0,50	0,05	0,01
49	0,02	0,55	0,01	0,13
50	0,22	0,60	0,13	0,17
51	0,35	0,50	0,17	1,81
52	4,54	0,40	1,81	0,04
53	0,11	0,40	0,04	0,02
54	0,03	0,60	0,02	0,39
55	1,32	0,32	0,39	4,79
56	6,85	0,70	4,79	0,08
57	0,01	0,85	0,08	0,02
58	0,05	0,50	0,02	1,40
59	4,00	0,35	1,40	0,04
60	0,11	0,45	0,04	8,54
61	7,77	1,10	8,54	12,03
62	12,67	0,95	12,03	0,02
63	0,04	0,55	0,02	0,43
64	0,62	0,70	0,43	0,04
65	0,07	0,60	0,04	0,05
66	0,10	0,53	0,05	0,91
67	1,82	0,50	0,91	0,08
68	0,19	0,45	0,08	0,27
69	0,60	0,45	0,27	0,76
70	0,95	0,80	0,76	2,28
71	4,57	0,50	2,28	0,04
72	0,10	0,45	0,04	1,80
73	3,00	0,60	1,80	0,03
74	0,17	0,20	0,03	0,39
75	1,12	0,35	0,39	0,01
76	0,04	0,35	0,01	0,90
77	1,20	0,75	0,90	0,74
78	1,36	0,55	0,74	0,86
79	0,77	1,12	0,86	0,01
80	0,02	0,59	0,01	0,11
81	0,21	0,53	0,11	0,04
82	0,01	0,39	0,04	0,02
83	0,05	0,51	0,02	0,03
84	0,08	0,39	0,03	0,01
85	0,04	0,30	0,01	0,12
86	1,33	0,38	0,12	0,63
87	1,22	0,52	0,63	0,20
88	0,50	0,39	0,20	0,52
89	0,96	0,55	0,52	0,03
90	0,01	0,28	0,03	

NAHDA-3 C₁

N ^o	teneurs %	Puissance m	Accumul m × t (X _i)	X _{i+1}
1	1,12	0,10	0,112	0,0165
2	0,11	0,15	0,0165	1,03
3	1,72	0,60	1,03	0,49
4	0,90	0,55	0,49	0,02
5	0,06	0,40	0,024	1,31
6	5,25	0,25	1,313	0,576
7	0,96	0,60	0,576	0,05
8	0,02	0,25	0,05	1,21
9	3,45	0,35	1,21	2,10
10	3,50	0,60	2,10	0,03
11	0,07	0,45	0,03	0,03
12	0,10	0,30	0,03	0,03
13	0,07	0,40	0,03	0,68
14	1,04	0,65	0,68	0,03
15	0,01	0,32	0,03	5,88
16	16,80	0,35	5,88	0,39
17	0,60	0,65	0,39	0,02
18	0,04	0,60	0,02	0,01
19	0,04	0,25	0,01	0,08
20	0,04	0,20	0,08	0,05
21	0,02	0,25	0,05	0,03
22	0,07	0,40	0,03	1,62
23	2,31	0,70	1,62	1,46
24	2,08	0,70	1,46	0,02
25	0,03	0,75	0,02	1,36
26	1,49	1,12	1,36	0,88
27	1,46	0,60	0,88	3,96
28	7,20	0,55	3,96	0,21
29	0,28	0,75	0,21	0,89
30	1,37	0,65	0,89	0,17
31	0,18	0,95	0,17	0,36
32	0,40	0,90	0,36	0,01
33	0,02	0,60	0,01	1,90
34	2,92	0,65	1,90	0,03
35	0,04	0,65	0,03	0,18
36	0,19	0,95	0,18	2,31
37	1,65	1,40	2,31	0,02
38	0,06	0,25	0,02	0,62
39	1,78	0,35	0,62	9,63
40	21,40	0,45	9,63	0,02
41	0,04	0,45	0,02	4,15
42	8,30	0,50	4,15	2,96

N ^o	teneurs %	Puissance m	Accumul m × t (X _i)	X _{i+1}
43	9,87	0,30	2,96	0,06
44	0,23	0,25	0,06	0,03
45	0,03	0,90	0,03	0,01
46	0,03	0,35	0,01	4,84
47	12,41	0,39	4,84	0,02
48	0,04	0,47	0,02	0,02
49	0,02	0,90	0,02	
50	0,08	0,35	0,03	0,01
51	0,06	0,20	0,01	0,74
52	1,28	0,50	0,74	0,03
53	0,05	0,55	0,03	1,58
54	2,88	0,55	1,58	0,03
55	0,04	0,65	0,03	0,13
56	0,68	0,20	0,13	0,09
57	0,21	0,45	0,09	0,08
58	0,04	0,20	0,08	0,02
59	0,06	0,30	0,02	0,19
60	0,14	1,35	0,19	0,01
61	0,02	0,30	0,01	2,18
62	3,63	0,60	2,18	1,06
63	5,30	0,20	1,06	2,00
64	4,00	0,50	2,00	0,02
65	0,04	0,50	0,02	0,03
66	0,05	0,60	0,03	0,14
67	0,13	1,10	0,14	0,85
68	1,69	0,50	0,85	2,12
69	2,65	0,80	2,12	3,26
70	2,96	1,10	3,26	0,61
71	3,03	0,20	0,61	2,66
72	6,65	0,40	2,66	0,02
73	0,03	0,70	0,02	0,27
74	0,81	0,30	0,27	0,14
75	0,45	0,30	0,14	0,44
76	1,75	0,25	0,44	0,004
77	0,02	0,20	0,004	0,004
78	0,02	0,20	0,004	0,003
79	0,02	0,16	0,003	2,15
80	3,70	0,58	2,15	0,98
81	1,48	0,66	0,98	3,10
82	7,55	0,41	3,10	0,09
83	0,01	0,92	0,09	

Distributions statistiques des teneurs

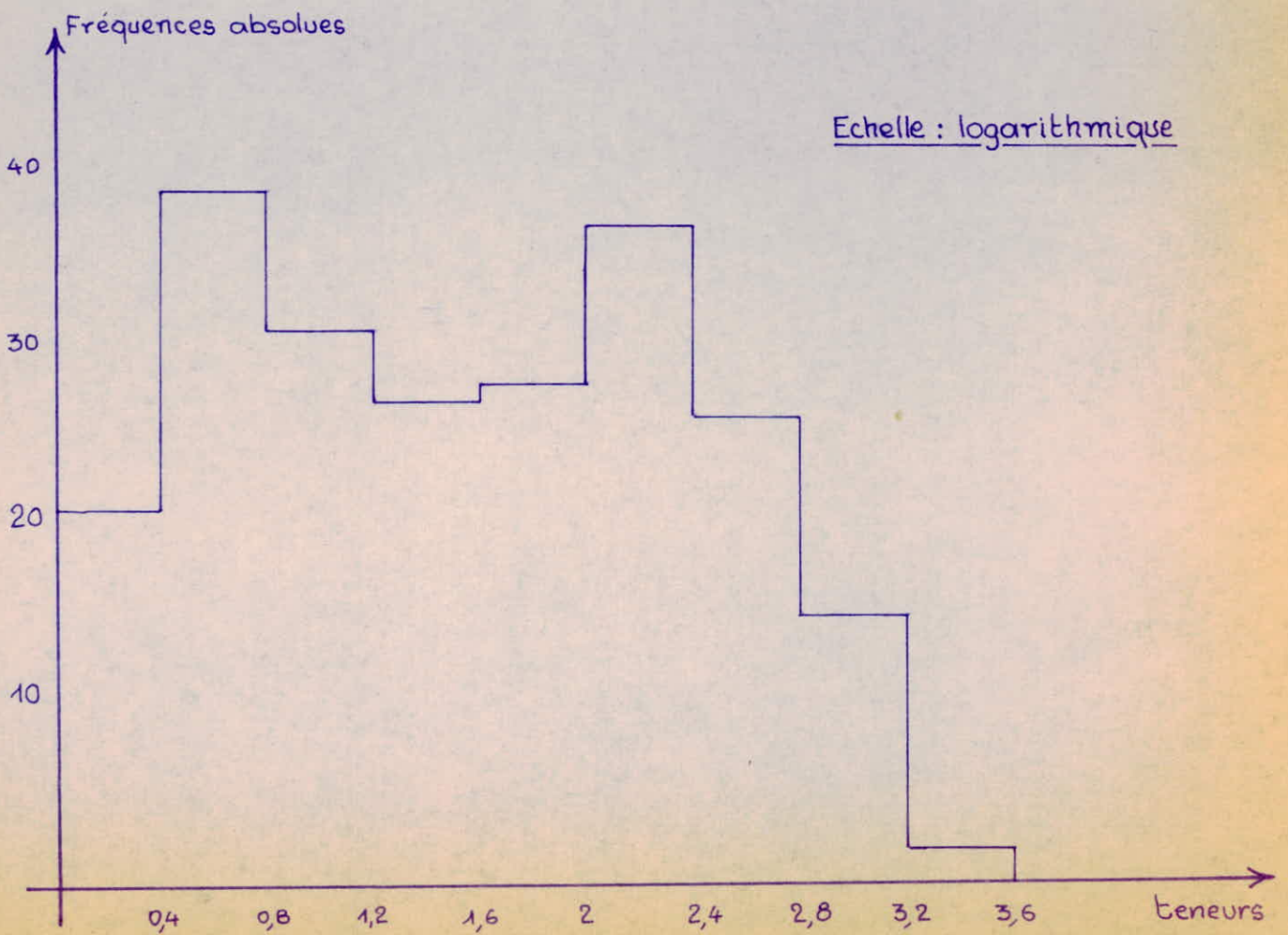
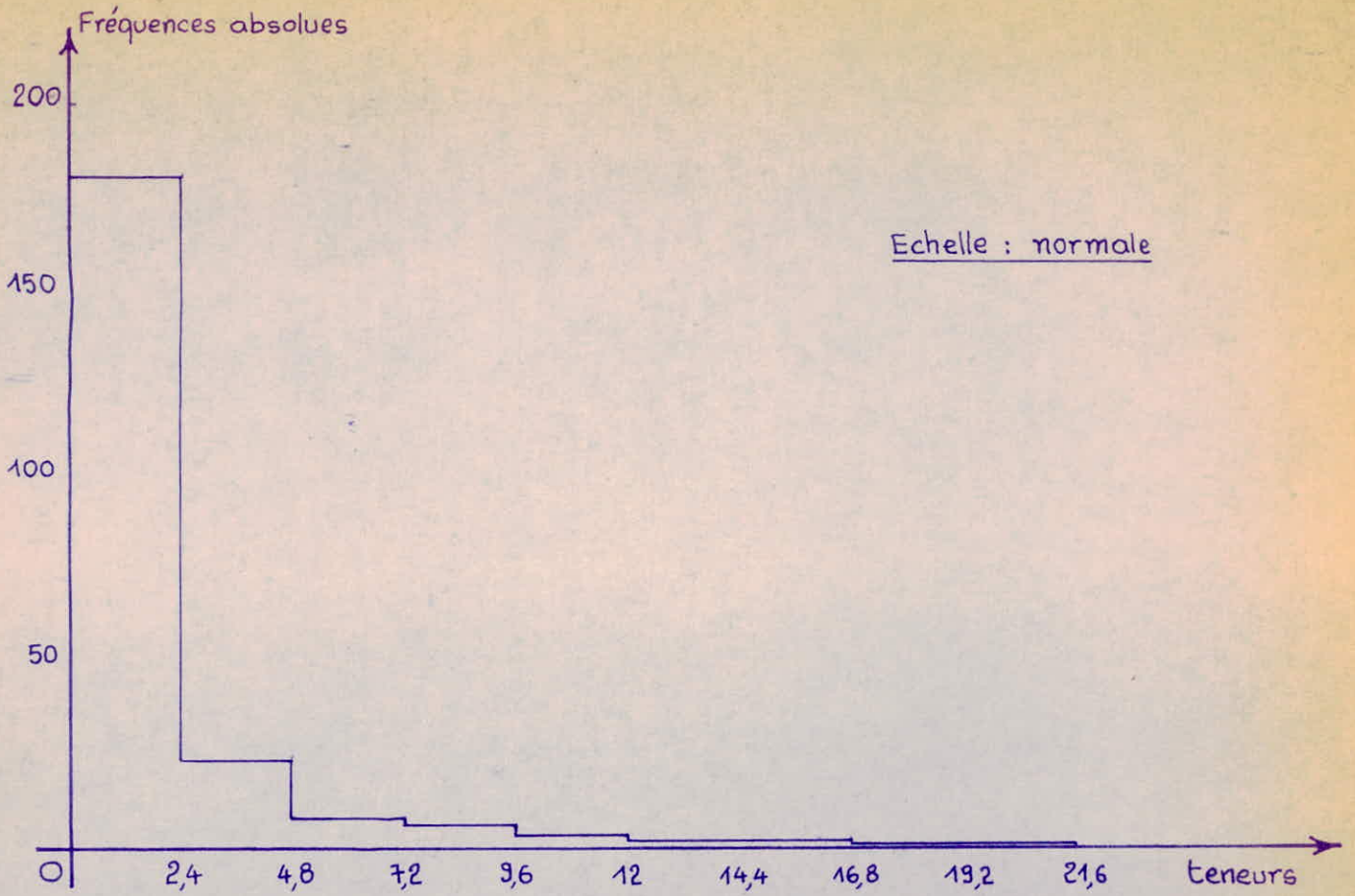
Intervalle de classe Ech: log.	Intervalle de classe Ech : normale	Fréquences absolues m_i	Fréquences abs. cumulées Σm_i	Fréquences relatives $r_i = \frac{m_i}{n} \%$	Fréquences rel. cumulées Σr_i
0 - 0,4	0,01 - 0,0251	21	21	9,30	9,30
0,4 - 0,8	0,0251 - 0,063	39	60	17,25	26,55
0,8 - 1,2	0,063 - 0,158	31	91	13,70	40,25
1,2 - 1,6	0,158 - 0,398	27	118	11,95	52,20
1,6 - 2,0	0,398 - 1,0	28	146	12,40	64,60
2,0 - 2,4	1,0 - 2,51	37	183	16,35	80,95
2,4 - 2,8	2,51 - 6,31	26	209	11,60	92,55
2,8 - 3,2	6,31 - 15,8	15	224	6,65	99,20
3,2 - 3,6	15,8 - 39,8	2	226	0,80	100
Σ		226		100	

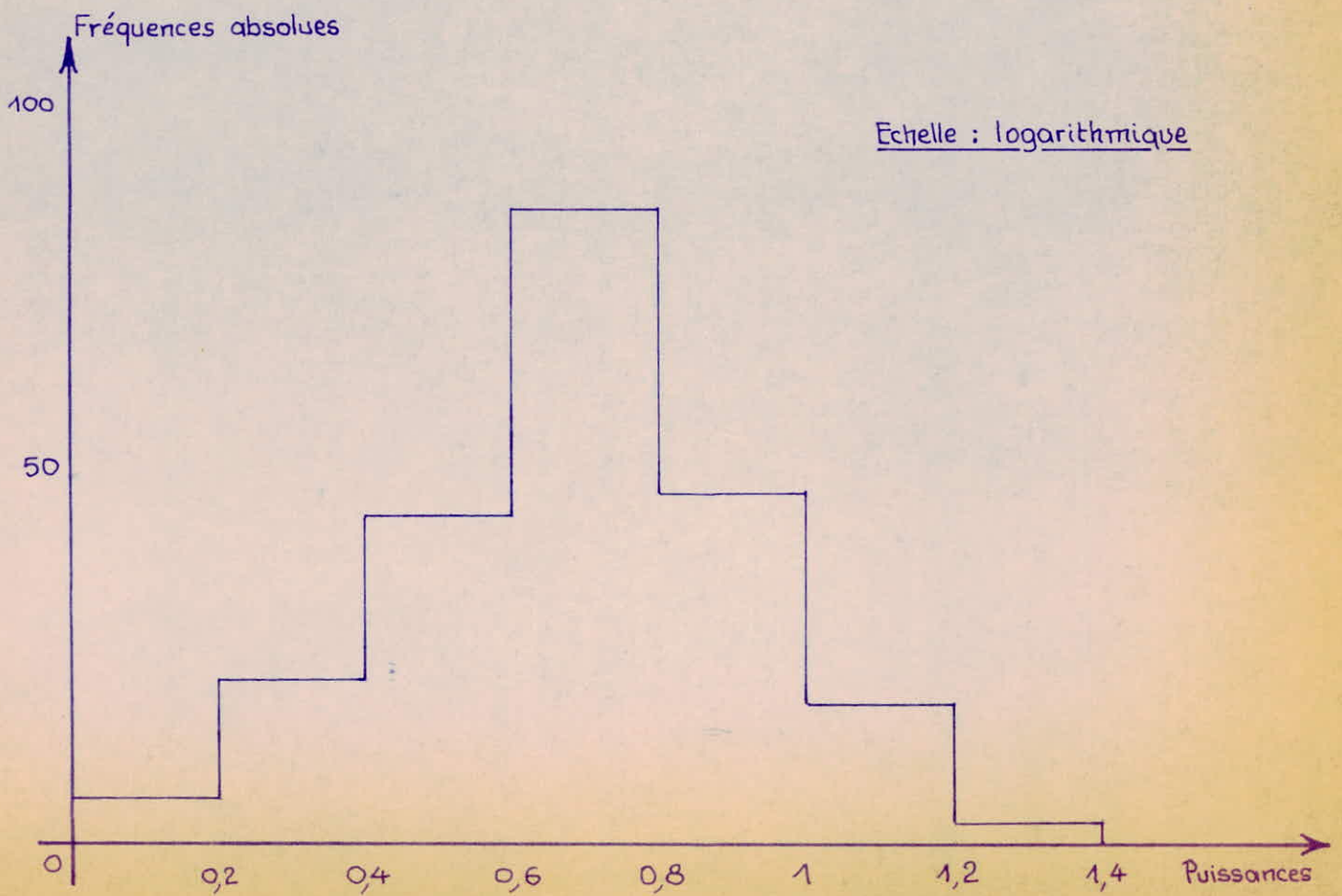
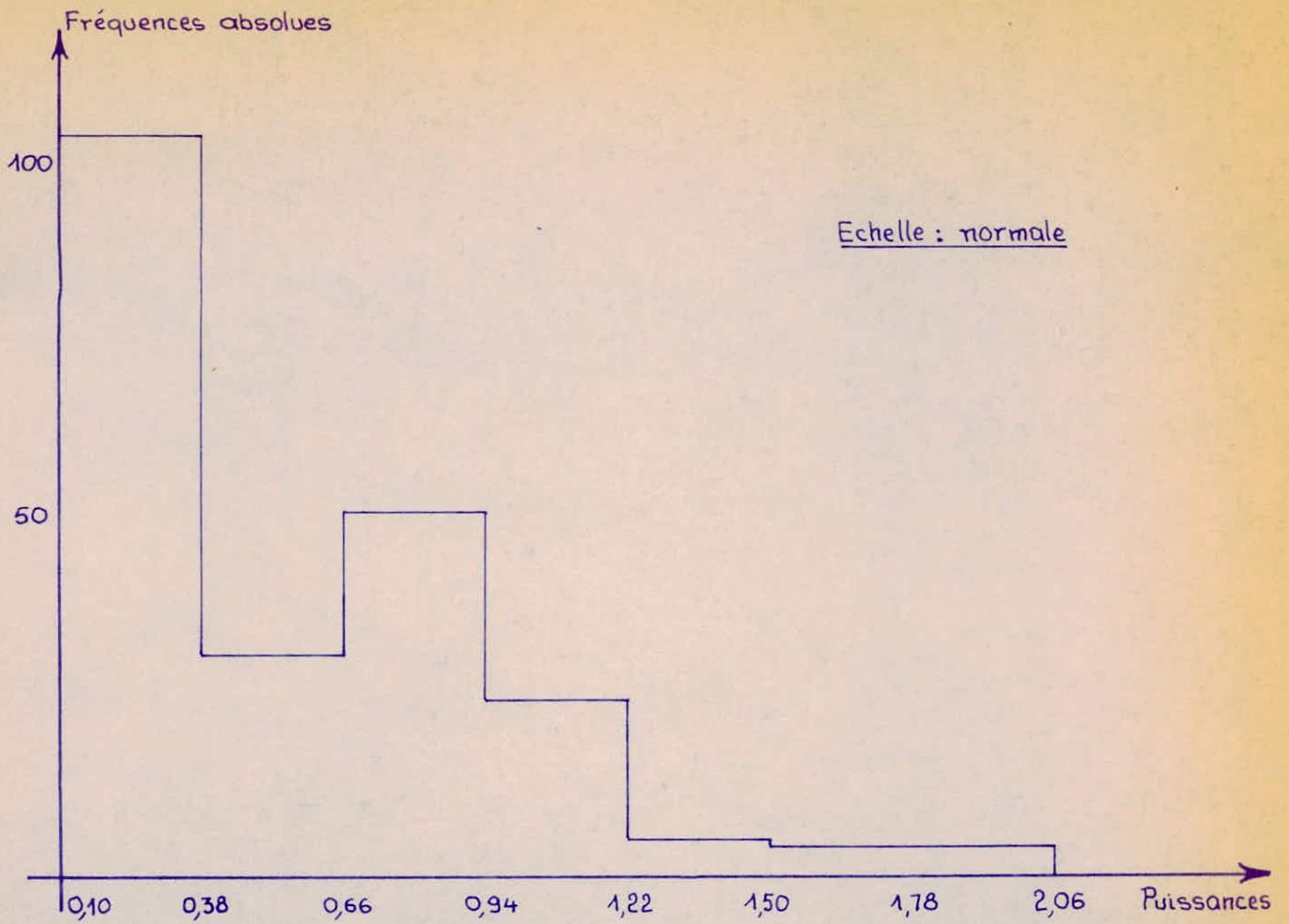
Distributions statistiques des puissances

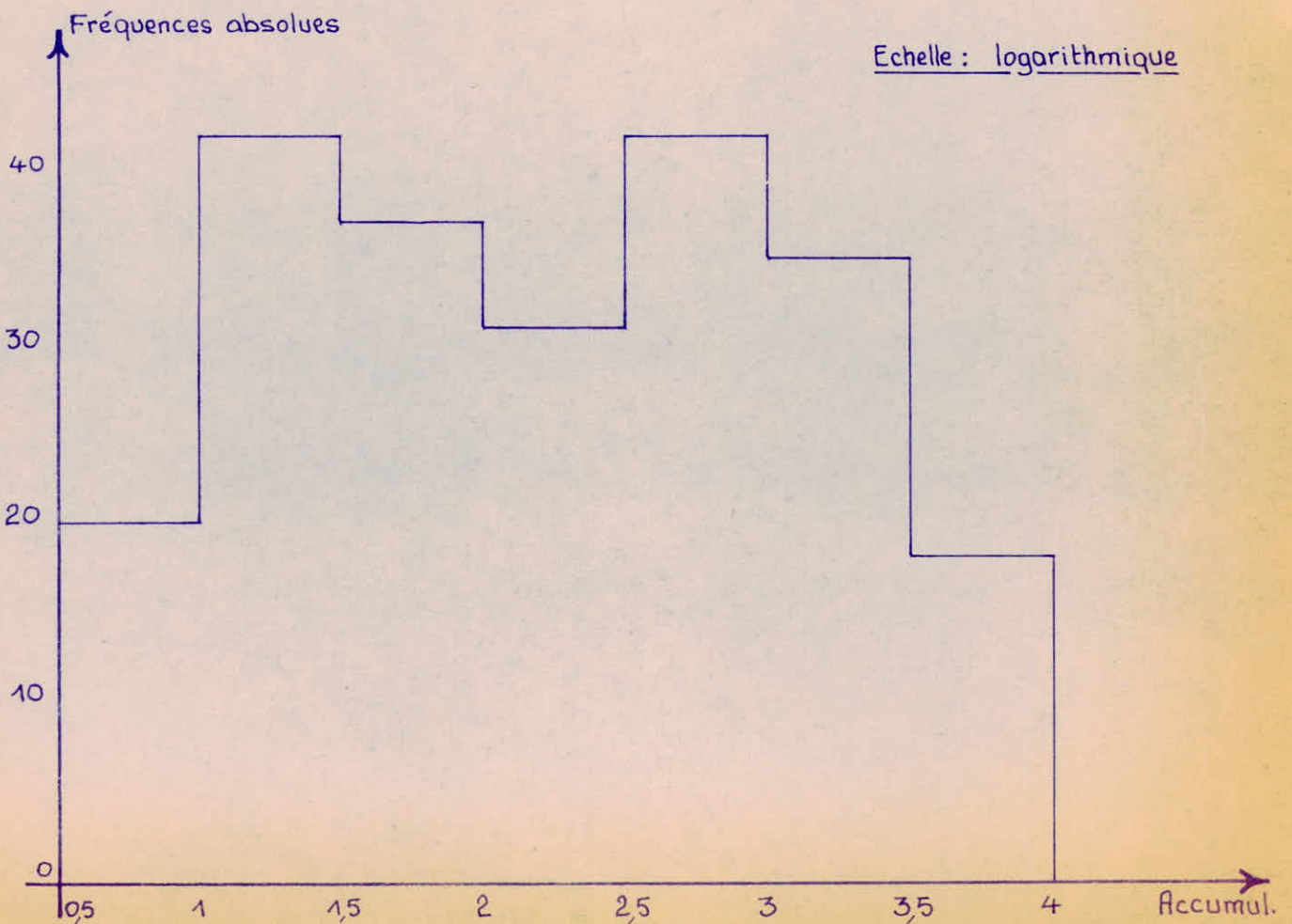
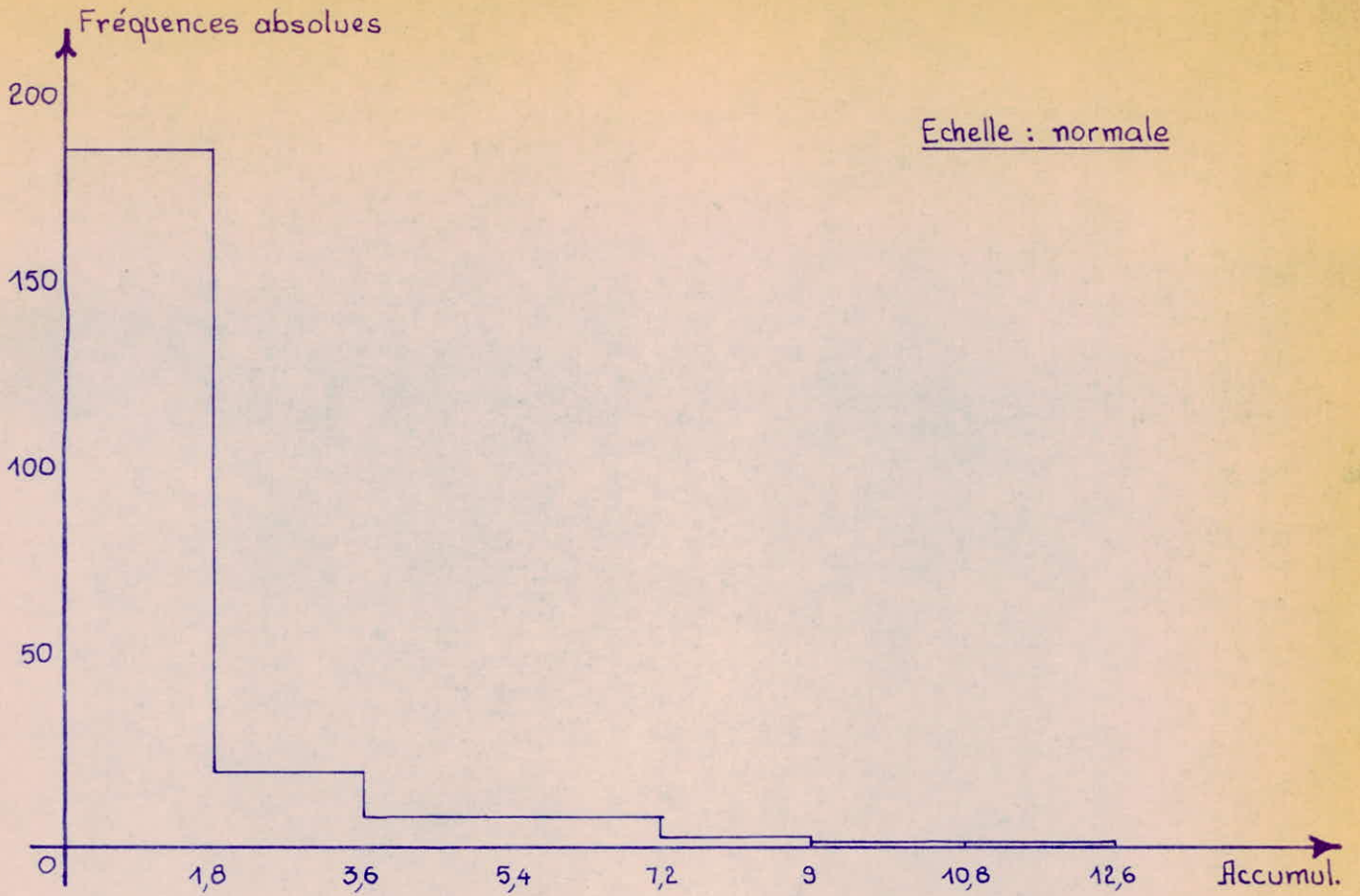
Intervalle de classe Ech : log.	Intervalle de classe Ech : normale	Fréquences absolues m_i	Fréquences abs. cumulées $\sum m_i$	Fréquences relatives $r_i = \frac{m_i}{n} \%$	Fréquences rel. cumulées $\sum r_i$
0 - 0,20	0,10 - 0,158	6	6	2,65	2,65
0,20 - 0,40	0,158 - 0,251	22	28	9,75	12,40
0,40 - 0,60	0,251 - 0,400	44	72	19,45	31,85
0,60 - 0,80	0,40 - 0,63	86	158	38,05	69,90
0,80 - 1,00	0,63 - 1,00	47	205	20,85	90,75
1,00 - 1,20	1,00 - 1,58	18	223	7,95	98,70
1,20 - 1,40	1,58 - 2,51	3	226	1,30	100
Σ		226		100	

Distributions statistiques des accumulations

Intervalle de classe Ech: log.	Intervalle de classe Ech: normale	Fréquences absolues m_i	Fréquences abs. cumulées $\sum m_i$	Fréquences relatives $r_i = \frac{m_i}{n} \%$	Fréquences rel. cumulées $\sum r_i$
0,5 - 1,0	0,003 - 0,01	20	20	8,9	8,9
1,0 - 1,5	0,01 - 0,031	42	62	18,65	27,55
1,5 - 2,0	0,031 - 0,10	37	99	16,45	44,0
2,0 - 2,5	0,10 - 0,316	31	130	13,8	53,8
2,5 - 3,0	0,316 - 1,0	42	172	18,65	76,45
3,0 - 3,5	1,0 - 3,16	35	207	15,55	92,0
3,5 - 4,0	3,16 - 10	18	225	8,00	100
Σ		225		100	







paramètres des moments (puissances)

Intervalle de classe Ech : log	Intervalle de classe Ech : normale	Moyenne des classes X_i Ech : log	Fréquences absolues m_i	$X'_i = \frac{X_i - X_0}{\Delta t}$	$X'_i \cdot m_i$	$X'^2_i \cdot m_i$	$X'^3_i \cdot m_i$	$X'^4_i \cdot m_i$
0 - 0,20	0,10 - 0,158	0,10	6	-3	-18	54	-162	486
0,20 - 0,40	0,158 - 0,251	0,30	22	-2	-44	88	-176	352
0,40 - 0,60	0,251 - 0,40	0,50	44	-1	-44	44	-44	44
0,60 - 0,80	0,40 - 0,63	$X_0 = 0,70$	86	0	0	0	0	0
0,80 - 1,00	0,63 - 1,0	0,90	47	1	47	47	47	47
1,00 - 1,20	1,0 - 1,58	1,10	18	2	36	72	144	288
1,20 - 1,40	1,58 - 2,51	1,30	3	3	9	27	71	213
Σ			226		-14	332	-120	1430

paramètres des moments (teneurs)

Intervalle de classe Ech : log.	Intervalle de classe Ech: normale	Moyenne des classes X_i Ech: log.	Fréquences absolues t_i	$X'_i = \frac{X_i - X_0}{\Delta t}$	$X'_i \cdot t_i$	$X_i^2 \cdot t_i$	$X_i^3 \cdot t_i$	$X_i^4 \cdot t_i$
0 - 0,4	0,01 - 0,0251	0,2	21	-4	-84	336	-1344	5376
0,4 - 0,8	0,025 - 0,063	0,6	39	-3	-117	351	-1053	3159
0,8 - 1,2	0,063 - 0,158	1,0	31	-2	-62	124	-248	496
1,2 - 1,6	0,158 - 0,398	1,4	27	-1	-27	27	-27	27
1,6 - 2,0	0,398 - 1,0	$X_0 = 1,6$ 1,8	28	0	0	0	0	0
2,0 - 2,4	1,0 - 2,51	2,2	37	1	37	37	37	37
2,4 - 2,8	2,51 - 6,31	2,6	26	2	56	116	232	464
2,8 - 3,2	6,31 - 15,8	3,0	15	3	45	135	405	1215
3,2 - 3,6	15,8 - 39,8	3,4	2	4	8	32	128	512
Σ			226		-144	1158	-1870	11286

paramètres des moments (Accumulations)

Intervalle de classe Ech : log.	Intervalle de classe Ech : normale	Moyenne des classes X_i Ech : log.	Fréquences absolues A_i	$X'_i = \frac{X_i - X_0}{\Delta t}$	$X'_i \cdot A_i$	$X_i^2 \cdot A_i$	$X_i^3 \cdot A_i$	$X_i^4 \cdot A_i$
0,5 - 1,0	0,003 - 0,01	0,75	20	-3	-60	180	-540	1620
1,0 - 1,5	0,01 - 0,031	1,25	42	-2	-84	168	-336	672
1,5 - 2,0	0,031 - 0,10	1,75	37	-1	-37	37	-37	37
2,0 - 2,5	0,10 - 0,316	$X_0 = 2,25$	31	0	0	0	0	0
2,5 - 3,0	0,316 - 1,0	2,75	42	1	42	42	42	42
3,0 - 3,5	1,0 - 3,16	3,25	35	2	70	140	280	560
3,5 - 4,0	3,16 - 10	3,75	18	3	54	162	486	1458
Σ			225		-15	729	-105	4389

II-1-3-1 Moments conditionnés simples : m'.

Afin de faciliter les calculs on fait le changement de variable suivant :

$$X'_i = \frac{X_i - X_0}{\Delta t}$$

X_i moyenne de chaque classe i

X_0 moyenne de la classe centrale.

Δt valeur de l'intervalle de classe.

On définit le moment conditionné simple d'ordre K .

$$m'_k = \frac{\sum X_i^k \cdot m_i}{\sum m_i} \quad \text{où } m_i \text{ représente ici la fréquence absolue.}$$

Donc

moment d'ordre 1

$$m'_1 = \frac{\sum X_i \cdot m_i}{\sum m_i} = \bar{X}$$

moment d'ordre 2

$$m'_2 = \frac{\sum X_i^2 \cdot m_i}{\sum m_i}$$

.....

II-1.3.2 Moment conditionné centré M'

Moment d'ordre K $M'_K = \frac{\sum (X'_i - \bar{X})^K m_i}{\sum m_i}$

-Moment d'ordre 1 $M'_1 = \frac{\sum (X'_i - \bar{X}) m_i}{\sum m_i} = 0$

-Moment d'ordre 2 $M'_2 = \frac{\sum (X'_i - \bar{X})^2 m_i}{\sum m_i} = \sigma^2 = V$
 $= m'_2 - m_1^2$

-Moment d'ordre 3 $M'_3 = m'_3 - 3 m'_1 m'_2 + 2 m_1^3$

-Moment d'ordre 4 $M'_4 = m'_4 - 4 m'_1 m'_3 + 6 m_1^2 m'_2 - 3 m_1^4$

Le calcul de ces moments contribue comme nous le verrons plus loin à l'étude des graphes précédemment décrits.

En outre, il sera permis de calculer la moyenne arithmétique et la variance pour chacune de nos grandeurs selon leur répartition logarithmique.

II-1.3.3. Caractères des courbes en cloche.

Si on appelle $f(x)$ la fonction de cette répartition on définit :

La moyenne $\bar{X} = \int_0^N f(x) dx$

La variance $v = \sigma^2 = \int_0^N [f(x)]^2 dx$

Le coefficient d'obliquité ou d'assymétrie $\gamma_1 = \int_0^N [f(x)]^3 dx$

Le coefficient d'aplatissement ou de Curtosis $\gamma_2 = \int_0^N [f(x)]^4 dx$

Ou encore en utilisant les moments conditionnés

$$\bar{X}' = m'_1 \Rightarrow \bar{X} = x_0 + \Delta t \cdot m'_1$$

$$\sigma'^2 = M'_2 \Rightarrow \sigma = \Delta t \sqrt{M'_2}$$

$$\gamma_1 = \frac{M'_3}{\sqrt{M'_2}}$$

$$\gamma_2 = \frac{M'_4}{M'_2} - 3$$

II-2. Choix de la méthode de calcul de la teneur moyenne

Pour calculer la teneur moyenne, on a utilisé la méthode de moyenne arithmétique. Nous démontrerons que cette méthode est valable dans notre cas.

II-2.1 Elaboration de la corrélation (t-m)-test d'un coefficient de corrélation.

La majorité des géologues affirment que s'il y a corrélation entre t et m il faut obligatoirement utiliser la teneur moyenne pondérée par puissance (\bar{t}_p) pour éviter les erreurs systématiques. Mais s'il n'en existe pas, il serait alors indifférent de considérer la teneur \bar{t}_p ou la teneur moyenne arithmétique \bar{t}_a

L'absence de corrélation se justifie :

* En observant le tableau de corrélation entre t et m (Planche B) aucune corrélation (>0 ou <0) n'est visible.

* En faisant le test d'un coefficient de corrélation linéaire planches F (1 et 2).

On rappelle quelques définitions :

Moyenne arithmétique : $\bar{x} = \frac{\sum x_i}{n}$

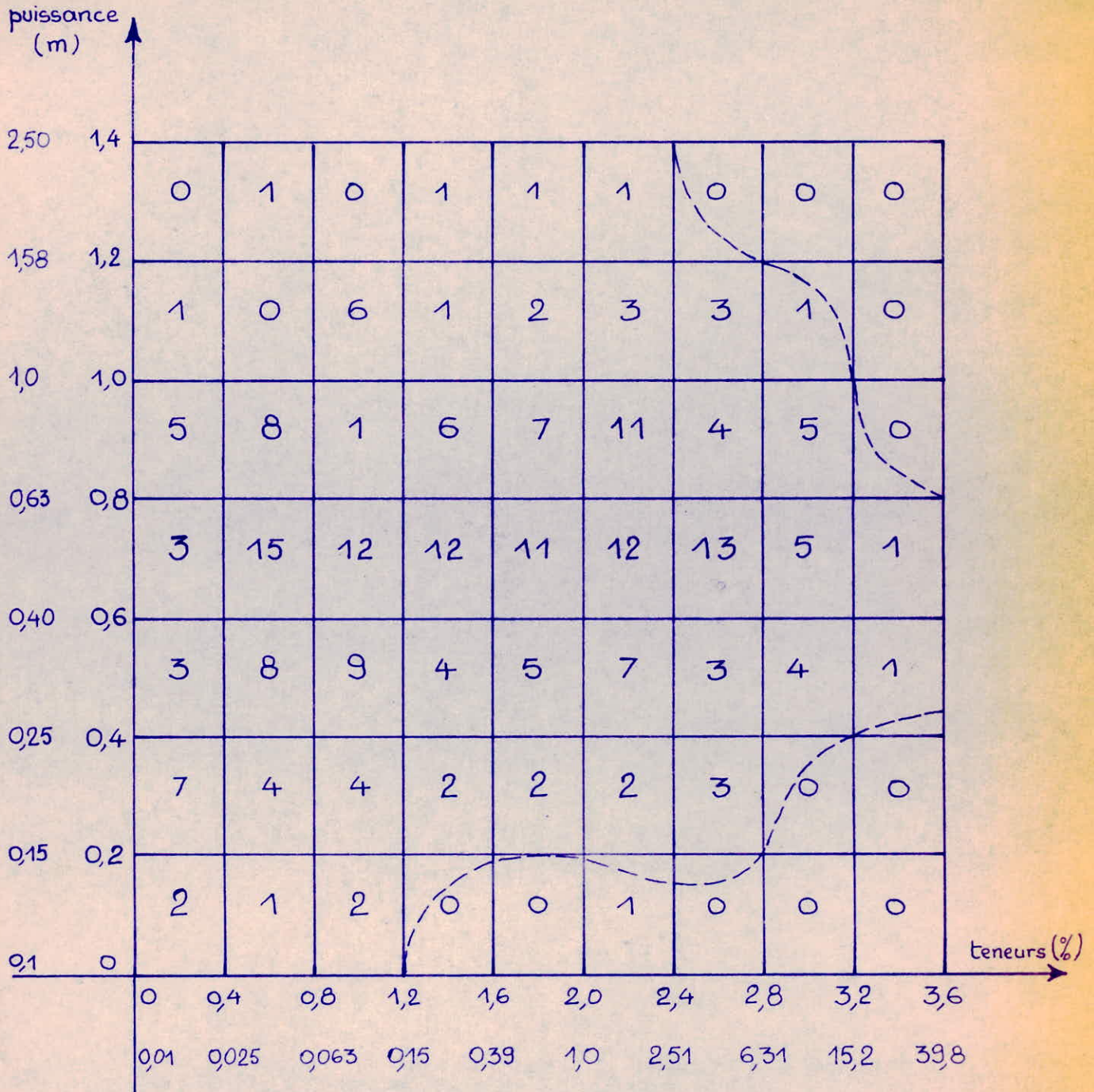
Variance ; $\sigma^2 = \frac{\sum (x_i - \bar{x})^2}{n}$

Covariance : $\sigma_{x,y} = \frac{\sum (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{n}$

Coefficient de corrélation linéaire.

$$K_{x,y} = \frac{\sigma_{x,y}}{\sigma_x \cdot \sigma_y} = 0,041$$

Tableau de corrélation teneur-puissance



paramètres du coefficient de corrélation: t/m

Puissance X_i teneur Y_i	0,1	0,3	0,5	0,7	0,9	1,1	1,3	$\sum_{j=1}^7 n_{ij}$	$\sum n_{ij} \times Y_j$	$\sum n_{ij} \times Y_j^2$
0,2	2	7	3	3	5	1	0	21	4,2	0,84
0,6	1	4	8	15	8	0	1	37	22,2	13,32
1,0	2	4	9	12	1	6	0	34	34	34
1,4	0	2	4	12	6	1	1	26	36,4	51
1,8	0	2	5	11	7	2	1	28	50,4	90,5
2,2	1	2	7	12	11	3	1	37	81,4	179
2,6	0	3	3	13	4	3	0	26	67,5	176
3,0	0	0	4	5	5	1	0	15	45	135
3,4	0	0	1	1	0	0	0	2	6,8	23,2
$\sum_{i=1}^9 n_{ij}$	6	24	44	84	47	17	4	226	347,9	702,86
$\sum n_{ij} \times X_i$	0,6	7,2	22	58,8	42,3	18,75	5,2	154,85	$\bar{Y} = 1,58$ $\bar{X} = 0,685$	$\bar{V}_Y = 0,776$
$\sum n_{ij} \times X_i^2$	0,06	2,16	11	41,16	38,07	20,6	6,75	119,8	$\bar{V}_X = 0,245$	

paramètres du coefficient de corrélation : t/m (suite)

Puissance teneur X_i Y_j	0,1	0,3	0,5	0,7	0,9	1,1	1,3
0,2	0,4	1,4	0,6	0,6	1	0,2	0
0,6	0,6	2,4	4,8	9	4,8	0	0,6
1,0	2	4	9	12	1	6	0
1,4	0	2,8	5,6	16,8	8,4	1,4	1,4
1,8	0	3,6	9	19,8	12,6	3,6	1,8
2,2	2,2	4,4	15,4	26,4	23,2	6,6	2,2
2,6	0	7,8	7,8	33,8	10,4	7,8	0
3,0	0	0	12	15	15	3	0
3,4	0	0	3,4	3,4	0	0	0
$\sum n_{ij} \times Y_j$	5,2	26,6	67,6	136,8	76,4	28,6	6,0
$X_i \sum n_{ij} \times Y_j$	0,52	7,98	33,8	95,76	68,76	31,4	7,8
$\sum X_i \sum n_{ij} \times Y_j = 246,02$							

Le coefficient \bar{K}_{xy} expérimental est il significatif ?
Testons alors le coefficient de corrélation théorique que nous calculerons

Soit K_{α}

pour un risque $\alpha = 10 \%$ ou $0,10$

on a
$$K_{\alpha} = \frac{t_{\alpha}}{\sqrt{n-2 + t_{\alpha}^2}}$$

Les tables nous donnent le coefficient correspondant à un risque de 10 %

$$t_{0,10} = 1,65$$

$$\Rightarrow K_{\alpha} = 0,11$$

$$\boxed{K_{xy} < K_{\alpha}}$$

Le coefficient de corrélation n'est pas significatif pour un risque de 10 % .

L'utilisation de la teneur moyenne arithmétique se trouve alors justifiée.

II-2.2: En comparant le niveau de variabilité dans l'espace des
-----teneurs et puissances:

Le choix de calcul de teneur moyenne dépend également du caractère de la répartition de la minéralisation dans l'espace.

La teneur moyenne arithmétique est utilisée si la variabilité de la puissance est plus petite que celle de la teneur

Il suffit pour cela de comparer les résultats chiffrés dans le tableau (réceptilatif) :

Remarque : On appelle variabilité de répartition la variance relative

$$V_r = \frac{\cdot \bar{V}}{\bar{X}}$$

II-2.3. Calcul direct des teneurs moyennes

En utilisant nos données (planches A I à III), nous
Obtenons :

- Teneur moyenne arithmétique $\bar{t}_a = \frac{\sum t_i}{226} = 1,623\%$ de W_o_3

- Teneur moyenne pondérée par puissance

$$\bar{t}_p = \frac{\sum t_i m_i}{\sum m_i} = 1,637\%$$

on voit donc que

$$\bar{t}_a \neq \bar{t}_p$$

Or la teneur moyenne présentée par l'équipe de géologues
(rapport de 1973) est $t = 1,6\%$ W_o_3

Donc l'utilisation de la teneur moyenne arithmétique
est parfaitement possible. C'est ce que nous adoptons
pour nos calculs.

II-3 Choix de modèle mathématique valable pour estimer les
données de la prospection

M. MATHERON qui a étudié le gisement de Laouni, a éta-
bli qu'il y a corrélation entre les accumulations à
la base d'ouvrages miniers de surface dont la distance
maximale entre deux ouvrages consécutifs est de 6 m
(rayon critique de corrélation).

Or pour des ouvrages distants de 20 m au minimum. Il
est légitime de considérer qu'il n'existe aucune cor-
relation; pour s'en convaincre, examiner le tableau de
corrélation (planche G) . Le test de coefficient de
corrélation linéaire dont le calcul est établi selon le
même principe que pour celui des teneurs confirme
l'absence de corrélation. Considérer les planches
H (I et II) .

Le coefficient expérimental $K_{A_i, A_{i+k}} = - 0,06$

.../...

Tableau de correlation accumulations ($A_i - A_{i+1}$)

		20	40	35	30	42	35	17	Σ
10	4,0	2	3	4	2	5	2	0	18
3,16	3,5	3	11	3	5	6	4	1	33
1,0	3,0	4	7	5	9	6	6	4	41
0,316	2,5	4	6	5	4	4	3	4	30
0,10	2,0	2	3	7	5	7	8	5	37
0,031	1,5	2	5	8	4	8	10	3	40
0,010	1,0	3	5	3	1	6	2	0	20
	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	
0,003		0,01	0,031	0,10	0,316	1,0	3,16	10	

paramètres du coefficient de corrélation : A_i / A_{i+1}

Accumul. $Y_j = X_{i+1}$ Accumul. X_i	0,75	1,25	1,75	2,25	2,75	3,25	3,75	$\sum n_{ij}$	$\sum n_{ij} \cdot X_i$	$\sum n_{ij} \cdot X_i^2$
0,75	3	2	2	4	4	3	2	20	15	11,25
1,25	5	5	3	6	7	11	3	40	50	62,5
1,75	3	8	7	5	5	3	4	35	61,25	107
2,25	1	4	5	4	9	5	2	30	67,50	152
2,75	6	8	7	4	6	6	5	42	115,50	318
3,25	2	10	8	3	6	4	2	35	114,75	372
3,75	0	3	5	4	4	1	0	17	63,75	239
$\sum n_{ij}$	20	40	37	30	41	33	18	219	487,75	1361,75
$\sum n_{ij} \cdot Y_j$	15	50	64,75	67,50	112,75	107,25	67,50	484,75	$\bar{X} = 2,225$ $\bar{Y} = 2,21$	$\sigma_x = 1,50$
$\sum n_{ij} \cdot Y_j^2$	11,25	62,5	113,25	152	310	348,5	253,5	1251,25	$\sigma_y = 0,575$	

paramètres du coefficient de corrélation : A_i / A_{i+1} (suite)

Accumul. $Y_j = X_{i+1}$ Accumul. X_i	0,75	1,25	1,75	2,25	2,75	3,25	3,75
0,75	2,25	1,5	1,5	3	3	2,25	1,5
1,25	6,25	6,25	3,75	7,50	8,75	13,75	3,75
1,75	5,25	14	12,25	8,75	8,75	5,25	7
2,25	2,25	9	11,25	9	20,25	11,25	4,50
2,75	16,50	22	19,25	11	16,50	16,50	13,75
3,25	6,50	32,5	26	9,75	19,50	13	6,50
3,75	0	11,25	18,75	15	15	3,75	0
$\sum n_{ij} \cdot X_i$	39	96,50	92,75	64	91,75	65,75	37
$Y_j \sum n_{ij} \cdot X_i$	29,25	120,50	162,25	144	252,25	213,75	138,75
$\sum Y_j \sum n_{ij} \cdot X_i = 1060,75$							

Le coefficient théorique $K_\alpha = + 0,096$

Avec un risque $\alpha = 10 \%$; on peut affirmer que le coefficient de corrélation linéaire n'est pas significatif. Donc il n'y a pas de corrélation entre les accumulations dans des ouvrages miniars de distances consécutives de 20 m.

On peut considérer que nos grandeurs perdent de leur caractère spécifiquement "régionalisé" et sont prises comme grandeurs purement aléatoires. Il serait donc tout à fait valable d'utiliser les modèles statistiques pour évaluer avec précision la teneur ainsi que les tonnages de minerai et de métal W_{O_3} de notre gisement.

II-3.1. Etablissement de la loi statistique idéale à laquelle il conviendrait de rapporter nos grandeurs.

On peut étudier certains paramètres qui nous permettent de mieux connaître et de mieux utiliser les histogrammes (précédemment établis).

- La moyenne \bar{X}
 - L'écart type (ou la variance $V = \sqrt{\quad}^2$)
 - Le coefficient d'obliquité γ_1
 - Le coefficient d'aplatissement γ_2
- Précédemment calculés.

Remarque : il s'agit des valeurs logarithmiques des grandeurs précédemment définies. tous les logarithmes sont à base 10.

Parmi les tests (χ^2 ; Kolmogov, ...) nous aurons retenu les tests des Q_1 et Q_2 pour savoir si les écarts constatés sur nos histogrammes par rapport à une distribution statistique idéale sont dus au simple hasard.

Définition

$$Q_1 = \left| \frac{\gamma_1}{\sqrt{\gamma_1}} \right|$$

$$Q_2 = \left| \frac{\gamma_2}{\sqrt{\gamma_2}} \right|$$

γ_1 : Le coefficient d'obliquité ou d'assymétrie
 $\sqrt{\gamma_1}$: paramètre de corrélation dû à γ_1

γ_2 : Le coefficient de curtosis ou d'aplatissement
 $\sqrt{\gamma_2}$: paramètre de correction d'écarts dû à γ_2

Si Q_1 et Q_2 sont respectivement inférieurs à $\underline{3}$,

l'ajustement de nos grandeurs expérimentales peut se faire par le biais de la loi lognormale.

Les résultats consignés dans le tableau récapitulatif rendent possible un tel ajustement.

Rappel de définition

Une variable aléatoire X est distribuée selon une loi lognormale si son logarithme $\log x$ est lui même distribué suivant une loi normale.

La fonction de répartition est $F(\log x)$

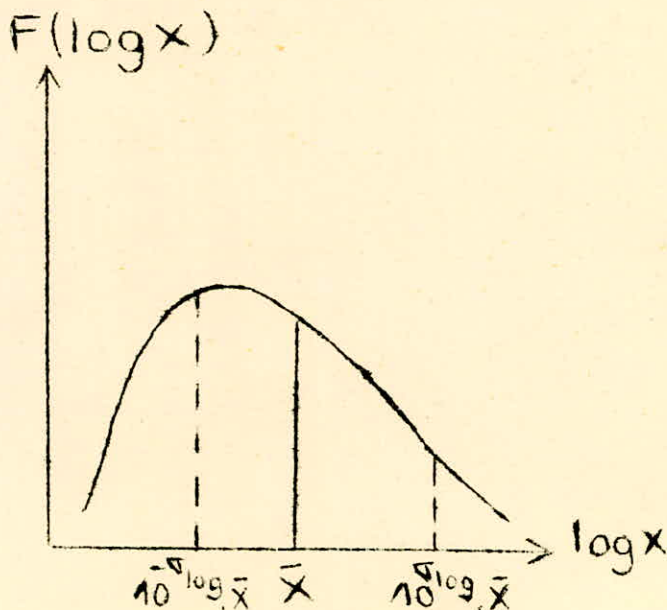
$$F(\log x) = \frac{1}{\sigma_{\log} \sqrt{2\pi}} \int_0^{\log x} \frac{1}{10} \frac{(\log x_i - \log \bar{x})^2}{2 \sigma_{\log}^2} d \log x$$

La fonction de densité est

$$\frac{dF(\log x)}{d \log x}$$

Remarque pour $\log x = y$, $F(y)$ est la fonction de répartition de la loi normale.

loi lognormale



loi normale

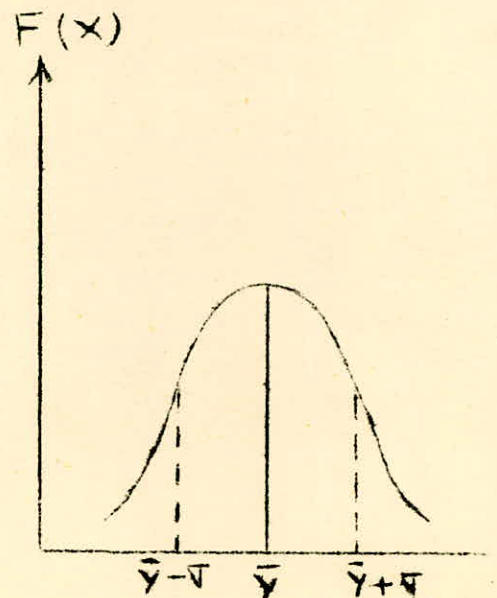


Tableau - Récapitulatif

Moments conditionnés simples (m'_i)	Moments conditionnés centrés (M'_i)	Teneurs		Puissances		Accumulations	
		m'_i	M'_i	m'_i	M'_i	m'_i	M'_i
m'_1	M'_1	-0,64	0	-0,062	0	-0,066	0
m'_2	M'_2	5,12	4,71	1,48	1,47	3,235	3,23
m'_3	M'_3	-8,28	1,0	-0,532	-0,26	-0,467	0,18
m'_4	M'_4	50	40,9	6,34	6,55	19,5	19,46
Moyenne arithmétique \bar{X}		1,54		0,69		2,22	
Ecart - type σ		0,87		0,24		0,9	
Variabilité relative V		0,565		0,35		0,41	
Coefficient d'assymetrie γ_1		0,10		-0,146		0,031	
Coefficient de Curtosis γ_2		-1,21		0,02		-1,13	
Test :	Q_1	0,615		0,895		0,19	
Test :	Q_2	3,7		0,06		3,46	

II.3.2. Estimation de la teneur et des réserves de la catégorie C₁

Utilisant le formalisme lognormal, nous avons établi que la répartition de nos grandeurs peut être correctement ajustée par la loi lognormale. Il serait alors possible de trouver l'intervalle de confiance dans lequel figure-rait la valeur vraie de la moyenne arithmétique de la teneur, la puissance ou l'accumulation.

La probabilité pour que notre grandeur D, soit dans un intervalle (a,b) centré sur la moyenne arithmétique \bar{D} s'exprime par la relation.

$$Pr \{ D \in (a,b) \} = Pr \left\{ \bar{D} \cdot 10^{-\frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}} < D < \bar{D} \cdot 10^{\frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}} \right\} = 1 - \alpha$$

où α est le risque

pour un risque $\alpha = 10\%$ ou 0,10 $t_{\alpha} = 1,65$

alors

$$a = \bar{D} \cdot 10^{-\frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}} \qquad b = \bar{D} \cdot 10^{\frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}}$$

$a < D < b$ avec 90 % de certitude

Les incertitudes relatives M seront alors

$$M (\%) = \left(10^{\pm \frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}} - 1 \right) 100$$

Les erreurs positives

$$M_+ (\%) = \left(10^{\frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}} - 1 \right) 100$$

Les erreurs négatives

$$M_- (\%) = \left(10^{-\frac{\sigma_{log} t_{\alpha}}{\sqrt{n}}} - 1 \right) 100.$$

.../...

On consignera les résultats dans le tableau suivant :

Teneur : $\bar{t}=1,6\% \text{ Wo}_3$		Puissance $\bar{m}=0,58\text{m}$		Accumulation \bar{A} ou \bar{X}	
M_+ (%)	M_- (%)	M_+ (%)	M_- (%)	M_+ (%)	M_- (%)
+ 23 %	- 19,6%	+ 6 %	- 6 %	+ 25 %	- 20 %
$\bar{t} + M_- \leq t \leq \bar{t} + M_+$		$\bar{m} + M_- \leq m \leq \bar{m} + M_+$		$\bar{A} + M_- \leq A \leq \bar{A} + M_+$	
1,4 % $\leq t \leq$ 1,8 %		0,52 $\leq m \leq$ 0,64		0,7 $\leq A \leq$ 1,2	

Remarque : Du fait que pour les puissances, $M_+ = M_-$, on constate que les erreurs sur les accumulations sont rapprochables à celles établies sur les teneurs.

Afin de préciser les erreurs sur les réserves géologiques on considère que.

$$Q_g = d \times S \times m$$

- d Densité du minerai
- S surface minéralisée
- m puissance de minéralisation.

donc

où ΔQ_g l'erreur de réserves

$$\Delta Q_g = f(\Delta d, \Delta S, \Delta m)$$

ΔS l'erreur de surface etc

Si on admet, vu les dimensions de notre gisement, que les erreurs sur les densités de notre espace minéralisé subissent une faible variation, on peut les négliger.

$$\Delta d = 0$$

.../...

De même il ne serait pas facile de prendre en considération les erreurs sur la surface minéralisée. Toutefois on peut considérer que les erreurs négatives sur S sont négligeables devant les erreurs positives que l'on est susceptible de faire :

$$\Delta S = 0$$

Sous réserve que les erreurs sur l'estimation de Qg sont seulement dues aux erreurs d'estimation de la puissance :

$$\Delta Qg = f (\Delta m)$$

$$Qg = \bar{Q}g + \Delta m Qg = \bar{Q}g (1 + \Delta m)$$

$$\bar{Q}g - \Delta m \bar{Q}g \leq Qg \leq \Delta m \bar{Q}g + \bar{Q}g$$

- Les erreurs sur les réserves de métal (T)

$$T = Qg \times t$$

sont

$$T = f (\Delta Qg, \Delta t)$$

$$T = f (\Delta m, \Delta t)$$

$$T = f (\Delta A) \text{ où } A = \text{accumulation}$$

$$\bar{T} - \Delta A \cdot \bar{T} \leq T \leq \bar{T} + \bar{T} \cdot \Delta A$$

On consignera les résultats dans le tableau.

Teneur moyenne $\bar{t}_a = 1,6 \% \text{ Wo}_3$		Réserves géologiques $\bar{Q} = 779.000 \text{ t}$ (t)		Réserves de métal $\bar{T} = 12.464 \text{ t}$ $T = (Qg \times t)$	
Δt erreurs négatives - 19,6%	erreurs positives + 23 %	Δm erreur négatif sur m-6%	Δm erreur positif.(m) + 6 %	ΔA : erreur négat. sur A-2%	+ ΔA erreur posit. sur A = +25 %
$(1 - \Delta t) \bar{t} \leq t \leq \bar{t} (1 + \Delta t)$		$\bar{Q}g (1 - \frac{\Delta m}{m}) \leq Qg \leq \bar{Q}g (1 + \frac{\Delta m}{m})$		$\bar{T} (1 - \Delta A) \leq T \leq \bar{T} (1 + \Delta A) t$	
1,4 $\leq t \leq$ 1,8 % Wo_3		732.360 $\leq Qg \leq$ 825740t		9971 $\leq T \leq$ 15570 t	

III CONCLUSION :

On peut conclure que les erreurs admises sur les réserves géologiques sont postulées afin d'encourager la recherche minière au cours de l'exploitation. On pourra alors évaluer et préciser les réserves classées dans la catégorie C_2 . Réserves qui, dans le cas favorable passent de C_2 à C_1 . Le même processus de calcul pourra être utilisé pour les estimer avec précision.

- * Les marges d'erreurs précédemment établies seront serrées lorsqu'on connaîtra mieux la minéralisation en profondeur au fur et à mesure de l'exploitation.
- * Les erreurs sur les réserves géologiques sont des erreurs d'estimation des puissances. Les chiffres avancés au cours de cette étude pour ces réserves devront être manipulés avec prudence. Etant donné qu'on a négligé les erreurs de surface. L'expérience mondiale pour des gisements du même type montre qu'une telle supposition est fondée. Même que quelquefois les erreurs positives admises sont largement dépassées au point de couvrir entièrement les erreurs négatives.

Ce que l'on craignait le plus ce sont les erreurs sur les accumulations ou même sur les teneurs. Leur grande valeur surtout les erreurs négatives affecterait sérieusement le chiffre de nos réserves métalliques. Ce qui pourrait entraîner des conséquences fâcheuses quant à la valeur industrielle de notre gisement.

Ce qui n'est heureusement pas le cas, puisque notre gisement continue à être classé dans la catégorie de gisement de valeur industrielle moyenne même en tenant compte des coefficients de pertes et de salissage admis.

Le cas des gisements de Tin-Amzi -EL KAROUSSA :

Si des informations plus complètes nous étaient parvenues il aurait été possible d'estimer également les réserves de la catégorie (C₁) pour le cas des gisements de Wo₃ - Sn O₂ de Tin Amzi -EL KAROUSSA.

Pour cela on considère, non pas les teneurs des éléments Wo₃ et Sn de façon séparée, mais la teneur conditionnelle d'un seul élément choisi (tWo₃ ou t Sn) on calculera le coefficient de transition T.

Si on prend le Wolfram par exemple :

$$T_{Wo_3} = 1$$

$$T_{Sn} = \frac{C_{m,Sn} \bar{E}_{Sn}}{C_{m,Wo_3} \bar{E}_{Wo_3}}$$

T coefficient de transition

C_{m,Sn}, C_m (Wo₃)

Les pris d'une tonne des métaux en concentrés.

E_{Sn}, E_{Wo₃}

Les taux de rendement des métaux en concentrés.

$$(E \text{ rendement métallique}) E = \frac{\text{métal obtenu}}{Pe \text{ métal contenu}} \times 100$$

$$\text{teneur cond. } t_{Wo_3} T = t.Wo_3 + t_{Sn} \cdot T_{Sn}$$

On ramène le Pb à l'étude de trois (3) variantes (t,m, t x m) comme pour le cas de LAOUNI .

∟ H A P I T R E III

EXPLOITATION

INTRODUCTION

Le choix de la méthode d'exploitation des gîtes métallifères de LAOUNI nous est dicté par un certain nombre de facteurs qui les caractérisent :

- Leur forme filonienne assez régulière
- Leurs dimensions : étendue , profondeur , puissance
- Leur pendage subvertical
- Les bonnes propriétés mécaniques du minerai et des roches encaissantes .

Cette méthode doit satisfaire aux conditions suivantes :

- Sécurité des travaux
- Prix de revient minimum du minerai et du métal
- Pertes de minerai minimum

En résumé , le gisement de LAOUNI se présente sous forme de dressants (85°) , minces (0,5-0,6 m) , réguliers , ne présentant pas de grands problèmes de sécurité , ce qui nous a amené à adopter la méthode d'exploitation dite par " chambres-magasins " .

;;;/;;;

I. TRAVAUX PREPARATOIRESI-1. Utilisation des travaux miniers existant.

OUVRAGES MINIERS	LONGUEUR (m)	SECTION (m ²)	VOLUME (m ³)	UTILISATION
Puits B	100	6	600	Limite des blocs, cheminée
Puits C	60	6	600	Limite des blocs cheminée
Puits F	60	6	600	"
Puits n° 1	30	4	120	"
Puits n° 2	30	4	120	"
Puits n° 3	30	4	120	"
Galeries niveau 60	199	3,6	716	Galeries de roulage.
Galeries niveau 100	115	3,6	414	Reservoir d'eau.

I-2. Travaux neufs

Comme nous le verrons plus en détail par la suite, l'exploitation de notre gisement sera faite sur trois (3) niveaux de 60 m, 120 m, 180 m de profondeur.

Il est cependant hors de question, d'en faire le traçage complet avant de commencer les travaux d'extraction.

Nous appellerons donc travaux neufs ceux qui sont réalisés dès l'abord.

- Le nouveau puits d'extraction doit être fait entièrement sur toute la profondeur, soit 180 m + 3 m pour le puisard.

Il est de section circulaire, de diamètre 4 m, ce qui nous fait un volume de $4 \times 3,14 \times 183 = 2.300\text{m}^3$

.../...

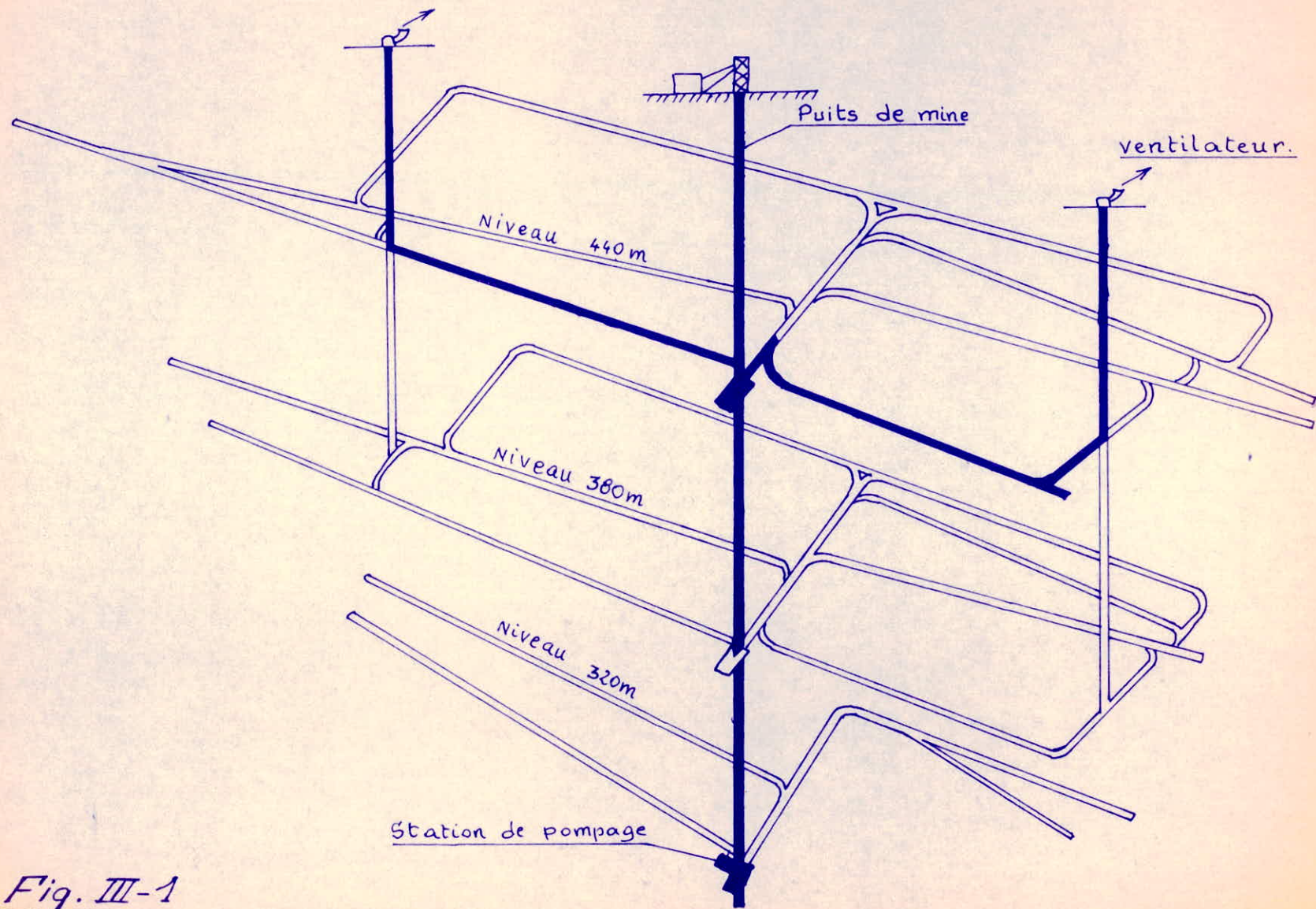


Fig. III-1

- Travaux préparatoires
- Travaux avancés après mise en exploitation

Les trémis de dépelage du minerai abattu sont préparées dans le même temps.

La durée de construction jusqu'à la mise en exploitation est d'environ 2,5 ans. A la fin de la 3^{ème} année, on a déjà extrait 20.000 tonnes de minerai. C'est pendant la 4^{ème} année qu'on atteint notre rendement maximal.

- Les trémies de chargement sont préparées aussi pendant le même période. Leurs dimensions sont consignées sur le schéma suivant

(Fig. III-2)

II-2. Méthode d'Exploitation.

L'exploitation se fait par la méthode des chambres-magasins, du bas vers le haut, le minerai, abattu étant temporairement employé en qualité de remblai pour soutenir les épontes.

L'abattage est exécuté par foration de trous de mine et tir à partir des galeries de roulage. On réalise l'explosion de 1,5 m de hauteur sur toute l'étendue du bloc.

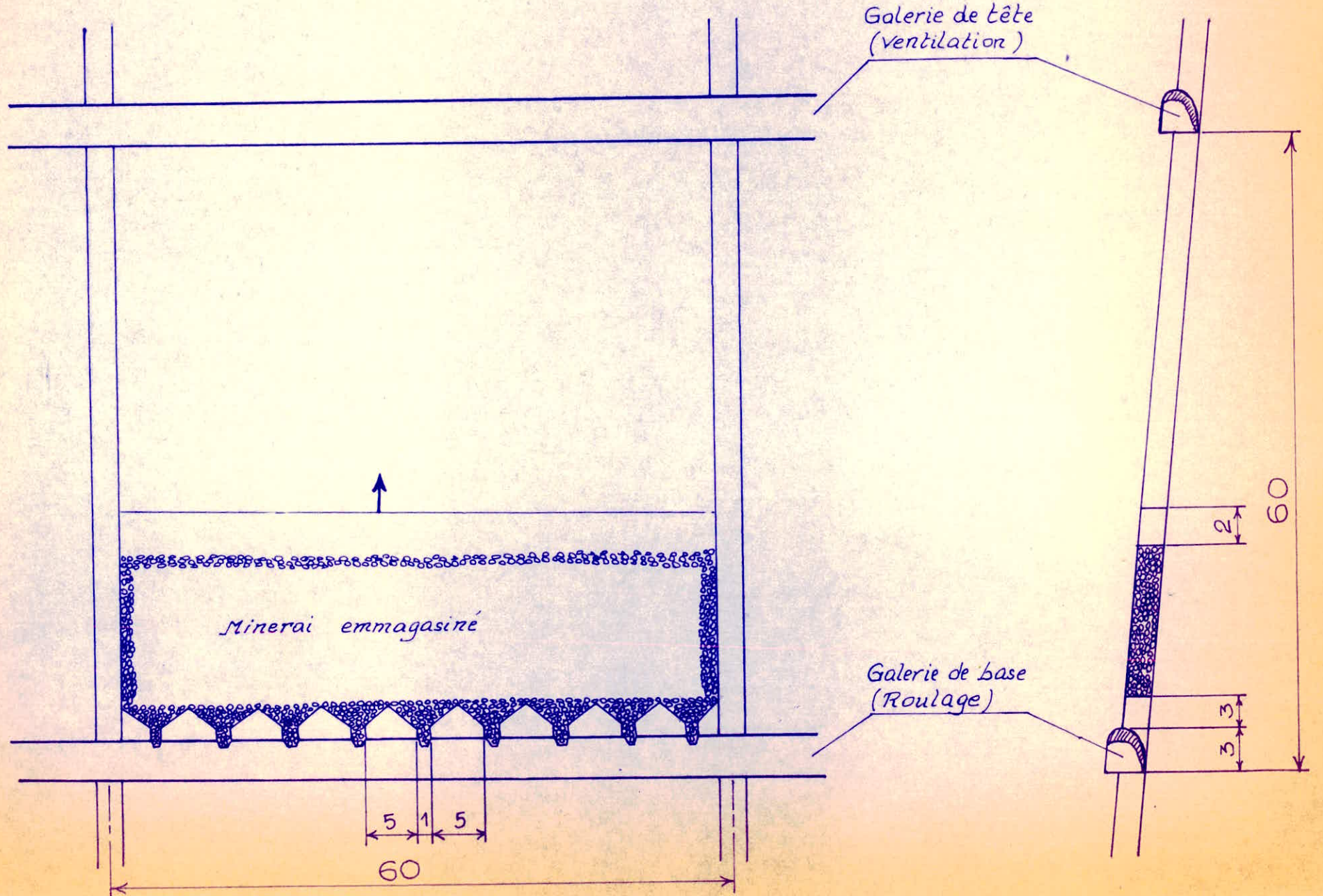
Notons également que l'abattage est rabattant, on commence par les blocs extrêmes et on évolue vers le puits de mine central.

Du fait que le minerai abattu foisonne, une partie (environ 30 %) en est soutirée par l'intermédiaire des trémies aménagées à cet effet, chargée sur des berlines et transportée vers le puits d'extraction.

Le soutirage est réglé de façon qu'à mesure que le front se déplace, il reste constamment entre ce dernier et le minerai abattu un espace de travail suffisant (environ 2 m) et que la surface du minerai abattu soit approximativement horizontale.

Nos filons étant très minces et inclus dans des terrains stables, il nous est possible de limiter les pertes en stots à ceux qui sont laissés entre les trémies de chargement.

(Fig. III-2)



En effet, au fur et à mesure de l'avancement du front, on poursuit la construction de la cheminée préalablement préparée sur 5 m et qui servira de retour d'air pour le bloc suivant.

On commencera alors le défilage du 1^{er} bloc quand on arrivera à l'exploitation du troisième, nous évitant ainsi de laisser des piliers de protection pour toutes les cheminées.

Ces dernières sont alors boisées au moyen d'étais placés près les uns des autres.

Il en est de même au-dessous des galeries de roulage, au cours de l'exploitation du second étage, où on ne laissera des piliers de 2 à 4 m de large qu'aux parties servant à la circulation de l'air.

(Fig. III-3)

Remarque sur Tin Amzi

Ne possédant pas suffisamment de données, il nous est impossible d'envisager avec précision une méthode d'exploitation pour le gisement du Tin Amzi. Il apparaît toutefois, à première vue, étant donné la complexité de la minéralisation et l'enchevêtrement des filons, qu'on doit étudier de près l'hypothèse d'une exploitation sélective.

Quant aux placers, vu la faible épaisseur des stériles (2 m en moyenne), il seront exploités à ciel ouvert.

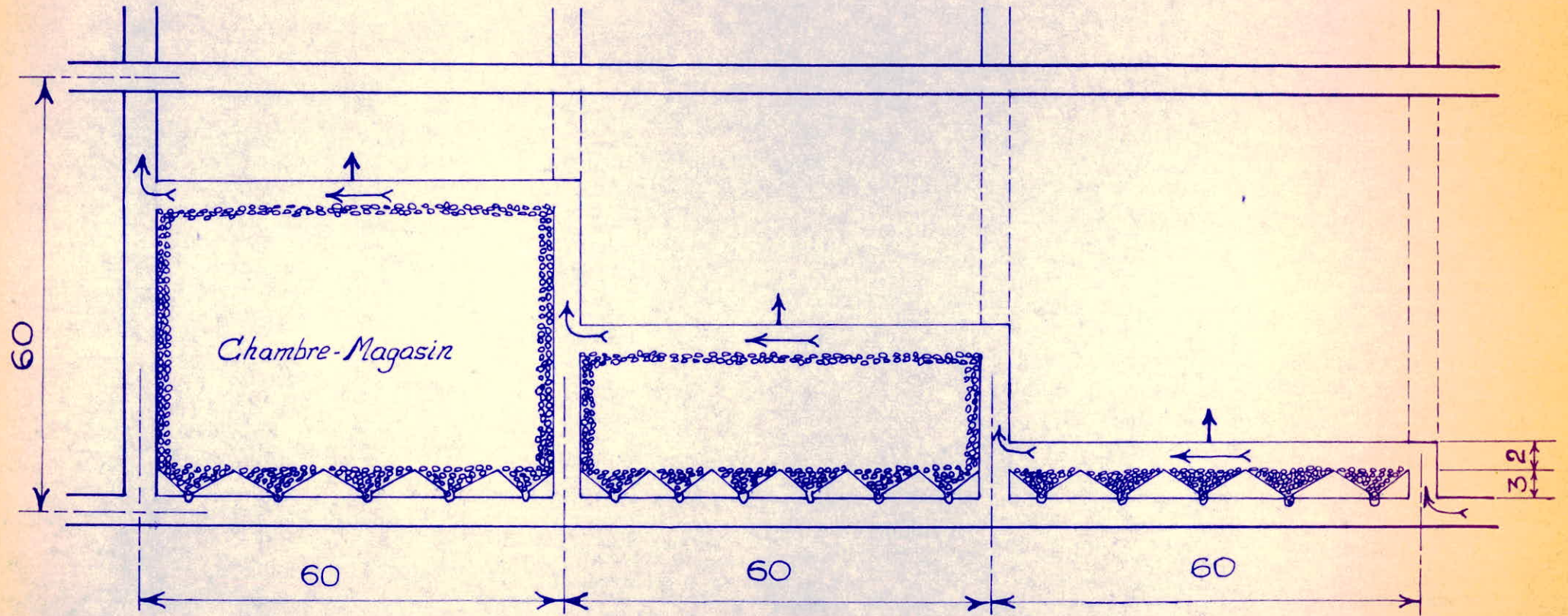
:

III. AERAGE

L'aérage de la mine doit assurer la sécurité et l'hygiène des conditions de travail. Dans le cas de notre gisement particulier, le calcul des besoins en air dépend essentiellement de l'importance de la consommation des matières explosives.

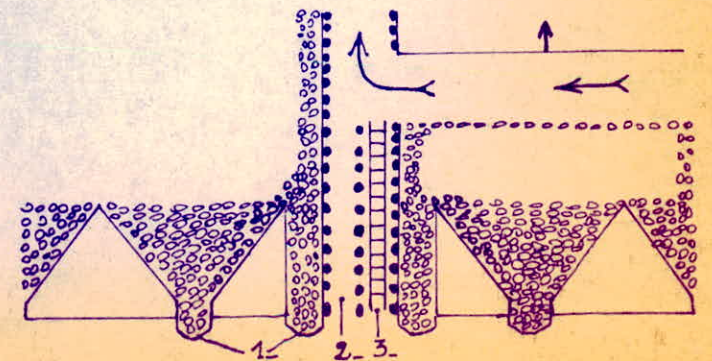
L'aérage est alors mécanique, et fournit $10,8 \text{ m}^3$ par l'intermédiaire de ventilateurs aspirants placés à la surface.

(Fig. III-3)



→ Direction d'abattage
⇌ Circuit d'aérage

- Etais
- 1- Trémies
- 2- Passage pour matériaux
- 3- Passage pour personnel



IV. TRANSPORT.

IV-1. Levage à Cage

La cage a un plancher de 310 x 137 cm, une capacité de 7000 Kg et peut contenir 18 Hommes.

Elle est attelée à un câble d'acier de 28 mm de diamètre passant sur une molette de guidage.

La machine d'extraction, à tambour, est actionnée par un moteur électrique de 160 Kw, la vitesse de levage étant de 5 m/s

NIVEAUX	HAUTEUR DE LEVAGE m	TEMPS DE LEVAGE		CAPACITE DE LEVAGE (Mt/an)
		Masse Minière	Opérations Supplé.	
440 m	60 m	14,7	1,3	127
380 m	120	14,4	1,6	95,5
320 m	180	14,2	1,8	76

IV-2. Transport sur rail.

Les fréquents changements de direction et la faible production rendent impossible l'utilisation de la bande transporteuse.

Le transport est alors assurée par des berlines basculantes, d'environ 1 m³, tirées par une locomotive électrique à accumulateurs pour des raisons d'économie et de sécurité.

L'équipement prévoit des berlines basculantes pour le transport du minerai, des berlines pour pièces, et une berlines pour le transport des explosifs.

V. DIVERS.

V-1. Alimentation en air comprimé

Une station de quatre (4) compresseurs de $100 \text{ m}^3/\text{mn}$, dont un est toujours en réserve, est installée en surface.

La consommation d'air comprimé est ^{de} l'ordre de $75 \text{ m}^3/\text{mn}$. Les travaux miniers sont alimentés par des tuyaux en caoutchouc de 100 mm de diamètre en moyenne, branchés aux dispositifs de distribution.

V-2. Exhaure des eaux.

Il y a environ une affluence de 400 m^3 d'eau par jour aux niveaux inférieurs.

La station de pompage est installée près du puisard au niveau 320 m. Elle est équipée de deux (2) pompes de $34 \text{ m}^3/\text{h}$. L'eau passe par un tuyau purgeur de 100 mm de diamètre et est centralisée vers le puisard.

Elle est alors pompée pendant 12 heures par jour par une seule pompe, l'autre étant en réserve ou en réparation.

V-3. Atelier de réparation.

Installé en surface, il assure la réparation des unités d'équipement, l'aiguillage des taillants et outils.

Il comporte également un local de stockage des équipements et matériaux en réserve.

V-4. Eclairage.

Un bon éclairage des travaux souterrains renforce la sécurité et augmente le rendement de la mine. On y distingue un éclairage fixe des travaux souterrains permanents (recettes, salles de machines, galeries principales de roulage...), à l'aide de hublots branchés sur le réseau, et un éclairage mobile constitué de lampes portatives à accumulateurs.

V-5. Sécurité.

Le grand problème de sécurité posé par l'exploitation de notre gisement est le danger de silicose. L'humidité étant très faible, environ 1 %, il faut nécessairement arroser le minerai abattu par un rideau d'eau qui empêchera alors la formation de poussière de quartz.

Des dispositifs de sécurité devront être installés en plusieurs endroits au fond (équipements, moyens de communications) une station de sauvetage doit être prévue au jour.

On doit veiller beaucoup à la santé et l'hygiène du personnel .

- Visites médicales et douches le plus fréquemment possible.

- En cas d'accident le maximum de soins devrait être donné sur place.

D'une manière générale la sécurité du personnel devrait faire l'objet d'une étude très attentive.

Elle devra être confiée à des personnes aussi compétentes qu'expérimentées.

∟ HAPITRE IV

A-METHODES DE SEPARATION

D'une manière générale aux minerais de tungstène s'offrent de nombreuses possibilités de valorisation toutes relativement aisées et dont le choix repose sur des critères technico-économiques.

Pour nos gisements les procédés humides (flott. gravi, milieu denses...), en dépit de leur haut rendement (Des essais ont été effectués dans ce sens) ne peuvent être entièrement approuvés. Leur pratique demeure intimement liée à l'existence de l'eau dans cette région particulièrement aride du pays.

Pour cette raison nous orientons notre études sur les possibilités de séparation, par voie sèche en nous inspirant largement des études déjà réalisées dans ce sens.

Ces méthodes ne sont pas suffisamment au point pour donner un produit de haute qualité sans entraîner la greffe de lourdes charges économiques. Une de leurs insuffisance provient du fait que ces techniques de valorisation ne peuvent enrichir des classes granulométriques très fines ($-0,074 \text{ mm}$). La préparation mécanique du minerai ne doit pas permettre de fournir trop de produits fins.

B-ETUDE SUR LE MINERAI DE LAOUNI

I. Minéralogie

I-1. Composition, Structure des roches

La wolframite $(\text{Fe}, \text{Mn}) \text{WO}_4$ est à un degré de fréquence moindre, la sheelite Ca, WO_4 sont les minéraux principaux de tungstène dans le gisement de Laouni, l'analyse est faite sur un échantillon représentatif pour :

- Sa teneur moyenne
- Sa composition réunissant les éléments les plus fréquents.

Les résultats sont considérés dans le tableau suivant.

Tableau de Composition - Minéralogique

ELEMENTS	%	Minerais sans minéraux utiles	%
Wolframite	1,5	Quartz	86 + 88
Scheelite	0,5	Muscovite	3 - 5
Hydroxydes Ferriques	2 + 4	chlorite biotite	1 - 3
Oxydes de Mn	0,3	Feldspath	1
Molybdénite	0,1	Sphène	0,1
Chalcopyrite)	Rutile	0,1
Hématite	(traces	Apatite	0,1
Pyrite)		

L'or, le Bismuth et le molybdène sont des composants sans caractère industriel
Seul le cuivre peut présenter un intérêt industriel.

La Wolframite est de couleur sombre souvent altérée par l'oxydation, se rencontre en nids et disséminations dans du quartz blanc laiteux. Elle a une structure cristalline ou granulaire et très souvent en agrégats complexes. Sa dimension varie du mm jusqu'à 5 - 7 cm. Dans la Wolframite, on retrouve en rapport variable, des implantations de schéelite de couleur plus claire, ainsi qu'un réseau de microveines d'hydroxydes de Fe. et oxydes de manganèse. La scheelite se rencontre également en grains libres et souvent visibles.

I-2. Propriété physico-mécanique :

De par sa structure, le minerai de tungstène se dissocie facilement de son encaissant et se prête donc bien à la fragmentation. De dureté relativement plus faible (5,5 échelle de MOHS) que celle du quartz (dureté 7), les minéraux de tungstène ont tendance à se pulvériser plus facilement. Au niveau des broyeurs on risquerait d'avoir trop de fins très riches en éléments utiles.

.../...

La classe - 0,074 mm peut contenir jusqu'à 30 % de WO_3 .

Un minerai fourni à une telle granulométrie ne pourrait être enrichi par les procédés de valorisation à sec.

II. Essais de traitement du minerai

II-1. Préconcentration à sec

II-1-1. Triages:

. Le tirage manuel est une opération de selection faisant intervenir la différence de couleur des minéraux.

On arrive ainsi à dégager du minerai une partie de son élément stérile.

On évite aussi l'encombrement aux installations placées en aval de cette opération tout en élévant sensiblement la teneur en élément utile dans le produit retenu.

Les résultats du triage à main sont consignés dans le tableau suivant. L'échantillon a une dimension moyenne de 35 mm.

PRODUITS	SORTIE %	CONTENU DE WO_3 %	EXTRACTION DE WO_3 %
Concentré riches de classes +35 mm et - 35 mm	67,3	2,37	99,0
Stérile	32,7	0,05	1,0
Minerai (tout-venant)	100	1,61	100

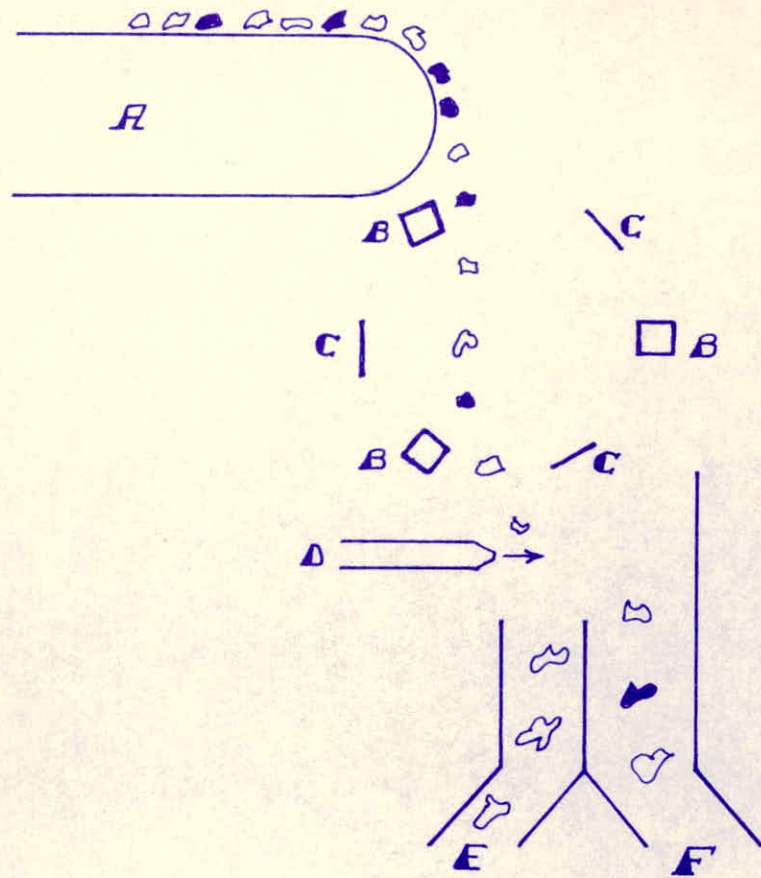
Ce procédé, encore utilisé, ne permet pas la séparation de fragments de petites dimensions. Par ailleurs la couleur des minéraux n'est pas un bon critère de reconnaissance. En effet, le minéral utile, s'il est altéré ou associé à des impuretés (poussières notamment) devient plus difficile, voire impossible à trier sans grosses pertes.

La technique de triage optique (schéma de dispositif : planche A) est beaucoup plus efficace et précise. Elle a pour principe la réflexion et la transmittance de la lumière.

Le procédé permet de séparer des fragments de faibles dimensions (à partir de 1 mm) c'est à dire précisément à la dimension moyenne de libération des particules de trioxyde de tungstène.

L'appareil est utilisable aussi pour un minerai polymétallique. Des considérations économiques assez simples nous amèneront à conclure sur l'adoption d'un tel ou tel système ↓ tri ou des deux à la fois.

Remarque : avec un appareil de tri optique à deux canaux (double capacité) on recueille 1,5 à 2 t/h d'élément utile; manuellement on arrive à 0,15 t/homme/heure en moyenne.



- A - Convoyeur
- B - Sources lumineuses
- C - Ecrans
- D - Jet d'air
- E - Minerai
- F - Stérile

SEPARATEUR OPTIQUE
Type : "SORTEX"

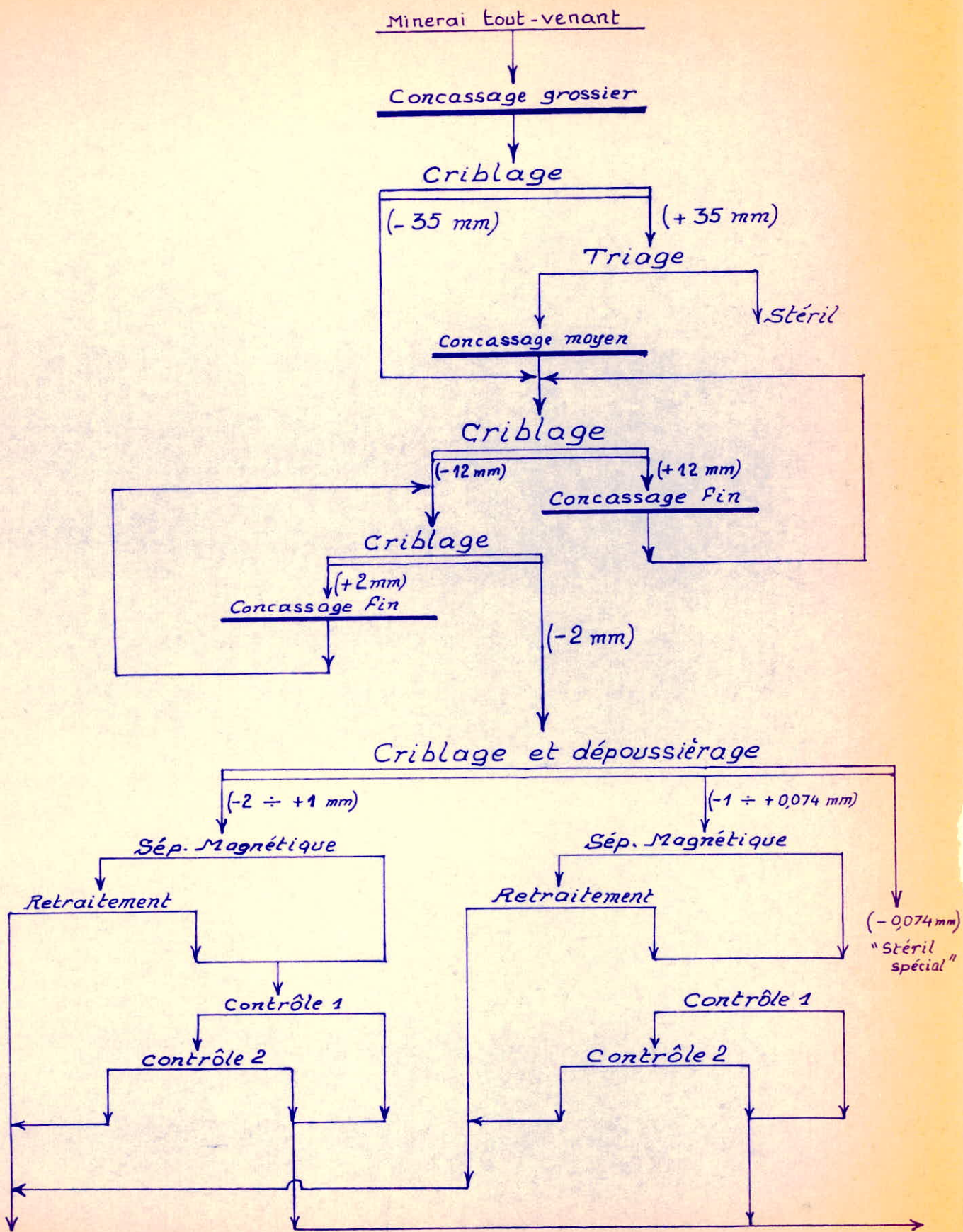
II-1.2 Séparation électromagnétique à sec

Comme dans toutes les opérations d'ordre physique où l'on peut séparer ce qui physiquement et matériellement séparable, ce procédé pour être applicable exige que les différents constituants du minerai puissent par un broyage préalable être amenés à l'état de grains distincts si possible homogènes. Les grains trop fins pouvant subsister après ce broyage doivent être aussi peu nombreux que possible.

Des essais ont été effectués sur séparateur électromagnétique à un rouleau type 138 T - C9M. Le minerai a été préalablement broyé et trié en classes granulométriques (-3 + 0,074 mm)

Les résultats obtenus à partir de trois (3) échantillons sont consignés dans le tableau suivant :

DESIGNATION	RENDEMENT POIDS %		TENEUR FINALE WO ₃ %	RECUPERATIONS	
	par rap- port au minerai enrichi	par rap- port au minerai initial		par rap- port au minerai enrichi	par rap- port au minerai initial
(FM) Fraction Magnétique (-3 + 0,074 mm)	7,08	4,76	24,86	74,3	73,5
(FNM) Fraction non magnétique (-3 + 0,074 mm)	87,22	58,70	0,45	16,6	16,5
Classe - 0,074 mm	5,70	3,84	3,80	9,1	9
Minerai enrichi	100	67,30	2,37	100	99
F.M -3 + 0,074 mm	12,7	10,5	10,6	68,6	68,4
F.N.M -3 + 0,074	78,9	65,4	0,47	18,8	18,7
Classe -0,074 mm	8,4	6,9	2,94	12,6	12,5
Minerai enrichi	100	82,8	1,97	100	99,6
F.M. - 3 + 0,074 mm	9,11	6,7	22,4	73,9	73,1
F.N.M - 3 + 0,074 mm	82,8	60,6	0,485	14,7	14,6
Classe - 0,074 mm	8,1	5,9	3,85	11,4	11,3
Minerai enrichi	100	73,2	2,73	100	99



On constate que

* L'efficacité de l'opération diminue avec la grosseur des grains

* Le champ électromagnétique développé par cette opération varie avec la granulométrie. La grande intensité ($14 \cdot 10^3$ à $18 \cdot 10^3$ oersted) est à l'origine du passage en friction magnétique d'éléments indésirables (mica, hydroxydes de Fe)

Deux raisons majeures justifient la médiocrité de la récupération :

* La classe-0,074 mm riche en WO_3 ne peut être enrichie par voie électromagnétique sèche.

* La scheelite (environ 20 % de WO_3 dans le minerai) est non magnétique, par conséquent perdue avec le rejet.

* L'efficacité du séparateur magnétique augmente si l'on élimine le fer du minerai avant de le soumettre à l'enrichissement.

* Le rapport Wolframite/Scheelite varie de 1,5/1 à 5/1

La scheelite $Ca(WO_4)$ a une bonne conductibilité électrique elle pourrait être récupérée par séparation électrique. L'opération est techniquement réalisable, il reste à savoir si les frais engendrés ~~sont~~ couverts par le profit à réaliser.

Des essais sont à réaliser dans ce sens. On avance d'ores et déjà que la technique serait trop coûteuse. Nous reviendrons sur la question lors de l'examen du procédé de séparation électrostatique.

II-1.3 Préconcentration par voie pneumatique (Tablage)

Cette méthode d'enrichissement est une technique simple et économique applicable lorsque le broyage à sec est possible ou lorsque l'alimentation est déjà sèche.

C'est la méthode qui répond le mieux aux exigences des régions où l'eau est rare, ce qui est précisément notre cas. La séparation, on le rappelle, fait appel aux différences de densités des minéraux, quartz ($d = 2,6$), Wolframite ($d = 5,8$ à $7,5$).

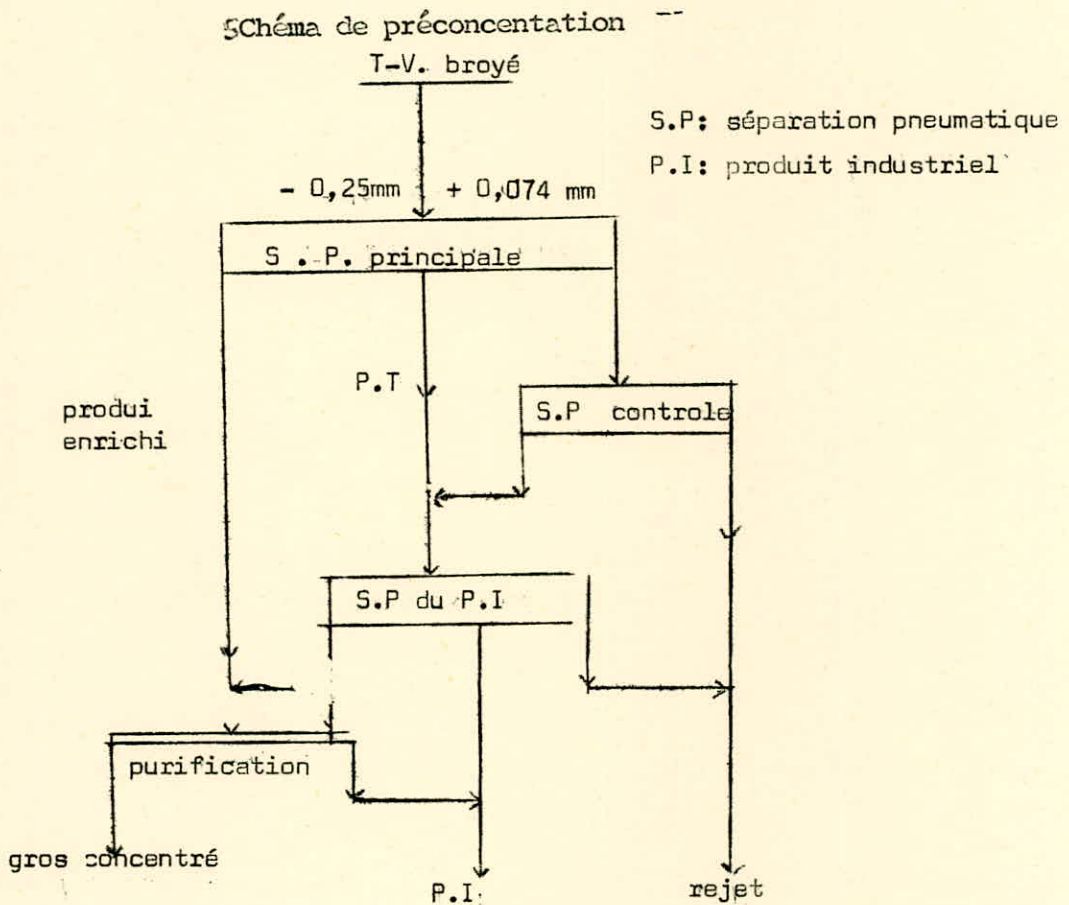
L'échantillon (n°1) soumis à l'essai provient seulement du filon Nahda I.

Il a été préalablement broyé à la classe granulométrique

(- 0,25 + 0,074 mm).

Les résultats sont reproduits ci-dessous :

PRODUITS	RENDEMENT POIDS %	TENEUR FINALE EN WO_3 %	RECUPERATION %
- Préconcentré	4,3	35,7	70,8
- Produit industriel	14,6	1,96	14,7
- Rejet	81,1	0,16	6,5
- Classe -0,25 mm + 0,074 mm	100 ,	1,95	100



On suggère qu'un traitement supplémentaire du produit industriel augmenterait la récupération de 8 à 10 %.

Cet essai ne donne qu'une idée vague sur

* Les possibilités de la méthode .

* Le comportement de notre minerai vis à vis de cette technique.

.../...

Nous recommandons avec toute l'importance qu'on accorde à la question, de faire des essais plus élaborés.

* Par l'utilisation de tables pneumatiques perfectionnées et mieux adaptées à un minerai de ce type.

(Nous monterons plus loin ~~un~~ exemple très révélateur)

* Faire le traitement à partir d'échantillons les plus représentatifs

* Essayer différentes classes granulométriques.

II-2. Traitement de préconcentrés au finissage

Cette opération a pour but de nous fournir un produit directement commercialisable.

On donne à titre d'exemple les normes admises aux U.S.A dans le tableau suivant.

	POURCENTAGE POIDS		
	WOLFRAMITE %	SCHEELITE NATURELLE.	SCHEELITE SYNTETIQUE
Trioxyde de W (WO_3) Min.	65,00	60,00	60,00
Etain Max.	1,50	0,10	0,05
Cuivre Max.	0,05	0,05	0,05
Arsenic Max.	0,25	0,10	0,05
Antimoine	0,10	0,10	0,05
Bismuth	1,00	0,23	0,25
Molybdène	0,40	0,40	0,25
Phosphore	0,05	0,05	0,05
Sulfure	0,5	0,5	0,4
Manganèse	*	1,00	0,25
Plomb	0,20	0,10	0,10
Zinc	0,10	0,10	0,10

* non spécifiés, mais à déterminer

Pour parvenir à cette fin, on utilise plusieurs procédés. Nous donnerons toujours la priorité au traitement à sec.

.../...

II-2.1 Séparation électrostatique :

Les essais sont effectués sur l'échantillon N° 1 préalablement enrichi par voie électromagnétique sèche. Le préconcentré a été soumis à un broyage fin et sec (-0,5 mm). A la lumière d'expériences réalisées, on estime atteindre les résultats suivants :

Produits	pourcentage : poids %	Teneur WO ₃ %	Récupération de l'opération %
Concentré (F.C)	21,1	66,5	78,2
F.N.C. (Stérile)	72,8	3	12,5
Classe - 0,074 mm	6,2	27	9,3
Préconcentré de la séparation magnétique:	100	17,9	100

Il ne sera pas très facile de conclure sur l'efficacité de la méthode pour les raisons suivantes :

- Les essais effectués ne sont pas suffisamment représentatifs (Deux classes granulométriques de l'échantillon n° 1, seulement)

- La séparateur type HC-1 (de laboratoire) demande pour son efficacité un produit très finement broyé (-0,5 mm). Outre des considérations économiques, une telle préparation du minerai entrainerait l'obtention de quantités relativement considérables de produits plus fins (-0,074 mm) très riches en élément utile mais impossible à valoriser par ce moyen.

La scheelite bien que présentant des propriétés électriques meilleures (relativement à ses propriétés magnétiques), ne sera que partiellement récupérée.

- Des éléments nuisibles, tel que hydroxydes de Fe, oxyde de Mn et éventuellement du cuivre, se retrouvent dans la fraction conductrice (F.C)

D'une manière générale

- La séparation électrostatique tire son efficacité de l'état de surface des particules à séparer. Le moins possible de poussières sur la surface accentue l'octroi de charges électriques aux grains. Ce qui est difficile à réaliser surtout si le concentré est très finement broyé. Les séparateurs ne peuvent supporter un grand débit.

- L'efficacité augmente si le minerai est rigoureusement sec.

- Pour fixer les idées on peut s'attendre à l'obtention par cette méthode de :

$$q = 0,21 \times 0,12 \times 0,67 \times 375 = 0,630 \text{ t/j}$$

soit 630 Kg/j de concentré marchand ($t_f = 65\% \text{WO}_3$) avec une récupération globale ne dépassant pas 70 %. (On a pris les pourcentages poids de l'élément utile au cours de tout le processus à partir d'un tout venant de $Q = 375 \text{ t/j}$ et $t_i = 1,65\% \text{WO}_3$). On recueille plus abondamment un produit industriel à 40 % WO_3 en moyenne.

II-2.2 Concentration par voie pneumatique

Le minerai soumis à l'enrichissement provient de l'échantillon n°1 préalablement enfichi par voie électromagnétique sèche et préparé à la classe granulométrique (-0,2 + 0,074 mm) /

On s'est servi du même type de table pneumatique que pour la préconcentration par la même voie.

On reproduit les résultats obtenus

PRODUIT	Rp %	CONTENANCE WO_3 %	RECUPERATION %
Gros concentré	6,2	63,44	20,9
Prod. Industriel I	16,4	50,68	43,6
Prod. Industriel II	27,0	21,97	31,6
Rejets	50,4	1,46	3,9
Fraction magnétique -0,2 + 0,074 mm	100	18,8	100

- La table pneumatique utilisée n'assure pas la valorisation des préconcentrés que s'il est broyé à -0,2 mm.
- Une échantillon seulement à été traité.
- Cette méthode connaît aujourd'hui une grande application en raison des résultats fournis ailleurs dans le monde, notamment dans les régions du même type et avec des minerais qui présentent de propriétés densimétriques moins appréciables.
- Les résultats médiocres - on reconnaît par ailleurs l'insuffisance d'essais-poussent à la recherche de meilleures performance dans cette voie.
- Des essais de séparation effectués sur un échantillon de quartz-Wolframite dont la granulométrie est comprise entre 0,5 mm et 8 mm ont permis d'obtenir les résultats suivantes.

Quartz (d = 2,65) , Wolframite (d = 6,9).

CLASSE	- 8 + 4 mm	- 4+2 mm	- 2+1 mm	- 1+0,5 mm
Teneur de l'alimentation	8,4 %	7,1 %	4,38 %	3,86 %
Teneur du concentré	66,8 %	70,2 %	70,8 %	70,4 %
Teneur du résidu	0,45 %	0,27 %	0,21 %	0,65 %
Récupération du métal lourd	95,3 %	96,6 %	95,5 %	83,9 %

- La séparation des minerais est exécutée sur table pneumatique à secousse type KNAPPAND BATES (construction améliorée) de conception semi industrielle dont le débit peut atteindre 5 - 6 t/h.
- Les stériles obtenus sont insuffisamment épuisés. Leur retraitement a permis d'en abaisser la teneur:
 - de 0,45 à 0,33 %, avec un mixte à 23,28 % de 0,27 à 0,19 %,
 - avec un mixte à 13,31 % de 0,21 à 0,09 %, avec un mixte à 5,29%
 - de 0,65 à 0,17 %, avec un mixte à 6,14 %
- Les mixtes obtenus sont alors constitués de grains de Wolfram-Quartz non libérés qu'il faudrait rebroyer avant de les recycler sur une table primaire.

Les fines (-0,25 mm) ainsi que les mixtes peuvent être traités.

Les fines ^{seront traitées} sur tables pneumatiques vibrantes de même capacité.

- Les frais de valorisation des minerais sont peu élevés et d'une manière générale c'est la technique la plus avantageuse sur le plan économique surtout si on arrive à des résultats technologiques appréciables. Il faudrait donc entamer des essais dans ce sens afin de trouver l'optimum de valorisation. Nous proposerons plus loin un schéma de traitement hélas seulement hypothétique (qui confirmera notre choix pour la voie pneumatique.).

Nous invoquons les raisons suivantes :

- * Aucun besoin en eau, l'implantation d'une unité de finissage commune/ LAOUNI - TAMANRASSET, n'aura plus sa raison d'être
- * Charges économiques minimales (investissements, frais de fonctionnement).
- * Grande capacité de traitement
- * Avantage de fournir un produit marchand sur place.
du moins en WO_3

II - 3 Schémas de Traitement

II-3.1 Quelques variantes possibles

Nous présentons de façon schématique les différents processus de concentration du minerai. Pour ne pas encombrer les figures nous avons supprimé les opérations de recyclage; ces schémas étant hypothétiques, nous ne pourrions fournir de calcul des flow-sheets.

Nous les présentons uniquement dans le but d'orienter les recherches dans ces domaines, pour l'obtention d'un produit marchand en WO_3 sur place.

Planche IV - 3

A l'origine cette variante a été proposée par l'équipe Soviétique *mais ne prévoit* cependant pas la récupération de la scheelite (20 % de WO_3 en moyenne) rejetée dans la fraction ^{non} magnétique.

Il serait d'ailleurs très difficile d'y parvenir même en installant des séparateurs électrostatiques pour traiter la fraction non magnétique - (60 % poids du Tout-venant)

* La récupération de la scheelite est faible car la dilution dans la F.N.M est trop forte.

* De lourdes charges économiques pourraient s'ajouter en raison du nombre élevé de séparateurs électrostatiques à mettre en circuit. (étant donné leur faible débit)

Planche IV - 4

Variante également proposée dans le circuit principal. La séparation par tablage pneumatique (proposée) placée en aval de la séparation magnétique traite la fraction non magnétique de cette dernière et au besoin une partie du minerai trié.

Le problème qui se pose, en dehors des considérations économiques, reside dans le préparation mécanique du minerai c.à.d. le risque d'avoir trop de fines (-0,074mm) riches en WO_3 . La séparation électrostatique a un rendement maximum pour des grains de dimensions allant de 8 à 150 meschs soit environ (-2+0,1 mm)

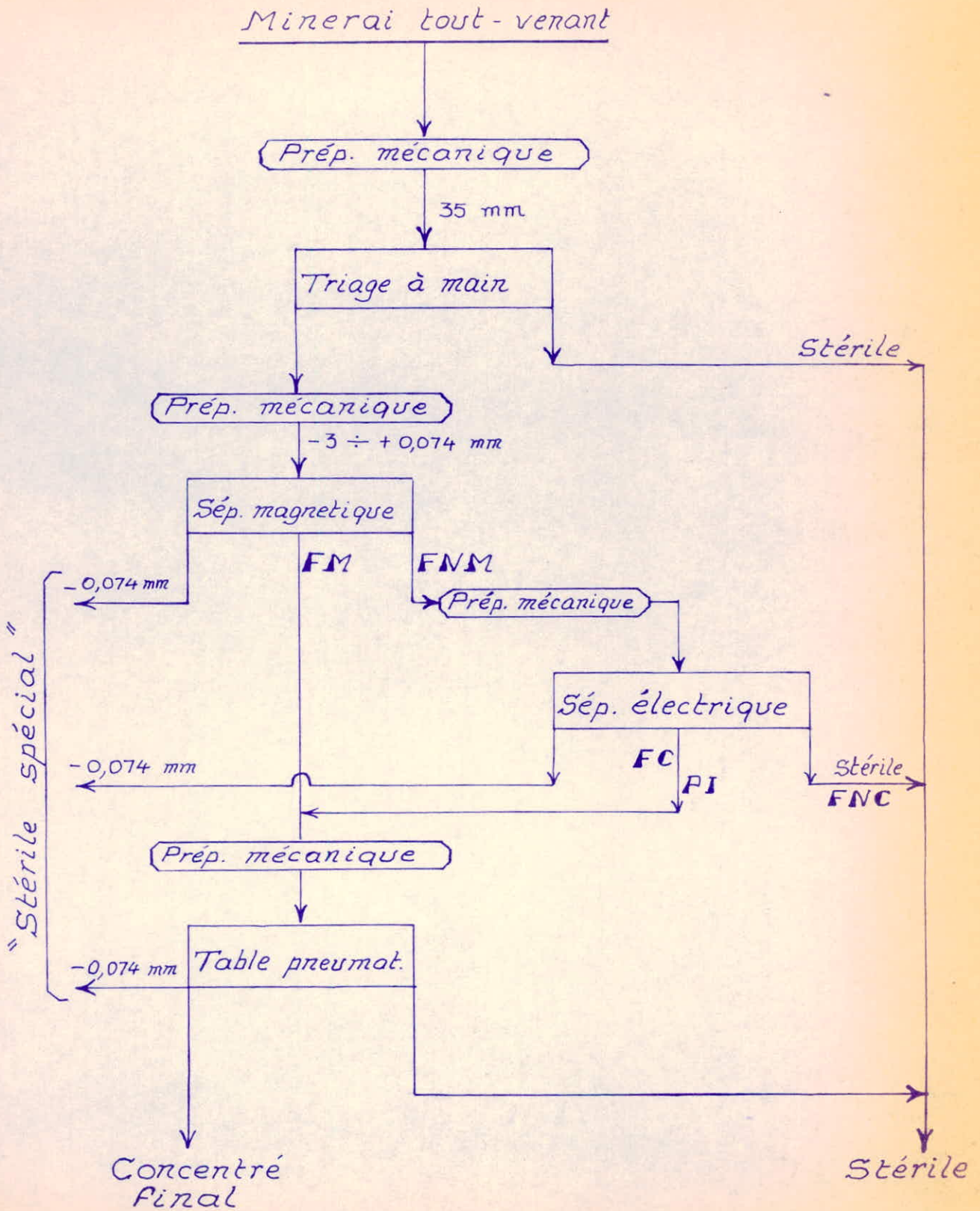


Planche IV-4

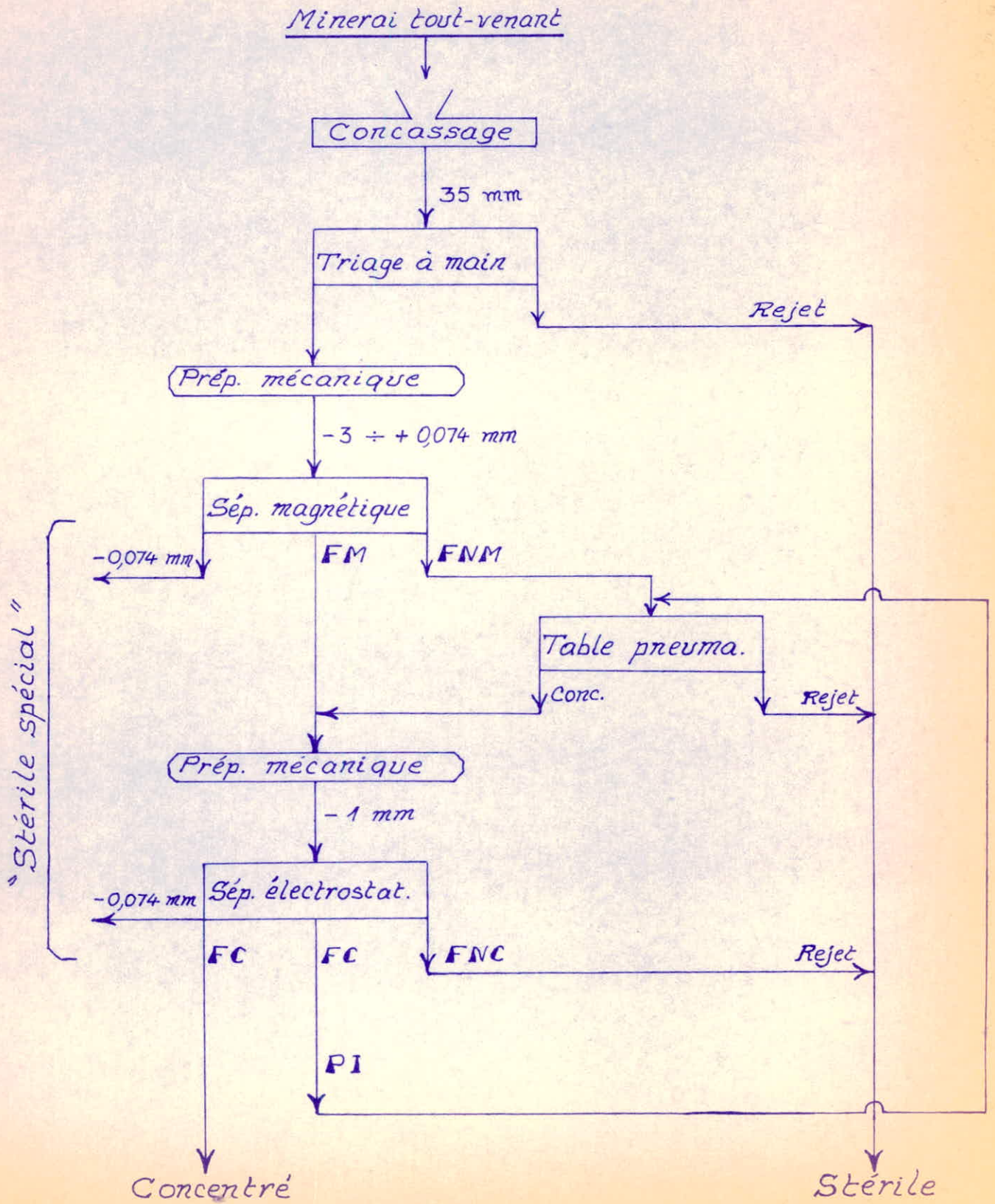


Planche IV- 5 :

Préconcentration par tables pneumatiques, finissage sur séparateurs électrostatiques.

Le minerai de TIN - AMZI, traité par cette méthode, a donné des résultats médiocres.

A LAOUNI, la séparation électrostatique, en aval de la séparation magnétique, nous a fourni des résultats assez appréciables.

Elle reste à expérimenter dans l'ordre que nous avons proposé. Si le minerai soumis à l'enrichissement est fourni à la granulométrie voulue.

* Pour des tables à secousses du type précédemment décrit (-8,+0,25 mm).

* Une fragmentation graduelle évitera la production abondante de fines particules (-0,074 mm),

gênante au niveau des séparateurs électrostatiques, notamment .

* recyclage des mixtes et particules de dimensions (-0,25 + 0,074mm) sur tables vibrantes.

De cette manière, il serait possible de s'attendre à des performances technologiques (récupération surtout).

Les réserves à prendre concernant **surtout le coût** de cette opération au niveau.

* De la préparation mécanique du minerai

* Du nombre de séparateurs électrostatiques

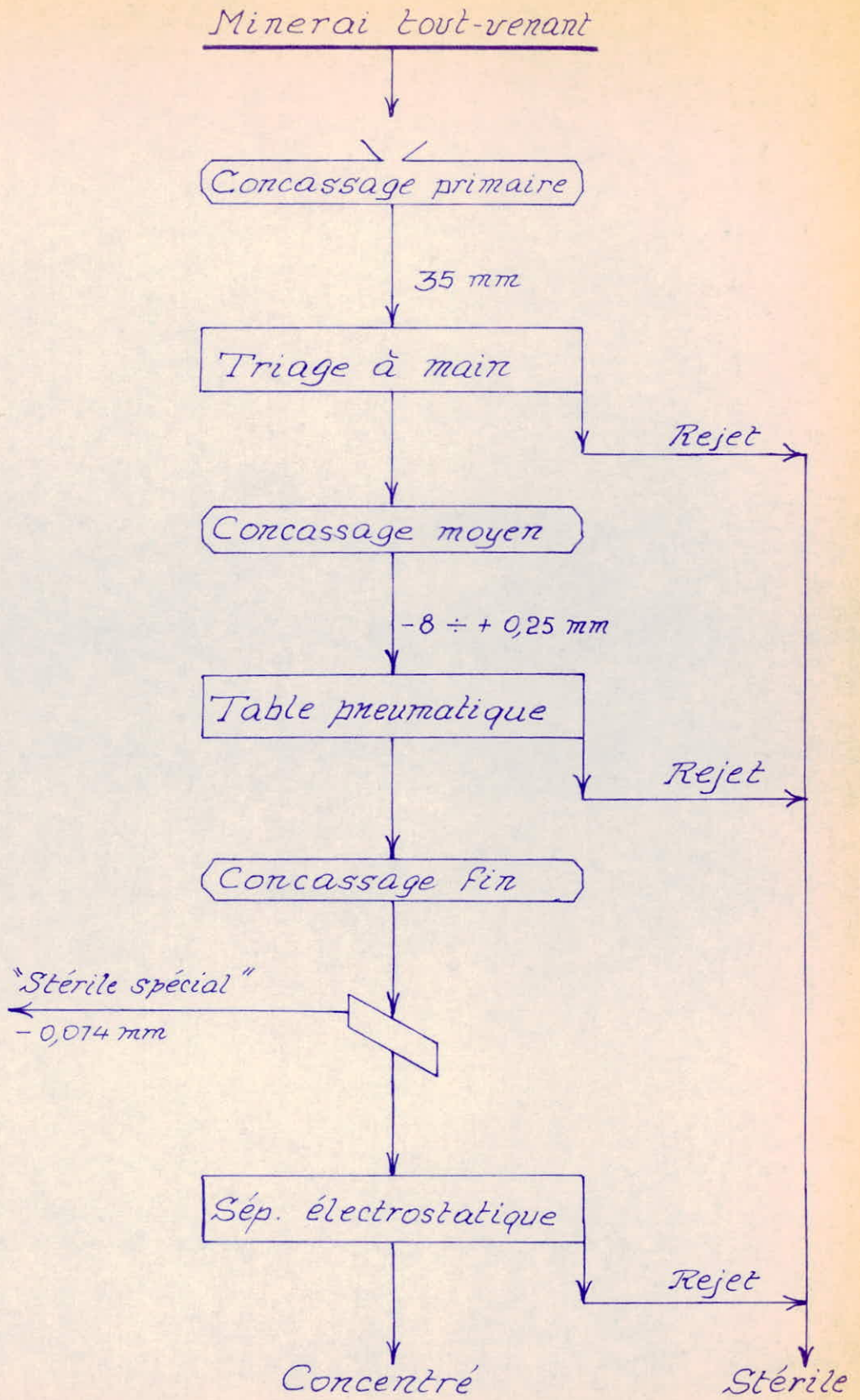
II - 3 - 2 . Variante retenue pour le traitement du minerai de LAOUNI

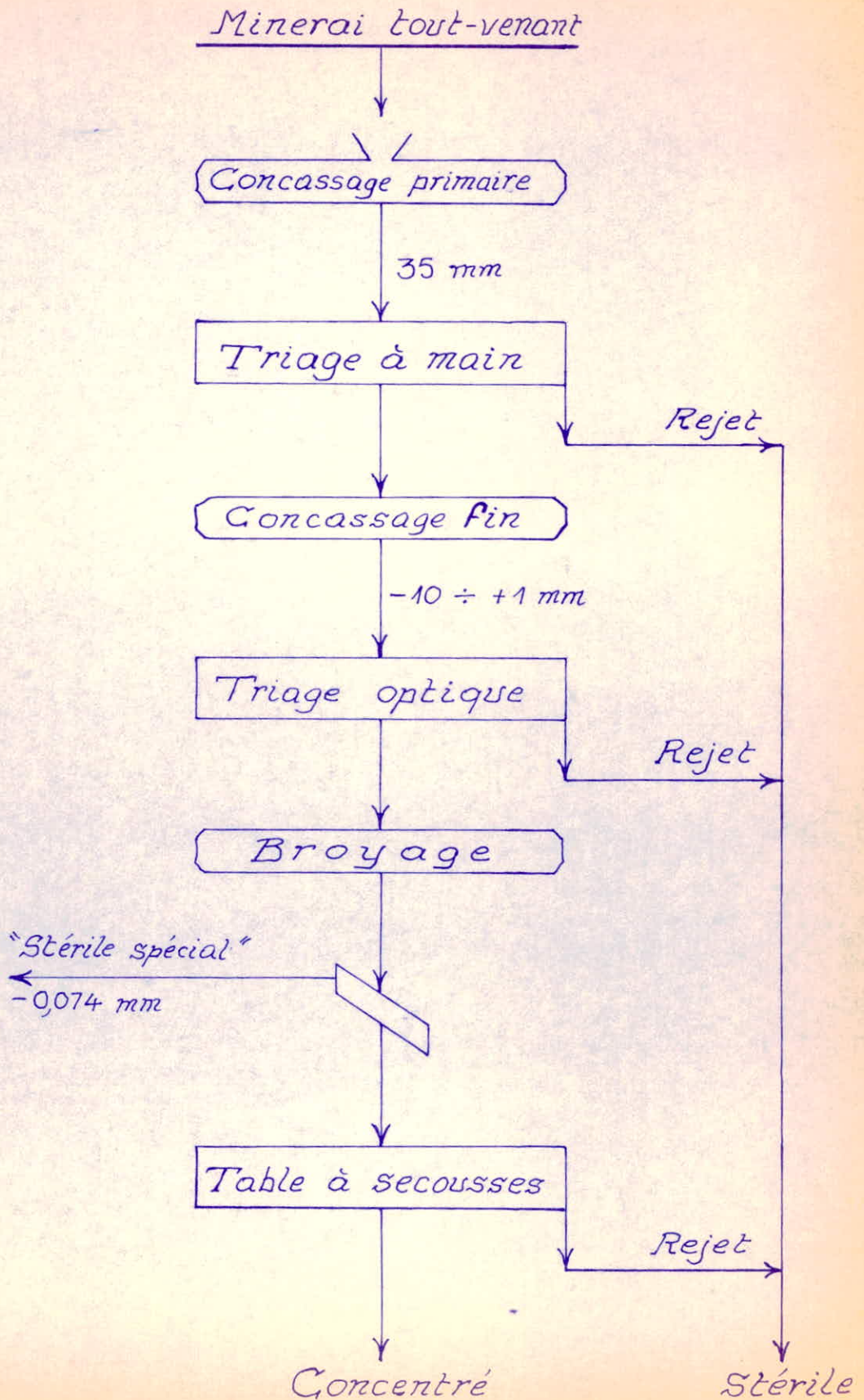
Planche IV - 6

Le souci majeur qui en découle (de façon générale pour l'ensemble des séparations à sec) est de savoir quels sont les taux en éléments nuisibles (composés de Sn, Pb, Zn, Mn, Cu...) dans le concentré, fut-il enrichi jusqu'à 65 % WO_3 .

Egalement, une considération économique, valable aussi pour les procédés antérieurement décrits, concerne la préparation mécanique du minerai. En effet, si la fragmentation peut atteindre les 50 % du coût total de l'enrichissement (et ceci demeure possible si nous la voulons graduelle) elle doit être faite sur du matériel résistant à l'abrasivité.

Pour notre cas, sur des appareils classiques de fragmentation, les composés silicatés (quartz) usent jusqu'à 3000 g de revêtement (Fe, Mn) par tonne de minerai traité.





Toutef ois la variante retenue - toutes choses égales par ailleurs -
présente des avantages suivants

- * Investissement relativement peu élevé
- * Frais de fonctionnement réduits (énergie, personnel)
- * Triage à main dispensable
- * Entretien aisé.

I : Minéralogie

1° Composition

Les essais ont été effectués sur du minerai provenant des filons de Tin Amzi seulement. L'échantillon a été prélevé de plusieurs tranchées et contient 0,92 % W_3 et 0,25 % Sn.

2° Structure :

La minéralisation est plus diffuse que celle de Laouni.

Les cristaux de minéraux utiles sont de taille remarquable et sont disséminés dans le quartz. La cassitérite se retrouve dans les contacts du quartz avec les greisens et même dans les greisens.

L'examen de la section polie nous a permis d'observer une texture cataclastique (grains broyés et recimentés). Nous reproduisons le tableau de composition.

ELEMENTS	% VOLUMETRIQUE ESTIME.
Cassitérite, $Sn O_2$	5 %
Wolframite, $(Fe, Mn) WO_4$	5 %
Hématite	traces
Magnétite	traces
Pyrite	traces
Transparents (limonite malachites et silicates)	90 %

On remarque l'absence de scheelite dans ces gisements

3° Propriétés physico-mécaniques

Des essais effectués en milieu lourd ont montré que la Wolframite est presque totalement libérée à 3227 μ tandis que la cassitérite est libérée à un voyage de 1168 μ .

Le minerai est assez friable le broyeur à barres donne une bonne granulométrie. Bien que la quantité de fins est assez élevée.

II : Traitement des minerai

- Préconcentration :

Les procédés à sec envisagés sont:

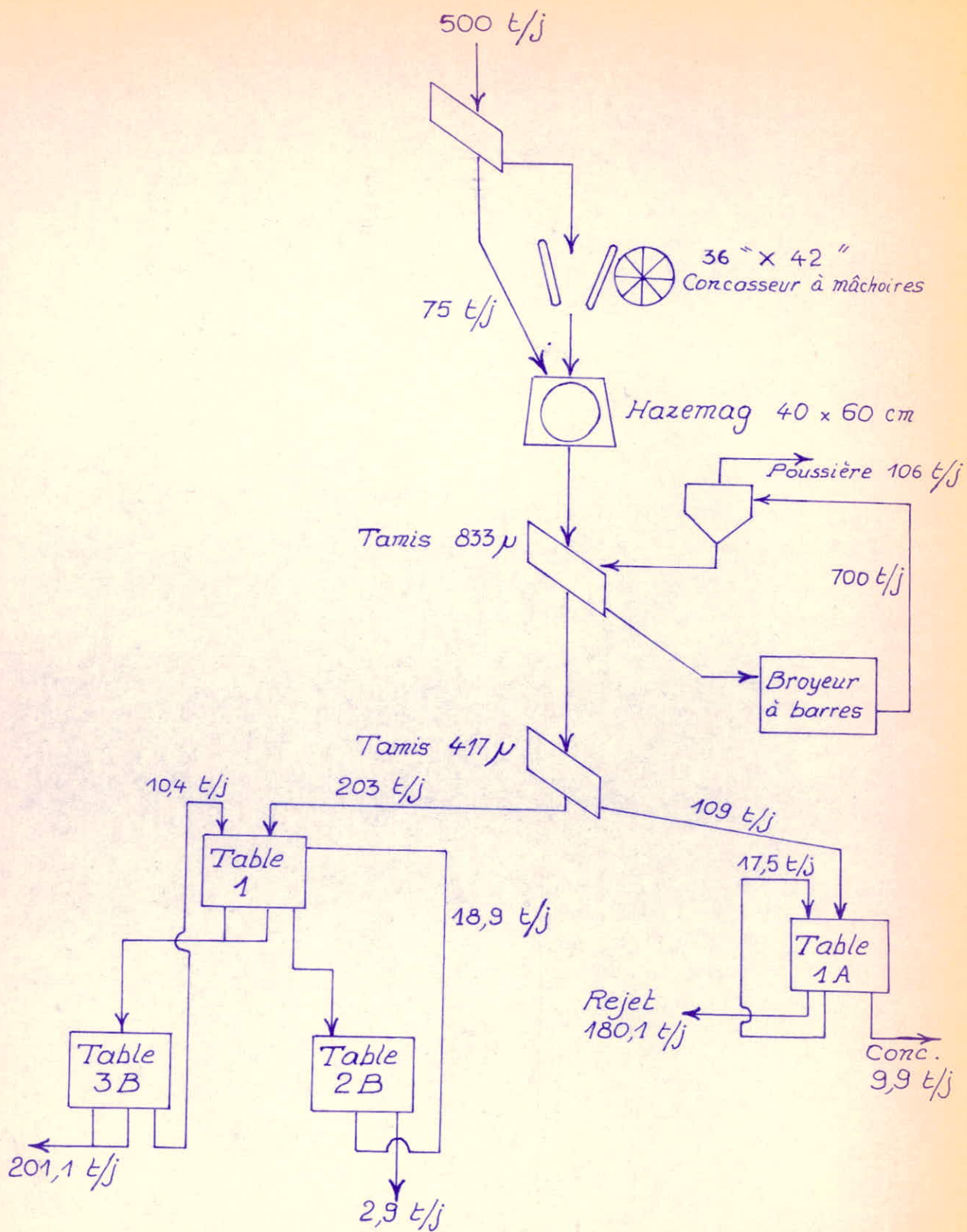
- Jig pneumatique :
- Tables pneumatiques
- Séparateur magnétique :
- Séparateur électrostatique.

Les ² derniers procédés ont été rejetés ^{pour} la médiocrité des résultats fournis. Même la séparation magnétique en milieu aqueux et à haute intensité ne donnera pas une plus une bonne séparation car l'arsenopyrite, la pyrite et la wolframite sont tous magnétique, tandis que la cassitérite se trouve avec le topaze et la fluorine.

La séparation électrostatique à sec, vu les ppts électriques de la wolframite devrait donner de bons résultats. Le minerai devrait être parfaitement dépoussiéré (et fourni à la granulométrie optimale de libération des particules).

Il est cependant possible d'obtenir des résultats plus appréciable par méthode pneumatique. D'autres essais sont à faire dans ce sens notamment si par ailleurs nous connaissons le degré de dilution du minerai et l'influence de la gangue sur la récupération du Trungstène.

Nous reproduisons le schéma de préconcentration ainsi que les résultats obtenus.



	Poids t/j	WO ₃ %	Sn %	Récupération % WO ₃	Récupération % Sn
Concentré	12,75	30	4,5	85	60
Rejet	487,25	0,14	0,08	15	40
Alimentation	500	0,90	0,19	100	100

Le minerai préparé à 5 mm et broyé (à broyeur à barres) en circuit fermé avec un tamis de 833μ , le produit est ensuite classifié au cyclone.

III Finissage

Partant du préconcentré obtenu par tables pneumatiques on préconise un finissage ou concentration définitive par voie hydrométallurgique. On arrive ainsi à avoir un produit de teneurs commercialisables en WO_3 et S_nO_2 .

Les essais n'ont malheureusement pas été effectués dans ce domaine.

Il serait toutefois souhaitable d'examiner la technique de séparation électrostat à sec. Le minerai doit cependant être vigoureusement préparé à la granulométrie voulue (8 à 150 mesh, soit 0,1 à 2 mm) sans pour cela qu'il contienne trop de fins (-200 mesh, ou, -0,074 mm).

Ceci est déjà une condition techniquement difficile à remplir. Mais elle est liée au rendement de l'opération.

D'une manière générale, il serait difficile de ramener notre préconcentré à un produit répondant aux normes de commercialisation, par voie sèche.

Outre le finissage par une hydrométallurgique, les techniques de gravimétrie, milieu dense et flottation sont à examiner. Quelque soit le procédé nous serons amené à utiliser l'eau. Si son prix de revient est trop élevé il faudra ramener le préconcentré au Nord et lui donner un traitement définitif.

La variante à retenir tiendra compte des récupérations à obtenir et surtout de l'aptitude à fournir des produits marchands indépendants de WO_3 et S_nO_2 .

D - CONCLUSION

Il serait prématuré de proposer une solution définitive au problème de valorisation des minerais de tungstène (W) et d'étain (Sn) du Hoggar.

D'une part,

si on est assez bien renseigné sur le minerai de tungstène de LAOUNI, on n'est pas suffisamment informé sur les filons d'EL-KARROUSSA ni sur les placers de TIN-AMZI et d'EL-KARROUSSA. D'autre part

les techniques de valorisation à sec de ces minerais n'ont pas été suffisamment approfondies au point de pouvoir faire le choix d'une variante définitive.

Des recherches sont à faire dans ce sens. Nous avons toutefois proposé quelques voies possibles qu'il faudrait - nous l'espérons beaucoup - expérimenter.

L'obtention d'indices technologiques favorables (sur de matériel robuste et adaptable à un chantier en plein désert) servirait comme base au calcul économique en vue de retenir un flow-sheet optimal.

Si on est convaincu sur l'entière possibilité de fournir un préconcentré sur place c'est à dire à LAOUNI et à TAMANRASSET, et même un produit fini à LAOUNI, il serait difficile de fournir directement au marché un concentré définitif commercialisable (selon les normes en vigueur) à TAMANRASSET (pour TIN-AMZI et EL-KARROUSSA).

Nous ne voyons pas le nécessité de faire une unité de finissage commune pour les deux types de minerais dans le Hoggar.

- les minerais, différents par leurs compositions, ne peuvent faire partie, sans grosses pertes, du même processus de finissage.

- le transport du préconcentré et son traitement au nord du pays serait plus rentable, étant donné l'indisponibilité de l'eau.

A N N E X E

CONSIDERATIONS ECONOMIQUES

L'évaluation économique des gisements est basée sur les données géologiques, minières et techniques ainsi que sur les facteurs économiques propres à chacun.

Son but principal est d'établir l'importance industrielle du gisement et sa rentabilité, suivant certains critères, dépendants du système économique auquel on est attaché.

Dans notre cas, il ne s'agit pas uniquement, comme pour une société privée, de maximisation pure et simple des profits, soit extraction d'un maximum de minerai à haute teneur dans un temps minimum.

Il faudrait aussi que nos ressources servent au développement national effectif: (croissance de l'emploi, formation d'agents locaux...!).

Compte tenu de ce qui précède, nous retiendrons comme critère de détermination du rythme d'exploitation et de la teneur de coupure, non pas celui de la maximisation du bénéfice total actualisé obtenu sur toute la durée d'exploitation de notre gisement, mais celui de la minimisation du prix de revient à la tonne de minerai.

Notre étude se subdivisera donc en deux (2) parties:

- Détermination du prix de revient d'exploitation.
- Détermination du prix de vente.

I-Détermination du prix de revient d'exploitation.

Les composantes du prix de revient d'exploitation sont les suivantes:

- Prix de revient d'extraction
- Prix de revient de traitement
- Frais divers (salaires, entretien, amortissement)

Il dépend essentiellement des facteurs suivants :

- Rythme annuel de production. Lorsque celle-ci augmente, le prix de revient diminue (utilisation de techniques modernes...!)
- Méthodes d'extraction et de traitement
- Frais de recherches.

Nous avons choisi pour notre gisement un rythme annuel d'exploitation de 75 000 t, d'après le tableau suivant établi d'après l'expérience mondiale :

Echelle de l'entreprise minière	Rythme annuel d'exploitation 10^3 t/an	Le temps d'existence de l'entreprise minière	Reserves d'extraction nécessaires 10^3 t
Petite	50 - 100	8 - 15	500 - 1500
	100 - 200	10 - 18	1000 - 3500
Moyenne	200 - 500	12 - 25	7500 - 12500
	500 - 1000	15 - 30	20000 - 40000
Grande	1000	20 - 40	50000 et plus
Ex : QUENZA	3 000	43	130 000

D'après notre étude statistique (Cf. Chap; II) de précision des réserves, et dans le cas le plus défavorable , le temps minimum d'existence de l'entreprise minière est de

$$T = \frac{\text{Réserves extraites}}{75\ 000}$$

Les réserves extraites, dépendant du taux de salissage et du taux de pertes, sont calculées de la manière suivante :

* Taux de perte (r) :

$$r\% = \frac{Q_r}{Q_g} \times 100$$

* Q_r : masse de minerai abandonnée

* Q_g : réserves géologiques

Donc la partie extraite des réserves géologiques (Q_{g_1}) est :

$$Q_{g_1} = Q_g - Q_r = Q_g (1 - r/100)$$

* Taux de salissage (s) :

$$s\% = \frac{Q_s}{Q_e} \times 100 = \frac{Q_s}{Q_{g_1} + Q_s}$$

* Q_s : masse de stérile

* Q_e : masse de tout-venant

$$Q_e = \frac{Q_s \times 100}{s} = \frac{(Q_e - Q_{g_1})}{s / 100}$$

D'où

$$Q_e \cdot s / 100 = Q_e - Q_{g_1}$$

$$Q_{g_1} = Q_e (1 - s / 100)$$

Finalement

$$Q_e = \frac{Q_g (1 - r / 100)}{(1 - s / 100)}$$

Nous voyons que pour un taux de pertes de 6 % et un taux de salis-
 sage de 21 % donnés par l'équipe soviétique, les réserves extraites
 augmentent, mais la teneur moyenne du minerai extrait diminue :

$$t_e \% = t_g \times (1 - s / 100)$$

Car la teneur en élément utile du stérile est nulle, les contacts entre
 les filons et l'encaissant étant très nets dans notre cas. (Cf. Chap I).

II- Prix de vente d'une tonne de concentré

Il conviendrait de faire remarquer dès l'abord que nous abordons là
 le point délicat de notre étude, à cause du caractère capricieux du
 marché du tungstène qui nous oblige à une gestion prévisionnelle des
 stocks.

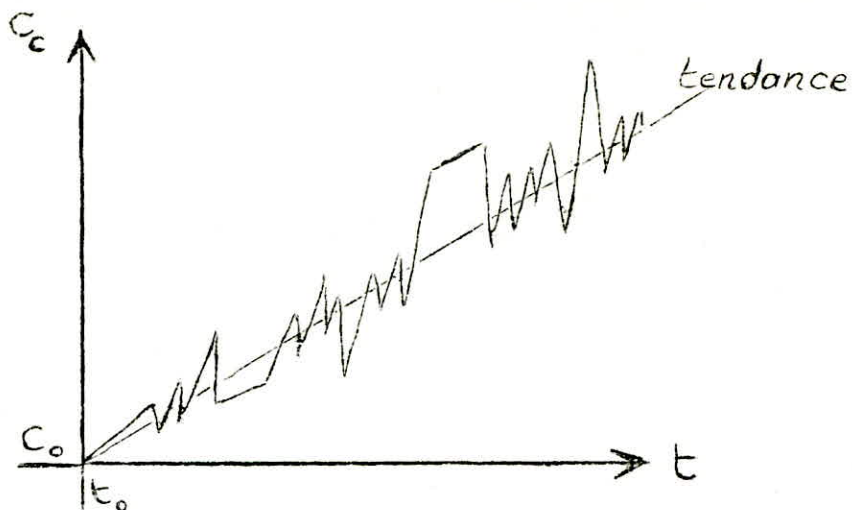
Le temps ne nous permettant pas de faire une telle étude de façon
 approfondie, nous nous contenterons d'en donner les grandes lignes.

II.1 - Étude des besoins du marché (Cours)

Il y a lieu pour cela de rassembler les cours du tungstène sur le
 marché mondial sur des intervalles de temps égaux (mois, trimestres) de
 façon à avoir un nombre de valeurs suffisamment représentatif.

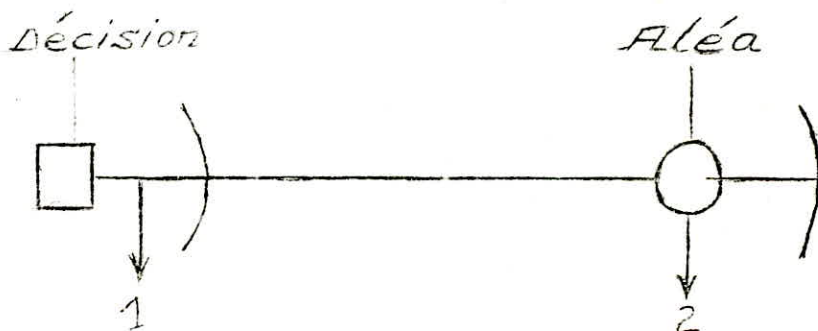
On construira alors un variogramme (Fig. 1) représentant l'évolution
 du marché du tungstène en fonction du temps. On détermine alors :

- a) La tendance
- b) Les paramètres statistiques de la fluctuation
 - répartition des écarts
 - corrélation des écarts entre deux unités de temps consécutives



II.2 - Application à une stratégie de stockage

Soit X_i notre stock
 P_i notre production au temps t_i
 C_i cours du tungstène



- 1 : Vente d'une quantité Q ($0 ; P_i + X_i$)
- 2 : Nouveau cours C_{i+1} aléatoire

Nous faisons ainsi une valorisation de stock :

$$X_{i+1} (C_{i+1} - C_i)$$

A titre d'exemple, nous dirons que l'équipe soviétique a fait l'étude de la rentabilité avec le cours de 1972 soit 13 790 DA/t de concentré à 65 %, alors que le dernier chiffre paru pour l'année 1974 est de 17 000 DA/T de concentré à 65 % . WO_3 .

Les caractéristiques technico-économiques pour LAOUNI sont résumées dans le tableau suivant.

Designation des caractéristiques	Unité de mesure	Résultats obtenus	Résultats proposés
Réserve géologique de minerai : Q_g	t	779 000	732 360
Teneur géologique moyenne : t_g	%	1,6	1,4
Réserve géologique de concentré : T_g	t	12 464	9 971
Réserve extraite de minerai : Q_e	t	924 900	670 000
Teneur moyenne de minerai extrait : t_e	%	1,27	1,11
Réserve extraite de concentré : T_e	t	11 744	9 650
Rendement de la concentration : E	%	85	70
a : teneur du concentré en WO_3	%	65	65
Tonnage de concentré obtenu : T_c	t	15 330	10 400
$T_c = a_e \times t_e \times E/a$			
Rythme annuel d'exploitation : Q_A	t	75 000	75 000
Temps minimum d'existence de l'entreprise : T	ans	12	11,6
Investissements nécessaires : I	DA	$238 \cdot 10^5 *$	$238 \cdot 10^5 *$
Prix de revient à la tonne de tout venant : F	DA	106,67 *	106,67 *
Prix de revient total d'exploitation	DA	$98 \cdot 10^6$	$98 \cdot 10^6$
Prix de vente d'une tonne de concentré : C_c	DA	13 790 *	13 790 *
coût d'une tonne de minerai : C_m	DA	229	166
Coût total : $C_m \times Q_e$	DA	$212 \cdot 10^6$	$144,2 \cdot 10^6$
Bénéfice rapporté à la tonne de minerai	DA	122,33	59,33
$K = C_m - F$			
Temps d'amortissement	ans	2,6	5,35
$t_a = \frac{I}{Q_A \times K}$			

On a retenu le principe de travail ininterrompu pendant 200 jours à raison de deux (2) postes de huit (8) heures par jour.

* Remarques

Il convient de préciser que nous avons repris certains chiffres avancés par l'équipe soviétique, faute de pouvoir faire une comptabilité complète tenant compte des suggestions que nous avons faites, notamment en ce qui concerne le traitement.

- Les investissements I = 23 800 000 DA / :

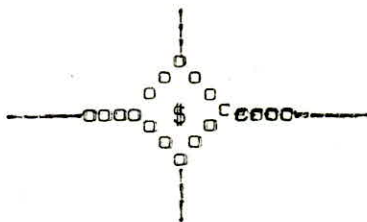
Nous avons considéré que le fait d'acheter un matériel de concentration à sec nous dispensait des frais de transport de l'eau pour le traitement par voie humide.

- Le prix de revient de la tonne de tout-venant : F

La légère augmentation due au traitement à sec est compensée par la diminution du taux de pertes obtenue par la récupération d'un nombre considérable de stots de protection des cheminées et galeries.

- Le prix de vente d'une tonne de concentré : $C_c = 13\,790$ DA est valable pour 1972. Le prix actuel de 17 000 DA/tonne donne les résultats suivants :

		Res. obtenus	Res. proposés
C_m	DA	28?	203
K	DA	175,33	96,33
t_a	ans	1,8	3,3



CONCLUSION GENERALE

Naguère encore le tungstène fut très peu connu. Il s'est révéilé être un métal d'importance stratégique pour ses qualités de plus en plus recherchées en métallurgie et dans les industries chimique et électrique. L'instabilité de son prix sur le marché mondial est liée à différents facteurs dont :

- Rareté et dispersion des gisements dans le monde
- Une partie de la production est liée soit au molybdène soit à l'étain.

Dans le cas qui nous intéresse d'autres facteurs interviennent en raison des conditions climato-géographiques et économiques de la région. Les plus importants sont dûs à :

- L'absence de l'eau.
- L'éloignement d'un point d'attache (port notamment). Ces deux (2) derniers points feront bien à eux seuls l'objet d'une étude complète car le prix de la production s'en trouve sensiblement affecté. Les gisements ($WO_3 - SnO_2$) de TINAMZI et d'EL KARROUSSA, où les recherches sont en cours, donc insuffisamment connus, bénéficient toutefois de la proximité de Tamanrasset et de la route transaharienne.

L'exploitation des placers est prioritaire, celle des filons se fera de manière selective.

Dans ce cas un enrichissement à sec partiel du minerai est parfaitement réalisable sur place. Une valorisation définitive est à prévoir au nord du pays pour fournir

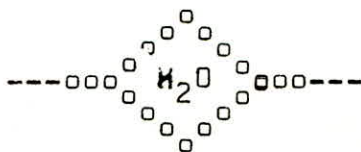
deux (2) produits indépendants : WO_3 et SnO_2 . On sera donc amené à transporter le préconcentré.

Le gisement de LAOUNI (WO_3) exige des sondages supplémentaires en vue de délimiter avec précision les contours de réserves de la catégorie C1. Le calcul d'erreur établi au chapitre II restera valable pour connaître avec plus de certitude la valeur industrielle de notre gisement, donc des investissements à lui accorder.

Pour l'enrichissement du minerai, la concentration définitive par voie sèche est tout à fait possible sur place. Le produit est directement acheminé vers un centre de stockage en attendant sa vente.

Outre une organisation prévisionnelle devant permettre le fonctionnement permanent du chantier durant 7 mois, il faudrait mettre en place une infrastructure qui répondrait aux exigences socio-professionnelles, au moins les plus élémentaires.

Dans la mine d'uranium d'Arlit (NIGER), 25% de l'investissement est consacré à l'infrastructure sociale.



B I B L I O G R A P H I E

- Traité de géostatistique appliquée
(Mémoires du BRGM , N° 14 - 1962) t.I
par G. MATHERON .
- " Prospection et évaluation des gisements "
Cours donné à l'École Polytechnique par Mr. OUSSI KOV
- Rapport géologique français sur LAOUNI (BRGM 1961)
- Rapports soviétiques sur LAOUNI (1971-1973)
- Rapports soviétiques sur TAMANRASSET (1969-1971)
- Rapport canadien sur TIN-AMZI (SINGEX)
- Revue de l'industrie minérale (Janvier 1965)
- Proceeding of the ONU Interegional Seminar
on ore concentration in water-short-areas
NEW-YORK (USA) - 14/25 III. 1966
- Valorisation des minerais (P. BLAZY)
- Modern Mineral Processing Flow-Sheets
(USA) , 2^{ème} édition .

---oooO^oOooo---

