

UNIVERSITÉ D'ALGER

6/74

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DÉPARTEMENT MINES ET MÉTALLURGIE

PROJET DE FIN D'ÉTUDES

MISE EN EXPLOITATION
DU GISEMENT DE DJEBEL
ICHMOUL

الدراسة لوطنية للعلوم الهندسية
— المكتبة —
ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
BIBLIOTHÈQUE

Proposé par :
SONAREM

Dirigé par :
Mr A. ARAB
Mr OUSSIKOV

Étudié par :
Mr M. DAOUD

PROMOTION 1974

S O M M A I R E

Pages

AVANT - PROPOS	I
INTRODUCTION	I
ECONOMIE DU PLOMB ET DE LA BARYTINE	2
- Usages du Plomb	2
- Bonifications - Pénalisations	2
- Prix de vente	3
- Cours de plomb	4
- Usages de la Barytine	4
- Production mondiale	5
- Cours de la Barytine	5
MINERALOGIE DU PLOMB ET DE LA BARYTINE	6
- Principales caractéristiques des minéraux de plomb	6
- Fiches des principaux minéraux de plomb	6
- Galéne	6
- Cérusite	7
- Anglésite	8
- Etude Minéralogique de la Barytine	9
- Variation de la composition chimique	9
- Caractères distinctifs	9
- Origine et gisement	10
- Métallogénie	10
ETUDE GEOLOGIQUE	12
- Situation Géographique de la Région	12
- Géologie de la Région	12
- Stratigraphie	12
- Structure Tectonique	14
- Substances Utiles	15
- Gisement de Djebel Ichmoul	15
- Structure Géologique	15
- Structure Tectonique	16
- Morphologie des Amas Minéralisés	17
- Composition minéralogique	18
- Travaux des Recherches Géologiques	19
- Echantillonnage des trous de forage	19
- Etude Hydrogéologique	20

	Pages
CALCUL DE RESERVES22
-Conditions Techniques du Calcul de Réserves	22
-Méthodes de calcul de Réserves	22
-Méthodes des sections parallèles	22
-Méthodes des blocs géologiques	23
-Coefficients de Sécurité Economiques	24
EXPLOITATION	25
-Méthode Ancienne d'Exploitation de la Mine de Djebel Ichmoul.....	25
-Méthodes d'Exploitations Proposées par STOLBERG	25
-Méthode d'exploitation par "Chambres et Piliers	25
-Exploitation à ciel ouvert	27
-Méthodes d'Exploitations Projetées par SONAREM.....	27
-Méthode de "Chambres et Piliers"	27
-Traçages et creusement des galeries et des cheminées etc.,.	28
-Transport	30
-Aérage	31
-Méthode d'Exploitation par Foudroyage par Sous-Etage.....	31
-Description Technologique	31
-Préparation pour l'Abattage	31
-Exploitation	32
-Conclusion	33
ENRICHISSEMENT DU MINERAL DE DJEBEL ICHMOUL	35
-Choix de Méthode d'Enrichissement	35
-Méthode de Flottation Proposée par la Mission Russe	35
-Méthode de Flottation Proposée par STOLBERG	39
-Conclusion	43
RENTABILITE	45
-Etude de la Rentabilité Faite par la Mission Russe	45
-Etude de la Rentabilité Faite par STOLBERG	48
-Conclusion	52
-Nouveau Calcul de la Rentabilité	55
CONCLUSION	62

- AVANT - PROPOS

QUE TOUS LES PROFESSEURS QUI ONT CONTRIBUE A MA
FORMATION, TROUVENT ICI L'EXPRESSION DE MA

"GRATITUDE"

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

I

Le gisement plombe-barytine du Djebel Ichmoul, a été exploité par une firme française jusqu'à 1954.

Ce n'est qu'en 1968 que de nouvelles prospections et évaluations des réserves ont commencé, affirmant ainsi l'existence de nouvelles réserves sous les niveaux des anciennes exploitations .

Deux missions étrangères ont fait des études pour remettre ce gisement en état d'exploitation, une mission russe et une mission allemande.

La présente étude constitue une synthèse de toutes les études précédemment faites sur ce gisement, y compris celle faite par le "Département Etudes et Réalisations de la SONAREM.

I - ECONOMIE DU PLOMB-BARYTINEI - 1) Usages du plomb:

Les usages du plomb résultent de ses propriétés remarquables. C'est un métal mou, ductile, à bas point de fusion, donc facile à travailler, fabrication de feuilles de tuyaux, munitions, il est d'autres part inerte chimiquement. D'où son utilisation pour les plaques d'accumulateurs.

Il se présente souvent allié à l'argent (plomb-argentifère), utile pour la fabrication de H_2SO_4 .

I - 2) Bonifications, Pénalisation:

L'argent est payé suivant la formule,

$$0,96 P(T - 3I)$$

où

P = le cours de l'argent

T = teneur en argent

L'or est payé au prix officiel après abattement de 1 g/t, à condition que la teneur soit supérieure ou égale à 2g/t

Les éléments ^{nuisibles} nuisibles au fondeur sont généralement pénalisés sous forme d'une diminution de la teneur en plomb.

Les teneurs en impuretés ne doivent pas dépasser certains maxima au delà desquels le minerai peut être refusé.

Impurétés	Tolérés sans pénalité	Limite acceptée avec pénalité	Pénalités
Bi	100 g/t	5 - 6 %	1/2 unité de Pb par 100 g de Bi au dessus de 100 g/t
Zn	8 %	13 - 14 %	1 unité de Pb par unité de Zn au dessus de 8%
As	0,1 %	4 - 5 %	1 unité 0,1
Su	0,1 %	5 - 6 %	1 unité 0,1

1 - 3 - Prix du vente.

La formule d'achat des minerais de plomb est :

$$V = 0,95 PT - F \text{ ou } P = \text{cours du plomb}$$

T = teneur du minerai en métal

F = frais de fusion

0,95: rendement de l'opération métallurgique.

Dans le cas où le concentré contient des éléments précieux comme l'argent par exemple, le minerai est payé d'après la formule suivante.

$$V = 0,95PT + 0,96 P_1(T_1 - 31) - F$$

P₁ : cours de l'argent

T₁ : teneur en argent

1 - 4 Cours du Plomb :

Les chiffres sous indiqués donnent la variation des moyennes annuelles des cours de métal à la bourse des métaux de Londres . FF/t

<u>1965</u>	<u>1966</u>	<u>1967</u>	<u>1968</u>	<u>1969</u>	<u>1970</u>	<u>1971</u>	<u>1972</u>	<u>1973</u>	7
1540	1280	1140	1180	1500	1660	1407	1520	1707	

1 - 5 Usages de la Barytine :

La barytine trouve de larges applications dans différentes branches de l'industrie.

- 1) On l'incorpore sous forme d'une poudre finement moulue pour alourdir les boues de forage du pétrole dans le but de consolider les parois meubles des puits et de combattre les éruptions gazeuses
- 2) Utilisée comme matière pour l'industrie chimique, elle sert à fabriquer divers sels et préparations utilisés en pyrotechnie, mégisserie (pour éliminer la laine), sucreries, pour la préparation du papier photographique, en céramique pour la production des émaux fabrication des verres spéciaux à grande indice de réfraction, en médecine etc...
- 3) Dans l'industrie du caoutchouc et du papier, elle sert de charge et d'alourdissant.
- 4) Dans l'industrie des laques et des couleurs la barytine s'emploie pour la fabrication des peintures blanches de haute qualité(en mélange avec ZnO et ZnS) et d'autre couleurs.
- 5) Comme composant principal de l'enduit protecteur des murs de laboratoires de rayons X protégeant le personnel contre l'action nocive des rayons de Röntgen.
- 6) Le baryum métallique s'emploie pour la préparation de certaines lampes de radio.

I - 6 Productions mondiales et principaux pays producteurs

La production mondiale est de l'ordre de 3 millions de tonnes /an; les principaux pays producteurs:

U.S.A (Californie, Nevada), Allemagne fédérale (Meggen en Westphalie), Grande Bretagne (Pennine, Pays de Galles), c'est un gisement filonien de barytine et de withérite
URSS (Koutaïssi), Italie, France, Maroc, Algérie etc...

I - 7 Cours de la Barytine:

Le prix moyen pour l'année 1973 à la bourse de Londres est le suivant:

- Moulue blanche, qualité peinture 96-98% BaSO_4 , 350 mesh par lots de 1 à 5 tonnes, livrée à la G.B. la tonne = 40,67- à 45,1 livres sterling = 444 à 491 FF
- Qualité micronisée minimum 99% livrée à la G.B la tonne = 52,64 L.S = 573 FF
- Qualité 92% minimum BaSO_4 en vrac cif la tonne = 10,82- 13,1 livres strling = 117,9- 142,6 FF.
- Qualité forage, de poids spécifique = $4,2\text{g/cm}^3$ sans considérer le coût de livraison, la tonne = 21,3 - 27 livres sterling = 232 - 294 FF.

II - MINÉRALOGIE DU PLOMB.

2-1 Principales Caractéristiques des minéraux de plomb.

Nom du mineral	Formule chimique	% en Pb	Système	Durété	Densité	Type de cassure	Couleur la plus caractéristique
Galène	Pbs	86.6	Cubique	2.5	7.58	Lisse ou subconchoïdale	Gris de plomb
Cérusite	PbCO ₃	77.5	Orthorhombique	3-3-5	6.46 - 6.57	conchoïdale	Incolore-blanc-grise
Anglesite	PbSO ₄	68.3	Orthorhombique	3	6.3 - 6.4	"	Incolore ou teinte jaune, verdâtre, bleuâtre
Cotunnite	PbCl ₂		"	2.5	5.8		Blanche parfois verdâtre ou jaunâtre.
Boulangérite	5PbS - 2 Sb ₂ S ₃	54 à 58	Monoclinique	2-3	6 - 6.23	Conchoïdale ou inégale	gris de Pb à noir de fer.
Corcoïse	CrO ₃ PbO	PbO = 68.3	"	2.5-3	5.99-6.06	"	rouge orange vif

2.2. Fiches de Principaux minéraux de plomb

2.2.1 Galène

2.2.1.1 Variation de la composition chimique

P Pb = 86.6 % S=13.4%

Elle contient de l'argent, CO, Zn, Fe, Sb, As, Mo et rarement Mn, U

Elle cristallise dans le système cubique. Les cristaux sont généralement cubiques avec, parfois, des faces d'octaèdre, plus rarement octaédriques.

2.2.1.2. Caractères distinctifs.

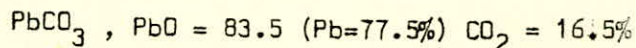
Couleur: gris plomb, trait = gris noir - éclat = métallique durété
 = 2-3, fragile, **clivage** parfait suivant le plan le moindre résistance du cube, les variétés bismuthifères présentent une direction de clivage suivant (111) mais au chauffage., cette propriété disparaît, on observe les plans habituels de clivage du cube. Examiné au chalumeau fon facilement en présence de soude, Donne un globule de plomb métallique, très soluble dans HNO_3 . Avec apparition du soufre et d'un précipité blanc de PbSO_4 . Elle possède une faible conductibilité électrique et de bonnes propriétés de directions des ondes Hertziennes.

2.2.1.3. Origine et Gisement:

On la trouve dans les filons hydrothermaux de toutes températures, mais principalement dans les hypothermaux et surtout dans les mésothermaux. Elle se trouve presque toujours en paragenèse avec la blende ZnS . Les autres minerais qui se trouvent en association avec la galène sont, la pyrite, chalcopryrite, sulfosels d'argent de cuivre, l'arsénopyrite, et parmi les minéraux non métallifères on rencontre outre le quartz et la calcite, divers carbonates, la barytine, la fluorine, l'oxydation de la galène fait apparaître une croûte d'anglesite PbSO_4 . Qui se transforme superficiellement en cérusite PbCO_3 .

2.2.2. CERUSITE

2.2.2.1 Variation de la Composition chimique



Elle peut contenir des restes pulvérulents de PbS qui lui confère une couleur noire. Cristallise dans le système orthorhombique.

2.2.2.2. Caractères de Reconnaissance:

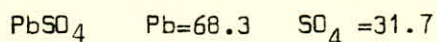
Se caractérise par son poids spécifique élevé, et son éclat adamantin transparent en cristaux. Dans les rayons cathodiques elle émet une vive lumière bleue. Les indices sont $N_g = 2.078$, $N_m = 2.076$, $N_p = 1.804$ la biréfringence est égale à 0.274. Elle a une forte dispersion, elle est soluble dans HNO_3 avec effervescence modérée. Soluble également dans KOH , elle s'altère également en pyromorphite.

2.2.2.3 Origine et Gisement:

Elle se forme à partir de l'anglesite, c'est un minéral secondaire soluble en présence d'eau et d'air, la cérusite constitue un composé difficilement décomposable, on la trouve dans les filons (zone d'oxydation) dans les amas de substitution. Dans les calcaires on le rencontre en association avec la galène, l'anglesite et les oxydes des gites de plomb.

2.2.2 ANGLESITE

2.2.3.1 Variation de la Composition Chimique.



Elle cristallise dans le système orthorhombique les cristaux ont les faciès très variés, parfois tabulaires aplatis. Elle est incolore et souvent limpide quelque fois colorée en jaune gris ou brun, éclat adamantin

$N_g = 1.894$. $N_m=1.882$ et $N_p=1.877$. Durété=assez fragile.

Clivage moyen suivant (001) difficile suivant (210) et (010). P.S =6.1-6.4

2.2.3.2. CARACTERES DE RECONNAISSANCE :

Poids spécifique élevé, Eclat: adamantin, association étroite avec la galène dans les minerais oxydés et comportement au chalumeau décrépité et fond facilement, se dissout seulement à chaud dans H₂SO₄ concentré, dans KOH se dissout entièrement (différence avec la celestine et la barytine.

2.2.3.3 Origine et Gisement :

L'anglésite est le premier composé oxygéné du plomb, qui se forme lors de l'oxydation de la galène à sa périphérie et le long des plans de clivage d'après la réaction chimique $PbS + O_2 \longrightarrow PbSO_4$.

2.3. ETUDE MINERALOGIQUE DE LA BARYTINE

2.3.1. Variation de la Composition Chimique :

BaSO₄ BaO 65.7% SO₃ =34.3%

Sous forme de corps isomorphes on y trouve Sr, et Ca, une variété à teneur élevée en strontium est nommé barytocélestine, on rencontre éventuellement des variétés riches en Pb et Ra, parmi les impuretés on rencontre parfois Fe₂O₃, des substances argileuses, organiques, etc...

2.3.2. Caractères distinctifs :

Système : orthorhombique, bipyramide rhombique, les cristaux de barytine s'assemblent fréquemment en masses de faciès lamellaires Etat d'agrégation: le plus souvent ce sont des masses granulaires plus rarement compactes, cryptocristallines terreuses.

Couleur: quelquefois incolores, limpides et transparents, mais généralement, la barytine est colorée par des impuretés. Eclat: vitreux

Ng = 1,648 Nm = 1,637 , Np = 1,636

Durété = 3,5, fragile, Clivage parfait suivant (001), moyen suivant (210) et imparfait suivant (010), poids spécifique = 4,3 -4,5

Insoluble dans HCl même à chaud (à la différence des carbonates)

Examinée au chalumeau elle décripète et ne fond que sur le bord de minces esquilles en colorant la flamme en vert jaunâtre (coloration caractéristique du baryum)

Fond avec la soude sur une lame de platine en une masse transparente qui se trouble en refroidissant, (fondue sur le charbon cette masse s'étale et s'y imbibe). en poudre elle se dissout lentement dans H_2SO_4 concentré, par addition d'eau la solution se trouble par suite de la formation de $BaSO_4$.

2.3.3. Origine et Gisement:

La barytine se forme par voies différentes, mais seulement dans des conditions de pression partielle d'oxygène élevée et de températures relativement basses, elle est assez fréquente dans les gîtes hydrothermaux, elle se rencontre dans plusieurs gîtes de sulfures de Manganèse (avec la manganite, la brannite), de fer (avec la sidérose, hématite).

Il existe des filons presque pure de barytine, de calcite -barytine, barytine-fluorine, avec un peu de Quartz et de sulfures rares (galène-blende, chalcopirite, parfois cinabre).

Se trouve aussi dans les roches sédimentaires.

2.3.4. Métallogénie

Le baryum existe en petite proportion, aussi bien dans les roches éruptives que dans les roches sédimentaires, Il y 'en a d'ailleurs de traces dans l'eau de mer, Mais il ne se concentre que par l'action des eaux souterraines.

Beaucoup des dépôts de sources thermales contiennent de la barytine ce minéral est une gangue fréquente, avec fluorine souvent, dans les filons hydrothermaux, en particulier dans les filons plombo-zincifères. On a remarqué souvent un enrichissement en barytine et un appauvrissement en sulfures, dans la partie haute des filons. Il se forme aussi dans les calcaires des gisements métasomatiques filonniens ou stratoïdes dans lesquelles les sulfures métalliques ne tiennent qu'une place subordonnée, ou sont absents.

Enfin on trouve des concentrations de barytine, qui est peu altérables dans les produits résiduels des roches ayant contenu des veines de barytine dans les gangues. En quelques cas, elle s'est peut être formée par l'altération de la barytine. Le gisement de barytine de Meggen (l'Allemagne fédérale), associé au gisement de pyrite, semble sédimentaire vulcanogène mais il semble jusqu'ici être unique dans son genre.

III ETUDE GEOLOGIQUE

3.1 Situation Géographique de la Région

Le gisement de Djebel Ichmoul se trouve dans le Département de Batna, près de village de Médina (2km), il est à 55 km de Batna et à 18 km de la ville d'Arris.

Le Département Batna se trouve à l'Est du pays et au Sud de Constantine vers le Nord se trouve les hauts plateaux, et au Sud c'est le Sahara, séparé de ce dernier par bandes des collines.

Les massifs principaux de cette région sont les massifs Batna-Aurès; qui ont la direction principale S.W - N.E.

Les montagnes de ces massifs sont très accidentées, avec des massifs qui s'élèvent parfois à (2300m) (Djebel Chelia)

3.2 Aperçu Géologique de la Région

Les structures sont relativement simples et facilement déchiffrables. Les séries sont bien stratifiées, et les structures tectoniques sont nettes et facilement observables.

3.2.1 Stratigraphie

Les séries quaternaires (les plus récentes) comblent les vallées, formant des cônes de déjection, des éboulements déluvieux.

Les séries les plus anciennes sont datées du Trias.

3.2.1.1. Trias:

Il comporte essentiellement des marnes bigarrées, des sables, argiles dolomies, et des sels gypses dont les affleurements sont connus dans les différentes parties de la région, épaisseur égale à quelques centaines de mètres.

3.2.1.2 Jurassique

Prédominance des faciès calcaires et calcaires argileux, qui renferment parfois des intercalations marnes jaunes et rouges épaisseur de 4 à 6 mille mètres.

3.2.1.3 Crétacé

Les séries sont largement développées toutes les subdivisions sont présentes et forment une coupe complète et continue.

Le crétacé inférieur est prédominé par des faciès gréseux.

Le crétacé supérieur est prodiminé par des faciès calcaire-marneux.

-Valengien: contient essentiellement des marnes et du grès quartzeux, épaisseur égale à 200m.

-Hauterivien: apparition de calcaire et de dolomie.

-Barremien: prédominance de grès quartzeux, épaisseur (850-900)m.

-Aptien: prédominance de calcaires et marnes et parfois de grès .

- Albien: au sommet: calcaires et marnes, à la base marnes bigarrées on rencontre des faciès dolomitisés et phosphatés .

3-2-I-4 Tertiaire:

--Paléogène: prédominance de calcaires et marnes et parfois contiennent de gypse et de phosphates, aux sommets apparaissent des sables épaisseur égale (450 -500)m.

Le paléogène se caractérise par des déplacements verticaux aux grandes amplitudes, il peut atteindre 2000m.

-Néogène:

Les dépôts néogènes sont représentés par des conglomérats du Miocène au centre des Aurès.

La présence des conglomérats est liée avec l'apparition de la terre émergée, au cours de la période lutétienne, ces conglomérats sont surmontés par des formations continentales qui indiquent une étape bien caractéristique du développement du relief et un phase intense du plissement.

Au sud des Aurès ces conglomérats se remplacent par des formations marines normales (calcaires, gypses, marnes). La fin de la période de la sédimentation marine est marquée par la forte discordance des dépôts continentaux avec les roches sous-jacentes au sein de l'anticlinal et une concordance au sein du Synclinal.

3.3. Structure Tectonique.

La région a connu une phase tectonique très intense, et l'absence total du Senonien nous indique que la phase du plissement était antémiocène.

Les plissements de cette région sont compliqués par des grandes failles, surtout à l'intérieur de deux zones anticlinales celles de Batna et des Aurès où se trouvent les plus grands plissements.

Les anticlinaux de ces 2 zones prennent les directions SW-NE

les plissements importants de la région de Batna sont les anticlinaux de Bou-Arif de TARBANT et de TOMBAIT-HANOUT.

La zone anticlinale méridionale (Aurès) est représentée par des plis d'Azereg, d'Ichmoul, de Chellala et de Khenchela le plus important celui d'Azereg de direction SO-NE, le plis Ichmoul-Chelia n'est qu'une extension du plis d'Azereg ce plis est divisé en deux parties Chelia et Ichmoul par un graben syndical éocène, le pendage est de 30 - 40°.

3.4 Substance Utiles

Cette région contient plusieurs gisements, plomb, Zinc, barytine mercure, et du cuivre, l'aspect morphologique de ces gisements prend la forme stratiforme et filonienne dont le gisement de Djebel Ichmoul est le meilleur représentant pour le premier groupe

Les amas des minerais ont la forme des lentilles allongées, les roches encaissantes sont variables (dolomie, barytine, quartz) pour la forme filonienne ce sont les gisements de Taghite et El-Herig) qui contiennent des quantités importantes de cinabre, néanmoins les minéraux principaux de ce groupe sont des carbonates et de silicates (smithsonite et cérusite).

La concentration des minéraux utiles dans les synclinaux est rare et presque les gisements sont localisés dans les anticlinaux

3.5. GISEMENT DE DJEBEL ICHMOUL

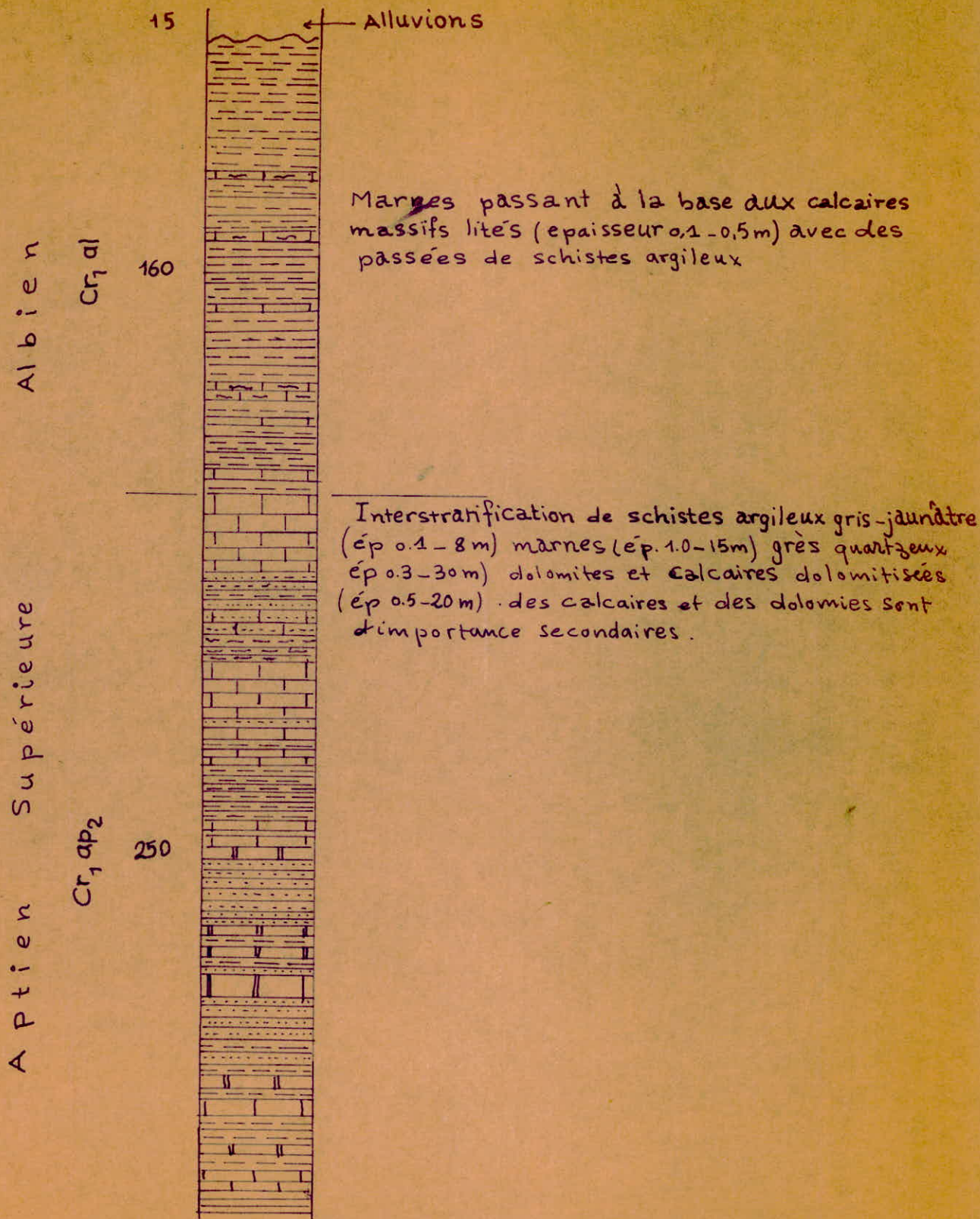
3.5.1. Structure Géologique:

Les plis anticlinaux d'Azereg s'étendent pour donner les plis d'Ichmoul et de Chelia et sur l'anticlinal de Djebel Ichmoul se trouve le gisement (plomb- barytifère). Le gisement est constitué par des séries concordantes terrigènes et calcaires des étages du barrémien, de l'Aptien et de l'Albien, parfois recouvertes de dépôts récents.

3.5.1.1 Barrémien:

le barrémien est constitué de grés quartzeux et des aleurolithes (170m).

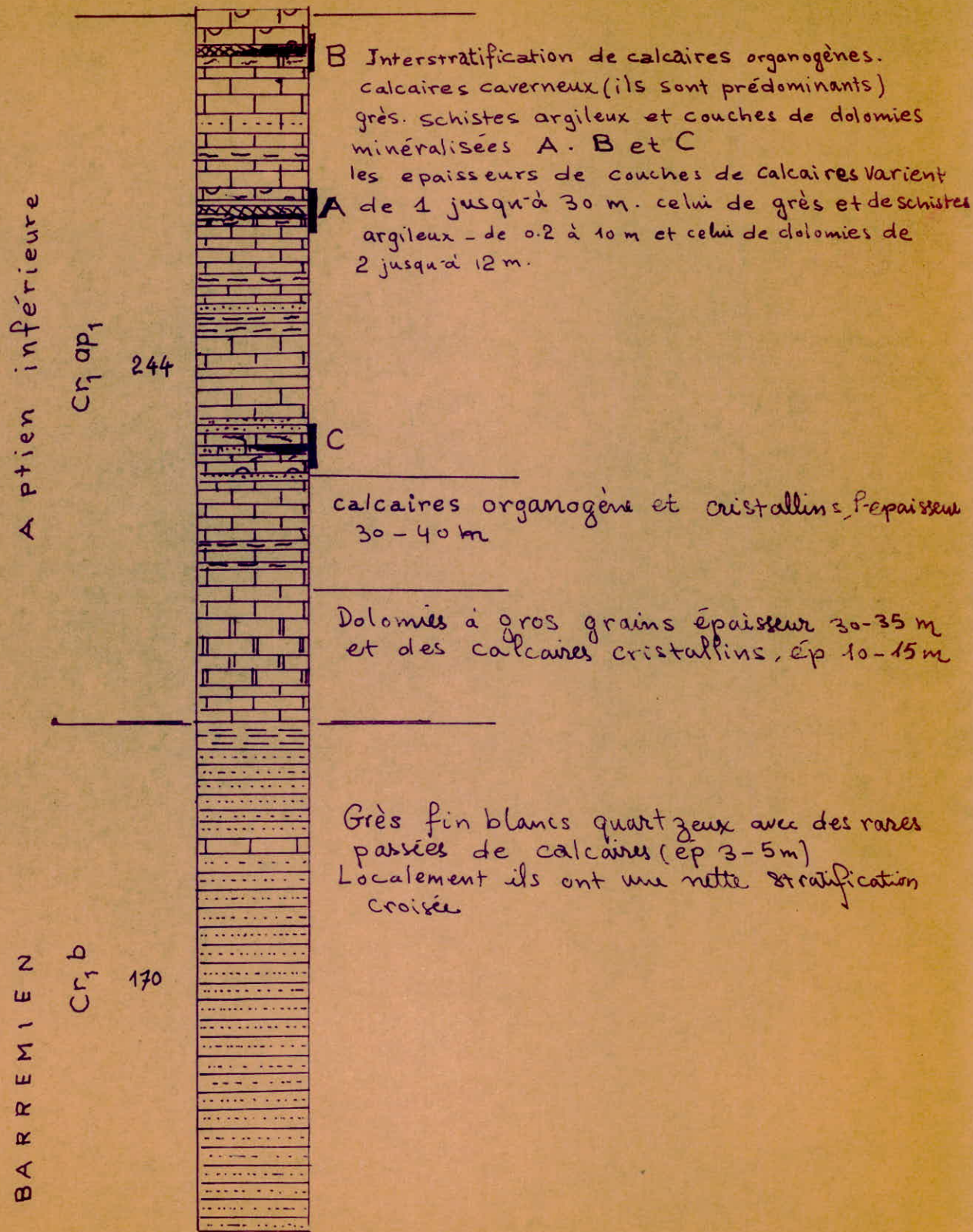
Colonne Générale Stratigraphique du Gisement d'Ichmoul



Marnes passant à la base aux calcaires massifs lités (épaisseur 0,1-0,5m) avec des passées de schistes argileux

Interstratification de schistes argileux gris-jaunâtre (ép 0,1-8m) marnes (ép. 1,0-15m) grès quartzeux (ép 0,3-30m) dolomites et calcaires dolomitisés (ép 0,5-20m) . des calcaires et des dolomies sont d'importance secondaires.

Colonne Générale Stratigraphique du Gisement d'Ichmoul



3.5.1.2 Aptien:

Dépôts épais à l'ouest et au centre du gisement "calcaires, grès, marnes, dolomies et calcaires dolomités", à la base prédomine les calcaires et dolomies et au sommet, les schistes argileux, marnes et grès.

IL est connu 3 bancs de dolomies minéralisées (A, B et C)

La couche B c'est la couche supérieure, se trouve au sommet de l'Aptien, épaisseur (2,5-3), le toit (1,5)m de marne, et le mur du banc calcaire dolomitisé.

La couche A est de 40-45 au dessous de B, séparée de B par des couches alternées de calcaires, de schistes argileux et grès, épaisseur 3 à 3,5m, le mur de A est en calcaires argileux et organogène, le toit par une alternance fine de marnes et grès. La couche (C) se trouve à 90m de la base Aptienne. épaisseur relativement constante = 3,5-4m, les roches encaissantes sont des grès à intercalations fines des schistes argileux et de calcaires gréseux.

3.5.1.3 Albien: dépôts développés dans le sud et est du gisement principalement marnes, le calcaire est rare, épaisseur = 160m .

3.5.1.4 Quaternaire: dépôts importants dans l'Est et N.E du gisement principalement marnes, mais dans les autres parties dépôts alluviaux et pluvio-alluviaux .

3.5.2 STRUCTURE TECTONIQUE :

Les plis anticlinaux du gisement sont souvent compliqués par des failles qui ont presque les mêmes orientations NW-SE, au NE du gisement, les couches présentent des courbures brusques compliquées par des grandes failles à l'âge éocène. Les séries Barrémien et Aptien forment des plis anticlinaux et elles sont découpées par plusieurs fissures.

La minéralisation plombo-barytine est localisée dans les 3 bancs de calcaires dolomités de l'Aptien. L'orientation des amas minéralisés dans le sens de la fissuration indique la liaison nette des amas minéralisés avec les éléments tectoniques. Les minerais de la barytine sont situés dans les parties périphériques des amas minéralisés surtout dans les parties supérieures. En aval ils sont remplacés par les minerais plombo-barytifères et ensuite par les minerais plombo-zincifères .

3.5.3. Morphologie des Amas Mineralisés et ses Compositions.

3.5.3.1 Amas N° 1 (A-1)

Bande étroite, allongée dans le sens du pendage, en concordance avec les roches encaissantes, au long d'une faille, extension horizontale = 400m, verticale = 420m, épaisseur variable de 1 à 3m, teneur moyenne = 44,24% barytine 6,91% plomb.

3.5.3.2 Amas N°2 (A-2)

Il est situé à proximité du premier amas, et contrôlé par la même faille directe, il est découvert par des ^{aux iers}trav;min. jusqu'à la profondeur de 80 M, extension verticale = 200m, largeur 20m, puissance = (3-6m). La répartition de la minéralisation plombifères est irrégulière.

3.5.3.3 Amas N° "3" (B-3)

C'est l'amas le plus important d'après la quantité et la qualité des réserves. Il est situé dans la partie sud-^{ouest}Est du gisement toujours en concordance avec les roches, encaissantes, les minerais barytifères sont séparés des minerais zincifères, la barytine se trouve dans la partie supérieure de l'amas minéralisé. Extension horizontale est 630 m, largeur varie de 30 à 125m épaisseur max = 5 et min = 1,2 et en moyenne = 2,8m, teneur = 25-60% de barytine en moyenne = 30,9% et pb = 3,7 à 7,1% en moyenne = 5,38%.

3.5.3.4. Amas N° 4 (B-4)

Gites en forme d'une ^{bande} peut important, situé dans les dolomies du banc "B" au dessus des amas N° 1 et 2, épaisseur = 1,4 à 5,8m teneur en plomb = 1,6 à 3,9%, barytine 47,36% en moyenne la teneur en plomb diminue vers le mur de l'amas tandis que le zinc augmente et arrive parfois 2,7%

3.5.3.5. Amas N° 5 (C-5)

C'est le seul amas qui appartient à cette catégorie, puisque il appartient à l'Aptien inférieur à 90 mètres au dessus de sa base. Il est situé dans la partie ouest du gisement, il est exploré par des sondages et par des tranchées. Cet amas est le plus important au point de vue des réserves, puisqu'il constitue la moitié des réserves de l'ensemble du gisement.

La partie ouest du gisement contient la barytine avec des pourcentages très faibles de plomb et de zinc, 57,1% barytine. Mais dans la partie Est du gisement le pourcentage de la barytine devient plus faible 37,6% et la teneur en plomb varie de 1,8-7,7% la teneur en moyenne est égale à 2,8%.

3.5.4. Composition Minéralogique

La composition minéralogique des minerais du gisement de Djebel-Ichmoul est typique pour des gisements de plomb hydrothermaux à basse température, dans les roches calcaires.

Le minerai métallifère principal est la galène, le blende est un minerai secondaire, on rencontre rarement d'autres minerais métallifères (pyrite, cinabre, chalcopryite) qui n'ont aucune valeur pratique. Les minerais non métalliques sont représentés par "barytine, calcite, quartz), dont la barytine est la plus fréquente et qui a une valeur économique, les autres minerais sont considérés comme des gangues.

La barytine se trouve sous forme des filonnets et de masses unies qui sont concordants avec les roches encaissantes, il remplace fréquemment les roches encaissantes de la galène.

Les cristaux de la barytine ont la structure tabulaire allongée qui forment des agrégats à texture enchevêtrée ou radiale. La structure et la texture des cristaux minéralogiques permettent de prévoir que Djebel Ichmoul a passé par 2 étapes successives la première étape se caractérise par la modification peu avancée des roches encaissantes ((dolomitisation, quartzification, pyritisation) et la deuxième étape par la formation de "blende, galène, baryte"

3.5.5. Travaux des Recherches Géologiques Effectués

L'absence des documents sur les travaux minière anciens n'a pas donnée la possibilité pour l'équipe soviétique d'évaluer les réserves étudiées autrefois.

C'est pourquoi, les études sont faites sur les travaux minière anciens comme sur les travaux miniers nouveaux.

Les niveaux supérieurs des amas minéralisés sont découverts par des galeries jusqu'à une profondeur de 350 m, tandis que les niveaux inférieurs sont découverts par des sondages à carotages, les limites des sondages sont placées sur une maille de 100m sur 200 m.

On a creusé durant la période de recherche, 21 galeries de longueur totale = 3000 m, à un intervalle de 30 - 60 m suivant la verticale.

L'amas N°1 est découvert par 9 galeries de longueur = 620m, les amas N°2 (2 et 4) par 2 galeries de longueur = 550m, l'amas N° 3 par 9 galeries de longueur = 1.800.m et l'amas N°5 par 2 galeries de longueur (84m). La plupart des galeries sont reliées par des montages et des descenderies.

3.5.6 Echantillonnage des trous de forages:

Les diamètres des trous de forages sont 76 mm (forage au diamant) ou 110 mm (forage à alliage dur)? L'échantillonnage est effectué au moyen de prélèvement de la moitié de l'échantillon divisé en 2 parties suivant la verticale.

Les travaux minière au jour comme au fond ont été échantillonnés par des saignées de sections égales 3 sur 10 cm.

Les échantillons prélevés ont été traités au laboratoire de la base centrale, au cours du traitement, la formule de Tchetchett $Q = Kd^2$ a été appliquée où $K = 0,2$ est déterminé par une répartition très irrégulière du zinc dans le minerai.

Tous les échantillons ont été soumis à l'analyse spectrale. De plus, le plomb et la barytine ont été analysés chimiquement.

3.5.7 Etudes Hydrogéologiques

à proximité du gisement il n'existe pas de cours d'eau permanent. Le débit de l'Oued Taidit qui se trouve dans la partie est du gisement est de 3 l/sec en hiver.

L'Oued Media qui se trouve à un kilomètre vers le S.E du gisement a le débit de $0,4 \text{ m}^3/5$ en hiver.

En été presque toute l'eau est utilisée pour l'irrigation. Dans la région du gisement on peut distinguer deux types d'eaux de diaclases.

1) Les eaux des diaclases souterraines qui passent parfois à des eaux des diaclases des couches liées avec les roches calcaires.

2) Les eaux des diaclases des filons (les eaux des accidents tectoniques, y compris des zones minéralisées).

Les eaux du premier type sortent à la surface comme des sources de débit insignifiant ($0,01 - 0,05$ litre/sec)

En été, la plupart des sources se dessèchent les eaux des diaclases des filons ont aussi des éerties dans les limites du gisement, elles donnent naissance à des sources dont le débit est de 0,3 à 2,7 l/sec.

Elles ont le caractère jaillissant (la pression est de 1,3 à 1,8 atm).
la composition chimique de cette eau est de type sulfate - hydrocarbonato-calcique
sa température est 21 - 25°C.

Pour les décisions de la mise en eau, il faudra effectuer des sondages
à grands diamètres dans les niveaux profonds des amas minéralisés où les signes
montrent l'abondance de ces types des eaux à ces niveaux.

IV. CALCUL DE RESERVES

L'Evaluation des reserves présentées par un groupe Soviétique dans leur rapport de l'année 1968, fut la base pour toutes les études ultérieures effectuées par différentes missions.

Ce calcul peut être modifié suivant le degré de prospection ou les travaux miniers ultérieurs quand la mine sera ^{en} état d'exploitation puisque la plupart des amas de réserves de Djebel Ichmoul sont évaluées d'après un nombre insuffisant de sondages .

4.1. Conditions : Techniques du calcul de Reserves

Les conditions techniques ne sont pas calculées; mais elles sont déterminées d'après l'analogie avec des autres gisements exploités du même type.

- épaisseur exploitable minimum de l'amas = 1 m
- La teneur exploitable minimum = 1 % (en plomb)
- La teneur moyenne minimum en plomb dans le bloc est égale à 2,5%
- Dans le cas où la teneur en plomb est inférieure, le minerai est considéré exploitable s'il existe du zinc de façon que la somme des teneurs des deux métaux = 2,5%

4.2 Méthodes de Calculs des Réserves

Le calcul de réserves est fait par deux méthodes.

- 4.2,1. Méthode des Sections parallèles horizontales: cette méthode est utilisée pour calculer les reserves dans les amas mineralisés (1, 2, 3, et 4) qui ont été explorés surtout par des travaux miniers horizontaux, cette méthode exige une répartition assez régulière des travaux miniers de prospection.

Le calcul est fait en utilisant les formules suivantes

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \times H \quad (\text{Volume du prisme})$$

$$V = \left(\frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \times S_2}}{3} \right) \times H \quad (\text{pyramide tronquée})$$

cette formule est utilisée quand $\frac{S_1 - S_2}{S_1} > 40\%$

$$V = S/3 \times H \text{ pyramide}$$

$$V = S/2 \times H \text{ coin}$$

où V : - le volume du bloc.

S1 et S2 : les sections inférieures et supérieures

H = la ^{hauteur} hauteur du bloc la distance entre 2 sections.

La quantité des réserves est calculée d'après la formule $Q_g = V \bar{d}$
 $Q_g = V \bar{d}$

Q_g = quantité des réserves géologiques

V = le volume des réserves

\bar{d} = densité moyenne des réserves.

4.2.2. Méthode des blocs géologiques

Cette méthode est utilisée pour calculer les réserves dans l'amas minéralisé N° 5 et les réserves dans la partie inférieure de l'amas minéralisé N° 3.

On a utilisé cette méthode parcequ'il est impossible d'appliquer la première méthode qui demande des travaux miniers assez réguliers ce qui n'est pas le cas pour l'amas N° 5 et la partie inférieure de l'amas 3, qui sont prospectés par des sondages insuffisants, le volume des réserves est calculé comme le produit de sa superficie de projection horizontale multiplié par la puissance verticale moyenne.

Les superficies des sections horizontales ont été calculées sur une carte géologique à l'échelle (1/500) sauf pour les galeries VII, VIII, XIV XVI, dont les superficies ont été calculées par la multiplication de la puissance horizontale de l'amas de minerai sur la longueur de Section.

Les quantités des réserves sont calculées d'après la formule.

$$Qg = V\bar{d}$$

ou V est le volume du bloc

\bar{d} = est la densité moyenne du bloc.

4.3. Coefficients de sécurité économique adoptés au cours des calculs des réserves.

- Coefficient d'épuisement, qui est égale au rapport entre la superficie de la partie épuisée du bloc et la superficie totale du bloc, est appliqué pour déterminer les réserves de minerai dans les blocs partiellement épuisés.

- Coefficient de minéralisation = 0,8 = qui est égale au rapport entre la longueur des intervalles minéralisés et la longueur totale de l'amas minéralisé ce coefficient est adopté pour calculer les réserves probables (C1) dans les limites d'amas minéralisé N°5.

- Coefficient de minéralisation = 0,5 est adopté. pour calculer les réserves de la catégorie C2.

Le poids volumétrique est déterminé égal à 3,2 pour les minerais plomb-zincifères.

Les amas minéralisés sont divisés en 34 blocs de minerais plombo-zincifères dont 14 de la catégorie B, 16 de C1 et 5 de C2.

Les tableaux suivants donnent les quantités des réserves dans les différents amas minéralisés ainsi les réserves dans chaque bloc en indiquant r chaque fois ses catégories et les réserves en plomb et en barytine.

Tableau N°(1)

CORPS DE MINERAI N° 1 (A_I)

Bloc N°	Catégorie	Réserves	t%	Pb Réserves	barytine t%	Réserves
II	B	II97I	5.86	706	46.52	5569
III	B	8640	5.12	442	46.52	4019
IV	B	II722	6.42	756	35.91	4209
V	B	III58	6.99	780	42.45	4736
VI	B	I0067	7.68	773	64.93	6536
VII	B	7760	8.53	662	49.83	3867
VIII	B	II472	7.74	888	31.52	3616
Total(B)		72790	6.88	5007	44.72	32552
I	C _I	3226	7.60	245	46.52	1501
V _a	C _I	4386	---	---	42.43	1861
VI _a	C _I	8864	---	---	64.93	5755
VII _a	C _I	III38	---	---	49.83	5550
VIII _a	C _I	I3056	---	---	31.52	4115
IX	C _I	3213	7.74	249	31.52	1013
IX _a	C _I	3390	---	---	31.52	1068
Total C _I sans tenir compte de minerai de						
barytine		6439	7.65	494	39.04	2514
Total C _I minerai de						
barytine		40834	---	---	45.00	18349
Total		120000	4.57	5501	44.5	53415

CORPS DE MINERAI N°2 (A₂)

Bloc				Pb		barytine	
N°	Catégorie	Réserves	t%	Réserves	t%	Réserves	
XI	C _I	11750	9.28	1090	54.28	6378	
X	C _I	5491	5.93	340	53.10	3048	
X _a	C _I	42061	-----	-----	53.10	22334	
XI _a	C _I	26071	-----	-----	54.28	14154	
XII	C _I	40147	8.11	3356	46.17	18536	
Total C _I minerai plomb-							
	barytine	45900	7.84	3696	47.08	21583	
Total C _I minerai							
	de barytine	68132	-----	-----	53.50	36488	
XIII	C ₂	12480	3.56	446	37.51	4681	
Total		138338	3.71	5130	49.90	69130	

CORPS DE MINERAI N°3 (B₃)

Tableau N°(3)

Bloc N°	Catégo.	Réerves		Pb		barytine	
		Réerves	t%	Réerves	t%	Réerves	
XVIII	B	35088	6.88	2414	52.87	18551	
XIX	B	17664	6.69	1182	48.57	8579	
XX	B	16461	5.38	886	49.14	8089	
XXI	B	26806	5.08	1362	43.97	11786	
Dans les piliers		36600	5.48	2008	51.10	18683	
Total(B) sans piliers		96019	6.00	5844	48.78	46005	
Total(B) avec piliers		132600	5.92	7852	48.80	64688	
XIV	C _I	832	6.00	50	46.23	385	
XV	C _I	4858	6.50	316	46.23	2246	
XVI	C _I	12278	5.84	717	46.23	5076	
XVII	C _I	23923	5.09	1361	54.68	13081	
XXII	C _I	18816	4.58	862	24.82	4670	
Dans les piliers		3000	5.70	171	74.70	2241	
Total C _I sans piliers		60707	5.45	3306	41.90	25458	
Total C _I avec piliers		63700	5.47	3477	43.40	27699	
XXIII	C ₂	128045	Pb 4.82 Zn 1.11	6271 1421	12.28	15724	
Total		324300	5.34	17600	33.30	108111	

CORPS DE MINERAL N°4 (B₄)

Bloc N°	Catégo	Pb		barytine		
		Réserves	t%	Réserves	t%	Réserves
XXV	B	26870	3.37	906	37.76	10146
XXIV	C _I	13728	3.26	448	26.71	3567
XXVI	C _I	56410	3.06	1726	55.97	31573
Total	C _I	70138	3.09	2174	50.20	35240
Total	(C _I +B)	97000	3.17	3080	46.79	45386
XXIV _a	C _I	11519	-----	-----	26.91	3100
XXV _a	C _I	19434	-----	-----	37.92	7369
Total baryt.		30953	-----	-----	33.85	10469
Total	C _I + B					
+ barytine		127953	2.41	3080	43.60	55855

Bloc N°	Catégo.	Réserves	t%	Pb Réserves	t%	Baryt. réserves
XXVII	C _I	32906	4.53	1491	29.39	9969
XXVIII	C _I	47392	3.39	1606	41.83	19824
XXIX	C _I	81165	3.13	2540	47.84	38748
XXX	C _I	104509	2.45	2560	47.30	49443
XXX _a	C _I	167969	0.24	---	57.09	95892
XXXI	C _I	62234	2.48	1543	35.22	21919
Total (C _I) de minerai						
Pb-barytine		328208	2.97	9740	42.60	139903
Total en tenant compte de minerai barytine						
		496177	1.97	9740	47.60	235795
XXXII	C ₂	85606	2.62	2243	43.75	37453
XXXIII	C ₂	84736	2.89	2449	29.76	25217
XXXIV	C ₂	171200	2.60	4451	28.93	49528
Total (C ₂)		341542	2.67	9143	32.90	112198
Total C ₁ + C ₂ sans tenir compte de minerai de barytine						
		669750	2.82	18883	37.70	252101
Total en tenant compte de minerai de barytine						
		837719	2.25	18883	41.50	347993

TABLEAU RESUME DES RESERVES DE DJEBEL ICHMOUL

Catégorie	En total	Réserves Géologiques (10 ³) tonnes				
		(A ₁)	(A ₂)	(B ₃)	(B ₄)	(C ₅)
B avec piliers	244.1	72.8	11.8	132.6	26.9	---
B sans piliers	207.5	72.8	11.8	96.6	26.9	---
C _I avec piliers	514.3	6.4	45.9	63.7	70.1	328.2
C _I sans piliers	511.3	6.4	45.9	60.7	70.1	328.2
C ₂	482.0	---	12.5	128.0	---	341.5
C minéral de barytine	307.9	40.8	68.1	---	31.0	168.0
Total	1544.3	120.0	138.3	320.3	128.0	837.7
Total en retranchant 0.5 C ₂	1307.3	120.0	132.3	258.3	128.0	667.0
Total sans considérer les réserves dans les piliers	1267.7	120.0	132.0	218.7	128.0	667.0

V EXPLOITATION

5.1. Méthode Ancienne de l'Exploitation de la Mine de Djebel Ichmoul.

Le gisement de Djebel Ichmoul a été exploité durant la période 1932-1954, par la Société Royna, il a été extrait du gisement 116000 tonnes de minerais à une teneur égale 6% de plomb.

Pendant cette période, la méthode d'exploitation par chambres et piliers a été employée. Les amas mineralisés touchés par cette exploitation sont les amas N° (1, 3 et 4), au dessus du niveau de la galerie 2.

5.2. Méthode d'Exploitation Proposée par la Mission Allemande STOLBERG.

5.2.1 Méthode d'Exploitation par "Chambres et Piliers"

Cette méthode est employée dans le cas où les roches encaissantes se comportent bien, vu aussi les quantités de réserves qui ne permettent pas d'utiliser des machines d'abattage puissantes cette méthode s'adapte avec la forme et la puissance du gisement donc cette méthode est considérée avantageuse par rapport aux autres méthodes d'exploitation.

5.2.1.1 Système des Travaux Préparatoires

Les réserves sont subdivisées en 2 catégories

1 - Minerais plombo -barytique

2 - Minerais de barytine

et selon la verticale elles sont subdivisées ainsi.

1 - de la galerie 2 jusqu'à la surface

2 - de la galerie 1370 à la galerie 2.

3 - en dessous de la galerie 1370

4 - de la galerie 1700 à la surface.

L'Ancienne mine était exploitée au dessus de la galerie 2, cette galerie sera utilisée comme chemin de transport de minerai . Une autre possibilité de parvenir aux réserves situées au dessous de la galerie 2 est le creusement d'une galerie au niveau 1370 m qui n'atteint pas B-4, A-2, B-3 dans leur plus grande profondeur d'où la nécessité de travaux en dessous du niveau 1370m.

Le bloc C-5 est un cas particulier, car il est très éloigné des autres blocs, et ne peut être atteint ni par la galerie 2 ni par la galerie au niveau 1370 m.

Cet amas contient 50% des réserves ce qui justifie le creusement d'une galerie au niveau 1700 m, ce niveau correspond à la profondeur fondamentale des réserves du bloc C-5.

La galerie 1370, doit être creusée à allure forcée 3 postes/j pour obtenir de l'eau, ce qui assure une production annuelle 81000 tonnes/an de tout venant.

La deuxième phase de travaux, c'est à dire au dessous du niveau 1370m peut débuter dès la mise en service de la laverie.

Les chantiers des blocs B-4, A-2, A-1 et B-3, peuvent être atteints par des montages dans l'inclinaison et des galeries dans les pendages des minerais

5.2.1.2 TRANSPORT:

Les galeries transport principales sont les galeries 2, 1370 , 1700, afin d'éviter des petits puits ainsi que de travers bancs, les galeries 4, 6, 8, 12 et 14 peuvent également servir au transport, donc elles doivent être remises en état et portées au profil de 16 m² au lieu de 4m² (profil actuel) le transport sera organisé à l'aide des camions, d'où la nécessité de construire des routes qui relient les galeries à la laverie.

5.2.2 Exploitation à Ciel Ouvert :

L'exploitation d'une partie des amas minéralisés en carrière n'est pas rentable, on peut démontrer cela facilement en utilisant un critère économique qui est égal au tonnage du minerai par rapport au volume de couverture de stérile.

Pour l'amas N° I "le plus favorable à exploiter à ciel ouvert", le rapport précédent est égal, pour une profondeur de 25 m à 1/6 et pour une profondeur de 40m à 1/8,4.

5.3 Méthode d'Exploitation Projetées par le Département Etudes et Réalisations de la SONAREM.

5.3.1 Méthode d'Exploitation Par "Chambres et Piliers:

Cette méthode reste valable surtout en considérant la nature du gisement et les roches encaissantes qui se comportent bien et considérant aussi la valeur des réserves qui sont d'un petit ordre ce qui exige une méthode simple et ne demande pas des soutènements très grands.

La préparation pour l'abattage peut commencer dès l'achèvement de creusement et peut se diviser en deux.

(a) corps de minerai sont déjà exploités partiellement

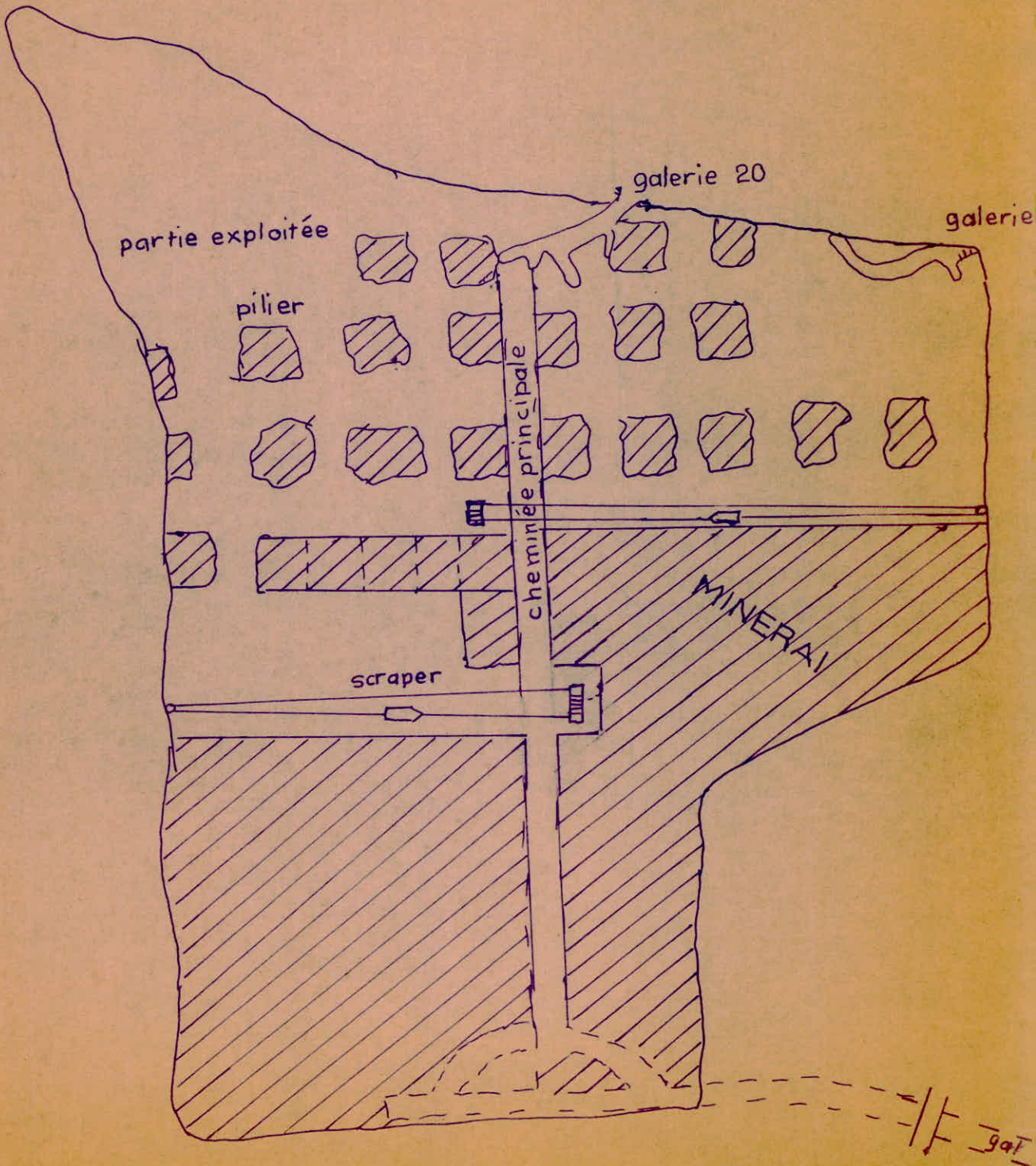
(b) corps de minerai ne sont pas encore préparés pour l'abattage

Pour le premier cas, les travaux se limitent à l'installation des fermetures des cheminées dans les galeries de roulage, énergie électrique, etc...

Pour le 2ème cas, les travaux de préparation comportent le creusement des chambres de scraper à intervalles réguliers de 15m de chaque côté de montage.

L'extraction du minerai est effectuée par la méthode de forage et de tir, on utilise l'explosif en cartouche à détonateur électrique.

CORPS N°5
SCHEMA D'EXPLOITATION
CHAMBRES ET PILIERS



Le transport du minerai abattu s'effectue à l'aide d'un seraper jusqu'à la cheminée couverte d'une grille. le minerai tombe et glissé par gravité jusqu'à la galerie du transport. Le soutènement n'est pas nécessaire seulement pour les parties tendres du toit et on prévoit un soutènement par boulons d'ancrage suivant l'épaisseur de minerai abattu, l'exploitation sera en gradin et en étages pour une épaisseur inférieure à 3 m. L'abattage est creusé à pleine section en direction de la couche avec une largeur maximale de 10 m.

5.3.1.1 Tracage et Creusement des Galeries, des Cheminées etc...

L'Exploitation par galeries du gisement d'Ichmoul est prévue, vu l'augmentation très rapide des profondeurs des amas minéralisés.

Pour le tracage et le creusement des galeries, les réserves sont divisés selon leurs niveaux en trois subdivisions.

(1) Niveau Supérieur à 1700 m.

Au dessus de ce niveau il n'y a que le corps de minerai N° 5 qui est très loin des autres corps minéralisés, vu : ses réserves importantes presque la moitié des réserves de la mine. Donc pour arriver au corps minéralisé dans sa grande profondeur justifié par des sondages, un creusement d'une galerie au niveau (1700 m) est nécessaire, d'une longueur égale (415 m) dont 270 m dans le stérile.

Une cheminée sera tracée dans le milieu du corps jusqu'à la galerie 20, au niveau 1860 m, en assurant ainsi l'aérage.

Une cheminée entre le corps N° 5 et N° 3 est prévue.

(2) Au - dessus du Niveau 1456 m.

A ce niveau appartient la galerie N° 2 "ancienne galerie d'exploitation et qui tient encore en bon état cette galerie met en liaison les corps de minerai N° 1, 2, 3, et 4 des tracages de cheminées dans ces corps sont prévus.

(3) Au - dessous du Niveau 1456 m.

Pour prévoir le traçage des galeries inférieures à ce niveau présente des difficultés en tenant compte.

a) De la nature des réserves qui se trouvent au dessous de ce niveau dont la majorité est du type C₂.

b) La direction du transport est montante.

c) Les ouvrages miniers anciens sont inexistant's sauf la galerie N°1 qui est détruite.

C'est pourquoi on prévoit des descendries qui mettent en communication les corps de minerai 1, 2, 3 et 4.

- Une descenderie du niveau 1410m jusqu'au niveau 1340 m ((a midistance entre les corps N°1 et N°2) d'une longueur =285 m.

Une descenderie du niveau 1340 jusqu'au niveau 1287 m pour toucher les réserves du corps N°3 dans sa plus grande profondeur justifiée par des sondages, d'une longueur (280m) dont 200 m dans le stérile, et puis une cheminée dans le corps N° 3 ((longueur 250m)

- Une descenderie jusqu'à la base du corps N° 2 de 175m de longueur dont 170 m dans le stérile, puis une cheminée dans le corps N° 2, une autre cheminée entre le corps N°2 et N°4 de pente 60°) (dont 70 m dans le stérile) pour arriver jusqu'au niveau 1350m.

Une cheminée dans le corps de minerai N°1 est prévue.

Le creusement des galeries est effectué par la méthode de forage et de tir dans le minerai ainsi que le stérile.

Dans le corps de minerai N°2, il y'a des galeries et de cheminées existantes une cheminée est projetée entre la galerie 5 et la galerie 8.

5.3.1.2.

TRANSPORT

La répartition des corps minéralisés et les grandes distances qui les séparent l'un de l'autre, rendent le problème du transport très délicat.

On peut donc prévoir différentes variantes du transport, et le choix de l'un ou de l'autre dépend des critères économiques qui rendent cette méthode la plus efficace avec le moins de pertes, les variantes sont les suivantes.

1 - Transport par gravité dans une cheminée jusqu'au niveau 1456 m puis par locomotives et berlines.

Le minerai glisse par gravité dans une cheminée directement du niveau 1700 m au niveau 1456m puis il est transporté par locomotive et berlines.

2 - Transport par locomotive puis par gravité utilisant la cheminée dans le corps de minerai N°3.

Le transport est prévu par berlines et locomotives au niveau 1700m jusqu'au corps N°3 glissant ensuite dans un couloir d'acier; le minerai arrive à la cheminée de laquelle il tombe jusqu'à la galerie N°2 ((niveau 1456"m et il est transporté puis par berlines et locomotives jusqu'à la trémie de la laverie.

3 - Transport par Camion.

Sur une piste de longueur = 3450 m dont 350 m au fond.

4 - Transport par gravité au jour dans un couloir d'acier.

5 - Transport par camion puis par gravité.

le minerai est transporté par camions jusqu'à la galerie 14 et déchargé dans la cheminée existante dans le corps N°3 où il est retransporté par des camions ou des véhicules.

6 - Transport au-dessous du niveau 1456 m. le transport du minerai est effectué par gravité jusqu'au niveau 1290 m puis on utilise un treuil de halage jusqu'au jour niveau 1410 m"

Le minerai est ensuite transporté jusqu'au niveau 1456 par treuil de halage.

5.3.1.3. AERAGE

L'Aéragé dans les anciennes galeries est suffisant à cause des cheminées qui existent jusqu'à la surface, pour les galeries nouvelles et pendant le creusement on utilise un aéragé artificiel par ventilateurs et tuyauteries plastiques, pendant l'abattage l'aéragé naturel est suffisant, mais dans la 1^{er} phase de l'abattage on utilise des ventilateurs aspirants.

5.3.2. Méthode d'Exploitation Par Foudroyage Par Sous-Étage

5.3.2.1. Description Technologique de la Méthode d'Exploitation.

L'Abattage de minerai est exécuté par l'explosif en tranches horizontales et une partie peut s'effondrer sous l'effet de la pesanteur. Le corps de minerai est divisé par des galeries d'étage en sous-étages.

La distance entre les galeries est prévue égale à 10 m qui dépend essentiellement de la longueur possible des trous de mines.

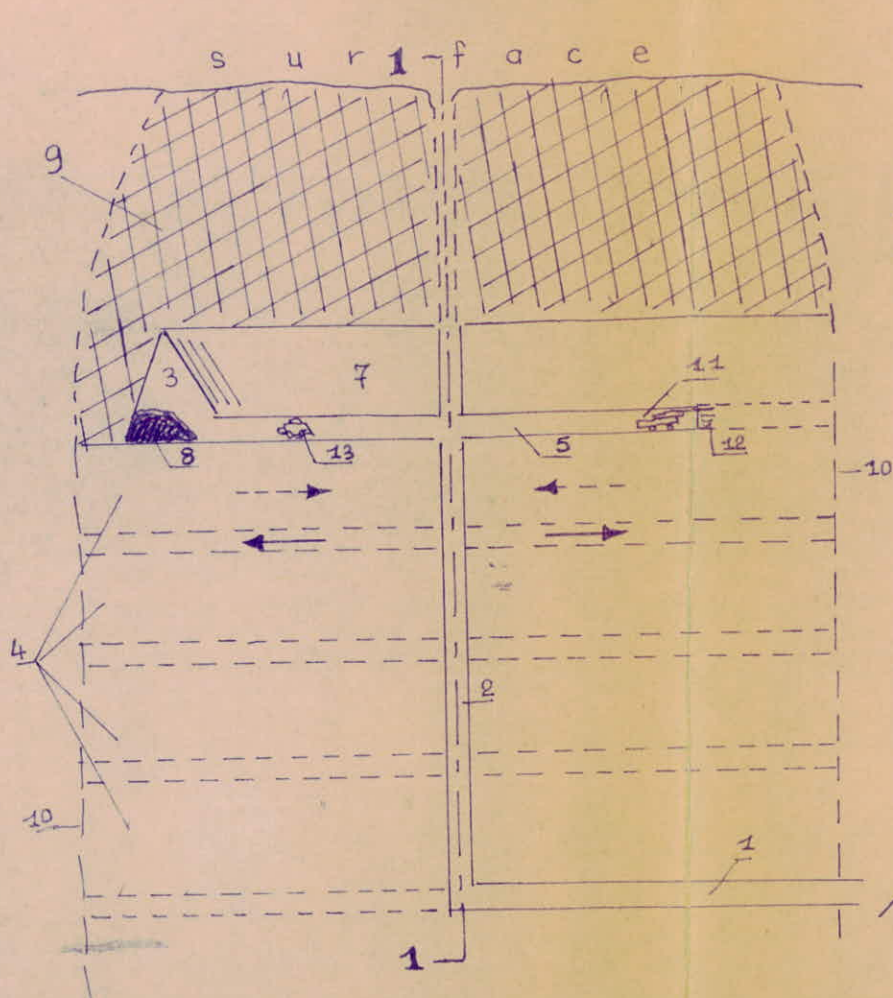
L'exploitation commence par le sous-étage supérieur à partir des limites du bloc vers la cheminée principale, on ne commence à exploiter le sous-étage suivant qu'après avoir terminé le premier.

5.3.2.2. Préparation Pour l'Abattage

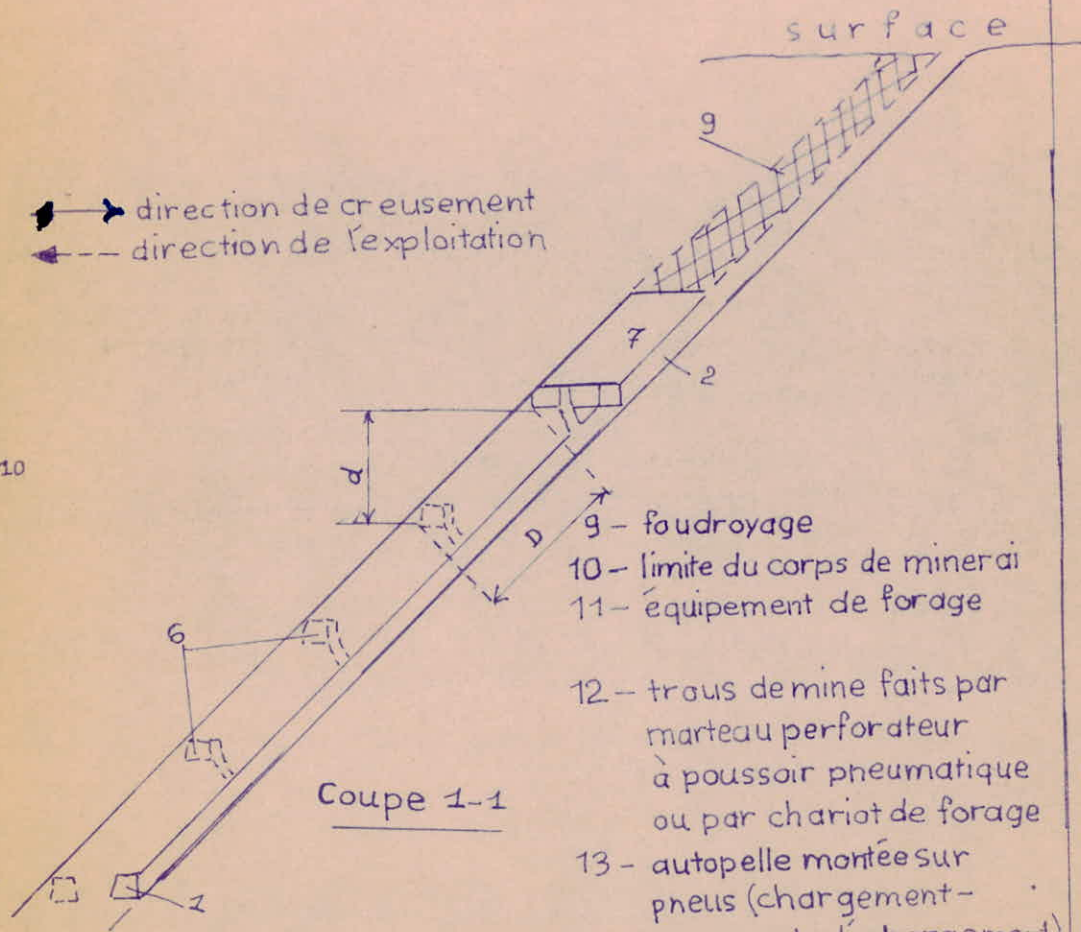
La réalisation de la préparation est possible en deux variantes

- Préparation pure: creusement des galeries jusqu'à la limite du corps minéralisé puis on commence l'exploitation rabattante par tranche.
- Préparation et exploitation partielle : (1^{er} étage)

Le creusement d'une galerie est accompagné aussi d'une exploitation partielle et parallèle à la direction de creusement, la distance entre le front d'avancement de la galerie et le front de l'exploitation est environ de 2 - 10 m.



direction de creusement
 direction de l'exploitation



9 - foudroyage
 10 - limite du corps de minerai
 11 - équipement de forage
 12 - trous de mine faits par marteau perforateur à pousoir pneumatique ou par chariot de forage
 13 - autopelle montée sur pneus (chargement-transport-déchargement)

D - distance inclinée des galeries d'étage
 d - distance verticale des galeries d'étage

1 - galerie principale du corps de minerai
 2 - cheminée principale
 3 - sous-étage en abattage
 4 - sous-étage prévu
 5 - galerie d'étage en avancement
 6 - galerie d'étage prévue
 7 - minerai en place d'un sous-étage
 8 - minerai abattu

SCHEMA DE L'EXPLOITATION
 PAR FOUDROYAGE PAR SOUS-ETAGES

5.3.2.3. Méthode d'Exploitation.

On peut envisager 3 Possibilités suivantes.

(a) - Exploitation partielle en chassant:

En même temps que le creusement de la galerie, on élargit la section de la galerie à partir d'une distance de 2 à 10 m de front d'avancement.

(b) Exploitation Partielle en Rabattant:

A partir des corps de minerai on commence par exploiter le minerai se trouvant encore dans le sous - étage.

(C) Exploitation Totale en Rabattant :

L'Exploitation totale en rabattant commence à partir de la limite du corps de minerai vers la cheminée; principale le front d'abattage est incliné 55-60° vers la limite du corps de minerai.

5.3.2.4. Travaux de Forage et de Tir

Le creusement des galeries d'étage et l'exploitation du minerai dans les chantiers d'abattage sont exécutés par la méthode de forage et de tir, la longueur égale 3,2 m au maximum en utilisant des marteaux perforateurs.

La longueur des trous = 8,0 m en utilisant des chariots de forage automoteurs.

5.3.2.5. Chargement, Transport, Déchargement du Minerai Abattu.

Une autopelle pneumatique montée sur pneus peut effectuer en même temps, le chargement le transport et le déchargement du minerai; le minerai transporté jusqu'à la cheminée principale, en passant par une grille, le minerai glisse jusqu'à la galerie du transport.

5.3.2.6. Aérage.

L'aérage des galeries d'étages, et des chantiers d'exploitation est garantie par des ventilateurs électriques de 5 kw ($0,4 \text{ m}^3/\text{sec}$) et des tuyauteries en plastiques, diamètre 400mm.

5.3.2.7. Pertes et Dilution

Cette méthode garantit l'exploitation totale du minerai.

Une perte de 10% est causée par le contact direct du minerai abattu avec le stérile.

Le coefficient de dilution est évalué à 20% (16% pendant l'exploitation et 4% pendant le creusement des galeries d'étage dans les parties d'une épaisseur inférieure à 4 m)/

5.3.3. Conclusion.

a) Méthode d'Exploitation

La méthode d'Exploitation par chambres et piliers qui est proposée à la fois par STOLBERG et département études et réalisation paraît plus avantageuse que la méthode d'exploitation par foudroyage par sous-étage, à cause des raisons suivantes.

- (1) C'est une méthode simple et facile à appliquer.
- (2) Ne demande pas de soutènement
- (3) L'aérage naturel sera suffisant dès le creusement des cheminées qui aboutissent jusqu'à la surface des corps minéralisés.
- (4) Facile à éviter les parties stériles qui peuvent être envisagées durant l'exploitation.
- (5) En considérant les amas minéralisés peu puissants, la puissance varié généralement entre (1 et 4) m, on est obligé dans le cas où on utilise la méthode de foudroyage par sous-étage d'attaquer une partie très importante de Stérile d'où l'augmentation du taux de dilution, qui arrive jusqu'à 20% du tout venant, tandis que ce taux est d'environ 3% du tout venant pour la méthode par chambres et piliers. Le seul inconvénient de cette méthode c'est le taux de pertes qui arrive jusqu'à 15% tandis que pour l'autre méthode = 10%.

b) Traçage et Creusement des galeries.

La mission STOLBERG propose de creuser une galerie au niveau 1370 et une autre au niveau 1700 m.

En consultant le tableau des réserves qui donne les quantités des réserves suivant les niveaux horizontaux, on remarque que les quantités des réserves qui sont au dessus du niveau 1700 m sont importantes d'où la nécessité de creuser cette galerie, tandis les quantités des réserves qui sont entre le niveau 1370 et 1456 (niveau de la galerie N°2) sont de la majorité des types des des réserves C1 (probable) et C2 (possible) et en outre il y a encore des grandes quantités des réserves au dessous de ce niveau, qu'on ne peut récupérer que par des descendries.

Ce problème est étudié par le département études et réalisations (SONAREM) qui a proposé une solution de creuser une descendrie du niveau 1410 jusqu'au niveau 1340, puis deux descendries de ce niveau l'un va vers la base du corps minéralisé N° 3 l'autre va vers le corps minéralisé N°2 des niveaux respectivement 1287 et 1289.

Cette solution parait plus utile que la première parcequ'elle diminue la longueur à creuser d'une part et d'autre part, les descendries arrivent jusqu'aux bases des corps mineralisés

C) Transport.

Le transport par gravité puis par berlines et locomotives dans les différents corps de minerai, solution proposée par le département études et réalisations de SONAREM, parait plus économique que le transport par camions solution proposée par STOLBERG pour les galeries 4.6 8, 12 et 14 et par locomotives pour les galeries 2.1370 et 1700 pour cela il faut prévoir une construction des routes d'une longueur totale = 1475m, et des galeries de sections = 16m²

Donc il est plus économique d'utiliser la proposition de la SONAREM.

VI ENRICHISSEMENT DU MINERAI DE DJEBEL ICHMOUL

6.1 Choix de Méthode d'Enrichissement

Le gisement de Djebel Ichmoul a été exploité comme un gisement du plomb , le minerai a été traité par flottation , pour obtenir le concentré du plomb .

Cette fois le gisement sera exploité comme un gisement du plomb-barytine , plusieurs méthodes d'enrichissement ont été essayées pour donner de bons concentrés de plomb et barytine avec de bons rendement .

- Méthode d'enrichissement par milieu dense

Cette méthode est essayée par la mission Allemande et n'a conduit qu'à une faible concentration .

- Méthode d'enrichissement par la table de concentration :

Cette méthode est essayée par la mission russe , elle a donné, pour un minerai concassé à moins de (1 mm) , les résultats suivants :

	teneur	récupération
plomb	62%	38%
barytine	81%	13,9%

Cette méthode est considérée non rentable .

La seule méthode efficace qui a donné des bons résultats , c'est la méthode de flottation sélective de plomb et de barytine .

6.2 Méthode de Flottation Proposée Par La Mission Russe

La flottation a été effectuée sur un échantillon titrant 3,7% de plomb et 55% de barytine et 6,9 g/t d'argent .

D'après une série d'expériences sur les réactifs et les classes granulométriques de l'échantillon. Un schéma de flottation a été élaboré

que l'on peut résumer comme le suivent.

6.2.1 Concassage du minerai :

Les minerais venant des différentes galeries doivent être concassés en deux étages.

Dans le premier étage, on utilise un concasseur à machoir de capacité $12,5\text{m}^3/\text{h}$, et d'une ouverture de déchargement = 50mm

Dans le deuxième étage de concassage, on utilise un concasseur à cône de capacité $30\text{m}^3/\text{h}$, et d'une ouverture de déchargement = 8mm qui opère en circuit fermé avec un crible.

6.2.2 Broyage du minerai :

Le broyage s'effectue aussi en deux étages.

Dans le premier étage, 40-50% du minerai doit être inférieur à 200 mesh

Dans le deuxième étage, 65-68% du minerai doit être inférieur à 200 mesh

6.2.3 Flottation

a-- Flottation du Plomb :

Le plomb se trouve sous forme sulfurée et oxydée,

La flottation du plomb s'effectue en deux étages,

I--Flottation à gros grains:

Une partie très importante du plomb peut être obtenue dans cet étage, si la quantité du plomb oxydé est abondante, on augmente le dosage de sulfure de sodium en fonction de celui-ci.

On peut récupérer à ce stade de flottation 68,8% du plomb total à une teneur = 77%.

2--Flottation à petits grains:

Dans ce stade, le maximum du plomb doit être récupéré, on peut obtenir un cocentré, avec une récupération = 90% et à une teneur = 70,9%.

6.2.4 Flottation de la Barytine :

Le schéma de traitement est fait en circuit ouvert sans récirculation des produits dans les opérations principales.

Après l'ébauchage et le relavage, le mixte est classifié, pour séparer les slimes fines qui contiennent une quantité considérable de calcite. La partie grénue séparée des slimes sera rebroyée à 98% inférieur à 200 mesh, puis elle est flottée, et la partie souverse sera liée au stérile. Le concentré total de la barytine contient 90% de barytine avec une récupération = 71,4% et d'un rendement poids = 44%.

6.2.5 Récupération de l'Eau:

Le manque en eau, pour suffire les besoins de la mine, laisse à penser de récupérer l'eau utilisée dans le circuit de la flottation, pour l'utiliser de nouveau dans ce circuit.

Mais l'eau qui vient du circuit de la barytine ne peut être dans le circuit du plomb, d'où la nécessité de prévoir deux circuits pour récupérer l'eau. Pour clarifier l'eau venant des stériles du plomb, il est recommandé d'utiliser le coagulant "sulfate de zinc, "vitriol blanc,".

L'Eau clarifiée est renvoyée pour l'utilisation ultérieure dans le circuit du plomb.

Pour récupérer l'eau continué dans les stériles de barytine, on utilise la chaux éteinte qui va augmenter le Ph de 9,3 à 10,1 en ajoutant 0,2 g/l de CaO, ou on utilise du sulfate d'aluminium qui va diminuer le pH de 9,3 à 6,9 en ajoutant 0,59 g/l, cette eau clarifiée est utilisée seulement dans le circuit de flottation de la barytine.

6.2.6 Réactifs utilisés Pour la Flottation:

a--Circuit Plomb:

----- Soude	500 g/l
----- Sulfure de sodium	1200g/l
----- Xanthate	135 g/l
----- Huile de pin	50 g/l
----- Silicate de soude	115 g/l
----- Polyacrylamide ou vitriol blanc	150 g/l

b--Circuit Barytine:

----- Silicate de soude	2100g/l
----- Tall oil soap	415 g/l
----- Chaux éteinte	0,15 g/l de la chaux active
----- Sulfate d'aluminium, "Al ₂ SO ₄	0,5 g /l

6.3 Méthode de Flottation Proposée Par la Mission STOLBERG:

6.3.I Généralité:

Deux échantillons ont été mis sous la disposition de cette mission.

(1) échantillon B: provenant de terril des anciennes exploitations qui contient une partie importante du plomb oxydé.

(2) échantillon A: provenant des échantillons étudiés en 1968 par la mission russe.

L'Analyse chimique de ces échantillons nous donne le pourcentage de différents minéraux qui constituent les deux échantillons, voici la composition chimique de ces deux échantillons

Minéral	Echantillon A	Echantillon B
Pb	9,42 %	10,90 %
Pb oxydé	0,42 %	1,20 %
Zn	0,08 %	0,14 %
Fe	0,50 %	1,44 %
Ag	18 g/T	22 g/T
BaSO ₄	74 %	61,20 %
SrSO ₄	3,5%	2,0 %
CaO	2,27%	5,0 %
MgO	1,45%	1,82%
SiO ₂	6,06%	8,70%
CO ₂	4,02%	6,90%
Al ₂ O ₃	0,33%	1,08%

La galène est imbriquée favorablement, elle est d'une dimension de grains allant de 0,5-0,1 mm

Le concassage est effectué en deux étages.

1---Premier étage:est formé par un concasseur à mâchoir et en circuit fermé avec un crible, le minerai est réduit à moins de 10 mm.

2---Deuxième étage: est formé par un concasseur à cône,le minerai est réduit à moins de 1mm.

Ces deux étages peuvent être remplacés par un seul étage, en utilisant un concasseur à percussion, qui peut réduire le minerai à moins de 1mm.

6.3.3 Broyage:

La galène est imbriquée moins étroitement que la barytine, Au premier stade de broyage une partie très importante de galène est déjà libérée, un broyage plus poussé, risque de rendre les grains de la galène très fins et difficile à flotter.

Pour cela on fait broyer le minrai à moins de 1mm, et on le flotte partiellement pour récupérer une grande partie de la galène à gros grains. Les sorties de cette étape de flottation sont classées de ~~nouveau~~ et en circuit avec le tamis de 0,2 mm, broyées définitivement à la finesse de grains définitifs de 0,2.

6.3.4 Flottation de Plomb

6.3.4.1 Flottation à gros grains :

Le minerai concassé à moins de 1mm doit être flotté partiellement dans une cellule isolée, pour récupérer une partie importante de la galène, déjà libérée à ce stade de broyage, parce que un broyage plus poussé risque d'écraser fortement ses grains qui causera des pertes dans la flottation.

On utilise les réactifs suivants dans ce stade de flottation.

Xanthate d'amyle de potassium et le réactif (404) comme collecteurs
Flotol B comme agent moussant.

Le pH de de la pulpe passe de 7,3 à 8,0 pendant la flottation .

6.3.4.2. Flottation à grains fins:

Cette partie de flottation subit les mêmes conditions que précédemment, mais il faut tenir compte d'un rendement suffisant du plomb oxydé, on utilise pour cela, le sulfure de soude, qui n'est pas nécessaire pour le minerai du type A, qui ne contient qu'une partie négligeable de plomb oxydé.

Pour récupérer le plomb oxydé, il est recommandé à ne pas utiliser le sulfure de soude ainsi que le silicate de soude qu'après avoir flotté la partie sulfurée. Les préconcentrés de plomb oxydé doit subir à nouvelle flottation avant d'être réunis aux préconcentrés de la flottation précédente, ces préconcentrés réunis doivent être flottés encore une fois.

Pendant la flottation, le pH est maintenu à 8, après avoir ajouté le sulfure de soude, il a passé à 9:

6.3.5 Flottation de la Barytine :

Les essais réalisés à l'aide de l'acide oléique comme collecteur et agent moussant n'ont pas obtenu aucune sélectivité suffisante contre la gangue carbonatée, avec l'emploi supplémentaire de soude et de silicate de soude a mené à une certaine amélioration, mais les résultats satisfaisants de de flottation, n'ont été pas obtenues qu'après avoir appliqué des réactifs d'acides gras sulfonés.

Ces collecteurs anioniques ont un effet d'écumage suffisant, et présentent comparés aux acides gras, l'avantage de résister à la chaux, outre cela

ils sont beaucoup moins sensibles aux boues argileuses, qui sont apparues en quantités importantes dans les pulpes de flottation.

Ainsi il n'était pas nécessaire de les déchlamer avant la flottation de la barytine.

Le réactif 825, a montré les meilleurs résultats parmi les substances examinées, qui a été utilisé comme collecteur au cours des essais,

Le flow-sheet de la flottation de la barytine, contient, outre la flottation préliminaire, trois autres phases de flottation ultérieure, qui sont suffisantes pour obtenir un concentré de barytine de qualité de spath de forage.

Le pH a été fixé à 7,5 et n'est pas changé pendant toute la flottation.

La teneur en SrSO_4 joue un rôle important dans la concentration de la barytine. La célestine est incorporée au réseau de barytine et forme avec une phase homogène. Une séparation par flottation n'est pas possible.

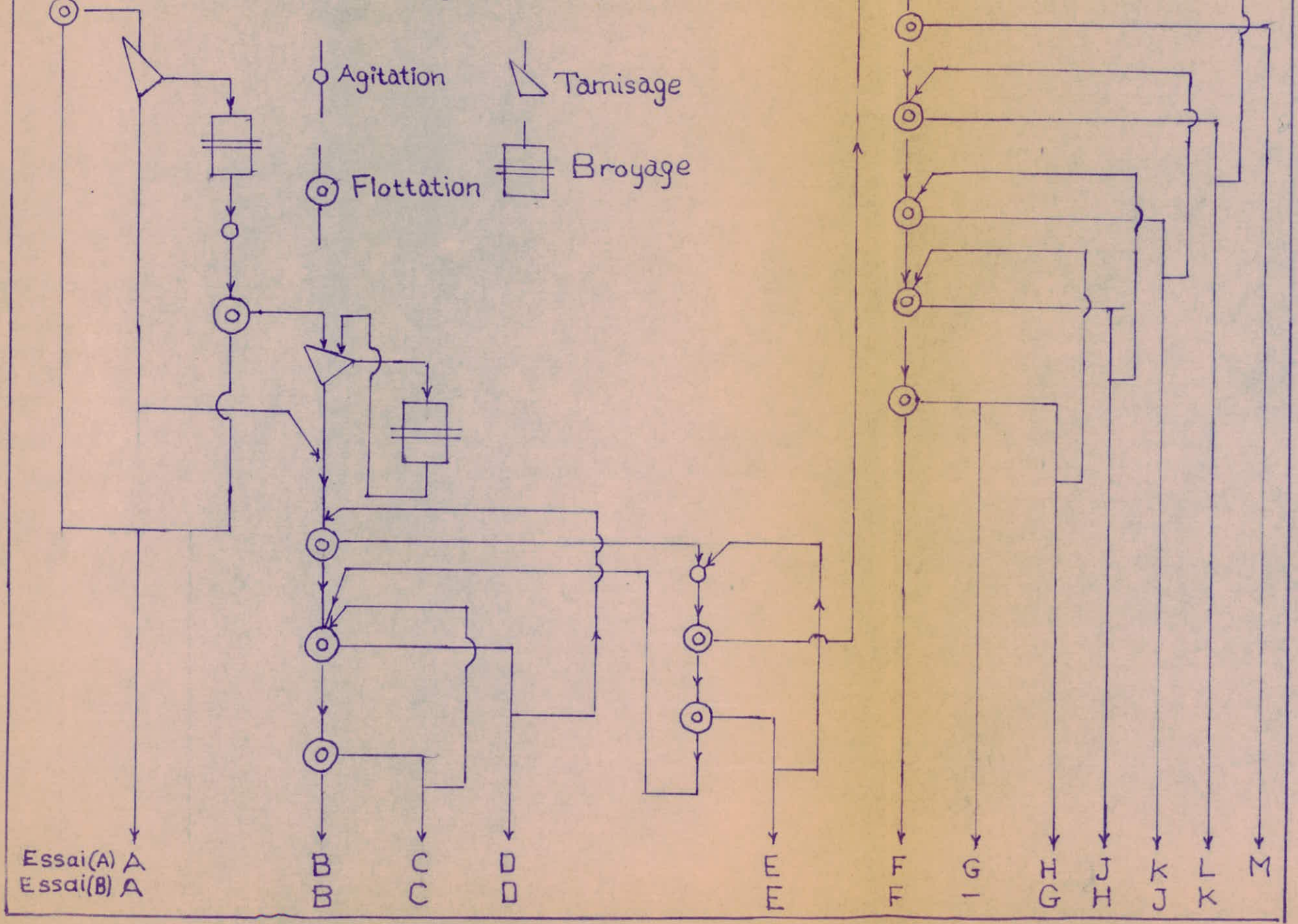
La barytine riche en célestine flotte mieux, les teneurs les plus faibles en SrSO_4 ont été toujours observées dans les remblais.

6.3.6 Récupération de l'Eau:

La quantité de l'eau fraîche ne suffit pas tous les besoins de la mine en eau, il est donc indispensable de récupérer le maximum de la quantité utilisée dans le circuit de flottation.

Comme l'eau de la flottation de la barytine contient des réactifs qui ont des effets néfastes sur la flottation de plomb, pour cela, il est prévu, deux circuits de l'eau indépendants, l'un pour la barytine et l'autre pour le plomb.

Schéma de Flottation d'un Minerai Oxydé

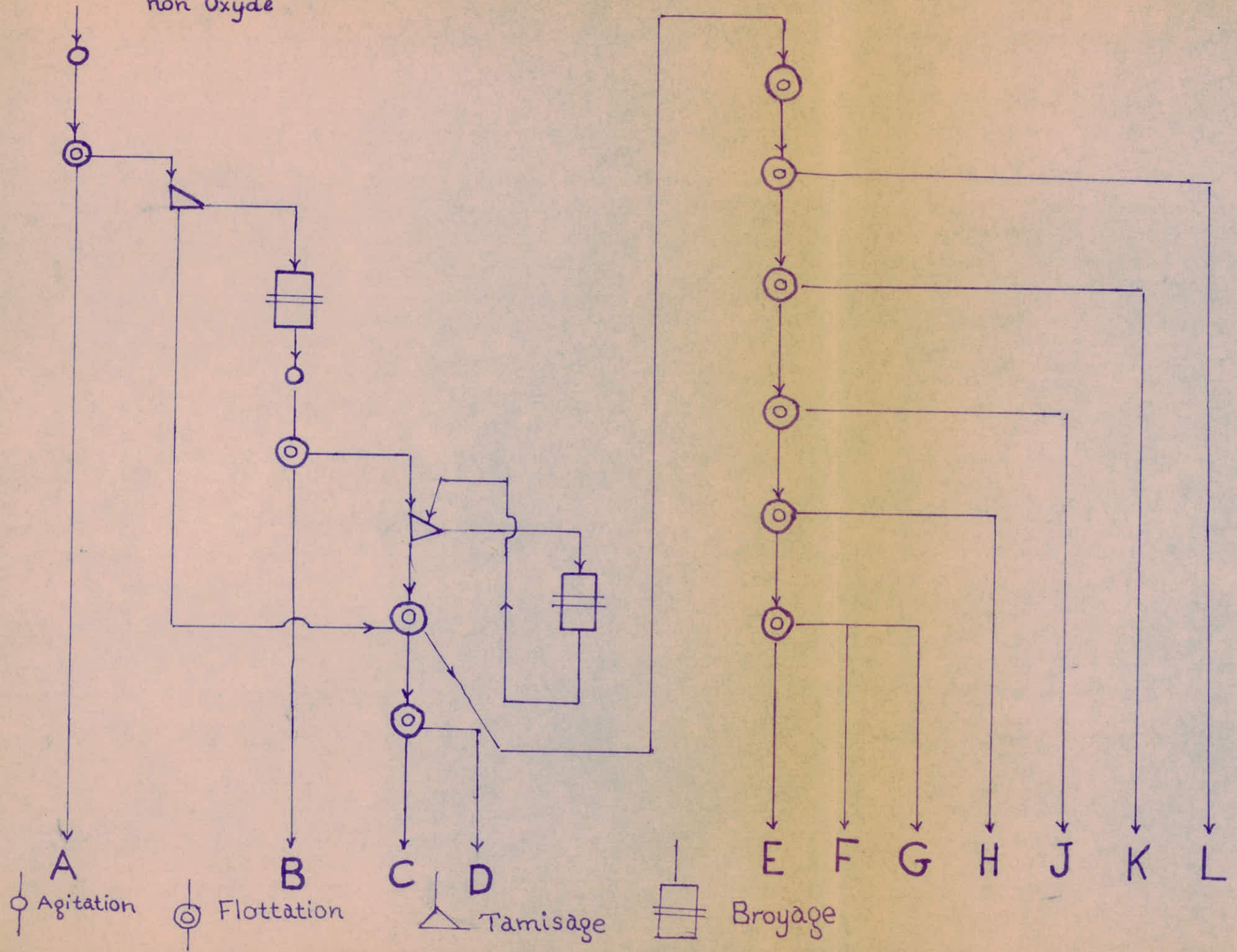


ESSAI DE FLOTTATION D'UN MINERAL CONTENANT DU Pb OXYDE ET SULFURE

ESSAI (B)

	Rp %	Pb total		Pb oxydé		BaSO ₄	+SrSO ₄	SrSO ₄	
		t%	récupé%	t%	récupé%	t%	récupé%	t%	
A concentré de Pb gros.	10.81	78.00	75.80	03.70	32.40	03.56	00.60	00.00	
B concentré de Pb fin	2.41	69.00	14.90	13.50	26.30	7.16	0.30	0.0	
C mixtes de Pb 3	0.75	44.20	3.10	13.10	7.9	21.02	0.30	1.26	
D mixtes de Pb 2	1.35	20.0	2.40	8.15	8.9	41.08	0.90	1.76	
E mixtes de Pb I	2.67	6.0	1.40	4.0	8.70	54.18	2.30	2.18	
F concent.de barytine	50.26	0.16	0.70	0.10	4.10	97.32	78.90	4.0	
G mixtes de baryt.4	3.49	0.44	0.10	0.32	0.90	79.20	4.30	3.36	
H mixtes de baryt.3	5.69	0.45	0.20	0.33	1.50	75.92	6.80	2.94	
I mixtes de baryt.2	4.0	0.74	0.30	0.58	1.90	47.02	3.0	1.51	
K mixtes de baryt.I	4.49	0.83	0.30	0.63	2.30	23.66	1.70	0.46	
L remblais	14.08	0.67	0.80	0.45	5.10	3.82	0.90	0.026	
A-L charge de tout- venant calculée	100.0	11.14	100.0	1.23	100.0	62.0	100.0		
A+B total conc.de Pb	13.22	76.36	90.70	5.48	58.70	4.22	0.90		
A-C tot.conc.de Pb + mixtes de Pb 2	13.97	74.64	93.80	5.89	66.60	5.13	0.90		
A-D tot.conc.de Pb + mixtes de plomb ²⁺³	15.32	69.82	96.20	6.09	75.50	8.30	2.10		
A-E tot.préconc.de Pb	17.99	60.35	97.60	5.78	84.20	15.11	4.40		
F-L sorties de la flott.,du Pb=charge de la flott. de la barytine	82.01	0.34	2.40	0.24	15.80	72.28	95.60	2.91	
F+G préconc.de baryt.4	53.75	0.18	0.80	0.11	5.0	95.96	83.20	3.96	
F-H préconc.de baryt.3	59.44	0.20	1.0	0.13	6.50	93.87	90.0	3.88	
F-I " " "	2	63.44	0.24	1.30	0.16	8.40	90.92	93.0	3.73
F-K " " "	1	67.93	0.28	1.60	0.19	10.70	86.47	94.70	3.51

Schéma de Flottation d'un Minerai non Oxydé



ESSAI DE FLOTTATION D'UN MINERAI NE CONTENANT PAS DU PLOMB
OXYDE

	Rp%	Pb total		Pb oxydé		BaSO ₄ + SrSO ₄	
		t%	récupé%	t%	récupé%	t%	récupé%
A concentré de Pb grossier	08.90	77.30	69.70	01.51	35.00	04.90	0.60
B concentré de Pb grossier 2	02.70	75.20	20.60	01.71	12.00	07.20	0.30
C concentré de Pb fin	1.20	44.0	5.40	2.96	9.4	26.0	0.40
D mixtes de plomb	4.0	5.38	2.20	1.05	11.0	60.92	3.20
E concentré de barytine I	30.40	0.21	0.60	0.12	9.40	98.84	80.80
F concentré de barytine 2	16.80	0.15	0.30	0.10	4.40	98.60	22.50
G mixtes de barytine 4	5.80	0.25	0.20	0.16	2.30	94.72	7.50
H mixtes de barytine 3	8.90	0.27	0.20	0.16	3.70	91.06	11.0
I mixtes de barytine 2	7.30	0.33	0.2	0.21	3.90	77.72	7.70
K mixtes de barytine I	7.50	0.46	0.30	0.26	5.0	52.08	5.30
L remblais	6.50	0.45	0.30	0.23	3.90	7.80	0.70
A-L charge de T.V calculée	100.0	9.87	100.0	0.38	100.0	73.70	100.0
A+B total concentré de Pb gross.	11.60	76.80	90.30	1.60	47.0	5.40	0.90
A-C tot. concentré de Pb gros.+ fin	12.80	73.70	95.70	1.70	56.40	7.40	1.30
A-D total précon. de Pb	16.80	57.40	97.90	1.50	67.40	20.10	4.50
E-L sorties de la flott. du Pb =charge de la flott. de bar.	83.20	0.26	2.10	0.15	32.60	84.50	95.50
E+F tot. conc. de barytine	47.20	0.19	0.90	0.11	13.80	98.70	63.30
E-G préconcentré de baryt. 4	53.0	0.20	1.10	0.12	16.10	98.30	70.80
E-H " " " 3	61.90	0.21	1.30	0.12	19.80	97.30	81.80
E-J " " " 2	69.20	0.22	1.50	0.13	23.70	95.20	89.50
E-K " " " 1	76.70	0.24	1.80	0.14	28.70	91.0	94.80

ESSAI DE FLOTTATION D'UN MINERAL CONTENANT DU Pb OXYDE ET SULFURE

ESSAI (A)

	Rp%	Pb total t%	Pb ox récupé%	BaSO ₄ t%	+SrSO ₄ récupé%	SrSO ₄ t%		
A concentré de Pb grossier	10.70	52.20	76.20	03.88	35.60	03.76	0.60	0.07
B concentré de Pb fin	02.10	68.20	13.50	12.50	22.10	04.68	0.20	0.36
C mixtes de Pb 3	0.50	48.60	02.30	14.10	06.10	15.78	0.10	1.18
D mixtes de Pb 2	01.20	29.30	03.30	11.70	12.00	33.92	0.60	1.81
E mixtes de Pb 1	01.70	11.30	01.80	05.58	07.40	50.80	1.40	2.10
F concentré de barytine I	27.10	0.17	0.40	0.08	1.80	99.40	43.50	3.78
G concentré de barytine 2	15.50	0.21	0.30	0.10	1.30	99.40	24.70	3.57
H mixtes de barytine 4	02.00	0.44	0.10	0.32	0.50	84.60	2.70	3.15
I mixtes de barytine 3	02.90	0.43	0.10	0.33	0.80	79.20	3.70	2.94
K mixtes de barytine 2	5.80	0.40	0.20	0.30	1.40	76.80	7.20	2.84
L mixtes de barytine I	8.50	0.48	0.40	0.34	2.50	66.48	9.10	2.41
M remblais	22.10	0.67	1.40	0.45	8.50	17.40	6.20	0.32
A-M charge de T.V calculée	100.0	10.58	100.0	1.17	100.0	62.03	100.0	
A+B total concentré de Pb	12.80	74.0	89.70	5.26	57.70	3.91	0.80	
A-C total concentré de Pb +mixtes de Pb 3	13.30	73.10	92.0	5.59	63.80	4.35	0.90	
A-D total concentré de Pb + mixtes de Pb 3 + 2	14.50	69.50	95.30	6.09	75.80	6.80	1.50	
A-E total préconcentré de Pb	16.20	63.40	97.10	5.99	83.20	11.41	2.90	
F+G total concent.de baryt.	42.50	0.18	0.7	0.08	3.10	99.40	68.20	3.70
F-H préconcentré de baryt.4)	44.50	0.20	0.80	0.09	3.60	98.73	70.90	3.68
F-I préconcentré de baryt.3)	47.40	0.21	0.90	0.11	4.40	97.54	74.60	3.63
F-K préconcentré de baryt.2)	53.20	0.23	1.10	0.13	5.80	95.28	81.80	3.55
F-L préconcentré de baryt.1)	61.70	0.26	1.50	0.16	8.30	91.31	90.90	3.38
F-M sorties de la flottation du Pb								
= charge de la flott.de barytine	83.90	0.37	2.90	0.24	16.80	71.80	97.10	3.58

6.3.7. Consommation en Réactifs:

a) circuit plomb :

- Soude calcinée	500
Sulfare de soude	700
- Silicate de soude	500
- Xanthate d'amyte de potassim	65
- réactif promoter (404)	60
- Flotol B	100

b) Circuit barytine

Réactif promoter (825)	800
------------------------	-----

6.4. Conclusion :

Pour mieux comparer les deux méthodes de flottation adoptés^{par} les deux missions, il est nécessaire de rappeler les caractéristiques des échantillons étudiée par les deux équipes et les résultats obtenus pour chacune.

Echantillon étudié par la mission	Plomb		Barytine	
	Teneur	% Récup.	% Teneur	Récupér.
Russe	3,7	-	55	-
Concentré obtenu	70	90	90,1	71,4
Allemande	10	-	67	-
Concentré obtenu	70	90	87	91
Echantillon représen- tatif de Djebel Ich- moul	4	-	38	-

D'après le tableau ci-dessus, on remarque facilement que l'échantillon étudié par l'équipe allemande ne représente pas le minerai de Djebel Ichmoul tandis que le minerai étudié par l'équipe russe représente mieux ce minerai.

Les concentrés obtenus par les deux équipes sont les mêmes pour le plomb mais ils sont différents pour la barytine cependant l'équipe allemande a obtenu une meilleure récupération.

Les réactifs utilisés sont presque les mêmes pour obtenir le concentré du plomb, mais ils sont différents pour la barytine,

En général : le Schéma de traitement utilisé par l'équipe allemande est est considérablement réduit aussi que les consommations en réactifs, mais le principe n'est pas changé, c'est une flottation sélective de plomb et de barytine

Dans le cas où l'on retient les résultats obtenus par l'équipe allemande il est nécessaire de refaire les mêmes essais sur un échantillon plus représentatif.

II RENTABILITE

7.1 Etude de la Rentabilité Faite par la mission Russe.

7.1.1 calcul de réserves.

D'après le tableau des réserves principal et d'après la méthode d'exploitation prévue "méthode de chambres et piliers".

Cette méthode fait une perte de 20% des réserves totales et d'appauvrissement 3%

Type du mine- rai.	quantité du minerai en millier de tonne	Teneur en Minerai			millier de tonne		
		Pb	Zn	barytine	Pb	Zn	barytine
Pb -baryte	880,2	3,78	-	39,2	33,3	-	345,0
Pb -Zn-baryte	108,7	4,64	1,05	13,2	5,0	1,1	14,9
baryte	227,3	-	-	50	-	-	113,6
Total	1216,2	-	-		38,3	1,1	473,5

7.1.2 Résultats de l'enrichissement.

Type des concentrés	Rendement	Teneur %		Récupération %	
		Ba	Pb	Pb	Ba
Pb	4,7	1,7	71,0	90,0	0,2
Barytine1	18,7	94,0	0,12	0,6	44,0
Barytine2	13,0	84,5	0,51	1,8	27,4
mixite)Barytine					
1 + 2	31,7	90,1	0,28	2,4	71,4
résédus	63,6	18,0	0,44	7,6	28,4
minerai	100	4,00	3,7	100	100

7.1.3.

Calcul de la Quantité des Concentrés

D'après les tableaux précédents on peut calculer les quantités par an et durant la vie de la mine.

Dénomination	Unité de mesure	Production des concentrés par ans	Production durant la vie de la mine
Concentré de Pb	millier tonne	4,0	48,6
poids en métal concentré en barytine	"	2,83	34,5
de baryum	"	30,8	375,2
	"	27,8	338,1

Perte de plomb au cours de chargement et déchargement = 2% jusqu'à SKIKDA.

Perte de barytine au cours de chargement et déchargement (papier Kraft)

Nouveau tableau.

Dénomination	Unité de masse en million de tonnes	par an	pendant le terme d'exploitation
Concentré de plomb	"	3,92	47,6
Avec teneur en plomb	"	2,77	33,8
Concentré de plomb	"	30,65	373,4
Avec teneur en sulfate			
de baryte	"	27,66	336,4

La teneur en argent passe de 6,9 à 1319/t dans le concentré.

7.1.4. Calcul des Recettes et du Gains.

Prix de vente de concentré du plomb.

$$V = 0,95 PT + 0,96 P1 (T1 - 31) - Rc$$

P1 et P2, cours de marché du plomb et de l'argent à la bourse des métaux de Londres

T₁ et T₂ : teneurs des concentrés en plomb et en argent.

Rc : dépenses (remboursées à la production métallurgique).

Les cours de la bourse de Londres, au cours des 5 dernières années étaient les suivants:

<u>1965</u>	<u>1966</u>	<u>1967</u>	<u>1968</u>	<u>1969</u>	
317	262	227	240	288	dollar/t

en moyenne on prend 265 dollars soit 1325 dinar/tonne en métal en lingot,
le cours de l'argent = 1,8 dollar/once = 290 DA / Kg

Le prix de vente de la barytine, utilisée comme spath de forage à été fixé à 30 dollars = 150 DA/t.

Voici le tableau indiquant le prix de la production marchande.

	par an	pour le terme d'exploitation calculé (million DA)
concentré de Pb	3,2	39,1
concentré de barytine	4,6	56,0
Total	7,8	95,1

Frais d'exploitation =

Inverstissement = 41,0 million de DA

Dépenses d'exploitation = 161,9 million de DA

Pertes = 66,8 million de DA

7.2 Etude de la Rentabilité Faite par STOLBERG

7.2.1 Résultats de l'Enrichissement.

Teneur moyenne du gisement 4% pb et 38% BaSO₄

Concentré Pb : teneur 70% Pb et récupération 90%

Concentré BaSO₄ teneur 87% et récupération 91%

Teneur payée dans le concentré

95% du Pb dans le concentré Pb, 100% dans le concentré BaSO₄

dépenses remboursées à la production métallurgique = 108,2DA

prix d'une tonne métrique du plomb = 105 £/t = 1228 DA barytine = 64,6 DA/t

Extraction 270 t/j qui correspond d'une extraction 6750 t/mois

et à 81000 t/an

7.2.2. Calcul de Recette

Contenu en métal du T.V = $270 \times 4\% = 10,8$ tonnes de Pb/j

Contenu en BaSO₄ du T.V = $270 \times 38\% = 102$ tonnes de BaSO₄/j

Récupération du Pb = $10,8 \times 90\% = 9,72$ tonnes Pb/j

Récupération de BaSO₄ = $102,6 \times 91\% = 93,73$ tonnes BaSO₄/j

Quantité de concentré Pb obtenue par jour = $\frac{9,72}{87\%} = 13,89$ tonnes PbS

+ 6% humidité = 6,48 t

Concentré BaSO₄ (humide) = 114,21 tonnes / jour

Total = $114,21 + 13,89 = 128,10$ tonne concentré /j

Teneurs payées $9,72 \times 75 \% = 9,23$ tonnes de Pb

$114 \times 21 \times 100 \% = 114,21$ tonnes de BaSO₄

Total = 123,44 t/j

Recette = $9,23 \times 1223 = 11320$ DA/j

$107,73 \text{ t BaSO}_4 \times 64,6 = 6960$ DA/j

Argent $97 \text{ g/t} \times 344,2 \text{ DA/kg} \times 13,89 = 463,5$

Total = 18743,5 DA = 18744 DA

à déduire les frais de traitement

$13,89 \times 108,2 = 1504$ DA/j

Recette Nettes = 17240 DA/j

Soit par tonne de tout venant = 63,85 DA/t

7.2.3. Calcul des Frais .

Frais d'extraction = 5988 DA/j

Boit par tonne de tout venant = 22,18 DA

Frais de préparation = 4440 DA /j

Soit par tonne de T.V = 16,45 DA

Frais de fabrication=Frais total = 38,63

7..2.4 Amortissement:

Longévité de la mine = $\frac{1508600}{81000} - (0\% = 16,8$ années

Les investissements convertis pour l'exploitations devront être amortis en 14 années, les 2,8 dernières années ne seront pas grevées par les amortissements.

Le taux d'amortissement est calculé selon la formule.

$$r = \frac{q^n (q-1)}{q^n - 1} \cdot 100$$

$$r = \frac{(1,06)^{14} \times 6}{(1,06)^{14} - 1} = 10,76 \text{ \textcircled{S} par an}$$

r = taux d'amortissement annuel en %

q = $1 + \frac{P}{100}$ paiement des intérêts

n = durée = 14 ans.

Tableau d'Investissement

Matériels	Somme d'investir dès le début du travail		somme à investir au cours du travail.	
Creusement	2.071.000	DM	1.550.000	DM
Compresseur	175.380	"	27 950	"
Marteaux et Forage	37 358	"	2 120	"
Tuyauteries	165 520	"	74 500	"
Locomotives électriques	91 300	"	45 200	"
Camions	92 000	"	0	
Berlines	43 800	"	87 400	
Décauvilles	51 375	"	17 125	
Dépôts explosifs	434 327	"	93 527	
Scrapers	154 000	"	22 000	
Stations	40 200	"	10 050	
Ventilation	38 000		0	
Batiment d'exploitation	145 600		24 400	
Routes	54 200		88 800	
Laveries	815 245		0	
Alimentations et eau	99 000		0	
Total	6 533 305		2 043 117 = 8576422 =10549000DA	

Selon le tableau d'investissement, le capital à investir s'élève à
10549000 DA.

L'amortissement s'élève donc

$$10549000 \times 10,76 \times 14 = 15891000 \text{ DA}$$

Soit par tonne de tout venant T.V.

$$15891000 : 1357740 = 11,7 \text{ DA / } \text{t} \text{ pour 16 ans, pour 14 ans on extrait}$$

$$1.134 \text{ 000 t de T.V.}$$

Soit par tonne de minerai

$$15891000 : 1134000 = 14,1 \text{ DA/t pour 14 ans}$$

Frais de production total

= Frais de productions + amortissement

$$\text{pour 16 ans } 11,7 + 38,63 \text{ DA/t T.V.}$$

$$\text{pour 14 ans } = 38,63 + 14,1 = 52,73 \text{ DA/t T.V.}$$

7.2.5. Calcul de Gain;

$$\text{Frais} = 1.134.000 \times 52,73 = 59.698.000 \text{ DA}$$

$$+ (1.357.740 - 1.134.000) \times 38,63 = 8644440 \text{ DA}$$

$$\text{Frais} = 68342000 \text{ DA}$$

$$\text{Recette} = 63.85 \times 1357740 = 86.700000 \text{ DA}$$

$$\text{Gain} = 13.52 \times 1357740 = 18.361.000 \text{ DA}$$

Remarque : le calcul fait par STOLBERG est en DM (deutsche Mark).

La conversion faite en DA pour l'année 1968 en adoptant

$$1 \text{ DM} = 1,23 \text{ DA}$$

7.3 Conclusion sur la Rentabilité

Les différentes études sur la rentabilités faites par la missions Russe et Allemande ont abouti à deux résultats contradictoires.

Tandis que les allemands ont trouvé que la mine future sera bénéficiaire pour une durée d'exploitation = 16 ans, la mission Russe a trouvé le contraire C.à.d. une mine déficitaire et ce déficit = 68 % des recettes prévues

Pour mieux comprendre la différence entre les deux études, il est utile et donner un tableau illustrant les différents chiffres de calcul.

Mission	Réserves récupér.	Pertes	Taux de dilution	% Pb	Pb métal 10^3 t	concentré Pb 10^3 t	Prix Pb DA/t	10^6 DA Prix total concentré	% baryte
Russe	1216000	20 %	3 %	3,15 %	38,3	48,6	1325	37,8	38,9 %
Allemande	1357740	10 %	-	4 %	54,3	69,8	1228	49,3	38 %

Mission	Baryte 10^3 t	concentré baryte 10^3 t	Prix Ba DA/t	Prix total con. 10^6 DA	Ag 10^6 DA	Invest 10^6 DA	Frais 10^6 DA	Total des frais 10^6 DA
Russe	473,5	375,2	150	56	1,3	41	120,9	161,9
Allemande	516,5	540	64,6	35	2,1	15,9	52,65	68,34

D'après ce tableau ci-dessus on remarque qu'il y a une grande différence entre les chiffres adoptés par les deux missions qu'on peut les résumer ainsi

(1) Les Russes ont adopté un coefficient de pertes = 20% et coefficient de dilution = 3%, tandis que les Allemands ont adopté un coefficient de pertes = 10% et n'ont pas parlé de coefficient de dilution. donc les calculs des réserves récupérables adoptées par les Russes plus proches de la réalité que le calcul fait par les Allemands, ce qui influence directement sur la rentabilité.

(2) - Le pourcentage de plomb adopté par les Russes 3,15% comme teneur moyenne pour l'ensemble du gisement (C - à - d) minerais plombo barytifère et barytifères, tandis que la teneur moyenne du plomb 4 % adopté par les Allemands ne représente que la teneur moyenne des minerais plombo - barytifères et ils n'ont pas le droit de la considérer comme une teneur de l'ensemble du gisement.

(3) Les différences des prix adoptés par les deux missions, représentent les variations des cours des métaux à la bourse de Londres, entre les années de leur études pour les Allemands "le calcul de la rentabilité fait pour l'année 1968, et le cours des métaux pris pour la même année tandis que les Russes, le calcul est fait l'année 1969 et le cours des métaux est pris comme la moyenne des cours de 5 années successives.

(4) La différence entre les investissements et les frais d'exploitation adoptés par les deux missions, explique que les équipements prévus par les Russes est très compliqués et de prix élevés.

Tandis que le système d'équipements utilisé par les Allemands plus simple et de prix plus bas

Donc pour le nouveau calcul de prix, il est préférable de tenir compte des pertes et de dilution, et de considérer les prix des investissements, et des frais d'exploitation, adoptée par la mission allemande, représentent mieux les prix réels de ces équipements.

7.4 Nouveau calcul de la rentabilité

7.4.1 Généralité

Les calculs de la rentabilité faits par les missions allemande et russe ne sont plus valables, parce que les augmentations des prix des matières premières et de matériels des équipements ont bouleversé toutes les anciennes données. Il est utile maintenant de refaire les calculs en se basant sur les nouveaux prix.

7.4.2 Réduction des quantités des réserves

Suivant les degrés de prospection, les réserves de Djebel Ichmoul sont subdivisées en trois catégories.

- 1 - Catégorie B : ce sont les réserves découvertes et délimitées par des travaux miniers.
- 2 - Catégorie C_1 : ce sont les réserves qui sont situées directement au dessous de la catégorie B et sont explorées à l'aide de sondages isolés.
- 3 - Catégorie C_2 : ce sont les réserves qui sont situées dans les limites extérieures de la catégorie C_1 et sont explorées à l'aide des sondages isolés.

Donc pour considérer les réserves comme des réserves industrielles il faut augmenter les degrés de prospection pour la catégorie 2. Et pour avoir une idée plus juste sur la quantité des réserves de Djebel Ichmoul, on ne peut pas faire la somme des différentes catégories, il faut multiplier les réserves de la 2ème et de la 3ème catégorie par des coefficients correctifs qui dépendent essentiellement des degrés de prospections qui sont appelés coefficients de " sécurité économique " .

Donc pour recalculer ces réserves on multiplie

(1) la catégorie (C1) par un coefficient = 0,8

(2) la catégorie (C2) par un coefficient = 0,5 (voir tableau des réserves réduites).

Tableau de réserves réduites en multipliant C1 par 0,8 et C2 par 0,5

Corps de mine- rai N°	Nouvelles réserves millé tonnes	Plomb		Barytine	
		%	Réserves	%	Réserves
1	110 610	4,89	5402	39,1	43252
2	109 216	3,91	4270	50,6	55176
3	247 583	5,65	13769	38,3	94710
4	107743	2,46	2645	43,5	46713
5	567 713	2,18	12363	43,15	244735
- Total	1142,923	3,37	38449	42,3	484586

7.4.3

Calcul des Réserves Exploitable (tout-venant)

Le tableau des réserves ci-dessus s'appelle encore réserves géologiques, pour récupérer ces réserves une partie plus ou moins importante passe dans le stérile suivant la méthode d'extraction utilisée, et aussi une partie de stérile passe dans les minerais extraits.

On peut exprimer la première partie par un coefficient s'appellant coefficient de perte, tandis que le 2ème s'appelle coefficient de dilution.

En adoptant la méthode d'extraction par chambres et piliers on peut prévoir le coefficient de perte P : en creusant une chambre de longueur 15 m et de largeur 12 m et en laissant des piliers de longueur 5 et de largeur 4. donc.

$$P_1 = \frac{\text{surface de la partie non exploitée}}{\text{surface total (exploitée et non-exp)}} = \frac{4 \times 5}{12 \times 15} = 11,1\% \\ = 12 \%$$

En ajoutant 3% de pertes causée par l'extraction avec scraper.

$$P = P_1 + P_2 = 12 \% + 3 \% = 15 \%$$

Le coefficient de dilution est déterminé = 3%

Les réserves exploitables sont déterminées d'après la formule =

$$Q_e = \frac{Q_g (100-P)}{(100-d)} = \frac{Q_r}{100-d}$$

Q_e = Réserves exploitables (Tout-Venant)

Q_g = Réserves géologiques avec réduction 50% des réserves de la catégorie C2 et 20% des réserves de la catégorie C1

Q_r = réserves récupérables.

P = coefficient de perted (%)

d = coefficient de dilution (%)

Voir tableau des réserves exploitables (Tout - Venant)

Tableau donnant les réserves extraites.

N° Corps de Minerai	Nouvelles Réserves mille tonne	Plomb		Barytine	
		%	Réserves	%	Réserves
1	97,000	4,73	4590	37,9	36750
2	96,800	3,79	3630	48,4	46,800
3	217,000	5,39	11700	37,1	80500
4	94,4	2,39	2250	42,15	39,700
5	497,500	2,11	10500	41,8	208000
Total	1002700	3,26	32670	41 %	411750

En se basant sur ces réserves et la production annuelle égale à 100,000 t/an la durée de la mine sera 10 ans.

7.4.4 Calcul des Tonnages des Concentrés.

D'après les essais de flottation faites par la mission STOLBERG et le

obtenu les concentrés suivantes:

	teneur	récupération
Concentré Pb	70%	90%
concentré BaSO ₄	87%	91%

Le concentré de plomb de l'argent 979/t d'Ag.

D'après le tableau précédent on a 32670 tonnes de plomb en métal.

Le métal récupérable est donc égal

$32670 \times 0,90 = 29403$ tonnes de plomb métallique récupérable ce nombre est contenu dans un concentré.

$$\frac{29403}{0,70} = 42100 \text{ T de concentré de plomb.}$$

concentré de Barytine :-

d'après le tableau précédent on a

411750 tonne de BaSO_4 , avec une récupération = 91%

on a : $411750 \times 91\% = 374693$ tonne BaSO_4 récupérable ce nombre est contenu dans un concentré égale à

$$\frac{374693}{0,87} = 432000 \text{ tonne de concentré de } \text{BaSO}_4.$$

7.4.5. Prix d'une tonne de concentré.

(1) prix d'une tonne de plomb

le prix d'une tonne de plomb est déterminé d'après la formule métallurgique suivante :

$$V = 0,95 PT - F \quad \text{où}$$

$$F = F_{\text{rais de fusion}}$$

T = Teneur en Pb du minerai

P = prix d'une tonne de métal en lingot

F = est déterminé à la bourse de Londres = 17 £ = 164,5 DA

pour l'année 1973, quand le prix du métal dépasse 110 £/tm = 1076 DA, chaque livre supplémentaire est majorée par un frais de fusion

$$\text{égale à } 0,146 \text{ £} = 1,428 \text{ DA}$$

pour un concentré du plomb contenant des éléments précieux comme l'or et l'argent la formule précédente peut s'écrire (pour le gisement du Djebel Ichmoul, le minerai contient de l'argent)

$$V = 0,95PT + 0,96 (T_1 - 31)P_1 - F$$

P_1 = prix de l'argent T_1 = teneur en argent

$$P = 156,67 = 1535 \text{ DA / t}, \text{ cours de métal en lingot en 1973}$$

$$P_1 = 30,3 \text{ £/kg} = 294 \text{ DA/kg}$$

$$F = (1535 - 1076) 0,146 + 164,5 = 231,2 \text{ DA}$$

$$V = 0,95 \times 1535 \times 0,70 + 0,96 \times 294 \times 10^3 (97 - 31) - 231,2$$

$$V = 1039,43 - 231,2 = 808,2 \text{ DA}$$

-prix d'une tonne de barytine (qualité spath de forage, de poids spécifique=4,2 au minimum)=24 livre sterling=232 DA.

7.4.6 Calcul de Recette.

$$42100 \times 808,2 = 34,025 \text{ Millions de DA (prix de plomb)}$$

$$432000 \times 232 = 100,224 \text{ Millions de DA (prix de barytine)}$$

$$\text{Recette} = 100,224 + 34,025 = 134,249 \text{ Millions de DA}$$

7.4.7 Calcul des Frais

Les frais d'exploitation sont déterminés d'après la mission allemande on a fait la conversion de (DM) en DA pour l'année 1968 en prenant 1 DM=1,23 DA

Pour actualiser ces prix on a multiplié les prix convertis en DA par un coefficient = 1,3 pour retrouver les prix pour l'année 1973.

$$\text{Frais d'extraction} = 30,100,000 \times 1,3 = 39,1 \text{ Million de DA}$$

$$\text{Frais de préparation (Fraitement)} = 22,350,000 \times 1,3 = 29,0 \text{ Millions DA}$$

7.4.8. Amortissement :

$$\text{La longévité de la mine} = \frac{1002700}{100,000} = 10 \text{ ans.}$$

les investissements convertis pour l'exploitation sont déterminés d'être amortis en 8 ans . c.à.d, les 2 dernières années ne seront pas grévées par les amortissements.

Le taux d'amortissement :

$$r = \frac{q^n (q-1) 100}{q^n - 1} \quad \begin{array}{l} r = \text{taux d'amortissement annuel en \%} \\ q = 1 + \frac{P}{100} \text{ paiement des intérêts} \\ n = \text{durée} = 8 \text{ ans} \end{array}$$

$$r = \frac{(1,06)^{8 \times 6}}{(1,06)^8 - 1} = \frac{1,593 \times 6}{0,593} = 16,15 \% \text{ par an}$$

Les investissements calculés =

$$10,549000 \times 1,3 = 13,73 \text{ Millions de DA}$$

L'amortissement s'élève donc.

$$16,15 \% \times 8 \times 13,73 = 17,75 \text{ millions de DA}$$

$$\text{Frais totaux} = 29,0 + 29,1 + 17,75 = 95,85 \text{ DA}$$

$$\text{Gain} = 134,249 - 95,85 = 38,40 \text{ DA}$$

soit par tonne de T.V

$$\frac{38.400,000}{1002700} = 38,3 \text{ DA / t de T.V.}$$

Le gisement de Djebel Ichmoul est un gisement de dimensions réduites. Les réserves de la catégorie (B) ne constituent que 16 % de l'ensemble du gisement, le reste 84% des réserves sont des catégories probables et possibles (C_1, C_2).

La méthode d'exploitation la plus avantageuse pour ce gisement est la méthode de "Chambres et Piliers". Cette méthode ne demande pas des frais d'exploitation assez élevés.

Un traitement par flottation sélective de plomb et de barytine paraît le meilleur. Les essais de flottation effectués par deux laboratoires différents ont donné des résultats qui concordent sur la teneur et la récupération de concentré du plomb, par contre pour la barytine, il y a une différence dans la récupération.

Il est conseillé, dans le cas où l'on retient l'un des essais précédents, de faire une vérification sur des échantillons représentatifs, en utilisant une eau possédant la même composition chimique que celle qui se trouve sur place.

L'Etude de la rentabilité, faite par les deux missions allemande et russe, a conduit aux résultats différents, cela revient à la différence entre les concentrés obtenus ainsi que les frais d'exploitation prévus par chacun.

La présente étude de la rentabilité prévoit un gain de 38,3 DA/t du tout-venant, cette étude est basée sur les essais de flottation et les frais d'exploitation adoptés par la mission allemande.

On a réduit au cours du calcul 50% de la catégorie C_2 , 20% de la catégorie C_1 et 20% des réserves totales comme des pertes dues à l'exploitation par Chambres et Piliers.

Il est clair qu'on ne pourrait admettre ce résultat sauf dans le cas où les frais d'exploitation et les essais de flottation adoptés par la précédente mission sont reconfirmés.

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

- RAGUIN -Géologie des gîtes minéraux
- P.ROUTHIER -Gîtes métallifères
- BETEKHINE -Minéralogie descriptive
- BOKY -exploitation des mines
- PAUL PASCAL -Nouveau traité de chimie minérale
- Documents de la SONAREM
- Revue de l'industrie minérale

