



École Nationale Polytechnique  
Département de Génie Minier  
Laboratoire de Génie Minier

## Mémoire de Magister En : Génie Minier

Présenté par  
**MOUSSAOUI Elabas**  
Ingénieur d'état en Génie Minier de l'ENP

Intitulé

# Essais de valorisation du minerai Plombo-barytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna) par flottation

Soutenu publiquement le **27/10/2015** devant le jury composé de :

Président :	SEBAI Amar	Professeur	ENP, Alger
Rapporteur :	OULD HAMOU Malek	MCA	ENP, Alger
Examineurs :	DERAMCHI Karima	MCA	ENP, Alger
	MOHAMED AGUID Bachar Assed	MCB	ENP, Alger

**ENP 2015**

## Remerciements

*Je tiens à remercier tout d'abord «ALLAH» le tout puissant.*

*Arrivé au terme de ce travail, je tiens à remercier, énormément, tous ceux qui ont participé à l'élaboration de ce mémoire de Magister. Qu'ils trouvent ici ma profonde gratitude.*

*En premier lieu, j'adresse mes sincères remerciements à mon promoteur, Docteur OULDHAMOU Malek, pour m'avoir toujours fait confiance quant à la façon de mener mes travaux. Je le remercie également pour sa disponibilité, son aide, son soutien et ses qualités humaines. Je tiens à lui exprimer ma gratitude pour sa bienveillance pendant ces cinq années d'étude au sein du département Génie Minier, pour son travail effectué en tant que Chef de département et tout ce qu'il a fait pour le bien des étudiants.*

*Je remercie également, Pr. SEBAI, Dr DERAMCHI et M. AGUID du département Génie Minier, d'avoir accepté de juger ce travail. C'est un honneur de les compter parmi le jury de cette thèse.*

*Je souhaite également témoigner toute ma reconnaissance au Président Directeur Général de la SOMIBAR ; Monsieur BELHOCINE Ahmed ; pour avoir été la première personne qui m'a ouvert les portes de cette entreprise. M. BENTEYAB Nouar, M. HELLAL Elhilali et M. KECHROUD, pour leur accueil chaleureux, leur aide précieuse et leur conseils durant tout mon travail.*

*Ma reconnaissance la plus sincère aux enseignants du département Génie Minier, et de l'ENP en général, grâce à qui on est arrivé là.*

*À Mlle MERCHICHI Amira et M. MEZIANI Mustapha pour tout le bon travail qu'ils ont effectué au laboratoire du Génie Minier et pour les bons moments que nous avons passé ensemble.*

*Sans oublier Ammi SALAH, le père spirituel de tous les polytechniciens qui a toujours appliqué sa tâche avec abnégation et qui n'a jamais refusé son aide à qui que ce soit.*

***Pour ceux que j'aurais oubliés sans le vouloir Merci à tous***

## **Dédicaces**

**À ma mère, à mon père, qui ont tout fait  
pour que j'atteigne ce niveau**

**À mes sœurs**

**À mon petit frère**

**À toute ma famille**

**À M. MEFTAÏH Mohamed**

**À tous mes amis**

**À ma chère fiancée pour son soutien et  
son encouragement**

**Une spéciale dédicace à M. Saada « *que  
Dieu le miséricordieux ait pitié de son  
âme* »**

**À tous ceux avec qui je partage l'amitié,  
l'amour et le respect**

**El abas**

## ملخص:

هذا العمل يعرض نتائج دراسة حول تـثـمـين المعـدن الخـام للـبـاريـت و الرـصـاص في منجم إشمول بولاية باتنة. إنَّ استغلال هذا المنجم أصبح ضرورة في أيامنا نظرا لعدم تلبية العرض لمتطلبات السوق المحلية. هذا من جهة، و من جهة أخرى نظرا للمصالح الإقتصادية التي قد يوفرها هذان المنتجان.

الهدف من هذا العمل هو الحصول على منتجات تجارية للباريت و الرصاص و التي تـلـبـي حاجيات السوق الوطنية من حيث الكمية و النوعية و هذا باستعمال طريقة التعويم.

الكلمات المفتاحية: منجم – التثمين – التعويم – الباريت – الرصاص – إشمول – الحقل

## Résumé :

Ce travail présente les résultats d'une étude menée sur l'enrichissement du minerai plombobarytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna). L'exploitation de ce gisement devient une nécessité vu que la production nationale de baryte et de plomb est loin de satisfaire la demande locale en ces deux types de minerais, mais également vu l'intérêt économique que représentent leurs produits commerciaux.

L'objectif de cette étude est donc d'arriver à avoir des produits commerciaux de plomb et de baryte qui répondent à la demande du marché national de point de vue quantité et qualité en même temps en utilisant la méthode de flottation comme procédé d'enrichissement.

**Mots clés : mine – enrichissement – flottation – baryte – plomb – Ichemoul - gisement**

## ABSTRACT

This work presents the results of a study on the enrichment of lead-barium ore deposit of Ichemoul (W. Batna). The exploitation of this deposit becomes a necessity since local barite and lead producing is far from meeting national demand for both types of minerals, but also because of the economic interest represented by their commercial products.

The objective of this study is to achieve commercial products of lead and barium that respond the request of the National quantity and quality perspective market at the same time using the flotation method as enrichment process.

**Keywords: mine – enrichment – flottation – baryte – lead – Ichemoul - deposit**

# TABLE DE MATIERES

LISTE DE FIGURES.....	.....
LISTE DE TABLEAUX .....	.....
INTRODUCTION GÉNÉRALE .....	<b>1</b>
CHAPITRE 1 : GÉNÉRALITÉS SUR LE PLOMB ET LA BARYTE .....	<b>3</b>
I) LA BARYTE .....	3
1. Généralités sur la baryte .....	3
2. Propriétés fondamentales de la baryte .....	3
3. Applications industrielles de la baryte [9].....	5
3.1. Boues de forage.....	5
3.2. Charges minérales et pigments.....	5
3.3. Industrie chimique .....	5
3.4. Génie civil.....	5
3.5. Médecine, pharmacie .....	6
4. Le marché mondial de la baryte [9] .....	6
4.1. Production mondiale .....	6
4.2. Utilisation au niveau mondial .....	7
4.3. Prix sur le marché international .....	7
II) LE PLOMB.....	8
1. Généralités sur le plomb .....	8
2. Propriétés fondamentales du plomb .....	9
3. Applications industrielles du plomb [24] .....	10
4. Le marché mondial du plomb.....	12
CHAPITRE 2 : GÉNÉRALITÉS SUR LES MÉTHODES DE SÉPARATION .....	<b>16</b>
1. METHODE GRAVIMETRIQUE .....	16
2. SEPARATION MAGNETIQUE.....	17
3. LIXIVIATION .....	17
4. FLOTTATION.....	18
4.1. Les interfaces dans la flottation : [13] [5].....	19
4.2. Réactifs de flottation .....	20
4.3. Paramètres influant sur l'opération de flottation [13].....	23
4.4. Étapes de flottation en laboratoire .....	24
CHAPITRE 3 : PRÉSENTATION DE LA ZONE D'ÉTUDE.....	<b>26</b>
1. GENERALITES [8] .....	26
1.1. PRESENTATION DE L'EXPLOITANT [13].....	27
1.1.1. Groupe ENOF .....	27
1.1.2. Filiale SOMIBAR .....	28
1.1.3. Caractéristiques du projet [18] .....	28
1.2. LOCALISATION DE LA ZONE D'ETUDE [18] .....	28
2. STRATIGRAPHIE.....	30
3. TECTONIQUE .....	31
4. MORPHOLOGIE DES AMAS MINERALISES .....	32
5. DONNEES SUR LES TRAVAUX DE RECHERCHE .....	36
6. CONDITIONS TECHNOLOGIQUES ET MINIERES D'EXPLOITATION.....	37
6.1. Caractéristiques technologiques du minerai .....	38
6.2. Calcul de réserves .....	39

6.3.	Conclusion.....	44
7.	ÉTUDE D'ENRICHISSEMENT .....	49
7.1.	Données de base pour la laverie .....	49
7.1.1	Le minerai .....	49
7.1.2	Les caractéristiques du minerai qui influencent la concentration .....	50
7.2.	La description du procédé de concentration (Annexe D) .....	50
7.2.1.	Section concassage .....	50
7.2.2.	Section broyage.....	51
7.2.3.	Section flottation plomb .....	51
7.2.4.	Section flottation baryte.....	52
8.	ÉTUDE GEOLOGIQUE 2014.....	53
<b>CHAPITRE 4 : MÉTHODOLOGIE ET PROTOCOLES D'ESSAIS.....</b>		<b>55</b>
1.	L'ÉCHANTILLONNAGE .....	55
1.1.	<i>Méthode d'échantillonnage</i> .....	55
1.2.	<i>Plan d'échantillonnage</i> .....	56
2.	PRÉPARATION MECANIQUE.....	62
2.1.	<i>Le concassage</i> .....	62
2.2.	<i>Le broyage</i> .....	64
3.	ANALYSE GRANULOMETRIQUE.....	65
3.1.	<i>Homogénéisation et échantillonnage</i> .....	65
3.2.	<i>Analyse granulométrique</i> .....	66
4.	ANALYSES CHIMIQUES .....	68
5.	FLOTTATION.....	68
5.1.	<i>Réactifs de flottation</i> .....	68
5.1.1.	Type de réactifs utilisés .....	68
5.1.2.	Préparation des réactifs .....	69
5.2.	<i>Mode opératoire</i> .....	69
<b>CHAPITRE 5 : RÉSULTATS ET INTERPRÉTATIONS.....</b>		<b>73</b>
1.	ANALYSES CHIMIQUES .....	73
2.	ANALYSE GRANULOMETRIQUE .....	76
3.	ESSAIS DE FLOTTATION.....	85
3.1.	<i>Flottation sélective du plomb</i> .....	85
3.2.	<i>Flottation sélective de la baryte</i> .....	88
<b>CONCLUSION GÉNÉRALE.....</b>		<b>91</b>
<b>RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES .....</b>		<b>93</b>

# LISTE DE FIGURES

FIGURE 1 : REPARTITION DE LA PRODUCTION MONDIALE DE BARYTINE EN 2011 (SOURCE USGS « UNITED STATES GEOLOGICAL SURVEY ») [9] .....	6
FIGURE 2 : ÉVOLUTION ET REPARTITION DE LA PRODUCTION MONDIALE DE BARYTINE (EN KT) DEPUIS 2003 EN FONCTION DU PRIX DU PETROLE BRUT (EN US \$/BARRIL , SOURCE USGS) [9] .....	7
FIGURE 3 : UTILISATIONS INDUSTRIELLES DU PLOMB [20].....	11
FIGURE 4 : PRODUCTION MONDIALE DU PLOMB EN 2013 [22] .....	13
FIGURE 5 : PRODUCTION MONDIALE DU PLOMB RAFFINE EN 2013 [22].....	13
FIGURE 6 : CONSOMMATION MONDIALE DU PLOMB RAFFINE EN 2013 [22].....	14
FIGURE 7 : EVOLUTION DE LA PRODUCTION DE PLOMB EXTRAIT DANS DIFFERENTS PAYS [21].....	15
FIGURE 8 : BULLE D’AIR TRANSPORTANT LES MINERAIS SELECTIONNES [4] .....	19
FIGURE 9 : PROCEDE DE FLOTTATION [2] .....	19
FIGURE 10 : GALERIE XIV AMAS 3	26
FIGURE 11 : GALERIE XVI AMAS 3	26
FIGURE 12 : GALERIE XX AMAS 5	26
FIGURE 13 : SCHEMA REPRESENTATIF DU GROUPE MANAL .....	27
FIGURE 14 : SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT ICHEMOUL (BATNA) .....	29
FIGURE 15 : PERIMETRE MINIER ET INFRASTRUCTURES ENVIRONNANTES.....	29
FIGURE 16 : COUPE A TRAVERS LES PRINCIPAUX CORPS MINERALISES (ANNEXE A) .....	38
FIGURE 17 : PROJECTION HORIZONTALE DES RESERVES DANS LE BLOC C-V (ANNEXE B).....	48
FIGURE 18 : PLAN TOPOGRAPHIQUE DE LA CARRIERE AVEC SCHEMATISATION DES AMAS MINERALISES (ANNEXE C) .....	49
FIGURE 19 : IMPLANTATION DES SONDAGES DANS LE CADRE DU PROGRAMME DE RECHERCHE 2014.....	53
FIGURE 20 : METHODE D’ECHANTILLONNAGE PAR ECAILLES .....	55
FIGURE 21 : GALERIE 12	57
FIGURE 22 : GALERIE 13	57
FIGURE 23 : GALERIE 14 .....	57
FIGURE 24 : GALERIE 15.....	57
FIGURE 25 : GALERIE 16.....	57
FIGURE 26 : GALERIE 17.....	58
FIGURE 27 : GALERIE 18.....	58
FIGURE 28 : GALERIE 10.....	59
FIGURE 29 : GALERIE 7.....	59
FIGURE 30 : GALERIE 6.....	60
FIGURE 31 : GALERIE 5.....	60
FIGURE 32 : GALERIE 4.....	61
FIGURE 33 : GALERIE 3.....	61
FIGURE 34 : CONCASSEUR A MACHOIRES.....	63
FIGURE 35 : CONCASSEUR A CONE.....	63
FIGURE 36 : BROYEUR A CYLINDRES .....	64
FIGURE 37 : BROYEUR PLANETAIRE .....	65
FIGURE 38 : LES ETAPES DE QUARTAGE.....	66
FIGURE 39 : REPRESENTATION DES PARTIES DE CHAQUE AMAS SELON LEURS UTILISATIONS .....	66
FIGURE 40 : TAMISEUSE .....	67
FIGURE 41 : CELLULE DE FLOTTATION .....	69
FIGURE 42 : COURBE GRANULOMETRIQUE DES TAMISAT DE L’AMAS 1 .....	76
FIGURE 43 : HISTOGRAMME DE REPARTITION DE RENDEMENT PONDERAL.....	77
FIGURE 44 : COURBE GRANULOMETRIQUE DES TAMISAT DE L’AMAS 2.....	78
FIGURE 45 : HISTOGRAMME DE REPARTITION DE RENDEMENT PONDERAL .....	79
FIGURE 46 : COURBE GRANULOMETRIQUE DES TAMISAT DE L’AMAS 3.....	80
FIGURE 47 : HISTOGRAMME DE REPARTITION DE RENDEMENT PONDERAL.....	81
FIGURE 48 : COURBE GRANULOMETRIQUE DES TAMISAT DE L’AMAS 4.....	82
FIGURE 49 : HISTOGRAMME DE REPARTITION DE RENDEMENT PONDERAL.....	83

FIGURE 50 : COURBES GRANULOMETRIQUES DES 4 AMAS .....	84
FIGURE 51 : PRODUIT DE MOUSSE FLOTTATION PLOMB .....	86



## Liste de tableaux

<b>TABLEAU 1 : PROPRIETES PHYSICO-CIMIQUES DE LA BARYTE.....</b>	<b>4</b>
TABLEAU 2 : PRIX DES PRINCIPALES VARIETES DE BARYTINE SELON QUALITE SUR LE MARCHE INTERNATIONAL ET EVOLUTION 2000 – 2013 (D’APRES INDUSTRIAL MINERALS) .....	8
TABLEAU 3 : PRINCIPAUX MINERAIS DU PLOMB [14].....	10
TABLEAU 4 : TABLEAU COMPARATIF ENTRE LA PRODUCTION ET LA CONSOMMATION DU PLOMB EN 2004 [21] .....	15
TABLEAU 5 : PRINCIPAUX PARAMETRES DE FLOTTATION EN LABORATOIRE [5] .....	25
TABLEAU 6 : GALERIES DU GISEMENT D’ICHEMOUL .....	26
TABLEAU 7 : COORDONNEES UTM DE LA ZONE D’ETUDE .....	29
TABLEAU 8 : RESULTAT DU CALCUL DE RESERVES DU GISEMENT DE DJEBEL ICHEMOUL.....	41
TABLEAU 9 : REPARTITION DES RESERVES DE MINERAIS PLOMBO-BARYTIQUES SUIVANT LES AMAS DE MINERAIS .....	42
TABLEAU 10 : CHANGEMENT DE RESERVES.....	42
TABLEAU 11 : RESERVES GEOLOGIQUES DU GISEMENT D’ICHEMOUL.....	43
TABLEAU 12 : TRAVAUX DE RECHERCHE EFFECTUES .....	45
TABLEAU 13 : TRAVAUX DE RECHERCHE SUR L’AMAS 1 ET LEURS RESULTATS .....	45
TABLEAU 14 : TRAVAUX DE RECHERCHE SUR L’AMAS 2 ET LEURS RESULTATS .....	46
TABLEAU 15 : TRAVAUX DE RECHERCHE SUR L’AMAS 3 ET LEURS RESULTATS .....	46
TABLEAU 16 : TRAVAUX DE RECHERCHE SUR L’AMAS 4 ET LEURS RESULTATS .....	47
TABLEAU 17 : TRAVAUX DE RECHERCHE SUR L’AMAS 5 ET LEURS RESULTATS .....	47
TABLEAU 18 : REPARTITION DES ECHANTILLONS PAR AMAS .....	62
TABLEAU 19 : CARACTERISTIQUE DE LA MASSE BROYANTE.....	64
TABLEAU 20 : REACTIFS DE FLOTTATION .....	69
TABLEAU 21 : PARAMETRES DES ESSAIS DE FLOTTATION.....	70
TABLEAU 22 : RESULTATS DES ANALYSES DES ECHANTILLONS A L’ORGM.....	73
TABLEAU 23 : TENEURS DES MINERAIS UTILES DANS LES AMAS DU GISEMENT D’ICHEMOUL .....	74
<b>TABLEAU 24 : RESULTATS D’ANALYSES EFFECTUES PAR SONAREM.....</b>	<b>74</b>
<b>TABLEAU 25 : ANALYSE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 1 .....</b>	<b>76</b>
TABLEAU 26 : CARACTERISTIQUES DE LA COURBE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 1 .....	77
TABLEAU 27 : ANALYSE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 2 .....	78
TABLEAU 28 : CARACTERISTIQUES DE LA COURBE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 2.....	79
TABLEAU 29 : ANALYSE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 3 .....	80
TABLEAU 30 : CARACTERISTIQUES DE LA COURBE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 3.....	81
TABLEAU 31 : ANALYSE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 4 .....	82
TABLEAU 32 : CARACTERISTIQUES DE LA COURBE GRANULOMETRIQUE DE L’AMAS 4.....	83
TABLEAU 33 : RESULTATS DES ESSAIS DE FLOTTATION DE PLOMB .....	86
TABLEAU 34 : RESULTATS DES ANALYSES DES CONCENTRES DE FLOTTATION AU CETIM .....	87
TABLEAU 35 : RECAPITULATION DES RESULTATS DES ESSAIS DE FLOTTATION .....	87
TABLEAU 36 : RESULTATS DES ESSAIS DE FLOTTATION DE LA BARYTE .....	88
TABLEAU 37 : RESULTATS DES ANALYSES DES CONCENTRES DE FLOTTATION A L’ORGM .....	90

## **INTRODUCTION GÉNÉRALE**

L'Algérie regorge des ressources minérales diverses (Or, phosphate, fer, plomb, zinc, baryte ...) distribuées en gisements et indices selon leur exploitabilité de point de vue technico-économique. Parmi ces ressources minérales on cite le plomb et la baryte qui sont utilisés dans plusieurs secteurs industriels tels que le revêtement des câbles, l'isolation sonore et optique, fabrication de verre de céramique de PVC et dans les batteries ... pour le premier et dans le secteur pétrolier comme boue de forage ou comme charge dans l'industrie de fabrication des produits chimiques pour le second.

L'industrie minière en Algérie comporte deux sites exploités pour la baryte à savoir le gisement de Boucaïd à Tissemsilt et le gisement d'Ain Mimoun à Khenchla. Par contre pour le plomb, on ne cite aucun gisement en activité actuellement (les gisements de Kherzat Youcef et d'El Abed sont à l'arrêt depuis longtemps). Il existe en revanche deux gisement qui sont en phase d'étude et de développement qui vont servir pour l'extraction du plomb et de la baryte à savoir le gisement de Oued Amizour à Bejaïa pour le premier et le gisement Draïssa à Bechar pour le second qui permettront d'agrandir nos capacités productives en ces deux types de minerais.

Il existe un troisième site prometteur qui englobe les deux types de minerais qui est le gisement d'Ichemoul à Batna qui a connu une exploitation de plomb durant la période coloniale et qui fera l'objet de cette étude.

Ce travail englobe deux grandes parties ; théorique et pratique comportant 5 chapitres allant des généralités sur les deux types de minerais et les méthodes de séparation ainsi que la zone d'étude pour la première partie à la méthodologie et protocoles de travail ainsi que les résultats et interprétation pour la seconde pour finir à la fin avec une conclusion générale.

L'objectif de cette étude est d'arriver à avoir des produits commerciaux de plomb et de baryte qui répondent à la demande du marché national de point de vue quantité et qualité en utilisant la méthode de flottation comme procédé d'enrichissement.

# Partie 1

# synthèse théorique

## INTRODUCTION

La première partie de ce travail consiste en une synthèse bibliographique qui regroupe les résultats des anciennes études sur le plomb et la baryte dans le premier chapitre, des généralités sur les méthodes de séparation des minerais dans le deuxième chapitre avec plus de détails sur la flottation et enfin une présentation de la zone d'étude à savoir le gisement d'Ichemoul dans le troisième chapitre.

## CHAPITRE 1 : GÉNÉRALITÉS SUR LE PLOMB ET LA BARYTE

### I) La baryte

#### 1. Généralités sur la baryte

La barytine ( $\text{BaSO}_4$ ) est le principal minéral de baryum exploité et produit en grande quantité au niveau mondial, en tant que matière première et produits dérivés, pour ses propriétés particulières et ses nombreuses applications industrielles.

Les propriétés de la barytine, haute densité, inertie chimique, indice de blancheur élevé, permettent de très nombreuses applications dans des domaines industriels variés : chimie, pharmacie, médecine, charges minérales, boues de forages d'hydrocarbures, génie civil et BTP. [10]

#### 2. Propriétés fondamentales de la baryte

La barytine désigne le sulfate de baryum naturel  $\text{BaSO}_4$ , minéral de densité élevée, dont le nom dérive du grec βαρύς (Barys : lourd).

La barytine est utilisée essentiellement, au niveau mondial, en tant qu'additif dans les boues de forage, mais aussi dans de nombreuses autres industries, du fait de ses propriétés et particularités: haute densité (4,48 à 26°C), blancheur élevée, faible abrasivité, neutralité chimique, point de fusion élevé (1580°C).

En anglais, la barytine est appelée «baryte» ou «barite». En français, le terme «baryte» désigne l'oxyde de baryum  $\text{BaO}$ , produit obtenu par synthèse. Il convient donc de ne pas confondre ces deux appellations, scientifiques et commerciales. [9]

Le tableau ci après résume les propriétés de ce type de minerais : [11]

Tableau 1 : propriétés physico-chimiques de la baryte

<b>Identification</b>	
<b>Masse formulaire</b>	233,39 ± 0,013 uma Ba 58,84 %, O 27,42 %, S 13,74 %
<b>Couleur</b>	incolore, parfois blanc, jaune
<b>Classe cristalline et groupe d'espace</b>	dipyramidale Pnma
<b>Système cristallin</b>	orthorhombique
<b>Réseau de Bravais</b>	Primitif P
<b>Clivage</b>	parfait sur {001} et {210}, bon sur {010}
<b>Cassure</b>	irrégulière, conchoïdale
<b>Habitus</b>	cristaux aplatis selon (001), parfois lamellaires
<b>Échelle de Mohs</b>	3 - 3,5
<b>Trait</b>	blanc
<b>Éclat</b>	vitreux à résineux
<b>Propriétés optiques</b>	
<b>Indice de réfraction</b>	$\alpha=1,634-1,637$ $\beta=1,636-1,638$ $\gamma=1,646-1,648$
<b>Pléochroïsme</b>	incolore
<b>Biréfringence</b>	$\Delta=0,012$ ; biaxe positif
<b>Dispersion</b>	$2v_z \sim 36 - 38^\circ$
<b>Fluorescence ultraviolet</b>	oui et thermoluminescence
<b>Transparence</b>	transparent, translucide à opaque
<b>Propriétés chimiques</b>	
<b>Densité</b>	4,48
<b>Température de fusion</b>	décomposition : 1 600 °C
<b>Fusibilité</b>	fond à la flamme et donne une boule blanche
<b>Solubilité</b>	soluble dans HI. dans H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> concentré chaud
<b>Comportement chimique</b>	colore la flamme en rouge carmin
<b>Propriétés physiques</b>	
<b>Magnétisme</b>	aucun
<b>Radioactivité</b>	aucune

### 3. Applications industrielles de la baryte [9]

Au niveau mondial, la barytine est surtout destinée à la confection de boues de forages pour la recherche pétrolière et gazière. Les utilisations dans le génie civil, en chimie et comme charge minérale, moindres en volume, jouent un rôle important dans de nombreuses industries.

#### 3.1. Boues de forage

La barytine est utilisée en premier lieu dans la préparation de boues lourdes (augmentation de la densité des boues à base de bentonite) dans les forages profonds de recherche d'hydrocarbures, liquides et gazeux, de «gaz de schiste», éventuellement dans les forages géothermiques.

Ses propriétés de colmatage permettent un meilleur contrôle des émissions de fluides sous haute pression, et de maîtriser ainsi les arrivées d'eau, de saumures ou d'hydrocarbures lors de la foration.

Par ailleurs, les boues barytées permettent d'alléger le poids du train de tige. L'utilisation de la barytine est cependant déconseillée dans les forages hydrologiques et géothermiques, les aquifères risquant d'être colmatés de façon définitive.

Son utilisation et sa mise en œuvre sont assez complexes, car il faut calculer la contre-pression à appliquer sur le terrain en fonction de la profondeur et de la pression d'arrivée des fluides et de leur nature, et donc la concentration à utiliser, puis bien maîtriser l'injection des boues pour éviter que la barytine ne se dépose dans le forage.

#### 3.2. Charges minérales et pigments

Le deuxième usage le plus important de la barytine est le domaine des charges minérales pour papiers, peintures, plastiques et caoutchoucs. Le marché automobile est le premier consommateur de ces produits sous forme d'insonorisant (tapis et caisses d'habitacle) et autres composants (plaquettes de frein, ...).

#### 3.3. Industrie chimique

La barytine est à la base d'une chimie dont les produits, sous forme de composés de baryum (acétate, carbonate, chlorure, oxyde et hydroxyde, nitrate) sont utilisés dans de très nombreux secteurs industriels : papeterie et papier photographique, verres, céramiques et émaux, traitement des métaux, lubrifiants, épuration des eaux industrielles, pyrotechnie, ...

#### 3.4. Génie civil

La barytine est utilisée dans la confection de bétons lourds et de briques barytées, ayant une masse volumique de 3200 kg/m<sup>3</sup> (contre 2300 kg/m<sup>3</sup> pour un béton classique), permettant la réalisation d'ouvrages de protection contre les radiations (rayons X, rayons gamma et autres rayons radioactifs), ou de culées et de contrepoids. Les plâtres barytés sont aussi utilisés dans la réalisation de parois de protection aux RX (rayons X).

### 3.5. Médecine, pharmacie

La barytine est utilisée pour la confection de solutions barytées, servant d'agents de contraste aux RX en radiologie, pour établir des diagnostics médicaux. La barytine pure n'a aucune toxicité pour l'homme (contrairement à certains produits chimiques obtenus à base de baryum).

## 4. Le marché mondial de la baryte [9]

### 4.1. Production mondiale

La production mondiale a atteint 8,37 Mt en 2011 (Figure 1). La Chine domine le marché en fournissant près de la moitié de la production (4,1 Mt). Viennent ensuite l'Inde (1,35 Mt, 16 %), les États-Unis (0,7 Mt, 8%) et le Maroc (0,6 Mt, 7%). Dans chacun de ces pays, les réserves sont relativement importantes (> 30 Mt, mais mal connues dans l'ensemble), celles de la Chine risquant de s'épuiser rapidement au rythme actuel de production (consommation intérieure en forte hausse, exportations importantes mais en baisse).

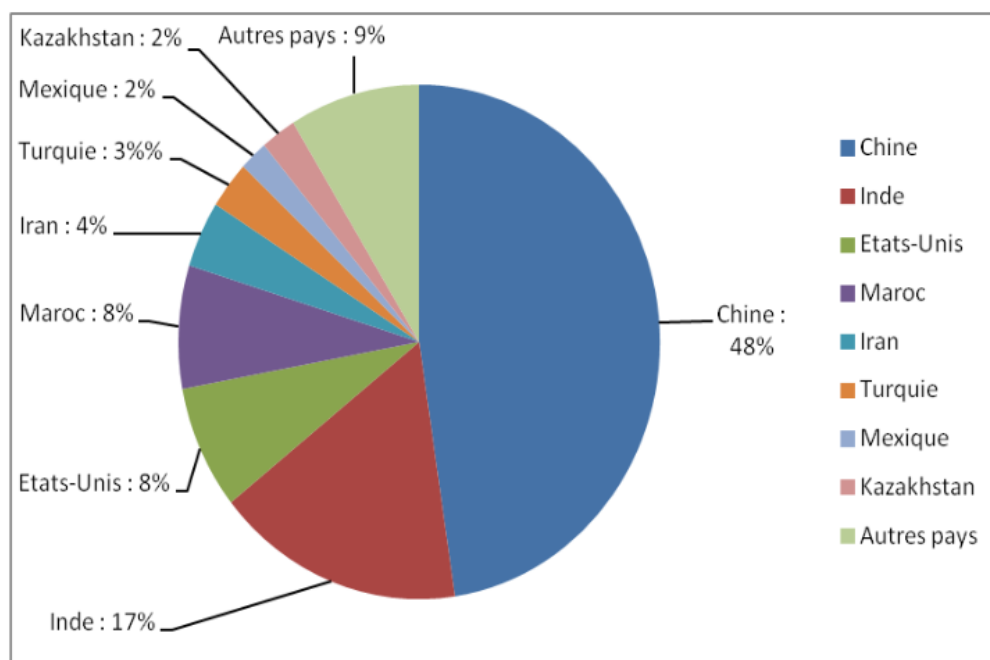


Figure 1 : Répartition de la production mondiale de barytine en 2011 (source USGS « United States Geological Survey ») [9]

Cette production, qui semble se stabiliser à un peu plus de 8 Mt depuis 2010, voit la part de la Chine diminuer (par rapport à 2009 où elle était de 52 %), tandis que celle de l'Inde et du Maroc ont légèrement augmenté, celle des USA restant stable (estimations USGS 2011).

Les producteurs secondaires, l'Iran, le Kazakhstan, la Turquie et le Mexique ont notablement augmenté leur production, les deux premiers pays étant par ailleurs des producteurs importants de gaz et de pétrole, pour lesquels les forages de recherche sont consommateurs de barytine.

La production des pays européens est faible, de l'ordre de 200 kt/an, dont 65 kt pour la Russie. L'Union Européenne a donc un rôle mineur dans la production mondiale : le principal producteur est actuellement le Royaume-Uni (50 kt/an, comme sous-produit de l'exploitation

de fluorine des «Northern Pennines» et comme production principale du site dédié d'Aberfeldy en Écosse) mais les réserves du pays sont faibles. La production des autres pays (Bulgarie, Slovaquie, Italie) a fortement diminué depuis la fin des années 2000 (de 50000 t en 2008 à 500 t en 2011 pour la Bulgarie par exemple, source BGS 2011).

#### 4.2. Utilisation au niveau mondial

Au niveau mondial, environ 80% de la barytine est utilisée pour les forages pétroliers (boues lourdes), 10% comme minéral de charge (peintures, plaquettes de freins, insonorisant pour les automobiles) et dans le BTP (briques barytées et bétons lourds, et 10 % dans la chimie du baryum (verres spéciaux surtout) et la métallurgie.

Les USA sont le plus important pays consommateur, environ 3 Mt/an (2,7 Mt en 2013), devant la Chine (1,45 Mt) et les états du Golfe (0,7 Mt). Les statistiques sont difficiles à établir, dans la mesure où les pays qui sont à la fois producteurs d'hydrocarbures et de barytine ajustent souvent leur production de barytine en fonction de leur activité de recherche pétrolière, pour un marché national restant captif (exemple en Algérie où la production de barytine est destinée aux sondages pétroliers du Sahara). On note dans l'ensemble, au cours de la dernière décennie, une corrélation entre le prix du pétrole brut sur le marché mondial et l'augmentation de la production de barytine, avec des fluctuations liées aux ralentissements ou aux reprises de l'exploration pétrolière (Figure 2).

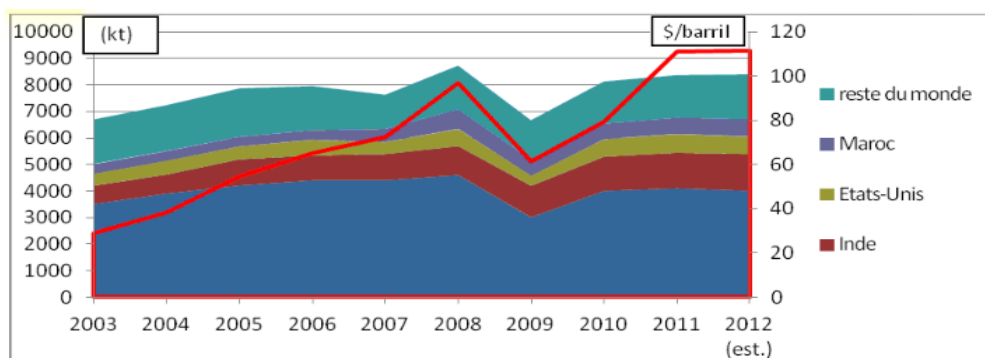


Figure 2 : Évolution et répartition de la production mondiale de barytine (en kt) depuis 2003 en fonction du prix du pétrole brut (en US \$/barril, source USGS) [9]

#### 4.3. Prix sur le marché international

Les prix de la tonne de barytine sur le marché international varient suivant les utilisations et la qualité exigée. À fin 2013, ils s'établissent comme suit, d'après Industrial Minerals:

-pour la barytine utilisée dans les boues de forage, la fourchette des prix de base à la tonne se situe entre 130 et 170 \$ US;

-la barytine utilisée dans les diverses industries (charges plastiques, bétons lourds) se négocie entre 160 et 180 \$ US/t;

-la barytine blanche utilisée comme charge dans les peintures (granulométrie 350 µm, teneurs de 96-98 % BaSO<sub>4</sub>), ainsi que pour l'industrie chimique, est vendue entre 315 et 400 \$ US/t.

Le tableau suivant montre l'évolution des prix des principales qualités de barytine utilisées industriellement entre 2000 et 2013 (Tableau 2).



**Tableau 2 : Prix des principales variétés de barytine selon qualité sur le marché international et évolution 2000 – 2013 (d'après Industrial Minerals)**

<b>BARYTINE</b>	<b>broyée pour forages</b>	<b>qualité chimique</b>	<b>qualité charge</b>
Prix en 2000	40/50 \$/t	75/85 \$/t	220 \$/t
Prix fin 2013	109/158 \$/t	167/180 \$/t	235/400 \$/t
Augmentation sur la période	270 - 315 %	210 - 220 %	105 – 180 %

Ce tableau succinct permet de vérifier que la forte demande au niveau mondial dans le domaine de l'exploration pétrolière a provoqué en 13 ans le triplement du prix de la barytine pour boues de forage, alors que pour la barytine de qualité chimique/charges minérales les augmentations ont été moins fortes, mais néanmoins significatives.

Dans l'ensemble, si l'on considère la répartition selon les marchés pour les différents secteurs de consommation (80% pour les forages, 20% autres utilisations) et en raisonnant en monnaie constante, les prix moyens de la barytine sur le marché international sont environ deux fois plus élevés en 2013 qu'au début des années 2000.

## **II)Le plomb**

### **1. Généralités sur le plomb**

Les métaux lourds ou éléments traces métalliques se trouvent dans la croûte terrestre. Ce sont des constituants naturels dans les roches et dans les gisements minéraux. Généralement, ces éléments sont présents à de faibles teneurs (à l'état de traces, moins de 0.1%) dans les sols, les sédiments, les eaux de surface et les organismes vivants.

Ces faibles concentrations en métaux lourds constituent le fond géochimique d'un certain environnement. Ce fond qui se définit par la teneur naturelle ou originelle en éléments traces dans un sol en absence de tout processus d'apport ou d'exportation vers ou hors d'un site considéré.

Toutefois, des facteurs anthropiques comme l'activité minière, peuvent générer une augmentation considérable des concentrations en métaux dans les eaux et les sédiments de la région affectée, alors dans ce cas ces éléments peuvent être considérés comme des éléments majeurs dans le milieu étudié. [12]

Le plomb est l'un des premiers métaux utilisés par l'humanité. Ses propriétés physiques et chimiques étaient déjà connues dans les civilisations les plus anciennes. Les usages du plomb au cours des cinq millénaires se sont développés régulièrement. Mais ce n'est qu'à partir du XIX siècle que la consommation et l'exploitation des mines ont pris un rythme industriel. [24]

## 2. Propriétés fondamentales du plomb

Le plomb est un élément chimique de la famille des cristallogènes, de symbole Pb et de numéro atomique 82. Il s'agit d'un produit de la désintégration naturelle de l'uranium.

Le Pb natif est rare, et dû à son caractère chalcophile il est associé au gisement de sulfures ; on l'extrait de sa source minérale principale, la galène (PbS) qui en contient 86.6% en poids, mais aussi des minerais associés aux Zn (la sphalérite), à l'argent et le plus abondamment au cuivre. D'autres variétés communes sont la cérusite (PbCO<sub>3</sub>) et l'anglésite (PbSO<sub>4</sub>). La stabilité de ces minéraux est régie par les conditions environnementales. [12]

Le plomb, de masse atomique 207.21 se trouve dans le groupe IV de la classification périodique. Il a une couleur gris bleuâtre particulière et un éclat métallique prononcé. À l'air il perd cet éclat, et sa surface devient gris terne. C'est un métal mou, rayable à l'ongle. Il peut être facilement laminé. La présence d'impuretés augmente sa dureté. Il a une bonne résistance à la corrosion atmosphérique et à l'attaque par de nombreux acides.

Point de fusion : 327,4 °C

Point d'ébullition : 1740 °C

Densité : 11,34 à 20 °C ; 10,302 à 602°C. [24]

Le plomb a deux états d'oxydation 2+ et 4+. L'état tétravalent est un très fort oxydant, mais il n'est pas fréquent dans l'environnement, en revanche l'état divalent est le plus stable dans l'environnement (Jambor et al., 2000). Pb<sup>2+</sup> en solution dans les eaux naturelles va être complexé par les carbonates, parce que ces eaux se trouvent en général dans un domaine de pH entre 6 à 8 unités. Toutefois dans les eaux acides, Pb sera associé aux sulfates (PbSO<sub>4</sub>), alors que pour des pH élevés (plus de 8 unités) Pb se trouvera sous forme complexe avec des hydroxydes. Toutefois, la spéciation peut varier de manière importante en fonction des concentrations en chlore et phosphore (Nriagu, 1978). [12]

L'intérêt industriel que l'on porte au plomb est conditionné par ses propriétés physiques et chimiques. Parmi elles, on peut citer sa malléabilité, sa mollesse, un grand poids spécifique, et une stabilité chimique élevée. [15]

Le plomb est dispersé dans l'écorce terrestre sous forme d'environ 170 espèces minéralogiques différentes dont les principales sont la galène et la cérusite.

- **Galène :**

Sulfure de plomb (PbS), elle est surtout d'origine filonienne et parfois provient d'imprégnations dans les calcaires ou dolomie. Elle cristallise dans le système cubique (cubes ou octaèdres) de densité 7,5 et de dureté 2,5 sur l'échelle de Mohs. Dans les minerais purs, elle se présente souvent sous forme de gros cristaux friables. La composition de ces cristaux s'approche beaucoup de la composition stœchiométrique idéale : Pb 86,6% et S 13,4%.

En général, la cristallisation est fine, surtout quand la galène se trouve à l'état mixte, associé avec de la blende ou de la pyrite. La plupart des gisements que l'on exploite actuellement sont des gisements polymétalliques (blende, galène, pyrite).

Les galènes sont souvent partiellement oxydées dans les mines de surface, et l'on y trouve de la cérusite (PbCO<sub>3</sub>) et de l'anglésite (PbSO<sub>4</sub>).

La gangue est de constitution très variable : quartzreuse, calcaire, dolomitique et barytique.

Outre la blende et la pyrite, les galènes contiennent sous forme d'impuretés, du cuivre, du bismuth, de l'arsenic, de l'antimoine et parfois du cadmium, de l'étain, des tellures et de thallium.

Les galènes sont généralement plus ou moins argentifères et quelques fois aurifères quand elles contiennent de pyrite aurifère.

- **Cérusite :**

Carbonate neutre et anhydre ( $PbCO_3$ ), elle se présente sous forme de cristaux en masse compacte à la partie supérieure des filons plombifères. Elle est souvent associée à la smithsonite ( $ZnCO_3$ ) et à la sidérose ( $FeCO_3$ ).

La gangue est généralement dolomitique. La cérusite a une densité variant de 6,4 à 6,5 et une dureté de 3 à 3,5 sur l'échelle de Mohs et renferme 77,52% de plomb.

- Autres minerais : parmi les nombreuses autres formes minéralogiques on peut citer :
  - L'anglésite : sulfate de plomb ( $PbSO_4$ ) renferme 68,3% de plomb.
  - La Wulfénite :  $PbMgO_4$  : renferme 55,8% de plomb. [24]

Tableau 3 : principaux minerais du plomb [14]

minéral	formule chimique	teneur en plomb (%)	densité (Kg/m <sup>3</sup> )
galène	$PbS$	86,6	7400-7600
gérusite	$PbCO_3$	77,5	6400-6600
anglissite	$PbSO_4$	68,3	6100-6400
voulphénite	$PbMgO_4$	55,8	6300-7000

### 3. Applications industrielles du plomb [24]

Le plomb et ses alliages sont à la base de nombreuses industries, à savoir :

- Les accumulateurs : depuis son découvert, l'accumulateur au plomb a vu son emploi croître au fil des années. Cette augmentation est directement liée au développement de l'industrie automobile qui absorbe une grande portion de la production des accumulateurs.

Le plomb dans les accumulateurs est utilisé sous deux formes : les plaques en alliages de plomb (principalement le plomb antimoneux) et la matière active en oxyde de plomb.

- Les câbles : pour les câbles de moyenne et de basse tension, la consommation du plomb est fortement diminuée ces dernières années.

Il a été progressivement remplacé par les matières plastiques et l'aluminium. Et pour les câbles à haute et très haute tension, le plomb reste, par contre, le matériau privilégié grâce à sa résistance à l'action corrosive des sols plus ou moins humides.

- Laminés ou tables de plomb : employés surtout dans l'industrie chimique pour chambre de plomb à acide sulfurique, revêtement de cuves, cellules et anodes d'électrolyse.

Le laminé sert également pour l'insonorisation, et comme protection contre les rayons X et autres radiations. Enfin il sert dans le bâtiment comme couverture, radiers de terrasses ou balcons.

- Tuyaux : ils se soudent et se travaillent facilement. Ils sont employés dans l'industrie chimique surtout dans celle de l'acide sulfurique et dans le bâtiment. Les tuyauteries en plomb constituent un excellent moyen antiphonique pour l'écoulement des liquides.
- Sphères de plomb : la densité élevée de plomb en fait un matériau de choix pour la fabrication du plomb de chasse.
- Capsules et tubes.
- Alliages : outre les alliages signalés pour les plaques d'accumulateurs, nous pouvons citer :
  - Plomb-étain pour les soudures
  - Plomb-antimoine-étain pour caractère d'imprimerie et antifriction.
- Usages chimiques :
  - Oxydes et dérivés : le minium ( $Pb_3O_4$ ) et la litharge ( $PbO$ ) sont utilisés dans les secteurs suivants : céramique, peinture, anticorrosive, pigments, stabilisants pour les plastiques.
  - Le plomb tétraéthyl : ajouté à l'essence, cet antidétonant puissant permet d'améliorer le rendement des moteurs.

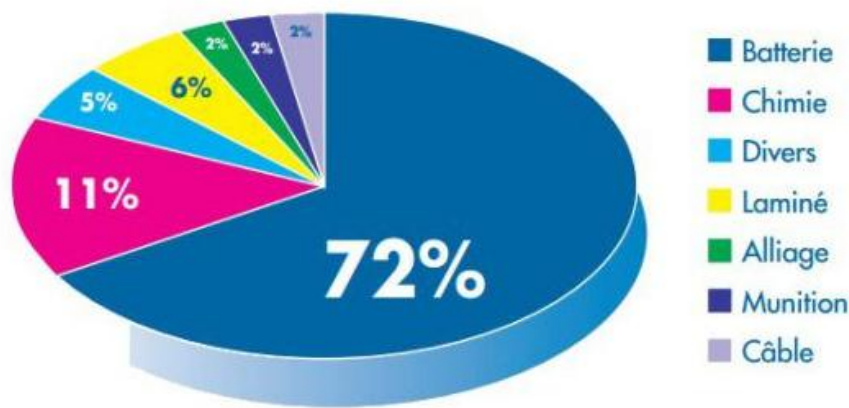


Figure 3 : utilisations industrielles du plomb [20]

#### 4. Le marché mondial du plomb

On produit plus de 146 kilos de plomb chaque seconde dans le monde, soit plus de 4,62 millions de tonnes par an. Au rythme de la consommation actuelle de plomb, il reste 22 années de réserves de plomb qui est une ressource non renouvelable.

##### ■ Production de plomb dans le monde

- Production minière en 2011\* (en métal contenu) :

Elle est de 4,62 millions de tonnes, dont : Chine : 51%, Australie : 12%, Europe : 8%, États-Unis : 7%, Pérou : 5%. (En 2010 : 4,21 millions de tonnes).

- Production de plomb raffiné en 2011\* :

Elle est de 10,38 millions de tonnes, dont : Chine : 45%, Europe : 17%, États-Unis : 12%, Inde : 4%, Corée du Sud : 4%. (En 2010 : 9,68 millions de tonnes).

- Consommation de plomb raffiné en 2011\* :

Elle est de 10,22 millions de tonnes, dont : Chine : 45%, Europe : 16%, États-Unis : 15%, Inde : 4%, Corée du Sud : 4%. (En 2010 : 9,68 millions de tonnes).

- Stocks de report en fin d'année 2011\* :

Il est de 622.000 tonnes pour une quantité de 446.000 tonnes en 2010.

En 2006, la consommation mondiale de plomb était de 7 950 600 tonnes. En 2006 la production minière de plomb était de 3,54 millions t.

##### ■ Les réserves mondiales de plomb

Il y a un stock de 79 millions de tonnes de plomb sur Terre.

Les réserves de plomb connues sont surtout en Australie (30%), en en Chine (14%) et aux USA (10%)

##### ■ Le recyclage du plomb

On parle d'un taux de recyclage de 56%.

Le Marché du Plomb s'appuie sur le recyclage pour 56% du total du plomb consommé dans le monde en 2013. Le taux de récupération du *plomb* est important (environ de 55% à 70% de la *consommation*) car il est facile de récupérer le *plomb* des batteries.

Le plomb est coté en bourse : London Metal Exchange (LME), en USD/tonne. [23]

Le marché du plomb a terminé l'année 2013 avec un surplus de 22 kt, selon les données préliminaires de l'International Lead and Zinc Study Group (ILZSG, février 2014). [22]

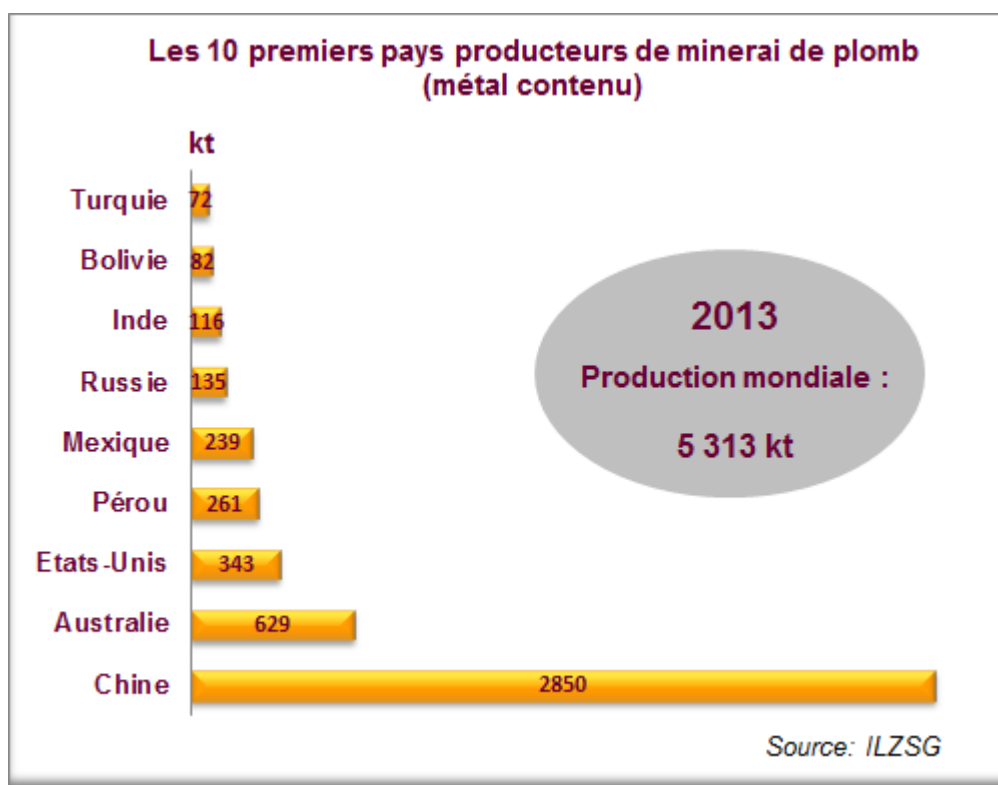


Figure 4 : production mondiale du plomb en 2013 [22]

La production minière mondiale de plomb a augmenté de 6,4% (5 313 kt) par rapport à 2012 en raison d'une augmentation notable en Chine (2 850 kt) et en Australie (629 kt) avec, en particulier, la réouverture de la mine de Paroo Station en Australie Occidentale (anciennement mine de Wiluna). [22]

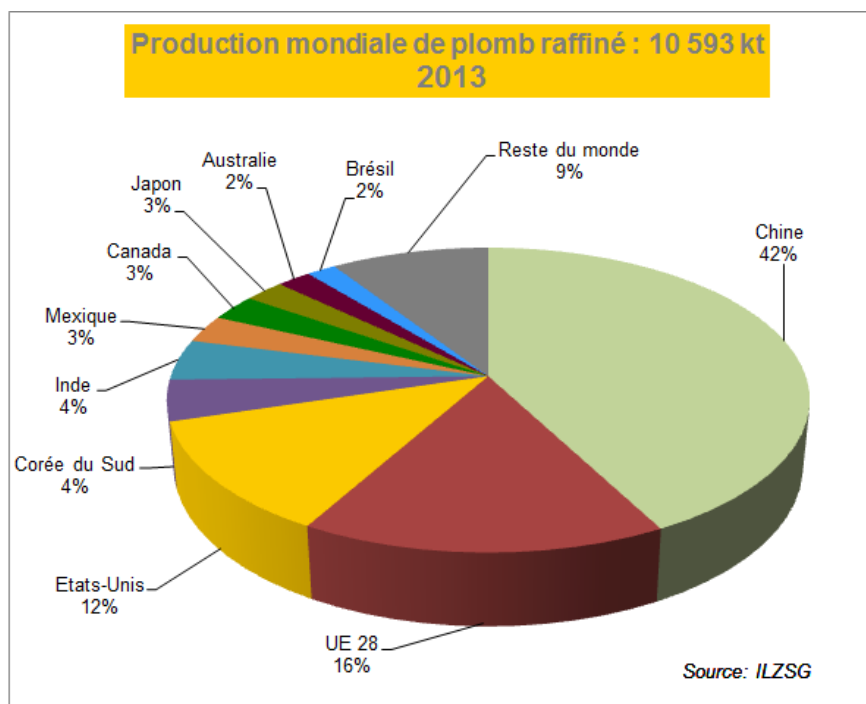


Figure 5 : production mondiale du plomb raffiné en 2013 [22]

La production mondiale de plomb raffiné a progressé de 3,7% (10 593 kt) par rapport à 2012, en raison notamment d'une hausse de la production en Chine (+5 % à 4 475 kt) et aux Etats-Unis (+5 % à 1 282 kt). Notons que la production plomb recyclé a légèrement diminué en 2013 et a représenté seulement 54 % de la production totale, contre 55,6 % en 2012.

En Europe, la production de plomb raffiné a augmenté de 2,9 % par rapport à 2012, à 1 831 kt. Malgré une diminution de sa production de 4 %, l'Allemagne reste le premier pays producteur de plomb raffiné en Europe avec 405 kt. Le Royaume Uni et la France enregistrent également une diminution de production qui est toutefois compensée par une augmentation en Italie (+30 %), en Grèce (+16 %) et en Belgique (+15 %).[22]

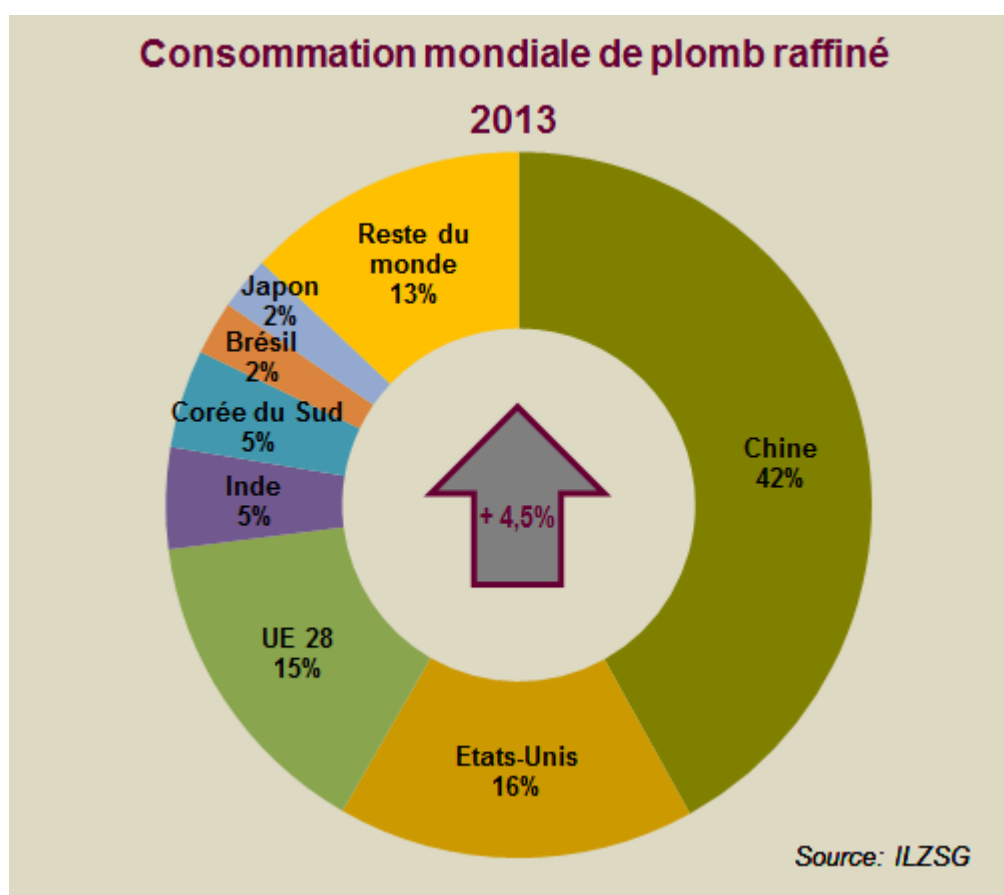


Figure 6 : consommation mondiale du plomb raffiné en 2013 [22]

La demande mondiale en plomb raffiné a repris sa croissance en 2013 avec une augmentation de 4,5 % par rapport à 2012, à 10 615 kt. Cette demande a été tirée par les Etats Unis (+16 % à 1 739 kt), la Chine (+4,9 % à 4 452 kt), l'Union Européenne (+3,5 % à 1 557 kt) et la Corée du Sud (+11,5 % à 478 kt).

En 2013, les prix au comptant et à trois mois de la tonne de plomb au LME, en moyenne sur l'année 2013, se sont établis respectivement à 2 141 US\$ et 2 157 US\$, soit une augmentation de 3,9 % et de 4 % par rapport à 2012. [22]

Tableau 4 : tableau comparatif entre la production et la consommation du plomb en 2004 [21]

	Consommation mondiale 2004 : 7 082 milliers de tonnes (kt)	Production mondiale de plomb métal 2004 : 6 822 kt
Continent	Milliers de tonnes	
Asie	2 870	2 880
Amériques	2 030	2 009
Europe	2 011	1 551
Afrique	131	101
Océanie	40	281

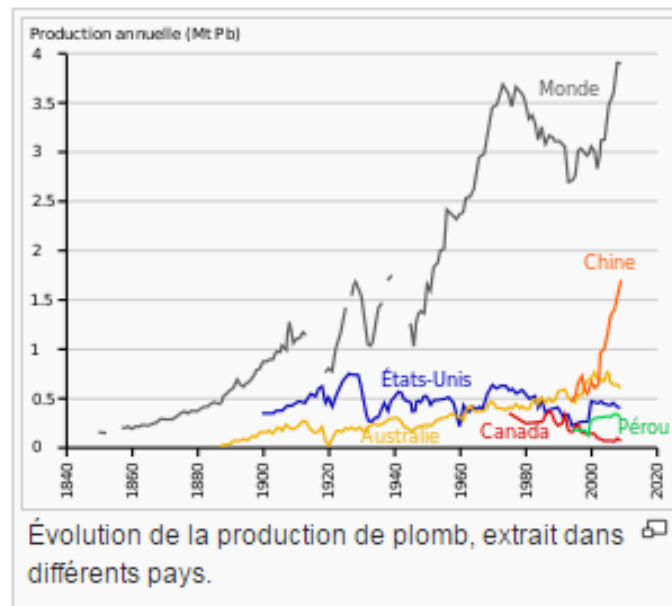


Figure 7 : évolution de la production de plomb extrait dans différents pays [21]



## CHAPITRE 2 : GÉNÉRALITÉS SUR LES MÉTHODES DE SÉPARATION

### INTRODUCTION

La plupart des minerais valorisables (minerais métalliques et non métalliques) sont considérés riches en fonction de leur teneur en élément recherché ; autrement dit leur pureté. La libération des minerais s'effectuent par une réduction des dimensions des grains ainsi qu'un contrôle de leur forme ce qui nous permettra par la suite de les séparer les uns des autres. [4]

En fonction de propriétés individuelles des minéraux à séparer, ils peuvent être traités par plusieurs méthodes de séparation à savoir : [4]

- Méthode gravimétrique
- La flottation
- Séparation magnétique
- Lixiviation

#### 1. Méthode gravimétrique

Les méthodes de concentration gravimétrique sont parmi les plus anciennes et les plus utilisées encore de nos jours. Ce fait résulte d'un ensemble de raisons parmi lesquelles on trouve la simplicité de fonctionnement, la capacité élevée pour des particules assez grosses et les coûts de fonctionnement moindres que par d'autres méthodes. Ces méthodes comportent donc des avantages mais aussi des facteurs d'application.

Parmi les facteurs d'application de ces méthodes, il y a que les minerais soient de teneur élevée, que la libération se fasse par détachement ou pour le moins à une maille grossière, que les concentrateurs soient éloignés des grands centres, que les technologies plus poussées soient inexistantes sur le site, ou enfin que les méthodes servent à la pré concentration ou au triage.

Par ailleurs, les conditions suivantes font en sorte qu'on ne peut appliquer la concentration gravimétrique : une faible teneur ou des grains de minéraux trop petits, une libération du minerai par fractionnement, lorsqu'un rendement métal élevé est nécessaire, lorsque les minerais sont polymétalliques avec des minéraux de masse volumiques semblables.

Les minerais visés par ces méthodes sont ceux de charbon, de fer, d'étain, de titane, de chrome, de barytine, de mica et d'or. [5]

Le principe de la séparation gravimétrique est basé sur la différence de densité entre les 2 types de minerais à séparer. Autrement dit, lorsque deux particules de masses volumiques différentes mais d'un même volume commencent à tomber en même temps dans un fluide, celle qui a une masse volumique supérieure a une vitesse de chute plus grande que celle qui a une masse volumique inférieure.

La séparation gravimétrique recouvre 2 méthodes différentes :

- Séparation dans l'eau : on parle de séparation par accélération différentielle (le jiggage) ou de séparation par nappe pelliculaire fluente (table à secousse).
- Séparation dans un milieu dense

La formule de séparation dans l'eau et dans un milieu dense est respectivement :

$$D_d = (D_{\text{(plus dense)}-1}) / (D_{\text{(moins dense)}-1})$$

$$D_d = (D_{\text{(plus dense)}- D_{\text{(milieu dense)}}) / (D_{\text{(moins dense)}- D_{\text{(milieu dense)}})$$

Dans les deux cas on distingue les plages suivantes :

$D_d > 2.5$  : séparation facile applicable pour des dimensions allant jusqu'à 100 micron

$2.5 > D_d > 1.75$  : séparation possible applicable pour des dimensions allant jusqu'à 150 micron

$1.75 > D_d > 1.5$  : séparation difficile applicable pour des dimensions allant jusqu'à 1700 micron

$1.5 > D_d > 1.25$  : séparation très difficile applicable seulement pour les sables

$1.25 > D_d$  : séparation impossible [4]

En pratique, pour compléter le scénario, il faut des dispositifs d'alimentation et de soutirage des produits fonctionnant en continu, procéder dans des conditions telles que l'effet classification soit minimisé et parfois faire intervenir la force centrifuge, l'accélération différentielle ou d'autres phénomènes physiques, pour améliorer le fonctionnement ou la capacité des appareils.

## 2. Séparation magnétique

La séparation magnétique est utilisée dans la concentration des minerais magnétiques ou la suppression des particules magnétiques d'autres particules utiles. La séparation est réalisée en faisant passer un mélange de particules dans un champ magnétique non homogène. Ce processus se traduit par la rétention des particules magnétiques et laisser passer les autres.

Dans une séparation magnétique, l'efficacité du procédé dépend essentiellement des rapports entre les forces extérieures où la force magnétique est la principale force de séparation alors que les forces contraintes (la gravité, l'inertie, l'hydrodynamique et la force centrifuge) ainsi que les forces inter particules (électromagnétique et électrostatique). [16]

## 3. Lixiviation

Lorsque les méthodes mécaniques de séparation ne peuvent pas garantir une valeur métallique optimale d'un minerai, la lixiviation est une alternative, soit comme un complément ou comme un processus global. [4]

La lixiviation consiste à extraire des éléments constituants de minéraux en faisant circuler une solution aqueuse (solution lixiviante). Cette technique est communément utilisée dans le secteur minier pour récupérer des métaux de valeur (argent, or, cuivre, uranium...) à partir de matériaux géologiques. Les trois techniques de lixiviation appliquées dans l'industrie minière sont la lixiviation en tas, la lixiviation en cuve et la lixiviation *in situ*. [17]

La séparation se fait normalement en créant des temps de rétention pour les produits chimiques à pénétrer l'alimentation en fonction du type de lixiviation. [4]

#### 4. Flottation

Lorsqu'on concentre les minéraux par les méthodes physiques, leur formule chimique a peu d'importance. Les propriétés d'intérêts sont plutôt macroscopiques, telle la masse volumique. En revanche, quand on concentre les minéraux par flottation, la formule chimique revêt une importance majeure, surtout si l'on désire comprendre ce qui se produit réellement.

De façon générale, les minéraux sont classés en fonction de leur degré de polarité. Un minéral est dit polaire s'il comporte, éparpillés sur sa surface, des sites dont la charge électrique résiduelle est majoritairement positive, adjacents à des sites dont la charge électrique résiduelle est plutôt négative, il en résulte des dipôles électriques, d'où l'existence de la polarité. Tandis que les minéraux polaires contiennent un grand nombre de sites positifs et négatifs, les minéraux non polaires n'en possèdent pas, ou très peu.

Les surfaces des minéraux polaires réagissent fortement avec les molécules d'eau, avec les ions. Ces surfaces sont dites hydrophiles, en ce sens qu'elles aiment la présence de l'eau, ou aérophobes. C'est-à-dire qu'elles fuient la présence de l'air.

Au contraire, les surfaces des minéraux non polaires n'attirent pas les molécules d'eau, ni les ions et ne sont pas très actives. Ces surfaces sont donc qualifiées d'hydrophobes, c'est-à-dire qu'elles fuient la présence de l'eau. Elles sont aussi qualifiées d'aérophiles : elles attirent l'air. [13]

La flottation est sans aucun doute la plus importante technique polyvalente de traitement des minéraux. Son utilisation et ses applications sont continuellement développés pour traiter de plus grands tonnages et couvrir de nouveaux domaines.

Initialement brevetée en 1906, la flottation permettait l'extraction de minerais complexe et de petites teneurs en élément utile qui, autrement, auraient été considérés comme non rentable. [2]

La flottation est un procédé de séparation physico-chimique qui utilise la différence de propriétés de surface entre les minéraux précieux et la gangue indésirables. La théorie de la flottation est complexe, impliquant trois phases (solides, de l'eau, et de la mousse) avec de nombreux sous-processus et interactions, et est pas complètement compris. [2]

Il s'agit d'un procédé de séparation de minéraux, qui se déroule dans une eau minérale en présence de minéraux à séparer ou bien dans ce qu'on appelle « la pulpe ». Les surfaces des minéraux sélectionnés sont transformées en surfaces hydrophobe par conditionnement avec des réactifs sélectifs. Les particules hydrophobes se fixent sur les bulles d'air qui sont introduites dans la pulpe et sont transportées par la suite pour former ce qu'on appelle une mousse qui se crée au-dessus de la suspension étant ainsi séparée des particules hydrophiles (mouillées) que l'on souhaite éliminer. [4]

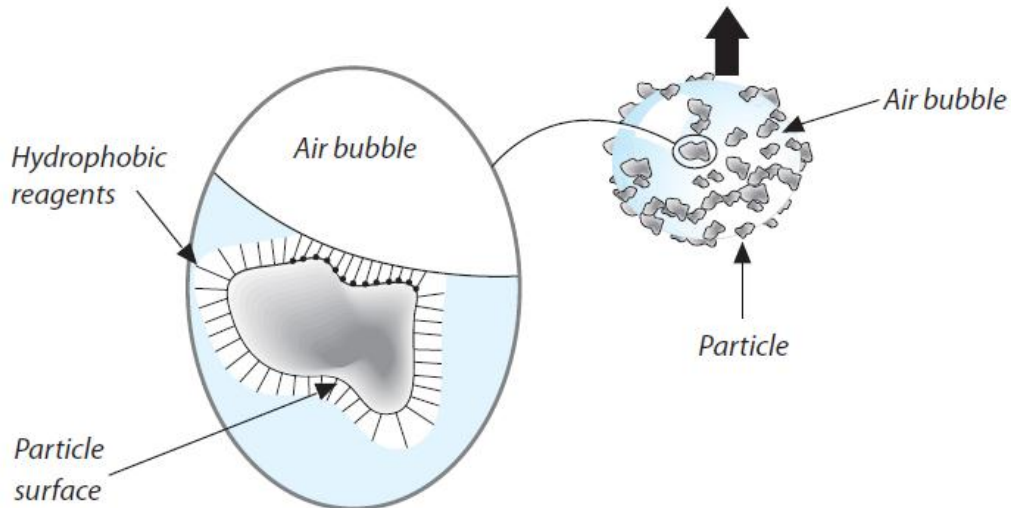


Figure 8 : Bulle d'air transportant les minerais sélectionnés [4]

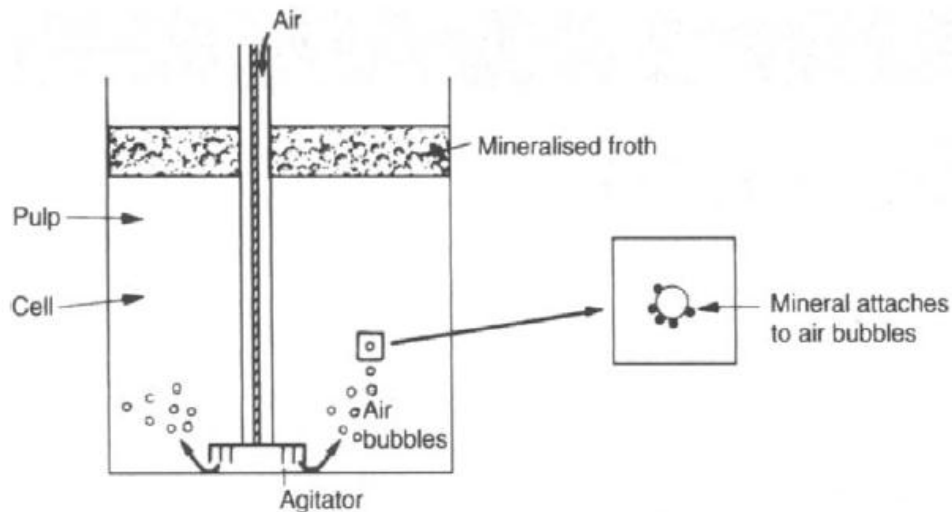


Figure 9 : Procédé de flottation [2]

#### 4.1. Les interfaces dans la flottation : [13] [5]

- **l'interface solide-liquide**

L'interface solide-liquide est l'interface la plus importante en flottation. Elle est caractérisée à la fois par des phénomènes électriques et par des phénomènes d'adsorption. Le phénomène probablement le plus important qui se produit à l'interface solide-liquide est celui de l'adsorption. Ce phénomène est à l'origine des mécanismes par lesquels tous les réactifs chimiques sélectifs se produisent sur les surfaces en flottation, lorsque agissent les collecteurs, les activant et les déprimants.

- **L'interface liquide-gaz**

En flottation, l'interface liquide-gaz met en relation la solution aqueuse avec les bulles d'air utilisées pour entraîner les particules hydrophobes au concentré. Les propriétés de cette interface sont influencées majoritairement par un composé appelé moussant. L'ajout de ce dernier à l'eau fait baisser sa tension inter faciale liquide-gaz et donc abaisser l'énergie potentielle d'une bulle d'air dans l'eau. En conclusion, la bulle d'air se sent nettement plus à l'aise dans la phase aqueuse.

- **Système solide-liquide-gaz**

Les interfaces telles qu'elles ont été décrites n'existent pas en soi, mais plutôt en relation étroite l'une avec l'autre. Les propriétés du système délimité par les trois phases de l'eau, la particule minérale et la bulle d'air, soit l'angle de contact et l'adhésion, sont très importantes en flottation ; en fait, le comportement de ce système permet de déterminer la flottabilité d'une espèce minérale.

## 4.2. Réactifs de flottation

Qui dit flottation dit réactifs chimiques. Le procédé de flottation est celui qui fait appel à la plus grande variété de réactifs. Les principaux réactifs utilisés en flottation sont présentés dans les lignes qui suivent dont le plus important d'entre eux est le collecteur. [5]

Les réactifs sont la partie la plus importante dans le processus de flottation. Dans le stade précoce du développement du procédé de flottation, les avancées majeures étaient dues à des avancés dans le choix des réactifs. En développant un procédé de traitement, beaucoup de temps, d'énergie et d'attention est consacré à la sélection de réactifs pour donner une meilleure séparation et des résultats les plus efficaces. Dans l'industrie minière, et au niveau des usines, le contrôle des ajouts de réactifs est la partie la plus importante de la stratégie de flottation.

La classification moderne des réactifs est basée sur leurs fonctions. Sur cette base, les réactifs sont divisés en collecteurs, agents moussants, des régulateurs et des déprimants. Plusieurs milliers de produits chimiques ont été soit testés ou suggérés comme réactifs de flottation. De nos jours, il ya seulement quelques centaines de ces réactifs qui sont largement utilisés dans la flottation. [3]

Un collecteur est un réactif qui est ajouté à une pulpe de flottation pour recouvrir les surfaces des minéraux utiles, généralement ceux que l'on désire flotter, d'un film ou d'une pellicule hydrophobe. Ce réactif est adsorbé à l'interface solide-liquide. Par ailleurs un réactif qui modifie l'interface solide-liquide de façon à permettre par la suite l'adsorption de collecteur se nomme un activant. Au contraire, lorsqu'un minéral adsorberait un collecteur donné et qu'on veut l'en empêcher, on le met tout d'abord en présence d'un déprimant qui se fixe aussi à l'interface solide-liquide et y empêche l'adsorption de collecteur. Quant aux moussants, ce sont des réactifs qui sont adsorbés à l'interface liquide-gaz, ce qui rend les bulles d'air aptes à capter les particules hydrophobes pour les entraîner à la surface de la pulpe. Il y a deux sortes de réactifs occasionnellement employés en flottation. Ce sont les floculant, dont le rôle est d'agglomérer un ensemble de particules fines ou ultrafines, et les dispersants, qui font le contraire, c'est-à-dire qu'ils détruisent les agglomérats formés. [5]

- **Les collecteurs [5] [13]**

Un collecteur est le centre nerveux d'un processus de flottation. Les raisons sont que, d'abord, le collecteur est souvent le réactif le plus sélectif, c'est-à-dire qu'il est adsorbé à l'interface d'un seul minéral. Ensuite, un processus de flottation est généralement plus sensible au dosage du collecteur qu'au dosage des autres réactifs.

Les collecteurs sont divisés en trois grandes catégories :

- ✓ Les collecteurs non ionisés et non polaires : leur particularité est qu'ils ne contiennent pas la partie polaire, c'est pourquoi ils n'agissent pas avec l'eau et avec les surfaces des minéraux, mais ils ont la possibilité de se fixer sur la surface hydrophobe des minéraux. On utilise ces collecteurs pour la flottation des minéraux hydrophobes, ayant une haute flottabilité naturelle. Il s'agit dans ce cas des hydrocarbures.
- ✓ Les collecteurs anioniques : ce sont des collecteurs lors de la dissociation desquels le radical hydrocarbure entre dans la composition de l'anion. On distingue les carboxyles et les tiocarboxyles. On peut citer les xanthates et les aérofloants...
- ✓ Les collecteurs cationiques : ce sont les collecteurs lors de la dissociation desquels le radical hydrocarbure entre dans la composition du cation. Ce sont les amines et leurs sels.

Tous les collecteurs sont des réactifs organiques. La plupart du temps, ce sont des composés hétéropolaires constitués de deux extrémités : une non-polaire ou hydrophobe, généralement une chaîne hydrocarbonée. L'autre, polaire et hydrophile, est souvent chargée négativement ou positivement.

Le mécanisme d'action du collecteur est le suivant : la tête polaire va se fixer sur la surface de la particule dont la charge a été acquise lors du broyage, et la chaîne organique va, par adsorption, rendre la surface de la particule hydrophobe. Ce mécanisme est schématisé sur la figure suivante.

- **Les déprimants [5] [13]**

Mis à part les collecteurs, les agents déprimants sont les produits chimiques sélectifs les plus utiles en flottation. Il en existe une gamme très étendue entre des réactifs organiques et inorganiques. Les minéraux qui se rapportent à la même classe (ex : minéraux sulfatés) flottent avec le même collecteur. L'utilisation du déprimant permet d'augmenter la sélectivité de l'action du collecteur aux minéraux appartenant à la même classe.

Le rôle du déprimant est d'annuler l'effet du collecteur sur certaines surfaces minérales précises, et ainsi de faire plonger les minéraux que l'on ne veut pas flotter, en évitant par-là leur piégeage dans le produit de mousse. On peut citer quatre mécanismes principaux de l'action des déprimants :

- ✓ La dissolution de la couche du collecteur qui se trouve sur la surface du minéral et la création des conditions qui empêchent la formation d'une telle couche.
- ✓ La supplantation des ions du collecteur par les ions du déprimant forment avec les ions du minéral la combinaison hydrophile difficile à dissoudre.
- ✓ La formation sur la surface du minéral d'une combinaison superficielle hydrophile (sans supplantation du collecteur).
- ✓ La formation sur la surface du minéral déprimé de la couche hydrophile qui est constituée de particules fines.

- **Les moussants [5] [13]**

Un agent moussant est un réactif organique hétéropolaire, c'est-à-dire qu'une extrémité de la molécule est polaire et hydrophile, et l'autre est non polaire et hydrophobe. Cette molécule est tensioactive : elle permet pour de faibles concentrations en solution d'abaisser la tension interfaciale liquide-gaz à une valeur minimale.

Les moussants contribuent à la formation d'une mousse stable et solide et cela est assuré en jouant sur la dimension des bulles d'air et la solidité de la mousse comme suit :

- ✓ Diminution de la dimension moyenne des bulles d'air ainsi que leurs vitesses : En réduisant la taille des bulles et régularisant leur forme ; plus sphériques et plus petites, les bulles remontent plus facilement et plus lentement à la surface, et leur finesse augmente la surface de l'interface liquide-gaz.
- ✓ Augmentation de la solidité de la mousse : Stabiliser la mousse à la surface de la cellule, ce qui permet une meilleure récupération du minerai à flotter, tout en évitant de le mélanger avec les autres minéraux en présence dans la pulpe.

- **Les activateurs [5] [13]**

L'activateur est employé avant d'ajouter le collecteur pour rendre la surface d'un minéral donné apte à l'adsorber, Il contribue donc à une meilleure fixation du collecteur sur les surfaces minérales.

Généralement, les activateurs sont des sels solubles qui s'ionisent en solution. Les ions réagissent alors avec les surfaces minérales pour former de nouveaux composés, peu solubles, qui se déposent de nouveau sur ces surfaces et forment avec le collecteur un film hydrophobe qui permettra la récupération des minéraux voulus.

- **Les régulateurs du milieu [5] [13]**

Les collecteurs, les déprimants et les activateurs réagissent directement avec les minéraux en changeant leurs flottabilité.

Les régulateurs des milieux exercent leur influence sur la flottabilité des minéraux par voie indirecte en changeant la composition ionique de la pulpe.

Un régulateur est un réactif déterminant le degré d'acidité ou d'alcalinité de la pulpe. Il s'agit d'acides ou de bases, utilisés pour régler le pH du milieu qui, comme indiqué précédemment, possède une grande influence sur le rendement d'une opération de flottation.

Les fonctions principales de ces réactifs sont la régulation du PH de la pulpe ainsi que l'élimination des ions indésirables.

En pratique, on utilise comme régulateur de milieu les produits suivants : NaOH, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>.

### 4.3. Paramètres influant sur l'opération de flottation [13]

L'efficacité du procédé de flottation dépend des conditions suivantes :

#### ✓ **La grandeur du minerai à flotter**

La préparation mécanique d'un minerai avant sa flottation revêt une importance considérable, car le degré ainsi que le mode de broyage ont une influence directe sur le rendement de l'opération. En effet, il faut en premier lieu que la maille de libération du minéral à extraire soit atteinte, de façon à obtenir une récupération optimale du minéral avec un minimum de gangue. Par ailleurs, il est absolument nécessaire d'éviter le surbroyage du minerai qui aurait pour effet de créer un phénomène d'adagulation, ou slimecoating (littéralement : recouvrement par les ultrafines) ; les ultrafines, ou schlamms, recouvrent les particules minérales, gênant ainsi la fixation du collecteur et diminuant le rendement de l'opération. De même, les grandes particules sont indésirables pour la flottation, vu qu'elles exigent une grande consommation des collecteurs pour augmenter leur hydrophobie.

#### ✓ **La densité de la pulpe de flottation**

Il est indésirable d'avoir des pulpes très denses ainsi que les pulpes très diluées. La dilution optimale de la pulpe dépend de la grosseur du minéral à flotter, sa densité et de la qualité voulue du produit de mousse.

La densité optimale de la pulpe augmente avec l'augmentation de la grosseur et de la densité du minéral à flotter.

Pour diminuer les pertes du minéral utile dans un rejet on utilise les pulpes plus denses. Alors que pour augmenter la qualité du produit de mousse, on utilise les pulpes plus diluées.

#### ✓ **La gamme des réactifs de flottation utilisés**

Il s'agit de :

- La gamme des réactifs de flottation ;
- Le dosage des réactifs de flottation ;
- Les points de chargement;
- La durée de conditionnement de ces produits.

#### ✓ **L'intensité de l'aération et de l'agitation de la pulpe**

Dans les machines de flottation mécaniques, l'aérage dépend de l'agitation de la pulpe ou bien de la vitesse de rotation des agitateurs. Plus grande est l'agitation, plus grand est l'aérage, mais il faut rappeler que l'agitation forte contribue à l'augmentation des fines détachants des bulles d'air, alors que la faible agitation contribue à la décantation des grosses particules au fond de la cellule de flottation. En résumé, l'agitation doit être optimale pour assurer un bon aérage et une meilleure distribution des particules des bulles d'air dans tout le volume de la cellule.

#### ✓ **La température de la pulpe**

La flottation est un procédé physico-chimique dont la vitesse dépend de la température du milieu ; en fait, l'augmentation de la température de la pulpe implique une amélioration en termes de dispersion du collecteur dans la cellule et donc, une augmentation de la vitesse de flottation.



✓ **Influence du pH**

De même que pour le broyage, le pH possède une influence certaine et non-négligeable sur le rendement d'une opération de flottation. De fait, le pH du milieu agit directement sur le potentiel surfacique des particules. Ainsi, on définit le Point de Charge Nulle (PCN ou PZC, Point of Zero Charge), pour lequel le potentiel zêta d'une particule minérale est nul, et qui est atteint à un pH déterminé. On comprendra aisément l'intérêt présenté par le PCN lors de la flottation, car il facilite l'action du collecteur, ce qui conduit à une réduction de sa consommation ; dans certains cas, on peut même se passer de l'utilisation du collecteur.

✓ **La durée de flottation, le schéma de flottation, le débit de la pulpe**

Toutes ces conditions ont une approche beaucoup plus pratique et on les détermine à partir de plusieurs essais.

Avant de commencer toute chose il faut d'abord déterminer les variables et les ajuster tel que la vitesse d'agitation, le débit d'air et les durées de conditionnement, puis il faut préparer les solutions des réactifs à base des solutions principales ou de produits solides en respectant les dosages et les quantités à utiliser.

**4.4. Étapes de flottation en laboratoire**

1. Pulpe préparée
2. Démarrer agitation
3. Ajustement PH
4. Conditionnement activant
5. Conditionnement déprimant
6. Conditionnement collecteur
7. Ajouter moussant
8. Flottation par étape :
  - 8.1.Récupérer C1
  - 8.2.Ajout eau
  - 8.3.Ajout réactifs
  - 8.4.Récupérer C2
  - 8.5.Ajout eau
  - 8.6.Ajout réactifs
  - 8.7.Récupérer C3
9. Rejet

**Tableau 5 : Principaux paramètres de flottation en laboratoire [5]**

paramètres	impératif	conditions normales
cellule	doit permettre le contrôle de toutes les variables; pas de corrosion en pH acie; on doit si possible voir le processus	cuves transparentes pour 500, 1000 ou 2000 g de solide; agitateur (proportionné au volume de la cuve) en acier inoxydable ou avec revêtement de caoutchouc; contrôle du début d'air
agitation	suspension totale des particules; il faut détecter le sanding-out; attention à l'attrition aux rotations exagérées	on peut accroître le rpm; mécanisme enfoncé suffisamment pour une suspension adéquate , mais pas trop pour une aération suffisante, lorsqu'elle se fait par aspiration naturelle
conditionnement	il faut éliminer l'effet de cette variable en allouant le temps le plus long possible	normalement 30 à 60 seconde suffisent
mousse	viser la répétabilité, car c'est un facteur difficile à contrôler	épaisseur de 1,25 à 2,5 cm ; utiliser une raclette d'écumage selon un patron défini géométriquement et dans le temps
niveau de la pulpe	selon les performances désirées et maintenu constant pendant tout l'essai	dégrossissage : niveau élevé / nettoyage: niveau peu élevé
densité de la pulpe	si le niveau de la pulpe est maintenu constant par l'ajout de l'eau, ce facteur s'en ressent (dilution accrue des réactifs,,)	dégrossissage : 25-35% de solides en masse / nettoyage: moins de 25% de solides
eau utilisée	normalement l'eau est analysée autant pour les substances organiques qu'inorganiques à plusieurs moments de l'année (variations saisonnières)	flottation facile: eau de robinet / flottation difficile: eau désionisée
réactifs	quantités minimales ; solubles ou insolubles; façon d'alimenter ; calcul des dosages et des quantités	ajout en plusieurs étapes; solutions à préparer périodiquement : -0,5% PP pour les thiols -5% pour cyanures, sulfates de Zn et de Cu
Ph	critique pour oxydes et silicates ; ph acides minimisés en raison de corrosion	ph naturel ou alcalin ajusté à la chaux ; étalonnage périodique des Phmetress (au début et à la fin de chaque ensemble d'essai)
température	elle monte régulièrement du début à la fin de la journée et durant les essais, s'ils sont très long	elle doit être notée au début et à la fin des essais; faire les duplicata au début et à la fin de chaque journée
temps de flottation	tenir compte du dégrossissage suivi d'un épuisage	normalement entre 3mn et 15mn ; déterminer le temps optimal
débit d'air	selon la fonction désirée: accroître pour un	normalement de 1 à 5 Lpm

## CHAPITRE 3 : PRÉSENTATION DE LA ZONE D'ÉTUDE

### 1. Généralités [8]

Le gisement plombo barytique de djebel Ichemoul est situé dans la partie orientale des Monts des Aurès, prêt de la route reliant les villes de Batna et d'Arris. La distance du gisement jusqu'aux villes de Batna et d'Arris est respectivement de 60 et 10 km. La localité la plus proche du gisement (village de Médina) est à 2 km.

Le relief de la région du gisement est accidenté et montagneux, avec des dénivellations jusqu'à 500-600 mètre. Le gisement est situé sur les versants abruptes de la montagne ce qui permet d'observer directement les parties étendues des bancs minéralisés. Ces particularités du relief créent aussi les conditions favorables pour l'exploitation de la plus grande partie du gisement par des galeries.

À 1 km au Sud du gisement coule un petit Oued de Médina, dont le débit en hiver ne dépasse guère 10.4 m<sup>3</sup>/sec. En été, toutes les eaux de l'Oued sont utilisées pour irrigation. Tout près du gisement se trouve l'Oued Taidit, dont le débit maximum en hiver est de 3l/sec environ.

À 10 km vers le Nord-ouest du gisement passe la ligne de haute tension (30 KV).

Le gisement a été découvert en 1900. Les travaux de prospection ont été commencés en 1924 par la société « Royna », mais l'exploitation n'a débuté qu'en 1932 et durant laquelle il a été réalisé 21 galeries d'une longueur totale dépassant les 3 000 m sur des niveaux d'exploitation de l'ordre de 30 à 60 m et dont la dénivelée maximale est de 350 m. Le tonnage réalisé avant 1954 est de 116000 T de minerais à 6% de plomb. L'exploitation arrêtée en 1954, l'usine d'enrichissement et les autres installations de la mine furent détruites.

**Tableau 6 : galeries du gisement d'Ichemoul**

N° du Galerie	II	XI	XII	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XIX	XX
N° Amas	1,3 et 4	3								1 et 2	1								5
Niveau (m)	1456	1513	1545	1576	1616	1632	1655	1682	1704	1465	1509	1537	1559	1608	1623	1639	1655	1837	1859
Longueur (m)	650	400	270	190	110	50	20	15	20	33.5	77.3	77.1	66.4	50	30	12	30	40	45



Figure 10 : Galerie XIV Amas 3

Figure 11 : Galerie XVI Amas 3

Figure 12 : Galerie XX Amas 5

La plupart des galeries sont reliées entre elles par des montages et des descenderies. Ces ouvrages cernent à eux seules 30% des réserves calculées.

## 1.1. Présentation de l'exploitant [13]

### 1.1.1. Groupe ENOF

Issue de la restructuration organique de la SONAREM (Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière), l'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles (ENOF) a été créée par décret N°83-442 du 16/07/83 avec un patrimoine minier de 18 unités produisant une gamme variée de minerais. Il s'agit d'une société par actions, au capital social de 4,5 milliards de DA, avec un effectif de 2026 agents, dont le siège social est à El Harrach, Alger.

Devant la diversification des produits miniers et dans un objectif de développement de la société, ENOF a subi une deuxième restructuration en 2001 avec la création de 6 filiales :

- SOMIBAR (Société des Mines de Baryte d'Algérie) avec 3 unités de Baryte
- ALGRAN (Société Algérienne des Granulats) avec 10 unités d'agrégats
- BENTAL (Société des Bentonites d'Algérie) avec 2 unités de bentonite et de terres décolorantes
- DIATAL (Société des diatomées d'Algérie) avec une seule unité de Kieselguhr (diatomites)
- SOALKA (Société des Kaolins d'Algérie) avec deux unités de Kaolin avec 30% d'actions
- SOFELD (société d'étude Du Feldspath de Ain Barbar)
- Groupe de Non ferreux : constitué aujourd'hui par la mine de Kherzet Youcef

Il est à signaler que l'ENOF fait parti du nouveau groupe industriel minier dénommé "Manadjim El Djazaïr" (créé suite au Décret n° 11-85 du 16/02/2011). Destiné à remplacer l'ex. SGP SOMINES. Ce groupe industriel doté d'un capital social de 5 milliards de dinars détenu par l'état imprescriptible et inaliénable, se verra transférer les actifs des cinq entreprises publiques activant actuellement dans le domaine minier.

Il s'agit des actifs des groupes publics FERPHOS (Société Nationale du Fer et du Phosphate), L'ENOF, L'ENASEL (Entreprise Nationale des Sels), L'ENAMARBRE (Entreprise Nationale des Marbres), L'ENG (Entreprise Nationale des Granulats), relevant du portefeuille de l'ex. SGP SOMINES. Les entreprises AGENOR (Agence Nationale pour la Transformation et la Distribution de l'Or et des Autres Métaux Précieux) et ORGM (Office National de Recherche Géologique et Minière) ont par la suite intégré le Groupe Industriel.

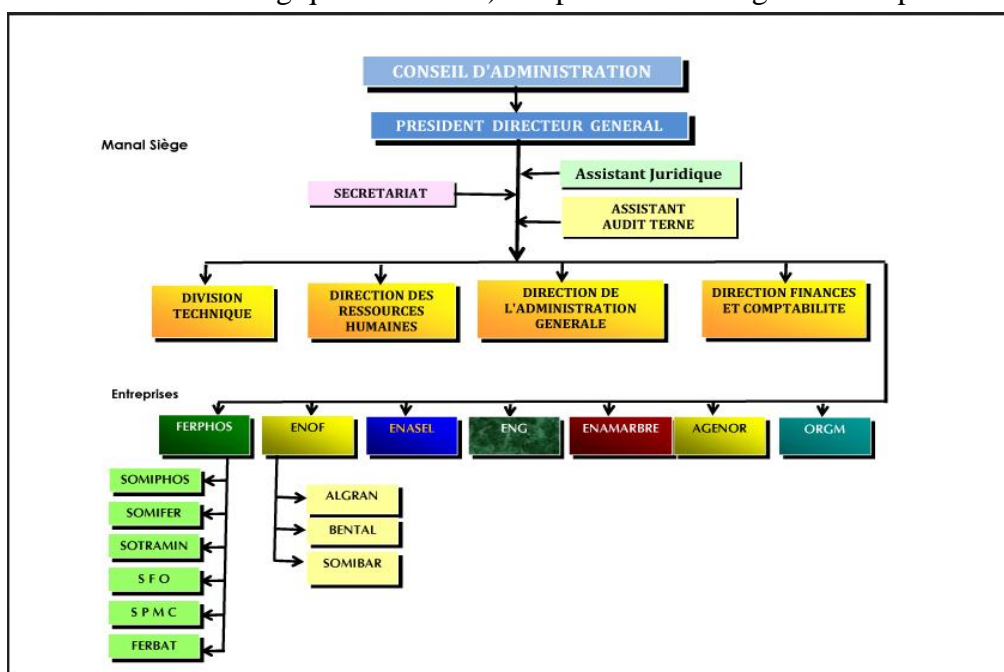


Figure 13 : Schéma représentatif du groupe MANAL

### 1.1.2. Filiale SOMIBAR

SOMIBAR est une filiale du groupe ENOF s'occupant de la recherche, de la production et de la commercialisation d'un produit fini de baryte conforme à la norme API (American Petroleum Institute) et de tous produits miniers et substances minérales non métalliques.

Elle possède 3 unités de production : Boucaïd (Tissemsilt), Ain Mimoun (Khenchela) et Mellal (Tlemcen).

Son siège sociale est au : 31, Rue Mohamed Hattab – Hacène Badi – Alge

Tel : (213)021 52 23 74 Fax : (213)021 52 23 74

### 1.1.3. Caractéristiques du projet [18]

La baryte est utilisée dans la boue de forage chez les pétroliers et les hydrauliciens, tenant compte de sa densité élevée (supérieure à 4.20) et son insolubilité dans l'eau.

Ce projet qui consiste en une exploitation mixte (à ciel ouvert et en souterrain) pour la production de la baryte et l'obtention d'un produit fini de  $BaSO_4$  conforme à la norme API, et enfin, répondre au besoin enregistré dans le secteur pétrolier qui représente le consommateur principale de ce type de minerais.

Il est à noter que la demande de cette matière augmente sans cesse à cause du développement croissant de la recherche et de la production pétrolière en Algérie ce qui exige la nécessité d'augmenter la production nationale en baryte afin de satisfaire les besoins du marché local.

Aussi, il est envisagé d'extraire le minerai de plomb qu'on trouve associé au minerai de baryte et qui présent avec des quantités importantes et de qualité intéressante dans une partie du gisement.

Ce projet d'exploitation joue un rôle prépondérant au niveau local, car il contribue à la création d'emplois direct et indirect, à la promotion du secteur minier, et par conséquent renflouer le trésor public par diverses recettes (fisc et para-fisc).

## 1.2. localisation de la zone d'étude [18]

Le gisement plombo-barytique d'Ichemoul est situé dans la partie orientale des Monts des Aurès, à 02 km du chef-lieu de la Daïra d'Ichemoul, à 60 km au Sud-est de la ville de Batna, à 65 km à l'Ouest de la mine de baryte de Ain Mimoun administrativement liée à la wilaya de khenchela et à 150 km au Sud-est de la mine Plombo-zincifère de Kherzet Youcef administrativement liée à la wilaya de Sétif.

L'accès au gisement est assuré à partir de la route RW (route wilayale) 45, reliant la ville d'Ichemoul à la ville d'Arris sur une distance de 500 m.

Le relief de la région du gisement est montagneux et fortement accidenté, les cotes absolues dépassent les 2000 m d'altitude.

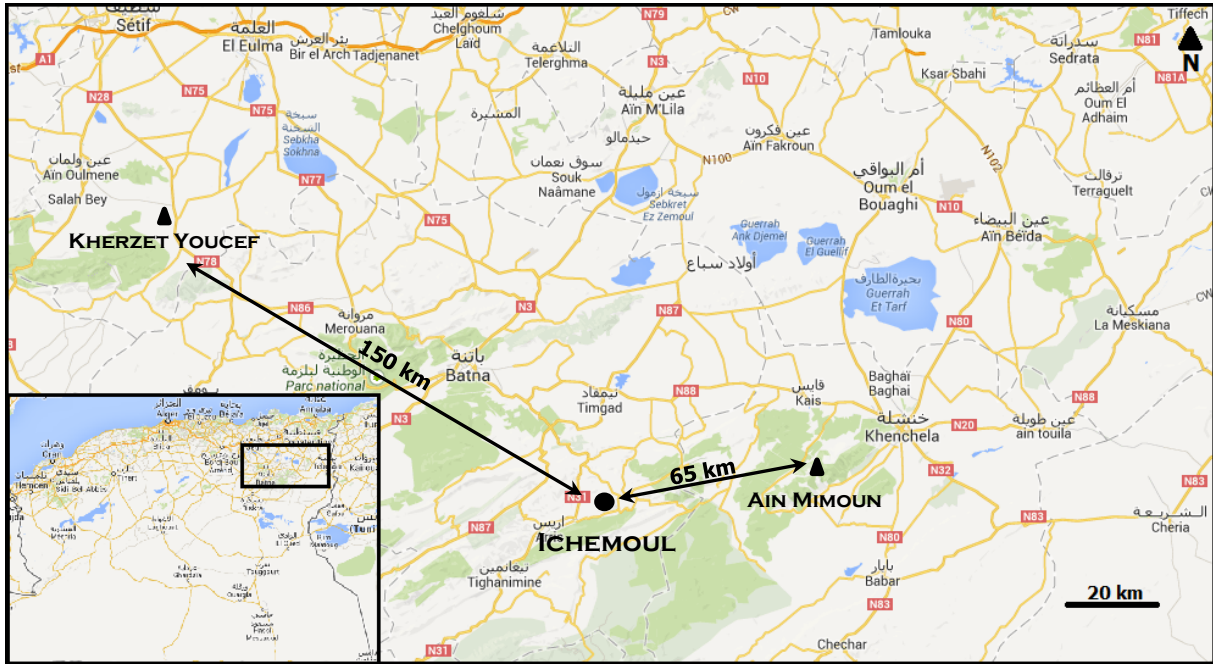


Figure 14 : Situation Géographique du gisement Ichemoul (Batna)

Les coordonnées UTM (Universal Transverse Mercator) des points délimitant notre gisement sont données dans le tableau suivant :

Tableau 7 : coordonnées UTM de la zone d'étude

Coordonnées UTM		
point	X	Y
1	271 700	3 908 500
2	273 400	3 908 500
3	273 400	3 907 600
4	271 700	3 907 600



Figure 15 : Périmètre minier et infrastructures environnantes

## 2. stratigraphie

Le gisement est constitué par des séries concordantes de calcaires des étages de Barrémien, de l'aptien et d'Albien parfois recouvertes par des dépôts récents.

- **Barrémien**

Les affleurements du Barrémien ne sont connus que dans la partie Nord du gisement où ils sont constitués par des grès quartzeux à grains fins et intercalations rares et peu importantes de dolomies. L'épaisseur du Barrémien est plus de 170 m.

- **Aptien**

Les dépôts aptiens sont largement développés dans la partie centrale et Ouest du gisement où ils sont représentés par des calcaires, grès, marnes, dolomies et calcaires dolomités.

À la base de l'aptien prédominent les calcaires et les dolomies et au sommet des schistes argileux, marnes et grès, d'où provient la division de l'Aptien en Aptien inférieure et supérieure.

À la base de l'Aptien, sur le contact avec les séries barrémiennes, se trouvent des dolomies massives à gros grains, jusqu'à 30-35 m d'épaisseur et des calcaires cristallins de 10-15 m d'épaisseur.

À ces niveaux de base succèdent des calcaires calcaire organogènes caverneux alternants avec des grès, schistes argileux, dolomies (calcaires dolomités) et marnes renfermant la minéralisation polymétallique à barytine sur trois bancs :

Le Banc inférieur (C) se trouve à 90 m au dessus de la base de l'Aptien. L'épaisseur du banc qui reste constante sur une grande étendue est de 3.5 à 4 m. les roches sous et sus-jacentes aux dolomies sont représentées par des grès à intercalations fines des schistes argileux et par des calcaires gréseux dolomités par endroits.

Le deuxième banc (A) (de bas en haut) de 3 à 3.5 m d'épaisseur est séparé du précédent par une alternance fine des calcaires, schistes argileux et grès de 80m d'épaisseur. Le mur du banc dolomitique est représenté par des calcaires argileux et organogènes et le toit par une alternance fine des marnes et grès.

Le troisième banc (B) est à 40-45 m au dessus du banc A et est séparé de e dernier par la même alternance de calcaires, schistes argileux et grès. L'épaisseur du banc est de 2.5 à 3 m. le mur du banc est constitué par des calcaires dolomités argileux et le toit par 1.5 m de marnes qui sont surmontés par des calcaires caverneux.

Les niveaux supérieurs de l'Aptien se caractérisent par une alternance des schistes argileux gris jaunâtres, marnes, grès quartzeux, calcaires dolomités et dolomies. Les calcaires et les dolomies sont nettement subordonnés. L'épaisseur des bancs des roches varie de 0.1 à 2.-30 m. l'épaisseur totale de l'aptien dans les limites du gisement atteint 500 m.

- **Albien**

Les dépôts albiens sont développés près du piedmont de la montagne Ichemoul dans les parties Sud et Est du gisement. Ce sont principalement des marnes compactes finement litées contenant une quantité différente selon l'endroit de la substance calcaire et des rares

intercalations des calcaires. L'épaisseur de l'Albien sur la surface du gisement est de 160 m environ.

- **Quaternaire**

Les dépôts quaternaires sont largement développés dans les parties Est et Nord-est du gisement où ils recouvrent les marnes albiennes. Dans les autres parties du gisement, on n'observe que les dépôts d'origine alluviale d'une petite puissance.

### **3. Tectonique**

La structure tectonique du gisement du Djebel Ichemoul n'est pas impliquée. Le gisement se trouve sur le flanc Sud-est d'un pli anticlinal, dont le noyau est formé par des grès du Barrémien que remplacent progressivement des formations de l'Aptien et de l'Albien, sur les flancs du pli.

Conformément à la structure générale, les roches de la partie centrale et Est du gisement plongent vers le Sud-est avec le changement graduel de la direction de  $270^\circ$  dans la partie Ouest jusqu'à  $220^\circ$  dans la partie Est. Plus au Nord-est, on observe une courbure brusque des couches définie par la présence d'une grande faille directe d'âge éocène suivant laquelle les séries albiennes sont abaissées jusqu'au niveau des couches barrémiennes. La faille est orientée NW-SE, presque perpendiculaire par rapport à l'axe du pli anticlinal. Les couches sont redressées et plongent vers le NE sous l'angle de  $75^\circ$ - $80^\circ$ . Cette faille délimite du SE et graben de la vallée de l'Oued Médina.

La morphologie et la position précises de la faille dans les limites du gisement ne sont pas claires. Par suite d'une mauvaise visibilité des roches en place de la partie Nord-est du gisement, la faille est représentée par une série de failles directes subordonnées, qui déterminent la structure en blocs de la partie NE du gisement, ce qui est confirmé par les données des sondages et des études géophysiques.

Les séries du barrémien et de l'aptien qui forment le pli anticlinal sont découpées par plusieurs fissures de dimensions et d'orientation différentes. À l'Ouest du gisement, la direction prédominante des accidents est NE-SW ( $15$ - $20^\circ$ ). Les plans de la faille sont subverticaux (le pendage vers le Sud-est sous l'angle de  $88$ - $90^\circ$  et plus rarement vers le Nord-ouest sous l'angle  $85$ - $88^\circ$ ) des accidents de direction NW-SE dont le pendage est vers NE et SW sous l'angle de  $75$ - $80^\circ$ .

Enfin, se sont les fissures presque latitudinales qui sont observées dans la partie méridionale du gisement, elles sont liées évidemment avec des déplacements de roches suivant les plans de stratifications.

La minéralisation plombo-barytifère est localisée comme nous avons déjà indiqué dans les trois bancs des calcaires dolomités de l'Aptien. La répartition de la minéralisation dans le plan de la couche est irrégulière, habituellement le minerai forme des gites étroits allongés dans le sens du pendage des roches approximativement.

On peut établir la liaison assez nette des amas minéralisés avec des éléments tectoniques du gisement (les fissures et les petites courbures renfermant la minéralisation). La présence de cette liaison est bien confirmée par la coïncidence de l'orientation des zones fissurées avec celle des amas de minerais.



Dans la minéralisation en étages, il existe plusieurs niveaux minéralisés sur le flanc SW du gisement où on peut voir cette liaison de la minéralisation avec des zones de fissuration tel que les amas N° 1, 2 et 4 qui se trouvent dans les bancs dolomitiques différents et sont localisés dans un seul plan vertical.

On connaît en tout cinq amas de minerai dont quatre sont concentrés dans la partie SE du gisement et le cinquième se trouve dans la partie Ouest.

La répartition de la minéralisation à l'intérieur des amas minéralisés est irrégulière. On peut distinguer les parties avec le minerai de barytine presque sans galène et les parties avec la minéralisation de plomb et de barytine qui présente la valeur industrielle du gisement.

Les minerais de barytine sont situés d'habitude dans les parties périphériques des amas minéralisés, surtout dans leurs parties supérieures. En bas, ils se remplacent par les minerais plombo zincifères selon les données de quelques sondages. Par la suite on peut supposer qu'il existe la zonalité verticale de la minéralisation sur le gisement de Djebel Ichemoul.

Le minerai de zinc qui remplit de petits vides de calcaires a été découvert aussi dans la zone d'une faille de direction NW-SE qui délimite le gisement au NE. Dans cet endroit, on a trouvé quelques petits amas de zinc à 250 m environ. La teneur en zinc dans certains échantillons était de 10-12%, mais compte tenu de ses dimensions réduites, ce type de minéralisation ne présente aucune valeur exploitable.

#### **4. Morphologie des amas minéralisés**

L'étude d'un grand nombre de travaux miniers anciens et des données des sondages effectués a permis d'obtenir les connaissances assez détaillées sur la morphologie et la composition substantielle des amas de minerai, ainsi que de déterminer leur position dans l'espace, la liaison avec des éléments structuraux concrets, la qualité et la quantité des réserves dans les contours de ces amas de minerai.

- **Amas de minerai N° 1**

Il est localisé dans les calcaires dolomités du banc A. Cet amas est découvert de la surface jusqu'à la profondeur de 250 m par plusieurs travaux miniers de prospection et d'exploitation. Au dessus du niveau 250, l'amas est recoupé par un sondage qui a constaté son amincissement.

La morphologie de l'amas de minerai est simple. C'est une bande étroite allongée dans le sens du pendage des roches encaissantes, au long d'une faille. Cette bande devient une colonne dans les profondeurs du gisement. L'extension horizontale maximum d'amas est de 40 m. L'extension verticale observée est de 420 m environ. L'épaisseur varie de 1 à 3 m et atteint parfois 5.5 m.

Les calcaires dolomités renferment la minéralisation sont fortement broyés ; des fissures tortueuses et de fragments allongés sont orientés conformément au sens de la stratification des roches. Les fissures sont habituellement remplies par la dolomie et plus rarement par le quartz. Les fissures pareilles du toit d'amas de minerai sont souvent remplies par la barytine, avec laquelle sont associées les mouches et les nids de galène. L'épaisseur des filonnets est de quelques millimètres et les mouches de galène sont de 0.1-1 mm. On trouve ici des filonnets rares et peu puissants de blende.

La répartition de la minéralisation de galène et barytine avec une petite quantité de blende est variable dans les limites d'amas de minerai. Cette variabilité est déterminée, en premier lieu, par l'isolation des minerais de barytine et ceux de plomb avec barytine. Les minerais de barytine massifs et rubanés renferment une petite quantité de galène sont développés surtout dans la partie supérieure d'amas de minerais le long du contour NE.

Les teneurs en composants utiles dans les terrains de développement de deux types de minerai sont relativement constantes et sont égales à 36-65% pour la barytine et à 6.5-9.5% pour le plomb. La teneur moyenne est de 44.24% et de 6.91% respectivement. Vers le toit du banc renferment la minéralisation on peut voir certaine augmentation de la teneur de zinc.

La quantité de blende dans les limites d'amas N°1 n'est pas grande. Dans certains terrains la teneur en zinc peut atteindre 1-1.1% exclusivement.

- **Amas de minerai N°2**

Il est situé à proximité du premier amas et est contrôlé par la même faille directe. Il est découvert par des travaux miniers jusqu'à la profondeur de 80 m et est traversé par un sondage plus bas.

C'est aussi un gîte en forme de bande peu puissante (3-6 m) qui devient une colonne de minerai plus bas. L'extension verticale d'amas de minerai est de 200m environ et la largeur est de 20 m en moyenne.

Les minerais plombo barytifères en nids et en dissémination avec des filonnets prédominants et des minerais essentiellement barytiques apparaissent uniquement sur les niveaux supérieurs.

La répartition de la minéralisation plombifère est irrégulière dans les limites d'amas de minerai. De riches minerais en dissémination et en nids alternant avec des minerais relativement pauvres en dissémination avec des filonnets.

La teneur varie de 3 à 14% (teneur moyenne de 5.3%). La teneur de barytine est plus constante : la teneur minimum est de 30% et la teneur maximum est de 55%.

- **Amas de minerai N° 3**

Il se trouve dans la partie centrale du gisement dans les dolomies et calcaires dolomitisés du banc B. il est le meilleur parmi les amas connus d'après la qualité des minerais et ses réserves. Comme les amas précédents, cet amas de minerai a une déclinaison SE très voisine au pendage des roches. Il est contrôlé par une zone large et continue de fissurations.

L'amas de minerai est découvert à 350 m suivant le pendage par de nombreux travaux miniers de prospection et d'exploitation.

L'extension horizontale sommaire de l'amas de minerai, compte tenu des données des sondages est de 630 m. sa largeur varie de 30 à 125 m. l'épaisseur moyenne du gîte n'est pas grande ; 2.8m au total (l'épaisseur max est de 5m et la mini est de 1.2m).

L'amas est représenté par une zone stratiforme des roches calcaires bréchifiées à ciment barytiques et une minéralisation assez régulière de galène en dissémination avec des nids. Les mouches et les nids de galène de 1-2 mm à 4 cm de dimension ont une forme irrégulière et sont liés habituellement par des fragments calcaires.

Les roches encaissantes la minéralisation renferment des quantités considérables de quartz et de calcite postérieure généralement sous la forme des agrégats dispersés. Les filonnets de quartz et de calcite sont rares.

La présence de petites quantités de galène de baryte et de pyrite dans les filonnets est normale. Souvent, on rencontre des filonnets de dolomie à grains moyens. Ces filonnets se rapportent évidemment à une des phases les plus précoces de la minéralisation.

À l'intérieur de l'amas de minerai N° 3, comme dans les amas de minerai précédents, on observe une séparation des minerais plombo zincifères et ceux de barytine. Les derniers se trouvent surtout dans la partie supérieure de l'amas de minerai.

La teneur en plomb subit des variations de 3.7% jusqu'à 7.1% avec une teneur moyenne de 5.38%. Les variations de la teneur de barytine sont de 25 à 60% avec une teneur moyenne pour tout le gîte de 30.9%. Évidemment, ces chiffres ne sont pas valables que pour des niveaux supérieurs jusqu'à la profondeur de 350m de la surface.

- **Amas de minerai N°4**

C'est un gîte en forme d'une bande peu important d'après ces dimensions et ces réserves qui est situé dans les dolomies du banc B au dessus des amas de minerai N° 1 et 2, évidemment dans le plan d'une seule zone fissurée.

L'extension verticale d'amas atteint 290m selon les données des travaux miniers et des sondages. Sa largeur moyenne est de 40-45 m. l'épaisseur varie de 1.4m jusqu'à 5.8m avec une épaisseur moyenne égale à 3m.

La teneur en plomb varie de 1.6 à 3.5% et les teneurs un peu plus élevées s'observent près du mur du banc. La teneur moyenne en barytine est de 47.36%. La présence de la blende est universelle, dont la quantité augmente dans une certaine mesure avec la profondeur.

- **Amas de minerai N° 5**

Il est situé dans la partie Ouest du gisement, dans les calcaires dolomités du banc C. le gîte est exploré de la surface par des tranchées et par des courtes galeries et il est étudié par des sondages dans les niveaux profonds. L'extension verticale connue est de 430m. L'épaisseur du gîte est variable (de 0.8m à 9.3m) mais dans la plupart des travaux miniers on trouve les épaisseurs assez proches de 4m en moyenne.

Les calcaires dolomités de cette partie du gisement sont découpés par un grand nombre de filonnets orientés SW-NE qui déterminent la configuration de l'amas de minerai dans le plan horizontale et sa déclinaison.

Cet amas qui est représenté par un gîte stratiforme plombo zincifère contient presque la moitié des réserves totales du gisement.

La barytine est cristallisée sous forme de filonnets d'épaisseur et de largeurs différentes dans le mur et dans le toit du gîte. Vers le sommet du gîte, ces filonnets sont peu puissants (1 cm), mais dans la partie centrale de l'amas de minerai l'épaisseur et la longueur des filonnets augmentent, ils se réunissent en forme de bandes, orientées conformément à la stratification des roches. La minéralisation sulfurée principalement, la galène, est représentée par la dissémination irrégulière et par des poches jusqu'à 2-4 cm qui sont liés aussi bien avec des

formations barytifères, qu'avec des calcaires non barytisés du banc renferment la minéralisation.

La teneur en plomb varie de 1.8 jusqu'à 7.7% avec une teneur moyenne de 2.8%.

La teneur en baryte est aussi variable dans les limites de 15 à 63%. Les teneurs les plus élevées sont constatées dans la partie Ouest du gisement.

La teneur moyenne en baryte dans les minerais plombo barytifères (partie Est du gisement) est de 37,6% et dans les minerais barytifères (partie Ouest) est de 57,1%.

La composition minéralogique des minerais du gisement de Djebel Ichemoul est typique pour des gisements du plomb hydrothermaux de température basse, dans les roches calcaires. Le minéral métallifère principal est représenté par la galène, le minéral d'importance secondaire est la blende. Les autres minéraux métallifères (pyrite, cinabre, chalcopryrite) se rencontrent très rarement et n'ont aucune valeur pratique.

Les minerais de gangue sont représentés par la barytine, la calcite et rarement par le quartz.

Les processus d'oxydation des minerais sur le gisement se sont manifestés localement et dans une échelle peu considérable. Dans certaines parties des amas de minerai près de la surface, on trouve des hydroxydes de fer, de malachite et d'azurite peu développées.

La galène forme les mouches et les nids, plus rarement elle forme des filonnets et des filons associés à de la barytine qui remplace presque entièrement dans certains endroits les roches encaissantes. Les filonnets lentille de galène concordants avec des roches encaissantes sont habituels. Leur épaisseur varie de quelque millimètres jusqu'à 2 à 3 cm.

Les dimensions des nids de galène varient dans les limites assez large, à partir de quelques dixièmes de millimètres jusqu'à quelques centimètres. Parfois, les nids peuvent atteindre 0,5 – 0,6 mètres de diamètre.

La répartition de galène dans les roches est irrégulière et dépend en général de la stratification primaire des roches.

La barytine se rencontre d'habitude sous forme des filonnets et de et de masses unies. Les filonnets de barytine en général concordants au sens de la stratification des roches se caractérisent par leur puissance irrégulière et par leur discontinuité, les renflements en forme de nids se passent très souvent à des étranglements.

La barytine dans les filonnets et dans les masses est représentée par des cristaux d'allure tabulaire allongée qui forment des agrégats à texture enchevêtré ou radiale ; en dehors des filonnets, la barytine se rencontre sous forme de cristaux tabulaires ou bien de rosettes.

La blende donne la dissémination fine et dispersée, ou des filonnets rares et minces. Le diamètre des mouches isolées varie de 0,8 à 1,5-2 mm, des filonnets ont l'épaisseur inférieure à un millimètre.

Les autres minéraux métallifères (cinabre, pyrite, chalcopryrite) sont présentés par une dissémination fine et dispersée qu'on ne rencontre que très sporadiquement.

On note toujours la présence de l'argent et du cadmium dans les minerais du gisement, dont les teneurs sont de 60 – 100 g/T et de 0,003% respectivement. Ces éléments chimiques se trouvent en forme d'addition isomorphe dans la galène et dans la blende.

Les structures des minerais sont habituelles pour des gisements du type pareil. On trouve le plus souvent des minerais rubanés, bréchiformes, disséminés et parfois massifs, dont les structures sont déterminées par des combinaisons correspondantes des minéraux les plus répandus (barytine et galène).

L'étude de la composition substantielle des textures et des structures de minerais permet de croire que le gisement de Djebel Ichemoul a été formé au cours de deux étapes successives. La première étape se caractérise par des modifications peu avancées des roches encaissantes (dolomitisation, quatrification, pyritisation) et la deuxième étape est marquée par la formation de blende, galène et baryte.

## **5. Données sur les travaux de recherche**

Comme nous avons indiqué plus haut, durant la période de l'exploitation, on a accompli sur le gisement des travaux de mine considérables. Tous les amas de minerai, sauf l'amas n° 5, ont été découverts à la profondeur de quelques centaines de mètres, mais l'absence de la documentation géologique et minière, n'a pas donné la possibilité d'évaluer les réserves de la partie étudiée autrefois du gisement.

C'est pourquoi les travaux de recherches géologiques accomplis sur le gisement ont consisté dans l'étude des travaux miniers anciens. En 1966, on a fait le levé géométrique des travaux miniers, leur relevé géologique et l'échantillonnage.

En même temps, on a étudié la surface du gisement, les cartes topographiques et géologiques au 1/2000 ont été établies. On a tracé les tranchées, puis on a échantillonné les zones minéralisées.

Les niveaux profonds du gisement ont été étudiés à l'aide du sondage à carottage.

Le degré avancé de la connaissance des niveaux supérieures des amas minéralisés n° 1, 2, 3 et 4 qui ont été découverts par des galeries, la permanence des amas minéralisés en aval du pendage ont permis de limiter les travaux de forage par un petit nombre de sondages. Les sondages ont été placés dans les profils orientés dans le sens du pendage de l'amas minéralisé.

Le schéma de l'emplacement des sondages a été un peu différent sur l'amas minéralisé n° 5 qui se distingue par l'extension horizontale et verticale considérable.

Dans ces limites les sondages ont été placés suivant une maille de 100 sur 200 m.

On a utilisé les sondeuses ZIF-300 et GP-1. Les profondeurs des sondages varient entre 70-100 et 320 mètres. On a foré à l'aide de la grenaille (peu), des alliages durs et des diamants. Le diamètre du trou dans la zone minéralisée est de 76 mm (forage aux diamants) ou 110 mm (forage à alliage dur).

La déviation des trous de sondage a été mesurée à l'aide de l'inclinomètre JCH-4.

Le pourcentage de la carotte à l'intérieur de la zone minéralisée est de 70-95%. Le pourcentage moyen pour 8 trous est de 85%. Le pourcentage de carotte dans les roches encaissantes est de 80-90%. L'échantillonnage de la carotte de diamètre supérieure à 76 mm a

été effectué au moyen de prélèvement d'une moitié de la carotte, cassée suivant la longueur. Si le diamètre de forage est de 56 mm, on a prélevé comme échantillon toute la masse de carotte. La longueur moyenne d'un échantillon de carotte a été égale à 1 mètre.

Les travaux miniers au jour comme au fond ont été échantillonnés par saignées, dont les sections étaient de 3 sur 10 cm. Dans les galeries, on a échantillonné la puissance des amas de minerai ou des sections verticales dans les tranchées dans leur fond.

Les échantillons prélevés ont été traités au laboratoire de la base centrale. Au cours du traitement on a utilisé la formule de Tchetchett  $Q=Kd^2$  ou  $K = 0,2$ . L'application du coefficient égal à 0,2 a été déterminée par une répartition très irrégulière du zinc dans le minerai.

Tous les échantillons ont été soumis à l'analyse spectrale. On a fait aussi des analyses chimiques sur plomb, zinc et baryte. On a analysé sur la baryte les échantillons ordinaires ou en groupe.

Le contrôle intérieur de l'analyse (3% de quantité totale des échantillons) a été par le laboratoire chimique de la base centrale de la SONAREM à Alger et le contrôle extérieur a été effectué par le laboratoire chimique de CNIGRI en URSS.

On a obtenu l'erreur accidentelle moyenne relative pour trois groupes des échantillons égale à 1,4%, 10,0% et 4,1% respectivement. La différence relative entre les analyses principales et celle de contrôle est égale à 2,58%.

Les travaux de recherche géologique ont été accompagnés par des études géophysiques et de carottage spécial des trous de sondage, les méthodes de corps chargé (CC), de corrélation électrique, des trainées symétriques (TS), de sondage électrique vertical (SEV) et de la polarisation provoquée (PP). Pour ces études, on utilisait des appareils standards de la prospection électrique (la station VP-59, les appareils AKTC-1 et EP-1).

## **6. Conditions technologiques et minières d'exploitation**

Les roches encaissantes représentées par des calcaires dolomités et barytisés compacts sont stables.

Le coefficient de la solidité est égal à 8 pour des roches et à 6 pour des minerais d'après l'échelle de professeur Protodiaconof. La fissuration des calcaires et des dolomies largement développée dans les limites du gisement est favorable pour les formations des vides karstiques.

Les études faites sur le gisement montrent que le degré le plus grand de développement des processus de karst est typique pour des calcaires près de la surface du gisement, surtout pour des calcaires affleurant dans les Oueds.

Les travaux miniers qui ont été faits il y a quelques dizaines d'années se sont bien conservés et peuvent être utilisés pour l'exploitation prochaine. Ce n'est que les parties qui se trouvent dans les schistes argileux qui nécessiteront le reboisement au cours de la reprise de l'exploitation.

On a fait sur le gisement au cours des années précédentes 21 galeries, dont la longueur totale dépasse 3000 m. ces galeries ont été faites chaque 30-60 m suivant la verticale et elles découvrent les amas de minerai à la profondeur de 350 m.

Parmi ces galeries on a fait sur l'amas de minerai n° 1, 9 galeries de 620 m de longueur environ ; sur les amas n° 2 et 4, 2 galeries de 550 m ; l'amas n°3 est découvert par 9 galeries de 1800 m de longueur environ. Sur l'amas n°5 on n'a fait que 2 courtes galeries (84 m en tout). La plupart des galeries ont été liées entre eux par des montages et par des descenderies.

On peut considérer la présence d'un grand nombre de travaux minier sur le gisement comme résultat d'un haut degré de la prospection et comme la preuve que le gisement est déjà prêt dans une certaine mesure pour y entamer l'exploitation. Près de 30% des réserves calculées du gisement se trouvent dans les contours des travaux miniers.

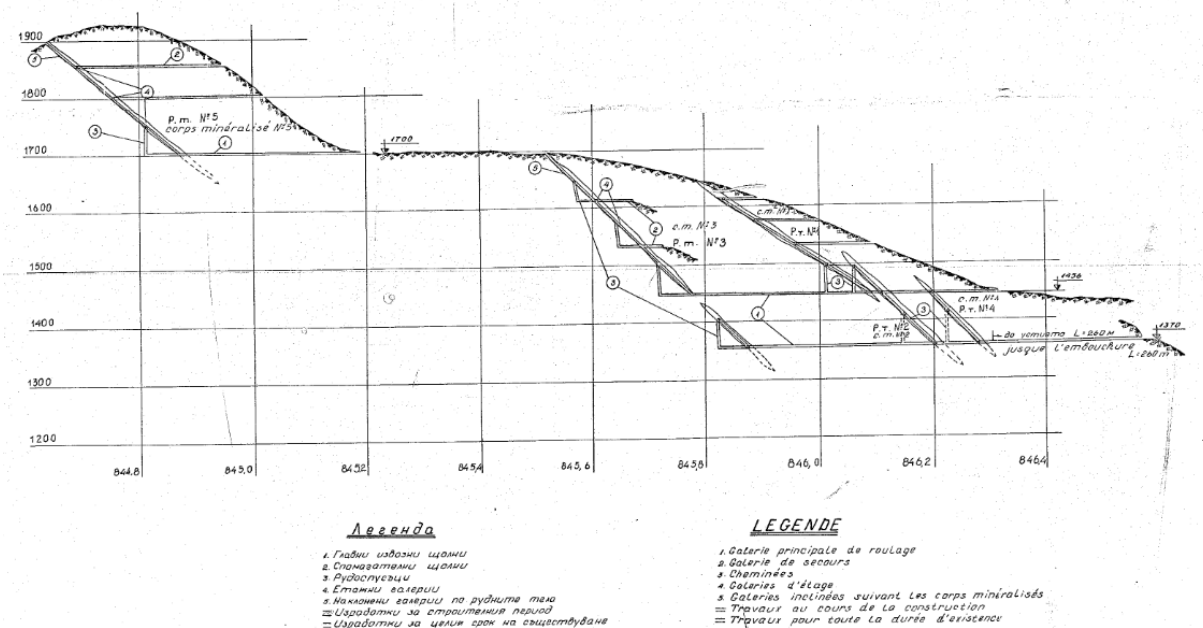


Figure 16 : coupe à travers les principaux corps minéralisés (Annexe A)

### 6.1. Caractéristiques technologiques du minerai

La caractéristique technologique des minerais du gisement est simple. On peut distinguer 2 types de minerais : minerai plombo-barytifères et ceux de barytine. Dans certaines parties de niveaux inférieurs des amas, la quantité de la blende devient visible.

On peut appliquer pour l'enrichissement des minerais la méthode de la flottation sélective. Dans ce cas on peut extraire dans les concentrés le pourcentage suivant des composants utiles : 90% de plomb, 80% de zinc et 90% de barytine.

Le pourcentage élevé des composants extraits est lié avec le caractère de leur granulation : les grains de la galène sont de 1 à 10 mm, et les grains de la blende sont de 0,2 à 2 mm, c'est-à-dire ils sont aux grains gros et moyens.

L'usine d'enrichissement de la mine de Djebel Ichemoul a donné en 1951-54 en utilisant la méthode de flottation sélective le concentré à 73% de plomb avec l'extraction de 94% de plomb total, qui se trouve dans le minerai. Les pertes de plomb dans les résidus ont été de 0,38%.

## 6.2. Calcul de réserves

On n'a pas calculé les conditions techniques du calcul des réserves de plomb et de zinc sur le gisement de Djebel Ichemoul, mais on les a déterminés d'après l'analogie avec des autres gisements exploités du même type.

L'épaisseur exploitable minimum de l'amas de minerai est adoptée égale à 1 m, la teneur exploitable minimum de plomb est égale à 1%, la teneur moyenne minimum en plomb dans le bloc est égale à 2,5%. Si la teneur en plomb est moins de 1%, mais il existe aussi le zinc, la teneur exploitable minimum est déterminée à 2,5% d'après la somme de deux métaux.

L'épaisseur des bancs des roches stériles ou des minerais à teneurs au dessous de la teneur limite de l'exploitation qu'on a tenu compte au cours des calculs est égale à 1m.

Le calcul de réserves est fait par deux méthodes :

1. Des sections parallèles horizontales
2. Des blocs géologiques.

On a utilisé la première méthode pour le calcul de réserves des amas minéralisés n° 1, 2, 3 et 4 qui ont été explorés surtout par des travaux miniers horizontaux.

Comme on sait, la méthode des sections suppose la répartition assez régulière des travaux miniers de prospection. Selon le point de vue de plusieurs géologues, cette méthode correspond le plus complètement aux caractères géologiques de la structure du gisement, parce qu'on emploie pour le calcul des coupes ou les plans géologiques ordinaires.

La deuxième méthode, celle des blocs géologiques, a été utilisée pour le calcul de réserves de l'amas n°5 qui n'a été prospecté que par quelques sondages. Dans le cas pareil, il n'est pas possible d'appliquer la méthode des sections parce que le nombre des travaux miniers correspondants à une seule section (plan ou coupe) est insuffisant.

À l'aide de la méthode des blocs géologiques on a aussi calculé les réserves de la partie inférieure de l'amas minéralisé n°3 qui est exploré par des sondages isolés.

Les limites des blocs de calcul de réserves ont été dessinés (dans la méthode des sections horizontales) directement d'après les travaux miniers et sont le plus proche aux limites naturelles des amas de minerai.

Compte tenu de l'aspect colonniforme et assez invariable des amas de minerais n°1-4, les mêmes données ont été utilisés (extrapolés) pour des niveaux inférieurs de ces amas, qui ont été prospectés seulement par des sondages.

On a fait autrement la délimitation des blocs de cet amas de minerai dont les réserves ont été calculées à l'aide de la méthode des blocs géologiques. Dans ce cas les limites s'appuient directement sur les sondages ou passent par les points conventionnels qui ont été obtenus au résultat de l'interpolation ou de l'extrapolation limitée.

Les superficies des sections horizontales ont été faites à l'aide d'un pochoir avec la maille d'un centimètre carré sur les plans au 1/500, sauf les cas de sections des 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 (d'après les données de l'échantillonnage de ces travaux qu'on a trouvé dans les archives du service des mines).



Les superficies des blocs de calcul de réserves de l'amas de minerai n°5 ont été calculées géométriquement après leur subdivision sur les triangles.

L'épaisseur des amas de minerai est déterminée d'après la documentation géologique et d'après les données de l'échantillonnage des travaux miniers.

Les teneurs moyennes des composants utiles dans les travaux miniers isolés et dans les blocs en général ont été déterminées par la pondération sur l'épaisseur ou sur la superficie.

Les volumes de blocs de réserves des amas minéralisés n°1-4 ont été calculée d'après les formules du prisme de la pyramide tronquée de pyramide et du coin.

Le volume des blocs de l'amas n°5 a été calculé comme le produit de sa superficie (qui est montrée sur la projection horizontale de l'amas) multipliée par la puissance verticale moyenne.

Pour déterminer les réserves de minerai dans les blocs partiellement épuisés, on a appliqué le coefficient d'épuisement, qui est égal au rapport entre la superficie de la partie épuisé du bloc et la superficie totale du bloc.

Au cours du calcul des réserves de la catégorie des réserves probables dans les limites d'amas n°5, et d'après un nombre limité des travaux miniers, on a adopté le coefficient de la minéralisation égale à 0.8, qui a été calculé par la méthode linéaire comme le rapport entre la longueur des intervalles minéralisés et entre la longueur total de l'amas minéralisé (toutes les mesures ont été faites à la surface).

De même, on a adopté le coefficient de la minéralisation pour les réserves de la catégorie C2. Compte tenu du degré de certitude assez peu élevé de cette catégorie on a adopté le coefficient égal à 0.5

Le poids volumétrique des minerais plombo-zincifères est adopté égal à 3.2, en se basant sur 30 analyses volumétriques.

L'humidité des minerais est de 1-2% dans les limites des niveaux des galeries et augmente un peu avec la profondeur jusqu'à 4-5% dans certains sondages. Mais puisque la valeur moyenne de l'humidité ne dépasse guère 2-3%, il était inutile d'appliquer le coefficient correcteur correspondant.

Selon le degré de la prospection des amas minéralisés on a subdivisé les réserves des minerais plombo-barytifères sur trois catégories : B, C1 et C2. Ces catégories de la classification de réserves adoptées en URSS sont presque identiques avec les catégories certaines, probables et possibles qui sont en vigueur en Algérie.

Les réserves de la catégorie B sont calculées dans les blocs découverts et délimités par des travaux miniers avec l'intervalle entre deux galeries voisines de 30 à 60m en moyenne suivant la verticale. A cette catégorie appartiennent les réserves des amas minéralisés N° 1, 2, 3 et 4, à l'exclusion de leurs parties qui se trouvent au dessous des niveaux des travaux miniers et qui sont explorés à l'aide des sondages. Ces réserves sont attribuées à la catégorie C1, en même temps que les réserves de la plus grande partie de l'amas minéralisé N° 5.

À la catégorie C2 appartiennent les réserves dans les blocs qui sont délimités d'après les données des sondages isolés, ainsi que dans la limite extérieure des blocs de la catégorie C1, qui est obtenu au moyen de l'extrapolation.

On a délimité en tout au cours du calcul de réserves 34 blocs de minerais plombo-zincifères dont 13 de la catégorie B, 16 de la catégorie C1 et 5 de la catégorie C2.

Les réserves des minerais purement barytifères qui sont séparés dans l'espace des minerais plombo-barytifères et dont la prospection a été moins détaillée, se rapportent à la catégorie C1. La plus grande partie de la barytine sera extrait avec des composants utiles principaux et le reste nécessite l'exploitation à part.

Pourtant, l'exploitation individuelle des minerais proprement barytiques est facilité par leur emplacement à la proximité immédiate des minerais plombo-barytifères.

On n'a pas calculé les réserves du zinc que dans les niveaux inférieures de l'amas minéralisé N° 3 où les teneurs en zinc sont de l'ordre de plus 1% et où on a trouvé la possibilité de les délimiter.

**Tableau 8 : résultat du calcul de réserves du gisement de Djebel Ichemoul**

type de réserve		réserves de minerais en tonne	teneur moyenne en %			réserves des composants utiles en tonne		
			Pb	Zn	Ba	Pb	Zn	Ba
minerai plombo-barytifère	dans le massif	1 200 874,00	4,00%	1,11%	37,82%	47 896,00	1 421,00	453 569,00
	dans les piliers	39 585,00	5,76%	0,00%	48,82%	2 279,00	0,00	19 424,00
	<b>total</b>	<b>1 240 459,00</b>	<b>4,04%</b>	<b>1,11%</b>	<b>38,13%</b>	<b>50 175,00</b>	<b>1 421,00</b>	<b>472 993,00</b>
minerai barytifère	<b>total</b>	<b>307 886,00</b>	-	-	<b>52,34%</b>	-	-	<b>161 142,00</b>

**Essais de valorisation du minerai Plombo-barytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna) par flottation**

**Tableau 9 : répartition des réserves de minerai plombo-barytiques suivant les amas de minerai**

amas de minerai		réserves et teneurs									réserves générales		
		catégorie B			catégorie C1			catégorie C2			minerais en mille tonne	plomb	baryte
		minerai en mille tonne	plomb	baryte	minerai en mille tonne	plomb	baryte	minerai en mille tonne	plomb	baryte			
N° 1	métal (T)	72,80	5 007,00	32 552,00	6,40	494,00	2 514,00	-	-	-	79,20	5 501,00	35 066,00
	teneur (%)		6,88%	44,72%		7,67%	39,04%		-	-		6,94%	44,26%
N° 2	métal (T)	11,80	1 090,00	6 378,00	45,90	3 596,00	21 583,00	12,50	444,00	4 681,00	70,20	5 130,00	32 642,00
	teneur (%)		9,28%	54,28%		7,84%	47,08%		3,66%	37,51%		7,28%	46,55%
N° 3	métal (T)	132,60	7 952,00	64 688,00	63,70	3 477,00	27 699,00	128,00	6 172,00	15 711,00	324,30	17 601,00	108 098,00
	teneur (%)		6,00%	48,78%		5,47%	43,48%		4,82%	12,28%		5,43%	33,33%
N° 4	métal (T)	26,90	906,00	10 146,00	70,10	2 154,00	35 240,00	-	-	-	97,00	3 060,00	45 386,00
	teneur (%)		3,37%	37,76%		3,07%	50,24%		-	-		3,15%	46,79%
N° 5	métal (T)	0,00	-	-	328,20	9 740,00	139 603,00	341,50	9 143,00	112 198,00	669,70	18 883,00	251 801,00
	teneur (%)		-	-		2,97%	42,53%		2,68%	32,85%		2,82%	37,60%
<b>total</b>	<b>métal (T)</b>	<b>244,10</b>	<b>14 955,00</b>	<b>113 764,00</b>	<b>514,30</b>	<b>19 461,00</b>	<b>226 639,00</b>	<b>482,00</b>	<b>15 759,00</b>	<b>132 590,00</b>	<b>1 240,40</b>	<b>50 175,00</b>	<b>472 993,00</b>
	<b>teneur (%)</b>		<b>6,13%</b>	<b>46,75%</b>		<b>3,78%</b>	<b>44,06%</b>		<b>3,27%</b>	<b>27,50%</b>		<b>4,04%</b>	<b>38,17%</b>

**Tableau 10 : changement de réserves**

catégorie de réserves	réserves calculées par le service des mines avant le mois Novembre 1963		réserves calculées par la suite de travaux en 1966-67 avant le 01/01/1968		changement de réserves (accroissement)			
	minerai en milliers de T	plomb en milliers de T	minerai en milliers de T	plomb en milliers de T	absolu		relatif	
					minerai en milliers de T	plomb en milliers de T	minerai	plomb
catégorie B (certaine)	100,00	6,57	244,00	14,96	144,00	8,39	à 2,4 fois	à 2,2 fois
catégorie C1 (possible)	36,00	1,68	514,00	19,46	478,00	17,78	à 14,3 fois	à 11,7 fois
catégorie C2 (probables)	49,00	2,22	482,00	15,76	433,00	13,54	à 9,8 fois	à 7,1 fois
total réserves	185,00	10,47	1 240,00	50,18	1 055,00	39,67	à 6,7 fois	à 4,8 fois

Les réserves géologiques globales du gisement d'Ichemoul sont évaluées à 1 548 280 Tonnes, réparties par amas et par catégorie comme suit :

**Tableau 11 : réserves géologiques du gisement d'Ichemoul**

Amas	type de minerai	catégorie	Réserves (T)	% BaSO <sub>4</sub>	% Pb	observations
Amas N° 1	Plomb- Baryte	B	72 800	44,72	6,88	Selon notre interprétation, les réserves classées initialement en C2 ont été toutes transférées en B et C1 lors de la réalisation des travaux miniers.
		C1	6 400	39,04	7,67	
		C2	0	0	0	
		s/Total	79 200	44,26	6,94	
	Baryte (extrémité)	C1	40 830	44,95		
Total			120 030	44,5		
Amas N° 2	Plomb- Baryte	B	11 800	54,28	9,28	---
		C1	45 900	47,08	7,84	
		C2	12 500	37,51	3,56	
		s/Total	70 200	46,59	7,32	
	Baryte (extrémité)	C1	68 130	53,56		
Total			138 330	50,02		
Amas N° 3	Plomb- Baryte	B	132 600	48,78	6,00	Les réserves calculées dans la catégorie C2 sont délimités par des sondages isolés ainsi que dans la limite extérieure des blocs de la catégorie C1.
		C1	63 700	42,92	5,47	
		C2	128 000	12,28	4,82	
		Total	324 300	33,22	5,43	
Amas N° 4	Plomb- Baryte	B	26 900	37,76	3,37	Selon notre interprétation, les réserves classées initialement en C2 ont été toutes transférées en B et C1 lors de la réalisation des travaux miniers.
		C1	70 100	50,24	3,07	
		C2	0	0	0	
		s/Total	97 000	46,78	3,15	
	Baryte (extrémité)	C1	30 950	33,65		
Total			127 950	43,6		
Amas N° 5	Plomb- Baryte	B	0	0	0	Il n'y a pas de calcul des réserves en catégorie B à cause de l'absence des ouvrages miniers dans le l'amas. Les réserves
		C1	328 200	42,53	2,97	
		C2	341 500	32,85	2,68	

		s/Total	669 700	37,59	2,82	calculées en catégorie C2 sont situées en profondeur et en extrémité Est et Ouest de l'amas.
	Baryte (extrémité)	C1	167 970	57,09	0	
	Total		837 670	41,5		
Total	Plomb- Baryte	B	244 100	46,62	6,13	--
		C1	514 300	43,99	3,79	
		C2	482 000	27,51	3,27	
		s/Total	1 240 400	38,10	4,05	
	Baryte (extrémité)	c1	307 880	52,34		
	Total		1 548 280	41	4,05	

### 6.3. Conclusion

Au résultat de travaux géologiques des années 1966-67 on a déterminé la prospection du gisement plombo-barytifère de Djebel Ichemoul, dont le minerai se caractérise par des formes compactes, par la technologie favorable, par un haut degré de prospection et de préparation pour exploitation.

Dans 1240459 tonnes de minerai plombo-barytifères, il y a 50175 tonnes de plomb et 472993 tonnes de baryte. Les teneurs moyennes en composants utiles sont de 4.04% et de 38.13% respectivement. De plus, on a calculé les réserves de minerai de zinc dans les niveaux inférieurs d'amas minéralisé N° 3, contenant la minéralisation de blende. Les réserves de zinc sont de 1421 tonnes à teneur de 1.11%.

À part cela, il existe sur le gisement 307886 tonnes de minerai barytifères à teneur moyenne en baryte de 52.34%.

L'accroissement supplémentaire de réserves peut être obtenu lors de la prospection des niveaux profondes de l'amas minéralisé N° 5, ainsi que sur le flanc Ouest et sur les niveaux profonds de l'amas minéralisé N° 3. Il semble rationnel d'effectuer la prospection de ces parties du gisement simultanément avec l'exploitation.

Les calculs technico-économiques nécessaires pour la projection de l'entreprise minière peuvent être effectués en se basant sur les données du présent rapport.

La campagne de prospection de SONAREM est dans l'objectif d'évaluer le potentiel minier du gisement d'Ichemoul a réalisé les travaux suivants :

**Tableau 12 : travaux de recherche effectués**

Désignations des travaux	Unité de mesure	Volume
Levé géologique au 1/2000	Km <sup>2</sup>	2.5
Itinéraire de recherche.	km	30
Creusement tranchées.	M <sup>3</sup>	1 015
Déblaiement des anciennes galeries	M <sup>3</sup>	150
Forage carottant	MI	4 277
Relevé des anciennes galeries	MI	2 870
Echantillonnage métallométrique	Pièce	810
Prélèvement et traitement des échantillons par saignée	Pièce	236
Prélèvement et traitement des échantillons de carotte	Pièce	113
Levé à la planchette au 1/2000	Km <sup>2</sup>	2.48
Levé géométrique du fond	km	3.84
Etude géophysique	méthodes	04
Analyse chimique	Ana	1 100
Analyse spectrale	Ana	1 200
Lames minces	Unité	150
Construction de route	MI	1 850

L'étude géophysique comporte :

- Sondages Electrique Vertical (SEV)
- Polarisation Provoquée (PP)
- Corps Chargé (CC)
- Trainée Symétrique (TS)

L'ensemble de ces travaux ont permis d'aboutir aux résultats suivants :

**Amas N° 1**

**Tableau 13 : travaux de recherche sur l'amas 1 et leurs résultats**

Amas	Travaux de recherches						Paramètres géométriques des amas (m)				
	Sondage						Tranchée	Galerie	Profondeur	Longueur	Puissance
	N°	Profondeur (ml)	Puissance recoupée	% Pb	% BaSO <sub>4</sub>	Observation					
1	--	--	--	--	--	--	--	9	0- 250	240	2,5

Les réserves géologiques calculées sur la base des ouvrages miniers réalisés sont de l'ordre de 120 030 Tonnes, réparties par catégorie comme suit :

- Catégorie B : .....72 800 Tonnes
- Catégorie C1 : .....47 230 Tonnes

**Amas N° 2**

**Tableau 14 : travaux de recherche sur l'amas 2 et leurs résultats**

Amas	Travaux de recherches						Paramètres géométriques des amas (m)				
	Sondage						Tranchée	Galerie	Profondeur	Longueur	Puissance
	N°	Profondeur (ml)	Puissance recoupée	% Pb	% BaSO <sub>4</sub>	Observation					
2	S1 (+)	324	5.4	3.56	37.51	sondages négatifs situés au Sud-Est de l'amas.	0	2	0-200	20	4,5
	S2 (-)	296.5	0	0	0						
	S14 (-)	124.8	0	0	0						
	S13 (-)	206.9	0	0	0						
	S24 (-)	181	0	0	0						
	S7 fond (-)	72.3	0	0	0	sondages situés au Nord-Est de l'amas.					
Total	6	1205.5	--	--	--	--	--	--	--	--	

Les réserves géologiques calculées sur la base des ouvrages miniers et les 6 sondages réalisés sont évaluées à 138 330 Tonnes, réparties par catégorie comme suit :

- Catégorie B : .....11 800 Tonnes
- Catégorie C1 : .....114 030 Tonnes
- Catégorie C2 : .....12 500 Tonnes

**Amas N° 3**

**Tableau 15 : travaux de recherche sur l'amas 3 et leurs résultats**

Amas	Travaux de recherches						Paramètres géométriques des amas (m)				
	Sondage						Tranchée	Galerie	Profondeur	Longueur	Puissance
	N°	Profondeur (ml)	Puissance recoupée	% Pb	% BaSO <sub>4</sub>	Observation					
3	S4 (+)	355	3.2	4.15	0	--	0	9	0-630	200	2,8
	S23 (+)	238.5	2.7	3.44	33.46						
	S6 (-)	285	0	0	0	sondages négatifs situés à l'extrémité Sud-est de l'amas					
	S9 (-)	350	0	0	0						
	S19(-)	295	0	0	0						
	S5 fond (-)	101.3	0	0	0	sondages négatifs situés à l'extrémité Sud-est de l'amas					
	S17 fond (-)	55.1	0	0	0						
	S18 fond (-)	55.4	0	0	0						
Total	8	1735.3	--	--	--	--	--	--	--	--	

Les réserves géologiques calculées sur la base des ouvrages miniers et les 8 sondages réalisés sont évaluées à 324 300 Tonnes, réparties par catégorie comme suit :

- Catégorie B :.....132 600 Tonnes
- Catégorie C1 :..... 63 700 Tonnes
- Catégorie C2 :.....128 000 Tonnes

**Amas N° 4**

**Tableau 16 : travaux de recherche sur l'amas 4 et leurs résultats**

Amas	Travaux de recherches						Paramètres géométriques des amas (m)				
	Sondage						Tranchée	Galerie	Profondeur	Longueur	Puissance
	N°	Profondeur (ml)	Puissance recoupée	% pb	% BaSO <sub>4</sub>	Observation					
4	s1 (+)	324.2	1.55	0.78	51.32	--	0	1	0-290	40	3
	s13 (+)	206.9	1.4	1.6	56.23						
	s24(-)	181	0	0	0						
	s2(-)	296.5	0	0	0						
	s14(-)	124.8	0	0	0						
<b>Total</b>	<b>5</b>	<b>1 133.4</b>	--	--	--						

Les réserves géologiques calculées sur la base des ouvrages miniers et les 5 sondages réalisés sont évaluées à 127 950 Tonnes, réparties par catégorie comme suit :

- Catégorie B :..... 26 900 Tonnes
- Catégorie C1 :..... 101 050 Tonnes

**Amas N° 5**

**Tableau 17 : travaux de recherche sur l'amas 5 et leurs résultats**

Amas	Travaux de recherches						Paramètres géométriques des amas (m)				
	Sondage						Tranchée	Galerie	Profondeur	Longueur	Puissance
	N°	Profondeur (ml)	Puissance recoupée	% Pb	% BaSO <sub>4</sub>	Observation					
5	S15 (+)	76.9	4.3	1.83	52.03		9	2	0-430	300	4
	S16 (+)	92.8	9.3	1.79	38.00						
	S3 (+)	82.3	4.6	1.86	8.01						

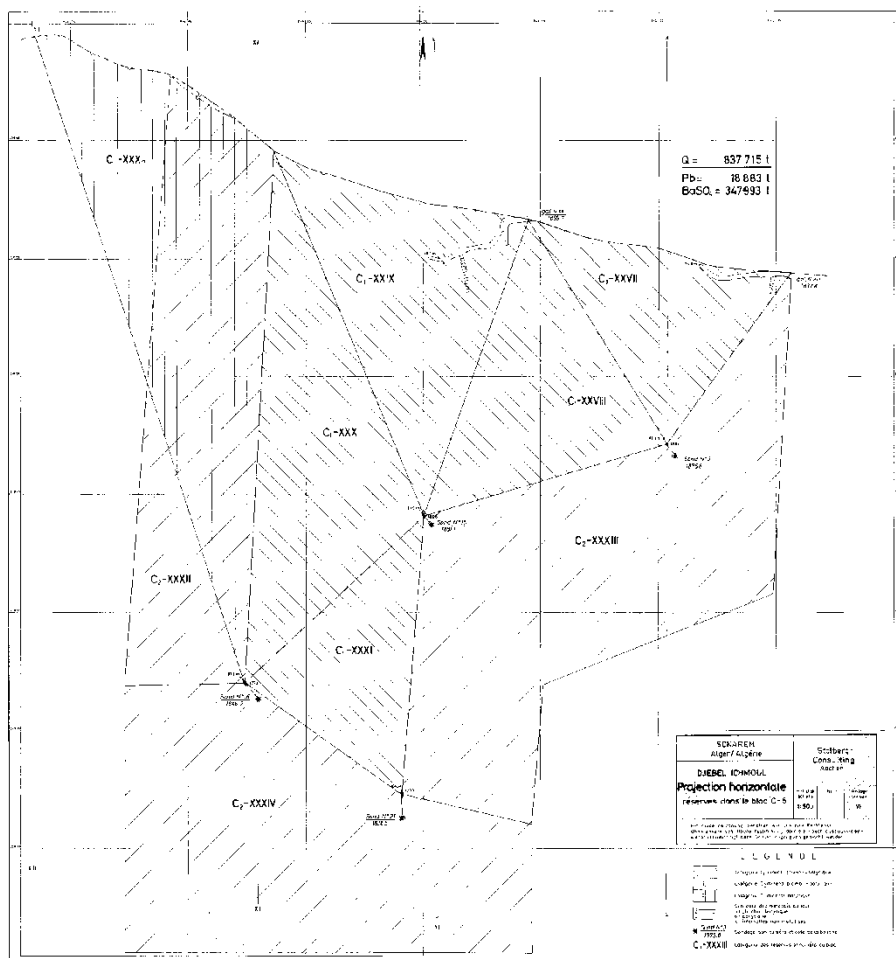


**Essais de valorisation du minerai Plombo-barytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna) par flottation**

S21 (+)	106.3	6.25	2.6 5	20.31	situés à l'extrémité sud-Est de l'amas				
S25(-)	211	0	0	0					
S26(-)	228	0	0	0					
S20N(-)	100.3	0	0	0					
S22(-)	108.8	0	0	0					
S8(-)	100.4	0	0	0					
S26(-)	228	0	0	0					
<b>Total</b>	<b>10</b>	<b>1 334.8</b>	--	--	--				

Les réserves géologiques calculées sur la base des ouvrages miniers et les 10 sondages réalisés sont évaluées à 837 670 Tonnes, réparties par catégorie comme suit :

- Catégorie C1 : ..... 496 170 Tonnes
- Catégorie C2 : ..... 341 500 Tonnes



**Figure 17 : projection horizontale des réserves dans le bloc C-V (Annexe B)**

## 7. Étude d'enrichissement

### 7.1. Données de base pour la laverie

#### 7.1.1 Le minerai

D'après les documents préparés par le client sur les résultats des essais de préparation du minerai Djebel Ichemoul et effectués sur des échantillons prélevés sur le terrain lors des études géologiques effectuées en 1966-67, ont servi de base pour le choix du procédé technologique et pour le choix de l'équipement.

Le minerai examiné était riche en comparaison aux qualités des réserves.

Il contenait 9-11% de plomb, le plomb oxydé étant présenté par 0.4 à 1.3% selon les échantillons et 62 à 70 de  $BaSO_4 + SrSO_4$ .

Le minerai consistait en majeure partie de galène et barytine avec gangue dolomitique et petites quantités de quartz.

De faibles indices de zinc et de cuivre ont été remarqués si bien que les concentrés de galène contiennent 0.42% Zn, 0.03% Cu et 147 g/T d'argent.

Le zinc et le cuivre contenus ne sont pas pénalisables, la quantité d'argent est relativement faible. Le minerai contient aussi du zinc et du cadmium.

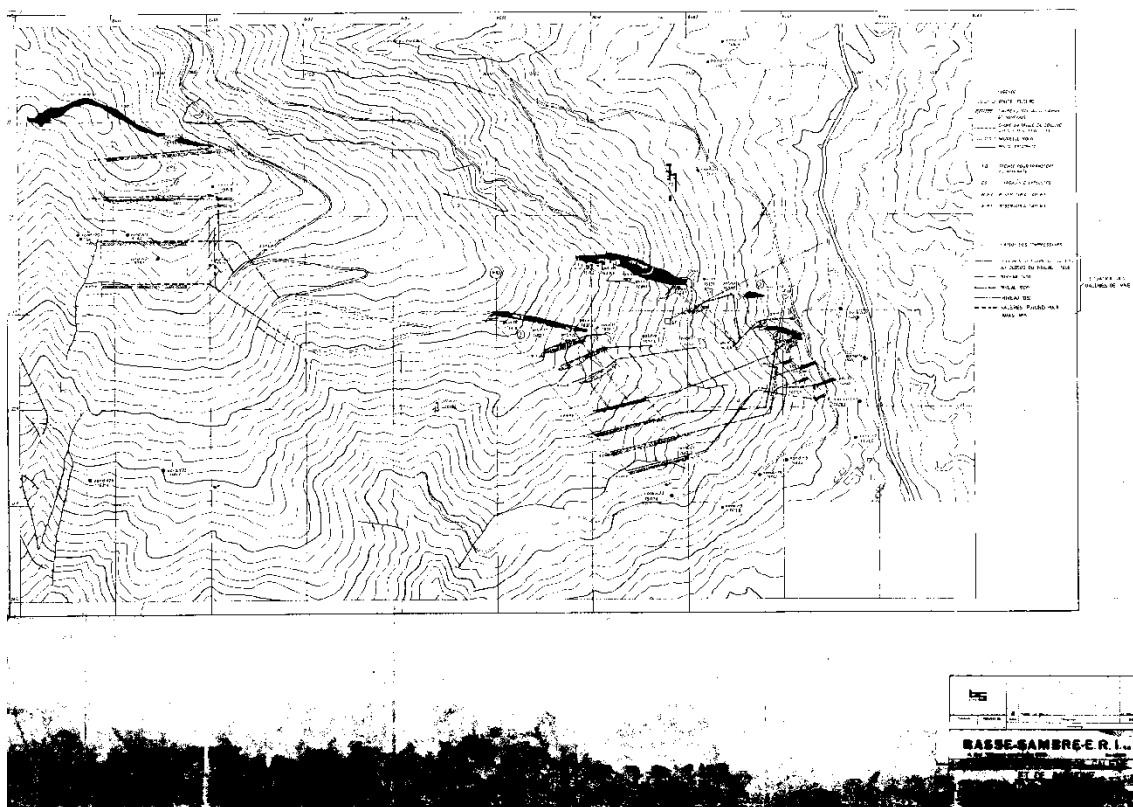


Figure 18 : plan topographique de la carrière avec schématisation des amas minéralisés (Annexe C)

### 7.1.2 Les caractéristiques du minerai qui influencent la concentration

Le minerai est relativement facile à concasser et à broyer.

Dans les études préalables, un indice de broyage (système Bond) de sept a été adopté, ce qui correspond aux minerais plombo-barytiques normaux.

Les données minéralogiques indiquent une nécessité de broyage à moins de 0.2 ou 0.3 mm.

Un broyage de 80-85% de moins de 0.3 mm a été adopté.

Les essais de concentration ont démontré que vu les caractéristiques minéralogiques, il n'est pas possible d'effectuer une pré-concentration de minéraux de haut poids spécifiques (galène et barytine) en raison de très faible rendement pondéral en stériles et des pertes en plomb très élevées.

Les essais de flottation de plomb comprennent la partie sulfurée et oxydée ont donné les résultats suivants :

En moyenne teneur du concentré : 75% Pb avec une récupération de 92-95%.

Un concentré de barytine d'environ 98% BaSO<sub>4</sub> a été produit avec une récupération de 90%.

Pour les besoins du nouvel atelier à construire, il a été tenu compte qu'un minerai plus pauvre sera traité et qu'en moyenne on produira un concentré de plomb à une teneur de 72% Pb et une récupération de 90%.

En ce qui concerne la barytine, il sera possible de produire un concentré avec plus de 95% BaSO<sub>4</sub> + SrSO<sub>4</sub> avec une récupération de 80% ou plus des deux minerais représentant un concentré qui sera envoyé aux installations de broyeurs spéciaux pour mouture en vue de produire une baryte qualité « boue de forage ».

Selon les indications des essais de laboratoire, il faut seize minutes pour la flottation totale du plomb et on a besoin de deux à trois phases de reflottation (nettoyage).

En ce qui concerne la barytine, le temps de flottation nécessaire serait de 12 minutes avec deux recyclages pour nettoyer.

## 7.2. La description du procédé de concentration (Annexe D)

### 7.2.1. Section concassage

Le minerai sera traité de la façon suivante :

Le tout venant sortira du fond d'une galerie du niveau 1456 à flanc de montagne.

Le transport est réalisé par berlines à une cote supérieure à la trémie.

Le minerai 0-300 mm sera déversé dans une trémie à gros de capacité 200 tonnes de minerai brute.

De la trémie, le minerai sera repris par un alimentateur à tablier déversant directement dans un concasseur à mâchoires.

Le produit du concasseur à mâchoires de granulométrie 0-80 mm est repris par une bande transporteuse puis par une autre qui ramène la matière sur une troisième bande.

Cette dernière amène le minerai à un crible vibrant muni de deux surfaces de tamisage, l'une avec des ouvertures de 40 et l'autre avec ouvertures de 15 mm.

Tous les produits plus de 40 mm et plus de 15 mm passent par gravité dans un concasseur à cônes qui doit concasser à 0-15 mm.

Les moins 15 mm sortant du crible sont repris par une bande transporteuse puis par d'autres bandes et déversés dans la trémie à fins ayant une capacité de 400 tonnes de minerai 0-15 mm.

Les produits du concasseur à cônes sont repris par une bande transporteuse et par l'intermédiaire des bandes ramenés au criblage assurant de cette manière un circuit fermé de concassage à moins 15 mm.

### **7.2.2. Section broyage**

Les produits concassés stockés dans la trémie sont repris par l'alimentateur qui est muni d'une bascule intégratrice et dispositif de réglage automatique.

Le minerai tombe dans le broyeur à boulets mais avant d'atteindre le broyeur il est échantillonné par l'échantillonneur. Un réactif sera ajouté à partir d'un distributeur.

La pulpe sortant du broyeur et contenant 76% de solide est diluée et ensuite par l'intermédiaire d'une pompe à pulpe envoyée au cyclone qui produit une sousverse et une surverse.

La sousverse avec 70% de matières solides retourne au broyeur pendant que la surverse du cyclone classificateur représente le tout-venant pour la flottation et contient 27% de matières solides.

La charge circulante au broyeur est estimée à 250-300%.

### **7.2.3. Section flottation plomb**

Un conditionneur précède les cellules de flottation.

La section flottation plomb consiste en une opération de dégrossissage et une d'épuisement.

La durée totale de la flottation est de 20 mn dont 8 mn pour le dégrossissage et 12 mn pour l'épuisement.

Au tiers environ de la durée de l'épuisement pour les parties du minerai contenant des oxydes de plomb, une cellule sera employée comme conditionneur pour la sulfuration des oxydes Pb lesquels flotteront dans les cellules qui suivent avec les restes des sulfures de plomb.

Le concentré grossier produit des cellules passera par deux phases de nettoyage.

Les concentrés descendront dans les cellules de nettoyage par gravité.

Les cellules de nettoyage seront intégrées aux séries de cellules de dégrossissage, si bien qu'on obtiendra un retour des mixtes dans les phases de flottation respectives sans besoin de pompes ou de tuyauteries quelconques.

Les flottés de l'épuisement seront repris par une pompe et refoulés vers la tête des machines du dégrossissage.

Le concentré final obtenu après deux nettoyages sera refoulé par l'intermédiaire d'une pompe dans un épaisseur.

Avant d'atteindre l'épaisseur, le concentré est échantillonné par un échantillonneur à pulpe automatique.

L'épaisseur à concentré de plomb produira une sousverse à 50% d'eau qui sera pompée par une pompe au filtre à vide.

Le concentré filtré avec 10-12% d'humidité ira directement au magasin de concentré pour être évacué.

#### **7.2.4. Section flottation baryte**

Les stériles de la section plomb à la sortie des cellules d'épuisement seront échantillonnés pour obtenir les données nécessaires pour dresser un bilan de flottation Pb et servir comme donnée de tout venant de la section baryte.

Les stériles seront repris par une pompe qui les ramènera à un épaisseur.

Cet épaisseur produira de l'eau claire et une sousverse avec 50% de solides.

Les eaux claires sortant de l'épaisseur à plomb du filtre à vide pour le concentré de plomb comme du débordement de l'épaisseur à stériles de Pb seront recueillies et par l'intermédiaire de la pompe à eau claire dirigées vers les réservoirs d'eau pour section plomb.

La pompe à diaphragme de l'épaisseur va transférer la pulpe vers le conditionneur à barytine où la dilution de la pulpe sera corrigée.

Le débordement normal de la cuve à conditionnement ira vers les cellules de flottation de barytine assurant une durée de flottation d'environ 12 mn.

Il est à signaler qu'un seul dégrossissage est prévu.

Le concentré de baryte sera pompé par une pompe vers les cellules de nettoyage.

Deux stades de nettoyage sont prévus.

Les mixtes du second nettoyage de baryte par la disposition des cellules de flottation retourneront au premier stade de nettoyage par l'écoulement normal des pulpes à travers les cellules.

Les stériles de la flottation baryte sont des stériles finaux.

Au moyen d'une pompe, ils seront ramenés au classificateur à vis pour séparation des sables qui seront employés au remblai. La surverse du classificateur alimente un épaisseur.

Avant le classificateur, un échantillonneur à pulpe automatique prendra des échantillons représentatifs des stériles.

L'épaississeur produira une sousverse de stériles qui au moyen de la pompe à diaphragme faisant partie intégrale de l'épaississeur ira vers le dépôt de stériles.

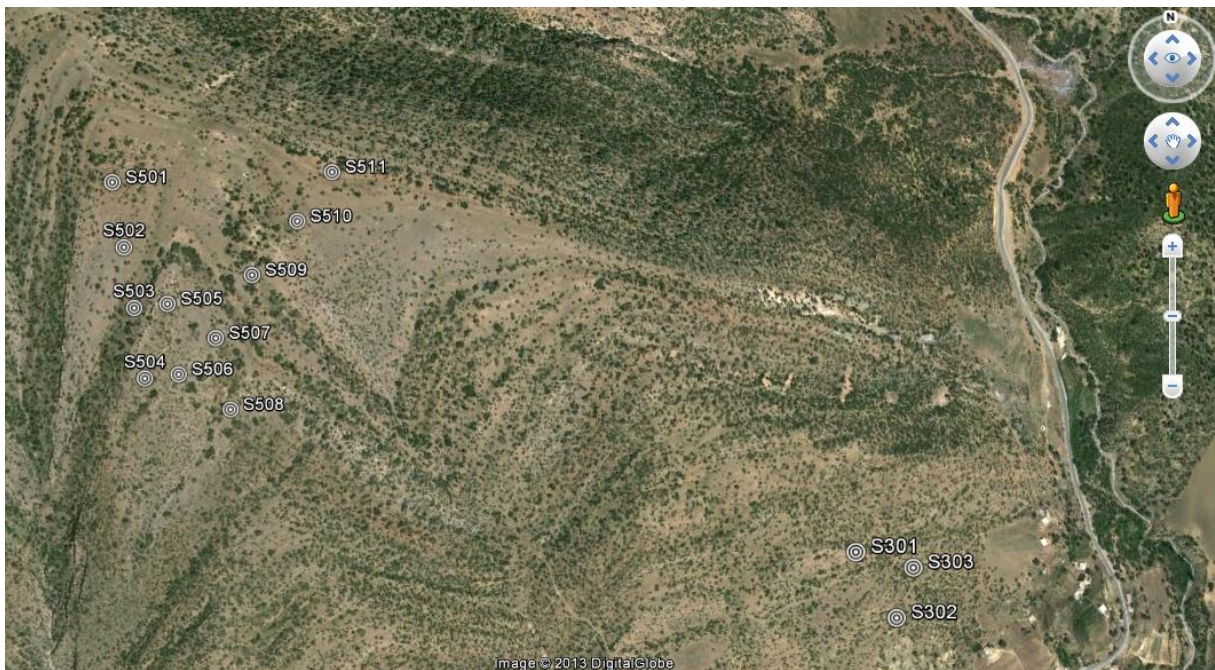
Le concentré de barytine, après deux nettoyages, sera repris par une pompe qui refoule au conditionneur qui alimente l'épaississeur à baryte. Un échantillonneur automatique est disposé à l'alimentation de l'épaississeur.

La sousverse de l'épaississeur sera pompée par une pompe vers un filtre à vide.

Le filtre à vide produira un concentré de baryte avec 10-12% d'humidité, le filtrat retourne à l'alimentation de l'épaississeur.

### **8. Étude géologique 2014**

L'an 2014 l'entreprise SOMIBAR a lancé un nouveau projet de recherche et d'exploration des amas minéralisés pour vérifier l'extension de ces corps minéralisés dans la profondeur. Parmi les travaux à réaliser on cite les sondages carottés qui sont représentés dans la figure ci-dessous.



**Figure 19 : implantation des sondages dans le cadre du programme de recherche 2014**

# Partie 2

# Expérimentation

## CHAPITRE 4 : MÉTHODOLOGIE ET PROTOCOLES D'ESSAIS

### 1. L'échantillonnage

#### 1.1. Méthode d'échantillonnage

L'échantillonnage consiste essentiellement à tirer des informations d'une fraction d'un grand groupe ou d'une population, de façon à en tirer des conclusions au sujet de l'ensemble de la population. Son objet est donc de fournir un échantillon qui représentera la population et reproduira aussi fidèlement que possible les principales caractéristiques de la population étudiée.

L'objectif de l'échantillonnage est donc de prélever une partie représentative d'un ensemble ou d'un lot de minerai pour déterminer avec la plus grande précision possible la teneur moyenne en divers éléments de cet ensemble.

Tout échantillonnage, même le plus simple est sujet à plusieurs causes d'erreur reliées à la structure, la texture, la distribution du minerai; à la technique d'échantillonnage, à la façon d'appliquer cette technique particulière, ou à l'instrument d'échantillonnage utilisé.

Il existe plusieurs types d'échantillonnage tout dépend la nature de l'ensemble à échantillonner. Selon les caractéristiques de notre gisement, la méthode la plus appropriée est celle de l'échantillonnage par écaille.

Il s'agit d'un prélèvement d'une série d'écailles, le long d'une ligne, sur une surface, à l'intérieur d'un quadrillage, etc. afin d'estimer la teneur de l'ensemble.

L'échantillonnage par écaille est généralement destiné à une première évaluation préliminaire à une étude plus détaillée.

L'échantillonnage par écaille peut s'imposer là où un minerai dur et uniforme rend le prélèvement par rainurage ou cannelure impossible ou difficile. Dans ce cas, il faut briser des écailles de même grosseur sur des points uniformément distribués, horizontalement et verticalement.

Danger: choisir l'échantillon spectaculaire qui vient fausser la représentativité.

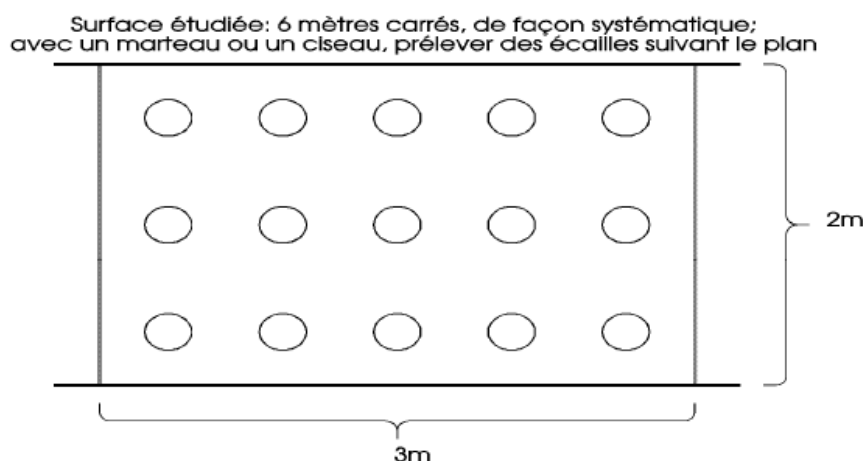


Figure 20 : méthode d'échantillonnage par écailles



## 1.2. Plan d'échantillonnage

La mine d'Ichemoul a été exploitée auparavant et exploré à l'aide de 21 galeries sur plusieurs niveaux. Ce sont ces mêmes galeries qui ont servi pour l'échantillonnage du minerai des 4 amas du gisement. (Annexe E)

Afin de visiter tous les ouvrages miniers au niveau de la mine d'Ichemoul et connaître leur état et la possibilité de les ré-exploité dans l'avenir, une mission de travail a été programmée du 02/08/2014 au 07/08/2014 par l'entreprise SOMIBAR durant laquelle il a été effectué un échantillonnage par l'équipe de travail dont j'étais membre et qui servira par la suite pour l'établissement d'un schéma de traitement conforme aux propriétés technologiques de ce gisement.

Durant cette campagne, 36 échantillons ont été prélevés dans différents niveaux et qui appartiennent aux 4 amas minéralisés selon le programme détaillé ci après :

- **Dimanche 03/08/2014**

Cette journée a été consacrée à la visite de la galerie 2 et il a été pris 14 échantillons répartis par amas comme suit :

- Amas 4 : 6 points échantillonnés.
- Lentille : 1 points échantillonnés.
- Amas 3 : 7 points échantillonnés.

Il est à noter que la galerie 2 est en bonne état mis à part quelques passages qui nécessiteront un élargissement de la section de la galerie. Aussi, on remarque une correspondance parfaite par rapport à la coupe de la galerie sur la figure 7 du rapport SONAREM de 1966-67.

- **Lundi 04/08/2014**

Cette journée a été consacrée à la visite des galeries des niveaux supérieures avec la prise d'échantillons répartis par amas comme suit :

- ✓ **Amas 3 :**

- On a commencé par visiter la galerie 11 qui est situé juste au dessus de la galerie 2. Malgré qu'il est mentionné sur la coupe de la galerie que sa longueur est de 270m on a pu accéder jusqu'au 100m seulement. Le passage est fermée par du minerai abattu.
- Ensuite on est allé plus haut mais les galeries 12, 13 et 14 sont toutes fermées au niveau de leurs embouchures.



Figure 21 : Galerie 12



Figure 22 : galerie 13



Figure 23 : galerie 14

- La galerie 15 quant à elle a connu un effondrement qui a causé un élargissement de son ouverture comme le montre la photo. On cite la prise de 3 échantillons dans cette galerie qui s'étale juste pour 20m.



Figure 24 : galerie 15

- La galerie 16 a une bonne section a l'entrée mais elle est creusé juste pour 15m. on a pris 2 échantillons.



Figure 25 : galerie 16

- La galerie 17 est trop petite de longueur avec 5m seulement. On note la prise d'un échantillon à son niveau.



**Figure 26 : galerie 17**

- La galerie 18 avec 15m de longueur et prise de 2 échantillons.



**Figure 27 : galerie 18**

✓ **Amas 1 :**

- La galerie 10 avec 10m seulement de longueur à cause d'un éboulement. Prise de 2 échantillons.



**Figure 28 : galerie 10**

- La galerie 9 est pratiquement inaccessible.
- La galerie 8 avec une ouverture pratiquement fermée et 10m seulement de longueur. Prise d'un échantillon
- La galerie 7 au niveau de la carrière avec 10m de longueur seulement et prise d'un échantillon.



**Figure 29 : galerie 7**

• **Mardi 05/08/2014**

Cette journée a été consacrée à la visite des galeries menant vers l'amas 1 et qui n'ont pas été visitées la journée précédente avec la prise d'échantillons. Il est à notre aussi qu'on est retourné vers la galerie 2 et ce afin d'aller vers l'amas 2 qui n'a pas pu être visité durant la première journée à cause des fumées causées par les artisans :

✓ **Amas 1 :**

- La galerie 6 : avec 30m de longueur. Prise de 2 échantillons (entrée et fin de galerie).



**Figure 30 : galerie 6**

- La galerie 5 : avec 30m de longueur. Prise de 1 échantillon (fin de galerie).



**Figure 31 : galerie 5**

- La galerie 4 : après 10m de marche on rencontre une déviation qui mène à deux autres galeries. La première avec 40m de longueur et qui ne contient pas de minerais. La deuxième avec environ 20m de longueur et prise de 1 échantillon (fin de galerie).



**Figure 32 : galerie 4**

- La galerie 3 qui est fermée au niveau de son embouchure.



**Figure 33 : galerie 3**

- ✓ **Amas 4 :**
  - La galerie 2 : Prise de 2 échantillons (pt 05 et 06a).
- ✓ **Amas 2 :**
  - La galerie 2 : Prise de 4 échantillons.

Ci après un tableau résumant l'ensemble des échantillons prélevé durant cette campagne par amas avec leurs codes :

Tableau 18 : répartition des échantillons par amas

amas 1	amas 2	amas 3	amas 4
G4/A1/E01	G2/A2/E01	G2/A3/E01	G2/A4/E01
G5/A1/E01	G2/A2/E02	G2/A3/E02	G2/A4/E02
G6/A1/E01	G2/A2/E03	G2/A3/E03	G2/A4/E03
G6/A1/E02	G2/A2/E04	G2/A3/E04	G2/A4/E04
G7/A1/E01		G2/A3/E05	G2/A4/E05
G8/A1/E01		G2/A3/E06	G2/A4/E06
G10/A1/E01		G2/A3/E07	G2/A4/E07
		G2/L/E01	G2/A4/E08
		G15/A3/E01	G2/A4/E09
		G15/A3/E02	
		G15/A3/E03	
		G16/A3/E01	
		G16/A3/E02	
		G17/A3/E01	
		G18/A3/E01	
		G18/A3/E02	

## 2. Préparation mécanique

La préparation mécanique est l'étape du procédé de traitement qui consiste en la réduction des dimensions des particules d'une valeur donnée à une valeur qui permettra de libérer les particules ciblées. Autrement dit, c'est l'opération qui permettra d'atteindre la maille de libération pour notre minéralisation.

Dans cette partie on peut distinguer deux étapes : le concassage et le broyage.

### 2.1. Le concassage

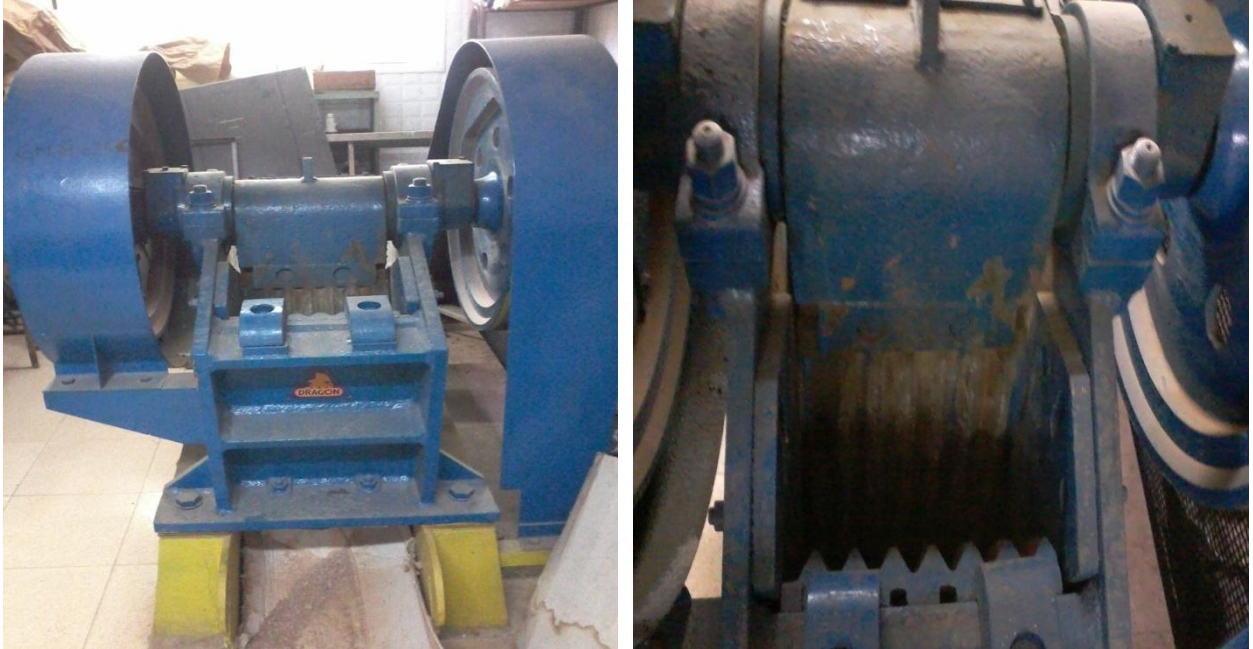
Le concassage a été effectué à l'aide des concasseurs du laboratoire de minéralurgie de l'École Nationale Polytechnique. Cette étape permet de réduire les dimensions des particules d'un échantillon de 0-200 mm jusqu'à moins de 1 mm.

Durant cette étape, chaque échantillon a été concassé seul afin de permettre de les caractériser à part plus tard.

Cette opération a été effectuée en 3 étapes en utilisant trois appareils différentes:

- Concasseur à mâchoires : avec une entrée de 0-200 mm et une sortie de 0-10 mm
- Concasseur à cônes : avec une entrée de 0-10 mm et une sortie de 0-3 mm
- Concasseur à cylindres : avec une entrée de 0-3 mm et une sortie de 0-1 mm.

Il est à noter que l'utilisation du troisième étage de concassage nous a permis d'avoir des particules de dimensions homogènes et de formes homogènes contrairement au cas où on a utilisé seulement 2 étages ou on a constaté la présence d'importante fraction de minerais avec des dimensions supérieures à 1 mm.



**Figure 34 : concasseur à mâchoires**



**Figure 35 : concasseur à cône**





Figure 36 : broyeur à cylindres

## 2.2. Le broyage

A la sortie du concassage, et après avoir réduit la taille des particules de tous les échantillons jusqu'à moins de 1 mm, l'étape suivante consiste à réduire encore la grandeur des grains jusqu'à une certaine granulométrie afin de pouvoir effectuer les essais de flottations.

Dans le but d'atteindre la dimension voulue, le broyage a été effectué à l'aide d'un broyeur planétaire du laboratoire de minéralurgie de l'École Nationale Polytechnique. Ce dernier permet d'avoir des granulométries allant jusqu'à moins de 60  $\mu\text{m}$ .

Durant toutes les étapes de ce travail, la maille de libération ciblée est la classe granulométrique 0-200  $\mu\text{m}$ . Afin d'atteindre cette dimension des particules, on a utilisé certains paramètres de broyage à savoir :

- Masse à broyer : 400 g.
- Masse broyante : 1847 g divisé comme le montre le tableau ci-dessous :

Tableau 19 : caractéristique de la masse broyante

diamètre (mm) des boulets	poids (g)/boulet	unités	poids total (g)
40 mm	259	3	777
30 mm	110	5	550
20 mm	32	10	320
10 mm	4	50	200
total		68	1847

Soit un rapport de 0,2165 entre la masse broyée et la masse broyante.

- Une vitesse de rotation de 400 tours/mn.
- Une durée de broyage de 20 mn.

Tous ces paramètres nous ont permis d'avoir un  $D_{80} = 200 \mu\text{m}$  ce qui correspond à notre maille de libération.

Il est à signaler que durant cette étape aussi, chaque échantillon a été broyé seul afin de permettre de les caractériser à part plus tard.



Figure 37 : broyeur planétaire

### 3. Analyse granulométrique

#### 3.1. Homogénéisation et échantillonnage

Avant de procéder à l'analyse granulométrique proprement dite, on a commencé par l'homogénéisation de nos échantillons. Pour cela, tous les échantillons appartenant au même amas minéralisé ont été mélangé et homogénéisé physiquement puis échantillonné par méthode de quartage qui nous a permis d'avoir quatre partie représentatives de l'ensemble de chaque amas.

Le quartage consiste à déposer le minerai sur une surface plane en formant un parallélogramme de faible épaisseur. Après brassage, il est partagé en quatre quarts équitables, dont deux quarts opposés vont constituer l'échantillon qui sera sujet des essais d'enrichissement et le reste constituera un stock témoin et un échantillon pour homogénéisation avec les autres amas plus tard.

Il est aussi possible de procéder en formant un cône qui sera aplati par la suite de manière à obtenir un cylindre de faible épaisseur. La prise de l'échantillon et la manière de la faire est la même que celle décrite précédemment, par deux axes perpendiculaires.



Figure 38 : les étapes de quartage



Figure 39 : représentation des parties de chaque amas selon leurs utilisations

### 3.2. Analyse granulométrique

L'analyse granulométrique est l'opération qui consiste à faire passer une masse connue de minerais à travers une série de tamis dont les ouvertures suivent des lois conformément aux normes afin de connaître la distribution granulométrique de l'échantillon. Elle est préalablement nécessaire, dans le but de connaître le comportement de la roche lors du concassage, c'est-à-dire sa tendance à suivre un comportement bien précis que se soit la fragmentation en des classes de fines particules, ou bien l'abondance des classes de gros grains, en fonction de la constitution des grains et leurs dureté.

L'analyse granulométrique des échantillons de la mine a été réalisée au moyen d'une série de tamis de dimensions comprises entre 1,25 mm et 80  $\mu$ m. Cette analyse a été opérée selon la norme européenne EN 933-1.

L'essai consiste à classer les différents grains constituant l'échantillon en utilisant une série de tamis emboîtés les uns sur les autres, dont les dimensions des ouvertures sont décroissantes du haut vers le bas. Le matériau étudié est placé en partie supérieure des tamis et les classements des grains s'obtiennent par vibration de la colonne de tamis.

- **Matériels utilisés :**

-Plateau.

-Balance électronique de précision de l'ordre de  $\pm 1$  g.

-Échantillon à analyser (500g).

-Agitateur ou tamiseuse.

-brosses ou pinceau

-fond et couvercle

-Une série de tamis de la norme AFNOR, grillagés en acier inox et dont les diamètres varient comme suit : (1,25 mm > 1 mm > 0,8 mm > 0,63 mm > 0,5 mm > 0,4 mm > 0,315 mm > 0,25 mm > 0,2 mm > 0,16 mm > 1 mm > 0,8 mm)

La taille des mailles des tamis est normalisée, elle correspond aux termes d'une suite géométrique de raison 1,259. Chaque dimension de la maille d'un tamis correspond donc à la dimension du précédent multipliée par 1,259.

L'analyse est effectuée par tamisage à l'aide d'une série de tamis Retsch ISO 3310, sur une tamiseuse Retsch AS200.



**Figure 40 : tamiseuse**

#### **4. Analyses chimiques**

En se référant aux résultats des anciennes compagnes de prospection et d'exploration qui ont été effectuées auparavant, on peut dire que le gisement d'Ichemoul est un gisement riche en plomb et de baryte et représente un bon investissement pour la récupération de ces deux types de minéralisation.

Il s'agit d'un gisement à une teneur moyenne en plomb et en baryte respectivement de 4.04% et 38.13% dans sa partie plomb-barytique, et une teneur de baryte de 52.34% dans sa partie purement barytique.

Afin de confirmer ces données, on a envoyé 10 échantillons représentant les 4 amas pour des analyses chimiques afin de connaître leurs compositions chimiques. Les résultats seront détaillés dans le prochain chapitre.

#### **5. Flottation**

Ce travail a été dirigé de sorte à faire des essais de flottations de plomb seul pour trouver la meilleure combinaison des paramètres de flottation de ce type de minerai. Puis en deuxième étape, il a été procédé à la flottation de la baryte seule pour trouver aussi sa meilleure combinaison des paramètres de flottation. À la fin, et en dernière étape, on a effectué des essais de flottation de plomb suivi de flottation de baryte pour simuler le cas réel qui sera rencontré lors de l'enrichissement du minerai plombo-barytique du gisement d'Ichemoul.

##### **5.1. Réactifs de flottation**

###### **5.1.1. Type de réactifs utilisés**

Les réactifs de flottations durant ce projet ont été divisés en 2 catégories :

- Réactifs pour la flottation de plomb
- Réactifs pour la flottation de la baryte

Le choix des réactifs de chaque famille a été fait en fonction des données de l'étude bibliographique afin de cibler les meilleures produits chimiques à utiliser. Un autre point important à prendre en considération est celui de la disponibilité de ces produits chimiques qui nous a poussé à choisir des réactifs moins efficaces juste parce que les meilleurs ne sont pas disponibles comme c'est le cas pour le cétyl sulfate dans la flottation du plomb (collecteur de baryte) qui a été remplacé par l'acide oléique.

Ci-dessous un tableau résumant tous les réactifs utilisés et leur action en fonction du minerai à enrichir :

Tableau 20 : réactifs de flottation

minerai flotté	réactifs	action
plomb	éthyle xanthate	collecteur de plomb
	carbonate de soude	régulateur de milieu
	amidon	déprimant baryte
	silicate de sodium	déprimant calcaire
	huile de pin	moussant
baryte	acide oléique	collecteur de baryte
	carbonate de soude	régulateur de milieu
	sulfate de sodium	déprimant plomb
	silicate de sodium	déprimant calcaire
	huile de pin	moussant

### 5.1.2. Préparation des réactifs

- Préparation des réactifs à partir des produits solides :

Il s'agit de l'éthyle xanthate, carbonates de sodium, silicates de sodium, l'amidon, et le sulfate de sodium. Pour ces trois réactifs, la démarche est la même. Il faut peser 20g de produits solide qui ont une pureté presque totale et le mettre dans un litre d'eau distillée et bien agiter le mélange pour obtenir une solution à 2% de concentration.

- Préparation des réactifs à partir des solutions concentrées :

Il s'agit dans ce cas de l'acide oléique. Pour ce dernier, il est soluble dans l'éthanol, alors la démarche consiste à mettre un peu d'éthanol dans une fiole jaugée de 200 ml et mettre ensuite 10 ml d'acide oléique concentré de concentration 0.9 g/ml puis compléter le volume de la fiole jusqu'au traits jaugé avec de l'éthanol et bien mélanger le contenu pour obtenir une solution à 4.5% de concentration.

### 5.2. Mode opératoire

La cellule de flottation (type Denver D12) doit être remplie avec de l'eau de robinet, puis on ajoute le minerai de façon à obtenir une pulpe d'une densité d'environ 30% en solide.

Les essais de flottations comprennent plusieurs paramètres qui peuvent influencer sur la qualité du concentré ou bien du produit de la cellule.

Durant ce projet, on a essayé de varier les consommations en matière de réactifs chimiques seulement sans toucher aux autres paramètres comme la nature des réactifs ou le temps de conditionnement...



Figure 41 : cellule de flottation

## Essais de valorisation du minerai Plombo-barytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna) par flottation

Durant la première étape de ce travail, on a commencé par la flottation sélective du minerai du plomb. 16 essais ont été réalisés et les résultats seront discutés ci après. La deuxième étape consisté à flotter le minerai barytique seul. 9 essais ont été réalisés et les résultats seront présentés ci-dessous.

L'étape finale consiste à utiliser les meilleures combinaisons de paramètres de flottation pour la meilleure récupération possible en termes de quantité et de qualité des deux types de minerais.

Les paramètres de chaque essai sont présentés dans le tableau ci-dessous :

**Tableau 21 : paramètres des essais de flottation**

n° essai	minerais flotté	amas n°	flottation principale								flottation d'épuisement				
			dimensio ns	densité de pulpe	régulateur de milieu	dosage	collecteur	dosage	déprima nt	dosage	densité de pulpe	collecteur	dosage	déprima nt	dosag e
1	plomb	3	200 µm	30%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	100 g/T	amidon	100 g/T	25%	éthyl xanthates	100 g/T	amidon	100 g/T
2	plomb	3	200 µm	30%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon	100 g/T	25%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon	100 g/T
3	plomb	3	200 µm	30%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	100 g/T 100 g/T	25%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	100 g/T 100 g/T
4	plomb	3	200 µm	32%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	100 g/T 100 g/T	-	-	-	-	-
5	plomb	3	200 µm	25%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	400 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	-	-	-	-	-
6	plomb	1	200 µm	31%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	25%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T
7	plomb	1	200 µm	36%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	100 g/T 100 g/T	25%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	100 g/T 100 g/T

**Essais de valorisation du minerai Plomb-barytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna) par flottation**

8	plomb	1	200 µm	34%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	-	-	-	-	-
9	plomb	1	200 µm	32%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	400 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	-	-	-	-	-
10	plomb	3	200 µm	32%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 500 g/T	25%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 500 g/T
11	plomb	4	200 µm	38%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	30%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T
12	plomb	4	200 µm	38%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	30%	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T
13	plomb	4	200 µm	38%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	400 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	-	-	-	-	-
14	plomb	2	200 µm	36%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	30%	éthyl xanthates	200 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T
15	plomb	2	200 µm	35%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	30%	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T
16	plomb	2	200 µm	37%	carbonate de soude	300 g/T	éthyl xanthates	300 g/T	amidon / silicate de sodium	200 g/T 200 g/T	-	-	-	-	-
17	baryte	3	200 µm	20%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	600 g/T	silicate de sodium	200 g/T	-	-	-	-	-



### Essais de valorisation du minerai Plombo-barytique du gisement d'Ichemoul (W. Batna) par flottation

18	baryte	3	200 µm	28%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	600 g/T	silicate de sodium	1000 g/T	-	-	-	-	-
19	baryte	3	200 µm	33%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	150 g/T	silicate de sodium	200 g/T	-	-	-	-	-
20	baryte	3	200 µm	30%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	150 g/T	silicate de sodium	1000 g/T	-	-	-	-	-
21	baryte	3	200 µm	30%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	75 g/T	silicate de sodium	1000 g/T	-	-	-	-	-
22	baryte	3	200 µm	27%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	150 g/T	silicate de sodium / sulfate de sodium	200 g/T / 200 g/T	-	-	-	-	-
23	baryte	3	200 µm	28%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	600 g/T	silicate de sodium / sulfate de sodium	200 g/T / 200 g/T	-	-	-	-	-
24	baryte	1	200 µm	28%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	150 g/T	silicate de sodium	200 g/T	-	-	-	-	-
25	baryte	1	200 µm	35%	carbonate de soude	200 g/T	acide oléique	75 g/T	silicate de sodium	200 g/T	-	-	-	-	-

Il est à signaler que durant tous les essais de flottation effectués, la vitesse de rotation de l'agitateur est de 1500 tour/mn avec un temps de conditionnement de 2 mn et un temps de flottation de 5 mn. Les résultats de ces essais seront présentés et discutés dans le prochain chapitre.

## CHAPITRE 5 : RÉSULTATS ET INTERPRÉTATIONS

### 1. Analyses chimiques

La première étape de n'importe quelle étude d'enrichissement est bien la caractérisation du tout venant. Pour cela, 10 échantillons ont été envoyés au laboratoire de l'ORGM afin d'être analysés par fluorescence X. Les résultats sont détaillés dans le tableau ci-dessous :

Tableau 22 : résultats des analyses des échantillons à l'ORGM

amas	échantillon	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	<b>BaO</b>	SrO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	<b>PbO</b>
1	G6/A1/E02	2,91	0,14	0,01	0,42	<0,05	0,14	<0,05	<0,05	<b>59,89</b>	0,10	0,20	<0,05	<b>2,90</b>
	G7/A1/E01	2,33	0,04	0,06	0,58	<0,05	0,14	<0,05	<0,05	<b>62,20</b>	0,17	0,24	<0,05	<b>2,12</b>
2	G2/A2/E01	7,18	0,72	0,16	1,12	0,19	0,16	<0,05	<0,05	<b>56,54</b>	0,08	0,19	<0,05	<b>2,02</b>
3	G2/A3/E01	1,92	0,19	0,74	4,65	1,85	0,13	<0,05	<0,05	<b>50,45</b>	0,17	0,21	<0,05	<b>0,42</b>
	G15/A3/E03	6,43	<0,05	1,00	8,31	1,60	0,10	<0,05	<0,05	<b>41,55</b>	0,11	0,19	<0,05	<b>1,06</b>
	G16/A3/E01	4,24	0,08	0,51	3,95	0,31	0,12	<0,05	<0,05	<b>51,62</b>	0,18	0,18	<0,05	<b>0,85</b>
	G18/A3/E01	6,28	0,01	0,44	3,52	0,15	0,11	<0,05	<0,05	<b>47,41</b>	0,07	0,20	<0,05	<b>6,92</b>
	G18/A3/E02	14,19	<0,05	2,09	7,17	1,23	0,10	<0,05	<0,05	<b>38,67</b>	0,07	0,16	<0,05	<b>0,06</b>
4	G2/A4/E01	7,61	0,66	1,46	5,70	2,01	0,12	0,13	<0,05	<b>41,56</b>	0,07	0,21	<0,05	<b>7,07</b>
	G2/A4/E08	2,70	0,12	0,56	3,18	0,66	0,13	0,02	<0,05	<b>55,08</b>	0,11	0,26	<0,05	<b>0,84</b>

Le choix de nombre d'échantillons pris de chaque amas a été fait en proportionnalité par rapport au nombre d'échantillons pris de chaque amas et les niveaux échantillonnés. En respectant cette logique, on est arrivé à un ratio de 4 entre le nombre d'échantillons dans chaque amas et le nombre d'échantillons analysés.

À partir de ces résultats, et en prenant en considération que la quantité prise de chaque échantillon sont égales, on se retrouve avec les résultats suivants en termes de teneur en minerai utile par amas comme suit :

- **Amas 1 :**
  - La teneur en BaO varie de 59,89% à 62,20% avec une teneur moyenne de 61,04%.
  - La teneur en PbO varie de 2,12% à 2,90% avec une teneur moyenne de 2,51%.
  - L'élément à éliminer dans cet amas est la silice qui est présente avec une teneur moyenne de 2,33% à 2,91%.
  
- **Amas 2 :**
  - La teneur en BaO est de 56,54%.
  - La teneur en PbO est de 2,02%.
  - L'élément à éliminer dans cet amas est la silice qui est présente avec une teneur de 7,18%.
  
- **Amas 3 :**
  - La teneur en BaO varie de 38,67% à 51,62% avec une teneur moyenne de 45,94%.
  - La teneur en PbO varie de 0,06% à 6,92% avec une teneur moyenne de 1,86%.
  - L'élément à éliminer dans cet amas est représenté par 2 types ; d'abord la silice qui est présente avec une teneur moyenne de 6,61%, et l'autre élément est les carbonates avec une teneur moyenne de 5,52%.
  
- **Amas 4 :**
  - La teneur en BaO varie de 41,56% à 55,08% avec une teneur moyenne de 48,32%.
  - La teneur en PbO varie de 0,84% à 7,07% avec une teneur moyenne de 3,96%.
  - L'élément à éliminer dans cet amas est la silice qui est présente avec une teneur moyenne de 2,33% à 2,91%.

**Tableau 23 : teneurs des minerais utiles dans les amas du gisement d'Ichemoul**

amas	teneur en baryte (%)			teneur en plomb (%)		
	min	max	moyenne	min	max	moyenne
1	59,86	62,20	61,05	2,12	2,90	2,51
2	56,54	56,54	56,54	2,02	2,02	2,02
3	38,67	51,62	45,94	0,06	6,92	1,86
4	41,56	55,08	48,32	0,84	7,07	7,91

En comparant ces résultats aux résultats des anciens travaux de recherches effectués auparavant et qui ont données les résultats représentés sur le tableau ci-dessous, on peut tirer les conclusions suivantes :

**Tableau 24 : résultats d'analyses effectués par SONAREM**

amas	% en plomb	% en baryte
1	6,94%	44,26%
2	7,28%	46,55%
3	5,43%	33,33%
4	3,15%	46,79%

- **Amas 1 :**
  - La teneur en baryte mesurée est de 61,05% pour une teneur donnée de 44,26%.
  - La teneur en plomb mesurée est de 2,51% pour une teneur donnée de 6,94%.
  
- **Amas 2 :**
  - La teneur en baryte mesurée est de 56,54% pour une teneur donnée de 46,55%.
  - La teneur en plomb mesurée est de 2,02% pour une teneur donnée de 7,28%.
  
- **Amas 3 :**
  - La teneur en baryte mesurée est de 45,94% pour une teneur donnée de 33,33%.
  - La teneur en plomb mesurée est de 1,86% pour une teneur donnée de 5,43%.
  
- **Amas 4 :**
  - La teneur en baryte mesurée est de 48,32% pour une teneur donnée de 46,79%.
  - La teneur en plomb mesurée est de 7,91% pour une teneur donnée de 3,15%.
  
- **Conclusion :**

Cette différence enregistrée que se soit en plus (pour la baryte) ou en moins (pour le plomb) peut être expliquée par d'abord le nombre d'échantillons pris en considérations lors du calcul, car lors de la campagne SONAREM le gisement été accessible sur tous ces niveaux contrairement à la campagne qu'on a effectué récemment où les niveaux été pratiquement inaccessible et même pour ceux où l'accès existait toujours, la longueur des galeries été limité à quelques mètres ce qui explique le nombre réduit d'échantillons.

La seconde explication correspond au fait que tous les échantillons ont été pris dans les embouchures des galeries ce qui correspond réellement juste au début de l'amas ou plutôt sa partie périphérique qui représente la partie barytique de l'amas et c'est pour cela que la teneur en baryte est plus importante alors que celle en plomb est faible.

La seule exception qu'on peut citer concerne l'amas 4 où la teneur en plomb mesurée est plus importante que celle donnée par la SONAREM.

## 2. Analyse granulométrique

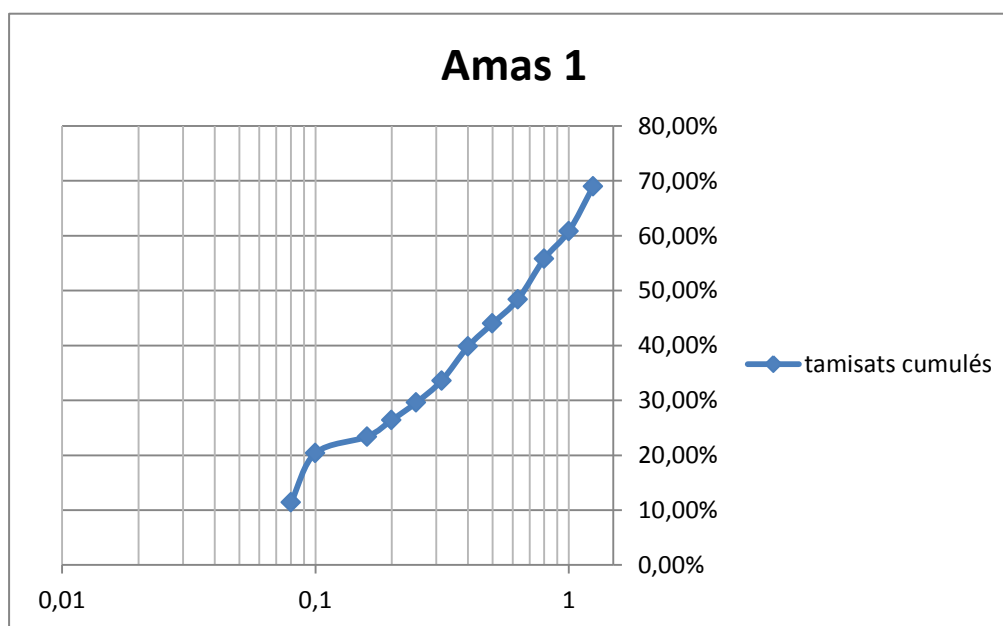
Les résultats de l'analyse granulométrique sont représentés dans les tableaux ci après :

- **Amas 1 :**

**Tableau 25 : analyse granulométrique de l'amas 1**

ouverture tamis	refus (g)	refus (%)	refus cumulé (g)	refus cumulé (%)	tamisât cumulé (%)
1,25	155	31,00%	155	31,00%	69,00%
1	41	8,20%	196	39,20%	60,80%
0,8	25	5,00%	221	44,20%	55,80%
0,63	37	7,40%	258	51,60%	48,40%
0,5	22	4,40%	280	56,00%	44,00%
0,4	21	4,20%	301	60,20%	39,80%
0,315	31	6,20%	332	66,40%	33,60%
0,25	20	4,00%	352	70,40%	29,60%
0,2	16	3,20%	368	73,60%	26,40%
0,16	15	3,00%	383	76,60%	23,40%
0,1	15	3,00%	398	79,60%	20,40%
0,08	45	9,00%	443	88,60%	11,40%
sous tamis	52	10,40%	495	99,00%	1,00%
total	495	99,00%	495	99,00%	
% perte	1,00%				

Les résultats montrent que le résidu présente près de 80 % des particules de dimension supérieure à 100 µm et environ 1 % de particules de dimension inférieure à 80 µm.



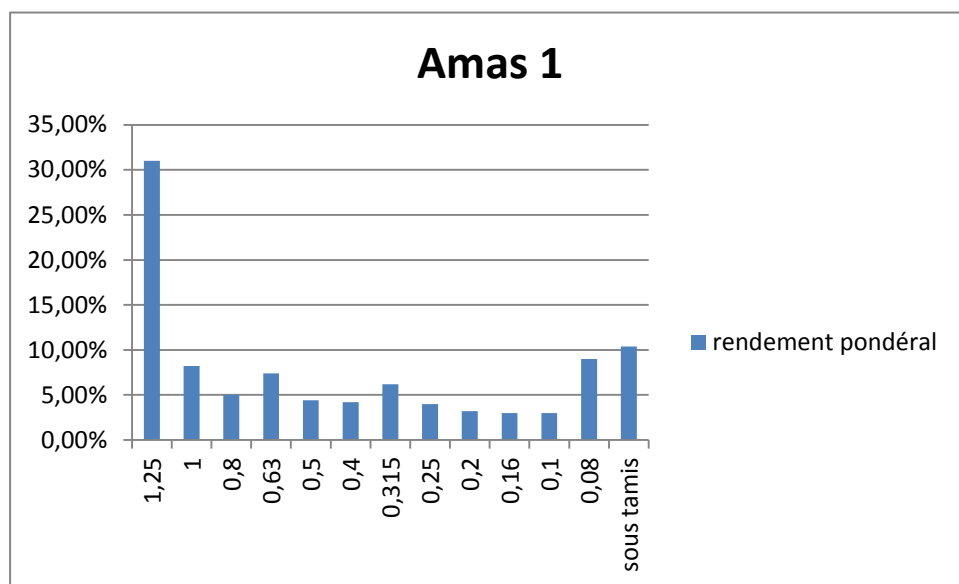
**Figure 42 : courbe granulométrique des tamisât de l'amas 1**

À partir de cette courbe on peut tirer les paramètres suivants sur l'amas 1 :

**Tableau 26 : caractéristiques de la courbe granulométrique de l'amas 1**

amas n°	D <sub>10</sub> (mm)	D <sub>30</sub> (mm)	D <sub>60</sub> (mm)	coefficient d'uniformité Cu (Hazen)	coefficient de courbure C <sub>c</sub>
1	0,08	0,25	1,00	12,50	0,78

À partir de ce dernier tableau, et en se référant aux résultats des coefficients de courbure et d'uniformité, on peut dire que l'amas N°1 représente un gisement de granulométrie étalée et mal gradué ( $C_u > 2$  et  $C_c < 1$ ).



**Figure 43 : histogramme de répartition de rendement pondéral**

L'histogramme de la distribution en poids de l'échantillon de l'amas N°1 selon les classes granulométriques donne une représentation claire du classement des grains, avec une abondance de la granulométrie 1,25 mm.

• Amas 2 :

Tableau 27 : analyse granulométrique de l'amas 2

ouverture tamis	refus (g)	refus (%)	refus cumulé (g)	refus cumulé (%)	tamisât cumulé (%)
1,25	209	41,80%	209	41,80%	58,20%
1	30	6,00%	239	47,80%	52,20%
0,8	20	4,00%	259	51,80%	48,20%
0,63	27	5,40%	286	57,20%	42,80%
0,5	18	3,60%	304	60,80%	39,20%
0,4	17	3,40%	321	64,20%	35,80%
0,315	18	3,60%	339	67,80%	32,20%
0,25	17	3,40%	356	71,20%	28,80%
0,2	13	2,60%	369	73,80%	26,20%
0,16	14	2,80%	383	76,60%	23,40%
0,1	20	4,00%	403	80,60%	19,40%
0,08	38	7,60%	441	88,20%	11,80%
sous tamis	56	11,20%	497	99,40%	0,60%
total	497	99,40%	497	99,40%	-
% perte	0,60%				

Les résultats montrent que le résidu présente près de 80 % des particules de dimension supérieure à 100 µm et moins de 1 % de particules de dimension inférieure à 80 µm.

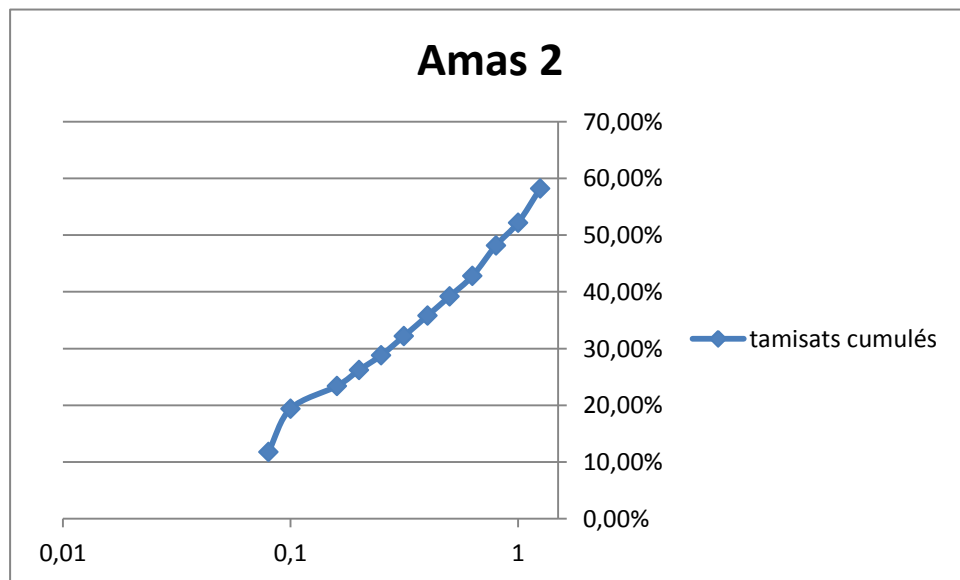


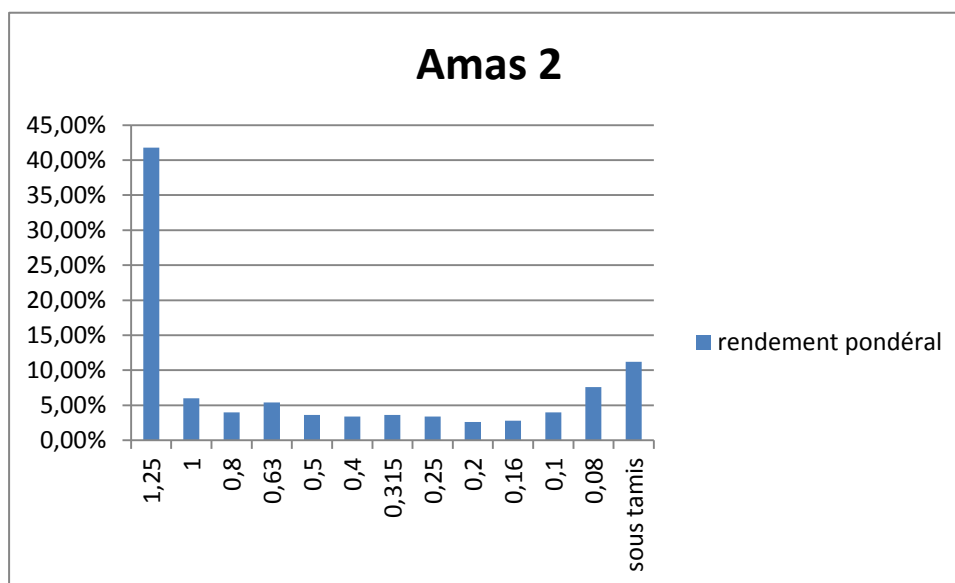
Figure 44 : courbe granulométrique des tamisât de l'amas 2

À partir de cette courbe on peut tirer les paramètres suivants sur l'amas 2 :

**Tableau 28 : caractéristiques de la courbe granulométrique de l'amas 2**

amas n°	D <sub>10</sub> (mm)	D <sub>30</sub> (mm)	D <sub>60</sub> (mm)	coefficient d'uniformité Cu (Hazen)	coefficient de courbure C <sub>c</sub>
2	0,08	0,25	1,25	15,63	0,63

À partir de ce dernier tableau, et en se référant aux résultats des coefficients de courbure et d'uniformité, on peut dire que l'amas N°1 représente un gisement de granulométrie étalée et mal graduée ( $C_u > 2$  et  $C_c < 1$ ).



**Figure 45 : histogramme de répartition de rendement pondéral**

L'histogramme de la distribution en poids de l'échantillon de l'amas N°2 selon les classes granulométriques donne une représentation claire du classement des grains, avec une abondance de la granulométrie 1,25 mm.



• Amas 3 :

Tableau 29 : analyse granulométrique de l'amas 3

ouverture tamis	refus (g)	refus (%)	refus cumulé (g)	refus (%)	tamisât cumulés (%)
1,25	139	27,80%	139	27,80%	72,20%
1	40	8,00%	179	35,80%	64,20%
0,8	25	5,00%	204	40,80%	59,20%
0,63	37	7,40%	241	48,20%	51,80%
0,5	22	4,40%	263	52,60%	47,40%
0,4	25	5,00%	288	57,60%	42,40%
0,315	20	4,00%	308	61,60%	38,40%
0,25	21	4,20%	329	65,80%	34,20%
0,2	16	3,20%	345	69,00%	31,00%
0,16	18	3,60%	363	72,60%	27,40%
0,1	27	5,40%	390	78,00%	22,00%
0,08	22	4,40%	412	82,40%	17,60%
sous tamis	86	17,20%	498	99,60%	0,40%
total	498	99,60%	498	99,60%	-
% perte	0,40%				

Les résultats montrent que le résidu présente près de 80 % des particules de dimension supérieure à 100 µm et environ 0,5 % de particules de dimension inférieure à 80 µm.

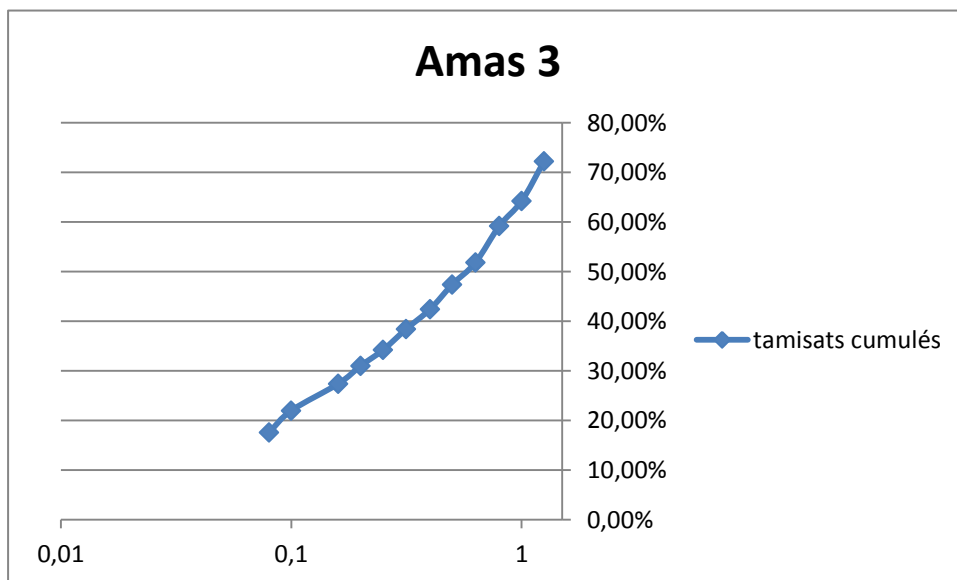


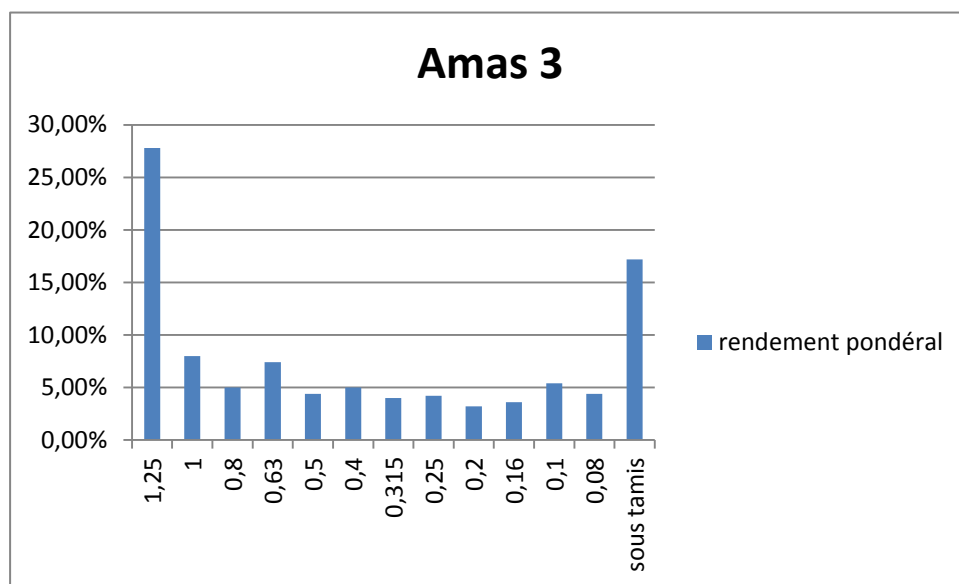
Figure 46 : courbe granulométrique des tamisât de l'amas 3

À partir de cette courbe on peut tirer les paramètres suivants sur l'amas 3 :

**Tableau 30 : caractéristiques de la courbe granulométrique de l'amas 3**

amas n°	D <sub>10</sub> (mm)	D <sub>30</sub> (mm)	D <sub>60</sub> (mm)	coefficient d'uniformité Cu (Hazen)	coefficient de courbure Cc
3	0,04	0,20	0,80	20,00	1,25

À partir de ce dernier tableau, et en se référant aux résultats des coefficients de courbure et d'uniformité, on peut dire que l'amas N°3 représente un gisement de granulométrie étalée et bien graduée ( $C_u > 2$  et  $C_c > 1$ ).



**Figure 47 : histogramme de répartition de rendement pondéral**

L'histogramme de la distribution en poids de l'échantillon de l'amas N°3 selon les classes granulométriques donne une représentation claire du classement des grains, avec une abondance des granulométries 1,25 mm et celle inférieure à 0,08 mm.

• Amas 4 :

Tableau 31 : analyse granulométrique de l'amas 4

ouverture tamis	refus (g)	refus (%)	refus cumulé (g)	refus (%)	tamisât cumulé (%)
1,25	206	41,20%	206	41,20%	58,80%
1	28	5,60%	234	46,80%	53,20%
0,8	17	3,40%	251	50,20%	49,80%
0,63	26	5,20%	277	55,40%	44,60%
0,5	18	3,60%	295	59,00%	41,00%
0,4	21	4,20%	316	63,20%	36,80%
0,315	16	3,20%	332	66,40%	33,60%
0,25	18	3,60%	350	70,00%	30,00%
0,2	16	3,20%	366	73,20%	26,80%
0,16	17	3,40%	383	76,60%	23,40%
0,1	24	4,80%	407	81,40%	18,60%
0,08	36	7,20%	443	88,60%	11,40%
sous tamis	55	11,00%	498	99,60%	0,40%
total	498	99,60%	498	99,60%	0,40%
% perte	0,40%				

Les résultats montrent que le résidu présente près de 80 % des particules de dimension supérieure à 100 µm et environ 0,5 % de particules de dimension inférieure à 80 µm.

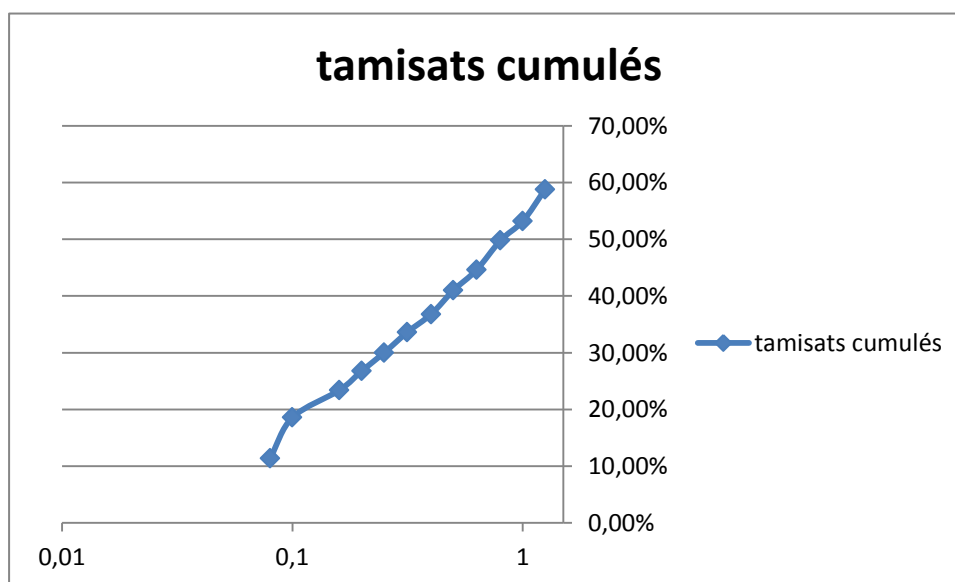


Figure 48 : courbe granulométrique des tamisât de l'amas 4

À partir de cette courbe on peut tirer les paramètres suivants sur l'amas 4 :

Tableau 32 : caractéristiques de la courbe granulométrique de l'amas 4

amas n°	D <sub>10</sub> (mm)	D <sub>30</sub> (mm)	D <sub>60</sub> (mm)	coefficient d'uniformité Cu (Hazen)	coefficient de courbure C <sub>c</sub>
4	0,08	0,14	1,30	16,25	0,19

À partir de ce dernier tableau, et en se référant aux résultats des coefficients de courbure et d'uniformité, on peut dire que l'amas N°1 représente un gisement de granulométrie étalée et mal graduée ( $C_u > 2$  et  $C_c < 1$ ).

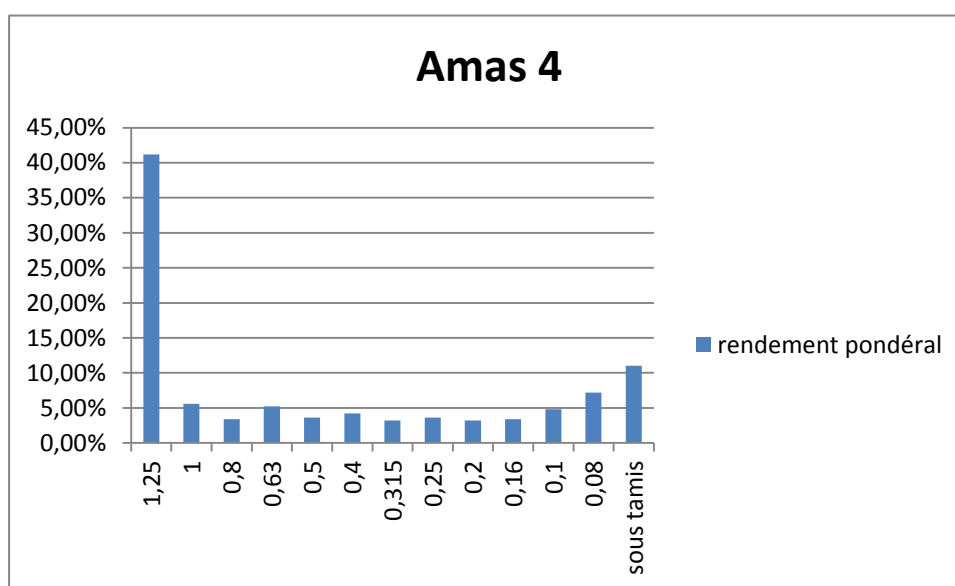


Figure 49 : histogramme de répartition de rendement pondéral

L'histogramme de la distribution en poids de l'échantillon de l'amas N°1 selon les classes granulométriques donne une représentation claire du classement des grains, avec une abondance de la granulométrie 1,25 mm.

Afin de comparer le comportement des 4 amas on a reporté tous les courbes granulométriques sur le même graphe, le résultat est le suivant :

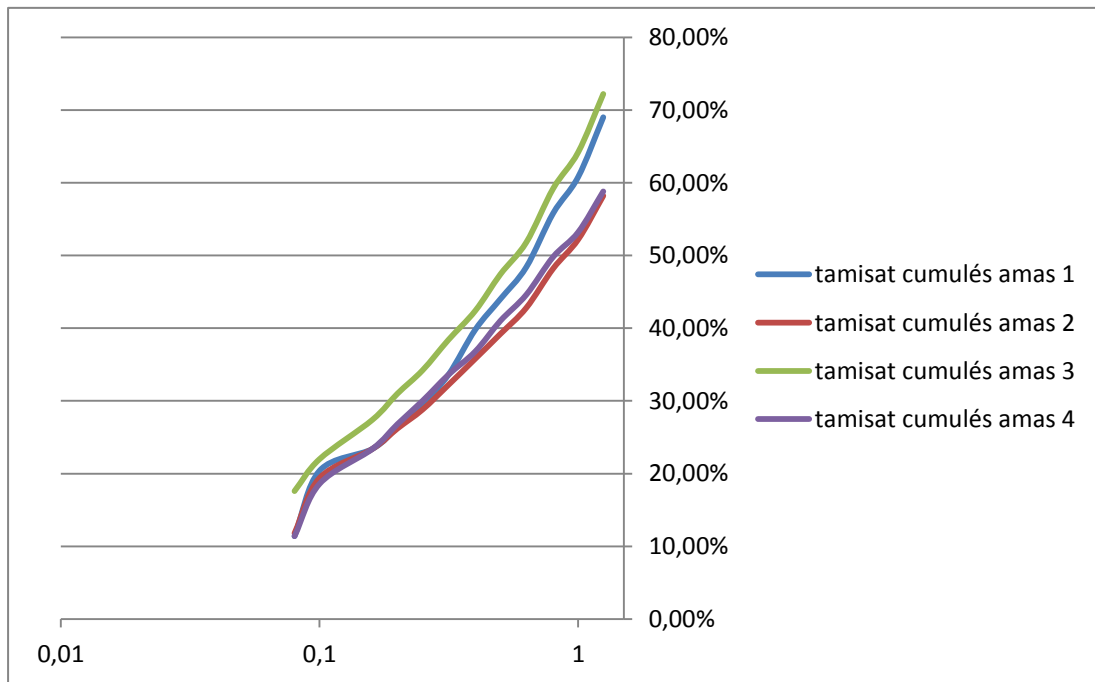


Figure 50 : courbes granulométriques des 4 amas

On remarque que les amas 1, 2 et 4 ont exactement le même comportement dans les classes granulométrique inférieures à 0,4 mm. Puis, à partir de cette dimension, les amas 2 et 4 gardent toujours le même comportement et ceci peut être expliqué par la proximité entre les deux corps minéralisés sur le terrain.

L'amas 3 présente un comportement différent des autres amas sur toutes les classes granulométriques, chose qui est dû au fait que ce corps est situé un peu loin des autres corps.

D'une manière générale, les quatre amas sont caractérisés par des granulométries étalées et mal graduées.

### 3. Essais de flottation

Durant ce projet, on a divisé le travail en 3 étapes :

- Flottation sélective du plomb.
- Flottation sélective de la baryte.
- Flottation sélective du plomb suivi d'une flottation sélective de la baryte.

Dans chaque étape on a effectué plusieurs essais en jouant sur le paramètre du dosage des réactifs chimiques, puis on a envoyé les résultats au laboratoire pour analyse et détermination des teneurs en minerais utiles qui sont dans notre cas le plomb et la baryte.

#### 3.1. Flottation sélective du plomb

Dans cette première étape on effectué 16 essais de flottation dont 10 essais avec 2 phases successives de flottation (flottation principale suivie d'une flottation d'épuisement) et les 6 autres essais avec seulement une seule phase de flottation (flottation principale).

Dans la première colonne colorée, les cellules avec couleur verte représentent les essais qu'on a envoyé leurs produits de mousse pour analyse de teneur alors que les autres essais n'ont pas été sujet d'analyse.

Dans la deuxième colonne colorée, les cellules de couleur bleu représentent les essais avec 2 phases de flottation, alors que les autres cellules de couleur jaune représentent les essais à une seule phase de flottation.

Dans un premier lieu, on a effectué 5 essais de flottation sur l'amas n°3. Durant les deux premiers essais, on a maintenu le dosage de l'amidon (déprimant de baryte) au niveau de 100 g/T, alors que la consommation du collecteur du plomb a été doublée de 100 g/T à 200 g/T. Les résultats montrent visuellement l'existence du plomb dans le concentré sans pouvoir préciser sa teneur.

À partir du troisième essai, et jusqu'au dernier essai de cette série des essais pour la flottation du plomb, on a opté pour l'utilisation de deux déprimants à la fois ; l'amidon (déprimant de baryte) et le silicate de sodium (déprimant des calcaires).

On a essayé d'utiliser plusieurs combinaisons possibles de consommation des réactifs chimiques afin de trouver la meilleure combinaison possible. Pour cela, le dosage du collecteur a varié entre 200 g/T, 300 g/T et 400 g/T.

Le dosage de l'amidon été choisi entre 100 g/T et 200 g/T, et celui de silicate de sodium entre 100 g/T, 200 g/T et 500 g/T.

Une fois les essais sur l'amas n°3 ont été effectué à plusieurs combinaisons et les résultats ont été reportés, on a opté pour effectuer d'autre essais de flottation sur des échantillons des autres corps minéralisés. Les combinaisons de paramètres de flottations ont été choisi en fonction de ce qui a été obtenu dans la première série d'essais et afin de faire une comparaison d'abord entre le comportement des différents amas par rapport au choix des paramètres de flottations, et dans un second plan entre les différents combinaisons pour trouver le meilleur schéma de traitement pour l'ensemble du gisement d'Ichemoul.

Les résultats obtenus en premier lieu sont présentés sous forme de rendement pondéral pour chaque essai et varient entre 2,60% à 14,00% en plomb. Il est à signaler que l'aspect visuel des produits de mousse semble être très prometteur.

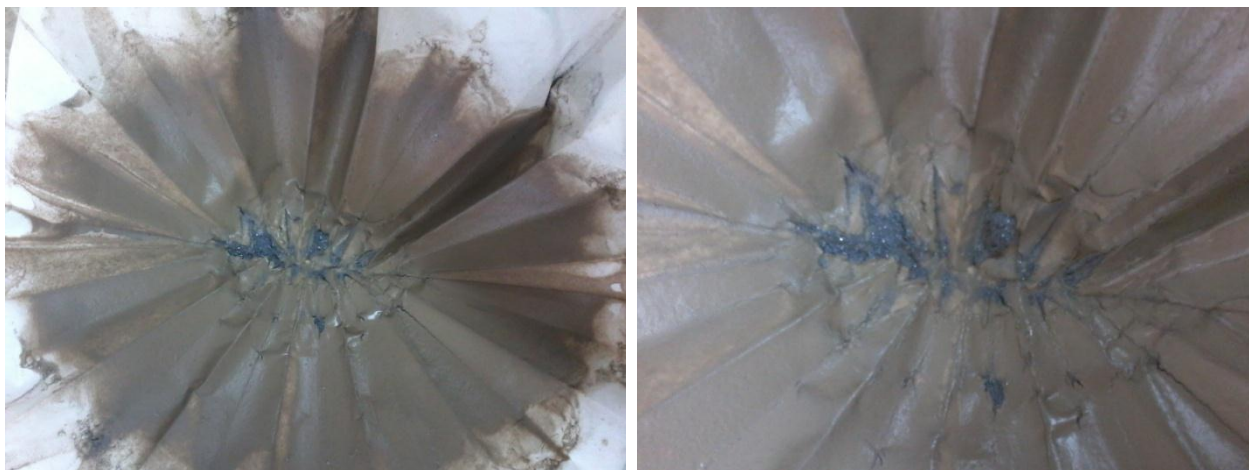


Figure 51 : produit de mousse flottation plomb

Le tableau ci-dessous regroupe l'ensemble des résultats obtenus.

Tableau 33 : résultats des essais de flottation de plomb

n° essai	minerais flotté	amas n°	rendement pondérale
1	plomb	3	4,33%
2	plomb	3	6,00%
3	plomb	3	4,67%
4	plomb	3	5,67%
5	plomb	3	3,33%
6	plomb	1	5,80%
7	plomb	1	5,30%
8	plomb	1	2,60%
9	plomb	1	4,40%
10	plomb	3	6,30%
11	plomb	4	7,10%
12	plomb	4	7,10%
13	plomb	4	7,90%
14	plomb	2	13,33%
15	plomb	2	14,00%
16	plomb	2	10,81%

Afin de vérifier l'existence du plomb et quantifier sa teneur dans les résultats de nos essais d'enrichissement, on a envoyé 8 échantillons au laboratoire d'analyse. Les résultats sont représentés dans le tableau ci-dessous :

**Tableau 34 : résultats des analyses des concentrés de flottation au CETIM**

N° essai	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	ZnO	BaO	ZrO <sub>2</sub>	PbO	CuO
1	1,01	0,34	0,70	2,50	0,52	4,06	0,18	6,22	7,63	-	76,66	-
2	0,99	0,25	1,13	3,35	0,66	4,06	0,17	6,09	11,05	-	71,67	-
3	0,57	0,15	0,62	1,62	0,31	2,71	0,01	6,02	5,33	0,75	81,70	0,01
4	0,84	0,21	0,80	2,67	0,46	3,59	0,01	5,26	9,09	-	74,68	-
5	0,64	0,14	0,75	2,21	0,39	3,14	0,01	6,25	7,87	-	78,40	-
7	1,48	0,38	0,60	1,82	-	5,44	0,01	0,01	17,81	-	71,94	-
13	1,26	0,27	0,90	1,45	0,18	3,19	-	1,80	7,49	-	83,28	-
16	1,40	0,26	0,56	1,26	0,27	2,60	0,01	0,42	5,40	-	87,44	0,22

**Tableau 35 : récapitulation des résultats des essais de flottation**

essai n°	amas n°	quantité tout venant (g)	rendement pondéral	quantité concentré (g)	teneur en Pb	quantité métal (g)
1	3	300	4,33%	13,00	76,66%	9,97
2	3	300	6,00%	18,00	71,67%	12,90
3	3	300	4,67%	14,01	81,70%	11,45
4	3	320	5,67%	18,14	74,68%	13,55
5	3	250	3,33%	8,33	78,40%	6,53
7	1	360	5,30%	19,08	71,94%	13,73
13	4	380	7,90%	30,02	83,28%	25,00
16	2	370	10,81%	40,00	87,44%	34,97

Les résultats des analyses viennent confirmer les remarques tirées à partir de l'aspect visuel des concentrés. Effectivement, les produits de mousse issus des essais de flottation ont des teneurs importantes en plomb et qui dépassent les 70%.



• **Conclusion**

En se référant aux résultats des analyses de la teneur en plomb de nos concentrés de flottation, on remarque que les essais n° 2 et 4 donnent les meilleurs performances en termes de rendement pondéral et même en termes de teneur en minerai utile et donc de la quantité métal.

On se basant sur ces analyses, on peut dire que la meilleure combinaison pour la flottation du minerai de plomb dans l'ensemble du gisement d'Ichemoul (les 4 amas plombo-barytiques) est celle effectuée pour l'essai 16, c'est-à-dire les paramètres cités ci après :

- 1 seule phase de flottation (flottation principale)
- Une consommation de 300 g/T de carbonate de soude (régulateur de milieu)
- Une consommation de 200 g/T d'amidon (déprimant de baryte)
- Une consommation de 200 g/T de silicate de sodium (déprimant calcaires)
- Une consommation de 300 g/T d'éthyle xanthate (collecteur de plomb)
- Une densité de 30 % de la pulpe
- Une vitesse de rotation de 1500 tour/mn
- Un temps de conditionnement des réactifs de flottation de 2 mn
- Un temps de flottation de 5 mn

Mis à part les paramètres de flottation cités ci-dessus, on a opté pour une dimension de 200 µm comme maille de libération, et ce, en se référant aux résultats des anciennes études sur le traitement des gisements contenant un minerai polymétallique contenant du plomb. Il est donc important de vérifier l'impact sur les résultats de flottation si on réduit encore la maille de libération à dimensions plus fines en atteignant les 100 µm.

Il est à signaler qu'il n'a pas été possible d'analyser les autres échantillons à cause de la non disponibilité du matériel, chose qui nous a pénalisé vu que les données des autres essais ainsi que des rejets auront pu nous donné une meilleure idée sur les bilans matière de chaque essai.

**3.2. Flottation sélective de la baryte**

Dans cette deuxième étape on effectué 9 essais de flottation avec une seule phase de flottation. Le choix du nombre d'étage de la flottation a été fait suite au premier résultat du premier essai effectué où on a remarqué un fort rendement pondéral dans une seule phase seulement de flottation mais avec une mauvaise qualité.

Les résultats sont présentés dans le tableau ci-dessous :

**Tableau 36 : résultats des essais de flottation de la baryte**

n° essai	minerais flotté	amas n°	rendement pondérale
17	baryte	3	68,00%
18	baryte	3	71,07%
19	baryte	3	32,12%
20	baryte	3	17,00%
21	baryte	3	9,33%
22	baryte	3	23,33%
23	baryte	3	60,00%
24	baryte	1	35,71%
25	baryte	1	10,57%

Durant le premier essai effectué dans la série de flottation pour la baryte (essai n°17), il a été opté pour une consommation de 600 g/T de collecteur de baryte et de 200 g/T de déprimant de calcaire. La première remarque obtenue à la fin de cet essai consiste en la grande quantité de produit de mousse récupéré et qui semble dépasser la quantité métal du minerai utile dans notre tout venant ce qui correspond à une récupération de minerai avec présence d'impuretés à des proportions inconnus.

L'autre remarque qui vient confirmer la première est que l'aspect visuel du produit de mousse est loin de ressembler à un concentré de baryte vu la couleur et la densité du résultat.

Suite à ces résultats, il a été décidé d'augmenter la consommation du déprimant afin d'éliminer le maximum possible de stériles dans le concentré. Malgré qu'on ait pratiquement multiplié cette quantité par un facteur de cinq, le résultat reste toujours insuffisant et le concentré contient toujours une importante fraction d'impuretés.

Cette dernière remarque nous a permis de conclure que l'effet collecteur de l'acide oléique est beaucoup plus important que l'effet déprimant des silicates de sodium ce qui nous mène à la prochaine étape.

Suivant cette dernière logique, le troisième essai dans cette série a été conditionné par la réduction au quart de la consommation du collecteur pour atteindre les 150 g/T. Cette diminution dans la quantité de l'acide oléique a permis de réduire la quantité du produit de mousse à la moitié mais toujours avec un aspect visuel du concentré qui ne semble pas à un concentré de baryte.

Puis on a encore réduit la quantité du collecteur à la moitié ce qui a engendré une diminution de la quantité du produit de mousse à la moitié mais sans autant donner des indices sur l'amélioration de la qualité.

Les essais n° 22 et 23 se caractérisent par l'utilisation de 2 déprimant ; les silicates de sodium pour les calcaires, et les sulfates de sodium pour le plomb avec des consommations de 200 g/T pour chacun. L'acide oléique a été utilisé avec des consommations de 150 g/T et de 600 g/T. Les résultats obtenus sont respectivement de l'ordre de 23% et de 60% en rendement pondéral.

Les deux derniers essais ont été effectués sur l'amas n°1 et ont comme objectif de comparer le comportement du minerai des 2 amas suite à l'utilisation des mêmes paramètres de flottation. Il est à signaler que ces deux essais ont données des rendements pondéraux similaires à ceux de l'amas n°3 pour les mêmes paramètres d'essai.

Dans toute opération d'enrichissement, il n'est pas suffisant de prendre en considération juste le rendement pondéral pour trancher sur l'efficacité d'un procédé de traitement ou un autre. C'est pour cela on a envoyé 4 échantillons au laboratoire d'analyse afin de déterminer leurs teneurs en baryte et connaître si vraiment l'aspect visuel non prometteur est valable ou non. Le tableau ci-dessous récapitule les résultats de ces analyses :

Tableau 37 : résultats des analyses des concentrés de flottation à l'ORGM

N° essai	% en BaSO <sub>4</sub>
18	16,57
20	15,71
22	17,85
25	18,45

Les résultats des analyses viennent confirmer les remarques tirées à partir de l'aspect visuel des concentrés. Effectivement, les produits de mousse issus des essais de flottation ont des teneurs faibles en BaSO<sub>4</sub> et qui ne dépassent pas les 18%.

Autrement dit, au lieu d'avoir un enrichissement de notre minerai, on a eu un appauvrissement en matière utile qui se manifeste par une chute des teneurs de baryte d'une moyenne de 40% dans chaque amas à une moyenne de 17%.

- **Conclusion**

- Malgré les différentes combinaisons de paramètres de flottation utilisées lors des essais de flottation sur le minerai du gisement d'Ichemoul, aucune d'entre elles n'a abouti à un résultat satisfaisant ou du moins prometteur.
- Les concentrés des essais effectués ont connu une chute dans les teneurs en minerai utile qui est dû à l'utilisation de l'acide oléique.
- Durant ce projet, l'utilisation de l'acide oléique comme collecteur de baryte nous a confirmé les résultats des essais de flottation qui ont été effectués sur le minerai barytique du gisement d'Ichemoul où on a conclu que le cetyl sulfate est de loin un meilleur collecteur pour la baryte.

## CONCLUSION GÉNÉRALE

Les objectifs de ce projet étaient : d'une part de contribuer à une meilleure connaissance des réserves du gisement d'Ichemoul à Batna en termes de qualité et en termes de teneurs en minerais utiles représentés dans ce cas par le plomb et la baryte. Ceci passe par une campagne d'échantillonnage suivi d'une analyse de tout venant. Et d'autre part, de valoriser et ces échantillons par la méthode de flottation.

Suite au travail effectué durant la dernière année au niveau du laboratoire du département génie minier à l'École Nationale Polytechnique, voici les conclusions tirées concernant la l'enrichissement du minerai plombo-barytique du gisement d'Ichemoul par procédé de flottation:

- La préparation mécanique est une phase très importante pour chaque opération d'enrichissement. Dans le cas étudié, les touts venant de 4 amas minéralisés ont des comportements semblables lors du concassage et ils nécessitent l'utilisation de 3 étages de concassage afin d'atteindre une meilleure distribution granulométrique mais aussi des grains de forme homogène.
- Une étude granulo-chimique pourrait être très bénéfique afin de repérer la meilleure maille de libération, chose qui peut mener à l'optimisation du nombre d'essais de flottation et donc la consommation en réactifs chimiques.
- La flottation du minerai de plomb a donné de très bons résultats en termes de teneur du concentré ainsi que son rendement poids en utilisant un bon schéma de traitement.
- L'utilisation de l'acide oléique comme collecteur a prouvé son inefficacité, compte tenu de ses propriétés et sa préparation en solution, ainsi que la teneur en baryte des produits de mousse obtenues.
- Ces résultats dérivent d'une étude faite à l'échelle du laboratoire. Dans le but de passer à l'échelle industrielle, il est préférable de faire des essais d'abord à l'usine pilote afin d'étudier le dimensionnement de l'usine de traitement ainsi que son impact économique.
- Il a été convenu de faire une troisième phase de flottation une fois le schéma de traitement pour la récupération du plomb est choisi ainsi que celui de la récupération de la baryte, mais vu que la flottation de la baryte n'a pas donné de bon résultats alors cette étape a été supprimé et reporté une fois on trouve un meilleur schéma de flottation pour la baryte.
- La flottation dépend de plusieurs paramètres dont chacun peut être objet d'une recherche plus approfondie dans l'avenir.

- Par manque de moyen de caractérisation, nous n'avons pas pu étudier l'impact de l'augmentation et réduction de la consommation du collecteur sur la teneur en minerai utile dans la flottation du plomb. Il est vivement recommandé de procéder à des essais de flottation en utilisant l'éthyle xanthate en quantités réduites et comparer si on peut gagner encore sur le plan technico-économique (coût revient) sur l'échelle industrielle.
- Nous recommandons vivement aux responsables du département d'acquérir dans les plus brefs délais le cetyl sulfate (collecteur de baryte) puisqu'il permettra aux étudiants de master, Magister ou doctorants de l'utiliser dans les projets similaires et pour permettre aux prochains étudiants de confirmer et valider nos résultats.
- L'acquisition d'un creuset en platine est une nécessité pour les essais de caractérisation, non seulement pour les gisements de baryte mais pour aussi d'autres minerais de valeur.

## RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES

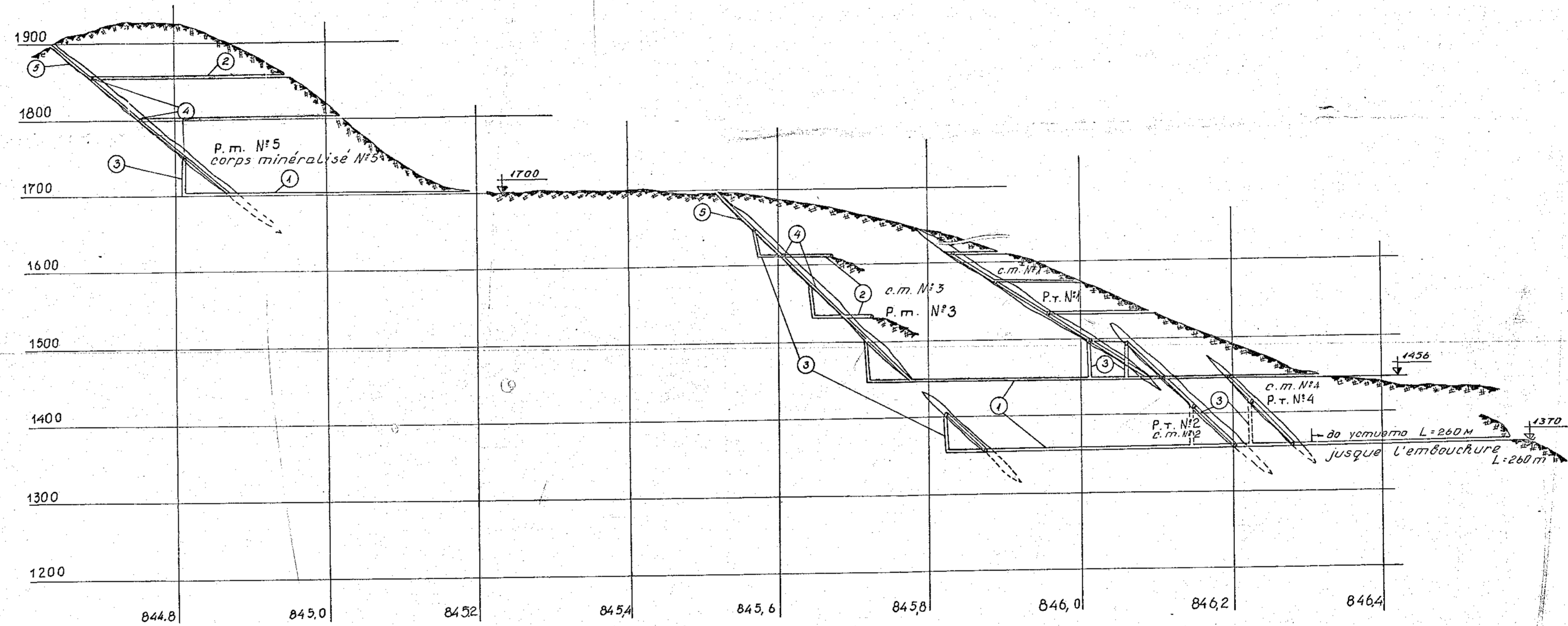
1. Baladah fares, 2011/2012, Revalorisation des rejets barytiques issues des jigs et impact environnemental: cas de la mine d'Ain minoune/khenchla, mémoire de magister en mine Option : Valorisation et gestion des ressources minérales, ENP Alger
2. Barry A. Wills, Tim Napier-Munn, October 2006, Mineral Processing Technology : An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery, Publisher: Elsevier Science & Technology Books
3. Srdjan M. Bulatovic, April 2007, Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores, Publisher : Elsevier Science & Technology Books
4. Metso Expect results, Edition 7, 2010, Basics in Minerals Processing
5. Serge BOUCHARD, 2001, Traitement des minerais : méthodes physique et flottation,
6. Pierre BLAZY, 2000, "flottation mécanismes et réactifs"
7. BASSE SAMBRE E.R.I. S.A, 1979, plan d'exploitation et de traitement du gisement d'Ichemoul,
8. SONAREM, 1966-1967, rapport géologique sur les gisements de la région BATNA-AURES (gisement d'Ichemoul)
9. P. Marteau & S. Colin & B. Vincens, novembre 2014, Mémento barytine : rapport final, BRGM/RP-63974-FR
10. <http://materiaux.brgm.fr/CDFilier.asp?filiere=Barytine> 01/05/2015
11. <http://fr.wikipedia.org/wiki/Barytine> 01/05/2015
12. MERCHICHI Amira, Décembre 2013, Mémoire de magister : Étude Géochimique et traitement des rejets de la digue provenant de la mine de Kherzet Youcef et Chaabet El Hamra, ENP Alger
13. MOUSSAOUI Elabas & BOURBALA Brahim, Juin 2013, Mémoire de projet de fin d'étude : Essais de Valorisation de la Barytine du Gisement de Bou-Caïd par la Flottation, ENP Alger
14. AMAROUCHE Sihem, Juin 1994, Mémoire de projet de fin d'étude : flottation des minerais sulfurés : cas d'un échantillon d'Oued Amizour, ENP Alger
15. BOULEKROUCHE, Y, 1994, Mémoire de projet de fin d'étude : enrichissement d'un minerai polymétallique : cas du gisement Chaabet El Hamra, ENP Alger
16. Jan Svoboda, 2004, Magnetic Techniques for the Treatment of Materials
17. <http://hr.geosciences.ensmp.fr/themes-de-recherche/lixiviation> 10/09/2015
18. SOMIBAR, Janvier 2014, Étude d'impact sur l'environnement de l'exploitation minière de baryte à Ichemoul
19. SOMIBAR, Janvier 2014, rapport géologique sur le gisement d'Ichemoul
20. [http://www.leplombfrancais.fr/utilisations\\_du\\_plomb.html](http://www.leplombfrancais.fr/utilisations_du_plomb.html) 26/09/2015
21. <https://fr.wikipedia.org/wiki/Plomb> 26/09/2015
22. <http://www.mineralinfo.fr/ecomine/marche-plomb-en-leger-surplus-en-2013> 26/09/2015

23. <http://www.planetoscope.com/matieres-premieres/427-production-mondiale-de-plomb.html> 26/09/2015
24. M, GHEZALI, Juin 1995, Projet fin d'étude : étude d'enrichissement par flottation d'un minerai polymétallique de plomb et de zinc : gisement « GUERGOUR », ENP Alger

## Annexe A

# *Coupe à travers les principaux corps minéralisés*





Легенда

- 1. Главни извозни щолни
- 2. Спавагателни щолни
- 3. Рудоспусъци
- 4. Етажни галерии
- 5. Наклонени галерии по рудните тела
- ≡ Уработки за строителния период
- ≡ Уработки за целия срок на съществуване

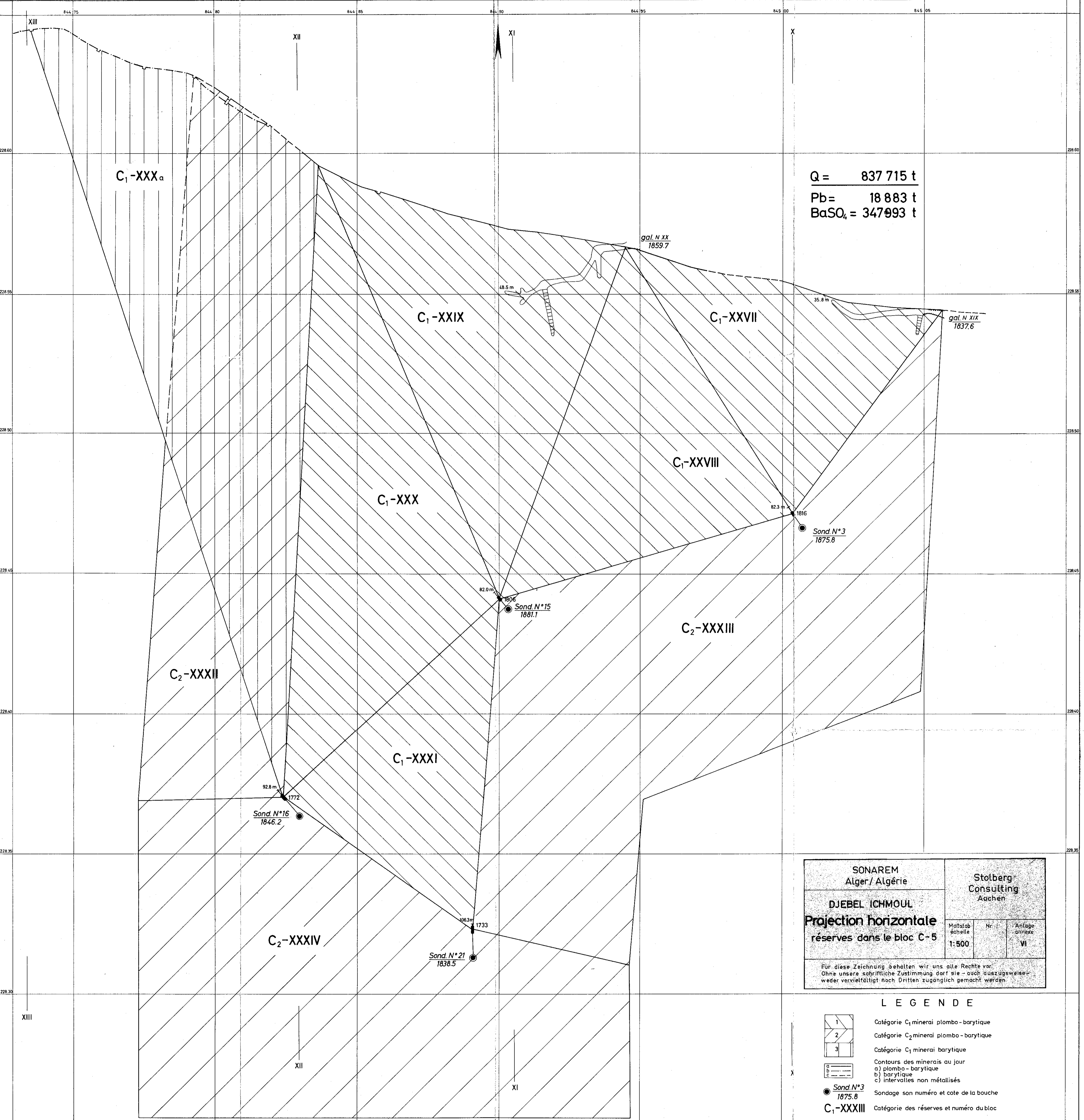
LEGENDE

- 1. Galerie principale de roulage
- 2. Galerie de secours
- 3. Cheminées
- 4. Galeries d'étage
- 5. Galeries inclinées suivant les corps minéralisés
- ≡ Travaux au cours de la construction
- ≡ Travaux pour toute la durée d'existence

BULGARGEOMIN		CMU
Coupe à travers les principaux corps minéralisés		CHIEF
Phase: 1/2	Date: 1952	1952

## Annexe B

# *projection horizontale des réserves dans le bloc C-5*



**Q = 837 715 t**  
**Pb = 18 883 t**  
**BaSO<sub>4</sub> = 347 993 t**

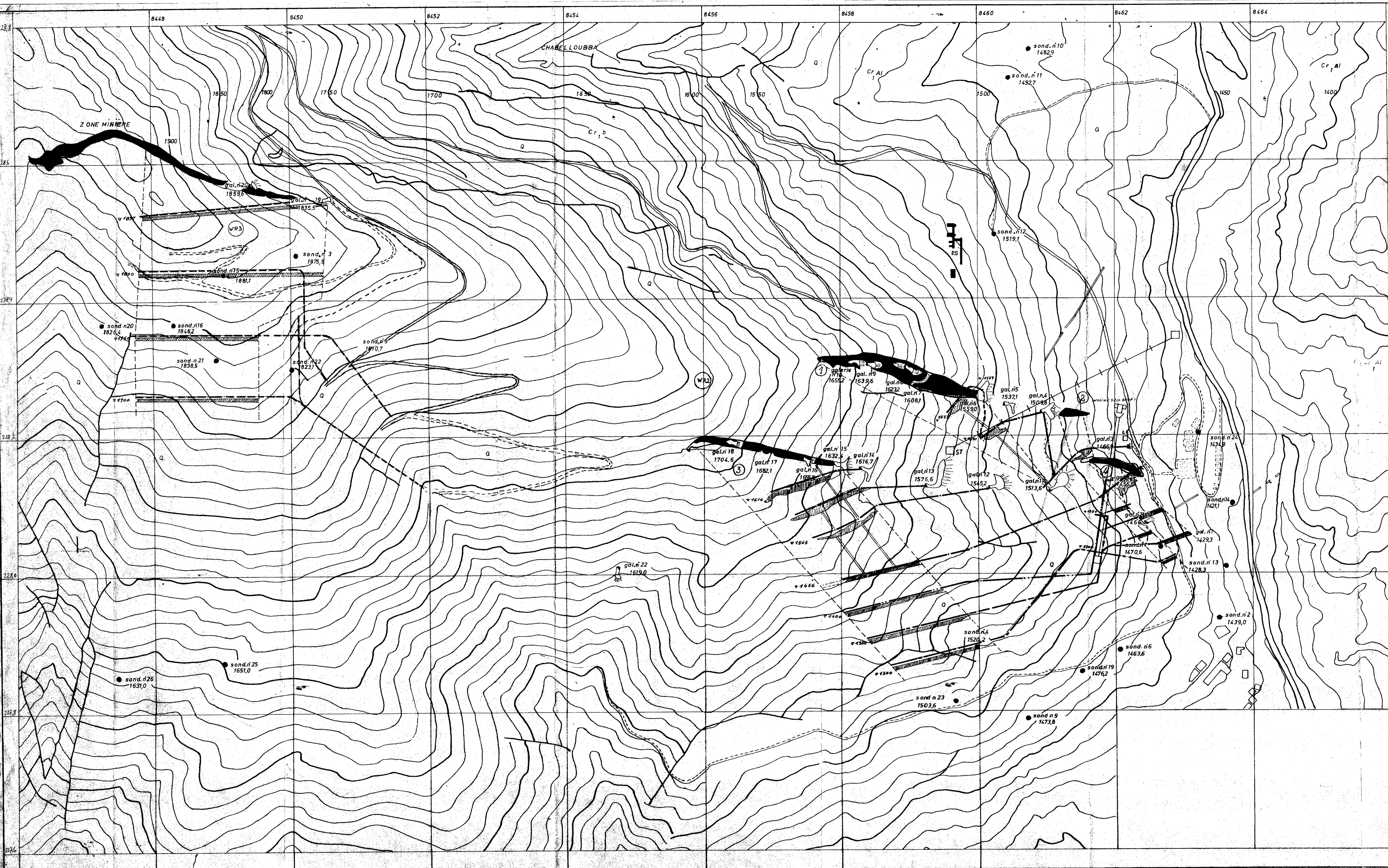
SONAREM Alger / Algérie		Stolberg Consulting Aachen	
<b>DJEBEL ICHMOUL</b>			
<b>Projection horizontale</b>			
<b>réserves dans le bloc C-5</b>			
Métab échelle	Nr.	Annexe	
1:500		VI	
<small>Für diese Zeichnung behalten wir uns alle Rechte vor.          Ohne unsere schriftliche Zustimmung darf sie - auch auszugsweise -          weder vervielfältigt noch Dritten zugänglich gemacht werden.</small>			

**LEGENDE**

	Catégorie C <sub>1</sub> minéral plombo-barytique
	Catégorie C <sub>2</sub> minéral plombo-barytique
	Catégorie C <sub>1</sub> minéral barytique
	Contours des minerais au jour
	a) plombo-barytique
	b) barytique
	c) intervalles non métallisés
	Sondage son numéro et cote de la bouche
	C <sub>1</sub> -XXXIII Catégorie des réserves et numéro du bloc

## Annexe C

# *plan topographique de la mine d'Ichemoul*



8466

**LEGENDE**

- ROUTE FUTURE
- ////// COUPE AU NIVEAU DES AMAS DE MINERAIS
- - - - COUPE EN TAILLE DE COLLINE AVEC VOIES DECAUVILLE
- ==== NOUVELLE ROUTE
- ROUTE EXISTANTE

I.B. TRÉMIE POUR TRANSFERT DE MINERAIS

ES MAGASIN D'EXPLOSIFS

W.R.2. RÉSERVOIR EAU N°2

W.R.3. RÉSERVOIR EAU N°3

L.C. STATION DES COMPRESSEURS

--- NIVEAUX A FLANC DE CUTEAU AU DESSUS DU NIVEAU: 1456

--- NIVEAU 1400

--- NIVEAU 1300

--- NIVEAU 1350

--- GALERIES FUTURES POUR AMAS N°5

SITUATION DES GALERIES DE MINE

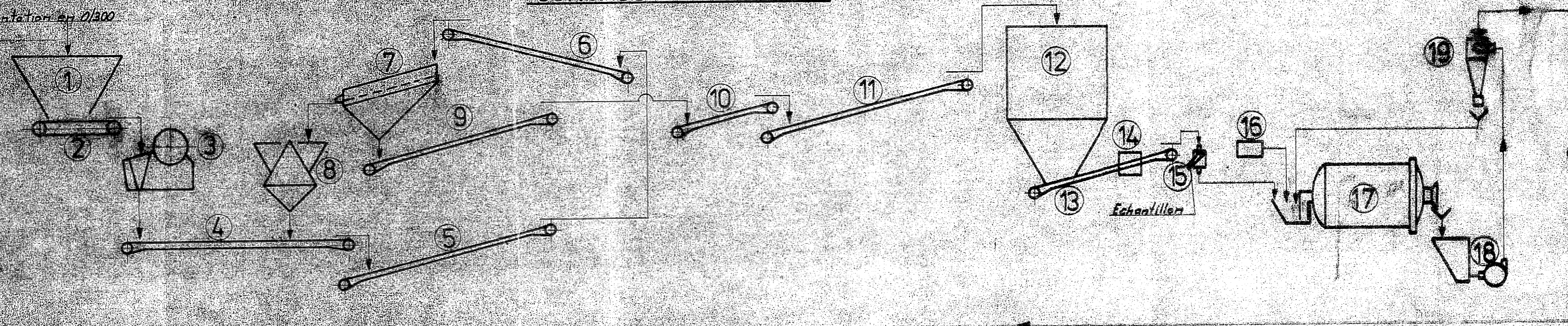
<b>BS</b> C.R.I.					
N°	Révisé par	Mise à jour	Indice	Désignation	Date
<b>BASSE-SAMBRE-E.R.I.</b>					
SOCIÉTÉ ANONYME DE LA GALÈNE ET DE LA BENTONITE					

## Annexe D

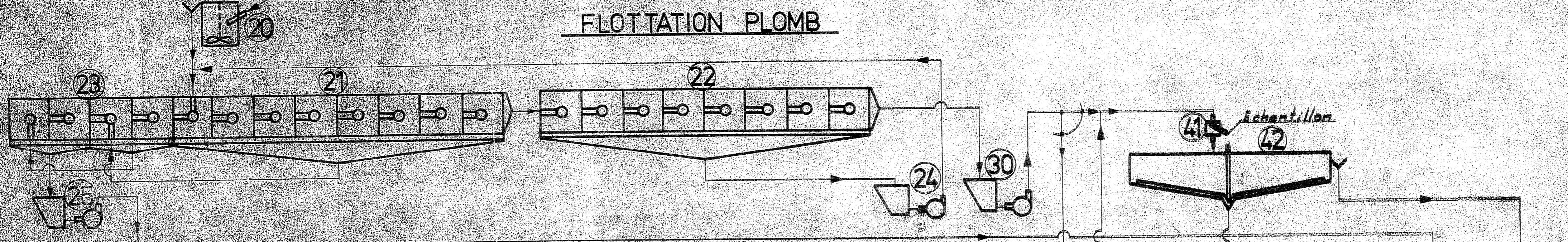
*Flow Sheet: schéma traitement proposé par BASSE SOMBRE*

Alimentation en 2/100

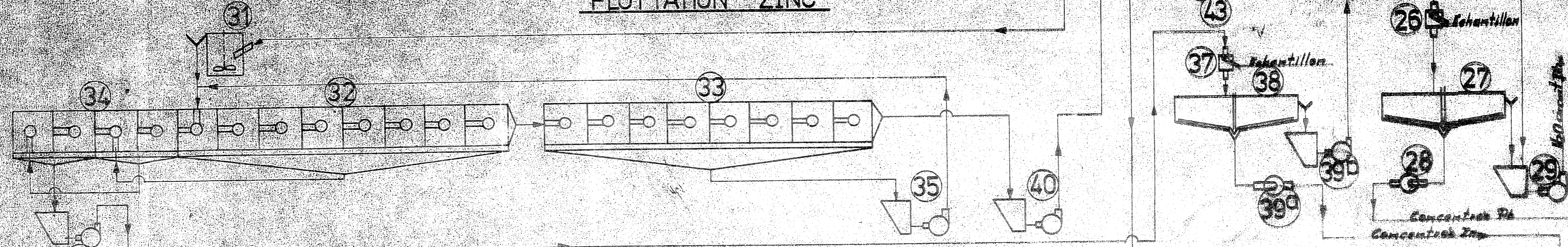
CONCASSAGE BROYAGE



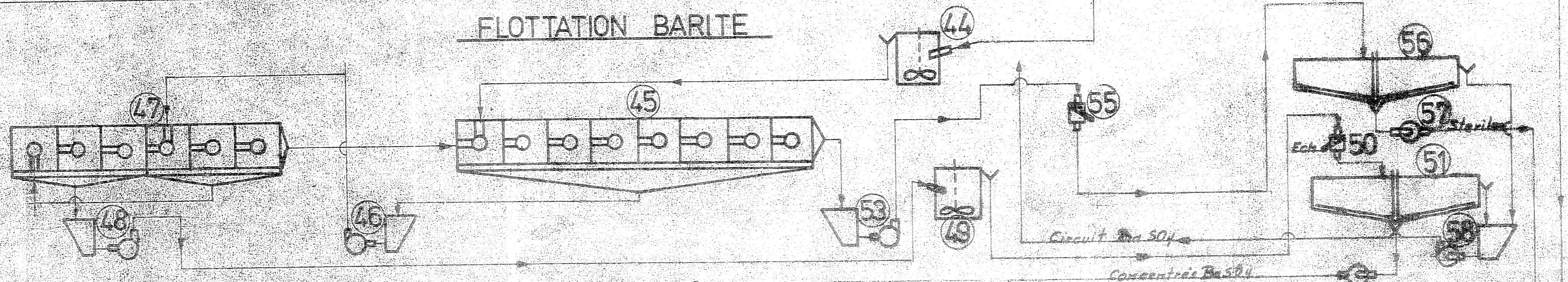
FLOTTATION PLOMB



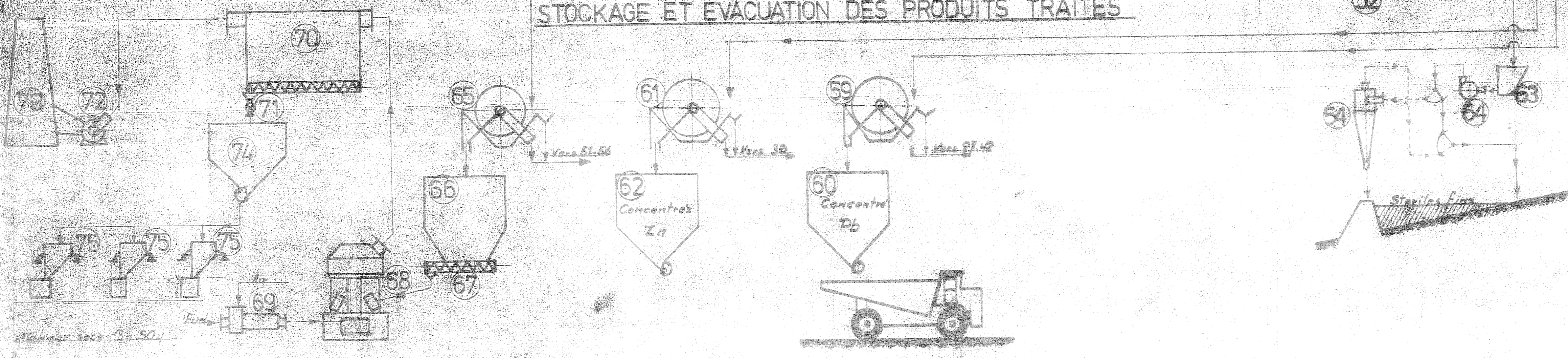
FLOTTATION ZINC



FLOTTATION BARITE



STOCKAGE ET EVACUATION DES PRODUITS TRAITES



REF	DESIGNATION
1	Tromie à minerai brut
2	Extracteur à tablier métallique
3	Concasseur à mâchoires
4	Transporteur à courroie
5	Transporteur à courroie
6	Transporteur à courroie
7	Transporteur à courroie
8	Transporteur à courroie
9	Transporteur à courroie
10	Transporteur à courroie
11	Transporteur à courroie
12	Transporteur à courroie
13	Transporteur à courroie
14	Transporteur à courroie
15	Transporteur à courroie
16	Transporteur à courroie
17	Transporteur à courroie
18	Transporteur à courroie
19	Transporteur à courroie
20	Transporteur à courroie
21	Transporteur à courroie
22	Transporteur à courroie
23	Transporteur à courroie
24	Transporteur à courroie
25	Transporteur à courroie
26	Transporteur à courroie
27	Transporteur à courroie
28	Transporteur à courroie
29	Transporteur à courroie
30	Transporteur à courroie
31	Transporteur à courroie
32	Transporteur à courroie
33	Transporteur à courroie
34	Transporteur à courroie
35	Transporteur à courroie
36	Transporteur à courroie
37	Transporteur à courroie
38	Transporteur à courroie
39	Transporteur à courroie
40	Transporteur à courroie
41	Transporteur à courroie
42	Transporteur à courroie
43	Transporteur à courroie
44	Transporteur à courroie
45	Transporteur à courroie
46	Transporteur à courroie
47	Transporteur à courroie
48	Transporteur à courroie
49	Transporteur à courroie
50	Transporteur à courroie
51	Transporteur à courroie
52	Transporteur à courroie
53	Transporteur à courroie
54	Transporteur à courroie
55	Transporteur à courroie
56	Transporteur à courroie
57	Transporteur à courroie
58	Transporteur à courroie
59	Transporteur à courroie
60	Transporteur à courroie
61	Transporteur à courroie
62	Transporteur à courroie
63	Transporteur à courroie
64	Transporteur à courroie
65	Transporteur à courroie
66	Transporteur à courroie
67	Transporteur à courroie
68	Transporteur à courroie
69	Transporteur à courroie
70	Transporteur à courroie
71	Transporteur à courroie
72	Transporteur à courroie
73	Transporteur à courroie
74	Transporteur à courroie
75	Transporteur à courroie
76	Transporteur à courroie
77	Transporteur à courroie
78	Transporteur à courroie
79	Transporteur à courroie
80	Transporteur à courroie
81	Transporteur à courroie
82	Transporteur à courroie
83	Transporteur à courroie
84	Transporteur à courroie
85	Transporteur à courroie
86	Transporteur à courroie
87	Transporteur à courroie
88	Transporteur à courroie
89	Transporteur à courroie
90	Transporteur à courroie
91	Transporteur à courroie
92	Transporteur à courroie
93	Transporteur à courroie
94	Transporteur à courroie
95	Transporteur à courroie
96	Transporteur à courroie
97	Transporteur à courroie
98	Transporteur à courroie
99	Transporteur à courroie
100	Transporteur à courroie

**BS**

Exploitation de minerais de Galène et de Barytine

**BASSE-SAMBRE-E.R.I.**

Monsieur-sur-Sambre 57000 S.A. à responsabilité limitée

EXPLOITATION DE MINERAIS DE GALÈNE ET DE BARYTINE

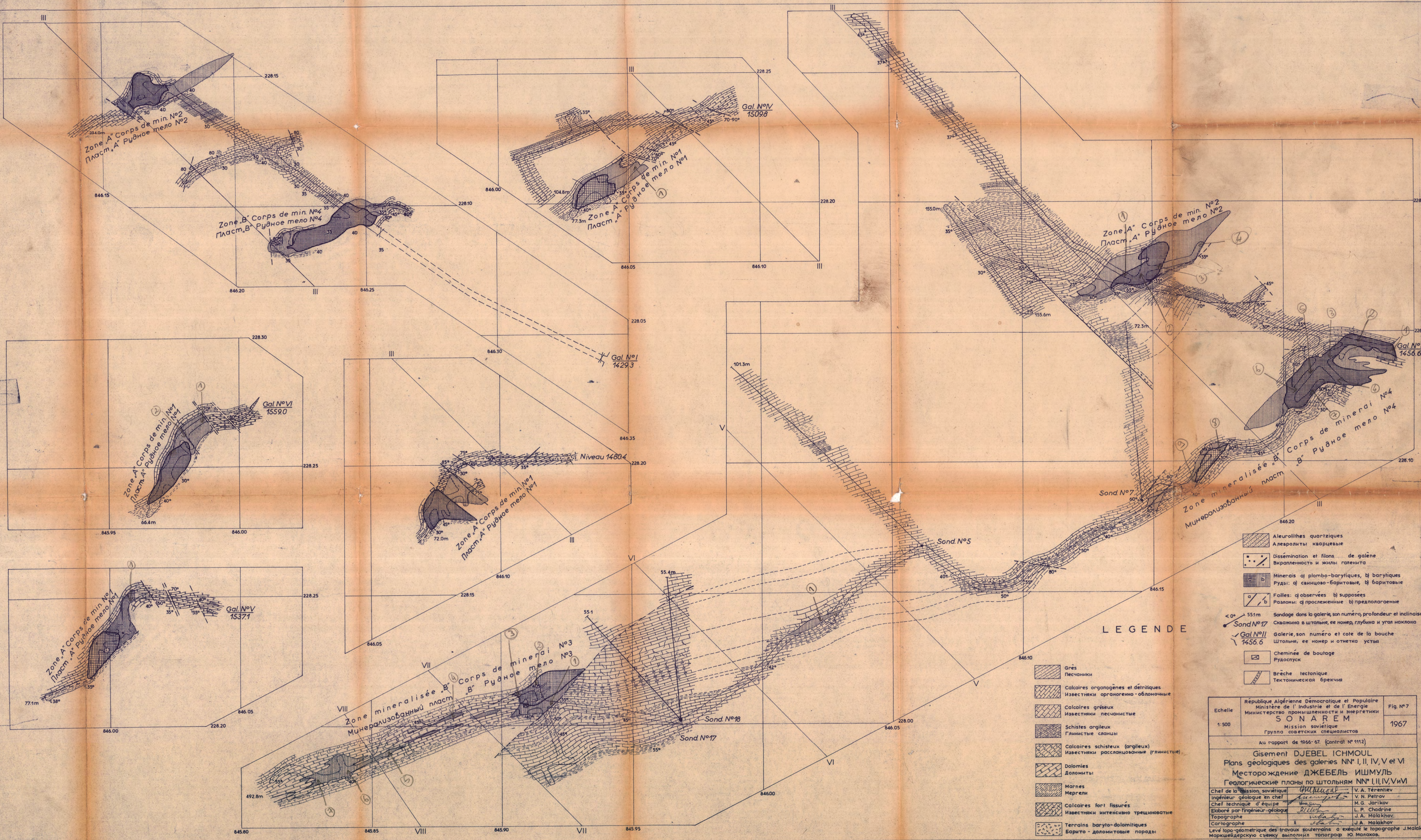
TRAITEMENT PAR FLOTTATION FLOW SHEET

730501011

# Annexe E

## *plan géologique des galeries*

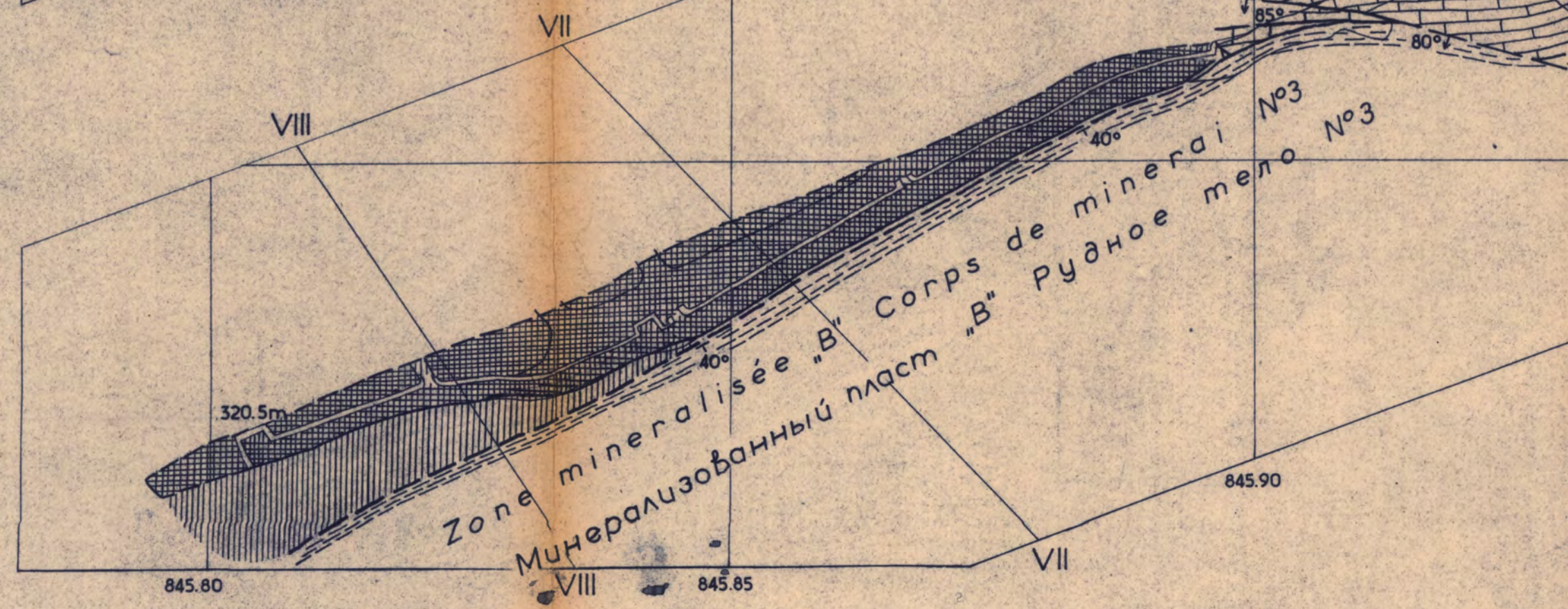
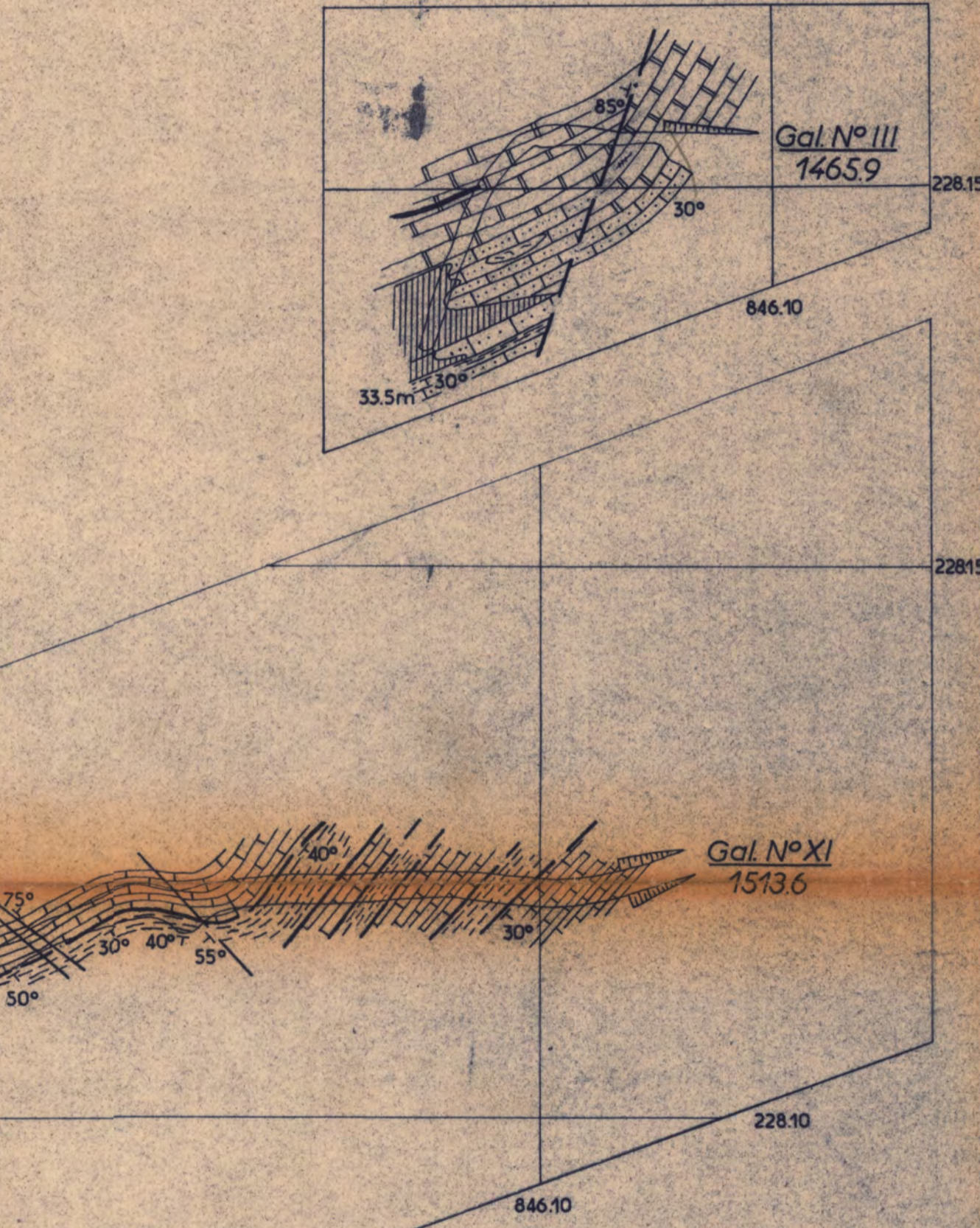
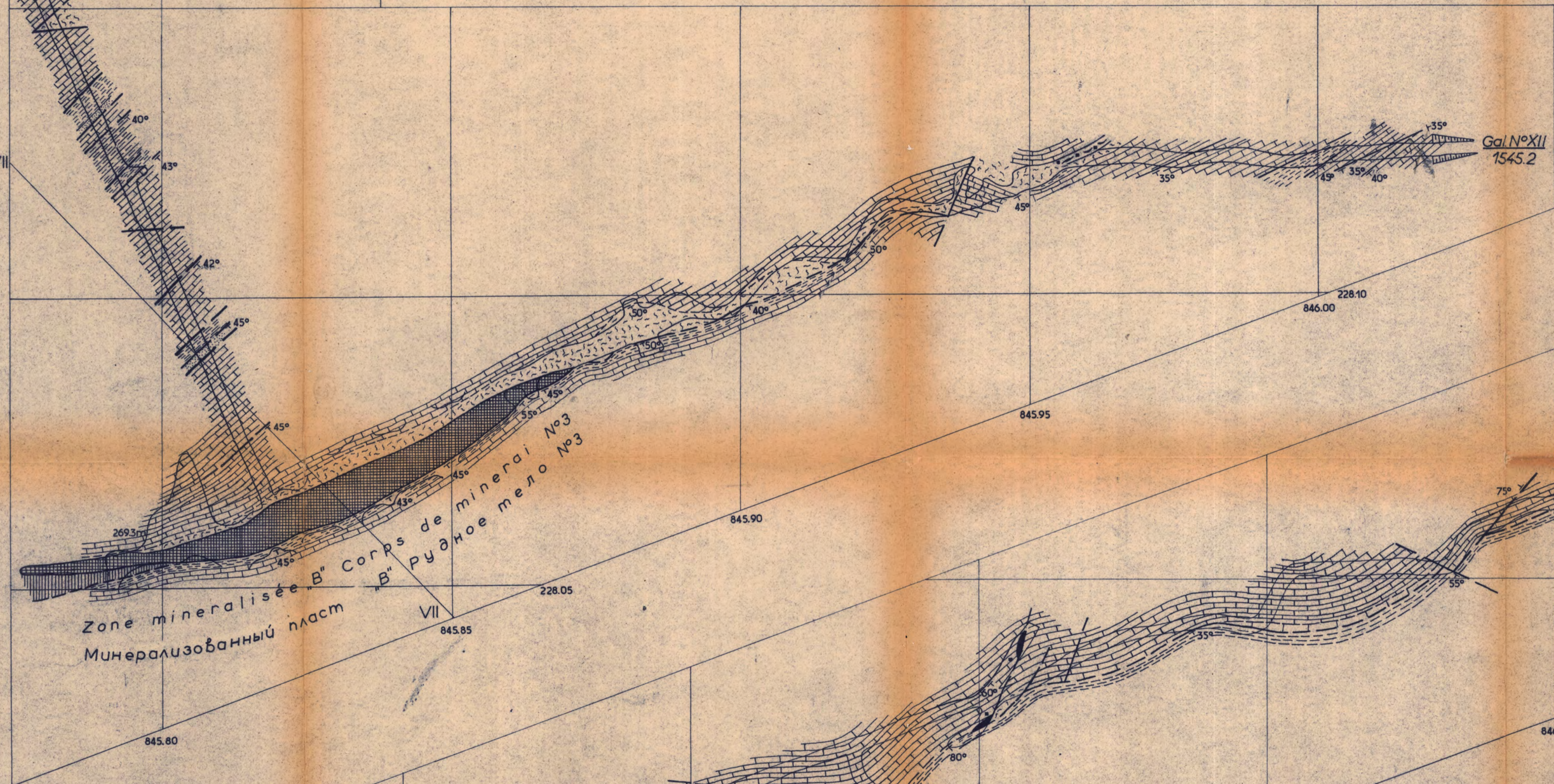
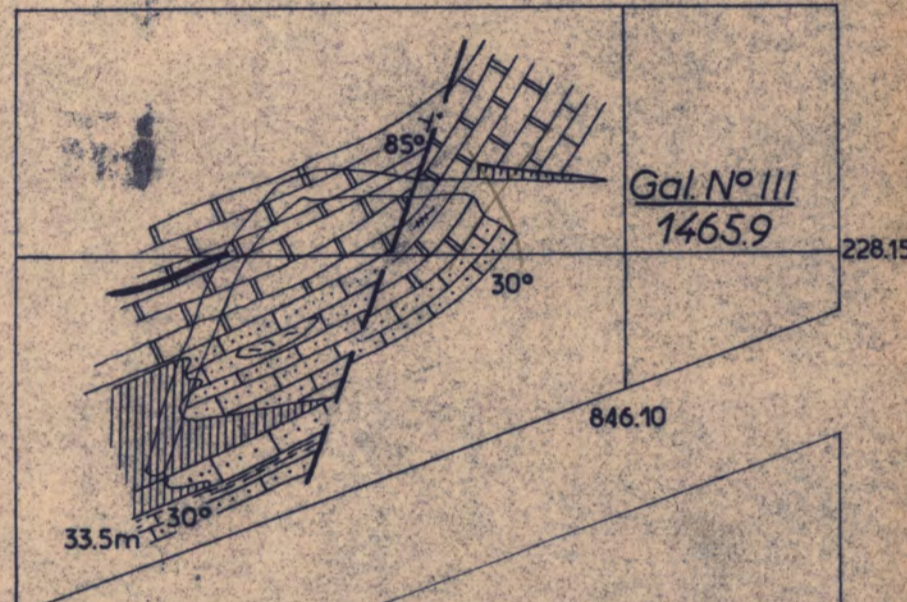
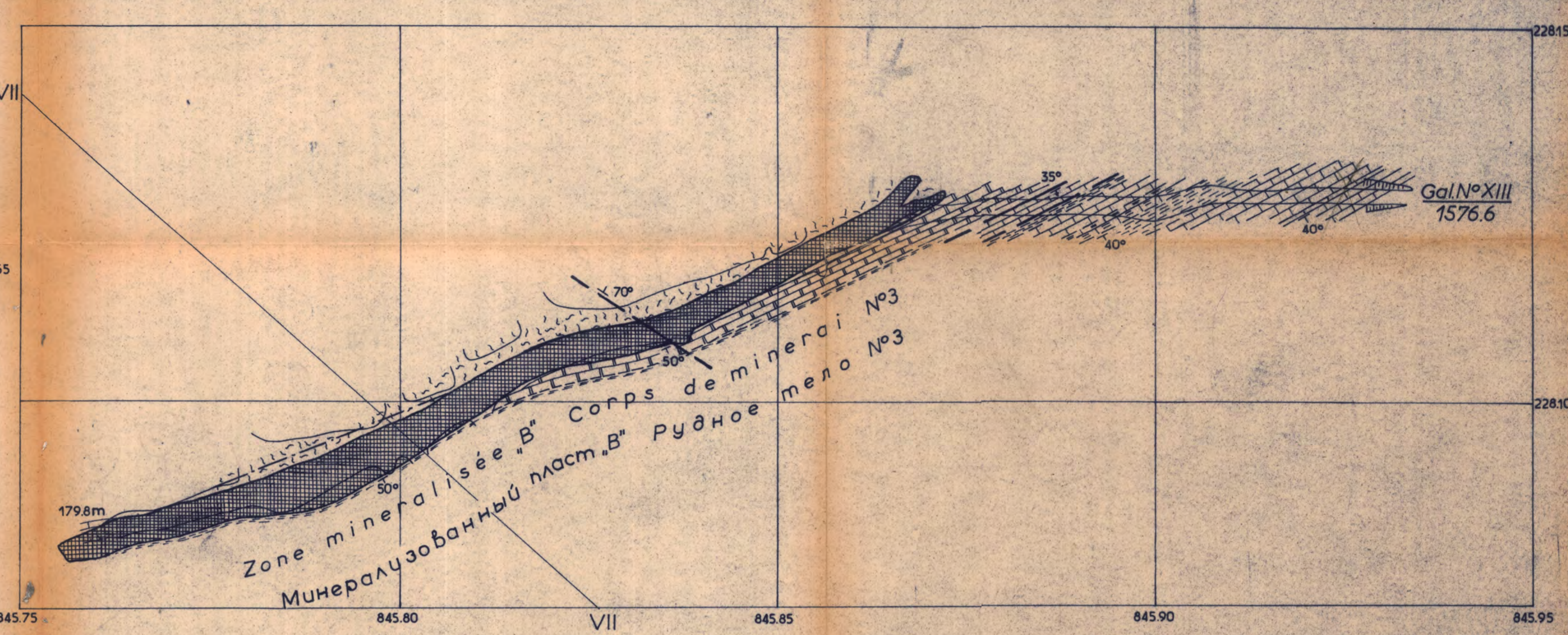
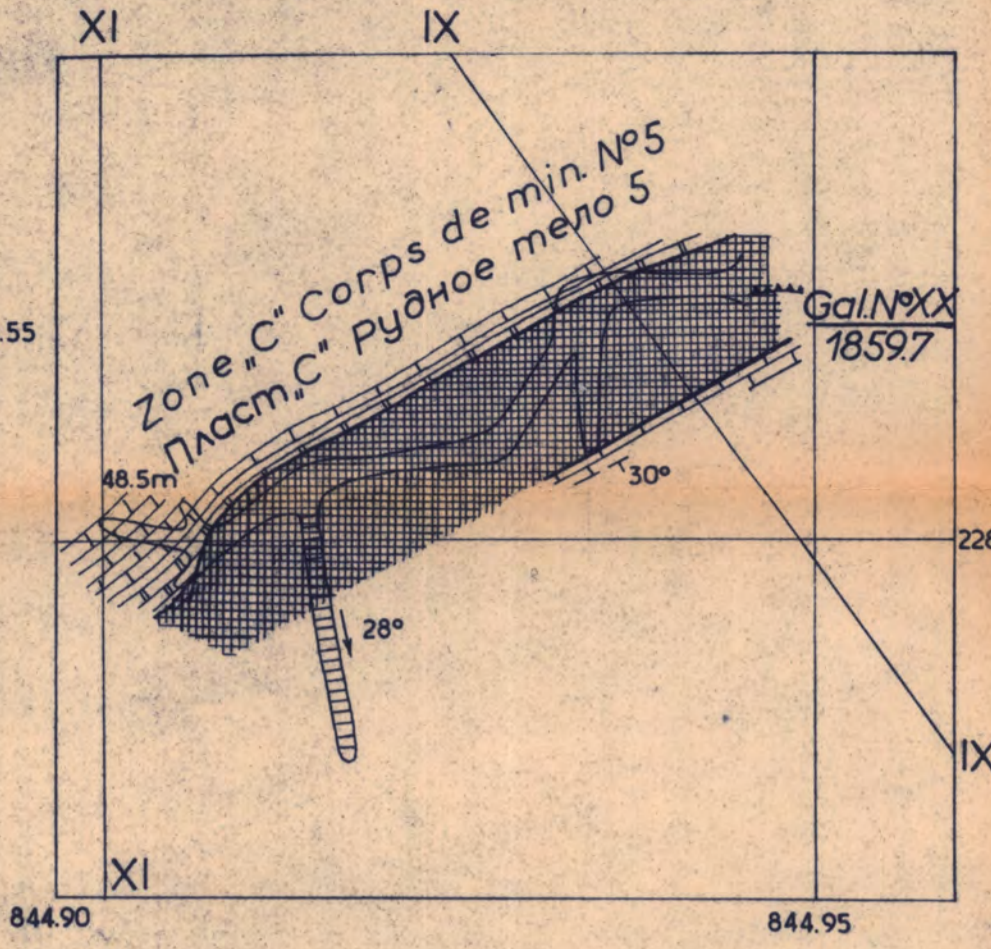
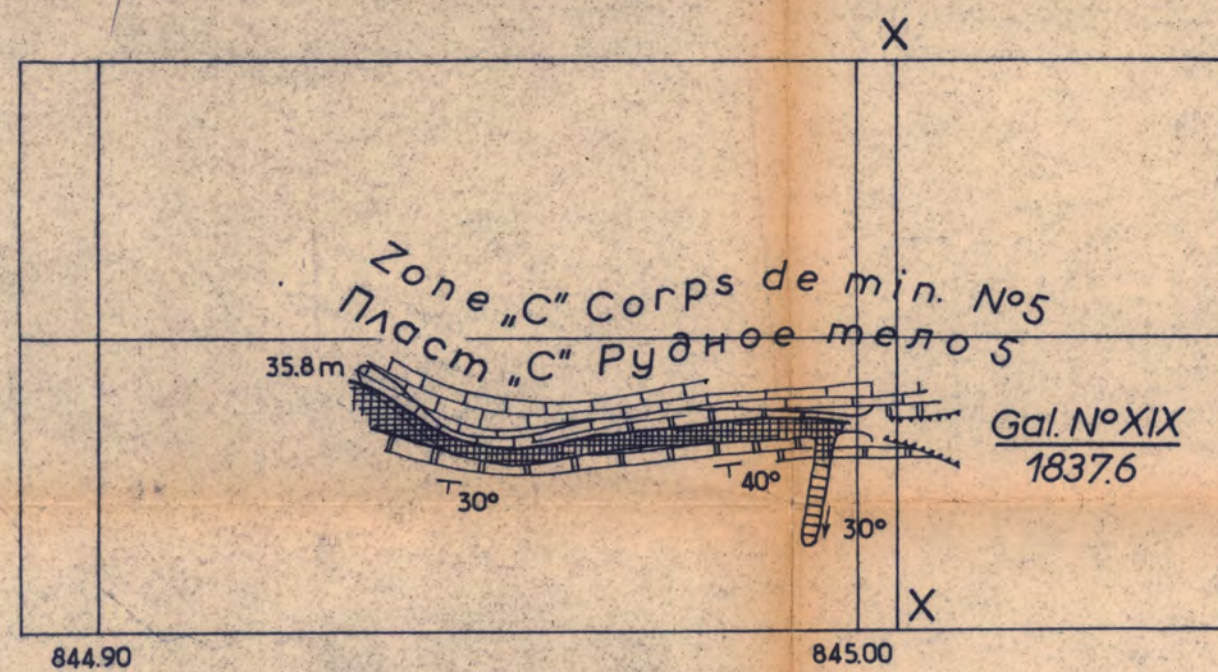




LEGENDE

- Aleurolithes quartziques  
Алеуролиты кварцевые
- Dissémination et filons de galène  
Вкрапленность и жилы галенита
- Minerals a) plombo-barytiques, b) barytiques  
Руды: а) свинцово-баритовые, б) баритовые
- Failles: a) observées, b) supposées  
Разломы: а) прослеженные, б) предполагаемые
- Sondage dans la galerie, son numéro, profondeur et inclinaison  
Сважина в штольне, ее номер, глубина и угол наклона
- Galerie, son numéro et cote de la bouche  
Штольня, ее номер и отметка устья
- Cheminée de boutage  
Рудоспуск
- Vêche tectonique  
Тектоническая брекчия
- Gres  
Песчаники
- Calcaires organogènes et détritiques  
Известняки органогенно-обломочные
- Calcaires gréseux  
Известняки песчаные
- Schistes argileux  
Глинистые сланцы
- Calcaires schisteux (argileux)  
Известняки расщепляющиеся (глинистые)
- Dolomies  
Доломиты
- Magnes  
Мергели
- Calcaires fort fissurés  
Известняки интенсивно трещиноватые
- Terrains baryto-dolomitiques  
Барито-доломитовые породы

Echelle 1:500	Республика Алжирская Демократическая и Народная	Fig. № 7 1967
	Ministère de l'Industrie et de l'Énergie Министерство промышленности и энергетики	
<b>SONAREM</b>		
Mission soviétique Группа советских специалистов		
Au rapport de 1966-67. (Contrat № 1112)		
<b>Gisement DJEBEL ICHMOUL</b>		
Plans géologiques des galeries NN° I, II, IV, V et VI		
Месторождение ДЖЕБЕЛЬ ИШМУЛЬ		
Геологические планы по штольням NN° I, II, IV, V, VI		
Chef de la mission soviétique Ingénieur géologue en chef Chef technique d'équipe Elabore par l'ingénieur-geologue Topographe Cartographe	 V. A. Terentiev  M. G. Jankov  L. P. Chadrine  J. A. Malakhov	Levé topo-geométrique des travaux souterrains a exécuté le topographe J. Malakhov. Маркшейдерскую съемку выполнил топограф Ю. Малахов.



LEGENDE

- Aleurolithes quartzices  
Алевролиты кварцевые
- Schistes argileux  
Глинистые сланцы
- Terrains baryto-dolomitiques  
Барито-доломитовые породы
- Filonnets et nids de baryte  
Прожилки и гнезда барита
- Dissémination et filonnets de galène  
Вкрапленность и жилы галенита
- Minerais: a) plombo-barytiques, b) barytiques  
Руды: а) свинцово-баритовые, б) баритовые
- Failles: a. observées, b. supposées  
Разломы: а. прослеженные, б. предполагаемые
- Grès  
Песчаники
- Calcaires gréseux  
Известняки песчаные
- Marnes  
Мергели
- Calcaires organogènes et détritiques  
Известняки органогенно-обломочные
- Dolomies  
Доломиты
- Galerie, son numéro et cote de la bouche  
Штольня, ее номер и отметка устья
- Descenderie  
Наклонная выработка

Echelle 1:500	République Algérienne Démocratique et Populaire Ministère de l'Industrie et de l'Énergie Ministère de l'Industrie et de l'Énergie	Fig. №6
	<b>SONAREM</b> Mission soviétique Группа советских специалистов	
Au rapport de 1966-67 (Contrat №1112)		
Gisement DJEBEL ICHMOUL Plans géologiques des galeries NN° III, XI, XII, XIII, XIX et XX Месторождение ДЖЕБЕЛЬ ИШМУЛЬ Геологические планы по штольням NN° III, XI, XII, XIII, XIX и XX		
Chef de la mission soviétique Ingénieur géologue en chef Chef technique d'équipe Elaboré par l'ingénieur-géologue Topographe Cartographe	 V. A. Terentiev  V. N. Petrov  M. G. Jarikov  L. P. Chadrine  J. A. Malakhov  V. G. Ipatov	1967
Levé topo-géométrique des travaux souterrains et exécuté par le topographe J. Malakhov Маршейдерскую съемку выполнил топограф Ю. Малахов.		