

Fontainebleau/CGMM

N-754

RAPPORT SUR L'ARGENTIERE

(Ch. III - Rédaction Partielle)

G. MATHERON

Mai 1982

R A P P O R T S U R L A R G E N T I È R E

CHAPITRE III

Ce chapitre a pour objet l'estimation des réserves récupérables existant aujourd'hui dans la concession de Largentière, et l'évaluation de leur rentabilité économique. Il comprend trois parties :

Méthodologie employée

Evaluation des cibles (ou zones nouvelles)

Evaluation des réserves résiduelles (dans les zones exploitées)

et se termine par un tableau récapitulatif, qui constitue le document de base sur lequel seront fondées nos conclusions.

III-1 - LA METHODOLOGIE EMPLOYEE

Pour procéder à ces évaluations, il faut être capable d'une part, de calculer les paramètres économiques (valeur des points de Pb et Zn, et dépenses d'exploitation à la tonne de minerai), de l'autre d'estimer les réserves récupérables (tonnage et teneur). Nous aborderons successivement ces trois points.

III-1-1 - CALCUL DE LA VALEUR CONTENUE

Sous forme simplifiée, on s'attendrait à ce que la valeur V_{Pb} du point de plomb soit :

$$V_{Pb} = R^{dt} \text{ Laverie } R^{dt} \text{ Fusion } \left(\frac{C_{Pb}}{100} + \alpha \frac{C_{Ag}}{1000} \right)$$

C_{Pb} = Cours du plomb (en F par tonne)

C_{Ag} = Cours de l'argent (en F au kilo)

α = Rapport de la teneur en Ag (en g/T) sur teneur en Pb (en %).

En fait le fondeur ne paie qu'une partie de l'argent (d'où remplacement de C_{Ag} par $C_{Ag} - 24$) et pratique divers autres abattements (d'où apparition d'un coefficient de 0,985 et de divers termes soustractifs, dont l'un fait intervenir le cours du plomb en livres (d'où apparition bizarre du cours de la livre Lb). D'où la formule :

$$V_{Pb} = R^{dt} \text{ Laverie } \left[0,95 \left(0,985 \frac{C_{Pb}}{100} + \alpha \frac{(C_{Ag} - 24)}{1000} \right) - \frac{290}{t} - \frac{1,379}{t} \frac{C_{Pb}}{Lb} \right]$$

où t est la teneur du concentré en Pb. Dans les calculs qui suivent, nous avons adopté pour le rendement laverie une valeur de 0,95, et une teneur de concentré t = 74%. Pour le zinc, de même, on s'attend à une formule du genre

$$V_{Zn} = R^{dt} \text{ Laverie } \times R^{dt} \text{ Fusion } \times \frac{C_{Zn}}{100}$$

(C_{Zn} = cours du zinc en F par tonne). Les abattements divers pratiqués par le fondeur font cette fois, non moins étrangement, intervenir le cours du dollar Doll, d'où la formule suivante valable pour un concentré à 53%, et un rendement laverie de 0,75 :

$$V_{Zn} = (0,29 C_{Zn} + 41 \text{ Doll} - 112) \frac{0,75}{53}$$

Nous n'avons tenu compte ni de l'argent, ni du Cadmium éventuellement contenus dans le concentré de Zinc. D'autre part, les cours de la livre et du dollar n'influencent qu'assez peu le résultat final. Nous avons donc adopté les valeurs Lb = 11 et Doll = 6. D'où :

$$(a) \quad \begin{aligned} V_{Pb} &= 0,72802 \frac{C_{Pb}}{100} + 0,9025 \alpha \frac{(C_{Ag} - 24)}{100} - 3,72297 \\ V_{Zn} &= 0,41038 \frac{C_{Zn}}{100} + 1,89623 \end{aligned}$$

- Le paramètre $\alpha = Ag/Pb$ est de l'ordre de 21 g/T par point de plomb, d'après les résultats de fonderie. Nous avons systématiquement adopté cette valeur $\alpha = 21$. Les sondages, en effet, ne sont qu'exceptionnellement analysés pour Ag (ce qui est peut-être regrettable), de sorte que nous ne disposons pas des données nécessaires pour évaluer l'argent, zone par zone, indépendamment du plomb. Certaines analyses suggèrent que le paramètre α serait peut-être plus faible que la moyenne générale dans la zone sud Volpilliaire (15 environ au lieu de 21). Mais, faute de pouvoir établir ce point avec certitude, nous n'avons pu en tenir compte.

- Les cours des métaux étant, malheureusement, comme on sait, extrêmement variables, la valeur du point de plomb et celle du point de zinc fluctuent beaucoup au cours du temps. De ce point de vue, la conjoncture basse actuelle n'ouvre guère de perspectives favorables. Pour effectuer les calculs économiques, nous nous référerons à deux situations typiques. La première correspond aux prévisions faites à la Mine en fin 81 pour l'année 82 :

$$\text{Référence optimiste : } \left\{ \begin{array}{l} C_{Pb} = 4.800 \text{ F/tonne métrique} \\ C_{Ag} = 1945 \text{ F/kilo} \\ C_{Zn} = 6050 \text{ F/tonne} \end{array} \right.$$

La seconde situation correspond aux cours du mois de Mars 1982 :

$$\text{Référence Mars 82 : } \left\{ \begin{array}{l} C_{Pb} = 3.700 \text{ F/tonne} \\ C_{Ag} = 1350 \text{ F/kilo} \\ C_{Zn} = 5400 \text{ F/tonne} \end{array} \right.$$

En prenant $\alpha = 21$ g/t par point de plomb, la formule (a) ci-dessus conduit aux valeurs suivantes pour le point de plomb et de zinc :

$$\text{Référence optimiste : } \left\{ \begin{array}{l} V_{Pb} = 67,630 \\ V_{Zn} = 26,724 \end{array} \right.$$

$$\text{Référence Mars 82 : } \left\{ \begin{array}{l} V_{Pb} = 48,345 \\ V_{Zn} = 24,056 \end{array} \right.$$

On note que l'argent intervient pour environ 50% dans la valeur du point de plomb, d'où l'extrême importance du cours C_{Ag} correspondant. Dans la situation de Mars 1982, le point de zinc vaut sensiblement la moitié du point de plomb (ce qui revient, en réalité, à dire que chacun des trois métaux, Pb, Zn et Ag présente le même poids économique). Dans la référence optimiste, le point de zinc ne vaut plus que 40% environ du point de plomb. L'équivalent en plomb d'un minerai de teneur t_{Pb} en plomb et t_{Zn} en zinc est donc

$$t = t_{Pb} + 0,5 t_{Zn}$$

dans la situation de Mars 1982 et

$$t = t_{Pb} + 0,4 t_{Zn}$$

pour la référence optimiste.

III-1-2 - LES DEPENSES.

En face des recettes, que les formules précédentes permettent de prévoir pour un minerai de teneur donnée, il convient de faire figurer les dépenses correspondantes. Nous ne comptabiliserons que les dépenses d'extraction et de laverie, ainsi que les frais généraux "locaux" (c'est-à-dire les frais généraux de la mine, à l'exclusion des frais généraux du siège social). Ces données sont disponibles, quartier par quartier, pour l'année 1981 et les deux premiers mois de 1982, et portent le nom de "Prix de revient Largentière" (rapporté à la tonne de minerai). En procédant par analogie, il sera ainsi possible d'évaluer l'ordre de grandeur de ce prix de revient dans les différentes zones à estimer. Il conviendra, en général, d'ajouter à ces prix de revient le montant (rapporté à la tonne de minerai) des investissements nécessaires pour accéder aux nouveaux quartiers (essentiellement galeries et cheminées).

III-1-3 - L'ESTIMATION DES RESERVES.

Il convient maintenant de parler du problème que pose l'estimation des zones potentielles. Pour établir le bilan prévisionnel de l'exploitation éventuelle d'une zone donnée, outre les données économiques rappelées ci-dessus, nous devons connaître, ou plutôt évaluer, le tonnage (en milliers de tonnes) et la teneur (en Pb, Zn et Ag) des réserves effectivement récupérables dans cette zone. Il ne s'agit évidemment pas des ressources géologiques ou "in situ", mais des tonnages de minerai et de métal qui seraient effectivement extraits.

Pour procéder à cette estimation dans les zones non encore exploitées, nous disposons uniquement des données de sondages verticaux analysés pour Pb et Zn (rarement pour Ag) par tronçons de carotte variant de 50 cm à 1 m. Or, le problème se présentera de manière bien différente selon qu'il s'agira du minerai dit de "Couche 5" ou du minerai de type "faille". Dans le premier cas, une estimation objective et très raisonnablement précise est, en effet, possible. Dans le second cas, au contraire, la structure très complexe du minerai en faille et la nature des données disponibles ne permettent pas une solution rigoureuse, et nous resterons, par la force des choses, tributaires d'hypothèses et d'interprétations en partie subjectives.

Cas du minerai en Couche 5.

- Le minerai en Couche 5 constitue une couche horizontale relativement continue. Les teneurs sont plus faibles qu'en faille, mais beaucoup moins dispersées. L'ensemble se prête remarquablement bien aux méthodes d'exploitation en grandes masses et faible prix de revient qui sont utilisées ici avec succès. S'agissant d'une exploitation non sélective, l'estimation ne soulève que des problèmes relativement simples. La nature des données (sondages verticaux) est bien adaptée à l'objet (couche horizontale) et n'introduit pas de biais incontrôlable. De plus, l'ouverture de chantier (3,5 m.) dépasse en général la puissance de la couche minéralisée, de sorte qu'il n'y a pas lieu de se livrer à l'opération toujours délicate qui consiste à choisir sur les logs de sondages un toit et un mur pour la passée exploitable : l'ensemble de la passée minéralisée est simplement dilué dans 3,5 m.

Nous disposons d'ailleurs d'une étude géostatistique effectuée en Couche 5, au quartier Roubreau, à partir de sondages effectués aux parements de deux galeries (Rapport de Stage M. CAYET, 1971). Les variogrammes obtenus montrent un effet de pépite très faible, imputable peut-être aux seules erreurs d'analyse, une variance assez basse et une portée relativement courte. Ces traits confirment l'homogénéité et la faible variabilité locale de cette minéralisation. Le fait que la portée soit courte (environ 40 m.), donc plus faible que la distance moyenne entre les sondages, montre qu'il n'y a pas lieu ici, au moins pour l'estimation de zones relativement étendues, de recourir à un krigage, auquel les données disponibles ne nous permettraient d'ailleurs que difficilement de procéder. Il s'agit en somme du cas très favorable (et assez rare) où les méthodes traditionnelles ne risquent pas d'introduire de biais notable.

Cas du minerai en faille.

- Le minerai en faille nous présente, malheureusement, un tableau bien différent. Il s'agit d'une minéralisation nettement plus riche que Couche 5, mais aussi beaucoup plus irrégulière et sujette à des discontinuités brutales. Au seul vu des logs de sondages, on pourrait croire qu'il n'y a là que des lentilles de dimension médiocre, disséminées au hasard, verticalement aussi bien qu'horizontalement, et sans connexion entre elles. C'est à partir de 1970-1971 que les exploitants ont su découvrir le contrôle structural qui régit ce chaos apparent (voir Ch. II.) et en tirer habilement parti pour mettre au point la méthode d'exploitation ultra-sélective, sans laquelle il n'aurait pas été possible d'accéder à cette minéralisation. Ces formations en faille, de forme d'ailleurs très irrégulière, sont en général assez fortement pentées, ou sub-verticales. On les prend par galeries montantes de section $2,5 \times 2,5 \text{ m}^2$. Or, la traversée horizontale h des parties minéralisées est en général inférieure à 2,5 m., de sorte qu'il y a dilution horizontale : la teneur extraite n'est pas la teneur t de la partie minéralisée, mais $ht/2,5$. D'où une première difficulté, très sérieuse, que rencontre l'estimation : à partir de sondages verticaux, et en l'absence d'autres données, on ne connaît que la traversée verticale de la minéralisation, et on ne peut en aucune façon reconstituer la traversée horizontale h . Il manque un paramètre essentiel (la pente), et cette lacune semble irrémédiable. D'autre part, sur un même sondage, on observe

en général plusieurs passées minéralisées. Laquelle (ou lesquelles) seront exploitées ? La meilleure, on veut l'espérer, mais il n'est pas toujours certain que les contraintes d'accessibilité le permettront. Enfin, troisième difficulté, ces passées minéralisées ne sont pas définies de façon univoque sur les logs de sondages. De part et d'autre d'un pic de teneur élevée, on observe en général une décroissance plus ou moins régulière, avant de rejoindre une sorte de bruit de fond inférieur à 1% Pb (et en général non analysé).

En ce qui concerne la première difficulté, il est nécessaire d'introduire une hypothèse pour relier les traversées verticales (seules observées) aux traversées horizontales. La pratique montre, à Largentière, que l'on a des résultats non absurdes en supposant que ces deux traversées sont égales. Ce qui revient à admettre que la pente moyenne de ces formations est à peu près égale à l'unité. En conséquence, les passées verticales observées sur les sondages doivent être diluées, elles aussi, dans 2,5 m. si elles sont inférieures à cette longueur. Pour définir ces passées verticales, on procède, semble-t-il, à des coupures de teneur sur le log de sondage (on retient, par exemple, les tronçons de carotte à teneur $\geq 3\%$). Enfin, sur chaque sondage, on choisit la meilleure des passées ainsi définies (sauf évidemment s'il y a un argument géologique en sens contraire).

Il apparaît, à l'expérience, que ce procédé conduit à une certaine surestimation, que l'on apprend à corriger : on sait, par exemple, qu'à Volpilliaire les teneurs ainsi estimées doivent être réduites de 30%, au Colombier de 50%, etc.. Malheureusement, cette méthode empirique n'est pas utilisable dans le cas d'une zone nouvelle, où, justement, ce facteur de correction est encore inconnu. On ne peut pas, non plus, se contenter de le choisir sur de vagues analogies avec des zones déjà connues : abattre de 50% au lieu de 30% risque de condamner des zones qui auraient pu être exploitées, et inversement.

Quatre causes de surestimation.

Or, cette surestimation peut être liée à chacune des trois difficultés que nous avons mentionnées, ou être due à d'autres causes encore.

7

En premier lieu, il est vrai que, si la "pente moyenne" est, par exemple, 1,5 au lieu de 1, on devrait diluer les passées verticales dans $2,5 \times 1,5 = 3,75$: ce qui revient à diviser les teneurs par 1,5, soit un abattement d'un tiers (à supposer que les teneurs voisines soient négligeables). Dans cette première interprétation, le coefficient appliqué représente une correction de pendage.

Mais, d'autre part, on peut douter que les contraintes de l'exploitation permettent toujours, en chaque point, de prendre la meilleure passe, et celle-là seulement. Si l'on ne prend qu'une passe, ce ne sera pas toujours la meilleure, mais celle qui se trouvera accessible dans le développement des travaux. Ainsi, les différentes passes observées sur un sondage présentent un échantillonnage statistique de ce que le mineur rencontrera, et on introduit un biais systématique en effectuant un choix trop rigide. Il est certain que le mineur sélectionne, et qu'une passe trop pauvre (2%, 2,5% par exemple) sera abandonnée, ou envoyée au stérile. Mais, entre une passe à 4,5% et une autre à 5%, s'il n'est pas possible de les prendre toutes les deux, ce n'est pas toujours nécessairement la première qui sera abandonnée.

Enfin, il se pourrait aussi que le découpage des passes minéralisées sur les logs de sondage soit une autre cause encore de surestimation systématique. On sait toute l'importance que la Géostatistique attache à l'effet de support. Ici, le support de sélection est bien défini : il s'agit, par exemple, d'un cube de $2,5 \times 2,5 \times 2,5 \text{ m}^3$. Or ces cubes ont une variance plus faible que les tronçons de carotte de 2,5 m : l'histogramme de leurs teneurs présente moins de valeurs fortes (et faibles) et plus de valeurs modérées que les carottes. d'où l'effet de support bien connu : la sélection effectuée sur les blocs conduira à une teneur réelle plus faible que la sélection simulée sur les carottes. Telle est la troisième cause de la surestimation.

Enfin, et particulièrement dans ce type de gisement où les fissurations jouent un rôle important, des effets purement mécaniques peuvent entraîner des biais assez sérieux. Il arrive, en effet, parfois que les sondages, qui dévient toujours quelque peu, se trouvent piégés dans des fissures ou microfissures préexistantes. Or, celles-ci sont souvent très richement minéralisées sous une puissance très faible. Il peut en résulter sur le sondage une passée assez longue à teneur extrêmement élevée. C'est là une cause de surestimation très grave, et d'ailleurs difficile à corriger, car il peut aussi

réellement exister par endroits des minéralisations massives. Il n'y a pas de règle générale. Tout ce que l'on peut recommander, c'est une très grande circonspection chaque fois qu'un log de sondage porte l'indication : 3 m. à 20% Pb. Les mineurs, du reste, connaissent bien cet effet de fissure.

L'effet de support.

Est-il possible de corriger les autres causes d'erreurs ? Considérons l'effet de support. Lorsque la sélection se borne à trier des blocs découpés selon une géométrie établie à l'avance (cas d'une carrière par exemple), la

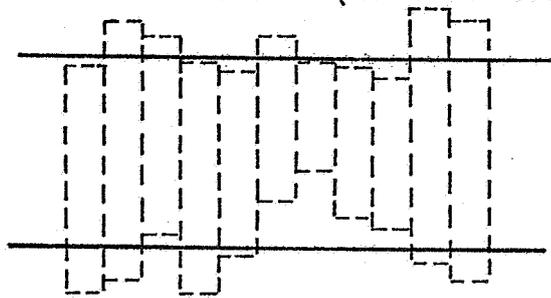


Figure 1

En pointillé : sélection sur carottes verticales jointives.

En trait plein : sélection réelle.

géostatistique dispose de modèles de changement de support qui permettent de prévoir cet effet, et de le corriger. Mais ces modèles ne s'appliquent pas dans notre cas, où la géométrie est au contraire essentiellement adaptative. Mais on peut remarquer ceci : si la sélection simulée sur carottes est trop fine, c'est surtout parce que les coupures de teneur choisies sur la carotte verticale n'ont que peu de chances de rester stables en extension horizontale. Si l'on considère, par la pensée, le gisement comme constitué par la juxtaposition de carottes jointives, notre sélection verticale, carotte par carotte, donnerait une image en accordéon comme sur la figure 1 (en pointillés). L'excavation réelle (en traits pleins) ne pourra pas respecter ce contour trop irrégulier. Elle perdra donc des portions de passes sélectionnées, et englobera d'autres portions non sélectionnées : d'où chute de teneur.

Or, on sait qu'il y a un effet assez général de destruction aux teneurs élevées. Plus une coupure est faite à un seuil de teneur élevé, moins elle a de chances de posséder une bonne extension latérale. Plutôt que de pratiquer des coupures trop élevées, quitte à les diluer ensuite, on se laissera

guider par certains contrastes naturels qui se manifestent dans l'évolution des teneurs le long de la verticale, et constituent des mini-événements géologiques : ce qui leur confère une (relative) garantie de stabilité latérale.

Traces
1,4%
1,3%
1,5%
20%
1,4%
1,5%
0,3%
Traces

Par exemple, soit le log ci-contre, découpé en tronçons de 50 cm. La teneur intéressante (20%) doit être diluée dans 2,5 m. On peut prendre $20 \times 0,5/2,5 = 4\%$, mais cela revient à négliger les teneurs de 1 à 1,5% qui encadrent le pic : c'est trop sévère. On peut aussi choisir la meilleure passée de 2,5 m. : celle qui va de 1,3 à 1,5 : cela donne 2,5 m. à 5,14%. Mais on peut objecter que la séparation entre 1,3% et 1,4% ne correspond à aucune réalité géologique

et ne possède sans doute aucune reproductibilité latérale. Au contraire, la passe de 3 m. (de 1,4% à 1,5%) semble constituer une mini-unité, susceptible de présenter quelque stabilité dans le sens horizontal. C'est, pensons-nous, celle qu'il convient d'adopter : la teneur chute à 4,517%. Mais ces 3 m. à 4,52% ont des chances d'être plus représentatifs que les 2,5 m. à 5,14%. Il n'est d'ailleurs pas facile de formaliser ce procédé, qui reste entaché d'un certain subjectivisme, mais il doit indéniablement diminuer la surestimation.

Exemples de Volpilliaire et du Colombier.

Pour examiner les autres causes d'erreur, prenons les exemples de Volpilliaire et du Colombier, pour lesquels les résultats d'exploitation sont connus.

Volpilliaire peut être considéré comme reconnu par les 10 sondages présentés sur le Tableau 1. Pour chaque sondage, on a noté les traversées et les teneurs en Pb, Zn, ainsi qu'en équivalent plomb $Pb + 0,4 Zn$, des différentes passées découpées comme indiqué plus haut (il y a 21 passées pour 10 sondages).

Si nous sélectionnons une seule passée (la meilleure) sur chacun des 10 sondages, nous obtenons les moyennes suivantes :

Pb : 6,27% , Zn : 0,30 , Pb + 0,4 Zn : 6,39%

TABLEAU 1

Volpilliaire : 10 sondages, 21 passées

N° de Sondage	Traversée	Pb %	Zn %	Pb + 0,4 Zn
25	2,50	1,65	0,36	1,79
	2,50	3,08	0,46	3,27
26	3,15	3,42	0,58	3,65
	2,50	4,96	0,25	5,06
27	2,50	2,81	0,37	2,96
	4,00	3,98	0,58	4,21
	2,50	0,18	8,54	3,60
30	2,50	4,35	0,14	4,40
	2,50	3,84	0,14	3,90
	2,50	5,30	0,10	5,34
32	2,50	4,62	0,31	4,74
48	2,50	4,91	0,17	4,98
	2,50	3,89	0,10	3,93
51	2,50	4,43	0,44	4,60
	3,70	9,45	0,25	10,05
	2,50	5,37	1,48	5,96
52	2,50	4,63	0,34	4,77
	2,50	2,02	0,89	2,38
56	5,00	10,42	0,20	10,50
	2,50	2,41	0,13	2,46
61	2,50	3,73	0,16	3,79

Or, les résultats d'exploitation ont été :

$$\text{Pb} = 5,44 \quad , \quad \text{Zn} = 0,79 \quad , \quad \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 5,76$$

Il apparaît bien que le plomb est surestimé d'environ 15% et l'équivalent plomb de 11%. (Le zinc, par contre, a été sous-estimé, mais cela s'explique facilement du fait que la passée à 8,54% de zinc du sondage 27, responsable à elle seule de plus de la moitié de la teneur en zinc, n'a pas été retenue dans cette opération).

Par contre, la moyenne des 21 passées est

$$\text{Pb} = 4,64 \quad , \quad \text{Zn} = 0,72 \quad , \quad \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 4,93$$

On est cette fois nettement trop bas : et cela est naturel, puisque l'exploitation réelle a été sélective. Un minerai comme celui de la première passe du sondage 25 (1,79% en plomb équivalent) n'a sans doute pas été extrait en réalité.

Pour essayer de représenter la sélection, on a présenté sur le Tableau 2 le résultat d'une coupure effectuée sur les 21 passées : en fonction de la teneur x en équivalent plomb, on a calculé les moyennes en Pb, Zn et $\text{Pb} + 0,4 \text{ Zn}$ des passes $\geq x$ (l'influence de la passe à 8,54% de Zn se traduit par une chute brusque de la teneur en zinc, qui passe de 0,80 à 0,35 entre $x = 3,60$ et $x = 3,65$). La Figure 2 représente graphiquement ces résultats. La seconde rupture de pente (qui se produit à $x = 5,96$) traduit simplement l'influence des deux teneurs les plus élevées.

Mais la première rupture de pente, observée à $x = 3,6$, paraît beaucoup plus significative. On peut penser qu'elle correspond à un certain effet de seuil dans la minéralisation, donc à une certaine réalité géologique. S'il en est bien ainsi, une coupure effectuée en $x = 3,60\%$ a des chances raisonnables de posséder une bonne représentativité en extension latérale. Or, le Tableau 2 montre qu'à la coupure en $x = 3,6$ sont associées les moyennes suivantes :

$$\text{Pb} = 5,26 \quad , \quad \text{Zn} = 0,80 \quad , \quad \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 5,58$$

TABLEAU 2

Volpilliaire : (21 passées) - Coupure sur la
variable $x = \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn}$ et moyennes en Pb, Zn du $\gg x$.

Coupure x	Pb	Zn	Pb + 0,4 Zn
10,50	10,42	0,20	10,50
10,05	10,22	0,22	10,31
5,96	9,14	0,50	9,34
5,34	8,44	0,43	8,61
5,06	7,90	0,40	8,06
4,98	7,50	0,37	7,65
4,77	7,16	0,37	7,31
4,74	6,89	0,36	7,04
4,60	6,66	0,37	6,81
4,40	6,46	0,35	6,60
4,21	6,15	0,38	6,30
3,93	5,99	0,36	6,14
3,90	5,85	0,34	5,99
3,79	5,72	0,33	5,85
3,65	5,55	0,35	5,69
3,60	5,26	0,80	5,58
3,27	5,15	0,78	5,46
2,96	5,03	0,76	5,33
2,46	4,91	0,73	5,20
2,38	4,78	0,74	5,07
1,79	4,64	0,72	4,93

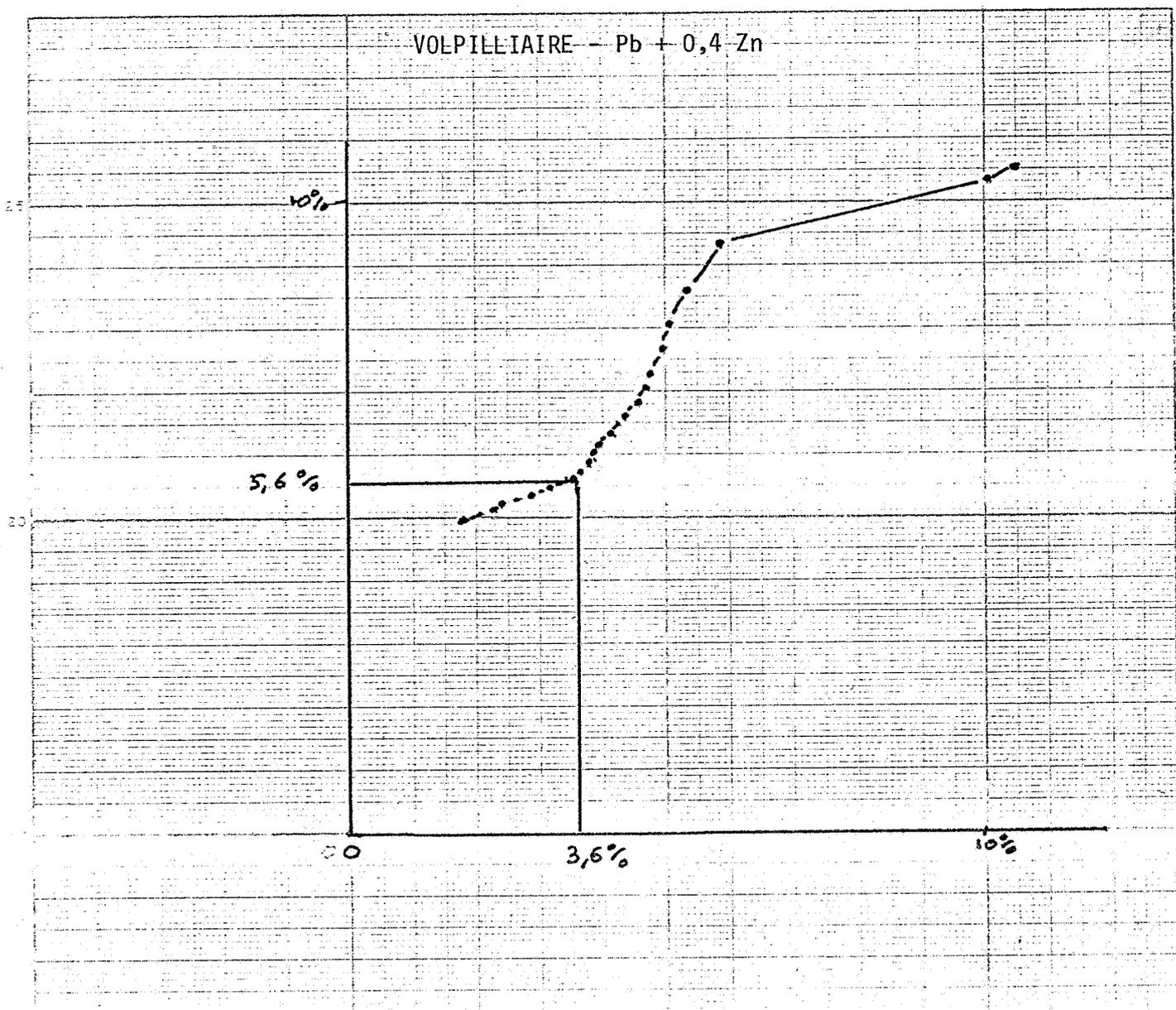


Fig. 2 - VOLPILLIAIRE (21 passées)

Courbe $m = f(x)$ - Variable : Pb % + 0,4 Zn %

En fonction de la coupure x , la courbe donne la moyenne m des passées pour lesquelles Pb + 0,4 Zn est $\geq x$.

La coupure à la rupture de pente ($x = 3,6\%$) donne une valeur de $m = 5,6\%$ proche des résultats de l'exploitation (5,76).

On est cette fois très proche des résultats de l'exploitation (5,44 ; 0,79 et 5,76). Tout se passe à peu près comme si la sélection effective avait tiré parti de l'effet de seuil à 3,6% : dans cette hypothèse, la coupure à $x = 3,6$ n'aurait pas (ou pas uniquement) une signification économique, mais correspondrait à une réalité géologique relativement contraignante.

Pour essayer, si possible, de confirmer cette hypothèse, nous avons soumis au même traitement les données relatives au Colombier (Tableau 3, 8 sondages, 14 passées). Or, cette fois, la moyenne des 14 passes (donc sans sélection) est :

$$\text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 5,49$$

alors que l'exploitation a donné $\text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 5,19$. Contrairement au cas de Volpilliaire, donc, la moyenne sans sélection est ici plus forte que la teneur réelle d'exploitation, ce qui est assez choquant.

Cependant, on note sur le Tableau 3, que le sondage W4 présente une passe très belle de 2,7 m. à 19,40% de plomb, trop belle peut-être. Il pourrait bien s'agir de l'effet de fissure, mentionné ci-dessus comme quatrième cause de surestimation possible.

Nous avons donc refait les calculs en supprimant cette passée suspecte. On obtient cette fois, hors sélection, les valeurs moyennes :

$$\text{Pb} : 3,63 \quad , \quad \text{Zn} : 1,83 \quad , \quad \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} : 4,39$$

raisonnablement inférieures aux teneurs d'exploitation, qui sont :

$$\text{Pb} : 4,39 \quad , \quad \text{Zn} : 2,00 \quad , \quad \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} : 5,19$$

On peut voir sur la Figure 3 l'allure de la courbe donnant la moyenne (en équivalent plomb) en fonction de la teneur de coupure x , soit en conservant la passe à 19,4% Pb, soit en la supprimant. La seconde courbe est considérablement plus basse que la première. Toutes autres considérations mises à part, on est ici frappé par l'influence considérable qu'une seule teneur très riche peut exercer, et par le manque de robustesse qui en résulte pour l'estimation.

TABLEAU 3

Colombier : 8 sondages, 14 passées

Sondage	Traversée	Pb	Zn	Pb + 0,4 Zn
W4	2,7	19,40	2,23	20,29
	3,0	3,00	2,95	4,18
V4	2,5	2,21	2,42	3,18
X5	2,95	7,82	0,27	7,93
	3,7	7,52	0,09	7,55
	3,5	4,37	0	4,37
Y6	3	2,60	6,16	5,06
	2,5	0,60	5,80	2,92
T7	2,5	0,05	3,31	1,38
W8	2,5	4,79	0,28	4,91
	2,5	3,45	0,25	3,55
Z7	2,5	6,68	0,26	6,78
	2,5	0,52	3,53	1,93
Z9	2,5	0,97	0,13	1,02

TABLEAU 4

Colombier : Coupure sur $x = \text{Pb} + 0,4 \text{ Zn}$, et moyenne
 m du $\geq x$ avec la passe de 2,7 à 19,40 Pb, puis sans celle-ci.

Coupure x	m (avec 19,40)	m (sans 19,40)	Pb	Zn
20,29	20,29			
7,93	13,84	7,93	7,82	0,27
7,55	11,35	7,72	7,65	0,17
6,78	10,39	7,46	7,39	0,20
5,06	9,31	6,87	6,20	1,67
4,91	8,68	6,54	5,96	1,43
4,37	7,95	6,12	5,66	1,16
4,18	7,48	5,84	5,28	1,41
3,55	7,11	5,60	5,09	1,29
3,18	6,77	5,37	4,81	1,40
2,92	6,46	5,16	4,44	1,78
1,93	6,12	4,90	4,13	1,92
1,38	5,80	4,64	3,83	2,02
1,02	5,49	4,39	3,63	1,89

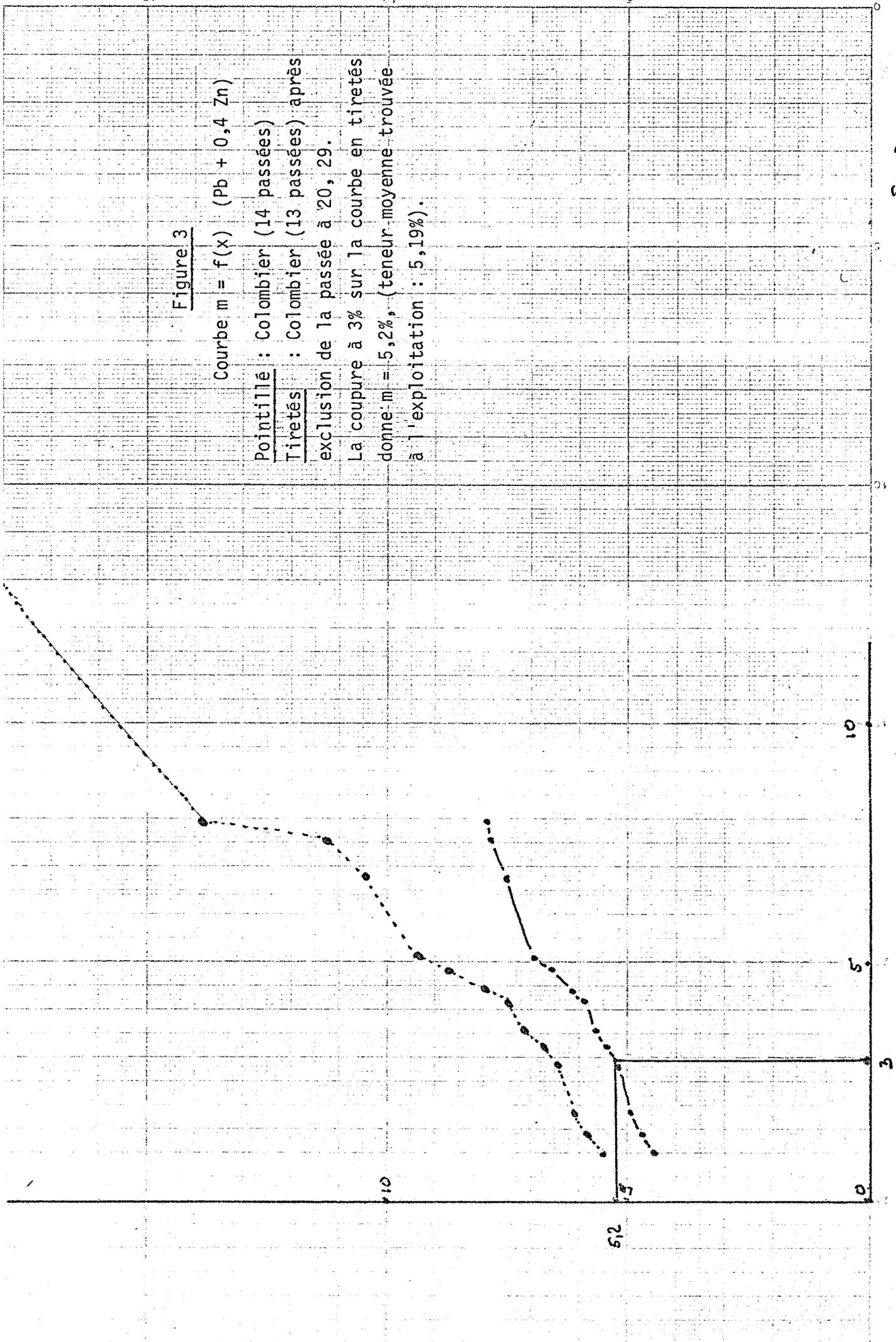
Figure 3

Courbe: $m = f(x)$ (Pb + 0,4 Zn)

Pointillé : Colombier (14 passées)

Tirétés : Colombier (13 passées) après exclusion de la passée à 20, 29.

La coupure à 3% sur la courbe en tirétés donne: $m = 5,2\%$, (teneur moyenne trouvée à l'exploitation : 5,19%).



Les deux ruptures de pente, moins marquées peut-être qu'à Volpilliaire, n'en sont d'autre part pas moins décelables sur les deux courbes du Colombier. La première, qui seule nous intéresse, se localise à $x = 2,9\%$. En coupant à cette valeur, nous obtenons les moyennes suivantes :

Pb : 4,44 , Zn : 1,78 , Pb + 0,4 Zn : 5,16

en accord excellent avec les résultats de l'exploitation.

La démonstration, pour le Colombier, est peut-être moins probante que dans le cas de Volpilliaire, puisqu'il a fallu invoquer un effet de fissure pour éliminer la passe trop riche à 19,40% de plomb. Il semble néanmoins permis de conclure que les courbes $m = f(x)$ possèdent une certaine représentativité, et permettent, dans une certaine mesure, de prévoir le résultat d'une exploitation sélective. On notera que cette façon de présenter les choses permet d'éviter les difficultés qu'entraînerait une correction de l'effet de pendage.

III-2 - L'ESTIMATION DES CIBLES

Passons maintenant à l'estimation des zones nouvelles potentielles, ou cibles. Nous commencerons par le minerai du type faille, et terminerons par la Couche 5.

III-2-1 - SUD VOLPILLIAIRE

Cette zone (voir plan ci-joint) est reconnue par 12 sondages présentant une minéralisation notable (voir Tableau 5 les caractéristiques de ces 12 sondages et de leurs 16 passées minéralisées), à quoi il convient d'ajouter les sondages 58 et 44 qui montrent une minéralisation plus faible. On trouvera sur le Tableau 6 les résultats obtenus pour ces 16 passées en fonction de la teneur x en équivalent plomb. Comme on peut soupçonner un effet de fissure dans le cas du sondage 46 (2,5 m. à 16,06 de Zn), nous avons présenté tous les résultats en double (avec et sans le sondage 46). Les graphiques

19

correspondants sont représentés sur les Figures 4 et 4bis. Elles ont une allure intermédiaire entre celles de Volpilliaire et du Colombier, mais restent très semblables à celles de Volpilliaire. Malgré cette ressemblance, les courbes sont notablement plus basses. Il s'agit indéniablement ici d'une minéralisation plus pauvre et moins favorable qu'à Volpilliaire ou même au Colombier.

En raisonnant par analogie avec Volpilliaire et le Colombier; il est tentant de supposer qu'ici aussi on peut prévoir les résultats d'une éventuelle exploitation sélective en effectuant une coupure au point correspondant à la première rupture de pente sur les courbes des Figures 4 et 4 bis. Cela conduit aux estimations suivantes .

Si l'on retient le sondage 46, la coupure doit se faire à $x = 2,37\%$, et conduit aux valeurs suivantes :

(H₁) Pb : 3,39 ; Zn : 2,08 ; Pb + 0,4 Zn : 4,23

Si l'on supprime le sondage 46, la rupture de pente se déplace légèrement à droite, semble-t-il. En coupant à $x = 2,47\%$, on trouve

(H₂) Pb : 3,72 ; Zn : 1,03 ; Pb + 0,4 Zn : 4,13

(Il y a augmentation du plomb, et diminution du zinc, ce qui est naturel, puisque l'on a supprimé un sondage particulièrement riche en zinc. Mais l'équivalent plomb n'est que peu modifié : 4,13% au lieu de 4,23%).

Nous désignerons par H₁ la première évaluation (sondage 46 conservé) et par H₂ la seconde (sondage 46 supprimé). Par application de la formule (a) du paragraphe III-1-1, nous obtenons les valeurs économiques suivantes en francs pour la tonne de minerai de Sud Volpilliaire, selon l'hypothèse H₁ ou H₂ adoptée et selon les cours de référence (optimiste ou Mars 1982) retenus pour Pb, Zn et Ag :

Valeur en F/tonne		
Cours	H ₁	H ₂
Ref. Optimiste	285	279
Ref. Mars 1982	214	205

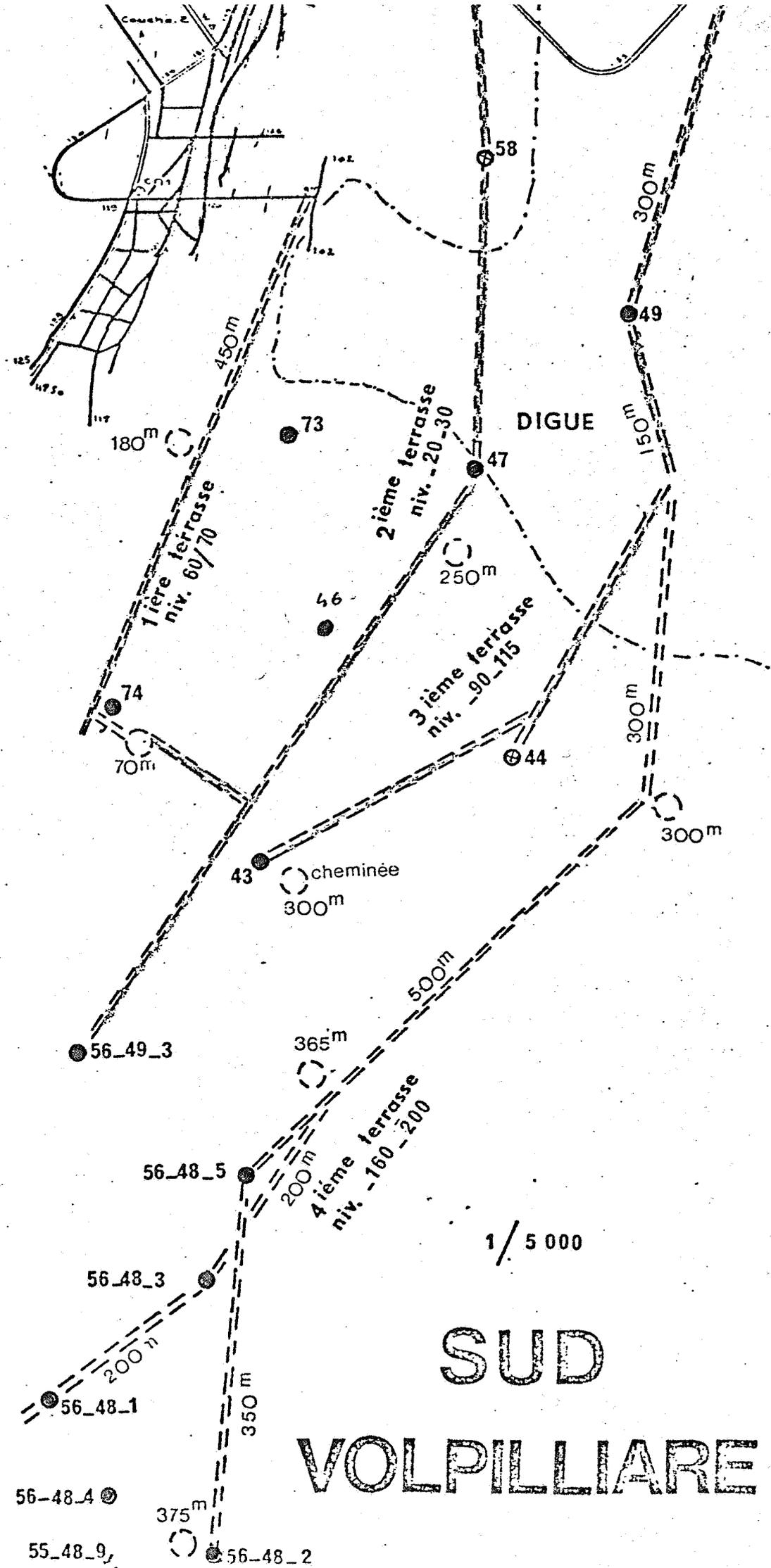
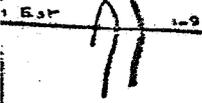


TABLEAU 5

Sud Volpilliaire : 12 sondages, 16 passées

Sondage	Traversée	Pb	Zn	Pb + 0,4 Zn
73	2,5	2,37	0,26	2,47
74	2,5	8,06	4,79	9,97
	2,5	2,62	0,33	2,75
46	2,5	0,73	16,06	7,16
47	3	5,95	0,58	6,18
56-49-3	2,5	2,45	1,55	3,07
49	2,5	1,26	0	1,26
43	2,5	3,38	0,66	3,65
56-48-1	2,5	2,35	0	2,35
	2,5	2,58	0	2,58
	2,93	2,91	0	2,91
56-48-2	2,5	1,85	0	1,85
56-48-3	2,5	2,11	2,78	3,22
	2,5	4,82	0,20	4,90
56-48-4	2,5	1,16	0	1,16
56-48-5	2,5	3,32	0,43	3,49

TABLEAU 6

Sud Volpilliaire : Coupure sur x = Pb + 0,4 Zn. Avec S 46

Coupure x	Pb	Zn	Pb + 0,4 Zn
9,97	8,06	4,79	9,97
7,16	4,40	10,42	8,56
6,18	4,98	6,73	7,67
4,90	4,94	5,18	7,01
3,65	4,64	4,31	6,36
3,49	4,43	3,68	5,90
3,22	4,10	5,56	5,53
3,07	3,90	3,31	5,23
2,91	3,78	2,90	4,94
2,79	3,67	2,65	4,73
2,58	3,57	2,42	4,54
2,47	3,48	2,25	4,38
2,35	3,39	2,08	4,23
1,85	3,29	1,94	4,06
1,26	3,15	1,81	3,88
1,16	3,03	1,70	3,71
	<u>Sans S 46 (15 passes)</u>		
9,97	8,06	4,79	9,97
6,18	6,91	2,49	7,90
4,90	6,25	1,77	6,96
3,65	5,57	1,51	6,17
3,49	5,14	1,30	5,66
3,22	4,65	1,54	5,26
3,07	4,34	1,54	4,96
2,91	4,14	1,33	4,67
2,75	3,98	1,22	4,47
2,58	3,85	1,10	4,29
2,47	3,72	1,03	4,13
2,35	3,61	0,94	3,98
1,85	3,47	0,87	3,82
1,26	3,32	0,81	3,65
1,16	3,18	0,76	3,48

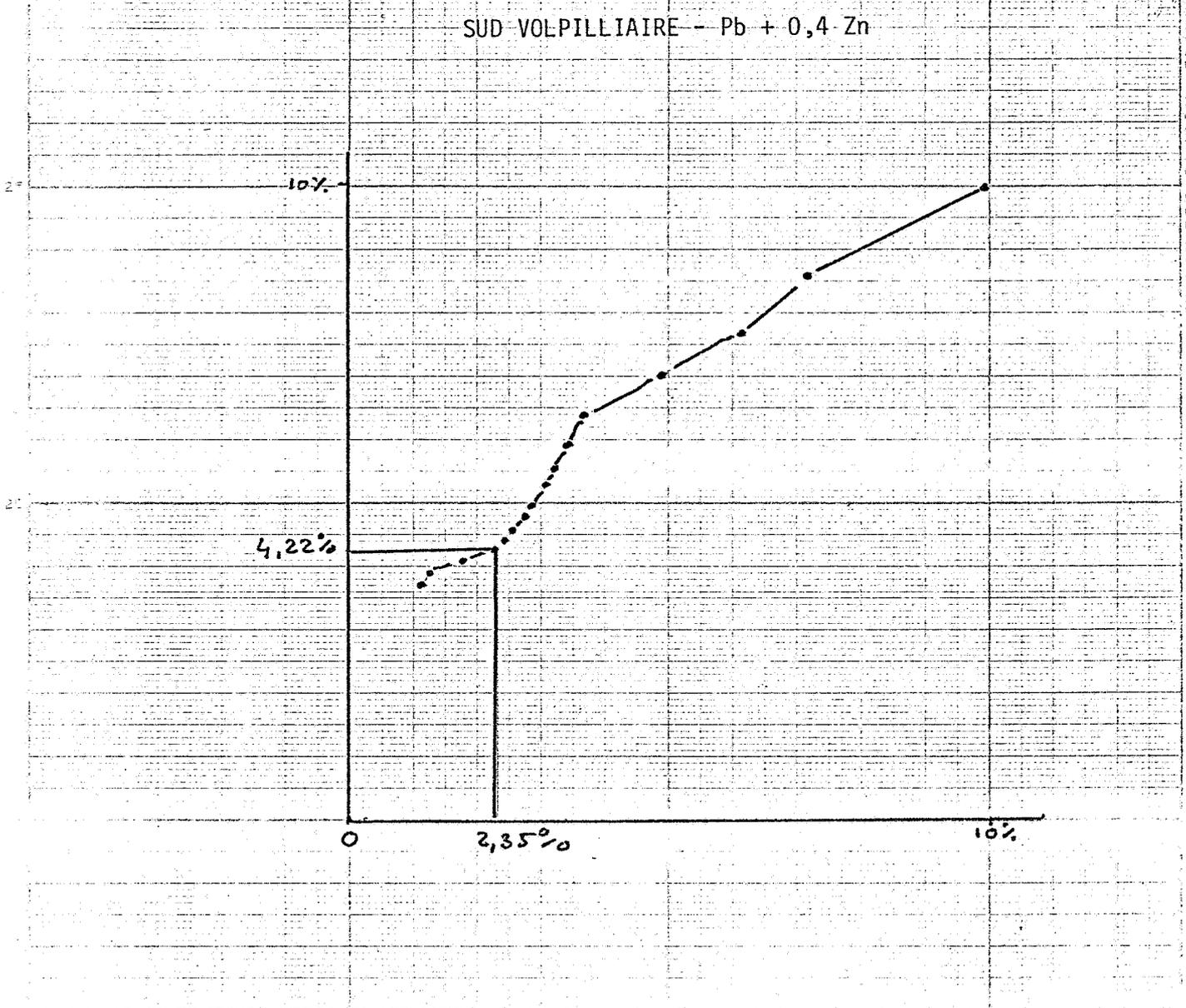


Fig 4 - SUD VOLPILLIAIRE

Variable Pb + 0,4 Zn - Courbe $m = f(x)$ pour 16 passées.

La coupure à la rupture de pente (2,35%) conduirait à une moyenne $m = 4,22\%$.

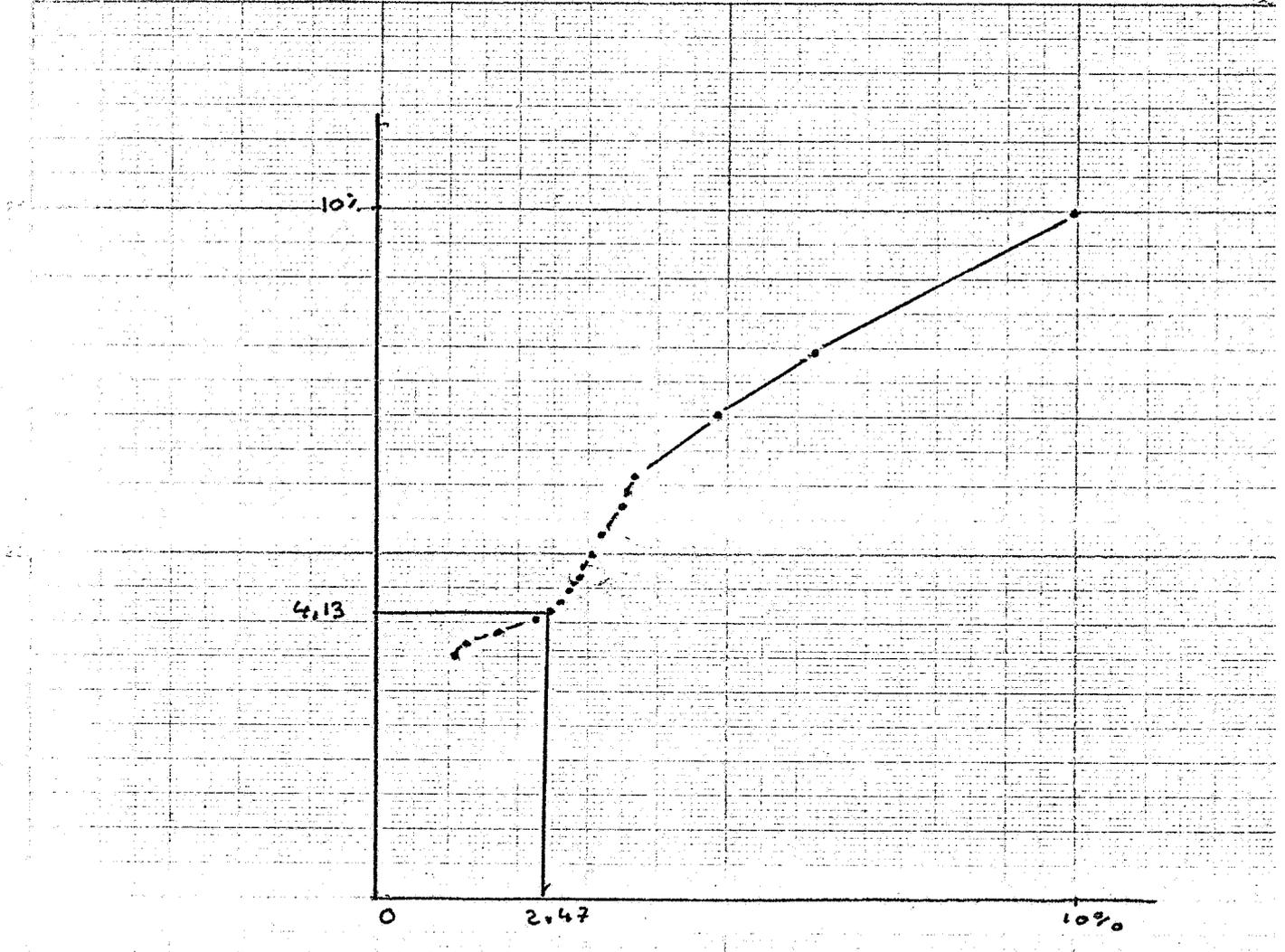


Fig. 4 Bis - SUD VOLPILLIAIRE

Même légende que pour la Figure 4 - (Le sondage 46 a été supprimé).

Passons maintenant au problème de l'estimation du tonnage de minerai (récupérable). S'il s'agissait d'une couche horizontale, nous devrions évaluer la surface minéralisée et multiplier par la puissance d'exploitation (2,5) et par la densité (2,5 environ). Pour évaluer la surface :

Dans une hypothèse sévère, nous retenons le polygone défini par les seuls sondages vraiment minéralisés (47, 73, 74, 56-48-1, 56-48-2, 56-48-3, 47) soit $163\ 000\ m^2$ et

$$T_1 = 163\ 000\ m^2 \times 2,5 \times 2,5 = 1\ \text{million de tonnes environ.}$$

Dans une hypothèse plus large, nous retenons tous les sondages minéralisés du Tableau 5, ainsi que les sondages 58 et 44 où la présence d'une faible minéralisation atteste la présence de la formation. Cela conduit à une surface sensiblement deux fois plus grande ($331\ 000\ m^2$) d'où environ :

$$T_2 = 2\ \text{millions de tonnes.}$$

Malheureusement, nous n'avons nullement affaire à une couche horizontale continue. L'examen des plans de travaux miniers montre qu'une partie seulement de l'enveloppe définie par les sondages positifs correspond effectivement à du minerai exploitable. Il convient donc d'appliquer un coefficient correcteur aux évaluations précédentes. Pour évaluer ce coefficient, le plus simple est de procéder par analogie avec les zones déjà exploitées. C'est le périmètre défini par l'ensemble Volpilliaire + Volpilliaire Est qui présente le plus d'analogie avec la présente cible. Le polygone enveloppe est défini ici par les sondages :

32, 31, 30, 56, 48, 60, 62, 38, 27, 32

Outre ces sondages, et quelques autres bien minéralisés, ce périmètre englobe aussi des sondages faibles (50, 66, 28, 29 et 37), qui évoquent les sondages 58 et 44 de Volpilliaire Sud. Il s'agit donc d'un périmètre maximal. On trouve une surface de $370\ 000\ m^2$, légèrement plus grande que dans le cas de Volpilliaire Sud ($331\ 000\ m^2$). Cette surface aurait conduit à $370\ 000 \times 2,5 \times 2,5 = 2,3$ millions de tonnes. Or, à l'exploitation, l'ensemble Volpilliaire a fourni un million de tonnes environ. Compte tenu des réserves

résiduelles, on peut donc estimer à 1,1 million de tonnes le tonnage réel, ce qui conduit au coefficient correcteur :

$$\frac{1,1}{2,3} = 0,48 \text{ soit environ } 0,5$$

C'est donc ce coefficient, légèrement inférieur à 0,5, qu'il convient d'appliquer aux chiffres précédents. Selon que la correction est appliquée à la grande ou à la petite enveloppe, nous trouverons 1 million ou 500 000 tonnes. Comme en fait les indications géologiques suggèrent toutes que la minéralisation est moins dense et plus disséminée qu'à Volpilliaire, il semble prudent d'adopter la perspective la plus basse. Sans donc chercher à dissimuler ce qu'il y a d'inévitablement incertain dans cette évaluation du tonnage, nous adopterons pour Volpilliaire Sud la valeur suivante :

Tonnage de minerai = 500 000 tonnes

En ce qui concerne les dépenses, nous pouvons admettre qu'elles seront comparables à celles de Volpilliaire ou du Colombier, soit, d'après les résultats des deux premiers mois de 1982, 300 F/tonne. Il convient d'y ajouter les dépenses d'infrastructure (galeries et cheminées) nécessaires. Celles-ci ont été évaluées à :

3.600 m. de galeries à 5000 F = 18 millions F

1.600 m. de cheminées à 10 000 F = 16 millions F

Soit, à la tonne de minerai :

$$(18 + 16)/0,5 = 68\text{F/tonne}$$

Il vient donc au total :

$$\text{Prix de Revient} : 300 + 68 = 368 \text{ F/tonne}$$

Nous rappellerons qu'il s'agit du "Prix de Revient Largentière", qui exclut les frais généraux du siège social. Nous appellerons marge brute la différence entre la valeur de la tonne et ce prix de revient Largentière. Dans le cas de Volpilliaire, elle est nettement négative :

48 /

Marge Brute à Volpilliaire Sud en F/tonne

Cours	H ₁	H ₂
Ref. Optimiste	-83	-89
Ref. Mars 1982	-154	-163

Cours limite - Pour que Volpilliaire Sud devienne exploitable, il faudrait que la valeur à la tonne atteigne 418 F. Cela suppose des cours égaux à :

$$\frac{368}{285} = 1,18 \text{ fois ceux de la référence optimiste (+ 18\%)}$$

ou :

$$\frac{368}{214} = 1,72 \text{ fois ceux de Mars 1982 (+ 72\%)}$$

Autre évaluation - Pour essayer de contrôler, dans la mesure du possible, les évaluations faites ci-dessus, nous allons refaire les calculs, en procédant cette fois zone par zone. L'exploitation éventuelle, en effet, se ferait à partir de 4 niveaux différents (voir Plan), nécessitant des dépenses d'infrastructure sensiblement différentes, et conduisant donc à des prix de revient assez différents aussi. D'autre part, les 4 terrasses distinguées par les ingénieurs de la Mine peuvent avoir des teneurs moyennes différentes. De ce point de vue, la 1ère terrasse apparaît comme privilégiée (meilleures teneurs et dépenses plus faibles d'infrastructure). On peut d'ailleurs mettre en doute la possibilité d'estimer de manière significative des zones aussi petites, reconnues chacune par 2 ou 3 sondages au plus. Sous toutes ces réserves, nous risquerons cependant ces évaluations (nous excluons ici le sondage 46, dont la minéralisation se situe à un niveau intermédiaire entre les deux premières terrasses, ce qui revient à adopter l'hypothèse H₂ ci-dessus).

1ère Terrasse. - Sondages 73 et 74.

Pour la teneur, on adopte la moyenne entre les passées supérieures ou égales à 2,47% en plomb équivalent (ici 3 passées). On peut proposer ainsi l'estimation suivante :

110 000 tonnes à 4,35% Pb et 1,79% Zn

Soit, pour la valeur contenue :

Ref. Optimiste : 342 F/t

Ref. Mars 1982 : 253 F/t

Les dépenses d'infrastructure (450 m. de galeries et 180 m. de cheminées) se montent à $4.050\ 000/110\ 000 = 37$ F/t, d'où un

Prix de Revient = $300 + 37 = 337$ F/t

et une marge brute donnée, selon l'hypothèse sur les cours, par :

Marge Brute - 1ère Terrasse

Ref. Optimiste : + 5 F/t

Ref. Mars 1982 : - 84 F/t

Ce minerai serait donc marginalement exploitable sous les hypothèses de la référence optimiste, mais certainement pas avec les cours actuels.

2ème Terrasse. - Sondages 47 et 56-49-3, soit

120 000 tonnes à 4,20 Pb et 0,77 Zn

Valeur contenue :

Ref. Optimiste : 305 F/t

Ref. Mars 1982 : 222 F/t

Dépenses d'infrastructure : 880 m. de galerie et 70 m. de cheminées, soit $5.100\ 000/120\ 000 = 43$ F/t, d'où :

Prix de Revient = $300 + 43 = 343$ F/t

Marge Brute - 2ème Terrasse

Ref. Optimiste : - 38 F/t

Ref. Mars 1982 : - 121 F/t

279

3ème Terrasse. - Des trois sondages 49,44,43, seul le sondage 43 présente une passée sélectionnable (ce qui jette un certain doute sur la validité de ces estimations trop localisées). On trouve :

130 000 tonnes à 3,38% de Plomb et 0,66 de Zinc

Valeur contenue :

Ref. Optimiste : 246 F/t

Ref. Mars 1982 : 179 F/t

Dépenses d'infrastructure : 700 m. de galeries et 300 m. de cheminées, soit $6.500\ 000/130\ 000 = 50$ F/t, soit

Prix de Revient = $300 + 50 = 350$ F/t

Marge Brute - 3ème Terrasse

Ref. Optimiste : - 104 F/t

Ref. Mars 1982 : - 171 F/t

4ème Terrasse. - Sondages 56-48-1, 56-48-3 et 56-48-5.

On trouve :

140 000 tonnes à 3,24% Pb et 0,67% Zn

Valeur contenue :

Ref. Optimiste : 237 F/t

Ref. Mars 1982 : 173 F/t

Dépenses d'infrastructure : 1550 m. de galeries et 1040 m. de cheminées, soit $18.150\ 000/140\ 000 = 130$ F/t.

Prix de Revient : $300 + 130 = 430$ F/t

Marge Brute - 4ème Terrasse

Ref. Optimiste : - 193 F/t

Ref. Mars 1982 : - 257 F/t

Récapitulation pour les Quatre Terrasses

En regroupant les évaluations précédentes, nous trouvons

500 000 tonnes à 3,75% Pb et 0,94% Zn

Ce résultat ne diffère que très peu de l'estimation globale effectuée ci-dessus sous l'hypothèse H₂. Il vient ensuite :

Valeur contenue :

Ref. Optimiste :: 279 F/t

Ref. Mars 1982 : 204 F/t

Dépenses d'infrastructure : 34.000 000/500 000 = 68 F/t

Prix de Revient : 368 F/t

Marge Brute : Ref. Optimiste : - 89 F/t

Ref. Mars 1982 : - 163 F/t

Le seul élément nouveau que ce calcul ait fait apparaître est la possibilité d'exploiter la 1ère Terrasse pour des cours égaux ou un peu supérieurs à ceux de notre référence optimiste.

En résumé, nous pouvons proposer, avec la pleine conscience de la marge d'incertitude qu'elles comportent, les évaluations suivantes :

Réserves de Sud Volpilliaire

500 000 tonnes à 3,72% Pb et 1,03% Zn	
<u>Valeur à la tonne</u> :	Ref. Optimiste : 279 F/t Ref. Mars 1982 : 205 F/t
<u>Prix de Revient</u> :	368 F/t
<u>Marge Brute</u> :	Ref. Optimiste : -89 F/t Ref. Mars 1982 : -163 F/t

Dans les cibles suivantes (à l'exception des Estourels), nous ferons des calculs plus sommaires, en raison surtout du nombre plus faible des sondages disponibles, qui ne permet pas de construire la courbe $m = f(x)$.

III-2-2 - NORD VOLPILLIAIRE

Nous laisserons de côté le problème de la minéralisation dans le Trias Moyen, représentée ici par les sondages 40 et 40 bis (Niveau Plantade ; voir Ch. II pour le problème du Trias Moyen). Notons seulement que les sondages 40 et 40 bis (0,8 m. à 12,4% Pb et 6,30 Zn, et 1,5 m. à 33% de plomb) constituent un exemple typique d'effet de fissure, dûment constaté lors des travaux souterrains ultérieurs.

Dans le Trias Inférieur, nous disposons de 6 sondages présentant des minéralisations appréciables :

- Sondages 24, 41, 23 et 34 au Niveau Querier (cotes 20/40)
- Sondages 75 et 71 bis au niveau -20/-10.

(voir plan ci-après). Seuls trois sondages présentent des passées minéralisées à plus de 2,5 ou 3% d'équivalent plomb :

- S.24 : 2,5 m à 5,86 Pb et 1,44 Zn
- S.75 : 2,5 m à 3,50 Pb et 0,1 Zn
4 m à 4,48 Pb et 0 Zn
- S.71 bis : 2,5 m.à 4,51 Pb et 0 Zn

L'ensemble donnerait donc (sous toutes réserves) :

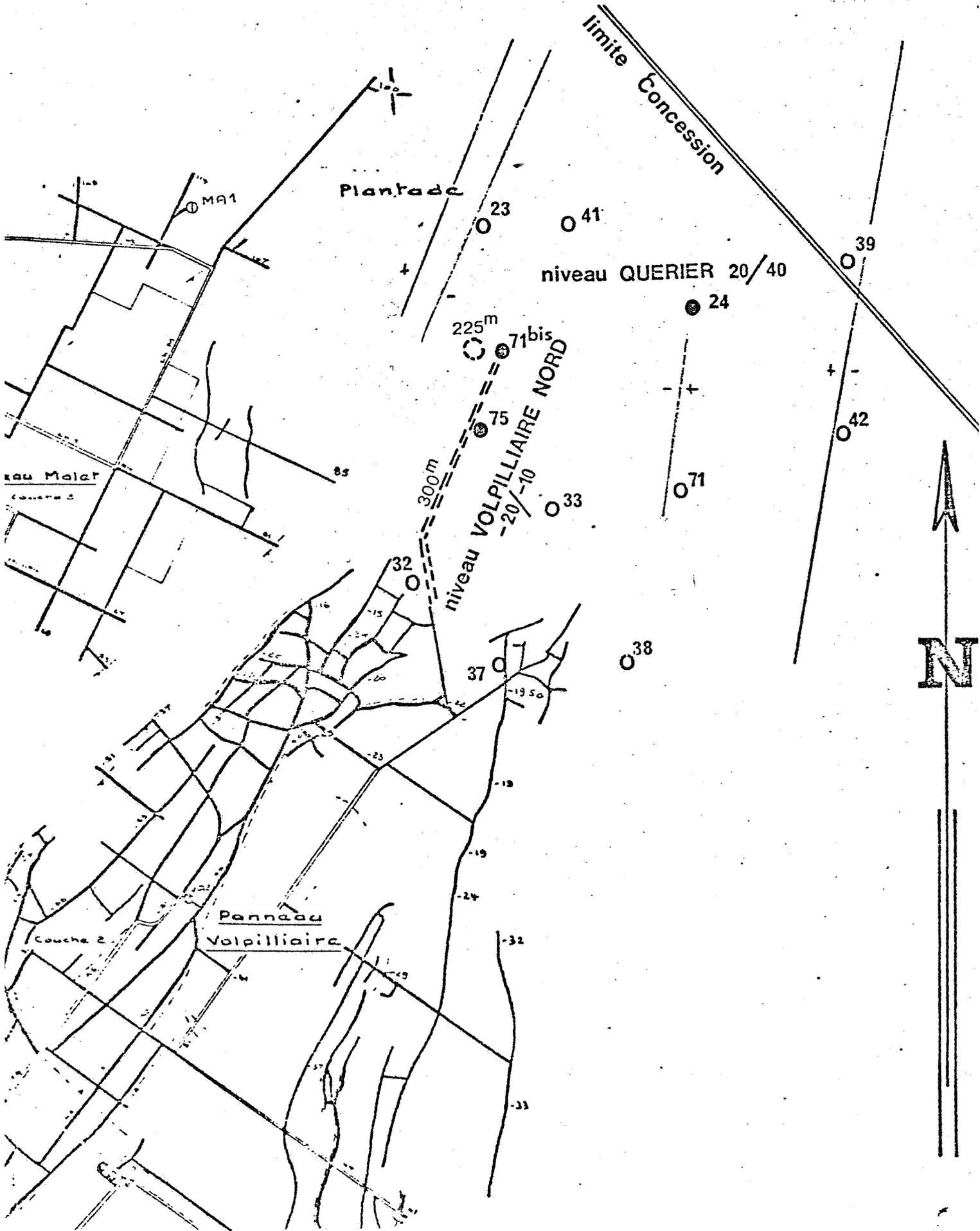
4,57% de Plomb et 0,33 de Zinc

Il n'est guère facile non plus d'évaluer un tonnage. Les ingénieurs de la mine ne se prononcent pas pour le Niveau Querier, et avancent 30 000 tonnes pour le niveau (-20/-10). En évaluant la surface du triangle 23-75-24, et en appliquant le même abattement de 0,5 qu'à Volpilliaire, on trouve 65 000 tonnes pour l'ensemble des deux niveaux. C'est un ordre de grandeur qui semble raisonnable. Nous adopterons donc :

Tonnage de minerai : 65 000 tonnes

NORD VOLPILLIAIRE

echelle 1 / 5000



Les dépenses d'infrastructure sont assez lourdes : 550 m. de galeries et 395 m. de cheminées, soit :

$$6.700\ 000\ \text{F}/65\ 000\ \text{t} = 103\ \text{F/t}$$

ce qui conduit à un prix de revient estimé de :

$$241 + 103 = 344\ \text{F/t}$$

D'où le tableau suivant :

Nord Volpilliaire

65 000 t à 4,57% Pb et 0,33 Zn		
	Valeur Contenue	Marge Brute
Ref. Optimiste	318 F/t	- 26
Ref. Mars 1982	229 F/t	- 115

Compte tenu du caractère très incertain de ces évaluations, une exploitation ne peut être envisagée que pour des cours assez nettement supérieurs à $3,44/3,18 = 1,08$ fois la référence optimiste, soit par exemple 20% de plus.

III-2-3 - NORD CHASSIERS (pour mémoire)

Il s'agit d'une minéralisation d'un type bien différent (poches karstiques et remplissage de fissures) vraisemblablement inexploitable, pour des raisons techniques plus encore qu'économiques, du fait de son extrême discontinuité. Des minéralisations appréciables apparaissent sur les sondages suivants :

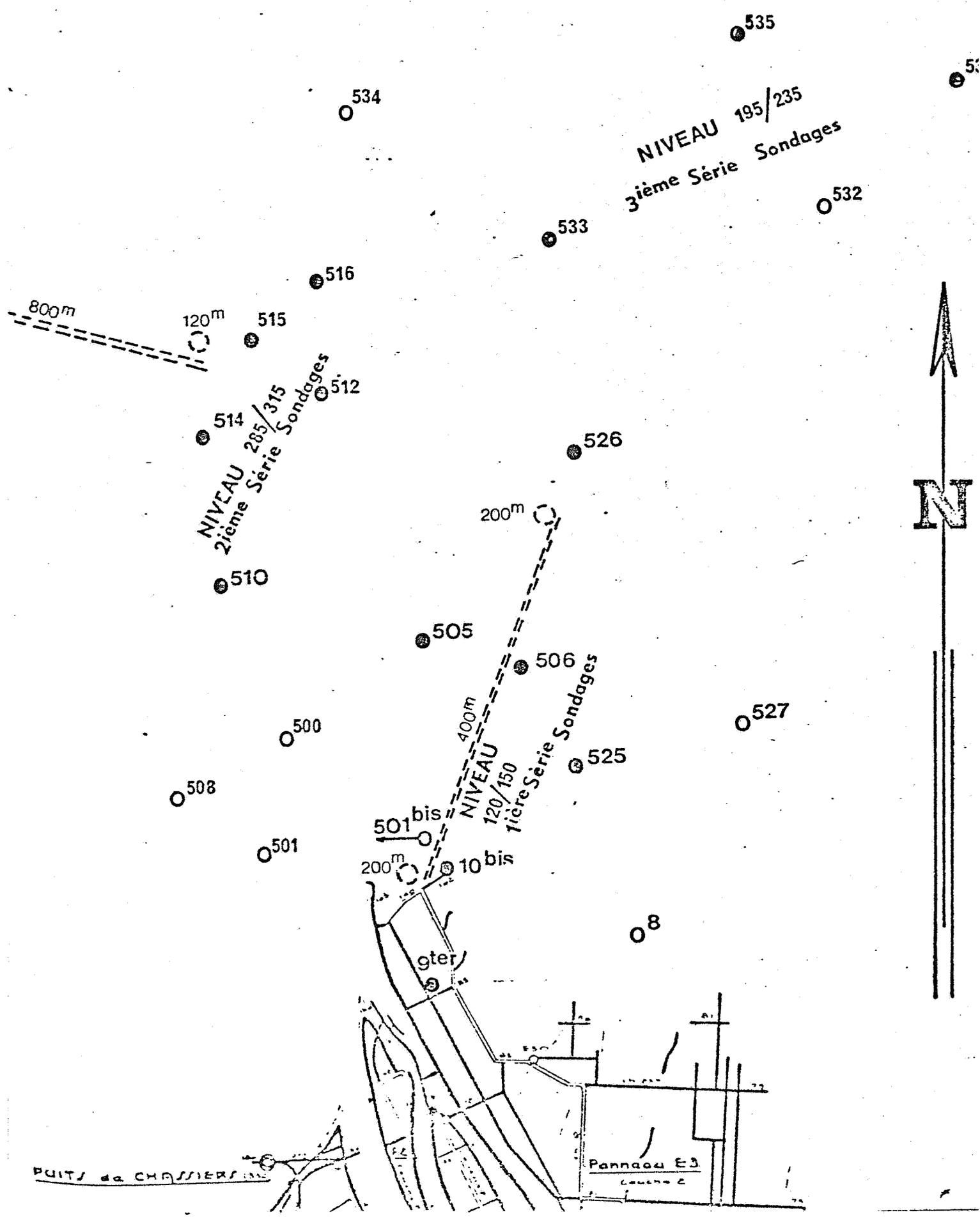
- Niveau 120/150 : 9 ter, 10 bis, 525, 526, 505, 506
- Niveau 195/235 : 533, 535, 536
- Niveau 285/315 : 510, 512, 514, 515, 516

Mais seuls correspondent à une minéralisation subéconomique :

NORD CHASSIERS

trias moyen

echelle 1/5000



PUITS de CHASSIERS

Pannaou E3
Caucho 2

	Pb %	Zn %	Puissance
S. 10 bis	1,50	9,22	2,5
525	0	2,92	2,5
526	3,70	0,20	2,5
512	4,51	0,70	2,5
535	3,62	1,60	2,5

Les évaluations faites par la Mine conduisent à :

250 000 t à 1,10 % Pb et 1,10 % Zn

ce qui correspond à l'hypothèse d'une exploitation relativement peu sélective (peut-être la seule possible ici), et conduit à rejeter cet ensemble comme économiquement inexploitable quelle que soit l'évolution des cours dans un avenir prévisible.

Sous une hypothèse un peu plus sélective (mais probablement non réalisable techniquement : c'est pour cette raison que nous ne détaillons pas) on trouverait des réserves de :

80 à 100 000 tonnes à 3,29% Pb et 2,98% Zn

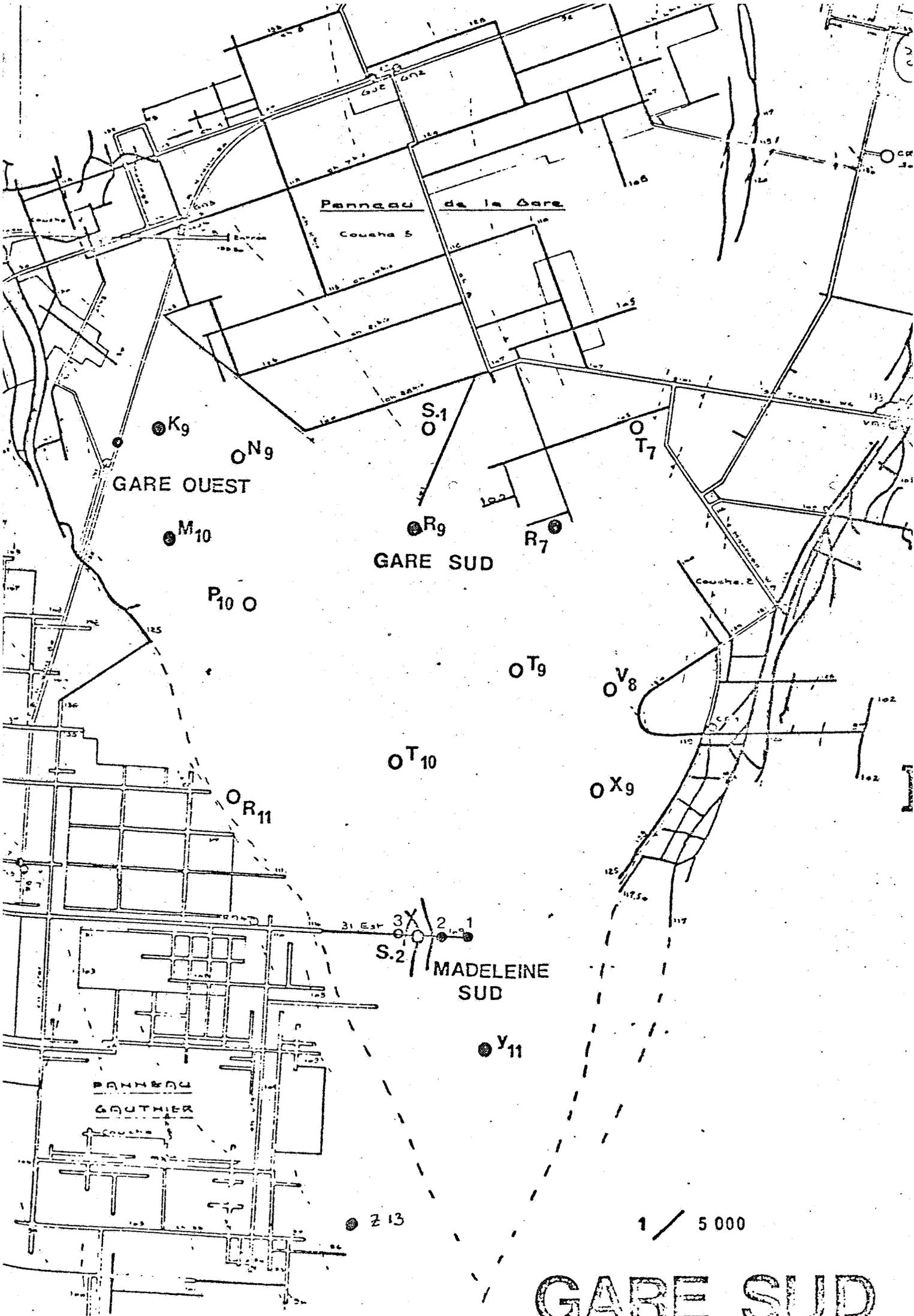
de toute façon inexploitable (en raison d'un prix de revient qui serait alors nettement plus élevé sans doute qu'à Volpilliaire).

III-2-4 - GARE SUD - MADELEINE SUD

Ici, coexistent des minerais de type faille et Couche 5 (voir plan ci-après).

En faille (en dehors des extensions vers le Sud des chantiers de Madeleine) les seules minéralisations notables ont été rencontrées sur le sondage Y11, ainsi que sur le sondage intérieur C2 effectué à partir de la galerie 31 Est :

Y11 3 m. à 8,89% Pb et 2,10% Zn
 C-2 2,5 m. à 2,48% Pb et 2,01% Zn



1 / 5 000

GARE SUD

Il n'est guère possible, sur ces bases, de procéder à une évaluation quelconque. Les réserves ne sont probablement pas considérables. Il y aurait peut-être lieu pourtant de rechercher des extensions en direction du Colombier au NE et du Sondage Z13 au SW.

En Couche 5, 3 zones ont été localisées (séparées par des sondages stériles). Il s'agit de :

Gare Sud - Sondages R7 et R9.

Les teneurs étaient relativement bonnes pour la Couche 5 (4 m. à 2,11% de Plomb pour R9, et 2,85 m. à 3,16% Pb pour R7 : ramenée à l'ouverture de chantier, qui est 3,5 m. en Couche 5, la teneur du R7 est donc 2,57% de plomb).

Malheureusement, les travaux miniers qui ont atteint cette zone n'ont pas confirmé ces teneurs. Les réserves correspondantes :

130 000 tonnes à 1,25% de plomb

ne peuvent donc être citées que pour mémoire. Elles semblent inexploitablees en tout état de cause.

Gare Ouest - K9, M10 et sondage intérieur à partir du travers banc voisin :

K9	4 m.	à	2,40% Pb
M.10	3,8 m.	à	4% Pb et 0,10 Zn
STB	1,20	à	4,7% Pb, soit 1,61% sous 3,5 m. d'ouverture

Ceci pourrait correspondre à des réserves de :

50 000 tonnes à 2,69% Pb et 0,03% Zn

Madeleine Sud - Le sondage Y11 et les deux sondages intérieurs 1 et 2 sont minéralisés en C-5, soit (pour 3,5 m. d'ouverture)

Y11	4,60 m.	à	3,65% Pb et 0,46% Zn
C1	3,85 m.	à	3,17% Pb et 0 Zn
C2	3,5 m.	à	1,34% Pb et 0 Zn

Ceci pourrait correspondre à un autre panneau de :

55 000 tonnes à 2,82% Pb et 0,18% Zn

Au total, donc, l'ensemble Gare Ouest-Madeleine Sud conduirait à :

Réserves en C5 de Madeleine-Sud

105 000 tonnes à 2,76% Pb et 0,11% Zn	
Valeur contenue	Ref. Optimiste : 190 F/t Ref. Mars 1982 : 136 F/t
Prix de Revient	146 F/t
Marge Brute	Ref. Optimiste : + 44 F/t Ref. Mars 1982 : - 10 F/t

Il s'agirait donc d'un minerai exploitable sous les conditions de cours de notre référence optimiste.

III-2-5 - LES ESTOURELS

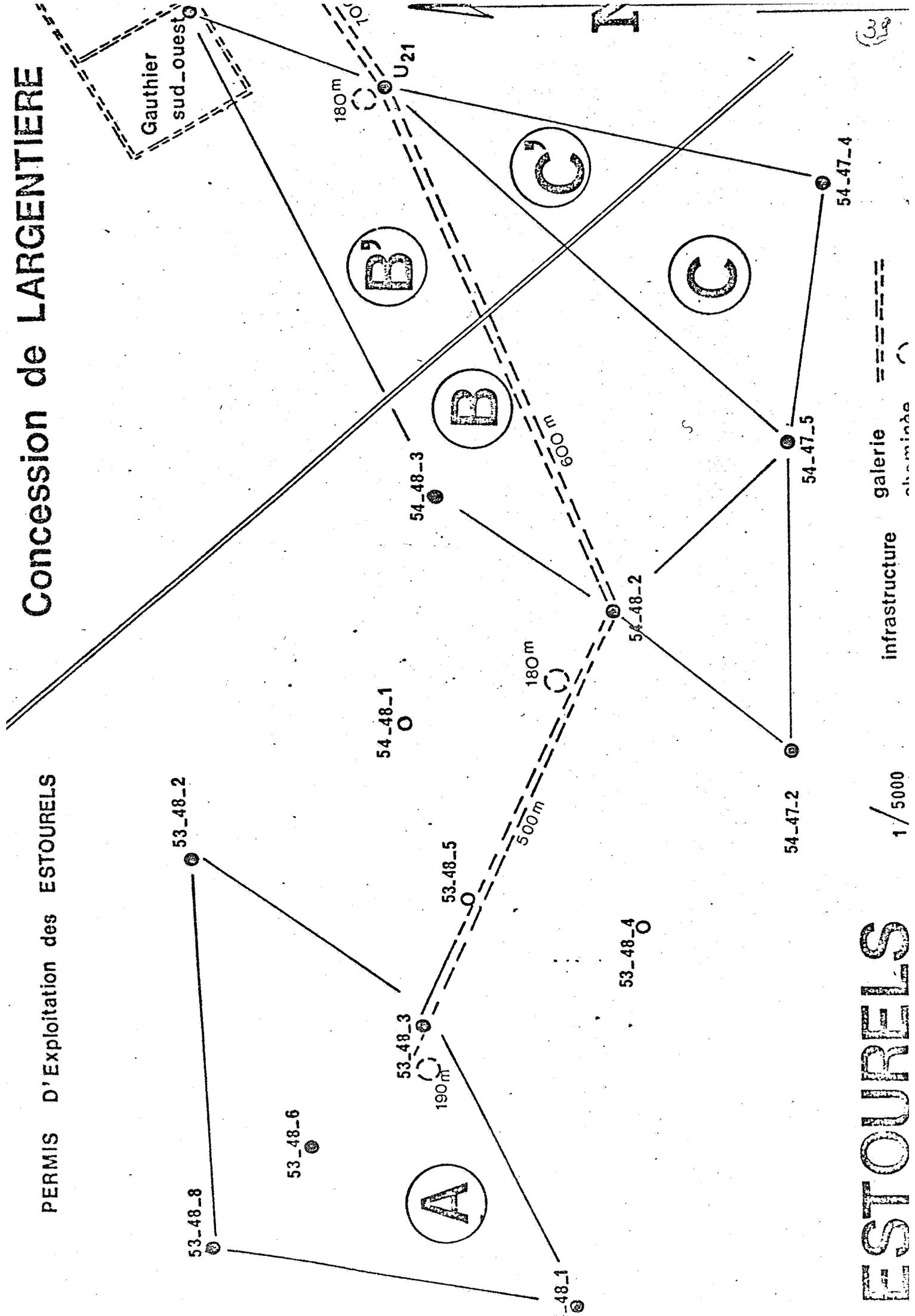
Il s'agit cette fois d'une minéralisation en Couche 5, rencontrée par 12 sondages positifs, avec les résultats suivants (ramenés à 3,5 m. d'ouverture) (voir Plan ci-joint).

Panneau A

53-48-1	1,53 % Pb	0,03 % Zn	sous 3,5 m.
53-48-2	2,35	0,05	" "
53-48-3	2,34	0	sous 4,6 m.
53-48-6	1,37	0,31	" 3,5 m.
53-48-8	1,92	0,13	" "

Concession de LARGENTIERE

PERMIS D'Exploitation des ESTOURELS



ESTOURELS

1 / 5000

infrastructure

galerie
cheminée

(3)

Panneau BB'

54-48-2	1,36 % Pb	0,57 % Zn	sous 3,5 m.
54-48-3	1,80	0,57	" "
54-47-2	1,96	0,48	" "
T-20	1,96	0,10	" "

Panneau CC'

U-21	0,67 % Pb	2,90 % Zn	sous 3,5 m
54-47-4	0,15	3,49	" "
54-47-5	0,05	4,54	" "

Par simple triangulation, et compte tenu d'un taux de défrètement de 2/3, on obtient les tonnages suivants :

Panneau A : 500 000 tonnes
Ensemble BB' + CC' : 1.600 000 tonnes

Le panneau CC' étant surtout zincifère, il peut paraître important de savoir comment se partagent ces 1,6 millions de tonnes entre les panneaux BB' et CC'. En fait, les équivalents en plomb (ou les valeurs contenues) sont suffisamment proches dans ces deux panneaux pour que cette répartition n'ait que peu d'incidence économique. Nous avons donc (assez arbitrairement) choisi les rapports 1/3 et 2/3. D'où les estimations suivantes :

Panneau A : 500 000 tonnes à 1,93% Pb et 0,10% Zn
Panneau BB' : 1.067 000 tonnes à 1,8% et 0,43%
Panneau CC' : 533 000 tonnes à 0,29% et 3,64%

et les deux regroupements :

A + BB' : 1.567 000 tonnes à 1,82% Pb et 0,32% Zn
A + BB' + CC' : 2.100 000 tonnes à 1,43% Pb et 1,17% Zn

Valeurs Contenues

Panneau	Ref. Optimiste	Ref. Mars 1982
A	133	96
BB'	131	97
CC'	117	102
A + BB'	132	96
A + BB' + CC'	128	97

Le prix de revient peut être estimé à 155 F/t, dont 15 environ pour l'infrastructure (1550 m. de galeries à 6000 F et 550 m. de cheminées à 10 000 F). En résumé :

Réserves des Estourels

2.100 000 tonnes à 1,43% Pb et 1,17% Zn		
	Ref. Optimiste	Ref. Mars 1982
Valeur Contenue	128 F/t	97 F/t
Marge Brute	-27 F/t	-58 F/t

Ce minerai serait donc exploitable pour une augmentation des cours d'au moins 21% par rapport à la référence optimiste.

Contrairement au cas du minerai en faille, les estimations des Estourels, en Couche 5, ont un assez bon degré de plausibilité. En ce qui concerne les tonnages, nous avons adopté une estimation plutôt pessimiste en limitant les polygones aux derniers sondages positifs. Il serait bien extraordinaire, en effet, que la minéralisation s'arrête exactement sur ce contour. On doit normalement s'attendre à ce qu'elle déborde assez notablement. En contrepartie, il est vrai, la Couche 5 présente aussi parfois des lacunes, et on peut admettre en gros que le premier effet compense pour le moins le second.

En ce qui concerne les teneurs, les évaluations des teneurs en plomb et en zinc sont, séparément, entachées d'une incertitude due au coefficient

de partage un peu arbitraire adopté entre CC' et BB'. Ceci ne vaut, naturellement, que pour la réunion A + BB' + CC'. Les estimations des teneurs des panneaux individuels doivent être déjà assez bonnes, malgré le petit nombre des sondages.

On peut du reste évaluer l'ordre de grandeur de l'erreur commise sur l'évaluation de l'équivalent plomb Pb + 0,4 Zn. Son estimation, tout d'abord, n'est guère affectée par le choix du coefficient de partage. En effet, la moyenne (non pondérée) des 12 sondages conduit à :

$$\text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 1,894 \%$$

au lieu de la valeur

$$\text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 1,898 \%$$

qui résulte de l'estimation faite ci-dessus.

La variance de la variable Pb + 0,4 Zn, pour la population de ces 12 sondages, prend la valeur remarquablement faible :

$$\sigma^2 = 0,094$$

qui confirme bien l'homogénéité de cette formation.

Pour évaluer la variance d'estimation, nous pouvons utiliser les résultats du rapport CAYET. En l'absence d'effet de pépité, les résultats de CAYET suggèrent, en effet, d'adopter ici un variogramme du type sphérique, avec une portée de 40 m. et un palier égal à la variance, soit 0,094.

Cette portée $a = 40$ m. étant faible vis-à-vis de la distance moyenne entre sondages, nous sommes dans le cas où il est légitime d'utiliser la formule d'approximation suivante, bien connue des Géostatisticiens :

$$\sigma_{\text{Est}}^2 = \sigma^2 \left(\frac{1}{n} - \frac{\pi a^2}{2 S} \right)$$

Avec $n = 12$ (nombre de sondages utiles), portée $a = 40$ m. et surface $S = 240\,000 \text{ m}^2$, le terme correctif en a^2/S est d'ailleurs très faible, et

Le résultat diffère assez de la formule "aléatoire" en σ^2/n . On trouve

$$\sigma_{\text{Est}}^2 = 0,00685$$

soit un écart-type de 0,0828 et une fourchette d'erreur conventionnelle (à 2 écarts-type) de $\pm 0,17$ sur l'estimation de Pb % + 0,4 Zn %, soit :

$$\text{Pb} + 0,4 \text{ Zn} = 1,90\% \pm 0,17\%$$

Cette erreur peut paraître faible. Elle n'est pourtant pas sans incidence sur les valeurs contenues et les marges brutes :

	Valeur	Marge Brute
Ref. Optimiste	128 \pm 11	- 27 \pm 11
Ref. Mars 1982	97 \pm 9	- 58 \pm 9

