



BRGM

CHESSY (RHÔNE)

Cuivre - Zinc

RAPPORT DE SYNTHÈSE

87 DAM 011

DAM/PM
B. CABROL

87 DAM 011 PM

BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES
DIRECTION DES ACTIVITÉS MINIÈRES
Département Projets Miniers
B.P. 6009 - 45060 Orléans Cedex 2 - France
Tél.: (33) 38.64.34.34 - Télex : BRGM 780258 F

J. Cabrol

RESUME - CONCLUSIONS

La découverte par le BRGM, du gisement de cuivre et de zinc de Chessy proche de Lyon dont les "Anciens" avaient exploité depuis cinq siècles quelques ramifications superficielles, est le fruit de l'application de techniques modernes à la reconnaissance de gisements cachés.

La reconnaissance a été menée par les moyens propres du BRGM, détenteur des droits miniers sur un domaine couvrant le gisement connu et ses extensions probables. Depuis 1983, 2,5 km de galeries et 7,8 km de sondages carottés ont démontré à ce jour un gisement de minerai sulfuré massif de plusieurs millions de tonnes. Il s'étend de façon continue de 100 à 400 m sous la surface du sol et sur 700 à 900 m de longueur. Il s'agit d'une couche, épaisse de 5 à plus de 20 m, pentée à 35° et qui se poursuit vers le SE. Aux 4,4 Mt de minerai en place démontrées, s'ajoute donc un important potentiel vers l'aval pendage : il pourra être sondé à l'avenir au fur et à mesure des besoins pour assurer la poursuite de l'exploitation au delà de la période actuellement programmable : 12 ans à raison de 330 000 tonnes par an.

Par ailleurs, le gisement est tronqué sur toute sa bordure Est par une faille d'effondrement d'importance régionale. Tout laisse à penser que la partie manquante existe plus en profondeur, il appartiendra à l'exploitant d'en financer la reconnaissance.

Compte tenu de la dilution à l'exploitation, le minerai extrait présentera des teneurs de 2,24 % en cuivre et de 9,45 % en zinc, teneurs comparables à celles des gisements de ce type exploités dans le monde ; il s'y ajoutera en sous-produits de la baryte (26 %) et de la pyrite (39 %), valorisables dans le contexte industriel européen.

Les grandes dimensions de l'amas autorisent une mécanisation poussée de l'exploitation souterraine avec utilisation d'engins diesel autonomes. La méthode de défilage, élaborée avec les conseils de l'Ecole des Mines de Paris, est classique : elle consiste à enlever successivement soit en montant, soit en descendant, des tranches horizontales de minerai, avec un remblayage des vides par du stérile lié par du ciment. On s'accommode ainsi de toutes les variations de puissance et de pendage ainsi que des difficultés de tenue des épontes. Cette méthode assure un taux de défrèvement supérieur et un taux de salissage inférieur aux autres méthodes qu'on s'est imposé d'examiner.

Après un premier concassage au fond de la mine, minerai et stérile seront extraits par convoyeur à bande, installation minimisant l'investissement initial et offrant une grande souplesse pour une extension ultérieure en profondeur sans qu'il y ait d'impact sur l'environnement. Il a été vérifié par de nombreux essais de laboratoire que le stérile provenant des travaux d'ossature fournirait un remblai présentant la composition et la résistance recherchées ; la mise en place se fera par camions éjecteurs, selon un procédé bien mis au point dans certaines mines européennes récentes. Dans le cas de Chessy, le coût de l'opération de remblayage est minimisé en raison de la densité élevée du minerai ($4,2 \text{ t/m}^3$) et par conséquent du faible volume à remblayer par tonne de minerai.

Le traitement du minerai a été testé à Orléans en laboratoire mais aussi à plusieurs reprises en pilote en continu, à l'échelle industrielle. Il s'avère, quoique complexe, particulièrement performant. On obtient, avec d'excellentes récupérations, voisines de 92 - 95 %, des concentrés marchands de cuivre, de plomb, de zinc, de barytine et de pyrite de qualité remarquable. L'usine sera automatisée au maximum avec pilotage par une unité logique centrale.

Les sites envisageables pour le dépôt des stériles de l'usine ont été répertoriés et leurs capacités évaluées. Deux sites proches de l'usine paraissent particulièrement attrayants, le choix reste à faire. La digue devant assurer une stabilité à long terme est conçue en enrochement, la capacité des retenues est supérieure à ce qui est nécessaire pour la durée de vie de l'exploitation.

L'alimentation en eau industrielle, qui requiert 90 M^3 /heure d'eau neuve, sera assurée en partie par l'exhaure de la mine, mais surtout à partir de sondages dans la nappe des grès du Trias, déjà testée par sondage et toute proche du site minier. On pourra ainsi éviter tout prélèvement en rivière qui pourrait comporter des problèmes d'environnement.

Dans l'élaboration du schéma de traitement du minerai, une large part a été accordée au choix de réactifs peu polluants. Ainsi, l'automatisation de la distribution des réactifs aidant, les effluents satisferont-ils aisément aux normes à respecter avant rejet dans le réseau hydrographique.

En ce qui concerne le transport des concentrés, de nombreuses solutions ont été évaluées. L'investisseur fera son choix entre le transport par voie ferrée à partir d'un embranchement particulier sur le site, le transport entièrement par camion, le transport mixte par camion puis train ou par camion puis péniche à partir du port fluvial de Villefranche, ou toute combinaison de ces solutions. L'évaluation économique est basée sur le premier cas, étudié plus en détail, mais le choix reste ouvert et l'exploitant pourra s'adapter aux fluctuations tarifaires.

L'implantation industrielle a été étudiée en étroite collaboration avec les différentes administrations concernées, en tenant compte des réglementations d'occupation des sols et des contraintes d'environnement. Les démarches administratives ont été largement engagées, de façon à accélérer le développement du projet.

La situation géographique s'avère particulièrement favorable, on bénéficie, sur le site ou à proximité immédiate, d'une infrastructure complète : train, énergie électrique, hébergement, insertion des employés dans un milieu social sans problèmes... L'expérience a montré le bon accueil des populations et des élus à ce projet qui va dans la lignée d'une vieille tradition minière. Les problèmes d'environnement ont toujours été abordés avec un souci de compréhension mutuelle.

La mise en exploitation de ce gisement procurera un peu plus d'une centaine d'emplois et le développement industriel de la région permettra un large appel à la sous-traitance.

L'exécution de l'ingénierie détaillée et la réalisation du projet demanderont un peu plus de deux années et un investissement de l'ordre de 286 MF en monnaie constante ou 326 MF en monnaie courante. Ces montants pourront être revus à la baisse, notamment en ce qui concerne les travaux d'ossature minière, car ils résultent de bordereaux de prix non négociés.

CHESSY apparaît comme la plus importante mine française de métaux de base. Son polymétallisme, sa taille et les teneurs de ses minerais en font une affaire minière beaucoup plus résistante aux fluctuations des cours des métaux que bien d'autres projets. Il constituera la première production significative de cuivre en France.

Le potentiel régional est prometteur puisque d'autres amas sulfurés ont été exploités par le passé. Son exploration est en cours, utilisant des méthodes d'approche mises au point sur le modèle de Chessy.

La présente étude s'est efforcée de présenter un éventail des solutions techniques possibles, en appréciant les avantages et inconvénients de chacune d'entre elles, mais sans réaliser de choix. Les solutions qui ont été chiffrées pour les besoins de l'étude économique sont généralement celles pour lesquelles on a disposé des meilleures évaluations de coût, il ne s'agit donc pas de l'optimum économique, ce qui laisse place pour de nouvelles améliorations.

- Commercialisation concentrés

. formules de vente

cuivre : formule de vente classique - pas d'impuretés - Bon concentré
 zinc : formule de vente classique - pas d'impuretés - Très bon concentré
 pyrite : très bon concentré
 barytine : qualité chimique

. transport : 137 à 161 F/t selon les concentrés et les destinations

. freinte : 1 %

. frais commercialisation : 0,8 à 1,5 %

- Coût opératoire F₁₉₈₆/t minéral (hors dépenses de recherches)

	Personnel + sous-traitance	Consommables et énergie	TOTAL
Mine	48	79	127
Usine	27	51	78
Services techniques	11	5	16
Services administratifs et sociaux	<u>20</u>	<u>9</u>	<u>29</u>
TOTAL	106	144	250

- Investissement (francs 1986)

MF

. Frais de 1er établissement :

travaux antérieurs

P.M.

études, ingénierie (1 an), suivi montage (2 ans)

46,7

. Investissement technique

mine (y compris préparation premiers chantiers)

115,0)

usine

74,6)

services techniques

39,0)

services administratifs et sociaux

9,2)

237,8

. Achats de terrains

1,6

TOTAL

286,1

. Besoins en fonds de roulement (an 1) : très faibles grâce aux fournisseurs

SOMMAIRE

	Pages
CHESSY - DONNEES DE BASE	1
I - GENERALITES	2
1 - SITUATION	2
1.1 - Historique	2
1.2 - Situation administrative et juridique	3
1.3 - Données topographiques	3
II - CONTEXTE GEOLOGIQUE	9
1 - STRATIGRAPHIE LOCALE	9
2 - GRANDES LIGNES TECTONIQUES	10
3 - LE GISEMENT	10
4 - LA MINERALISATION	10
III - EVALUATION DES RESERVES EN PLACE	12
1 - RECHERCHES PAR SONDAGES	12
2 - EVALUATION DES RESERVES EN PLACE	12
IV - ETUDES GEOTECHNIQUES POUR METHODE D'EXPLOITATION	19
1 - ETUDES PRELIMINAIRES	19
1.1 - Le dimensionnement de chambres à piliers abandonnés	19
1.2 - Le dimensionnement d'îlots réduits foudroyés	19
1.3 - Détermination des caractéristiques du remblai cimenté	19
1.4 - Stabilité des dalles de remblai en tranches descendantes	20
V - ETUDES MINERALURGIQUES	21
1 - ETUDES MINERALOGIQUES	21
2 - ETUDES MINERALURGIQUES	21
2.1 - En laboratoire	21
2.2 - En pilote semi-industriel	22
2.3 - Les résultats	22

	Pages
VI - LES RESSOURCES EN EAU	24
1 - LES BESOINS	24
2 - L'EXHAURE	24
3 - LES SOURCES	24
4 - L'AZERGUES	24
5 - L'AQUIFERE DES GRES DU TRIAS	25
VII - CARACTERISTIQUES DES CONCENTRES	26
1 - CARACTERISTIQUES PHYSIQUES	26
1.1 - Humidité	26
1.2 - Conditionnement	26
1.3 - Granulométrie	26
2 - CARACTERISTIQUES CHIMIQUES	26
2.1 - Concentré Cuivre	26
2.2 - Concentré Zinc	27
2.3 - Concentré Pyrite	27
2.4 - Concentré Barytine	27
CHESSY - LE PROJET D'EXPLOITATION	29
I - EVALUATION DES RESERVES EXPLOITABLES	30
II - CHOIX DES CADENCES ET DE L'ORGANISATION DU TRAVAIL	32
III - LA MINE	33
1 - CONCEPTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION	33
2 - CONCEPTION DE L'OSSATURE	33
2.1 - Dimensionnement des galeries	37
2.2 - Découpage du gisement	37
2.3 - Positionnement de l'ossature	37
2.4 - Le roulage	37
2.5 - Les recettes et cheminées de jet	38
2.6 - Le concassage fond	38
2.7 - L'extraction	38
2.8 - La descenderie d'accès	38
2.9 - La ventilation	38
2.10- L'exhaure	39

	Pages
3 - OBJECTIFS ET MOYENS DE PRODUCTION	39
3.1 - Besoins en travaux de reconnaissance	39
3.2 - Besoins en traçages ou recoupages au minerai	40
3.3 - Besoins en préparatoires	40
4 - LE REMBLAYAGE	41
4.1 - Définition des besoins	41
4.2 - Matériaux disponibles sur le site	41
4.3 - Caractéristiques mécaniques du remblai	42
4.4 - Besoins en stérile	42
4.5 - Mode de mise en place du remblai	42
4.6 - Acheminement des matériaux de remblayage	43
4.7 - Transport du ciment	43
4.8 - Fabrication du remblai cimenté	43
4.9 - Transport et mise en place du remblai	43
4.10- Besoins en camion	43
5 - SERVICES COMMUNS	44
5.1 - Ravitaillement en fuel des engins	44
5.2 - Approvisionnement à stockage des explosifs	44
5.3 - L'entretien	44
6 - EVALUATION DU COUT OPERATOIRE	44
7 - COUT D'INVESTISSEMENT	45
IV - L'USINE DE TRAITEMENT	46
1 - STOCKAGE ET MANUTENTION DU MINERAI ET STERILE TOUT-VENANT	46
2 - LE CONCASSAGE SECONDAIRE ET TERTIAIRE	46
3 - LE STOCKAGE DU MINERAI CONCASSE ET L'ECHANTILLONNAGE	46
4 - LE BROYAGE - CLASSIFICATION	46
5 - LA FLOTTATION	48
6 - L'EPAISSISSAGE ET LA FILTRATION	49
7 - LA SEPARATION PLOMB - CUIVRE DANS LE CONCENTRE "BULK"	49
8 - LA PREPARATION DES REACTIFS	50
9 - INVESTISSEMENT	50
10 - COUT OPERATOIRE	51

	Pages
V - DEPOT DES STERILES DE L'USINE	52
1 - PRINCIPES	52
2 - NATURE DU PRODUIT A DEPOSER	52
3 - QUANTITE ANNUELLE A DEPOSER	53
3.1 - Solution 6 : vallon de la Ronze : digue en aval de l'"Etang du maire"	53
4 - COUT OPERATOIRE (hors main d'oeuvre)	56
VI - ALIMENTATION EN EAU INDUSTRIELLE	57
1 - RAPPEL DES BESOINS	57
2 - MODE DE PRELEVEMENT	57
3 - SELECTION DU SITE	57
4 - RESERVOIR	57
5 - COUT OPERATOIRE	59
VII - REJET DES EFFLUENTS	60
1 - DEBIT DES EFFLUENTS	60
2 - POINT DE REJET	60
3 - COMPARAISON DES REJETS AUX NORMES A RESPECTER	60
4 - COUT OPERATOIRE	61
VIII - ALIMENTATION EN ENERGIE ELECTRIQUE	62
1 - LES BESOINS EN PUISSANCE ELECTRIQUE	62
2 - CONCEPTION DE L'ALIMENTATION	62
3 - COUT OPERATOIRE	62
IX - TRANSPORT DES CONCENTRES	63
1 - GENERALITES	63
1.1 - Tonnages et caractéristiques des produits à transporter	63
1.2 - Destination des concentrés	63
2 - TRANSPORT PAR CAMIONS	64
3 - TRANSPORT PAR VOIE FERREE	64
3.1 - Solution 1 - Gare de Lagny-le-Bois d'Oingt	64
3.2 - Solution 2 - Embranchement particulier à Chessy	64
3.3 - Solution 3 - Chargement ferroviaire au port de Villefranche	64

	Pages
4 - TRANSPORT PAR VOIE NAVIGABLE	66
4.1 - Gabarit des voies navigables	66
4.2 - Le port public de Villefranche-sur-Saône	66
5 - TRANSPORT MIXTE VOIE FERREE - VOIE NAVIGABLE	67
6 - COUT OPERATOIRE	67
X - SERVICES TECHNIQUES AUTRES	69
XI - SERVICES ADMINISTRATIFS ET SOCIAUX	72
XII - LE PERSONNEL	73
1 - DETERMINATION DE LA DUREE LEGALE DU TRAVAIL	73
2 - EVALUATION DU COUT DE LA MAIN D'OEUVRE	73
3 - EFFECTIFS POUR UNE CADENCE DE 1250 t/J A 5 J/SEMAINE	74
4 - INCIDENCE DU TRAVAIL 6 JOURS PAR SEMAINE	75
5 - COUT DU PERSONNEL : RECAPITULATIF	75
CHESSY - SYNTHESE DES COÛTS	76
1 - RAPPEL DES DONNEES TECHNIQUES	77
1.1 - Données de base	77
1.2 - Séquences d'exploitation	78
1.3 - Bilan minéralurgique année par année	78
2 - COUT OPERATOIRE - RECAPITULATIF	79
2.1 - Divers non détaillés et imprévus	79
2.2 - Récapitulatif	79
3 - COUT D'INVESTISSEMENT	80
3.1 - Frais d'Etablissement	80
3.2 - Achats de terrains	80
3.3 - Investissement technique	80
4 - RENOUELEMENTS	80
5 - FISCALITE	82
5.1 - Impôt sur les Sociétés	82
5.2 - Règles d'amortissement	82
5.3 - Provision pour reconstitution de gisement (PRG)	82
5.4 - Taxte professionnelle	82
5.5 - Taxe à la valeur ajoutée	83

CHESSY

DONNEES DE BASE

I - GENERALITES

1 - SITUATION

Chessy est une petite localité de 1 300 habitants située à 25 km au NW de Lyon dans la vallée de l'Azergues à quelques 220 m d'altitude.

Comme son nom l'indique, Chessy-les-Mines jouit d'une vieille tradition minière. A un kilomètre au Nord de l'agglomération, les anciennes haldes témoignent de cette activité qui remonte au moins jusqu'au 15ème siècle et c'est précisément à cet endroit mais plus en profondeur que vient d'être découvert un nouveau gisement.

1.1 - Historique

Les premiers documents remontent à l'époque des Frères BARONAT associés à Jacques COEUR (1444 à 1452).

Le minerai est extrait de différentes mines : "mine rouge", minerai oxydé (cuprite) dans les failles, "mine noire", chalcocite de cémentation supergène et surtout "mine jaune", pyrite et chalcopyrite (blende et barytine) entre les "cornes vertes" (basites) et "cornes roses" (rhyolite). L'amas de la mine jaune penté 40 à 70° Est aurait fourni plus de 150 000 t de minerai grillé sur place, puis lixivié pour en extraire le cuivre par cémentation.

En 1810, le saxon Tranglot WÖLLNER découvre la "mine bleue", dépôt secondaire d'azurite très bien cristallisée (chessylite) et de malachite dans les grès mésozoïques. Elle sera exploitée jusqu'en 1831 et fournira environ 4 000 t de cuivre métal.

En 1886, on fonce le "puits de recherche Q", profond de 156 m, au toit de la mine jaune pour constater que le minerai se pince contre une faille importante. L'activité se borne à exploiter pendant quelques années les piliers abandonnés par les anciens.

Au bout du compte, l'exploitation, toutes couleurs de mine confondues, se sera développée, au cours des siècles, sur 800 m d'allongement, 50 à 70 m de profondeur (ponctuellement 140 m) pour fournir 10 000 à 14 000 t de cuivre.

Après la fermeture de l'exploitation de pyrite Sain Bel et le désengagement de la Compagnie Industrielle et Minière (filiale de Rhône-Poulenc à laquelle ont finalement abouti les mines dans les diverses restructurations de St Gobain) de la région, le BRGM reprend les recherches en s'appuyant sur son expérience des amas sulfurés et sa maîtrise des outils et techniques modernes de prospection.

*1978 - 1980 : Campagne électromagnétique hélicoptée "Dighem". Contrôle au sol. Levés gravimétriques détaillés.

*1980 - 1983 : 17 sondages carottés réalisés à la maille de 100 à 150 m qui rencontrent de grosses difficultés techniques (7 sondages arrêtés) et dont 9 recoupent la minéralisation dont 4 sur des traversées bidécamétriques.

- Tests de minéralurgie sur carottes de sondages satisfaisants.
- *1983 - 1986 : Descenderie d'accès en 11 m² de section, longue de 664 m ; reconnaissance par galerie et sondages fond des allongements nord et sud. 2500 m de descenderie et galeries. 4 400 m de sondages fond.
- Test d'abattage.
- Pilote de minéralurgie sur échantillon volumineux.
- Approche économique, juridique et administrative.
- Maîtrise du foncier.

1.2 - Situation administrative et juridique

Le BRGM a conduit les recherches seul, sur ses fonds propres, avec l'aide du Plan Métaux pour la période 1979 à 1984.

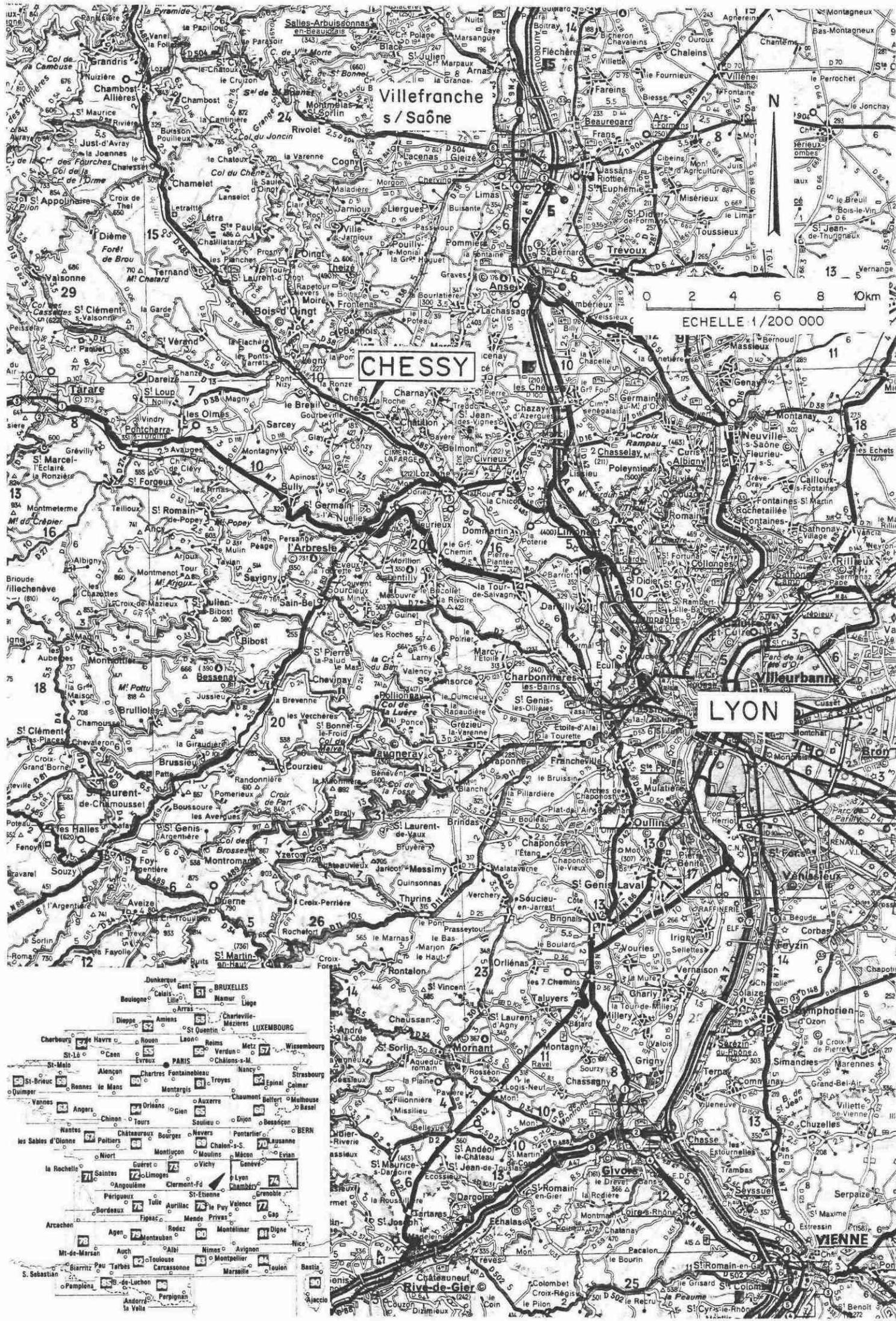
Le 13 décembre 1985, le BRGM demande une concession dite "de La Ronze" d'une superficie de 7,76 km² et s'étendant sur 6 communes. Elle a été soumise à une enquête publique en février-mars 1986 et devrait être octroyée début 1987.

Par convention en date du 30/12/86, le BRGM vient d'acquérir le droit d'achat sur la totalité du domaine foncier de la CIM (Compagnie Industrielle et Minière) favorablement placé pour l'implantation du futur carreau minier. Ce domaine couvre près de 15 ha et son acquisition doit être réalisée dans les six mois qui suivront l'attribution de la concession. Il y aura lieu d'acquérir ultérieurement quelques parcelles (prairies ou taillis) dans le vallon de La Goutte Granger et le vallon de La Ronze principalement pour les dépôts des rejets de l'usine de traitement et le stockage des stériles de la mine.

Dès le début des recherches et plus particulièrement à partir des premières ébauches d'un projet industriel, une large diffusion de l'information a été entreprise, non seulement auprès de la Direction Régionale de l'Industrie et de la Recherche (DRIR Rhône-Alpes), mais aussi auprès des différentes administrations. Cette attitude de concertation a permis jusqu'à ce jour un avancement harmonieux des dossiers tout en réduisant au minimum les discussions et donc les délais d'instruction.

1.3 - Données topographiques

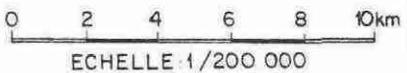
Outre les cartes IGN et plans cadastraux, on dispose de plans au 1/1 000 réalisés pour le BRGM par le Cabinet Albenque à partir d'un vol spécial, avec courbes de niveaux tous les mètres et couvrant une superficie de 175 ha.



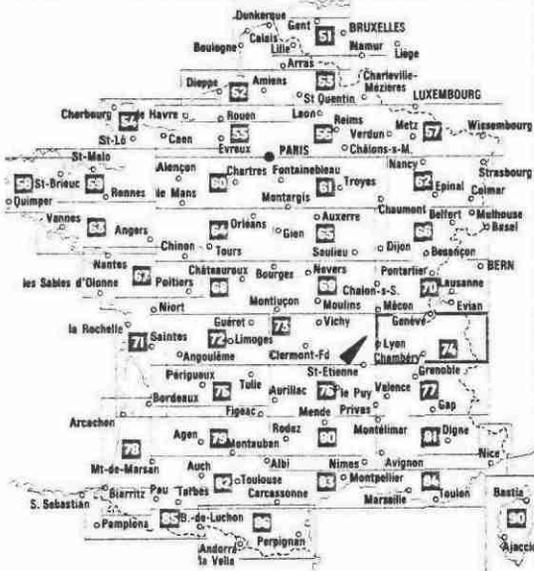
Villefranche
s / Saône

CHESSY

LYON



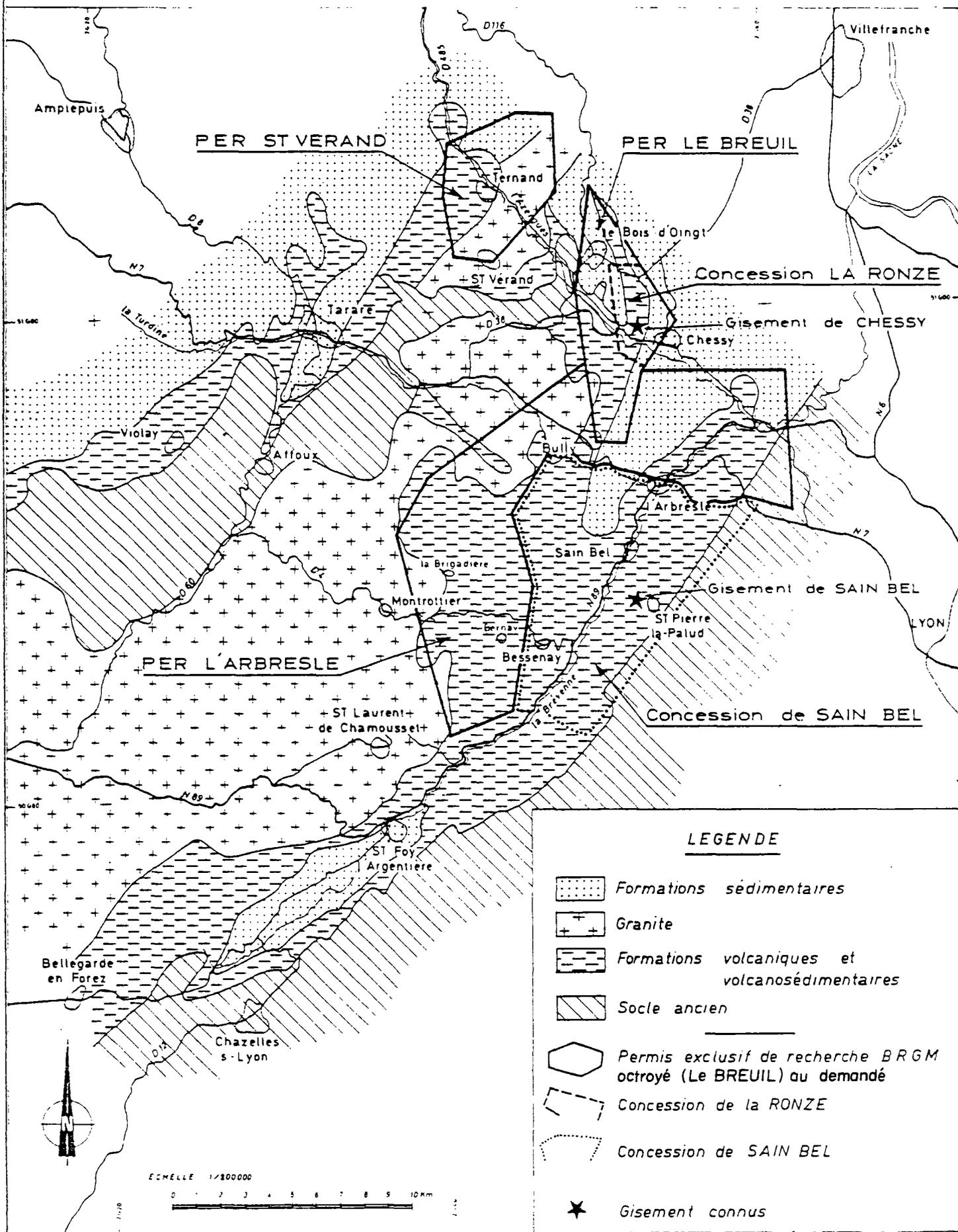
ECHELLE 1/200 000



VIENNE

BRGM

CARTE DES ZONES D'ACTIVITE DANS LA REGION DE CHESSY (Rhône)

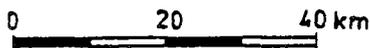
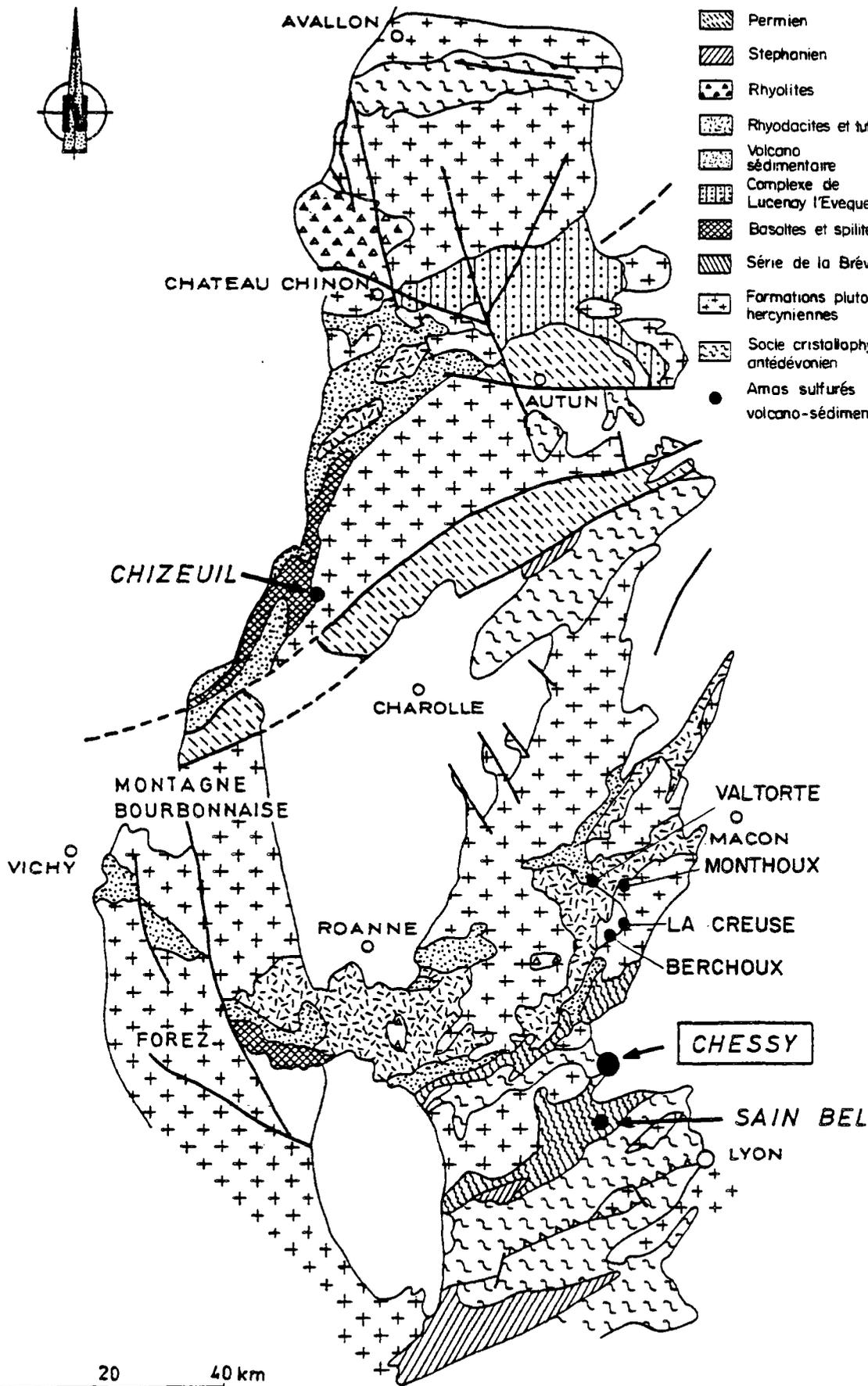


CADRE GEOLOGIQUE REGIONAL

LEGENDE



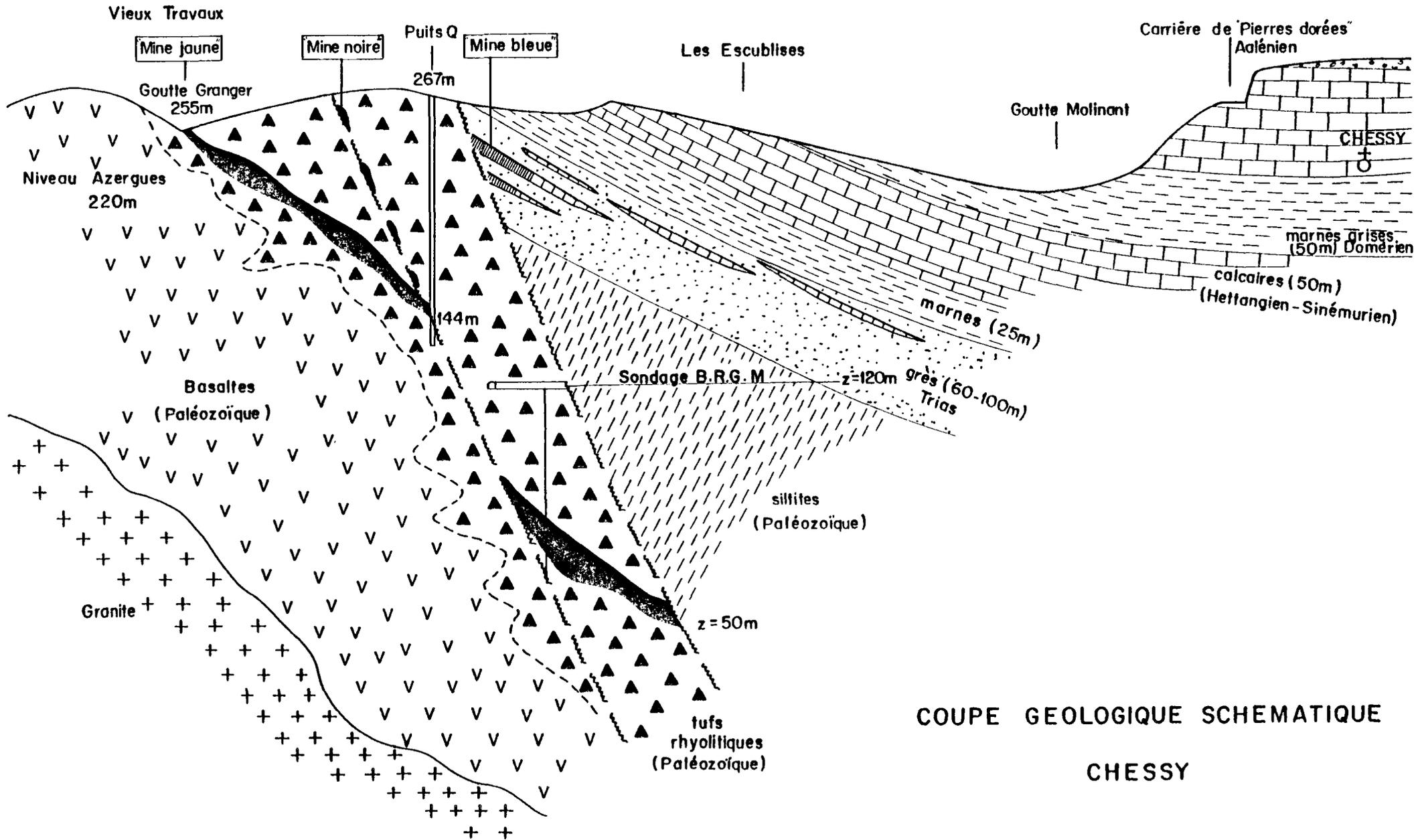
- Couverture post-triasique
 - Permien
 - Stephanien
 - Rhyolites
 - Rhyodacites et tufs
 - Volcano sédimentaire
 - Complexe de Lucenay l'Eveque
 - Basaltes et spilites
 - Série de la Brèvenne
 - Formations plutoniques hercyniennes
 - Socle cristallophyllien antédévonien
 - Amas sulfurés volcano-sédimentaires
- } DINANTIEN
- } DEVONIEN



(D'après JC CHIRON 1972)

W

E



COUPE GEOLOGIQUE SCHEMATIQUE

CHESSEY

II - CONTEXTE GEOLOGIQUE

Le gisement de Chessy est situé dans les couches géologiques volcaniques et sédimentaires dites "Série de la Brévenne". Il est plus précisément lié à des roches volcaniques claires (rhyolites) et appartient à la catégorie des "amas sulfurés massifs" qui fournissent de par le monde (Canada, Japon, Australie, Péninsule Ibérique, etc.) une partie importante de la production mondiale en cuivre, plomb et zinc.

1 - STRATIGRAPHIE LOCALE

La minéralisation de pyrite, blende, chalcopryrite et barytine de puissance réelle 0 à 20 m se développe au contact entre deux unités volcaniques acides. Du mur au toit, on distingue :

- l'unité acide inférieure : elle peut contenir une brèche à sulfures disséminés (à basse teneur en Cu - Zn) liée à la proximité d'anciens griffons que matérialisent les stockwerks ;
- un horizon de sulfures massifs à pyrite, blende, chalcopryrite et accessoirement galène, à gangue barytique (0 à 20 m, exceptionnellement 35 m) ;
- un horizon acide supérieur d'empilements de coulées de laves acides ;
- une masse basique basaltique vert-sombre, souvent stratifiée : roches massives de bonne tenue, abondantes à l'Ouest de la couche minéralisée, et qui peuvent injecter, voire digérer, toutes les roches précitées y compris le minerai massif ;
- le granite affleure dans le vallon de la Ronze suivant un axe N-S et présente de nombreuses digitations. Il est responsable d'un léger métamorphisme de contact donnant un aspect corné aux basaltes et de la recristallisation des sulfures en grains grossiers ;
- le minerai tout comme l'encaissant est fréquemment recoupé par des dykes de lamprophyres grosso modo Est-Ouest, subverticaux, d'épaisseur variable (0,10 à 4 m). Ils cicatrisent d'anciennes failles notamment celles qui donnent lieu à des décrochements ;
- les siltites (schistes noirs, pélites, shales noirs) riches en produits carbonatés ne sont connues sur l'emprise du gisement que dans le panneau à l'Est de la faille N20. Cette série très épaisse correspond à un cycle de sédimentation fine.

2 - GRANDES LIGNES TECTONIQUES

Une coupe E-W montre l'existence de deux compartiments bien individualisés séparés par une faille (N20) :

- le compartiment ouest, composé de formations paléozoïques, contient la partie connue du gisement ;
- la faille N20 représente un accident régional majeur continu sur plusieurs dizaines de kilomètres, de rejet vertical supérieur à 150 m et de rejet horizontal inconnu. Cette faille, pentée 80° vers l'Est au Nord du gisement et 60° vers l'Est au Sud, coupe et interrompt longitudinalement le gisement ;
- le compartiment est, affaissé, avec les formations sédimentaires du Trias-Lias qui recouvrent le Paléozoïque. La méconnaissance du sens et de l'amplitude du mouvement de la faille N20 ne permettent pas de localiser la partie amputée du gisement, qui peut représenter un potentiel important.

3 - LE GISEMENT

Le gisement connu situé dans le compartiment ouest forme une unité de sédimentation continue sur plus de 800 m suivant un axe N-S. Par le jeu de la tectonique, il peut être subdivisé en :

*L'unité nord mesure 450 m de long et 100 à 160 m de large. Partant d'une structure anticlinale et à pendage général vers l'Ouest tout-à-fait au Nord, la couche devient isoclinale, pentée à 35° vers l'Est au niveau de la descenderie principale, puis subverticale un peu plus au Sud. Sur la bordure nord-ouest, le gisement se ferme : l'enrichissement en baryte, l'appauvrissement en sulfures et l'amincissement de la couche témoignent de la bordure du bassin de sédimentation.

*L'unité sud, longue de 350 m (à ce jour) et pouvant atteindre ou dépasser 250 m de large, est affaissée de 70 m par rapport au panneau nord, par le jeu d'une faille NW-SE. Son pendage est de $30-40^{\circ}$ vers le sud-est.

4 - LA MINERALISATION

L'horizon principal montre fréquemment une zonalité verticale avec au sommet un minerai à alternances de rubans tantôt riches en blende, tantôt riches en pyrite, chalcoppyrite, et présentant des figures de sédimentation (slumps, plis d'écoulement). Il surmonte un minerai plus massif, peu ou pas rubané et très pyriteux.

Latéralement, lorsqu'on se rapproche des bordures de l'amas, pyrite et chalcoppyrite disparaissent progressivement pour laisser la place à un minerai bien rubané, très barytique et à lits de blende. Plus loin, il ne reste plus guère que de la barytine (faciès "distal").

B.R.G.M.

Les éléments constitutifs du minerai sont recristallisés et grossièrement exprimés ; ils se répartissent sur la moyenne du gisement en :

6,5 % chalcoppyrite	(2,24 % Cu)
0,3 % galène	(0,29 % Pb)
15,0 % blende	(9,60 % Zn)
39,4 % pyrite	(absence totale de pyrrhotite)
26,1 % baryte	(15,35 % Ba)
12,7 % stérile	(lamprophyre + gangue silicatée + sills basiques)

100,0 %

L'argent, présent en quantité modeste (21 g/t) est lié de préférence à la galène (15 g/t pour 1 % Pb) et également à la tétraédrite.

La blende appartient au pôle peu ferrugineux avec 2,2 % Fe pour 64,1 % Zn. Elle contient du cadmium mais pas de germanium.

III - EVALUATION DES RESERVES EN PLACE

1 - RECHERCHES PAR SONDAGES

Au 1er décembre 1986, le groupe BRGM (CFFM et département des Travaux lourds) a réalisé :

- 21 sondages carottés (S1 à S21) à partir du jour pour 3 209 m forés,
- 81 sondages carottés (S 101 à S 181) à partir du fond pour 4 641 m forés,
- 84 sondages percutants (hydrofore) à partir du jour (S 201 à S 284) l'acquisition de données géologiques et structurales (2 913 m).

La récupération du minerai avoisine 100 %. Celle du stérile est variable.

Les travaux miniers atteignent 2 500 m de développement ; ils ont été entièrement réalisés par le département des Travaux lourds du BRGM et comprennent pour l'essentiel :

- une descenderie d'accès à partir du jour (280 m de section) jusqu'à la cote 160 m, longue de 664 m, pentée à 18 %, en 11 m² et à sole bétonnée ;
- un traçage au Nord, cote 164 m, en 9 m², tantôt au toit, tantôt au mur avec recoupes pour sondages. L'extension nord du gisement est ainsi bien délimitée. C'est également au Nord qu'ont été prélevés les échantillons volumineux pour les essais de traitement pilote et ouvertes deux chambres expérimentales pour études géotechniques ;
- une descenderie vers le Sud, en 11 m², pentée à 18 %, longue de 620 m avec recoupes tous les 40 à 70 m environ.

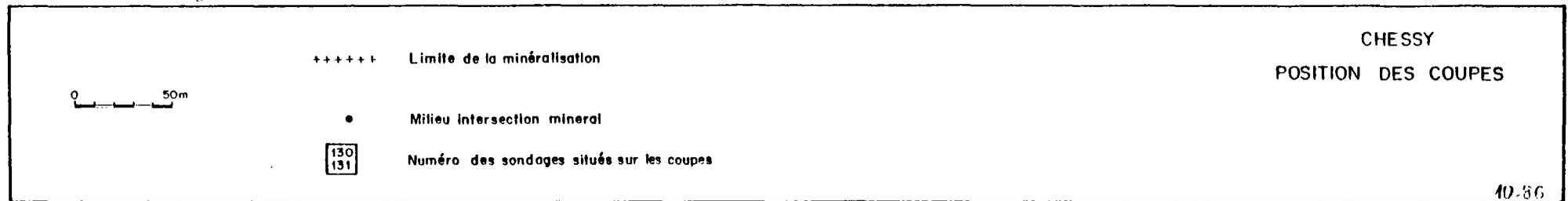
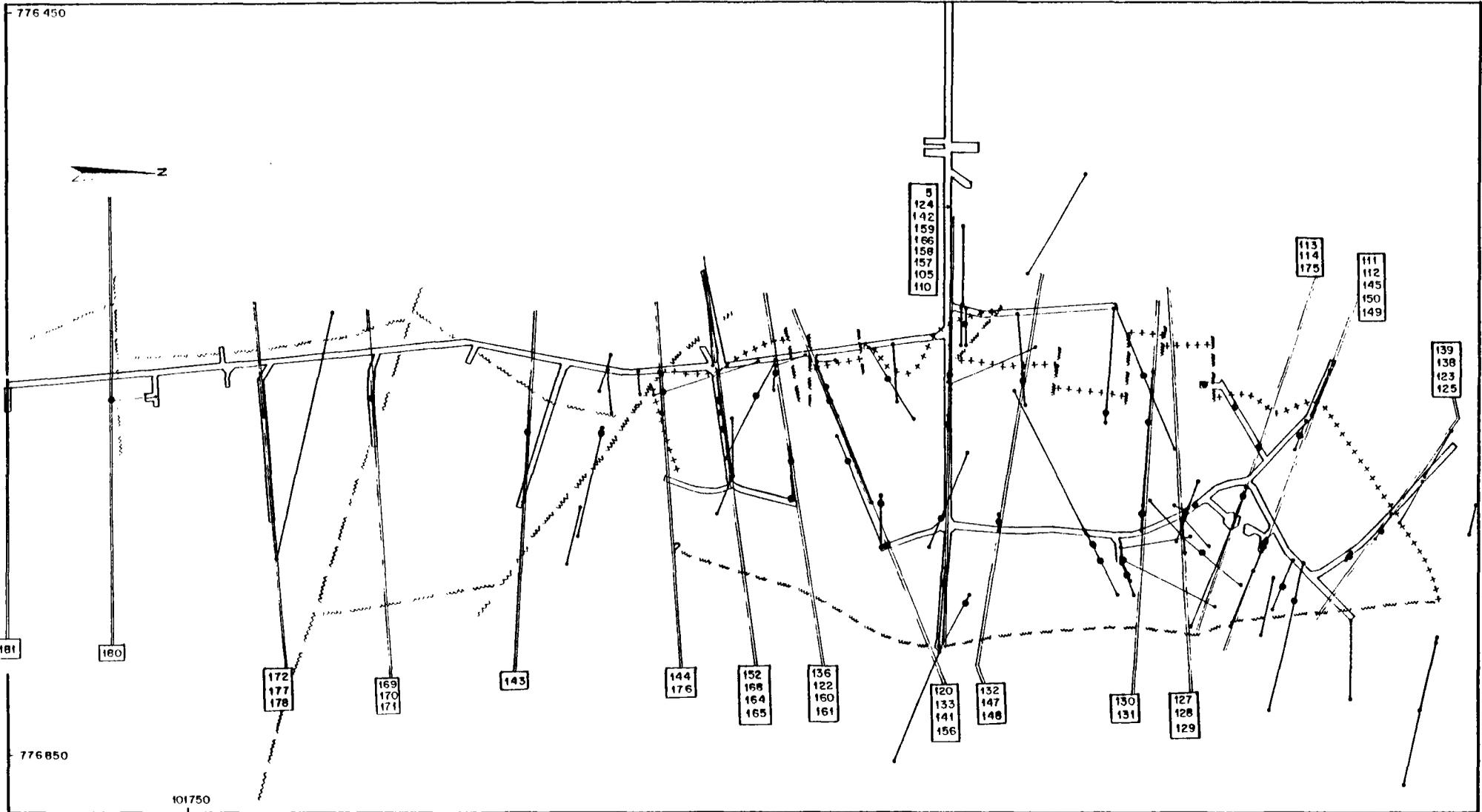
2 - EVALUATION DES RESERVES EN PLACE

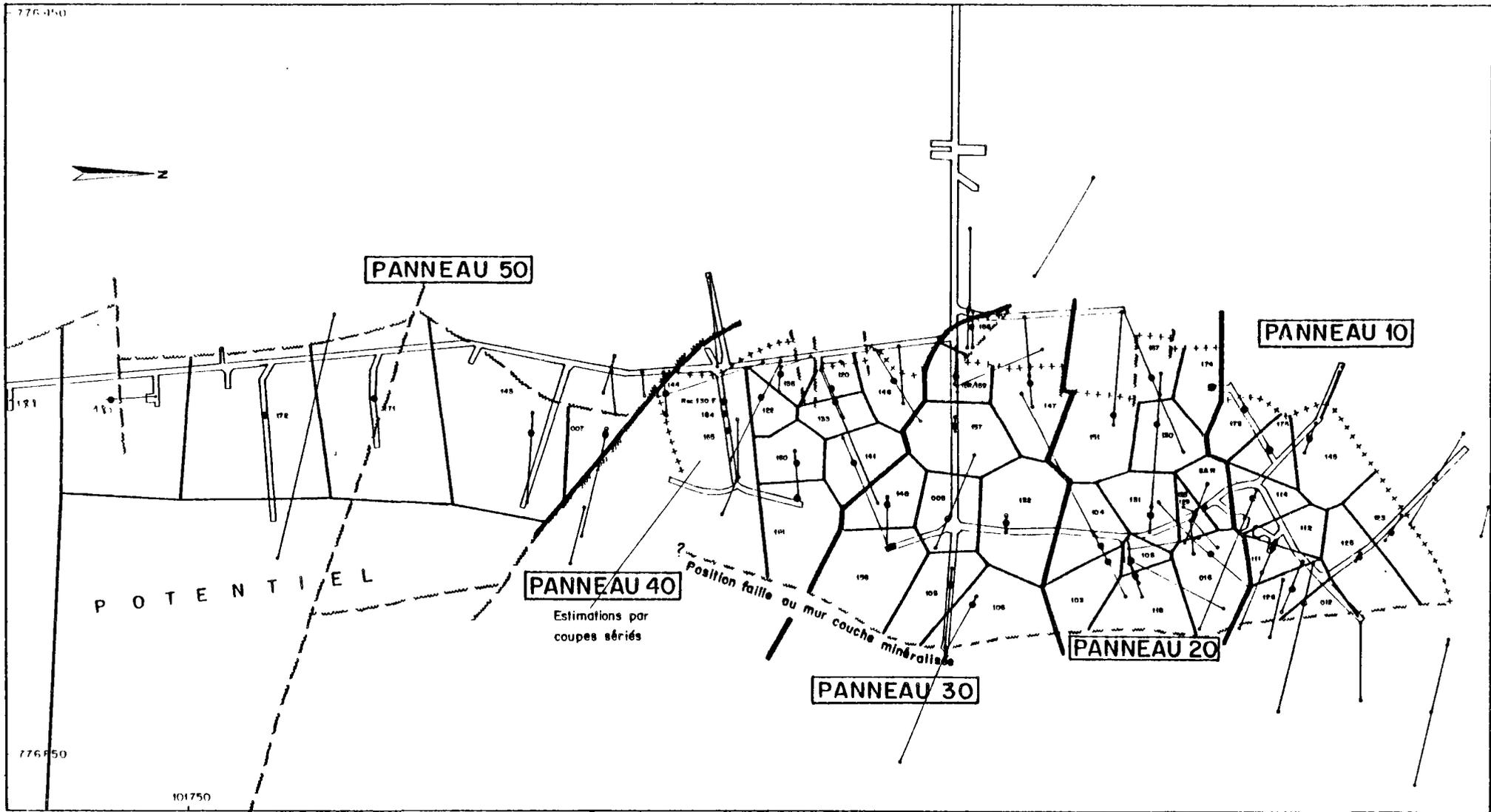
Les réserves sont calculées à partir de 43 intersections significatives pour l'unité nord et 5 pour l'unité sud, ce qui paraît très satisfaisant pour un amas sulfuré de type volcano-sédimentaire et vu la faible variabilité des teneurs observée à Chessy.

La densité calculée est de 4,4 t/m³ pour le minerai massif, 4,2 t/m³ après prise en compte des intercalations stériles (dykes, sills...).

Aucune minéralisation oxydée n'a été observée dans les sondages (les intersections les plus élevées sont à 100 m sous la surface).

Les réserves ont été évaluées par la méthode classique des polygones (une évaluation géostatistique est en cours).





CHESY

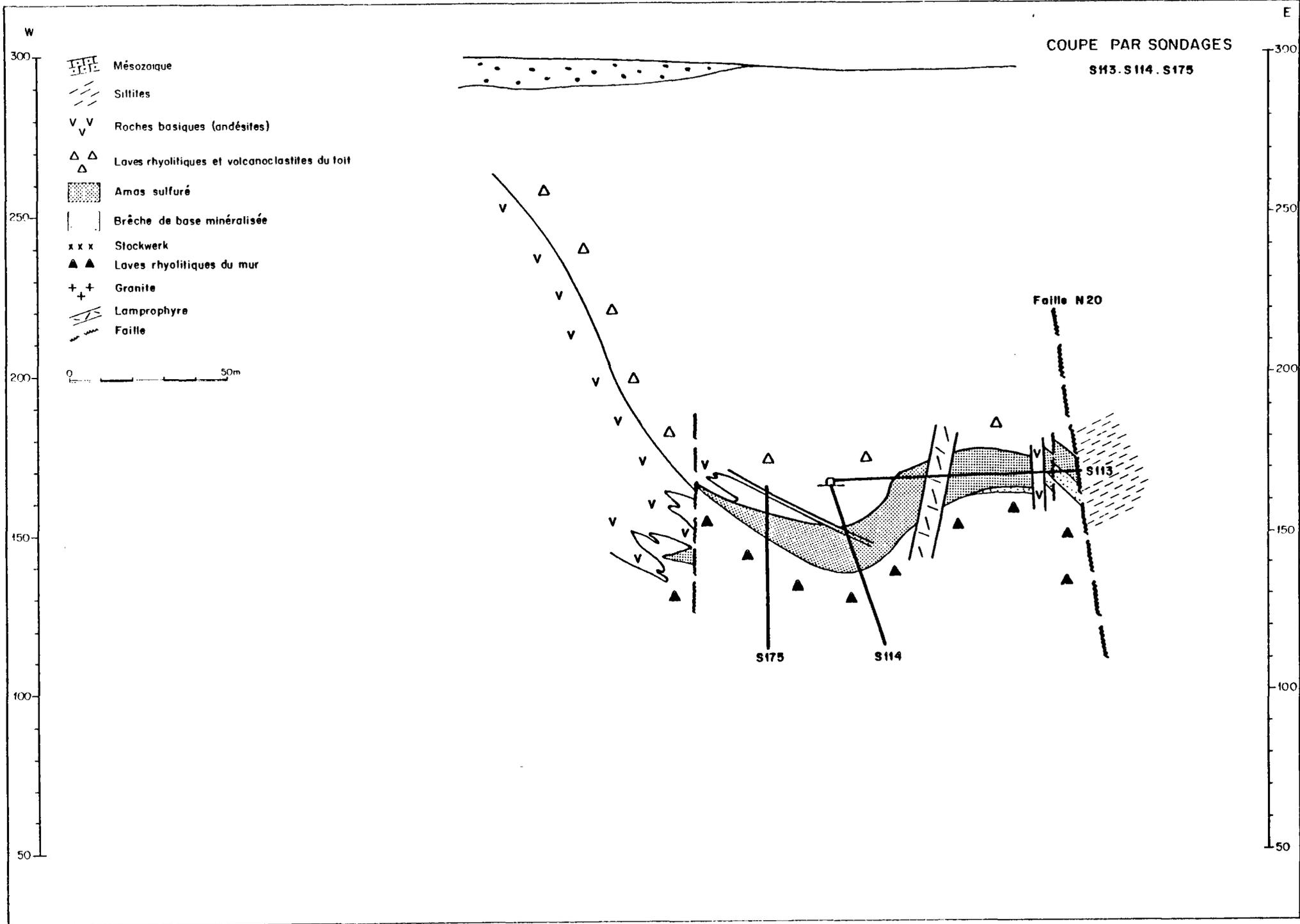
INTERSECTIONS SIGNIFICATIVES
ET SURFACE D'INFLUENCE

+++++ Limite de la minéralisation

• Milieu intersection mineral

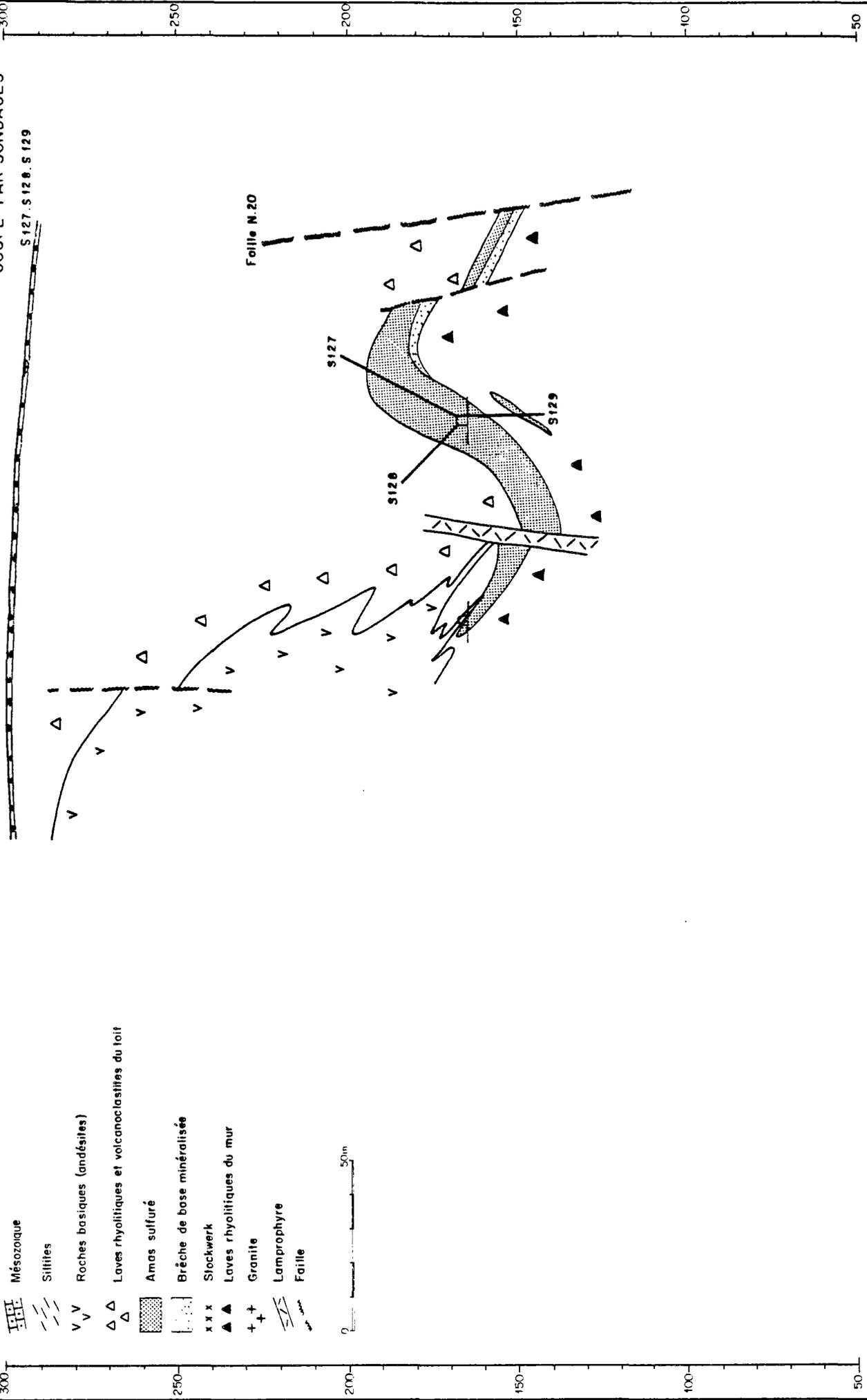
0 — 50m

C-8c



COUPE PAR SONDAGES

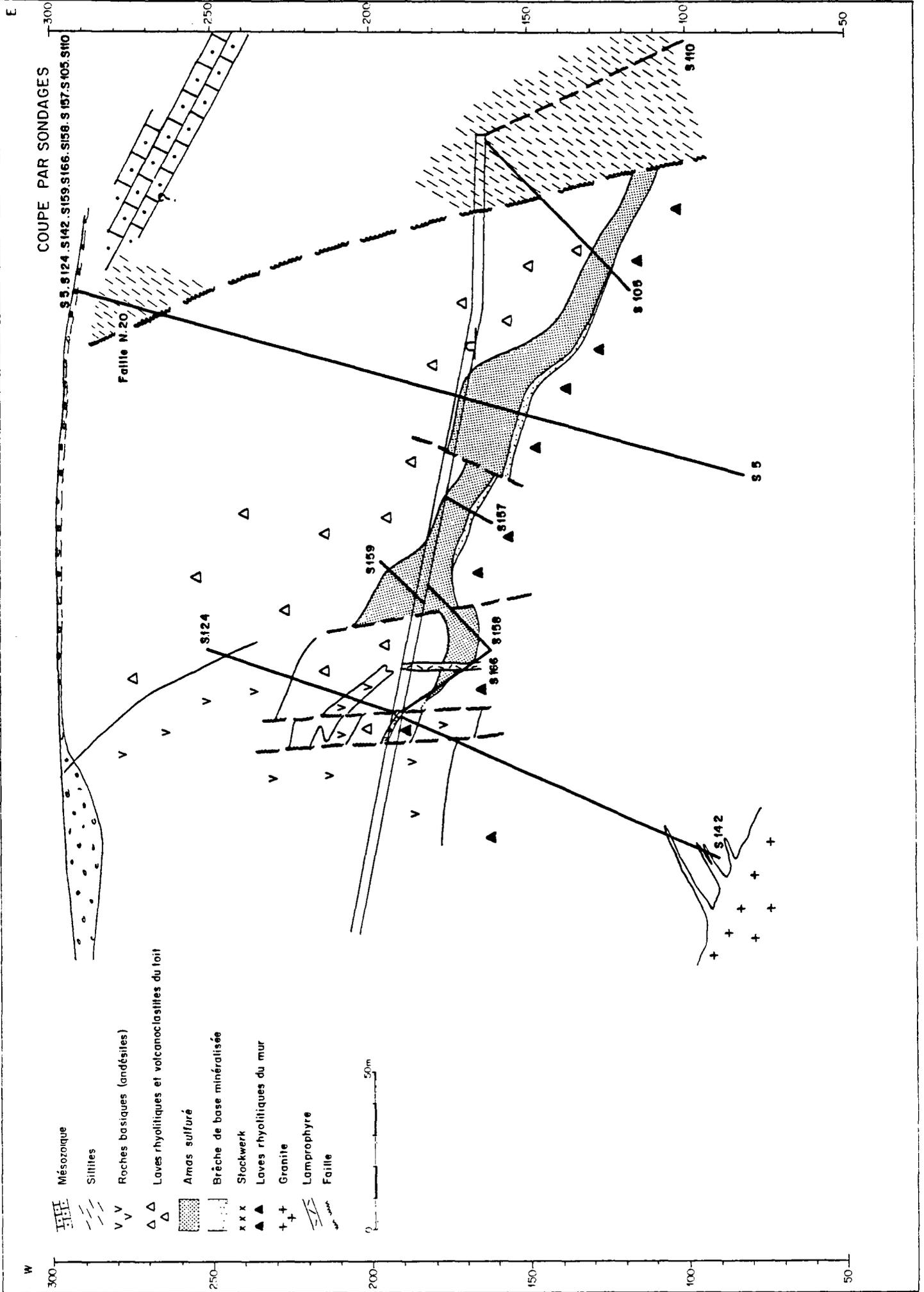
S 127, S 128, S 129



- Mésozoïque
- Siltites
- Roches basiques (andésites)
- Laves rhyolitiques et volcanoclastiques du toit
- Amas sulfuré
- Brèche de base minéralisée
- Stockwerk
- Laves rhyolitiques du mur
- Granite
- Lamprophyre
- Faille

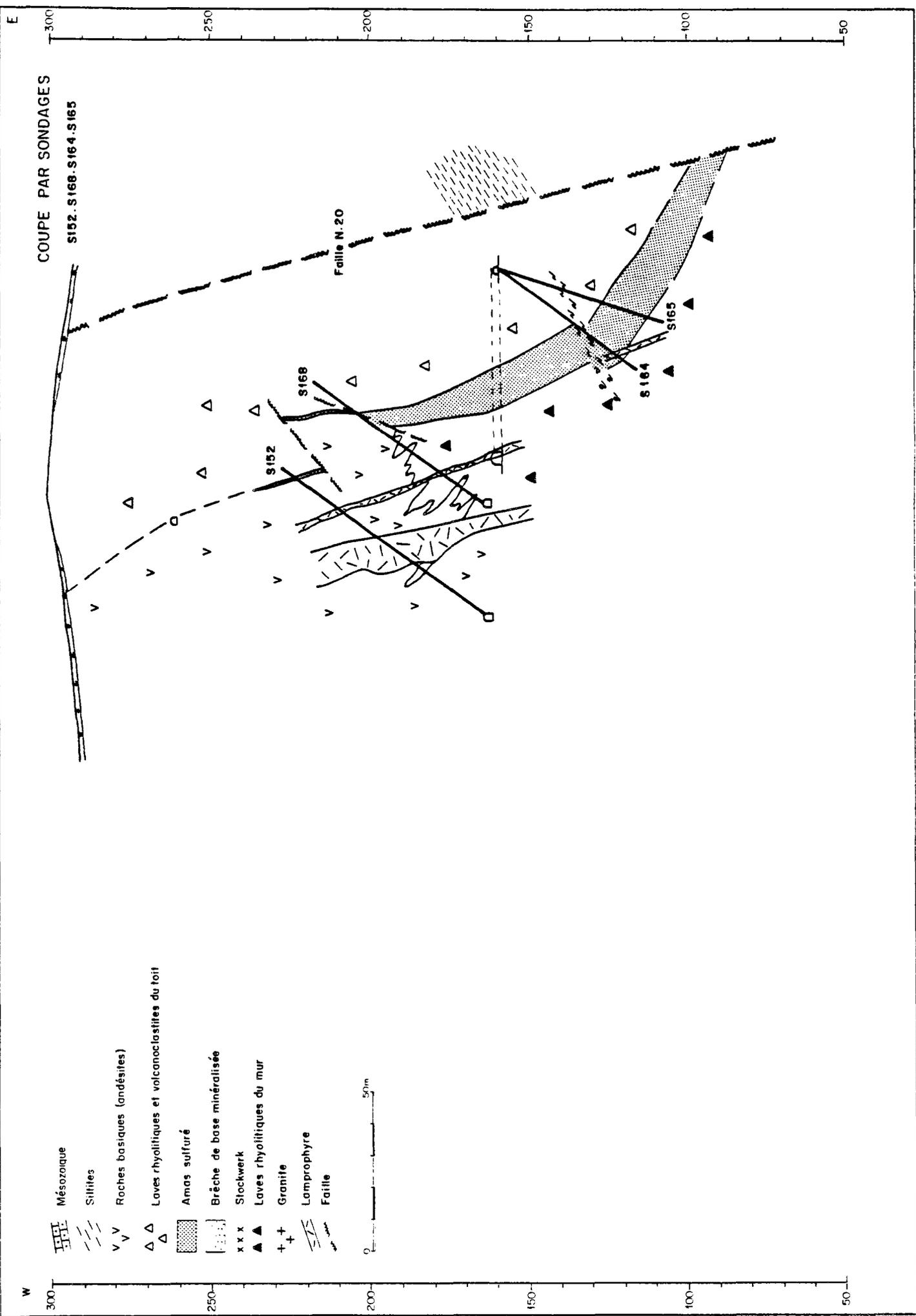


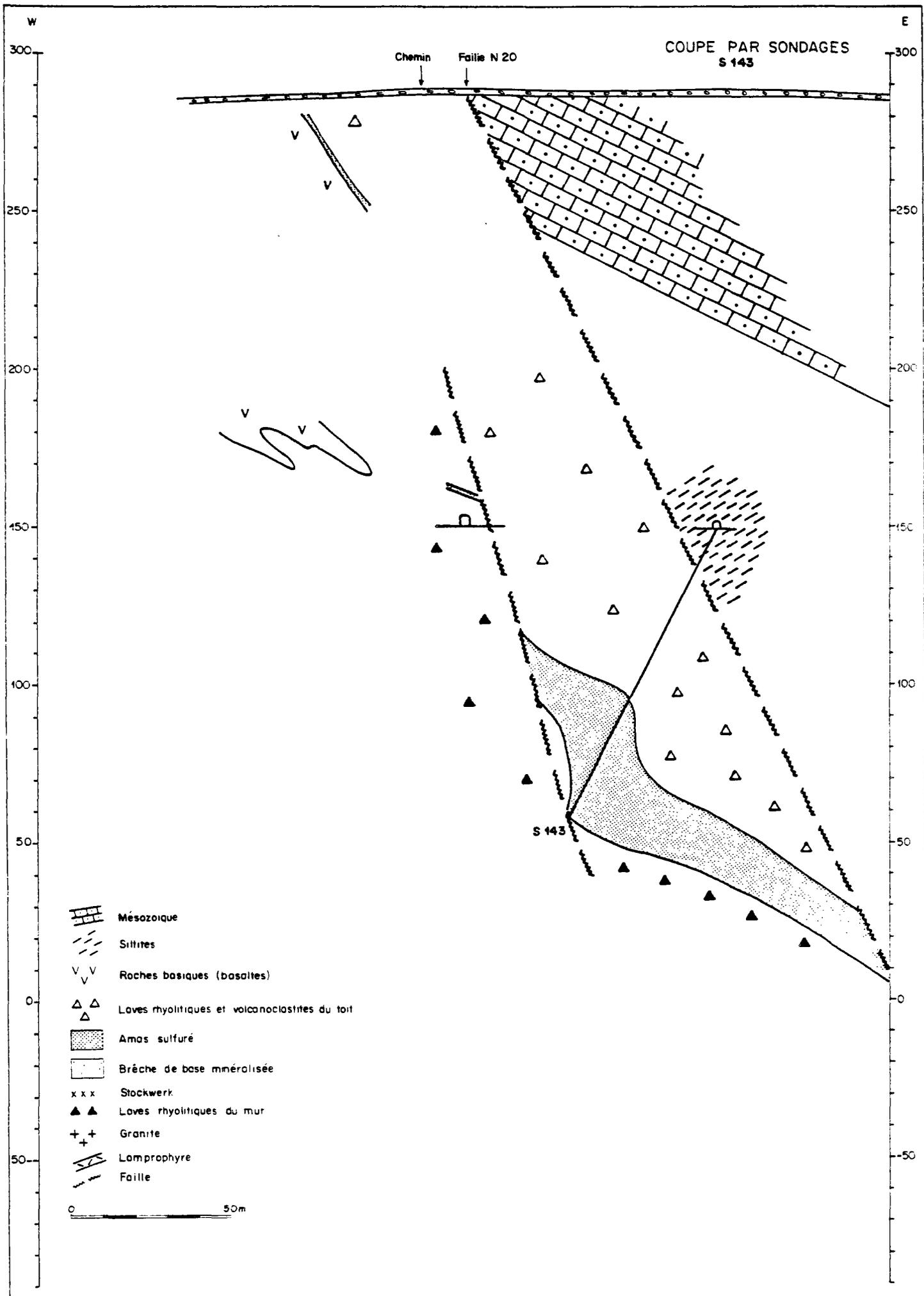
COUPE PAR SONDAGES

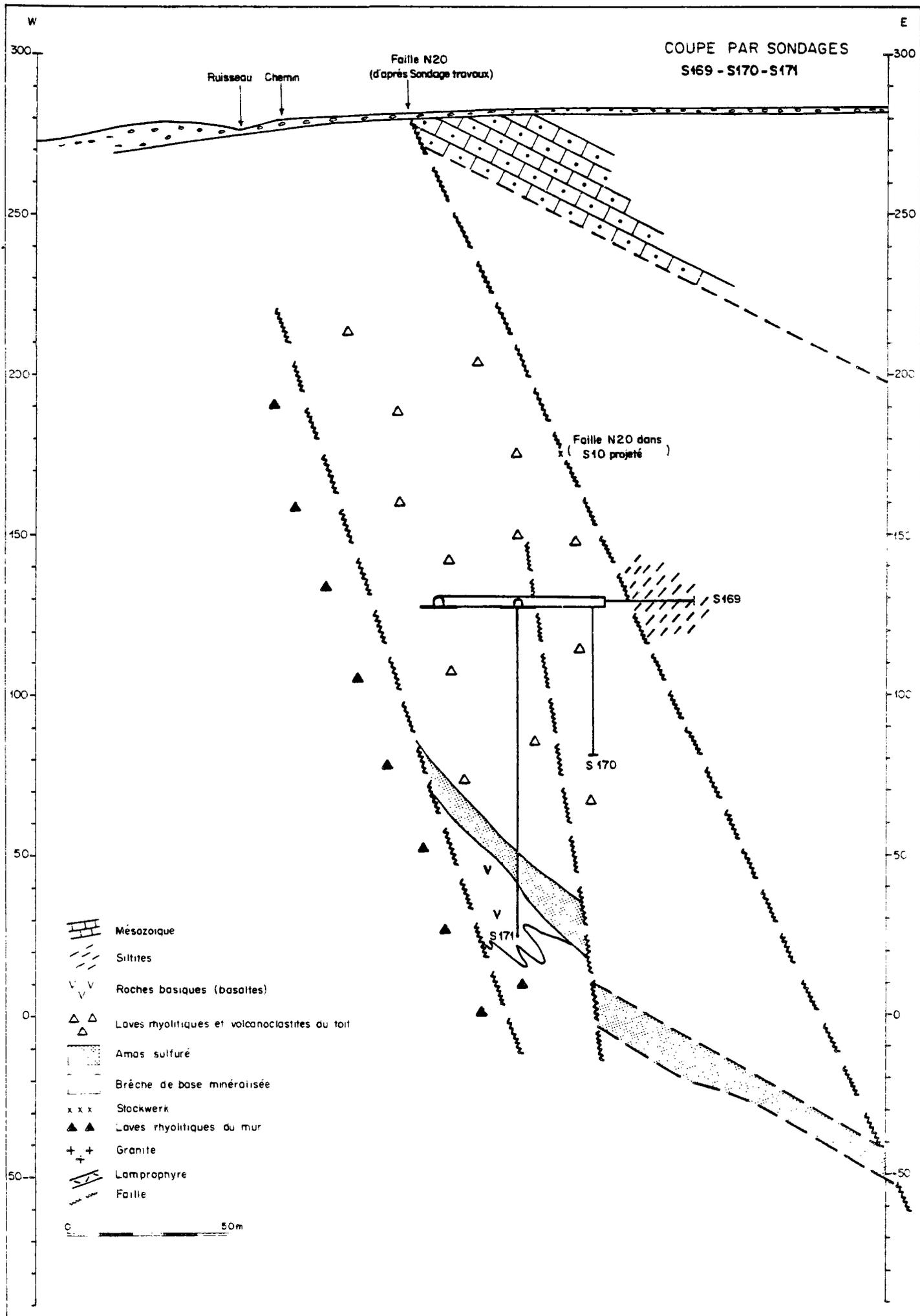


- Mésozoïque
- Siltites
- Roches basiques (andésites)
- Laves rhyolitiques et volcanoclastites du toit
- Amas sulfuré
- Brèche de base minéralisée
- Stockwerk
- Laves rhyolitiques du mur
- Granite
- Lamprophyre
- Faille

0 50m

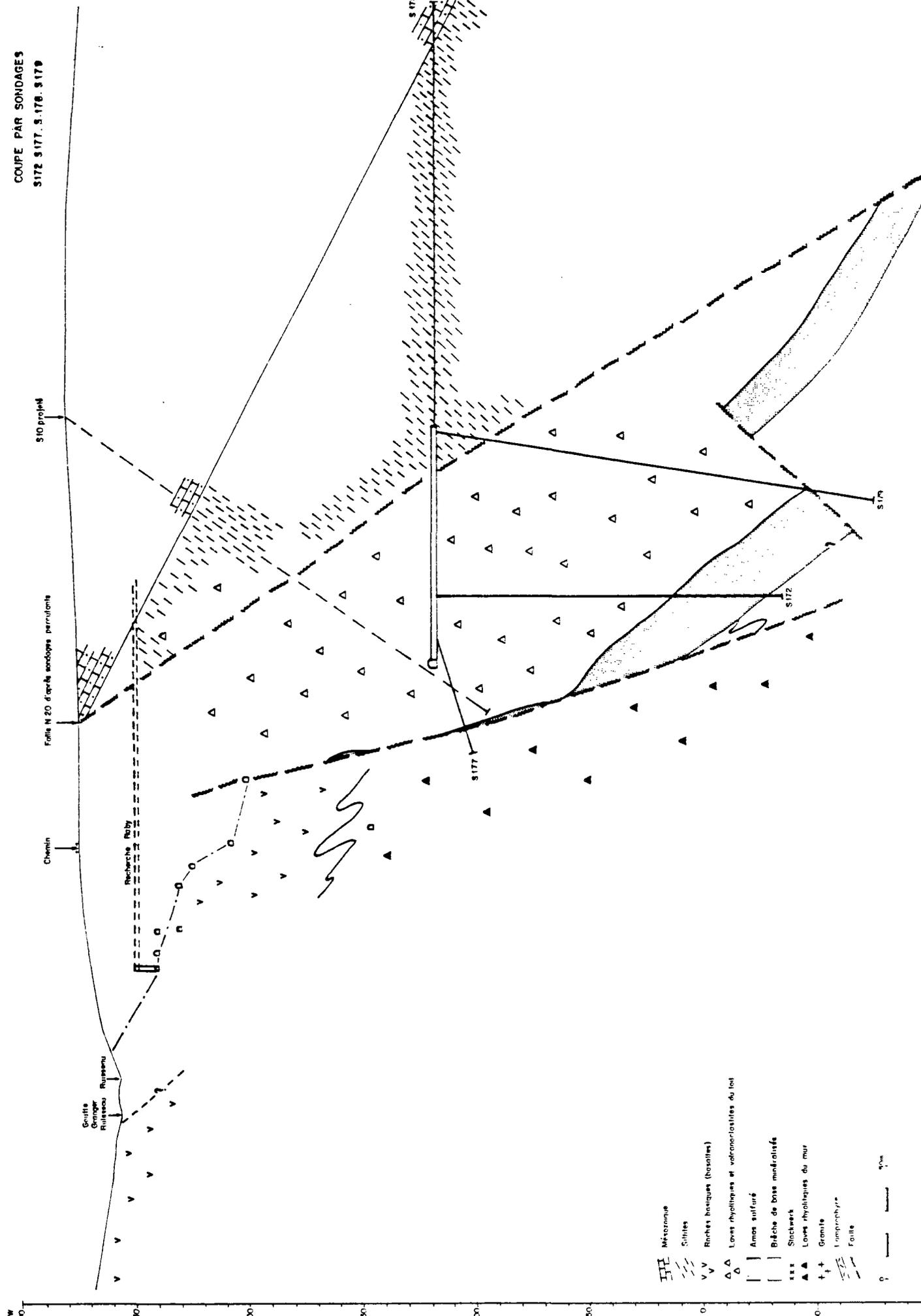






E 300 250 200 150 100 50 0 -50

COUPE PAR SONDAGES
S172 S177 S 178 S179



S10 projeté

Faille N 20 d'après sondages perrillants

Chemin

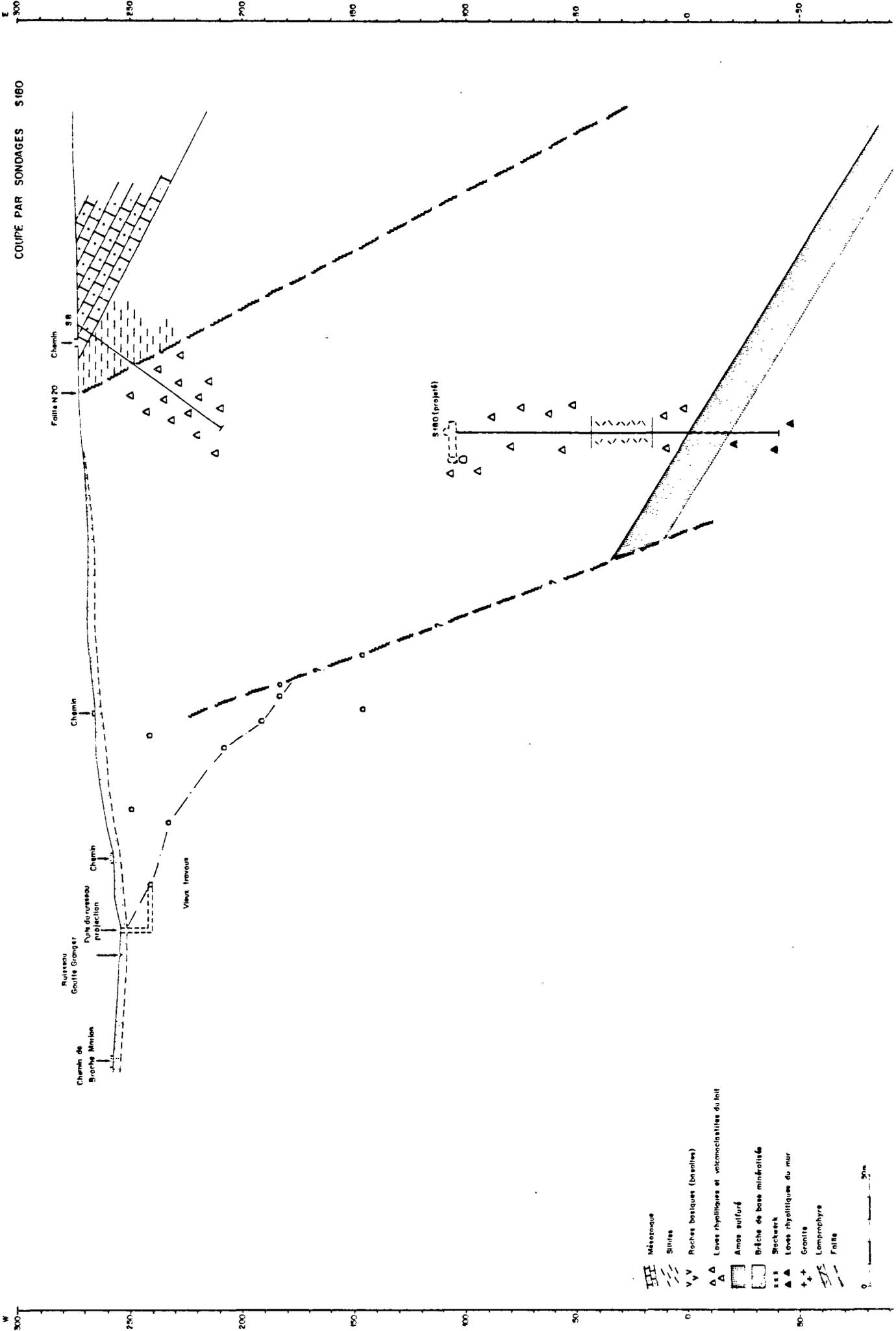
Couffis
Gorger
Rufassou
Rufassou

Recherche Ruby

- Mésosome
- Siltites
- Riches basiques (basaltes)
- Laves rhyolitiques et volcanoclastites du lat
- Amas sulfuré
- Brique de bois minéralisée
- Stockwerk
- Laves rhyolitiques du mur
- Granite
- Lumpanophyre
- Fautes

W 0 10 20 30 40 50 60 70 80 90 100 110 120 130 140 150 160 170 180 190 200 210 220 230 240 250 260 270 280 290 300

COUPE PAR SONDAGES S180



- Mésotroïque
- Siltites
- Roches basiques (brasilées)
- Laves rhyolitiques et volcanoclastiques du toit
- Anas sulfuré
- Brèche de base minéralisée
- Sèchevent
- Laves rhyolitiques du mur
- Granite
- Lemprophyre
- Faille

0 50m

B.R.G.M.

En règle générale, seul le minerai massif est porteur de teneurs élevées en cuivre et zinc (le minerai bréchique avoisine au mieux 1 % Cu et 2 % Zn) et les épontes sont franches.

	Tonnage t	Cu %	Pb %	Ag %	Zn %	Pyrite %	Baryte %	Gangue %
<u>Unité Nord</u>								
Panneau 10	348 464	1,71	0,85	27	9,00	15,04	42,78	22,32
Panneau 20	499 977	2,77	0,21	18	8,95	31,68	29,60	16,61
Panneau 30	739 101	2,34	0,16	15	7,51	45,09	22,15	14,21
Panneau 40	331 008	1,85	0,10	18	4,91	51,10	14,93	20,93
<u>Unité Sud</u>								
Panneau 50	2 496 259	2,40	0,29	23	10,89	45,18	26,12	4,57
TOTAL	4 414 809	2,34	0,29	21	9,51	41,70	26,32	10,17

Chacun peut apprécier à sa manière l'importance du minerai potentiel de l'unité sud.. A titre indicatif, le tonnage moyen du gisement déjà reconnu est de 67 t/m².

B.R.G.M.

IV - ETUDES GEOTECHNIQUES POUR METHODE D'EXPLOITATION

1 - ETUDES PRELIMINAIRES

Elles comprennent :

- des relevés de la densité de fracturation des terrains ;
- la caractérisation physique et mécanique du minerai et de ses épontes ;
- la mesure du comportement des terrains dans des chambres expérimentales grâce à la mise en place d'extensomètres à tiges de 1 à plus de 11 m de longueur dans des forages exécutés au toit de galeries ; ces galeries ont été ensuite élargies à la dimension que pourraient avoir les futures chambres ; on a ainsi pu mesurer le comportement élastique des terrains au fur et à mesure le comportement élastique des terrains au fur et à mesure de l'élargissement jusqu'à 8 m de diamètre ;
- une modélisation numérique, dont les résultats ont été comparés aux mesures de déplacement du toit des chambres expérimentales.

1.1 - Le dimensionnement de chambres à piliers abandonnés

Une première approche du dimensionnement des piliers pour l'application d'une méthode d'exploitation par chambres et piliers abandonnés montre que pour des chambres de largeur 6 m, des piliers de 5 m de côté et d'élancement 2 (h = 10 m), on obtient la stabilité avec un taux de défruitement théorique proche de 80 %. Cette méthode d'exploitation n'a pas été retenue car elle ne présente pas de stabilité à long terme.

1.2 - Le dimensionnement d'îlots réduits foudroyés

Le calcul nous a amené à concevoir des îlots réduits de largeur 60 m, défruités (théoriquement) à 100 % et séparés par des bandes fermes larges de 40 m. Le manque de souplesse de la méthode lorsque la couche devient plus pentée et le taux de défruitement modeste (60 % environ) nous ont fait abandonner cette méthode.

1.3 - Détermination des caractéristiques du remblai cimenté

L'étude de la méthode repose pour l'essentiel sur la connaissance des caractéristiques mécaniques du remblai cimenté. Les stériles de l'usine et notamment leur fraction grossière seront disponibles en quantité insuffisante et c'est pourquoi on a entrepris de tester un remblai à base des produits stériles provenant des travaux préparatoires de la mine pour des granulométries, des dosages en ciment et des temps de prise variables : 54 éprouvettes de grande dimension ont ainsi été testées :

- la valeur maximale de la résistance à la compression simple à 28 jours est obtenue sur la classe granulométrique 0/50 mm dosée à 200 kg de ciment par mètre cube ; cette résistance est de 9,1 MPa en moyenne.

Vu les vides qui subsistent entre les éléments, on peut en déduire que la qualité mécanique du remblai peut être sensiblement améliorée en modifiant la classe granulométrique des éléments fins et grossiers tout en conservant un dosage en ciment raisonnable (100 à 150 kg/m³). C'est dans cette voie que devront être poursuivis les prochains essais.

1.4 - Stabilité des dalles de remblai en tranches descendantes

On s'est proposé de déterminer en une première approche, la largeur maximale suivant laquelle pouvait être découverte la dalle de remblai au moment de l'exploitation du minerai car on sait que des portées peuvent être importantes notamment aux carrefours.

On retiendra que pour un remblai cimenté de la classe granulométrique 0/50 mm dosé à 200 kg de ciment, la dalle devra avoir une épaisseur de 2,5 m pour une portée maximale admissible de l'ordre de 8 m si elle est assimilée à une poutre sur deux appuis simples de niveau. Des portées plus importantes impliquent des dalles plus épaisses et/ou un remblai cimenté de meilleures caractéristiques mécaniques : par exemple, pour une dalle de 5 m d'épaisseur constituée par un remblai 0/50 mm dosé à 150 kg de ciment au m³ la portée maximale admissible est égale à 11,6 m.

V - ETUDES MINERALURGIQUES

1 - ETUDES MINERALOGIQUES

D'un point de vue minéralogique, outre les examens microscopiques classiques menés sur de nombreux échantillons et qui ont mis en évidence la monotonie et la simplicité des associations minéralogiques, des études de maille de libération ont été effectuées. Pour une maille de broyage donnée, par exemple ($d_{80} = 80 \mu\text{m}$), la "courbe enveloppe" des couples optimaux teneurs - rendement en zinc que l'on peut obtenir dans des concentrés de flottation met, en évidence l'aptitude extrêmement favorable à une bonne séparation par voie physique. Il en est de même pour la chalcoppyrite qui, avec la blende, constitue la valeur essentielle du minerai.

Par ailleurs des analyses ponctuelles ont été faites par microsonde électronique sur les différents minéraux présents dans le gisement ; les résultats confirment le caractère classique de la minéralisation ; les sulfures en particulier ne contiennent aucune impureté notable (arséniures, antimoniures...) susceptible d'altérer leur valeur commerciale.

2 - ETUDES MINERALURGIQUES

2.1 - En laboratoire

Du point de vue minéralurgique, les études de laboratoire (270 essais différents effectués) ont été menées sur des minerais de différents faciès dans le gisement ; elles ont visé successivement les objectifs suivants :

- obtention de concentré Cu et Zn de bonne qualité avec une récupération élevée ;
- élimination de la pyrite pour pouvoir produire un concentré de baryte ;
- obtention d'un concentré de baryte de qualité commerciale ;
- recherche de l'influence de la variabilité du minerai : celle-ci se traduit uniquement par des conditions de broyage différentes, la méthode de flottation elle-même restant inchangée ;
- influence du recyclage d'eau.

Les méthodes employées sont des méthodes classiques, avec notamment introduction d'une phase d'aération de la pulpe destinée à bien déprimer la pyrite.

Un deschlammage de la pulpe avant flottation de la pyrite est prévu dans le schéma retenu ; son but principal est d'éliminer les fines de pyrite risquant de souiller le concentré de baryte.

Puis un certain nombre d'objectifs annexes ont été visés :

- élimination du plomb parfois présent dans le concentré cuivre ;
- effet d'un recyclage d'eau ;
- effet du vieillissement du minerai.

2.2 - En pilote semi-industriel

Des travaux à l'échelle pilote (débit 500 kg/h) ont également été effectués pour asseoir l'étude de faisabilité sur les résultats d'un traitement en continu intégrant les recyclages, difficiles à simuler à l'échelle du laboratoire ; ils ont permis sur deux faciès différents, l'un à baryte dominante et l'autre correspondant à un pôle pyriteux, d'obtenir quatre concentrés différents : chalcoppyrite, blende, pyrite et barytine. Ce pilotage a duré un total d'environ 400 heures, divisé en 3 périodes continues de 120 heures et en une période de 5 fois 8 heures. Une analyse particulièrement fine du fonctionnement du pilote a pu être faite grâce à un échantillonnage systématique et fréquent, à l'emploi d'un appareil d'analyse quasi instantanée par fluorescence X et au calcul de bilans matières cohérents par un programme informatique spécialement adapté.

Les données de base de la présente étude ont été dans leur grande majorité fournies par ces travaux à l'échelle pilote.

2.3 - Les résultats

On retiendra comme principales conclusions l'aptitude favorable du minerai à l'obtention de concentrés de bonne qualité avec de bonnes récupérations par un procédé souple et rustique. Un niveau très élevé de résultats a pu être obtenu après un temps de réglage du pilote très court (environ 2 jours). Par ailleurs, un changement brutal de type de minerai en cours de pilotage n'a perturbé que très modérément les opérations.

Les consommations de réactifs ont été réduites par rapport aux résultats d'essais de laboratoire et pourront être encore optimisés.

Les bilans des périodes stables du pilotage correspondent aux résultats suivants :

	Minerai barytique	Minerai pyriteux
Zinc		
. récupération	94 %	93 %
. teneur Zn	56 %	56 %
Cuivre		
. récupération	92 %	93,5 %
. teneur Cu	29 %	27 %

B.R.G.M.

Le facteur limitant la récupération en zinc est le contenu en zinc du concentré cuivre qui correspond à environ 4 % en récupération de zinc : schématiquement, il apparaît que la moitié de ce zinc est libre et l'autre moitié présente sous forme de mixtes minéralogiques.

Le deschlammage qui n'est pas pour le moment optimisé correspond à des pertes en baryte de l'ordre de 10 à 15 % et en pyrite de l'ordre de 8 à 12 %.

Les concentrés en pyrite et en baryte titrent respectivement 98 à 99 % FeS_2 et BaSO_4 et les récupérations respectives sont supérieures à 90 % dans l'étape de flottation considérée.

VI - LES RESSOURCES EN EAU

1 - LES BESOINS

Pour une usine de flottation polymétallique, l'expérience acquise tant par les Canadiens que les Scandinaves est précieuse ; elle découle d'essais de longue durée, en vraie grandeur, sur des usines de traitement "bien rôdées" : un recyclage supérieur à 25 % fait apparaître des troubles au niveau de la récupération et de la teneur des concentrés, ceci à échéance de 1 ou 2 mois. C'est pourquoi le projet est conçu pour un recyclage de 25 %, une fois l'usine de flottation opérationnelle, on cherchera alors à augmenter ce taux. Pour une cadence de 1 250 t/j, le bilan des flux indique un besoin en eau claire de 90 m³/h.

2 - L'EXHAURE

Lors du creusement des galeries de reconnaissance du BRGM, les débits d'exhaure ont peu varié, ils oscillent entre 10 et 20 m³/h. Ces eaux, rarement acides, pourront satisfaire en partie les besoins de l'usine.

3 - LES SOURCES

Les sources existantes dans un rayon de quelques kilomètres autour du gisement ont été répertoriées et jaugées. Elles sont pour la plupart en relation avec la couverture sédimentaire (grès du Trias, calcaires du Lias) et non pas avec le socle, qu'il soit granitique ou volcanique. Les débits varient pour les plus importantes entre 10 et 30 m³/h. Certaines sont captées, celles qui ne le sont pas émergent à plusieurs km du site industriel.

4 - L'AZERGUES

Cette rivière au régime torrentiel pourrait théoriquement satisfaire les besoins puisque le débit journalier minimal est de 290 m³/h. Cependant il existe à proximité immédiate du futur site industriel une teinturerie (Etablissements Mathelin) alimentée depuis près d'un siècle par une prise d'eau sur l'Azergues, cette usine prélève en permanence 125 à 145 m³/h. Les effluents contiennent des produits organiques et minéraux qui, malgré l'épuration pratiquée, rendent l'eau impropre à une utilisation en usine de flottation.

5 - L'AQUIFERE DES GRES DU TRIAS

Ces grès, qui affleurent mal, reposent directement sur le socle primaire ; leur épaisseur varie de 30 à 100 m. Ils sont grossiers, souvent mal consolidés et alternent dans leur partie supérieure avec des lentilles de calcaires et de marnes. Ils sont réputés poreux, perméables et ont donné lieu à des venues d'eau dans plusieurs forages (notamment 25 m³/h dans le sondage n° 178).

Cet aquifère est de loin le plus prometteur. Il devrait suffire d'un ou quelques sondages de captage pour qu'il puisse satisfaire les besoins de l'exploitation. La relation avec les sources environnantes est, d'après les hydrogéologues, improbable.

VII - CARACTERISTIQUES DES CONCENTRES

1 - CARACTERISTIQUES PHYSIQUES

1.1 - Humidité

Les essais de filtration ont montré qu'avec des équipements de filtration les plus classiques (filtres à tambour simple), on peut atteindre les taux d'humidité (rapportés au poids sec) suivants :

- concentré de cuivre : 9 à 10 %
- concentré de zinc : 11 %
- concentré de pyrite : 8 %
- concentré de barytine : 6 %

1.2 - Conditionnement

Le stockage, chargement et transport sont conçus pour du vrac, ce qui n'exclut pas la possibilité ultérieure d'un conditionnement en sacs, palettes, citernes,... pour des produits plus élaborés (barytine séchée, micronisée, par exemple).

1.3 - Granulométrie

En règle générale, la granulométrie avoisine 70 à 90 μm .

2 - CARACTERISTIQUES CHIMIQUES

2.1 - Concentré Cuivre

Au niveau des teneurs, on notera :

- Cu (28 - 29 %)
- Pb (3 - 4 %)
- Zn (4 - 6 %)
- Ag (100 à 300 g/t)
- aucune impureté pénalisable.

2.2 - Concentré Zinc

Au niveau des teneurs :

- Zn (56-57 %) : au-dessus de la moyenne (53 % Zn) ;
- Fe (3 à 4 %) : teneur faible par rapport à certains concentrés de marmatite qui atteignent 8 à 12 % Fe ;
- Cd (0,2 - 0,3 %) : peu ou pas payé ;
- pas d'éléments valorisants (Ag, Ge,...) ni pénalisants (Ba, Bi,...).

2.3 - Concentré Pyrite

En ce qui concerne les teneurs :

- S (51-52 %) : valeur très élevée par rapport à d'autres concentrés (42-49 % S) ;
- Cu (0,03 %), Zn (0,34 %), Pb (< 0,005 %) : métaux de base résiduels à un seuil très bas ;
- As, Sb... non pénalisables.

On a affaire à un concentré de qualité exceptionnelle.

2.4 - Concentré Barytine

*Au niveau des caractéristiques chimiques :

- BaSO₄ (97,1 - 98,3 %) : teneur très élevée ;
- SrSO₄ (1,4 - 1,5 %) : à surveiller ;
- SiO₂ + Fe₂O₃ + Al₂O₃ (0,4 à 0,6 %) : très inférieurs aux normes ;
- F et métaux lourds en traces non pénalisables.

B.R.G.M.

*Au niveau des caractéristiques physiques :

-densité : 4,41 % t/m³ très supérieure à un concentré classique (4.2) ;

-blancheur : non mesurée mais peut être améliorée par un traitement approprié pour certains marchés particuliers.

En règle générale, on peut dire qu'il s'agit d'un concentré de très bonne qualité.

B.R.G.M.



CHESSY

**LE PROJET
D'EXPLOITATION**

I - EVALUATION DES RESERVES EXPLOITABLES

- Les passées minéralisées minces ont été diluées jusqu'à obtenir une puissance vraie de 2,50 m, considérée comme le minimum exploitable avec les équipements envisagés à Chessy.
- Par expérience, et compte tenu de la méthode d'exploitation préconisée qui fait appel au remblai cimenté, on a appliqué pour chaque polygone les taux de défruits suivants :

Pendage de l'amas en degrés	Taux de défruits
0 - 15	90 %
16 - 44	80 %
45 - 65	90 %
66 - 90	95 %

- La proportion de stérile abattu varie en fonction du pendage et de la puissance de la couche. Elle a été définie cas par cas, par simple géométrie, pour une galerie de 5 à 6 m de large et 5 m de haut.

Pendage en degrés	Dilution % en volume pour une puissance vraie de				Dilution % en poids pour une puissance vraie de			
	2,5-4,5 m	4,5-10 m	10-15 m	15-20 m et +	2,5-4,5 m	4,5-10 m	10-15 m	15-20 m et +
0 - 15	11	6	3	2	8	4	2	2
16 - 44	39	19	11	8	25	12	7	5
45 - 65	17	8	5	3	11	5	3	2
66 - 90	11	6	3	2	8	4	2	2

Après application des taux de défruits et de dilution, le tonnage du minerai extrait correspond à 85 % des réserves en place.

- On a calculé pour chaque polygone la recette carreau mine pour une tonne de minerai au cours d'avril 1986. Ainsi, on a pu éliminer huit polygones dont la recette carreau mine était inférieure au coût opératoire d'extraction et traitement évalué (à l'époque) à 270 F/tonne. Cette opération a conduit à une diminution du tonnage exploitable mais à une augmentation de la teneur moyenne.

B.R.G.M.

-Le tonnage exploitable correspondant en qualité et quantité à l'alimentation de l'usine de flottation est le suivant :

	Tonnage t	Cu %	Pb %	Ag g/t	Zn %	Pyrite %	Baryte %	Stérile + gangue %
<u>Unité Nord</u>								
Panneau 10	284 291	1,59	0,89	27	8,98	14,24	43,32	22,70
Panneau 20	447 795	2,63	0,21	17	8,59	29,55	28,29	20,91
Panneau 30	614 400	2,28	0,15	14	7,44	44,08	21,98	15,55
Panneau 40	<u>212 221</u>	<u>1,87</u>	<u>0,11</u>	<u>18</u>	<u>5,13</u>	<u>44,52</u>	<u>16,17</u>	<u>25,75</u>
Sous-total	1 560 707	2,20	0,30	18	7,74	34,53	26,88	19,78
<u>Unité Sud</u>								
Panneau 50	2 190 067	2,27	0,29	22	10,68	42,58	25,73	8,11
TOTAL	3 750 774	2,24	0,29	20	9,45	39,24	26,21	12,97

On gardera présent à l'esprit qu'à ces tonnages s'ajoute le potentiel, évalué à ce jour à environ 2 Mt.

B.R.G.M.

II - CHOIX DES CADENCES ET DE L'ORGANISATION DU TRAVAIL

Plusieurs cadences de production et durées hebdomadaires de travail ont été étudiées :

- Pour la mine, la solution 1250 t/j, 6 jours par semaine, 2 postes par jour, entraîne une durée de vie de 12 ans, ce qui est acceptable ; l'investissement mine est plus léger qu'à 5 jours par semaine : les équipements et ouvrages miniers sont mieux utilisés. Nous avons retenu cette solution. La production annuelle est alors de 330 Kt.

6 jours/semaine

- Pour un chantier moyen de 17 000 tonnes	
Nombre de jours d'abattage	17 jours
Durée : nb de jours d'abattage x 7/(nb jours/sem.)	19,8 jours
Durée remblayage (identique)	23,8 jours
Durée séchage	21 jours

Durée de vie totale calendaire	<u>60,6 jours</u>
--------------------------------	-------------------

Nombre de jours de travail sur cette période, Durée x (nombre de jours sem)/7	52,0 jours
---	------------

Productivité par jour de travail/chantier	326,9 t
---	---------

. Pour assurer 1 250 t/j
(dont 110 t de traçage de reconnaissance et 1130 t/j provenant des chantiers), il faut un nombre moyen de chantiers de 3,46

Pour 4 chantiers, on a une sécurité de	15 %
Pour 5 chantiers, on a une sécurité de	43 %

- Pour l'usine, 6 jours par semaine (264 jours par an) et 3 postes par jour nous a paru l'optimum au stade actuel des connaissances.

- Les autres services (administratifs et sociaux) travaillent 5 jours par semaine, 1 poste par jour.

- On a admis que la production nominale serait atteinte en une année ; au cours de cette première année, on suppose devoir supporter toutes les charges de production nominales mais avec 75 % de la recette nominale correspondante.

III - LA MINE

1 - CONCEPTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION

La conception de la méthode d'exploitation a été élaborée en liaison avec l'Ecole des Mines de Paris ; elle a pris en compte les contraintes absolues que l'on s'est imposé en concertation avec l'Administration :

- ne pas courir le risque que puisse se provoquer, à moyen ou long terme un effondrement brutal et incontrôlé des terrains ;
- ne pas nuire au développement vinicole de la région ;
- respecter l'environnement (paysage, bruit, pollution...).

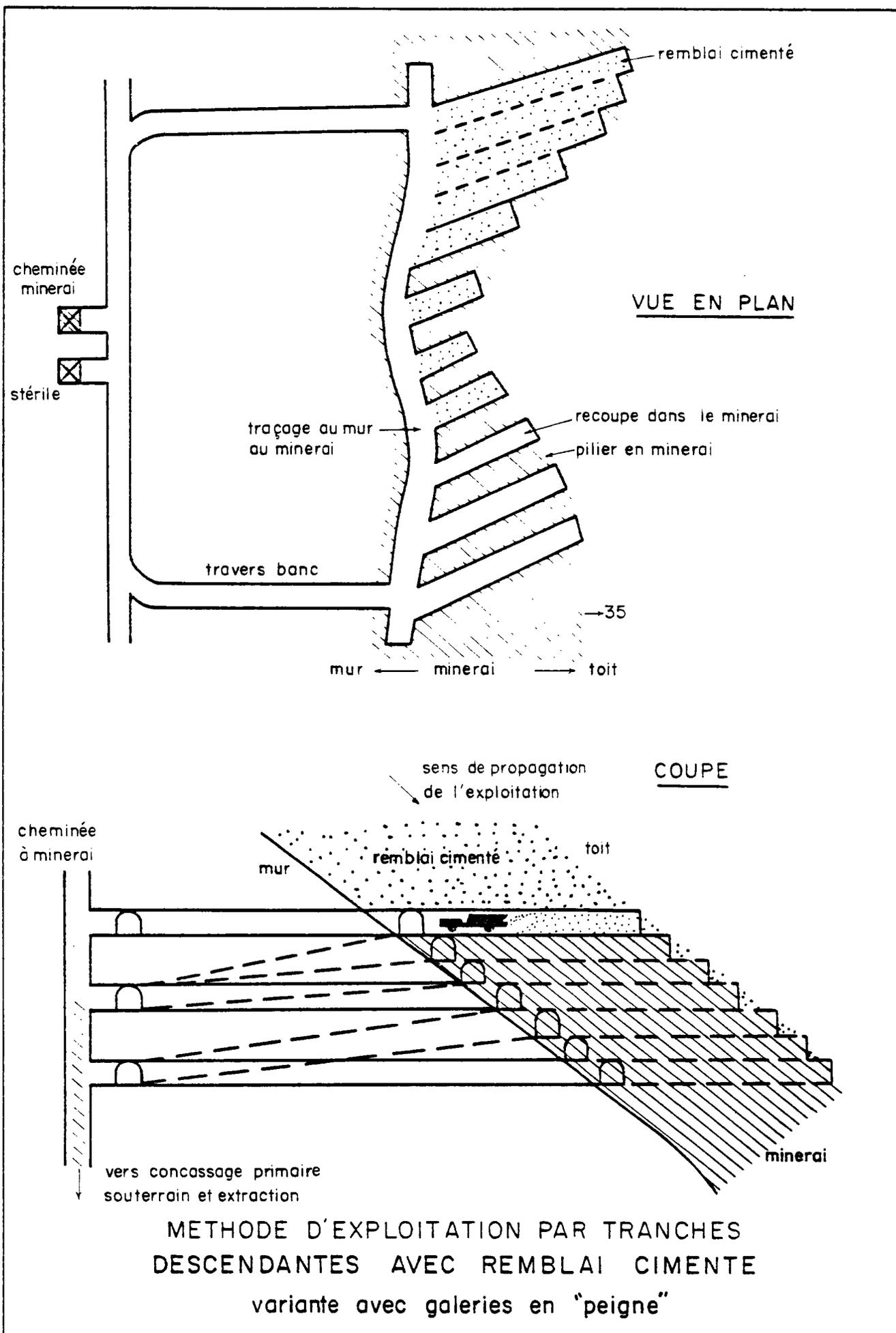
Dans un premier temps, on a procédé à un balayage de nombreuses méthodes, dont certaines ont été étudiées très en détail pour en retenir deux faisant toutes deux appel au **remblayage cimenté** : l'une montante, l'autre **descendante**. Cette dernière, la plus onéreuse mais la plus fiable, a été retenue pour nos évaluations économiques.

Le principe de la méthode consiste à découper le gisement par unités de 50 m longueur environ. Chaque unité constitue un chantier avec un accès à chaque extrémité. On commence par ouvrir une galerie du minerai, le long du mur ; ce traçage sert à ouvrir des recoupes "en peigne" jusqu'au toit du minerai. Après remblayage cimenté de ces dernières et séchage, on est à même de récupérer les piliers de minerai, de les remblayer à leur tour et d'exploiter une nouvelle tranche de minerai 5 m au-dessous.

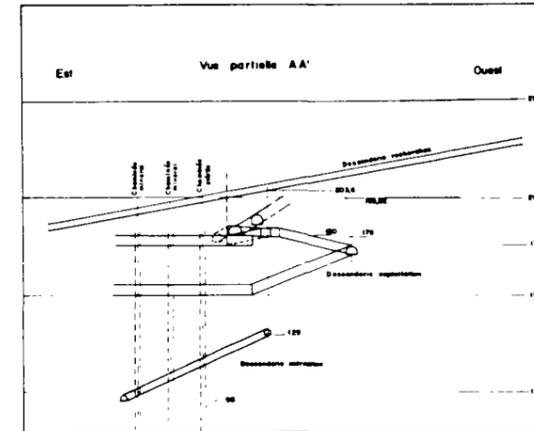
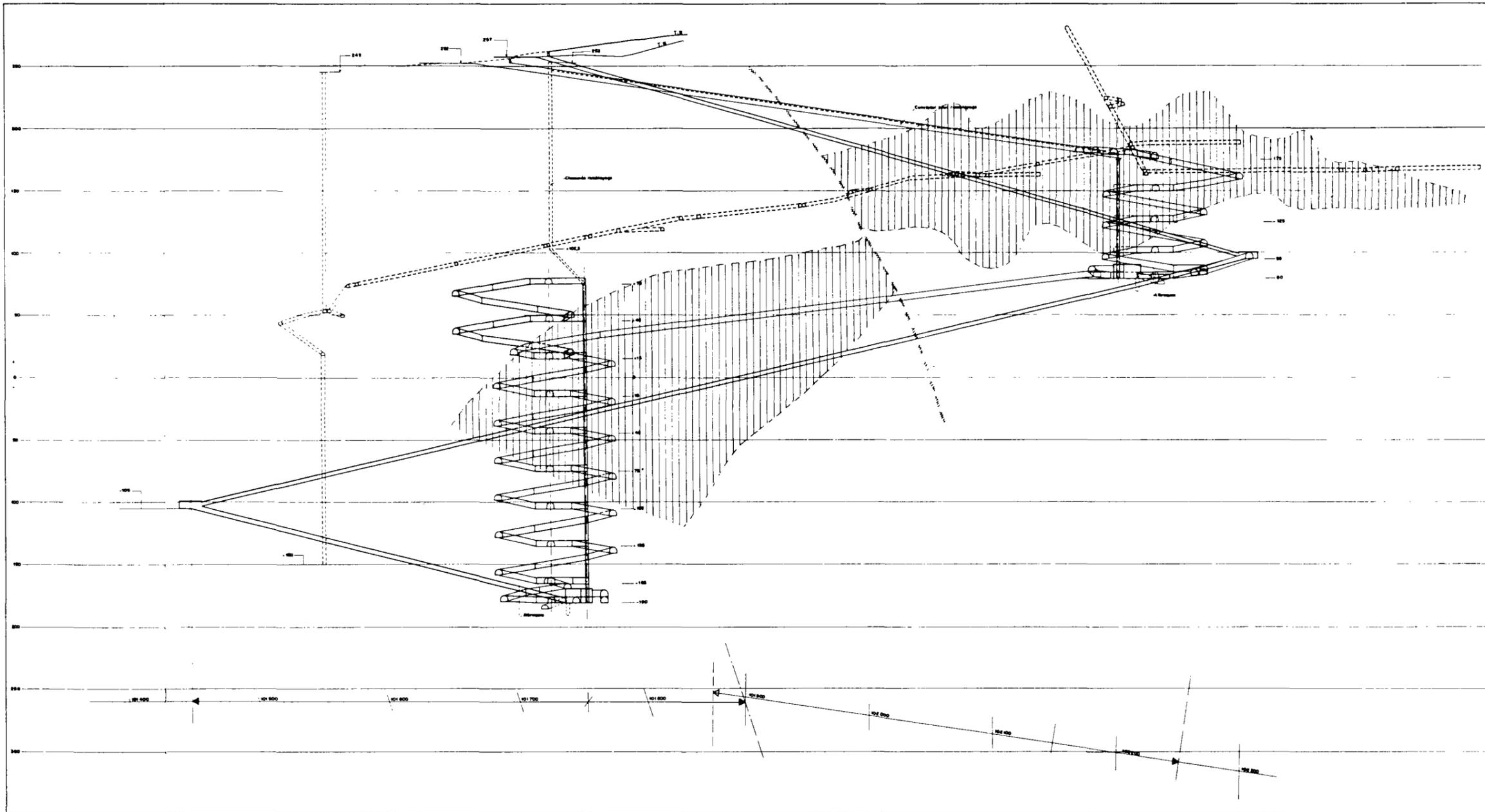
2 - CONCEPTION DE L'OSSATURE

Le minerai abattu par tranche de 5 m est "roulé" par chargeur transporteur diesel jusqu'à une cheminée de jet accessible tous les 25 m de dénivelé (recette). Le minerai (ou le stérile) est soutiré, concassé au fond (concasseur primaire) pour être extrait au jour par un convoyeur à bande placé dans une descenderie spécifique.

Une autre descenderie, de grande section, partant du jour, permet la circulation des engins, du personnel et sert d'entrée d'air à l'exploitation.



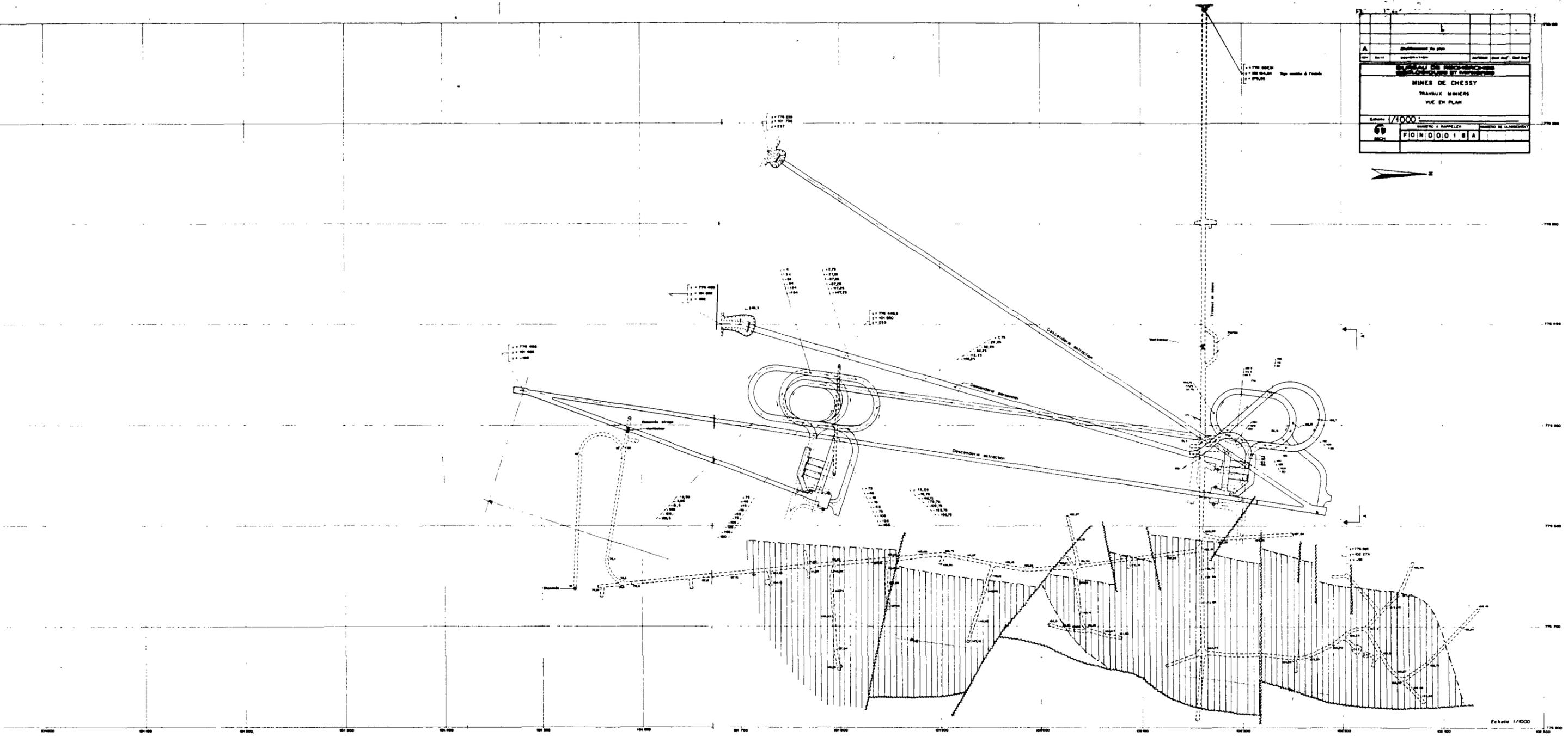




A		Établissement du plan	
REV.	DATE	REVISION	AUTEUR - Chef Proj. - Chef Des.
BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES			
MINES DE CHESSY TRAVAUX MINIERS VUE FRONTALE			
Échelle 1/1000			
NUMÉRO A RAPPELER		NUMÉRO DE CLASSEMENT	
F 010:0019 A			



A		Échelle 1/1000	
BUREAU DE RECONSTRUCTION DES MINES ET MÉTIERS			
MINES DE CHESSEY			
TRAVAUX MINIERS			
VUE EN PLAN			
Échelle 1/1000		NOM DE LA COMMUNE	
FOND		O.D.I.B.A.	



Echelle 1/1000



2.1 - Dimensionnement des galeries

Afin de réduire au maximum les coûts de production on a cherché à mécaniser l'exploitation moyennant l'utilisation d'engins diesel de capacité la plus grande possible (chargeur transporteur à godet de 7 à 10 t par exemple) compatible avec les conditions de tenue et de soutènement. Les formations stériles du mur devront être cadrées et nous avons retenu le plus grand cadre standard qui permet de soutenir des galeries de 6 m de large et 4,50 m de haut (20 m² environ).

Nous savons par ailleurs que l'ouverture de galeries en 20 m² au minerai ne pose pas de problème particulier de soutènement.

2.2 - Découpage du gisement

La distance de roulage des chargeurs transporteurs ne doit pas dépasser 200 à 250 m sous peine de perte importante de rendement. Dans ce cas, une recette permet de desservir un amas d'environ 400 m de longueur. On a donc découpé le gisement en deux unités distinctes :

- l'unité nord peu profonde, bien reconnue par galeries et sondages, à exploiter en premier ;
- l'unité sud plus profonde, moins bien explorée, à exploiter en second lieu.

2.3 - Positionnement de l'ossature

On s'est efforcé de placer le maximum d'ouvrages dans les formations basaltiques du mur, homogènes, réellement de bonne tenue et à ouvrir le minimum de galeries dans les tufs rhyolitiques du mur, plus fracturés.

2.4 - Le roulage

Dans l'unité nord, différents projets d'accès (de la sortie de la recette jusqu'au minerai) ont été étudiés et dessinés pour atteindre le minerai :

- tous les 5 m de dénivelée, il faut 0,006 m de galeries en 20 m² au stérile par tonne de minerai tout-venant, soit (si d stérile = 2,70 t/m³) **0,322 t de stérile par tonne de minerai tout-venant.**

On estime que 1/4 des galeries d'accès sera de bonne tenue (boulonnée, grillagée) et 3/4 de mauvaise tenue (cadrées systématiquement).

2.5 - Les recettes et cheminées de jet

Par commodité, les recettes ont été réparties tous les 25 m de dénivelée, chacune est en liaison avec la descenderie principale en colimaçon. Deux cheminées verticales distantes de 17,40 m ont été prévues, l'une pour le minerai, l'autre pour le stérile. Il s'agit de cheminées creusées au "raise borer" de 2,40 m de diamètre. Pour éviter tout blocage, on placera à chaque point de déversement, une grille de maille 0,40 x 0,40 m. Les blocs restant sur la grille seront cassés à l'aide d'un brise blocs hydraulique.

2.6 - Le concassage fond

Pour l'unité nord, la recette inférieure est à la cote + 95 m, le concassage a donc été positionné à la cote + 80 m. Ce concassage primaire de capacité 250 t/h est justifié par la nécessité de réduire à 100/150 mm la granulométrie des produits à extraire par convoyeur à bande.

2.7 - L'extraction

Une étude comparée de différents moyens d'extraction (camion, puits, convoyeur) a été réalisée, en outre la solution convoyeur à bande est d'un usage classique pour les gisements peu profonds (jusqu'à 300 m de profondeur). Son utilisation est d'une grande souplesse, il peut être rallongé à la demande et permet d'étaler les investissements. C'est la solution qui a été retenue pour Chessy.

2.8 - La descenderie d'accès

Cette descenderie destinée à la circulation du personnel et des engins offre une section libre de 20 m² et une pente de 15 %. Positionnée dans les basaltes au mur du gisement, elle relie le carreau (cote 252 m) à la recette supérieure (175 m) de l'unité nord du gisement, puis elle descend jusqu'à la salle de concassage (cote 80 m). Elle est positionnée pour pouvoir être prolongée vers l'unité sud.

2.9 - La ventilation

*La descenderie d'accès est en entrée d'air. Les chantiers sont aérés via les recettes et travers bancs. L'air remonte par des tubings "noyés" dans le remblai cimenté à intervalle régulier. Il est collecté en partie supérieure par des galeries en 9 à 11 m².

*L'air vicié est évacué :

- . par la descenderie en 9 - 11 m² du BRGM dans laquelle est placée un ventilateur ;
- . par l'extrémité de la descenderie sud du BRGM prolongée vers l'Ouest jusqu'aux formations basaltiques et raccordée au jour par une cheminée de 195 m (+ 52 à + 247 m). Le ventilateur est placé au pied de la cheminée ;
- . par la salle de concassage et la descenderie d'extraction pour évacuation des poussières et éviter l'invasion des fumées en cas de combustion d'une bande transporteuse.

Le débit d'air, calculé sur la base de 30 l/s/cv installé ou 50 l/s/cv utilisé aboutit à un besoin de 85 m³/s.

2.10 - L'exhaure

Les débits d'exhaure enregistrés à ce jour n'ont guère dépassé 20 m³/h même avant obturation des sondages offrant les plus fortes venues d'eau.

On a prévu d'installer une capacité de refoulement de 200 m³/h, avec possibilité d'extension à 300 m³/h.

3 - OBJECTIFS ET MOYENS DE PRODUCTION

La production journalière de minerai provient de deux types d'ouvrages :

- la reconnaissance en 9 m² tous les deux sous-niveaux ;
- le traçage et dépilage en 20 m² par tranche de 5 m.

3.1 - Besoins en travaux de reconnaissance

On estime qu'une reconnaissance de la couche toutes les deux tranches (tous les 10 m de dénivellée) est suffisante pour permettre de planifier l'exploitation. On limitera la section à 9 m² de façon à se ménager une planche de minerai de 2 m et éviter de fragiliser la sole des recoupes qui seront ouvertes ultérieurement lors de l'exploitation de la tranche supérieure. Il faut 2,90 m/jour pour une cadence de 1 250 t/j. Cette volée contribuera à la production 110 t de minerai par jour.

3.2 - Besoins en traçages ou recoups au minerai

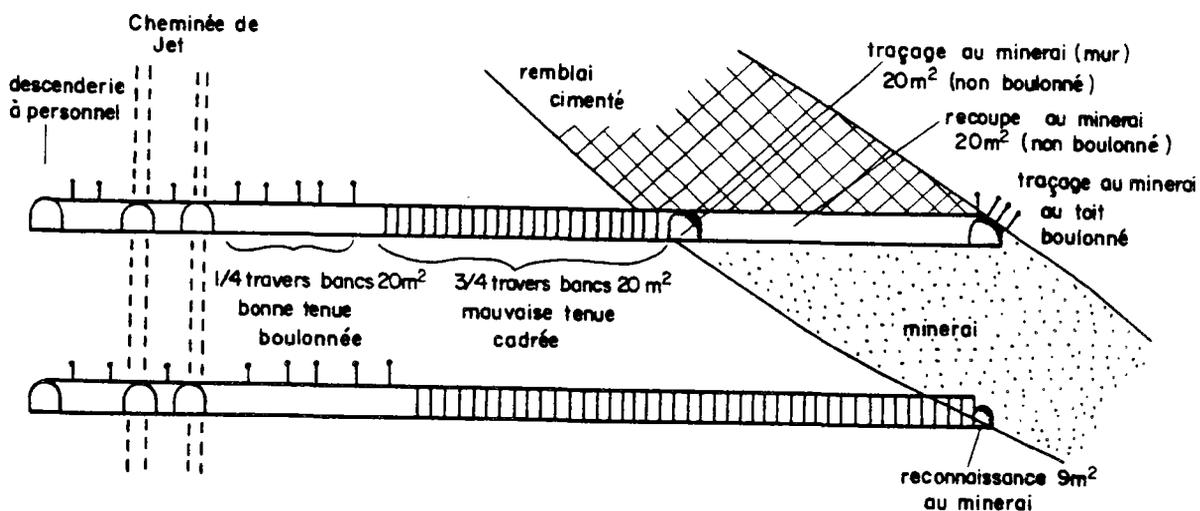
- Minerai restant à produire : 1 140 t/jour ;
- En section 20 m² tonnage abattu 84 t/m de galerie ;
- Métrage à réaliser 13,60 m/jour.

3.3 - Besoins en préparatoires

L'exploitation de l'unité Nord, prise en exemple, demande 0,006 m de galerie au stérile par t de minerai tout-venant ou 0,322 t de stérile/t de minerai.

Les préparatoires représentent 7,50 m/jour de galerie au stérile en 20 m².
Vu la bonne connaissance que l'on a des terrains traversés, on a retenu :

- 1/4 de la longueur en bons terrains (galerie boulonnée et grillagée) ;
- 3/4 de la longueur en mauvais terrains (galerie cadrée).



Coupe transversale schématique

4 - LE REMBLAYAGE

4.1 - Définition des besoins

Au rythme de production de 1 250 t/j de minerai brut, on aura à remblayer 300 m³/j.

4.2 - Matériaux disponibles sur le site

- Le stérile de l'usine

Sachant que la laverie devrait rejeter en stérile l'équivalent de 20 % du tonnage de minerai tout-venant, la quantité utilisable (supérieure à de 50 µ) ne représente que 7 % de l'alimentation, soit environ 20 kt/an, très nettement insuffisant.

- Le "stérile mine" des travaux d'infrastructure

Le stérile provenant des infrastructures créées pour la mise en exploitation de l'unité nord sera produit avant le démarrage de la mine, il est réservé en grande partie à l'édification de la digue à stérile.

Par contre, en cours d'exploitation, les travaux d'infrastructure liés à la mise en exploitation de l'unité sud vont générer un tonnage important de stériles.

- Le stérile des travaux préparatoires

Il est produit journalièrement à la cadence de 0,322 t de stérile par tonne de minerai tout-venant, soit 402 t/j ou 106 000 t/an. Il s'agit essentiellement de roches basaltiques et rhyolitiques situées au mur du gisement et qui, après concassage primaire au fond de la mine, présentent une granulométrie 0 - 150 mm.

- Le stérile "non précisé"

Une provision a été prise en compte pour volées de stériles non programmées telles que des volées au minerai trop diluées, dykes à traverser, etc...

- Le stérile "de dilution"

On s'est réservé la possibilité de placer dans l'usine, en amont du broyage, un "piège gravimétrique" (jigs...) destiné à extraire une partie importante du stérile de dilution et réguler la teneur et la dureté du minerai à traiter. La fraction granulométrique est de l'ordre de 0 - 20 mm.

4.3 - Caractéristiques mécaniques du remblai

Les premiers essais de fabrication de remblais (54 éprouvettes) indiquent les valeurs suivantes :

	Rc
- du 0 - 50 mm à 150 kg/m ³ de ciment	4,5 MPa
- du 0 - 16 mm à 150 kg/m ³ de ciment	4,6 MPa
- du 3 - 16 mm à 150 kg/m ³ de ciment auxquels 10 % de stériles de laverie ont été ajoutés (fraction de 50 μ à 400 μ)	5,6 MPa

On considérera un remblayage sur toute la hauteur de la tranche avec un dosage moyen en ciment de 150 kg/m³, ce qui n'exclut pas la possibilité (si le mode de mise en place le permet) de surdoser la partie inférieure et sous-doser la partie supérieure.

4.4 - Besoins en stérile

1 m³ de remblai contient (densité mesurée à 2 t/m³) :

1 730 kg de stérile (toutes granulométries confondues)
150 kg de ciment
120 kg d'eau

Total 2 000 kg

Les besoins en stérile concassé sont de 300 x 1,73 = 520 t/jour, soit 137 kt/an. Les travaux préparatoires peuvent satisfaire à eux seuls 77 % de ces besoins. Pour le solde, on se référera au paragraphe 4.2.

4.5 - Mode de mise en place du remblai

La solution retenue est le remblayage par projection qui, utilisé avec succès par la Société Metallgesellschaft dans sa mine de Meggen, présente d'indéniables avantages de souplesse de mise en place par rapport au béton pompé traditionnel.

4.6 - Acheminement des matériaux de remblayage

Le stérile provenant de la mine de granulométrie 0 - 150 mm, est stocké dans un silo de capacité 800 t puis traité par campagne dans le concassage secondaire et tertiaire de façon à obtenir les quantités désirées de 0 - 50 mm et 0 - 16 mm qui sont ensuite acheminées par convoyeur à bandes sur l'aire de stockage des matériaux de remblai.

Après soutirage suivant des proportions adéquates, les matériaux sont renvoyés au fond par convoyeur à bande placé dans la descenderie principale puis par une cheminée descendant jusqu'au niveau 95 et desservant au passage les stations de remblayage placées à chaque recette.

4.7 - Transport du ciment

Le ciment est transporté pneumatiquement au fond selon un circuit parallèle à celui du remblai.

4.8 - Fabrication du remblai cimenté

Le remblai cimenté est fabriqué dans une chambre implantée à proximité de la cheminée de descente des matériaux de remblai.

4.9 - Transport et mise en place du remblai

Il est réalisé par des camions de capacité 6 m³ équipés, à l'arrière, d'une bande tournant à grande vitesse et capables de projeter le remblai à 14 m de distance et 8 m de hauteur.

4.10 - Besoins en camion

Avec une disponibilité de 5,2 h/poste et pour un trajet moyen de 300 m, on réalise 14,2 cycles par camion de 6 m³ soit 85 m³/poste/camion. Pour 300 m³/jour à deux postes, il faudra 3,5 camions, soit deux camions par poste.

5 - SERVICES COMMUNS

5.1 - Ravitaillement en fuel des engins

Les besoins en fuel s'élèvent à 1800 litres/jour dont plus de la moitié pour les chargeurs-transporteurs et les camions. Ces engins sont censés remonter au jour en fin de poste pour l'entretien ; leur plein peut être assuré à ce moment là.

Il reste à approvisionner les autres engins moins mobiles, les 300 à 400 litres par poste restants seront transportés par un véhicule spécialement aménagé.

5.2 - Approvisionnement à stockage des explosifs

On évitera la création d'un dépôt d'explosifs pour éviter d'avoir à supporter le coût du gardiennage, excessif pour une modeste consommation journalière (660 kg/j). La proximité de Lyon le permet.

5.3 - L'entretien

Il n'est pas prévu d'atelier d'entretien au fond. Les engins mobiles tels que chargeurs et camions remonteront au jour en fin de poste. Les autres, moins mobiles, tels que les Jumbos, ou moins vulnérables tels que les engins à plateforme élévatrice, subiront l'entretien courant dans le chantier, ils ne remonteront au jour que pour un entretien périodique. Il pourra largement être fait appel à la sous-traitance.

6 - EVALUATION DU COUT OPERATOIRE

Données de base pour un poste :

- temps passé 8 h
- disponibilité de la main-d'oeuvre 6,5 h
- temps de disponibilité des engins diesel 5,2 h

Pour une production de 330 kt/an (1 250 t/j x 6 j/semaine), les dépenses se répartissent de la façon suivante :

330 kt/an - 1 250 t/j - 6 j/an	Personnel	Elec- tricité	Sous- traitance	Consom- mables			
- Préparatoires liés au minerai extrait	}	0,89		17,75			
- Provision pour volées stériles				10,00			
- Production				20,33			
- Remblayage				24,36			
- Services communs				37,21	}		1,02
. concassage primaire				0,77			1,02
. extraction				0,84			0,02
. exhaure				0,30			0,40
. ventilation				1,54			0,40
. entretien pistes							0,37
. véhicules de liaison							
. réseau eau (fond)							
. dépôt explosifs							
. études géotechniques			1,45				
. entretien électromécanique	9,02						
TOTAL = F/t	46,23	4,34	1,45	74,83			

Pour l'unité nord peu profonde - Total = 126,85 F/t

Pour l'unité sud (supplément d'extraction et d'exhaure) :

- 128,19 F/t pour l'unité sud avec concassage à - 40 m
- 129,53 F/t pour l'unité sud avec concassage à - 140 m.

7 - COUT D'INVESTISSEMENT

SPECIFICATIONS DU MATERIEL					DECOMPOSITION DES COUTS HT en KF				
Designation	Unit	Quant.	Puiss. InstKW	Poids t	Prix Unitair	Prix Total	Prix Transp.	Montage & G.C.	COUTS TOTAUX
DESCENDERIE PRINCIPALE						300	4	40495	40799
RECETTES A MINERAIS						655	7	12067	12729
INSTALLATION DE REMBLAYAGE			200	233		8759	68	10381	19209
CONCASSAGE FOND						4728	79	3160	7967
EXTRACTION MINERAIS						5354	80	6986	12420
EXHAURE MINE			260	36		1029	19	2223	3271
VENTILATION MINE						851		4222	5073
ALIMENTATION ELECTRIQUE						2349	9	1788	4145
ENGINS MOBILES MINE			2352	227		19486	67		19553
S/TOTAL MINE			2812	496		43512	333	81322	125167

IV - L'USINE DE TRAITEMENT

1 - STOCKAGE ET MANUTENTION DU MINERAI ET STERILE TOUT-VENANT

Le stockage au sol du minerai et du stérile occupant une place excessive, il a fallu envisager la mise en place de 4 silos de \varnothing 8 m : 1 x 800 t pour le stérile et 3 x 1 250 t pour le minerai soit 3 jours de production.

2 - LE CONCASSAGE SECONDAIRE ET TERTIAIRE

Dimensionné pour un débit de 144 t/h (débit moyen horaire 99 t/h), le circuit est classique puisque la réduction à 50 mm puis 16 mm s'effectue grâce à deux Symons cones, le deuxième (tête courte) étant en circuit fermé sur un crible.

3 - LE STOCKAGE DU MINERAI CONCASSE ET L'ECHANTILLONNAGE

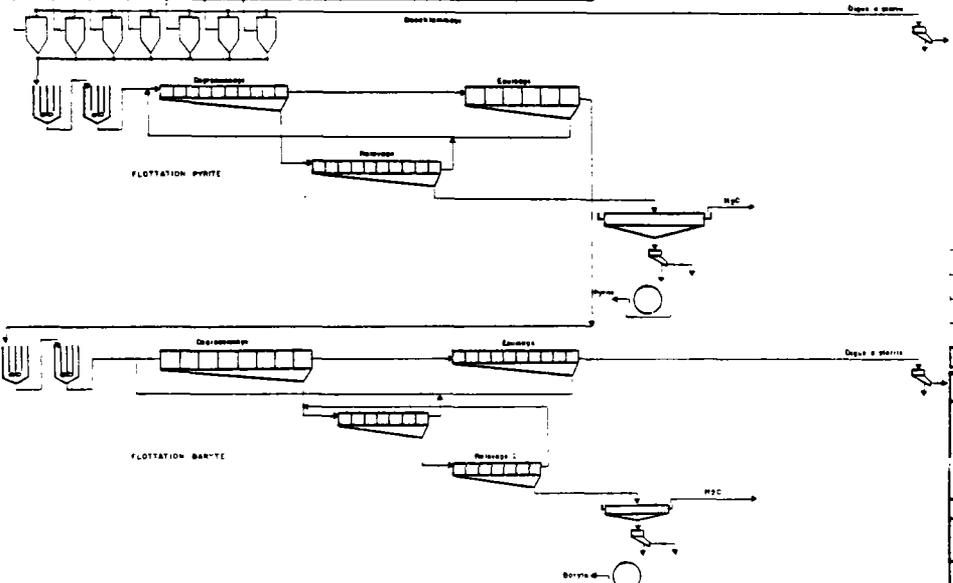
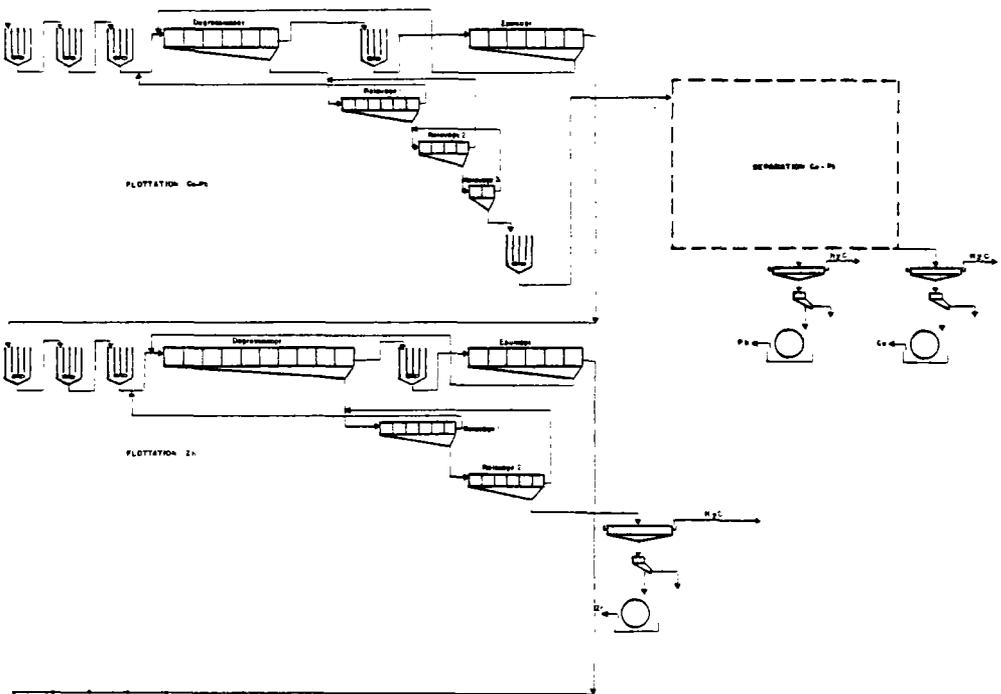
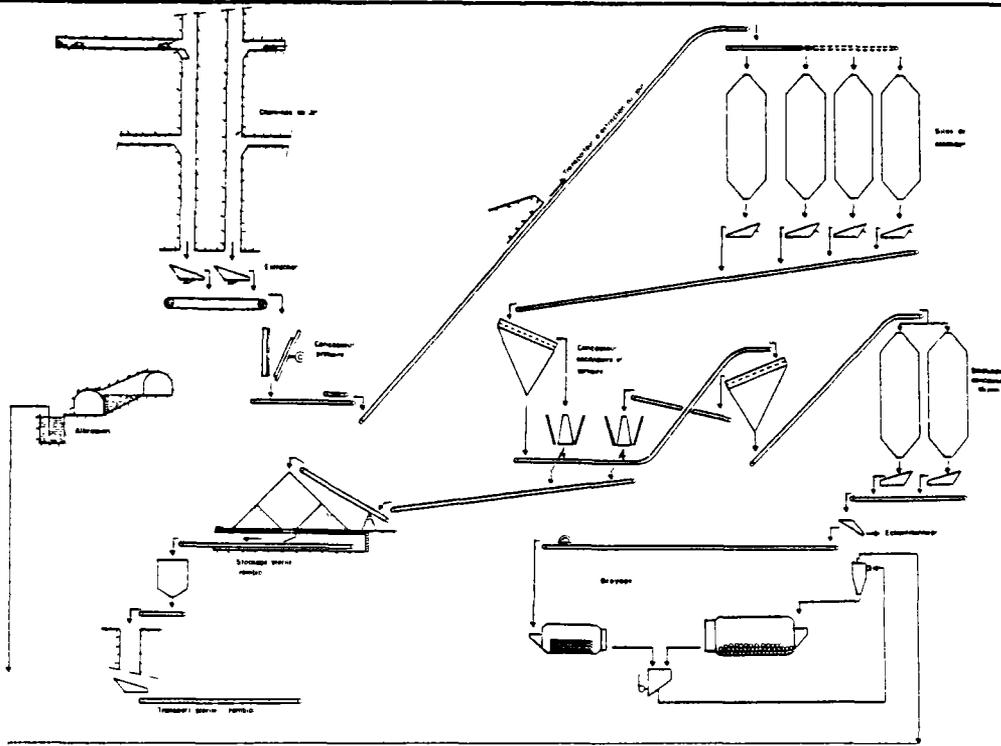
Le minerai concassé à environ 16 mm est stocké dans deux silos de capacité totale 2 500 t soit 2 journées de marche. L'installation d'échantillonnage est destinée à connaître tonnage et teneur du minerai entrant en usine et par conséquent à établir le bilan global du traitement. Elle est identique à celle de Salsigne qui donne toute satisfaction.

4 - LE BROyage - CLASSIFICATION

La libération des sulfures demande un broyage à $d_{80} = 75 \mu\text{m}$ et ce, tout en évitant de surbroyer la baryte, minéral essentiellement fragile. C'est la raison pour laquelle on a retenu le schéma classique d'un broyage en deux étapes :

- broyage ménagé dans un broyeur à barres de 2,30 m de diamètre x 5 m de longueur ;
- classification par cyclonage de préférence à un classificateur à vis ;
- rebroyage de la sousverse dans un broyeur à boulets dimensionné à 3 m de diamètre sur 5 m de longueur.

Ils sont dimensionnés pour 67 t/h pour un débit moyen horaire de 52 t/h. La dureté du minerai étant variable et fonction de la proportion de pyrite d'une part, de silicates provenant de la dilution d'autre part, les broyeurs sont équipés de moteurs à vitesse variable commandés par l'unité logique centrale.



A Etablissement du plan

REV. DATE DESIGNATION AUTEUR: Chef Proc. Chef Car.

BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES

CHESSY

USINE DE TRAITEMENT

FLOW SHEET

Manutention des minerais et stériles

Echelle

RAC- N. DE CLASSEMENT

JOU 00022A



Le bâtiment de broyage est conçu pour pouvoir abriter un séparateur gravimétrique (de type jig par exemple) qui, mettant à profit le contraste de densité minéral/stérile, permettrait d'éliminer une partie importante du stérile de dilution ; cette séparation gravimétrique n'a pas encore été testée, l'intérêt économique pas encore démontré, il s'agit d'une option pouvant apporter une amélioration appréciable.

5 - LA FLOTTATION

On flottera dans l'ordre :

- la chalcopryrite (avec la galène lorsqu'elle est présente) ;
- la blende ;
- la pyrite ;
- la baryte.

On a donc 4 bancs de cellules avec bien entendu pour chacun d'entre eux dégrossissage, épousage, relavage ; la capacité des cellules et leur nombre ont été calculés en fonction des paramètres fournis par les essais pilote.

La séparation de la pyrite est précédée d'une phase de deschlammage destinée à augmenter les vitesses de flottation et éviter les surconsommations de réactifs, ceci pour des sous-produits sur lesquels ne repose pas l'économie du projet.

Le stérile pompé vers les digues est donc constitué par deux flux :

- . la surverse du deschlammage ;
- . les rejets de la flottation de la baryte.

Les techniques modernes d'analyse des pulpes en continu permettent d'automatiser la distribution des réactifs et de suivre ainsi les variations de teneurs en différents minéraux.

Le projet a pris en compte :

- .les analyseurs en continu des solides (procédé par fluorescence X commercialisé par Outokumpu) : Cu, Pb, Zn, Fe, Ba ;
- .4 analyseurs en continu des liquides (procédé "Pirana" du BRGM) : réactifs organiques et minéraux ;
- .une unité logique centrale (Proscon process autom. d'Outokumpu) qui collecte les informations, les traite et renvoie les ordres aux distributeurs de réactifs.

6 - L'ÉPAISSISSAGE ET LA FILTRATION

Étant donné le nombre de concentrés produits (4 à 5), il est logique que cette unité soit en tête des installations de stockage et reprise de concentrés. Dans cette étude on a évalué plus précisément la solution transport par chemin de fer avec embranchement particulier (variante n° 2), l'unité de filtration se trouve donc à plusieurs centaines de mètres de l'unité de flottation.

Les quatre épaisseurs et filtres ont été dimensionnés à partir des données fournies par les essais pilotes ; il s'agit de filtres à tambour classiques. Des essais complémentaires préciseront l'intérêt économique d'y adjoindre des rouleaux presseurs afin de diminuer le taux d'humidité de certains concentrés.

7 - LA SÉPARATION PLOMB - CUIVRE DANS LE CONCENTRÉ "BULK"

La teneur en plomb considérée à l'échelle du gisement est faible et d'incidence négligeable sur la commercialisation. Au niveau de la production de quelques milliers de tonnes ou d'une expédition de 1200 t de concentrés, elle peut être beaucoup plus importante (surtout à l'extrémité nord du gisement. Cette question n'a pas été éludée, plusieurs possibilités s'offrent à l'exploitant :

- soit, à la demande, épurer la fraction fine du bulk (uniquement cette fraction car elle contient l'essentiel de la galène). Deux procédés donnent satisfaction : la séparation magnétique haute intensité et la flottation en pulpe chaude. Le concentré de galène ne représente qu'un faible tonnage, une installation de filtration et un volume de stockage réduits suffiront. On commercialise alors un concentré cuivre et accessoirement un concentré de galène.
- soit, à la demande également, "aiguiller" le concentré bulk vers une 5ème installation de filtration et de stockage. On commercialise alors un concentré cuivre et un concentré bulk Pb-Cu. L'évaluation des investissements prévoit une provision du montant de la réalisation de cette deuxième alternative.

8 - LA PREPARATION DES REACTIFS

Onze réactifs différents devront être utilisés. Il s'agit de :

	g/t
. chaux Ca(OH) ₂	3 000
. acide sulfurique	500
. aerofloat 238	200
. amyloxanthate de K (Aéro - 350)	125
. méthyl iso butyl carbinol (MIBC)	40
. melioran B109	500
. sulfate de zinc	300
. sulfate de cuivre	400
. anhydride sulfureux (SO ₂ gaz)	500
. hexametaphosphate	35
. silicate de sodium	500
	6,1 kg/t

9 - INVESTISSEMENT

Les tableaux ci-après détaillent le calcul des coûts d'investissement, on peut les résumer comme suit :

SPECIFICATIONS DU MATERIEL					DECOMPOSITION DES COÛTS HT en KF				
Designation	Unit	Quant.	Puiss. InstKW	Poids t	Prix Unitair	Prix Total	Prix Transp	Montage & G.C.	COÛTS TOTAUX
MANUTENTION MINERAIS ET STERIL						2087	36	3231	5354
CONCASSAGE JOUR			322	180		4649	52	1144	5845
STOCK., ECHANT., ALIM., BROYAGE			31	128		3463	40	2206	5708
BROYAGE DES MINERAIS			1123	325		9941	96	4194	14230
FLOTTATION						20512	151	6144	26808
FILTRATION						6828	46	2192	9066
PREPARATION DES REACTIFS						2898	32	1290	4220
SEPARATION PB/CU						1733	4	1934	3670
S/TOTAL USINE			1477	633		52110	456	22335	74901

Les renouvellements sont évalués à 5 % par an du montant des équipements et ce sur la durée de vie de l'exploitation (sauf les deux dernières années).

10 - COUT OPERATOIRE

	Quantité	Prix unitaire	F/jour 1 250 t/j	F/t minéral
* Concassage II et III				
- pièces d'usure	100 g/t	12 F/kg	1 500	
- lubrifiants			125	
- pièces de rechange mécaniques			1 000	
- pièces de rechange électriques			250	
- énergie électrique	2,84 kWh/t	0,43 F/kWh	<u>1 527</u>	
			s/t 4 402	3,52
* Stockage - Echantillonnage - Broyage				
- barres et boulets	800 g/t	5,50 F/kg	5 500	
- blindages pour deux broyeurs				
. releveurs	1 jeu/220 j	325 kF	1 477	
. plaques virole et grilles	1/2 jeu/220 j	650 kF	1 477	
- lubrifiants			60	
- pièces de rechange mécaniques			250	
- pièces de rechange électriques - électroniques			625	
- énergie électrique	25 588 kWh	0,43 F/kWh	<u>11 003</u>	
			s/t 20 392	16,31
* Flottation Cu, Zn, Py, Ba				
- réactifs				
. chaux Ca(OH) ₂	3 000 g/t	0,50 F/kg	1 875	
. acide sulfurique	500	0,69	431	
. Aerofloat 238	200	14,50	3 625	
. Amylxanthate de K (Aero - 350)	125	12,75	1 992	
. Methylisobutylcarbinol (MIBC)	40	10,95	548	
. Meljoran B 109	500	7,80	4 875	
. sulfate de zinc	300	3,22	1 208	
. sulfate de cuivre	400	5,64	2 820	
. anhydride sulfureux (gaz)	500	1,82	1 138	
. Hexametaphosphate	35	7,95	348	
. silicate de sodium	500	0,84	525	
	6,1 kg/t		(19 385)	
- lubrifiants			250	
- pièces de rechange électromécaniques			5 000	
- engins de manutention (réactifs)			700	
- énergie électrique	29 472 kWh	0,43 F/kWh	<u>12 673</u>	
			s/t 38 008	30,40
* Filtration				
- toiles de filtre et divers			750	
- énergie électrique	4 267 kWh	0,43 F/kWh	<u>1 835</u>	
			s/t 2 585	2,07
* Provision pour entretien sous-traité			6 250	<u>5,00</u>
TOTAL				57,30

V - DEPOT DES STERILES DE L'USINE

On a étudié et comparé le maximum de possibilités soit dizaine de sites, quatre d'entre eux ont été sélectionnés (n° 5-6-7-8), le site n° 6 a été retenu pour l'évaluation des coûts, car mieux étudié (tranchées, prélèvements et essais géotechniques, calcul des conditions de stabilité de la digue).

1 - PRINCIPES

- Il faut prévoir un dépôt de stérile dont la capacité permette de couvrir la durée de vie de l'exploitation telle qu'elle est programmée, sinon plus, éventuellement en envisager deux, ce qui peut donner plus de souplesse à l'exploitation.
- Il faut bien sûr s'assurer de la stabilité à long terme de la digue, de sa protection contre le ruissellement ou les crues, ce qui compromet le schéma classique qui consiste à construire la digue avec la fraction sableuse la plus grossière du stérile de flottation. On propose ici une digue construite en enrochements.
- Les enrochements les moins coûteux sont les stériles des travaux préparatoires de la mine, extraits avant le démarrage de l'exploitation. On doit donc s'assurer qu'ils sont suffisants pour la constitution de la digue.
- On évitera d'empiéter sur le vignoble et plus généralement, on privilégiera les solutions portant le moins atteinte à l'environnement.
- On recherchera l'accord du Comité technique permanent des barrages (CTPB) qui peut demander à être informé et consulté dès que la hauteur de la digue dépasse 10 m et qui l'exige dès qu'elle atteint 20 mètres.

2 - NATURE DU PRODUIT A DEPOSER

- Il s'agit d'un sable composé de :
 - 50 % de produit de deschlammage < 40 μ
 - 50 % de produit plus grossier 40 à 150 μ
- La densité sèche du produit est de 1,75 t/m³.
- L'humidité du produit égoutté est de l'ordre de 20 % (par rapport au poids humide).
- La densité humide du produit égoutté varie de 2,05 à 2,20 ; on retiendra la valeur de 2,10 t/m³.
- Ce produit est pompé et déposé en milieu basique (pH : 9 à 12).

3 - QUANTITE ANNUELLE A DEPOSER

Compte tenu de la gangue silicatée présente dans le minerai massif, de la dilution à l'exploitation, de la récupération imparfaite de la flottation, le stérile produit représente 15 à 25 % (on a retenu 20 %) du tonnage de minerai entrant en laverie. Il faudra donc déposer :

Réserves exploitables	Stérile sec	Stérile humide (H ₂ O = 0,25 % poids humide soit 33 % poids sec)	Volume à déposer (d = 2,10)
3 645	729 kt	972 kt	463 000 m ³
5 645	1 129 kt	1 505 kt	717 000 m ³

3.1 - Solution 6 : vallon de la Ronze : digue en aval de l'"Etang du maire"

*Implantation : entre l'"Etang du maire" et l'axe de la descenderie de recherches.

*Digue :

- forme générale rectiligne avec une aile légèrement orientée vers l'amont à chaque extrémité,
- hauteur 20 m (274 à 294 m) par rapport à la surface du sol naturel,
- longueur en crête : 320 m,
- largeur du couronnement : 6 m,
- pente amont et aval 26°5 (2 ml pour 1 m),
- volume d'enrochement nécessaire : 95 000 m³,
- assises : arène granitique en rive gauche et dans l'axe du vallon, roche volcanique altérée sur le flanc rive droite. Le fond du vallon montre sur 40 m de largeur un remplissage silteux gorgé d'eau, épais de 4 m et de propriétés mécaniques médiocres.

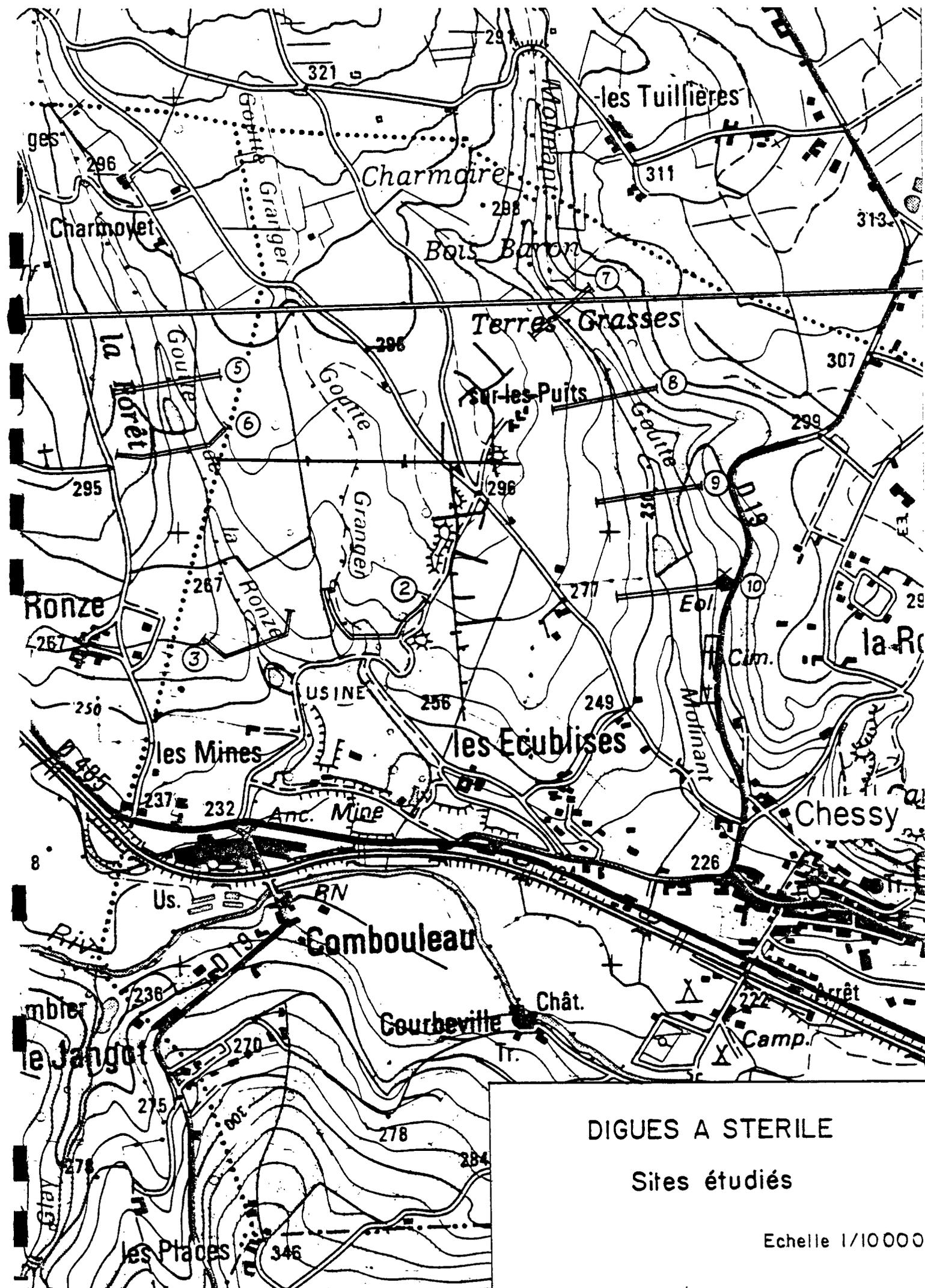
*Capacité de la retenue : 560 000 m³ (de la cote 274 à 293 m, cote de déversoir), soit plus que les besoins de l'exploitation programmée.

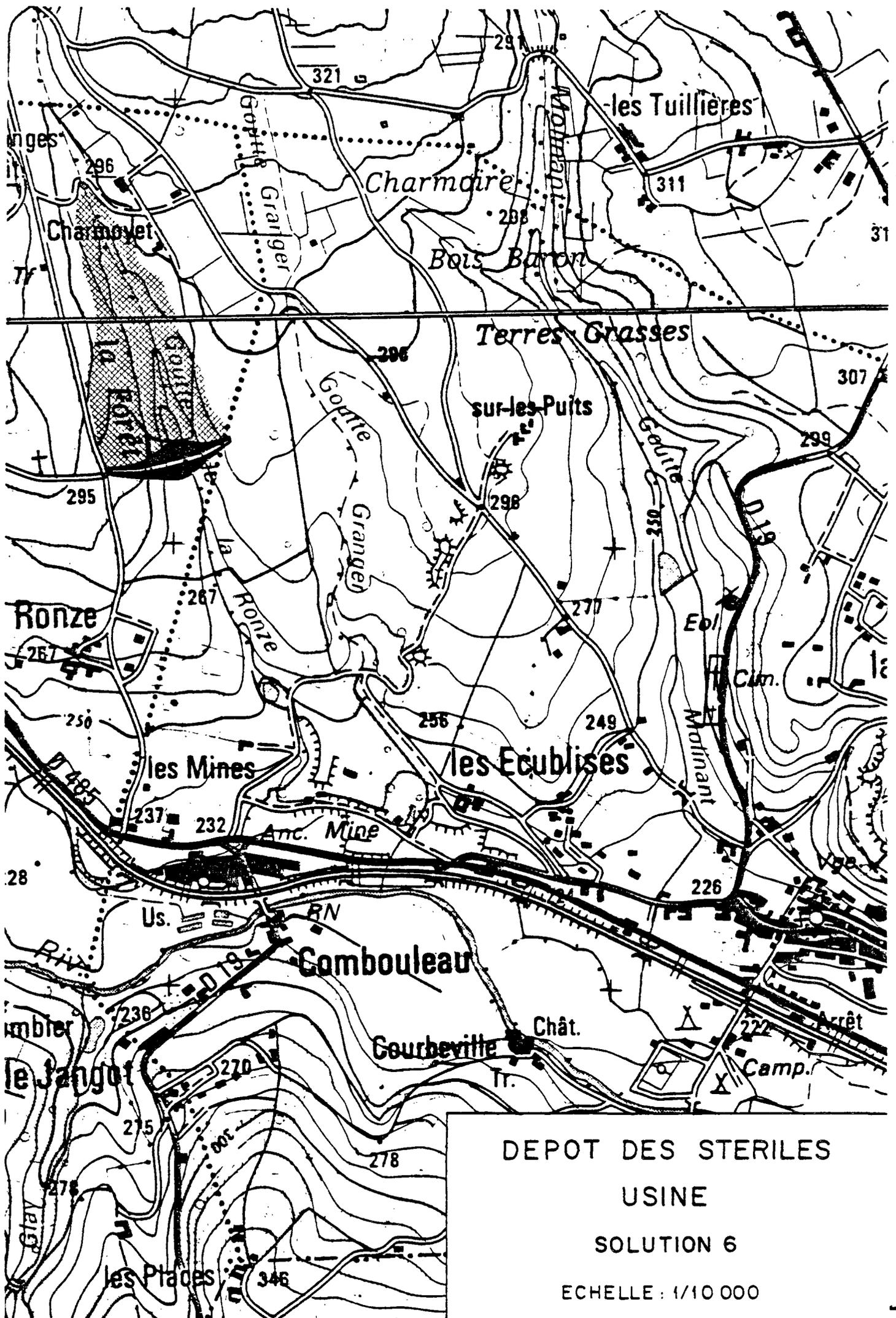
*Impact sur l'environnement :

- terrains occupés : principalement prairies, forêt et quelques centaines de m² de vigne en aval du déversoir,
- commune du Breuil non soumise à Plan d'Occupation des Sols (POS).

*Liaison usine - digue

- distance : 750 m
- hauteur de refoulement : 50 m
- nécessité, comme pour la solution 5, d'une piste de liaison le long du vallon de la Ronze.





DEPOT DES STERILES
USINE
SOLUTION 6

ECHELLE : 1/10 000

***Etudes et travaux réalisés**

Ce projet a été étudié en détail, on a réalisé :

- des plans et coupes au 1/1 000 qui ont permis la cubature de la digue et de la retenue pour différentes hauteurs,
- une reconnaissance par 11 tranches jusqu'à 5 m de profondeur suivant les axes E-W et N-S de la digue,
- le prélèvement d'échantillons de sols non remaniés pour essais géotechniques de cisaillement par le laboratoire de géotechnique du BRGM à Orléans.

***Avantages**

- capacité dépassant de 20 % les besoins de l'exploitation programmée,
- rapport volume d'enrochement/capacité le meilleur pour le vallon de la Ronze.

***Inconvénients**

- le sommet de la digue atteint le niveau de la route ; augmenter la capacité reste possible mais limité.

***Conclusion : solution la plus attrayante, elle a servi de base de calcul pour notre projet minier.**

4 - COUT OPERATOIRE (hors main d'oeuvre)

-Energie électrique 792 kWh/j x 0,43 F	341 F/j
-Consommables (garnitures de pompe...)	1 441 F/j
	<hr/>
	1 782 F/j soit 1,43 F/t

VI - ALIMENTATION EN EAU INDUSTRIELLE

1 - RAPPEL DES BESOINS

Pour une cadence de 330 kt/an, les besoins en eau claire sont de 90 m³/h, que l'on compte obtenir de la façon suivante :

-20 m³ à partir de l'exhaure de la mine (qui devrait être de pH basique en raison de l'utilisation du remblai cimenté) ;

-70 m³/h à partir de l'aquifère des grès du Trias.

2 - MODE DE PRELEVEMENT

Le niveau hydrostatique est à la cote 234 m à l'extrémité du sondage S178 ; il est à la cote 220 m au point le plus bas de la vallée soit l'Azergues.

Il est proposé un sondage vertical, au marteau fond de trou, à partir du jour, de 100 à 160 m de profondeur de préférence à un sondage carotté horizontal à partir des travaux miniers.

3 - SELECTION DU SITE

En première approximation, la géologie locale nous oblige à nous placer dans une bande parallèle et 200 à 400 m à l'Est de la faille N20. Il est important que le sondage recoupe les grès du Trias et atteigne le contact paléogéographique grès-siltites, discontinuité favorable à des circulations d'eau.

L'implantation proposée se situe dans la vallée, à l'angle de l'ancienne route départementale D485 et la voie communale n° 106 dite "de Saint Gobain".

4 - RESERVOIR

L'orifice du sondage étant à la cote 225 m, l'eau doit refouler vers un réservoir où sont rassemblées les eaux de recyclage, d'exhaure et l'eau claire. Ce réservoir est en charge par rapport à l'usine de flottation (sol à 247 m). Trois sites se présentent favorablement : ils sont représentés sur le plan au 1/10 000 ci-joint.

Le site B a été arbitrairement retenu pour nos estimations.

Pour une autonomie de 6 à 9 heures, la capacité du réservoir doit être de l'ordre de 800 m³.



5 - COUT OPERATOIRE (eau claire + eau de recyclage)

-Energie électrique	1 392 kWh/j à 0,43 F	599 F/j
-Pièces de rechange		200 F/j
		<hr/>
		799 F/j soit 0,64 F/t

VII - REJET DES EFFLUENTS

1 - DEBIT DES EFFLUENTS

On rejettera dans le réseau hydrographique l'équivalent de l'exhaure de la mine (20 m³/h) plus les 70 m³/h prélevés dans l'aquifère, soit au total 90 m³/h.

2 - POINT DE REJET

Si le projet de digue à stérile retenu se situe dans le vallon de la Ronze, les rejets s'effectueront dans le ruisseau du même nom ou, si nécessaire, dans l'Azergues toute proche.

3 - COMPARAISON DES REJETS AUX NORMES A RESPECTER

Afin de se tenir à l'abri de toute critique, on s'est imposé, en accord avec la Direction Départementale de l'Agriculture, le respect de la norme 1B pour l'Azergues.

Le débit d'étiage de référence est de 170 l/s soit 610 m³/h. Donc la norme s'applique sur 90 m³/h d'effluent dilué par 610 m³/h d'eau supposée pure.

*Au niveau des substances minérales, on constate que seule la teneur en zinc dépasse les normes et uniquement dans les rejets de flottation de la pyrite. On y a remédié de la façon suivante :

- en réduisant la consommation totale de sulfate de zinc de 1600 g/t à 300 g/t ;
- en flottant la pyrite à un pH de 7,5 au lieu de 5,8, on réduit de façon importante la solubilité du sulfate de zinc ;
- en régulant la distribution des réactifs automatiquement en fonction des besoins, on ne consomme que la quantité de réactifs utile à la flottation, ceux-ci restant piégés à la surface des grains de concentrés.

*Au niveau des substances organiques, on ne dispose malheureusement pas d'analyses mais l'expérience d'autres exploitations dans le monde, traitant des minerais comparables, confirme la dégradation de ces réactifs lors de leur transit par les digues à stérile (exemple Mine de Zinkgruvan DB07 eau de filtration 11 à 67 mg/l, surverse digues à stérile 2 à 7 mg/l, recyclage 0,4 à 6 mg/l. Ce flux une fois dilué et satisfait à la norme de 3 à 5 mg/l).

A la sortie du collecteur récupérant les eaux décantées, on contrôlera en permanence la composition des eaux notamment pour les éléments à surveiller, mais en principe aucun traitement ne s'avère nécessaire. Les eaux pourront être décantées une fois de plus dans les bassins existants en contrebas de la descenderie de recherche, avant d'être déversées dans le ruisseau de la Ronze.

4 - COUT OPERATOIRE

Produits chimiques : provision	125 F/jour
Outillage - Pièces de rechange	20
Energie électrique 120 kWh/j à 0,43 F	52
Analyses de contrôle - Prestations	82
	<hr/>
Total	279 F/j soit 0,22 F/t

VIII - ALIMENTATION EN ENERGIE ELECTRIQUE

1 - LES BESOINS EN PUISSANCE ELECTRIQUE

Pour une exploitation à la cadence de 1 250 kt/an, on évalue à 4 - 4,5 MW la puissance à souscrire. La subdivision EDF de Vienne, responsable de ce secteur, a été informée du projet dès octobre 1985 de façon à intégrer ces données dans son plan d'extension du réseau 60 kV ; elle est périodiquement tenue au courant de l'évolution du projet.

Elle s'est engagée à pouvoir délivrer cette puissance dès 1988.

2 - CONCEPTION DE L'ALIMENTATION

L'alimentation actuelle consiste en une antenne de 9 km, en tension 20 kV reliant de la sous-station de Civrieux-sur-Azergues au transformateur moyenne/basse tension près de l'usine Mathelin. Cette ligne traverse le futur carreau : on ne peut être mieux placé.

3 - COUT OPERATOIRE

La tarification préconisée est le "Tarif vert A" à cinq postes horosaisonniers. Le moment venu, il sera temps de choisir la meilleure version tarifaire : "général" ou "longue utilisation".

En attendant, on s'est calé sur le montant facturé à d'autres exploitations minières françaises : le kWh revient en moyenne à 0,43 F.

IX - TRANSPORT DES CONCENTRES

1 - GENERALITES

1.1 - Tonnages et caractéristiques des produits à transporter

Pour une production annuelle de 330 kt/an de minerai brut :

Minerai extrait Teneur diluée	Récupération au traitement	Teneur concentré	Tonnage conc.secs	H ₂ O	Tonnage conc.humides
%	%	%		%	#
2,23 Cu	92	28,3	23.923	9,5	26.000
9,60 Zn	94	56,0	53.177	11	59.000
35,22 Py	83	98,8 Py	97.639	8	105.000
28,3 BaSO ₄	77	98 BaSO ₄	77.377	6	78.000
			248.116		268.000

Le tonnage à transporter avoisine 280 kt/an, soit 1015 t par jour travaillé (264 j/an), ce qui correspond à la capacité de :

- 0,9 train complet par jour,
- 41 camions semi-remorques de 25 t,
- 4 péniches de gabarit Freycinet 250 t,
- 0,8 péniche de gabarit Rhéna.

1.2 - Destination des concentrés

Au niveau de ce rapport, on s'est abstenu d'orienter le choix de l'investisseur et de l'exploitant futur sur tel ou tel client potentiel ; on a donc étudié un grand nombre de solutions envisageables.

2 - TRANSPORT PAR CAMIONS

Le transport par camions a été envisagé et, à un stade précoce, des contacts ont été établis avec une société de transport.

La distance moyenne mine-consommateur est, quel que soit le concentré, de l'ordre de 700 km ; en supposant une rotation tous les trois jours, le parc représenterait 100 à 150 camions, ce qui représente une activité pouvant intéresser beaucoup de transporteurs.

3 - TRANSPORT PAR VOIE FERREE

La réalisation d'une "installation terminale embranchée" (ITE) autorise l'application de la tarification prévue pour l'expédition de trains complets de 18 à 20 wagons pour un tonnage utile de 1 200 à 1 340 t maximum. Le tarif de base dépend de la nature des marchandises, il est minimal pour les marchandises en vrac et en fait varie peu selon que le concentré est de cuivre, zinc, fer ou baryte.

Plusieurs solutions ont été étudiées :

3.1 - Solution 1 - Gare de Lagny-le-Bois d'Oingt

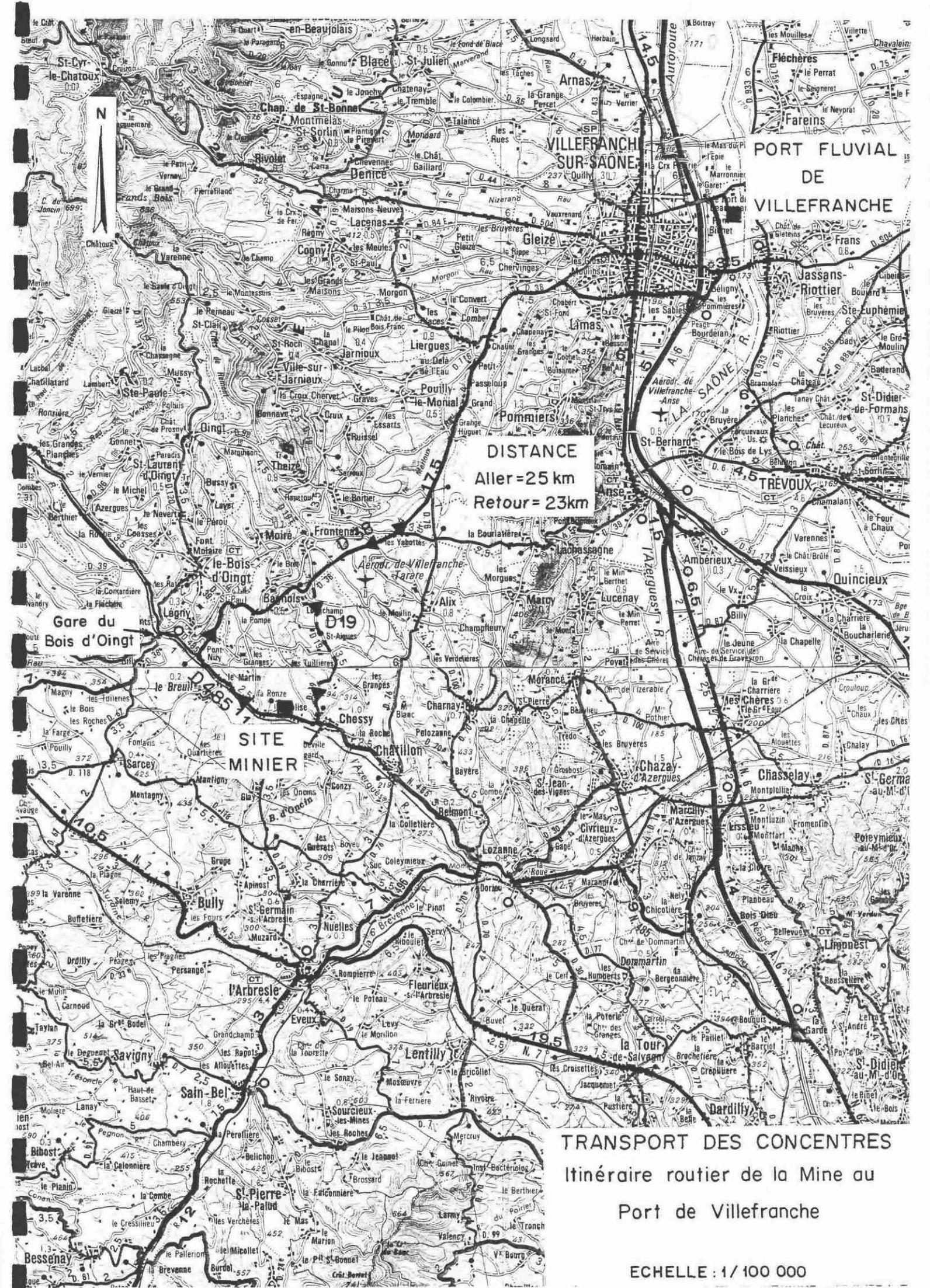
Cette gare située aux "Ponts Tarets" à 4 km de la mine, au bord du CD 485 et en rive gauche de l'Azergues offre une infrastructure ferroviaire qui ne nécessite qu'une remise en état sommaire.

3.2 - Solution 2 - Embranchement particulier à Chessy

Trois variantes techniquement réalisables ont été étudiées en détail, deux d'entre-elles nécessitent une barrière pour traverser le CD 485.

3.3 - Solution 3 - Chargement ferroviaire au port de Villefranche

Le port de Villefranche à 23 km de la mine bénéficie d'un embranchement particulier qui pourrait être rallongé jusqu'aux installations de stockage des concentrés. L'objectif serait de saturer en priorité le trafic par péniches, le complément étant assuré par voie ferrée (trains complets). Dans ce cas, le stockage principal se situe au port.



DISTANCE
Aller = 25 km
Retour = 23km

TRANSPORT DES CONCENTRES
Itinéraire routier de la Mine au
Port de Villefranche

ECHELLE : 1 / 100 000

4 - TRANSPORT PAR VOIE NAVIGABLE

4.1 - Gabarit des voies navigables

La Saône, tout comme le Rhône, est accessible à des péniches de gros gabarit. Sur l'axe Marseille - Mâcon (gabarit 4 500 t) circulent des péniches de 2 000 t, des barges poussées de 4 000 t, des cargos fluviomaritimes.

Par contre, pour des destinations au Nord de Châlons-sur-Saône et en l'absence d'une liaison pour gros gabarit Saône - Rhin, on se limite à des péniches de 250 t (gabarit Freycinet longueur 38,50 m).

4.2 - Le port public de Villefranche-sur-Saône

Le nouveau port, offre une façade fluviale de 2 km de long et une "bordure" aménageable longue de plusieurs centaines de mètres. C'est ce site qui a particulièrement retenu notre attention. Son trafic actuel avoisine 140 000 t.

Son point fort est d'être trimodal, c'est-à-dire qu'il est conçu pour permettre des échanges rail - route - voie d'eau.

Un des avantages du transport fluvial est l'importance du tonnage pouvant être instantanément expédié (2 000 à 4 000 t) en particulier vers le Sud. Il est donc préférable d'avoir le stockage principal au port et un stockage minimum à la mine, la liaison (23 km) étant assurée par camions.

Deux projets ont été étudiés en détail :

- stockage en stalle, reprise des concentrés par chargeur et chargement des péniches par convoyeur à bande ;
- stockage en stalles longitudinales, reprise des concentrés et chargement des péniches par pont roulant.

Un autre projet est également envisagé :

- stockage en fosse le long du quai et chargement des péniches par grue équipée de benne preneuse.

5 - TRANSPORT MIXTE VOIE FERREE - VOIE NAVIGABLE

Cette solution, applicable aux produits exportés dans les pays situés à l'Est et au Nord Est de la France, est un compromis qui permet de tirer parti au mieux des tarifs ferroviaires métropolitains et des meilleures conditions de transport fluvial. Elle consiste à acheminer les concentrés par trains jusqu'au port de Frouard (près de Nancy) et à transborder le contenu d'un train complet dans une péniche de gabarit rhénan (formule utilisée avec succès depuis plusieurs années pour expédier la barytine de Chaillac à Cologne).

6 - COUT OPERATOIRE

Ce coût inclut le coût du chargement de wagons d'une part et le coût du transport SNCF d'autre part :

-coût du chargement des wagons : le chargement et le pesage sont assurés par un homme (à 1 poste) équipé d'un chargeur type Cat. 980, d'une draine radiocommandée et d'un pont bascule automatique. Le coût des consommables s'élève à :

. chargeur 980	6 h x 262,38 F/h =	1 574
. draine	6 h x 50 F/h =	300

1 874 F/poste
soit 1,50 F/t de minerai brut

-le coût du transport est pris en compte au niveau du calcul de la recette carreau mine. A la différence du coût du chargement, il n'entre pas directement dans la constitution du coût opératoire.

Les coûts des différents moyens de transport ne sont pas négociés, on peut les considérer comme des prix plancher. Les coûts de transport par chemin de fer résultent d'une proposition écrite ce qui explique qu'ils aient été retenus pour l'évaluation économique, mais ceci ne présume en aucune façon du choix qui pourra être fait par l'opérateur minier.

COMPARAISON DES COÛTS DE TRANSPORTS DE CONCENTRES EN F/t 1986
(Hors investissement des installations de chargement)

Destination	Hoboken (Belgique)	Noyelles G./ Auby (France)	Venise (Italie)	Bad Honningen (Allemagne)	Homberg (Allemagne)	Dieuze (Moselle-France)
Solution						
* Tonnage annuel humide de référence	26 Kt conc. Cu - Pb	59 kt conc. Zn	105 Kt conc. Pyrite	78 Kt conc. Barytine	conc. Pyrite	conc. Barytine
* TRAIN DIRECT						
- distance km	(628 + 121 = 749)	(629)	(329 + 504 = 833)	(459 + 191 = 650)		
- coût train	195,75	124,37	78,69 + 87,89	161,86		
- retour à vide	5,00	5,00	5,00	5,00		
- prime régularité	0	0	0	0		
- prime programmation	0	0	0	0		
TOTAL	200,75	129,37	171,58	166,86		
* TRAIN + PENICHE	Via Nancy (Frouard)	Via Nancy (Frouard)	Via Fos S/mer	Via Nancy (Frouard)	Via Nancy (Frouard)	
- distance par train km	(316)	(316)	(308)	(316)	(316)	
- coût (train)	101,08	101,08	90,12	101,47	101,47	
- retour à vide	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00	
- prime régularité	-6,00	-6,00	-6,00	-6,00	-6,00	
- prime programmation	-4,00	-4,00	-4,00	-4,00	-4,00	
- transport portuaire	9,39	9,39	70 (?)	9,39	9,39	
- distance par péniche	(?)	(?)		(?)	(?)	
- coût (péniche)	43,47	55,50(estimé)	77 (2)	26,01	34,98	
- frais fixes			2	5,16		
TOTAL	149,04	160,97	234,12	137,03	140,84	
* TRAIN si départ du Bois d'Oingt - plus value	+ 6 F	+ 6 F	+ 6 F	+ 6 F	+ 6 F	
* CAMIONS + PENICHES (via Villefranche)						
- transport camion 23 km	15	15	15	15		
- transit portuaire Villefranche	10	10	10	10		
- transport péniches	135,75	118,20	40	126,23		
- assurances	3,90	3,30	0,40	0,60		
- manutention	-	-	30(1)	-		
- transport maritime	-	-	77(2)	-		
- douane	2,00	-	2,00	2,00		
- frais affrètement	0,60	0,60	-	0,60		
	167,20	147,10	174,40	154,40		
* CAMIONS uniquement						
- distance tarifaire	(750)	(616)	(734)			(446)
- transport camion	192	179,50(1)	188 ?			142,20(3)
- frais de douane	28	-	28			-
	220	179,50	216			142,20
* CAMION + TRAIN (via Villefranche)						
- distance tarifaire km		(594)				
- transport camion 23 km		15				
- transit portuaire Villefranche		10				
- transport train		191				
- bonification		-42				
- taxe de raccordement		0,35				
		174,35				
* CAMION + FLUVIO MARITIME (via Villefranche)						
- distance tarifaire km						
- transport camion 23 km			15			
- transit portuaire Villefranche			10			
- transport fluvio-maritime			275			
- assurances			0,4			
- taxe douanière			2			
			302,4			

(1) Transbordement de cale à cale. Si stockage sous hangar ajouter 40 F

(2) Navire de 5000 t

(3) Prix TRO 1985 avec application de la remise maximum de 23,1 %

X - SERVICES TECHNIQUES AUTRES

Ont été regroupés dans les services techniques :

- le dépôt des stériles de l'usine (détaillé précédemment),
- l'alimentation en eau industrielle (détaillée précédemment),
- le rejet des effluents (détaillé précédemment),
- l'alimentation et la distribution électriques (détaillées précédemment),
- le stockage et le chargement des concentrés (détaillés précédemment).

Cette rubrique couvre également un certain nombre d'autres activités :

- les ateliers d'entretien : pour la commodité du calcul, les effectifs ont été ventilés entre la mine et l'usine, à l'exception de l'encadrement commun (1 ingénieur chef d'atelier et 1 ETAM),
- le laboratoire : les moyens à mettre en oeuvre et le coût des équipements de ce laboratoire ont été définis par le département MGA du BRGM à Orléans,
- les recherches et développement de l'usine,
- voirie - Réseau de distribution,
- service Recherche-Topographie-Dessin.

Le coût opératoire (consommables et prestations extérieures) se ventile comme suit :

Services techniques Récapitulatif	Energie électrique	Sous- traitance	Consom- mables	TOTAL F/t
<u>Non financés par PRG</u>				
- dépôt des stériles	0,27	-	1,16	1,43
- alimentation en eau industrielle	0,48	-	0,16	0,64
- rejets des effluents	0,04	0,07	0,11	0,22
- alimentation électrique	-	-	0,56	0,56
- chargement des concentrés	-	-	1,50	1,50
- ateliers communs	0,29	-	0,48	0,77
- laboratoire	0,12	-	1,20	1,32
- VRD	<u>0,17</u>	<u>0,27</u>	<u>0,05</u>	<u>0,49</u>
TOTAL	1,37	0,34	5,22	6,93
<u>Financés par PRG</u>				
- recherches usine	-	-	0,67	0,67
- recherches géologiques	<u>0,06</u>	<u>6,06</u>	<u>1,73</u>	<u>7,85</u>
TOTAL	0,06	6,06	2,40	8,52



XI - SERVICES ADMINISTRATIFS ET SOCIAUX

Les différents postes pris en compte dans cette rubrique et que ne détaillerons pas, sont les suivants :

- hygiène et sécurité,
- service achats-magasin,
- service comptable et du personnel,
- commercialisation des concentrés,
- entretien bureaux, douches,
- bâtiments annexes (cantine, salle de réunion...),
- télésurveillance,
- gardiennage,
- direction,
- frais de siège,
- maîtrise du foncier.

La ventilation des dépenses par rubrique (hors main d'oeuvre) est la suivante :

Services administratifs et sociaux	Energie électrique	Sous-traitance	Consom- nables	Total F/t
- Hygiène et sécurité	-	-	0,70	0,70
- Service achats magasin	0,08	-	0,33	0,34
- Bureaux	0,18	2,73	5,36	8,27
- Commercialisation des concentrés	-	-	-	P.M.
- Entretien bureaux - douches	0,19	-	0,95	1,14
- Bâtiments annexes	0,03	-	0,04	0,07
- Frais de siège	-	1,52	-	1,52
- Service comptable et du personnel	-	-	-	P.M.
TOTAL F/t	0,41	4,25	7,38	12,04

XII - LE PERSONNEL

1 - DETERMINATION DE LA DUREE LEGALE DU TRAVAIL

Selon le statut du mineur, le nombre de postes de travail de huit heures rémunérés se décompose comme suit (on peut se référer par exemple à l'année 1986) :

-jours calendaires	365
-dimanches	- 52
-samedis	- 52
-jours fériés autres que samedis et dimanches	- 10
-jours de rattrapage (quarantième heure)	- 6
	<hr/>
Nombre de postes rémunérés	245
Congés payés 25 jours ouvrés	- 25
	<hr/>
Nombre de postes travaillés	220

2 - EVALUATION DU COUT DE LA MAIN D'OEUVRE

La rémunération est établie conformément au statut du mineur, mis à jour le 1er octobre 1976. Il est défini à partir des deux grilles d'indices, l'une pour les agents du jour, l'autre pour les agents du fond.

Le calcul des charges patronales/rémunération brute pour un mois de rémunération donne les fourchettes suivantes :

ouvrier	: 56 à 60 %
ETAM	: 50 à 60 %
Cadre	: 40 à 46 %

On s'est constitué des grilles de référence de coût de la main d'oeuvre (valeur du point avril 1986) qui incluent l'absentéisme directement à charge de l'employeur (congrés payés, formation, activités légales...) dont le taux a été évalué à 13,5 %.

3 - EFFECTIFS POUR UNE CADENCE DE 1250 t/J A 5 J/SEMAINE

Les effectifs ont été déterminés en premier lieu sur la base de 5 jours de travail par semaine.

Désignation	Ingén.	ETAM	Ouvrier	TOTAL
MINE (53)				
* Production - préparatoire - remblayage	1	3	39	43
* Entretien électromécanique		2	8	10
USINE (23)				
* Concassage II-III minerais stérile broyage - flottation - filtration	1	3	12	16
* Entretien électromécanique		4	3	7
SERVICES TECHNIQUES (14)				
* Laboratoire	1	1	2	4
* Recherches et développement usine	1			1
* Géologie/sondages - géométrie - dessin	1	3	2	6
* Chargement des concentrés			1	1
* Atelier entretien électromécanique non ventilé	1	1		2
- mine = voir chap. mine				
- usine = voir chap. usine				
SERVICES ADMINISTRATIFS ET SOCIAUX (21)				
- sécurité		1	1	2
- service achats-magasin		4	2	6
- commercialisation des concentrés	1	2		3
- entretien divers carreau		2		2
- services du personnel et comptable	1	5		6
- direction	1	1		2
TOTAL.....	9	32	70	111

4 - INCIDENCE DU TRAVAIL 6 JOURS PAR SEMAINE (MINE ET USINE)

Pour que nos estimations soient prudentes quant au coût du personnel, nous avons chiffré la solution où le sixième jour travaillé (essentiellement en mine et usine) le serait totalement en heures supplémentaires.

Dans la réalité, on évitera les heures supplémentaires systématiques en recourant à la création d'emplois supplémentaires, ce qui aura pour effet :

- d'avoir de meilleures conditions de travail,
- de créer les emplois supplémentaires correspondants,
- de diminuer les coûts par rapport à notre estimation.

5 - COUT DU PERSONNEL : RECAPITULATIF

Pour 1250 t/j - 6 jours par semaine - 330 Kt/an

	F/t
*Mine	
-production - préparatoires - remblayage	37,21
-entretien électromécanique	9,02
sous-total	<u>46,23</u>
*Usine	
-concassage II et III minerai + stérile - broyage flottation - filtration	14,01
-entretien électromécanique	6,68
sous-total	<u>20,69</u>
*Services techniques	
-laboratoire	3,89
-recherches et développement usine	-
-chargement des concentrés	0,63
-géologie/sondages - géométrie - dessin	3,76
-atelier d'entretien électromécanique (non ventilé)	2,10
. mine (voir § mine)	-
. usine (voir § usine)	-
sous-total	<u>10,38</u>
*Services administratifs et sociaux	
-sécurité	1,49
-service achats magasins	3,68
-commercialisation des concentrés	2,43
-entretien divers carreau	1,45
-services du personnel et comptable	4,69
-direction	2,41
sous-total	<u>16,15</u>
TOTAL GENERAL	<u>93,45</u>
*Dépenses financées par PRG	
-recherches usine	1,13
-recherches géologiques	1,31
	<u>2,44</u>

CHESSY

SYNTHESE
DES COUTS



1 - RAPPEL DES DONNEES TECHNIQUES

1.1 - Données de base

L'évaluation économique a été établie sur les bases suivantes :

- tonnage
 - . exploitable(1) démontré 3,645 Mt (entrée usine)
 - . potentiel immédiat + 2,0 Mt
- cadence 330 kt/an sauf 247,5 kt l'année 1 (montée en production)
- durée de vie
 - . 1er cas (tonnage démontré) : 12 ans
 - . 2ème cas (tonnage démontré + potentiel) : 18 ans
- tonnage journalier 1 250 t/j
- rythme de travail 264 j/an (6 j/semaine)
 - . mine 2 postes/jour
 - . usine 3 postes/jour
 - . services administratifs et sociaux 1 poste/jour
- méthode d'exploitation : tranches descendantes sous remblai cimenté
- concassage fond et extraction par convoyeur à bande
- traitement
 - . concassage minéral et stérile,
 - . séparation gravimétrique non incluse mais emplacement prévu,
 - . broyage ménagé en deux étapes,
 - . flottation automatisée de 4 produits : Cu, Zn, pyrite, baryte,
 - . séparation Pb-Cu incluse (forfait),
 - . filtration,
 - . stockage des concentrés capacité 15 jours de production environ.
- expédition par voie ferrée. Solution n° 2 embranchement particulier
- digue à stérile dans le vallon de la Ronze (digue n° 6)
- alimentation en eau industrielle : pompage dans la nappe des grès du Trias.

1.2 - Séquences d'exploitation

La séquence d'exploitation retenue est la suivante :

- années 1 à 4 - exploitation des panneaux 10, 20 et 30 (nord),
- années 5 à 11 - exploitation du panneau 50 (sud),
- année 12 - exploitation du panneau 50 (fin) + et du panneau 40,
- années 13 à 18 - exploitation du potentiel au Sud-Est.

(1) Résulte d'un tonnage géologique de 4,4 Mt affecté d'un taux de dilution, de défruitement et dont on a abandonné certains panneaux de valeur insuffisante dans les conditions économiques actuelles.

Le calcul économique a montré l'intérêt d'exploiter le panneau 40 (minerai plus dilué d'où teneurs plus basses) le plus tard possible quitte à anticiper les travaux d'ossature du panneau sud.

L'ossature permettant d'exploiter les panneaux 10, 30 et 40 est réalisée dans les années - 2 et - 1.

L'ossature permettant d'exploiter le panneau 50 est réalisée dans les années 3 et 4.

L'ossature permettant d'exploiter le potentiel sud-est est réalisée dans les années 11 et 12.

Le tableau ci-après (fin § 1.3) indique l'évolution annuelle des tonnages et teneurs du minerai entrant dans l'usine.

1.3 - Bilan minéralurgique année par année

Années		1	2 à 4	5	6 à 10	11	12	13 à 18
MINERAI								
Tonnage	kt/an	247,5	330	330	330	330	330	330
Cu	%	2,25	2,25	2,26	2,27	2,26	2,02	2,27
Pb	%	0,32	0,32	0,30	0,29	0,29	0,18	0,29
Zn	%	8,14	8,14	9,83	10,68	10,53	7,26	10,68
Ag	%	18	18	20	22	22	20	22
Pyrite	%	32,99	32,99	39,35	42,58	42,63	43,78	42,58
Baryte	%	28,58	28,58	26,69	25,73	25,48	19,83	25,73
CONCENTRES								
Bulk Cu/Pb								
Tonnage	ts	18 117	24 156	24 189	24 222	24 090	21 318	24 090
Cu	%	28,27	28,27	28,38	28,42	28,44	28,84	28,44
Récupération	%	92,00	92,00	92,00	92,00	92,00	92,00	92,00
Rp	%	7,32	7,32	7,33	7,34	7,30	6,46	7,30
Zinc								
Tonnage	ts	34 006	45 342	55 044	59 961	59 103	40 458	59 103
Zn	%	56,00	56,00	56,00	56,00	56,00	56,00	56,00
Récupération	%	94,48	94,48	95,07	95,31	95,28	94,52	95,28
Rp	%	13,74	13,74	16,68	18,17	17,91	12,26	17,91
Pyrite								
Tonnage	ts	68 854	91 806	108 438	116 886	117 084	121 407	117 084
Pyrite	%	98,80	98,80	98,84	98,86	98,87	99,05	98,87
Récupération	%	83,32	83,32	82,54	82,23	82,28	83,23	82,28
Rp	%	27,82	27,82	32,86	35,42	35,48	36,79	35,48
Baryte								
Tonnage	ts	55 069	74 415	70 686	68 970	68 079	50 688	68 079
SO ₄ Ba	%	98,00	98,00	98,00	98,00	98,00	98,00	98,00
Récupération	%	77,33	77,33	78,65	79,58	79,37	75,88	79,37
Rp	%	22,55	22,55	21,42	20,90	20,63	15,36	20,63

2 - COUT OPERATOIRE - RECAPITULATIF

2.1 - Divers non détaillés et imprévus

On a jugé prudent de majorer les coûts de 5 à 15 % suivant le cas pour divers non détaillés et imprévus.

C'est ce total majoré qui est pris en compte dans les projections financières.

2.2 - Récapitulatif

On trouvera dans le tableau ci-après le récapitulatif des coûts d'exploitation par section et par nature de frais.

	Personnel	Sous-traitance	Electricité	Consommables	TOTAL F/t
Mine	46,23	1,45	4,34	74,83	126,85
Usine	20,69	6,20	21,63	29,47	77,99
Services techniques	10,38	0,34	1,37	5,22	17,31
Services administratifs et sociaux	<u>16,15</u>	<u>4,25</u>	<u>0,41</u>	<u>7,38</u>	<u>28,19</u>
Total F/t	93,45	12,24	27,75	116,90	250,34
Dépenses finançables par la PRG					
Etudes de traitement	1,13	-	-	0,67	1,80
Recherches géologiques	<u>1,31</u>	<u>6,06</u>	<u>0,06</u>	<u>1,73</u>	<u>9,16</u>
	2,44	6,06	0,06	2,40	10,96
Surcoûts					
* Unité sud : concassage à - 40			+ 1,14	+ 0,20	+ 1,34
* Unité sud : concassage à - 140			+ 1,14	+ 0,20	+ 1,34

On remarquera que des dépenses pour recherches géologiques destinées à explorer les extensions du gisement ont été provisionnées et qu'en contre partie il n'a pas été tenu compte de l'accroissement de réserves que laissent espérer ces recherches.

3 - COUT D'INVESTISSEMENT

1 - Frais d'établissement

Ils incluent :

- les études complémentaires à réaliser,
- l'ingénierie,
- l'équipe de projet,

pour un montant total de 36.029 + 22.797 KF (voir tableau ci-après) à répartir sur 2,5 années précédant la mise en production.

2 - Achats de terrains

Le montant a été estimé à 1596 KF, pouvant être revu à la baisse grâce à la location.

3 - Investissement technique

Le tableau ci-après en donne la ventilation par classe d'immobilisation.

Le montant des divers non détaillés et imprévus est inclus à la hauteur de 5 à 15 %.

Le montant total s'élève à $248.475 - 22797 = 225.671$ KF à répartir sur 2 années.

4 - RENOUELLEMENTS

On a tenu compte :

- des travaux d'ossature à réaliser pour la poursuite de l'exploitation vers le Sud,
- de renouvellements d'engins (durée devis 10 à 12 000 h),
- d'un investissement annuel équivalent à 5 % de la valeur des équipements de l'usine.

SPECIFICATIONS DU MATERIEL		DECOMPOSITION DES COÛTS HT en KF					CLASSES D'IMMOBILISATIONS		TOTAL
Designation	Unité	Quant.	Puiss. InstkW	Poids t	Prix Unitair	Prix Total	Prix Transp & G.C.	COÛTS TOITAU	
DESCENDRIE PRINCIPALE					300	40495	4	40799	
RECETTES A MINERAIS					655	12067	7	12729	
INSTALLATION DE REMBLAYAGE			200	233	8759	19209	68	19209	
CONCASSAGE FOND					4728	3160	79	7967	
EXTRACTION MINERAIS					5354	6986	80	12420	
EXHAURE MINE			260	36	1029	3271	19	3271	
VENTILATION MINE					851	4222	9	5073	
ALIMENTATION ELECTRIQUE					2349	1788	9	4145	
ENGINS MOBILES MINE			2352	227	19486	67	18921	19553	
S/TOTAL MINE			2812	496	43512	333	81322	125167	
MANUTENTION MINERAIS ET STERIL					2087	3231	36	5354	
CONCASSAGE JOUR			322	180	4649	52	1144	5845	
STOCK. ECHANT., ALIM., BROYAGE			31	128	3463	40	2206	5708	
BROYAGE DES MINERAIS			1123	325	9941	96	4194	14230	
FLOTTATION					20512	151	6144	26808	
FILTRATION					8828	46	2192	9066	
PREPARATION DES REACTIFS					2898	32	1290	4220	
SEPARATION PB/CU					1733	4	1934	3670	
S/TOTAL USINE			1477	633	52110	456	22335	74901	
ATELIERS D'ENTRETIEN COMMUNS					4147	36	1548	5732	
DIGUE A STERILES					969	9	2565	3543	
ALIMENTATION EAU INDUSTRIELLE					713	6	748	1466	
EPURATION DES EFFLUENTS					220		341	561	
LABORATOIRE					1013		992	2008	
ALIMENTATION ELECTRIQUE, S/ST					4069		1610	5679	
VDRIE. RESEAU DISTRIBUT. FLUIDE					1080		2158	3238	
STOCKAGE DES CONCENTRES					3377	34	5642	9053	
EMBRANCHEMENT FERROVIAIRE					1183	11	6086	7281	
SERV. GEOL., TOPOGR., DESSIN					600			600	
S/TOTAL SERV. TECHN.			0	0	17371	95	21691	39158	
BUREAUX					1061		1890	2951	
HYGIENE ET SECURITE					390			390	
MAGASINS					1078	14	579	1670	
DOUCHES ET LAMPISTERIE					1242		1553	2795	
SERVICES ADMINISTR. ET SOCIAUX					210		735	945	
TELESURVEILLANCE					500			500	
S/TOTAL S.A.S.					4481	14	4756	9250	
TOTAUX			4288	1129	0	117474	898	130103	248475

N° de l'lig	CLASSES D'IMMOBILISATIONS					TOTAL GENERAL
	Frais d'établis	6C bat. Tx.m.infr	Mat.amt accéléré	Equip. & outillage	Agencet. Install.	
1	9522	30973		127	177	40799
2	12067	385			278	12729
3	252	9533	2118	6710	596	19209
4		1873		4349	1745	7967
5		6199		5331	891	12420
6		1853		801	617	3271
7		3903		550	620	5073
8	526		16921	4145		4145
9				105		19553
10						
11	22367	54719	21039	22118	4924	125167
12						
13		1253		870	3231	5354
14		854		3321	1670	5845
15		2031		2588	1089	5708
16		5737		7755	738	14230
17	256	6352	221	9117	10862	26808
18		2067	158	5194	1647	9066
19		1901		1787	531	4220
20		2238		994	439	3670
21			379	31626	20207	74901
22	256	22433				
23		1518	1062	2250	963	5732
24		2565		469	509	3543
25		170		597	627	1466
26	72	110		121	330	561
27		992		987	28	2008
28			575	3220	1783	5679
29	101	706			2532	3238
30		6012	2108	232	700	9053
31		4974	548	254	1504	7281
32				600		600
33						
34						
35	173	17047	4233	6731	8973	39158
36						
37		1890			1061	2951
38			390			390
39		1307	264		99	1670
40		1553		58	1185	2795
43		735			210	945
42					500	500
44		5485	264	448	3054	9250
41	0					
45						
63	22797	99664	25915	62922	37158	248475
64						
65						

5 - FISCALITE

Pour mémoire, on rappellera ci-après quelques règles essentielles.

5.1 - Impôt sur les Sociétés

Le montant est de 45 % du bénéfice imposable.

5.2 - Règles d'amortissement

	Durée
- Terrains	pas d'amortissement
- Frais de premier établissement	5 ans
- Génie civil et bâtiments	20 ans
- Frais d'établissement postérieurs au démarrage	1 an
- Matériels, outillage	10 ans
- Engins miniers et divers	5 ans
- Agencements, installations	10 ans

5.3 - Provision pour reconstitution de gisement (PRG)

La Société d'exploitation pourra constituer une provision pour reconstitution du gisement (PRG) astreinte à une double limitation :

- 15 % de la valeur départ carreau mine,
- 50 % du résultat d'exploitation avant impôts.

5.4 - Taxe professionnelle

L'exploitation de Chessy n'y sera pas assujettie. Cette taxe est par contre remplacée par la redevance départementale et communale des mines dont le montant s'élève à :

- 43,6 F/t Cu contenu dans les concentrés cuivre
- 11,29 F/t Zn contenu dans les concentrés zinc
- 1,129 F/t de concentré de pyrite.

5.5 - Taxe à la valeur ajoutée

***Concernant les investissements :** le remboursement de la TVA sera effectué dans un délai de 7 mois. Il faut donc compter une avance de trésorerie correspondant à 18,6 % de 7 mois d'investissement moyens. Il sera important, la période d'investissement étant susceptible de dépasser 24 mois sans production, de négocier la non remise en cause de droit à déduction au-delà de cette période.

Les frais financiers sur la trésorerie correspondante sont de l'ordre de 1,3 % du montant de l'investissement.

***Concernant les coûts d'exploitation :** la TVA à collecter sur les concentrés vendus en France (zinc essentiellement) est au taux de 18,6 % ; sur les concentrés exportés, elle est au taux zéro.

On constate que la TVA collectée est (aux cours considérés) toujours supérieure à la TVA déductible : on bénéficie donc d'un petit appoint de trésorerie.

réalisation
service
reprographie
du BRGM