

UNIVERSITE DE LIEGE
Faculté des Sciences Appliquées

LES SULFURES DANS LES FILONS
A ETAIN-TUNGSTENE DE
PANASQUEIRA (**P**ORTUGAL).

APPROCHE DE LA DISTRIBUTION
DE L'ARGENT.

Mémoire présenté par
ERIC PIRARD
pour l'obtention du grade
d'Ingénieur Civil Géologue
1983-1984

TABLE DES MATIERES

Remerciements	
Avant-Propos	
	Pages
GITOLOGIE DU TUNGSTENE ET DE L'ETAIN	1
A. Gisements volcano-sédimentaires ou sédimentaires	2
1. Amas sulfurés	2
2. Dans des métasédiments chimiques...	2
3. Sédiments ou métasédiments détritiques	4
B. Gisements liés aux intrusions acides	6
1. Les gisements disséminés	6
2. Filons	8
Bibliographie	12
CONTEXTE TECTONIQUE DES GISEMENTS A Sn-W LIÉS AUX INTRUSIONS GRANITIQUES	13
A. Introduction	13
B. Notion de "province métallique"	14
C. Contexte tectonique des minéralisations en Sn-W	16
C.1. Zones de subduction	17
C.2. Zones de collision	20
Bibliographie	22
LA CHAINE HERCYNIENNE IBERIQUE	23
A. Introduction	23
B. Traits généraux de la tectonique, du métamorphisme et du magmatisme	24
C. Zone Cantabrique	26
D. Zone Ouest Asturienne-Léonienne	26
E. Sous-zone de Galice Moyenne-Tras-Os-Montes	27

F. Zone centro-ibérique	27
G. Zone d'Ossa-Morena	28
H. Zone Sud-Portugaise	29
GEOLOGIE DE PANASQUEIRA	30
A. Contexte tectonique	30
B. Description géologique	32
B.1. Phénomènes magmatiques	33
B.2. Phénomènes métamorphiques	34
B.3. Phénomènes tectoniques régionaux	35
B.4. Histoire post-hercynienne	35
C. Caractéristiques majeures du gisement et hypothèse génétique	36
C.1. Le "chapeau de silice"	37
C.2. Les filons	38
C.3. Modèle génétique global	42
Bibliographie	44
LA MINERALISATION SULFUREE DES FILONS A Sn-W de PANASQUEIRA.- APPROCHE DU PROBLEME DE LA DISTRIBUTION DE L'ARGENT	45
A. Problème posé	45
B. Démarche	47
C. Etat des connaissances	50
D. Comportement géochimique de l'argent	54
E. Etude minéralographe	56
E.1. Minéraux observés à Panasqueira	56
E.2. Descriptions	58
E.2.1. Métaux natifs	58
E.2.2. Sulfures, arséniures, sulfosels	61
E.2.3. Oxydes	83
E.2.4. Wolframate	86
E.2.5. Autres	86
E.3. Discussion des paragenèses	87
E.4. Conclusions sur la minéralogie de l'argent	90
E.5. Evaluation des contributions de chaque minéral dans les teneurs en argent des produits minéralurgiques	93

E.6. Remarques géochimiques	99
OBSERVATIONS CONCERNANT LES PERTES EN ARGENT DANS	
LE PROCESSUS MINERALURGIQUE	100
A. Introduction	100
B. L'usine de préconcentration de Barroca Grande	101
B.1. Heavy Media Separation	105
B.2. Tables à secousses	105
B.3. Tables Bartles-Mozley	106
C. L'usine de Rio	106
C.1. Circuit de séparation oxydes sulfures	106
C.2. Circuit du cuivre	110
CONCLUSIONS CONCERNANT LA POSSIBILITE D'AMELIORER	
LA RECUPERATION DE L'ARGENT	112
Bibliographie	114
RAPPORT DE STAGE	
Introduction	115
Localisation	117
Historique	119
Le service géologique	122
A. La prospection géologique en vue de l'exploitation	122
B. Les sondages	122
B.1. Sondages en surface	123
B.2. Sondages en mine	124
B.3. Interprétation géologique des sondages	124
L'art dans la mine	
A. Le développement	127
A.1. Introduction	127
A.2. Principe général	128
A.3. Avant le projet de mécanisation	130
A.4. Etat actuel	131
A.5. Creusement des puits et galeries	132

B. L'exploitation	136
B.1. Introduction	136
B.2. Historique	136
B.3. Méthode par Chambres et Piliers telle qu'elle est d'application actuellement	141
C. L'extraction	144
C.1. Transport dans le fond	144
C.2. Acheminement en surface	145
D. Ventilation et exhaure	148
Le traitement minéralurgique	149
A. Introduction	149
B. Philosophie du traitement	151
C. Description des installations	153
C.1. La chambre de concassage au niveau 530	153
C.2. L'usine de préconcentration de Barroca Grande	154
C.3. Le transport des préconcentrés	156
C.4. L'usine de Rio	157

J'aimerais que toutes les personnes qui m'ont aidé durant ces quelques mois, que ce soit par leurs conseils, par leur soutien ou par leur travail, trouvent ici l'expression de mes remerciements les plus sincères.

Tout d'abord, je suis reconnaissant aux professeurs D.Thadeu et P.Evrard, ainsi qu'à M. C.dos Reis, grâce auxquels l'initiative d'un stage à Panasqueira s'est concrétisée. J'associe également dans ces remerciements tous ceux que j'ai côtoyés durant ce stage et qui ont eu la patience de me guider, de répondre à mes questions et de me parler de leur métier. Je pense en particulier à MM. Abrantes, Nobre et Hebblethwaite. J'adresse enfin toute ma gratitude à Mlle Barroca dont la disponibilité, l'efficacité et l'amitié m'ont permis de contourner bien des obstacles.

Ensuite, parmi tous ceux qui m'ont soutenu à Liège, je voudrais remercier M. le professeur F.Dimanche, directeur de ce mémoire, qui m'a permis d'effectuer ce travail dans le meilleur esprit qui soit ainsi que le professeur C.Ek et M.J.Frenay qui, par leur disponibilité et leur intérêt, ont stimulé ma recherche.

Enfin, et bien que ma reconnaissance ne puisse combler leur dévouement, j'adresse mes remerciements à tout le personnel des laboratoires de Géologie appliquée et de Métallurgie des non-ferreux que je n'ai pas cessé de solliciter.

AVANT-PROPOS

Afin d'éviter l'écueil d'une recherche trop spécialisée risquant de m'amener à ne plus prendre en compte les caractéristiques économiques ou matérielles de l'environnement propre à cette étude, j'ai tenté de conserver à ce travail un caractère pluridisciplinaire.

C'est dans cette optique que durant le mois de stage passé à Panasqueira, j'ai cherché à partager équitablement le temps disponible entre le service géologique, la mine et le concentrateur. Cette vue d'ensemble s'est avérée indispensable pour émettre quelques suggestions quant à la possibilité ou l'impossibilité d'améliorer la récupération de l'argent, et elle donne d'autant plus de sens à la recherche minéralographique préalable. L'on trouvera donc à la fin de ce mémoire, une annexe reprenant la description détaillée des opérations minières et minéralurgiques mises en oeuvre à Panasqueira.

En tant que géologue et sur les conseils du professeur Dimanche, j'ai également tenu à intégrer la description du gisement de Panasqueira, non seulement dans une brève description de la chaîne hercynienne ibérique mais également dans une synthèse de la typologie des gisements à étain-tungstène.

Enfin, l'approche du site de Panasqueira par l'intermédiaire de la notion de "contexte tectonique" et celle de "province métallique" est délibérée en ce sens qu'il s'agit là de notions relativement neuves en métallogénie mais qui contribuent à une meilleure compréhension des processus génétiques tant à l'échelle locale que planétaire et qui sont susceptibles de donner un éclairage nouveau à la prospection minière.

GITOLOGIE DU TUNGSTENE ET DE L'ETAIN

INTRODUCTION

Il peut paraître assez fastidieux de reprendre ici la gîtologie détaillée de l'étain et du tungstène dans la mesure où le gisement dont il sera question, à savoir Panasqueira, se rattache au modèle sans doute le mieux connu et certainement le plus décrit de l'ensemble des gîtes tungstifères. Néanmoins, sur base d'une telle description, plusieurs caractéristiques intéressantes et longtemps insoupçonnées devraient se faire jour.

Premièrement, la distribution dans le temps et dans l'espace des différents types de gisements est loin d'être aléatoire. Ceci sera illustré en prenant pour chaque modèle, lorsque c'est possible, un cas relatif au Portugal ou à une région "géologiquement limitrophe" de celui-ci.

Deuxièmement, les gisements stratiformes et les gisements "disséminés" tant d'étain que de tungstène, sont en passe de prendre une importance minière de plus en plus grande vis-à-vis de gisements pegmatitiques ou filoniens tels que celui de Panasqueira.

Troisièmement, l'étain et le tungstène qui dans l'esprit du géologue sont classiquement associés se présentent de façon assez nettement différenciée dans un certain nombre de gisements et semblent même parfois s'exclure mutuellement.

Signalons que la structure de cet exposé est reprise à P.ROUTHIER car elle permet d'intégrer dans une description purement typologique, un ensemble de cas rarement repris par les spécialistes de l'un ou l'autre de ces métaux. Les exemples

portugais ont été repris de diverses sources dont on trouvera les références dans la bibliographie de ce chapitre.

A. GISEMENTS VOLCANO-SEDIMENTAIRES OU SEDIMENTAIRES

1. Amas sulfurés

Depuis que ce type de gisements a été mis en évidence dans le Tertiaire japonais, le nombre de gîtes métalliques rattachés à ce modèle est sans cesse croissant. Et l'on remonte jusqu'au Précambrien pour signaler des amas de métaux de base similaires. Si ces gisements sont généralement des lentilles polymétalliques de Fe-Cu-Pb-Zn-Au-Ag essentiellement, il convient néanmoins de signaler que, dans les cheminées volcaniques d'un certain nombre d'entre eux, l'étain est présent. C'est le cas notamment à Kidd Creek (Canada) qui produit 600 à 700 t d'étain annuellement et à Sullivan (Col.Brit.) (400 t/an).

Au Portugal, les gisements de la ceinture pyriteuse sud-ibérique peuvent être rattachés à ce type mais ils ont une teneur en étain insignifiante.

2. Dans des métasédiments chimiques au sein de successions souvent riches en roches volcaniques ou volcanodétritiques

Dans ce type de gisements peuvent se concentrer soit l'étain soit le tungstène mais de façon apparemment mutuellement exclusive au vu des exemples connus. La distinction avec les amas sulfurés est essentiellement basée sur le fait que l'on n'a plus une roche porteuse constituée d'un amas pyriteux à 50% et que la liaison à des tufs paraît moins impérieuse.

Gisements d'étain:

Sans entrer dans les détails, signalons que ceux-ci sont exceptionnels et ne sont actuellement décrits qu'en Tasmanie (Cleveland, Renisan). Selon Routhier, cela pourrait être dû au fait qu'ils passent pratiquement inaperçus (la cassitérite n'a que 5 à 200 microns à Renisan!), et il n'est d'ailleurs pas impossible que l'on mette en évidence d'autres gisements similaires ailleurs. Cependant les facteurs de concentration de l'étain, outre une sédimentation chimique, semblent encore mystérieux et discutés.

Gisements de tungstène:

a) Métasédiments siliceux

Le cas de Felbertal (Autriche) est assurément le plus illustratif et son importance économique n'est pas négligeable (2,5Mt à 0,7% WO_3 sous forme de scheelite). Cependant beaucoup d'énigmes subsistent quant à l'interprétation de cette concentration en tungstène. Il s'agit d'un quartzite (ancien chert?) , associé à des métavolcanites sous-marines basiques à acides, minéralisé en scheelite. Ceci pourrait donc laisser supposer une origine autre que sédimentaire.

b) Métasédiments carbonatés

Qu'il s'agisse de skarns à scheelite, engendrés par le métamorphisme de contact ou de gneiss à silicates calciques liés au métamorphisme régional, ce type de gisement prend une importance de plus en plus grande et retient de plus en plus l'intérêt. Ici aussi, plusieurs thèses s'affrontent quant à l'origine sédimentaire ou non du tungstène incorporé dans la scheelite. Dans le cas du métamorphisme de contact, il se pourrait en effet que le tungstène ait été introduit avec des fluides accompagnant l'intrusion tout comme il se pourrait qu'il ait déjà été présent avant tout phénomène métamorphique. Pour lever cette ambiguïté une étude géochimique précise des sédiments non-métamorphosés devrait être précieuse.

La distinction faite par Routhier entre les gisements liés à des métasédiments siliceux et d'autres à des métasédiments carbonatés n'est peut-être pas idéale car, comme il le souligne, l'on connaît des cas mixtes présentant le passage d'un terme carbonaté à un terme siliceux ou même à un terme purement détritique. Sans doute que l'élucidation du problème relatif à la concentration en tungstène devrait permettre d'affiner cette classification.

Plusieurs gisements qu'il faudrait vraisemblablement rattacher à ces types ont été dénombrés au Portugal. Il s'agit de gisements où prédominent parfois exclusivement la wolframite et la scheelite, et qui sont subordonnés à la présence de niveaux calco-silicatés. Ces minéralisations ne sont connues que dans la zone Galice Moyenne - Tras-os-Montes, c'est-à-

dire dans une région où la lithologie est la plus variée. Que ce soit dans le Précambrien supérieur ou à la limite Silurien-Ordovicien, l'on rencontre essentiellement une alternance de volcanites de calcaires et de sédiments péli-tiques. De plus, cette région est celle où le métamorphisme accompagnant la phase bretonne a été le plus intense. La minéralisation scheelitique en liaison avec ces roches calcosilicatées (anciens calcaires et dolomies siliceux?) n'est ni constante, ni régulièrement distribuée. Thadeu remarque que l'altération deutérique est généralement absente le long des lits minéralisés et relève la présence de petites veines quartzuses minéralisées en association directe avec la minéralisation principale, les sulfures étant pratiquement absents dans les gisements. Il attribue par conséquent la présence de tungstène aux intrusions granitiques présentes dans ces régions. Par contre, Bayer, qui a étudié quelques gisements du type skarn, tels que celui de Covas attribue à la minéralisation une origine syngénétique en admettant que le tungstène était préalablement concentré dans un niveau de volcanites et que c'est lors du métamorphisme que celui-ci a été immobilisé sous forme de scheelite. Pour lui, il ne devrait donc pas y avoir de limitation du tungstène à l'auréole métamorphique.

C'est à cette dernière opinion que Routhier se range. Cependant, le fait de se rallier à l'une ou l'autre de ces opinions a non seulement une importance sur le plan génétique mais surtout, cela soutient ou non la possibilité de concentrations stanno-wolframitiques antéhercyniennes au Portugal. Or, la présence de tungstène dans des couches sédimentaires ou volcano-sédimentaires du "Complexe schisto-grauwackeux" (* cfr Géologie) pourrait constituer la "source profonde" des gisements filoniens tels que Panasqueira.

3. Sédiments ou métasédiments détritiques

Dans ce type de gisements, il n'y a pas de séries volcaniques importantes associées, et, par conséquent, l'origine de l'étain ou du tungstène doit être trouvée dans des processus sédimentaires mécaniques ou chimiques.

Etain

Les caractéristiques de densité et de résistance à l'abrasion de la cassitérite sont bien connues et en font un minéral recherché en prospection alluvionnaire. Il n'est donc pas étonnant de retrouver la cassitérite dans des gisements de type "placers" ou "paléoplacers".

Les paléoplacers sont encore relativement rares mais plusieurs cas sont signalés, notamment dans le Précambrien. La cassitérite s'y trouve associée à l'ilménite, au zircon, au grenat, à l'apatite etc. Par contre, les placers récents continentaux ou marins sont bien connus et d'une importance économique parfois exceptionnelle (Malaisie).

Après la Grande Guerre, lorsque le cours du tungstène a connu une chute brutale, les producteurs portugais ont concentré leurs efforts sur la valorisation de l'étain. C'est ainsi que la mine de Panasqueira investit à l'époque de grosses sommes dans la prospection et l'exploitation de placers à cassitérite, notamment dans la région de Viseu. Cependant, ces gisements, bien que nombreux, ne se sont jamais révélés d'une importance économique suffisante et sur les deux à trois ans qu'a duré leur exploitation, la moyenne ne s'est jamais élevée au-delà de 6 t par mois de SnO_2 .

Tungstène

Le tungstène ne se trouve généralement pas dans les dépôts alluviaux car, bien que denses, la wolframite et la scheelite sont des minéraux fort friables (cfr minéralurgie). Pour expliquer leur concentration, il faut par conséquent faire appel à d'autres modes de transfert: adsorption sur des minéraux argileux, complexes organiques, etc. A tout le moins a-t-on des preuves irrécusables du transport du tungstène en association avec le manganèse dans les eaux de surface. Encore faut-il voir l'importance de ce phénomène. D'autre part, dans les gisements Rwandais, on a démontré le rôle porteur des oxydes de Fe-Ti hydratés vis-à-vis du tungstène. Quoi qu'il en soit, on trouve un peu partout un certain nombre de gisements de scheelite et parfois de ferberite dans des shales ou des grès fins souvent métamorphisés. Au Portugal, la présence de scheelite dans les métaquartzites et les métagrauwakes de la zone de Borralha a

récemment permis d'établir que celle-ci a cristallisé avant la déformation qui aurait précédé l'intrusion granitique. Ceci témoignerait donc, une fois de plus, de la spécialisation antéhercynienne de la région, en tungstène, et est à mettre à l'appui d'une source profonde affectée par l'anatexie et qui aurait été à l'origine des minéralisations filoniennes tardihercyniennes telles que l'on en trouve notamment un représentant à Borralha, qui est actuellement le second gisement portugais en importance avec une production annuelle de 350 t de wolframite + scheelite (1979) (contre 2335 t de wolframite à Panasqueira).

B. GISEMENTS LIÉS AUX INTRUSIONS ACIDES

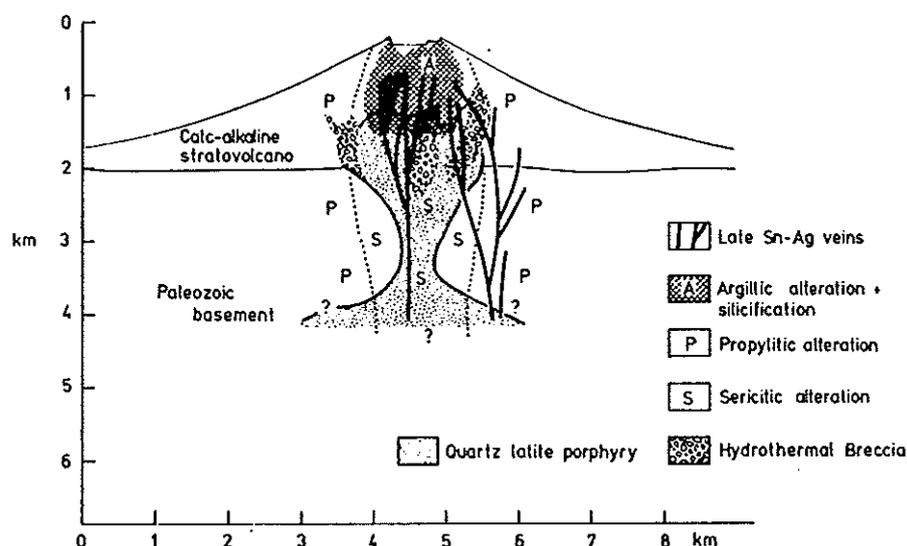
Alors que l'enrichissement d'un fluide magmatique en étain semble compatible avec un modèle de différenciation par cristallisation fractionnée et que les caractéristiques géochimiques de "granites stannifères" semblent bien décrites, le tungstène serait plutôt lié à des circulations hydrothermales et pourrait avoir une origine plus ou moins profonde, peut-être même étrangère au granite. Cette distinction dans le comportement des deux éléments, qui reste à démontrer, ne les empêche pourtant pas de se trouver plus ou moins étroitement associés dans les gisements liés aux magmas acides. L'on distingue encore ici différents types de dépôts non pas en fonction de la minéralogie mais sur base de caractéristiques plutôt structurales.

1. Les gisements disséminés

- a) Dans ce type de minéralisation entre tout d'abord ce que beaucoup d'auteurs appellent les "porphyry tin" ou "porphyry tungstène".

Il s'agit de gisements qui présentent, comme leur nom le sous-entend, des similitudes avec les "porphyry copper". Ce sont donc des minéralisations disséminées en stockwerks ou comme ciment de pipes bréchiques, toujours liées à un appareil volcanique acide surplombant. Ici aussi, un ensemble de zones concentriques engendrées par l'altération hydrothermale (séricitisation, tourmalinisation...) peut être mis en évidence mais par distinction des porphyry Cu, on ne

connait pas de zone d'altération potassique. Ces types de gisements sont bien représentés dans des gisements boliviens célèbres tels que (Potosi, Oruro...) ou encore dans les Appalaches canadiens à Mont Pleasant, c'est-à-dire dans un contexte tectonique bien précis que l'on développera par ailleurs. L'on y trouve en accompagnement de l'étain, des éléments tels que Bi, Mo, W, et parfois Pb, Zn, Cu ou encore Ag (Bolivie). Certaines de ces minéralisations peuvent d'ailleurs montrer une dominance du tungstène et c'est notamment le cas dans des gisements tels que Hemerdon aux Cornouailles.



† 27. - An idealized reconstruction of a porphyry tin deposit, using observations from the Bolivian tin province. (R. Sillitoe, C. Halls and J. Grant, 1975, fig. 7).

b) "Coupoles de leucogranites albitiques à greisen".

Sous ce terme assez complexe, P. Routhier regroupe un ensemble de gisements d'étain et de tungstène disséminés dans un granite albitique. Ce granite est le terme ultime d'une évolution magmatique en liaison avec de grands batholithes régionaux plus anciens. Les minéralisations qui lui sont associées sont en général de faible teneur, mais grâce aux éléments associés (Li, Be, Nb, Ta, albite), celles-ci peuvent se révéler exploitables. Une greisenisation intense,

s'étendant jusque dans les roches encaissantes, et formant des "pelures d'oignons" autour de la coupole intrusive, accompagne classiquement la fine minéralisation en cassitérite et wolframite. Les exemples les plus typiques correspondant à ce schéma ont été décrits en Tchécoslovaquie, mais il est certain que ces gisements ne sont pas uniques. Le cas d'Echassières dans le nord du massif central constitue un modèle équivalent.

En fait l'on ne peut qu'être frappé par la similitude entre ces gisements disséminés d'une part et les gîtes filoniens d'autre part (voir ci-après). Il semble bien en effet que l'un et l'autre ne diffèrent essentiellement que par le régime d'échappement des constituants volatils. Ceux-ci, dans le premier cas, sont restés piégés dans la coupole granitique, tandis que, dans le second cas, tel qu'on le verra à Panasqueira, ils se sont exprimés par une minéralisation dans les fractures de la roche encaissante. Une fois de plus, l'on constate une légère différence dans le comportement de l'étain et du tungstène, en ce sens que la cassitérite est dominante dans les zones de dissémination mais que la wolframite s'exprime essentiellement dans de petits stockwerk secondaires. N'est-ce pas encore là le signe que l'étain est concentré par le processus de différenciation magmatique tandis que le tungstène enrichit des solutions hydrothermales associées? Aucun gisement montrant une dominante de tungstène dans les disséminations n'a encore été mis à jour. Comme on le voit, l'apparition de ce type de minéralisation, plutôt que d'un champ filonien, paraît lié avant tout au contexte tectonique local. Il n'est donc pas étonnant de trouver les deux situations dans une même région. On peut d'ailleurs retrouver bien souvent sur un même site des caractéristiques de chacun des deux "modèles". Au Portugal, cependant, aucun gisement "disséminé" n'est signalé par Thadeu, mais par contre les gisements filoniens sont nombreux.

2. Filons

Dans cet ensemble, il faut encore distinguer deux modèles essentiellement différents suivant le contexte tectonique de leur genèse.

a) Filons dans des complexes annulaires anorogéniques

On ne s'attardera pas sur ce type de gisement pour lequel il n'y a pas de représentant européen. Il s'agit essentiellement de minéralisations stannifères en liaison avec des complexes annulaires nés par fusion partielle fractionnée du manteau supérieur. Ces complexes sont vraisemblablement d'anciens "points chauds" qui ont percé de vieilles plateformes, tel qu'au Nigéria (plateau de Jos) et au Brésil notamment (MITCHELL et GARSON). Selon certains auteurs, la source de l'étain serait à rechercher dans d'anciennes pegmatites localisées dans les profondeurs de la croûte.

b) Filons en corrélation avec des massifs granitiques liés à un épisode orogénique

Ces gisements sont vraisemblablement les plus décrits bien qu'ils ne représentent économiquement qu'un intérêt modéré. En effet, si les teneurs y sont généralement élevées, les réserves par contre y sont relativement modestes (exemple: M^t Wellington (Cornwall) 5 Mt à 1,37% Sn). Les caractéristiques de ces minéralisations sont: un contrôle structural important des filons, une greisenisation marquée accompagnée de topaze, tourmaline, sericite et une intrusion granitique (adamellite) proche.

Au Portugal, ce type de gisement, très abondant, est manifestement lié aux intrusions granitiques hercyniennes et est, par conséquent, limité au tiers nord du pays (v.géologie du Portugal). Selon Thadeu, bien qu'aucune étude statistique n'ait été menée, la plupart des minéralisations se situeraient dans la zone d'exocontact. De plus, l'on constaterait généralement une zonation concentrique autour de la coupole avec au centre une minéralisation enrichie en cassitérite et une augmentation progressive du tungstène au fur et à mesure que l'on s'éloigne de l'intrusion.

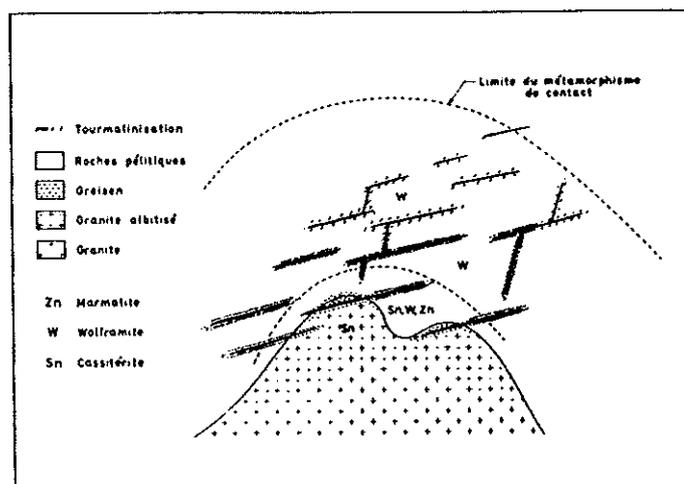


Fig. 5. — Schéma typique des relations entre un système de filons quartzeux et une coupole granitique; zonalité de l'altération deutérique et de la minéralisation. Thadeu (1973).

En illustration, l'on se référera à la description de Panasqueira.

c) Dans les auréoles de métamorphisme de contact

Par distinction avec les gisements signalés au paragraphe "métasédiments carbonatés" il s'agit ici de concentrations, de tungstène essentiellement, dont l'origine n'est pas dans la roche encaissante. Ces gisements peuvent être économiquement très importants et dépasser des teneurs de 1% en WO_3 . Le site de "Canada Tungsten" avec ses 100.000 t de WO_3 est actuellement le plus gros en exploitation.

d) Pegmatites.

Selon les théories magmatiques ces pegmatites se forment par cristallisation "in situ" dans des poches fermées du magma résiduel qui, comme cela se constate une fois de plus, est enrichi en Sn, W, Ta, Nb, B, Li etc). L'on retrouve ainsi généralement en plus d'un assemblage: plagioclase, quartz, tourmaline, un ensemble de minéraux d'étain et de tungstène obéissant à une loi de cristallisation bien définie et engendrant par conséquent un litage caractéristique. Ici aussi, les avis divergent quant à savoir si il faut faire intervenir une phase hydrothermale ou encore l'assimilation des roches encaissantes pour expliquer la présence de tungstène et la formation de mégacristaux.

Ces gisements primaires sont rarement d'une importance économique réelle, mais l'exemple de Manono au Zaïre (cassitérite colombo-tantalite) et d'autres gisements de cette région d'Afrique s'inscrit en faux sur cette règle. Dans la péninsule ibérique et l'ensemble de la chaîne hercynienne, ces gisements sont assez nombreux mais généralement inexploités. Signalons l'étude de Y. GOUANIC et C.GAGNY (1983) sur l'aplopegmatite litée de Santa Comba (Galice, *Esp.*) de laquelle il découle selon leurs auteurs que la cassitérite mais également la wolframite sont orthomagmatiques. Or dans cette mine, la wolframite semble relativement abondante, par opposition aux pegmatites Portugaises où selon Thadeu, ce minéral présente un caractère "très accidentel".

En considérant la distribution régionale des gisements pegmatitiques et des gisements à filon quartzeux, l'on voit apparaître, toujours selon Thadeu, que la cassitérite est présente en concentration supérieure dans les filons quartzeux qui ne se trouvent pas à proximité d'un corps pegmatitique "comme si l'occurrence côte à côte des deux types provoquait la division de la cassitérite". Parmi les gisements portugais mentionnons ceux de Covide et de Montesinho dans le nord du pays.

BIBLIOGRAPHIE

- CONDE L.N., PEREIRA V., RIBEIRO A., THADEU D. (1971) Jazigos hypogenicos de estanho e volfrâmio, livro-guira da excursão n°7, I Congresso Hispano-luso-americano de Géol.Econ. Direcção-Geral de minas et serviços geológicos, Lisboa.
- GOUANVIC Y., GAGNY Cl. (1983), Etudes d'une aplo-pegmatite litée à cassitérite et wolframite, magma différencié de l'endogranite de la mine de Sante Comba (Galice, Esp.) Bull.Soc.Géol. France, t.XXV, n° 3, pp.335-348.
- MITCHELL A-H.G., GARSON M.S., (1981), Mineral deposits and global tectonic settings, Acad. Press, Geology Series, London.
- ROUTHIER P. (1980) Où sont les métaux pour l'avenir?, Mém.BRGM n° 105.
- THADEU D. (1973), Les gisements stanno-wolframitiques du Portugal, Ann.Soc. Géol. Belgique, 96, pp.5-30

CONTEXTE TECTONIQUE DES GISEMENTS A Sn-W
LIES AUX INTRUSIONS GRANITIQUES

A. INTRODUCTION

Le but de la mise en évidence d'un lien entre la tectonique et la métallogénie appliquée est de pouvoir, sur base de caractères liés à l'histoire tectonique d'une région, obtenir des indications sur le potentiel minéral des roches formées dans cet environnement et sur la localisation possible de corps minéralisés au sein de ces roches.

Cette approche, bien qu'elle soit encore à ses balbutiements et que, par conséquent, les controverses sont nombreuses, paraît extrêmement fructueuse et prometteuse (pour certains types de gisements du moins), sur le plan de la prospection minière.

La "métallogénie globale" est donc plus que vraisemblablement une science d'avenir en ce sens qu'elle cherche à faire une synthèse et à dégager les points communs entre les théories développées dans des domaines aussi radicalement différents que la géologie structurale et la géochimie notamment. Il a fallu attendre longtemps avant que certains ne pensent à étudier les caractéristiques géologiques et même simplement géologiques à l'échelle du globe, mais désormais l'on dispose grâce à cette approche, d'un outil prometteur. Il est encore grossier certes, mais des progrès indubitables dans la connaissance notamment des processus tectoniques et géochimiques ainsi que de leur évolution(!) tout au cours des 4,5 B.a. de notre planète, apporteront vraisemblablement des perfectionnements aux modèles encore imprécis.

L'histoire tectonique d'une région est ainsi un révélateur intéressant des "potentialités minérales" de cette région. En effet, cette histoire exerce un contrôle majeur sur le

type de roches rencontrées, l'importance de leur déformation, leur mode d'érosion, l'intensité de celle-ci, les conditions physicochimiques régionales etc. Cependant, il ne faut pas perdre de vue que le point majeur sur lequel les géologues n'ont pas encore pu se mettre d'accord, est la source même de la matière minéralisée, dans le cas qui nous préoccupe les métaux. Ainsi, en plus de l'analyse de l'environnement tectonique favorable à la mise en place d'intrusions granitiques stanno-wolframifères, il apparaît intéressant de signaler les idées développées par P. Routhier et son équipe du B.R.G.M. à propos de ce qu'il nomme les "provinces métalliques".

B. "PROVINCE METALLIQUE"

La typologie décrite au chapitre précédent, avec des illustrations empruntées autant que possible à la péninsule ibérique démontre qu'il y a une "spécialisation" manifeste en étain-tungstène de cette partie du globe. Cette "spécialisation" ne se limite d'ailleurs pas au N.O. de la péninsule mais s'étend en France et jusques aux Cornouailles. L'on remarque en effet que, bien que la plupart de ces gisements aient été mis en place lors de l'orogénèse hercynienne, il n'est pas impensable à la lumière de certaines études, de considérer que des concentrations en étain et tungstène existaient déjà au sein de successions sédimentaires ou volcano-sédimentaires plus anciennes. Dans l'esprit de Routhier, l'expression des gisements tardy-hercyniens ne traduit par conséquent que l'action d'un "révélateur" qu'est la phase granitique intrusive. Celle-ci, en traversant une épaisseur de croûte importante, aurait remobilisé l'étain et le tungstène piégés dans des sédiments anciens. Il ne serait donc pas question de faire appel à chaque coup à une origine profonde de ces métaux tels que les plans de subduction (ceci est d'ailleurs confirmé par la géochimie isotopique). Si l'on se place à l'échelle du globe, des observations similaires et parfois encore plus nettes viennent à l'esprit. L'on retrouve en effet des "provinces métalliques" célèbres pour leur richesse en étain et tungstène, telles que la Bolivie, l'Argentine ou

ou encore Malaisie-Chine et là aussi plusieurs études ont démontré l'existence de préconcentrations dans la croûte continentale. Ailleurs, cependant, quelques sites Pré-Cambriens peuvent sans doute être considérés comme des images de sources primitives mantéliques, du moins en ce qui concerne l'étain. C'est le cas notamment des gisements Archéens de Rhodésie liés à un volcanisme mafique et ultramafique pour lesquels l'étain est probablement directement issu du manteau supérieur (Sudbury, Norilsk et des gisements du Bushveld nécessitant également la même interprétation). L'irrégularité apparente de la distribution de l'étain-tungstène à la surface du globe, en ce sens que la ceinture péripacifique semble (une fois de plus!?) plus riche que d'autres régions, serait à attribuer avant tout à l'importance de l'activité tectonique, donc des "révélateurs" le long de cette bordure. P. Routhier constate également qu'au sein d'une même province, l'on observe selon une direction généralement N-S, une succession de bandes alternativement à Sn et à W dominant. Voilà assurément une observation intéressante d'un point de vue prospection minière. Mais, les causes d'une telle alternance restent énigmatiques et l'absence de statistiques minières précises ne facilite guère leur détermination.

Enfin, une dernière observation importante réalisable également au Portugal bien qu'à petite échelle, est la superposition de "provinces métalliques" de spécialisation différente. Routhier qui a mené une étude similaire pour d'autres éléments que l'étain et le tungstène tels que le plomb, le cuivre, le zinc, le fer... réfute l'idée de paragenèses chimiques universelles mais parle de superposition de ceintures à Sn-W avec d'autres ceintures (Zn-Pb, CaF_2 , Au, Mn etc). Dans le nord du Portugal, on retrouve notamment un ensemble de gisements Pb-Zn-Ag (Terramonte) ou encore Sb-Au (Jales) qui sont également liés aux intrusions hercyniennes et, selon les auteurs, à la minéralisation Sn-W. (Voir à ce sujet la synthèse de Ferreira, 1971). Plus au centre du pays, d'autres occurrences, uranifères celles-là, témoignent d'une "spécialisation" distincte, également révélée par les granites hercyniens. Dans ce cas précis, aucune corrélation génétique avec la minéralisation Sn-W n'a cependant

encore été mise en évidence (Ferreira, 1971).

En conclusion, le Portugal présente une spécialisation métallogénique fort intéressante mais vis-à-vis de laquelle peu d'études ont été menées afin de déterminer la présence ou non de préconcentrations minérales dans les sédiments antéhercyniens. Cependant des études réalisées en Galice espagnole indiquent des concentrations anormales en Sb dans des sédiments cambriens (Guillou JJ) et au Portugal, plusieurs indices laisseraient supposer la possibilité de teneurs anormales en tungstène notamment (Bayer).

C. "CONTEXTE TECTONIQUE" DES MINERALISATIONS EN SN-W

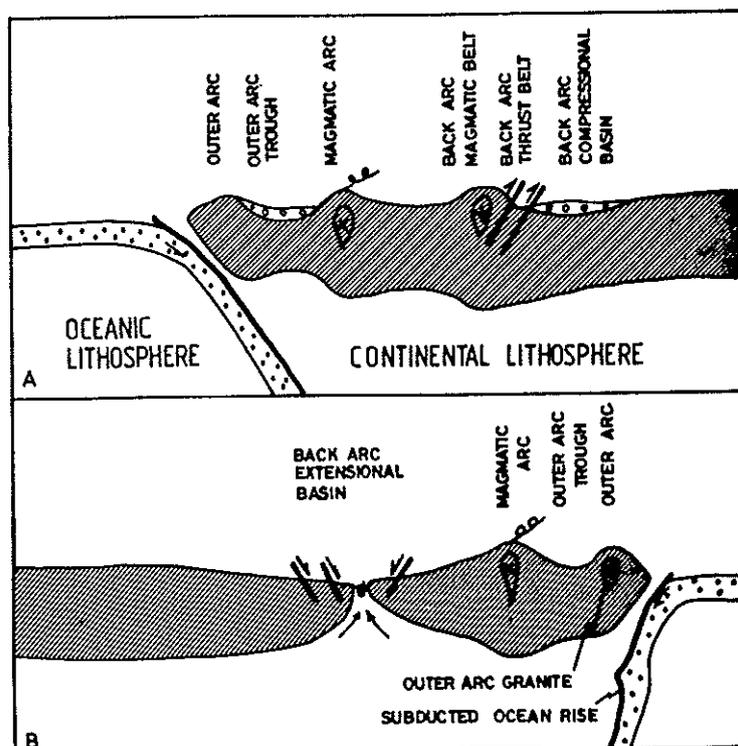
Si, comme on vient de le voir, la source des métaux reste encore une notion fort vague et très débattue, notamment au Portugal, en revanche, plusieurs ouvrages récents se sont attachés à replacer les différents types de gisements dans leur "contexte tectonique" afin d'en tirer des lois de répartition à l'échelle du globe (Strangway 1980, Mitchell & Garson, 1981, Sawkins, 1984). Ces synthèses, souvent fort audacieuses par leur caractère "modélisateur" ne sont pas encore unanimement acceptées. Cependant un contrôle tectonique de la minéralisation est fréquemment apparent et la répartition, tant dans l'espace que dans le temps, des gisements est un argument de poids. Le tout est de savoir quelle importance il faut prêter à ce facteur. P. Routhier, restant dans la logique de son raisonnement sur les "spécialisations précoces" dans la croûte continentale elle-même, ne veut y voir que la cause de certains phénomènes "révélateurs", par contre d'autres auteurs vont jusqu'à imaginer un cycle d'enrichissement en métaux dans les dorsales, suivi d'une mise en place dans les zones de subduction après fusion crustale.

Les premières hypothèses tectoniques en relation avec la métallogénie, ont été formulées, il y a une dizaine d'années, à propos des amas sulfurés polymétalliques japonais. Depuis lors, de telles considérations se sont étendues au "porphyry Cu" et aux gisements Sn-W andins notamment, pour ne citer que quelques cas parmi les plus généralement admis. Pour d'autres types de

gisements ou pour des minéralisations plus anciennes, les opinions sont plus partagées. Néanmoins, l'on reprendra ci-dessous, avant de développer le cas particulier de Panasqueira plus loin, quelques-unes des interprétations suggérées pour satisfaire aux caractéristiques des gisements Sn-W. L'on se limitera cependant aux deux contrastes majeurs que sont les zones de subduction ("subduction related settings") et de collisions ("collision related settings"). Pour plus de détails sur les "points chauds" associés aux gisements nigériens, ou sur l'environnement tectonique d'autres types de dépôts (placers, sulfures massifs, ...) l'ouvrage de Mitchell et Garson (1981) est une référence.

C.1. Zones de subduction

Les zones de subduction sont des zones apparemment très favorables à la mise en place de minéralisations importantes. Celles-ci ne se limitent pas aux porphyry Cu et aux Kuroko-type mais sont également remarquables du point de vue étain-tungstène. En fait, lorsqu'on parle de zones de subduction, deux contextes assez différents sont à envisager.



D'après Mitchell & Garson (1981).

Il s'agit des cas où l'on a d'une part un bassin d'arrière arc en extension (type Japon au Miocène) et d'autre part, un bassin d'arrière arc en compression (type andin). Les raisons majeures de ces deux contextes ne sont pas encore bien éclaircies mais ne sont pas d'un intérêt capital en ce qui concerne le sujet développé ici. L'on a simplement constaté que généralement les premières plongeaient vers l'ouest tandis que les secondes étaient tournées vers l'est, ou encore que, dans le premier cas, la pente de la plaque en subduction était nettement plus accentuée (Uyeda et Nishiwaki, 1980). En réalité, ce qu'il importe de retenir de ces deux modèles, c'est la différence de régime de contraintes et les distinctions du point de vue de l'activité magmatique qui s'ensuivent. C'est ainsi que de plus en plus d'auteurs cherchent à expliquer les différences essentielles entre les "porphyry Cu" et les "Kuroko", les premiers se rattachant à un contexte de compression et les seconds à un milieu en extension.

Du point de vue des gisements Sn-W, le premier type semble le plus intéressant, il est notamment à l'origine des grandes ceintures de Bolivie et de Malaisie. Cependant, dans la typologie l'on a signalé que des concentrations en étain n'étaient pas exceptionnelles dans les amas sulfurés polymétalliques. L'on se limitera néanmoins ici à décrire les gîtes associés à des subduction de "type andin".

Dans ce cadre tectonique, relativement bien décrit en raison de l'observation directe que l'on peut en faire en Amérique du Sud, l'on distingue plusieurs zones dont deux peuvent être d'intérêt du point de vue des minéralisations en Sn-W.

A. La première est le "magmatic arc" ou arc volcanique proprement dit où se mettent en place la grande majorité des "porphyry Cu", et où l'on retrouve quelques gisements à Sn-W. Pour retrouver des gisements de ce genre, il faut considérer les minéralisations (Permo-Triasique inf.) de la Eastern Tin Belt Malaisienne, qui comme le montre la fig.142 sont à mettre en relation avec une zone de subduction plus à l'est que l'actuelle.

B. La seconde est la "Back arc magmatic belt" ou ceinture magmatique d'arrière-arc qui est séparée de la première par une zone de plusieurs centaines de kilomètres tectoniquement plus calme telle que l'Altiplano bolivien actuel. C'est dans cette ceinture, située à près de 700 km du fossé océanique que l'on trouve les gisements Sn-W les plus importants. Les représentants actuels sont d'ailleurs très éloquents puisqu'il s'agit de la majorité des gisements tertiaires boliviens et de ceux de la Western Tin Belt Malaisienne qui sont en relation avec des zones de subduction toujours persistantes dans la nature actuelle.

Les gisements tertiaires boliviens sont un exemple remarquable, d'abord par leur importance économique, mais aussi par la netteté de leurs caractéristiques et de leur contexte qui n'ont pas subi de modification importante depuis la genèse des minéralisations au Miocène. Contrairement à cela les gisements de la Western Tin Belt Malaisienne sont bien plus difficiles à décrire car ils se télescopent avec deux stades antérieurs (Eastern et Central Tin Belt) correspondant chacun à des contextes tectoniques différents

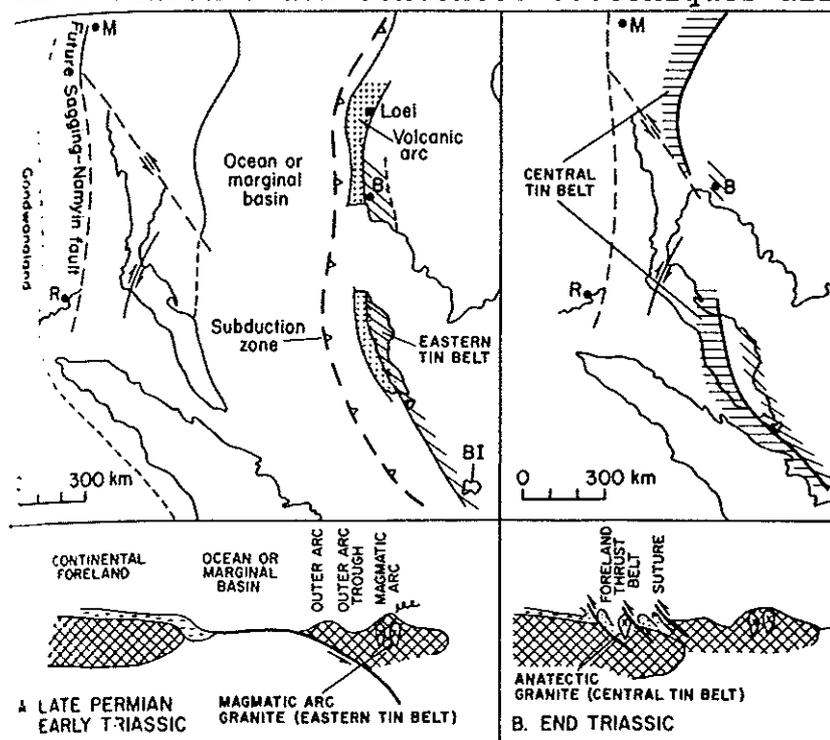


Fig. 142. Tectonic settings for mineralization in Eastern and Central Tin Belts, Southeast Asia (after Mitchell, 1977). (A) Late Permian to Triassic eastward subduction of ocean floor beneath eastern Malaya and northeastern Thailand, Porphyry copper mineralization at Loei and tin mineralization in eastern Malaya and Billiton Island within magmatic arc. (B) Late Triassic collision of western Southeast Asia block with northeastern Thailand-eastern Malaya; tin mineralization associated with granites of foreland thrust belt in Main Range Malaya and Thailand. B, Bangkok, BI, Billiton Island, M, Mandalay, R, Rangoon. By permission of the publisher, *Bull. geol. Soc. Malaysia* 9, 123-140.

Les mises en place tertiaire boliviennes sont celles du centre et surtout du sud de la Cordillera Real (Llallagua, Potosi,...) par opposition à ceux du nord (Chojlla,...) plus anciens (Mésozoïque inférieur vraisemblablement) et présentant des caractéristiques différentes (Kelly et Turneure, 1970).

Ces gisements tertiaires confirment d'ailleurs la concentration préférentielle de l'étain et du tungstène dans les ceintures d'arrière-arc, lorsqu'on les compare aux indices moins importants découverts dans l'arc volcanique (Chili). Une telle tendance a été interprétée par certains (Sillitoe 1972-76) comme étant due à la profondeur du plan de Benyoff sous-jacent, mais il semble bien qu'une fois de plus seul un héritage de concentrations continentales anciennes permet de satisfaire les observations.

C.2. Zones de collision

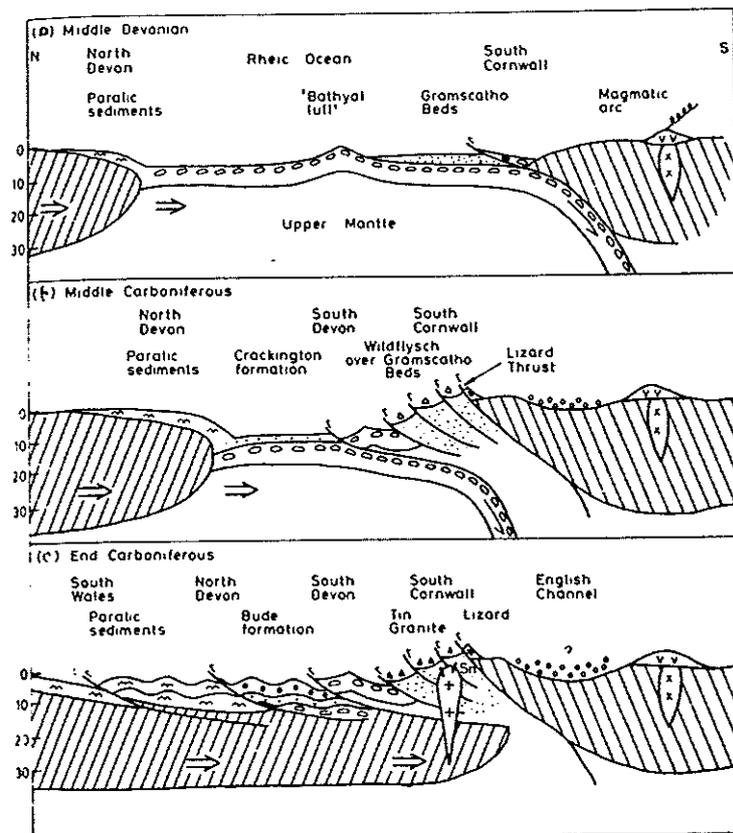


Fig. 143. Southwest England tin granites in relation to the end-Carboniferous collision (from Mitchell, 1974b). By permission of the publisher, *Trans. Instn Min. Metall.* 8, B95-97.

L'on peut estimer qu'en règle générale, le devenir de toute zone de subduction est d'être le théâtre d'une collision intercontinentale. Une telle collision a pour effet d'engendrer un raccourcissement crustal important s'exprimant par une succession de failles de charriages profondes dans les croûtes des deux continents. Mais, cet état de tension colossal et l'épaississement crustal qui l'accompagne est surtout à l'origine d'un processus de fusion anatectique dont les produits remontent vers la surface en suivant les zones fracturées. Ces infiltrations magmatiques traversent par conséquent de grandes épaisseur de roches parfois riches en éléments métalliques et viennent s'intruder sous forme de plutons granitiques à plus ou moins grande distance de la surface. C'est à de telles manifestations granitiques que sont associées un certain nombre de minéralisation et notamment les dépôts hydrothermaux d'étain-tungstène et d'uranium.

Si, dans la nature actuelle, il n'y a pas de représentants de ce type en formation (les granites himalayens sont jusqu'à preuve du contraire relativement stériles), en revanche, il existe un certain nombre de représentants économiquement importants mis en place dans les chaînes anciennes (Central Tin Belt Malaisienne, gisements Népalais du Paléozoïque inférieur, Cornouailles, Portugal...)

En association avec chacun de ces gisements l'on retrouve un même ensemble de caractéristiques:

- le granite intrudé est de type S (anatectique), leucocrate et généralement hyperalumineux à deux micas (biotite plus muscovite) (adamellites);
- la tourmaline est fréquente de même que des zones de greisenisation intense;
- les intrusions sont souvent des magmas fortement différenciés en contact avec des batholites importants en profondeur;
- les filons aplitiques et pegmatitiques ne sont pas rares.

La Central Tin Belt est un exemple classique, elle rassemble un ensemble de gisements appartenant aux types pegmatites, skarns ou filons quartzeux qui sont d'une importance économique exceptionnelle puisqu'ils représentent (avec les placers qui en sont issus) près de la moitié de la production d'étain du monde occidental.

BIBLIOGRAPHIE

- FERREIRA M. (1971), Jazigos uraniferos portugueses. Jazigos de Au-Ag-sulfuretos do norte de Portugal, livro guia da excursao n°5, I Congresso Hispano-Luso-Americano de Geol. Econ. Direcçao- Geol de minas en serv.geol., Lisboa.
- GUILLOU J.J. (1971), Quelques régularités dans la distribution de minéralisations sulfurées (en particulier en antimoine) dans les niveaux carbonatés du Paléozoïque inférieur du géosynclinal asturien, Ann.Soc.Géol. Belgique, 94, pp.21-37
- KELLY W.C.; TURNEAURE F.S. (1970) Mineralogy, paragenesis and geothermometry of the Tin and Tungsten deposits of Eastern Andes, Bolivia, Econ.Géol., 65, pp.609-680
- MITCHELL A.H.G.; GARSON M.S., op.cit.
- ROUTHIER P., op.cit.
- SAWKINS F.J.(1984), Metal deposits in relation to plate tectonics, Springer Verlaç Berlin, Minerals and Rocks 17.
- SILLITOE R.H., (1972), A plate tectonic model for the origin of porphyry copper deposits, Econ. Geol.,67, pp.184-197
- STRANGWAY D.W. (Ed.) (1980), The continental crust and its mineral deposits, Géol.ass. Can., special paper n° 20
- UYEDA S.; NISHIWAKI C., (1980), Stress field, metallogenesis and mode of subduction in Strangway D.W., ed., Géol. Ass. Can. special paper n°20, pp.323-339

LA CHAÎNE HERCYNIENNE IBERIQUE

A. INTRODUCTION

La chaîne hercynienne occupe dans la description géologique de la péninsule ibérique une place prépondérante, non seulement en raison de l'importante superficie qu'elle représente, mais surtout au vu de ses caractéristiques propres.

En effet, celle-ci s'étend du nord de la péninsule jusqu'au Guadalquivir, sur une longueur de plus de 750 km, limitée au NNE et au SE par des chaînes plus récentes telles que les Pyrénées et la chaîne Bétique mais butant brusquement sur un fond océanique à l'ouest et au nord.

La direction générale de la chaîne est NW-SE, et l'on y distingue un ensemble de bandes parallèles à cette direction constituant des unités stratigraphiques et structurales particulières que l'on détaillera ci-dessous.

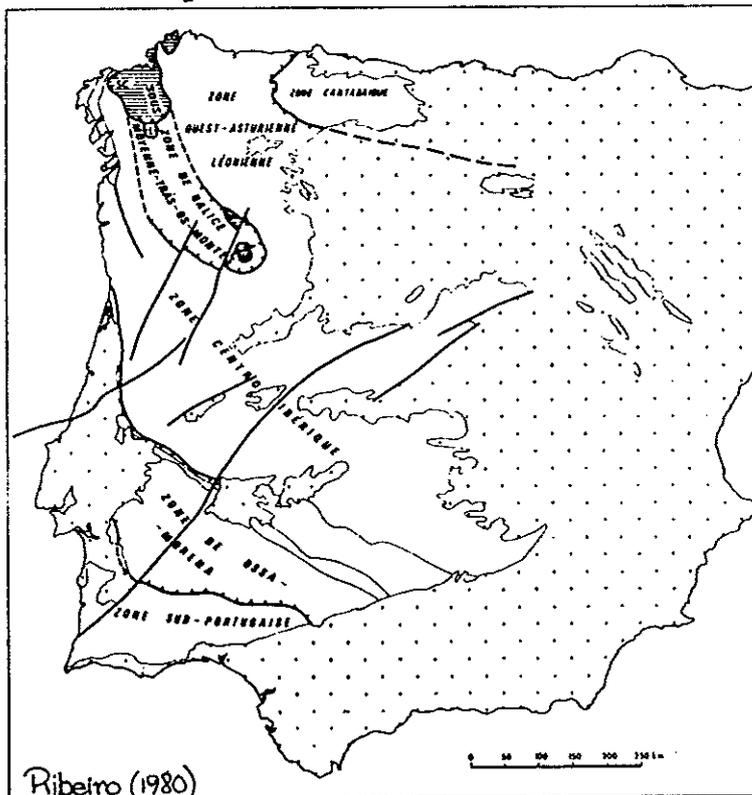


Fig. 2.2. — Zones paléogéographiques et tectoniques du Massif Ibérique, d'après le Carte Tectonique de la Péninsule Ibérique.

Fig. 2.2. — Paleogeographic and tectonic units in the Iberian Massif, following the Tectonic Map of Iberian Peninsula.

Depuis longtemps déjà, cette structure et surtout sa brusque interruption au NW intriguent les géologues et les défenseurs d'une reconstitution paléoplaquiste. Il semble désormais acquis que cette ceinture est en fait le prolongement du massif armoricain et que donc, ces deux parties aujourd'hui séparées par un fond océanique étaient à la fin de l'orogénèse hercynienne, jointives. Mais, le rôle de la péninsule dans les mouvements tectoniques antéhercyniens est encore fort mystérieux et l'on a assisté ces dernières années à une efflorescence de modèles reconstitutifs parfois fort divergents.

L'on s'attachera à décrire ici, dans les grandes lignes, les unités stratigraphiques de la chaîne ainsi que les phénomènes magmatiques et métamorphiques qui leur sont associés. Ceci, afin de pouvoir mieux cerner le cadre paléogéographique et tectonique dans lequel s'est mis en place un gisement tel que celui de Panasqueira.

B. TRAITES GENERAUX DE LA TECTONIQUE, DU METAMORPHISME ET DU MAGMATISME

La chaîne hercynienne ibérique présente une symétrie bilatérale frappante, mais lorsque l'on réalise une étude plus détaillée, des différences majeures se présentent dans les zones externes. En gros, l'on peut cependant dire que la partie interne se distingue par une déformation plus intense, un magmatisme et un métamorphisme plus prononcés, et des terrains dans l'ensemble plus vieux (Précambrien ou Paléozoïque Inférieur) que ceux des deux zones externes (zone cantabrique et zone sud-portugaise). L'orogénèse hercynienne dans la péninsule, a débuté au Dévonien moyen et s'est poursuivie jusqu'après le Stéphanien. C'est ce qui explique que les faciès carbonifères notamment sont particulièrement complexes et variés. La phase de plissement a donc un caractère polyphasé, mais l'essentiel de la structure résultante peut s'expliquer grâce à deux épisodes majeurs à peu près homoaxiaux.

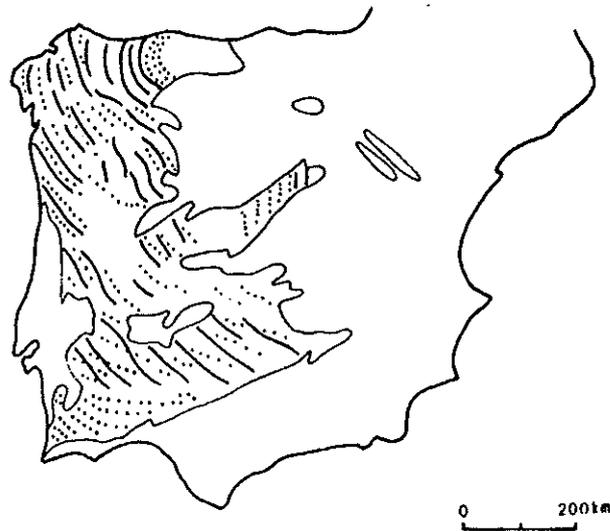


Fig. 2.3.— Directions axiales de la première (tireté) et deuxième (pointillé) phases de plissements hercyniennes.

Fig. 2.3.— Axial direction of first (full line) and second (dots) fold hercynian phases.

Ribeiro (1980)

La première de ces phases s'échelonne depuis le Dévonien Moyen jusqu'au Viséen et a affecté exclusivement les zones les plus internes de l'orogène. Elle a engendré des plis à plan axial subvertical dans les terrains épimétamorphiques, et des plis de plus en plus couchés, là où le métamorphisme est plus prononcé.

La seconde phase est d'âge Westphalien. D'extension plus grande, elle a donné des plis à plan axial subvertical là où la première avait engendré des plis couchés, et dans les zones externes déformées pour la première fois, il en résulte des plis à plan axial variable et quelques nappes de style superficiel. Ainsi que l'on peut le constater, le métamorphisme régional a surtout affecté les zones internes qui appartiennent en majeure partie au faciès des schistes-verts. L'on constate une succession à caractère plurifacial dans le métamorphisme, témoignant d'une baisse de pression avec le temps. Pour certains étages le métamorphisme maximum peut avoir été atteint lors de la seconde phase de plissement seulement.

Du point de vue magmatique, l'on relève une abondante production de granitoïdes que l'on peut répartir en deux séries sur

une base chimique.

- a) Les granitoïdes alcalins surtout mis en place pendant l'orogénèse et engendrés vraisemblablement par anatexie de la croûte moyenne.
- b) Les granitoïdes calco-alcalins mis en place après la dernière phase de plissement et résultant selon certaines hypothèses, de l'anatexie de la croûte inférieure et du mélange avec des produits basiques.

C. ZONE CANTABRIQUE

L'on y observe, au-dessus d'un socle précambrien et cambrien, une série ordovicienne essentiellement quartzique avec quelques intermédiaires pélitiques ou calcaires.

Ensuite, le Dévonien et le Carbonifère montrent un faciès marin au sein duquel les premiers signes d'une phase de plissement peuvent peut-être déjà être décelés. Cependant, ce sont le Westphalien et le Stéphaniens qui témoignent d'une fermeture progressive du bassin avec des dépôts discordants sur les structures de la phase majeure du plissement.

D. ZONE OUEST ASTURIENNE-LEONIENNE

Cette zone, que certains auteurs traitent en plusieurs sous-zones (Matte et al., 1971) est séparée de la zone cantabrique par une faille de charriage majeure, à pente NNE. Les formations paléozoïques y sont en général beaucoup plus puissantes que dans la zone précédente et l'on n'observe plus de dépôts syntectoniques. Les deux phases de plissement ont joué, engendrant un métamorphisme de basse-pression intermédiaire, et un magmatisme synorogénique comparable à celui de la zone Centro-Ibérique.

Au SW, soit près de la frontière portugaise, une vaste formation volcanosédimentaire précambrienne métamorphisée en gneiss ocellés, connue sous le nom de "Ollo de Sapo", affleure en une antiforme majeure.

E. SOUS-ZONE DE GALICIE MOYENNE-TRAS-OS-MONTES

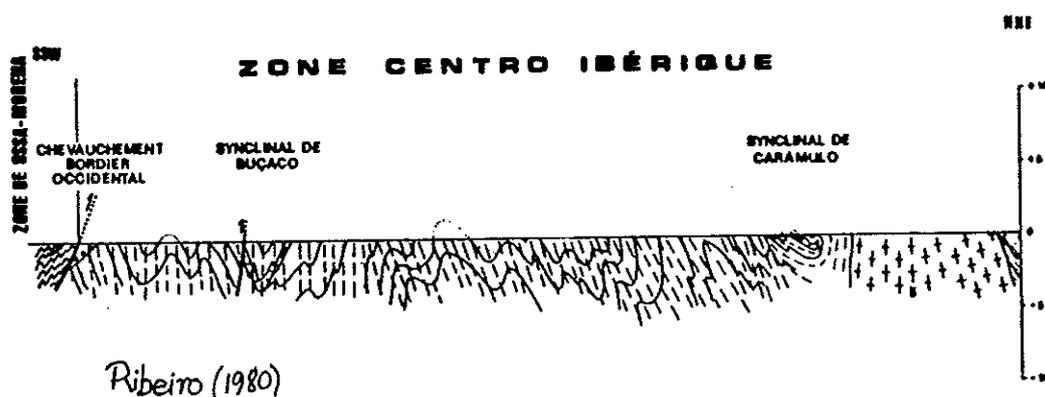
Cette sous-zone très particulière est constituée de cinq massifs polymétamorphiques (métabasites et orthogneiss granitiques), chevauchant des terrains monométamorphiques (Silurien?) très riches en matériaux volcaniques, acides et mafiques. Ces derniers se distinguent nettement des séquences du même âge de la zone centro-ibérique, qu'ils chevauchent, par leur nature, mais également par leur déformation plus intense. De nombreuses hypothèses ont été lancées pour expliquer la présence de ces massifs polymétamorphiques et surtout le phénomène de charriage et l'âge de ce métamorphisme. Cependant, aucune n'est vraiment satisfaisante, et il n'est pas impossible que le charriage se soit fait à partir de l'ouest, ce qui rattacherait ces massifs au socle polymétamorphique d'Ossa Morena, socle qui n'affleure actuellement que 170 km plus au sud!

F. ZONE CENTRO-IBERIQUE

Bien connue au Portugal, la zone centro-ibérique comprend un socle Précambrien bien différencié de celui des autres zones et sur lequel repose en discordance une série similaire de pélites, grauwackes et phthanites avec quelques intercalations de conglomérats et de calcaires connues sous le nom de "Complexe Schisto-Grauwackeux" (voir à ce propos la géologie locale à Panasqueira). Ce complexe daterait du Précambrien supérieur ou du Cambrien.

Par dessus cet ensemble, l'Ordovicien (conglomérat de base, schistes et quartzites) est nettement discordant contrairement à ce que l'on observe dans la zone Ouest Asturienne-Léonienne, ce qui implique ici la présence de la phase Sarde (les opinions divergent selon les auteurs!). Toutefois, cette phase est de faible ampleur.

La structure engendrée par les deux phases hercyniennes postérieures est telle que l'on peut mettre en évidence une zone axiale à structures raides et de part et d'autre un ensemble de plis divergents.



Les phénomènes métamorphiques et magmatiques indiquent que la montée des isogéothermes s'y est produite au cours de la seconde phase, tandis que les intrusions granitiques sont réparties avant, pendant et après la tectogenèse.

Dans la série alcaline, on distingue:

- des granites gneissiques affectés par la première phase et mis en place vers 350 ± 10 MA
- des granites à deux micas, liés à des migmatites et contemporains de la seconde phase;
- des granites à deux micas et mégacristaux, un peu plus tardifs.

Dans la série calco-alcaline, on distingue:

- des granites déformés par la seconde phase mis en place vers 320 ± 10 MA;
- des granites, post-tectoniques, passant d'un caractère calco-alcalin pour les plus vieux à alcalin pour les plus récents (voir Panasqueira). Ils datent de 280 ± 10 MA.

G. ZONE D'OSSA-MORENA

Le contact entre la zone centro-ibérique et la zone d'Ossa-Morena est un linéament majeur représentant un chevauchement important vers le nord-est. Comme on l'a précisé précédemment, le socle précambrien est ici polymétamorphique. Il est suivi d'une couverture de Précambrien supérieur sur laquelle repose le conglomérat de base du Cambrien. Ce Cambrien est ensuite constitué de séquences pélito-quartzitiques avec spillites sur lesquelles un faciès pélitique plus profond (Ordovicien) et des volcanites acides et basiques (Silurien) viennent se

greffer. La première phase du plissement hercynien se manifeste clairement par une discordance du Dévonien supérieur sur le Dévonien moyen. Cette phase a engendré des plis orientés NW-SE à N-S montrant un déversement vers le SW. L'intensité de la déformation va en s'accroissant vers le NW.

Le métamorphisme est limité à certaines ceintures et encore n'est-on pas toujours sûr qu'il s'agisse bien d'un métamorphisme hercynien par distinction avec celui affectant le précambrien. Au NE, les phénomènes intrusifs correspondent à un domaine de transition avec la zone centro-ibérique tandis que plus au SW les intrusions basiques sont considérablement plus nombreuses. Le contact entre cette zone d'Ossa Morena et la zone Sud-Portugaise est un chevauchement de grande ampleur, plongeant vers le NE et affectant vraisemblablement l'entièreté de la croûte!

H. ZONE SUD-PORTUGAISE

Il s'agit ici essentiellement de terrains plus récents, fameniens et carbonifères caractérisés par des très importants dépôts volcano-sédimentaires acides (en relation avec la ceinture pyriteuse sud-ibérique). Par delà, s'est installée une sédimentation grésopélimitique et grauwackeuse parfois très grossière, contemporaine des premières phases de plissement dans le sud de la péninsule. Le métamorphisme appartient au faciès des schistes-verts (chlorites) et dans la ceinture pyriteuse, au faciès à prehnites-pumpellyite. L'on peut dégager de la comparaison avec la zone d'Ossa-Morena que le flysch et surtout la déformation principale sont de plus en plus récents vers le SW, alors que, rappelons-le, dans le nord de la chaîne hercynienne, cette gradation se fait vers le NE.

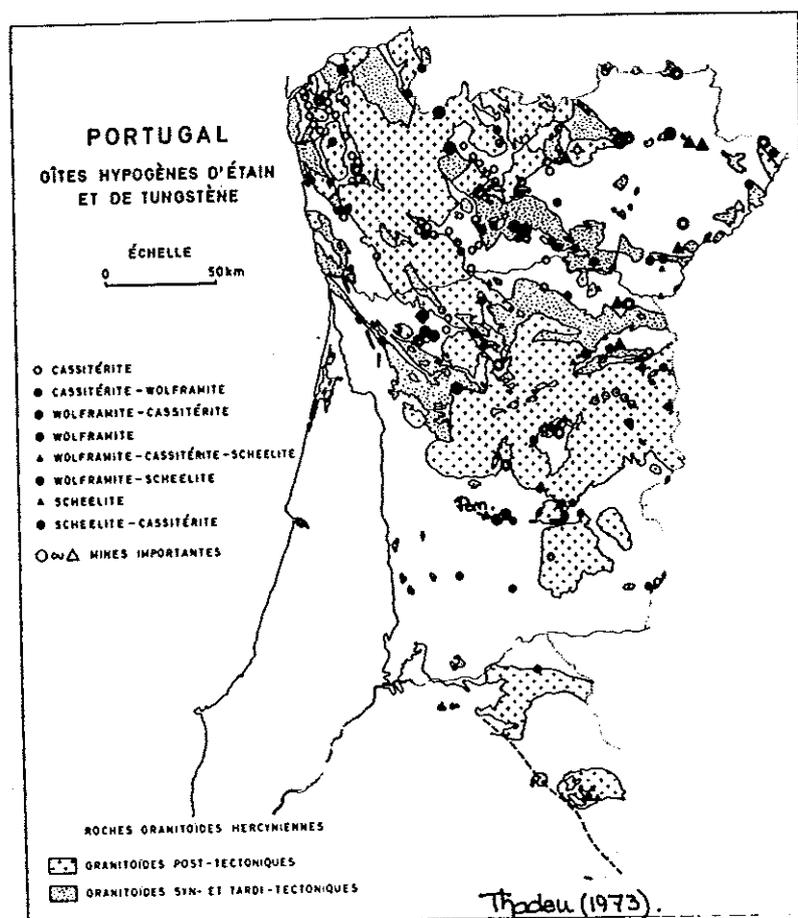


Vue générale des installations (Barrroca Grande). Serra da Estrela à l'arrière plan.

GEOLOGIE DE PANASQUEIRA

A. CONTEXTE TECTONIQUE

Dans le cadre de la chaîne hercynienne ibérique, le gisement de Panasqueira occupe une position très particulière, en ce sens qu'il est situé à la limite sud de l'affleurement du grand complexe granitique hercynien, mais qu'il est également au nord de la grande faille de charriage séparant les zones d'Ossa-Moréna au sud et Centre Ibérique au nord.



D'un point de vue purement géodynamique un tel contexte a amené certains géologues à penser qu'il pourrait s'agir d'une ancienne zone de subduction, induisant ainsi un rapprochement avec le modèle tectonique contemporain de la genèse des gisements du sud-ouest de l'Angleterre (fig.) proposé par Mitchell, (1974).

En effet, à l'appui d'une telle hypothèse et bien qu'aucun emplacement précis ne puisse être suggéré pour l'ancienne suture, l'on relève plusieurs faits:

- Premièrement, et comme on l'a décrit précédemment, la zone d'Ossa-Morena suppose un contexte paléogéographique bien distinct de la zone Centro Ibérique qu'elle chevauche. Démontrant ainsi que ces deux blocs n'ont pas toujours été jointifs.
- Deuxièmement, alors que la zone Centre Ibérique se caractérise par un magmatisme calco-alcalin dominant, la zone d'Ossa-Morena est quant à elle marquée par des tonalites et des diorites essentiellement. L'on observe une augmentation en potassium allant du sud vers le nord, ce qui serait caractéristique d'une subduction en direction du nord (actuel).
- Troisièmement, les granitoïdes calco-alcalins sont plus anciens que les granites anatectiques probablement générés lors du resserrement final des deux "plaques".

Le gisement de Panasqueira en tant que tel se satisfait assez bien d'une telle hypothèse. En effet, selon les études isotopiques menées par Rye et Kelly (1979), le granite associé à la minéralisation est un granite de type S (c.à.d. anatectique). Ce granite pourrait donc avoir été généré dans les profondeurs de la croûte sous le double effet de l'enfouissement et de la contrainte engendrés par la collision continentale qui a suivi la phase de subduction.

De plus, l'ensemble des caractéristiques communes aux gisements mis en place dans ce contexte de collision et qui ont été citées dans le paragraphe sur ce propose, se retrouvent à Panasqueira.



Stratigraphie soulignée par l'érosion et schistosité oblique
(Rive du Zegere)

B. DESCRIPTION GEOLOGIQUE

Si l'on reprend la carte géologique du Portugal l'on constate que Panasqueira se localise dans le "Complexe Schisto-grauwackeux", encore appelé Beira Schist Complex". Ce terme très général et un peu fourre-tout représente en fait un ensemble essentiellement sédimentaire très puissant, constitué de schistes, de shales, de grès fins, de grauwackes et de turbidites qui ont subi un métamorphisme épizonal lors de l'orogénie hercynienne (schistes à séricite-chlorite). Bien que ces roches n'aient pas été cartographiées de façon systématique il apparaît qu'aucune séquence évaporitique ou calcaire ne s'y intercale.

La région a été affectée par les trois plissements majeurs (Calédonien, Hercynien et Alpin) selon des degrés divers.

- L'orogénèse calédonienne, pour autant qu'elle ait affecté la région car tous les auteurs ne s'accordent pas là-dessus, a vraisemblablement été de faible ampleur. Ce qui explique, qu'à Panasqueira notamment, ses effets sont masqués par le plissement hercynien.

Pour trouver des signes d'un plissement calédonien, il faut en effet se référer aux Ophiolites signalées en Galice espagnole et à des observations structurales dans le Cambrien supérieur du "Complexe schisto-grauwackeux" (cfr une synthèse dans Den Tex, 1975).

- L'orogénèse hercynienne a été, comme on l'a décrit précédemment, très intense. Ceci se marque dans la région par un plissement très redressé et subisoclinal tant et si bien que la stratification apparaît pratiquement toujours verticale. Associés à cette phase de plissement un métamorphisme régional, de caractère épizonal, a engendré la transformation des sédiments les plus argileux en schistes à séricite-chlorite ou en phyllades. De plus, on note un ensemble de veines lenticulaires et d'amas de quartz laiteux stérile (dénommé "Seixo Bravo") et vraisemblablement exsudé de ces sédiments par le processus métamorphique.
- Enfin l'orogénèse alpine, pratiquement insignifiante, se signale par la réactivation des failles majeures.

Aucune carte géologique à petite échelle n'existe mais Thadeu a reporté les directions majeures de la schistosité des failles, des dykes et des filons observés sur un plan de la concession qui reprend également la limite entre les schistes tachetés et non-tachetés. Ces taches sont la conséquence du métamorphisme de contact induit par une masse granitique intrudée et vraisemblablement plus vaste que celle connue actuellement en profondeur.

B.1. Phénomènes magmatiques

B.1.a. Le granite de Panasqueira

Comme on l'a déjà signalé plusieurs fois, Panasqueira est localisée au sud des grands affleurements granitiques, dans une région où aucune de ces manifestations n'apparaît en surface. Cependant les travaux miniers ont recoupé, en profondeur, une coupole granitique dont la relation avec la minéralisation a été mise en évidence par plusieurs études. Il s'agit d'un granite porphyrique à deux micas et à feldspath-K qui passe progressivement aux abords du sommet de la coupole à une masse greisenisée, équi-granulaire et constituée alors essentiellement de quartz et de muscovite. La datation K-Ar de ce granite a donné 290 ± 10 MA ce qui correspond bien avec son caractère posttectonique.

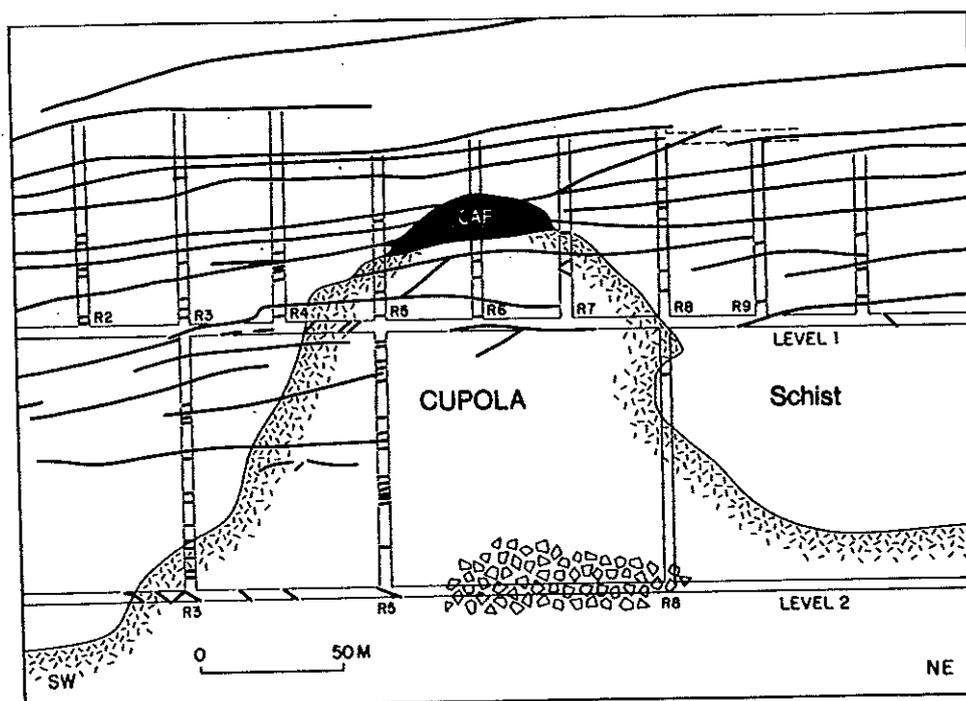


FIG. 10. Cross section of Panasqueira cupola showing the silica cap, crosscutting flat stopes, and zone of abundant xenoliths on level 2 (from Beralt Tin and Wolfram Portugal section with addition of silica cap by W. C. K.).



Dyke aplitique avec enclave (Sud du pont sur le Zézere)

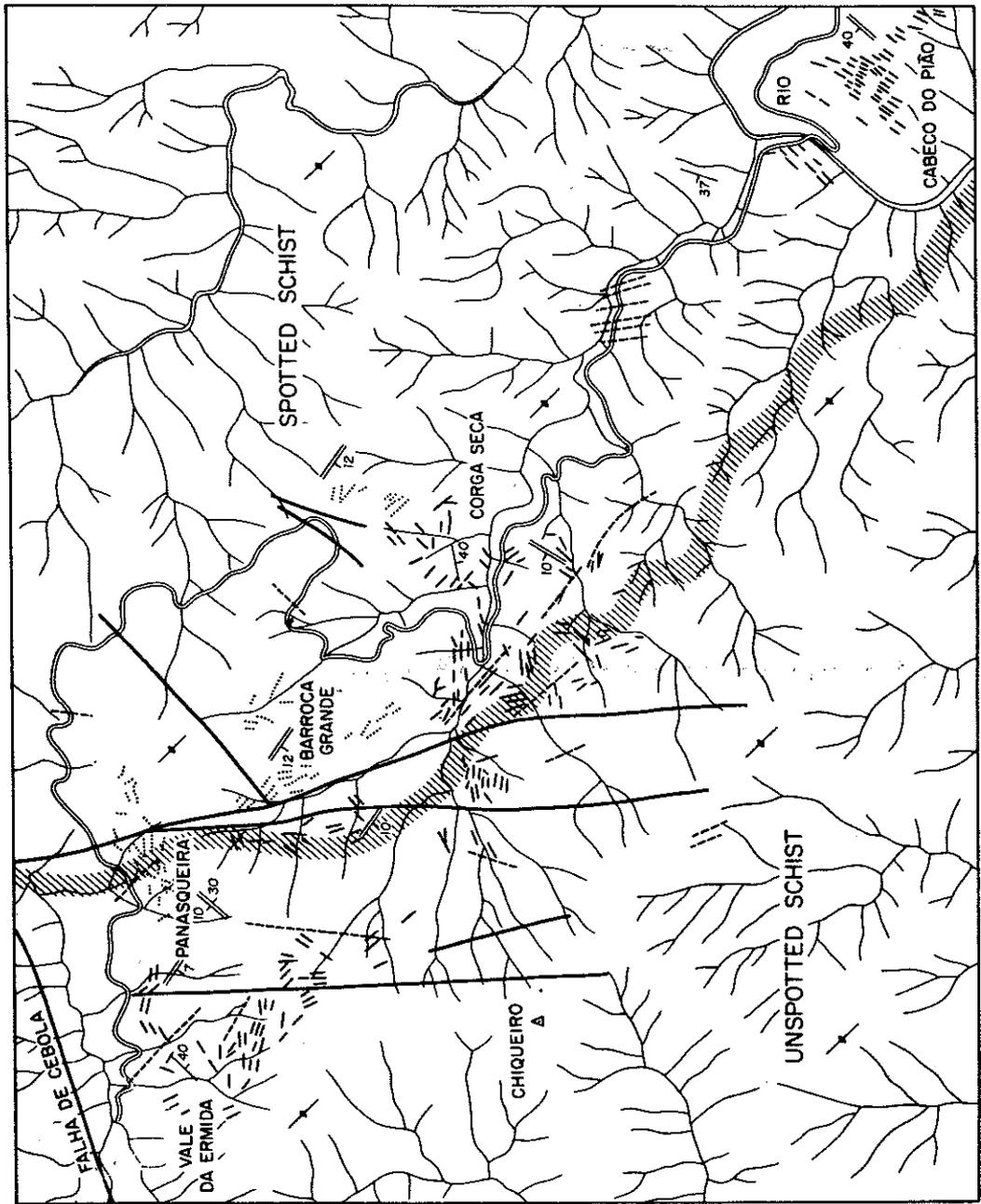


FIG. 3. Geological map of the Panasqueira mining district (from Thadeu, 1951, and Conde et al., 1971).

B.1.b. Les dykes aplitiques

Reliés vraisemblablement en profondeur au granite et souvent greisenisés l'on trouve dans toute la région un certain nombre de dykes aplitiques postérieurs également à la phase de déformation.

B.1.c. Les dykes doléritiques

Toujours postérieurs à la déformation majeure, mais vraisemblablement antérieurs aux filons aplitiques (Thadeu, 1951), l'on rencontre aussi bien dans la mine qu'en surface des dykes de dolérite de 0,5 à 3 m d'épaisseur. Cette roche, finement grenue, est principalement composée de labradorite et de pyroxène amphibolitisé.

B.2. Phénomènes métamorphiques locaux

Comme on l'a signalé précédemment, sur le métamorphisme régional léger se superpose un métamorphisme de contact engendrant la formation de taches du moins dans les matériaux les plus argileux. Ces taches sont formées de biotite, chlorite, cordierite et chiastolite. La carte de Thadeu montre bien que la limite du métamorphisme de contact coupe le site en deux. Les géologues estiment en effet depuis longtemps que l'étendue de cette zone métamorphisée est telle qu'on ne peut la mettre en relation avec la seule coupole de Panasqueira, mais que pour la justifier il faut supposer la présence en profondeur d'un batholithe granitique prolongeant le complexe hercynien affleurant dans le nord du pays. L'observation détaillée du rapport entre ces taches et la schistosité de crénulation a donné lieu à deux interprétations essentiellement divergentes. D'une part, W.C.Kelly ne voit dans la forme allongée de ces taches qu'un effet de cristallisation mimétique sur des schistes déjà déformés. Pour lui, le métamorphisme de contact est donc postérieur au plissement, ce qui est en accord avec les observations faites sur le granite. D'autre part, Ch.Marignac, qui a mené une étude structurale détaillée et régionalement peut-être plus étendue, démontre qu'en fait la schistosité de crénulation reste nette à l'intérieur et sur le bord de ces taches. Ce qui tendrait à supposer que le métamorphisme est au moins contemporain de la déformation.



Remplissage de blende-galène et carbonates d'un filon oblique (10 cm) d'âge alpin.
(L530-P2-XIV)

En fait, ne pourrait-on pas supposer que le batholithe profond, à l'origine de ce faciès métamorphique, est en fait un granite contemporain du plissement, tandis que la coupole observée est plus tardive, donnant lieu à une recristallisation locale effaçant la crénulation des taches. Ceci pourrait expliquer pourquoi des observations faites près du contact ou dans des zones plus distantes de la coupole ne concordent pas. Ce problème de datation relative de l'intrusion et de la déformation peut paraître secondaire mais en fait il est important à l'appui de certaines théories cherchant à expliquer l'origine structurale des filons que l'on évoquera plus loin.

B.3. Phénomènes tectoniques régionaux

Un réseau important de failles subverticales à tendance N et ENE, postérieures au métamorphisme régional recoupe le gisement. Elles ont encore joué lors de l'orogénèse alpine et se sont alors cimentées par un remplissage carbonaté associé à quelques sulfures. L'âge des fractures initiales vis-à-vis de la minéralisation est toujours énigmatique car bien souvent, l'on voit un filon se terminer brutalement contre le plan de faille sans que l'on ne puisse localiser un quelconque prolongement de ce filon. Cependant, ces failles ne sont jamais minéralisées elles-mêmes, mais contiennent parfois une brèche formée de matière filonienne, ce qui prouve qu'elles ont en tout cas joué après la mise en place de la minéralisation.

La Falha de Cebola au nord de la concession est une structure de grande ampleur qui limite l'extension de la minéralisation vers le nord. Selon plusieurs observations, elle témoignerait de mouvements de blocs importants au Jurassique qui ont fait remonter la partie nord où affleurent les grands batholithes hercyniens et descendre les terrains au sud, ce qui a sans doute favorisé la conservation du gisement.

B.4. Histoire post-hercynienne

D'après les études d'inclusions fluides (Kelly-Rye) la minéralisation a dû se mettre en place à une profondeur maximum de l'ordre de 660 à 1300 m sous le niveau de la mer. Cependant, aucun indice concernant les formations post-hercyniennes qui

auraient pu recouvrir la région ne subsiste, tant et si bien que les données de traces de fission et les observations paléomagnétiques sont les seuls outils pour une reconstitution des événements majeurs. Kelly et Rye déduisent des traces de fissions dans les apatites que deux événements thermiques ont eu lieu. Le premier, fin Jurassique, a atteint des températures appartenant à l'intervalle 150-250°C, tandis que le second, fin Crétacé, est resté en deçà des 150° C. Une corrélation avec des observations paléomagnétiques et des hypothèses tectoniques, permet de suggérer que le premier de ces événements serait lié au décrochement de la péninsule du reste de l'Europe. Dès lors, pour expliquer que la minéralisation n'a pas été érodée après le soulèvement de la fin du Jurassique, il paraît plausible d'envisager la présence d'une couverture post-Hercynienne.

Le second événement a été mis en relation avec la minéralisation alpine et quelques signes d'activité magmatique intensive sur la côte portugaise.

C. CARACTERISTIQUES MAJEURES DU GISEMENT ET HYPOTHESE GENETIQUE

Avant d'aborder l'objet de ce travail et une description détaillée de la minéralisation sur base des observations faites, il est intéressant de passer en revue les caractéristiques majeures et parfois très particulières du gisement de Panasqueira. Si l'on se rapporte à la typologie des gisements à étain-tungstène, synthétisée au début de ce travail, l'on constatera à la lecture des caractères développés ci-après que ce gisement se rattache sans hésitation au type: "Filons en corrélation avec des massifs granitiques liés à un épisode orogénique".

En effet, personne ne met plus en doute aujourd'hui l'existence d'une masse granitique à Panasqueira puisqu'elle a été recoupée par les travaux miniers, mais au contraire l'on soupçonne de plus en plus la présence d'autres coupoles et surtout l'existence d'un grand batholithe en profondeur. De même, la liaison de cette intrusion avec l'orogénèse hercynienne est généralement admise et correspond tant aux datations faites par la méthode K-Ar, qu'aux observations structurales. Les données isotopiques enfin,

récoltées sur le granite de Panasqueira (malheureusement encore peu disponibles pour d'autres granites hercyniens) indiquent qu'il s'agit d'un magma d'origine anatectique. Celui-ci résulterait donc vraisemblablement de la fusion partielle de métasédiments récents. Il est intéressant de noter que ces caractéristiques sont généralement celles des granites associées aux minéralisations stannifères.

Selon des arguments désormais bien étayés, le granite s'est intrudé mécaniquement dans les phyllades, précédant tout processus de minéralisation filonienne. Le fait que ces filons recoupent la coupole granitique en est d'ailleurs une preuve assez convaincante. Par contre, la succession des phénomènes liés à la minéralisation est moins bien établie et avant d'en proposer une interprétation, l'on décrira quelques caractéristiques essentielles.

C.1. Le "chapeau de silice"

Au sommet de la coupole granitique, les travaux miniers ont mis en évidence la présence d'une grosse calotte de silice laiteuse sous-minéralisée par rapport aux filons. Cette calotte, d'affiliation hydrothermale (selon les inclusions fluides) se serait mise en place dans la chambre laissée vide par un léger retrait de magma intrudé. Etant donné que plusieurs filons minéralisés la recoupent, il faut, par conséquent, la positionner dans le temps entre l'intrusion proprement dite et la minéralisation postérieure des filons.

L'étude des inclusions fluides sur quelques quartz qui ont crû dans la cavité ouverte avant le remplissage hydrothermal a montré que ceux-ci étaient dans un milieu riche en CO_2 et atteignant des pressions de l'ordre de 320 à 600 bars tandis que le fluide ayant amené le remplissage complet de la calotte n'atteignait généralement que moins de 100 à 200 bars. Dans les deux cas, les températures étaient bien inférieures (280°C), à des températures attribuables à des fluides magmatiques. Ces données s'avèrent très intéressantes pour la reconstitution du modèle génétique.

C.2. Les filons

La minéralisation proprement dite se dispose dans un ensemble de filons donnant au gisement une allure en "soucoupe". C'est-à-dire que l'extension horizontale de ce corps est bien plus importante que son extension verticale.

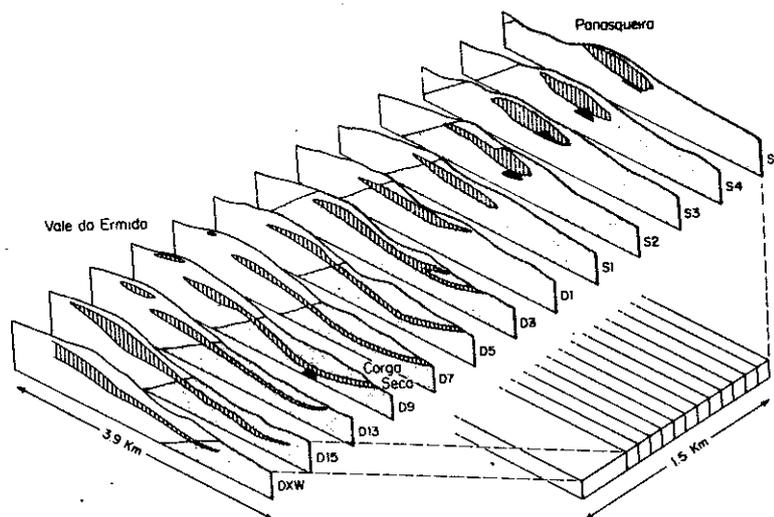


FIG. 15. Parallel sections (trending N 64° W) along drives showing flat saucer-shaped zone of economic veinage (vertically hatched) as defined by the work of W. J. Whyte and shown with his permission. The known Panasqueira cupola is shown in black along drives S2 through S5, while a second cupola may occur, as shown, along D9. Shaded and unshaded parts of the sections show the distribution of spotted and unspotted schists, respectively. View is looking north and cross sections trend N 65° W.

B.T.W.P. Serl.

Cependant, si cette caractéristique est déjà intrigante par elle-même, c'est en fait l'horizontalité de la majorité des filons qui constitue le trait le plus frappant de cette disposition. Les filons minéralisés ont en effet une pente moyenne comprise entre 7 et 12° pour une épaisseur allant de quelques centimètres à plus d'un mètre. Seuls quelques-uns se rapportent à des familles de fractures plus redressées (25 à 45°), mais ils sont généralement de moindre importance économique. Une telle disposition des filons dans les gisements hydrothermaux est exceptionnelle, d'autant plus qu'ici, l'on n'observe aucun phénomène de remplacement ni aucune conformité avec la stratigraphie locale. Pour l'expliquer, plusieurs hypothèses ont été avancées mais aucune d'elles n'est définitive. Sans doute, faut-il faire appel à la combinaison de plusieurs processus.



Fractures subhorizontales dans les schistes (Barroca Grande)

Dans toute la région, il n'est pas difficile d'observer une série parfois abondante de fractures subhorizontales recoupant nettement la stratigraphie, une telle structure n'est donc pas exceptionnelle. Ce qui est particulier sur le site de la concession c'est que cette structure a été minéralisée. Pour justifier une fracturation horizontale des roches, l'on peut sans trop de problèmes, imaginer un état de contraintes tectonique compatible. Mais, ce qui intrigue le plus les géologues, c'est le mécanisme qui a permis l'ouverture sur plusieurs décimètres de ces fractures sans que des effondrements ne se produisent. La minéralisation montre en effet que lors de sa mise en place, il n'y a pas eu d'ouverture par saccades ou de cisaillement des filons. Mais au contraire, la correspondance exacte des parois de ceux-ci suggère une dilatation purement verticale telle que les cristaux ont pu se développer sans contrainte sur les parois, atteignant des dimensions peu communes. Dès lors, il faut expliquer que ces structures aient pu rester ouvertes tout le temps de la minéralisation, vainquant la pression lithostatique existant au sommet de la coupole. D'après les données thermodynamiques recueillies par Kelly, l'on sait que la profondeur de mise en place fut très faible. Il paraît donc possible de trouver un état de contraintes pour lequel cette pression lithostatique correspondrait à la plus petite sollicitation. Mais, ce qui paraît difficile à expliquer, c'est l'énorme portée que semblent avoir eu ces ouvertures. Les filons ne sont en effet pas seulement subhorizontaux mais ils s'étendent sur des dizaines voire des centaines de mètres dans les deux directions sans qu'aucun contact ne s'observe entre le toit et le mur. Or, après un rapide calcul, l'on constate que de telles portées sont inexplicables et ce d'autant plus que les parois sont fracturées. Par conséquent, Kelly a été amené à suggérer l'importance d'un processus de dilatation hydraulique durant tout le temps de la cristallisation, jusqu'à ce que des supports minéralisés suffisants puissent justifier le maintien de l'ouverture. A l'appui de cette hypothèse, son auteur fournit plusieurs mesures sur des inclusions fluides indiquant des pressions initiales dans la chambre magmatique atteignant 600 bars,

tandis que la pression qui a régné durant la minéralisation des filons ne serait que de 100 bars. Or, c'est cette dernière pression (la plus basse) qui permet de calculer la profondeur de mise en place (aucun processus n'est en effet connu pour justifier des pressions inférieures à la pression hydrostatique).

Plus classique, l'hypothèse tectonique (Marignac, 1973, 1982) est bâtie sur des observations structurales et microtectoniques de la minéralisation. Elle démontre la plausibilité d'une ouverture tectonique des fissures et met notamment en évidence une dilatation d'ampleur supérieure à l'épaisseur actuelle des filons. Cette hypothèse suggère une corrélation importante entre le phénomène tectonique et la venue hydrothermale qui est sans doute la meilleure image du processus responsable de cette configuration surprenante.

Quoi qu'il en soit, les données thermodynamiques et isotopiques (Kelly et Rye, 1979) sont intéressantes à d'autres titres et notamment du point de vue de la minéralisation proprement dite. Globalement les différents minéraux s'intègrent dans quatre phases successives que l'on retrouve d'ailleurs avec une similitude étonnante dans d'autres gisements à étain-tungstène et notamment en Bolivie (Kelly-Turneure, 1970).

- 1°) Stade oxydes-silicates (muscovite, quartz, wolframite, cassitérite, phosphates...)
- 2°) Stade sulfures (mispickel, pyrite, chalcoppyrite, blends...)
- 3°) Stade d'oxydation hypogène de la pyrrhotite
- 4°) Stade carbonaté.

Ces quatre stades sont présents dans l'ensemble de la mine, excepté à "Vale da Ermida" à l'ouest où les paragenèses semblent moins nettes et suggèrent en corrélation avec d'autres données un centre émanatif distinct (cfr. ci-après).

Si donc une succession aussi nette en quatre phases n'est pas exceptionnelle, en revanche la particularité de Panasqueira s'exprime à nouveau dans les données thermiques récoltées. Selon celles-ci, les trois premiers stades auraient résulté de l'infiltration de fluides à des températures avoisinant les 280°C, sans qu'aucun refroidissement brutal ne soit enregistré si ce n'est pour la phase carbonatée finale où 115°C semblent avoir été une valeur moyenne.

Ceci est exceptionnel en ce sens que l'on s'attend généralement à des températures de plus de 350°C et que des valeurs de 400° voire 500°C sont habituellement enregistrées dans des gisements similaires. L'on est donc manifestement bien en dessous de températures en liaison quelconque avec la fusion du granite ce qui fortifie l'hypothèse d'un mélange en profondeur d'eaux météoriques et magmatiques telles que le suggèrent les données isotopiques. En fait, ces données isotopiques sont ambiguës et ne permettent de trancher entre une origine météorique ou magmatique des eaux que dans le cas du stade carbonaté, manifestement météorique. Mais elles dénotent un parfait équilibre tant avec l'encaissant schisteux qu'avec le granite intrudé.

De plus, la faible profondeur de mise en place rend l'implication d'eaux météoriques pratiquement inévitable, tandis que les hautes pressions initiales s'accommoderaient mieux d'une composante magmatique dans les premiers temps.

Enfin, la chimie des inclusions fluides révèle une salinité relativement faible (5 à 10% de NaCl lors des trois premiers stades) et une teneur en CO₂ décroissante au cours du temps. Cette teneur en CO₂ (toujours inférieure à 2%) semble intéressante en ce sens que les tout premiers fluides à avoir émané de la coupole granitique, indiquent une effervescence en CO₂. Le CO₂ décroît donc avec la distance à la coupole granitique. Or, deux autres endroits du gisement montrent une concentration anormale en dioxyde. Ce sont d'une part Vale da Ermida et d'autre part Corga Seca. Cette anomalie est d'autant plus précieuse que ces deux sites montrent en plus des particularités minéralogiques. Les teneurs en cassitérite y semblent en effet supérieures, tout comme aux alentours de la coupole connue.

Dès lors, il est très tentant de penser que Corga Seca et Vale da Ermida sont à l'aplomb d'autres coupoles encore inconnues, qui ont également constitué des centres d'émanations privilégiés.

C.3. Modèle génétique global

En synthétisant l'ensemble des observations faites sur le site de Panasqueira et publiés à ce jour, l'on aboutit à un modèle génétique relativement précis.

Il y a 290 M.A., à la fin de l'orogénèse hercynienne et en conséquence de l'enfouissement et de la mise sous contrainte de sédiments du "Complexe schisto-grauwackeux" notamment, des montées de magma anatectique se produisent. Ces masses magmatiques s'enrichissent lors de leur remontée d'éventuelles concentrations métalliques préexistantes dans les sédiments et viennent s'intruder mécaniquement à faible profondeur. Peut-être moins de 1000 m.

Accompagnant ces multiples intrusions, des magmas deutériques dans lesquels l'étain s'est concentré, entrent en contact avec des eaux météoriques plus froides, plus riches en CO_2 (?) et peut-être minéralisées elles aussi par percolation des sédiments (WO_3 , Fe...). Les fluides ainsi mélangés et encore sous haute pression (300 à 600 bars) vont s'infiltrer dans le massif schisteux en suivant un ensemble de failles horizontales ouvertes par la double action de la contrainte tectonique et de la dilatation hydraulique.

Simultanément, au contact de l'encaissant, ces solutions corrosives vont engendrer une altération prononcée sous forme de tourmalinisation et de séricitisation des schistes.

L'équilibre des pression va alors s'établir progressivement vers 100 à 200 bars et durant une période indéterminée mais vraisemblablement très longue, les solutions faiblement saturées et conservant une température voisine de 280°C vont précipiter très lentement des cristaux de grande taille sur les parois des cavités.

Les premiers minéraux à se former, outre la muscovite, les phosphates et le quartz, sont le rutile et la cassitérite dont une affiliation plus magmatique qu'hydrothermale ne semble pas nette dans ce cas. Mais la présence de l'étain aux abords des coupes est néanmoins significative. Ensuite, après dépôt de la wolframite et du mispickel, ce sont un ensemble de phases sulfurées aux relations assez complexes qui vont se former aux dépens des saumures chaudes précipitant un soufre

dont le rapport isotopique témoigne d'une origine profonde. Finalement, une invasion d'eaux météoriques plus froides chargées de C et de S prélevés aux sédiments de couverture va fossiliser l'ensemble de la minéralisation antérieure et aucun effet thermique ou tectonique majeur ne viendra plus affecter les filons.

Cependant, pour expliquer cette conservation exceptionnelle alors que le gisement est proche de la surface, des mouvements épéirogéniques à l'échelle régionale et la présence d'une couverture anté-jurassique semblent être des conditions nécessaires.

BIBLIOGRAPHIE

- DEN TEX E., (1977), Le socle polycyclique et son rôle dans l'évolution de la chaîne varisque en Galice, in La chaîne varisque d'Europe moyenne et occidentale, coll. inte CNRS n°243.
- KELLY W.C., RYE O.R. (1977), Geologic, Fluid inclusion and Stable Isotope Studies of the tin-tungsten deposits of Panasqueira, Portugal, Econ.Géol., 74, pp.1721-1822.
- KELLY W.C., TURNEAURE F.S., op.cit.
- MATTE Ph., BARD, CAPDEVILLA (1971), La structure de la chaîne hercynienne de la meseta ibérique: comparaison avec les segments voisins, in Histoire structurale du Golfe de Gascogne, tome 1, Inst. Franç. du Pétrole.
- MARIGNAC Ch., (1973), Analyse structurale de l'environnement du gisement à tungstène-étain de Panasqueira (Beira-Baixa, Portugal), Acad.Sci. (Paris), Comptes rendus, 277, ser. D., pp.269-272.
- MARIGNAC Ch. (1982), Geologic, Fluid inclusion and stable isotope studies of the tin-tungsten deposits of Panasqueira, Portugal - a discussion, Econ.Geol., 77, n°5, pp.1263-1266
- MITCHELL A.H.G., (1974), Southwest England granites: magmatism and tin mineralisation in a post-tectonic setting, Trans. Instit. Mining Metall., 83, p.B95-B97
- RIBEIRO A. et al., (1980), PORTUGAL, in Geologie des pays européens, Dunod.
- THADEU D., (1951), Geologia do couto mineiro da Panasqueira, Serv. Géol. Portugal Comm., 32, pp.5-64
- THADEU D. op.cit.(1973)
- THADEU D., (1979), Le gisement stanno-wolframifère de Panasqueira, Chron. Rech.Min.(BRGM), 450.

LA MINERALISATION SULFUREE DES FILONSA ETAIN-TUNGSTENE DE PANASQUEIRAAPPROCHE DU PROBLEME DE LA DISTRIBUTIONDE L'ARGENTA. PROBLEME POSE

Une des préoccupations essentielles du mineur, dans un souci de rentabiliser au maximum son exploitation minière, est de valoriser le plus grand nombre de produits possibles. Ainsi, pour faire face à des facteurs dynamiques de l'économie et aux fluctuations des marchés dont la maîtrise lui échappe généralement, une mine se doit de diversifier ses produits. Bien entendu, une telle diversification est fortement limitée par la nature même du gisement, mais elle peut se traduire tant par un changement dans la forme sous laquelle le minerai est vendu que par la mise sur le marché d'un nouveau minerai suite à une évolution favorable du contexte technologique ou économique.

L'histoire d'une exploitation montre généralement très bien ses adaptations successives, mettant en évidence une alternance de périodes de "survie" voire de fermeture et de périodes d'exploitation, signalant le développement de certains minerais aux dépens d'autres, montrant enfin l'évolution des besoins et des techniques. Celle de Panasqueira est tout aussi éloquente (cfr. annexe).

Depuis plus de 50 ans en effet, la mine s'inscrit parmi les plus grands producteurs mondiaux de tungstène et a ainsi connu des périodes de plein rendement (durant les guerres, au début des années '50 etc) ou au contraire des périodes d'activités ralenties (année '60). Ces alternances ne sont en fait que le reflet, avec un léger décalage, de l'allure en "dents de scie"

du cours du concentré de wolframite.

Pour "survivre" aux dépressions prononcées du prix du tungstène, notamment en 1921, la société a dû porter ses efforts sur la valorisation d'autres produits. C'est ainsi que dès ses premières années d'existence elle commercialisa un concentré de cassitérite qui, bien que peu important en poids, constituait un supplément non négligeable.

Cependant l'importance assez exceptionnelle d'amas sulfurés dans le coeur des filons n'avait pas échappé aux mineurs et la possibilité de récupérer et de vendre un concentré de cuivre et de zinc fut soumise à l'étude.

Dès 1961, cette étude déboucha sur l'installation d'un circuit de traitement des sulfures et sur la récupération des premières tonnes de chalcoppyrite.

En 1984, le concentré de cuivre à 25% constitue toujours un "by product" intéressant mais la blende n'a pas encore trouvé d'acheteur et est donc rejetée dans les résidus de flottation. Néanmoins le contexte économique et la dévalorisation des produits commercialisés par la mine stimule les minéralurgistes dans leur recherche de l'amélioration du rendement de l'usine de traitement et dans leur volonté de récupérer les métaux valorisants.

Parmi ceux-ci, les études de laboratoire mirent très tôt en évidence la présence d'argent.

En effet, l'analyse des concentrés de flottation obtenus expérimentalement donna les résultats suivants:

<u>Elément</u>	<u>Concentré de cuivre</u>	<u>Concentré de zinc</u>
Cu	25.6%	1.79%
Zn	3.13%	49.3%
As	0.73%	0.34%
Ag	0.094%	0.011%
CaO	0.43%	1.02%
MgO	0.08%	0.05%
Al ₂ O ₃	0.4%	0.2%
SiO ₂	1.1%	0.6%
Fe	28.4%	13.0%
S	33.8%	31.6%
Pb	0.073%	0.074%

Ni	41 ppm	32 ppm
MnO	0.013%	0.045%
Bi	0.029%	0.014%
Sb	<25 ppm	<25 ppm
Cd	0.040%	0.58%
Co	9 ppm	10 ppm

Dès lors, il était intéressant de connaître les porteurs de l'argent au sein de la minéralisation afin de savoir si quelques modifications au schéma de traitement ne pourraient permettre d'améliorer la récupération de ce précieux métal. En effet, le processus minéralurgique actuel déjà peu adapté au cuivre qui n'est récupéré qu'à 40%, ne permet de concentrer que 20% de l'argent présent dans le tout venant. C'est dans ce cadre précis que cette étude, minéralographique essentiellement, a été envisagée.

B. DEMARCHE

Le stage d'un mois, effectué sur le site de la mine, fut l'occasion idéale pour comprendre la géologie, les techniques d'exploitation et les méthodes minéralurgiques mises en oeuvre. Cette compréhension devait s'avérer indispensable dans le but de pouvoir émettre quelques idées sur les possibilités d'améliorer la récupération de l'argent. de plus, ce séjour permit de rassembler l'ensemble des documents concernant le sujet et surtout de solliciter l'avis tant des ingénieurs responsables du traitement ou de l'exploitation que des géologues. Sur base de cette première approche et dans le but de réaliser une étude plus approfondie du problème, un grand nombre d'échantillons furent collectés à la fois en surface et dans le fond.

1. Echantillons minéralurgiques

Tous les endroits de l'usine où des prélèvements ont été faits sont indiqués sur les flow-sheets. L'on se référera donc à ceux-ci, intercalés à la fin de ce chapitre.

2. Echantillons géologiques

<u>Code</u>	<u>Localisation</u>	<u>Description sommaire</u>
EPL/1	L530-P2-XN Sondage DDH 30C	Greisen
EPL/2	Rio, rive droite du Zezere	Grauwacke
EPL/3	L2 D19E I6	Enclave de schiste dans le filon
EPL/4	L530-P2-XN	Contact greisen-encaissant
EPL/5	L1-D17-R7	Dyke doleritique
EPL/6	Rive gauche du Zezere, 40 m du pont.	Aplite
EPL/7	Barroca Grande (bureaux)	Schiste tacheté

EP83/E1	L1 D27 R15 AW15	Mur du filon
EP83/1	L1 D27	Macrocrystal de mispickel
EP83/2	L1 D23 R3 AW13	Macrocrystal de pyrite
EP83/3	L1 D25 R15 AW13	Sulfures massifs
EP83/4	L2 D17 R5	" "
EP83/5	L2 D19 I5	" "
EP83/6	L1 D27 R15 AW15	" "
EP83/7	L1 D27 R15 AW15	" "
EP83/8	L1 D27	" "
EP83/9	L2 D19E I6	" "
EP83/10	L2 D13W	" "
EP83/11	L1 D25 R15 AW13	Galène "alpine"

De l'ensemble de ces échantillons, vingt-trois furent montés en sections polies et les produits de l'usine minéralurgique furent analysés pour les éléments suivants: WO_3 , Sn, Cu, Zn, Fe, As, S, Ag. Sept lames minces furent également réalisées (EPL/1...7).

Afin de cerner les phases porteuses de l'argent, plusieurs outils furent utilisés.

En premier lieu la minéralographie:

Celle-ci devrait permettre de confirmer la rareté des minéraux d'argent, de décrire les phases observées ainsi que leurs relations paragénétiques et enfin d'établir la nécessité d'un passage à la microsonde.

En second lieu, afin de préciser un programme pour le passage à la microsonde et pour compléter les observations minéralogiques, les analyses effectuées sur les produits du traitement, converties en analyses minéralogiques mirent en évidence des affinités préférentielles entre l'argent et certains minéraux. Ces affinités soupçonnées furent mises en parallèle avec des données géochimiques et minéralogiques trouvées dans la littérature.

En troisième lieu, l'ensemble des plages ainsi sélectionnées fut soumis à la microsonde électronique afin de préciser soit les phases observées, soit la teneur en argent des sulfures classiques.

Les résultats quantitatifs mais cependant ponctuels obtenus à la microsonde furent alors confrontés aux bilans minéralogiques de l'usine afin de dégager une première interprétation quantitative. En vue d'affiner cette interprétation, des essais de flottation sélective furent tentés.

D'autre part, l'observation minéralogique fut interprétée d'un point de vue strictement minéralurgique engendrant quelques commentaires sur le processus de traitement et l'efficacité de certaines opérations.

C. ETAT DES CONNAISSANCES AVANT CETTE ETUDE

Comme on l'a signalé précédemment, la mise en évidence d'une teneur non négligeable en argent dans le minerai exploité fut contemporaine des essais de concentration de la chalcoppyrite. Dès lors, les minéralurgistes et les géologues se sont attelés à découvrir quelles étaient les phases porteuses de l'argent.

Les bilans réalisés sur base des analyses de l'alimentation, du rejet et du concentré de flottation montrèrent clairement que si une partie de l'argent se concentrait avec la chalcoppyrite, en revanche, près de 60% de l'argent alimenté accompagnait les rejets.

Circuit flottation

		Cu (kg)	Ag (kg)	As (kg)
Janvier '83	Alimentation	37915	201	351806
	Concentré	32244	84	3068
	Stériles	5659	117	348738
Août '83	Alimentation	39414	213	400858
	Concentré	33596	95	2409
	Stériles	5818	118	398449

Récupération Cu: Janvier '83 $\frac{32244}{37915} \times 100 = 85\%$

Août '83 $\frac{33596}{39414} \times 100 = 85,2\%$

Récupération Ag: Janvier '83 $\frac{84}{201} \times 100 = 41,8\%$

Août '83 $\frac{95}{213} \times 100 = 44,6\%$

Au vu de ces chiffres, il était donc manifeste que l'argent devait accompagner d'autres sulfures voire former des minéraux propres non récupérés par la flottation.

Cependant aucune des études minéralographiques réalisées auparavant n'avaient révélé la présence de minéraux d'argent, si ce n'est celle de F.C.d'Orey (1967). Ce dernier, dans son travail consacré à la zone de Vale da Ermida, avait mis en évidence

la présence d'argent natif, de freibergite $(\text{Cu,Ag})_3\text{SbS}_3$, de pyrargyrite $(\text{Ag}_3\text{SbS}_3)$ de stephanite $(\text{Ag}_5\text{SbS}_4)$ et d'une galène riche en bismuth et argent. Comme il le signalait lui-même, cette présence était très localisée au NE de Vale da Ermida et était liée à une paragenèse tardive inexistante ailleurs. Selon lui, ces sulfosels d'argent-antimoine se seraient formés par réaction d'un fluide carbonaté riche en antimoine avec l'argent natif exsolvé de la galène. Par conséquent, ces rares occurrences, non confirmées par d'autres chercheurs et surtout confinées dans une région non exploitée de la mine, ne pouvaient suffire à expliquer la présence d'argent dans le minerai. De même, la galène que d'Orey prétend relativement commune à Vale da Ermida est considérée comme rare dans la zone centrale de Barroca Grande. La synthèse minéralogique réalisée par W.C.Kelly, après plusieurs années d'étude du site, montrait de façon très nette l'absence de minéraux d'argent et laissait par conséquent le problème entier. Sa réflexion dans le paragraphe consacré aux sulfosels est très éloquente "Several Ag-Sulfosalts occur in small but significant amounts and, along with native silver and acanthite are probably the carriers of silver in the chalcopyrite concentrates. Orey (1967) described the occurrence of these minerals at Vale da Ermida. They are apt to be more widespread than he inferred because of the persistent Ag content of the chalcopyrite mined elsewhere in the vein system."

L'on reviendra dans le courant de ce travail sur cette généralisation manifestement abusive du travail de d'Orey. (Kelly n'ayant pour sa part observé aucun sulfosel d'argent!). Quant à la tétrahédrite, signalée illustration à l'appui par Clark (1964), Kelly (1979) pensait, ce qui sera confirmé ici, qu'il devait s'agir de magnétite!

Enfin, dernier minéral d'argent relevé: l'acanthite (Ag_2S) . Celle-ci fut trouvée par Kelly dans un spécimen unique, en accompagnement de la sidérite, mais elle était trop petite pour être sondée...

En conclusion, aucune observation minéralogique ne semblait apporter de réponse sur les hôtes de l'argent. La seule certitude

étant que les minéraux d'argent observés étaient assurément trop exceptionnels que pour justifier les teneurs enregistrées au traitement. De leur côté, les minéralurgistes avaient également procédé à un certain nombre d'analyses sur leurs produits, et c'est ainsi que R.L.Bowen (1982) sur base d'analyses en argent et de tonnages mensuels, élaborera le bilan suivant:

	ORE		g/t CONTENT			Recovery %
	Ton	Split %	Ag (g/t)	Kg Ag	% Dist.	
<u>H.M.S.</u>						
Feed	43398	85.2	6.2 ^{ctd.}	269	56	91
Tails X	40319	79.2	0.6	24	5	
Conc. X	3079	6.0	79.6	245	51	
<u>Coarse Tables B.C.</u>						
Feed	7567	14.8	25.3 ^{ctd.}	192	40	35
Tails X	6913	13.5	17.9	124	26	
Conc. X	654	1.3	103.3	68	14	
<u>Bartles Mozley B.B.M.</u>						
Feed	1034	2.0	22.2 ^{ctd.}	23	5	20
Tails	1018	2.0	20.4	21	4	
Conc. X	16	-	114.0	2	1	
<u>ROM</u>						
Feed	50965	100.0	9.5 ^{ctd.}	484	100	65
Tails	47216	92.6	3.6	169	35	
Conc. X	3749	7.4	84.0	315	65	
<u>RIO</u>						
Copper Conc.	154	0.3	681.0	105	22	22
Tailings	3595	7.1	58.4	210	43	

De ce tableau, il tirait trois conclusions:

- a) La récupération globale de l'argent est de l'ordre de 22%.
 b) Les pertes s'échelonnent comme suit:

43% dans les rejets de la flottation Cu (Rio Tailings)

26% dans les rejets des tables à secousses de l'usine de préconcentration (Barroca Coarse Tails)

5% dans les rejets du traitement en liqueur dense (HMS Tailings)

4% dans les tables Bartles pour le traitement des fines (Bartles-Mozley Tails).

- c) La récupération à 45% de l'argent dans le circuit de flottation de la chalcopirite contre 85% pour le cuivre montre que l'argent doit être associé à d'autres sulfures.

D'autre part les essais de flottation de la sphalérite et les analyses effectuées sur ces concentrés (fig.) avaient démontré que fort peu d'argent était associé à ce minéral. Enfin, récemment (avril 1983), un échantillon de concentré de cuivre fut transmis au B.R.G.M. pour analyse à la microsonde. Cette analyse, limitée (pourquoi?) à des grains de chalcopirites optiquement purs conduisit aux conclusions suivantes:

"Le concentré pourrait renfermer plusieurs familles de chalcopirites:

- des chalcopirites pauvres (moins de 200 ppm d'Ag)
- des chalcopirites avec des teneurs de l'ordre de 400 ppm
- des chalcopirites avec des teneurs de l'ordre de 900 ppm
- des chalcopirites, plus rares, avec des teneurs supérieures à 0,15% d'Ag.

L'analyse chimique donne, par ailleurs, sur un produit trié (chalcopirite) une teneur en Sb < 20 ppm ce qui interdit au moins d'envisager la localisation de l'argent dans la chalcopirite sous forme de nanoinclusions de cuivre gris."

Le rapport ne donnait aucune notion quantitative et ne signalait même pas le nombre de points sondés par "famille"!

Face à l'état des connaissances, mettant surtout en évidence une absence de minéraux propres d'argent, et en possession de quelques résultats d'analyses focalisées uniquement sur la chalcopirite, il importait donc de repartir sur une base plus

générale. Ainsi, afin de traquer l'argent dans l'ensemble des phases minéralogiques susceptibles de le piéger, une étude minéralogique détaillée a été réalisée.

D. COMPORTEMENT GEOCHIMIQUE DE L'ARGENT

L'argent a une abondance dans la croûte terrestre estimée à 0,1 ppm, mais ses affinités géochimiques font qu'il est fréquemment enrichi dans plusieurs types de gisements. Si, d'une part, les pegmatites ne semblent jamais montrer d'enrichissement en ce métal, en revanche, des filons hydrothermaux, stockwerks, amas polymétalliques etc. peuvent atteindre 300ppm voire même 1000 ppm localement. En comparaison la teneur en argent du tout-venant à Panasqueira est de 10ppm, soit à peine cent fois le clarke.

Les minéraux d'argent les plus fréquents dans la croûte et par conséquent les seuls à avoir un intérêt économique sont:

- Argent natif
- Acanthite
- Pyrargyrite-Proustite
- Tennantite-Tétrahédrite (Fahlore).

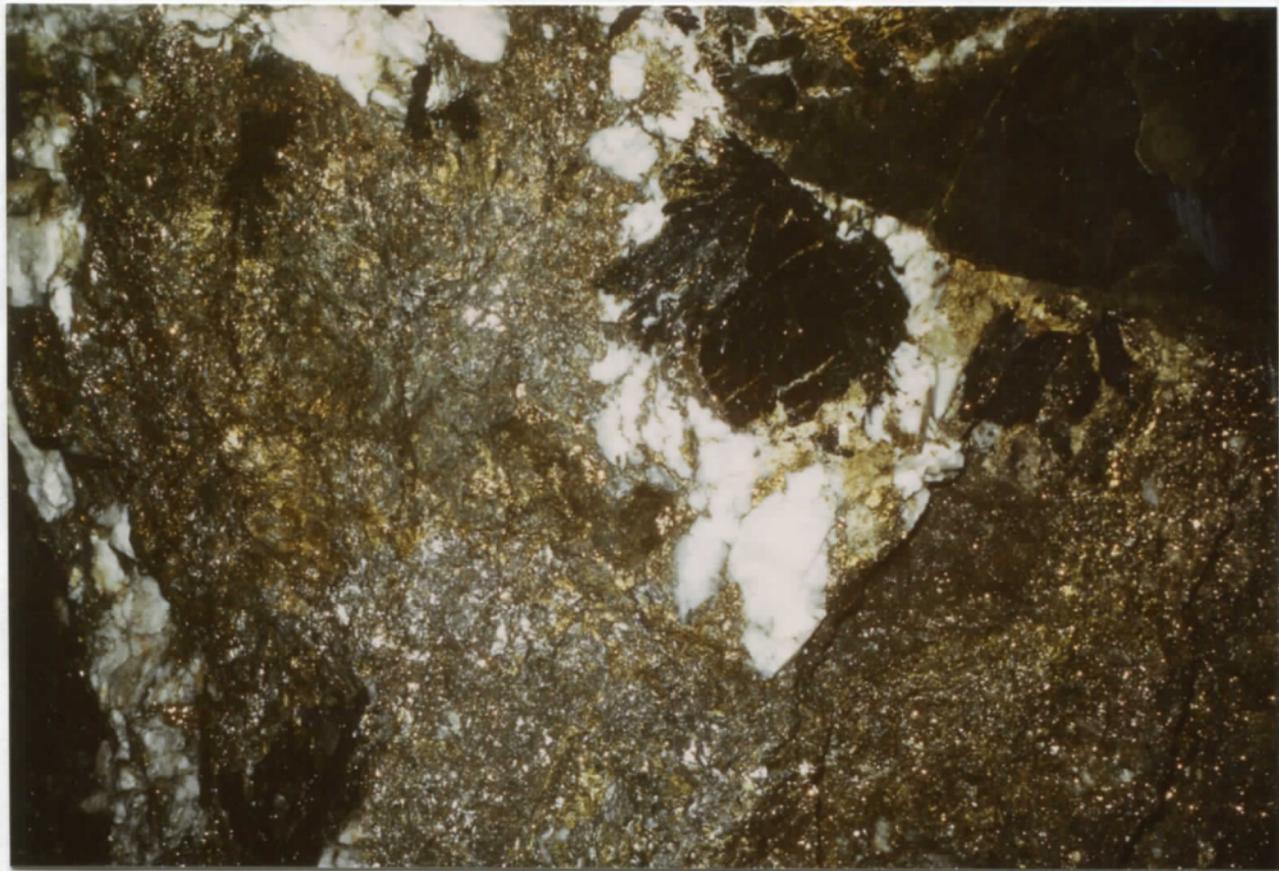
Cependant, en raison de ses propriétés chimiques, l'argent n'est pas exceptionnel dans des minéraux tels que la galène, la chalcopyrite, etc.

Il peut ainsi se substituer à l'or, au plomb et au cuivre notamment.

La littérature géochimique (Boyle, 1967) permet de se faire une idée sur la gamme des teneurs en argent observée dans les minéraux classiques. Ainsi, en se limitant aux phases répertoriées à Panasqueira on a:

<u>Eléments natifs</u>	<u>ppm d'Ag</u>
Bi	<5; 70; traces jusqu'à 100 ppm
Au	solution solide complète (>20% d'Ag electrum)

	<u>ppm Ag</u>
<u>Sulfures, Arseniures</u>	
Arsénopyrite	<1 - 400
Bismuthinite	<5 - 70
Bornite	<1 - 1000
Chalcopyrite	5 - 3000
Cubanite	?
Galène	1 - 8000 (jusqu'à 6,4% d'Ag mais sans doute dû aux impuretés)
Löllingite	?
Marcasite	?
Pyrite	1 - 500 (on a enregistré jusqu'à 1500ppm sur des échantillons isolés)
Pyrrhotite	1 - 210 (on a enregistré 5500 ppm sans doute dû à des impuretés)
Sphalérite	3 - 3500 (jusqu'à 1,5% d'Ag mais sans doute dû à des impuretés)
Stannite	valeurs isolées jusqu'à 1% d'Ag.
<u>Halogenures</u>	
Fluorine	<1 ppm
<u>Oxydes</u>	
Cassitérite	1 - 10
Magnétite	1 - 5
Ilménorutile	0.1 - 0.2
<u>Carbonates</u>	
Calcite	< 1
Sidérite	1 - 10
<u>Tungstates</u>	
Wolframite	< 1
<u>Silicates</u>	
Quartz	<0.05
Muscovite	<0.05
Tourmaline	<1



Filon riche : Wolframite (sur les parois), Quartz et Sulfures massifs
Echelle approximative : 1/10.

<u>Phosphates</u>	ppm Ag
Apatite	<0.1

Au vu de ces données révélatrices, il est clair que la recherche de l'argent se limite essentiellement aux phases sulfurées ce qui est en accord avec les observations globales faites sur le circuit de traitement. Les observations microscopiques ont donc été focalisées principalement sur les phases sulfurées présentes et leurs relations paragenétiques, afin de rechercher une systématique dans la distribution de l'argent.

E. ETUDE MINERALOGRAPHIQUE

L'on a préféré traiter ici le cas de chaque minéral séparément avant de dégager de cette étude les paragenèses successives et le comportement de l'argent.

E.1. Minéraux observés à Panasqueira

L'on ne reprendra ici que les minéraux considérés comme hypogènes.

KX: minéral signalé précédemment, confirmé par Kelly et par cette étude.

X : minéral signalé précédemment, non confirmé par Kelly mais confirmé ici.

O,K,A: signalé précédemment (O:Orey, K: Kelly, A: autres) non confirmé ici

P : minéral signalé pour la première fois.

Abondance: commun (C); clairsemé (S); rare (R); très rare (TR); ignoré (?).

Eléments natifs

Bismuth	KX	S
Or	O	
Argent	O	

Sulfures, arséniures, antimoniures

Acanthite	K	TR
Arsenopyrite	KX	C
Bismuthinite	KX	R
Chalcopyrite	KX	C
Chalcopyrrhotite	P (O?)	S
Cubanite	KX	S
Galène	KX	S
Gudmundite	A	?
Löllingite	X	C?
Marcassite	KX	C
Molybdenite	OK	R
Pentlandite	O	
Pyrite	KX	C
Pyrrhotite	KX	C
Sphalérite	KX	C
Stannite	KX	C
Stibnite	O	

Sulfosels

Freibergite	O	
Pyrargyrite	O	
Stephanite	X	R
Tétrahédrite	A	?
Matildite	P	R
Pavonite	P	R

Halogénure

Fluorine	KX	S
----------	----	---

Oxydes

Cassitérite	KX	C
Hématite	KX	S
Magnétite	KX	S
Quartz	KX	C
Rutile	X	S

Carbonates

Ankéríte	K	R
Calcite	KX	C
Dolomite	KX	C
Sidéríte	KX	C

Silicates

Bertrandite	A	?
Beryl	K	R
Chlorite	KX	C
Muscovite	KX	C
Topaze	KX	S
Tourmaline	KX	C

Phosphates

Althausite	K	R
Amblygonite	A	R
Apatite	KX	C
Isokite	K	R
Thadeuite	K	R
Wolféite	K	R

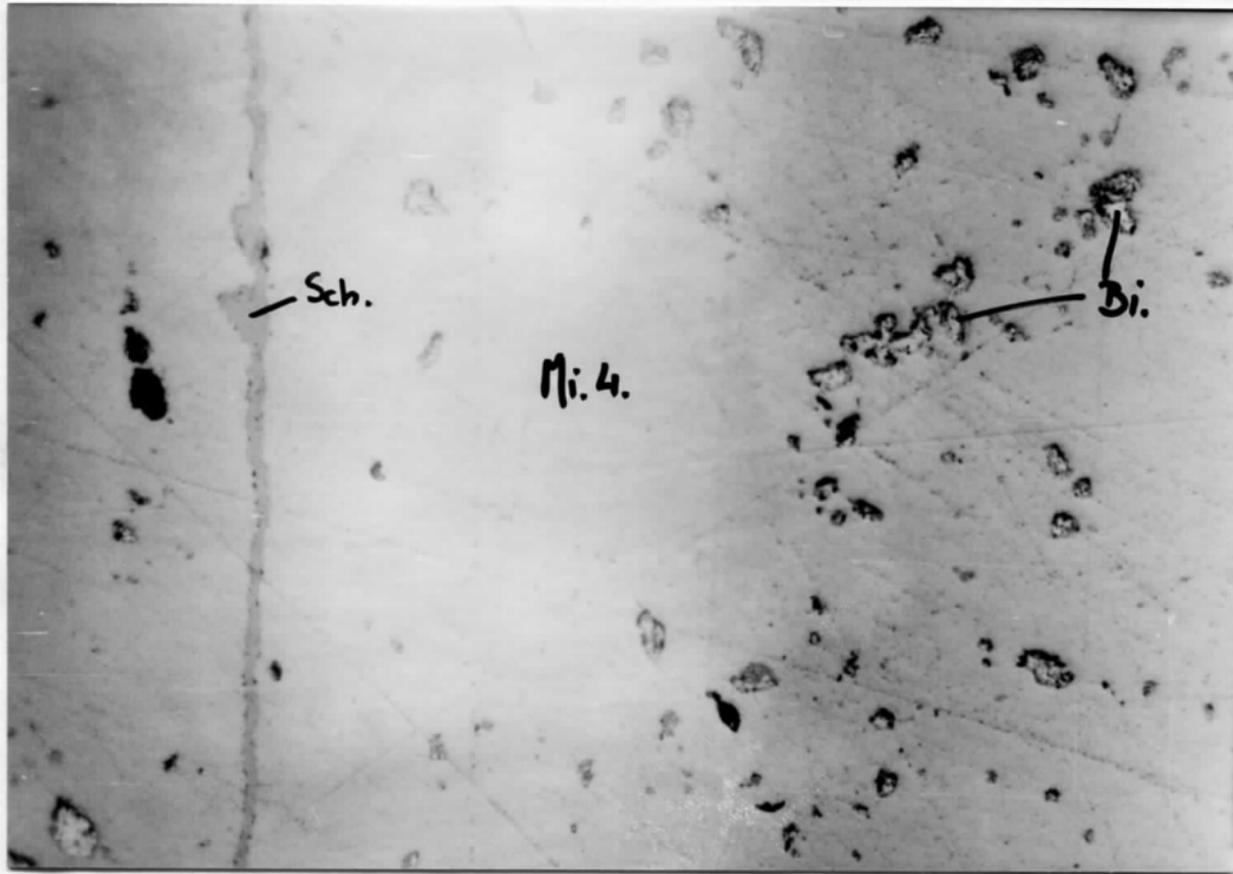
Tungstate

Wolframite	KX	C
------------	----	---

L'on n'a pas donné d'estimation pour l'abondance des minéraux signalés uniquement par d'Orey, car ceux-ci l'ont été à Vale da Ermida et sont vraisemblablement absents dans la zone considérée par cette étude.

E.2. DescriptionsE.2.1. Métaux natifs

- a. Argent: Aucune trace d'argent natif n'a été révélée par cette étude. Selon d'Orey, il y en aurait en exsolutions sur le pourtour de certains grains de galène dans la section de Vale da Ermida.



Imm.

Gross.: x560

b.Or: Ce métal n'a pas été observé dans les échantillons récoltés. Confirmant cela, les analyses montrent que les teneurs en Au dans la mine sont fort faibles, du moins dans les zones actuellement en exploitation.

c.Bi: Le Bi n'est pas un élément exceptionnel dans ce genre de gisement. A Panasqueira, c'est de loin le métal le plus abondant à l'état natif et il montre par ailleurs une persistance assez nette.

Il faut cependant distinguer au moins deux contextes différents.

Premièrement, le Bi natif parfois associé à de la bismuthinite (qui le remplace) apparaît en une multitude d'infimes goutelettes dans de multiples cristaux de mispickel. Ces inclusions ont une allure très irrégulière mais montrent de temps en temps un alignement selon des directions cristallographiques du mispickel. Il n'est sans doute pas impossible de supposer que ce bismuth a été piégé à l'état liquide dans les cristaux de mispickel en croissance. Dans les cristaux de mispickel les plus précoces (cfr. mispickel) l'on n'a pas trouvé d'inclusions de Bi.

Deuxièmement, le Bi apparaît en compagnie d'autres minéraux bismuthifères plus particuliers tels que la matildite, dans un remplissage de fractures de la blende et surtout du mispickel. Les cristaux de mispickel sont en effet fracturés de façon caractéristique et ces fractures ont été minéralisées par des fluides postérieurs qui ont amené de la chalcopirite, de la stannite, de la blende, du bismuth, de la galène, de la matildite... Cette configuration est très fréquente à Panasqueira. Ici aussi, le bismuth peut avoir été remplacé par de la bismuthinite. On a également trouvé un cas où l'association bismuth-galène (matildite) se retrouve dans une fracture de la blende.

Enfin, d'autres occurrences, moins significatives et beaucoup plus rares, se doivent d'être signalées.

-Bi natif associé à de la löllingite, elle-même incluse dans un mispickel très bismuthifère.

-des inclusions de Bi natif seul ou en accompagnement de la pavonite dans des pyrites.

*Bismuth, bismuthinite et matildite ayant résisté au remplacement par des carbonates et en inclusion dans ceux-ci. Les analyses à la microsonde révèlent que, dans la plupart des sulfures (Pyrite, Pyrrhotite, Stannite...) les traces de bismuth ne sont pas exceptionnelles et atteignent même fréquemment 1000 ppm. Elles sont particulièrement élevées dans la pyrite et par contre faibles dans des mispickels renfermant même beaucoup d'inclusions de Bi.

	Bi 1	Bi 2
Fe	1.48	0.00
Cu	0.00	0.09
Zn	0.00	0.00
Pb	0.28	0.00
As	0.15	0.05
S	0.07	0.00
Sb	0.12	0.11
Sn	(0.01)	0.00
Ag	0.00	0.00
Bi	100.52	101.94
Total	102.62	102.19

() indique que le résultat n'est pas significatif vis-à-vis du bruit de fond

L'on constate avant tout que les analyse bouclent au-delà de 100%. Ceci est dû au choix du standard pour Bi et, par conséquent, cette surestimation sera également présente dans toutes les analyses qui vont suivre.

Bi 1 est un grain de bismuth natif en inclusion dans le mispickel.

Bi 2 est en intercroissance avec de la schapbachite.

Ces deux analyses confirment les données géochimiques selon lesquelles l'argent n'est pas présent dans le Bi natif.

Si l'on élimine les valeurs de Fe, de S et de As dans Bi 1 qui sont dues à l'interférence du mispickel enveloppant ce petit grain de Bi, seuls peuvent avoir un sens Sb et Pb. Ils confirment l'association étroite entre Bi, Pb et Sb. Ces deux derniers éléments étant très rares dans le gisement.

E.2.2. Sulfures, arséniures, sulfosels

a. Acanthite (Ag_2S)

Elle n'a pas été détectée dans la présente étude. Kelly en signale une inclusion hypogène exceptionnelle dans de la sidérite.

b. Mispickel (FeAsS) et Löllingite (FeAs_2)

Le mispickel est de loin le sulfure le plus abondant dans la mine et les analyses des produits minéralurgiques le montrent bien. Ce minéral forme des cristaux très spectaculaires, tapissés de petits cubes de pyrites et de carbonates que l'on trouve constamment dans les géodes des filons. Microscopiquement ce minéral montre, comme la plupart des sulfures dans cette mine, des variations importantes de ses propriétés optiques. Le but de cette étude n'était cependant pas de mettre ces anomalies en corrélation avec des anomalies chimiques et d'en tirer d'éventuelles données thermobarométriques (Clark, 1964).

De l'observation l'on peut déduire deux contextes différents:

1. La mise en évidence de cristaux automorphes de mispickel dans la wolframite indique qu'il y a eu une phase de dépôt antérieure à la précipitation du tungstène.
2. Néanmoins la majorité du mispickel semble s'être déposée après la cassitérite et la wolframite. Ces cristaux de la seconde génération sont grands, souvent automorphes et fracturés de manière caractéristique. Les fluctuations des teneurs en As devant vraisemblablement être dues à une intercroissance très infime de Mispickel et de Löllingite. Cette dernière est dès lors plus fréquente qu'on ne l'a supposé jusqu'à présent.

Les infiltrations de sulfures (pyrites, chalcopryrite, blende...) qui parfois corrodent le mispickel sont omniprésentes. Si ces phases sulfurées apparaissent donc généralement comme plus tardives, en revanche il est des cas où des inclusions répétées de chalcopryrite, pyrrhotite... rendent l'interprétation plus délicate.

	Mi 1	Mi 2	Mi 3	Mi 4
Fe	28.94	33.76	35.01	34.57
Cu	0.00	(0.03)	0.14	0.00
Zn	0.00	0.00	0.00	0.00
Pb	(0.04)	0.00	(0.05)	0.00
As	70.67	47.01	44.92	46.71
S	1.48	19.70	18.66	19.65
Sb	0.00	0.00	0.00	(0.06)
Sn	(0.05)	0.00	0.00	0.00
Ag	0.00	0.00	0.00	(0.02)
Bi	0.00	(0.16)	0.00	0.07
Total	101.18	100.67	98.78	101.08

Tous ces arséniures renferment de fines inclusions de Bi natif, excepté Mi 2. Mi 4 est de plus parcouru par un mince filonnet de galène (schapbachite?).

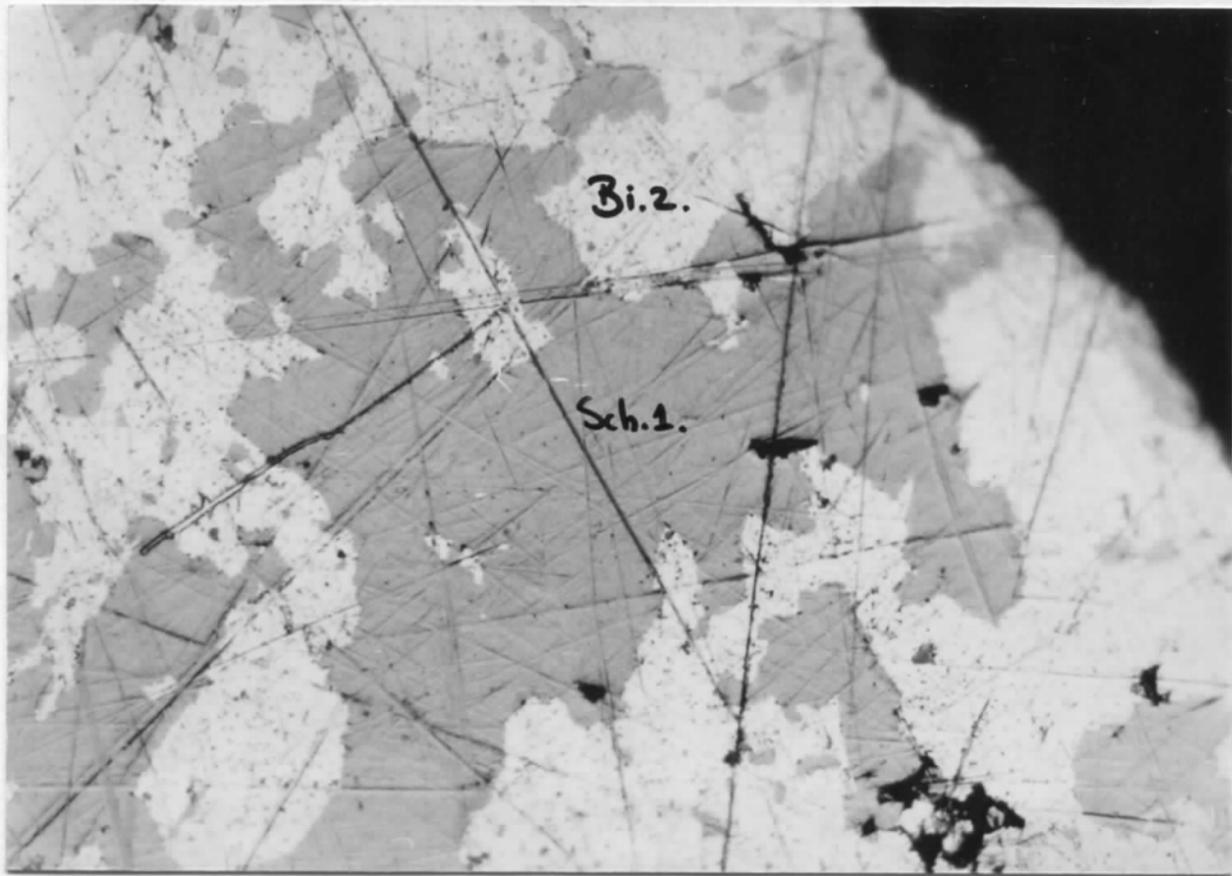
Ces quatre analyses montrent qu'il y a des écarts vis-à-vis des formules théoriques tant du mispickel que de la löllingite. Ceci peut confirmer l'idée que l'on a fréquemment une intercroissance intime entre ces deux phases. Ainsi en témoigne sans doute la présence de soufre dans la löllingite (Mi 1).

Du point de vue des éléments présents, l'on ne peut que souligner l'association de Sb (600ppm), d'Ag (200 ppm) et de Bi (700ppm) dans Mi 4. Ce mispickel contient particulièrement beaucoup d'inclusions de Bi. Par contre Mi 2 qui ne renferme pas d'inclusions visibles renferme 1600 ppm de Bi.

L'uniformité de ces analyses suggère une uniformité dans les conditions de dépôt.

c. Bismuthinite (Bi_2S_3)

Ce minéral est indubitablement associé au bismuth natif, que ce soit dans les gouttelettes piégées dans le mispickel, lesquelles sont parfois entièrement constituées de bismuthinite ou que ce soit en remplissage de fractures où elle accompagne, en plus du bismuth natif, la galène et la matildite.



Imm.
Gross.: x560.

d. L'association bismuth natif, bismuthinite, galène, matildite

Cet assemblage est remarquable dans certaines fractures du mispickel. Il a été le mieux observé sur une section polie pratiquée dans un cristal de FeAsS, macroscopiquement pur (EP83/1). Les relations entre ces différents minéraux sont assez obscures et semblent mettre en évidence une série de remplacements successifs. Ainsi, le bismuth natif paraît nettement corrodé et a même souvent disparu. Lorsqu'il subsiste, il est enveloppé soit par la bismuthinite, soit par la galène-matildite (schapbachite). Quant à la bismuthinite, elle se présente en plages déchiquetées et aux contours très irréguliers qui laissent supposer qu'elle a été corrodée à son tour par la schapbachite. Cette association est souvent accompagnée de chalcopryrite et parfois de stannite.

e. Schapbachite (Matildite) (PbS - AgBiS₂)

La schapbachite est un minéral constitué d'un mélange en proportions fortement variables de PbS et AgBiS₂ (matildite). En effet, au delà de 225°, AgBiS₂ devient cubique et fortement miscible avec la galène. Lorsque cet assemblage se refroidit, les deux phases s'individualisent en assemblage très fin, tant et si bien qu'il faut une attaque à l'acide nitrique pour mettre en évidence, l'imbrication de ces deux phases.

A Panasqueira, la matildite est le minéral d'argent le plus courant mais en quantité il ne constitue qu'un apport négligeable. Il explique les contenus importants en Bi et Ag des galènes qui ne se distinguent pas optiquement du minéral porteur de l'argent et que d'Orey avait déjà signalées. Si, comme celui-ci le prétend, la galène est nettement plus abondante dans la zone de Vale de Ermida, il pourrait être intéressant de savoir si cela va de pair avec une augmentation de la teneur en argent dans cette partie là de la mine. Dans la zone actuellement en exploitation, la schapbachite se retrouve typiquement dans l'assemblage mentionné au paragraphe précédent, et dans un contexte similaire, en accompagnement de la chalcopryrite et de la stannite. Mais elle reste

néanmoins exceptionnelle (bien inférieure en abondance au Bi natif).

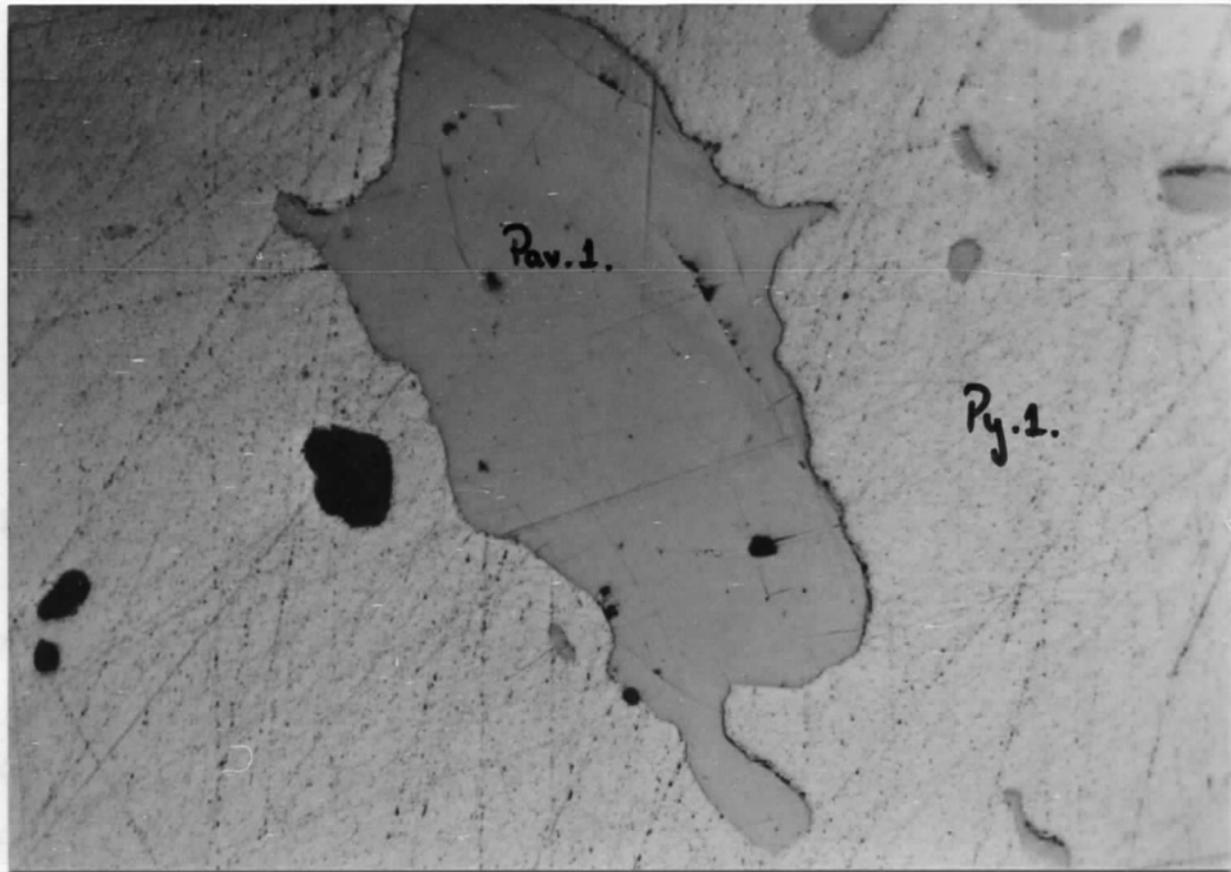
Les teneurs en argent et bismuth révélées par la microsonde ne sont pas généralisables à l'ensemble du grain, mais sont souvent tributaires du positionnement du faisceau vis-à-vis de l'intercroissance que l'on ne pouvait soupçonner au préalable.

	Sch1	Sch2
Fe	0.08	0.00
Cu	0.17	0.12
Zn	0.00	0.16
Pb	83.63	87.76
As	0.00	(0.03)
S	13.68	13.42
Sb	0.00	0.00
Sn	0.00	(0.06)
Ag	1.35	0.39
Bi	3.43	0.99
Total	102.33	102.94

Sch1 est en intercroissance avec du bismuth natif (Bi₂)

Sch2 est une galène remplissant une cavité dans de la blende à exsolutions de chalcopryrite.

Mise à part la présence de Cu et de Zn, et notamment de cuivre seul dans Sch1 que l'on pense être paragénetiquement antérieur à Sch2, il est remarquable de noter que dans les deux analyses, le rapport Bi/Ag vaut 2.54. Or, dans la matildite, ce rapport est de 1.94. Dès lors, cela peut renforcer l'idée que l'on a eu une solution solide ternaire entre PbS-AgBiS₂ et Bi₂S₃. Les belles exsolutions de bismuth natif dans la galène signalée par d'Orey à Vale de Ermida, mais non confirmées avec certitude dans la présente étude, pourraient dès lors résulter de cet excès de bismuth vis-à-vis de la matildite.



Imm.
Gross.: x 560.

f. Pavonite (Alaskaite) (AgBi_3S_5)

La pavonite est un minéral méconnu, car rare ou en tout cas rarement décrit. C'est ainsi qu'il n'a été identifié avec certitude que dans un cas où il apparaît sous forme de grandes gouttelettes irrégulières mais aux contours arrondis dans une pyrite (EP83/TFF). La microsonde en a fourni l'analyse suivante:

	Pav. 1
Fe	0.28
Cu	0.77
Zn	(0.02)
Pb	1.67
As	(0.03)
S	18.23
Sb	1.37
Sn	0.00
Ag	10.79
Bi	69.35
Total	102.52

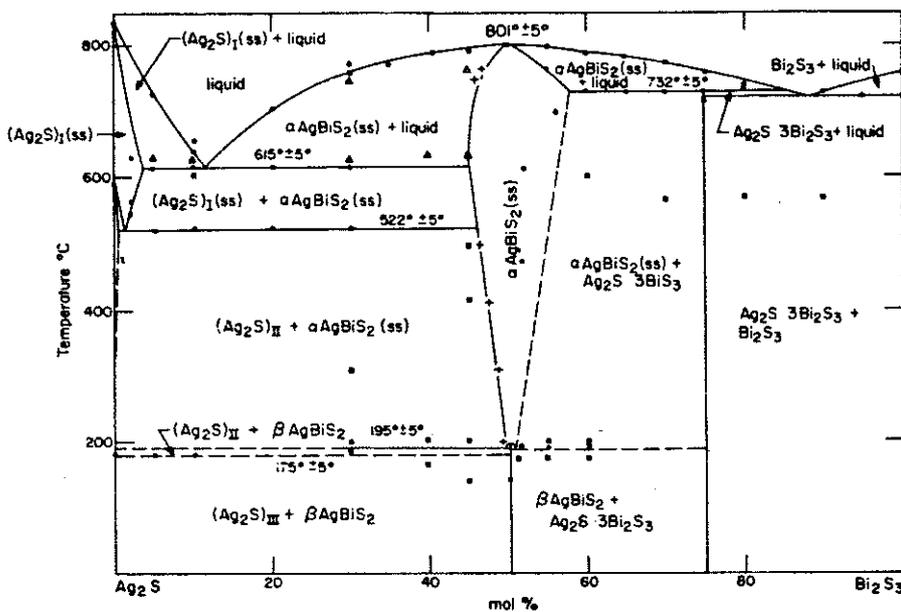
Cependant, il est possible que la pavonite soit un peu plus répandue (tout en gardant un caractère exceptionnel) mais sa ressemblance en lumière naturelle avec la galène, la bismuthinite et la maltidite, ainsi que les très petites dimensions des plages rendent le diagnostic très difficile. Sa présence a été soupçonnée à quelques reprises et à chaque fois en microinclusions dans des pyrites de la première génération (cfr. pyrite). Malgré un contenu de 10,8% en Ag, sa contribution ne peut être qu'insignifiante en regard de la teneur globale en argent de la mine.

Les teneurs élevées en Cu, Pb et Sb révélées par la sonde sont en accord avec des observations reprises dans Ramdohr (1980) qui signalent qu'initialement ce minéral était considéré comme étant constitué d'un mélange d'aïkinite (PbCuBiS_3), de matildite, de fahlore et sphalérite, auquel on a donné plusieurs formules avant de se mettre d'accord sur AgBi_3S_5 .

Il est cependant surprenant de constater que l'on a 1,37% d'antimoine alors que partout ailleurs, l'absence de cet élément est très nette et pourrait même expliquer l'extrême rareté des sulfosels! De même pour le plomb. Signalons enfin que, jusqu'à présent, toujours selon Ramdohr (1980), ce minéral n'était connu qu'en Bolivie!

Si l'on se réfère à la littérature spécialisée, discutant les relations entre les différentes phases dans le système Ag-Bi-Pb-S (Van Hook, 1960; Craig, 1967), l'on comprend mieux les raisons de coexistence de certaines phases.

Le diagramme de Craig montrant les relations dans ce système à quatre constituants à basse température, donne la possibilité d'obtenir les assemblages suivants:



Van Hook (1960).

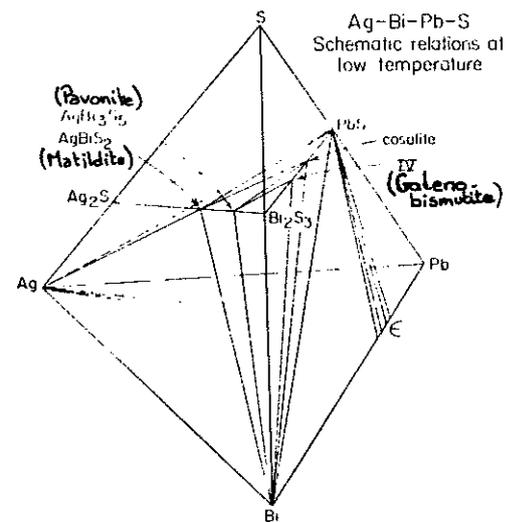


Fig. 24. Schematic relations of the Ag-Bi-Pb-S system at low temperature. (Mol-% diagram.)

CRAIG (1967.)

1. Ag, Ag_2S , PbS, $AgBiS_2$.
2. Ag, Bi, PbS, $AgBiS_2$.
3. $AgBiS_2$, PbS, Bi, cosalite.
4. $AgBiS_2$, cosalite, Bi, $AgBi_3S_5$
5. $AgBi_3S_5$, cosalite, galenobismutite, Bi.
6. $AgBi_3S_5$, galenobismutite, Bi_2S_3 , Bi

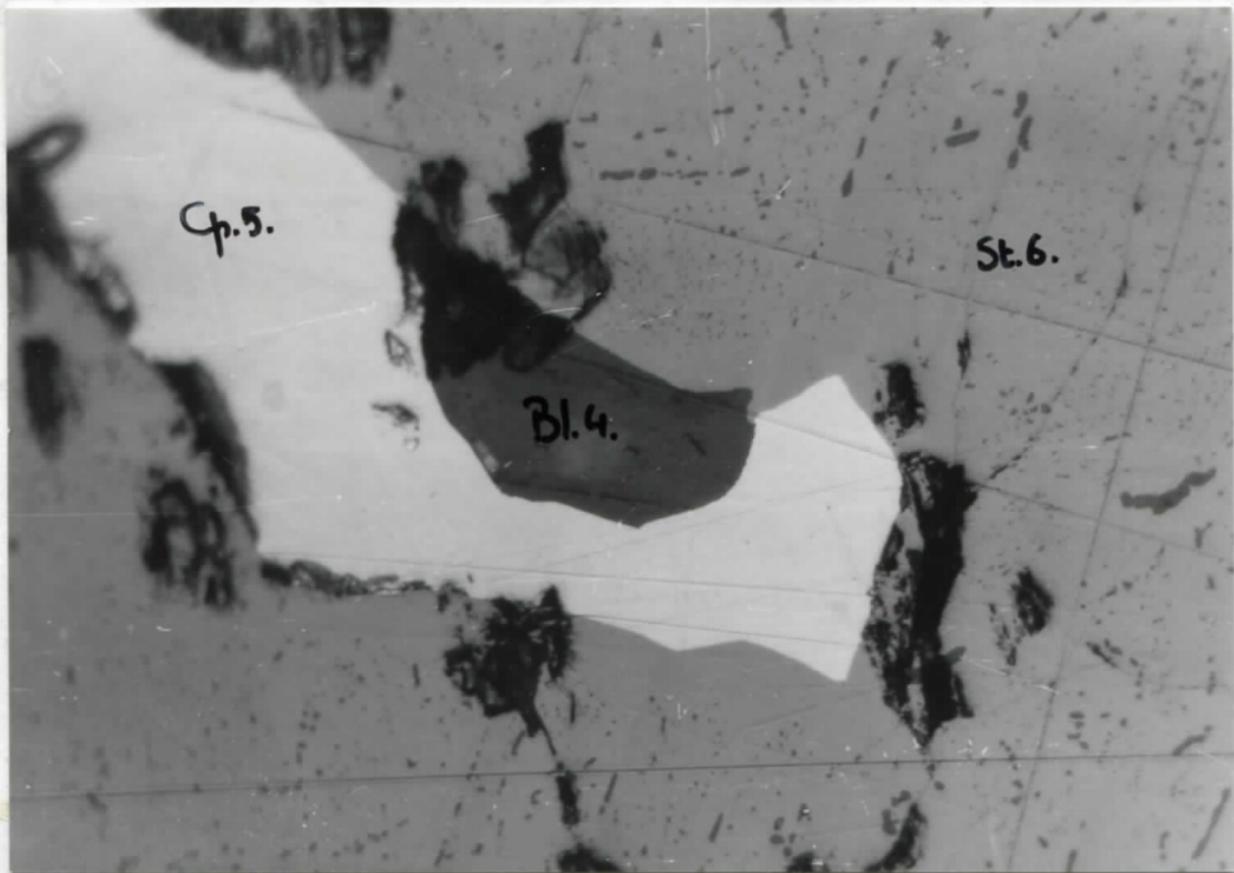
Les observations faites ici, et les descriptions d'Orey, semblent montrer qu'à Panasqueira, c'est l'assemblage 2 qui

est le plus fréquent (Ag n'étant signalé qu'à Vale de Ermida). Cependant l'on se trouve également en présence d'une paragenèse très rare avec de la pavonite. En association avec cette pavonite, l'on n'a cependant trouvé que du Bi, ce qui ne permet pas de trancher entre 4, 5 ou 6. Ni la cosalite, ni la galénobismutite n'ont été décrites jusqu'à présent à Panasqueira.

g. L'assemblage chalcopryrite-blende-stannite-cubanite-pyrrhotite-chalcopyrrhotite(?)

Le lien intime existant entre ces phases minérales est très prononcé dans l'ensemble de la minéralisation. Chacune de ces phases se retrouve en effet dans des contextes similaires, mais surtout, l'on observe un ensemble impressionnant d'exsolutions mutuelles.

La littérature spécialisée est remplie d'un ensemble de températures minimales correspondant à la réhomogénéisation des phases par réchauffement en laboratoire. C'est ce qui explique que l'on a longtemps voulu employer ces observations comme des indicateurs des conditions thermiques. Or, en faisant cela, on se heurte à une incompatibilité flagrante avec les conditions obtenue par Kelly (1979) au moyen des inclusions fluides. Ce désaccord avait d'ailleurs été relevé par celui-ci même dans les mines boliviennes au cours d'une étude similaire (Kelly et Turneure, 1970). Le fait que ces expériences menées sur les exsolutions aient ignoré les pressions de vapeurs de soufre et la cinétique du phénomène peut sans doute expliquer certaines inconsistances. Mais, d'autre part, certains auteurs, pour expliquer ces incompatibilités apparentes, soutiennent qu'il ne s'agit pas d'exsolutions réelles. Ainsi en serait-il en règle générale (pas spécialement à Panasqueira!) des exsolutions de chalcopryrite dans la blende, selon Craig et Vaughan (1981). Quoiqu'il en soit, ces figures d'exsolutions ont une importance non seulement du point de vue paragenétique, mais également du point de vue minéralurgique.



Imm.

Gross. ! x560.

Exsolutions très fines de blende dans la stannite.

TABLEAU DES EXOLUTIONS

<u>Minéral hôte</u>	<u>Minéral en exsolution</u>		<u>Fréquence</u>
SPHALERITE	Chalcopyrite	X	C
	Cubanite	OX	R
	Pyrrhotite	X	S
	(Chalcopyrrhotite) cfr Chalcopyrrhotite		
	Stannite	X	S
CHALCOPYRITE	Spalérite	X	C
	Stannite	X	C
	Cubanite	X	S
	Pyrrhotite	X	R
PYRRHOTITE	Stannite + Chalcopyrite	OX	R
STANNITE	Sphalérite	P	R
	Chalcopyrite	P	R
PYRITE	Stannite	cfr. pyrite	

X Précédemment signalées et confirmées par l'étude présente
 OX Signalées par d'Orey, uniquement à Vale de Ermida,
 mais confirmées ici.

P Signalée pour la première fois.

Fréquence: Commun(C); Clairesemé (S); Rare (R).

h. Blende ((Zn,Fe)S)

D'après les analyses effectuées sur le minerai, l'on peut estimer que grosso modo, la blende représente en poids près d'un huitième de la minéralisation sulfurée. Ceci étant valable évidemment pour la zone exploitée en septembre 1983 (S-W), car selon d'Orey, des fluctuations seraient notables dans la distribution de ce minéral. Vale de Ermida étant vraisemblablement plus riche en zinc.

Cette blende a pour caractéristique d'être très ferrifère. Celles qui ont été sondées dans cette étude ont révélé une teneur en Fe allant de 7.48% à 8.65% et Kelly, pour sa part, mentionne une blende atteignant 12,1% de Fe.

Ce minéral peut se présenter en grandes plages ou, au contraire, s'être infiltré dans les fractures des minéraux plus anciens (mispickel, cassitérite...).

Les grandes plages de blende sont parfois parcourues par des filaments de stannite qui donnent l'impression que la blende est paragénetiquement plus vieille. Mais, néanmoins, la majorité du zinc semble s'être précipitée en même temps que les cinq autres phases sulfurées traitées dans ce paragraphe. Les exolutions comme cela vient d'être signalé, y sont très fréquentes. Avant tout, celles de chalcopryrite qui sont les plus nettes. Lorsque la blende s'est formée au contact du mispickel, il est remarquable de noter que les exolutions de chalcopryrite semblent avoir "migré" vers ce contact. Ceci est également vrai pour les exolutions de stannite.

Ces dernières sont moins fréquentes et moins importantes en volume. Plus généralement, elles bordent la blende et se sont formées aux contacts de celle-ci avec le mispickel, la cassitérite, le quartz... ou même la sidérite. Cette dernière circonstance laisserait supposer, en considérant que la sidérite est plus jeune, que les "exolutions" ont mis du temps pour s'individualiser. (N'oublions pas que le refroidissement semble avoir été très lent).

Enfin, les "exolutions" de pyrrhotite et de cubanite sont les plus rares. Elles sont le plus souvent accompagnées de chalcopryrite. Peut-être cette structure résulte-t-elle de la décomposition d'exolutions initiales de chalcopryrrhotite?

	B11	B12	B13	B14	B15
Fe	8.65	7.48	7.89	7.56	7.67
Cu	(0.1)	0.06	1.22	0.77	0.19
Zn	55.1	56.05	57.75	58.19	56.26
Pb	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
As	(0.04)	(0.03)	(0.00)	(0.02)	(0.04)
S	34.29	34.23	34.22	34.22	33.75
Sb	(0.02)	0.00	0.11	(0.05)	0.07
Sn	0.00	0.00	0.15	0.08	0.09
Ag	0.00	0.00	0.00	(0.04)	0.00
Bi	0.19	0.08	0.00	0.00	0.00
Total	98.39	97.93	101.93	100.93	98.06

B11 est une plage de blende (sans exsolution) en contact avec une pyrite antérieure.

B12 a cristallisé entre des aiguilles de tourmaline, isolée de toute chalcopryrite ou stannite.

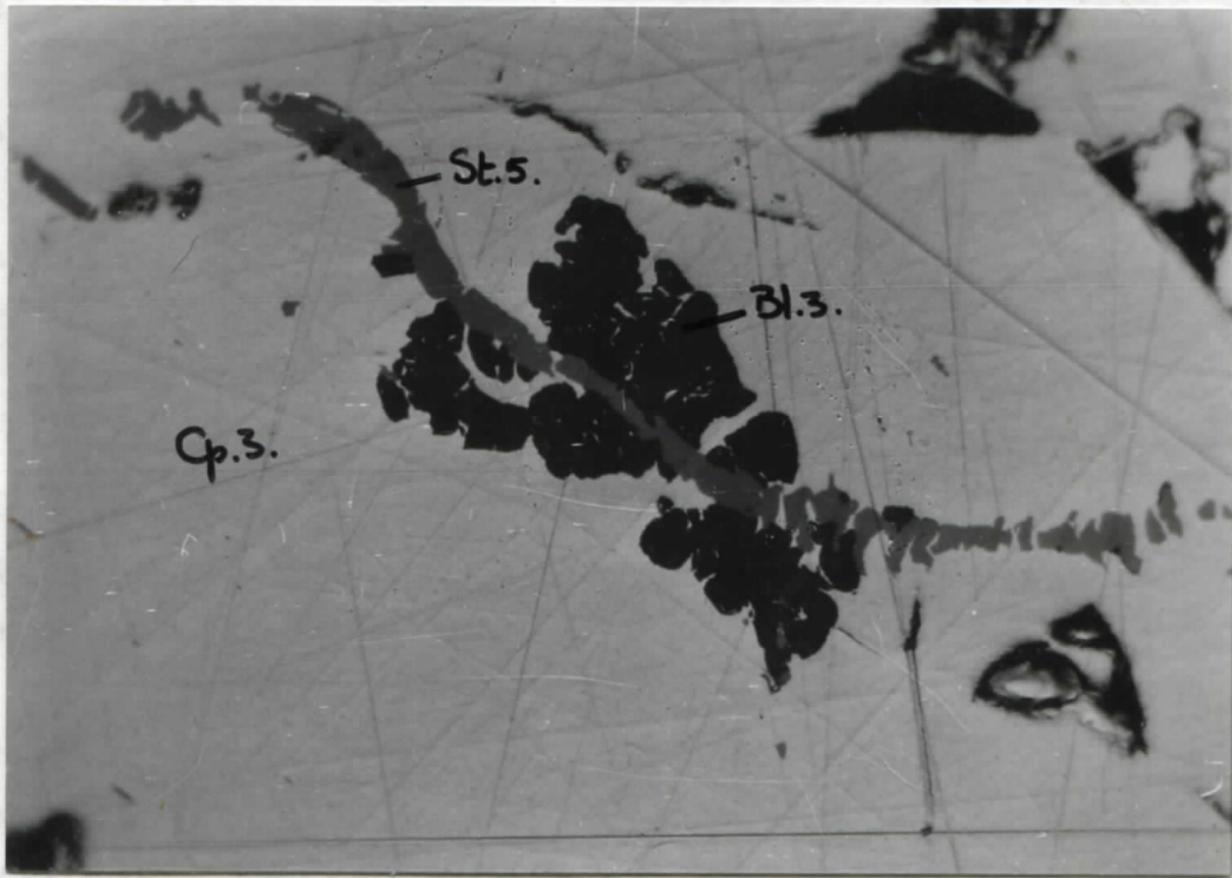
B13 est en exsolution dans la chalcopryrite (Cp3) et traversée par une exsolution de stannite (St5).

B14 est incluse entre de la chalcopryrite (cp5) et de la stannite contenant de fines exsolutions de blende (St6)

B15 est incluse dans la pyrrhotite (Po1).

Remarques: Si l'on scinde ces blends en deux groupes l'on constate immédiatement que les trois dernières sont enrichies en Cu, en Sn et en Sb et qu'elles sont un peu plus zincifères. Tandis que les deux premières, non liées à un contexte d'exsolution, sont plus riches en bismuth. Si l'on compare B13 avec Cp3 et St5 qui l'accompagnent, l'on peut voir que le peu d'antimoine qu'il y avait s'est concentré uniquement dans la blende.

Du point de vue de l'argent, aucune valeur significative n'est à relever ce qui confirme les résultats enregistrés sur les concentrés de flottation du zinc. Notons que, tant dans le cas de B13 que dans celui de B14, ni la chalcopryrite, ni même la stannite associées ne sont riches en Ag.



Imm.
Gross.: x560.

i. Chalcopyrite (CuFeS_2)

Le pourcentage en poids de la chalcopyrite dans le minerai étudié est à peu près équivalent à celui de la blende (0,5% du tout venant et 11% de la minéralisation sulfurée). C'est, du moins jusqu'à présent, le seul sulfure valorisable et ce, notamment, grâce à la teneur en argent du concentré vendu. Tout comme la blende la chalcopyrite peut former de grandes plages ou au contraire remplir des veinules dans des minéraux plus anciens. En tout cas, elle montre une association très nette avec blende, stannite, cubanite et pyrrhotite. Ceux-ci peuvent se présenter non seulement en contact étroit avec la chalcopyrite mais également sous forme d'exolutions irrégulières très caractéristiques. Les exolutions les plus fréquentes sont celles de stannite, qui présentent des formes souvent curvilignes et allongées distinctes des formes rondes et ramassées sous lesquelles elles s'individualisent dans la blende. Ces exolutions, bien que peu importantes en volume, sont néanmoins intéressantes à prendre en compte lorsque l'on cherche à justifier la teneur en argent du concentré de chalcopyrite. Bien souvent elles ont exsolvé à leur tour de petites gouttelettes de blende. La blende forme également des "rognons" d'exsolution parfois dans les mêmes grains que ceux où l'on reconnaît la stannite. Cette dernière pouvant d'ailleurs être présente au contact blende-chalcopyrite. Enfin, des exolutions de cubanite aux formes en L caractéristiques peuvent s'observer localement.

Lorsque la chalcopyrite est venue se former en contact avec de la cassitérite, l'on constate assez souvent la présence d'une fine bordure de stannite. Mais cette caractéristique n'est pas généralisée et la chalcopyrite peut très bien se trouver en contact direct avec l'oxyde d'étain.

Postérieure au mispickel, elle corrode fréquemment ce dernier. Une observation intéressante dans le cadre du problème posé est que la chalcopyrite est généralement associée aux quelques rares plages de galène (schapbachite), notamment les fractures du mispickel.

Passées à la microsonde, afin de compléter les analyses pratiquées au BRGM, cinq plages ont fourni les résultats suivants:

	Cp1	Cp2	Cp3	Cp4	Cp5
Fe	30.02	29.21	29.63	29.84	29.50
Cu	33.93	34.11	34.32	34.28	34.51
Zn	0.12	0.00	0.22	0.19	0.36
Pb	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
As	0.00	0.00	0.00	0.08	0.00
S	35.78	35.48	35.54	35.24	35.48
Sb	(0.03)	0.00	0.00	(0.01)	(0.06)
Sn	(0.03)	0.00	0.11	(0.02)	0.16
Ag	0.00	(0.01)	(0.05)	0.00	0.00
Bi	0.00	0.00	(0.09)	(0.05)	(0.03)
Total	99.91	98.91	99.96	99.71	100.09

Cp1 est un grain de chalcopryrite pure

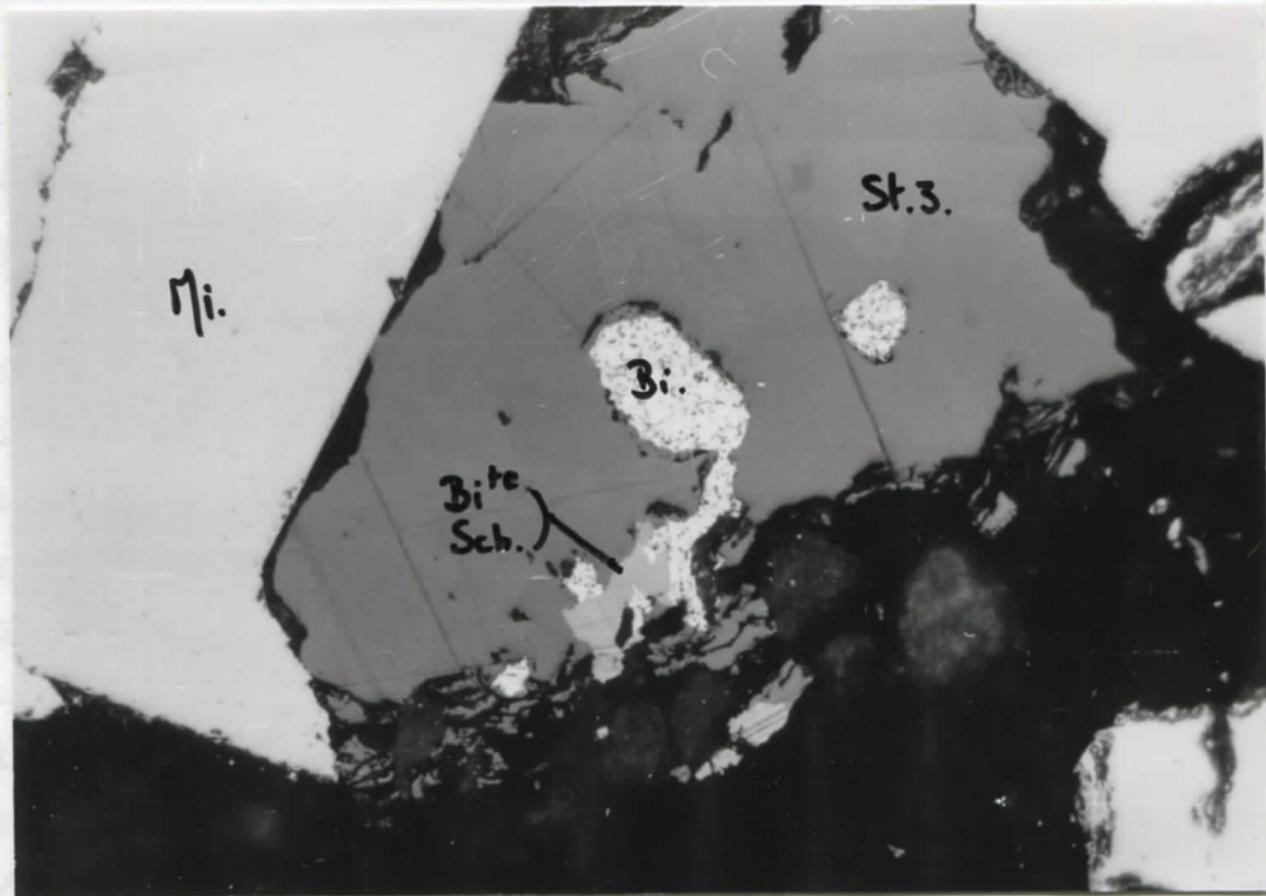
Cp2 est une plage de chalcopryrite au contact de la pyrite (Py1) contenant la pavonite (Pav1); à ce contact l'on trouve un peu de schapbachite.

Cp3 contient des exsolutions de blende (Bl3) et de stannite (St5)

Cp4 est incluse avec de la cubanite (Cub1) dans de la blende.

Cp5 contient une inclusion de blende (Bl4) et est elle-même incluse dans la stannite (St6).

Contrairement aux analyses faites au B.R.G.M., aucune teneur en argent enregistrée n'est significative vis-à-vis du bruit de fond. Bien entendu, cet échantillon est loin d'être représentatif, mais il est regrettable que le B.R.G.M. n'ait pas spécifié le nombre d'analyses effectuées et surtout l'importance relative de chacune des familles distinguées (moins de 200ppm 400 ppm, 900 ppm et 1500 ppm). L'important contenu en zinc et en étain est le reflet du contexte d'exsolution ou d'intercroissance intime dans lequel se trouvaient les chalcopryrites analysées. Aussi, peut-il être important de remarquer l'absence de ces deux métaux dans la chalcopryrite (Cp2) associée à la schapbachite.



Imm.
Gross.: x560.

j. Stannite ($\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$)

La stannite est le troisième membre de la trilogie omniprésente: Blende-Chalcopyrite-Stannite. Il est difficile d'en chiffrer l'abondance car les analyses élémentaires des produits du traitement ne permettent pas de distinguer cette phase. Cependant, des analyses menées par le laboratoire de chez Charter à Ashford et communiquées par le service géologique (RH/83/11) distinguent l'étain lié à la cassitérite de celui lié à la stannine en volatilisant ce dernier au bromure. Si l'on se fie à ces résultats, l'on constate que dans la fraction sulfurée (Cu1), le rapport chalcopyrite/stannite est de l'ordre de 18 pour 1. En supposant que chalcopyrite et stannite sont récupérés de la même façon dans les traitements gravifiques de préconcentration, ce qui est tout à fait plausible, ce rapport peut s'étendre au minerai tout venant.

Ce minéral, tout comme les précédents, peut se présenter dans plusieurs situations, toutes liées sans doute à un même épisode paragéométrique.

1. En plages, bien individualisées, au contact de minéraux tels que mispickel, cassitérite... ou de minéraux contemporains tels que blende, chalcopyrite, pyrrhotite. Dans ce cas, et contrairement aux observations réalisées antérieurement (d'Orey...) il peut y avoir des figures d'exsolutions. La blende notamment s'individualise en très fines gouttelettes allongées et alignées selon les directions cristallographiques de la stannite. Dans ces mêmes plages l'on peut distinguer des gouttelettes arrondies de chalcopyrite, très petites également et soulignant, bien que plus indistinctement, les mêmes directions.
2. En remplissage de fractures dans le mispickel. Dans ce cas elle semble fréquemment associée à de petites tâches de Bi natif et de schapbachite.
3. En exsolution dans la blende et dans la chalcopyrite comme on l'a mentionné précédemment. Parfois également en exsolutions vraisemblables dans la pyrrhotite (cfr. Pyrrhotite).
4. Formée au contact de la chalcopyrite ou de la blende avec la cassitérite, bien que ce ne soit pas une règle générale.

5. En inclusions subautomorphes dans de la pyrite, qui ne semble pas la corroder
6. En inclusions irrégulières dans un assemblage pyrite-marcassite de remplacement de la pyrrhotite.
7. En inclusions et remplissage de fractures dans la pyrite. Les cavités ainsi remplies ont parfois une forme engendrée par les cristaux automorphes de pyrites qui se sont agrégés. Accompagnement de la blende, chalcopryrite...
8. Assez rarement, l'on trouve la stannite en inclusions étirées et polygonales soulignant les clivages de la pyrite dans laquelle elle est piégée (voir pyrite).
9. En infiltrations dans des cristaux de cassitérite et remplaçant cette dernière.

	St1	St2	St3	St4	St5	St6
Fe	11.69	11.81	13.15	13.09	13.30	11.61
Cu	26.97	29.06	28.43	29.35	30.40	29.01
Zn	1.10	1.11	0.98	1.42	1.17	3.11
Pb	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
As	0.00	0.00	0.09	(0.04)	0.00	0.00
S	28.30	29.97	30.26	30.51	29.69	30.19
Sb	0.09	(0.06)	0.77	(0.02)	0.03	(0.07)
Sn	27.02	28.42	26.9	27.4	28.07	27.59
Ag	1.00	(0.06)	0.97	0.15	(0.06)	0.00
Bi	0.00	0.14	(0.04)	0.00	0.00	(0.1)
Total	96.18	100.63	101.59	101.97	102.72	101.68

St1 et St2 sont deux stannites en infiltration dans la cassitérite sans accompagnement d'autres sulfures.

St3 remplit une cavité dans du mispickel, elle est étroitement liée à du bismuth natif, de la bismuthinite et de la schapbachite.

St4 est en inclusion dans une pyrite

St5 et St6 sont dans un contexte chalcopryrite-blende-stannite

Pour St5 voir aussi Cp3 et B13

Pour St6 voir aussi Cp5 et B14

Composition chimique et caractère optique

La corrélation de ces analyses avec l'observation microscopique met en évidence certaines variations.

1. St1 et St2 sont franchement blanches au contact de la cassitérite et présentent une anisotropie plus marquée. Les analyses révèlent qu'elles sont enrichies en étain par rapport à la formule générale $\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$. (Ramener St1 à 100%)
2. Les autres stannites ont toutes une anisotropie relativement faible et leur couleur en lumière naturelle varie du brun sombre pour les plus zincifères comme St6 au verdâtre pour les moins zincifères telles St3.

Remarques sur base des analyses

Si l'on ne tient pas compte du manque de fer et de l'excès de zinc dans St6, lesquels sont manifestement dus à de très fines exsolutions de blende, et si l'on ramène les analyses à 100%, l'on peut faire les observations suivantes:

Sur le plan chimique on distingue trois catégories différentes, lesquelles correspondent à trois contextes différents:

- Cat. I (St1 et St2): Stannites isolées des autres phases sulfurées en contact direct avec la cassitérite. Elles sont enrichies en étain (+0,5%)
- Cat. II (St3 et St4): Stannites isolées de l'association chalcoppyrite-blende-pyrrhotite... mais en infiltration dans le mispickel ou la pyrite. Elles sont appauvries en étain (-1%)
- Cat. III (St5 et St6): Stannites étroitement liées (par des exsolutions) à l'assemblage chalcoppyrite-blende-stannite. Elles sont légèrement appauvries en étain, mais plus riches en Cu, Zn.

Sur base de l'ensemble des observations minéralogiques que l'on a pu faire, et bien qu'il n'apparaisse pas à grande échelle que l'on a eu plusieurs générations de stannites bien espacées dans le temps, l'on est tenté de suggérer un âge relatif entre ces trois mêmes catégories. Ayant ainsi de la plus ancienne à la plus jeune, l'ordre I-II-III.

La teneur en argent des stannites est remarquable, car elle est en moyenne très nettement supérieure à celle de toutes les autres phases sulfurées. Cependant, il est tout aussi important de constater que cette teneur est insignifiante dans les stannites de la catégorie III. D'autres analyses seraient nécessaires pour savoir si l'argent est réellement absent de ce contexte d'exsolutions. L'on peut également constater que l'augmentation de la teneur en argent va de pair avec une diminution en cuivre.

Le fer, quant à lui, montre une variation opposée à celle de l'étain, étant notamment déprimé de plus de 1% dans la catégorie III.

Le bismuth n'a pas de comportement particulier si ce n'est sa relative constance, mais la présence d'antimoine dans St3 est remarquable en ce sens qu'elle trahit une fois de plus l'association du peu d'antimoine qu'il y a, avec le bismuth, l'argent et le plomb.

k. Pyrrhotite (FeS)

La pyrrhotite a certainement été l'un des minéraux les plus abondants dans le gisement, cependant l'oxydation hypogène qui l'a affectée fait que l'on retrouve plus fréquemment un assemblage pyrite-marcasite ou pyrite-marcasite-magnétite en accord avec un phénomène bien connu dans d'autres gisements et mentionné dans Picot et Johan (1977).

La quantité de pyrrhotite qui a subsisté est impossible à estimer par les analyses et varie certainement d'un endroit à l'autre de la mine. Pour fixer les idées, sur le matériau étudié ici, l'on peut estimer que le pourcentage de pyrrhotine est intermédiaire entre celui de la chalcopryrite et celui de la stannite.

Les grandes plages de pyrrhotine, non touchées par l'oxydation, montrent une association très claire avec la paragenèse Blende-Chalcopryrite-Stannite. L'allongement et l'alignement de certaines gouttelettes de stannite pourraient même faire penser à des exsolutions décrites par ailleurs à Vale de Ermida par d'Orey. Au coeur de ces gouttelettes, chalcopryrite et cubanite se sont parfois individualisées.

Là où l'oxydation hypogène accompagnée d'une phase carbonatée a atteint la pyrrhotite, le remplacement de celle-ci par la pyrite peut donner plusieurs figures caractéristiques:

1. On observe un remplacement par pyrite-marcasite selon des directions cristallographiques bien précises de telle sorte que les plages de pyrrhotites résiduelles s'ordonnent en baguettes rectangulaires très allongées et dirigées selon une même direction.
2. Le remplacement apparaît généralement comme plus irrégulier et la pyrrhotite subsiste dès lors en plages résiduelles, piégées dans des cristaux de pyrite associés à de la marcasite fibreuse.
3. Les plages de pyrrhotite montrent une frange de réaction formée d'une intercroissance de pyrite-magnétite-(marcasite) très caractéristique et respectant une orientation cristallographique définie. Souvent, seule cette structure de réactions subsiste et toute trace de pyrrhotite a disparu.
4. Plus rarement l'oxydation a donné lieu aux classiques "bird's eyes".

Les variations de composition dans les pyrrhotites semblent nombreuses et l'on renverra à ce sujet au travail de Clark (1964). La seule pyrrhotite qui ait pu être sondée dans cette étude contenait des inclusions de blende mais ne montrait que de très petites plages d'oxydation.

Po1	
Fe	57.74
Cu	(0.05)
Zn	0.00
Pb	0.00
As	0.00
S	39.73
Sb	0.00
Sn	0.00
Ag	(0.05)
Bi	0.25
Total	97.83

Cette analyse ne révèle pas d'anomalie particulière réellément interprétable. Mais, ici aussi, la teneur en bismuth est particulièrement élevée.

1. Cubanite (Cu Fe₂S₃)

La cubanite est relativement exceptionnelle et toujours en association très étroite avec la chalcopryrite, notamment en exsolutions dans la blende.

Celle sondée ici était dans ce contexte d'exsolution en accompagnement de la chalcopryrite reprise sous l'analyse Cp2. En comparant les deux analyses il semble clair que l'argent, le bismuth et, dans une moindre mesure, l'antimoine ont eu une préférence pour la cubanite, tandis que le zinc est resté dans la chalcopryrite.

Cub1	
Fe	40.27
Cu	21.68
Zn	(0.07)
Pb	0.00
As	(0.06)
S	36.51
Sb	0.09
Sn	0.00
Ag	0.08
Bi	0.20
Total	98.96

m. Chalcopyrrhotite(?) (CuFeS₂ + (1 à 4)FeS)

Le minéral est une phase énigmatique que l'on n'a pas eu l'occasion de sonder, mais qui correspond parfaitement à la description qu'en fait Ramdohr. Il n'est pas inutile non plus de signaler que d'Orey parle dans son travail d'une chalcopryrite "déficiente" en cuivre qu'il appelle "isocubanite" et qui correspondrait en fait à ce que les chercheurs précédents (Blout et De Wolf, Clark) ont pris pour de la tétrahédrite, laquelle n'a plus été observée depuis lors. Cette chalcopyrrhotite (pour reprendre la terminologie de Ramdohr) a été observée à plusieurs reprises, en association avec la stannite, la blende et la chalcopryrite. Comme ces dernières, elle remplit des fractures dans le mispickel ou

dans la pyrite (EP83/2). Sa teneur en argent est inconnue mais il est très vraisemblable qu'elle soit relativement élevée. Il n'est pas impossible que la chalcopyrrotite forme des exsolutions dans la blende et c'est ce qui pourrait expliquer peut-être la présence souvent dans une même exsolution de chalcopyrite, de pyrrhotine et/ou de cubanite. En effet, toujours d'après Ramdohr, par refroidissement, la chalcopyrrotite peut donner lieu aux trois associations suivantes:

- + chalcopyrite-pyrrhotine-cubanite
- + chalcopyrite-cubanite
- ou + chalcopyrite-pyrrhotine, si le refroidissement a été très lent.

A Panasqueira, ce sont ces deux derniers assemblages et particulièrement le dernier, qui sont les plus fréquents. La chalcopyrrotite est peut-être plus commune dans les gisements nickelifères mais elle a été décrite dans des gisements d'étain boliviens!

n. Pyrite (FeS_2)

Bien que les estimations soient difficiles à réaliser sur base des analyses chimiques, l'on peut évaluer le pourcentage en poids des sulfures de fer (pyrite, marcasite, pyrrhotite) dans la phase sulfurée, à 25%. C'est-à-dire que ceux-ci sont deux fois moins abondants (en poids) que le mispickel et représentent à peu près le double de la blende ou de la chalcopyrite.

Plusieurs travaux antérieurs ont fait coïncider l'apparition de la pyrite dans les filons avec le stade d'oxydation hypogène de la pyrrhotite. En réalité, de nombreuses observations ont, en accord avec Kelly (1979), révélé l'existence de pyrites plus anciennes, contemporaines voire légèrement antérieures au dépôt de la blende et de la chalcopyrite.

1. Observations à l'appui d'une paragenèse précoce

La présence de pyrite dans les premiers stades de la minéralisation met en lumière certains phénomènes qui seront très précieux lors de l'interprétation des teneurs en argent des

diverses phases sulfurées.

Parmi ces contextes où la pyrite apparaît comme étant la première phase précipitée (vis-à-vis des sulfures Zn, Cu, Sn, ...) l'on relève les cas suivants:

- a) Des cristaux de pyrite, parfaitement cubiques, sont enveloppés d'une matrice de chalcoppyrite. L'on soupçonne dans ces pyrites, la présence de microinclusions de pavonite.
- b) Les interstices anguleux dans un agrégat de pyrites automorphes sont remplies de blende et de stannite.
- c) Les fractures d'un cristal de pyrite ont été envahies par la stannite, la blende, la pyrrhotite et la chalcoppyrrhotite.

Les contextes où la pyrite semble contemporaine de ces mêmes phases sont tout aussi éloquents:

- a) En bordure d'un mispickel, l'on observe localement une succession de bandes allongées: stannite-pyrite-blende.
- b) Les intercroissances de pyrite avec la blende, la chalcoppyrite, mais surtout la stannite ne sont pas exceptionnelles. Cette dernière forme en particulier des plages très étirées, respectant le contour polygonal des grains de pyrite et qui font inmanquablement penser à des structures d'exsolution en raison de leur multitude et de la conformité avec la structure cubique.

L'on sera prudent avant de parler d'exolutions de stannite dans la pyrite car celles-ci n'ont jamais été décrites et que certaines exolutions, même si elles sont théoriquement possibles dans la pyrite (ex.: pyrrhotite), sont inconnues dans la nature. En effet, comme le soulignent Craig et Vaughan (1981), la pyrite a une "force de cristallisation" considérable et montre une tendance à croître en grains automorphes, aux dépens des autres phases. Conservant cette remarque à l'esprit l'on ne peut néanmoins manquer d'être frappé par la dissemblance entre les inclusions de stannite au coeur du grain et celles en périphérie. Autant, celles du coeur soulignent très finement trois directions cristallographiques appartenant au système cubique, autant, au fur et à mesure que l'on s'écarte de ce coeur, les formes sont moins nettes, voire rondes et le

nombre d'inclusions diminue progressivement pour être nul en périphérie. Si il s'agit réellement d'exsolutions, cela pourrait renforcer l'idée qu'il faut des conditions exceptionnelles pour que celles-ci se forment. Cela trahit sans doute un gradient dans les vitesses de refroidissement. Le maintien d'un coeur chaud a peut-être permis une meilleure individualisation des deux phases.

2. Pyrites postérieures

Les pyrites postérieures à cette première génération sont nombreuses sans qu'il ne soit toujours possible de distinguer l'existence, au sein de celles-ci de plusieurs phases de dépôt. De grandes quantités de pyrite sont ainsi associées à l'oxydation hypogène de la pyrrhotite (voir pyrrhotite), mais il existe d'autres dépôts de pyrite qui ne se rattachent pas à ce contexte. La pyrite peut ainsi apparaître en remplacement des sulfures de cuivre et de zinc (EP83/3).

Un fait surprenant en microscopie est l'anisotropie très prononcée de certaines pyrites. Celles-ci sont généralement plus jaunes et même légèrement pléochroïques, mais leur passage à la microsonde n'a révélé la présence systématique d'aucune impureté particulière.

	Py1	Py2	Py3	Py4	Py5	Py6
Fe	45.63	45.72	45.21	45.38	45.52	45.07
Cu	0.10	0.22	0.00	0.17	(0.02)	0.00
Zn	0.00	0.00	0.00	0.00	(0.02)	0.00
Pb	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
As	0.00	0.08	0.06	0.06	0.00	0.07
S	53.11	53.35	51.78	53.36	52.35	52.20
Sb	0.00	0.00	0.09	(0.01)	0.06	0.00
Sn	0.00	0.13	(0.03)	0.00	(0.01)	0.12
Ag	(0.02)	0.08	0.10	0.00	0.00	0.00
Bi	(0.13)	0.27	0.13	(0.16)	(0.10)	0.18
Total	99.00	99.86	97.39	99.15	98.07	97.63

Py1 contient la seule inclusion sondable de pavonite (Pav1). Les autres pyrites ne sont pas directement liées à l'oxydation de la pyrrhotite, mais il n'est pas possible de préciser leur appartenance paragénétique.

Pyrites anisotropiques: Py1 - Py4 - Py6

Pyrites peu anisotropes à isotropes: Py3 - Py5

Py3 et Py4 sont en contact ainsi que Py5 et Py6.

L'élément le plus abondant dans les pyrites est de toute évidence le bismuth. Celui-ci dépasse constamment les 1000 ppm. Le cuivre est également fréquent sans que les teneurs en Zn ou Sn ne suivent.

Du point de vue de l'argent, l'analyse fournie par Py3 est surprenante. Cette pyrite est optiquement pure et en contact direct avec Py4. Or, elle contient 1000 ppm d'argent soit nettement plus que la fourchette généralement admise et donnée par Boyle (1 à 500 ppm). L'on constate également que les teneurs en antimoine et en bismuth sont du même ordre. Cependant, l'on ne discutera pas inutilement pour savoir si l'argent est présent sous forme de nanoinclusions d'un sulfosel ou si il est piégé sous forme atomique. Signalons cependant que seul le rapport Bi/Ag de Py1 se rapproche de celui de la pavonite.

N.B.: Les teneurs en bismuth sont hors de proportion avec les valeurs signalées par Wedepohl (<100 ppm avec un maximum à 780 ppm), or, ici l'on a enregistré jusqu'à 2.700 ppm!

o. Galène (Pbs)

La galène est exceptionnellement rare dans le gisement (en tout cas dans la section de Barroca Grande) (voir schapbachite) Celle-ci est plus abondante dans les filonnets d'âge alpin, économiquement insignifiants, qui recoupent la minéralisation. Une section polie, réalisée dans une telle galène (EP83/11) a clairement mis en évidence le caractère essentiellement différent des deux générations et notamment l'absence de bismuth dans le second cas.

p. Sulfosels à antimoine

Parmi les minéraux rattachés à la famille des sulfosels antimonifères et décrits jusqu'à présent à Panasqueira, l'on peut regrouper: Freibergite, Pyrargyrite, Stéphanite et Tétrahédrite. La tétrahédrite, comme on l'a signalé précédemment, n'a jamais été mise en évidence avec certitude, et l'on aurait donc tendance à penser, comme le fait d'Orey, qu'il s'agit en fait de "chalcopyrrhotite", ou dans le cas de Clark, de "magnétite".

Quant aux trois premiers sulfosels cités, ils n'ont été repérés que par d'Orey et dans une zone géographiquement limitée au N-E de Vale da Ermida. Leur confinement à une paragenèse tardive démontre qu'ils se sont vraisemblablement formés suite à un apport local d'antimoine.

Dans la présente étude, seule la stéphanite a été identifiée et ce, sans recours à la microsonde, mais grâce aux caractéristiques optiques et surtout à la présence de macles pseudo-hexagonales caractéristiques. Elle a toujours été trouvée dans une matrice carbonatée laquelle contenait parfois quelques grains de pyrite.

Une fois de plus ces occurrences sont insignifiantes du point de vue de la contribution à la teneur en argent du minerai!

q. Autres sulfures

Les autres phases sulfurées signalées à Panasqueira et non reprises ici sont très marginales ou le résultat d'une altération supergène non examinée ici.

E.2.3. Oxydes

Les échantillons prélevés l'ayant été dans le but d'analyser les relations entre les sulfures, peu d'observations ont été effectuées sur les phases oxydées. Néanmoins certaines considérations peuvent être émises.

a. Goethite

Plusieurs encroutements de goethite contenant encore des microrestes de pyrite ont été identifiés dans les produits du traitement. Il s'agit vraisemblablement d'un produit d'altéra-

tion supergène.

b. Magnétite

C'est l'oxyde de fer le plus abondant et, comme on l'a dit précédemment, un accompagnateur régulier de la pyrite (marcasite) dans les franges d'oxydation de la pyrrhotite. Il s'agit toujours de très petites plages en très fine intercroissance avec les sulfures de fer.

c. Rutile

Le rutile n'est pas un minéral exceptionnel dans les filons hydrothermaux et l'on en retrouve avec une constance remarquable en petites inclusions dans la cassitérite, le quartz et la tourmaline. Du moins est-ce le cas dans la zone exploitée en septembre '83, car selon d'Orey, le rutile serait beaucoup moins abondant à proximité de la coupole granitique. Le passage à la microsonde de ces rutiles, dont le diagnostic est parfois difficile, n'a pas révélé d'anomalies surprenantes.

	Ti1	Ti2
Fe	0.62	0.04
Cu	(0.05)	(0.01)
Zn	(0.04)	0.00
Pb	0.00	(0.09)
As	(0.01)	(0.02)
S	0.00	0.00
Sb	0.06	0.00
Sn	1.21	1.18
Ag	0.00	0.00
Bi	0.00	(0.10)
Total	2.00	1.44

Cependant la teneur en Pb et en Bi du second peut-être intéressante à relever et souligne l'association précoce de ces deux éléments. Quant à la teneur en Sn, elle est parfaitement normale lorsque l'on sait que rutile et cassitérite sont miscibles à haute température.

Un autre type de rutile, optiquement bien distinct par l'abon-

dance de ses réflexions internes, est présent en abondance dans les sédiments. Il s'agit de petits grains résultant vraisemblablement de la percolation d'eaux réductrices dans les sédiments des "Beira Schist" lesquels devaient être riches en ilménite d'origine détritique.

d. Cassitérite

La cassitérite dans le minerai, au vu des chiffres de production et de la récupération globale, représente à peu près un dixième du poids de wolframite. C'est-à-dire de l'ordre d'un dixième également du poids de chalcopryrite ou de blende.

Ces rapports sont vraisemblablement variables selon les zones exploitées mais, comme cette étude n'a pas apporté d'arguments nouveaux à l'appui de cette hypothèse, l'on n'insistera ni sur cette zonation, ni sur l'affiliation magmatique ou hydrothermale de la cassitérite.

Cet oxyde apparaît comme l'un des premiers minéraux déposés. Il forme généralement des cristaux prismatiques, mais parfois apparaît en remplissage entre des aiguilles de tourmaline automorphes. Fréquemment fracturées les plages de cassitérite montrent des infiltrations de sulfures parmi lesquels la blende et la chalcopryrite qui ont généralement formé de la stannite au contact. Un léger remplacement de l'oxyde est parfois évident. Le pléochroïsme de certains cristaux pourrait suggérer une teneur en Nb-Ta. Cependant elle n'est pas suffisante pour valoriser le concentré d'étain.

Cass1

Fe	(0.03)
Cu	(0.10)
Zn	(0.08)
Pb	(0.14)
As	(0.02)
S	0.00
Sb	0.00
Sn	76.74
Ag	0.00
Bi	(0.05)
Total	77.17

Cette cassitérite contient en inclusion le rutile Ti_2 . L'analyse révèle des teneurs (à la limite du seuil de significativité) en Cu.Pb.Zn. Parmi celles-ci, celle en Pb est d'autant plus remarquable que cet élément a très rarement été détecté dans les autres phases minérales.

e. Ilménite

Quelques grains d'ilménite ont été trouvés dans les produits minéralurgiques. Ceci ne permet pas de les replacer aisément dans leur contexte. Cependant, il paraît difficile d'expliquer leur genèse autrement que par la présence des filons de diabases ou leur concentration sédimentaire. Certaines ilménites montraient un lessivage du fer ^{et} la formation de leucoxènes. Dans les sédiments, c'est la forme rutile qui prédomine. Ceci souligne sans doute la différence de perméabilité entre le filon doléritique et la roche sédimentaire.

E.2.4. Wolframite

Wolframite

Principalement sous forme de Ferberite, ce minéral forme de grands cristaux automorphes sur les parois des filons. Néanmoins, il est légèrement postérieur à la cassitérite. Rarement l'on y trouve quelques inclusions (mispickel) ou des infiltrations (chalcopyrites, carbonates...) de minéraux bien postérieurs.

La wolframite a été largement décrite dans la littérature antérieure.

E.2.5. Autres

Les autres minéraux, quartz, carbonates, silicates, phosphates etc. ont été exhaustivement décrits dans les études précédentes et n'ont pas fait l'objet d'une attention particulière. Aussi conseillera-t-on de se référer plus particulièrement à Gaines et Thadeu (1971) et à Kelly et Rye (1979).

E.3. Discussion des paragenèses

Bien que le but premier de cette étude n'était pas d'établir les paragenèses successives qui ont engendré la minéralisation, il est possible au moyen des observations faites de dresser un tableau synthétique de la succession des différents minéraux.

Cette synthèse a été tentée par plusieurs auteurs et le plus récemment par Kelly (1979) dont l'interprétation prend également en compte les observations antérieures. Il s'avère donc préférable de reprendre ses considérations et de les discuter au moyen des résultats obtenus ici:

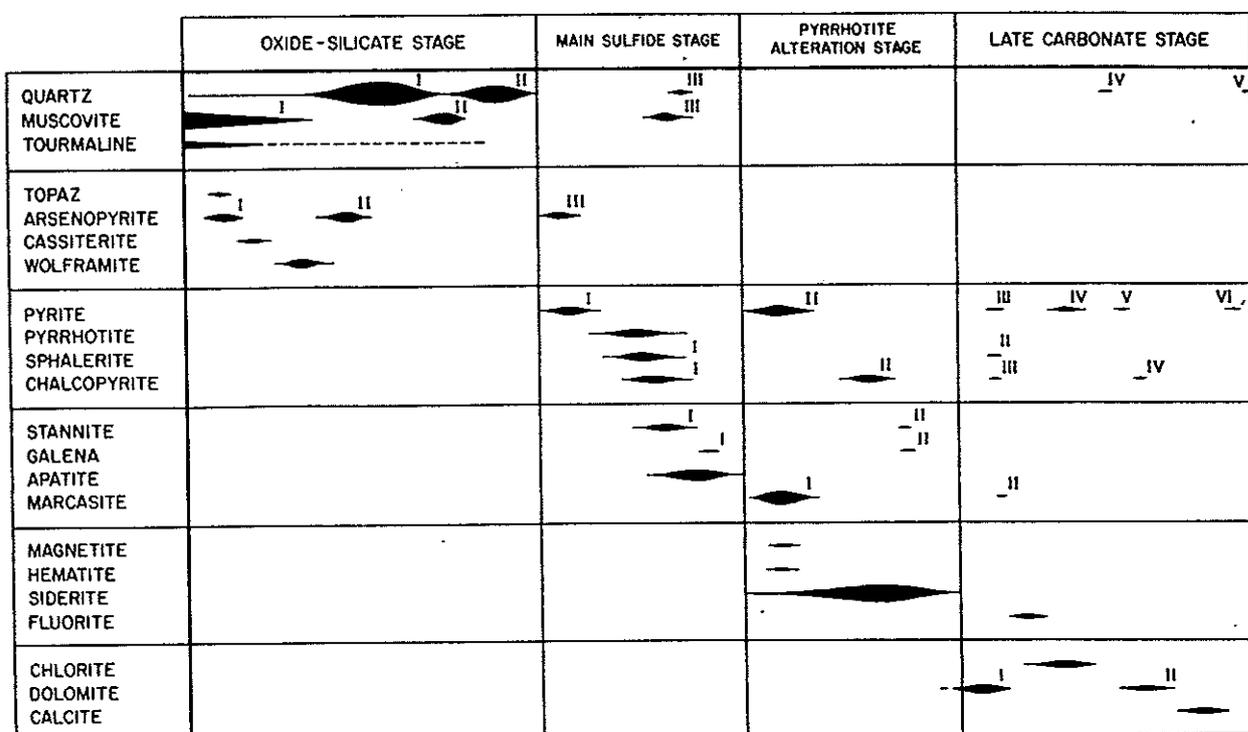


FIG. 37. Paragenesis of the tin-tungsten veins (excluding Vale da Ermida variations discussed in text). Roman numerals identify multiple generations of a given mineral.

La première impression que l'on ressent au vu de cette représentation schématique est celle d'une relative complexité des paragenèses, mettant en jeu jusqu'à cinq générations de quartz ou même six générations de pyrite. Néanmoins en regard de la réalité, ce modèle est simplifié à l'extrême.

Et c'est là que se situe la première remarque à propos de la minéralisation de Panasqueira:

Si les grandes lignes du phénomène minéralisateur sont nettes, en revanche, dans le détail, les relations sont difficiles à débrouiller.

En effet, il est indubitable, rien qu'au vu des filons dans la mine, que trois phases majeures se sont succédées:

- oxydes et silicates;
- sulfures;
- carbonates.

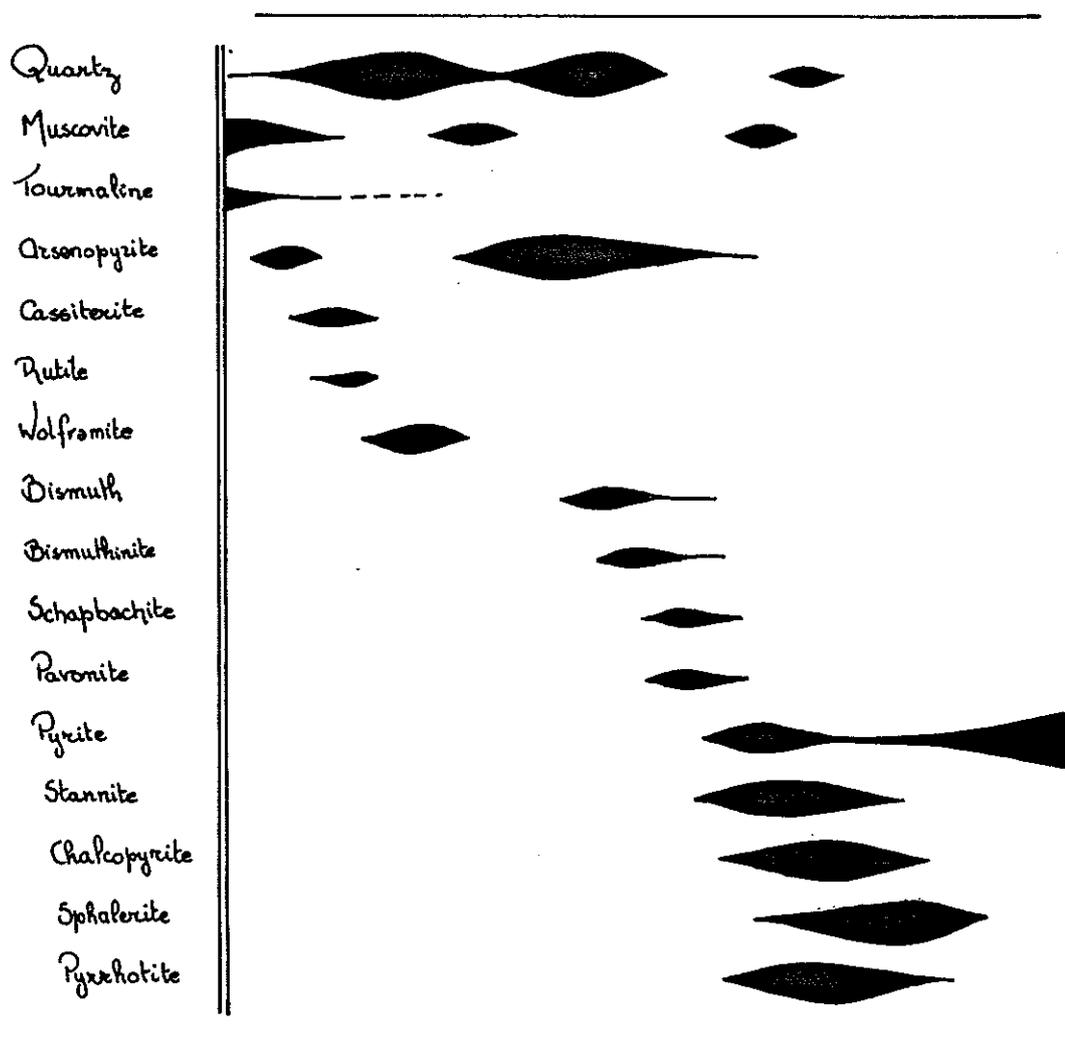
En faisant les premières observations microscopiques, l'on peut également définir aisément le stade d'altération de la pyrrhotite. Mais, dans le détail, les périodes de précipitations des différents minéraux sont relativement longues et, par conséquent, beaucoup plus imbriquées que ne le laisse supposer le diagramme. Ceci explique notamment les désaccords entre les auteurs. Désaccords d'autant plus prononcés que ceux-ci ont concentré leurs efforts sur l'une ou l'autre partie de la mine.

Dès lors, on peut se demander quel est l'intérêt de définir, surtout au sein des sulfures, une succession paragenétique précise. Il semble en effet que chaque minéral ait connu plusieurs phases de dépôt successives, rapprochées dans le temps. Peut-être est-ce là le signe de mouvements de convection du fluide minéralisateur dans l'encaissant?

Dans l'ensemble les observations sont donc en accord avec Kelly mais quelques précisions peuvent être apportées, notamment à propos de la stannite et des minéraux d'argent et de bismuth.

1. Kelly a été le premier à établir l'existence d'un stade de pyrite précoce antérieur aux principaux sulfures. Ceci est totalement confirmé, mais il apparaît que, localement du moins, la stannite peut avoir été l'un des premiers sulfures (Fe, Cu, Zn) à précipiter. Certaines observations, incontestables, montrent une simultanéité de dépôt voire même une antériorité de la stannite par rapport à la pyrite. Le dépôt de la pyrite semble donc plus prolongé que ne le suppose le stade I de Kelly, et la stannite est partiellement plus précoce qu'il ne le suggère.

2. La galène (schapbachite), si elle apparaît parfois plus tardive que les autres sulfures, notamment vis-à-vis de la blende, est très fréquemment et étroitement associée à la stannite et à la chacopyrite et par conséquent plus précoce (du moins en partie) que ne le suppose Kelly.
3. Les analyses à la microsonde et les observations microscopiques démontrent que la paragenèse argentifère est bien circonscrite dans le temps. L'on peut ainsi intégrer les sulfosels d'Ag-Bi dans le tableau paragénétique et proposer le schéma suivant pour les deux premiers stades.



4. La stéphanite appartient manifestement à un stade postérieur carbonaté, entrant vraisemblablement dans ce que Kelly appelle le "late carbonate stage". Cela la situe donc en accord avec d'Orey, dans les derniers stades de la minéralisation, en liaison avec une venue d'antimoine laquelle a également engendré la pyrargyrite et la freibergite de Vale da Ermida.

E.4. Conclusions sur la minéralogie de l'argent

Afin de pouvoir confronter les résultats obtenus en minéralographie avec des données minéralurgiques, il est indispensable de tenter de synthétiser les observations relatives à la distribution de l'argent dans les filons à étain-tungstène de Panasqueira. Cette distribution, on l'a vu, restait jusqu'à présent relativement énigmatique, et ce malgré un grand nombre d'études minéralogiques réalisées sur ce site (Panasqueira est certainement l'un des gisements à étain-tungstène les plus décrits dans la littérature internationale). Aussi, il peut être très instructif de mettre en lumière quelques-uns des éléments nouveaux révélés par ce travail:

1. L'existence de matildite et de pavonite comme seuls minéraux d'argent appartenant aux paragenèses majeures.
2. La richesse en argent d'un grand nombre de stannites.
3. Le caractère réellement exceptionnel des sulfosels classiques (stéphanite...).
4. L'association de stannites précoces avec la cassitérite, mais aussi la chalcopyrite et les minéraux du système Ag-Bi-Pb-S.
5. L'existence d'une phase de dépôt de la pyrite, étroitement associée à de la stannite et de façon moins nette aux autres sulfures (Cu, Fe, Zn).

Ces observations, aussi bien que les antérieures, confirment la particularité de Panasqueira du point de vue de l'argent et soulignent trois caractéristiques majeures de cette minéralisation argentée:

- la rareté extrême des minéraux d'argent;
- la nature des phases porteuses de l'argent;

- la position paragenétique de ces minéraux.

Pour tenter de fournir des éléments de réponse à ce phénomène, il faut prendre en compte à la fois le modèle génétique et les données chimiques relatives à cette minéralisation. Si l'on compare Panasqueira à d'autres gisements constitués de filons quartzeux à étain-tungstène, l'on ne peut manquer d'être frappé par l'abondance de la phase sulfurée. L'on est en effet habitué à des modèles génétiques dans lesquels Sn et W sont associés aux hautes températures et où Pb, Zn, Ag sont à plus grande distance du centre émanatif. Or, ici, les températures atteintes ne semblent jamais avoir été fort élevées et les différentes minéralisations apparaissent superposées.

La méthode employée dans cette étude n'a pas permis de mettre en évidence une quelconque zonation de l'argent sur l'ensemble du gisement, mais il pourrait être intéressant à l'avenir de surveiller la présence d'argent dans les sondages réalisés à plus grande distance du centre d'émanation. Les centaines de données géochimiques déjà existantes et en attente d'être "traitées" fourniront peut-être des résultats sur ce plan, mais, étant donné qu'elles ne contiennent pas l'argent, il faudra, comme le montrent les observations faites ici, que l'on surveille étroitement les valeurs relatives au Pb et au Cu. Quoi qu'il en soit, en comparant ce travail avec les remarques faites par d'Orey sur la présence de galène, de bismuth et d'argent natifs à Vale da Ermida, l'on peut en déduire que la composition théorique des liquides dans les système Ag-Bi-Pb-S devait y être plus riche en Ag et en Pb tandis qu'à Panasqueira l'on est tout près du "pôle Bi". L'on peut sans doute soupçonner un enrichissement à l'ouest de l'exploitation actuelle.

Pour expliquer la nature des sulfosels observés et notamment la présence de ce minéral très rare qu'est la pavonite, il faut faire appel à des conditions physicochimiques particulières. Toutes les analyses effectuées révèlent une constante dans le gisement qui est l'extrême pauvreté en Pb et Sb. Or ces deux métaux sont bien connus pour leur affinité naturelle avec l'argent.

Dès lors, l'on ne retrouve pas les sulfosels classiques mais bien des sulfosels d'Ag-Bi caractéristiques de compositions fortement bismuthifères. La présence de pavonite implique notamment une composition très particulière que l'absence de cosalite et de galénobismutite tend à situer dans le plan Ag-Bi-S. Afin de justifier le fait que l'on retrouve fort peu de matildite et de pavonite, l'on est tenté de penser, comme l'attestent plusieurs observations microscopiques et comme le montre la relative indépendance du Bi et de l'Ag dans toutes les données géochimiques, que le bismuth natif s'est formé en premier lieu en accompagnement du mispickel. Ensuite, la venue de fluides enrichis en fer, en cuivre et en argent principalement, a engendré la formation des premières stannites, chalcopyrites et pyrites, toutes riches en argent, et a précipité au contact du bismuth natif et de la bismuthinite quelques sulfosels Ag-Bi. Ces derniers peuvent avoir été encore partiellement remplacés durant les épisodes paragénetiques postérieurs si bien qu'il n'est pas impossible qu'ils se soient initialement formés en plus grande quantité.

Le peu de galène qui s'est formé et qui a dissous un maximum d'argent grâce à la présence de bismuth, ne suffit pas non plus à expliquer la teneur en argent de la mine. Si bien que l'on constate tant à la microsonde que dans les analyses minéralurgiques, que la plus grande partie de l'argent est en fait piégée dans la stannite et la chalcopyrite, tandis que les sulfures les plus abondants comme le mispickel et la pyrite doivent être nettement moins riches.

L'affinité de l'argent pour la stannite n'est pas surprenante dans la mesure où il semble pratiquement exister un continuum entre la famille des stannites et celle des cuivres gris, ces derniers étant absents à cause de la déficience en antimoine. Pourtant, Panasqueira est situé au sud d'une province antimonifère importante signalée au Portugal par un certain nombre de filons Sb-Au et en Galice par des concentrations synsédimentaires dans des carbonates du Cambro-Silurien (Guillou J.J., 1971).

A ce propos, il est remarquable de souligner que le manque d'antimoine va de pair avec une absence très nette aussi de l'or.

Toujours dans cet esprit, il serait intéressant de tenter de circonscrire la "zone d'influence" de la venue carbonatée antimonifère dont parle d'Orey au N-E de Vale da Ermida et dont l'on a vraisemblablement trouvé quelques traces ici (stéphanite).

Sur le plan strictement qualitatif, il est difficile de se faire une idée au vu des résultats enregistrés à la microsonde, trop peu représentatifs en raison de leur petit nombre et des contraintes imposées.

Si l'on ne prend en compte que les valeurs les plus élevées enregistrées, on peut classer les minéraux dans l'ordre décroissant suivant:

- matildite (28.3%)
- pavonite (12%)
- stannite (1%)
- chalcoppyrite (1900 ppm (B.R.G.M.))
- pyrite (1000 ppm)
- cubanite (800 ppm)
- pyrrhotite (500 ppm?)
- sphalérite, mispickel (200ppm?).

Ces valeurs n'ont aucun sens du point de vue quantitatif car la matildite et la pavonite ont une contribution pratiquement insignifiante eu égard à la teneur en argent du R.O.M. (tout venant), tandis que le mispickel a une influence non négligeable.

Pour tenter de donner une appréciation quantitative de la contribution de chaque phase minérale, il a été nécessaire de prendre pour base les analyses minéralurgiques.

E.5. Evaluation des contributions de chaque minéral dans les teneurs en argent des produits minéralurgiques

Etant donné qu'il est important de pouvoir distinguer la contribution de la stannite de celle de la chalcoppyrite, l'on va

définir un rapport de poids entre ces deux minéraux sur base des seules analyses dont l'on dispose qui distinguent l'étain cassitérite de l'étain stannite (Charter's Laboratoires RH/83/11).

	Ag (g/t)	Cu (%)	Sn (Stannite) (%)
TFF*	72.9	1.19	0.05
Cu3	707.0	24.84	0.67

Soit si l'on transforme les analyses en analyses minéralogiques:

	Stannite (%)	Chalcopyrite (%)	Cp/St
TFF	0.18	3.28	18
Cu3	2.43	69.67	29

Supposant que le comportement de la stannite et de la chalcopyrite est identique avant d'aboutir en TFF, ce qui est très vraisemblable, l'on a un rapport généralisable chalcopyrite/stannite de 18 pour 1.

Si l'on répartit l'argent du concentré de cuivre (Cu3) entre ces deux phases, en tenant compte des résultats obtenus à la microsonde il vient:

	Stannite: 1% d'Ag	Chalcopyrite: 660ppm d'Ag
ou	" 0.5% d'Ag	" 840ppm d'Ag

Si l'on prend en considération l'analyse du concentré de zinc réalisée en laboratoire (voir 6 Problème posé), on a en admettant toujours un rapport Cp/St de 18:

Ag (g/t)	Chalcopyrite (%)	Stannite (%)	Blende (%)	Mispickel (%)
110	± 4.9	± 0.3	± 85	0.7

Ceci porte la contribution de la chalcopyrite et de la stannite à environ 60 ppm laissant par conséquent moins de 50 ppm d'argent pour la blende qui, dès lors, a une teneur moyenne de moins de 60 ppm.

Pour parvenir à déterminer la teneur moyenne en argent du mispickel et de la pyrite le problème était plus aigu. En effet,

* Se réfère à une numérotation indiquée sur les flow-sheet.

d'une part l'analyse de l'arsenic s'est avérée très difficile, et d'autre part l'estimation du pourcentage de la pyrite ne pouvait se faire que sur base du fer restant après avoir formé les principaux minéraux. Autrement dit, le pourcentage de pyrite était avant tout tributaire des erreurs commises sur les analyses As, WO_3 , Cu... ainsi que du pourcentage estimé de FeS dans la blende (dans tous les calculs il a été pris égal à 12). Sans compter qu'une partie du fer est également sous forme de pyrrhotine, de sidérite etc. Etant donné la forte contribution des sulfures de cuivre à la teneur en argent et l'augmentation de la marge d'erreur sur l'analyse minéralogique de produits trop "dilués" en mispickel et en pyrite, l'on a réalisé des essais de flottation différentielle sur les rejets du circuit de flottation en cuivre:

	S (%)	As (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Ag (g/t)
Cu2	18.93	175	0.41	339	16	50

Sachant que le cuivre est récupéré à 85% dans les circuits de flottation de l'usine et connaissant les rapports Cp/St de l'alimentation (18) et du concentré (29), l'on peut en déduire que Cp/St dans Cu2 vaut environ 6, et par conséquent, l'on a approximativement:

	Cp (%)	Stan. (%)	Misp. (%)	Sp. (%)	Py. (%)	Ag (g/t)	Total
Cu2	1.04	0.17	38.03	5.76	4.72	50	49.7

(N.B.: La teneur en Fe et en pyrite est vraisemblablement trop faible. Un bilan sur la pyrite dans l'usine donna $\pm 12\%$).

D'après ce que l'on sait, l'on peut estimer que chalcoppyrite et stannite interviennent environ pour 17 à 24 ppm d'Ag et la blende pour 3.5ppm d'Ag.

Les essais ont été menés afin de flotter la blende et le mispickel, tout en déprimant la pyrite. La flottabilité naturelle du mispickel étant un peu meilleure que celle de la pyrite.

Les résultats, insatisfaisants d'un point de vue minéralurgique, permettent néanmoins d'émettre certaines hypothèses

quant au partage de l'argent entre les sulfures

Mode opératoire: - Rebroyage 5 min.

- pH 11-11,5 au moyen de CaO

- CuSO₄ a) 200 g/t b) 900 g/t

- Z 200 a) 50 g/t b) 60 g/t

Le taux de séparation entre mispickel et pyrite fut pratiquement identique dans les deux essais (a et b).

	Poids	S(%)	As(%)	Cu(%)	Zn(%)	Fe(%)	Ag(g/t)
Flb C1	68.4	26.93	20	1.06	13.6	25	90
Flb C2	51.3	22.85	27	0.45	1.8	30.44	70
Flb R	216.8	13.89	15	0.133	0.2	20.65	30
Total	336.5	17.9	17.8	0.37	3.17	23.03	48

Si l'on part du principe que le comportement de la chalcoppyrite et de la stannite est identique lors de cette flottation, c'est-à-dire que Cp/St reste égal à 6 dans les trois produits, il vient:

	Cp(%)	Stann. (%)	Misp. (%)	Sph. (%)	Py. (%)	Ag (g/t)	Total %
C1	2.68	0.45	43.47	23.03	16.03	90	85.7
C2	1.14	0.19	58.68	3.05	20.86	70	83.92
R	0.34	0.06	32.6	0.34	20.05	30	53.4
Total	0.94	0.16	38.69	5.37	19.43	48	64.6

D'après les estimations que l'on a faites précédemment, l'on peut tenter d'éliminer la composante de l'argent relative à la stannite, à la chalcoppyrite et à la blende. Il reste alors:

C1 : 13.5 ppm d'Ag(1)

31.2 ppm d'Ag(2)

C2 : 41.6 ppm d'Ag(1)

49.1 ppm d'Ag(2)

R : 21.5 ppm d'Ag(1)

23.9 ppm d'Ag(2)

(1) correspond à une stannite avec 1% d'Ag

(2) correspond à une stannite avec 0.5% d'Ag

Constatations:

- La première chose qui vient à l'esprit est que la contribution de la stannite et de la chalcopryrite reste très importante et que par conséquent toute erreur d'estimation change totalement les données, au point que l'on sera prudent avec les valeurs obtenues ici.
- Il apparaît également très nettement que les teneurs dans le mispickel et dans la pyrite ne peuvent être que faibles et que, par conséquent les 1000 ppm et 800 ppm enregistrés sur un tiers des pyrites sondées étaient exceptionnels.
- Si l'on met en parallèle les variations du mispickel, de la pyrite et de l'argent, il vient:

	Pyrite	Mispickel	Argent (1)	(2)
C1-R	+ 4,02%	- 10.87%	+ 8 ppm	- 7,3ppm
C1-C2	+ 4,85%	+ 15.21%	+ 28ppm	+17.9ppm
C2-R	- 0,81%	- 26.08%	-20.1ppm	-25.2ppm

Cela montre de façon étonnante un parallélisme entre le comportement du mispickel et celui de l'argent pour le modèle(2). Les discordances s'expliquant parfaitement par les faibles teneurs de la pyrite.

Tant et si bien que l'on en déduit une valeur d'environ 95ppm dans le mispickel et de 73ppm dans la pyrite.

Ces valeurs sont malheureusement un peu trop élevées pour satisfaire au bilan Ag de la flottation, mais l'on peut penser que leur rapport (1,3) reflète la réalité. Le mispickel étant en moyenne légèrement plus riche que la pyrite.

En conclusion, bien que les valeurs obtenues ici soient tributaires d'un grand nombre d'analyses et d'imprécisions, il apparaît tout de même clairement que le modèle répondant le mieux à la distribution de l'argent dans les principales phases sulfurées de Panasqueira pourrait être le suivant:

- Stannite: 5000 ppm
- Chalcopryrite: 840 ppm
- Mispickel : 73 ppm
- Blende: 60 ppm
- Pyrite: 55 ppm

Sur base de ces teneurs moyennes et de l'analyse minéralogique du R.O.M. (tout venant) l'on peut ainsi justifier la teneur en argent de ce dernier, et surtout, donner une idée de la contribution de chacune des phases sulfurées:

	% dans R.O.M.	Ag (g/t) dans R.O.M.	% distrib. Ag.	kg/mois août '83
Chalcopyrite	0.47	3.9	44.8	210
Stannite	0.03	1.5	17.2	77.5
Mispickel	3	2.2	25.3	116.7
Sphalérite	0.69	0.4	4.6	22
Pyrite	1.2	0.7	8	35.2
Total	5.39%	8.7ppm	100%	463.5

E.6. Remarques géochimiques

Les valeurs que l'on vient d'obtenir sont des valeurs moyennes et par conséquent, elles ont une importance d'un point de vue économique mais ne permettent aucune interprétation géochimique directe. Cependant, si l'on se reporte au diagramme paragénétique proposé, l'on constatera que chacun de ces minéraux s'est déposé durant l'"épisode argentifère" de la minéralisation, ne fut-ce que partiellement. Ainsi, la pyrite peut avoir atteint des valeurs très élevées en argent lors de sa première génération tandis que les suivantes sont pauvres ou dépourvues d'argent. De même, il est vraisemblable que les mispickels les plus riches en argent sont aussi les plus tardifs.

Dans le cas de la stannite, de la chalcopyrite et de la blende, trois minéraux qui, on l'a vu, sont étroitement liés à Panasqueira, les teneurs moyennes devraient être un meilleur reflet du coefficient de partage, puisque l'on ne connaît qu'une seule génération de ces minéraux. Or, comparativement, la teneur de la blende semble exceptionnellement basse vis-à-vis de la chalcopyrite. Bien sûr, cela ne trahit pas nécessairement qu'il n'y a pas eu équilibre entre les deux phases, car le coefficient de partage est fonction de la température, de la pression, de la composition et peut-être de la teneur en fer de la blende, mais l'on est tenté, en accord avec certaines observations minéralogiques, de penser que cela signifie qu'une bonne partie de la blende s'est déposée après l'"épisode argentifère". L'enrichissement en zinc serait donc légèrement décalé dans le temps par rapport à celui en Cu-Fe-Ag. Quoiqu'il en soit, la grande dispersion de l'argent, les teneurs importantes atteintes et la bonne connaissance des paragenèses sulfurées font vraisemblablement de Panasqueira un endroit idéal pour une étude théorique des coefficients de partage de l'argent dans les phases sulfurées.

OBSERVATIONS CONCERNANT LES PERTES EN ARGENT
DANS LE PROCESSUS MINERALURGIQUE

A. INTRODUCTION

Initialement, il fut prévu que le travail minéralographe débouche sur des essais de traitement afin de voir dans quelle mesure des améliorations dans la récupération de l'argent étaient possibles ou afin de tenter certaines variantes dans le schéma de traitement appliqué chez Beralt. Or, bien vite, l'étude minéralographe s'est révélée plus délicate que prévue, mais surtout la dissémination de l'argent s'avérait telle qu'elle fermait la porte à toute possibilité de récupération économique moyennant la concentration d'un minéral autre que la chalcopirite.

D'autre part le schéma de fonctionnement tant à Barroca Grande qu'à Rio est éprouvé et ne souffre d'aucun problème majeur, eu égard à la concentration de la wolframite si ce n'est la récupération des fines. Mais, ces dernières font l'objet d'études de flottation ou de séparation magnétique sur fines humides dont l'ampleur dépassait le cadre de ce travail. Néanmoins, si la récupération de l'argent est difficilement perfectible selon le "flow-sheet" actuel et si le taux de récupération de la wolframite est élevé, l'observation de diverses données (analyses chimiques, débits, granulométrie, degré de libération etc...) amène à formuler certaines remarques dans l'optique de mieux concilier l'optimisation de la récupération de la wolframite et la perte inévitable en sulfure qui s'en suit. Afin de mieux visualiser les pertes en argent "récupérable" (autrement dit lié à la chalcopirite et à la stannite), l'on peut dresser le tableau suivant qui ne prend

plus en compte les contributions du mispickel, de la pyrite et de la sphalérite:

Base R.O.M.: 353 kg Ag/mois

Produits	BARROCA GRANDE			RIO		Total
	<u>HMS</u>	<u>BC</u>	<u>BBM</u>	<u>TT2</u>	<u>Cu2</u>	
Pertes en Ag (kg)	41.1	109.6	18.6	4.5	41.4	215
% en poids de l'Ag du R.O.M.	11.6	31	5.3	1.3	11.7	60.9

L'on décrira ci-après les points où les pertes en sulfures et par conséquent en argent sont les plus importantes, tout en essayant de comprendre les causes de ces pertes.

B. L'USINE DE PRECONCENTRATION DE BARROCA GRANDE

Afin de définir le taux de récupération de chacun des métaux valorisés à Panasqueira au stade de la préconcentration l'on a calculé les bilans relatifs à WO_3 , Sn et Cu. Un tel bilan est réalisé tous les mois pour WO_3 , mais généralement l'étain et le cuivre ne font pas l'objet d'un bilan aussi détaillé. Les gros problèmes que l'on a eu pour fermer ces bilans, imposent quelques remarques:

- les tonnages utilisés sont relatifs à août 1983;
- les analyses sont celles du 28 septembre 1983;
- le taux de récupération indiqué a été calculé en répartissant le déficit du bilan (shortf.) proportionnellement sur le concentré et les stériles.

(Se référer au flow-sheet repris dans le "Rapport de Stage")

BALANCE TUNGSTENE

	Minerai*		Tunstène (WO ₃) **				récupération
	tonnes	% pds	% WO ₃	tonn.	% distrib.		
R.O.M. feed	53 273	100	(1) 0.376	(1) 200.484	100%		
tails	49 898	93.7	(1) 0.057	(1) 28.214	14.1		
conc.	3 375	6.3	(1) 4.408	(1) 148.765	74.2	84.06%	
shortf.				<u>23.505</u>	<u>11.7</u>		
H.M.S. feed	43 882	82.4	0.27	118.481	59.1		
tails	41 591	78.1	0.0116	4.825	2.4		
conc.	2 291	4.3	4.08	<u>93.473</u>	<u>46.6</u>	95.1%	
shortf.				20.183	17		
B.C. feed	7 997	15	0.94	75.172	37.5		
tails	7 013	13.2	0.28	19,636	9.8		
conc.	984	1.8	5.24	<u>51,562</u>	<u>25.7</u>	72.42%	
shortf.				3,974	<u>5.3</u>		
B.B.M. feed	1 394	2.6	0.49	6.831	3.4		
tails	1 294	2.4	0.29	3.753	1.9		
conc.	100	0.2	3.73	<u>3.730</u>	<u>1.9</u>	49.85%	
shortf.				-0.652	-9.5		

* Aug '83

** 28.9.83

(1) calculated

BALANCE ETAIN

	<u>Minerai *</u>	<u>% Pds</u>	<u>% Sn</u>	<u>tonn.</u>	<u>% distrib.</u>	<u>récupération</u>
R.O.M. feed	53 273	100	(1) 0.049	26.042	100	
tails	49 898	93.7	(1) 0.012	5.819	22.34	
conc.	3.375	6.3	(1) 0.339	11.444	43.94	66.3%
Shortf.				8.779	33.7	
H.M.S. feed	43 882	82.4	0.045	19.747	75.83	
tails	41 591	78.1	0.008	3.327	12.78	
conc.	2.291	4.3	0.3	6.873	26.39	67.38
shortf.				9.547	48.3	
B.C. feed	7 997	15	0.07	5.598	21.50	
tails	7 013	13.2	0.03	2.104	8.08	
conc.	984	1.8	0.43	4.231	16.25	66.78
shortf.				-0.737	-13.2	
B.B.M. feed	1 394	2.6	0.05	0.697	2.68	
tails	1 294	2.4	0.03	0.388	1.49	
conc.	100	0.2	0.34	0.340	1.31	46.7
shortf.				-0.031	-4.4	

* Aug '83

** 28.9.83

except(1): calculated

BALANCE CUIVRE

	Minerai*		Teneurs Cu **				récupération
	tonnes	% Pds	% Cu	tonn.	% distrib.		
R.O.M. feed	53 273	100	(1) 0.21	(1) 112.14	100		
tails	49 898	93.7	(1) 0.1	(1) 49.52	44.2		
conc.	3 375	6.3	1.44	<u>48.6</u>	<u>43.3</u>	49.53	
shortf.				14.02	12.5		
H.M.S. feed	43 882	82.4	0.13	57.05	50.9		
tails	41 591	78.1	0.026	10.81	9.6		
conc.	2 291	4.3	1.59	<u>36.43</u>	<u>32.5</u>	77.12	
shortf.				9.81	17.2		
B.C. feed	7 997	15	0.6	47.98	42.8		
tails	7 013	13.2	0.48	33.66	30.0		
conc.	984	1.8	1.29	<u>12.69</u>	<u>11.3</u>	27.38	
shortf.				1.63	3.4		
B.B.M. feed	1 394	2.6	0.51	7.11	6.3		
tails	1 294	2.4	0.39	5.05	4.5		
conc.	100	0.2	1.01	<u>1.01</u>	<u>0.9</u>	16.67	
shortf.				1.05	14.8		

* values of Aug. '83

** 28.9.83

except (1): calculated

B.1. Heavy Media Separation (H.M.S.)

Le taux de récupération exceptionnel de la wolframite dans ce procédé est assuré par la densité élevée mais surtout la bonne libération de ce minéral. Tandis que la cassitérite, qui, dans le minerai, est sous forme de petits cristaux, n'est pas suffisamment libérée et est, dès lors, allégée et rejetée. La perte en cuivre s'explique essentiellement par la densité moindre des sulfures. Le taux de récupération de l'argent calculé par Bowen (91%) est peut-être un peu élevé mais il trahit le fait que la récupération du mispickel par ce procédé est très élevée.

B.2. Tables à secousses (0.6mm, 90 μ) (B.C.)

Les résultats de ce procédé sont nettement moins bons et l'on voit que les taux de récupération de la wolframite et de la cassitérite se rapprochent, ce qui trahit bien le fait qu'à cette granulométrie, les degrés de libération des deux minéraux sont pratiquement similaires. Comme dans le traitement H.M.S., les pertes en argent sont à mettre à plus de 90% sur le compte de la mauvaise récupération de la chalcopryrite et de la stannite. Elles engendrent en effet une teneur de 16.5 ppm d'Ag dans les rejets.

L'observation microscopique de ces rejets (5BC2) a cependant montré que le degré de libération des sulfures n'était pas en cause. Mais, comme cela se vérifie dans d'autres produits, les sulfures les moins denses sont aussi ceux qui se broyent le plus facilement. L'on a ainsi par ordre décroissant de granulométrie: mispickel- pyrite - (chalcopryrite-sphalérite). Ainsi, les pertes en chalcopryrite se font, au moins pour moitié, sous forme de grains très fins (de l'ordre de 60 μ !), alors que le criblage devrait assurer un minimum de 90 μ !) échappant à la concentration gravifique et pour la moitié restante sous forme de quelques gros grains (\pm 500 μ) de composition plus complexe (chalcopryrite + blende + pyrite +...). Les pertes en mispickel sont très faibles.

B.3. Tables Bartles-Mozley (<90 μ) (B.B.M.)

Les tonnages traités étant relativement peu importants, les pertes en argent ne représentent que 5% de l'ensemble des pertes en ce métal alors que sa récupération n'y est que de 20% suivant en cela celle du cuivre.

Le comportement relatif des différents minéraux est identique à celui dans les tables à secousses classiques, mais vient se greffer en plus ici le problème dû au traitement de particules extrêmement fines.

L'observation microscopique de l'alimentation (7BBM1) en est d'ailleurs rendue fort difficile mais l'on voit très nettement que les plus grosses particules sont cette fois constituées de quartz: ce qui complique certainement la séparation gravifique.

C. L'USINE DE RIO

L'incompatibilité entre les débits fournis par l'usine et les analyses que l'on a effectuées est telle, on va le voir, que cela empêche de réaliser des bilans sur l'ensemble de l'usine, et particulièrement sur la partie centrale constituée par la section de séparation des oxydes et des sulfures. Aussi est-on obligé de traiter le cas où les débits sont corrects et celui où ce sont les analyses qui reflètent le mieux la situation. L'on verra ensuite quelles sont les conclusions que l'on peut tirer d'une telle incompatibilité.

(Se référer au flow-sheet repris dans le "Rapport de Stage".)

C.1. Circuit de séparation oxydes sulfures

Le préconcentré provenant de Barroca Grande a été échantillonné soigneusement (au départ de 50 kg) et analysé. Cette analyse élémentaire engendre la composition minéralogique suivante:

	Chalc.	Misp.	Ferb.	Sphal.	Pyrite	<u>Total</u>
E50	4.71%	30.43%	3.995%	4.52%	10.84%	54.59%



Tables à recourses A,B et C (3) en fonctionnement à Rio.

La teneur en argent enregistrée (>80 ppm) est parfaitement compatible avec les valeurs que l'on a données et l'on peut en déduire une répartition de l'argent entre les différents minéraux dans les proportions suivantes:

chalcopryrite	mispickel	sphalérite	pyrite
65%	25%	3%	7%

Le tonnage mensuel de préconcentré est également bien connu puisque l'on connaît le nombre de paniers transportés par téléphérique, il vaut 3.375 t.

C.1.1. Bilans

a) Les débits sont corrects

Du point de vue des flux de matières, l'on dispose des valeurs à l'entrée (3375 t) et à l'alimentation du circuit Cu (Cu1 = 3044t). L'on peut dès lors en déduire que la différence entre les deux doit satisfaire à l'alimentation du "circuit fines", à l'alimentation du "circuit oxyde" (TX3) et aux rejets des cinq tables à secousses A, B et C (TT2). Sachant que l'on a par mois dans les concentrés de wolframite et de cassitérite, 113.5t de WO_3 et 10.3t de Sn, et ayant d'autre part l'analyse de TX3 (42,5% de WO_3 et 4.2% de Sn), il vient que l'alimentation du "circuit oxydes" doit représenter au minimum de l'ordre de 250 t/mois.

Dès lors, il reste $3375 - 3044 - 250 = 81$ t pour satisfaire à la fois à l'alimentation des fines et aux rejets (TT2) Même si l'on néglige la matière partant dans le traitement des fines (ce qui doit pourtant faire ± 20 t/mois(?), l'on peut se poser la question de savoir si l'utilisation des cinq tables à secousses est bien nécessaire. Et ce, d'autant plus que TT2 est enrichi en sulfures (sauf mispickel) et par conséquent en argent vis-à-vis de l'alimentation (cfr b) ci-dessous).

En conséquence, il s'avère que moyennant un rebroyage partiel préalable, les huit tables avec flottation (D et F) seraient

parfaitement capables de traiter l'entièreté du préconcentré et de le faire sans pertes inutiles.

b) L'échantillonnage est correct

Comme on l'a signalé, l'incompatibilité entre les débits et les analyses que l'on a obtenues sur des produits habituellement non surveillés par l'usine, est telle que l'on serait amené à penser que la méthode d'échantillonnage n'a pas été correcte si ces analyses ne plaidaient en faveur d'une élimination nettement plus importante de matière dans TT2.

Le fait que l'échantillonnage ait été réalisé par l'ouvrier habituellement désigné à cette tâche et que les analyses paraissent à première vue mieux correspondre à la logique du schéma de traitement que les débits, fait que l'on ne peut négliger ces données.

Ces analyses, converties en analyses minéralogiques, ont fourni les résultats suivants:

	Chalc. %	Misp. %	Ferb. %	Sphal. %	Py. %	Total %
TA3	3.06	62.6	10.78	2.82	20.19*	99.45
TB3	5.6	10.43	1.53	7.3	41.6 *	66.45
TC3	3.23	55.42	14.95	3.43	9.65	86.68
TT2	5.3	1.02	0.275	4.75	13.56	24.93
TF1	4.45	41.3	9.63	5.88	12.36	73.61
TD1	2.54	67.37	12.89	1.73	9.91	94.45
TFF	4.88	67.37	-	6.65	15.87	94.77
TDF	4.19	76.07	-	3.13	12.67	96.04
TX3	0.095	0.72	55.67	0.076	6.84*	63.4

* Pourcentage en pyrite surestimés en comparaison avec l'observation microscopique que l'on a pu faire. (Rappelons que la teneur en pyrite est calculée sur base du fer restant, c'est-à-dire qu'elle est tributaire des quatre autres valeurs).

En fait, l'on peut démontrer aisément que ces analyses ne sont pas représentatives. Partant de données sûres que sont les

tonnages de concentrés et leur teneur en wolframite, en cassitérite et en chalcopryrite, l'on voit que par mois, il passe 149 t de wolframite et 13 t de cassitérite dans le circuit oxyde ainsi que 106 t de chalcopryrite dans le circuit cuivre. L'on peut ainsi estimer, au moyen des analyses, que TX3 représente un minimum de 250 t/mois et Cu1 (TDF + TFF) représente un minimum de 2300 t/mois ce qui laisserait grosso modo 800 t/mois pour TT2. Comme on le disait, ces valeurs paraissent plus compatibles avec la logique du schéma que les flux donnés officiellement par l'usine mais elles ne peuvent coïncider avec les teneurs en mispickel.

En effet, l'on rentre (E50) 1027 t de mispickel et il en sort (TDF + TFF) 1610 t! De plus, E50 est constitué pour moitié de sulfures soit 1690 t et il sort un produit à 95% de sulfures, soit 2190 t!

Dès lors, il faut en déduire que l'échantillonnage fait en longeant par quelques aller-retours le bord des tables n'est pas représentatif puisque nettement enrichi en mispickel et appauvri en gangue. (Ces erreurs ne peuvent être attribuées à l'analyse, car celle-ci s'est vue confirmée par l'observation microscopique et ne saurait montrer d'erreur grossière). Néanmoins, les valeurs obtenues sont significatives, lorsqu'elles sont combinées à l'observation microscopique du comportement du minerai dans le processus de traitement.

TA3/TB3 TC3: L'on constate immédiatement que la fraction la plus grossière (TA3) est enrichie en mispickel, tandis que la wolframite et les autres sulfures sont plus fortement affectées par le broyage. Les mixtes sortant des tables C et retraités (table B) étant naturellement nettement enrichis en chalcopryrite, blende et pyrite.

TT2: La grande majorité des sulfures est sous forme de grains complexes sulfurés et donc totalement libérés du quartz, du schiste ou des oxydes. La dimension moyenne de ces grains est de $\pm 850\mu$. Les seuls cristaux de mispickel qui se présentent sont toujours liés à des phases moins denses. De même, les pertes en oxydes valorisables sont occasionnées par le fait qu'ils sont liés à de la gangue en proportions au moins

égales.

TD1/TF1/TDF/TFF: Le mispickel et la wolframite forment des cristaux toujours bien individualisés. Les autres sulfures restent toujours étroitement associés. Le quartz et les schistes accompagnent de manière plus importante la fraction la plus fine.

TX3: Le mispickel est présent sous forme de quelques gros grains, bien individualisés de même que la pyrite (dont la teneur doit être de l'ordre de celle du mispickel ou même moins et non de 6,84%). Les seules traces de chalcopyrites et de stannite que l'on trouve sont dues à des infiltrations dans la cassitérite, mais en général le degré de libération est excellent.

TX4: A vue, ces mixtes contiennent de l'ordre de 30% de wolframite et 15% de sulfures. Pourquoi dès lors sont-ils recyclés en tête de l'usine et mélangés avec E50 (4% de wolframite)!

C.2. Circuit du cuivre

La récupération de la chalcopyrite dans le circuit de flottation est selon l'usine de 85% en moyenne, tandis que celle de l'argent n'y est que de 45%. Au moyen des chiffres que l'on a obtenu, l'on peut justifier la teneur en argent des rejets comme suit:

	<u>% dans Cu₂</u>	<u>Ag(g/t) dans Cu₂</u>	<u>% distrib.Ag</u>
Chalcopyrite	0.86	7.2 ppm	14.9%
Stannite	0.14	7 ppm	14.5%
Mispickel	38.03	28 ppm	58%
Sphalérite	5.76	3.5 ppm	7.2%
Pyrite	4.72	2.6 ppm	5.4%
		48.3 ppm	100%

Il apparaît par conséquent que cette perte est essentiellement liée au mispickel et au défaut de récupération de la chalcoppyrite et de la stannite.

La récupération de la stannite dans la flottation n'est en effet que de 53%. L'observation microscopique montre que la stannite et la chalcoppyrite perdues sont pratiquement toujours au contact de la blende, de la pyrrhotine ou de la pyrite. C'est la conséquence des nombreuses exsolutions présentes dans le minerai et il est difficile d'augmenter encore le taux de broyage. Les sulfures ont en effet des dimensions allant de 5 à 15 microns!

CONCLUSIONS CONCERNANT LA POSSIBILITE
D'AMELIORER LA RECUPERATION DE L'ARGENT

A la lumière de cette étude il apparaît très nettement que l'amélioration de la récupération de l'argent est directement liée à la récupération de la chalcopirite. Or, celle-ci n'est qu'un by-product dont la récupération totale dans l'usine est de moins de 40%.

L'on voit cependant que deux endroits sont particulièrement responsables de ces pertes: les ensembles de tables à secousses de Barroca-Grande et de Rio.

Dans le cas de tables B.C., l'on voit qu'elles engendrent une perte de 31% de l'argent récupérable, c'est-à-dire 110 kg des 353 kg contenus chaque mois dans les sulfures de cuivre du tout-venant. Il pourrait être intéressant dès lors de limiter ces pertes en sulfures. Or, si l'on se base sur les chiffres fournis par l'usine de Rio, l'on constate que cinq tables à secousses sont mobilisées pour un travail pratiquement insignifiant. En conséquence, on peut penser que cela ne représenterait pas un gros investissement de déplacer ces tables à Barroca-Grande et d'essayer dans la mesure du possible de concentrer la fraction sulfurée des rejets. Le degré de libération des sulfures vis-à-vis du quartz ou du schiste apparaît en tout cas suffisant pour éviter un éventuel broyage.

Cette possibilité est d'autant plus intéressante que les stériles évacués par les tables à secousses de Rio (TT2) sont également riches en sulfures et constituent une perte inutile. Imaginant même le cas (théoriquement incompatible avec les données de l'usine) où TT2 permettrait d'évacuer 700 t/mois, cela représenterait une perte en Ag de 40 kg supplémentaires, et même dans ce cas l'on peut penser qu'il y aurait intérêt à supprimer ces tables.

En effet, cela nécessiterait peut-être d'augmenter la capacité de la flottation sur table (1 à ou 2 tables) mais cela

éviterait les pertes en TT2, cela ne diluerait pas excessivement l'alimentation du circuit de flottation et cela libérerait cinq tables à secousses pour améliorer la récupération de la chalcoppyrite à Baaroca-Grande.

Au niveau du circuit de flottation lui-même, il est très difficile d'améliorer de façon significative la récupération de l'argent. La stannite et la chalcoppyrite qui entraînent 41 kg/mois, soit 12% de l'argent "récupérable" sont en effet trop finement disséminées (exsolutions,....)

BIBLIOGRAPHIE

- BLOOT C., de WOLF L.C.M., (1953), Geological features of the Panasqueira tin-tungsten ore occurrence, Soc.Geol. Portugal Bol., 11, pp.1-58
- BOWEN R.L. (1982), Silver, Unpub. B.T.W.P. Sarl. Int.report.
- BOYLE R.W. (1968), The geochemistry of silver and its deposits Geol. Survey of Canada, Bull. n° 160
- CLARK A.H. (1964), Preliminary study of the temperatures and confining pressures of granite emplacement and mineralization, Panasqueira, Portugal, Inst. Mining Metallurgy Trans., 73, pp.813-824
- CRAIG J.R. (1967), Phase relations and mineral assemblages in the Ag-Bi-Pb-S system, Min. Dep., 1, pp.278-306
- CRAIG J.R., VAUGHAN D.J. (1981), Ore microscopy and ore petrography, Wiley Interscience.
- D'OREY F.C. (1967), Tungsten-Tin mineralization and paragenesis in the Panasqueira and Vale da Ermida mining districts, Portugal, Serv. Géol. Portugal Comm., 52, pp.117-167
- GAINES R.V., THADEU D., (1971), The minerals of Panasqueira, Portugal, Mineralog. Rec., 2, pp.73-78.
- GUILLOU J.J. op.cit.
- KELLY W.C., RYE O.R. op.cit.
- KELLY W.C., TURNEAURE F.S. op.cit.
- PICOT P., JOHANN Z., (1977), Atlas des minéraux métalliques, Mém.BRGM, n° 90.
- RAMDOHR P., (1980), The ore minerals and their intergrowths, Pergamon Press
- VAN HOOK (1960), The ternary System $Ag_2S-Bi_2S_3-PbS$, Econ.Géol., 55, pp.759-788
- WEDEPOHL K.H. (Ed.), Handbook of Geochemistry, Springer Verlag, Berlin.

R A P P O R T D E S T A G E

INTRODUCTION

La province de Beira Baixa au Portugal où la Beralt Tin and Wolfram Portugal S.A.R.L. exploite une concession minière est connue depuis des décennies comme une des régions les plus riches du monde en tungstène. La seule mine de Panasqueira contribue en effet de façon primordiale à placer le Portugal au cinquième rang des pays exportateurs de ce métal, soit largement en tête parmi les producteurs européens.

L'on conçoit que, pour se maintenir à une telle place, une compagnie minière doit pouvoir maîtriser les facteurs géologiques, technologiques, économiques et humains qui, chaque jour, pourraient remettre son avenir en question. Et ceci est précisément le cas à Panasqueira.

Un séjour d'un mois sur ce site exceptionnel, permet en effet de se rendre compte combien l'entreprise doit aiguïser sa faculté d'adaptation dans toutes les circonstances. Aussi, ce stage constitua non seulement un enseignement très précieux dans le domaine de la géologie, mais il favorisa également une approche des problèmes liés à l'exploitation, au traitement et à la commercialisation, toutes choses qui ne peuvent s'apprendre réellement que sur le terrain. De plus, le fait de pouvoir être mêlé un tant soit peu aux soucis quotidiens des ingénieurs, des ouvriers et de tous ceux qui font marcher une exploitation minière de cette ampleur permet de mieux comprendre le rôle et les responsabilités de chacun.

Le rapport qui suit ne représente par conséquent qu'une petite partie de l'apprentissage fait durant ce mois, reprenant surtout la description de l'organisation de la mine et des techno-

logies mises en oeuvre. Cela ne signifie cependant nullement que les autres enseignements soient perdus, bien au contraire! Mais toute expérience acquise sur le plan humain, ne peut se transmettre par sa seule description minutieuse. Elle met du temps à s'exprimer, et encore ne le fait-elle que par petites touches au travers de multiples rencontres.

LOCALISATION

L'exploitation minière a lieu dans une petite vallée isolée des contreforts de la Serra da Estrela. Bien que l'on y soit toujours dans la province de Beira Baixa, la morphologie se rapproche pourtant plus de celle de la province toute proche de Beira Alta. Les sommets sont relativement élevés puisque l'on y dépasse les 1000 m et que l'on est à peine à 30 km à vol d'oiseau du point culminant du Portugal (1992 m). La concession s'étend sur un territoire aux dénivellations importantes, allant de 350 m au niveau du Rio Zezere à 1080 m au sommet dominant le site. L'essentiel de l'exploitation se situe vers 650 m. C'est une région assez sauvage, couverte de pins aux altitudes inférieures ou complètement dégarnie et tapissée de bruyères dès que l'on remonte vers les sommets. Tout cela explique que si la mine n'existait pas, l'habitat y serait vraisemblablement très clairsemé et essentiellement voué à l'élevage ou à l'agriculture dans les rares endroits suffisamment humides. Car, l'eau est une denrée précieuse. Les mineurs en sont les premiers conscients.

La bourgade la plus proche est celle de Fundão à 34 km à l'Est (soit une heure de routes sinueuses en autocar). C'est pratiquement le point de passage obligé pour toute communication avec le reste du pays, car les petites routes locales se terminent souvent en cul-de-sac ou sont impraticables en camion. Les problèmes de liaison sont donc aigus et ils l'étaient d'autant plus jadis qu'il n'existait aucun pont pour enjamber le Zezere, séparant Panasqueira de la route de Fundão.

On comprend mieux dès lors l'importante infrastructure qui accompagne la mine et qui permet aux nombreux travailleurs de se loger, de se nourrir, de se divertir, de se faire soigner etc... sur place. De même que la présence de nombreux ateliers permettent d'effectuer les réparations mécaniques et les travaux de menuiserie indispensables au bon fonctionnement général.

Le village de Barroca Grande qui est le véritable centre névralgique de la mine est entièrement constitué de la cité ouvrière d'une part et de quelques villas plus confortables d'autre part, le tout enserrant les bureaux et l'usine de préconcentration bâtie à même l'énorme talus qui comble la vallée.

HISTORIQUE

Selon des sources très anciennes, de larges régions du Portugal étaient déjà connues et exploitées du temps des romains. Mais uniquement pour leur richesse en étain.

En effet, la connaissance du tungstène et surtout son application dans des processus industriels sont très récentes, tant et si bien que le site de Panasqueira n'a réellement commencé à intéresser les prospecteurs que vers 1886. C'est dire que les premiers signes d'exploitation remontent à 1898.

Bien sûr, cette exploitation fut irrégulière mais l'avènement de la Grande Guerre allait, comme toutes celles qui devaient suivre, stimuler l'extraction du Wolfram et faire monter le cours. Ainsi, en 1918, la production atteignait déjà les 2000 t/an, par an. Cependant, la fin de la guerre combinée avec des chutes de production dans la sidérurgie anglaise en raison des grèves dans les charbonnages, fut presque le coup de grâce pour une mine dont les réserves en étain étaient trop minces pour garantir sa survie. Paradoxalement, en 1927, sous l'impulsion d'un ingénieur anglais entreprenant, une nouvelle base est définie pour la société qui prend le nom de Beralt Tin and Wolfram Limited, et de nouvelles installations sont mises sur pied. C'est de cette époque que datent le concentrateur de Rio et le système monocable destiné à transporter le minerai à 4 km du point d'extraction, sur l'autre rive du Zezere. Néanmoins, la situation reste sombre pour les exploitants de tungstène, les cours continuent à chuter et ce n'est que d'extrême justesse que l'on parvient à maintenir un peu de personnel en activité avec une production de 110 t/an de cassitérite. L'étain était encore à cette époque fondu à Rio et vendu sous forme métallique aux conserveries de sardines du sud du pays.

A partir de 1934, le cours du tungstène est à nouveau à la hausse et de nouveaux investissements peuvent être envisagés. C'est l'occasion de faire une première approche géologique sérieuse du gisement et d'adopter de nouvelles techniques tant en exploitation qu'en traitement. On quitte enfin le triage manuel au profit de la séparation gravifique. C'est aussi l'époque de la construction de la centrale à air-comprimé et des ateliers d'entretien (la mine étant fort isolée des autres centres d'activité industrielle du pays). Entre 1934 et 1940, la production peut ainsi passer de 400 t wo_3 /an à 2400 t wo_3 /an.

La guerre 1940-1945 constitua à nouveau un véritable "boum", à un point tel que l'on pouvait difficilement satisfaire la demande. C'est ce qui justifia la décision du ministère anglais qui avait alors le contrôle des finances et de la production, de faire de l'exploitation sélective. Mais, c'était un gros risque à long terme.

L'intérêt stratégique du Wolfram était tel que le marché noir qui se développa alors dans la région amena finalement les Anglais à cesser toute activité de juin 1944 jusqu'en novembre 1946.

L'immédiat après-guerre vit bien sûr retomber le cours du tungstène, mais la guerre de Corée et l'essor industriel croissant le ramenèrent à un niveau plus rassurant. Ce fut dès lors une nouvelle course à l'aménagement technologique voyant disparaître les mules au profit des locomotives électriques, voyant la mise au point de la flottation sur table et surtout l'amélioration de la sécurité et de l'hygiène.

L'instabilité du marché faisait que l'on tentait de négocier un maximum de contrats à long terme.

En 1967, après l'acquisition par la compagnie anglaise Charter Consolidated de 41% des parts de la BTW Ltd et du

contrôle technique, les soucis dus aux fluctuations du cours ne se sont malgré tout pas dissipés et l'on envisage dès lors de stocker une part de la production en attendant de meilleures conditions qui ne reviendront qu'en 1974.

Entretiens, le contrôle et le management ont été transférés au Portugal sous l'égide d'une nouvelle société: BTWP S.a.r.l. dans laquelle la BTW Ltd reste majoritaire avec 80,55% des intérêts.

Le problème le plus crucial de cette dernière décennie commence cependant à se manifester. Il s'agit de la main-d'oeuvre. Celle-ci est d'une part difficile à recruter, et, d'autre part, peu expérimentée et coûteuse. A cela viennent s'ajouter de nombreux mouvements de grève et des taux d'absentéisme particulièrement élevés.

Ainsi, en 1975-1976, l'augmentation de 40% du coût de la main-d'oeuvre, le passage à la semaine de 5 jours et le départ des Cap Verdiens engagés massivement quelques années auparavant, entraîna une chute importante de la productivité et fit germer rapidement l'idée qu'une mécanisation plus poussée était indispensable pour retrouver les niveaux atteints antérieurement. Le bien fondé d'une telle reconversion s'est depuis lors trouvé confirmé par l'augmentation incessante des coûts salariaux et la nécessité d'une compétitivité accrue sur un marché du tungstène toujours aussi instable.

En 1981, la structure financière du groupe fut à nouveau remaniée, lorsque Union Carbide acquit 25% des parts cédées par Charter et lorsque la mine de Borralha, productrice de 200 t de ferro-tungstène par an, devint propriété à 80,5% de BTWP S.a.r.l.

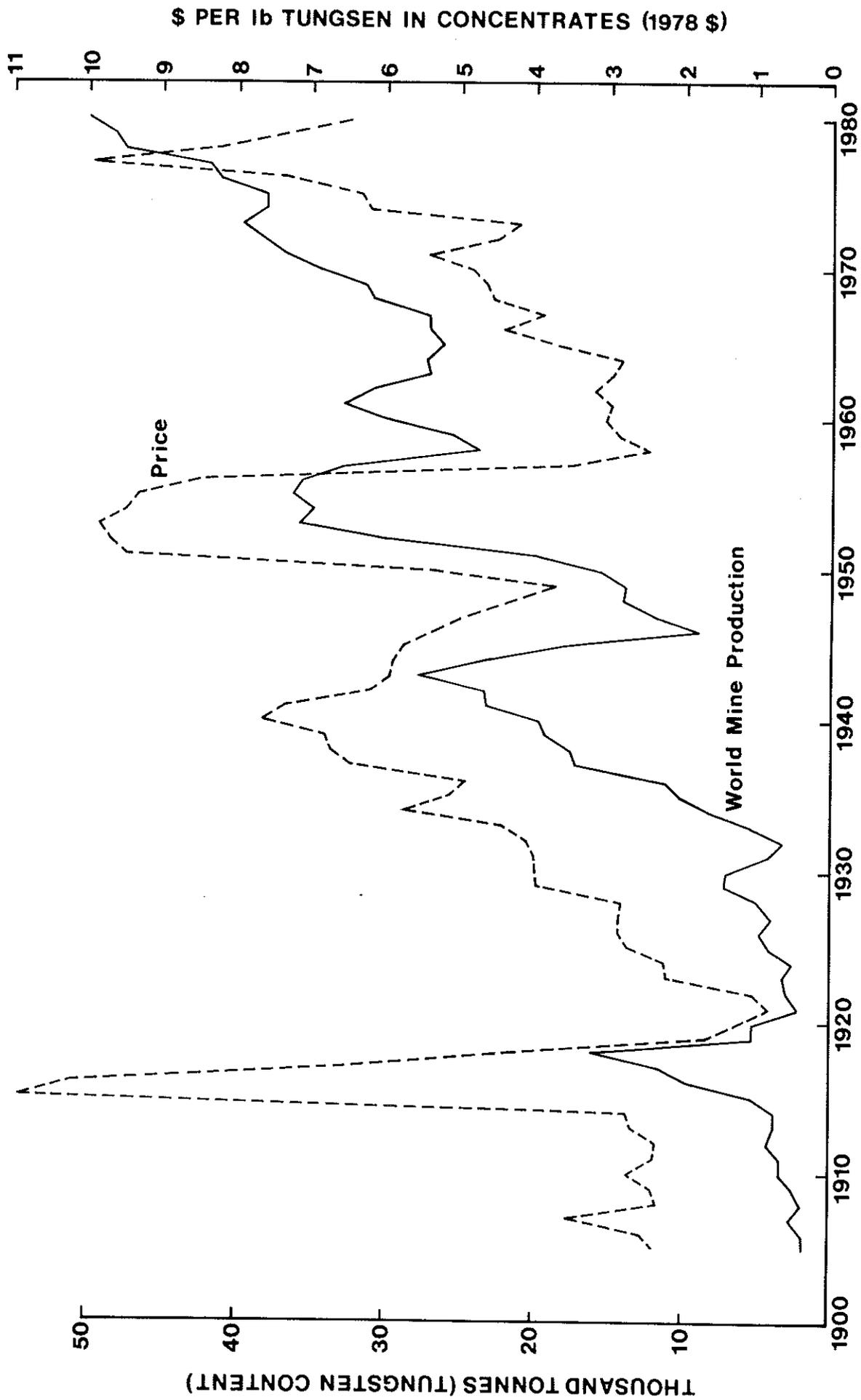


Fig.2 Production and price of tungsten concentrates, 1900-1980

LE SERVICE GEOLOGIQUE

A. LA PROSPECTION GEOLOGIQUE EN VUE DE L'EXPLOITATION

Les données essentielles que les géologues s'attachent à déterminer en vue de l'exploitation sont relatives aux réserves de WO_3 et aux divers accidents structuraux. Il est évident que ce qui guidera l'ouverture d'un chantier, et avant cela même le développement d'un niveau, c'est une estimation souvent grossière (vu les moyens limités et le type de gisement) du potentiel minéral de ce secteur de la mine.

A Panasqueira, le calcul des réserves est la préoccupation majeure des géologues. Ceux-ci s'attèlent d'ailleurs tous les six mois et pendant plus de trois semaines à "faire une réconciliation". C'est-à-dire, qu'aux réserves antérieures, ils soustraient ce qui a été exploité, ce qui s'est révélé inexploitable, etc... et ils ajoutent les nouvelles données relatives à l'extension du gisement. Ce travail, assez fastidieux, sera dans un futur proche de plus en plus confié à l'ordinateur. C'est, en effet, un domaine où son utilisation semble s'imposer. L'actualisation des réserves pourrait ainsi se faire presque quotidiennement sans compter les progrès dans la facilité d'accès aux différentes données (topographie, teneur, épaisseur du filon etc.)

B. LES SONDAGES

La prospection par sondages, en vue du calcul des réserves, se fait à l'intérieur de la concession de Beralt et en majeure partie dans les zones limitrophes des exploitations actuelles. Cependant, dans un futur proche, le service géologique entamera la prospection d'une surface beaucoup plus grande de 40 km x 40 km autour du site, afin de déterminer les réserves peu ou pas connues de cette région potentiellement wolframo-stannifère.



Fig. 3.: Treuil et tête de foration.



Fig.4.: Tube carvotier.

B.1. Les sondages en surface

La disposition des sondages en surface n'est pas régulière et systématique, mais l'on peut considérer qu'elle engendre approximativement une maille de 500 m de côté dans la concession. La densité des forages est naturellement bien supérieure en bordure de la zone exploitée.

Pour effectuer un carottage, en général jusqu'à 400-500 m de profondeur, il faut estimer que l'unité de sondage, avec ses trois hommes restera sur le même site plus de deux mois. Ceci, en tenant compte du fait que le site est généralement inaccessible sans l'aménagement au préalable d'un chemin d'accès et d'une plateforme pour mettre en place l'engin de foration.

Le matériel utilisé est constitué d'un groupe moteur diesel (ROCKFORD) couplé au treuil et à la tête de foration (JOY SULLIVAN ZZHD ou LONGYEAR 44). (fig. 3)

A cet ensemble autonome il convient encore d'ajouter une pompe à régulation automatique en fonction des pertes de charge (LONGYEAR).

Le prélèvement d'une carotte se fait grâce à un tube carottier à couronne diamantée (fig.4) et en maintenant un diamètre constant de 28 mm tout au long du forage.

Ce système permet dans un cas d'utilisation optimale d'extraire des carottes de 3 en 3 m, mais la dureté des roches fait que l'avancement est très variable et de même la fracturation intense enraye souvent la progression de la carotte dans le carottier.

Les avancement enregistrés sont généralement de l'ordre de 1 à 7 cm/min. soit de 2 à 3 m/jr jusqu'à 8 à 9 m/jr, en comptant que toutes les manoeuvres de vissage et de dévissage des tubes sont manuelles.

L'eau, qui est utilisée comme fluide de forage, est récupérée depuis la mine. Lorsqu'elle émerge du trou, chargée de débris, elle est alors décantée.

Echantillonnés de 10 en 10 m, par précaution, les cuttings ne font cependant pas l'objet d'une observation systématique, car le taux de récupération est généralement satisfaisant. Dans ce type de roches, la durée de vie de la couronne diamantée est estimée entre 20 et 50 m.

B.2. Sondages en mine

Les sondages souterrains sont plus nombreux et plus systématiques, mais moins profonds. Après avoir réalisé une grille de départ de 100 m de côté, l'on fore systématiquement des trous (de l'ordre de 120 m), tous les 33 m de galerie. Les principales indications que l'on en retire sont la présence ou non de filons minéralisés et leur pente. Les sondeuses hydrauliques diamantées Diamec Atlas Copco 250 qui sont utilisées (2) sont idéalement conçues pour le fond. Elles permettent des avancements de 12 m/jour pour un diamètre de 46 mm, ce qui constitue un gros gain de temps par rapport aux anciennes Boyles, encore en service (3).

Le coût d'un mètre de carotte dans la mine représente à peu près 2.000 FB contre 1.200 FB en surface.

B.3. Interprétation géologique des sondages

L'ensemble de ces sondages fournit près de 700 m de carottes à déchiffrer par mois. C'est dire que cela prend une grande part du temps du géologue et que celui-ci ne peut donc entrer dans des détails d'interprétation.

Il faut par conséquent se fier à une estimation rapide des principaux paramètres relatifs à la lithologie, la minéralogie et des caractéristiques structurales. Cependant, depuis l'informatisation du service, ces observations présentent du fait de leur disponibilité, un intérêt nouveau.

Jusqu'alors, les annotations relatives à chaque sondage étaient peu codifiées et définitivement stockées dans les archives. Désormais, un canevas rigoureux est à la base de chaque observation et leur stockage sur "diskettes" permet un accès rapide ainsi que toutes les possibilités de traitement qui s'ensuivent.

Chaque observation est ainsi corrélée à un numéro de sondage, à une profondeur et à un tableau reprenant des qualificatifs lithologiques et minéralogiques dont l'importance relative est estimée par un nombre.

Sondage n°: x

m: 131.5 à 140.2

LITHOLOGIE

• Palitique	x				
• Grauwackoïde					
• Gréseux		x			
• Tacheté	x				
• Granite					
• Gneison					
• Aplite					
• Dolérite					

Faïlles: prof. dir. pendage.

MINÉRALOGIE

• Mispickel	4		2		
• Pyrite	2				
• Sphalérite					
• Chalcopyrite	3				
• Wolframite	5	2	3		
• Cassitérite			4		
• Topaze					
• Mica				2	
• Quartz	1	1	1	1	

Nombre de filons: Nombre de
Épaisseurs: filons > 20 cm:

D'autres données récoltées plus exceptionnellement, telles que l'analyse géochimique des parois d'un filon sont également stockées et pourraient à l'avenir faire l'objet d'un traitement afin d'essayer de dégager certaines tendances dans la distribution spatiale des éléments. (Il reste cependant à s'assurer que la méthode d'échantillonnage qui consiste à ne s'intéresser qu'aux parois des filons d'une certaine importance ne présente pas dans ce cas un obstacle à l'interprétation correcte de la distribution chimique.)

L'ensemble des données récoltées permet de dresser des cartes prenant en compte essentiellement l'épaisseur des filons rencontrés, la teneur en WO_3 et les accidents structuraux. Ce sont en effet les paramètres qui intéressent le plus le mineur.

Ainsi, les réserves certaines et les réserves probables sont clairement délimitées dans l'espace et guideront le développement de la mine. Il faut cependant noter qu'il s'agit de réserves en WO_3 et que ni Sn ni Cu n'interviennent dans leur estimation.

L'ART DE LA MINE

A. LE DEVELOPPEMENT

A.1. Introduction

Lorsque l'on regarde le plan tridimensionnel de la mine, l'on remarque directement que le développement du réseau de galeries a connu plusieurs phases.

Au début de ce siècle, l'exploitation étant encore au stade artisanal, le creusement des galeries se faisait en suivant le filon sans souci de rationalisation du réseau. Heureusement pour les pionniers, l'horizontalité des filons et leur affleurement à flanc de colline leur étaient favorables. Ce n'est que vers 1934, après qu'une étude géologique sérieuse sur la distribution des filons et le potentiel minéral des différentes parties de la mine ait été menée que l'on décida de percer le "main adit" (D1) sur une longueur de 1200 m et d'ouvrir une autre galerie perpendiculaire à la première sur 700 m.

Après la guerre, le développement rapide des techniques d'exploitation, la prise en considération de mesures de sécurité et d'hygiène, le remplacement des mulets par des locomotives, l'extension de la mine et le souci de rationalisation conduisirent les ingénieurs à disposer les galeries d'accès selon un schéma plus régulier.

Pour développer le nouveau réseau, les travaux antérieurs ont servi de référence en ce sens que l'on a réalisé la nouvelle infrastructure au moyen d'un ensemble de galeries parallèles au "main adit" (dénommées D: "drive") et d'un autre ensemble de galeries perpendiculaires (dénommées P: "panel").

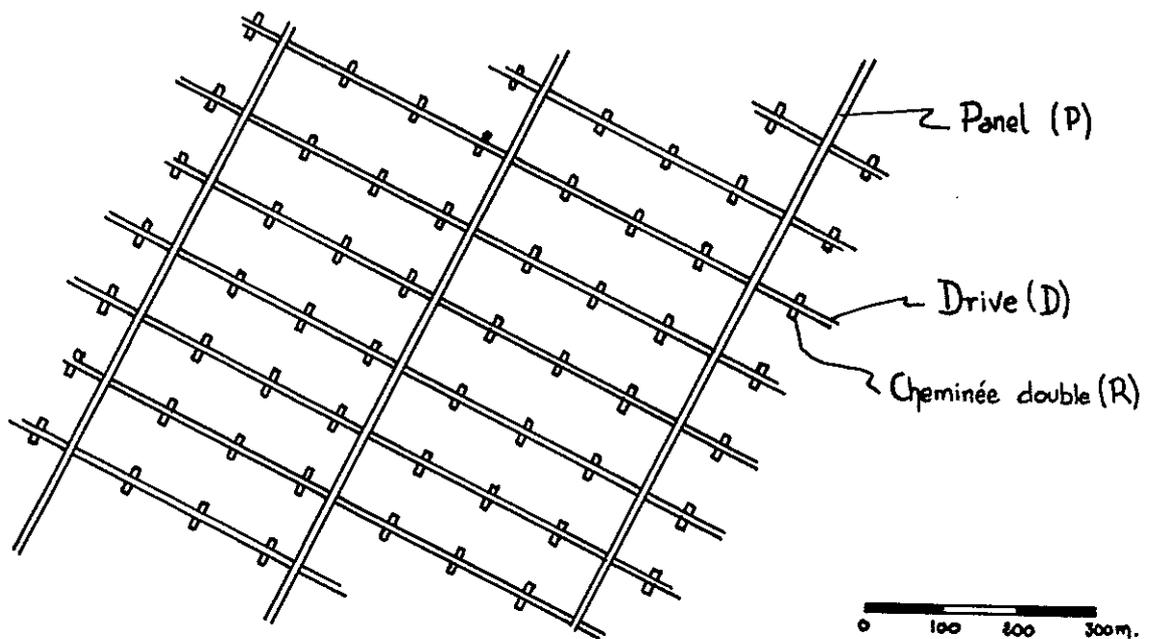
Le développement de la mine vers le Sud correspond donc à ce schéma rationnel qui permet une meilleure organisation du transport, de la ventilation, de l'accès aux filons, etc. En ignorant les anciennes parties de la mine (Vale de Ermida, Panasqueira...), on distingue quatre niveaux, respectivement dénommés de haut en bas: L0, L1, L2 et L530. Signalons dès-à-présent, que le niveau L0 est l'ancien niveau d'exploitation, dont seule une faible partie est encore en production, que L1 est toujours le niveau où se fait l'essentiel de l'extraction tandis que L2 est encore en phase de développement. Enfin L530 qui existait bien avant L2 rassemble d'une part les eaux de la mine (évacuées par gravité dans la galerie DW qui débouche à l'air libre à Salgueiras) et d'autre part le minerai et le stérile qui, après concassage, sont remontés par convoyeur vers le préconcentrateur de Barroca Grande.

A.2. Principe général

Le principe de développement en souterrain de la mine de Panasqueira est basé sur le fait que l'évacuation du minerai (et du stérile aussi d'ailleurs) se fait par gravité vers l'étage inférieur à partir duquel il est remonté par un puits incliné vers l'usine de préconcentration en surface. Cette conception a donc amené les ingénieurs à quadriller convenablement chaque étage et à percer suffisamment de cheminées de liaison, pour que cette évacuation puisse se faire moyennant un minimum de déplacements (chantier, évacuation).

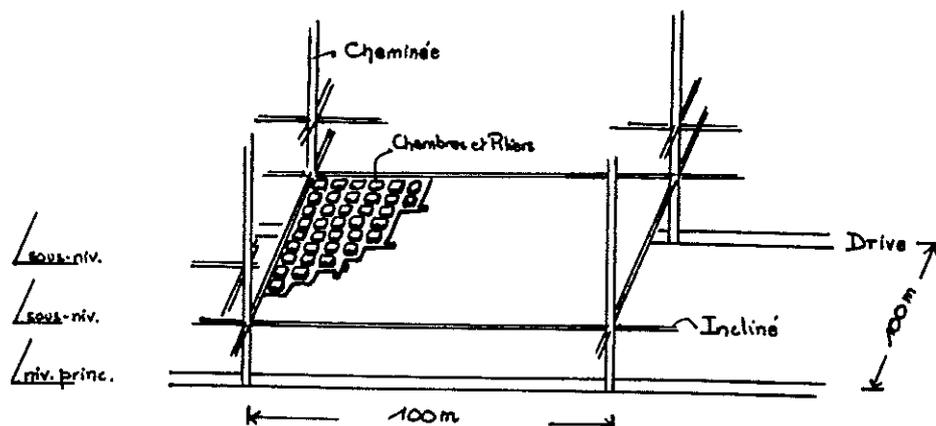
Le découpage tridimensionnel a été réalisé au moyens des "panels" espacés de 300 à 400 m, des "drives" régulièrement percés tous les 100 m dans une direction perpendiculaire, et des "raises" ou cheminées faisant la liaison entre les étages successifs et disposées en respectant une maille de 100 m.

Etant donné que la hauteur entre les étages est de 60 m, on en arrive donc à délimiter des blocs de 100 m X 100 m X 60 m.



A l'intérieur de ces blocs, la présence de filons, leur épaisseur et la hauteur à laquelle ils se trouvent (rappelons qu'ils sont très généralement subhorizontaux) sont déjà connues par les sondages effectués et par conséquent l'on a pu planifier en général les sous-niveaux exploitables.

Ainsi, les filons sont attaqués en traçant à partir de chaque cheminée, au niveau du filon, des "inclinés" dans les quatre directions (II à P et II à D). Ces "inclinés" sont de petites galeries qui constituent en fait le démarrage du chantier. On les a baptisés "inclinés" en raison du fait que comme ils doivent suivre le filon, ils sont rarement parfaitement horizontaux. Les différents filons compris entre deux étages délimitent donc une succession de sous-étages qui seront successivement exploités (L'ensemble des sous-niveaux compris entre 675 et 615 constituent ce que l'on appelle L1).



On accède à ces sous-étages par de petites rampes partant des inclinés du sous-étage précédent. La seule contrainte pour les ingénieurs est de respecter un espacement minimum de 2 m entre les sous-étages pour des raisons de résistance de la roche. L'avantage de ce principe de développement est que, tant lors de la phase de développement que lors de l'exploitation l'on se trouve toujours à moins de 50 m d'une cheminée par laquelle on peut évacuer le stérile ou le minerai. De plus, l'accès au chantier est multiple et l'organisation de la circulation est donc grandement facilitée. Enfin, du point de vue de la sécurité et de la ventilation, le système présente également des qualités. Depuis quelques années, la mine a entamé un projet de mécanisation intégrale de l'exploitation et a cherché par la même occasion à améliorer l'accessibilité de ses chantiers. Ce projet a, bien entendu, eu de fortes implications sur l'infrastructure du site qui, jusqu'alors, était adaptée à l'utilisation d'un matériel léger et à l'exploitation de la partie centrale de la mine. Comme ce n'est que tout récemment que le nouveau schéma est entré en fonction, il est intéressant de décrire l'ancien et de voir comment les modifications ont pu être apportées.

A.3. Avant le projet de mécanisation

Avant le développement du niveau L2, et donc avant que l'on ne pense à la mécanisation intégrale et au déplacement vers le S des points d'extraction, la liaison entre les étages était conçue en fonction de deux objectifs essentiels. D'une part, comme on l'a dit, il fallait avoir une densité suffisante de cheminées d'extraction afin d'éviter de grands déplacements dans le chantier et, d'autre part, il fallait permettre le passage, d'un étage à l'autre, du personnel et du matériel léger. C'est ainsi que la plupart des connections entre l'étage L0 et L1 ont été réalisées selon le principe de la double cheminée. D'un côté de la galerie, on a une première cheminée (REAL) qui sert au passage du minerai par gravité vers l'étage inférieur et de l'autre côté, à 7 à 10 m de distance, on a la seconde cheminée (GEMEA) qui sert essentiellement au passage des canalisations d'eau, d'électricité et d'air comprimé ainsi qu'à l'accès du personnel, par une série d'échelles

reposant sur des paliers intermédiaires.

A cette époque, tout le minerai sortait de la mine via le "main adit" (D1) du niveau 0, c'est-à-dire qu'il était amené dans cette galerie au moyen de puits, notamment les deux puits inclinés A et B, connectant les niveaux inférieurs (L1 et L530) avec le niveau L0.

Au vu du plan général de la mine, l'on remarque donc bien que ces dernières années tant l'évacuation du minerai que l'accès du personnel étaient devenus problématiques. En effet, toutes les entrées et sorties de la mine (personnel, minerai, stérile, ...) se faisaient par la "main adit" alors que les chantiers se développaient à l'extrême SW, à près de 3 km de distance.

A.4. Etat actuel

L'infrastructure fut donc repensée en obéissant aux nouveaux impératifs qu'étaient la réduction de la main-d'oeuvre sur les chantiers et l'amélioration de l'accessibilité du gisement. D'une part, il fallait que le minerai converge vers un site plus approprié. Celui-ci fut donc déplacé vers le S et l'on perça un nouveau puits incliné en direction de l'usine de préconcentration (Poço de Sta Barbara).

D'autre part, la mécanisation intégrale des chantiers supposait l'accessibilité de ceux-ci à des engins lourds, montés sur pneumatiques. Ceci fut rendu possible grâce notamment à la conception du nouveau puits incliné permettant le passage d'engins lourds à côté du convoyeur et, grâce, également, à un nouveau type de liaison entre étages. En effet, la double cheminée, dans ce cas, n'a plus de raison d'être et seule la cheminée d'extraction est maintenue, tandis que celle de service est remplacée par des rampes à 25° de pente, tous les 300 m, livrant ainsi passage à des engins lourds.

En septembre 1983, le nouveau puits d'extraction fonctionnait depuis quelques mois tandis qu'une rampe était déjà en service et que deux autres étaient en phase de creusement.

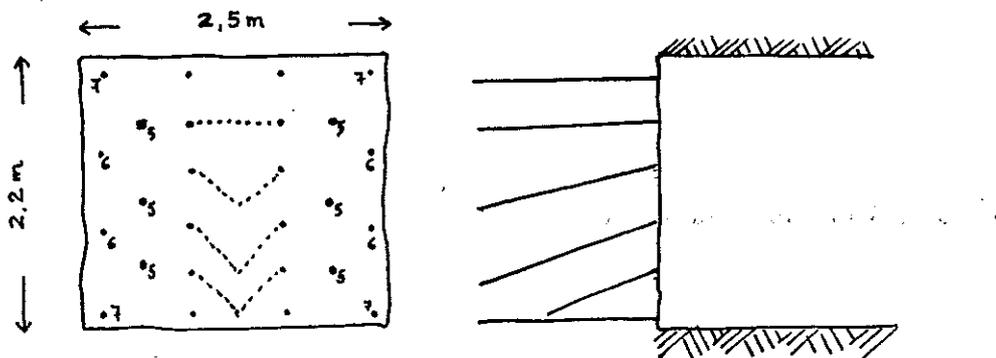
Le remplacement des cheminées doubles par des cheminées simples a, de surcroît, permis aux ingénieurs de densifier le réseau

d'extraction entre L1 et L2 par rapport à L0 et L1, en disposant les cheminées de 100 en 100 m le long des P et de 50 en 50 m le long des drives.

A.5 Creusement des puits et galeries

A.5.1. Panel et Drives

Les dimensions adoptées pour les P et D des niveaux L0 et L1 sont de l'ordre de 2,2 x 2,5 m². Pour réaliser ces sections et maintenir une pente pour l'évacuation de l'eau de 5‰, on utilise un bouchon de 26 trous et 2 m de profondeur.



Cette technique, appliquée par une équipe de trois hommes utilisant deux marteaux perforateurs (Holman Silver 3 ou Sig PLB23CL à air comprimé), a permis d'obtenir les résultats suivants: avance normale: 1,7 m
main d'oeuvre: 2,35 h/m d'avance
explosifs: 15 kg expl/m d'avance.

Pour l'évacuation des déblais du tir on utilise une chargeuse EIM.CO 12B à air comprimé de 0,17 m³. Cette chargeuse se déplace sur des rails provisoires portables (en tronçons de 1 m de long soit 12 kg).

Le travail est réparti de telle sorte que la foration se fasse durant le premier poste et que le tir proprement dit se fasse à la fin du second poste.



Fixation d'un "drive" au niveau L2.

Au niveau L2, les dimensions des galeries ont été augmentées en fonction des exigences du nouveau plan. Ainsi L2P4 a une section de $4 \times 3 \text{ m}^2$ et chaque D une section de $2,4 \times 3 \text{ m}^2$. Cette fois, l'entièreté de la foration est réalisée au moyen de jumbos diesel-electro-hydrauliques à un seul bras (fig.10). Ceux-ci forent selon un schéma de 32 trous à 2,6 m de profondeur, réalisant ainsi avec une équipe de trois hommes:

avance: 2,4 m

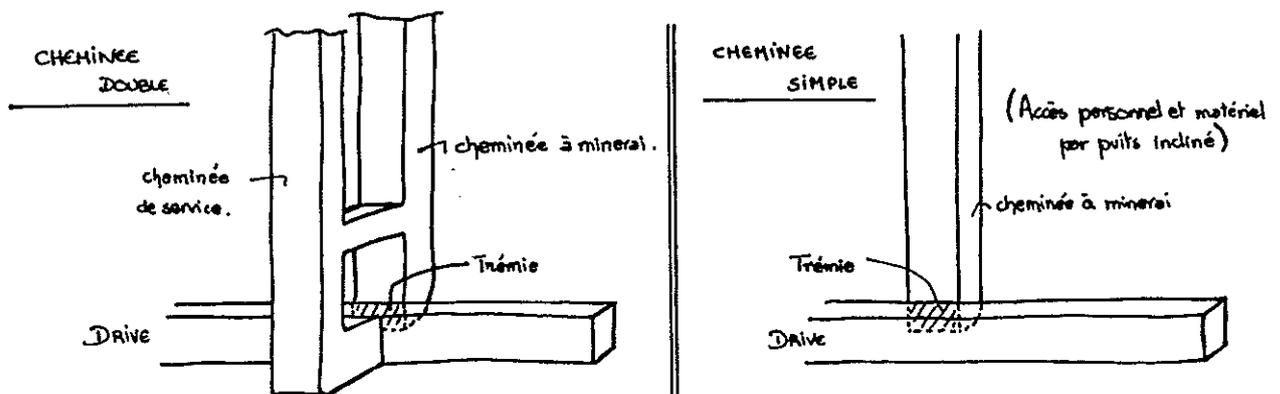
h/m: 1,25 h/m d'avance

explosifs: 20 kg/m d'avance.

Le déblayement est effectué avec une chargeuse sur rails (22 kg/m) ATLAS COPCO LM 56 de $0,26 \text{ m}^3$.

A.5.2. Fonçage des cheminées (R)

Comme nous l'avons dit plus haut, l'on a longtemps percé des ensembles de deux cheminées jumelles selon une maille de $100 \text{ m} \times 100 \text{ m}$, alors qu'actuellement la maille utilisée est de $100 \times 50 \text{ m}$ et que l'on ne fonce plus qu'un seul puits vertical.



Comme dans beaucoup de mines, le fonçage des puits a connu quelques révolutions techniques remarquables qui ont amené une baisse sensible de la durée de l'opération.

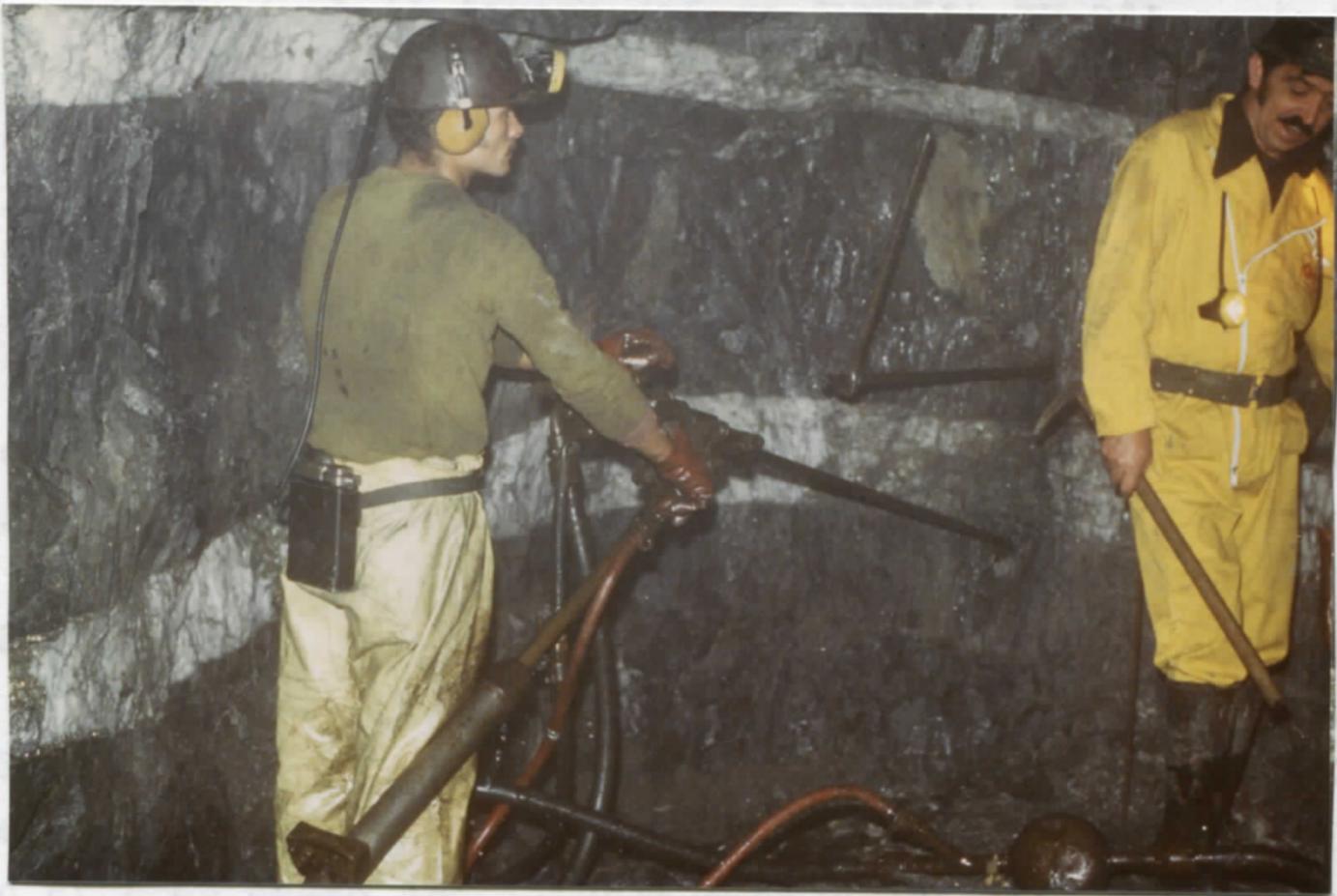
A Panasqueira, les "raise" (R) ou cheminées ont généralement une hauteur de 60 m pour un diamètre de 1,8 m.

Les premières de ces cheminées ont été percées de bas en haut au marteau pneumatique en utilisant la technique classique avec "caisse à pierres". Cette technique de foration manuelle

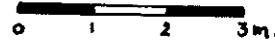
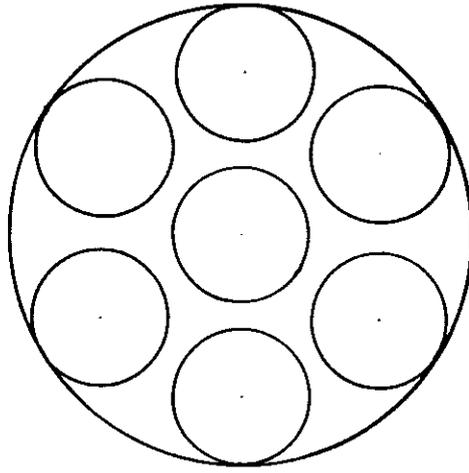
permettait de réaliser un diamètre de 1,3 m. Ensuite, on est passé à la plateforme élévatrice sur crémaillère, mue à l'air comprimé. La foration manuelle par équipes de 3 donnait alors les meilleurs résultats (0,8 m d'avance en moyenne et 3,75 h/m) mais néanmoins il fallait encore trois mois pour réaliser une cheminée de 60 m.

Dès 1975, la mine a acquis un RAISE BORER ROBBINS 61 R qui permet désormais de réaliser une cheminée complète en moins de 15 jours (ou même 5 jours si l'on travaille pendant les trois postes!). Cette machine fonctionne grâce à un moteur électrique 150 HP (170KVA en 3ϕ) auquel il faut ajouter deux pompes hydrauliques actionnées par des moteurs électriques 25HP fournissant la pression à tous les éléments hydrauliques et au circuit de nettoyage. L'ensemble est surveillé à partir d'une console de contrôle et de distribution de l'énergie ce qui fait qu'une équipe de trois hommes est suffisante pour le bon fonctionnement de l'outil (La manoeuvre des tubes de forage est manuelle). Seul le creusement d'une chambre de 5 x 7 x 5,3 (L x l x H) est nécessaire pour positionner la machine et commencer la foration d'un trou pilote de 12" au moyen d'une tête triconique. Celui-ci est ensuite alésé de bas en haut cette fois à son diamètre définitif de 1,8 m. Cet outil a jusqu'à présent donné les plus grandes satisfactions et a permis de réaliser une économie de temps et de main d'oeuvre substantielle puisqu'on est passé de 3,75 h/m à 0,7 h/m.

Lors du creusement des silos d'emmagasinement du stérile et du minerai tant à la base du puits de S^{ta} Barbara qu'à son sommet, le Raise Borer a également été utilisé. Ainsi, pour l'ouverture d'un silo de 6 m de diamètre destiné à stocker le minerai on a réalisé un ensemble de 7 passes successives d'un diamètre de 1,8 m selon le schéma suivant.



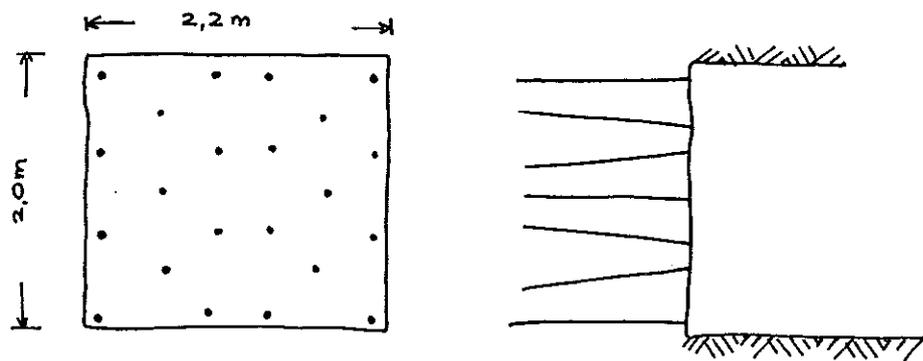
Foraxation d'un incliné.



A.5.3. Inclinés

Les inclinés sont percés en suivant les filons selon une méthode similaire au P et D. Ici aussi, on utilise des équipes de trois hommes disposant de deux marteaux pneumatiques. (fig.13) La section, en général de $2 \times 2,2 \text{ m}^2$, est plus irrégulière et réalisée au moyen d'un bouchon 22 trous permettant un avancement de 1,3 m par poste.

A la différence des P et D, comme les inclinés ne sont pas équipés de voies ferroviaires, le déblayement se fait au moyen de scrapers de 1,8 m de large, mus par des moteurs électriques 40 HP.



A.5.4. Puits inclinés de Sante Barbara

Voir à ce propos le chapitre consacré à l'extraction.

B. L'EXPLOITATION

B.1. Introduction

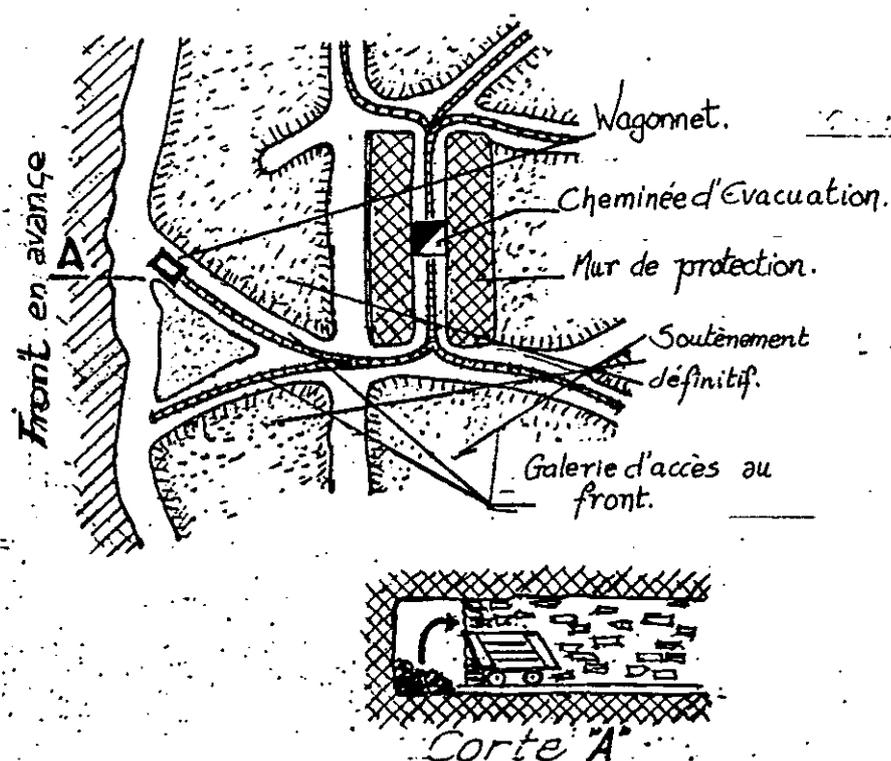
Deux techniques principales d'exploitation, avec leurs multiples variantes, se sont essentiellement partagées l'histoire moderne de la mine. Il s'agit de la méthode dite de la "longue-taille" (LONG WALL) et d'autre part des "chambres et piliers". Chacune de ces méthodes a connu des périodes de vogue et de désintérêt essentiellement motivées par la productivité, le coût de la main-d'oeuvre et les possibilités de mécanisation. Comme cela a déjà été souligné à plusieurs reprises, la tendance actuelle est à une mécanisation intensive et, par conséquent, pour des raisons qui seront développées plus loin, l'on a vu disparaître progressivement depuis trois-quatre ans les chantiers en "longue-taille" au profit des "chambres et piliers".

Cependant, il est intéressant de voir comment l'évolution technique s'est propagée dans l'après-guerre et quels sont les arguments qui ont servis à réhabiliter ou délaisser l'une ou l'autre méthode.

B.2. Historique

La méthode d'abattage traditionnelle à Panasqueira a longtemps été la "longue taille". Cette méthode avait l'avantage de permettre de réaliser en un seul poste de 8 heures l'entièreté du travail de foration d'un front de 1,6 m de hauteur. De cette manière, les postes suivants pouvaient être consacrés au tir et au déblayage du minerai. C'est cette dernière opération qui, en évoluant régulièrement au cours des années, a donné lieu à plusieurs variantes de la méthode initiale.

Jusqu'en 1956, le déblayage était totalement manuel, c'est-à-dire que les ouvriers chargeaient le minerai dans des paniers en osier et, après les avoir portés à bout de bras sur quelques mètres, déversaient ceux-ci dans des wagonnets en bois. Ces derniers faisaient le trajet entre le front et les cheminées (RAISE) où ils étaient déversés vers l'étage inférieur.



Cette méthode utilisait beaucoup de main-d'oeuvre et avait comme inconvénient supplémentaire que, pour maintenir une distance économique estimée à 6 m entre le front et les wagonnets, il fallait creuser un véritable labyrinthe. De même le nombre de cheminées constituait un problème critique et l'on adoptait un espacement de 30 à 50 m en vue de limiter des déplacements excessifs.

Déjà à l'époque, il était apparu qu'une partie non négligeable de la wolframite restait dans les fines esquilles, soufflées à distance lors du tir et, surtout, difficilement récupérables lors du déblayement.

C'est ainsi qu'après plusieurs tentatives infructueuses pour limiter ces pertes, l'on a finalement adopté une méthode consistant à dresser entre le front et le remblayage définitif fait de rejets stériles, un barrage constitué par le minerai brut. Ce barrage devait d'ailleurs subsister dans toutes les adaptations postérieures du chantier en "longue taille".

Un tel barrage permettait donc de retenir les fines riches et de les piéger dans le minerai brut qui était régulièrement déblayé en arrière de ce barrage au fur et à mesure de l'avancement du front.

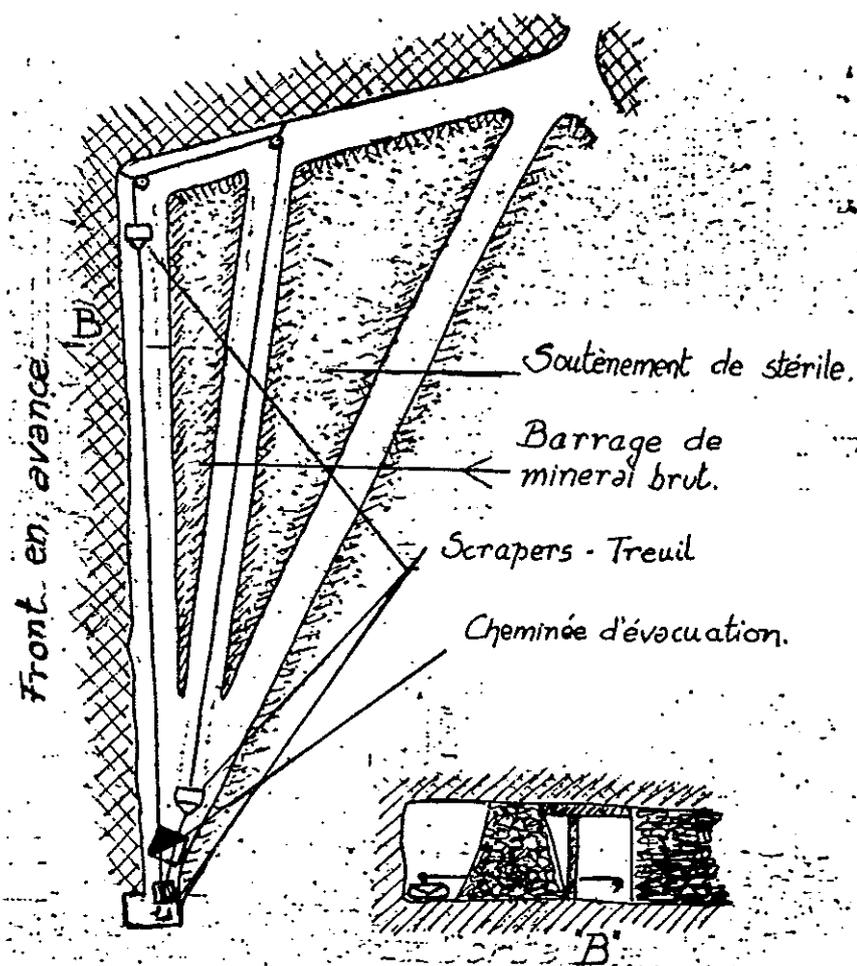
La première amélioration substantielle que l'on apporta après 1956, dans la méthode de déblayement, fut le remplacement des wagonnets par un double scraper, raclant le minerai le long du front et en arrière du barrage, et l'amenant directement dans l'ouverture de la cheminée. Non seulement, cela engendra une réduction importante de la main d'oeuvre et une augmentation de la productivité, mais cela permit également de réduire considérablement les traçages de galeries. Désormais, quelques grandes galeries, desservies par des cheminées espacées de 100 en 100 m, suffisaient aux impératifs économiques de l'extraction.

1,2 homme/m²

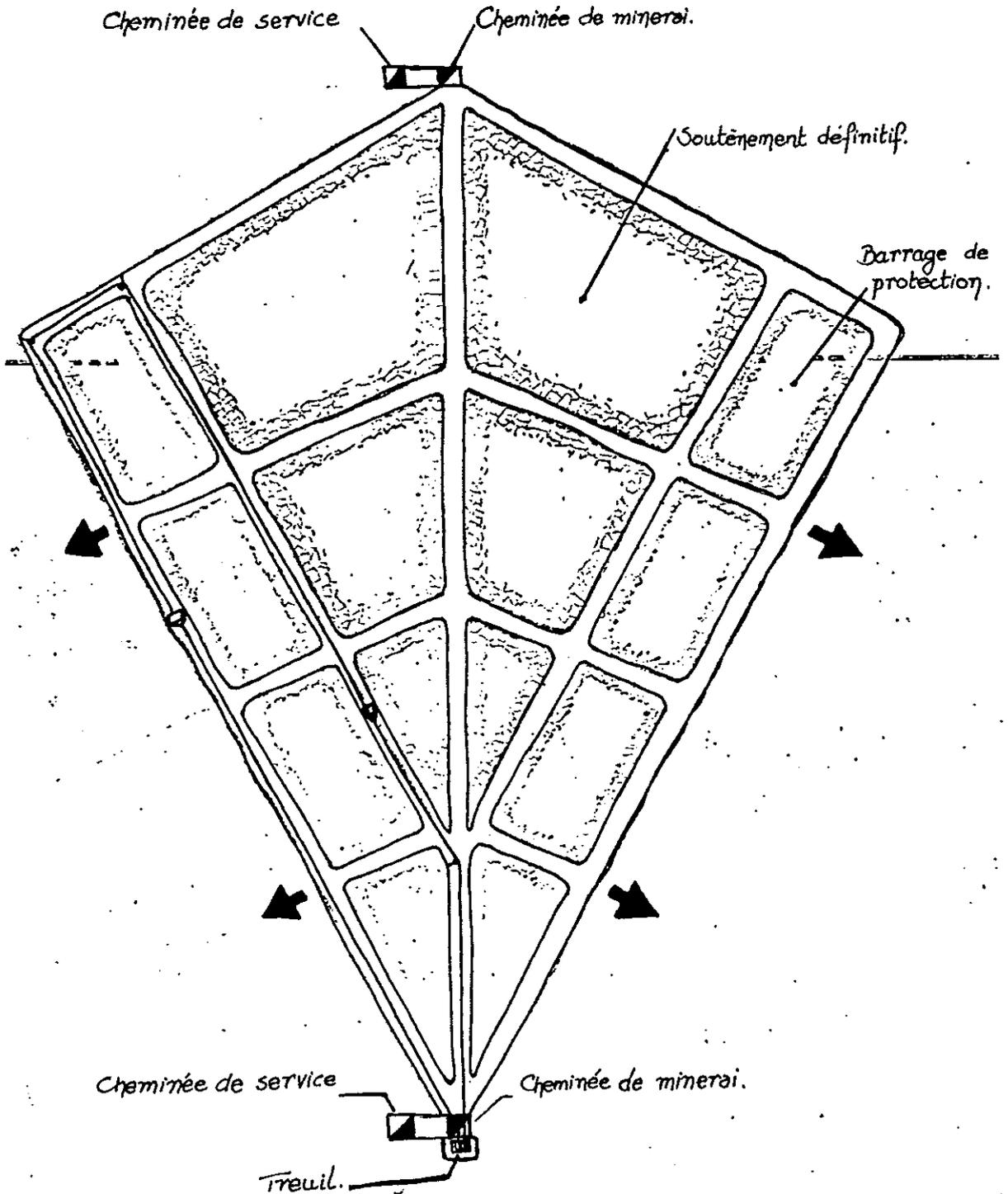
15 m²/marteau

1,3 kg d'explosifs/m²

3,6 t/homme-poste.



C'est de cette variante qu'est née l'application de la méthode des "fronts en éventail":



Dans celle-ci, les deux fronts attaqués initialement de part et d'autre d'un incliné reliant deux cheminées, évoluaient en tournant autour d'un point constitué par l'une des deux cheminées.

Le chantier s'ouvrait donc comme un éventail avec l'avantage que pour chaque front un seul scraper suffisait à faire le travail de déblayage des débris du tir jusqu'à la cheminée. Cependant, le coût de la main-d'oeuvre qui devait trier à la main le minerai du stérile servant à réaliser le "soutènement" définitif, eut raison de cette méthode et amena les ingénieurs à adopter des fronts parallèles. Dans ce dernier cas, le soutènement définitif pouvait être réalisé en bois de pin, du moins jusqu'à une distance maximale de 10 m du front. Si cette méthode rendait obligatoire l'utilisation d'un second scraper par front, en revanche, elle permit d'améliorer le rendement du tir et la productivité en h/m².

1,1 h/m²

20 m²/marteau

1,5 kg d'expl./m²

3,92 T/homme.

Ainsi, de 1974 à 1981, la méthode par "longue taille" continua d'être employée mais progressivement l'augmentation du coût de la main-d'oeuvre et des facteurs de production mit en évidence les limites d'une telle méthode vis-à-vis de la mécanisation. En effet, dans un site comme celui de Panasqueira, l'on ne pouvait pas envisager d'engins d'abattage continu et de plus l'accès difficile par les cheminées verticales constituait un obstacle pour la mise en place d'un matériel lourd. En fait, dès le début des années '60 une tentative de mécanisation intensive des chambres avait été menée pour tenter de pallier la fuite de la main-d'oeuvre, déjà problématique à l'époque.

L'on avait fait l'essai de "chambres et piliers" en utilisant des jumbos et des chargeuses (passées en pièces détachées par les cheminées) et l'on put ainsi atteindre 0,5 h/m² par rapport aux 1,2 h/m² de la "longue taille". Cependant l'importance de la perte en WO₃ due aux fines restées sur le mur du chantier

après déblayage fit que l'on ne développa plus la méthode mais qu'au contraire elle ne resta en application que dans les chantiers à basse teneur.

A la fin des années septante, l'augmentation du coût de la main-d'oeuvre et des matériaux fit de la mécanisation intensive une issue inévitable pour la mine. A cause, notamment, de la réduction du temps de travail, de l'inflation galopante et des problèmes sociaux, la productivité avait chuté de 3,92 t/h en 1970 à 2,4 t/h en 1977.

Ainsi, dès 1979, un changement radical dans les techniques allait conduire à la situation actuelle où la méthode des chambres et piliers assure l'entièreté de la production et où l'infrastructure a été totalement repensée.

B.3. Méthode par chambres et piliers telle qu'elle est d'application actuellement

Lors d'une étude faite initialement à l'université de Newcastle, il avait été établi que la dimension optimum à donner aux piliers dans l'exploitation de Panasqueira serait de 5 x 5 m. Ceci en fonction de considérations basées sur une teneur moyenne des filons et la capacité de résistance du toit à une telle excavation. En fait, on s'est aperçu bien vite à la pratique qu'étant donné l'épaisseur variable des filons et, par conséquent, la teneur variable du minerai, il serait intéressant d'adopter une méthode plus simple.

L'on a ainsi défini trois catégories de minerai (valeurs de 81%)

- le minerai pauvre avec une teneur en WO_3 inférieure à 10 kg/m²
 - le minerai à teneur moyenne en WO_3 : entre 10 kg/m² et 22kg/m²
 - le minerai riche avec une teneur en WO_3 supérieure à 22 kg/m².
- de telle manière que, pour chacune de ces catégories, en prenant en compte, d'une part, la "valeur en WO_3 " et, d'autre part, le coût de la main-d'oeuvre, les frais de fonctionnement, de soutènement etc., il soit facile de calculer un taux de récupération optimum.

C'est donc sur base de ce taux de récupération que l'on a décidé de ne plus systématiquement réaliser des piliers de 5 x 5 m mais au contraire de procéder en deux stades différents.

1. Initialement, l'on réalise à partir des inclinés des piliers de 15 x 15 m, alternant avec des chambres de 5 x 15 m. Le tout, sur une hauteur d'excavation de 2 m, qui est une hauteur minimum nécessaire à l'utilisation des engins mécanisés. Le découpage ainsi effectué permettait au mineur de se faire une idée précise de la teneur du filon exploité. Il a en effet une vue des quatre faces du pilier, et connaissant les caractéristiques de régularité du gisement, il n'a aucun problème pour interpoler la teneur globale. Cette estimation se fait en mesurant simplement la superficie des faces visibles des cristaux de wolframite. Le fait que ce minéral forme de grands cristaux idiomorphes, localisés systématiquement sur les parois du filon, rend en effet cette méthode bien préférable à une analyse quelconque vu les problèmes qu'il y aurait à obtenir un échantillonnage représentatif.

2. Lorsqu'il dispose des résultats de l'estimation (dont il peut aussi se faire une idée rien qu'à l'épaisseur du filon: 20 cm = 10Kg/m²) le mineur peut passer au second stade d'exploitation.
 - A. Le minerai est pauvre (<10Kg/m²), dans ce cas, il abandonne le chantier après avoir procédé à une récupération soigneuse des fines sur le mur. La récupération finale ne sera donc que de 44%.
 - B. Le minerai a une teneur moyenne (entre 10 et 22 kg/m²), dans ce cas, il poussera la récupération du filon à 75% en entreprenant une recoupe des piliers de 15 x 15 m en piliers de 5 x 5 m

C. Le minerai est riche ($>22\text{kg/m}^2$) et justifie par conséquent une récupération totale des piliers qui seront remplacés au fur et à mesure de l'exacavation par des piliers en bois de pin. Cette récupération totale ne peut évidemment se faire de façon désordonnée mais bien en respectant les directions d'équilibre par rapport aux tensions existant dans la mine.

L'on procède ainsi en 5 phases qui sont:

1. Foration des piliers de la première rangée selon un schéma en V-cut.
2. Nettoyage des fines dans les chambres interstitielles.
3. Mise en place de piliers en bois de pin dans ces mêmes chambres (1,75 x 1,75 ou 3 x 3 selon besoins)
4. Tir.
5. Déblayage complet des piliers abattus.

B.3.1. Equipement et personnel

Dans les années '60, l'exploitation par chambres et piliers utilisait des jumbos et des chargeuses à air comprimé, combinées avec des scrapers électriques. Ces chargeuses ne transportaient le minerai que du front jusqu'au couloir du scraper. C'est dire que les coûts opératoires étaient élevés. Et ce, d'autant plus, que le rendement énergétique dû à l'air comprimé était particulièrement défavorable.

C'est donc tout naturellement avec engins diesel-hydrauliques que les opérations en chambres et piliers ont recommencé. Dès le début, l'on a ainsi opté pour la combinaison de jumbos à un seul bras avec des LHD de 1 yd^3 faisant directement le travail de déblayage depuis le front jusqu'à l'ouverture de la cheminée. Tout récemment l'on a augmenté la capacité des LHD en adoptant des 2 yd^3 (six engins). Quant aux jumbos, ils ont été un peu oubliés au profit de la foration manuelle (2 marteaux pour 3 hommes), en raison du coût de leur maintenance notamment.

Le personnel occupé par poste s'élève à 7 hommes par front, ce qui permet de se limiter à 0,45 h/m² et de retrouver une productivité qui eut été impensable sans mécanisation (6,3 t/homme-poste en 1980).

C. L'EXTRACTION

C.1. Transport dans le fond

Le minerai, déversé depuis chaque chantier dans les cheminées correspondantes, nécessite pour son acheminement vers les silos d'alimentation de la chambre de concassage, d'être collecté dans des wagonnets et ramené en un point central de la mine.

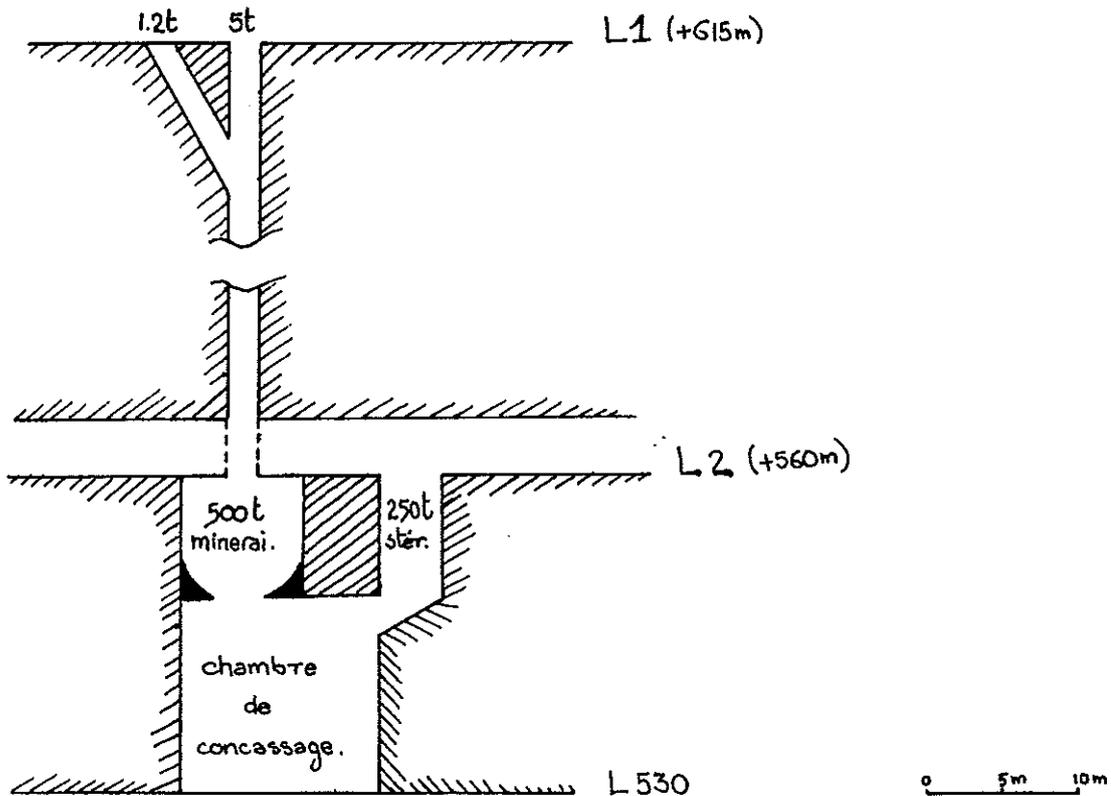
A cet effet tant le niveau 1 que le niveau 2 ont été équipés de voies de chemin de fer. En ce qui concerne le niveau 2, il ne s'agit encore pour l'instant que de desservir les fronts d'avancement des galeries en creusement, étant donné qu'aucun chantier n'est encore mis en fonction dans les sous-niveaux entre L1 et L2. Par conséquent, comme il ne s'agit que de stérile, celui-ci est déversé dans un silo latéral distinct de celui relié au niveau L1 (cfr dessin) (diamètre: 4 m; capacité: 250 t).

En revanche, au niveau 1, la desserte des différentes cheminées doit être assurée. A cet effet, les locomotives électriques (trolley ou batterie) sont conçues pour tirer des wagonnets de 1,2 t ou de 5 t suivant les cas. Ces wagonnets sont acheminés à la verticale de la chambre de concassage et y sont déversés dans un silo "minerai" d'un diamètre de 1,8 m, s'élargissant à 8 m à partir du niveau 2. (capacité: 500 t).

Selon qu'il s'agit de wagonnets de 1,2 t ou de 5 t, le système mécanique de déversement est différent.

Ainsi ceux de 1,2 t sont déversés par "semi-virador" (retournement complet) tandis que pour ceux de 5 t, un système d'ouverture mécanique du fond a été conçu.

Le schéma d'ensemble est donc le suivant:



C.2. Acheminement en surface

C.2.1. Conception du puits incliné de Santa Barbara

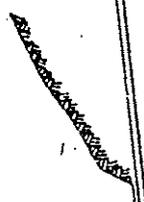
Jusqu'il y a peu, le minéral était extrait de la mine, sans concassage préalable et par la voie du "main adit" (D1). A cet effet, trois puits étaient en service dont deux inclinés et un vertical. Désormais, et pour les raisons que l'on a évoquées précédemment, à savoir l'accès au fond d'engins lourds sur pneumatiques, le recentrage du point d'extraction par rapport aux chantiers et la ventilation essentiellement, un nouveau puits incliné est en fonction.

La réalisation de ce puits (Poço de Santa Barbara) constitue l'objectif principal du programme de mécanisation envisagé il y a quelques années. Il allait permettre une plus grande souplesse dans le fonctionnement de la mine. Cet ouvrage, de 1168 m de long, relie la chambre de concassage située au niveau inférieur (+530 m alt.) à un point localisé 192 m plus haut, et surplombant l'usine de préconcentration de Barroca Grande. La conception de ce puits incliné est telle qu'en son centre, il recoupe une petite vallée par laquelle l'accès du matériel lourd est possible. Ainsi, si la partie inférieure a dû être dimensionnée de façon à pouvoir livrer passage à la fois aux engins sur pneumatiques et au convoyeur, en revanche, la partie supérieure a pu être restreinte, n'étant plus occupée que par la bande transporteuse. (cfr fig.21)

POÇO DE S.^{IA} BARBARA

ESCALA 1:5.000

REVERTE



NIVEL 1

P.4

NIVEL 2

P.4 D13

NIVEL 530

P.4

500 METROS

NIV. 1

NIV. 2

PAINEL-1 (NIVEL 530)



FRONTE DE ATA.

C.2.2. Méthode de creusement du puits

Le puits de Santa Barbara a été attaqué selon quatre fronts, l'un situé au niveau 530, le second à l'autre extrémité, et les deux derniers à partir de la vallée de Rebordoes. Tous les avancements ont été réalisés à l'explosif, après foration au marteau manuel. Quant à l'évacuation des déblais, effectuée dans le fond par scraper, elle a été faite au moyen de LHD de 2 yd³ pour les trois autres fronts. Excepté dans les zones de failles et aux stations intermédiaires où la paroi a été gunitée, aucun soutènement particulier n'a été utilisé.

C.2.3. Equipement

C.2.3.a. 1°) Pour le transport du matériel

Le tronçon inférieur du puits, plus largement dimensionné, laisse pour le passage des engins sur pneumatiques une voie bétonnée de plus de 3 m de large. Par cette voie, les engins ont donc accès aux niveaux L1 et L2. Le matériel lourd, non équipé de pneumatiques, peut également être descendu depuis Vale de Rebordoes vers les niveaux inférieurs, au moyen d'un treuil tractant une plateforme guidée par des rails. Ce treuil de 30 CV a une capacité de 10 t.

C.2.3.b. 2°) Pour l'extraction et le transport du personnel

La longue courroie installée dans le puits incliné a été choisie afin de répondre aux normes de sécurité anglaises en matière de transport du personnel. Elle possède par conséquent une largeur de 90 cm et est équipée de stations d'embarquement ainsi que de systèmes d'arrêt automatique, de contrôle de l'alignement ou de la rupture de la courroie d'alarme etc...

C'est donc une bande transporteuse à double étage:

- l'étage supérieur (aller) transportant le minerai concassé;
- l'étage inférieur (retour) amenant le personnel au fond.

<u>Caractéristiques:</u>	Capacité:	250 t/h
	Longueur:	1206 m
	Dénivellation:	202 m
	Largeur:	90 cm
	Inclinaison max.:	13,8°
	Vitesse:	2,13 m/sec.
	Moteurs:	2 x 175 cv

D. VENTILATION - EXHAURE

Les problèmes posés par la ventilation ou par l'exhaure ne sont pas très aigus à Panasqueira. Il s'agit en effet d'une mine de montagne dont tant le niveau supérieur que le niveau inférieur sont en communication directe avec l'air libre. Néanmoins, pour assurer la ventilation des niveaux intermédiaires, il existe un puits d'entrée d'air alimenté par quatre ventilateurs "Wood-Aerofoils" de 50 HP chacun. Ce qui engendre un débit de 4250 m³ d'air/min. Avec l'entrée en fonction du puits de Santa Barbara, le circuit de ventilation va être modifié de la façon suivante:

Poço de Sta Barbara → niveau 2 → rampes du niveau 2 vers le niveau 1 → cheminée de retour d'air.

Les galeries du niveau 2, en creusement, sont bien entendu, desservies par des ventilations auxiliaires.

Les venues d'eau sont généralement faibles et la seule évacuation gravimétrique suffit à assurer l'exhaure de la mine. Les eaux ruissellent donc dans les galeries, qui, pour cette raison, ont été conçues avec une pente de 5‰, et sont collectées dans la galerie DW du niveau inférieur (L530) qui débouche à l'air libre à Salgueiras. Cette eau est ensuite décantée et traitée afin d'être réutilisée dans l'exploitation minière ou dans l'usine de traitement. Il s'agit en effet d'une matière première peu abondante et dont, par conséquent, le bilan doit être étroitement surveillé.

TRAITEMENT MINERALURGIQUE

A. INTRODUCTION

Pour comprendre la logique du schéma de traitement appliqué chez Beralt, il peut être intéressant de reprendre synthétiquement les facteurs géologiques et miniers qui ont une influence considérable sur celui-ci.

En effet, l'examen du minerai avant toute application d'un processus de concentration, donc, à la sortie de la mine, permet déjà de se faire une idée sur les méthodes de traitement envisageables.

Ce minerai, qualifié à Panasqueira de R.O.M. ou de "Tal Qual" donne en moyenne l'analyse chimique suivante:

WO ₃	0,3%		
Sn	0,035 - 0,04%		
Cu	0,17%		moyenne (sept '82 à août '83)
Zn	0,35%		
Ag	10 ppm		selon R.L.BOWEN, juin '82

Il est cependant important de signaler qu'aucune analyse systématique n'est effectuée sur le R.O.M., et que, par conséquent, ces valeurs sont recalculées d'après les analyses et les mesures de débit faites en d'autres points sensibles de l'usine.

Ces teneurs sont évidemment le résultat des techniques d'exploitation employées. Comme on l'a vu au chapitre précédent, l'adoption des "chambres et piliers" mécanisés va de pair avec une dilution plus importante par rapport à la "longue taille". En effet, la hauteur du front d'abattage est de 2m, alors que les filons ont une puissance de 20 cm à plus de 100 cm.

*moment s'explique
2 état des
Tals. p. 102-*

S'il n'y avait pas dilution et que l'on ne récupérait que le filon proprement dit, on peut estimer très grossièrement que les teneurs seraient de l'ordre de 1,7% de WO_3 .

Un autre facteur important du à l'exploitation minière est la granulométrie du R.O.M. Il apparait en effet que la friabilité de la wolframite notamment a toujours posé des problèmes aigus au mineur pour ce qui est de la récupération. De même, l'on va voir que ces fines engendrent des dispositifs particuliers dans le schéma minéralurgique.

Enfin, rappelons quelques aspects géologiques et minéralogiques qui conditionnent le traitement:

- La roche encaissante, c'est-à-dire 85% en volume du R.O.M. est constituée de schistes et de quartzites fines, légèrement métamorphisés.
Ces roches ont une densité moyenne de: $2,5 \text{ kg/dm}^3$
Elles représentent donc approximativement 76% en poids du R.O.M.
- L'intercroissance des minéraux est très prononcée, surtout pour les sulfures.
- La dimension des cristaux est variable, allant de quelques centimètres pour la wolframite et l'arséno-pyrite à moins d'un centimètre pour la cassitérite.
- Les principaux minéraux rencontrés sont les suivants:

	(kg/dm^3)	Valorisation	% en poids dans R.O.M. (*)
Quartz	2.65	Stériles	16% (?)
Mica	2.8	"	0,5% (?)
Carbonates Ca, Mg, Fe	2.8 3.8 (sid)	"	1,5% (?)
Arsenopyrite	6	"	3%
Pyrite-Marcasite	5	"	1,2%
Sphalérite	4	"	0,7%
Chalcopyrite	4.2	Concentré de Cu à 25%	0,5%
Stannite	4.4	Stériles	0,03%
Pyrrhotite	4.6.	"	0,1% (?)
Wolframite (ferberite)	7 (7.5)	Concentré de WO_3 à 75%	0,4%
Cassitérite	6.8-7.1	Concentré de Sn à 73%	<u>0,05%</u>
			24%

(*) Ces estimations ont été basées sur l'analyse de divers produits (cfr: l'étude des échantillons minéralurgiques) Pour Quartz-Mica et Carbonates, l'on ne disposait pas d'analyses. Mais, sachant qu'ils devaient représenter les 18% restants (avec tourmaline, topaze, etc...) l'on a estimé la proportion de chacun "à vue".
La densité moyenne des filons est ainsi estimée à :
3.4 kg/dm³.

B. PHILOSOPHIE DU TRAITEMENT

Au vu des quelques remarques synthétisées dans l'introduction, trois points essentiels se détachent, qui déterminent les grands traits de l'usine de traitement.

Premièrement, la densité remarquable des deux minéraux économiquement très importants que sont la wolframite et la cassitérite. Surtout en contraste avec le schiste, le quartz, les carbonates etc...

Deuxièmement la friabilité du minerai dont les plus fines sont notoirement enrichies en métaux valorisables (surtout en WO₃).

Exemple d'une analyse de "boues":

	% Poids	% WO ₃	distribution en% du poids en WO ₃
+ 251 μ	0.5	0.29	0.03
+ 152 μ	8.0	0.08	0.15
+ 76 μ	33.9	1.66	12.89
+ 59 μ	12.8	5.54	16.25
+ 44 μ	4.3	6.21	6.12
- 44 μ	<u>50.5</u>	<u>5.58</u>	<u>64.56</u>
	100	4.36	100

Troisièmement, la présence de sulfures valorisables en plus des deux minéraux oxydés principaux.

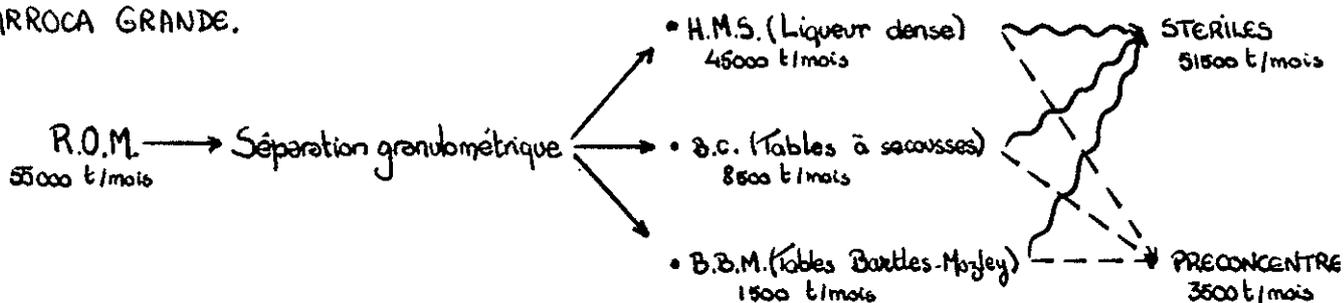
Ce sont donc logiquement les procédés gravifiques et les méthodes par flottation qui se partagent l'essentiel du traitement.

Si l'on schématise à l'extrême le flow-sheet actuellement d'application, on remarque deux unités principales qui constituent d'ailleurs (pour des raisons historiques) deux usines séparées, dont l'une réalise la préconcentration et l'autre les trois concentrés finals.

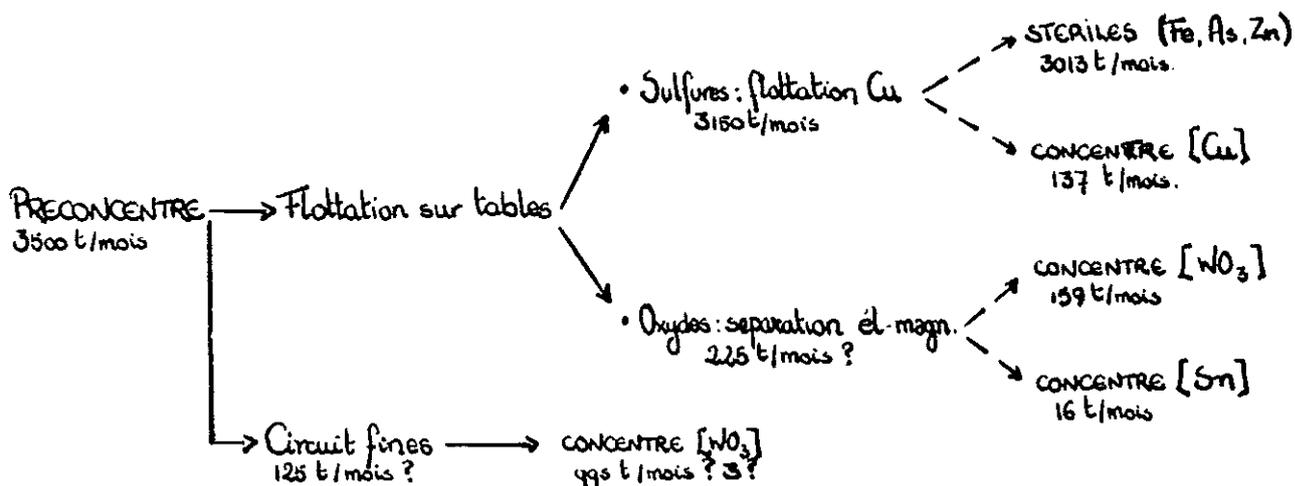
La première de ces usines (Barroca Grande), comporte trois sections représentant chacune une granulométrie différente. Dans chacune de ces sections des procédés gravifiques spécifiques sont mis en oeuvre afin de réaliser un préconcentré qui, remélangé avec les deux autres, est expédié par téléphérique vers l'usine de concentration.

Dans cette dernière (Rio), mis à part le traitement auxiliaire des fines pour produire un concentré de wolframite, l'on réalise la séparation des phases oxydées et sulfurées. Celles-ci d'une part, par séparation électro-magnétique et gravifique et, d'autre part, par flottation engendrent les trois concentrés finals.

BARROCA GRANDE.



RIO.



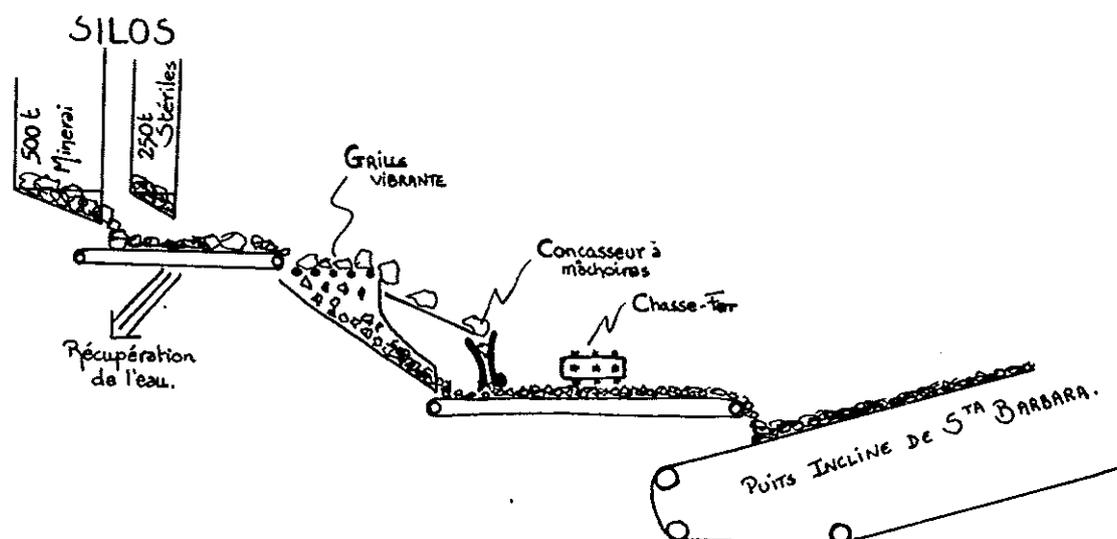
C. DESCRIPTION DES INSTALLATIONS

C.1. La chambre de concassage au niveau 530

Comme cela apparaît à la lecture des paragraphes précédents, l'entrée en fonction d'une chambre de concassage au fond de la mine est toute récente.

Celle-ci est directement combinée à la bande transporteuse du Poço de Sta Barbara et permet par conséquent d'obtenir des dimensions mieux adaptées à ce mode d'extraction et de réaliser un concassage qui, de toute façon, devrait se faire en surface.

Le schéma de ce concassage est très simple:



Chacun des deux silos qui surmontent la chambre de concassage (fig.20) est desservi par un système hydraulique qui permet son déchargement sur un alimentateur. Sous cette courroie d'alimentation, une trémie a été instaurée pour recueillir les fines et l'eau qui sont aiguillées vers un classificateur à rateaux et un petit décnateur. L'eau, ainsi récoltée, est pompée directement en tête du puits incliné. De l'alimentateur, le matériau transporté passe sur une grille vibrante d'une capacité de 250 t/h et munie de six barres de ferro-manganèse. Ces barres sont espacées de

2 3/4" à l'alimentation et de 4 1/4" à la décharge. Ainsi, le passant peut directement être réparti sur la courroie sous-jacente, alors que le refus est nécessairement concassé avant de suivre le même chemin. Le concasseur est du type "à machoires" (PEGSON), d'une capacité de 250 t/h et d'une ouverture réglable hydrauliquement de 2" à 7". Enfin, avant d'être réparti sur la bande transporteuse de Sta Barbara la charge passe sous un "chasse-fer" BOXMAG, afin d'éviter des détériorations inutiles aux broyeurs en surface.

C.2. L'usine de préconcentration de Barroca-Grande

L'usine de préconcentration n'existe réellement dans une configuration proche de sa configuration actuelle que depuis 1971. Auparavant l'essentiel de ce traitement se faisait par triage manuel et jiggage. C'est dire, que depuis cette époque, non seulement, on a pu réduire de façon importante la main-d'oeuvre employée mais surtout, l'on a pu fournir à l'usine de Rio un préconcentré dix fois plus riche. Ceci signifie une grosse économie dans le transport aérien du minerai et un désétrangement des installations de finissage.

C.2. 1. La séparation granulométrique

Le minerai concassé qui sort du puits de Sta Barbara, passe sur un "Weightometer" à rayons γ . Ce qui permet de connaître la valeur horaire du débit de R.O.M. Ensuite, il est réparti sur deux cribles à mailles carrées de 25 mm. Le refus est rebroyé dans des broyeurs côniques à têtes courtes (SYMONS), jusqu'à ce qu'il passe dans les mailles de 25 mm. Le passant moins de 25 mm est envoyé lui, sur une autre série de cribles lesquels déterminent trois catégories granulométriques, correspondant à deux méthodes de traitement distinctes. Le >6 mm et le (0.6mm, 6mm) sont en effet dirigés vers un silo de 500 t constituant l'alimentation du procédé par liqueur dense (H.M.S), tandis que le <0.6 mm représente l'alimentation des tables à secousses (B.C. et B.B.M.)

C.2.2. Traitement par milieu dense

A l'entrée de ce circuit un deuxième "Weightometer" permet d'évaluer le tonnage de matière traitée dans le cyclone à Ferrosilicium et par différence avec la première mesure, le tonnage traité sur les tables. En règle générale, la quantité de matière qui est envoyée dans le circuit H.M.S. (Heavy Media Separation) représente plus de 80% du R.O.M. Le minerai après son séjour dans le silo, est acheminé vers le cyclone en tête duquel se fait un important ajout de Ferrosilicium. Cependant, grâce à l'installation de récupération de la liqueur dense (cfr ci-dessus), la consommation réelle se limite à 570 g/t. La surverse constitue la fraction stérile, tandis que la sousverse rejoint les préconcentrés des autres sections de l'usine dans un silo à partir duquel se fait le chargement des paniers téléphériques à destination de Rio. Rappelons que près de 95% de l'alimentation passent dans la surverse.

C.2.3. Récupération du Ferrosilicium

Afin de limiter sa consommation, le Ferrosilicium utilisé à la densité de 2,8 est récupéré au maximum. Ainsi, sousverse et surverse, à la sortie du cyclone, passent chacune sur un tamis courbe laissant filtrer une première fraction de ferrosilicium pur, directement réutilisable. Ensuite, afin de pousser la récupération plus avant, les deux produits sont rincés à l'eau et le ferrosilicium dilué ainsi recueilli est traité pour l'obtention de deux fractions, l'une de densité 1,4 et l'autre de densité 2,0. Le procédé de traitement combine l'utilisation de tambours magnétiques avec des hydrocarbures et un décanteur final, de telle sorte que l'on puisse séparer l'eau de façon optimum et retrouver une densité de travail convenable. (cfr schéma).

C.2.4. Traitement sur tables à secousses et tables Bartles-Mozley

La fraction inférieure à 0,6 mm, soit moins de 20% de R.O.M., après récupération de l'eau qui l'accompagne (cyclone, décanteur) passe sur une série de cribles fins. Ces cribles vont



Pancier descendant par monocable vers Rio.

définir deux fractions granulométriques, une première de plus de 90 microns et une seconde de moins de 90 microns. Le plus grossier de ces matériaux passe alors sur un petit classificateur hydraulique de type "Stokes" grâce auquel neuf autres catégories sont définies. Les quatre premières subissent chacune un traitement sur des tables à secousses "Hercules", tandis que les quatre suivantes sont traitées sur des tables à secousses "Plat-O" munies d'un rifflage différent.

Enfin, la neuvième tranche, la plus fine, rejoint les moins de 90 microns et subit un cyclonage dont la sousverse est traitée. Le processus de traitement actuellement mis en oeuvre pour les fines, combine les tables Bartles-Mozley et Plat-O, mais des améliorations sont encore à l'étude car ce problème reste une des préoccupations majeures pour tous les minéralurgistes qui concentrent la wolframite.

C.2.5. Evacuation des stériles

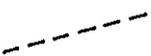
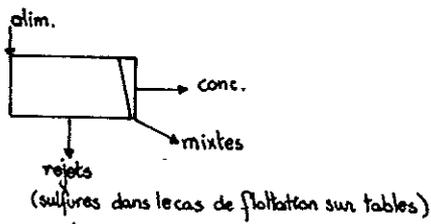
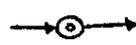
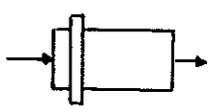
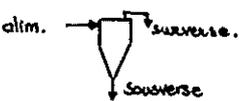
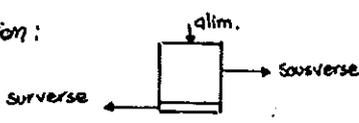
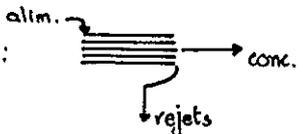
Les stériles constituant les déblais d'ouverture des nouvelles galeries sont directement aiguillés à la sortie de la mine vers une trémie de grande capacité. C'est là également que sont regroupés les stériles des différentes sections de la préconcentration, soit près de 94% du R.O.M. A partir de ce silo, et en continu, un camion Volvo B.M. 18 t. fait la navette et agrandit chaque jour un peu plus l'énorme terril sur lequel l'usine est construite.

C.3. Transport de préconcentré

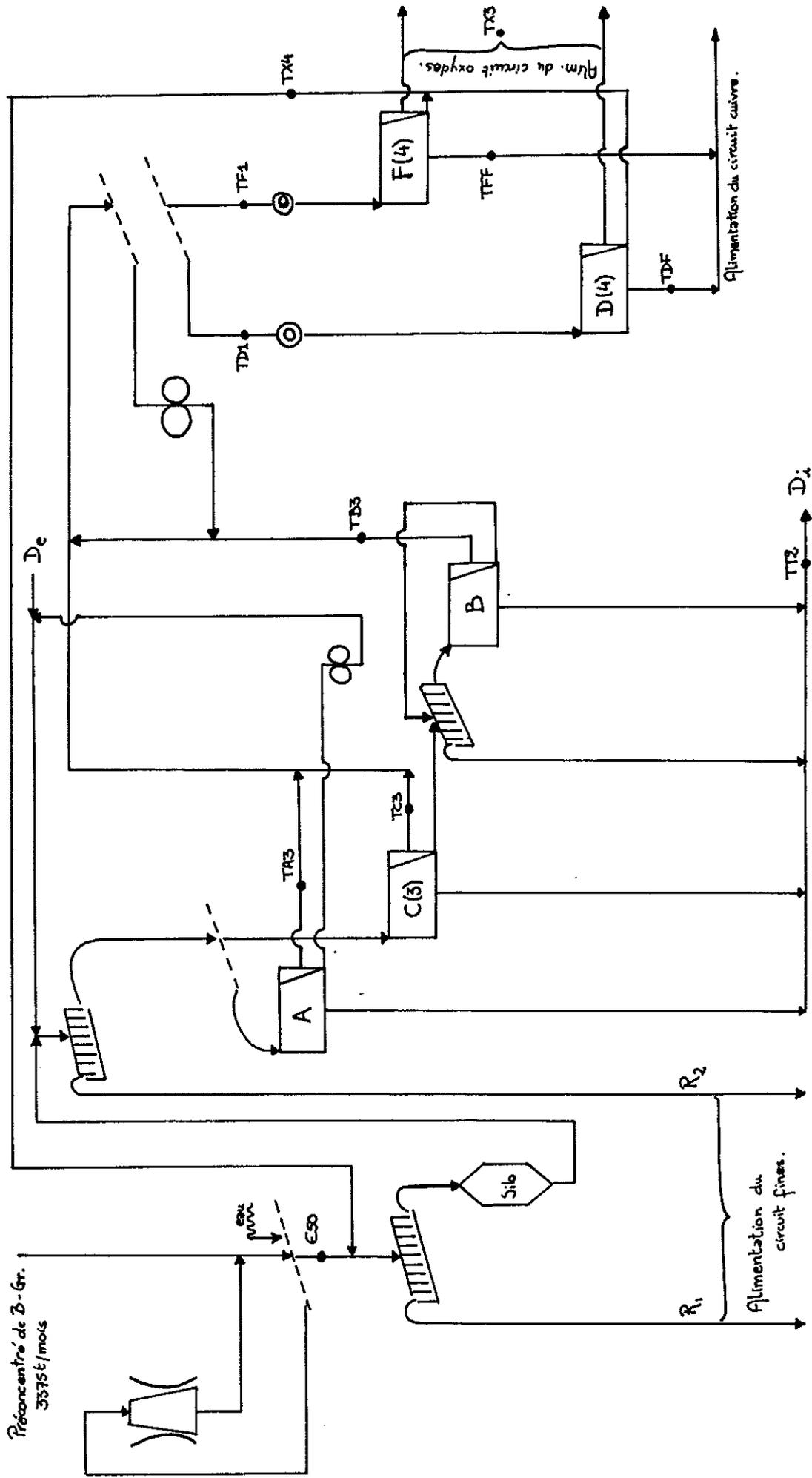
Afin de relier l'usine de Barroca Grande et celle de Rio sur l'autre rive du Rio Zezere, soit 4 km à vol d'oiseau, un système de paniers guidés par un monocable existe depuis 1930. A cette époque cela se justifiait car il n'y avait pas de pont sur la rivière, mais encore maintenant la route est difficilement praticable pour de gros camions et le téléphérique constitue la solution la plus économique. Les paniers ont une capacité de 400 kg et transportent donc les trois préconcentrés qui ont été remélangés dans la trémie d'alimentation. La cadence est de l'ordre d'un panier par minute. (fig.24)

Flow-sheets de Rio.

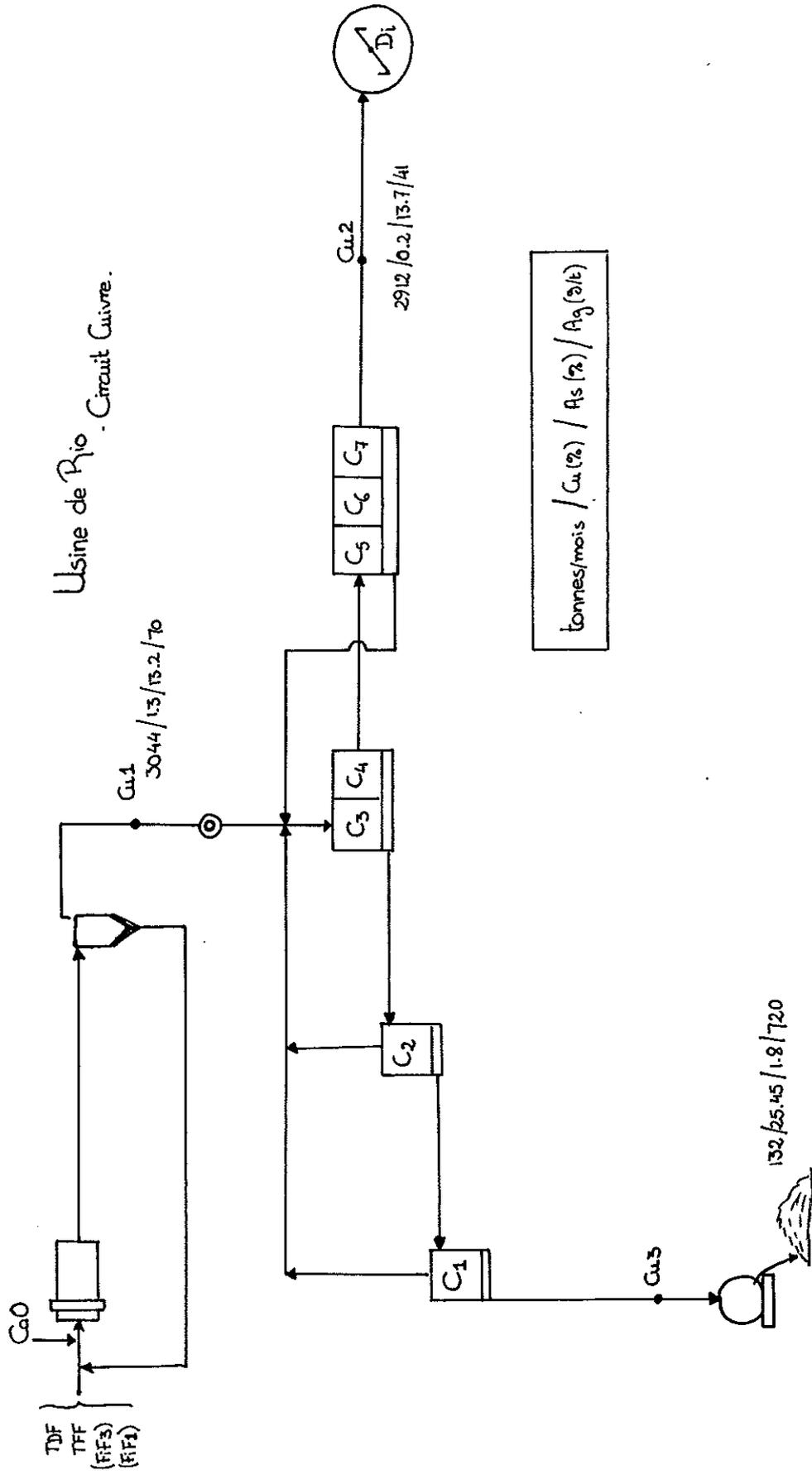
Légende:

- Concasseur à cône: 
- Crible: 
- Classificateur à râteaux: 
- Table à secousses: 
- Broyeur à cylindres: 
- Conditionneur: 
- Broyeur à boulets: 
- Hydrocyclone: 
- Cellule de flottation: 
- Filtre à tambour: 
- Décanteur: 
- Etuve chinoise: 
- Séparateur électro-magnétique: 
- Table à secousses Bartles-Mozley: 

Usine de Pio - Séparation oxydes - sulfures



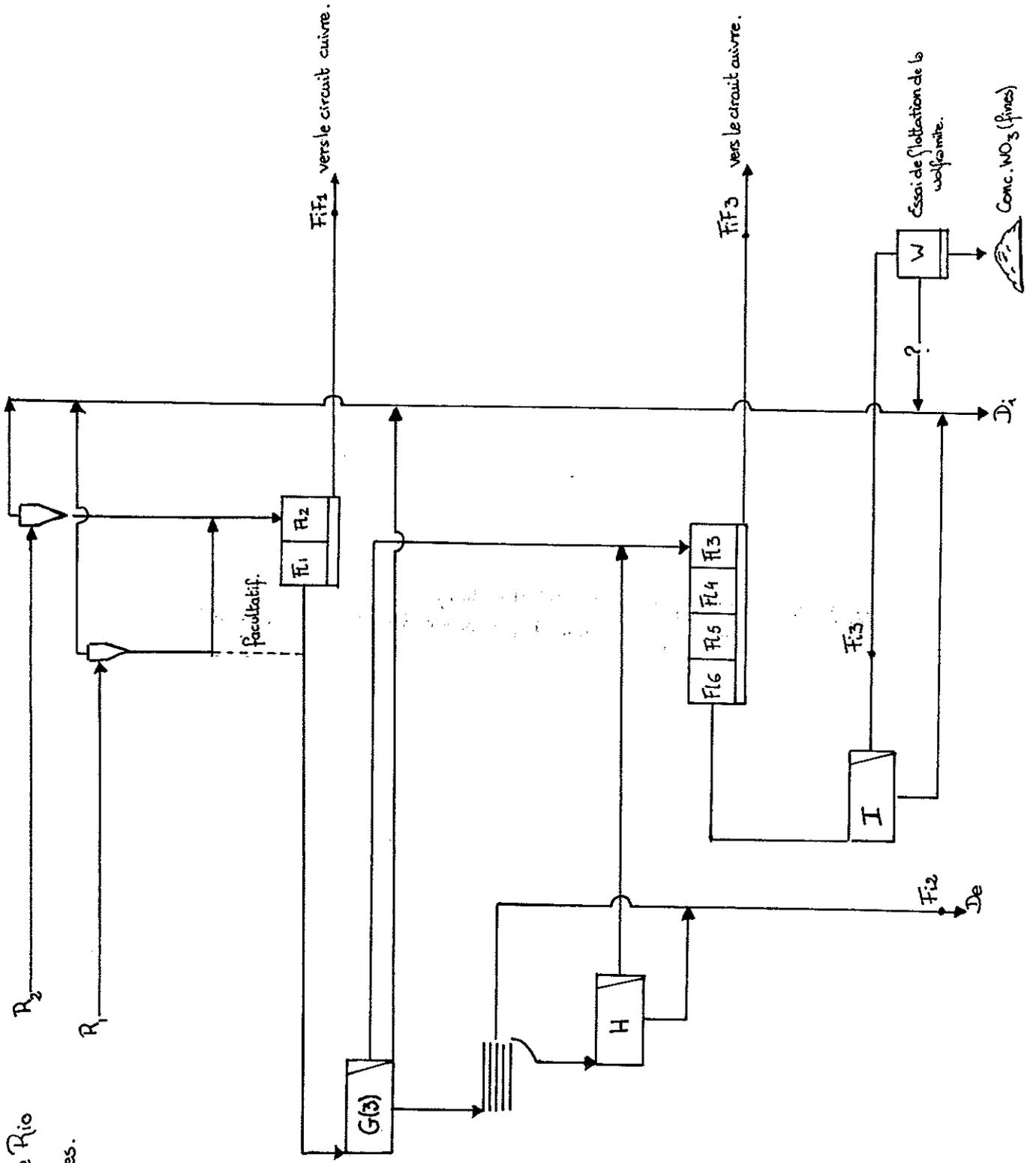
Usine de Rio - Circuit Cuivre.



tonnes/mois / Cu (%) / As (%) / Ag (g/t)

Usine de Rio

- Circuit fines.





Vue générale: avant plan : - concentrateur de Rio
arrière plan : - mine et préconcentrateur de Barroca Grande.

C.4. L'usine de Rio (Cabeço do Piao)

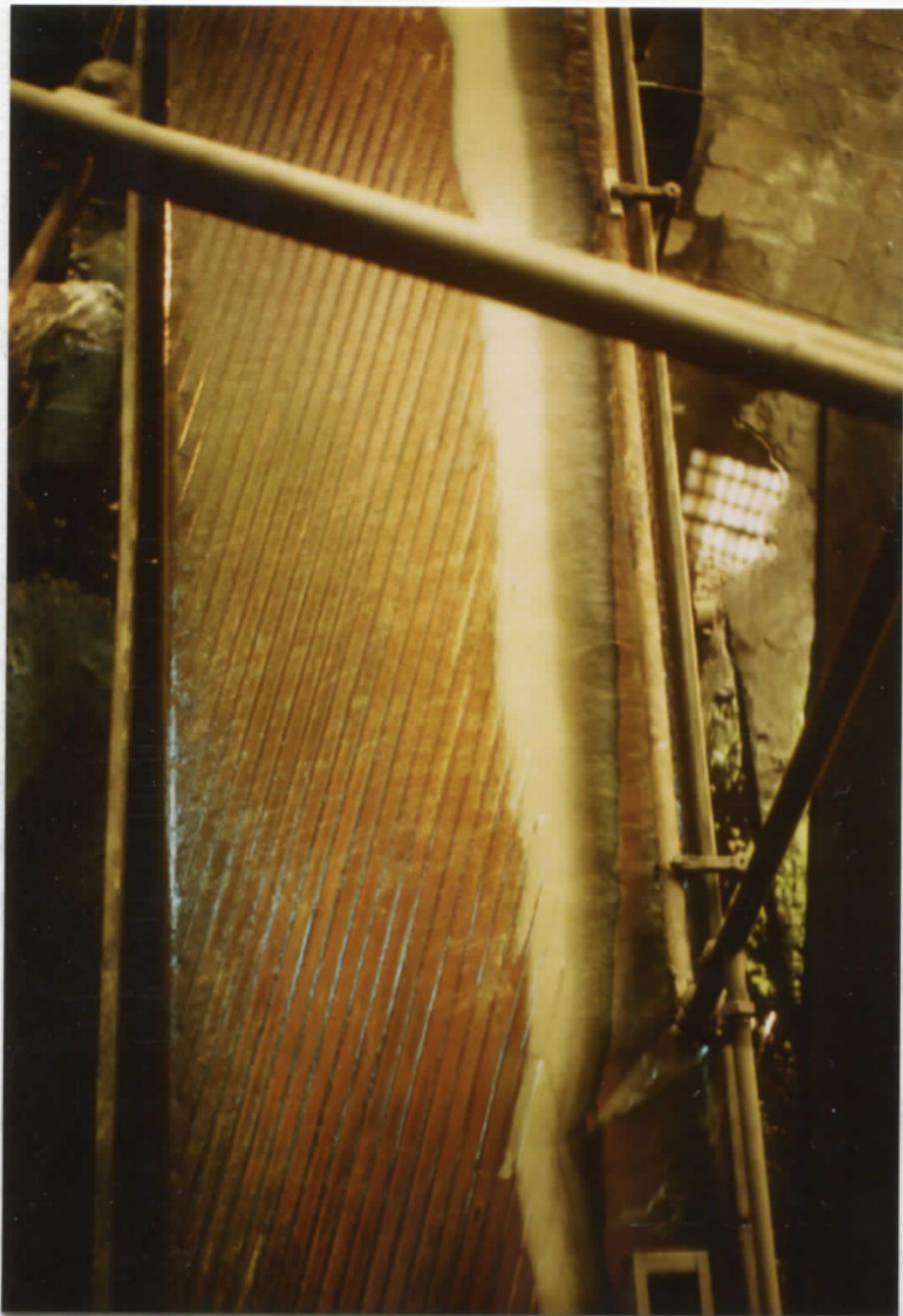
Contrairement à celle de Barroca Grande, cette usine est déjà ancienne, puisque sa construction remonte à 1927, soit à l'époque à laquelle la mine a commencé à prendre de l'envergure (fig.25). Cependant, l'évolution constante des techniques a remodelé plusieurs fois l'usine. Engendrant l'abandon du four à fusion de la cassitérite puis en 1947 avec la mise au point de la flottation sur table, l'abandon du grillage des sulfures. 1962 fut aussi une date importante puisqu'elle coïncida avec la première mise en oeuvre d'un circuit de flottation de la chalcopirite. En 1971, des modifications importantes furent apportées afin de s'adapter au traitement de préconcentrés plus riche. Enfin en 1981, avec l'apparition d'un circuit de traitement des fines, le "flow-sheet" prit sa configuration actuelle.

C.4.1. La séparation des fines, des oxydes et des sulfures

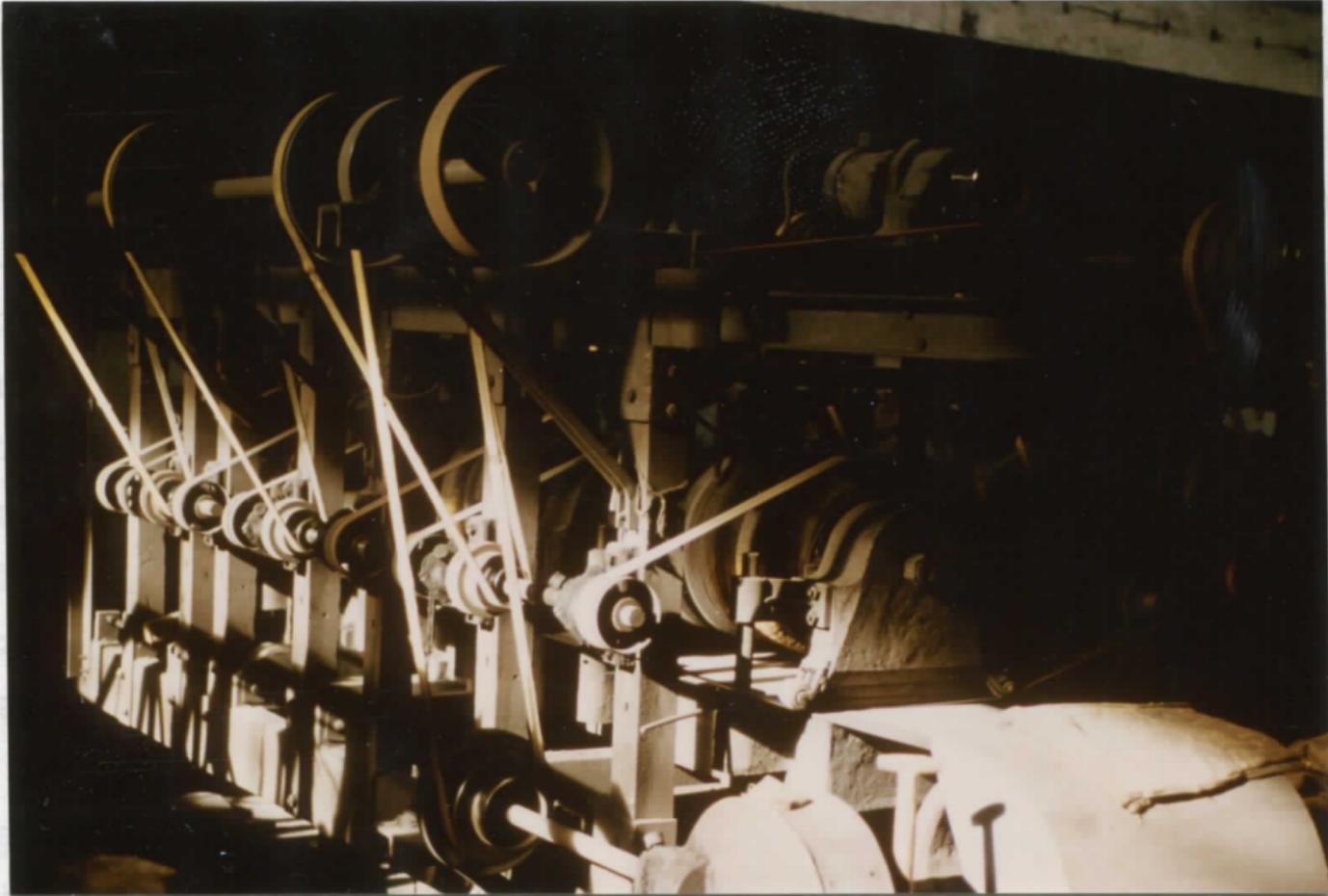
Les paniers en provenance de Barroca Grande sont déversés manuellement sur l'alimentateur d'un tamis vibrant à mailles de 4 mm. Le refus est rebroyé jusqu'à satisfaire à cette dimension tandis que le passant s'écoule vers un classificateur à rateau de grande capacité. La sousverse de ce classificateur constitue pour une bonne part l'alimentation du circuit des fines. Quant à la surverse, elle est stockée dans un silo assurant l'indépendance de l'usine vis-à-vis des fluctuations de l'alimentation en préconcentré.

Dans le but de séparer au maximum la fraction la moins dense, supposée stérile, une concentration supplémentaire sur tables à secousses est réalisée sur base de deux granulométries distinctes (+ ou - 2,5 mm) (fig.26). Dans les deux cas, les mixtes sont recyclées moyennant un rebroyage pour la fraction supérieure à 2,5mm. Les concentrés de ces cinq tables sont ensuite passés sur un double crible et rebroyés si nécessaire (+ 2,25 mm) afin de satisfaire aux granulométries de 20 mesh ou de 20 mesh à < 2,25 mm. C'est sur cette base que se fait alors la séparation des oxydes et des sulfures.

Afin de réaliser cette séparation essentielle dans la suite du processus de traitement deux ensembles de tables sont utilisés, l'un pour les plus fins, l'autre pour les grains plus grossiers.



Retraitement du préconcentré d'étain sur table à secours.



Séparateur électro-magnétique.

De part et d'autre, un conditionneur permet le mélange intime du minerai avec les réactifs (Fuel oil 150 g/t; H_2SO_4 150 g/t) et assure une flottation convenable à un pH de l'ordre de 5. Les sulfures ainsi recueillis avec les minéraux les moins denses dans les "rejets" sont envoyés vers le "circuit Cu", tandis que les "concentrés" suivent le chemin du "circuit oxyde". Les mixtes recueillis sur ces tables sont, quant à eux, renvoyés tout en tête du circuit, à l'alimentation du classificateur à rateau.

C.4.2. Le circuit oxyde

La matière qui est traitée dans le circuit oxyde, est constituée des minéraux les plus denses et représente approximativement 6,5% en poids du préconcentré, soit 0,4% du R.O.M. Il s'agit essentiellement de wolframite, cassitérite, d'arsénopyrite non flottée etc... Etant donné que les séparations électro-magnétiques, indispensables à la séparation wolframite-cassitérite, nécessitent un matériau parfaitement calibré et sec, l'on passe donc au préalable le concentré des tables de flottation aux étuves chinoises et au crible (20 mesh, 60 mesh).

Ainsi, chaque séparateur donnera d'une part un concentré "magnétique" de wolframite qui est le produit fini, à 75% de WO_3 , et d'autre part, un passant dans lequel la cassitérite s'est concentrée mais insuffisamment pour être commercialisable. (fig.27)

Dès lors, une nouvelle flottation sur table (fig.28), suivie d'un séchage, d'un criblage et d'une seconde séparation électro-magnétique, est appliquée à ces produits permettant ainsi d'obtenir un concentré à 73% d'étain.

C.4.3. Le circuit des sulfures

Le circuit de flottation du cuivre est alimenté non seulement par le "rejet" des tables de flottation, mais également par les sulfures recueillis dans le circuit de traitement des fines. L'ensemble de ces produits est introduit dans un broyeur à boulets au sein duquel se fait également le mélange avec la chaux (2 kg/t → pH = 11,5). A la sortie de celui-ci, un cyclone permet de calibrer la dimension requise. La sousverse recueillie est alors conditionnée avec 80 g/t de dithyophosphate et 100 g/t de $ZnSO_4$,

de telle sorte que seule la chalcopryrite soit flottée, les autres sulfures étant déprimés soit par le pH trop élevé (pyrite,...) soit par le $ZnSO_4$ (blende,...)

A travers ce "circuit Cu" passe à peu près 90% du préconcentré, ce qui explique qu'il y ait en fait deux circuits parallèles, constitués chacun des mêmes cuves DENVER de 500 l. Dans un avenir proche, ces deux circuits seront d'ailleurs remplacés par un seul et unique circuit utilisant des cuves deux fois plus volumineuses.

Le concentré de chalcopryrite est séché sur un filtre à tambour et commercialisé tel quel (25% Cu) tandis que les produits déprimés après décantation sont simplement rejetés au terril.

C.4.4. Le circuit fines

Le traitement des particules trop fines, engendrées par le broyage du minerai et surtout de la wolframite est un problème très aigu. Si aucun essai de récupération n'était tenté, cela représenterait une perte bon an mal an de 12 t/mois de WO_3 .

Mais, même avec le schéma actuellement en fonction, l'on ne parvient pas à pousser la récupération au-delà des 25%.

Pourtant, de nombreuses études en laboratoires ont été menées à bien, telles que la flottation de la wolframite ou la séparation magnétique sur des fines humides. Mais leur transfert au stade industriel est délicat et peu probant jusqu'à présent. A Panasqueira, l'essentiel du travail de concentration est donc toujours confié aux tables à secousses.

Les fines recueillies dans la sousverse des classificateurs à rateau à l'entrée de l'usine, sont cyclonées et débarassées d'une partie des sulfures par flottation. Ensuite, elles sont réparties à l'alimentation de trois tables "Plat-O" (fort rifflage) desquelles sort un concentré qui sera flotté afin d'en éliminer à nouveau au maximum les sulfures. Les mixtes de ces tables sont rejetées au décanteur (!), tandis que les rejets sont traités sur une table Bartles-Mozley suivie d'une table "Plat-O" afin d'en retirer la fraction dense restante. Cette dernière fraction de minéraux denses rejoint à son tour la flottation et subit alors la concentration finale de la wolframite. A cet effet, une dernière table à secousses alimente une cuve de flottation de la wolframite de laquelle sortent tant bien que mal quelques tonnes de wolframite par mois.