



**TOGETHER**  
*for a sustainable future*

## OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50<sup>th</sup> anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



**TOGETHER**  
*for a sustainable future*

## DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

## FAIR USE POLICY

Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

## CONTACT

Please contact [publications@unido.org](mailto:publications@unido.org) for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at [www.unido.org](http://www.unido.org)



16522-F

Distr. LIMITEE

ID/WG.470/5

24 juillet 1987

FRANCAIS

Original : ANGLAIS

Organisation des Nations Unies pour le développement industriel

---

Première Consultation sur  
l'industrie des métaux non ferreux

Budapest (Hongrie), 30 novembre - 4 décembre 1987

ALTERNATIVES TECHNOLOGIQUES  
POUR  
LE CUIVRE, LE PLOMB, LE ZINC ET L'ETAIN  
DANS LES PAYS EN VOIE DE DEVELOPPEMENT\*

Etabli par  
le Secrétariat de l'ONU

\* Traduction non officielle d'un original n'ayant pas fait l'objet d'une mise au point rédactionnelle.

Table des matières

	<u>Page</u>
1. INTRODUCTION	2
2. ALTERNATIVES TECHNOLOGIQUES - AMELIORATIONS GENERALES DES PROCEDES	4
2.1. Exploitation minière	5
2.2. Réduction	10
2.3. Concentration	20
2.4. Hydrométallurgie	23
2.5. Pyrométallurgie	25
3. TECHNOLOGIES DU CUIVRE	27
3.1. Colonne de flottation	29
3.2. Lavage bactérien des cuivres sulfurés	36
3.3. SX/EX Procédé	38
3.4. Procédé de séparation	47
3.5. Technologie de l'oxygène	52
3.5.1. Procédé de Outokumpu	54
3.5.2. Procédé de INCO	56
3.5.3. Procédé Noranda	56
3.5.4. Procédé Mitsubishi	57
3.5.5. Procédé d'El Teniente	60
3.5.6. Discussion	62
4. TECHNOLOGIES DU PLOMB ET DU ZINC	72
4.1. Procédé de fusion impérial	73
4.2. Procédé SRL, lavage, grillage, sulfatage	74
4.3. Procédé de Outokumpu	76
4.4. Procédé QSL	76
4.5. Procédé KIVCET	80
4.6. Discussion	82
5. TECHNOLOGIES DE L'ETAIN	84
5.1. Procédés des changes	84
5.2. Flotation de l'étain	86
5.3. Pyrométallurgie de l'étain	88
 ANNEXE I - ALTERNATIVES TECHNOLOGIQUES POUR LA FABRICATION DES PRODUITS EN CUIVRE SEMI-FINIS ET FINIS	
I. FABRICATION DU FIL ROND DE CUIVRE	92
A. Procédé continu Properzi	93
B. Le procédé "Southwire" (SCR)	95
C. Procédé de fonderie de Outokumpu	98
D. Procédé de coulée "Secor"	100
E. Procédé Contirod (Krupp-Hazelett)	102
F. General Electric DIP-Forming	103
G. Procédé de coulée par lévitation (GELEC)	105
H. Remarques en conclusion	105

	<u>Page</u>
II. FABRICATION DE CUIVRE ET ALLIAGE DE CUIVRE FEUILLES ET BANDES	111
A. Moulage	111
B. Laminage	118
C. Recuisson	123
D. Refendage, coupage et planage	127
III. FABRICATION DU CUIVRE ET ALLIAGES DE CUIVRE TUBES, RONDS ET FILS	129
A. Casting/fonderie	129
B. Extrusion	130
C. Tirage	133
D. Fabrication de tubes de cuivre	137
IV. AUTRES TECHNOLOGIES	138

Préface

Cette étude présente un examen difficile des technologies existantes qui ont été utilisées dans les procédés et la récupération aussi bien que dans les modèles de développement des nouvelles innovations qui prennent place pour : le cuivre, le plomb, le zinc et l'étain.

Cette première analyse des technologies de ces métaux de base peut être le point de départ d'une réflexion pour les sélections futures, les échanges et la création de technologies dans les pays en développement.

Cette étude est basée sur le document "Alternatives technologiques pour les métaux non ferreux dans les pays en voie de développement", préparé par M. Alexandre Sutulov, consultant de l'ONUDI. L'annexe I est basée sur le document "Alternatives technologiques pour la fabrication des produits semi-finis et finis de cuivre", préparé par M. Tamas Grof, consultant de l'ONUDI.

## 1. INTRODUCTION

La situation mondiale, du point de vue des métaux de base étudiés, a affecté dans une large mesure l'économie de nombreux pays où les industries des métaux non ferreux jouent un rôle capital dans le développement de leurs économies.

Depuis le début des années 80, l'industrie des métaux non ferreux était confrontée avec de sérieux problèmes, tels que les prix qui chutèrent au plus bas, pendant la dépression, ceux-ci étant calculés en dollars; le haut endettement du secteur, où dans nombre de cas le ratio approchait 50 %, instaura une surcapacité de production.

Ces événements négatifs pour les industries en cause prirent une place prépondérante dans le processus de restructuration de l'économie mondiale. Les caractéristiques de ces changements ont été largement relatées avec force détails dans la consommation des matériaux et de l'énergie "G et P" (gaz et pétrole), lesquels en de nombreux cas font apparaître un usage irrationnel des matériaux, à travers une immaturité et une responsabilité dues à un accroissement du secteur des services à l'encontre de la production industrielle.

Suite à ces circonstances, la demande stagna ou presque sans exception notable, pour les matériaux de base, les industries de base furent amenées à travailler avec des pertes significatives depuis 1981. Les pays en développement subirent une réduction importante de leurs revenus étrangers, sources de l'exportation de ces industries, et dans de nombreux cas durent avoir recours à de nouveaux prêts pour pallier la dette générée par les industries de matériaux non ferreux. Le capital de ces industries fut drastiquement réduit dès le début des années 80.

Cependant l'économie mondiale subit quelques changements depuis la fin 1985. Le prix de l'huile (pétrole) commença à tomber dramatiquement, ce qui entraîna de plus bas coûts de production, et une augmentation de la demande des produits. Un autre événement fut l'abaissement des taux d'intérêts qui contribuèrent à une meilleure balance des paiements dans les pays en développement. Mais ceci ne fut pas suffisant pour réactiver leurs économies. Avec une aussi énorme dette internationale, les pays en développement manquent de ressources suffisantes et de revenus pour rembourser leurs dettes et espérer une croissance économique significative.

La combinaison de tous les facteurs mentionnés appelle de nouvelles stratégies de développement des métaux non ferreux en développant les pays qui peuvent faire un meilleur usage de leurs ressources nationales et contribuer dans une voie décisive à la création de systèmes plus cohérents de productions, en augmentant les échanges de ces industries avec les autres secteurs de l'économie nationale. Aussi en promouvant la coopération à l'échelon subrégional ou régional. Dans ce contexte la sélection et l'amélioration des techniques sont un important aspect de l'implantation effective de nouvelles stratégies aussi bien que de l'opération efficace des usines de matériaux non ferreux.

En termes généraux, les pays en développement ont déjà bâti différentes installations scientifiques et technologiques capables d'assumer leurs propres recherches dans des régions pertinentes, bases de la production métallurgique. Certains de ces centres de recherche et laboratoires sont pleinement comparables aux institutions avancées du monde industriel, cependant quelquefois ils ont besoin d'équipes plus spécialisées. Il est important, cependant, de comprendre que toute recherche dans ces problèmes, essentiellement, devra être apportée dans les laboratoires locaux, de telle sorte que l'expérience accumulée ne sorte pas de ces régions quand les experts étrangers auront terminé leurs missions. A cet égard, les centres de recherche nationaux pourront se réjouir du support ainsi que de la compréhension de leurs gouvernements nationaux et des institutions internationales.

Nous suggérons qu'une initiative soit prise dans le but de développer l'effort de recherche des gouvernements intéressés des pays en voie de développement, par une assistance des organisations internationales, pour conduire le développement de nouvelles technologies et adapter les technologies naissantes de la production à base de métaux non ferreux avec comme objectif de mettre en adéquation la taille et les ressources de ces pays, ceci dans l'esprit d'améliorer l'efficacité et réduire les coûts. Cette initiative aura aussi pour but d'aider les pays en développement à maîtriser ces technologies et d'intégrer les mines et la métallurgie à d'autres activités industrielles, et aussi contribuer au développement industriel au-delà de leurs pays respectifs.

## 2. ALTERNATIVES TECHNOLOGIQUES - AMELIORATIONS GENERALES DES PROCÉDES

Le besoin progressif d'extraire les minerais les plus riches de leur gangue et la nécessité de traiter les minerais les moins riches ont considérablement augmenté les coûts de production dans les 15 ou 20 dernières années. Ceci s'est produit par l'escalade des coûts de l'énergie, qui augmentèrent de 10 fois entre 1972 et 1981, et avec une augmentation sans précédent de prix de la main-d'oeuvre, particulièrement dans les pays développés. Aux Etats-Unis et au Canada, par exemple, les salaires horaires dans l'industrie du cuivre ont augmenté de 3,35 dollars à 3,85 dollars par heure en 1970 jusqu'à 9,20 dollars et 9,50 dollars par heure en 1979 puis de 13 dollars à 14 dollars en 1984. Avec la frange de bénéfice ces salaires atteignaient de 24 à 26 dollars par heure en 1984. A comparer avec les moyennes salariales au Japon de 13 dollars par heure et 2 à 3 dollars par heure en Amérique latine.

Ce processus de coûts en hausse s'accompagna malheureusement d'une production surabondante en métaux de base et d'une dramatique chute des prix. Au début, cette situation fut considérée avoir un caractère temporaire et les compagnies productrices absorbèrent les pertes par de lourds emprunts. Cependant, de telles stratégies furent la cause de la fin de plusieurs d'entre elles. Entre 1981 et 1985, les producteurs de cuivre US, à eux seuls, perdirent en chancelant 3 milliards de dollars, tandis que le secteur de base se vit lui-même graduellement endetté jusqu'à la limite avec en sus des profits négatifs.

Il n'est pas alors surprenant que le secteur réagit par des actions drastiques pour réduire main-d'oeuvre, production et coûts par des opérations de restructuration et d'amélioration technologique pour réduire les matériaux, l'énergie et les coûts de main-d'oeuvre.

Dans ce contexte, depuis le milieu des années 70, l'orientation générale après le début de la crise de l'énergie fut l'escalade de la taille des installations minières et des équipements de traitement pour apporter des réductions dans les opérations et les coûts d'entretien (ceci fut appelé les "économies d'échelle"), l'intensification de la chimie, des processus pyrométallurgiques par injection d'oxygène, grâce auxquels les réactions furent accélérées et la capacité des fours fut accrue; le remplacement des procédures coûteuses pyrométallurgiques à haute énergie par le procédé moins coûteux d'hydrométallurgie qui engendre des réactions chimiques à basses températures avec un traitement plus complet des matériaux. De pair avec tous ces changements vint



l'automatisation des contrôles, l'informatique des opérations et le déploiement de la haute technologie dans le planning, le développement et l'exécution des activités productives par un minimum de main-d'oeuvre. L'industrie commença à changer rapidement de face à travers une tranquille révolution technologique pour assurer son éventuelle survie.

## 2.1. Exploitation minière

En matière de mines, les secteurs d'amélioration technologique vont depuis les améliorations d'explosifs plus efficaces à la plus grande mobilité des foreuses. Dans les systèmes d'outillages l'amélioration porte des concasseurs mobiles aux développements des flottes de "dumpers géants" et le changement vers un plus grand tonnage transporté (à l'extérieur par train et camions) et aussi par d'importants convoyeurs.

Pour un meilleur forage et rendement artificier, l'équipement de forage et d'explosifs a été repensé et amélioré. Des foreuses toutes hydrauliques ont remplacé les foreuses à air comprimé avec des gains de 50 % sur l'énergie consommée et un rendement de 25 % supérieur. De plus larges diamètres des forets tournants ont remplacé les vieux modèles et les forets rotatifs à percussions ont été repensés par l'emploi de nouveaux alliages et d'inserts spéciaux, augmentant l'effet de pénétration, et améliorant la moyenne des vitesses de pénétration, de percements, sans compter l'augmentation de leur durée de vie et le nombre de coups.

En artifices, les explosifs chimiques ont été mis en compétition avec les essais d'explosifs nucléaires, bien que reçus et compris avec une grande sensibilité par l'opinion publique et les risques de sécurité. Dans le domaine des explosifs chimiques, le nouveau produit de la formule métallisée ANFO (Ammonium, Nitrate et Fuelo) avec un montant variable de particules métalliques a été mis au point. De telles formules produisent un énorme déploiement d'énergie chimique et un degré élevé d'eau avec une résistance à basse température. En outre, les agents explosifs métallisés ne demandent pas d'explosifs très sensibles.

D'une particulière importance fut l'usage accru des additifs d'aluminium dans la traditionnelle formule particulière de l'ammonium-nitrate de base. De tels additifs communiquent une énergie et une sensibilité à de nombreux explosifs. L'aluminium en poudre et granulé augmente la force des explosifs

et sont employés avec le fuel dans la production de la charge. La poudre d'aluminium séchée est ajoutée maintenant pour accroître la sensibilité du mélange au départ de la détonation.

De substantielles améliorations ont été portées dans les pelles et grues draglines. Les pelles modernes sont massives, robustes et efficaces, produisant 24 h/24 h avec 90 à 95 % d'utilisation pendant de longues années de service. Elles sont presque toutes de type électrique et n'ont pas de concurrence pour l'exploitation de bancs de roches minérales dans lesquelles les conditions de robustesse sont un facteur déterminant. Dans les dernières années, les pelles électriques de prédilection furent celles de 12 à 25 yards et la majorité des utilisateurs continuent à les préférer pour les exploitations à ciel ouvert.

Le transport à l'air libre du minerai et des déchets est manutentionné aujourd'hui par camions chargés, et l'importance de cette opération est telle qu'elle représente la moitié du coût du minerai. L'augmentation rapide en équipement et pièces détachées, leurs coûts, combinés avec l'escalade sans précédent des prix du fuel, a obligé à une action significative pour réduire le coût des opérations et ceux de la maintenance. Un exemple fut le remplacement de 35 à 85 camions traditionnels par de nouveaux camions de 100, 170 et 280 tonnes avec des diesel à grande vitesse de plus de 1 600 CV. La plupart des engins sont turbocompressés et les uns ou les autres sont à refroidissement interne ou externe. Plus tard, fut mis en marche un Dumper diesel basse vitesse avec roues motrices et pneus géants, d'une capacité de 350 tonnes pour un coût unitaire de 1 million de dollars E.U.

L'usage de tels énormes Dumpers hors route pose quelques problèmes dans le développement des routes internes de la mine, parce que de tels engins en charge atteignent 600 tonnes. La source de puissance de ces Dumpers est générée par un moteur diesel de 3 300 CV alimentant un alternateur électrique qui envoie la puissance dans les moteurs de tractions situés dans les quatre roues motrices. Ces Dumpers ont les vitesses automatiques et la direction assistée.

Ces camions-dumpers ont leurs avantages et leurs inconvénients qui remettent en question les désavantages de leurs tailles. Ils réduisent certainement les coûts des travaux mais le prix de leurs pneus est phénoménal. Aussi, l'investissement pour un Dumper de 200 est semblable à trois fois plus que celui demandé pour un camion de 100. Comme déjà mentionné, la dimension des Dumpers

affecte les routes de l'exploitation par leurs dimensions à respecter, leur plus grand poids et les services à prévoir. Le temps perdu sur un camion géant est extraordinairement coûteux en matière d'immobilisation de capital et de production.

Du côté positif, les camions géants (Dumpers) apportent une productivité accrue qui surpasse de multiples capacités. L'attente au chargement et aux points de déchargement est réduite, et nécessaire pour le personnel en opération ou en réparation.

Le coût élevé du fuel induit donne une tendance nouvelle à passer de l'énergie fuel conventionnel à l'énergie électrique, et les Dumpers à trolleys électriques furent introduits dans des mines jouissant d'une fourniture bon marché d'électricité, comme dans la mine de Palabora en Afrique du Sud. Cependant la chute actuelle des prix du pétrole rend dissuasive cette mesure pour le moment.

Le coût élevé des camions de transport a stimulé dans les années récentes le développement de nouveaux concasseurs portables et des courroies de systèmes à bandes pour le transport des minerais et des déchets depuis les mines à ciel ouvert. Les gros convoyeurs à bande ne sont pas une nouvelle technologie car elle est déjà pratiquée depuis quelques années dans différentes régions. Cependant, leurs combinaisons avec des concasseurs portables ou semi-portables, qui aident à l'accès préparé de la surface minière et procurent les dimensions de matériaux adéquats pour le transport par convoyeur, est de date récente. Cette technologie est évidemment associée à un tunnel convenable pour atteindre le fond de la mine si la mine à ciel ouvert s'avère profonde. En pratique, un convoyeur de 60 pouces peut transporter environ 8 000 tonnes par heure et il use de roues à pneus radials en bordure de la bande du convoyeur pour lui transmettre la force de roulage. La technologie la plus récente consiste au développement dans ce type de construction d'un système de monobande convoyeur sur une distance illimitée avec l'adjonction d'unités de marche intermédiaires. Ceci élimine l'encombrement et le coût des transferts de montées d'un convoyeur à multiples étages ou relais.

Dans une mine en sous-sol, l'exploitation peut être particulièrement coûteuse quand les méthodes de coupes et remplissages ou de sous-coupes et remplissages sont employées et que les corps de minerai sont petits ou ne peuvent efficacement être conduits dans le bloc de cavage; de nombreuses

nouvelles innovations ont été apportées comme vous allez le voir ci-dessous. Inco, qui exploite une mine de tels petits corps de minerai en Ontario, a maintenant introduit la méthode (VRM) verticale de retrait du minerai - une méthode d'exploitation en vrac du minerai et sans travail intensif, plus sûr et moins coûteux que les techniques traditionnelles. VRM a rendu possible l'introduction du cratère d'explosion et l'usage dans le trou des foreuses. Aussi, ont été éliminées les fentes provenant du forage et les fentes de l'explosion, avec une fragmentation améliorée du minerai. La prochaine génération d'exploitation minière est prévue pour une exploitation de minerai en continu, ce qui suppose des suggestions de manoeuvres mécaniques avancées, d'électrification, d'automation et de microprocesseurs. Les opérations sont aussi prévues pour améliorer le contrôle des sols et les techniques d'explosions. Inco a formé une compagnie du nom de CMS Ltd. (Exploitation minière en continu S.A.P.L.) pour innover la fabrique, le marché, ses équipements en prototypes, avec en sus la ligne de ses foreuses ITH, ses machines de transports en continu et la cellule de puissance pour l'énergie nécessaire. Il est aussi prévu l'essai d'un nouveau concasseur à mâchoire de hauteur réduite et portable.

Le contrôle à distance permet toute sécurité à l'arrière pour une simple opération, à gauche et à droite de la zone d'action. Il autorise aussi à un seul mineur d'opérer avec plusieurs foreuses en même temps. Ces foreuses sont dès à présent à contrôle hydraulique, ce qui autorise une plus grande exactitude de forage.

La machine de chargement en continu est réputée capable de manutentionner 1 000 tonnes à l'heure et plus de matière concassée, soit 10 fois plus qu'un LHD conventionnel, grâce au convoyeur breveté à lèvres oscillantes. Alors que la machine opère dans le tas de matières, la lèvre charge le matériau par son action angulaire par rapport au tas. Celle-ci réduit la force de pénétration et régule le flux sur une partie courte de la chaîne du convoyeur laissant après déchargement net le lit du convoyeur.

Pour faire efficacement la promotion des outillages à main, un concasseur à mâchoires portable a été stationné sur une aire de stationnement à l'air libre. L'atelier de ce type ne coûte que 10 % d'une installation de concassage souterrain, il peut être démonté et remonté pour une rapide intervention et accéder rapidement et facilement aux niveaux des travaux.

Le résultat de telles innovations est la réduction des coûts. On peut voir plus avant que ces améliorations ont réduit les coûts dans les plus grandes mines de cuivre au cours des six dernières années, exprimés en dollars E.U. par tonne de minerai :

	<u>1980</u>	<u>1981</u>	<u>1982</u>	<u>1983</u>	<u>1984</u>	<u>1985</u>
Forage	0,25	0,22	0,12	0,10	0,12	0,11
Exploitation minière	0,66	0,63	0,32	0,30	0,32	0,32
Chargement	0,55	0,54	0,30	0,26	0,40	0,39
Transport	1,72	1,60	1,21	1,06	1,15	1,10
Concassage et ensillage	0,47	0,49	0,42	0,40	0,39	0,40
Autres	0,51	0,48	0,41	0,45	0,46	0,45
TOTAL	4,17	3,96	2,78	2,57	2,84	2,77

Quelques-uns de ces coûts ont été aussi influencés par les taux de change entre les politiques nationales et le dollar E.U., mais en gros ceux-ci ont été surtout influencés par une plus grande efficacité de travail et un meilleur usage des matériels et de la technologie.

Ci-dessous le coût d'exploitation de différentes mines chiliennes en dollars E.U. par tonne métrique de minerai suivant les taux de change :

	<u>1980</u>	<u>1981</u>	<u>1982</u>	<u>1983</u>	<u>1984</u>	<u>1985</u>
Chuquicamata	4,17	3,96	2,78	2,57	2,84	2,77
El Teniente	2,70	2,55	2,98	2,63	2,40	2,08
El Salvador	4,86	4,05	3,25	2,73	2,50	2,04
Andina	2,88	2,65	2,39	3,35	3,84	2,59
Moyenne générale	3,88	3,60	2,89	2,67	2,74	2,43

## 2.2. Réduction

Les opérations de réduction-broyage comptent pour plus de 50 % de l'ensemble des coûts du traitement (concassage-broyage-classification-concentration-essorage). Ce sont l'énergie et l'usage intensif du matériel, avec les problèmes de consommation moyenne du haut broyage et surbroyage qui génèrent des effets négatifs pendant les opérations de métallurgie, de malaxage et ses récupérations.

Généralement les opérations de classification comportent une réduction intermédiaire après enlèvement du matériau déjà réduit à une taille spécifique, ce qui donne un surbroyage produisant des fines indésirables et partant une consommation d'énergie excessive, tandis que la récupération métallurgique s'améliore dans le processus de concentration.

Dans cette ligne pendant les deux dernières décades, un changement fondamental de technique de classification a été mis en place de manière quasi universelle par le remplacement de la grille et du trommel de classification par la technique de l'hydroclone. L'hydroclone allemand a été développé à l'origine pour la classification humide des charbons, mais depuis les années 50 on a fondé pour cette méthode un rôle grandissant dans le broyage des roches dures et leurs classifications, remplaçant ainsi presque complètement les classifications traditionnelles. Les énormes avantages des hydroclones sont leur classification et séparation effectives des fines, une basse consommation en énergie, et en pièces détachées, la petite taille des équipements, permettant un double broyage sous un même toit, et leur adaptation facile aux contrôles automatiques du circuit de broyage.

Le principe de l'opération d'un hydroclone est donné dans la figure 1, et son contrôle opérationnel automatique est présenté dans le diagramme 1. L'enveloppe de terre dépouillée par une boule du mixer est projetée tangentiellement dans le cylindre du cyclone avec une certaine pression et par la force centrifuge, puis séparée dans un produit grossier qui descend le long des parois du cône comme un courant de fond, tandis que la fraction de fines, près du minerai à l'air est projetée, propulsée comme un courant de surface. Le système peut être automatiquement contrôlé en maintenant l'orifice du sommet sous une constante densité du courant de fond, qui détermine la dimension du courant de surface. Dans une large échelle d'opérations, les cyclones sont utilisés en batteries de plusieurs unités.

En évitant le surbroyage des minerais, l'hydroclone réduit d'une manière significative la consommation d'énergie dans ces circuits, permet un contrôle facile et représente ainsi un substitut très convenable pour les classifications. Dans de nombreuses installations, les classifications classiques sont changées au bénéfice des hydroclones. Cependant, dans de nombreux pays en développement, ayant particulièrement de vieilles usines, les classifications classiques sont encore en usage. Ceci offre une opportunité d'améliorations dans la métallurgie minière et les coûts aussi bien que dans la création d'un étage supplémentaire pour le broyage en vue d'une expansion de capacité.

D'importantes avancées ont été réalisées dans la réduction même. Cela a toujours été le rêve de l'exploitant minier de réduire le coût des broyages et concassages, qui représente près de 50 % du prix total du minerai dans son traitement. Dans ce contexte, deux problèmes principaux ont attiré l'attention : a) une possible réduction de la consommation d'énergie; b) une diminution de l'usure des aciers dans les broyeurs ou concasseurs.

Dans la ligne de cette première question il a été établi qu'actuellement, seule une très petite fraction de l'énergie consommée l'est dans le processus de réduction des particules, tandis que, probablement, 90-99 % sont dissipés sous forme d'énergie thermique, provoquée par le retour rapide et la réunification de liens moléculaires et ioniques brisés dans le processus de réduction. L'amélioration pour résoudre ce problème par addition de produits chimiques spéciaux afin de ralentir une telle réunification n'a donné que des résultats insignifiants, ne permettant que des économies de 7 à 10 % d'énergie.

L'attention s'est focalisée sur la simplification du broyage et du concassage lui-même, par modification des trommels traditionnels et en changeant les boules d'acier des broyeurs par l'usage de la roche elle-même. Dans le passé, l'on appelait moulins à graviers ceux qui usaient des cailloux comme moyen de broyage. Ceux-ci étaient populaires, car ils permettaient de prévenir la consommation d'acier en barre ou en boules; plus encore, ils évitaient la contamination de la pulpe avec le fer. Ceci fit germer l'idée d'un broyage autoactif, qui est le broyage du minerai par lui-même, aussi bien pour les corps métalliques ou non, distincts du minerai. Les premières améliorations pour introduire cette méthode furent faites industriellement sur trois installations minières traitant l'or en Afrique du Sud. Là, fut introduit dans les dernières années 50 et les premières années 60 un appareil appelé AEROFALL autoactif de large diamètre, avec un grand succès. Cependant le broyage autoactif n'est pas

toujours un succès pour les gros morceaux de roche, dans le cas de déficience de la roche moyenne ou des fréquents changements dans la qualité moyenne de celle-ci. Dans ce cas, pour assurer un fonctionnement harmonieux, de grosses billes d'acier sont introduites à raison de 2 à 10 % du volume total. Couramment, la plupart de ces broyeurs semi-autoactifs traitent moins de 5 % du volume de telles billes d'acier, tandis que dans les broyeurs "à boulets" il s'en use 45 % du volume chargé.

L'introduction de billes d'acier dans les broyeurs autoactifs est proposée pour réduire l'énergie totale requise dans un broyage primaire ou offrir la possibilité d'évacuer le minerai pour le recycler à une autre dimension par plusieurs opérations. Le produit d'un broyeur semi-autoactif peut être déposé à terre pour une reprise ultérieure dans un mixer ou un broyeur à cailloux, ou peut être un produit fini prêt pour la flottation ou une autre opération de concentration. Dans le plus grand nombre d'opérations de cuivre-porphyre aujourd'hui qui traitent de tels gros tonnages comme 20 000 à 150 000 tonnes/jour les installations semi-autoactives, en fait, remplacent les concasseurs secondaires et tertiaires, et le passage au broyeur à barres, comme il est indiqué dans le diagramme 2.

En termes pratiques, au Chili par exemple, l'introduction des installations de broyage semi-autoactives a signifié une réduction des coûts, ces installations venant remplacer les classiques 3 étages de concassage et les 2 étages de broyage. En comptant les économies d'énergie, les broyages moyens et autres coûts, d'un niveau de 1,51 dollar par tonne, on est arrivé à 0,99 dollar par tonne, c'est-à-dire d'un tiers comme indiqué dans le tableau 1 ci-joint.

Le concept de broyage par broyeur semi-autoactif tient ses promesses pour les circuits les plus simples, élimination des troubles provoqués par les problèmes de broyage des fines et un traitement possible à bas prix de minerai, autrement hors de prix. Pour mentionner quelques exemples, nous pouvons évoquer l'expérience passée avec les circuits SAG à la mine Pima et Bagdad en Arizona, la mine Henderson au Colorado, les mines Gibraltar et Lornex en Colombie britannique et Chuquicamata et celle prévue pour être équipée de Escondida au Chili. Le projet de Los Bronces, supporté par Disputada, qui est allié à Exxon, est aussi projeté pour l'emploi du broyage SAG.



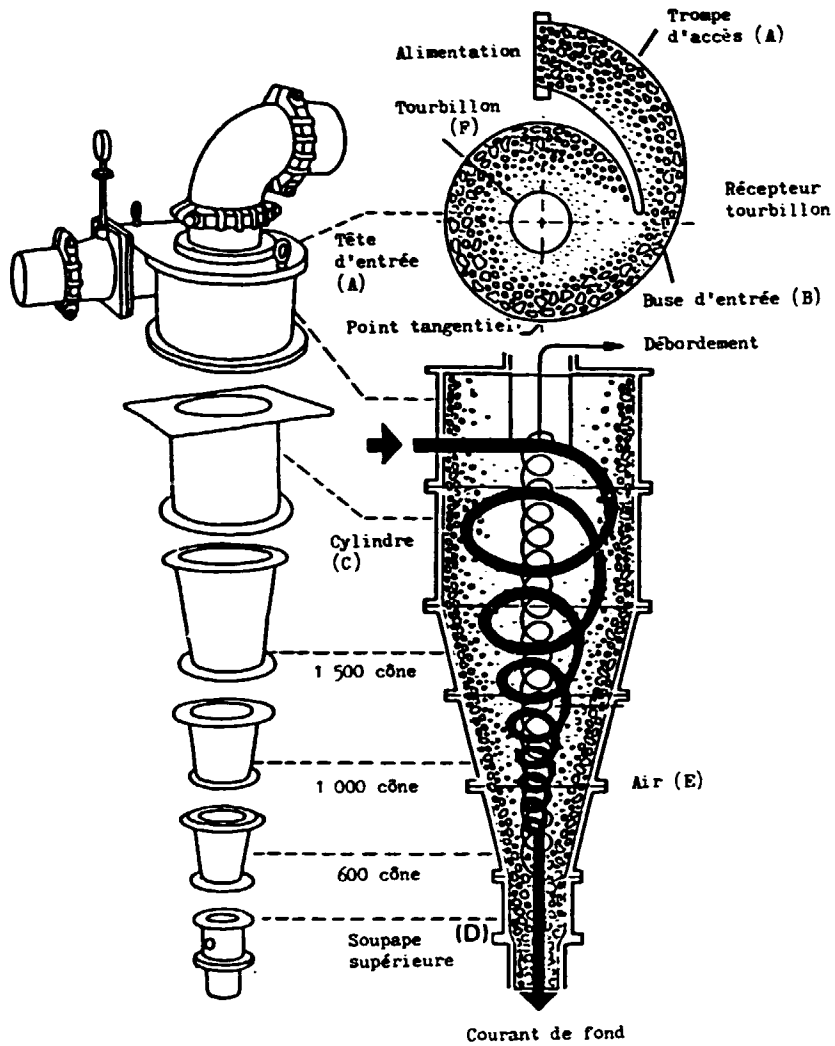


Figure 1 : VUE SCHEMATIQUE DE L'HYDROCYCLONE WEBCO

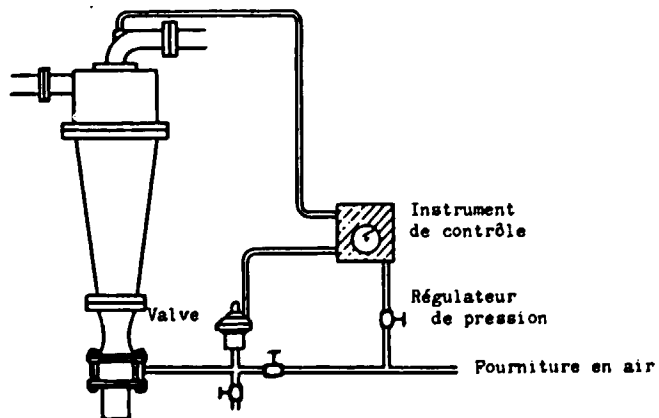


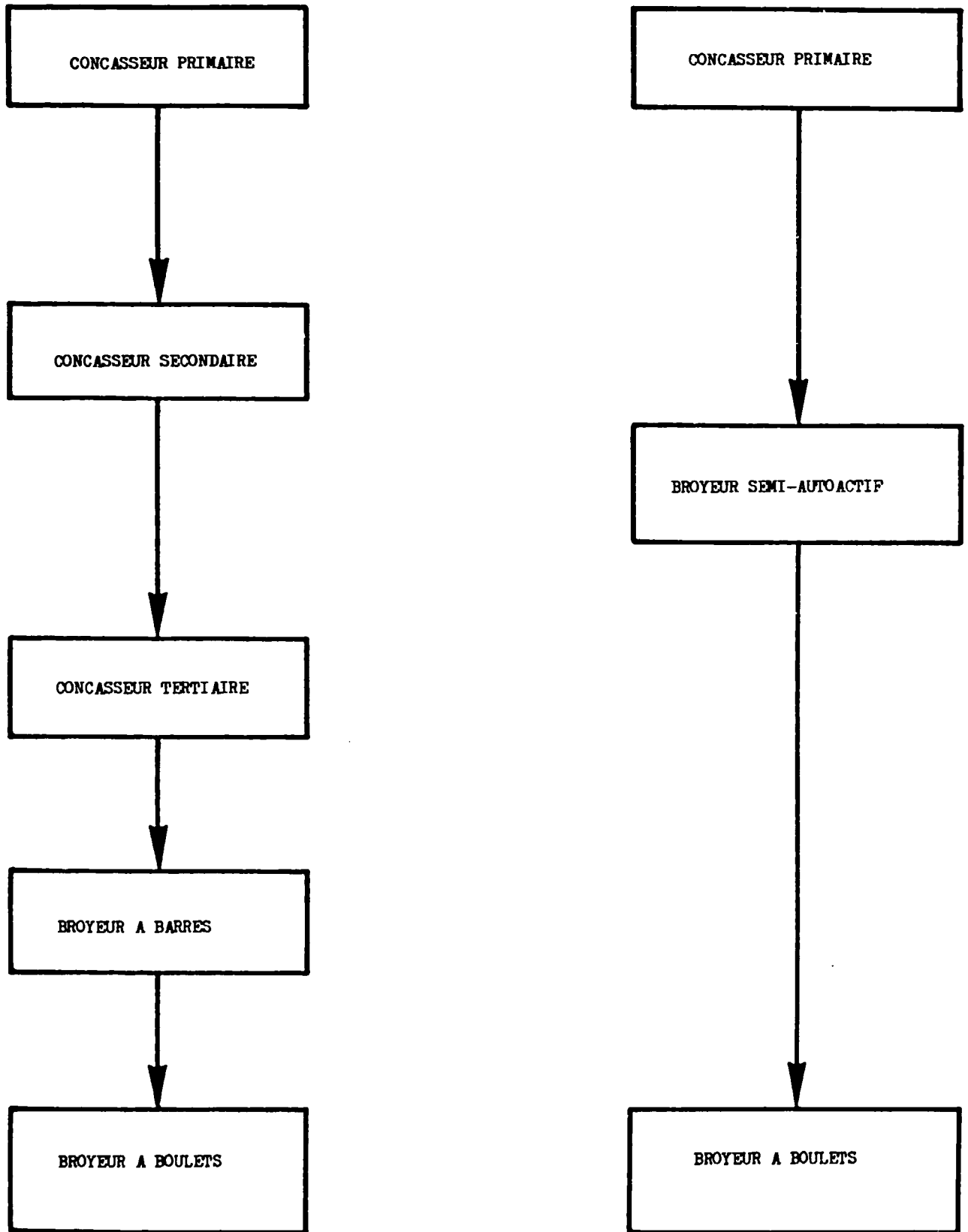
Diagramme 1 : CONTROLE AUTOMATIQUE DE L'ORIFICE SUPERIEUR POUR UNE DENSITE CONSTANTE DU FLUX

TABLEAU 1

COÛTS COMPARATIFS : DES BROYEURS AUTOACTIFS VS STANDARD  
(Coûts en dollars E.U. par tonne métrique)

	BROYEUR STANDARD A 2 ETAGES			BROYEURS SEMI-AUTOACTIFS		
	<u>Volume</u>	<u>Coût par unité</u>	<u>Coût total</u>	<u>Volume</u>	<u>Coût par unité</u>	<u>Coût total</u>
Energie dépensée	8,3 kWh	\$ 0,045	\$ 0,373	7,4	\$ 0,045	\$ 0,333
Usure des fourrures	0,091 kg	\$ 1,92/kg	\$ 0,175	0,083	\$ 1,92/kg	\$ 0,159
Boulets consommés	0,83 kg	\$ 0,71/kg	\$ 0,589	0,11 kg	\$ 0,71/kg	\$ 0,078
Travail et surveillance	0		\$ 0,077			\$ 0,065
Pertes et amortissements			\$ 0,210			\$ 0,320
Coûts d'entretien			\$ 0,081			\$ 0,035
			-----			-----
Coût total par t/minerai			\$ 1,505			\$ 0,990

Diagramme 2 : BROYEUR VS CONVENTIONNEL SEMI-AUTOACTIF



Etant donné l'importance des dépôts de cuivre-porphyrés en Amérique latine et autres pays en développement, il semble significatif de faire attention à ces améliorations techniques qui réduisent non seulement les coûts de production mais aussi les investissements. Le problème requiert un grand soin dans les essais et la considération des propriétés de la roche, pour adapter la technologie la plus appropriée. Celle-ci peut être exécutée localement dans les laboratoires convenables. Au Chili, par exemple, ils ont déjà une grande expérience en la matière. La figure 2 et le diagramme 3 nous donnent respectivement une coupe de l'Aérofall (broyeur) et comment opérer le système en circuit sec. L'alimentation est directement reliée au broyeur, qui broye autoactivement par une rotation rapide. Un ventilateur de tirage, situé sur le système, conduit le matériau de terre fine à travers un classificateur vertical et les collecteurs du cyclone, tandis que l'air en excès et les particules fines dispersées sont conduites vers un aspirateur. L'air tiré est préchauffé de manière à maintenir le matériau sec. Le parcours du circuit fermé de l'Aérofall est montré dans le diagramme 4.

Dans le diagramme 5, un relevé typique est donné pour les broyage semi-autoactifs, tels qu'ils sont habituellement testés dans les laboratoires de recherches sur les différents minerais, tandis que dans le diagramme 6, nous voyons les schémas d'installations de broyeurs semi-actifs employés le plus souvent dans les mines de cuivre aux Etats-Unis d'Amérique.

On peut apprécier dans les données suivantes, les progrès généraux en matière de technologie minière appliquée au Chili pour le cuivre ces dernières années, lesquels affectent à la fois les coûts de réduction et de flottation en termes de dollars E.U. par tonne de minerai.

	<u>1980</u>	<u>1981</u>	<u>1982</u>	<u>1983</u>	<u>1984</u>	<u>1985</u>
Chuquicamata	3,65	3,16	2,06	2,07	2,12	1,86
El Teniente	3,33	2,72	2,43	2,09	2,09	1,84
El Salvador	4,15	2,94	2,15	2,10	2,04	1,91
Andina	3,37	2,70	2,14	2,07	2,05	2,16
	—	—	—	—	—	—
Moyenne générale	3,40	3,20	2,20	2,08	2,09	1,89

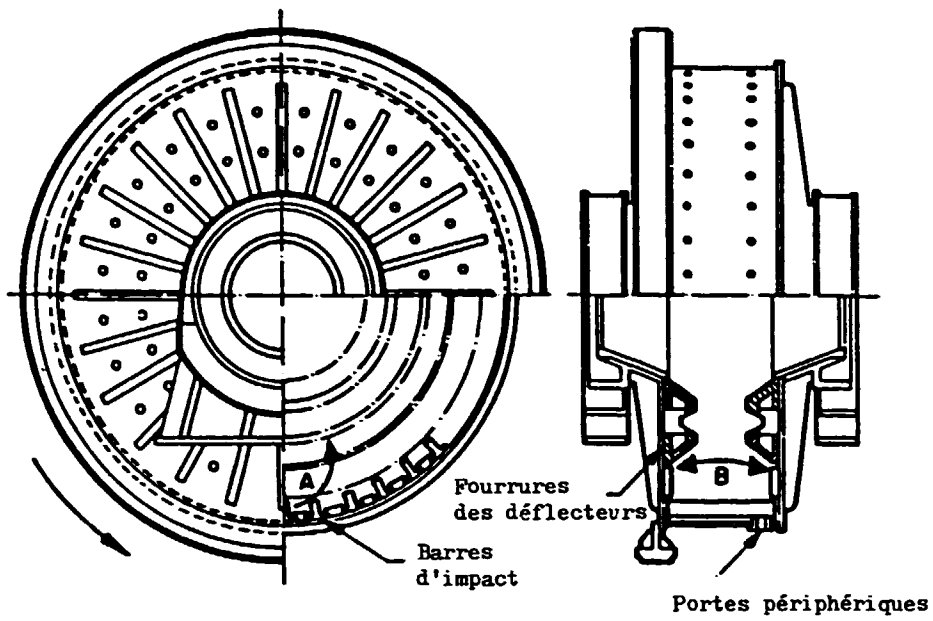
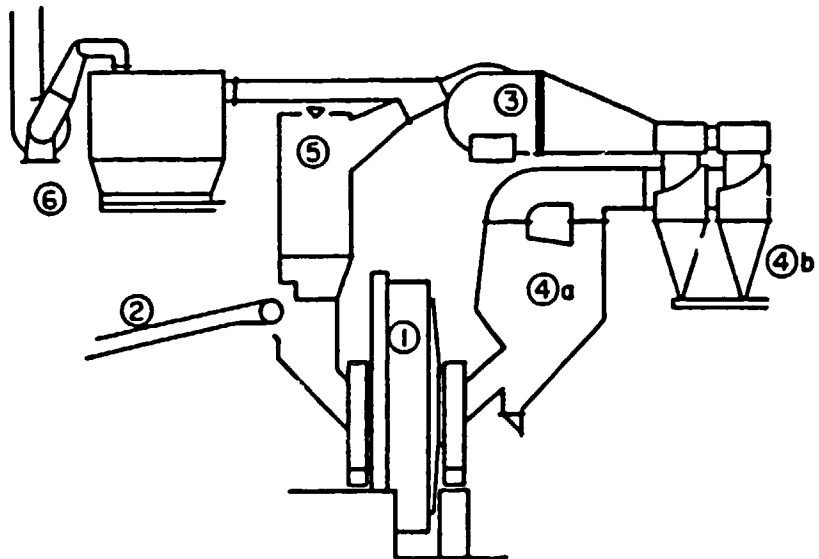


Figure 2 : COUPE D'UN AEROFALL



Légende :

- 1. Moulin Aérofall
- 2. Système d'alimentation
- 3. Ventilateur de tirage
- 4. Classificateur vertical
- 5. Collecteurs cyclone
- 6. Système élévateur

Diagramme 3 : MARCHE DU SYSTEME AEROFALL

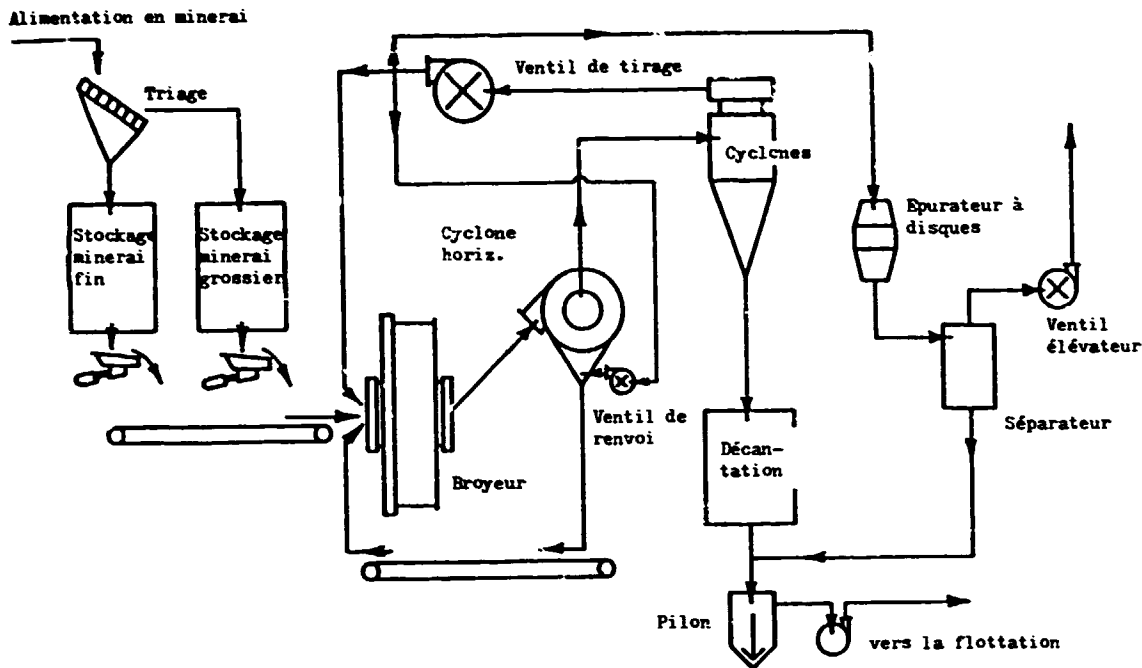


Diagramme 4 : MARCHÉ D'UN SYSTEME DE BROYAGE EN CIRCUIT FERME

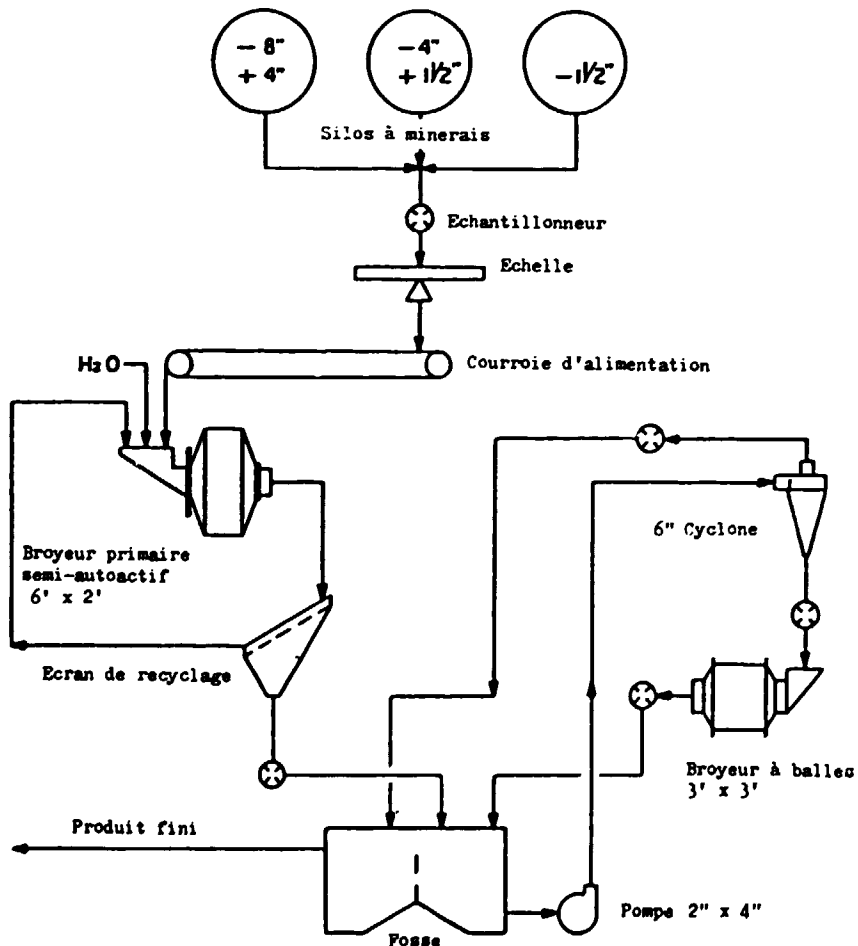


Diagramme 5 : MARCHÉ D'UN BROYAGE SEMI-AUTOACTIF

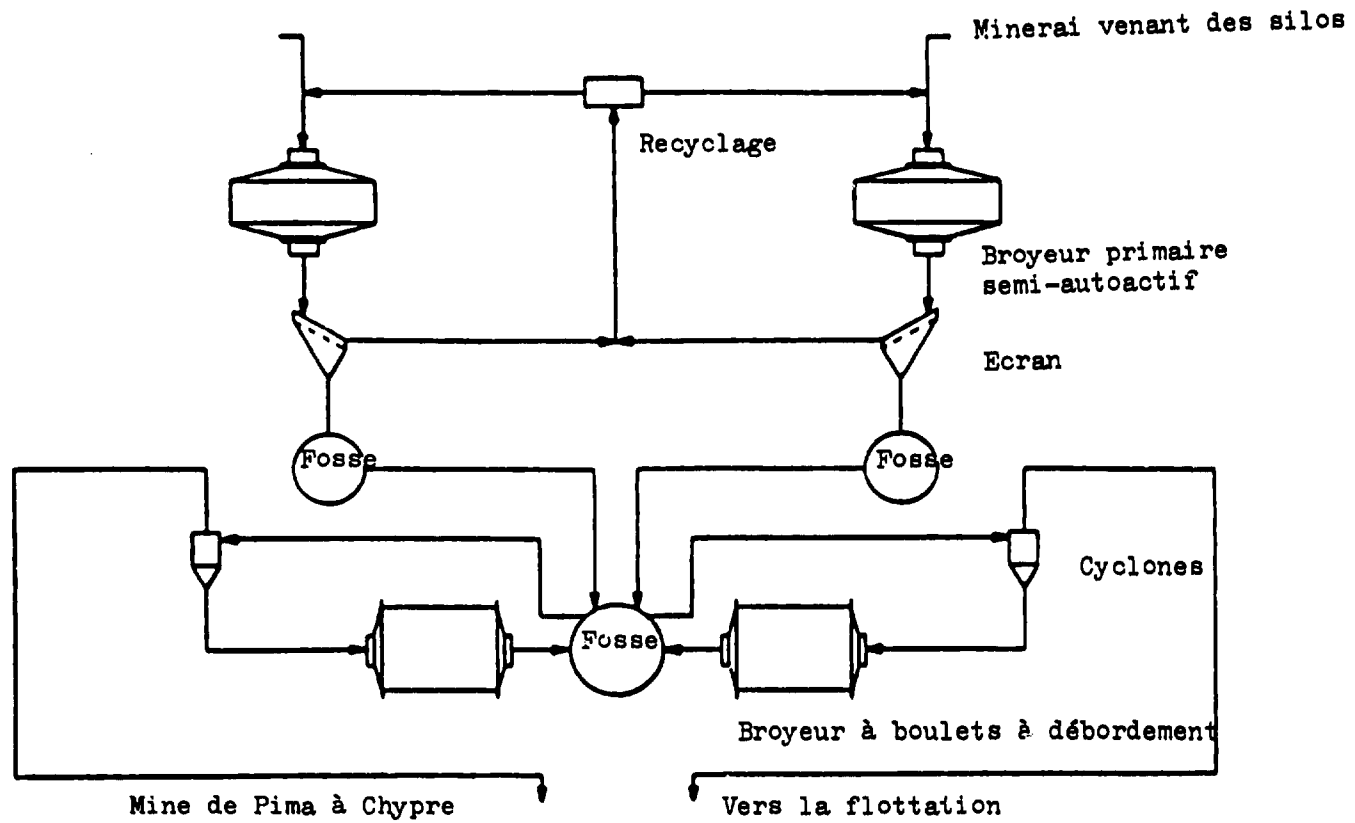


Diagramme 6 : MARCHE DU BROUAGE SEMI-AUTOACTIF DE LA MINE DE PIMA (CHYPRE)

### 2.3. Concentration

Dans le secteur de la concentration, des progrès généraux ont été développés dans l'étagement des dimensions des équipements, particulièrement ceux de 1 000 pieds cubes et plus (au-dessus de 1 250 pieds cubes et plus). Ces machines standard sont à comparer à celles de seulement 100 à 350 pieds cubes en service il y a peu d'années. L'impact technologique des cellules géantes est la réduction des coûts de fonctionnement et d'entretien mais, dans le principe, peu d'innovations ont été apportées.

Cependant durant ces dernières années au Canada, il a été développé un nouveau système technologique, pour remplacer le traditionnel procédé de flottation. L'idée offre un certain nombre d'avantages pour la séparation des différents minéraux, particulièrement dans l'industrie du cuivre et le secteur des biproduits avec récupération du molybdène. Aussi, ces appareils ont été employés dans la flottation des minerais de chromite et fluorite, et ont été testés pour la récupération du cuivre à partir de leurs minerais et concentrés. Dans ce contexte, le procédé offre une grande potentialité, mais il demande encore à s'affirmer. Cet appareil est apparemment le plus prometteur pour la concentration et la séparation des produits très fins.

Le principe sur lequel la colonne de flottation agit peut être apprécié dans la figure 3. La colonne a approximativement 12 mètres de longueur et 1 mètre de diamètre. La colonne de flottation permet l'admission à environ 3 mètres au-dessous du rebord de débordement et vient en contact avec un lit de bouillonnement ascendant. En conséquence, les minéraux chimiquement traités (par flottations réactives) flots et gangue ou les minéraux désagrégés sont évacués de la colonne. Les bulles chargées de minéraux sortent de la pulpe dans une colonne de mousse, qui est maintenue par un courant de vapeur d'eau bouillante de lavage qui nettoie la mousse avant qu'elle n'atteigne la lèvre de débordement.

La principale caractéristique de cette colonne est qu'elle n'a pas de pièce en mouvement, et les solides sont maintenus en suspension par la seule ascendance des bulles. Les pipes de pulvérisation sont installées à quelques pouces en dessous du bouillonnement de surface. Le but de cette eau est double : premièrement, elle maintient en équilibre le flux des minéraux à travers la colonne; deuxièmement, elle lave le bouillonnement ascendant et détache les fines accrochées aux bulles dans la section la plus basse de flottation. Il en



résulte que le concentré produit est d'une plus grande pureté que dans la flottation usuelle. Cependant, même avec des ruptures temporaires d'eau de lavage, il résulte une chute dans la valeur du concentré.

Ce sont aussi un nombre d'instruments contrôlant le bouclage du bon fonctionnement propre à la colonne. Des compteurs de flux magnétiques qui sont posés en entrée et en sortie permettent la surveillance, tandis que le tube de lavage est muni d'un orifice plat. Les données sont enregistrées en continu sur des chartes graphiques portées sur le panneau de l'instrument. Des soupapes automatiques sur les sorties et la ligne d'eau de lavage fonctionnent en boucle avec les compteurs de flux et le contrôle respectif de ceux-ci. Chaque changement dans l'ampleur du rythme des sorties de décharge et aussi dans le volume de l'eau de lavage admise dans la colonne est contrôlé.

Les caractéristiques principales de cette colonne sont sa simplicité et son efficacité, alliant un contrôle facile et complet de l'opération. Un tel procédé pétrochimique moderne présente avec cette colonne une rupture complète avec les systèmes conventionnels de flottation basés sur l'enfournement, qui est la caractéristique des cellules de flottations existantes.

Quand le système est employé comme nettoyeur, un passage à travers la colonne est l'équivalent de quatre passages et plus dans un système conventionnel. Dans la première expérience commerciale menée au Canada, 3 colonnes de ce type ont remplacé 13 étages de cellules de nettoyage et ont eu pour résultat une meilleure graduation et une meilleure récupération.

Quand est acceptée une flottation normale produisant à la fois la sortie finale et le concentré, une colonne est suffisante pour un minerai simple. Avec un minerai complexe demandant décrassage-ébouage et trois ou quatre fois le passage en cellule de nettoyage, deux colonnes en circuits fermés sont nécessaires en haute métallurgie.

Dans une opération menée au Pérou avec un cuivre associé en masse avec du sulfure-calcopryrite, une colonne en décrassage-ébouage fut essayée en compétition avec une installation de flux conventionnel ayant deux étages de décrassage et deux d'ébouage pour quatre étages cellulaires de nettoyage. La colonne produisit 4,8 % de cuivre en plus d'un meilleur grade et concentration, et améliora de 0,4 % la récupération globale du cuivre.

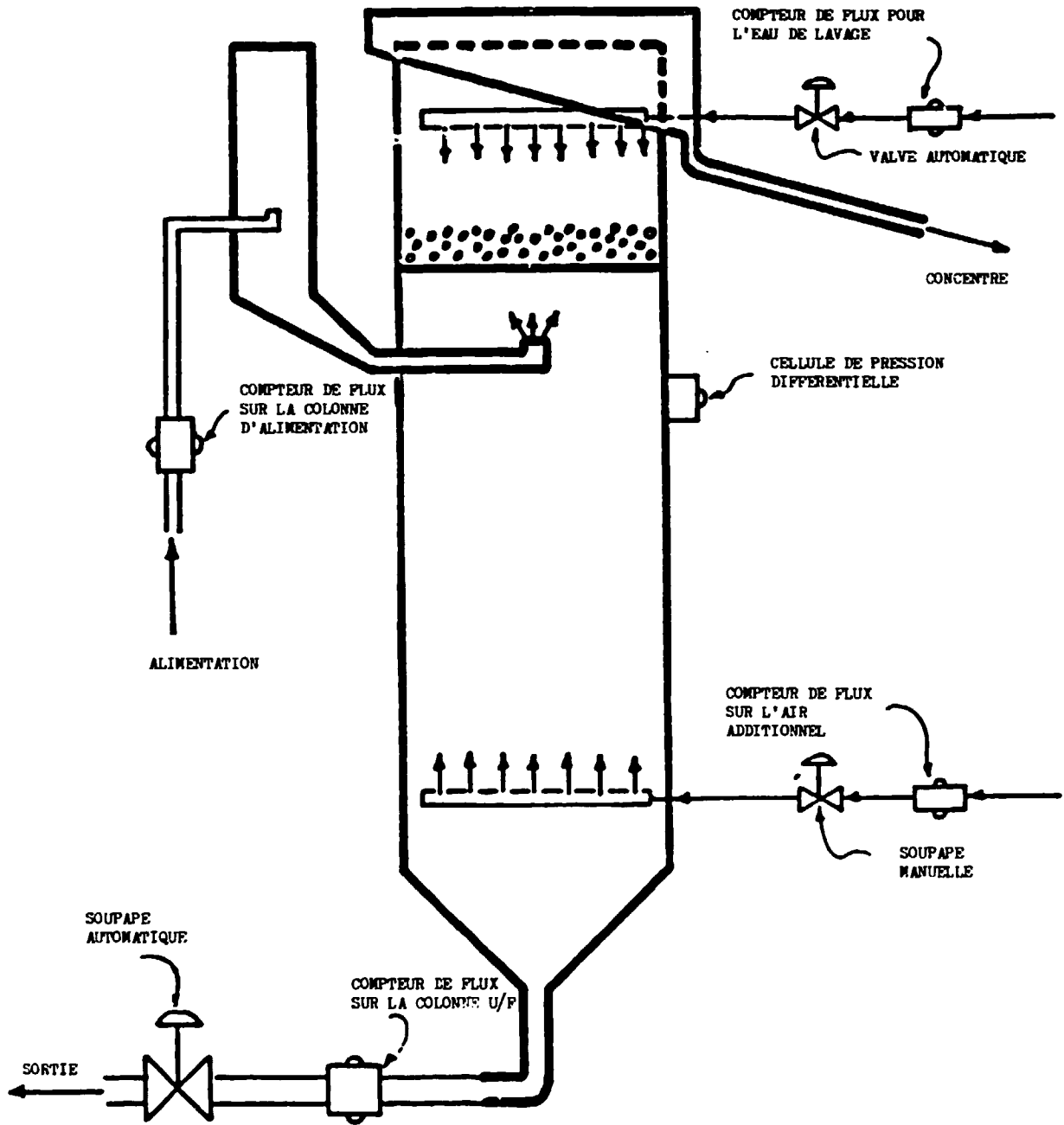


Figure 3 : COLONNE DE FLOTTATION ET INSTRUMENTS NECESSAIRES POUR LE CONTROLE BOUCLE

#### 2.4. Hydrométallurgie

Dans un récent article, Le Journal de la mine de Londres a commenté que, bien que le fait de la technologie du lavage des métaux n'avait pas l'acceptation d'un fondement universel pour une variété de raisons, il y avait des indications portant à croire que cette position allait changer rapidement. La raison pour cela est que l'industrie minière continue à souffrir du faible prix des métaux et, en conséquence, la nécessité de réduire les coûts est un pas vital pour survivre. Dans cet esprit, l'amélioration de la technologie du lavage est une sauvegarde, efficacité et coût, une méthode à retenir pour nombre de métaux, incluant l'or, le cuivre et l'uranium. Ces procédés chimiques peuvent être apportés dans plusieurs voies, en commençant par le lavage sur site quand le matériau fragmenté et fracturé n'est pas excavé, par la méthode de lavage au tas, quand la roche cassée est bennée sur des voies spécialement préparées et aspergée avec une lessive convenablement recyclée. Le lavage peut aussi être exécuté à la pression atmosphérique ou dans une enceinte fermée à haute température et haute pression. Il peut être purement chimique avec usage d'acide, soude caustique ou cyanide, ou biologique par l'emploi de filtres bactériens particuliers. La bactérie ne lave pas actuellement les matériaux mais les rend plus aptes à subir le lessivage chimique en augmentant la vitesse d'oxydation des sulfides minéraux.

Le lavage-lessivage est relativement bon marché et d'une technologie simple, facile à introduire et demande peu de place dans le cycle des équipements sophistiqués. C'est particulièrement important vu les circonstances dans lesquelles l'industrie opère aujourd'hui. De plus, un faible coût du procédé peut être une incitation au développement de petites mines. Aussi, le trait attractif de ces opérations est qu'elles peuvent être exécutées en peu de temps, en peu de mois au lieu de plusieurs années, temps normalement requis pour les grandes opérations. En outre ces opérations sont bon marché à cause de peu de consommation d'énergie. Elles ne nécessitent finalement pas de matériel au sol mais on opère plutôt avec un minerai concassé. Ce sont aussi des opérations qui ne demandent que peu de supervision et d'entretien.

Bien que ces opérations emploient des produits chimiques toxiques pour le processus d'extraction du minerai, ils sont relativement propres et se déroulent en circuit fermé, ce qui apporte un minimum de trouble dans l'environnement en termes de nuisances, décharges atmosphériques ou évidentes contaminations. Dans

cet esprit, elles sont souvent une alternative acceptable pour les méthodes de pyrométallurgie dans l'élimination du sulfure, de l'arsenic et autres produits contaminants issus des minerais.

Depuis que le monde du cuivre produit à des coûts dans l'échelle de 40 à 80 cents la livre, avec les prix actuels du cuivre à 65 cents la livre, de nombreuses installations de flottation sulfure ont été forcées de s'arrêter, particulièrement aux Etats-Unis d'Amérique et au Canada. Aussi, de nombreux autres producteurs ayant des coûts plus bas demeurent dans une zone critique de prix, entre 62 et 70 cents la livre les rendant très marginaux, en dessous des conditions présentes. Ces explications montrent pourquoi tant de producteurs de cuivre s'orientent rapidement maintenant vers les méthodes d'hydrométallurgie avec lesquelles ils peuvent produire du cuivre considérablement meilleur marché à 30 et 45 cents par livre.

Essentiellement, qu'arrive-t-il au vieux système classique du flux-cuivre sulfure, consistant en : concassage, broyage, flottation, essorage, fusion, et raffinage; il est remplacé par le : concassage, lessivage et l'électrolytique à travers lequel les étapes coûteuses du fin broyage, flottation et fusion ont été éliminées avec des réductions substantielles des coûts de production.

Les jus de lavage obtenus sur site, ou bien au tas, en cuve, ou à travers des agitateurs sont conduits pour la purification vers une unité d'extraction avec dissolvant (pour être décrite plus tard) et alors sont sujettes à réduction vers l'état métallique par procédé électrochimique (Cu vers la cathode).

Ces alternatives ont été testées sur une grande échelle à travers le monde et ont été maintenant introduites aux Etats-Unis d'Amérique, au Canada, au Chili, au Pérou, en Zambie et dans de nombreux autres pays. Aux Etats-Unis d'Amérique, Kennecott exploite une telle mine dans l'Utah où il produit 30 000 tonnes par an de cuivre. Phelps Dodge aussi exploite une telle installation à Tyron dans le Nouveau-Mexique avec une extraction de 20 000 tonnes/an et en construit une nouvelle à Morenci dans l'Arizona avec une production potentielle de 36 000 tonnes/an de Cu. Newmont est en ce moment en train de construire une installation pour un rendement de 22 500 tonnes/an qui coûtera 70 millions de dollars U.S. à San Manuel en Arizona, ce qui fait environ 40 cents la livre. Cette mine traitera l'oxyde de cuivre sur site. Cependant un autre projet sur le même site est prévu pour un lavage de minerai mélangé sulfure-oxyde évalué à 150 millions de tonnes de gisement. Le lavage sur le site est ici aussi favorisé par le lavage au tas.

Au Canada, ces techniques ont été appliquées à Gibraltar en Colombie britannique, où le lavage bactérien traite journalièrement environ 14 tonnes de cuivre aux cathodes. Au Chili, un tel appareillage a été installé à la mine de El Teniente pour le traitement minier à l'eau. Il produit environ 4 000 tonnes par an aux cathodes. Une installation considérablement plus grande est projetée à Chuquicamata. Elle produira éventuellement environ 250 000 tonnes par an de cuivre aux cathodes par le traitement conjugué des minerais d'oxyde et de sulfure de cuivre.

Ce type d'installation est décrit en détail dans le chapitre sur le cuivre, il est particulièrement convenable pour les pays en développement depuis qu'il ne nécessite qu'un minimum de capital, la construction est bon marché et rapide et peut être rapidement amortie. De telles installations ont des coûts de fonctionnement peu élevés et ne demandent qu'un minimum de supervision. Elles sont particulièrement indiquées pour le traitement des minerais d'oxyde de cuivre, bien qu'elles puissent aussi employer le traitement pour les sulfures. Au Zaïre, un tel projet a été construit à Shitura et produit 125 000 tonnes de cuivre par an aux cathodes. A Luilu au Zaïre aussi, Gecamines exploite une installation similaire donnant 90 000 tonnes par an de cuivre et à Chambishi, Zambie, un autre gisement produit 18 000 tonnes de cuivre par an.

## 2.5. Pyrométallurgie

Plus que partout ailleurs, les technologies de coûts de rupture ont été déployées dans la pyrométallurgie où les coûts sont élevés à cause de la grande consommation d'énergie. En gros, une tonne de cuivre absorbe une consommation d'énergie équivalente à 2 400 kWA, dans lesquels 21,8 % sont imputables sur la mine (11,4 % pour les explosifs et 10,4 % pour les transports), 17 % pour le traitement en sus (15 % pour la flottation et 2,8 % seulement pour les autres questions) tandis que la fusion/triage et le raffinage demandent pleinement 60,4 % desquels 41,4 % représentent le triage.

Ceci explique pourquoi la séquence conventionnelle : réduction-concentration, fusion/triage qui consomme presque 60 % de l'énergie est souvent remplacée par des moyens hydrométallurgiques.

L'autre alternative est d'augmenter l'efficacité des opérations de pyrométallurgie. Une voie pour y parvenir est de diminuer la température de conversion des minerais dans le métal, comme il est appliqué dans le procédé de séparation expliqué au chapitre du cuivre. L'autre méthode est d'intensifier le processus par l'injection d'oxygène à travers la réaction pendant la montée en chauffe, la capacité des hauts fourneaux augmente et les produits sont à moindre coût. Ici, naturellement, le coût de l'oxygène est à comparer avec les économies d'énergie dans le coût de la pyrométallurgie. D'autres méthodes d'économie d'énergie sont aussi pratiquées, telle que celle du préchauffage de l'air avec les gaz existants et par quelques autres moyens.

Un autre avantage des techniques de dopage par l'oxygène est qu'elles produisent du  $SO_2$  gazeux avec une concentration trois à quatre fois supérieure à celle des opérations de conversion conventionnelles. Ceci permet, en premier, de résoudre quelques importants problèmes écologiques et, en second, d'obtenir un produit sulfuré de grande qualité comme le  $SO_2$  liquide ou l'acide sulfurique.

Historiquement, le schéma traditionnel consistait à traiter les minerais sulfurés des métaux de base par un premier grillage des oxydes, et de procéder alors à leur réduction par le carbone pour obtenir le métal. Ces systèmes furent alors remplacés par le processus conventionnel du concentré dopé et le passage au convertisseur, quand une meilleure qualité des matériaux provenant de la concentration-flottation des minerais devint possible. Maintenant, l'évolution se fait vers de nouvelles alternatives où l'économie d'énergie, la fusion auto-active en employant les concentrés de soufre comme combustible, sont des techniques de plus en plus employées. Dans les prochains chapitres, nous analyserons ces alternatives pour les différents métaux de base.

### 3. TECHNOLOGIES DU CUIVRE

Le cuivre est certainement le métal de base le plus important aujourd'hui dans la production des pays en développement, et il tient une place prépondérante dans leur futur développement. Le cuivre tient une grande place dans les ressources de plus d'un pays latino-américain : Chili, Pérou, Argentine, Mexique, Brésil, Panama, Colombie, Equateur, et un nombre moins important d'autres pays. Il a été calculé que l'Amérique latine tient de 35 à 40 % des ressources mondiales de cuivre.

Dans ces dernières années, le marché du cuivre a été soumis à une forte pression provenant de la surabondance et des bas prix, qui l'a rendu extrêmement compétitif. Les améliorations technologiques dans la production, et la meilleure récupération du produit ainsi qu'une meilleure adaptation du travail a joué un rôle clef dans la diminution des coûts du cuivre. Vu la perspective des prix du cuivre des prochaines décennies, le tableau est plutôt pessimiste pour penser que les améliorations techniques puissent améliorer désormais les prix. Ceci amène à penser que la recherche et le développement dans ce secteur d'activité est vital pour survivre dans les grands complexes miniers en Amérique du Sud, en Amérique du Nord, ou en Afrique du Sud.

Par chance, l'ensemble des dépôts de cuivre dans les pays en développement suivent basiquement un de ces deux grands groupes suivants : a) cuivres porphyres, caractéristiques du continent américain; b) les dépôts de cuivre sédimentaires qui sont caractéristiques du continent africain. Dans les deux cas, les découvertes obtenues à travers la recherche et l'expérimentation sur un secteur peut grandement bénéficier à l'autre. Cette classification permet de penser que tout effort de recherche dans les grands groupes sera au bénéfice de nombreux clients.

Par exemple, les porphyres cuivres comptent aujourd'hui pour environ 45 % du total des réserves mondiales. Ils s'étendent à travers la côte Ouest de l'Amérique depuis l'Antarctique à l'Alaska et, en vérité, ils forment un anneau autour de l'océan Pacifique qui comprend la côte Ouest des Amériques, une partie de la Sibérie, la Chine et les Philippines, l'Indonésie, la Nouvelle-Guinée et autres îles, formant ce qui est appelé l'anneau de feu. Ils pénètrent aussi à travers l'Asie centrale (Kazakstan-Uzbekstan-Iran), à travers l'Asie Mineure dans les Balkans où ils apparaissent sous forme de cuivre porphyrique de basse qualité; en Yougoslavie, Bulgarie et Roumanie. Tout témoigne qu'il existe plus de 100 gisements de minerais dont les caractéristiques générales répondent aux caractéristiques suivantes :

- 1) Basse qualité à minéralisation disséminée;
- 2) Possibilité offerte dans un grand volume de roches, généralement entre 100 et 1 000 millions de tonnes, à travers des dépôts énormes, au-dessus de 4 à 5 milliards de tonnes;
- 3) De substantielles possibilités de sous-produits, principalement en molybdène, or ou argent;
- 4) Des positionnements stratifiés en trois zones essentielles : a) des couronnements oxydés, b) des enrichissements secondaires, c) des zones de sulfure primaire.

Ces caractéristiques connues de ces dépôts ont aidé à classer les stratégies minières et métallurgiques par leurs types d'exploitation. Par exemple, la récupération du cuivre à partir de couronnements oxydés procèdent d'un type d'extraction connu par solvant et méthodes électrolytiques, qui sont devenues communes ces dernières années pour les cuivres bon marché et qui permettent à quelques mines de survivre. Une technologie est aussi efficace pour la récupération de sous-produits à base de molybdène, en incluant l'usage généralisé de l'hydrosulfure de sodium comme dépresseur principal du cuivre dans une atmosphère d'azote, qui aide à faire chuter sensiblement les coûts de production. La même chose est vraie, pour la toute nouvelle technologie de la "colonne de flottation" qui se développe rapidement à partir du Canada où elle fut introduite à l'origine.

Dans ce chapitre, nous couvrirons toutes les innovations importantes développées dans les dernières années. Evidemment, aucun espace n'est laissé pour donner référence aux technologies traditionnelles actuellement en usage. Mais, on peut dire que les techniques couvertes dans ce chapitre sont les procédés : SW/EW, le lavage-lessivage bactérien, la colonne de flottation et le sulfure/hydrate/azote; procédés qui peuvent avoir de vastes répercussions sur de nombreuses mines de cuivre. Ceci, en dehors de plusieurs procédés pyrométallurgiques tels que ceux de l'INCO et la OUTOKUMPU employant la fusion instantanée et les procédés à dopage d'oxygène des mines de Noranda et El Teniente et quelques autres.



### 3.1. Colonne de flottation

La production mondiale de molybdène atteint environ 200-210 millions de livres par an, en gros, 40 % proviennent des mines de molybdène primaire, tandis que 60 % sont récupérés comme sous-produit du cuivre. Les 120 millions de livres de molybdène par an valent, en gros, 350 millions de dollars E.U., au prix actuel du molybdène, mais dans le passé sa valeur était deux à huit fois supérieure et représentait un formidable sous-produit au crédit des coûts de production du cuivre. Le point essentiel de la récupération du molybdène, sous-produit du concentré de cuivre, est de permettre un faible coût de production de telle sorte qu'il est en mesure de se substituer aux faibles prix du cuivre. Ces coûts dépendent grandement du coût des réactifs, qui représentent actuellement 65 % du total de l'opération, et qui permettent l'équilibre des coûts du procédé.

Le coût du réactif de flottation est le lot principal, lequel comporte le coût du dépresseur de cuivre rationalisé par l'introduction du dépresseur : sodium-sulf-hydrate et son usage en atmosphère neutre (azote). Le sodium-sulf-hydrate a une action dépressive instantanée sur les sulfures de cuivre, qui forment une masse concentrée d'où le sous-produit molybdène est extrait. Cependant l'oxygène de l'air présent dans les bulles du bouillonnement de la flottation attaque aussi le sodium-sulfur-hydrate et le décompose. Par substitution de l'air par l'azote, la consommation du dépresseur peut être en gros divisée par deux et la récupération du molybdène est améliorée. Une rapide esquisse de cette technologie a été exercée au Chili et au Pérou, comme exposé en figure 4.

L'autre importante composante de cette technologie est employée dans l'équipement de la colonne de flottation, pour laquelle l'action a été expliquée. Par l'introduction de ces colonnes au lieu des cellules standard de flottation, les opérations ont été grandement simplifiées et d'excellents résultats ont été obtenus. En premier lieu, l'opération avec ces colonnes est plus souple qu'avec les cellules ordinaires. En second lieu, elles occupent une place plus restreinte au sol, ce qui est une plus grande commodité pour développer les opérations. Elles produisent alors un excellent bouillonnement et des concentrés de molybdène de grande qualité rapidement, où les temps et longueurs prévues (plus de 12) ont été respectés. Finalement, les récupérations de molybdène sont plus grandes et la consommation en réactifs significativement plus basse.

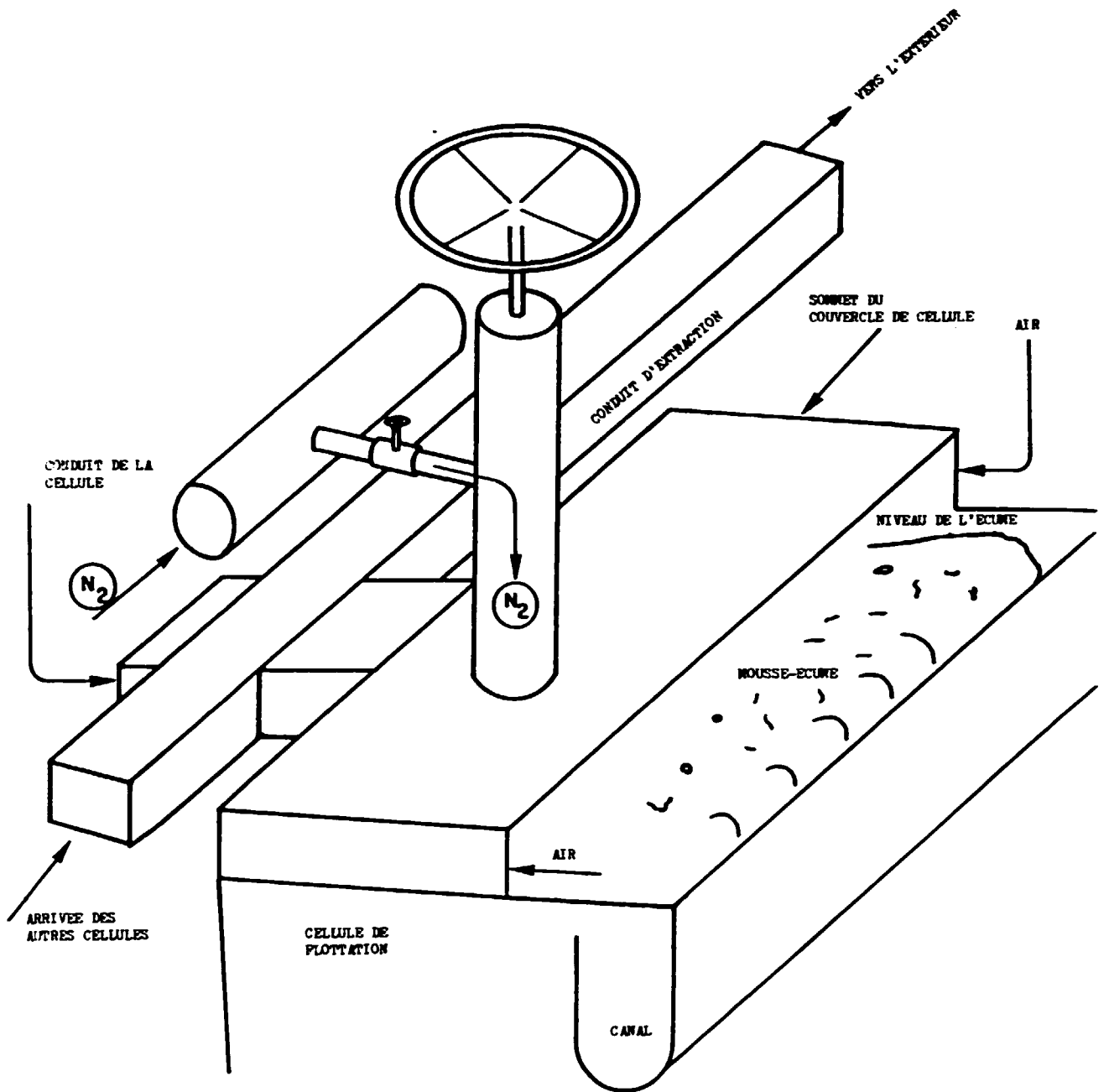


Figure 4 : MARCHE D'UNE CELLULE DE PLOTTATION A L'AZOTE

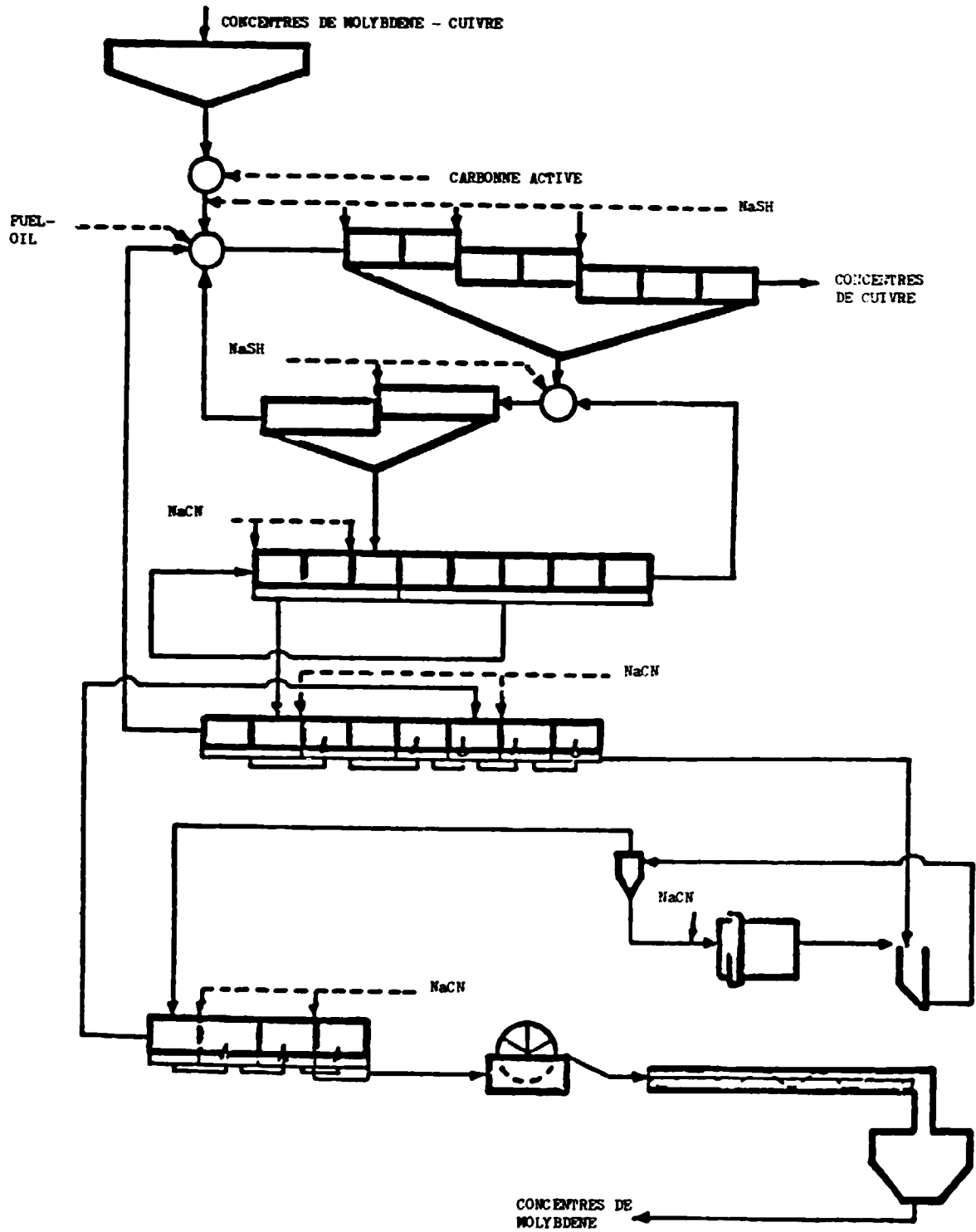


Diagramme 7 : CIRCUIT DE MOLYBDENE CONVENTIONNEL

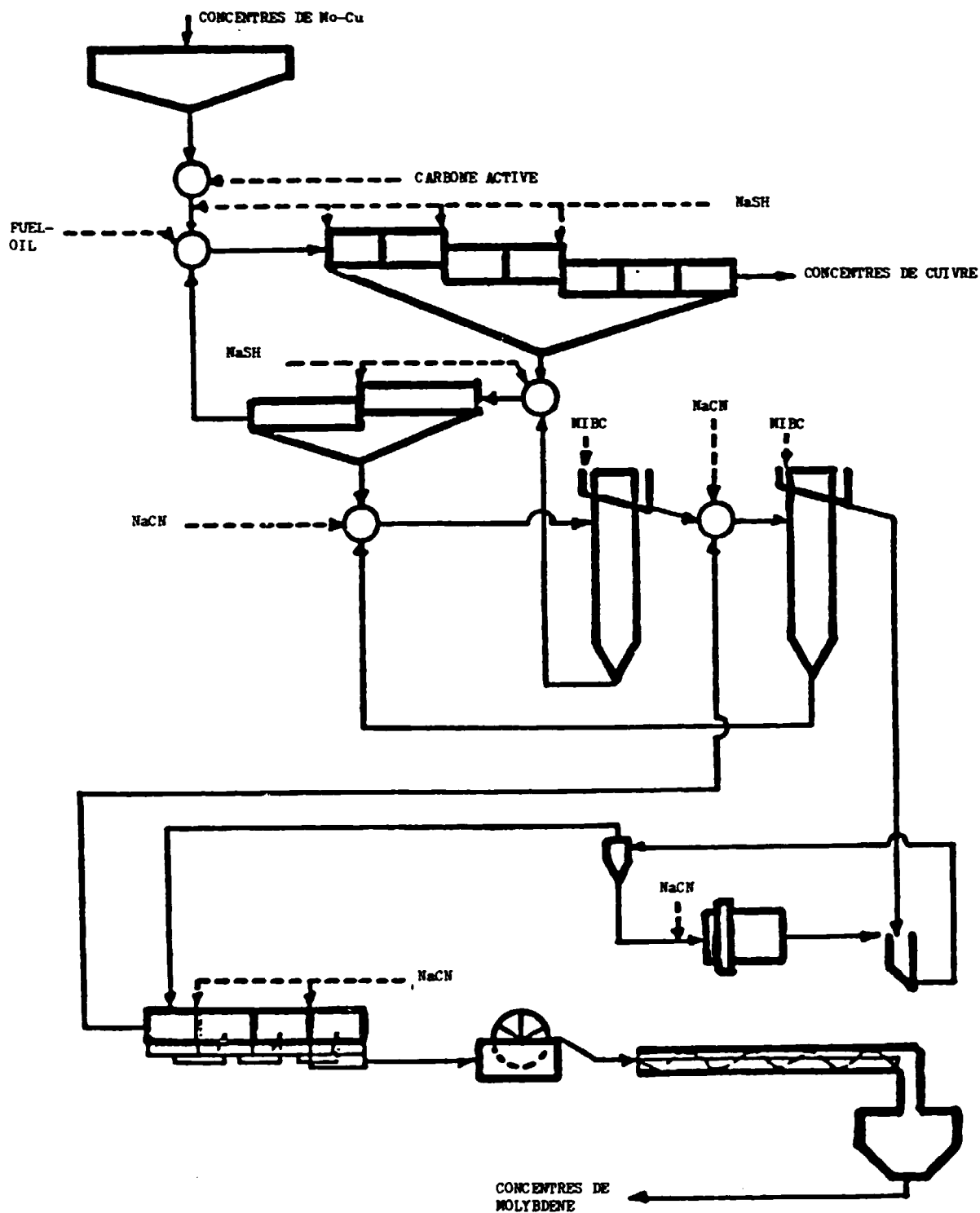


Diagramme 8 : CIRCUIT DE MOLYBDENE A 2 COLONNES

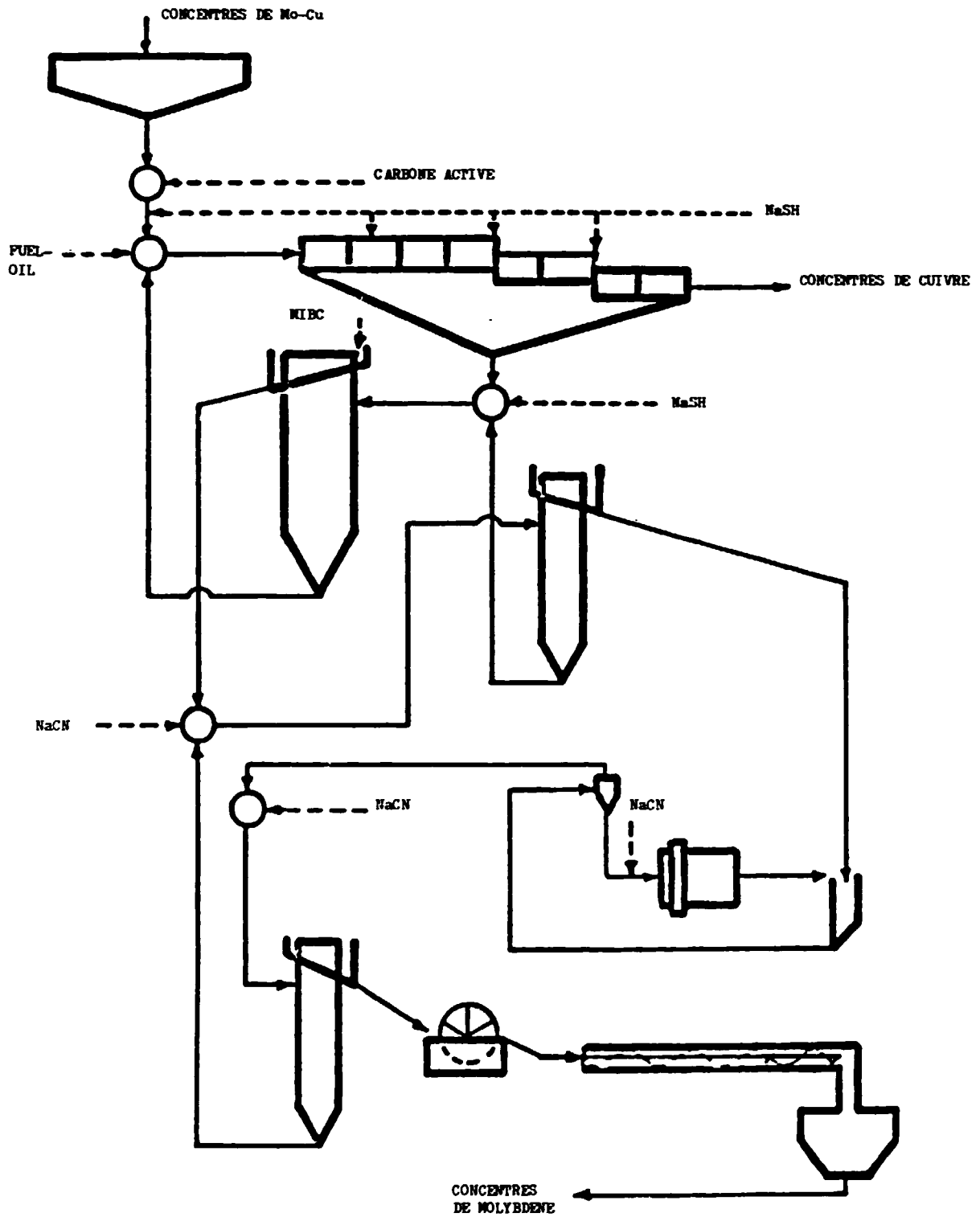


Diagramme 9 : CIRCUIT DE MOLYBDENE A 3 COLONNES

Ces colonnes furent introduites en premier au Canada, où elles furent installées dans les mines de Gaspé, Lornex et Highmont. Bien qu'avec des possibilités distinctes d'expérimentations, elles furent installées au Chili dans les mines de Chuquicamata, El Teniente, El Salvador et Andina. Ce qui signifie que cette technologie dans les faits peut être employée dans tous les pays en développement quand il s'agit de résoudre la récupération de sous-produit en molybdène, ainsi il en résulte un considérable bénéfice économique. Dans les diagrammes 7, 8 et 9 ci-joints, nous voyons que le circuit conventionnel de l'installation de Gaspé (Québec) a été remplacé par des circuits alternés de 2 et 3 colonnes de flottation.

Dans tous les cas, le retraitement du concentré cuivre-molybdène démarre avec l'épaisseur du concentré qui élimine l'excès des réactifs de la flottation à partir du chargement de celle-ci et du traitement du concentré activé par le carbone pour absorber des agents réactifs. Le sodium-sulf-hydraté est additionné à la pulpe pour abaisser la valeur du cuivre et du fuel-oil pour activer la molybdénite dans la flottation. Après la décharge du concentré de cuivre, qui est alors en queue de flottation dans le circuit primaire, augmentant la qualité du concentré de molybdène, un traitement à contre-courant est nécessaire. Comme il est indiqué dans le diagramme 9 dans le schéma original de flux, celui-ci a demandé 11 phases consécutives à contre-courant. Mais avec la colonne de flottation, comme dans le diagramme 10, 2 colonnes remplacent 6 phases de contre-courant et, comme dans le diagramme 11, 3 colonnes remplacent les 11 phases. Dans tous les cas le MIBC fut employé comme une écumeiro.

Le plus important, cependant, est que la colonne de flottation a radicalement amélioré l'opération et la récupération de molybdénite. Avec le circuit conventionnel, les temps de rétention pour la flottation étaient très longs et les poids en circulation importants. Les circuits étaient facilement bouleversés et demandaient de longues périodes de temps pour se stabiliser. Chaque retraitement en conséquence accroissait les pertes et surtout la récupération de molybdène était rarement supérieure à 55 %.

Avec les circuits à 2 colonnes, dont les dimensions étaient de 0,9 x 12 m pour la première et 0,45 X 12 m pour la seconde, les récupérations pour la même qualité de concentré étaient améliorées de 72 %, tandis que pour les circuits à 3 colonnes, les récupérations dépassaient 80 % et les qualités de molybdène en concentration finale s'améliorèrent de 83 à 87,3 % MoS<sub>2</sub>. En termes pratiques,

cela signifie que la colonne de flottation donne des récupérations 32 % meilleures et des qualités de molybdénite 4 % supérieures. Dans une installation comme Chuquicamata, où l'extraction annuelle est d'environ 9 000 tonnes, cette amélioration peut signifier plus de 2 900 tonnes par an de Mo, lesquelles, traduites en valeur, représentent plus de 17 millions de dollars E.U. par an.

Cependant les avantages de cette technologie sont encore très faiblement perçus, excepté au Canada et au Chili. Elles demandent des recherches supplémentaires et des essais. Aussi, plus considérablement, elles demandent des recherches supplémentaires dans de nouveaux circuits. Par exemple, une grande possibilité est aussi indiquée par la flottation exclusive du minerai de cuivre. Des essais ont commencé au Pérou, mais furent interrompus à cause de la faillite des sponsors. Un effort international dans ce but sera certainement bienvenu, et il pourra vraisemblablement s'étendre à d'autres métaux de base et à leurs combinaisons.

Néanmoins, le progrès de la flottation est limité dans le secteur du cuivre, pour l'introduction de cellules de flottations de plus en plus grandes, qui vont au-dessus de 1 000 et 1 250 pieds cubes, au lieu des 300 à 400 pieds cubes maximums, il y a seulement quelques années. De tels équipements permettent de plus grands traitements à un coût d'opération et d'entretien inférieur et avec un résultat probant à l'échelle des économies. Dans la récente expansion des mines de Chuquicamata, portée de 52 000 à 104 000 tonnes par jour, une nouvelle technologie est présente dans la mise en oeuvre des broyeurs SAG et des cellules géantes de flottation, toutes équipées avec des hydrocyclones comme classificateurs avec pour résultats une importante économie d'espace et une diminution des coûts de production.

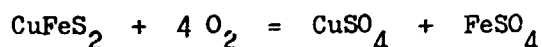
Eventuellement, l'Amérique latine deviendra un des plus importants fournisseurs de cuivre dans le monde et particulièrement des marchés : européens, asiatiques et même nord-américains. Cette expansion pourra être vulgarisée pour le compte d'un élargissement des ressources minérales et une très efficace standardisation technologique. Aussi, un effort de coopération pour développer et suivre une telle technologie donnera des résultats appréciables pour ce continent.

### 3.2. Lavage bactérien des cuivres sulfurés

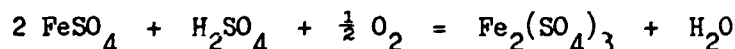
La nécessité de traiter les minerais de cuivre pauvres, qui ne peuvent s'amortir par leur contenu à cause du coût élevé du traitement standard par "flottation" a conduit dans les dernières années à augmenter l'usage de la méthode d'extraction dite par "lavage bactérien". La simplicité du procédé, qui est bon marché en investissement et en coûts de production, rend celui-ci très attractif, particulièrement à cause des solutions convenables qu'il apporte plus loin, au procédé SX/EW, exposé dans le prochain chapitre.

Le lavage bactérien est principalement appliqué aux minerais sulfurés qui sont moins solubles que les oxydes dans les conditions normales avec les solvants classiques. On a découvert que plusieurs types de bactéries autotrophiques, c'est-à-dire, ces bactéries qui vivent en l'absence de matière organique, peuvent accélérer les réactions de lavage dans les mines pauvres, en fin de broyage et en toute sorte d'autres échanges. Naturellement, les conditions d'oxydation nécessaires pour le lavage du minerai sulfuré sont principalement apportées par l'air atmosphérique, mais les bactéries telles que les Thiobacillus ferro-oxydants, peuvent accélérer la réaction d'oxydation par la chaîne de réaction qui suit :

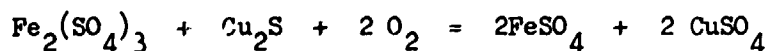
Lorsqu'ils sont attaqués par l'oxygène et l'acide sulfurique, les minerais ferreux sulfurés tels que la chalcoppyrite, donnent des ions ferreux en solution aqueuse, selon la réaction ci-dessous :



Les Thiobacillus ferro-oxydants attaquent chimiquement les ions ferreux en solution pour former des ions ferriques, selon la réaction qui suit :



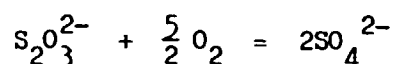
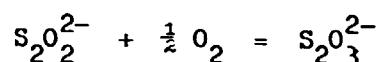
Alors, les ions ferriques opèrent comme agent de lavage-lessivage sur les minerais sulfurés :





Les deux premières réactions deviennent alors cycliques. Les réactions peuvent opérer sans la présence de bactéries, mais les enzymes des Thiobacillus ferro-oxydants catalysent la seconde réaction et accélèrent l'ensemble du processus de lavage.

D'autres bactéries comme les Thiobacillus thio-oxydants se trouvent en vie dans les environnements sulfurés et sont supposées attaquer directement les minéraux sulfurés. Elles contribuent largement à l'oxydation sulfurée comme par exemple :



De plus, les eaux sulfurés des mines contiennent des bactéries autotrophiques actives, et on use ces eaux en les mêlant avec de l'acide sulfurique dilué, ce qui automatiquement produit d'excellentes conditions de lessivage. Les conditions les meilleures pour la floraison bactérienne et l'opération sont : un Ph entre 1,5 et 3,5, les températures entre 25 et 40°C, une bonne exposition de la solution aux rayons du soleil, et une fourniture convenable en oxygène obtenue par l'aération des solutions et un drainage périodique des empilements de minerai.

Le lavage bactérien est employé aujourd'hui pour extraire seulement deux métaux : le cuivre et l'uranium. On l'introduit peu à peu dans les mines à pauvre teneur en minerai, dans les minerais en tas, bennés ou les vrac de rebuts en dépôts. Ce procédé intéressant ne demande pratiquement pas de main-d'oeuvre et un très petit investissement, mais il est aussi plus lent qu'un autre procédé de lavage commercial. Il est particulièrement valable pour les pays à climat chaud.

Dans le lavage "benné", le procédé consiste à pomper une solution acide de pH 2 contenant de l'acier ferreux en concentration de 1 gr/1 et de l'oxyde de fer, aussi à 1 gr/1, sur le sommet du tas benné contenant des minerais de sulfure de Cu et en collectant la liqueur de lavage au bas du tas. Une telle liqueur contient normalement 1 gr pour 1 de Cu, sous forme de sulfate de Cu. Ces solutions peuvent alors être traitées par concentration ou par le procédé SX/EW. En ce moment, au Chili la mine de Chuquicamata projette une vaste opération de ce type pour les années 1980.

Le lavage bactérien peut être appliqué non seulement pour les minerais mais aussi bien pour les concentrés. Par lavage des concentrés, le coûteux processus de "fusion" peut être évité à partir du procédé SX/EW qui produit le Cu aux cathodes, sans fumées ni contaminations ambiantes. Au Canada, par exemple, il existe des compagnies spécialisées dans le lavage biologique qui appliquent cette technologie à différents métaux et produits. Dans quelques cas, il a été établi, par exemple, que le lavage biochimique est meilleur marché que le "grillage".

Le lavage bactérien a été trouvé acceptable par l'URSS et la Chine. En URSS, le Cu est ainsi traité dans une mine du Tadjikistan, tandis qu'en Chine, une filiale de la "Metallgesellschaft" essaie d'extraire l'or à partir du Cu à Tong Lu Shan, dans la région du Yunan.

Cette technologie est bon marché, mais demande beaucoup de temps. Celle-ci peut être utilisée dans les mines abandonnées où le minerai est de faible teneur, quand une circulation pondérale, d'origine, a été construite pour permettre un décortiquage périodique des liqueurs de cuivre et un recyclage de celles-ci vers l'arrière.

A Chuquicamata, le projet est maintenant en marche pour installer un tel circuit en vue de laver les rejets d'anciennes mines qui contiennent de 0,3 à 0,4 % de Cu sous forme de sulfates. Au futur atelier SX/EW, on récupérera probablement comme 500 tonnes par jour de Cu. Dans d'autres pays d'Amérique latine où les teneurs en minerai de Cu sont trop basses pour une production commerciale par des moyens traditionnels, on pourra appliquer avec succès in situ une telle technologie, après une fragmentation convenable du lit de roche.

### 3.3. SX/EX procédé (SX = extraction par solvant; EW = procédé électrolytique)

Ce procédé est considéré aujourd'hui le procédé le plus direct et le plus efficace par récupération du Cu à la cathode et son usage s'accroît dans toutes les opérations où un lavage effectif des minerais de Cu peut être effectué. Sa popularité est due au coût relativement bon marché de son investissement, à la rapidité de construction de l'atelier de travail, et chose plus importante aux faibles coûts des opérations, ne demandant que peu de surveillance et peu d'énergie de consommation. Par l'emploi du lavage, du solvant d'extraction et des opérations séquentielles d'électrolyse, une réduction intensive du minerai qui représente une dépense importante d'énergie et de matériel, est évitée. Aussi, la phase de flottation, coûteuse à cause de ses équipements sophistiqués et de la consommation des réactifs, est éliminée. Finalement, et chose importante, les coûts relatifs à l'emploi intensif de l'énergie et les inconvénients

écobiologiques induits à la phase "fusion" sont évités. En somme, cela signifie qu'un équipement, tels que broyeurs rotatifs, classificateurs, machines de flottation, fours de "fusion" et leurs contrôles sont remplacés par de relativement simples mélangeurs et décanteurs, tandis que les consommations pour les broyages et les réactifs de flottation sont remplacés par les solvants organiques. De plus, le produit final, qui est le Cu à la cathode est obtenu dans sa plus grande pureté et sa forme commerciale la plus désirée à 99,9 % de pureté, la même que celle classiquement obtenue dans les raffineries électrolytiques.

D'une manière plus importante, le procédé SX/EW est très flexible dans ses applications et peut pratiquement opérer à une échelle quelconque, ce qui en fait un procédé très convenable pour son application dans les pays en développement.

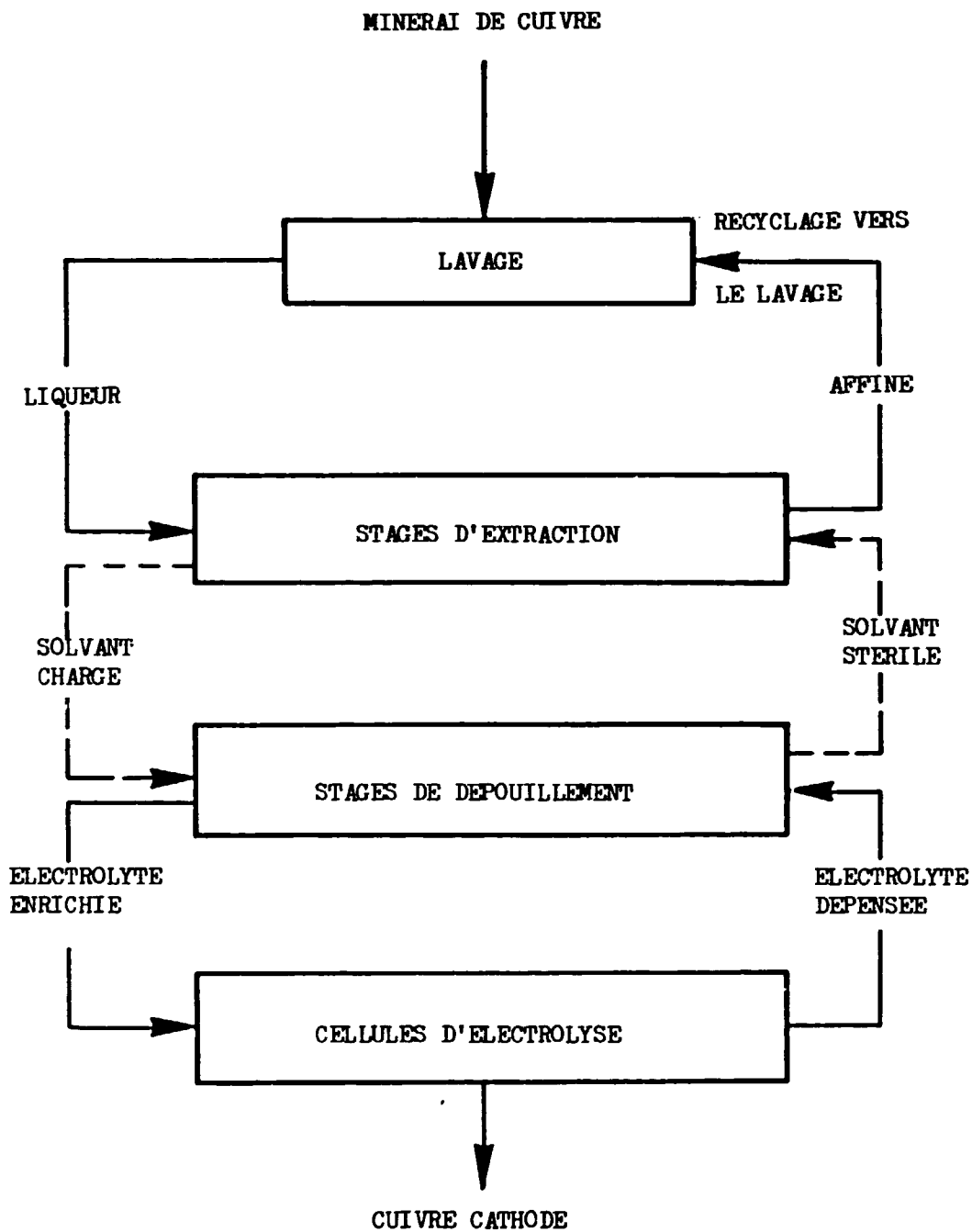
Dans le diagramme 10, nous donnons un circuit schématisé pour une installation avec le procédé SX/EW. Une solution de lavage imprégnant le Cu, qui vient in situ, d'une installation au tas ou en cuve contenant normalement entre 1 et 3 grs/l de Cu et entre 1 et 3 grs/l d'acide sulfurique, est introduit dans le solvant des unités d'extraction qui comprend un mélangeur et décanteur. Dans le mélangeur, la solution imprégnante est mélangée avec un agent chimique-organique du type "chelating"\* qui dans le cas du solvant d'extraction du Cu est connu sous les noms de réactif LIX (produit par la Générale des usines chimiques) et KELEX (produit par la Compagnie chimique Ashland).

Ces réactifs organiques sont caractérisés par leur solubilité sélective des ions du Cu et la presque complète élimination de toutes autres impuretés. Ainsi, une intensive agitation dans les mélangeurs produit un transfert quantitatif d'ions de Cu depuis les solutions diluées du lavage jusqu'à la phase organique, tandis que toutes les impuretés demeurant sans intérêt après raffinage sont recyclées en amont vers les opérations de lavage.

La phase d'imprégnation organique est séparée du raffinage dans les décanteurs spécialement désignés, détails qui sont en figures 5 et 6. Pour faire cette opération quantitativement d'une façon effective, généralement 3 stages d'extraction sont couramment nécessaires. Pendant que les solutions de lavage imprégnantes avec les plus hautes teneurs en Cu sont alimentées dans le premier mélangeur, le plus propre composé organique venant des opérations de décortiquage entre à travers le troisième mélangeur pour relever l'extraction finale du Cu

---

\* Chelating = capter, comme un crabe.



— Coulée aqueuse  
- - - Coulée organique

Diagrame 10 : SCHEMA DU CIRCUIT D'EXTRACTION DE CUIVRE  
PAR LE PROCEDE SX/EW

restant. C'est de cette manière que, tandis que du premier mélangeur au troisième la concentration de Cu dans la solution de lavage décroît, la phase organique devient progressivement de plus en plus chargée de Cu, allant du troisième au premier mélangeur. Ceci produit alors convenablement une plus grande pesée de décharge organique à partir du premier décanteur et un raffinat dépouillé au maximum à partir du troisième décanteur, comme il est indiqué dans le diagramme 11.

Le solvant normalement chargé contient environ 2 grs/1 de Cu tandis que le raffinat recyclé vers le lavage contient entre 0,1 et 0,2 gr/1 de Cu et de 3 à 5 grs/1 d'acide sulfurique. De cette manière, l'extraction de Cu à cette phase est d'environ 80 à 90 %. Ceci dépend grandement des types de chimies organiques employées et de leurs capacités et sélectivités d'absorption. Le mécanisme d'absorption de ces "chelates"\* organiques est basé sur le remplacement des atomes d'hydrogène de deux molécules solvantes avec un atome de Cu absorbé. Pour un traitement efficace, les solvants organiques sont toujours dissous dans un transporteur organique, normalement du kérosène, en concentration de 5 à 20 % par volume. Ceci dans le but d'obtenir une basse viscosité du liquide. Un modifieur est usuellement ajouté pour améliorer les étapes de la réaction ou les phases de séparation.

Les marques les plus connues de solvants pour l'extraction du Cu sont le LIX 63, qui est un alpha-hydroxy oxime, et ses dérivés LIX 64 N et LIX 65 N. Ce sont aussi le KELEX 100 et le KELEX 120 auxquels sont substitués les "Quinolines hydraxy". Ces réactifs sont employés en quantités de 70 à 100 plus grandes que le quantité de Cu absorbé. Le KELEX 120 offre une plus grande absorption du type 70.

Dans cette voie, et l'objectif de traiter 2 grs/1 de solution de Cu, 14 à 20 % du volume de solution organique devra être employée. Les transporteurs de ces solutions devront avoir un point relativement élevé d'inflammabilité par mesure de sécurité.

---

\* Pincés de crabe.

Figure 5

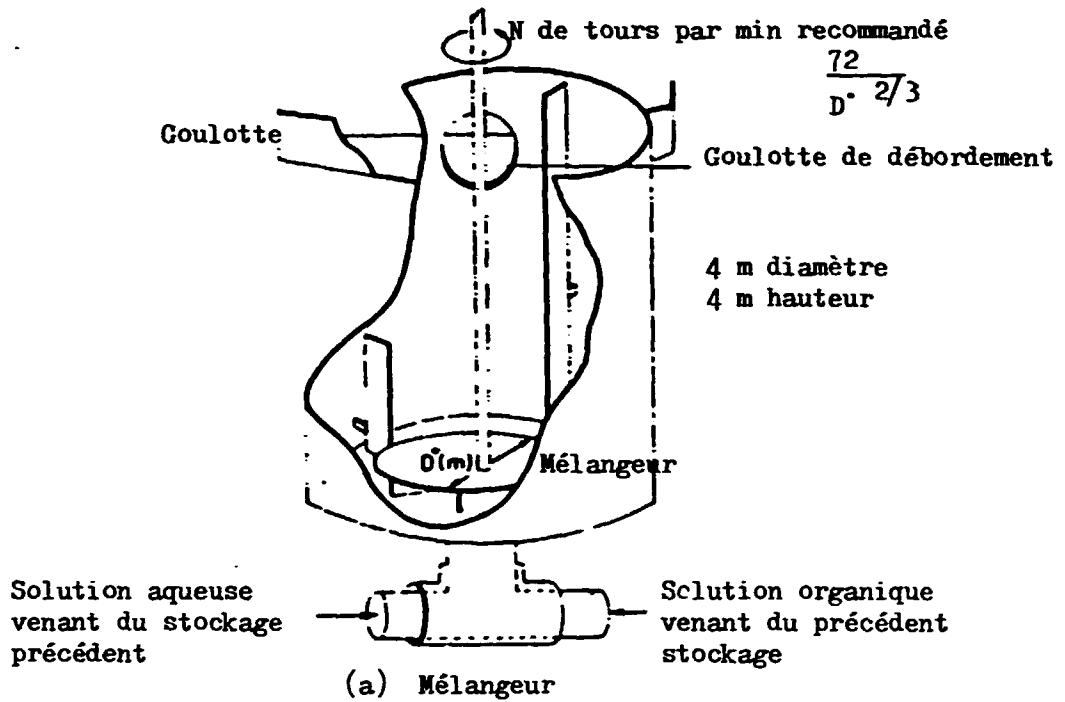
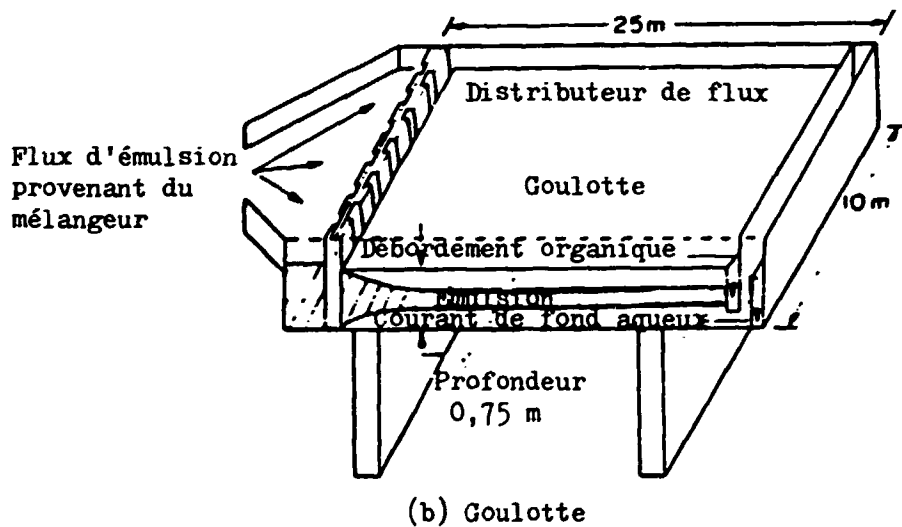


Figure 6



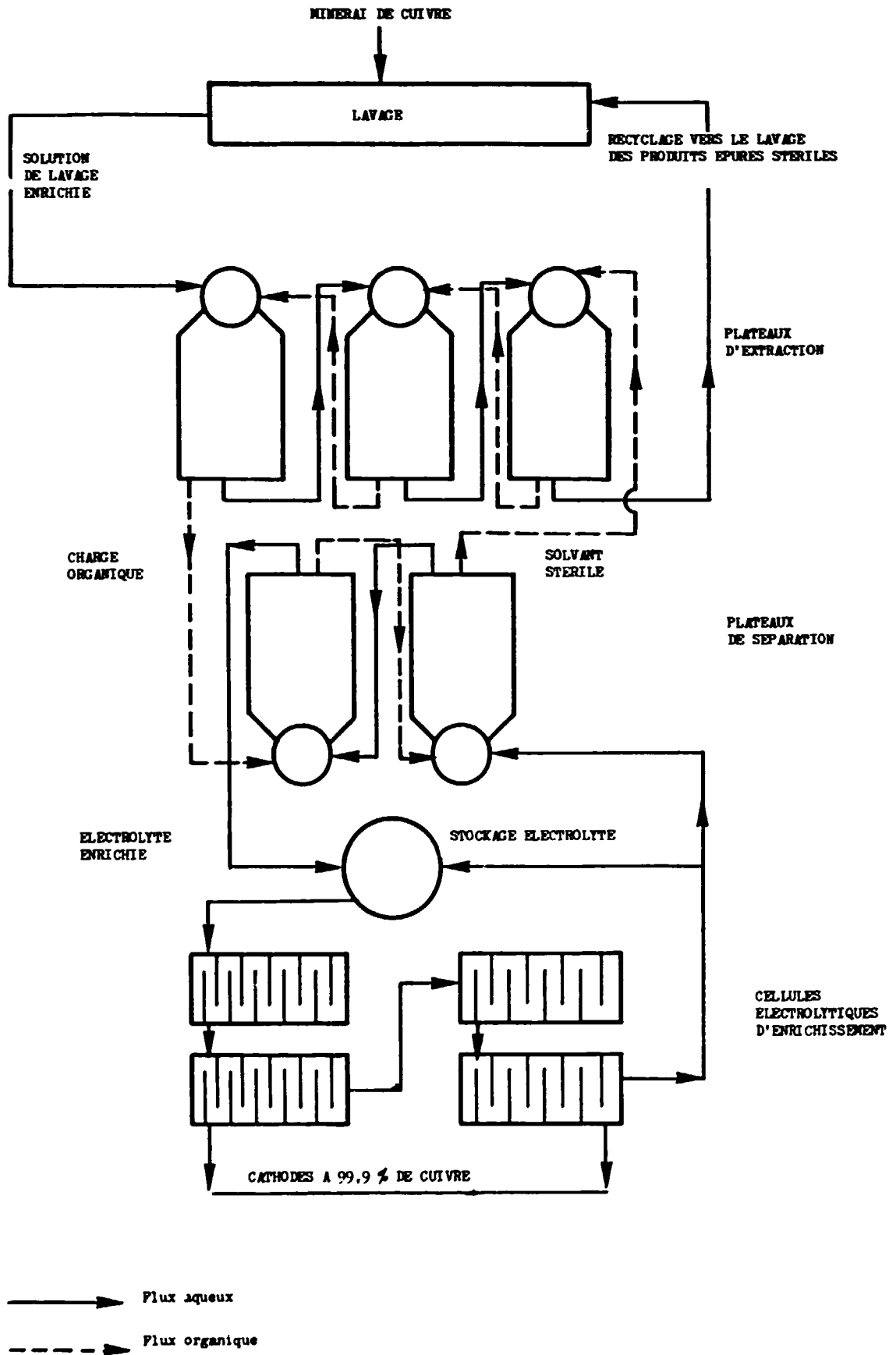


Diagramme 11 : INSTALLATION DU PROCEDE SX/EX

Après le stade d'extraction, les solvants organiques chargés entrent dans la phase du décortiquage, comme il est montré dans le diagramme 11, ils sont portés au dehors dans le même type d'équipement employé pour l'extraction, et le processus s'opère couramment à l'envers. Pour extraire le cuivre des contenus organiques, une forte dose de solution d'acide sulfurique est employée (150 grs/1). L'extraction demande deux ou trois séquences et un temps de rétention dans les mélangeurs de 90 à 120 s.

Comme résultat de ces opérations, une électrolyte imprégnée de 40 à 50 grs/1 de Cu et 135 à 150 grs/1 d'acide sulfurique est obtenue et introduite dans les cellules électrifiées pour l'électrolyse. L'électrolyte dépensée après la phase de raffinage contient normalement entre 25 et 35 grs/1 de Cu et 150 à 185 grs/1 d'acide sulfurique et est recyclée dans la séquence de l'extraction.

Comme il est déjà indiqué, les coûts de production directs, par ce type de procédé, qui inclut : lavage du cuivre, l'extraction et les phases de décortiquage et l'électrolyte, est d'environ 30 cents par livre de cathode Cu. Dans les opérations nouvelles où l'amortissement et les charges des services doivent être ajoutés, les coûts peuvent atteindre 45 cents/livre et plus. Celle-ci est encore considérablement au-dessous des coûts des procédés normaux utilisés pour les minéraux de sulfate de cuivre, pour lesquels la moyenne mondiale est d'environ 64 cents/livre.

Au tableau 2 la liste connue des opérations de ce type est donnée, incluant les capacités et les coûts de production.

L'impact des technologies sur les coûts de l'ensemble de la corporation des producteurs de cuivre a été impressionnante. Elle est reflétée ci-dessus par quelques principales mines, en termes de cents/dollars par livre de cuivre produit.



<u>Mines</u>	<u>Situations</u>	<u>1980</u>	<u>1981</u>	<u>1982</u>	<u>1983</u>	<u>1984</u>	<u>1985</u>
Ray	Arizona	107	102	104	78	73	75
Tyrone	New Mexico	81	88	99	92	85	70
Twin Buttes	Arizona ox.	65	65	66	64	49	...
Bagdad	Arizona	65	78	88	97	—	75
Pinto Valley	Arizona ox. sul.	—	47	38	37	35	36
		104	89	105	—	79	75
Gibraltar	BC	63	73	77	85	66	62
Chuquicamata	Chili ox.	81	95	54	52	48	46
Lo Aguirre	Chili ox.	—	99	62	74	72	71
Mantos Blancos	Chili	92	85	63	61	63	60
Las Cascadas	Chili ox.	113	89	80	74	72	61

Pour la plupart des mines le coût de surproduction est rapporté, c'est-à-dire comprenant les sulfates et les oxydes. Quand les oxydes sont seulement considérés alors l'abréviation ox est indiquée.

TABLEAU 2

SOMMAIRE DES INSTALLATIONS DE CUIVRE UTILISANT LE PROCEDE SX/EW

<u>Implantations</u>	<u>Pays</u>	<u>Capacité annuelle en tonnes par an</u>	<u>Production coûts cents/livre</u>
BAGDAD	USA, Arizona	6 500	37 - 38
CHINO	USA, New Mexico	19 500	19 - 23
CYPRUS-JOHNSON	USA, Arizona	4 300	49 - 50
MIAMI	USA, Arizona	4 000	59 - 61
MORENCI	USA, Arizona	40 000	en construction
PINTO VALLEY	USA, Arizona	7 000	35 - 37
RAY	USA, Arizona	28 000	53 - 60
SAN MANUEL	USA, Arizona	22 500	en construction
TWIN BUTTES	USA, Arizona	30 000	fermée 50 - 52
TYRON	USA, New Mexico	20 000	36 - 40
BATTLE MOUNTAIN	USA, Nevada	6 500	45 - 50
BINGHAM	USA, Utah	20 000	52 - 62
GIBRALTAR	BC, Canada	5 100	30 - 35
CHUQUICAMATA	Chili	50 000	46 - 47
	tonnage porté à	250 000	25 - 30
EL TENIENTE	Chili	5 000	25 - 30
LO AGUIRRE	Chili	14 000	34 - 35
LAS CASCADAS	Chili	20 000	59 - 61
CERRO VERDE	Pérou	24 000	35 - 40
CANANEA	Mexico	14 000	40 - 45
NKANA	Zambie	6 800	35 - 40

### 3.4. Procédé de séparation

Les minerais de sulfures oxydes mélangés sont toujours une sorte de problème métallurgique car ils ne flottent pas bien dans les circuits sulfurés et des traitements additionnels, tels que le lavage et la précipitation, sont demandés pour aider la récupération des oxydes pendant ou séparément des sulfures. Ceci explique l'origine des procédures telles que le lavage et les processus de flottage et le LPF (lavage-précipitation-flottage).

Par ailleurs, comme déjà expliqué, la fusion des sulfures ou autres concentrés de cuivre demande une intense énergie et une coûteuse opération. Il oblige le réchauffage des concentrés au-delà de 1 150°C et parallèlement, entraîne des dommages écologiques par les gaz SO<sub>2</sub>.

En prenant en compte ces problèmes et pour trouver une solution, le premier procédé de séparation a été découvert et appliqué dans les années 50 au Congo belge, devenu le Zaïre. Le procédé est relativement simple : un mélange de minerai sulfuré-oxydé, réfractaire à un autre traitement métallurgique est mélangé avec de petites quantités de coke et de sel commun. Il est alors grillé dans un four rotatif à environ 700°C. A cette température les minéraux de sulfure de cuivre se décomposent en oxydes, tandis que les chlorures de sodium produisent la chlorine, laquelle volatilise les oxydes de cuivre sous forme de chlorure de cuivre. Cependant à cause de la présence de petites particules de coke, ces chlorures ne peuvent pas s'échapper du four et se précipiter (par action du CO autour des particules de coke) sous forme de cuivre métallique sur les particules de coke. De cette façon, la séparation du cuivre à partir du minerai d'origine s'opère sur les particules de coke. Les sulfures non affectés restants et les oxydes séparés sous forme de cuivre métallique sont alors reformés et flottent ensemble dans la masse concentrée du cuivre.

De façon typique, le minerai de cuivre non affecté par l'oxydation donne environ 90 % de récupération. Si ces récupérations sont affectées par l'oxydation, elles peuvent tomber à seulement 70/80 %. Après séparation, le minerai recouvert donne entre 88 et 90 %. Les effets économiques du procédé dépendent du coût de la récupération de ce cuivre additionnel, qui est essentiellement représenté par le chauffage du minerai à 700°C sous attaque chimique et de l'équipement résistant à l'oxydation employé pour mener à bien ce procédé.

Les avantages économiques de ce procédé donnaient des avantages satisfaisants avant les crises de l'énergie et une opération industrielle comme le procédé "TORCO" fut développée en Zambie, en accord avec le schéma de marche montré dans le diagramme 12 ci-joint. Le minerai est chauffé dans un réacteur à lit fluide et le granulats chaud en surplus tombe dans le réacteur de séparation, dans lequel charbon et sel sont aussi alimentés. Le matériau séparé est alors déchargé dans un bain modérateur rafraîchissant, lequel nourrit le circuit de flottation pour la récupération du métal. Jusqu'à maintenant deux installations de ce type ont été construites, une à Akjoujt en Mauritanie et une autre à Rhokana en Zambie. Leur opération de ce fait a souffert depuis de quelques difficultés et les installations fonctionnent avec de grandes périodes d'interruption.

Cependant, ce qui doit attirer notre attention sur les procédés, c'est la possibilité de traiter les concentrés de cuivre par la procédure de séparation offrant la production de cuivre à de bien plus basses températures, en réalité : 700°C au lieu de 1 200°C. Le circuit général d'une telle installation, qui conviendrait particulièrement aux dépôts d'Afrique centrale, serait un broyeur à sec avec classeur donnant les particules de tailles désirées et l'application du procédé de séparation et flottation du concentré de cuivre en cuivre métallique.

Cette technologie n'a pas suffisamment été étudiée mais, probablement, mérite un autre essai. Un schéma général est dressé pour le procédé TORCO dans le diagramme 13 ci-joint.

L'avantage de ce procédé est qu'il peut être appliqué pratiquement à n'importe quelle échelle, de 500 à 1 000 tonnes par jour, et aussi équiper pratiquement toutes dimensions de gisements de minerais de deux à trois millions de tonnes. Ci-dessous, par exemple, l'évaluation des coûts pour une opération de 4 000 tonnes/jour exprimée en termes : dollars E.U. par tonne métrique de minerai.

Travail et supervision	1,20	dollar
Energie	1,40	"
Fuel-oil pour séchage et séparation	3,85	"
Réactifs de séparation et flottation	1,10	"
Entretien et divers	<u>1,00</u>	"
Total des coûts directs	8,55	"
Coûts indirects, y compris l'amortissement	<u>3,00</u>	"
Total des coûts par tonne de minerai	11,55	"

Pour 500 tonnes/jour d'extraction, les coûts seront peut-être plus près de 16-18 dollars par tonne, tandis que pour une installation 10 000 tonnes/jour, ils tomberont autour de 9 à 10 dollars par tonne. C'est-à-dire que, si nous prenons un minerai à 2 % on pourra obtenir, par ce procédé, une efficacité de 85 %, qui produira 37,5 livres de cuivre par tonne mélangé de minerai. Alors avec une installation traitant 4 000 tonnes/jour, de ce même minerai on pourra l'obtenir à 31 cents la livre. Auxquels seront ajoutés les coûts de fusion, raffinage, frais de transports pour en sus 20 cents/livre ce qui donnera un coût total de 51 cents par livre de cuivre.

Dans le cas d'une opération de 500 tonnes/jour, de tels coûts tourneront aux environs de 45 cents par livre, y compris la fusion et les charges de raffinage; ce qui portera le total à 65 cents/la livre, soit presque le prix actuel du cuivre. En ayant un gisement de plus grande qualité, les conditions d'exploitation seront plus favorables.

Dans le cas d'une exploitation de 10 000 tonnes par jour, les coûts seront de même réduits de 24 à 26 cents par livre à cause de l'économie de quantité traitée, et le produit final pourra être délivré à 44 ou 46 cents par livre (coût total).

Du point de vue économique, cette alternative semble attrayante telle qu'elle est, elle peut être transférée sans handicap majeur. Le problème avec le procédé par séparation est qu'il est assez sophistiqué et demande une technologie bien réglée, qu'il est quelquefois difficile à atteindre dans les pays en développement où les spécialistes de ce travail sont généralement peu nombreux. Le procédé a en sus des problèmes tels que ceux de corrosion, qui ne viennent pas à proprement parler des installations, mais qui entraînent des ruptures ou des pertes de production. Ainsi, plusieurs essais et recherches sont nécessaires pour que le procédé fonctionne avec satisfaction.

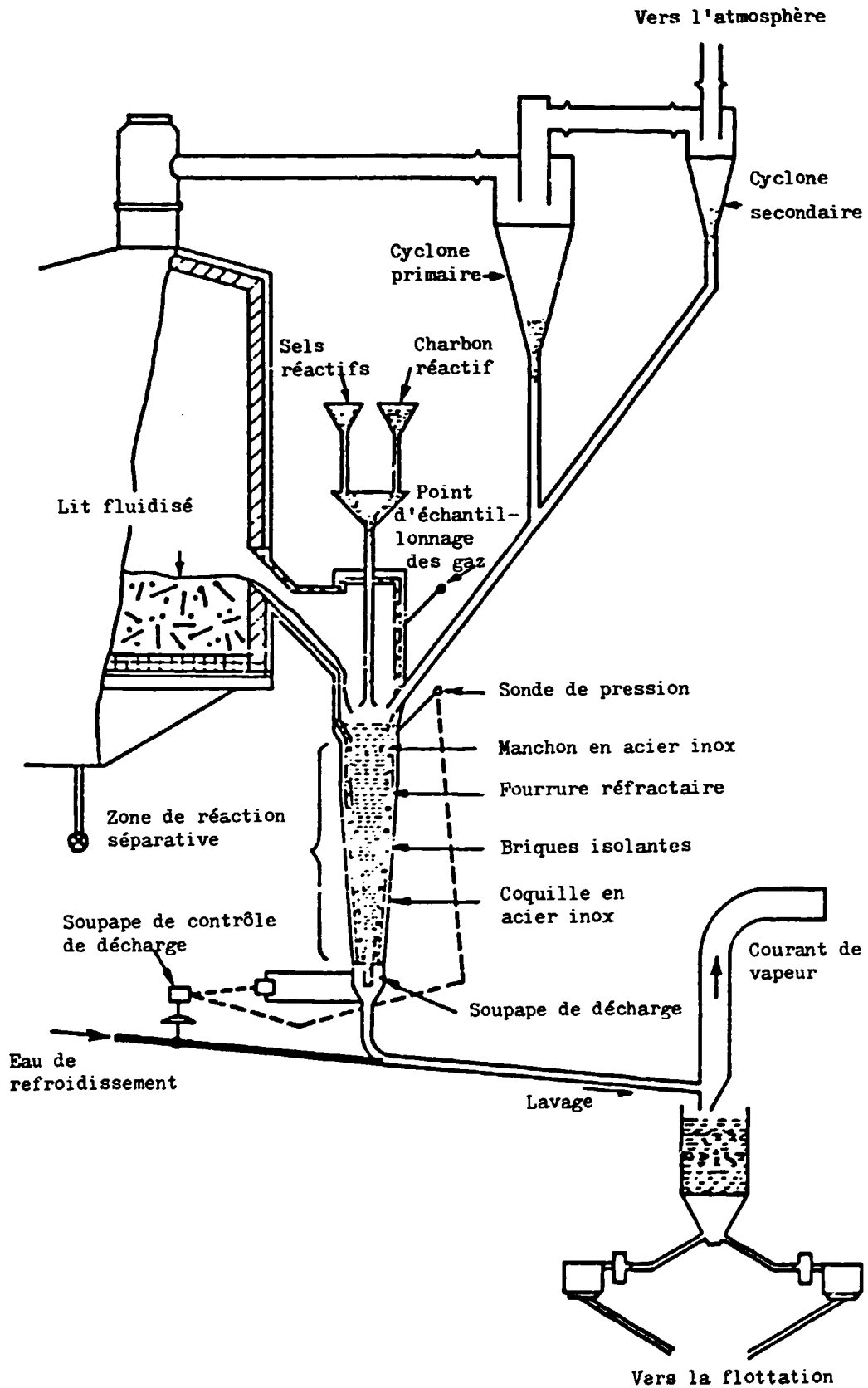


Diagramme 12 : PROCÉDE TORCO UTILISÉ EN ZAMBIE

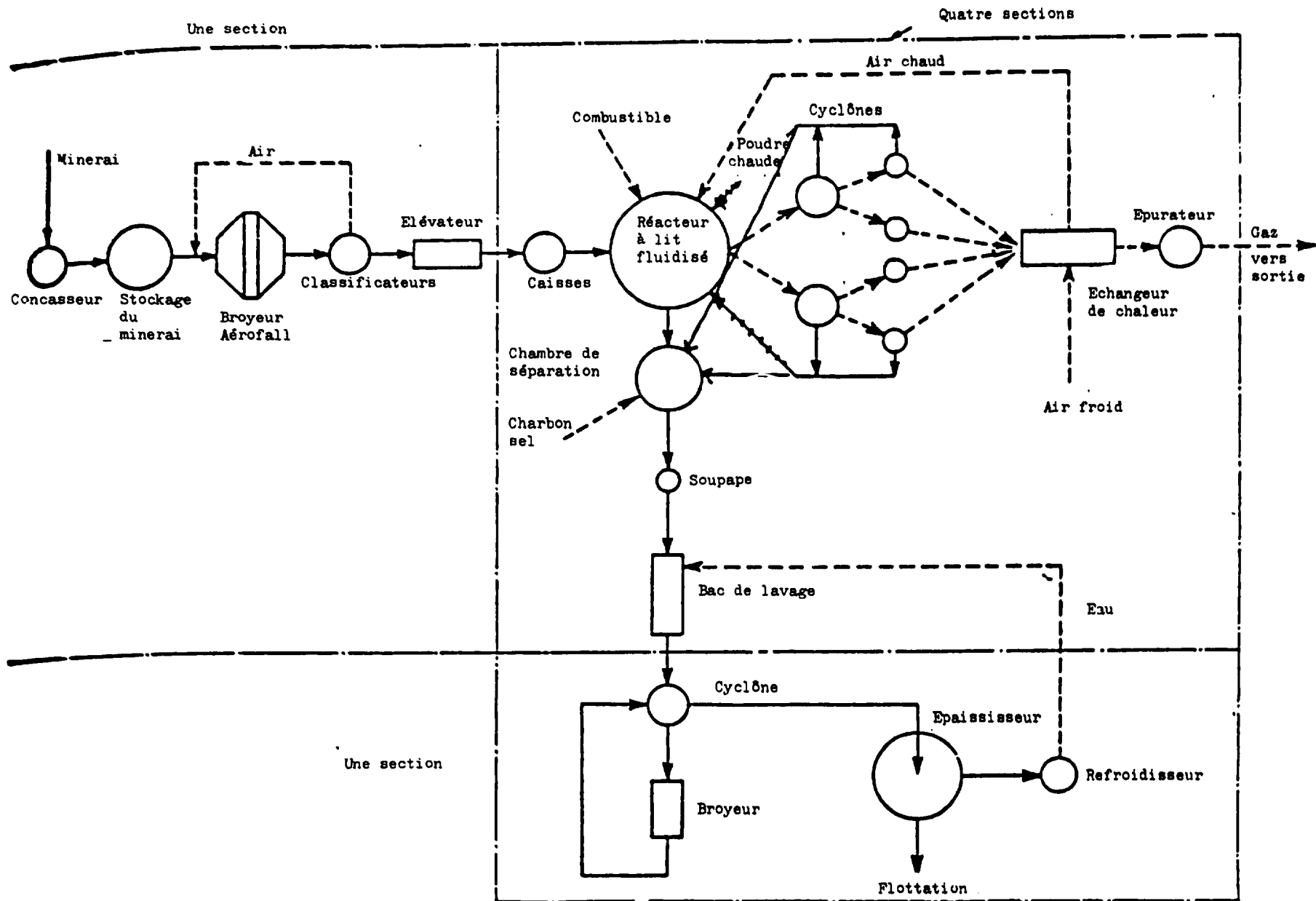


Diagramme 13 : CIRCUIT DE L'INSTALLATION DE AKJOUJT (MAURITANIE)

### 3.5. Technologie de l'oxygène

En termes de technologie avancée et de recherche scientifique, il résulte cependant que le plus important dans la technologie du cuivre a été achevé dans la pyrométallurgie. Dans le diagramme 14 ci-joint, nous pouvons suivre la technologie avancée de la fusion du cuivre au XXème siècle, qui se développe avec l'augmentation de la consommation et de la production du cuivre.

Le vieil haut fourneau qui servait tant pour extraire le cuivre à partir de l'oxyde et ensuite des minerais sulfurés a donné maintenant la réduction par grillage. Les fours à réverbère, qui permettent la fusion des concentrés de sulfure, ont reçu une innovation importante au début des années 60, quand a commencé l'emploi de la circulation d'air oxygénée pour souffler à travers les brûleurs. Cela a donné naissance aux brûleurs oxygène-fuel comme employés par les mines de El Teniente, INCO, et en URSS et maintenant à Morenci où la fusion gazeuse est essayée au stade industriel. La dernière unité de fours réverbères a été construite dans le milieu des années 70 et, s'ils devaient être construits maintenant, ils seraient soit modifiés soit simplement remplacés par d'autres procédés.

Les hauts fourneaux à fusion électrique sont encore très employés comme celui construit récemment pour les fonderies de Mufulira et Inspiration. Leur capacité a augmenté de 3 MW à 50 MW, mais évidemment cela demande une énergie électrique bon marché, ou une source électrothermique à bas prix.

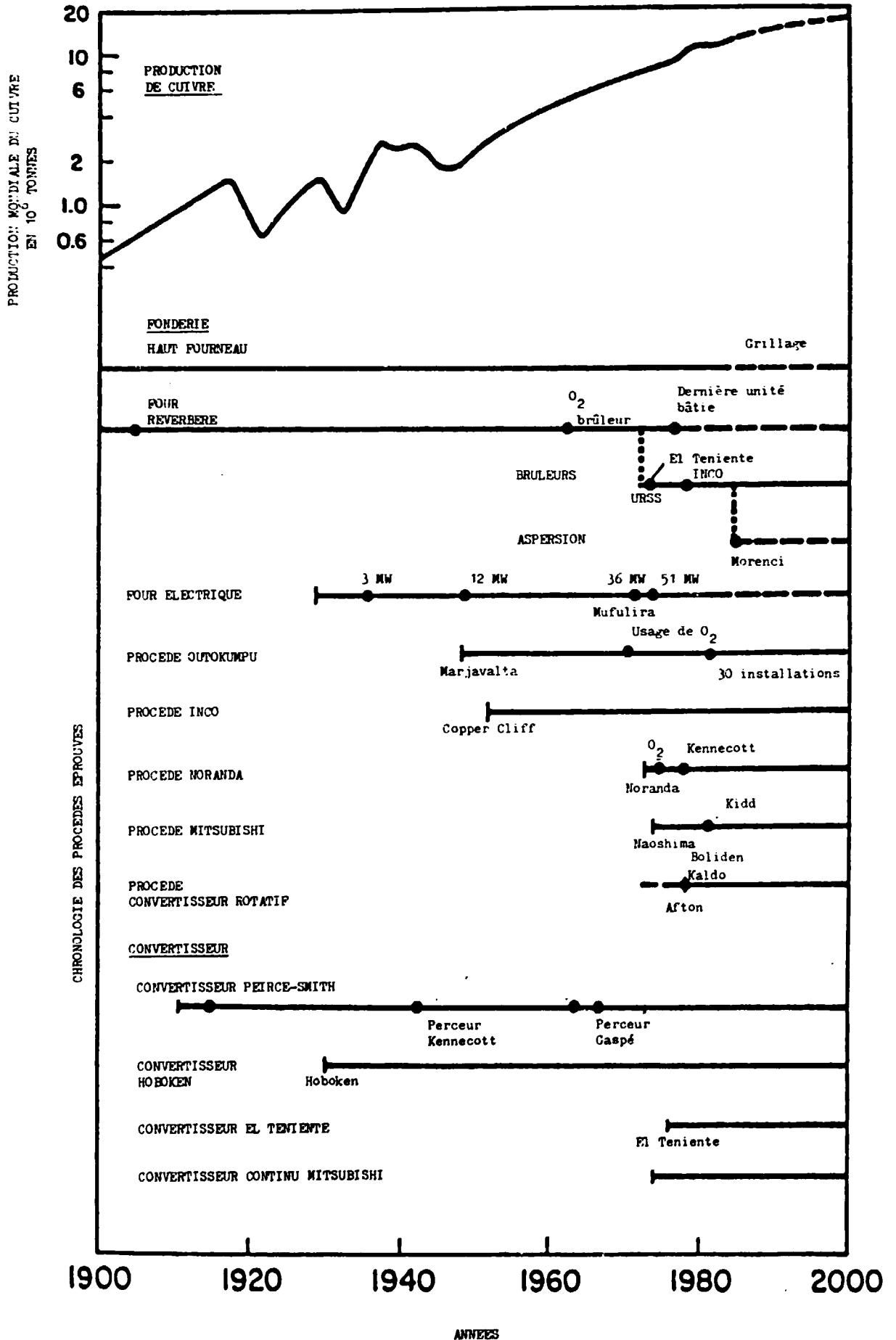
Le procédé de fusion qui obtient le plus grand succès est sans nul doute la fusion de Outokumpu par flash fusion, qui a été introduite après WWII et qui compte aujourd'hui quelque 30 installations. Le succès de ce procédé a été accru par l'introduction de la technologie de l'oxygène dans les années 70, qui a contribué à rendre si efficaces les constructeurs de fours japonais.

L'autre procédé qui obtint un succès est celui de la INCO à flash fusion, installé sur seulement 2 sites : Sudbery au Canada et Almalyk à Uzbekstan, URSS. Ses applications potentielles sont encore substantielles, bien que d'autres alternatives soient devenues tardivement possibles.

Le procédé suivant a été celui de Noranda, à un passage de fusion dont le succès critique est limité. Il emploie l'oxygène pour obtenir toutes sortes d'avantages. Pour autant que l'on sache, cette méthode est aussi employée par Kenecott à la fonderie de Bingham en Utah.



Diagramme 14



A partir de la seconde moitié des années 70, nous avons aussi vu apparaître un nouveau procédé japonais de fusion, développé par la Mitsubishi. Ce procédé a été essayé et introduit à Naoshima et après à la mine de Kidd Creek au Canada.

La dernière nouveauté en matière de technologie de fusion fut celle du convertisseur à fusion rotatif et ventilation par le sommet, qui traite le ciment ou les concentrés de cuivre métalliques; procédé introduit et essayé par Kennecott à la fonderie de Boliden et Afton.

Tous ces procédés de fusion sont normalement accompagnés par une forme ou une autre de conversion. Le convertisseur traditionnel Pierce-Smith, avec ses modifications mineures (punchers = perceurs) occupe la place prédominante depuis le début du siècle. Cependant, dans les années 30, il a été modifié pour donner naissance au convertisseur Hoboken. Le convertisseur d'El Teniente, qui a donné son nom à la mine, a été mis en oeuvre vers le milieu des années 70, presque en même temps que celui de la Mitsubishi.

Dans les prochaines pages nous analyserons les plus importantes innovations affectées par ces nouvelles technologies et leurs évolutions dans les années prochaines, avec un exposé spécial sur les usages potentiels dans les pays en développement.

### 3.5.1. Procédé de Outokumpu

Les croquis 7 et 8 ci-joints donnent les vues en coupe des fours à fusion activée de Outokumpu et de INCO. Outokumpu est le procédé le plus ancien et le premier où fut introduit le principe de la fusion activée. Primitivement, il fonctionnait avec de l'air préchauffé, c'est alors que l'on introduisit aussi de l'air enrichi d'oxygène de manière à éliminer les fuels. Outokumpu produit des mattes contenant environ 70 % de Cu, 22 % de Fe et 8 % de soufre, ce qui oblige à procéder à plusieurs conversions afin d'obtenir un cuivre plus soufflé. La fusion dopée d'oxygène de INCO donne un rendement plus bas dans les mattes de cuivre, environ 48 % de Cu, 26 % de Fe et 24 % de soufre.

Dans ce sens on peut considérer que le procédé de Outokumpu combine : le grillage, la fonte et la conversion partielle dans un seul processus. Quand seulement l'air préchauffé (vers 450°C) était employé pour compléter la chaleur générée par l'oxydation exothermique du FeS, les mattes en jeu produisaient 45 à 50 % de cuivre et, l'addition de fuel-oil était nécessaire pour achever la réaction. Avec l'introduction de l'air enrichi d'oxygène, le procédé devint

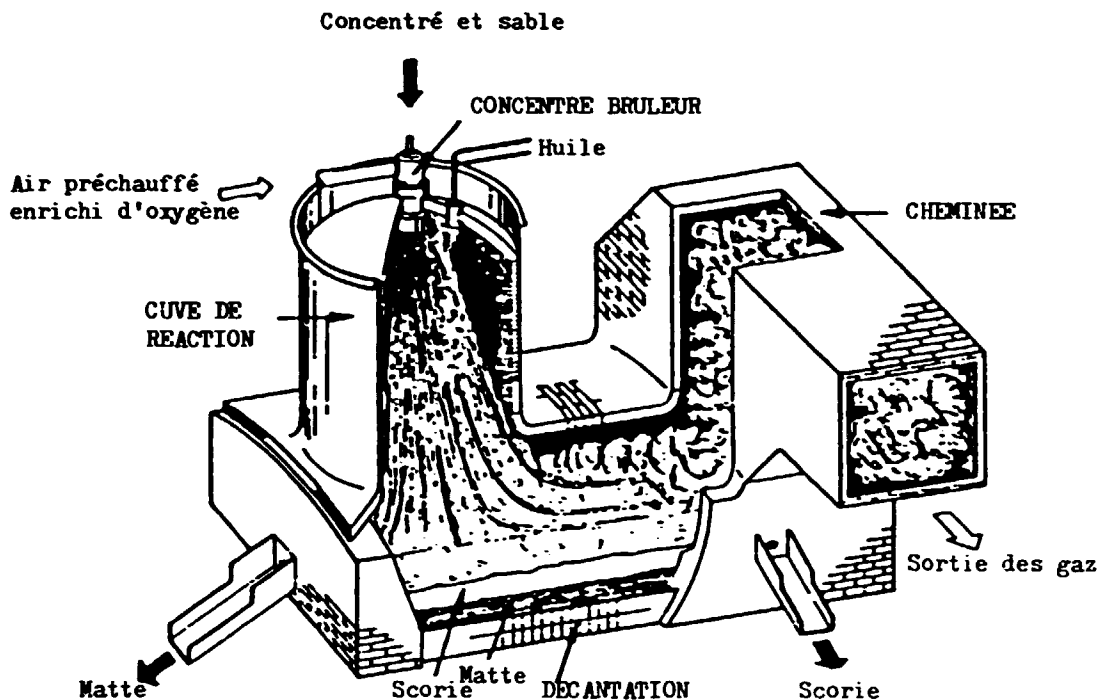


Figure 7 : VUE EN COUPE DU HAUT FOURNEAU A FUSION RAPIDE AVEC SOUFFLAGE D'AIR PRECHAUFFE (OUTOKUMPU)

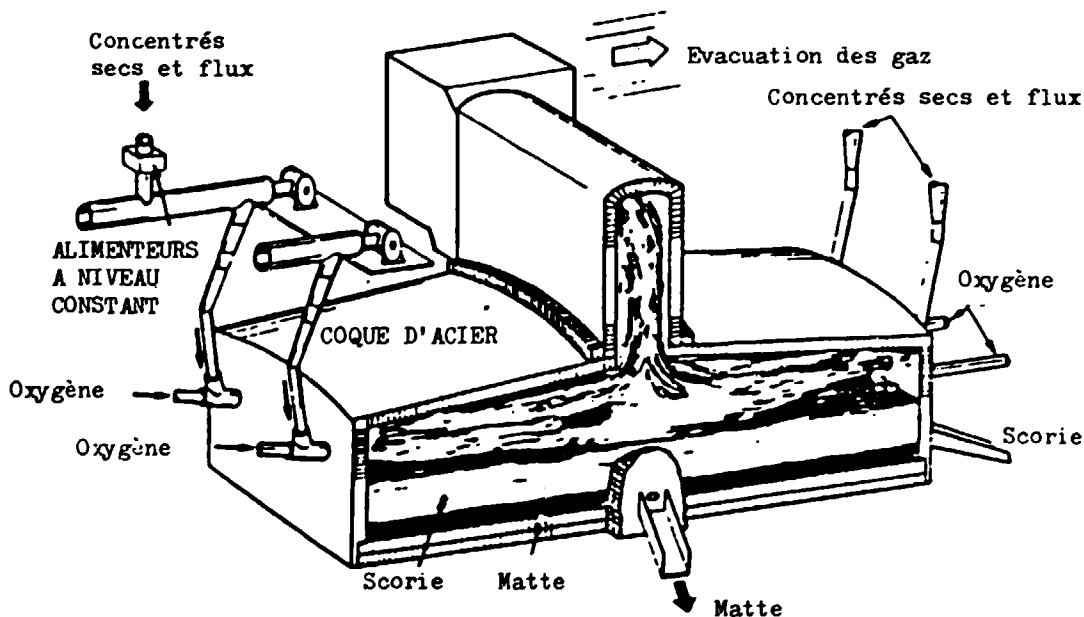


Figure 8 : VUE EN COUPE DU HAUT FOURNEAU INCO A OXYGENE

entièrement autoactif et le cuivre contenu dans les mattes augmenta jusqu'à 65-70 %. Avec des mattes d'une plus grande teneur, la capacité de conversion requise et la consommation d'énergie tombèrent abruptement de 40 à 50 %. L'addition d'oxygène réduisit aussi le volume des gaz et augmenta leur teneur en  $SO_2$  de la normale de 10-15 % jusqu'à plus de 30 %.

La flexibilité du procédé à fusion enrichie, en termes de traitement des concentrés de composition variable et contrôlant le niveau de matte, est basé sur le fait que le degré d'oxydation en suspension dans la fusion enrichie peut être régulé rapidement et facilement par modification de la proportion d'oxygène injecté dans l'entrée d'air.

### 3.5.2. Procédé de INCO

Il combine aussi, le procédé de grillage, la fonte et la conversion partielle dans une opération autoactive. L'emploi de la technique d'oxygénation (environ 96 % de pureté) au lieu de l'air pour éliminer le S (soufre) et le sulfure de fer dans l'alimentation supprime la surchauffe de l'azote, qui est la cause principale du peu d'efficacité du fuel dans les procédés pyrométallurgiques. Les concentrés sont injectés à travers deux brûleurs dans chaque paroi du haut fourneau et brûlent dans un courant d'air horizontal oxygéné. Le niveau de qualité de la matte résulte de la fusion autoactive de la composition de son concentré et de la quantité et de la proportion de l'alimentation des matériaux secondaires additionnés de sulfure fournis. Ce procédé est aussi très souple et peut être alimenté de compositions différentes. Les scories dans cette opération sont de l'ordre de 0,8 % de cuivre et peuvent être directement écartées. La matte obtenue contient 55 % de cuivre et plus.

### 3.5.3. Procédé Noranda

C'est un procédé en continu prévu pour produire du cuivre soufflé et du cuivre issu directement des concentrés sulfurés. A l'origine, l'idée était de produire directement du cuivre soufflé à partir des concentrés, de combiner ainsi le grillage, la fusion et les passages de conversion dans le réacteur. Cependant, il fut établi que certaines impuretés telles que l'As, le Bi et le Sb, si elles n'étaient pas proprement éliminées au stade de la fusion des scories, avaient tendance à pénétrer jusqu'aux anodes, ce qui était inadmissible. Ainsi, la forme actuellement présente du procédé a été appliquée à Horne et à Bingham, qui produisent dans une première phase 70 à 75 % de cuivre, mattes qui alimentent les convertisseurs traditionnels Pierce-Smith.

Le concept de marche du procédé Noranda est donné figure 9 et le schéma de fonctionnement et l'installation pilote de l'unité d'essai est donnée dans le diagramme 15.

Comme exposé en figure 9, dans le procédé Noranda, le concentré alimenté à la pelle et le fondant sont couramment fournis par le sommet du haut fourneau, tandis que l'air enrichi d'oxygène fournit la chaleur nécessaire pour compléter la température nécessaire à la réaction. Sans l'air enrichi d'oxygène, le procédé Noranda n'est pas économiquement viable. Le bain de mélange dans lequel apparaît la réaction est maintenue à un degré élevé de turbulence, il en résulte une chaleur très efficace, un transfert de masse, et un point de fusion spécifique d'environ 30 tonnes par m<sup>2</sup> et par jour. Le mélange est oxydé par l'air enrichi d'oxygène (34 % O<sub>2</sub>) pour donner des mattes à haute teneur en Cu - 70 à 75 %, l'air dopé arrivant à travers les tuyères par des accès latéraux.

Le procédé est relativement insensible aux variations dans l'alimentation en matériaux chargés, les secondaires inclus, et offre une bonne souplesse de fonctionnement. Les contrôles de base sont réduits à une proportion du concentré par rapport à l'oxygène, et le flux vis-à-vis du concentré pour maintenir le Fe/SiO<sub>2</sub> au niveau d'un taux de 1,8/1 de scories.

#### 3.5.4. Procédé Mitsubishi

Le procédé de cuivre en continu de Mitsubishi a été développé au Japon dans les fonderies de Naoshima, et il est aujourd'hui employé à Kidd Creek. Son principe de marche est expliqué dans le diagramme 16.

C'est un procédé multiphases qui produit du "blister" directement à partir des concentrés, employant pour cela trois hauts fourneaux interconnectés, ainsi la distribution latérale d'un convertisseur conventionnel, et un transport des matériaux exécuté par grutage.

Les concentrés secs et l'air enrichi d'oxygène (30 à 35 % O<sub>2</sub>) pénètrent dans le four de fusion à travers des lances verticales non submergées et sont fusionnés pour produire des mattes de cuivre à 65 %. Les flows d'émulsion du laitier/scories chutent par gravitation le long d'une zone de lavage située dans un four électrique à scories destiné à écarter celles-ci. Dans les fours à fusion, le fuel est obligatoire pour compenser le déficit de chaleur. Des courants de mattes à hautes teneurs partent du four nettoyeur de scories via un siphon branché au sommet et une interconnection du laveur vers un four convecteur

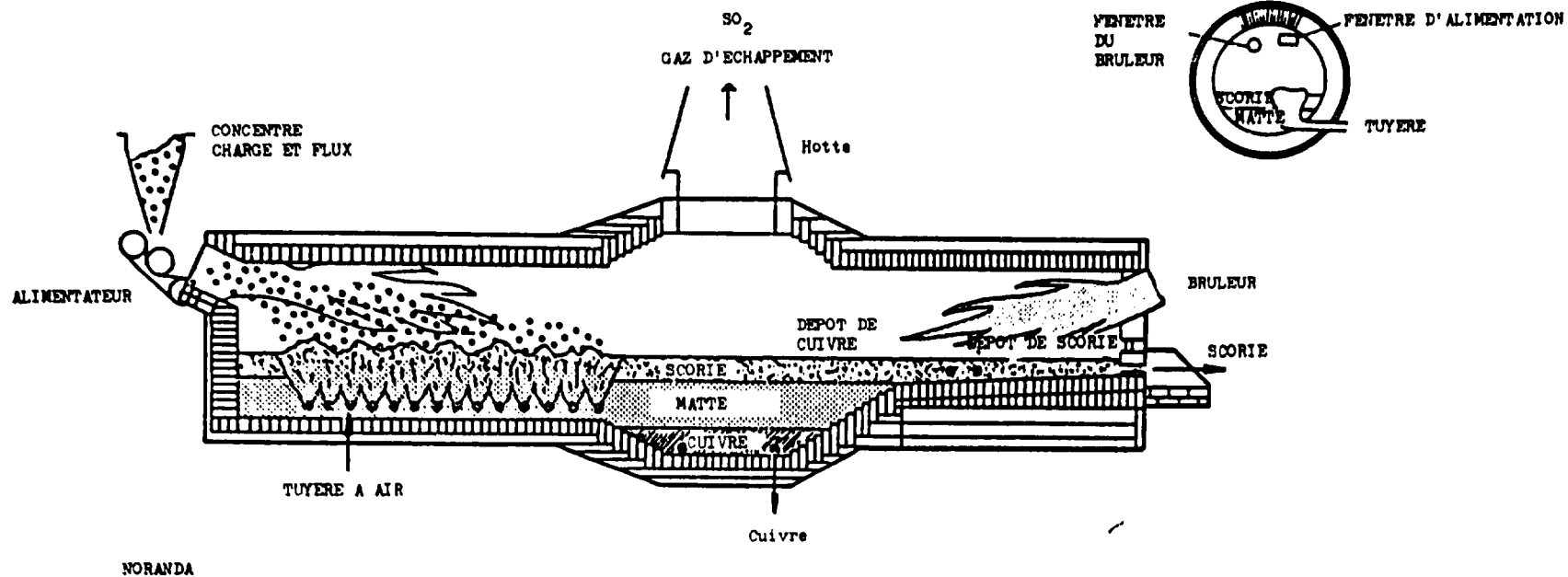
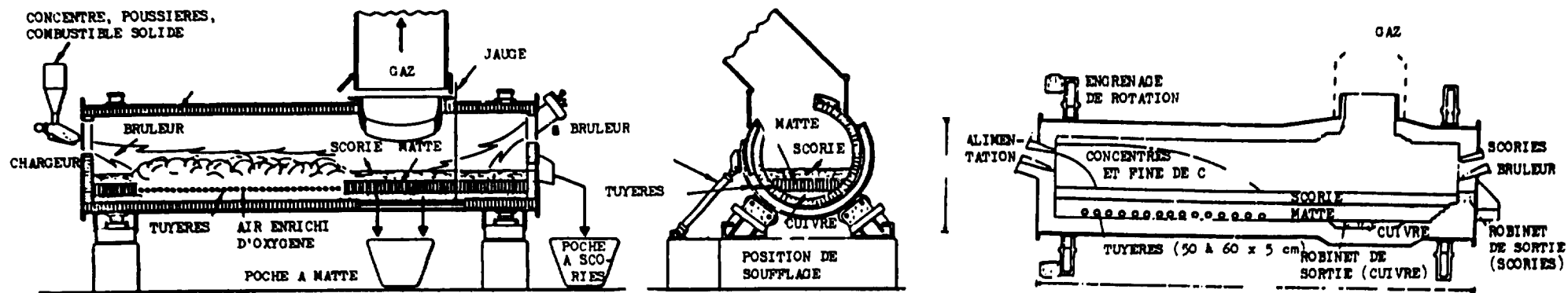


Figure 9 : DESSIN SCHEMATIQUE DU REACTEUR, PROCEDE NORANDA

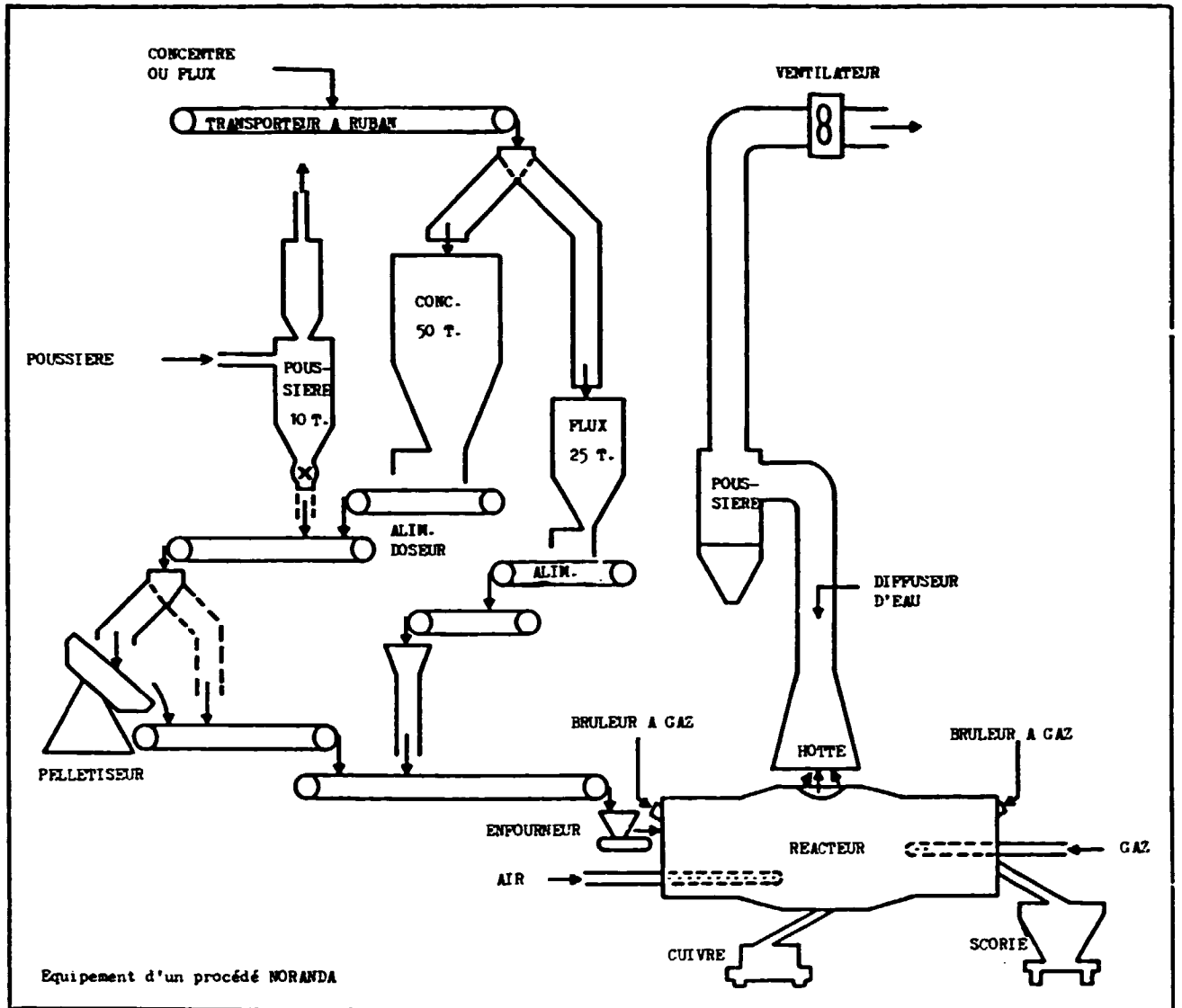


Diagramme 15

où il est sans cesse oxydé pour produire le "blister", l'air enrichi d'oxygène l'étant à 26/28 % d'O<sub>2</sub>. Ici, il n'y a pas de couche intermédiaire de métal blanc. L'efficacité de l'oxygène dans le four est de 85/90 % de rendement, et comparable aux opérations réalisées dans les convertisseurs Peirce-Smith. A cause de l'emploi de l'oxygène qui force les gaz à sortir des fours de fusion et du convertisseur dans les proportions respectives de 14 à 17 % et 17 à 19 % de SO<sub>2</sub>.

Le niveau normal d'enrichissement en oxygène dans le four de fusion n'est pas suffisant pour démarrer une fusion autoactive. Par enrichissement du taux autorisé, les quantités de fuel pourront être réduites. De récents essais, à Naoshima, indiquent qu'en augmentant de 28 à 39 % la dose d'oxygène, le rendement à travers ces fours peut être amélioré de 50 % tandis que la demande en fuel peut être réduite de 70 %. L'autoactivité du four peut être atteinte avec un air enrichi à 65 %.

### 3.5.5. Procédé d'El Teniente

Après des expériences infructueuses avec des convecteurs conventionnels pour fondre les concentrés dans les lignes du procédé Noranda, El Teniente a développé une nouvelle technologie qui consiste en une fusion oxygénée des concentrés dans un four à réverbère, en employant l'excédent de chaleur produit pour l'oxydation de la matte. Le stade d'éclatement de la scorie est constamment expulsé par le chargement de la matte du réverbère, donnant environ 48 % de cuivre issu de la matte et un concentré à 40/45 % de cuivre dans la proportion d'environ 1/1. La chaleur produite par l'oxydation de l'air enrichi à 32 % O<sub>2</sub> est suffisante pour produire l'autoactivité de la fusion et produire une matte à haute teneur en cuivre = 74/78 %, laquelle est tapée et soufflée vers le "blister" de cuivre dans les convertisseurs conventionnels Peirce-Smith.

Le procédé d'El Teniente est présenté schématiquement dans les diagrammes 17 et 18, tandis que les détails de l'équipement employé sont indiqués dans les figures 10 et 11.

Les innovations essentielles incluses dans le procédé d'El Teniente sont :

- 1) l'introduction des brûleurs : oxy/fuel-oil, qui permettent le remplacement des brûleurs standard à flamme longue par des brûleurs haute température à courtes flammes, logés dans la voûte des fours à réverbère. Ce qui conduit à une meilleure efficacité des transferts de chaleur et une diminution du volume



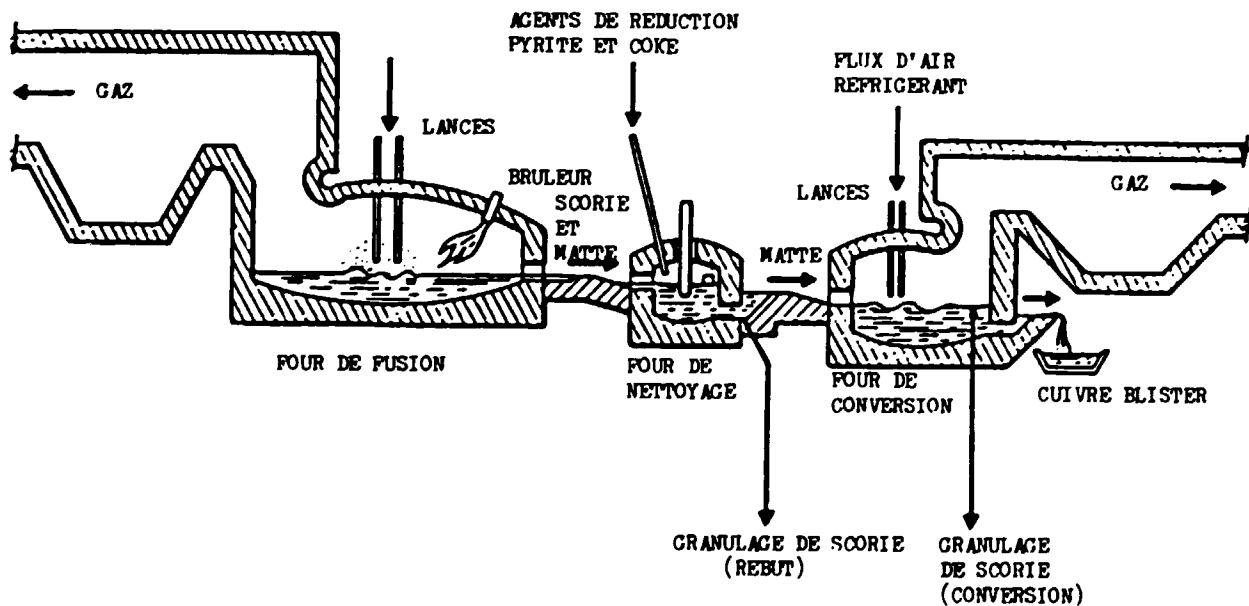
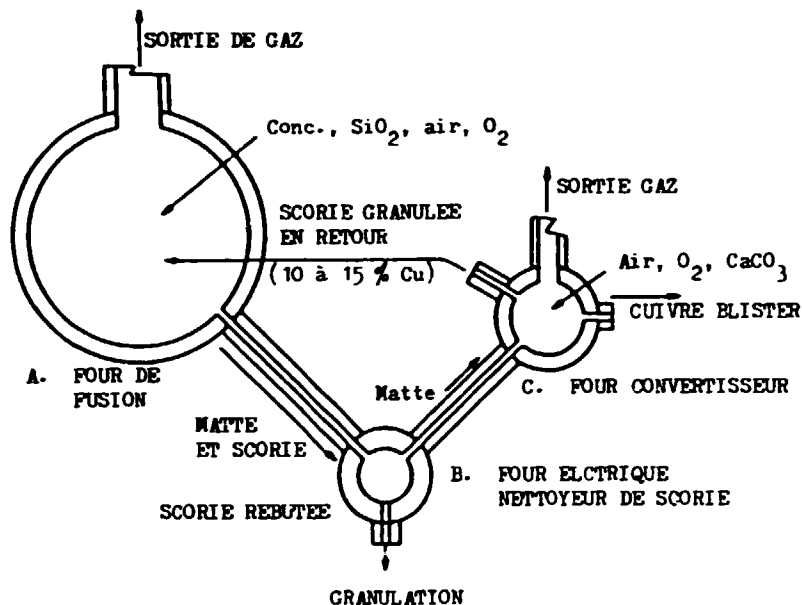
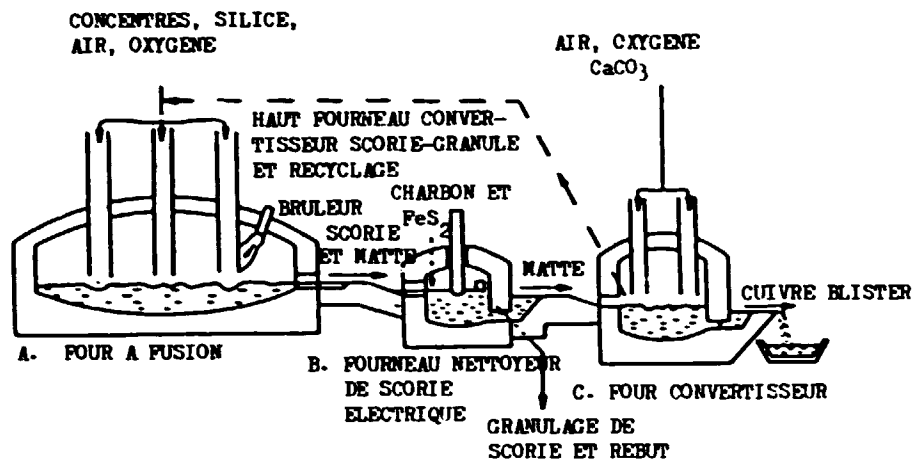


Diagramme 16

des gaz. 2) Simultanément, la conversion des mattes et la fusion auto-active des concentrés des convertisseurs d'El Teniente, modifiés par l'air enrichi à l'oxygène, ont produit un métal blanc de haute teneur.

Ces modifications ont augmenté la capacité des installations de 40 % environ, réduit la consommation de fuel de 50 % et conduit la récupération à une plus haute quantité et qualité de gaz de sulfure dioxyde. Le procédé est simple et aisément adaptable à d'anciennes fonderies avec un minimum d'investissement.

### 3.5.6. Discussion

Pour autant que l'on sache, le seul procédé de fusion à l'oxygène qui ait gagné tous les suffrages est celui d'Outokumpu, qui porte à son crédit quelque 30 fonderies en activité. Les avantages de la fusion à l'oxygène sont généralement soumis au coût de la production d'oxygène, incluant les frais d'une nouvelle installation pour la production d'un nouveau tonnage d'oxygène. Par contre les avantages de l'emploi de l'oxygène sont, non seulement les économies sur le fuel, mais aussi l'augmentation de capacité des fonderies existantes. Cela peut être très important quand il est mis en parallèle une nouvelle étude d'investissement pour une installation à oxygène contre les coûts de productions plus économiques qui permettent aussi une meilleure production. Dans de nouveaux projets, le coût d'une installation d'oxygène pourra être comparé avec les économies venant des nécessités d'une fonderie considérablement plus petite.

Une évaluation des coûts de la fonderie à oxygène d'Outokumpu à Ashio, Japon, conduit à la conclusion, qu'avec 21 % d'oxygène/air (c'est-à-dire air atmosphérique) il est nécessaire de consommer la valeur de 2,66 cents de fuel-oil pour chaque livre de cuivre produit, sous forme de matte à 48 % de cuivre. Par addition à l'air de 48 % d'oxygène, le coût de fuel ajouté a été réduit de seulement 0,37 cent par livre, ce qui fait qu'avec ensemble 0,48 cent par livre d'oxygène, le coût total se réduit à 0,85 cent par livre, soit presque trois fois. Ce qui donnait un bonus, en obtenant 60 % de matte Cu au lieu de 48 %.

Dans les mêmes conditions de prix de fuel et d'énergie pour produire l'oxygène, les fonderies de la INCO auraient obtenu à un coût de 0,44 cent/livre, 55% de matte Cu. Ceci parce qu'il était utilisé 96 % de O<sub>2</sub> oxygène à la place de l'air enrichi. En d'autres termes, le coût de la INCO serait environ deux fois moindre que celui de l'Ashio.

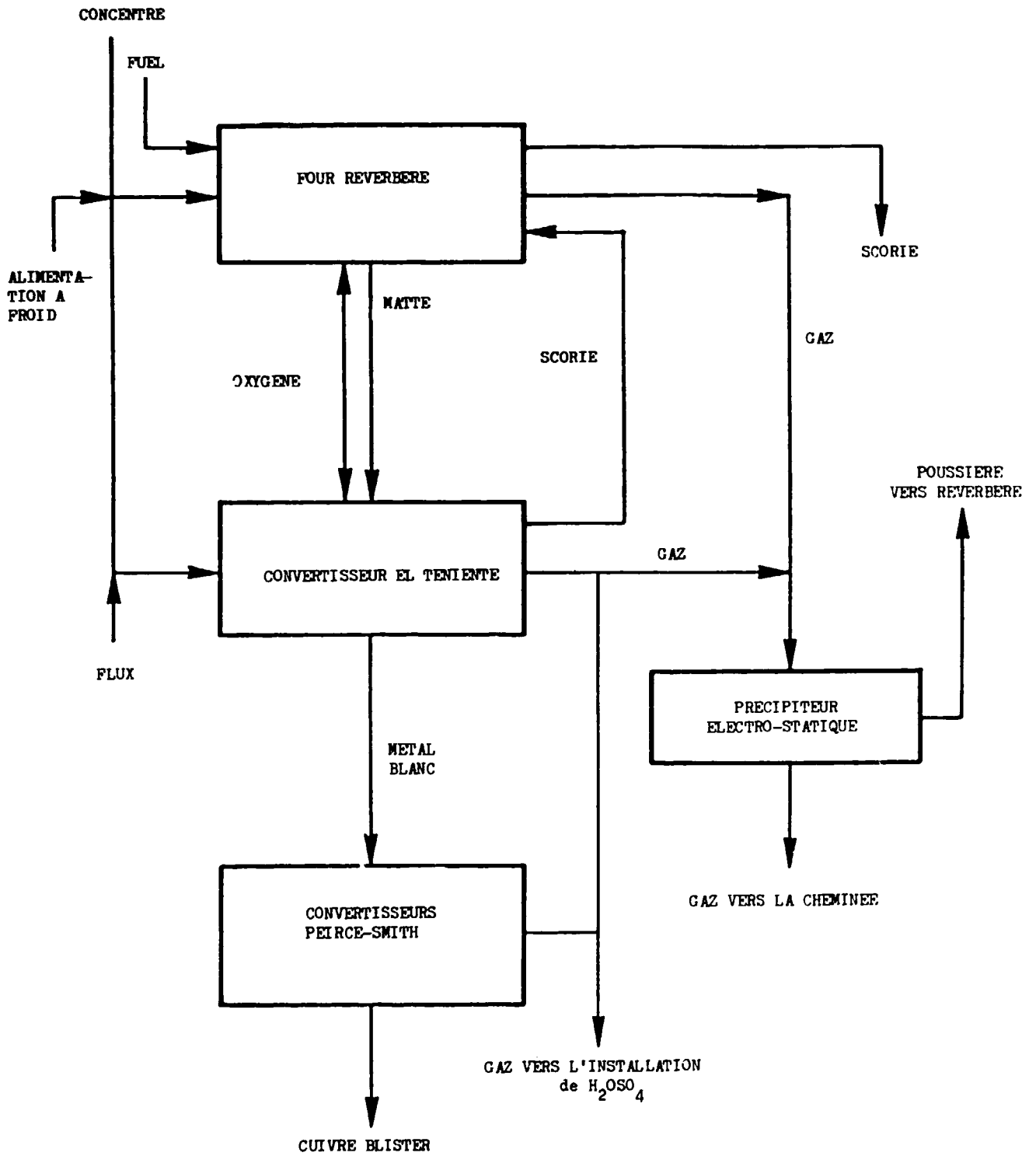


Diagramme 17 : PRESENTATION SCHEMATIQUE DU PROCEDE EL TENIENTE A CALETONES

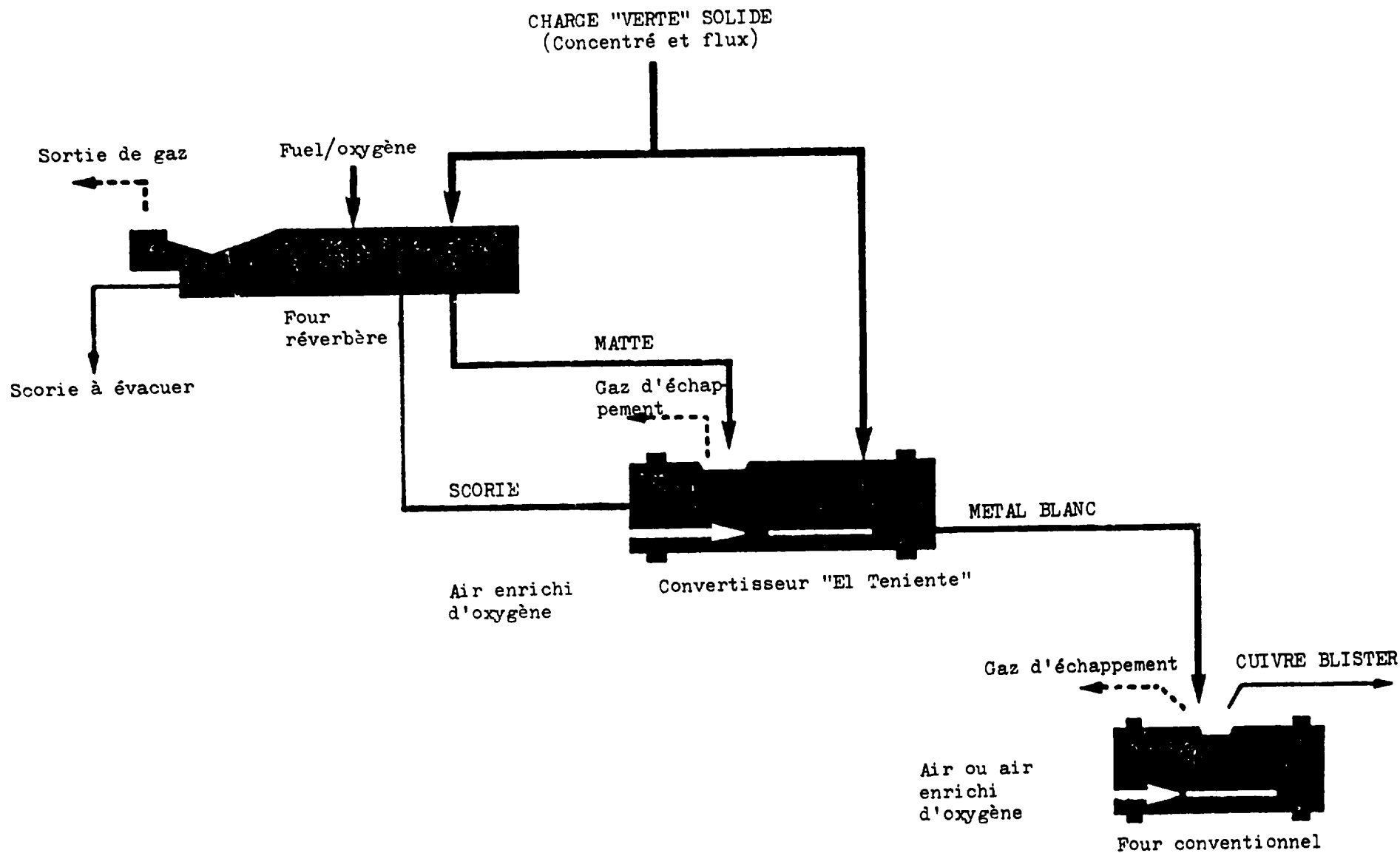


Diagramme 18 : DESSIN SCHEMATIQUE DE LA MARCHE DE LA FONDERIE A CALETONES

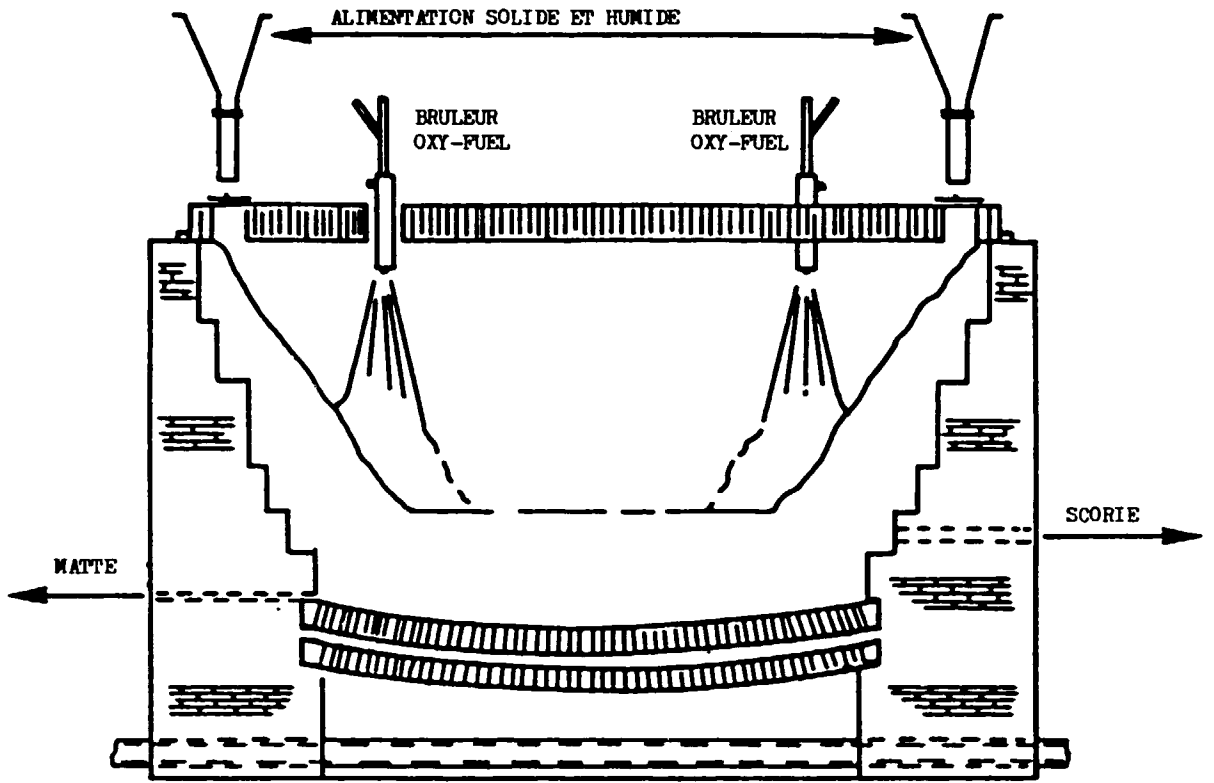


Figure 10 : POSITION DES BRULEURS DANS UN FOUR A REVERBERE

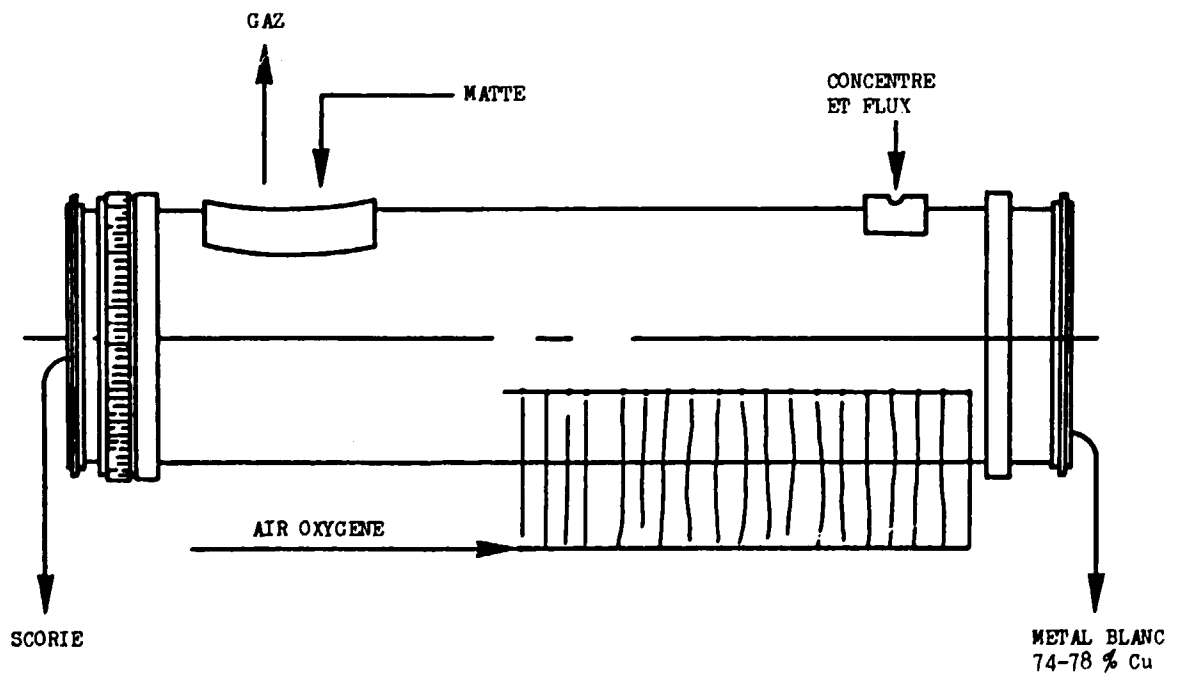


Figure 11 : CONVERTISSEUR D'EL TENIENTE

## DESCRIPTION DE LA TECHNOLOGIE OXYGENE-FUEL

La technologie du four réverbère fuel-oxygène autorise le remplacement des brûleurs standard à longues flammes par des brûleurs à très hautes températures et courtes flammes placés dans les voûtes. Cette amélioration dans la technologie des fours à réverbère conventionnels permet un usage plus efficace du fuel.

Dans cet esprit, ces techniques de l'oxygène industriel et du fuel sont employées en matière d'énergie à proposer. Néanmoins, le système oxy-fuel peut être étendu à d'autres, fuels solides ou gaz pouvant être combinés avec les brûleurs à fuel-oil.

Les brûleurs oxy-fuel sont montés verticalement à travers la voûte du four et ils sont situés directement au-dessus de la charge "verte" de concentrés et de substances froides. Cet arrangement apporte une meilleure répartition de la chaleur dans le four et une meilleure efficacité de l'utilisation de l'énergie. Parce que l'efficacité de cette fusion est augmentée, un taux plus élevé de fusion peut être plus facilement atteint. Par variation des brûleurs à oxy-fuel employés, on peut établir un tableau de marche en fonction des surcapacités demandées par le fondeur.

Dans la figure 2, on peut voir une coupe typique d'un four réverbère de Caletones, avec des brûleurs oxy-fuel placés de telle sorte que la flamme frappe la base du tas de charge.

Dans les conditions d'emploi journalier d'un four à réverbère, on considère que la charge "verte" (concentration et retours) humide est de 7 à 8 %. Aucune addition de flux n'est requise et près de 6 à 700 tonnes de scories sont retournées au fourneau. Environ 1 000-1 200 tonnes de concentrés sont fusionnées dans chaque réverbère.

Mattes et scories sont normalement tapées à des températures sensiblement plus élevées qu'avec les concentrés traités dans les fours à fusion réverbère.

Comme d'habitude, les concentrés de (chalcopyrites) sulfure de cuivre et fer (covelite, pyrite, bornite, etc.) réagissent selon les réactions chimiques de décomposition et 20 à 35 % de sulfures oxydés par le  $SO_2$ .

Une diminution de volume des gaz rejetés est due à l'emploi de brûleurs oxy-fuel, il résulte une plus haute concentration de  $SO_2$  pouvant atteindre 5 à 8 % du volume. Cette concentration variera avec la quantité d'air infiltré dans le four. Dans le four réverbère conventionnel n'employant pas l'enrichissement par l'oxygène, il résulte une concentration de  $SO_2$  de gaz rejetés allant de 1,5 à 2 %. Par ailleurs, l'oxydation du sulfate de fer ( $FeS$ ) prend place dans une faible proportion du fait de la présence dans le convertisseur de magnétite dans la scorie, qui est renvoyée dans le four à réverbère.

Le fonctionnement des brûleurs oxy-fuel diffère peu de la fusion traditionnelle. Les contrôles de marche consistent principalement à maintenir un taux adéquat de fuel et d'oxygène industriel dans les brûleurs, et de les maintenir en bon fonctionnement. En conséquence des augmentations de productivité, le chargement des fours demande des contrôles plus fréquents. Les mouvements des matériaux sont augmentés en conséquence et une plus grande quantité de produit fondu doit être extrait du four.

Aucune modification de projet de four n'est requise pour une nouvelle installation.

Finalement, dans le procédé Mitsubishi tel qu'il est appliqué par la fonderie de Nioshima, les chiffres comparatives suivantes sont valables : avec 30 % d'air enrichi d'oxygène, le coût de fuel-oil est de 1,65 cent par livre de cuivre, tandis que le coût en oxygène est de 0,27 cent par livre; lesquels font un total de 1,92 cent par livre. Avec 50 % d'air enrichi par l'oxygène, le coût en fuel tombe à 0,66 cent par livre, mais le coût en oxygène augmente à 0,86 cent par livre. Ce qui donne un total de 1,52 cent par livre. Dans les deux cas, la teneur des mattes est de 65 % de cuivre. Dans ce cas, alors, la plus grande teneur en oxygène réduit le coût d'environ 21 %. Mais il faut noter qu'à un quelconque niveau, les coûts de la fusion chez Mitsubishi sont de deux à quatre fois plus élevés que ceux réunis de Outokumpu et INCO (voir tableau 3).

Evidemment, tandis que les coûts de fuel sont plus ou moins comparables, le coût en oxygène peut varier considérablement selon l'endroit où l'énergie est produite, et avec quel moyen. C'est complètement différent, si vous pouvez installer une production à bon marché pour un certain tonnage produit d'oxygène; par une station hydroélectrique (dans le meilleur des cas, vous appartenant) ou si vous devez produire l'oxygène avec des huiles comme carburant.

Au Chili, le procédé d'El Teniente a reçu une approbation unanime et les hauts fourneaux ont été modifiés non seulement à El Teniente, Chuquicamata, El Salvador et à Las Ventanas, mais aussi il sera introduit à Paipote et probablement aux fonderies de Chagres. Par ailleurs, il est intéressant d'observer que dans la dernière phase de son extension de sa capacité de fonderie, Chuquicamata introduira aussi les fours à flashes du modèle Outokumpu, en dépit du fait que ces fonderies devront être établies à 1 000 pieds d'altitude, que l'oxygène de l'air sera plus rare et que l'énergie produite employée sera exclusivement thermique.

A part ceci, le procédé d'El Teniente a déjà réveillé l'intérêt du Mexique (La Caridad), de la Yougoslavie (Bor), la Zambie, les Philippines (Bassar) et d'autres pays.

Jusqu'ici le procédé Noranda n'a pas été un succès, sauf trois hauts fourneaux installés à Bingham et le quatrième à Horne, où un nouveau petit progrès a été enregistré. Le procédé Mitsubishi lui aussi n'a pas apporté de réels progrès après son installation à Naoshima et Kidd Creek. On s'est aperçu que le transfert du métal liquide d'un fourneau à un autre engendre des problèmes et limite la capacité des opérations, qui généralement sont embarrassantes.



TABLEAU 3

## COUTS COMPARES ENTRE UNE FUSION CONVENTIONNELLE ET A L'OXYGENE

Coûts basés sur : 1) Coût du courant électrique - 3,5 c/kWh  
 2) Fuel C - \$ 225/MT  
 3) Charbon - \$ 40/MT

	<u>OUTOKUMPU FUSION FLASH ASHIO</u>		<u>INCO FUSION FLASH COPPER CLIFF</u>		<u>MITSUBISHI FUSION EN CONTINU NAOSHIMA</u>	
Pourcentage d'enrichissement en oxygène	21	41	100		30	50
Energie requise pour l'oxygène à produire c/lb Cu	0	0,48	0,44		0,27	0,86
Fuel nécessaire en sus c/lb Cu	2,66	0,37	0		1,56	0,57
Charbon + fuel requis c/lb Cu	-	-	-		0,09	0,09
	<hr/>	<hr/>	<hr/>		<hr/>	<hr/>
Coût total en énergie par livre de cuivre	2,66	0,85	0,44		1,92	1,52
% de Cu dans la matte	48	60	50		65	65

Tout a été dit des nations développées qui ont eu des possibilités réelles d'amélioration de leurs coûts et celles d'augmenter leurs capacités de production à leurs anciennes fonderies, par la prise en compte de la technologie de l'oxygène. Cette technologie a prouvé son efficacité et son effet sur la production. Ceci est clairement montré au tableau 4, pour un tel changement opéré au Chili.

A El Teniente, où fut introduite en premier la technologie de l'oxygène par injection dans les fours à réverbère, la capacité de l'installation a été augmentée de 40 % et le coût en fuel diminué de 25 dollars par tonne de concentré à 12 dollars par tonne. A Chuquicamata, où des changements similaires n'ont pas été complètement introduits, une diminution des coûts de fusion (variable) vont de 33 à 26 dollars par tonne. Et on espère que la technologie d'El Teniente et des fours flashes fera chuter les coûts de 20 dollars par tonne et peut-être plus.

Contrairement à ceci, El Salvador, qui opère encore avec l'ancienne technologie, a des coûts de fusion qui sont en gros le double de ceux de Chuquicamata et El Teniente (El Salvador prépare aussi la mise en place du système à oxygène), soit environ 52 dollars par tonne de concentré. En fait, ce n'est pas le coût de l'oxygène qui rentre en jeu tandis que les procédés associés à l'usage de l'oxygène sont minimisés, mais surtout la situation particulière qui peut être pire. Le coût du fuel-oil est de deux à deux fois et demie plus élevé qu'à Chuquicamata ou El Teniente.

Le Chili surtout a des coûts de fusion très bas - 6 cents par livre - qui sont comparables avec les coûts japonais en matière de fusion, lesquels sont souvent plus bas encore. Mais comparés avec les Etats-Unis d'Amérique, le Canada et l'Europe, les coûts de fusion chiliens sont meilleurs et de plus ne sont pas chargés des frais de protection écologique.

TABLEAU 4

COUTS DES FOURS DE FUSION DE CU AU CHILI  
(en dollars E.U. par tonne de concentré)

	<u>Chuquicamata</u>	<u>El Teniente</u>	<u>El Salvador</u>
Tonnes par an de concentrés	1 000 000	800 000	265 000
Teneur de Cu en % de concentré	37,8	38,0	34,0
COUT DIRECT			
<u>Coût variable :</u>			
Fuel	15,35	12,06	29,85
Oxygène	3,34	2,76	—
Réfractaires	1,83	1,67	0,37
Air	2,17	1,17	0,30
Energie électrique	1,00	0,42	0,07
Autres	2,42	2,93	21,53
	—	—	—
Total	26,11	21,01	52,12
<u>Coût fixe</u>	9,92	14,41	4,65
	—	—	—
COUT DIRECT TOTAL	36,03	35,42	56,77
COUT INDIRECT	14,93	17,51	13,95
	—	—	—
COUT TOTAL/TONNE	50,96	52,93	70,72
Coût par livre de Cu en cents	6,11	6,32	9,43

#### 4. TECHNOLOGIES DU PLOMB ET DU ZINC

En règle générale, les minerais de plomb et de zinc se trouvent ensemble dans une croûte de terre. Aussi la plupart du temps ces minerais sont complexes, c'est-à-dire qu'ils sont accompagnés de nombreux autres métaux, tels que : le cuivre, l'argent, l'or, le bismuth, le cadmium, l'antimoine et plusieurs autres. A Cerro de Pasco, maintenant "Centromin", quelque 21 produits différents sont produits à travers les minerais locaux. Cette complexité des minerais zinc-plomb conduit à de nombreuses passes de flottation pour extraire les différents composants métalliques des différentes combinaisons de minerais. Les types de minerais les plus fréquents sont ceux de : plomb-zinc, cuivre-zinc et plomb-cuivre. Dans chaque cas particulier, des réactifs spéciaux de flottation et des techniques appropriées sont nécessaires pour séparer le mieux possible les métaux. Aussi, comme chaque corps de minerai est unique, comme ses impuretés et sa minéralisation, cela entraîne dans chaque cas quelques modifications à faire pour adapter la formule du réactif et ses conditions optimales de flottation. Il est dans ce cas presque impossible de parler en termes généraux d'extraction par flottation de ces minerais, sans se référer à chaque cas particulier. Le seul principe général qui a été établi et dont on puisse parler est quand le plomb, le zinc et le cuivre se trouvent ensemble dans le minerai. Le cuivre et le zinc seront toujours séparés en premier, car ils interfèrent chacun l'un sur l'autre. En fait, même la plus petite quantité d'ion de cuivre dans la pulpe active le zinc et, une fois activé, le zinc est difficile à séparer. Dans ce contexte, dans une telle combinaison de métaux, le plomb et le cuivre flottent généralement ensemble dans un concentré collectif et sont séparés par des moyens classiques, tandis que le zinc est gardé dépressé et seulement plus tard réactivé et flotté dans un concentré séparé.

A partir de cette formule classique, quelques autres généralisations peuvent être exécutées, comme déjà exposé, chaque minerai particulier oblige à une étude spécifique et une formule de réactif adéquate pour séparer ses composantes. Dans ce sens il n'y a pas de règles générales, et on ne peut parler ici d'améliorations particulières en technologie de flottation pour l'usage d'équipements sophistiqués et de plus vastes cellules de flottation, qui ont la même importance que dans les installations de flottation pour le cuivre et les autres métaux.

Une chose est sûre cependant, c'est qu'il n'y a pas de technologies efficaces en la matière pour la séparation des principales composantes métalliques des minerais, c'est-à-dire : plomb, zinc et cuivre, et que des améliorations importantes sont encore nécessaires à partir de chaque métal qui se perd avec les autres métaux dans les concentrés. En particulier les métaux extraits dans de tels minerais complexes, quand on les calcule, n'excèdent que rarement 80 %. Ces extraits sont même inférieurs si des sulfates sont mélangés à des oxydes. En fait, les extraits de la flottation ne présentent quelques difficultés que pour autant que les concentrés chargés à la flottation sont concernés. Les pertes de métal se font principalement dans la flottation sélective.

Etant donné que les extraits de la charge de flottation dépassent facilement 90 %, et que la flottation différentielle ne produit pas d'encourageantes récupérations, le Centre de recherches et de nouveaux développements a, dans ces dernières années, évolué de la flottation vers la pyrométallurgie. Les procédés de fusion de concentrés chargés ont été prévus avec des possibilités intéressantes pour séparer les composants.

#### 4.1. Procédé de fusion impérial

Ce procédé est prévu pour extraire le plomb et le zinc simultanément à partir de concentrés de faible teneur. L'action du solvant pour le plomb est valable pour récupérer aussi l'argent, l'or, le bismuth, des concentrés avec une part substantielle de cuivre. Il est idéal pour le traitement du plomb, zinc, cuivre, car il offre un surplus de métaux extraits jusqu'à 95 %. Actuellement, quelque 13 fonderies de ce type existent dans le monde, avec un record de production et d'efficacité prouvé. Généralement, elles utilisent une alimentation mélangée avec des taux particuliers de plomb et de zinc pour une technologie optimum. Ceci fait d'elles des installations possibles de fonderies au plan régional. Ces ateliers emploient les eaux de sources perdues pour préchauffer l'air et le coke des hauts fourneaux, et cette énergie s'avère raisonnablement efficace. Dans ce procédé seules les extractions de cuivre et de cadmium sont pauvres. Dans un cas le procédé ISM n'a pas marché, c'est aussi celui de la BMS, fonderie plomb zinc, du New Brunswick, qui conduisit à des études et recherches sur le grillage du sulfate de ces concentrés.

#### 4.2. Procédé SRL, lavage, grillage, sulfatage

Ce procédé a été testé à la minifonderie de CANMET, qui s'attache au développement du procédé en continu au New Brunswick, et dont l'activité se propose de trouver des voies nouvelles pour appliquer un procédé à des concentrés locaux ne correspondant pas d'une manière satisfaisante au procédé Impérial de fusion. Les concentrés de New Brunswick comprennent au chargement : 25 à 30 % de Zn, 0,8 à 6 % de Cu, 6 à 11 % de Pb, 18 à 22 % de Fe, 36 à 37 % de S, 1 à 2 % de matériaux en gangue, avec 150 à 290 grs/1 d'argent, et 0,2 à 3 grs d'or. Dans une première phase des concentrés passent dans un four fluo-solide avec grillage sulfate et plus lessivés par une liqueur diluée d'acide sulfurique pour obtenir le zinc, le cuivre, le cobalt et les sulfates d'antimoine en solution. Dans la même réaction, on traite par précipitation le cuivre (par cémentation), le cobalt. L'antimoine et le zinc sont ensuite extraits par l'électrolyse. Le précipité de sulfate de plomb est lessivé avec une liqueur forte d'acide sulfurique à 95°C, et ensuite conditionné avec le calcium et les chlorures de sodium pour obtenir le chlorure de plomb soluble, qui est alors précipité avec le carbonate de calcium, comme le carbonate de plomb. Ce dernier est calciné pour obtenir l'oxyde de plomb, qui est introduit dans un four à cuve conventionnel pour la fusion. Ce procédé, cependant chimiquement compliqué est économiquement justifié. Il procure 96 % d'extrait de zinc, 95 % d'extrait de plomb et cuivre réunis et 85 % d'argent. Ceci est à comparer aux 87 % de zinc extraits, 75-80 % de plomb et 80 % de cuivre, pour seulement 50 % d'argent, quand le concentré chargé est retraité par flottation pour obtenir des produits séparés.

L'installation pilote travaille à un rythme de 10 t/jour de concentrés et le gouvernement canadien a déjà investi 18 millions de dollars canadiens dans sa construction. Les résultats économiques sont pleinement comparables à ceux obtenus par le procédé de lavage sous pression de Sherritt Gordon. Dans les deux cas, le revenu net augmente de 12 à 20 %.

Les principaux procédés de fusion du plomb sont dans cet esprit et donnés dans un résumé exposé au diagramme 19. La fusion directe des sulfures de plomb offre un avantage significatif sur les réductions conventionnelles par grillage dans les hauts fourneaux. Dans ce contexte, dans les dernières années, une recherche accrue et le développement de cette activité a été poursuivie dans les quatre approches indiquées, mais malgré l'efficacité de leur énergie et l'élimination des problèmes écologiques, peu d'installations industrielles ont été construites.

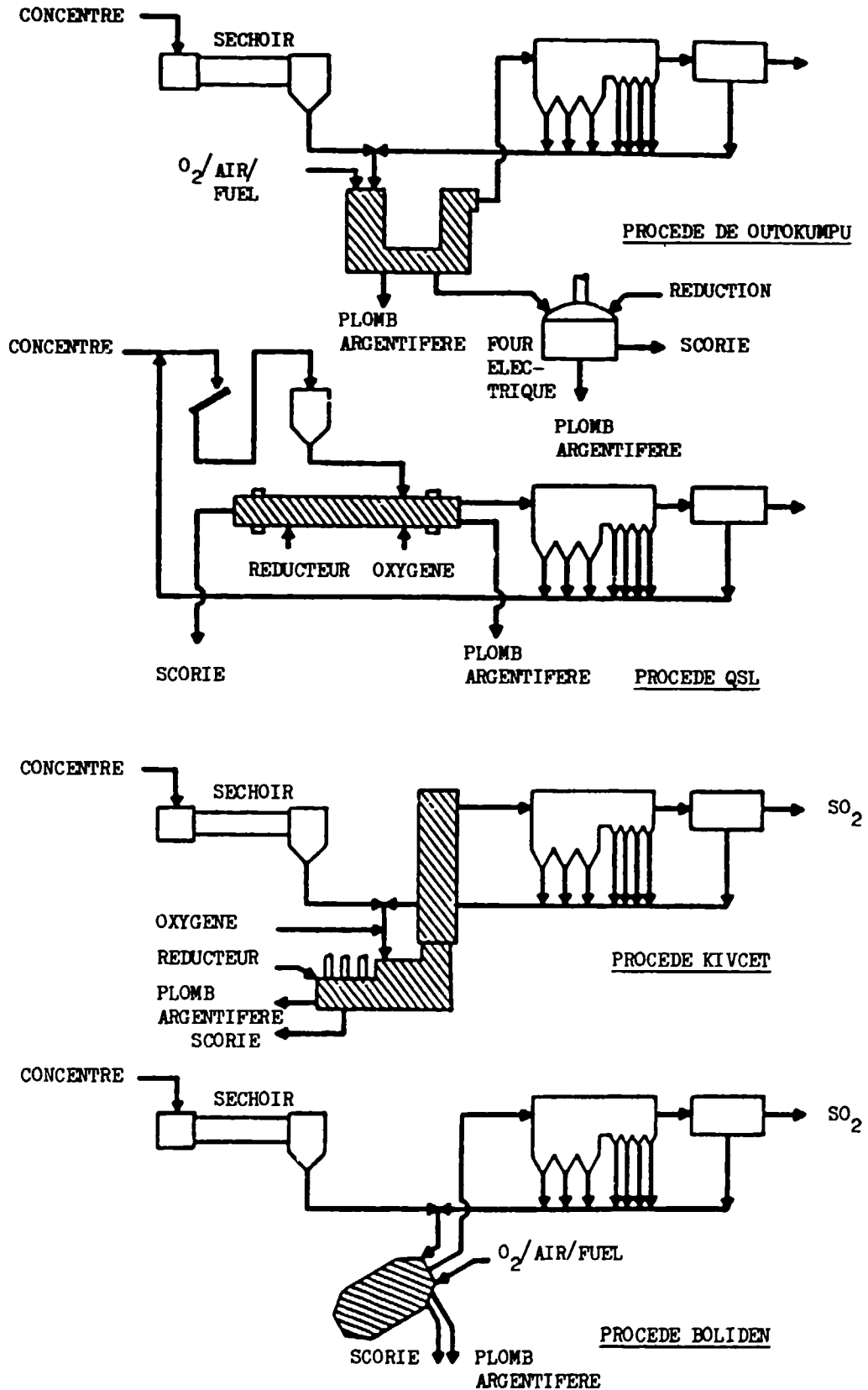


Diagramme 19 : PROCEDES DE FUSION DIRECTE DU PLOMB

#### 4.3. Procédé de Outokumpu

Le procédé de fusion flash de Outokumpu a été pleinement utilisé pour la fusion des concentrés de cuivre et nickel, elle est adaptée aujourd'hui à la fusion des concentrés de plomb. Les détails de cette pratique sont démontrés par la figure 12. En fait ces procédés furent développés il y a quelque 20 années mais avaient été abandonnés à cause des problèmes de la quantité de fumée engendrée. Le concentré de plomb, la chaux, la pyrite et les flux de silice sont séchés et alimentés pneumatiquement, vers le distributeur ou le brûleur de type spécial monté dans la voûte du four. Celui-ci distribue la matière et alimente la réaction dans la cuve du four. Normalement l'objectif est de mélanger autogénétiqument en employant l'oxygène du commerce, de sorte à diminuer le volume des gaz expulsés et les poussières transportées. Ces gaz éjectés contenant plus de 70 % de  $SO_2$ . Le matériau transporté vers le système de nettoyage à gaz est oxydé et se comporte comme les sulfates.

La scorie des hauts fourneaux contenant 20 à 40 % de Pb est écrémée sans arrêt vers un four électrique où elle est réduite par emploi d'injection de charbon. Un excès de 10 à 20 % de charbon est employé dans la réaction, laquelle donne un taux élevé de réaction et réduit la taille du four électrique. Les scories détachées contiennent entre 1 et 3 % de plomb.

Le gaz à la sortie du four électrique est refroidi dans un épurateur humide duquel on extrait les poussières métalliques de plomb et de zinc. Une certaine quantité, au moins 20 à 25 %, de zinc est volatilisée dans le four électrique. Le zinc restant peut être augmenté, et plus de 80 % de zinc provenant de la volatilisation a été obtenu dans l'installation pilote, avec rejet de scorie de 3 à 4 % de zinc et moins de 1 % de plomb.

#### 4.4. Procédé QSL

L'autre procédé par fusion très prometteur et récemment développé est celui de QSL, qui est établi pour ses inventeurs Quenau, Schuman et leur financier la firme Lurgi de l'Allemagne de l'Ouest. Les détails du procédé peuvent être perçus dans les figures 13 et 14 et dans les diagrammes 20 et 21. Ces avantages sont que c'est le seul procédé de fusion du plomb en continu, et que toutes les réactions se font dans le même réacteur.



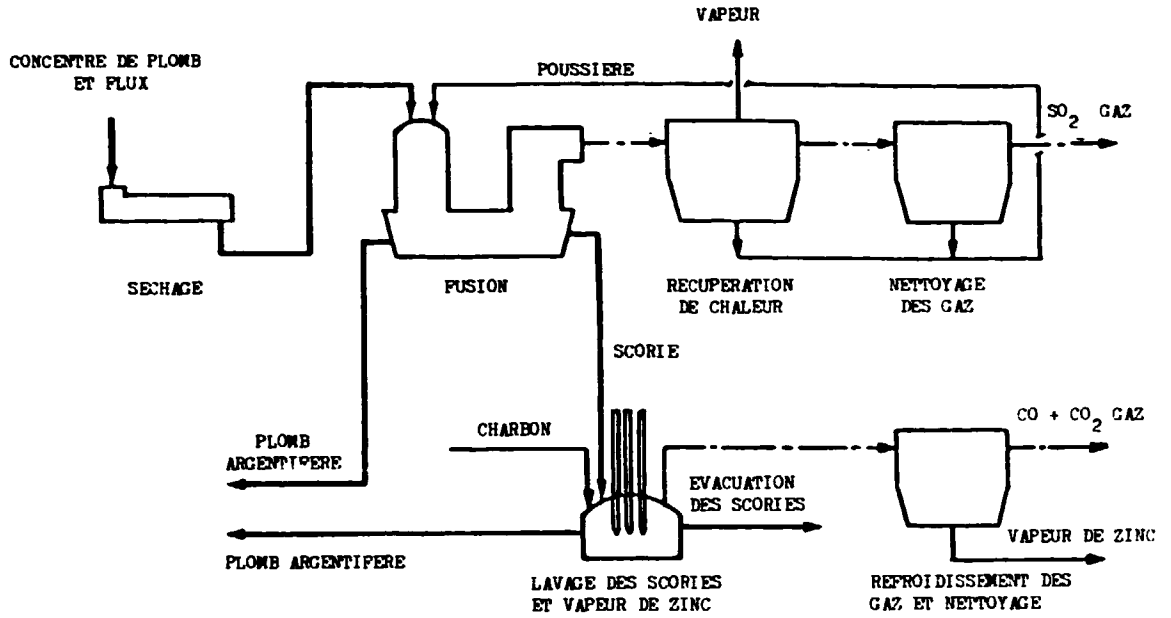


Figure 12 : PROCEDE OUTOKUMPU DE FUSION RAPIDE DU PLOMB

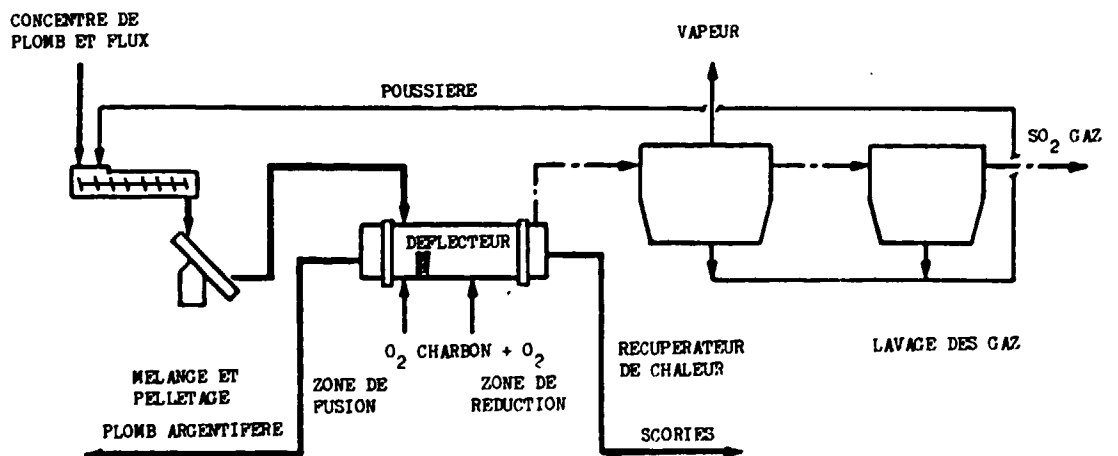


Figure 13 : PROCEDE DE FUSION QSL DU PLOMB

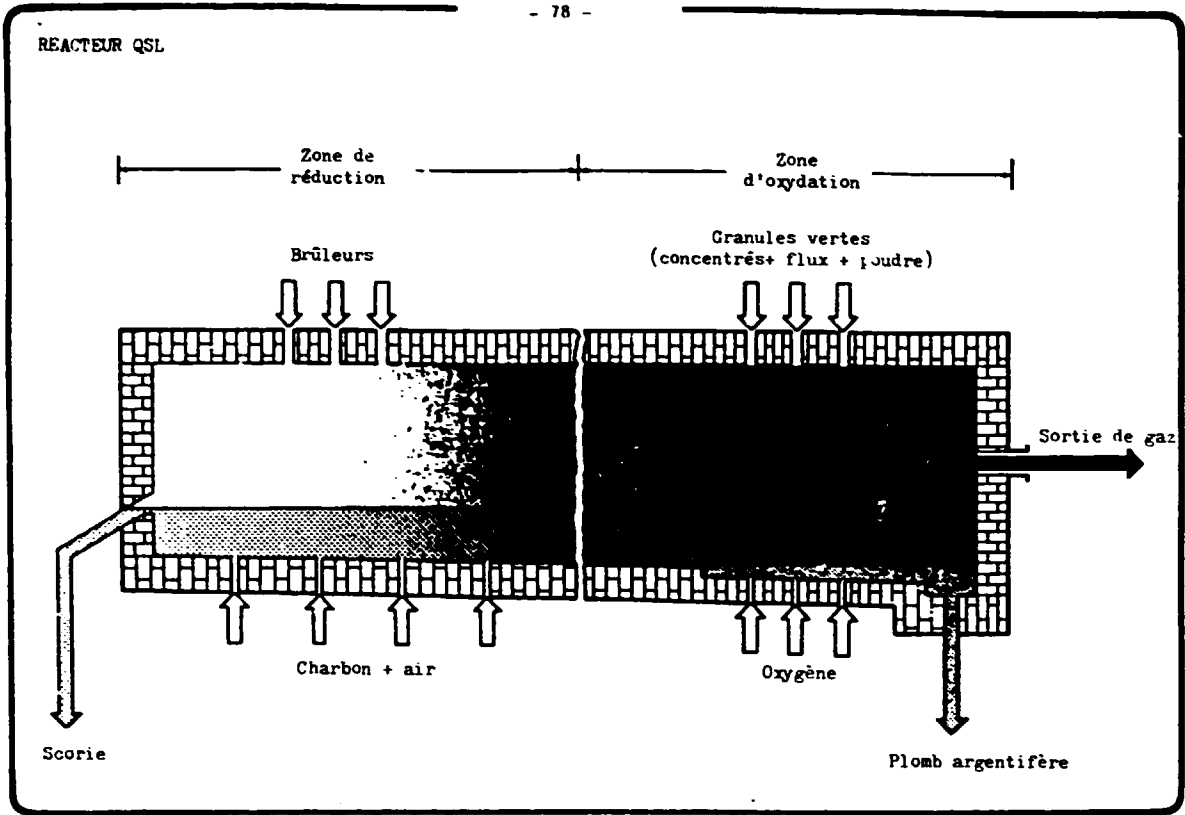


Figure 14 : REACTEUR A CHICANES QSL POUR LA FUSION CONTINUE DU PLOMB

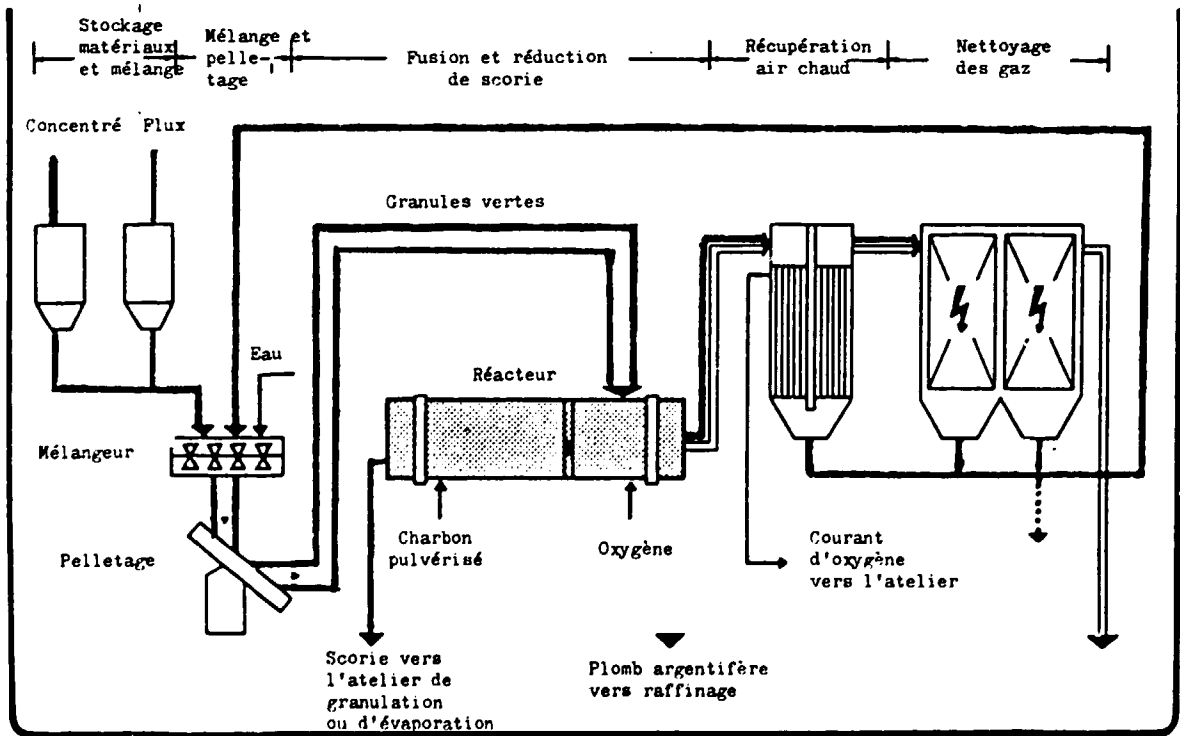


Diagramme 20 : PROCEDE DE FUSION DU PLOMB QSL

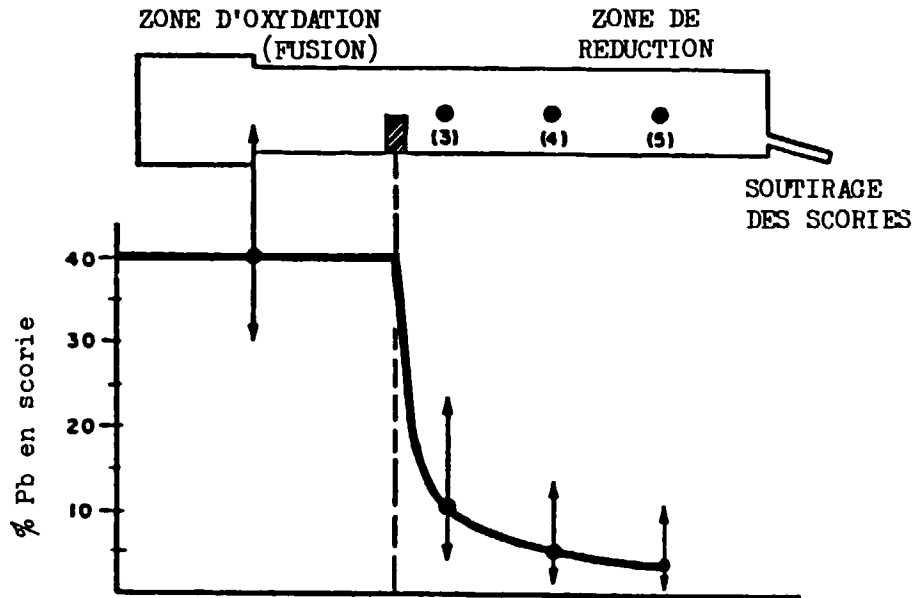


Diagramme 21 : PROFIL DE LA CONCENTRATION  
DU PLOMB DANS LA SCORIE

Les concentrés broyés et reversés sont pelletés et chargés dans le réacteur, sans séchage préalable. Le réacteur est un modèle horizontal en briques pour séchage avec des tuyères sur l'arrière. Les séchoirs tournent sur 90° pour libérer les tuyères quand le travail est interrompu.

La charge pelletée est dissoute dans un bain en fusion et oxydée au moyen d'oxygène du commerce injecté par le fond. Ceci produit un léger bouillon sulfureux, la scorie Pb contenant 40/50 % Pb et 15 à 20 % de SO<sub>2</sub> gaz éjecté. Le plomb contenu dans la scorie est réduit par injection d'un réducteur carbonaté pulvérisé avant d'être sans cesse écrémé et granulé. Une série de brûleurs sont situés au-delà de l'écrémage pour atteindre les températures de scorie de 950 à 1150°C.

Le lingot est collecté à l'arrière du four en briques, et coulé en arrière de la source. Le sulfure contenu dans le lingot est de 0,2 % seulement. Le diagramme 21 montre clairement comment le plomb contenu est sans cesse réduit en scorie, tout au long de son passage dans le four.

L'installation du QSL de démonstration a été maintenant mis en service chez Berzelius fondeur de plomb-zinc à Duisburg (Allemagne de l'Ouest) depuis 1981. Il a transformé plus de 20 000 t de concentré contenant de 50 à 75 % de Pb et 1 à 7 % de Zn.

Les avantages annoncés du procédé sont : 1) ses opérations en continu dans un seul réacteur; 2) grande souplesse à l'égard du plomb et du sulfure contenus dans les concentrés; 3) l'usage de la chaleur de l'oxydation des sulfures pour la fusion de la charge; 4) le peu de frais et de coûts de main-d'oeuvre, qui sont de 30 % supérieurs dans les fonderies conventionnelles; 5) les possibilités importantes pour des opérations automatisées.

#### 4.5. Procédé KIVCET

Une autre technologie émerge, celle du procédé KIVCET, plomb-zinc, développée en URSS et commercialisée par la West Germany's Humbolt Wedag AG. Cette technologie était pratiquée en Sibérie à Ust Kamenogorsk par une usine pilote de 25 t/jour, déjà deux installations ont été vendues à l'Ouest : une en Bolivie pour la fonderie Karichipama, l'autre en Italie pour la Sardaigne.

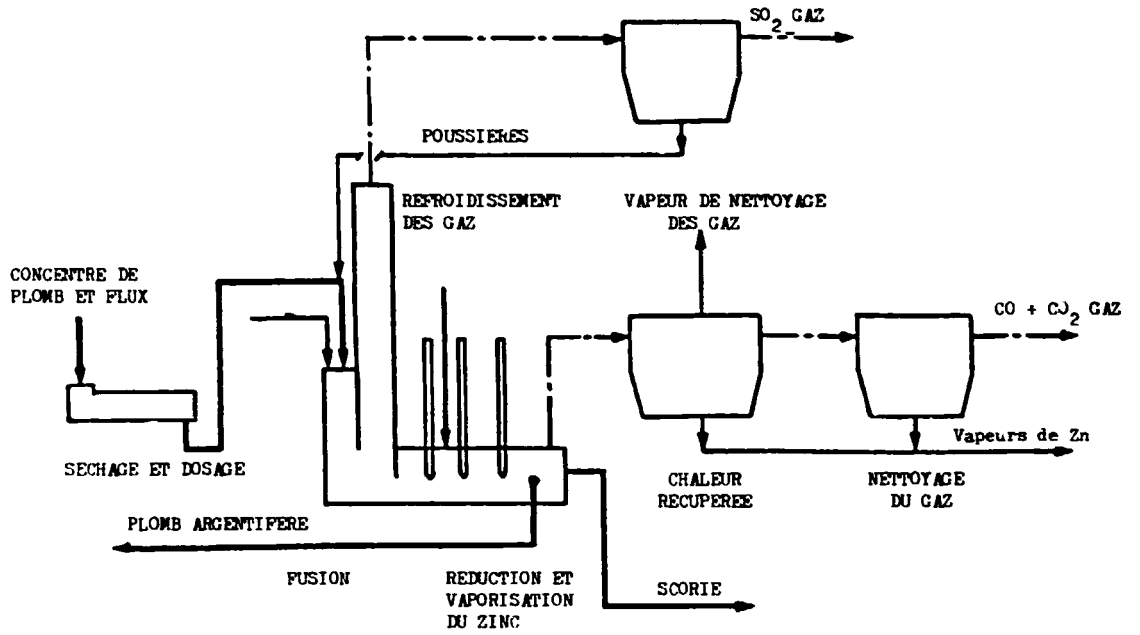


Figure 15 : PROCEDE DE FUSION DU PLOMB SELON KIVCET

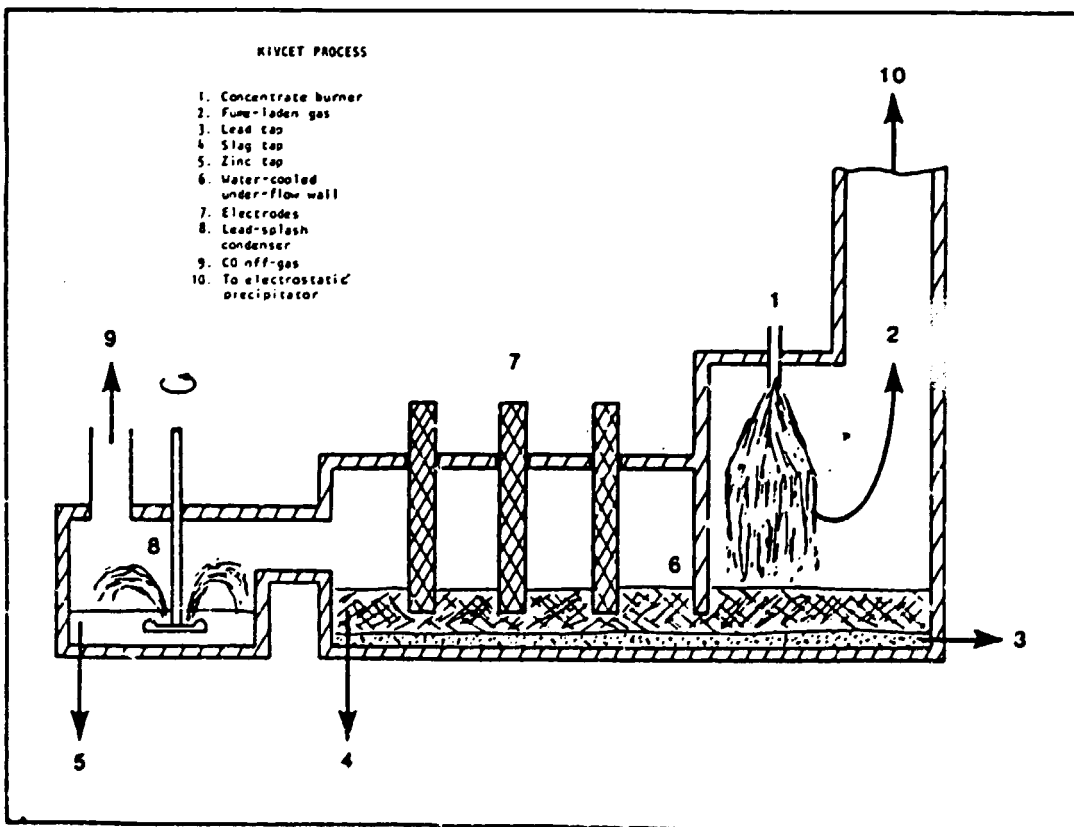


Figure 16 : FOUR DE FUSION ECLAIR "KIVCET"

Comme il est montré à la figure 15, le concentré de plomb va et revient, après avoir été grillé dans un séchoir rotatif, et est introduit simultanément à haute pression avec l'oxygène dans le haut fourneau au moyen d'un brûleur spécial. La fusion commence rapidement après l'introduction de la charge, atteignant une température d'environ 1 400°C. La charge en fusion est collectée au coeur du four électrique où le coke frais est ajouté pour maintenir une réduction d'atmosphère. La scorie, avec moins de 3 % de Pb et 3 % de Zn est écrémée et décor-tiquée. Le lingot de Pb contenant environ 0,1 % de S est frappé sans cesse pour un raffinage par méthodes conventionnelles. Les gaz sortant du four sont d'une haute teneur en SO<sub>2</sub>, de 30 à 55 %, et convenable pour la fixation du sulfure liquide SO<sub>2</sub>. Le procédé offre l'avantage d'être en mesure de pouvoir extraire les biproduits du zinc par exhalation au départ du compartiment du four électrique. Dans le cas de l'installation bolivienne, où les concentrés de plomb chargés contiennent 7,5 % de Zn, un pourcentage estimé à 85 % de Zn pourra être extrait sous formes d'oxydes.

Ce procédé a été sérieusement considéré et évalué par deux grands producteurs de plomb à l'Ouest : Cominco au Canada, et Broken Hill en Australie. Ces deux compagnies, cependant, semblent convenir de l'emploi de la fusion flash et des fours électriques de ce procédé, tandis qu'elles sont dans l'expectative pour la méthode dite "Zn-fuming"\* dans les autres unités. C'est probablement parce que de telles unités existent déjà à Trial et Port Pirie. Aussi est-il pensable que la séparation des unités de fusion de la section de "Zinc-fuming" apportent plus de souplesse au procédé. Celui-ci est très proche de celui de Outokumpu.

#### 4.6. Discussion

Dans le traitement des minerais complexes de sulfures plomb-zinc, deux approches de base ont émergé ces dernières années : une qui essaie de démarrer le traitement pyrométallurgique des concentrés chargés dès le début, sans prévision de séparation par catégorie des concentrés et une autre, qui améliore les technologies de traitement pour les concentrés séparés.

---

\* Zn-Fuming = Vaporisation du zinc.

Dans le premier cas, la perte excessive de métaux dans leur flottation, séparation est évitée, et 90/95 % des métaux sont extraits contre une moyenne de 80 %, par d'autres méthodes classiques. Le plus remarquable que l'on connaisse dans ce genre est le procédé de fusion Imperial, avec 13 installations industrielles à son crédit. Cependant, dans quelques cas, le procédé de fusion Imperial n'est pas tout à fait valable pour résoudre tous les problèmes, et de nouveaux procédés chimiques ont été développés pour cette raison. Aujourd'hui ce sont : le procédé de sulfatage-grillage-lessivage, qui a été appliqué par la Canmet au New Brunswick, et le procédé de lessivage à haute pression, en développement à Sheritt Gordon aussi au Canada. Nous pensons que le procédé à lessivage haute pression est intéressant, mais pas entièrement valable, pour les pays en développement, à cause de la haute technologie et du coût des investissements.

Dans le secteur de la fusion directe des concentrés, comme le cuivre, nous avons deux types de nouveaux procédés en développement : celui qui use d'un bain de fusion comme pour le procédé Boliden Kaldo (TBRC), et le procédé QSL. Le QSL nous semble considérablement plus attractif à cause de sa simplicité relative et sa flexibilité. Il est aussi potentiellement meilleur marché.

Les autres groupes de hauts fourneaux à fusion directe sont les technologies de "flash-fusion" développées par Outokumpu et Kivcet. Ces deux technologies semblent avoir toutes deux leur propre mérite. En considération de leur application dans les pays en développement, elles pourront être étudiées du point de vue de l'investissement et des coûts de production, aussi bien que du point de vue du transfert effectif de la technologie et plusieurs troubles potentiels qui pourraient surgir. Les pays en développement ont normalement très peu d'expérience des prévisions vis-à-vis des technologies à hautes technicités, souvent les contrats sont clefs en main, et à l'expérience, de grosses pertes apparaissent au moment de la production ou au niveau de problèmes de contrôle.

A un quelconque niveau, il devra être clair que ces technologies émergentes devront être encore expérimentées à pleine échelle dans les installations industrielles. Ces expériences devront de préférence être acquises en premier dans les pays développés où d'amples infrastructures technologiques et scientifiques existent. En outre, la vraie nature des problèmes et considérations commerciales sont que les pays développés contrôlent fortement et n'utilisent que les technologies industrielles prouvées et confirmées.

## 5. TECHNOLOGIES DE L'ETAIN

### 5.1. Procédés des charges

Dans un examen relativement récent, T.R.A. Davey indique que la marche générale du minerai d'étain au métal fini s'exécute comme indiqué dans la diagramme 22. Avant et jusqu'en 1970, le train de production, presque universellement employé consistait dans le processus d'un concentré de haute teneur en minerai, contenant plus de 60 % d'étain, suivi quand cela était nécessaire par un grillage/lavage pour réduire le contenu "d'éléments boueux" (Pb, Bi, As, Sb) avant deux passages de fusion. Exceptionnellement seulement on procédait à un second passage de la scorie fumée pour une extraction supplémentaire d'étain. S'il contenait en substance au-dessus de 2 % Sn, il pouvait être conseillé de procéder encore à un troisième passage de fusion, pour produire un alliage cuivre-étain pour retourner au premier stade. Les scories détachées du second stade de fusion contenaient en fait rarement moins de 1 % de Sn comme il était habituellement annoncé dans les informations.

Pendant les années 70, une proposition importante de filons de mines d'étain a été ouverte, due à l'augmentation graduelle des sources d'alluvions d'étain. Il est devenu de plus en plus difficile d'obtenir des concentrés d'étain de bonne teneur à partir des filons et non seulement la moyenne de l'étain contenu décroissait, mais la concentration des impuretés associées au sulfure, particulièrement ceux de Pb, Si, As et Sb, commençait à augmenter.

Plutôt qu'une augmentation des pertes d'étain par diminution du degré des concentrations, ce fut la course au procédé de vaporisation (lot 2, diagramme 22), qui peut donner un concentré de moyenne teneur, de 40-50 % Sn à des taux élevés d'extraction, allant au-delà de 90 %. Ceci est à comparer avec les 50 % ou moins de récupération pour obtenir des concentrés d'environ 60 %, par les méthodes de procédé minéral. De plus, l'élimination du S, Pb, Bi, As et Sb, par le processus des stades de lavage entraîne souvent d'inacceptables pertes d'étain, et tend à être remplacé par le traitement en fonderie : grillage/lavage (item 3) avant fusion, ou raffinage du métal après fusion (item 7).

Le grillage (dans l'air avec ou sans addition de NaCl pour la chloruration) suivi d'un lavage à l'eau chaude ou acidulée, a été longtemps pratiqué, et n'est pas une innovation. Cependant la nécessité de s'attaquer à de plus hauts niveaux d'impuretés a conduit à de nouveaux développements en raffinage, comme l'électrolyse et la pyrométallurgie réunies.



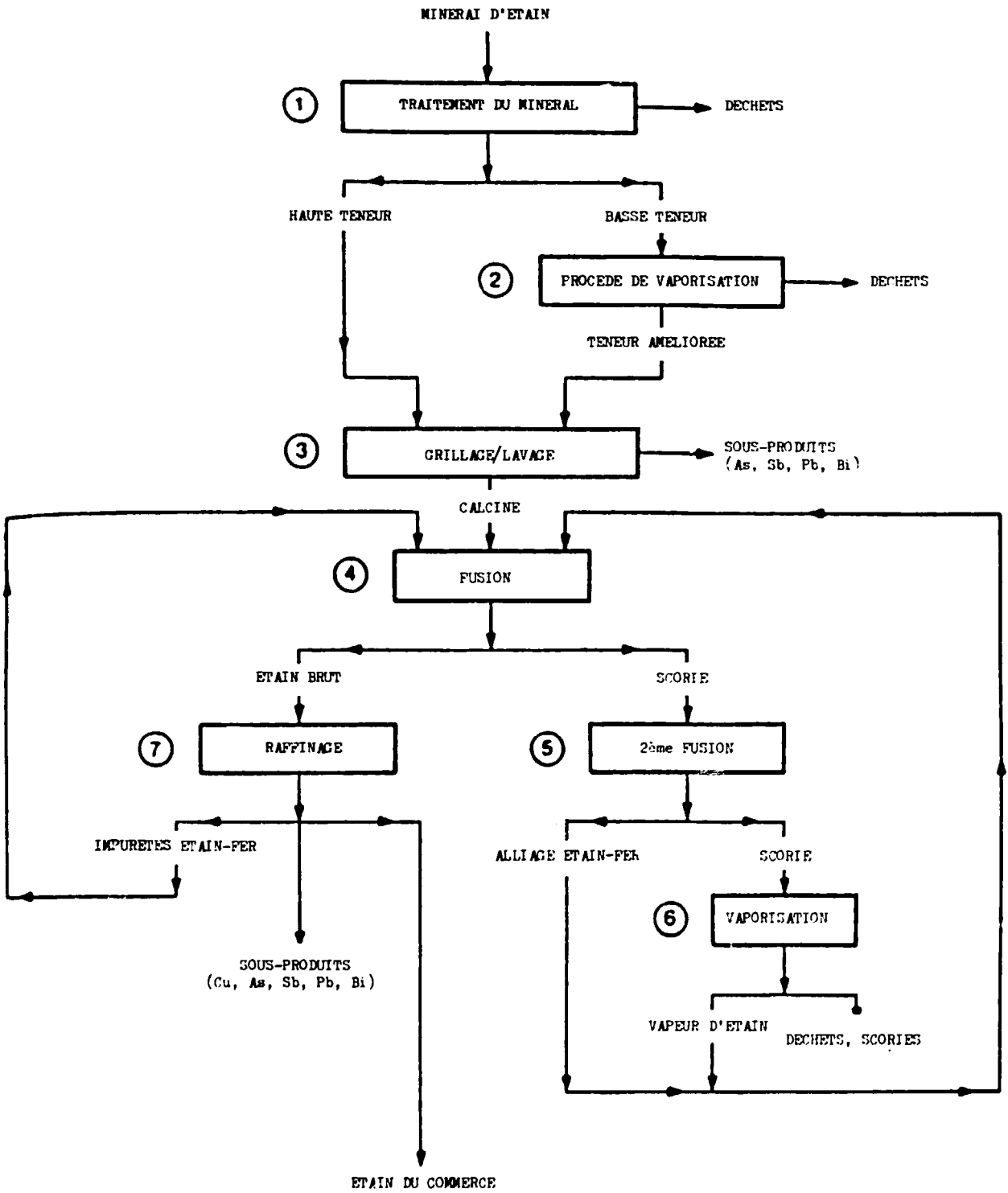


Diagramme 22 : SCHEMA GENERAL DE LA PRODUCTION DE L'ETAIN

Dans le but de recouvrir un étain plus pur, produit par un broyage toujours plus fin, pour libérer la cassitérite\*, celle-ci intimement liée aux minéraux sulfurés, la flottation a été largement introduite (voir le prochain chapitre), pas simplement pour détacher les sulfures des concentrés de cassitérite, mais aussi pour séparer la cassitérite de la gangue des minéraux. Bien que la production de cette flottation concentrée puisse améliorer l'extraction de l'étain, de 20 % et plus, le produit est de très faible teneur, d'environ seulement 20 % Sn, elle appelle à de nouvelles méthodes de traitement. Dans quelques cas, le problème est résolu par transport de ces concentrés de faible teneur vers des fours classiques, où les impuretés sont diluées par mélange avec des concentrés de bonne teneur. Dans le futur, ces minerais seront probablement améliorés par le "fuming"\*\*\* et les impuretés récupérées, comme sous-produits du grillage et lavage ou du processus du raffinage.

Le "fuming" dans les cas favorables peut remplacer en même temps le processus minéral pour produire directement un concentré à partir du minerai. Mais ceci demande certainement des minerais à haute teneur, pour démarrer dans ces conditions. Le "fuming" demande normalement un produit à 7 % de Sn et plus, mais dans le cas des minerais, ceci ne peut être appliqué si le minerai lui-même contient des minéraux suffisamment combustibles pour autoactiver la fusion. Ce cas se réfère aux matériaux pyritiques ou pyrotitiques dans lesquels le sulfure constitue une valeur élevée de fuel.

## 5.2. Flottation de l'étain

Les minerais d'étain ont été exploités dès la plus haute antiquité et concentrés avec succès par méthodes de gravité. Depuis le seul minerai d'étain d'importance majeure est son oxyde, la cassitérite ( $\text{SnO}_2$ ). Quand le procédé de flottation fut développé au début du siècle par concentration des métaux non ferreux de base et particulièrement leurs sulfures, on négligea la bonification des minerais d'étain.

La source la plus importante d'étain était toujours les dépôts de gisements, qui étaient normalement exploités par dragage, puis ensuite passés sur des tamis et répartiteurs cylindriques pour classification et ensuite vers les cyclones pour les essorer et les dessécher. Le matériau sortant était alors concentré dans des cribles et cônes jusqu'à l'obtention d'un concentré de haute teneur.

---

\* Cassitérite = oxyde d'étain,  $\text{SnO}_2$

\*\* Fuming = Vaporisation

Quelquefois, jusqu'à quatre opérations d'essorage dans les cônes et les concentrations dans les cribles étaient nécessaires pour obtenir le concentré final à 60 % de Sn.

Avec l'augmentation graduelle de gisements et dépôts de haut grade, l'exploitation minière des dépôts de roches dures démarra, ce qui les conduisirent éventuellement à l'amélioration des filons. Au début, les méthodes de gravité furent appliquées, pour leur concentration, mais comme la minéralisation changea pour devenir à la fin des grains de cassitérite très dispersés, les pertes métallurgiques dans le système par gravité augmentèrent et les extractions chutèrent de 50 % et plus. L'autre problème des dépôts et filons fut qu'ils contenaient d'autres métaux, tels ceux du Cu, Fe et Sn. Ces sulfures suivaient le zinc dans ses concentrés et devaient être enlevés avant la fusion. A ce stade, la technologie de la flottation fut introduite pour le nettoyage des sulfures à partir des concentrés de cassitérite. Ceci conduisit à la flottation de la cassitérite elle-même.

Le développement d'un procédé de flottation effectif pour extraire la cassitérite a été longtemps évité par l'industrie. Cependant, dans la dernière décennie où d'importants progrès furent réalisés, on y travailla. L'idée est principalement de concentrer les particules fines de cassitérite dans un concentré de faible teneur. Ces particules échappèrent normalement aux méthodes de concentration par gravité et résiduaire, qui après des conditionnements avec des réactifs spécifiques de flottation sont traités dans les cellules de flottation. Ceci conduit à des récupérations complémentaires d'étain qui accroissent le surplus de métal de 20 %, c'est-à-dire à 65 ou 70 % au lieu de 48 à 50 %, auparavant.

Au départ, la cassitérite est un oxyde, qui sera traité par flottation avec des réactifs qui sont normalement utilisés pour la flottation de produits non métalliques ou des oxydes de métaux lourds. A cet égard, le succès a été particulièrement prouvé pour l'acide oléique, sulfate d'acétyl, l'hydroxamate, les acides phosphoriques et arséniques et l'aérosol 22 qui est un sulfosuccinamate.

Aussi loin que l'on cherche, le plus grand succès a été obtenu avec l'aérosol, qui a été essayé aussi sur une installation pilote à l'échelle industrielle. Dans une fonderie de Cornouailles au Royaume-Uni, à travers le traitement d'un minerai complexe contenant 1,26 % de Sn, 2 % de Zn et 0,4 % de Cu, le produit concentré par gravité donne 40 % de Sn, 5 % de Cu concentré et 14 % de Sn concentré obtenu à partir de la flottation des boues fines. Ceci augmenta de 50 à 65 % la récupération de l'étain, et l'extraction des sulfures de 70 %. La flottation des

matériaux d'étain éboués qui est de 80 % de moins et de 53 microns est évacué dans un circuit de Ph 2,4 utilisant un sulfosuccinamate collecteur et l'acide citrique comme modificateur pour élever la teneur de 0,8 % à 10 % de Sn et plus. Le concentré de flottation est alors relevé à 14 % de Sn par l'usage de séparateurs humides à haute intensité magnétique pour détacher la tourmaline et d'autres métaux légèrement magnétiques.

Pour autant que les boues fines de cassitérite se perdent aujourd'hui et que les minerais permettent aux usines d'accroître la proposition de métal contenu, la flottation est devenue une des technologies les plus prometteuses pour l'extraction de ce matériau et de possibles améliorations technologiques des installations. De nombreuses recherches devront être faites pour atteindre une grande sélection des réactifs de flottation et permettre des produits de teneur plus élevée. Nous notons que de telles recherches se poursuivent déjà dans les mines de Oruro et au Centre de recherches métallurgiques en Bolivie et pourraient être étendues à d'autres pays producteurs d'étain.

### 5.3. Pyrométallurgie de l'étain

Soixante-quinze pour cent d'étain sont trouvés dans les gisements dépôts qui se trouvent pour la plus grande partie en Thaïlande, Malaisie, Indonésie et Afrique centrale. Ces dépôts, bien que de faible teneur, sont traités par les méthodes de gravité d'une manière assez satisfaisante, produisant des extraits de haute teneur à 65/75 %.

L'autre quart de la production d'étain provient de ce que l'on appelle les dépôts de veine (filon) qui se trouvent en Bolivie, Australie, Russie et Chine. Ces dépôts, bien que d'une teneur élevée, ont une minéralisation complexe et produisent des concentrés impurs, qui sont chers à traiter comme l'explique le chapitre s'y rapportant. Ceci conduit à une tendance logique d'améliorer cette technologie au niveau de la pyrométallurgie, s'il n'est pas possible d'obtenir des extraits satisfaisants au stade de l'amélioration.

Dans ce contexte, ces dernières années le développement de méthodes bon marché et efficaces pour la récupération des scories par le "fuming" a été payante, comme il a été expliqué au premier chapitre. Dans le passé, cette technique trouvait sa justification par les prix relativement élevés de l'étain qui permettait un tel traitement. Aujourd'hui, du fait de la chute catastrophique des prix de l'étain, cette alternative laisse un doute. Avec une meilleure cote, cela pourrait être envisagé pour des jours meilleurs.

Maintenant le problème le plus important dans le procédé de fusion est que l'étain contenu dans les scories dépend du fer contenu dans les concentrés : à une plus grande quantité de fer contenue dans les concentrés correspond une plus grande perte d'étain dans le rejet des scories, et ceci est considéré comme un problème inévitable. Le "fuming" ou la récupération des étains à partir des scories par volatilisation a été trouvé dès les premiers pas exécutés dans ce sens. Pour atteindre ce but, l'étain est converti dans un de ses produits le plus volatil "halides" ou oxyde stannique, puis éliminé par distillation. Autant que l'on sache, la seule voie économique pour le faire est celle effectuée avec les chlorures. Nombre de ces recherches furent faites en URSS par Kolodin et d'autres scientifiques.

Dans les figures 17 et 18, nous donnons des exemples d'un circuit conventionnel de fusion de l'étain, pour des concentrés de faible teneur.

Dès le début, la volatilisation de l'étain à partir de scories stanniques fut entreprise dans de longs fours de briques, mais elle fut abandonnée à cause des maigres résultats. C'est alors que Phelps Dodge développa une installation commerciale dans un convertisseur Pierce-Smith monté avec des tuyères spéciales. La scorie liquide était introduite au moyen d'une grue et soufflée avec une mixture constituée de pyrite en suspension dans l'air et d'un fuel léger. Le temps de soufflage nécessitait une addition satisfaisante de pyrite pour permettre la réaction avec la scorie. La scorie rejetée par ce procédé contenait seulement 0,5 % de Sn.

Alors vint le four de Kolodin, montré à la figure 19, qui est le plus largement utilisé aujourd'hui. Celui-ci est à la base, un haut fourneau "water jacket" avec un foyer en acier coulé refroidi. Il fonctionne avec six tuyères, chacune d'elles ont les côtés les plus courts qui soufflent un mélange charbon pyrite (aujourd'hui le charbon est souvent remplacé par de l'huile), dans un bain de scorie liquide, à un petit peu moins de 1 m de profondeur, qui produit les réactions, avec une quantité d'air donnée, de la même façon que dans le convertisseur décrit plus haut.

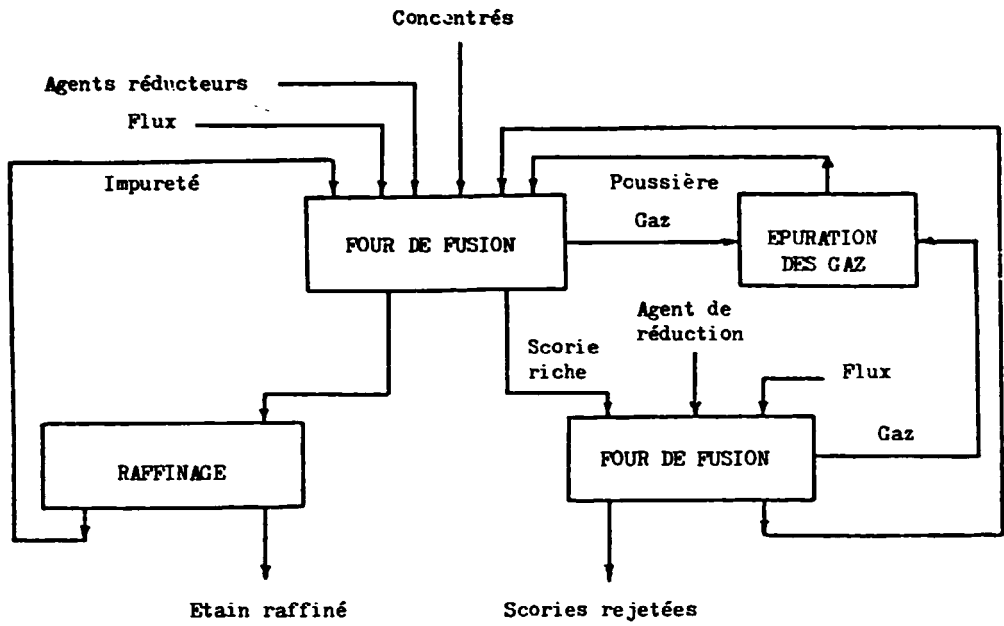


Figure 17 : CIRCUIT CONVENTIONNEL DE FUSION DE L'ETAIN

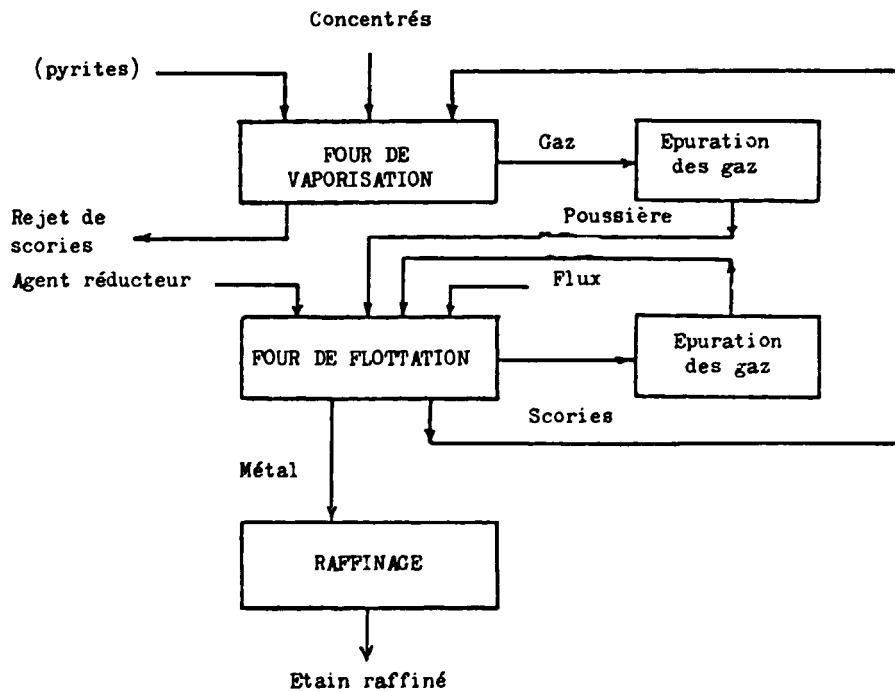


Figure 18 : CIRCUIT DE FUSION POUR CONCENTRES DE BASSE TENEUR

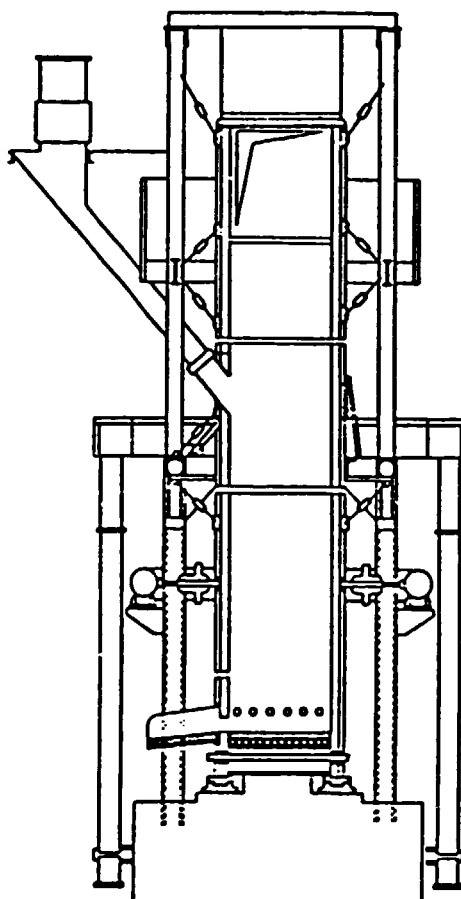


Figure 19 :  
INSTALLATION D'UN FOUR A VAPORISATION  
POUR L'ETAIN, PAR KOLODIN

## ANNEXE I

### ALTERNATIVES TECHNOLOGIQUES POUR LA FABRICATION DES PRODUITS EN CUIVRE SEMI-FINIS ET FINIS

#### I. FABRICATION DU FIL ROND DE CUIVRE

Le champ principal d'application du cuivre est le secteur électrique où la haute conductivité électrique, les bonnes propriétés physiques, sa force relative, et sa résistance à la corrosion sont d'une grande importance. Dans ce secteur, le cuivre est par dessus tout utilisé sous forme de fils, câbles, fils etc. De la demande d'une meilleure qualité et des efforts pour en réduire les coûts, est résulté d'importants changements dans les principales voies technologiques.

Après 1965, les procédés standard impliquaient les opérations séparées de coulage en barre, laminage à chaud et décapage. Bien que durant cette période, les technologies étaient solidement avancées particulièrement avec les ateliers de laminage et l'introduction du traitement continu des billettes à l'oxygène libre, des contraintes significatives étaient imposées par la nature discontinue des barres (pesant environ 10 kg), aussi bien que par la nécessité de réchauffer les barres pour le laminage à chaud et le temps relativement court du passage des tiges.

Pendant la dernière décade, ce procédé a été largement supplanté par des processus continus. Ces opérations caractérisaient la tandemisation du mélange d'une cathode dans l'alimentation et le bobinage d'un fil brillant en longueur, qui ne purent être retenus par la non-possibilité de manutention. Gardant en pensée le temps relativement court durant lequel le changement s'est produit, il est remarquable que, depuis fin 1984, le nombre des unités de production, réaménagées, ou installées ou attendues, tourne autour de 100.

Le succès des procédés en continu est dû principalement aux facteurs d'innovation et d'amélioration des équipements. Un facteur qui a contribué à l'importance du succès fut la forte progression dans la haute pureté des cathodes de cuivre dans les raffineries électrolytiques. Cette situation a été encouragée par le développement des hauts fourneaux à mélange continu de cathode, avec transfert direct vers un four de soutien associé avec une machine à moulage



continu. En conséquence, il est devenu possible de produire des ronds de cuivre de plusieurs duretés et à l'oxygène libre, valables pour les applications de conducteurs électriques les plus critiques.

#### A. Procédé continu Properzi

Le procédé Properzi de coulée\* des métaux non ferreux a été développé en premier lieu pour le zinc et le plomb, et fut plus tard adapté aux fils-ébauches. En 1960, la compagnie bâtit ses premiers appareils pour la fonte du cuivre, qui avaient une capacité de 10 t/heure. Cette installation fut vendue à la "Southwire USA". Une seconde installation fut montée en 1962 en URSS. Comme les rouleaux et les charges sont similaires pour l'installation de cuivre et d'aluminium, Properzi fut capable de transférer ses expériences en aluminium à celles développées pour le cuivre.

La seconde génération des fonderies de cuivre fut développée vers la moitié de 1960. Ces fonderies en continu avaient une capacité de 25 t/heure. Trois furent installées en Suède, Grèce et Italie. Cette catégorie de fonderies fut particulièrement prisée par une grande quantité de producteurs. Suivant le désir de plus petits producteurs, Properzi développa une troisième génération d'appareils qui avaient une plus faible capacité et n'exigeaient qu'un capital moins important. Les coûts furent réduits par le remplacement des hauts fourneaux à cuve continue par des fours réverbères.

Cette nouvelle catégorie de fonderies, incluant les modifications de la deuxième génération, amena à des rendements de 5 à 30 t/heure.

Il y eut deux principaux types : fonderies avec des capacités au-dessus de 10 t/heure avec un ou deux fours à réverbère (prévus pour les petits et moyens producteurs) et des coulées au-dessus de 10 t/heure avec des fours à cheminées verticales.

---

\* Nous désignerons dans ce qui suit par "C.C." la coulée continue désignant soit l'opération, soit le matériel de fabrication.

Le terme "rod" désigne des fils-ébauches de gros diamètres; il a été traduit par : barres, ronds; le plus souvent en couronnes.

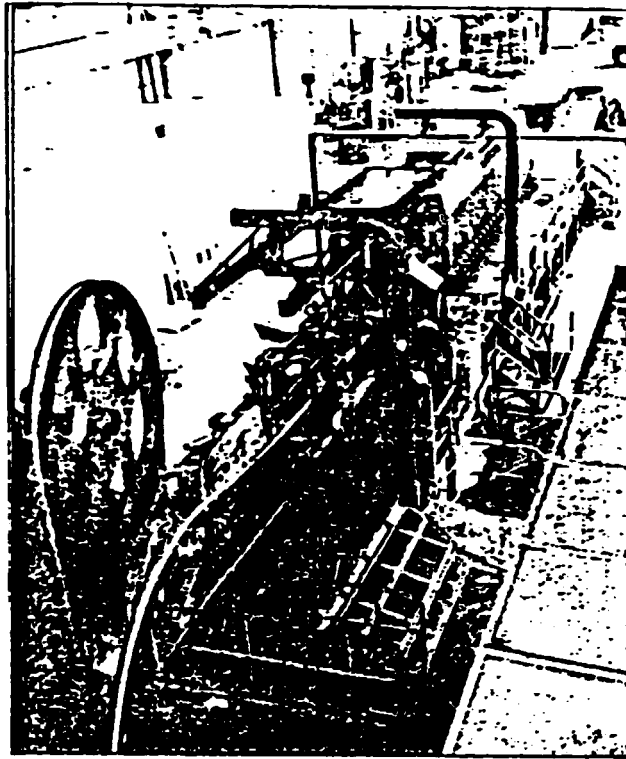


Figure 1 : LIGNE DE COULEE CONTINUE PROPERZI  
POUR FIL-EBAUCHE DE CUIVRE

En 1977 Properzi développa une microfonderie qui était capable de traiter par laminage à froid des diamètres de 8 à 10 mm, jusqu'à 1,5 mm à la vitesse de 45 m/s. Le laminoir était prévu pour remplacer le processus traditionnel pour les ronds de petit diamètre.

Maintenant il y a quatre laminoirs à cuivre standard de Properzi qui sont fabriqués par "Continuus-Properzi" : le modèle Cu/2500-8/19 qui a une capacité de 25 t/heure, et produit des ronds de 6,35 à 8 mm de diamètre, le modèle 7E-Cu/1800-8/13 mini qui a une capacité de 7 t/heure et produit des ronds de 8 mm de diamètre; le modèle 6E-Cu/1400-8/13 mini a une capacité de 7 t/heure et produit des ronds de 8 mm; le modèle 6E-Cu/1400-8/13 mini/S a une capacité de 4 t/heure et produit des ronds de 8 mm de diamètre.

Dans l'installation de "C.C.", le procédé à deux roues est utilisé. La roue la plus basse, et la roue la plus haute qui est libre, sont toutes deux encerclées par une courroie continue d'acier qui ferme l'anneau moulé, monté à la périphérie de la roue la plus basse, pour former la chambre de laminage, et déterminer la forme de la barre. L'anneau coulé moulé a un diamètre extérieur de 1 500 mm. Le système refroidisseur du laminoir comprend : deux réchauffeurs montés à des soupapes permettant un réglage séparé des diffuseurs et une variation dans le refroidissement.

La barre coulée est guidée à travers un convoyeur, jusqu'à une cisaille automatique montée avec une pièce sur le rouleau pour alimenter la tête coupante. La barre ou le rond est coupé sans arrêt et les chutes d'ébarbage sont collectées dans un réservoir à eau de refroidissement. Aussitôt après la sortie de la cisaille se trouve une ébarbeuse.

Après l'ébarbeuse, le rond passe à travers une brosseuse. Cette machine est montée de quatre brosses rotatives en acier qui enlèvent en surface la fine couche d'oxyde et quelques barbes laissées après l'ébarbage. La barre (rond) est alors introduite dans le laminoir au moyen d'une pince à ronds.

#### B. Le procédé "Southwire" (SCR)

La première implantation du procédé "SCR" complètement prévue pour le cuivre fut mise en service à Carrollton, Georgie, en 1965; c'était une extension de la compagnie de fonderie de cuivre, qui avait été fondée en mars 1963. Au cours des années le système a été amélioré par un développement continu : du

haut fourneau à cuve, de la manutention du métal mélangé, de la fonderie, du laminage, du décapage, du bobinage et de l'emballage. Cette installation peut être désignée comme réalisant les désirs des clients individuels.

Le temps normal de la production du cuivre par le système SCR est de 16 à 40 heures, avec les temps morts pour le changement des nouvelles courroies prenant 30 minutes. La matière première est chargée dans un haut fourneau mélangeur ASARCO, et le métal fondu est ensuite transféré vers un four de maintien au moyen d'une rigole couverte. Ensuite par une gouttière couverte, la coulée de cuivre vers le versoir de coulée monté sur l'appareil de fonderie, d'où elle est transférée et versée dans la rainure périphérique de la roue de moulage. Une bande d'acier enserre la plus grande circonférence de la roue de moulage, formant ainsi la cavité dans laquelle le métal fondu se solidifie. Après solidification, la barre fondue quitte la cavité au moyen d'un extracteur monté sur l'appareil de fonderie qui libère le jet de cuivre pendant la levée.

Un convoyeur extracteur modifie le mouvement de la barre du plan vertical au plan horizontal, de telle sorte que la barre soit orientée convenablement. Par opération pneumatique les rouleaux du laminoir sont abaissés sur la barre alors qu'elle passe au-dessus du convoyeur extracteur et rouleaux de pinçage qui maintiennent la tension sur la barre et la guide jusqu'à la fin vers la cisaille, située en fin de parcours du convoyeur. Dans l'alignement, la cisaille équarrit la fin de la barre et au départ coupe le bout de celle-ci fondue à longueur convenable pour la refonte, jusqu'à ce que la qualité physique et métallurgique de la barre soit satisfaisante pour le laminage.

Après le passage de la barre, manutention et contrôle à la loupe, pour apprécier et corriger les variations de coulée et les vitesses du laminage, la barre entre dans un appareil de préparation consistant en quatre couteaux griffeurs et quatre brosses métalliques, ensuite une pince à galets la positionne et l'alimente vers le premier stand de laminoir. Pendant son passage à travers le laminoir, la barre est protégée de l'oxydation par une huile soluble de protection atmosphérique qui aussi la refroidit, tandis que la solution est maintenue à une température élevée pour prévenir un surrefroidissement.

A la sortie du laminoir, la barre est soumise à trois phases de repris qui interviennent alors qu'elle passe dans le compartiment tubulaire de livraison. Dans la phase "1", une solution moyennement acidulée circule à travers le tube pour enlever les légères oxydations sur la barre, alors qu'elle quitte le dernier poste de finition, tandis que la phase "2" consiste en un rinçage à l'eau pour

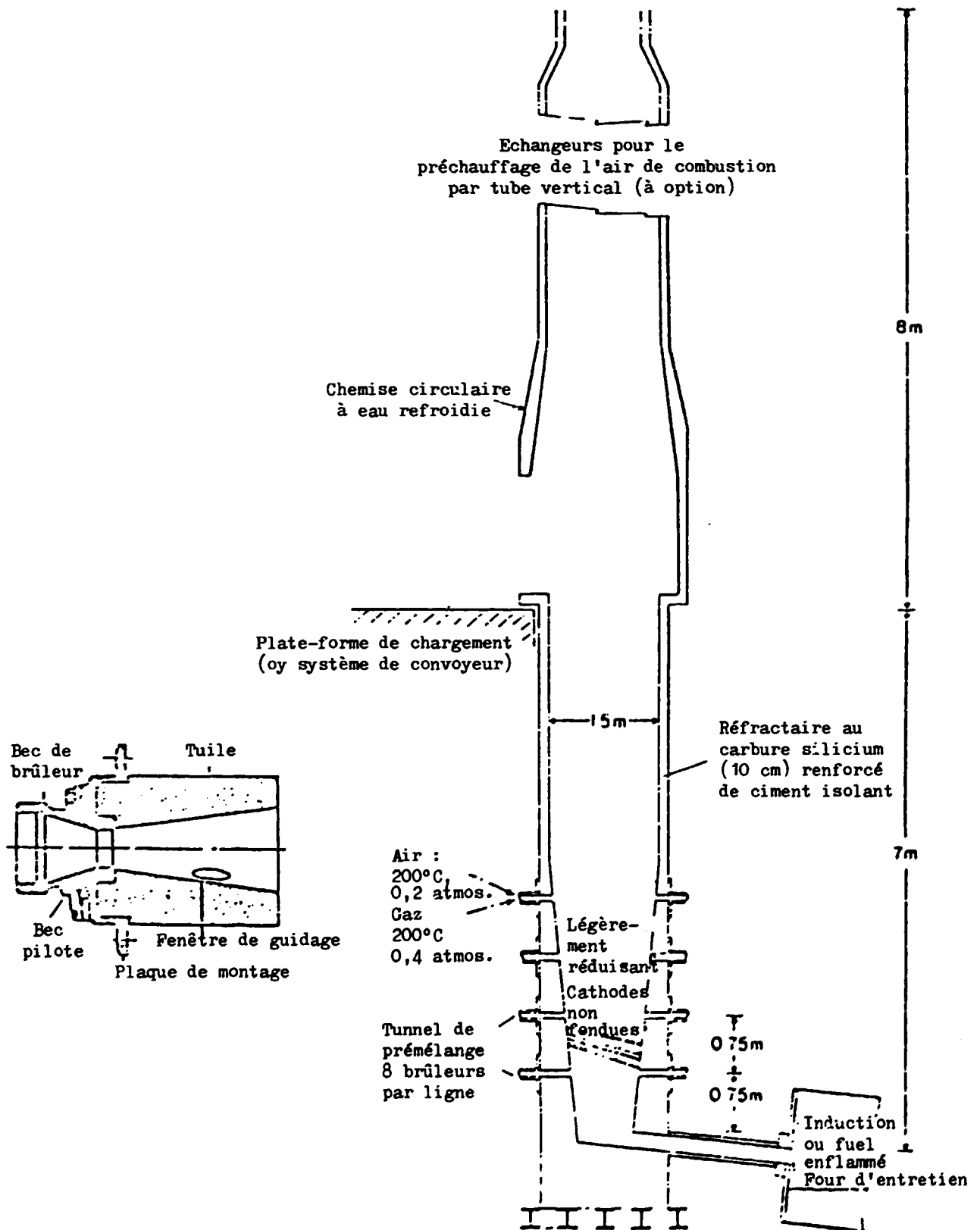


Figure 2 : DIAGRAMME D'UN FOUR-CHEMINÉE ASARCO ET TUNNEL A BRULEURS

refroidir la barre et enlever les quelques résidus d'acide au moyen de jets sous pression et de souffleur d'air comprimé. La phase "3" protège la surface de l'oxydation par l'application automatique d'un revêtement de paraffine soluble au moment où le rond va s'enrouler; le diamètre de chaque bobinage étant déterminé par la vitesse de rotation de la tête de bobinage.

### C. Procédé de fonderie de Outokumpu

En 1969, un système de fonderie en amont fut développé, et un fondeur de cuivre incorporé, ce qui fut introduit dans le circuit en 1970.

Dans ce procédé de fonderie, les cathodes sont fondues dans un four à induction, et le cuivre fondu est chargé dans un haut fourneau de maintien à travers une gouttière. De ce haut fourneau, le métal est dirigé sans arrêt à travers un refroidisseur vertical. Une pièce refroidie au graphite est placée dans la fonte et la partie la plus élevée est entourée par une chemise humide en cuivre. Les ronds de cuivre fondus sont refroidis tandis qu'ils sont dirigés en amont et sont bobinés par bobines de deux à trois tonnes situées à la fin de chaque fil rond. L'unité de retrait est située au-dessus du haut fourneau de maintien et les refroidisseurs sont fixés par un support horizontal en acier. Deux de pinces de rouleaux pour chaque ligne de ronds, tirent les ronds fondus à travers les refroidisseurs. Le diamètre des ronds de cuivre peut varier de 8 à 25 mm suivant la demande de produits finis.

Après l'opération de fonderie le rond retiré est brillant, non oxydé, et prêt pour le travail à froid. Celui-ci est entrepris sur un tandem prévu à cet effet, où plusieurs galets sont installés les uns derrière les autres. Dès que les réductions des ronds sont achevées, le fil est travaillé avec soin, pour éviter les défauts du laminage, qui prévalent dans le laminage à chaud. Le traitement des ronds peut se faire par plusieurs procédés d'étirage. Les ronds produits par laminage à froid ou étirage sont les mieux adaptés.

La caractéristique marquante du procédé de laminage est que la vitesse du rond traité est limitée. En conséquence, pour maintenir des niveaux de production économiques, un fondeur aura un nombre de trains de laminage travaillant simultanément.

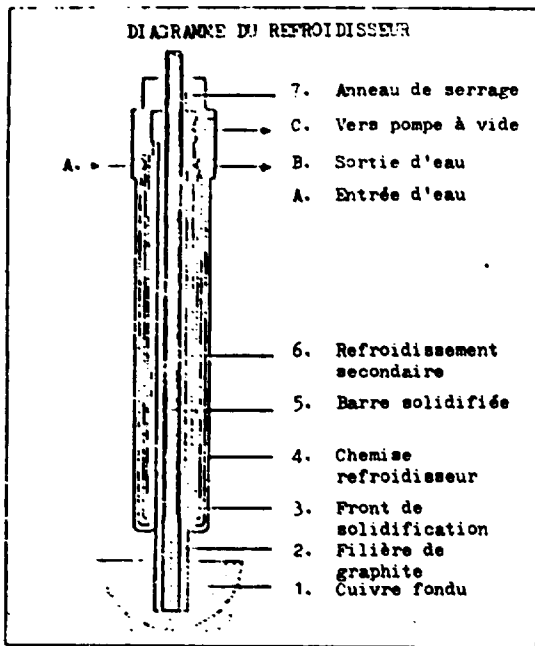
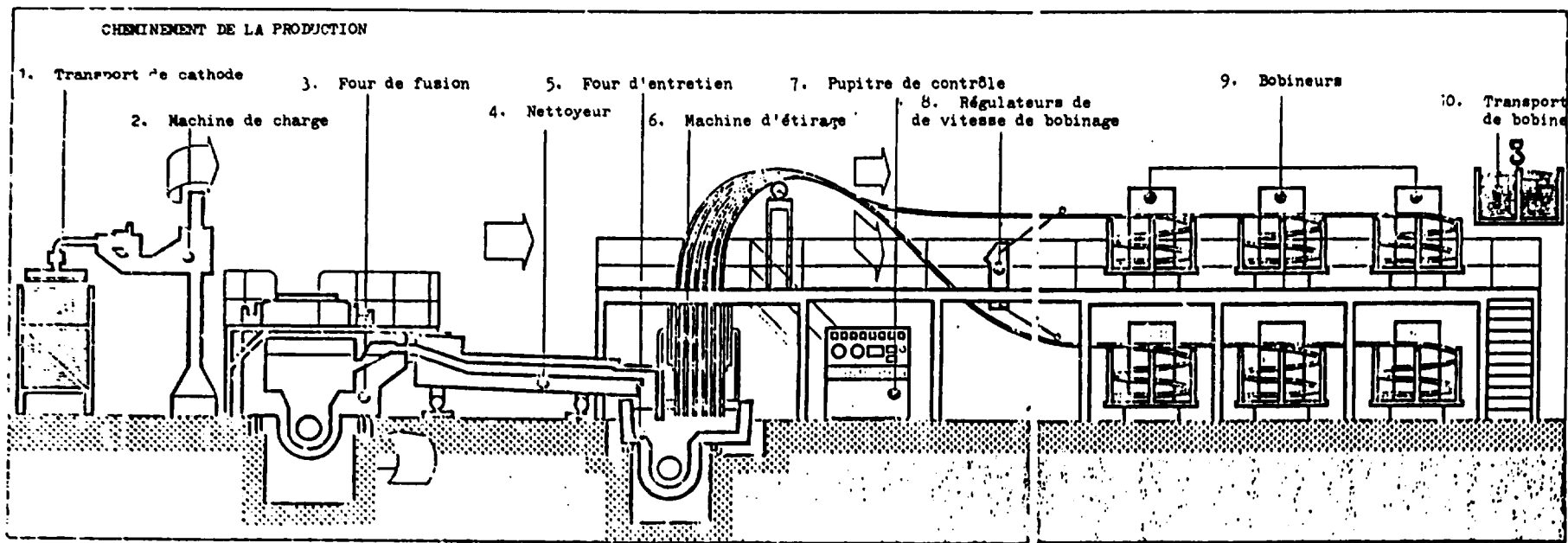


Figure 3 : SYSTEME A COURANT ASCENDANT DE OUTOKUMPU



Comme le procédé est très simple, son principal avantage est qu'aucun équipement compliqué n'est nécessaire. Ce qui fait qu'il est possible de bâtir et d'opérer économiquement pour de petites installations. Il est aussi possible d'ajouter une ligne de laminage à une "C.C." pour en augmenter la capacité.

Ce train de laminage est complètement automatisé et a une installation de 12 laminoirs par exemple, produisant 2 t/heure qui peut être contrôlée par un seul opérateur. La capacité d'un atelier de laminage dépend du nombre de trains; pour une prévision, chaque train peut produire 1 000 t/an. A présent, il y a quelque 20 coulées laminage continues en service dans le monde avec une capacité de l'ordre de 2 000 à 30 000 t/an.

Outokumpu a une échelle d'expérience de production dans les domaines de : oxygène libre-cuivre (HCDF, DLP et DHP cuivre), laiton, nickel-argent, bronze, alliage cuivre-nickel, métaux précieux et alliage, zinc, cadmium. Les formes et dimensions des productions fontes laminées peuvent varier dans de larges registres; non seulement pour les ronds (fils), mais aussi pour les tubes, bandes et profils spéciaux qui peuvent être fondus.

L'usage de machines à lignes multiples permet le laminage économique de petites sections. Les dimensions laminées les plus petites sont : le fil de 3 mm de diamètre, la bande de 4 mm d'épaisseur, les tubes de 20 mm de diamètre et 1,5 mm d'épaisseur.

La capacité de production d'une installation dépend des dimensions du produit, du nombre de trains et du taux de tirage, et est généralement dictée par la nature du métal.

Différents types de fourneaux peuvent être utilisés. La voie des hauts fourneaux à induction est utilisée pour les cuivres à oxygène libre et certains alliages. Les fours à induction sans minerai sont employés pour les métaux précieux et quelques alliages difficiles. Les fours à résistances et gaz chauffés peuvent être aussi utilisés si nécessaire.

#### D. Procédé de coulée "Secor"

A la Clecim, atelier annexe de Creusot Loire, on a commencé à développer (comme à Secim) un procédé de "C.C." de ronds, en 1975/76. Une "C.C." prototype de 10 t/heure fut construite dans ces années et les essais furent suivis sur 18 mois dans l'idée d'équiper d'un four de 25 t/heure de capacité les



raffineries de cuivre d'Australie Townsville (Queensland). Cette "C.C." qui applique les brevets sans rainure de laminage (RER) développés pour les raffineries de cuivre a été mise en route fin 1977. La marque de fabrique du procédé Secim est Secor.

Plus récemment la Cosim, filiale de la Clesim espagnole, a construit un train de laminage à son usine d'Oviedo, la SIA Santa Barbara. Ce train de la Secor a une capacité de 10,5 t/heure; elle a été en pleine exploitation fin 1982, deux mois après la commande confirmée.

#### Description du procédé "Secor"

Dans les deux secteurs d'usines "Secor" qui ont été bâties jusqu'ici, le cuivre fondu est fourni par un haut fourneau Asarco à ronds. Ensuite, le cuivre passe à travers une gouttière dans un four d'entretien, puis dans un four à versoir, à partir duquel les lots de cuivre fondu coulent dans le moule. Des pièges à scorie sont incorporés dans les deux laveuses. Le four de coulée peut être contrôlé aussi bien manuellement qu'automatiquement, pour alimenter la fonderie à un taux constant. Le coulage automatique est achevé à l'aide d'un tube à "bulles" qui est immergé dans la cuve du four et alimente sans arrêt le coulage avec de l'azote et de l'argon.

La fonderie est du type à roue et courroie, et l'alimentation se fait par le haut. Après coulage dans le moule, la barre coulée passe de la roue vers une table de sortie qui alimente le laminoir. Pour éviter les problèmes d'un éventuel retraitement succédant à une panne quelconque, le rond ne doit pas passer au-dessus de la roue de coulée.

Les pinces de galets qui sont à la sortie de la table sont synchrones avec la vitesse de la roue de coulée, et prennent le poids du rond pour prévenir la tension à la sortie de la roue. Les pinces de galets dirigent le rond vers le bord de l'ébarbeuse et l'entrée de la cisaille. L'ébarbeuse enlève les quelques bavures sur les bords de la courroie des ronds et chanfreine les coins des barres (ronds). L'ébarbage de la barre est exécuté au démarrage jusqu'à ce que le rond soit bon pour le laminage. L'ébarbeuse dispose aussi d'une barre dans l'éventualité d'une réparation. Les sections de ronds ébarbées sont refroidies sur le convoyeur à barres pour la fonte.

Avant le laminage, le rond passe à travers un bain de prépréparation et une chambre d'étalonnage. La barre est roulée utilisant les gouttières pour former un rond à la sortie de celles-ci, (RER = raffinerie de cuivre système) pour former un plat avant la passe finale. Le laminoir antitorsion a des stands groupés en blocs de 2-3-4 ou 5 accès. Une cisaille intermédiaire est installée sur le laminoir pour réduire le temps mort qu'entraîne une réparation. Le refroidissement dans le laminoir s'achève par une circulation refroidissante à partir d'une centrale de froid. Après laminage, le rond passe à travers un tube refroidisseur, où il est nettoyé avec une solution non acide. Le rond est dirigé à travers le tube refroidisseur par la pince de sortie et engagé à travers une machine à enduire vers la bobineuse. L'enduit préserve du ternissage les ronds (ou barres) terminés. Une cisaille guillotine est positionnée en face de la bobineuse pour couper le rond si nécessaire, afin d'éviter le blocage du bobinage.

Le procédé Secor offre sept principaux avantages. Le système automatique du niveau de contrôle assure une évidente qualité des barres coulées et aussi des gains de travail, une sécurité améliorée de l'opérateur. Ces gains sont augmentés aussi par la prise automatisée des ronds refroidis et leur enlèvement. Les barres de laminoir sont séparées et assurent une production compatible avec un éventail important dans les diamètres de ronds.

Le procédé RER permet l'amélioration de l'interchangeabilité des galets, réduit les coûts de fonctionnement et ceux du capital, accroît la productivité; la vie des galets au carbure de tungstène est prolongée de 50 % par le procédé de nettoyage à base de solution organique. Les bavures de fil tombant à 71 microns peuvent être éliminées sans ébarbage des ronds. Finalement la faible hauteur de la coulée réduit les coûts d'installation de l'atelier.

#### E. Procédé Contirod (Krupp-Hazelett)

En 1960, l'usine métallurgique belge de Hoboken Overpelt (MHO) et l'usine de cuivre et de zinc de Liège furent engagées dans un développement joint, pour un procédé de "C.C." de cuivre en barres. Les compagnies envisagèrent d'installer une fonderie-laminage à la raffinerie de Olen (MHO). Les travaux de développement furent entrepris par la Hazelett, le type fut une fonderie-laminage à deux courroies et bâtie à Olen. En 1970, il fut décidé de construire une fonderie laminage en continu près de la raffinerie électrolytique de cuivre de Olen. La production de cuivre à la MHO de cuivre et à procédé de zinc commença en 1973.

L'installation comprend le système de coulée Krupp-Hazelett et l'équipement de laminage, et fut prévue pour une capacité de 100 000 t/an. La marque de fabrique "Contirod" fut déposée par MHO pour la production des barres (ronds) de cuivre.

Dans ce procédé, les cathodes sont mélangées dans un haut fourneau et le cuivre fondu est passé dans un four de maintien chauffé par induction. De ce four, le cuivre est chargé dans une unité de fonte à deux courroies. Les barres rectangulaires sont produites par le mouleur. Une paire de pinces à galets guide la barre moulée vers l'unité d'ébarbage qui élimine les barbes de la barre au moyen d'outils rotatifs. La pince à galets opère comme un appareil à sensibilité rapide de coulée et du laminage. Une cisaille pendulaire est située près de l'unité d'ébarbage pour couper la barre à la sortie et prévoir les pannes.

Après la passe d'ébarbage, le rond se dirige dans le train de laminoir à raison de 15 passes horizontales et verticales. Le train de laminoir se divise en quatre groupes : meulage, laminage intermédiaire, laminoir de finissage avec cisaille rotative, unité de contrôle par loupe et cisaille de sortie.

Les contrôles à la loupe sont prévus pour éliminer la tension entre les passages afin d'assurer une production de haute qualité des barres. Après trempage dans une solution d'acide sulfurique, lavage et savonnage, le rond est bobiné en bobines de 5 tonnes. Les diamètres produits se situent couramment de 6,35 à 22,5 mm dans les unités de Krupp-Hazelett qui ont des taux de production allant de 12 à 50 t/heure.

#### F. General Electric DIP-Forming (enrobée par immersion)

Dans ce procédé à froid, une barre de cuivre propre, génératrice de gènes, d'un diamètre de 9,6 mm est passée à travers un conteneur rempli de cuivre fondu. La barre (rond) se propulse à 100 m/minute et la profondeur du cuivre est d'environ 500 cm. A la sortie la barre a 2,75 fois son poids initial avec un drain de 16 mm environ. Quand le cuivre fondu et la barre ensemencée sont fournis en continu, une unité de cette taille produira 10 t/heure de barres chaudes et, par la mise au diamètre de la barre et la profondeur du cuivre, on pourra obtenir un niveau le plus élevé de production.

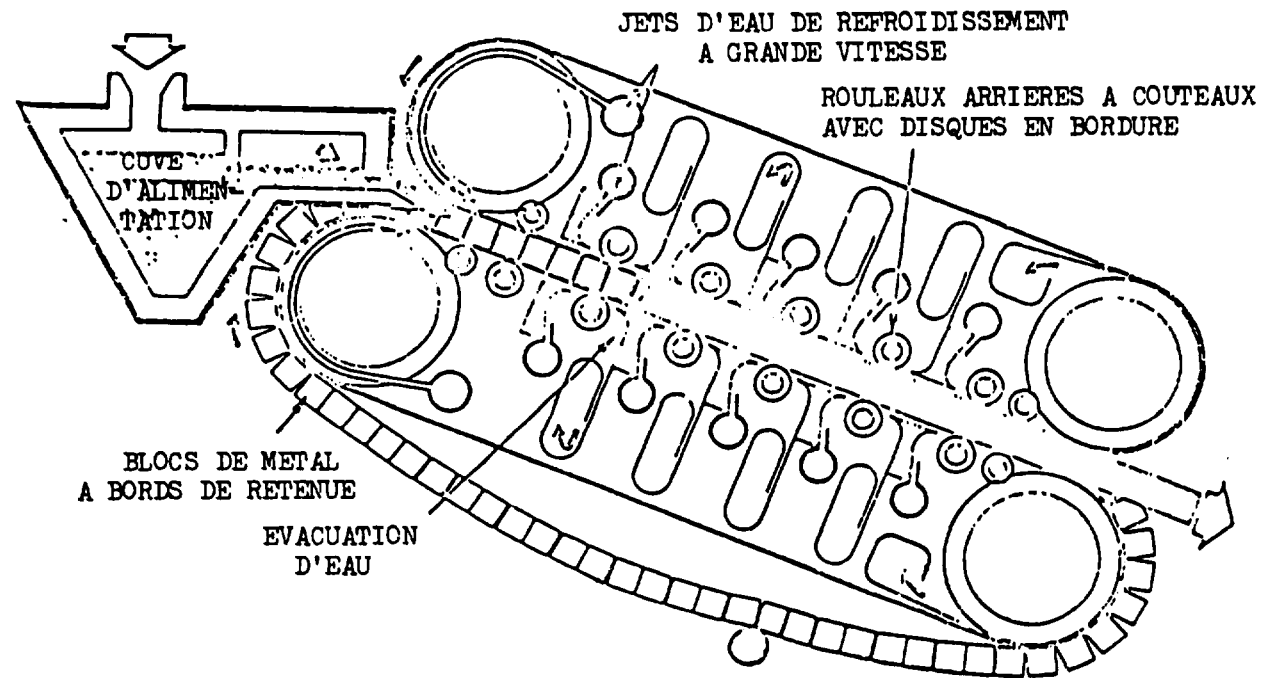


Figure 4 : MACHINE DE FONDERIE HAZELETT A DEUX COURROIES

La barre chaude est refroidie à 850°C et laminée dans une atmosphère protégée refroidie à la température de la chambre et bobinée. La barre de cuivre enrobée contient peu d'oxygène, une surface dense et nette, une structure interne uniforme et des propriétés mécaniques compatibles pour des applications telles que le tirage de fil fin.

En même temps, on note que cette barre en première main est libre du phénomène de fragilité causé par l'hydrogène, mais elle a une plus haute température de recristallisation, qui est toujours le fait de l'oxygène libre du cuivre. La barre trempée-formée est valable même pour des applications, où de hautes performances sont requises.

#### G. Procédé de coulée par lévitation (GELEC)

Le procédé GELEC est basé sur une combinaison synergétique d'un champ de lévitation électromagnétique et d'un échangeur à chaud de haute efficacité, utilisé dans un mode de coulée ascensionnel. Le résultat est un procédé à bas prix de fonderie en continu qui surmonte les problèmes de frictions et d'adhérence au moule métallique qui souvent interviennent dans d'autres techniques de fonte en usage. Parmi ces avantages on trouve de grandes vitesses de coulée, un retrait continu et en douceur du produit coulé, une excellente homogénéité, une uniformité du grain de structure et dimensionnelle du produit, l'absence d'imperfections ou d'inclusions sur la surface ou les parties traitées en contact avec le moule en métal. Il est particulièrement recommandé pour des formes justes et nettes de petits ronds ou d'autres produits à partir de métaux purs variés ou d'alliages. Pour d'autres applications, la structure fine du grain équilibré du produit fondu est possible pour l'étirage immédiat ou les opérations de formage sans emploi de laminage à chaud, de tubage ou autre procédé après moulage.

#### H. Remarques en conclusion

Des motifs exposés, on déduit que le système traditionnel de production de barres de cuivre étiré ira en s'accroissant dans l'avenir et que l'ancienne méthode ne sera retenue qu'en des circonstances exceptionnelles. Ainsi, pour les ronds produits dans la gamme de 6 à 40 t/heure les systèmes Properzi, Southwire, et Contirod, de coulée-laminage continu, sont maintenant adoptés.

PRINCIPE DE COULEE

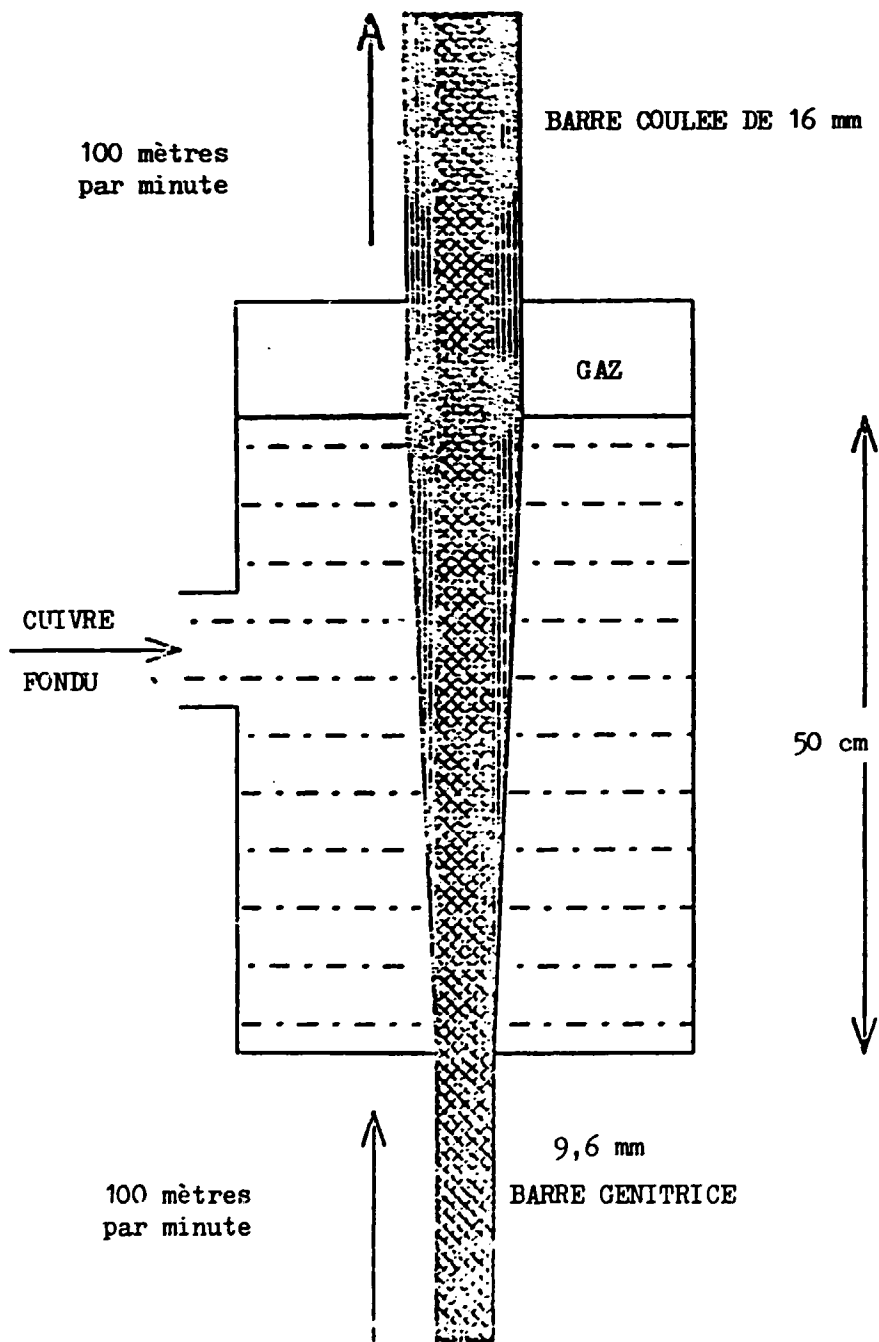


Figure 5 : PROCEDE D'ENROBAGE PAR IMMERSION GENERAL ELECTRIC

Atmosphère inerte du four au laminoir élimine la formation d'oxydes produisant  
 les barres propres et brillantes avant le bobinage à froid

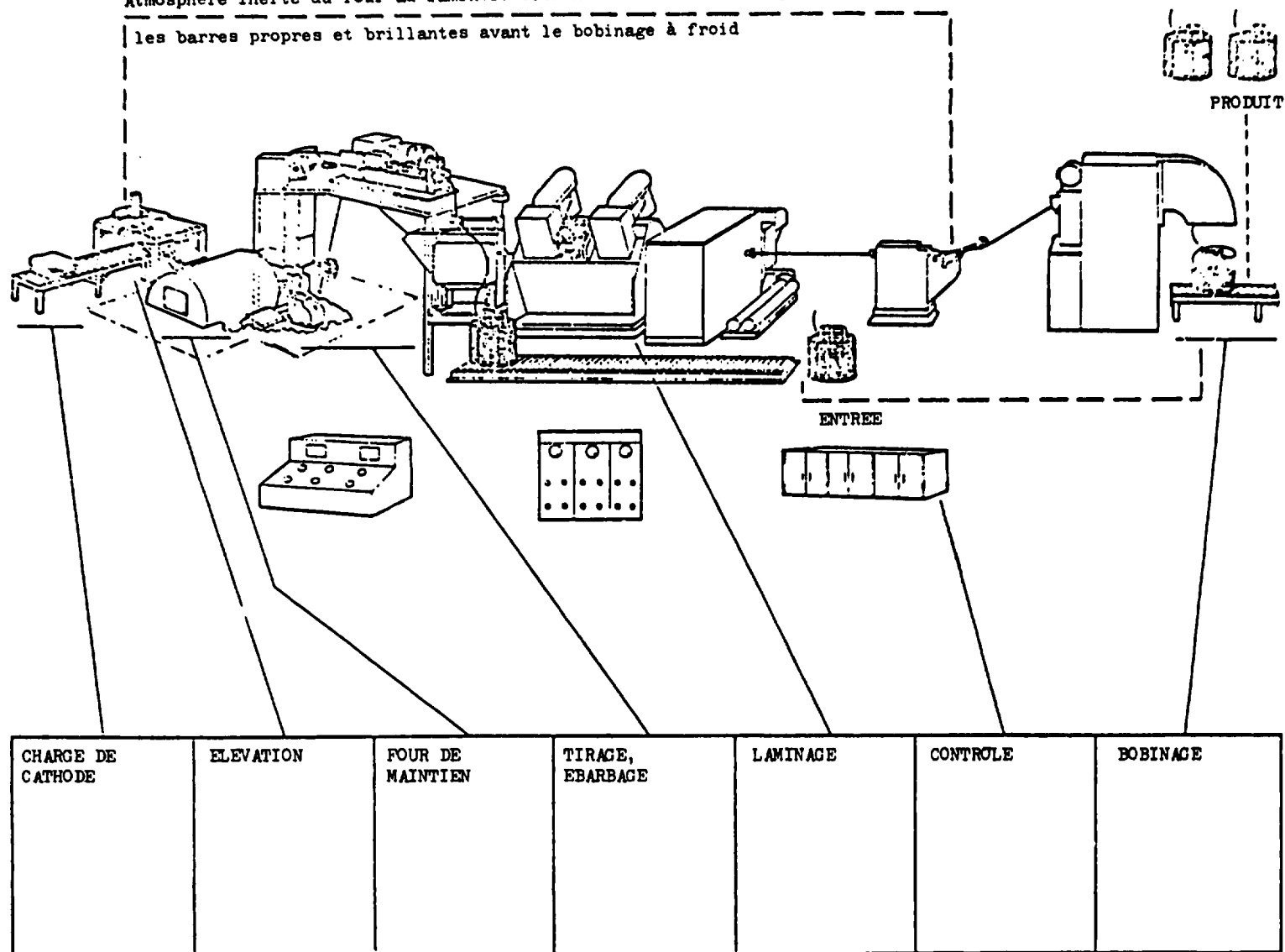


Figure 6 : PROCEDE D'ENROBAGE-IMMERSION PAR GENERAL ELECTRIC

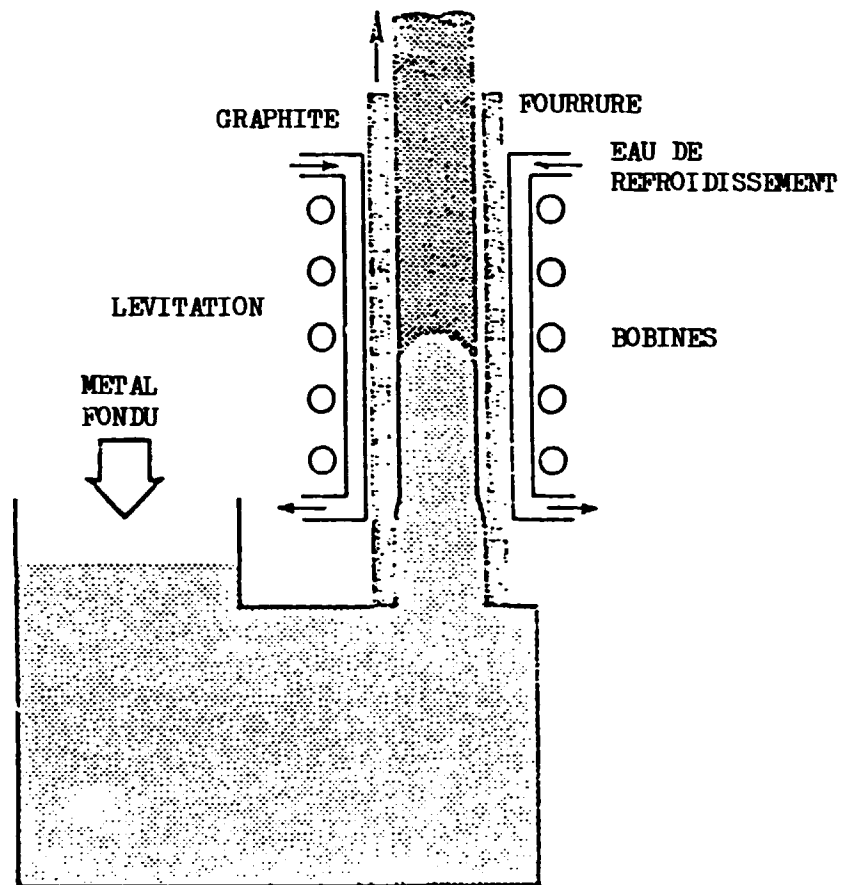


Figure 7 : REPRESENTATION SCHEMATIQUE DE L'APPAREIL DE COULEE (GELEC) PAR LEVITATION



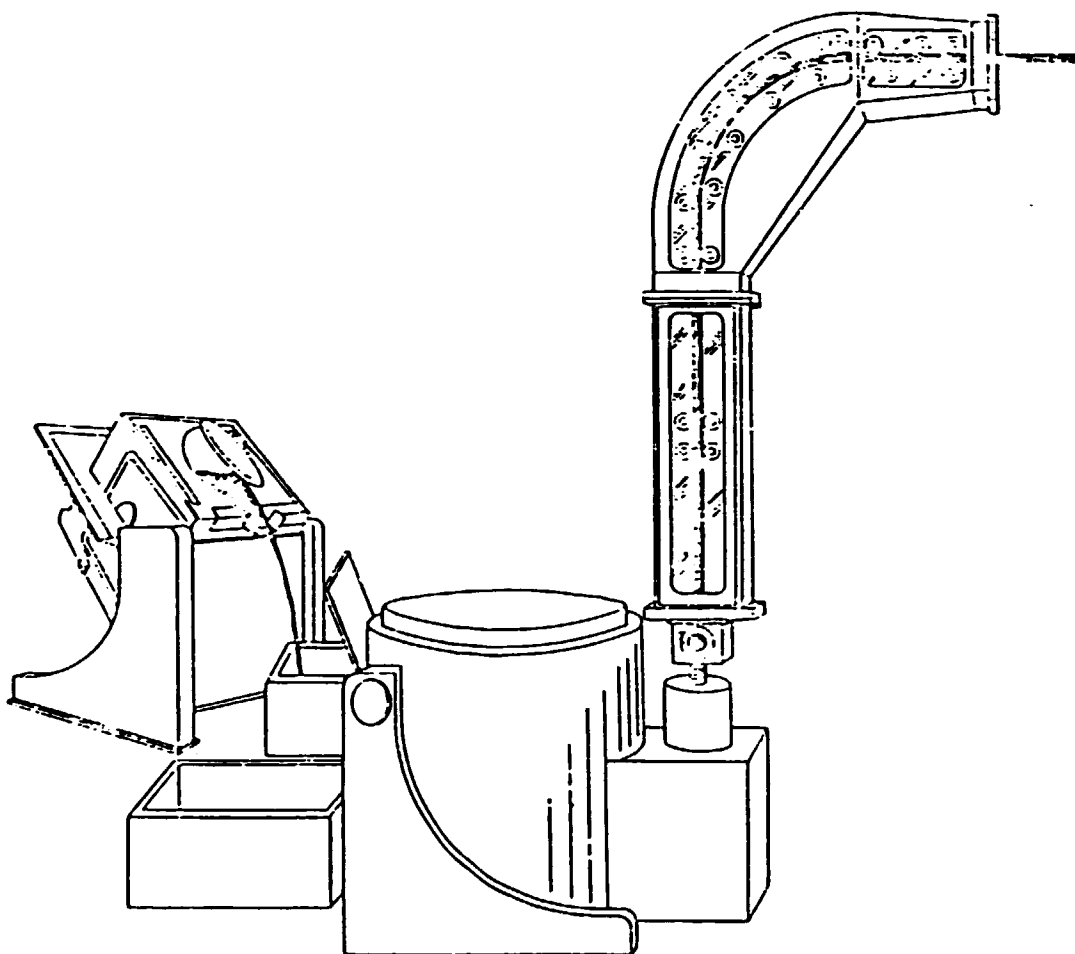


Figure 8 : ILLUSTRATION SIMPLIFIEE DU MODE  
DE COULEE SELON LE SYSTEME GELEC

Il existe une situation similaire pour le procédé GE trempage/formage dans la gamme de production de 2 à 11 t/heure. Les facteurs économiques ont été pris en grande considération dans ces procédés, incluant les diminutions de dépenses d'une alimentation moins coûteuse, le système de cathode, et la suppression du stade de réchauffage de la barre. Par exemple avec les systèmes SCR "Southwire" l'énergie de consommation regagnée est estimée à environ 40 t/heure. Les procédés continus donnent aussi d'importants avantages dans les opérations "en aval", parmi lesquelles l'absence du stade de trempage et la fréquence réduite des soudures aboutées entre les bobines. Ces derniers procédés autorisent l'usage de plus grandes vitesses de tirage de la barre. De plus, avec des techniques appropriées, les propriétés du procédé continu ont prouvé que le procédé était au moins aussi bon et souvent supérieur que ceux des barres filées.

Cependant, on doit reconnaître que l'équipement engagé dans les procédés en continu sont relativement compliqués et leurs performances dépendent de l'efficacité d'une échelle de contrôle et d'appareils automatiques non prévus en usage industriel. Cette partie de la technologie, pour cette raison, est encore en évolution, comme l'adaptation du matériel prévu et utilisé, de composants variés pour lesquels un long terme d'essai est nécessaire dans les conditions d'emploi les plus dures. Pour l'utilisateur, l'équipement représente un investissement en capital majeur et son facteur d'utilisation est de ce fait important. Sur ce point, des réclamations ont été faites, que certains procédés étaient meilleurs que d'autres, mais celles-ci sont difficiles à situer en termes de qualité de produits.

Pour des productions moins importantes que celles de ces procédés avec un stade de laminoir à chaud en tandem, il existe des méthodes de coulage en continu (Outokumpu), ou celles développées (GELEC), qui produisent des barres convenables pour le laminage à froid séparé pour des dimensions relaminées ou réétirées. Par la matière continue de l'opération, elle permet un accroissement de la flexibilité dans le respect de l'échelle des formes de sections et matériaux qui peuvent être coulés, aussi bien que la constance de la qualité produite. Aussi loin que l'on puisse juger, tous ces procédés utilisent le graphite submergé perdu. La macro-structure "comme barre fondue" consiste généralement en une large bande de grains en colonnade. Alors qu'il ne semble pas que le processus cause des problèmes avec la barre finalement réduite aux dimensions de fil, des préoccupations concernant le risque d'inflammation ont été exprimées au sujet des barres de taille plus modeste se déformant avant recuisson.

## II. FABRICATION DE CUIVRE ET ALLIAGE DE CUIVRE FEUILLES ET BANDES

### A. Moulage

La fabrication de feuilles et bandes dans un laminoir moderne de cuivre et laiton commence par deux opérations basiques de fonderie. Dans une fonderie le métal est fondu et, ou bien, moulé en forme de plaques qui sont chauffées et laminées à chaud vers des galets de laminage à gros calibre de bandes, ou directement coulé en forme de bandes et bobines. Les bobines en d'autres cas auront leur surface meulée, pour enlever les défauts du moulage ou du laminage à chaud. Le lot suivant d'opérations à travers lesquelles elles seront amenées pourvoiront au calibre final désiré par des séries de laminage à froid, recuisson et opérations de nettoyage. Finalement, elles pourront être mises à largeur (refendage), planées, enroulées, arrondies sur les bords ou autrement traitées, et emballées pour la livraison.

La matière première à partir de laquelle sont réalisées les pièces coulées consiste premièrement en cuivre vierge, ou sont d'origine électrolytique, ou de raffinage à chaud, de déchets propres sélectionnés et d'origine connue, soigneusement contrôlés pour leur composition; éléments pour alliages spéciaux tels que le zinc vierge, le plomb, l'étain ou le nickel. Après que la charge ait été préparée, les matières premières sont rassemblées dans les godets de chargement et soigneusement pesées. Ces matériaux sont déchargés dans des goulottes qui alimentent les fours à induction électrique. Tandis que l'on procède au chargement, des échantillons sont prélevés dans le four et expédiés à la spectrographie pour analyses. La composition est calculée par informatique et renvoyée vers le télescript situé dans le bureau du contrôleur en quelques minutes. Alors, s'il est nécessaire, le fondeur peut modifier exactement la composition telle que spécifiée.

Le métal est protégé de l'oxydation atmosphérique par un revêtement de carbone ou cendre. Quand la composition et la température ont été déterminées pour satisfaire les exigences de l'alliage qui doit être fondu, le métal fondu est transféré dans un four de maintien.

Pendant de nombreuses années dans les fonderies de cuivre et laiton, la pratique du coulage était que le métal fondu soit versé dans une boîte verseuse qui distribuait la fusion vers des moules rectangulaires. Cette méthode avait quelques importants désavantages. Le poids coulé et, partant la longueur finie des bobines étaient limitées. Le métal fondu tombant de la boîte verseuse dans

le bas du moule était sujet à des crasses d'oxyde et à des retenues. L'éclaboussure de métal provoquait une spongiosité en partie basse de la barre. Le moulage variant du fond au sommet en température et le taux de solidification provoquait des problèmes à partir des retraits dans les cavités, encrassage des gaz, défauts de surface et défauts dans la surface moulée.

Dans la période des années 1960 à 1975, les procédés de fonderie en semi-continu et continu commencèrent à supplanter les moules à ouverture. Dans chacune de ces nouvelles méthodes, le métal fondu coulait dans un moule court, rectangulaire et refroidi à l'eau, qui était initialement fermé à une extrémité par une bonde sur piston amovible et une barre de départ. Le métal refroidi vers la barre formait une coquille contre la surface du moule. Le piston était alors fermement replié emportant la coquille avec lui. Alors que celle-ci était éjectée de l'arrière du moule, l'eau froide était diffusée dessus pour le refroidir. De cette manière, une plaque était produite à la longueur désirée.

Les gaz et matériaux non métalliques flottaient en surface du bassin plat et restaient pour être collectés en surface de la plaque fondue en "semi-continu". Celle-ci devait être sciée avant le laminage à chaud. La méthode de fabrication de plaque en continu annule ces désavantages.

Les procédés (DC) de fonderie et refroidissement, décrits plus haut, sont exécutés dans des moules verticaux et sont utilisés pour produire des plaques de section large qui sont réchauffées par la suite, laminées à chaud dans de large rainure à bande et bobinées. Ces dernières sont les plus économiques à manœuvrer à travers les procédés ultérieurs de laminage et recuisson dans le laminoir et plus tard par l'installation qui fabrique les pièces finies.

Quelques alliages contiennent des éléments qui produisent des phases ou des structures, qui sont difficiles ou même impossible à laminier à chaud. De tels alliages doivent être laminés à froid et le montant de réduction d'épaisseur qui peut être atteint, avant la recuisson qui devient nécessaire, est faible comparé aux réductions par laminage à chaud.

Le problème avec les alliages qui sont durs à travailler à chaud est surmonté par la méthode du moulage horizontal en continu. Il offre les moyens de produire des bandes relativement minces en de grandes longueurs qui peuvent être bobinées dans la foulée du coulage et plus tard réduites par le laminage à froid. Sont évitées les fastidieuses et coûteuses pannes de laminage et les attentes de recuisson.

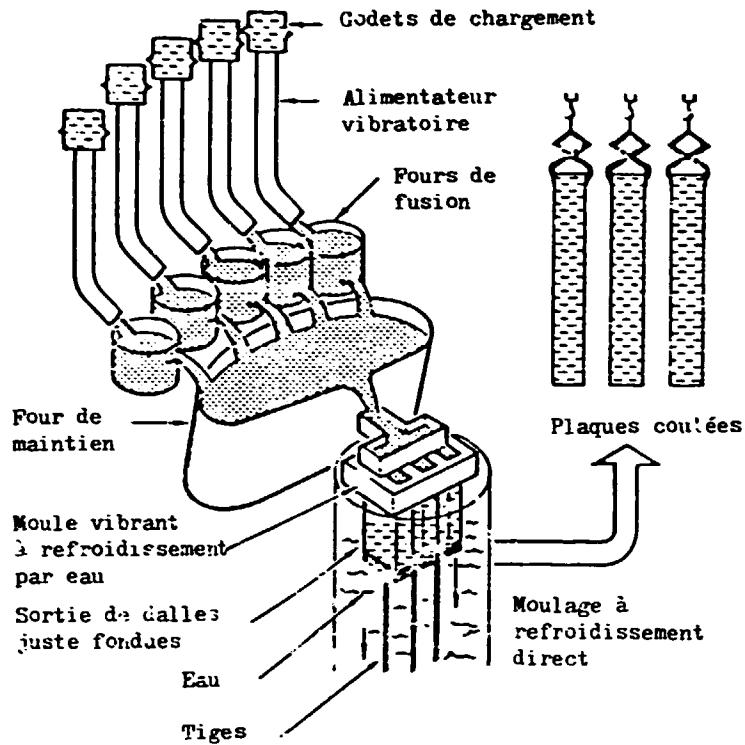


Figure 9.a. : EXPLICATION SCHEMATIQUE D'UNE FONDERIE (DC) VERTICALE A PRODUCTION DE PLAQUES REFOIDIES DIRECTEMENT

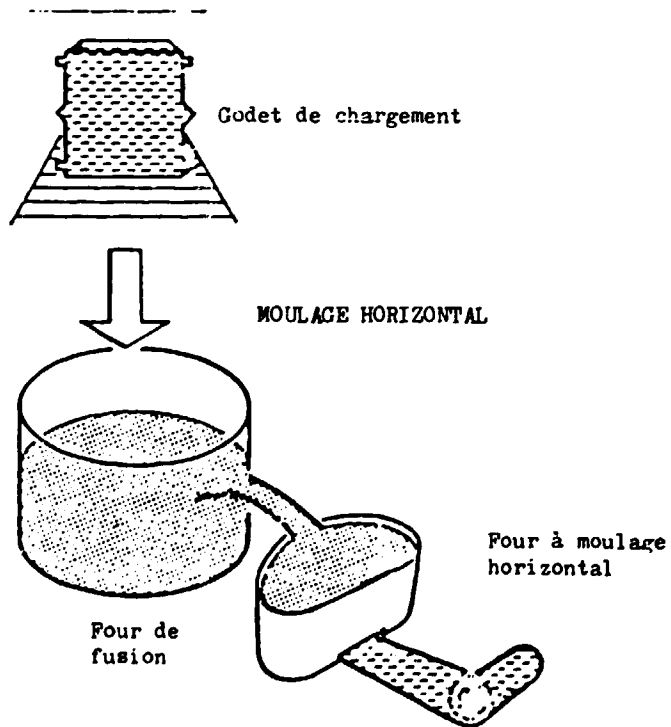


Figure 9.b. : EXPLICATION SCHEMATIQUE D'UNE FONDERIE A MOULAGE HORIZONTAL CONTINU ET BOBINAGE EN BANDE

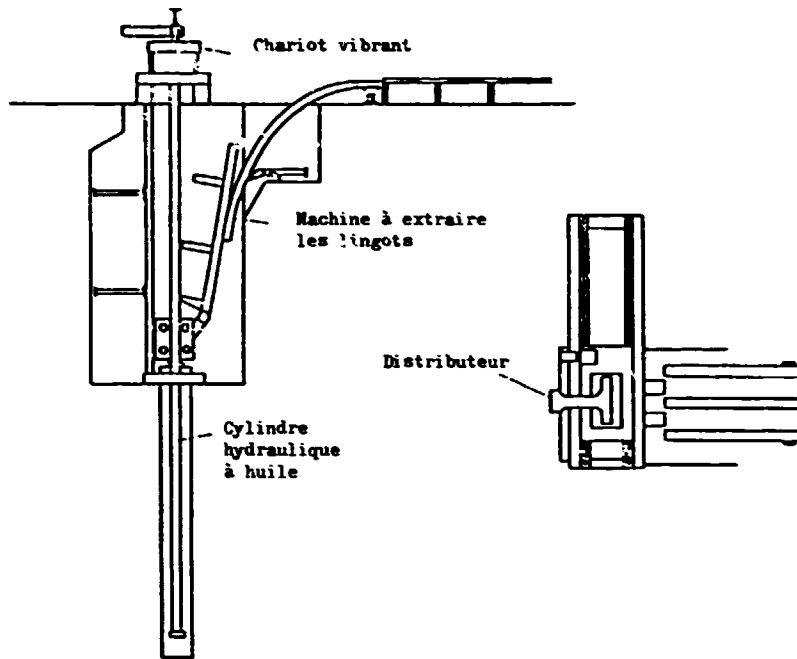


Figure 10.a. : MACHINE A MOULAGE EN SEMI-CONTINU

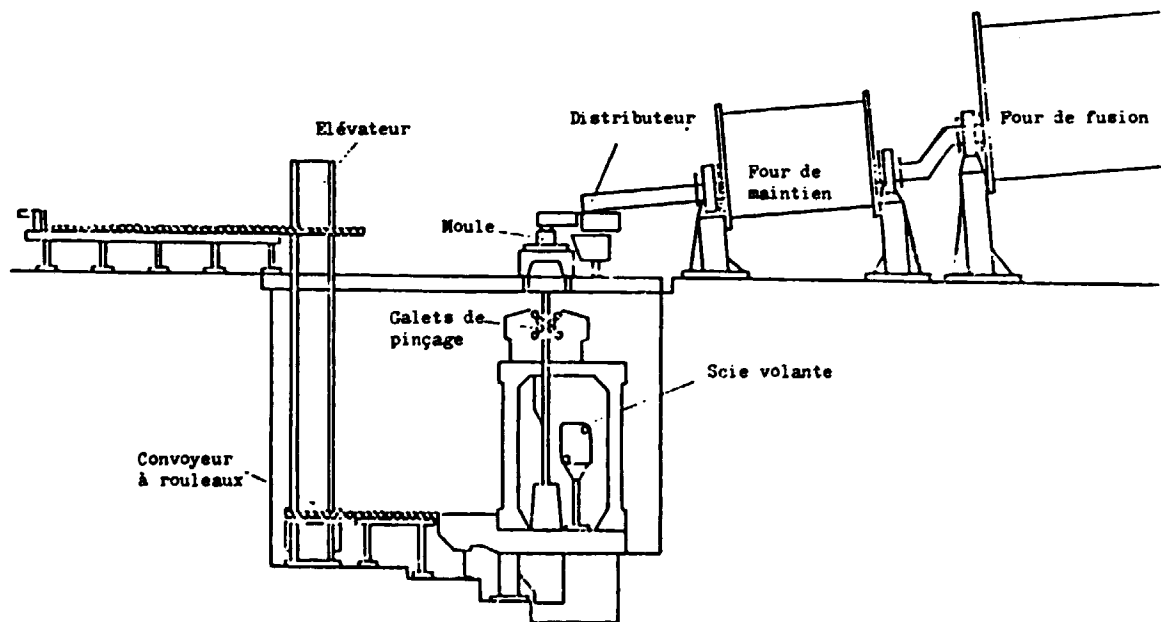


Figure 10.b. : MACHINE DE MOULAGE EN CONTINU

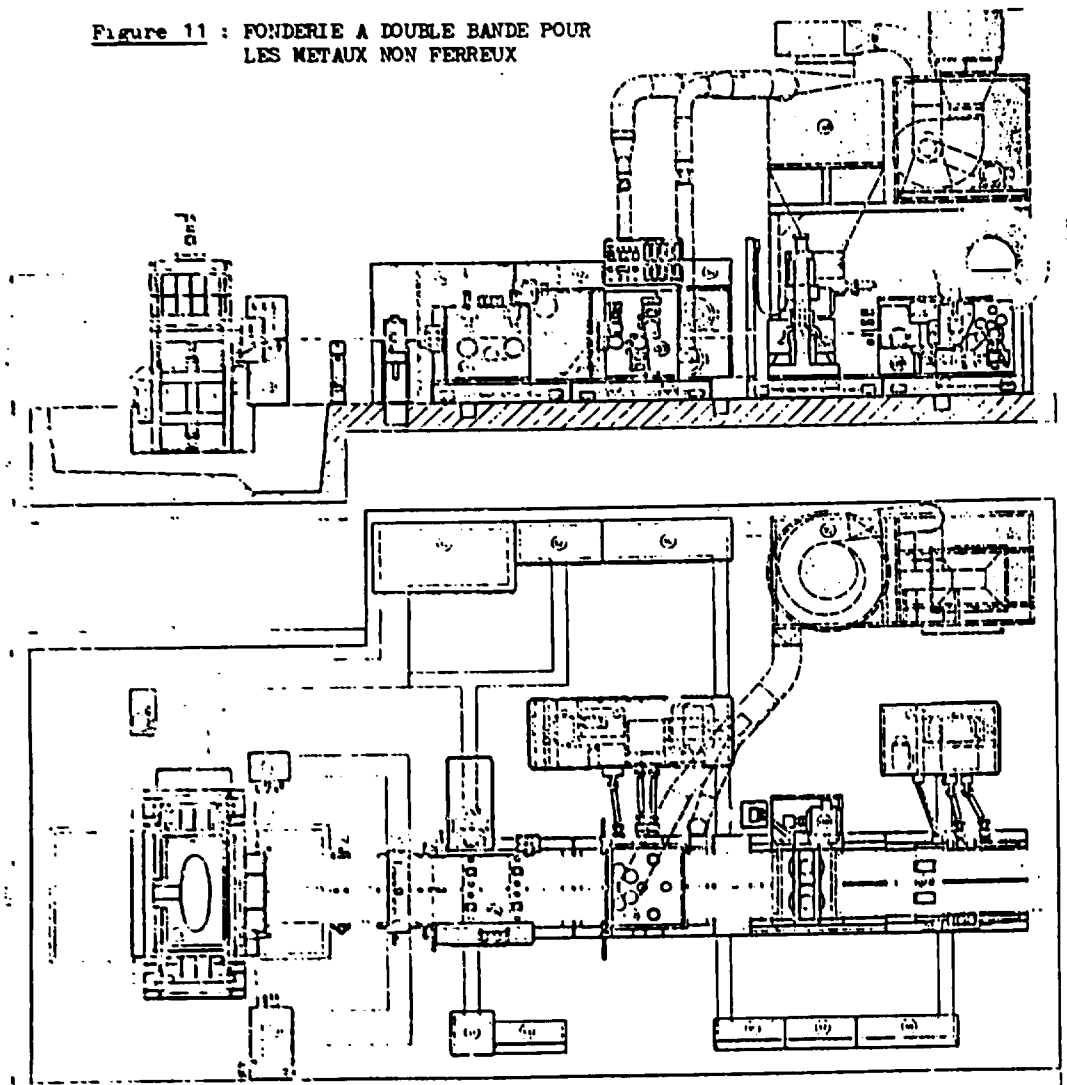
Le procédé de coulage en continu permet un produit d'excellente qualité. Il est caractéristique qu'une induction électrique à basse fréquence dans le four soit employée pour fondre le métal. Des échantillons aux fins d'analyse sont prélevés dans les charges sélectionnées de déchets de métaux et des additions sont fondues et portées à la température de liquéfaction. Quand l'analyse convenable est établie et la température de liquéfaction atteinte, une partie du métal est versé dans un second four plus petit à induction électrique, le four de maintien. Ce four est continuellement conduit pour maintenir le métal à la température de fusion désirée. Le moule de fusion est attaché à la partie frontale la plus basse du four. C'est un moule en graphite contenant le cuivre refroidi par une chemise de refroidissement.

Une plaque en silicone carbure située sur le devant du four comporte une fente qui s'ouvre sur l'intérieur du moule. Au début de la fusion, une barre de démarrage est introduite dans le moule et le métal la refroidit. Le moule n'a que quelques pouces de long.

Deux bancs de rouleaux retirent doucement la barre de démarrage alors que le métal se refroidit dans la cavité du moule. La barre fondue refroidie par la barre de démarrage est sans arrêt retirée tandis que le métal se refroidit dans le moule. Bien qu'il ne s'agisse que d'un procédé simple, sa pratique demande des tolérances serrées de la part des dimensions du moule et une propreté exceptionnelle du métal doit être maintenue. Si quelques scories ou métaux étrangers s'introduisaient, le moule de graphite les détruirait rapidement. Les tailles des moules vont de 200 au-delà de 660 mm de largeur et de 12 à 20 mm d'épaisseur. Sur la chaîne de fabrication, une scie coupe les barres à la longueur requise et sont bobinées d'une manière adéquate. Un échantillon pour les analyses chimiques est prélevé au bout de chaque barre, afin que la composition de chaque fin de bobine soit connue. Ce procédé se prête au laminage bobinage en ligne et a des capacités maxi de longueurs bobinées, ces dernières ne dépendent que de la capacité de l'équipement de manutention et du processus de fabrication lui-même.

Le refroidissement rapide de la faible quantité de métal dans le moule horizontal produit une structure fondue équiaxée. Le métal tiré du four alors qu'il se solidifie a toujours une quantité de liquide fondu en surface, où les gaz et les impuretés non métalliques peuvent être collectés. La barre moulée est nette de porosité et de défauts causés par des inclusions solides.

Figure 11 : FONDERIE A DOUBLE BANDE POUR  
LES METAUX NON FERREUX



- 01 Four de maintien à induction
- 02 Refroidisseur
- 03 Distribution d'eau de refroidissement
- 04 Support de cylindre
- 05 Refroidissement secondaire
- 06 Appareil de retrait
- 07 Laminoir
- 08 Meule à bande
- 09 Bobineur de bande
- 10 Enleveur de copeaux pour laminoir
- 11 Cabine de contrôle de l'appareil de retrait
- 12 Cabine de l'énergie pour le retrait
- 13 Tableau de contrôle pour l'inducteur
- 14 Cabine d'énergie pour l'inducteur
- 15 Tableau de contrôle du laminoir
- 16 Cabine de contrôle moteur laminoir
- 17 Tableau de contrôle de l'ébarbeuse à bande
- 18 Tableau de contrôle du bobineur à bande



La bonne qualité du moulage horizontal montre pour la bande terminée une forme parfaite. Le moulage du bronze phosphoreux, par ce moyen, permet de grandes contraintes qui sont spécifiées et appliquées pendant la plus grande partie des fabrications dans le but d'atteindre la forme recherchée.

Les guides bronze-plomb sont aussi moulés par ce procédé et apportent des améliorations de qualité pour les coussinets, les roulements et les rondelles ou guides de soupapes qui doivent assumer de fortes poussées sans rupture sous des chocs répétés. Quelques plus petites fonderies dépendent presque totalement du moulage horizontal, sans parler de l'alliage, car le procédé est tout prêt pour le moulage de petites quantités de plusieurs alliages.

#### Remarques en conclusion

1) La méthode de la fonte moulée n'est pas employée dans les fonderies modernes, vu le petit poids des bobines finies, la qualité de surface inférieure, la contraction des cavités, la porosité, etc.

2) Les plaques moulées en semi-continu sont d'excellente qualité, mais une extrémité de celles-ci doit être sciée.

3) Le procédé de moulage vertical en continu n'a pas les inconvénients mentionnés ci-dessus, il a une très grande capacité de production, mais demande de plus gros investissements en capital vu les technologies employées.

4) Le procédé de moulage horizontal en continu est caractérisé par le faible coût d'investissement en équipement, une bonne qualité, un éventail de capacité permettant une bonne flexibilité par l'usage de plusieurs machines de plus petite capacité, avec aussi la possibilité de mouler différents alliages en même temps.

Il offre la possibilité de supprimer le laminage à chaud et réduit les coûts du laminage à froid, pour quelques "alliages difficiles", aussi cette méthode requiert de plus petits capitaux et moindres dépenses pour l'ensemble. Réduit la dépense en énergie, les coûts de matériaux et transports et demande peu de personnel spécialisé.

Ce procédé, cependant, n'est pas souhaitable pour la production de très larges bandes.

### E. Laminage

Pour préparer directement la plaque froide pour le laminage à chaud la partie haute ou la porte de sortie est suivie du sciage, et ensuite elle est convoyée dans le four de chauffage. Les plaques ou les barres de même alliage sont groupées ensemble en un tas et poussées dans le four et le laminoir à chaud.

Le banc de laminoir utilisé pour le laminage à chaud est très robuste et à deux galets (deux hauts) dont la rotation peut être rapidement inversée et la bande aller et venir entre eux. La largeur horizontale des rouleaux peut être réduite en épaisseur par une paire de vérins verticaux. Après la passe finale de laminage, le métal est aspergé pour être refroidi et bobiné.

Le laminoir à chaud moderne est contrôlé d'un poste surélevé en cabine à air conditionné surplombant le banc de laminage et le convoyeur vers la table. Avec l'aide de caméras de TV placées aux points stratégiques dirigées vers les galets ou les rouleaux, le four et le chariot, les ébarbeuses situées à chaque extrémité et le bobineur, l'opérateur peut contrôler tous ces appareils de son siège. Un programme de réduction de laminage pour chaque passage à travers les rouleaux est établi et mémorisé sur une carte. L'opération de laminage à chaud est mis en séquences par un contrôle informatique qui assure l'uniformité de la procédure à travers le laminoir à chaud.

Poursuivant le laminage à chaud, les barres moulées sont bobinées et, après une soigneuse inspection des surfaces, sont prêtes pour être mises en place pour l'étalonnage final, le triage et le rangement. Les barres dans le procédé du moulage horizontal en continu sont laminées en ligne.

Le laminage du cuivre et alliages du cuivre en plaques et bandes de bonne qualité demande une combinaison de grande ingéniosité de la part des ouvriers, une bonne connaissance, et de bons laminoirs. Pour garder des coûts aussi bas que possible et une bonne compétitivité, la réduction en épaisseur suivant les nécessités finales demande d'accomplir les opérations dans le temps le plus court compatible avec la qualité requise.

Habituellement les bandes en continu sont laminées dans deux hauts laminoirs à interruption équipés de rouleaux de grands diamètres. Sur les laminoirs sont réalisées à chaque passe de notables réductions. Le métal de 20 à 6 mm d'épaisseur est laminé sans tension entre les deux bobines hautes. Au-dessous de

6 mm, les dévideurs et tensions sont appliqués. Dans quelques cas sont employés pour l'ébauchage deux et quatre hauts laminoirs combinés ou une combinaison d'un laminoir à une voie à opération réversible, intermédiaire et de finition permettant des économies d'investissements.

Des rouleaux de petits diamètres sont préférables dans ce travail afin de satisfaire l'utilisation de leurs forces multiples; en réduisant le métal laminé à une plus faible épaisseur, il manque la fermeté souhaitée. Une plus grande largeur de métal laminé, une plus grande longueur des rouleaux, et une plus grande tendance des rouleaux à se bander ou faire ressort amène, pour surmonter ces problèmes, à utiliser quatre hauts rouleaux groupés de laminoirs qui sont employés dans le laminage à chaud des fonderies de laiton.

Dans les ateliers de laminage à quatre trains, se trouvent une paire de laminoirs d'un diamètre relativement plus petit. Une seconde paire de diamètre plus grand est placée au-dessus et en dessous des laminoirs dans le banc derrière eux pour prévenir l'effet de ressort. Cet arrangement offre l'avantage d'une surface de contact plus petite des rouleaux de travail et la transmission plus grande de la force à travers les rouleaux arrières, tandis que la rigidité requise est maintenue en deçà des rouleaux par une gauge de contrôle.

La taille minimum des rouleaux de travail est limitée par les forces de rotation, qui tendent à la tirer en arrière ou en avant pendant le laminage.

Pour des laminages de très haute capacité, des bobines à jauger en tandem consistant à deux/quatre étages sont employées dans quelques usines.

Des groupes de laminoirs, par exemple à Sendzimir : 20 cylindres furent projetés pour neutraliser à la fois les forces des éléments verticaux et horizontaux en mouvement et permettre l'usage de rouleaux de travail de diamètres minima. Dans les laminoirs groupés, les rouleaux de travail sont soutenus par un groupe de rouleaux placés dans le but d'empêcher que les forces de rotation générées ne provoquent un effet de bandage ou de ressort à la sortie des rouleaux de travail.

Les laminoirs traditionnels à 20 unités de la Sendzimir sont très compliqués et coûteux, de sorte que des fabricants de laminoirs ont démarré les projets et constructions de nouveaux modèles rigides. Une solution la plus couramment utilisée est le laminoir existant à quatre étages avec système de chargement mécanique à vis et un hydraulique. Celui-ci est très bon marché, pour une réalisation de modernisation donnant les meilleurs résultats.

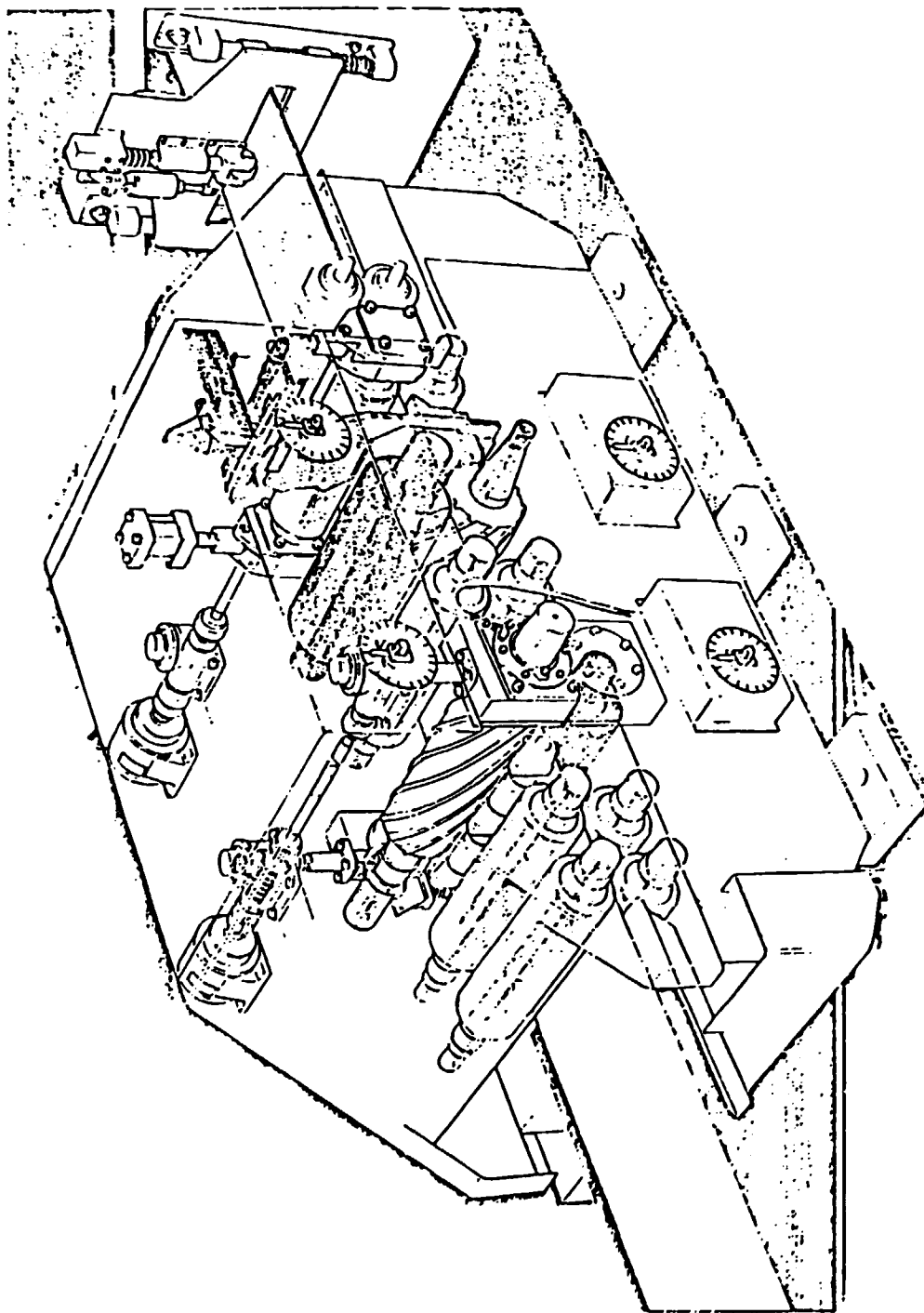


Figure 12 : LAMINOIR POUR PLAQUES ET BANDES

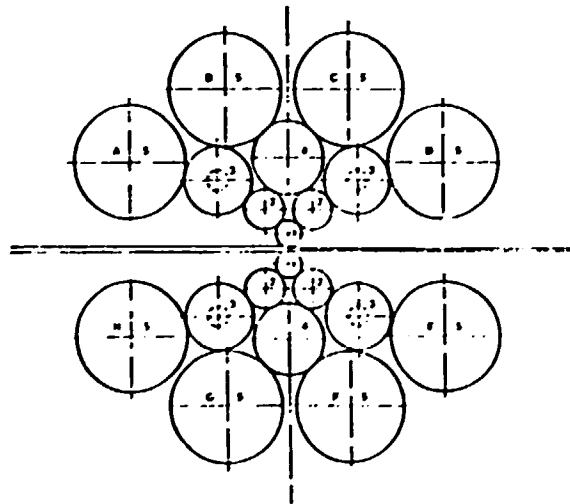
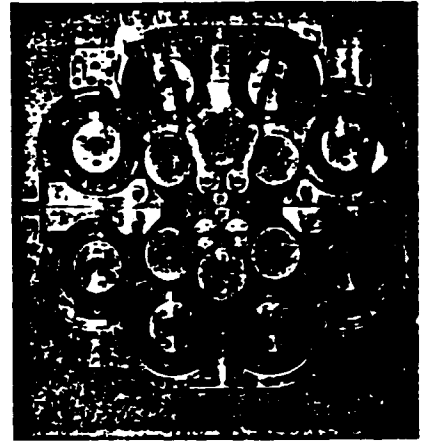
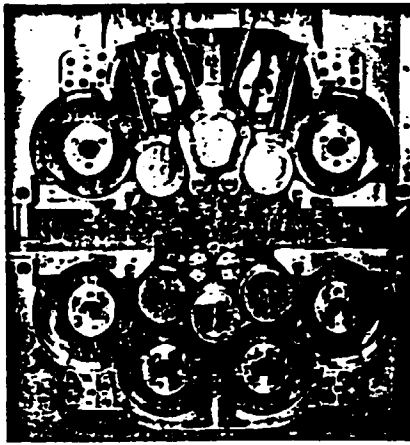
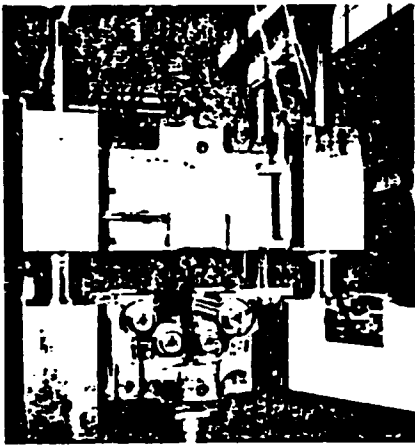
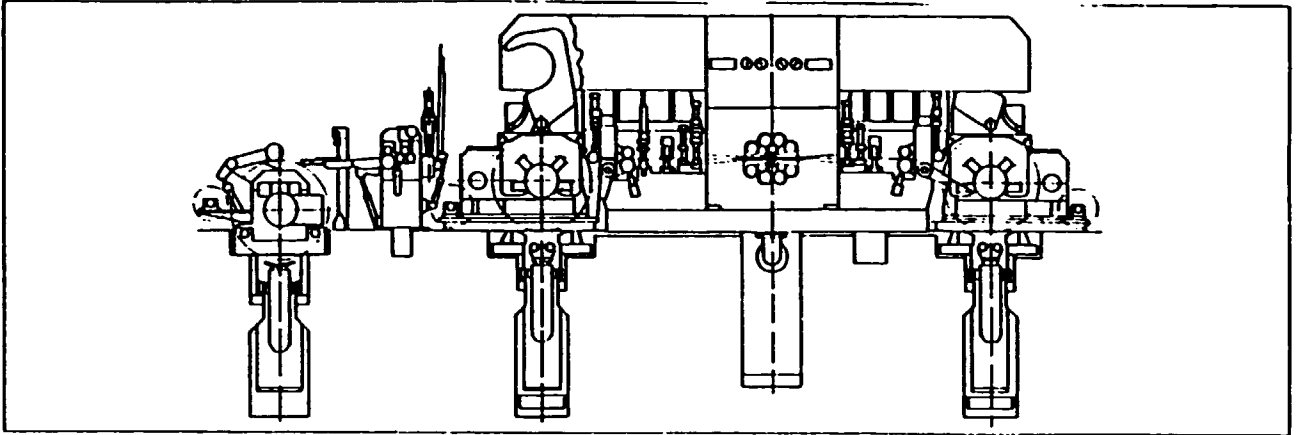


Figure 13 : LAMINOIR A 20 CYLINDRES GROUPEES

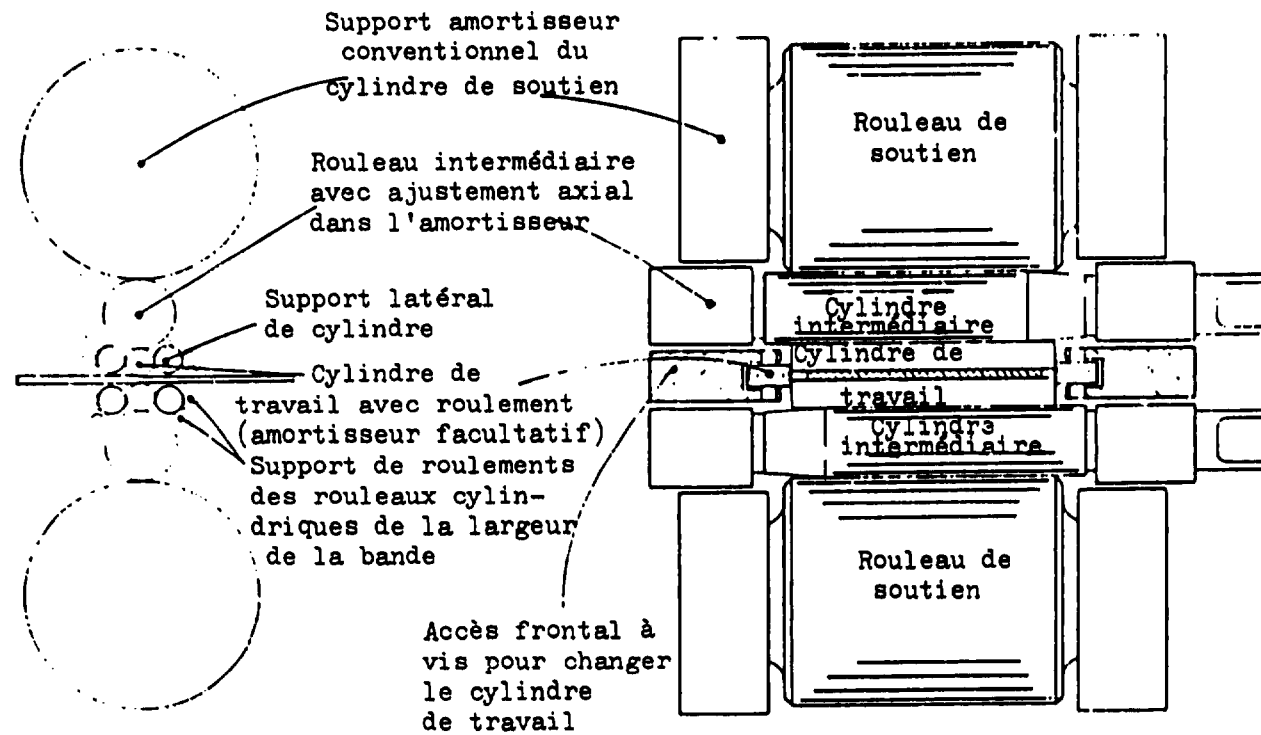


Figure 14 : LAMINOIR A FROID SENDZIMIR Z

En convertissant les laminoirs existants à deux ou quatre étages en laminoirs de type Z à laminage à froid avec de plus petits rouleaux de travail, il est possible d'obtenir des sorties plus fines et des alliages plus rigides, de tolérance plus serrée. Ce laminoir combinant les avantages du quatre étages et des laminoirs en groupe type Sendzimir peut être aussi utilisé comme un laminoir à quatre étages.

Dans le nouveau laminoir à quatre étages et pilotage hydraulique, la rigidité est accrue par l'application de châssis de pression de pré-laminage. De bons exemples pour cette formule authentique, sont des laminoirs de la Fröhling. L'amélioration de la forme de section des appareils à rouleaux en croix, hydrauliques à bande, a été appliquée tardivement dans le monde entier.

Le contrôle d'épaisseur pendant le laminage rapide et la mesure de cette dimension, en continu, sont une nécessité. Les rouleaux de laminoir sont équipés en rayons X ou avec des palpeurs, qui jaugent sans cesse le métal et assument une lecture continue de l'épaisseur. Il y a aussi des appareils de contrôle qui actualisent les serrages depuis la cabine de pilotage du laminoir et ouvrent ou ferment le passage entre les rouleaux pour en ajuster l'épaisseur à la demande. Ces jauges peuvent aussi ajuster la tension en amont ou en aval par relâchage ou rebobinage des arbres avec pour effet le changement d'épaisseur du métal laminé.

Dans la dernière décade, les contrôles "Volmer" par contact d'épaisseur et jauge d'écartement des rouleaux ont été couramment les plus employés pour le laminage à froid des métaux non ferreux. Ces jauges sont sûres pour le personnel et meilleur marché que les instruments à rayons X ou bêta, et ne demandent pas ou presque pas d'entretien.

### C. Recuisson

Pendant le laminage à froid, il apparaît un durcissement du métal. La raison de recuisson est l'adoucissement du métal de manière qu'il puisse ensuite être réduit par le travail à froid. Dans le cas d'une bande fine la recuisson est prévue pour produire une force de traction et un choix de grain de taille uniforme. Il y a deux méthodes de recuisson : la recuisson bobinée et la recuisson étalée, les deux ont les avantages et les inconvénients qui leur sont propres.

La bobine recuite peut être transportée au dehors avec un chariot jusqu'au coeur du four dans lequel les bobines sont continuellement et doucement convoyées à travers le four où elles sont graduellement chauffées pour atteindre la température de recuisson. Normalement ce type de four n'a pas d'atmosphère préparée mais les produits de combustion remplissent le four et réduisent le taux d'oxydation du métal. La recuisson des bobines s'opère, le plus souvent, dans des fours à cloche du type dans lesquels l'atmosphère contrôlée peut être maintenue. Les unités de recuisson consistent en une base sur laquelle les bobines sont empilées. Au-dessous de la base se trouve un ventilateur pour faire circuler les gaz à travers la charge, afin de pourvoir à un chauffage plus uniforme et plus rapide.

Après le métal est empilé sur la base, la hotte la plus proche ou la cornue est placée au-dessus de la charge et scellée. L'atmosphère contrôlée commence à passer à travers la hotte en purgeant l'air. Le four est placé au-dessus de la hotte et le chauffage commence.

La chaleur introduite est constamment réglée pour maintenir une température uniforme dans la charge. Cette température contrôlée monte et peut vaporiser les lubrifiants des rouleaux, peut aussi se transmettre au métal et endommager les surfaces. Après que le métal a atteint la température de recuisson, il est enlevé pendant une courte période ou trempé, pour permettre une uniformité maximum.

Alors le four est arrêté et déplacé et le métal refroidi en atmosphère contrôlée sous une hotte rapprochée. Le refroidissement peut être aidé par une couverture refroidissante ayant un système d'aspersion à l'eau. La hotte n'est pas enlevée jusqu'à ce que la température soit assez basse pour qu'aucune coloration ou oxydation du métal ne s'opère.

L'atmosphère contrôlée est produite dans des unités de "cracking" ou dans des mélangeurs et absorbeurs en  $N_2/H_2$ .

Pour du cuivre contenant de l'oxygène, l'atmosphère doit être dépourvue d'hydrogène et la température de cuisson assez basse pour éviter son effritement.

Dans les recuiseurs de bobines traditionnels, une fine pellicule d'oxyde se forme sur la surface du zinc contenant des alliages (laiton). La couleur naturelle du métal doit être restaurée par une liqueur d'acide sulfurique et un brossage après cuisson.



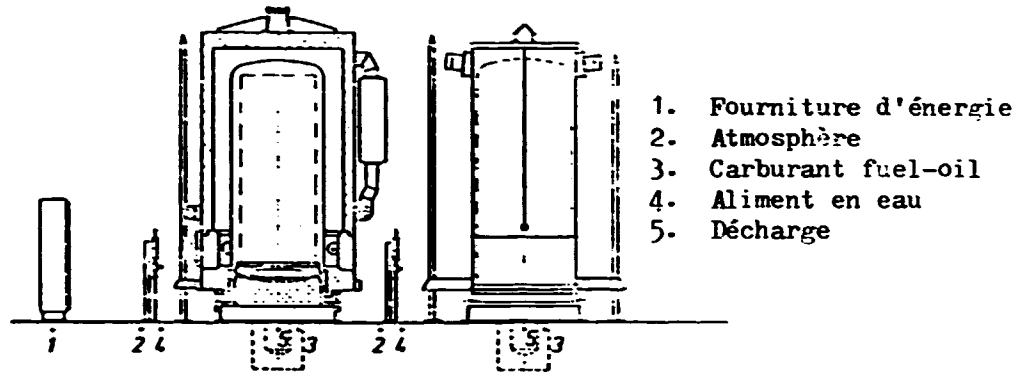


Figure 15.a. : MONTAGE DE PRINCIPE D'UNE CLOCHE DE RECUISSON A HAUTE CONVECTION

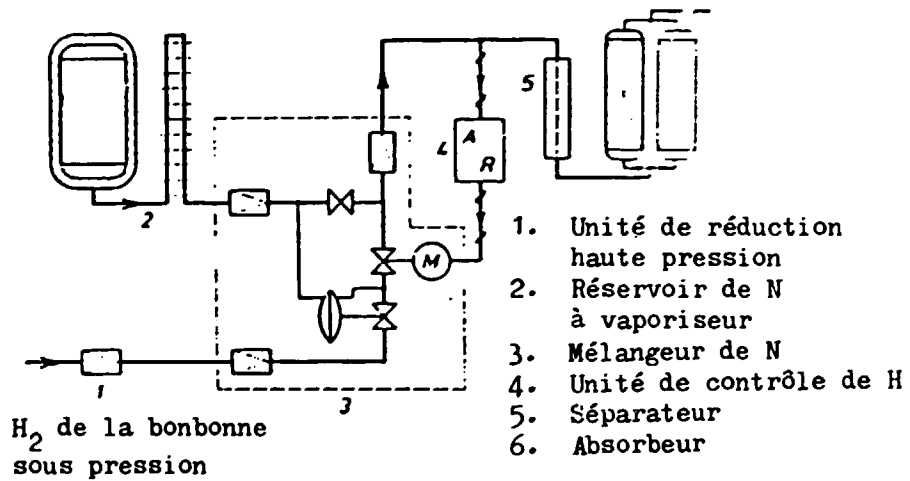


Figure 15.b. : MELANGEUR NITROGENE/HYDROGENE PLUS ABSORBEUR

Au début des années 70, la Compagnie autrichienne Ebner développa un procédé pour une recuisson du laiton brillant, dans des recuiseurs à cloche à haute convection. Depuis, environ 100 recuiseurs de ce type sont en service dans le monde. Dans ces fours, une charge peut être traitée à 750°C. Ils emploient un purgeur de vidange dans le premier stade du procédé de recuisson. Pour des raisons de sécurité, ceci est du point de vue technologique une très importante caractéristique, car durant cette période les lubrifiants s'évaporent facilement dans les laminoirs, sans décoloration. Après la purge, 25 % de H<sub>2</sub> - 75 % de N<sub>2</sub> sont introduits dans l'atmosphère protégée sous la hotte scellée. Le système à haute convection utilisant un ventilateur puissant permet de porter la charge en un temps très court à la température de recuisson sélectionnée, plus basse que d'habitude et cela évite la diffusion de zinc sur la surface de la coulée.

La recuisson Bell est une méthode très productive ne demandant que des investissements relativement modestes.

L'inconvénient de la recuisson en bobines est que les grandes bobines d'alliages en faibles épaisseurs peuvent être facilement endommagées : une barre ou une feuille peut se souder à une autre du fait de la haute température et de la pression ambiante, rendant la bobine inutilisable pour une opération suivante. Un autre inconvénient de la recuisson en bobines est la durée de l'opération.

Dans les années 40, le laminage continu en fil ou en bandes avec les lignes de recuisson, commencèrent à être employées dans les fonderies de laiton. A partir de ces premières années, les recuiseurs à bandes grandes vitesses furent développés en 1960. Les lignes de recuisson de ce type sont maintenant utilisées pour la recuisson du cuivre et du cuivre avec alliages en bandes. Quand plusieurs lignes sont possibles, une variété d'épaisseurs peut être rapidement recuite, assurant une grande flexibilité de production prévisionnelle et permet une livraison rapide des bandes terminées.

Les lignes de bandes recuites en continu permettent de réels revenus. En résumé, les opérations à exécuter depuis la première bobine jusqu'à la fin du parcours sont : un dégraissage pour enlever les lubrifiants des rouleaux des tours cylindriques pour stocker le métal, une famille de sept hauts fourneaux incluant une zone de chauffage, une atmosphère contrôlée, une zone de refroidissement, et un réservoir d'eau de trempage. Ce parcours est suivi de réservoirs pour le nettoyage à l'acide, un rinçage à l'eau, un four de séchage, un dévidoir pour rebobiner le métal. L'unité de dégraissage enlève le lubrifiant des surfaces de métal avant son entrée dans le four, afin de présenter une surface

uniformément propre et nette pour la recuisson. Le métal passe au-dessus d'un large rouleau, en dehors du four et au sommet et ne doit rien toucher pendant qu'il est chauffé.

Ensuite il passe sous un autre rouleau large à l'arrière dans un réservoir d'eau de refroidissement. Ce dispositif évite quelques possibilités de dommages en surface tandis que le métal est encore chaud, ce qui était commun auparavant dans les fours à bande horizontaux. Après nettoyage à l'acide, rinçage et séchage, la surface est habituellement revêtue d'une solution détergente, ou d'une huile légèrement sulfurée pour la protéger pendant les manutentions de transports.

Depuis le début à chaque pas, une bobine est exposée à la même température pour une même période de temps, alors qu'elle passe à travers les fourneaux de recuisson, la taille du grain est uniforme de bout en bout.

#### D. Refendage, coupage et planage

En poursuivant le laminage final, le métal est refendu à la largeur finale. Le striage est accompli par des disques rotatifs opposés, montés sur des arbres tournants. Ces couteaux équipés tous deux de mèches alors que le métal passe entre eux, le taillent en une multitude de stries.

D'autres opérations après le refendage final peuvent être occasionnellement demandées. La coupe espacée peut être l'une d'entre elles. La coupe de carrés ou de rectangles est généralement faite par une coupe en longueur à la longueur. Le métal est plané en un premier temps et ensuite coupé au moyen d'une scie volante. Quand les coupes circulaires sont demandées, elles sont faites à la presse. Par exemple : pièces de monnaies, jetons, articles de cuisine, cartouches, billes coupées ou autres produits similaires pressés à partir des bandes.

Le laminage\* des bords est un procédé qui peut suivre le refendage final. Ce laminage produit des barres carrées, rondes, des cornières et des ronds pleins.

Pour quelques applications, des tolérances sont exigées pour les surfaces planes avec une extrême rigueur. Pour accomplir cette requête, on emploie des machines à planer en continu. Ces lignes permettent aussi de très bien préparer l'élimination des défauts de laminage, telles que les vagues ou les boucles et même les faibles courbures. Pour des épaisseurs de 300 mm maximum, la machine

---

\* Profilage aux galets.

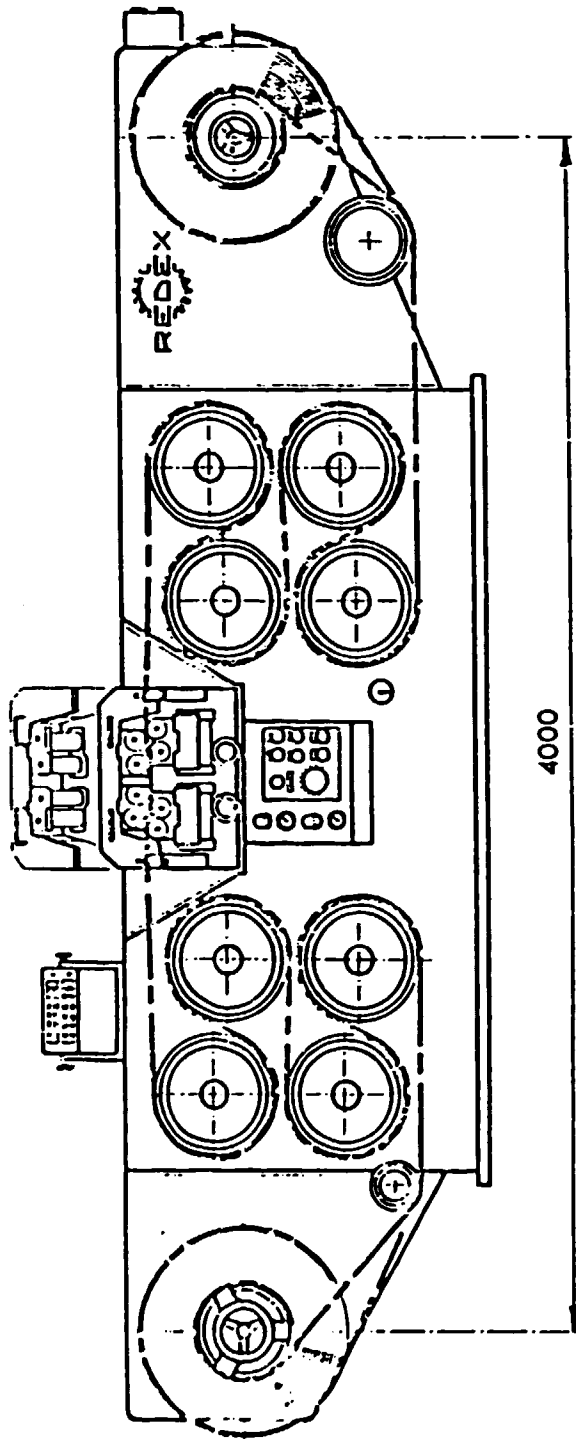


Figure 16 : MACHINE A PLANAGE SOUS TENSION

compacte présentée en figure 16 peut être utilisée. Elle consiste en un bâti soutenant les rouleaux de tension et les trains de rouleaux de planage. Un allongement de la bande de 3 % peut être maintenu, ce qui est suffisant pour l'amélioration majeure de l'uni.

### III. FABRICATION DU CUIVRE ET ALLIAGES DE CUIVRE TUBES, RONDS ET FILS

#### A. Casting/fonderie

Le cheminement technologique de ces produits dans presque tous les cas commence avec la fusion et coulée des billettes. Habituellement des fours de moulage DC en semi ou en continu, sont utilisés. La marche de ces machines est indiquée en détail dans le chapitre précédent.

La coulée de fils ronds et de barres de large dimension et de tubes peut être menée à partir de machines de coulée en continu, équipées de moules en graphite de dimensions et de formes désirées. Les caractéristiques de ces lignes sont les mêmes que celles des laminoirs à bandes. Après coulée horizontale, la surface des produits doit être laminée. Les ronds de fil fondus sont laminés à froid, recuits et ensuite étirés à différentes tailles. Pour le moulage des fils ronds, les systèmes d'Outokumpu sont largement employés, comme mentionné au chapitre 2.

Les systèmes de moulage horizontaux sont employés pour la fabrication des ronds, des tubes, mais aussi des roulements, paliers, guides, rondelles, etc., pour les pièces laminées et pour les positions de matriçage à chaud.

Le coulage en continu de baguettes, fils, barres et tubes simplifie radicalement le processus. C'est un procédé très souple en ce qui concerne les alliages et leurs tailles. Les machines sont relativement bon marché, d'un entretien facile et n'exigent que de petites constructions. La production peut être aisément diversifiée par adjonction de nouvelles lignes de machines. Il est à noter que la machine peut, si elle est équipée convenablement, traiter les baguettes ou les tubes par l'emploi de moules et d'outils convenables. Le procédé est caractérisé par du petit matériel et peu de coût d'énergie. C'est très valable pour une petite quantité de producteurs et des fabricants nouvellement établis.

Les seuls inconvénients sont que le moulage des tubes ou des barres ont des structures de grains très grossiers et de ce fait ne se prêtent pas aux opérations d'étirage; plus encore, la gamme des dimensions des produits est limitée par les paramètres du moulage.

## B. Extrusion

A la fin du moulage les billettes coulées en semi-continu doivent être coupées à la scie pour la bonne fin du produit. Les billettes sont coupées à des longueurs appropriées pour la presse à extrusion.

Avant l'extrusion, le métal devra être préchauffé à la température désirée, dépendant du type d'alliage. Ceci est une opération très délicate ayant une grande influence, non seulement sur la force de pression, la vitesse et d'autres paramètres de la presse mais même sur la qualité du produit. Les préchauffeurs à gaz ou à induction sont largement utilisés mais dans de nombreux cas la combinaison des deux systèmes apporte les meilleurs résultats : températures homogènes des billettes pendant leur parcours, grande vitesse de chauffage permettant une grande capacité, la formation d'une très fine pellicule d'oxydation en couche de surface.

Pour l'extrusion des barres ou des coquilles de tube les presses hydrauliques ou à eau sont employées avec une puissance typique allant de 1 000 à 3 500 tonnes. Les tubes peuvent être percés sur la presse à extrusion elle-même, si celle-ci est équipée d'un perceur interne. Les perceurs ont habituellement une force de plus de 600 tonnes. En ce qui concerne la concentricité des tubes, de très bons résultats peuvent être obtenus par l'usage de billettes prépercées. Cette méthode est optimale seulement si la presse n'est pas compatible avec une bonne qualité de perçage, mais on devra garder en vue la consommation de métal et l'opération de perçage.

Dans les dernières années, une nouvelle méthode appelée "filage inverse" a démarré pour se développer fortement. Cette nouvelle méthode, exposée en figure 21.b., a plusieurs caractéristiques particulières. A cause de la diminution de friction, la force de pression (énergie) est réduite de 15 à 20 %, les vitesses ont augmenté de 7 à 10 % et les pertes de métal terminé, subies pendant la manutention sont très faibles comparées à l'usage effectué dans les presses traditionnelles.

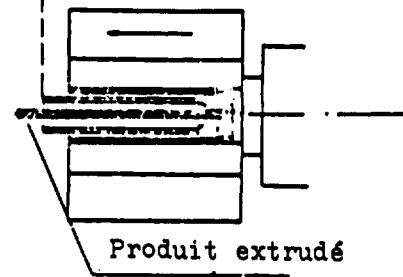
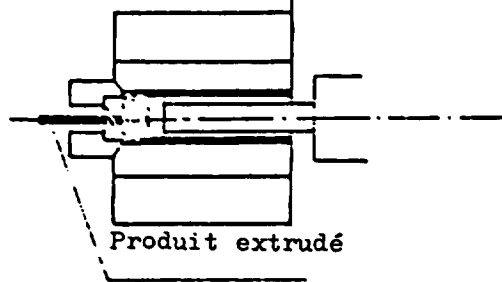
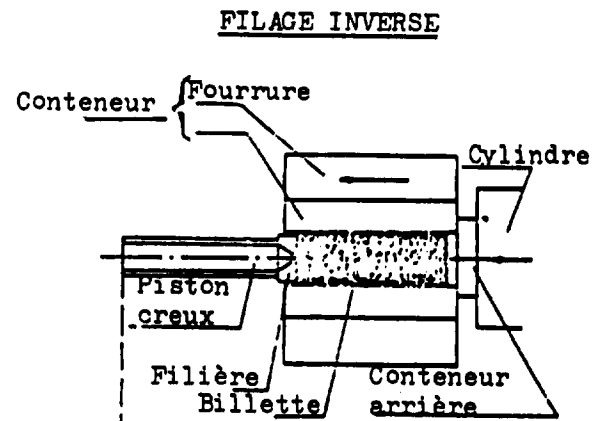
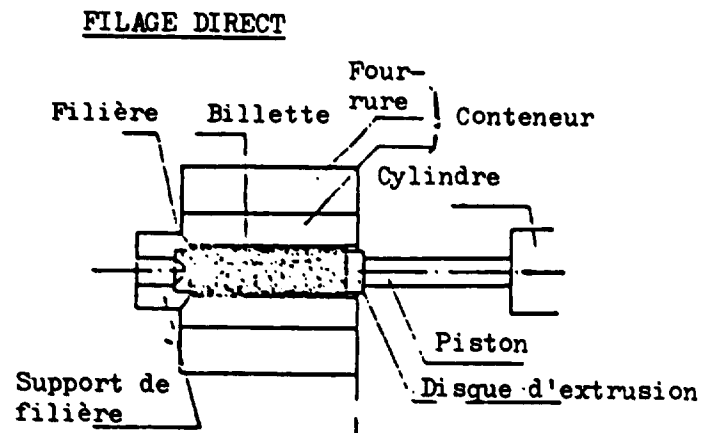


Figure 17 : METHODES D'EXTRUSION DIRECTE ET INDIRECTE

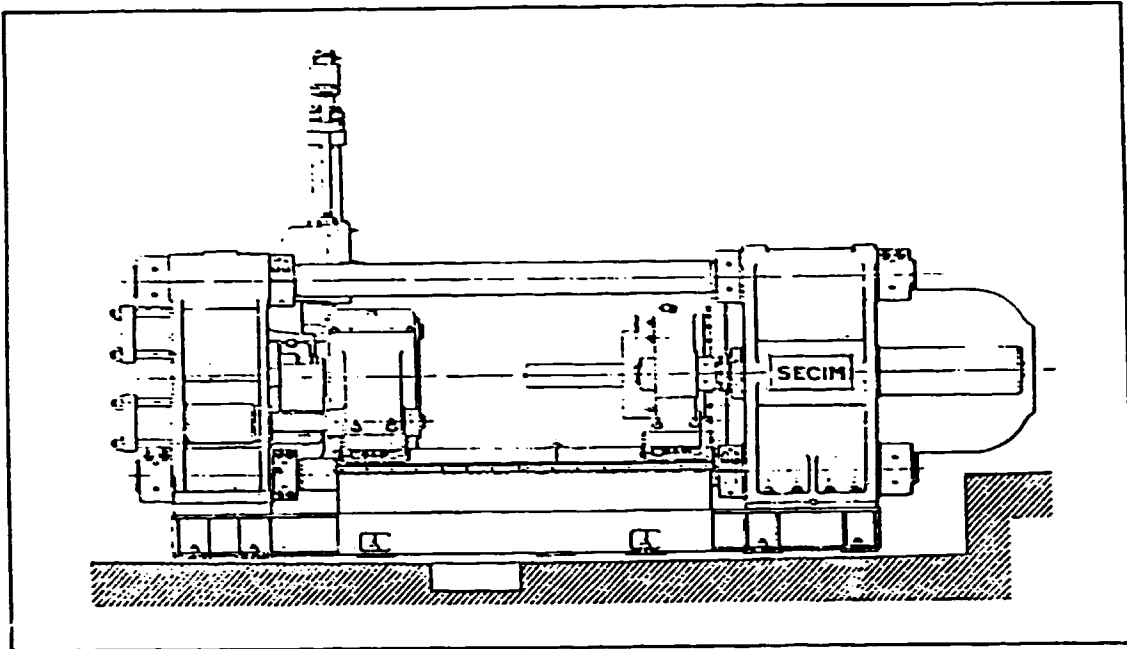


Figure 18.a. : DESSIN SCHEMATIQUE D'UNE PRESSE DIRECTE

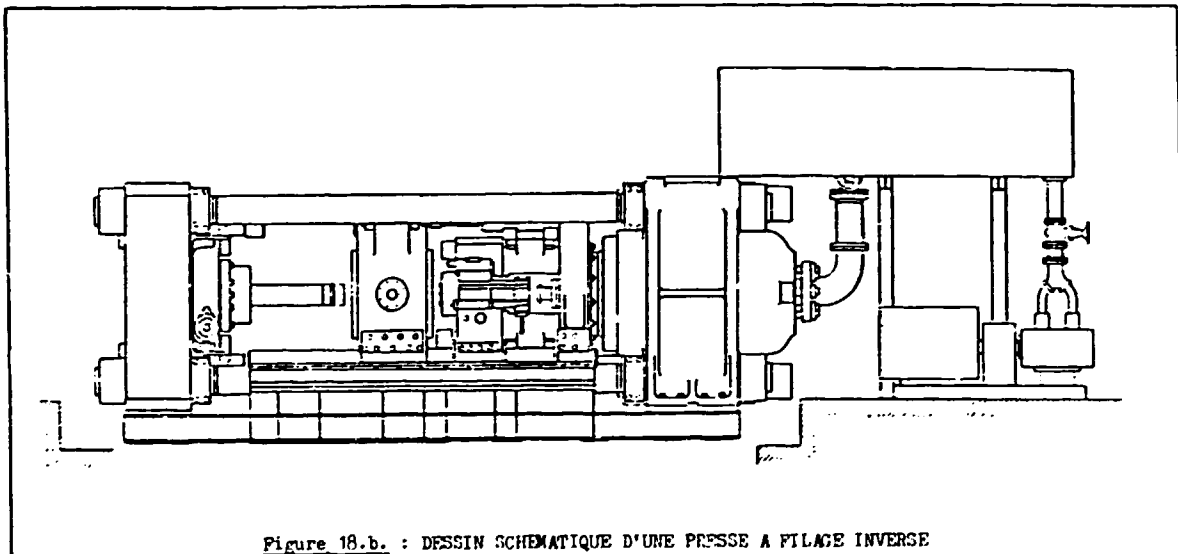


Figure 18.b. : DESSIN SCHEMATIQUE D'UNE PRESSE A FILAGE INVERSE



Les presses existantes dites "directes" sont converties maintenant en "indirectes" dans plusieurs usines. Dans l'état actuel des choses, les presses "indirectes" sont moins indiquées pour l'extrusion de tubes ou profils compliqués. Pour obtenir une bonne qualité de produit, les billettes sont habituellement extrudées avec une coquille. C'est un fait bien connu que la surface des billettes sont riches en impuretés. Pour éviter la pénétration de ces impuretés dans les extrusions, une coquille mince collecte la plus grande quantité de ces particules formées pendant le pressage. La coquille est déchargée après la fin de la séquence d'extrusion.

Dans quelques cas, pour la production de tubes plus petits, les presses verticales sont employées avec des puissances de l'ordre de 1 000 tonnes et usent des sections percées et solides.

Après le pressage, les pièces extrudées sont plongées dans une liqueur diluée d'acide sulfurique, coupées et, dans le cas de produits prêts finis, coupées à la longueur, réunies et emballées pour la livraison.

### C. Tirage

Dans d'autres parties, les extrusions sont pointées et tirées sur différents bancs d'étirage. Quelques alliages, par exemple le laiton, demandent une recuisson intermédiaire après chaque opération de tirage.

Les recuissons sont transportées au dehors dans un chariot vers le coeur des fourneaux ou, dans le cas de fils et de tubes, bobinés dans des cloches de recuisson. Ces équipements sont décrits en détail dans le chapitre précédent.

Après une recuisson intermédiaire, le produit doit être trempé dans une dilution d'acide sulfurique et ensuite lavé.

Le laiton et autres alliages de tubes cuivreux sont généralement étirés sur des bancs traditionnels, mais pas sous forme bobinée. Quelques bancs autorisent plus de trois tubes parallèles en même temps.

Les barres sont filées en de grandes longueurs et bobinées après avoir quitté la table de filage. Il y a plusieurs types d'équipements différents pour l'étirage de ce genre de produit, mais, le plus fréquent parmi eux sont les lignes combinées Schumag, autorisant l'étirage continu, le dressage, le polissage, le sciage et le conditionnement des baguettes de différentes tailles et sections de coupes.

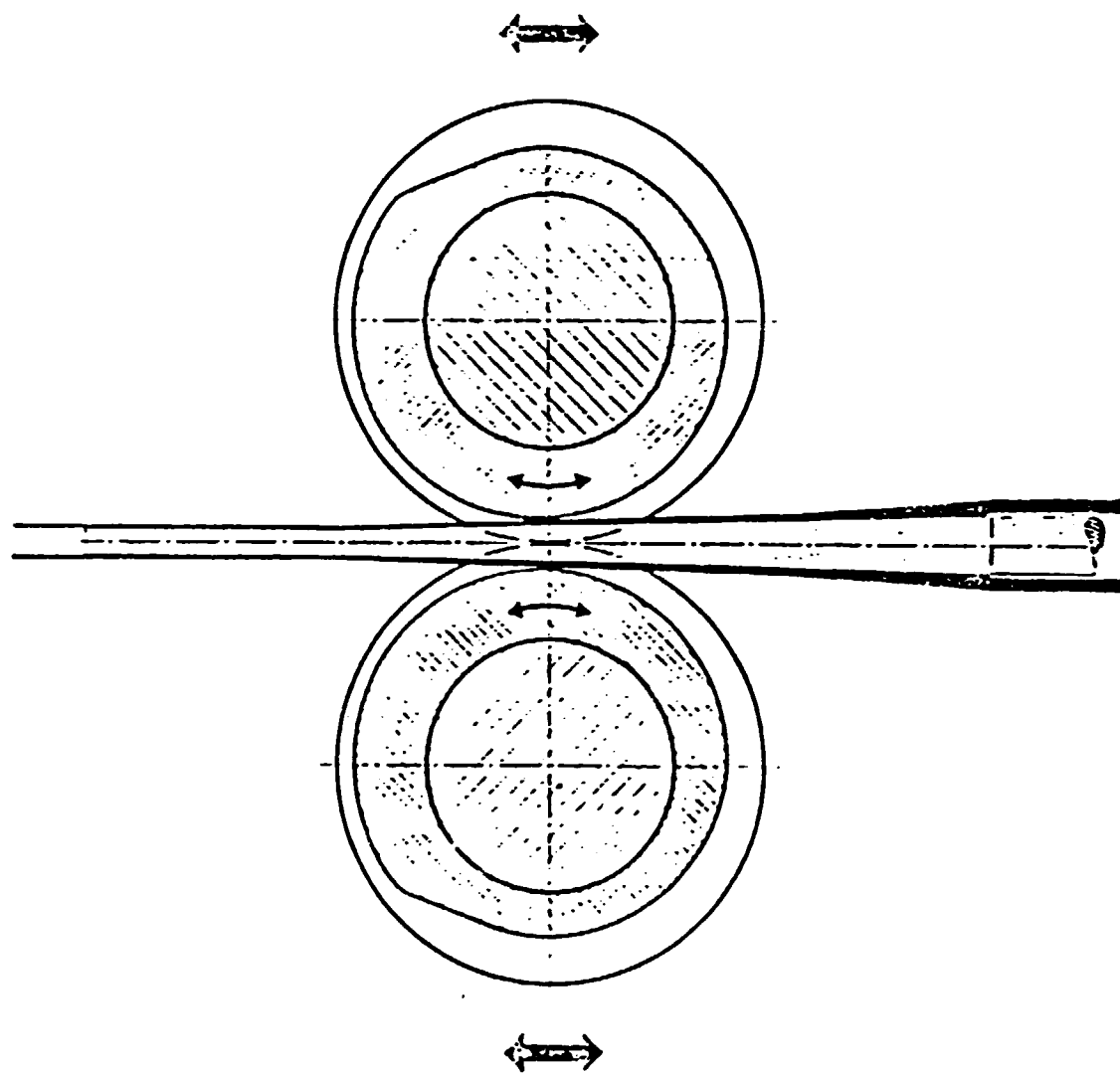


Figure 19 : DESSIN SCHEMATIQUE D'UN LAMINOIR AMINCISSEUR

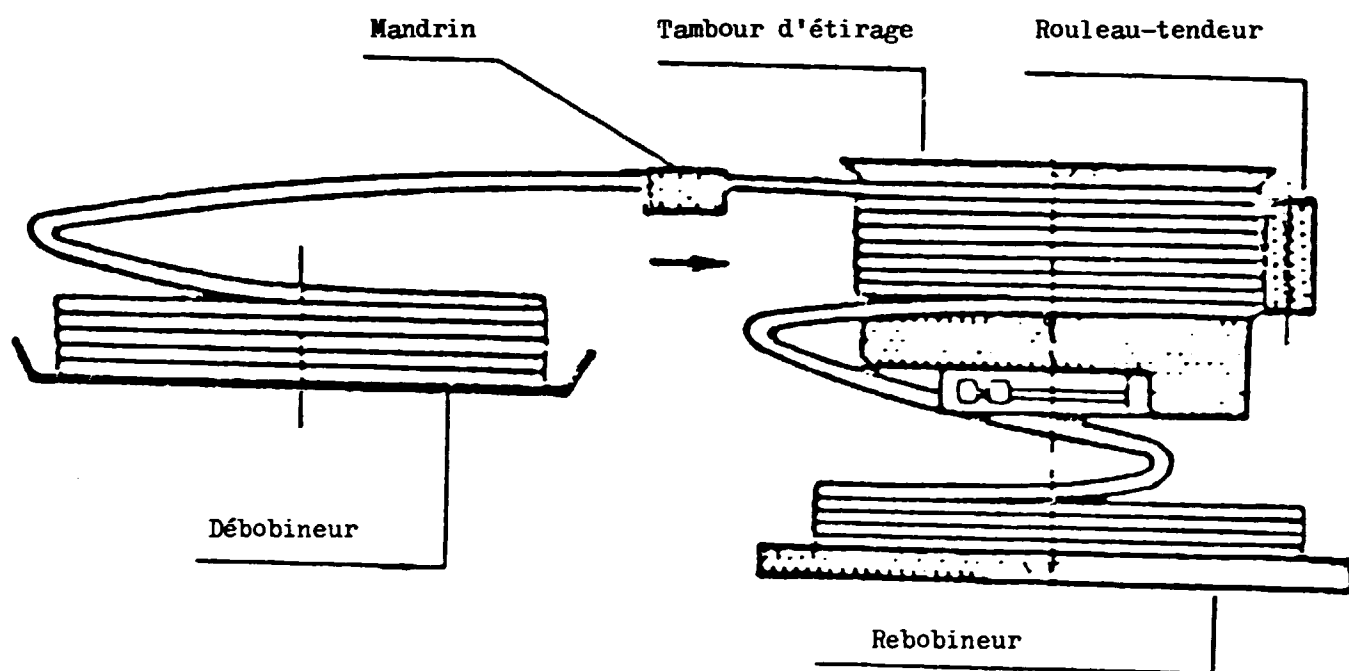


Figure 20 : DESSIN SCHEMATIQUE D'UN BLOC DE BOBINAGE

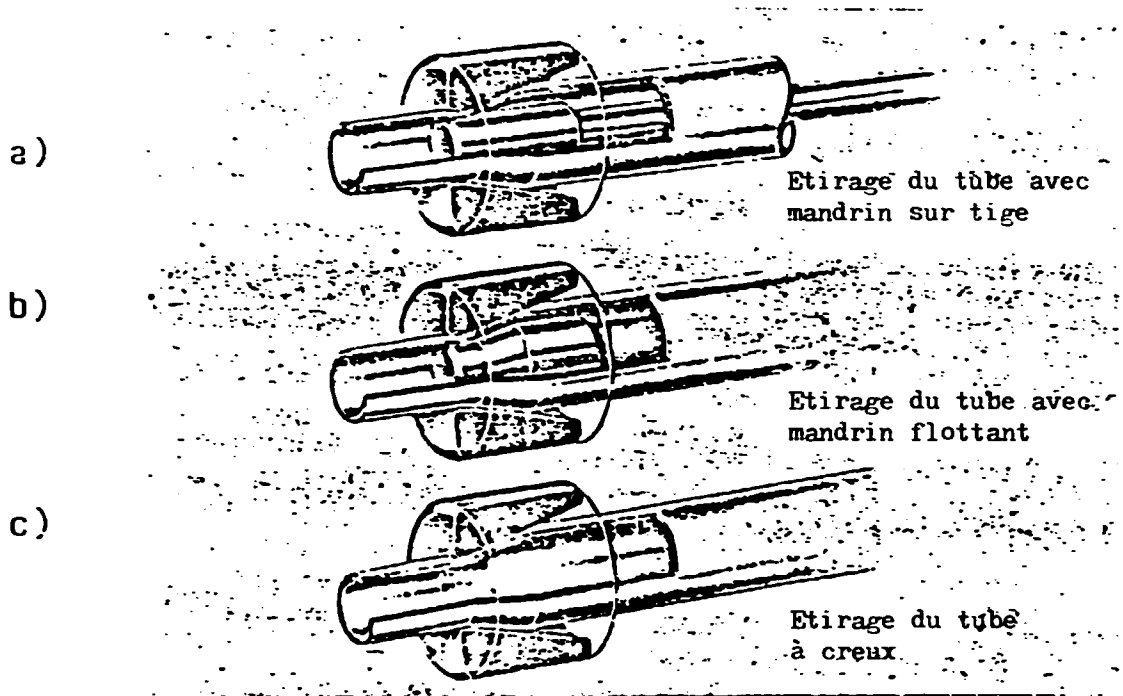


Figure 21 : METHODE DE TIRAGE DE TUBE

#### D. Fabrication de tubes de cuivre

Le cuivre a une plus grande ductibilité que ses alliages; pour cette raison, la production de tubes de cuivre est différente de la routine technologique initialement mentionnée.

Sur la presse à haute pression, le tube est extrudé dans l'eau, éliminant ainsi l'oxydation de la surface. Les tubes sont coupés à leurs extrémités et directement transportés vers le laminoir. Le laminoir "pilger"\* est d'un type spécial avec rotation alternative des rouleaux. Il est possible de laminier des tubes longs, de grande précision et de bonne qualité, en appliquant de larges réductions. Après traitement les tubes sont bobinés.

Les tubes en cuivre pesant au-dessus de 250 kg sont tirés en plusieurs passes sans recuisson intermédiaire sur les blocs d'étirage, appliquant le système du "mendrin-flottant". Le lubrifiant et la filière de tirage sont placés à l'intérieur du tube et une pointe est faite sur le poussoir de baguette. Le tube pointé est poussé à travers la filière de tirage. Les tubes étirés sont d'une épaisseur de 5 mm à 0,5 mm. On procède à 35 % de réduction à chaque passe. La réduction totale est de 99 % sans réduction intermédiaire. La dernière opération d'étirage est réalisée sur un banc combiné de tirage qui améliore la forme du tube, la coupe à la longueur, et dans le cas de tubes réfrigérants, forme des bobines de taille ordonnée. L'extrusion de tubes est réalisée à chaud à travers des galets polis ou enfournés.

Dans les années passées, la production de tubes de cuivre en bandes soudées a démarré. Par l'emploi de la soudure par induction à haute fréquence la production laminée en bande ou à froid peut être exécutée. Celle-ci est combinée avec un banc de tirage et les lignes de finition, incluant la recuisson intermédiaire par induction. Cette méthode est la plus continue. On peut produire ainsi des bobines de tubes de plus de cinq tonnes chacune.

#### TIRAGE DE FIL

Le tirage de fil, en exclusivité, ne diffère pas trop de celui concernant le tirage des baguettes. La seule différence est que les machines d'étirage en continu avec la recuisson par induction sont usuellement employées. Pour des applications spéciales, les fils sont aplatis sur de petits laminoirs spéciaux.

---

\* Laminoir à pas de pèlerin.

#### IV. AUTRES TECHNOLOGIES

Les moulages et estampages à chaud de différents alliages de cuivre, laiton, bronze, sont largement utilisés dans les transports, les sanitaires, les équipements électriques et mécaniques. Ces lots sont davantage produits par de petites compagnies spécialisées et rarement au sein de fabriques de matériaux non ferreux ou semi-ferreux. L'ampleur de la présente étude ne nous autorise pas à élaborer les différentes technologies de moulage et d'estampage en détail. Aussi nous n'en développerons que quelques-unes importantes. De même nous n'aurons pas à nous étendre en détail car aucun changement dans ce secteur n'a été enregistré pendant les 10 dernières années.

La matière première de ces produits est principalement faite de déchets généralement collectés et fournis en dehors de la fabrique et partiellement recyclés dans la procédure de production. Bien que les prescriptions des compositions chimiques du moulage d'alliages ne soient pas aussi strictes que pour les produits forgés, il sera très important de prendre un soin spécial et de faire attention pour la sélection et la collecte séparée, la manutention et le stockage de différents alliages en évitant de les mélanger.

Ceci donne la tendance mondiale d'intensification du recyclage des déchets. En 1980, les U.S.A., le plus gros fournisseur de cuivre du monde, ont employé au moins 46,6 % de sa production à partir de récupérations. Dans la majorité des pays industrialisés, le taux de production à partir de la récupération de déchets a augmenté de 1970 à 1980; d'un total de 34,8 % en 1970, elle est passée à 38,8 % en 1980. Evidemment l'énergie consommée a eu aussi une influence sur cette tendance, qui fut de 13 500 kW/h par tonne de production à partir des minerais et fut ramené à 1 700 kW/h par tonne à partir de récupération de cuivre.

L'utilisation des récupérations et autres rejets de cuivre ont permis d'économiser sur les minerais de cuivre; en même temps on a gagné en abaissement de la pollution environnante, par exemple, l'émission de sulfure de cuivre dans l'air et l'amélioration du problème des stockages polluants.

Différents procédés de moulage ont été employés, tels que :

- Moulage au sable
- Moulage par filière
- Moulage en coquille
- Moulage sous pression
- Moulage centrifugé

Pour tous ces procédés, les déchets d'alliages de cuivre sont fondus dans des hauts fourneaux de 100 à 2 000 kg de capacité, chauffés au fuel, au gaz ou par l'électricité. La composition de la fusion est contrôlée par des méthodes rapides en laboratoire, et rectifiée à la demande. Après quoi, le métal est fondu suivant la technique choisie dépendante de la taille, de la forme, des qualités requises, de la taille des séries, etc.

Dans les 10 années passées, de plus en plus de producteurs emploient le moulage horizontal à la place du moulage centrifuge pour fabriquer les tubes de roulement. Le moulage horizontal a des limitations de dimension et d'alliage mais il est préférable, pour la production de masse, permettant de meilleures tolérances, homogénéités, moins de métal, une meilleure consommation et autres avantages.

L'estampage à chaud est une méthode très rentable pour une production de masse de pièces différentes de machine et d'application sanitaire. Comme il a été prévu et mentionné, dans les usines modernes, ces produits sont faits à partir de laminoir-fonderie qui coupe à la longueur les baguettes de différentes tailles.

L'estampage à chaud, comme les méthodes de moulage, pression, extrusion, sont réalisables économiquement seulement pour des commandes de grandes séries, en raison du temps imparti et du processus coûteux de filière. Vu l'investissement en capital relativement élevé en comparaison d'un équipement de moulage au sable, ces moyens de production sont plus facilement envisageables pour des demandes supérieures à 1 000 tonnes par an.

On doit noter que l'atelier de filage devra être une partie intégrante d'un système bien équipé de moulage par filière, extrusion ou estampage.