



Environnement
Canada

Environment
Canada

Service de la
protection de
l'environnement

Environmental
Protection
Service

97 307

Émissions de polluants dans l'atmosphère et méthodes de dépollution

Métallurgie de première fusion du cuivre

Rég. Québec Biblio. Env. Canada Library



38 502 801

~~SPÉCIMEN~~

TD
182
R46
3-AP-82-4F

Analyse économique et technique
Rapport SPE 3-AP-82-4

Direction générale de l'assainissement de l'air
Mars 1983

LES RAPPORTS DU SERVICE DE LA PROTECTION DE L'ENVIRONNEMENT

Les rapports d'analyse économique et technique font le point sur l'état des connaissances, présentent des études bibliographiques et des inventaires industriels et comportent des recommandations afférentes, dans la mesure où celles-ci n'impliquent aucune recherche expérimentale. La préparation des rapports peut être confiée soit au personnel du Service de la protection de l'environnement, soit à des entreprises ou organismes dont il sollicite les services.

Le Service publie nombre d'autres rapports dans les collections suivantes : Règlements, codes et méthodes d'analyse, Politique et planification, Développement des techniques, Surveillance, Exposés et mémoires soumis à des enquêtes publiques, Évaluation des incidences sur l'environnement et Guides de formation.

Pour tout renseignement, prière de s'adresser au Service de la protection de l'environnement, ministère de l'Environnement, Hull (Québec), Canada, K1A 1C8.

ENVIRONMENTAL PROTECTION SERVICE REPORT SERIES

Economic and Technical Review Reports relate to state-of-the-art reviews, library surveys, industrial inventories, and their associated recommendations where no experimental work is involved. These reports will either be undertaken by an outside agency or by the staff of the Environmental Protection Service.

Other categories in the EPS series include such group as : Regulations, Codes and Protocols; Policy and Planning; Technology Development; Surveillance; Training Manuals; Briefs and Submissions to Public Inquiries; and Environmental Impact and Assessment.

Inquiries pertaining to Environmental Protection Service Reports should be directed to the Environmental Protection Service, Department of the Environment, Hull, Québec, Canada, K1A 1C8.

2041125K
H2 97307

Émissions de polluants dans l'atmosphère et méthodes de dépollution

Métallurgie de première fusion
du cuivre

par la
Division des minéraux et des métaux
Direction des évaluations techniques
Direction générale de l'assainissement de l'air



Rapport SPE 3-AP-82-4
Mars 1983

Publication distribuée
par le Service de la protection de l'environnement
d'Environnement Canada
Ottawa
K1A 1C8

Édition française de
*Air Pollution Emissions
and Control Technology:
Primary Copper Industry*
préparée par le Module d'édition française
d'Environnement Canada

Numéro de catalogue: EN 42-3/82-4F
ISBN: 0-662-92068-6

©
Ministre des Approvisionnements et Services
1983

RÉSUMÉ

Les techniques actuelles de l'industrie du cuivre de première fusion sont passées en revue, et une attention particulière est accordée aux procédés de fusion.

Les procédés employés sont décrits, ainsi que les émissions atmosphériques, les techniques antipollution, et notamment la fixation du soufre.

L'importance et la composition de l'industrie mondiale est examinée, et les installations canadiennes sont décrites.

Les coûts de mise au point et d'exploitation de procédés de production incorporant des dispositifs antipollution sont examinés.

ABSTRACT

Current industrial technology in the primary copper producing industry with emphasis on smelting, is reviewed.

The processes used, and air pollution emissions and control technology with emphasis on sulphur fixation, are described.

The size and composition of the world-wide industry is reviewed. Canadian copper producing operations are described.

The cost of development and operation of primary copper production processes with emission controls is discussed.

TABLE DES MATIÈRES

	RÉSUMÉ/ABSTRACT	III
	LISTE DES TABLEAUX	VII
	LISTE DES FIGURES	VIII
1	INTRODUCTION	1
1.1	Description générale de l'industrie métallurgique du cuivre	1
2	PROCÉDÉS DE FABRICATION	8
2.1	Traitement des minerais du cuivre	8
2.2	Obtention du cuivre	9
2.2.1	Procédés pyrométallurgiques	9
2.2.2	Procédés hydrométallurgiques	28
2.2.3	Affinage	33
3	ÉMISSIONS DANS L'ATMOSPHÈRE	37
3.1	Émissions dues à la préparation et à l'enrichissement du minerai	37
3.2	Émissions dues à la fusion du cuivre	37
3.2.1	Grillage	37
3.2.2	Fusion	37
3.2.3	Convertissage	37
3.2.4	Fusion en continu	38
3.2.5	Divers	38
3.3	Procédés hydrométallurgiques	38
3.4	Affinage	38
4	TECHNIQUES DE LUTTE CONTRE LA POLLUTION ATMOSPHERIQUE	39
4.1	Contrôle et dépollution des émissions provenant de la préparation et de l'enrichissement du minerai	39
4.2	Contrôle des émissions provenant de la fusion du cuivre	39
4.2.1	Grillage	39
4.2.2	Fusion	39
4.2.3	Convertissage	39
4.2.4	Fusion en continu	40
4.3	Techniques de contrôle	41
4.3.1	Dépoussiérage	41
4.3.2	Récupération de SO ₂ par conversion en acide sulfurique	42
4.3.3	Récupération de SO ₂ sous forme de soufre élémentaire	44
4.3.4	Récupération de SO ₂ sous forme de dioxyde de soufre à l'état liquide	46
4.3.5	Autres procédés de fixation du soufre	47
4.3.6	Élimination de l'arsenic	47
4.3.7	Élimination du mercure	49

5	PRODUCTION DE CUIVRE AU CANADA	50
5.1	Mines Noranda Ltée, Division Horne	50
5.2	Mines Noranda Ltée, Division de Gaspé	50
5.3	INCO Metals Co. Ltd., Copper Cliff (Ontario)	52
5.4	Falconbridge Nickel Mines Ltd., Falconbridge (Ontario)	58
5.5	Hudson Bay Mining & Smelting Company Ltd., Flin Flon (Manitoba)	58
5.6	Afton Mines Ltd., Kamloops (C.-B.)	61
6	COÛTS DE LA MISE AU POINT ET DE L'EXPLOITATION DE PROCÉDÉS DE FABRICATION DE CUIVRE DE PREMIÈRE FUSION, AVEC DÉPOLLUTION DES ÉMISSIONS	64
	RÉFÉRENCES	69

LISTE DES TABLEAUX

1	Réserves mondiales de cuivre, par catégorie, et teneur moyenne en cuivre du minerai, en 1977	3
2	Production minière mondiale de cuivre (tonnes)	4
3	Production mondiale de cuivre par fusion (tonnes)	5
4	Production mondiale de cuivre affiné (tonnes)	6
5	Production canadienne de cuivre, en 1977	7
6	Répartition des impuretés pendant le convertissage (estimation)	15
7	Données de production de fours de fusion éclair industriels	24
8	Données relatives au procédé Noranda	26
9	Analyse de l'effluent gazeux lors de la production de cuivre à souffre dans le procédé Noranda	26
10	Énergie consommée par divers procédés de fusion du cuivre	30
11	Méthodes de lessivage pour l'extraction hydrométallurgique du cuivre	32
12	Procédés de lessivage	35
13	Teneur en soufre, en oxygène et en hydrogène, à divers stades de l'affinage au feu	36
14	Teneur en dioxyde de soufre dans les émissions provenant de divers procédés de grillage, fusion et convertissage non équipés pour la dépollution	40
15	Rendement des nouveaux équipements de dépoussiérage	42
16	Usines d'acide sulfurique: production et émissions maximales de dioxyde de soufre	44
17	Techniques de fusion du cuivre et dépollution des émissions pour le SO ₂ , au Japon	45
18	Données de production – réacteur du procédé Noranda, 1977-1979	52
19	Répartition des coûts pour une fonderie-affinerie de cuivre d'une capacité de 100 000 tonnes/année (coûts en juin 1976)	64
20	Analyse du coût d'investissement et du coût de production unitaire pour une fonderie-affinerie de cuivre	66
21	Coût de la neutralisation de l'acide sulfurique à l'aide de chaux, à la fonderie	68

LISTE DES FIGURES

1	Schéma de fonctionnement général pour l'obtention de concentrés de cuivre à partir de minerais de sulfure de cuivre et de sulfure de fer	8
2	Coupe transversale d'un four de grillage à soles multiples	11
3	(A) Coupe d'un four de grillage à lit fluidisé (B) Schéma de fonctionnement d'un four de grillage à réverbère	12
4	Coupe d'un four à réverbère	13
5	Coupe d'un convertisseur Peirce-Smith horizontal, à soufflage latéral	16
6	Positions du convertisseur Peirce-Smith pour le chargement, le soufflage et la coulée (scories ou cuivre)	16
7	Vues de côté et de face du convertisseur Hoboken	18
8	Dispositif TBRC	19
9	Vue en coupe du four de grillage éclair Outokumpu	21
10	Vue en coupe du four de fusion éclair à oxygène, de l'INCO	22
11	Coupe longitudinale et vue de face du réacteur industriel Noranda pour fusion en continu	25
12	Vue schématique d'un four de fusion utilisant le procédé Mitsubishi	27
13	Plan et vue de côté du réacteur pilote pour le procédé WORCRA	29
14	Schéma du lessivage et des procédés de récupération du cuivre	31
15	Schéma de fonctionnement du procédé Nicaro pour les minerais d'oxyde de cuivre	33
16	Schéma de fonctionnement pour le procédé Arbiter	34
17	Schéma de fonctionnement – procédé hydrométallurgique CYMET	36
18	Représentation schématique d'une usine d'acide sulfurique à procédé par contact simple et double	43
19	Schéma de fonctionnement de la fonderie de Noranda, janvier 1980	51
20	Mines Noranda, schéma de fonctionnement de la fonderie de cuivre de la Division de Gaspé	53
21	Schéma de fonctionnement de la fonderie de Copper Cliff	55
22	Schéma de fonctionnement de la fusion éclair et du convertissage pour un concentré de cuivre normal. Bilan pondéral (tonnes/jour) et besoins énergétiques	57
23	Falconbridge Nickel Mines Ltd. – Schéma de fonctionnement, 1980	59
24	Schéma de fonctionnement d'une fonderie Hudson Bay Mining & Smelting, Flin Flon (Manitoba)	60
25	Schéma de fonctionnement de la fonderie Afton	63
26	Schéma de fonctionnement d'une fonderie-affinerie de cuivre	65

La présente étude de l'industrie du cuivre a été effectuée dans le cadre du programme de lutte contre les émissions de SO_2 par l'industrie des métaux non ferreux, entrepris par Environnement Canada. Ce programme vise à mettre au point un ensemble de stratégies pour contrer la pollution par le SO_2 provenant des fonderies de métaux non ferreux de l'est du Canada, dans le cadre d'un programme plus large visant à supprimer ou tout au moins à enrayer les pluies acides. Le programme se limite au secteur cuivre-nickel de l'industrie des métaux non ferreux, la majeure partie du SO_2 dégagé dans l'atmosphère provenant de ce secteur.

L'étude s'appuie sur le document de base produit par le groupe de travail sur les métaux non ferreux de la Commission économique de l'ONU pour l'Europe (1), et d'autres travaux publiés ou non.

1.1 Description générale de l'industrie métallurgique du cuivre

La métallurgie de première fusion du cuivre se caractérise par l'utilisation de minerais de cuivre comme matière première. Les trois principales variétés sont les minerais sulfurés, les minerais oxydés et les minerais sulfurés-oxydés. C'est la variété de minerai qui détermine le procédé à utiliser pour la récupération du cuivre. Une partie de la demande en cuivre peut être satisfaite par la transformation du vieux cuivre dans des usines de seconde fusion.

Après l'extraction minière, le cuivre est récupéré par enrichissement du minerai, suivi de la fusion ou du lessivage, et de l'affinage.

Le cuivre est présent dans les minerais extraits sous forme de divers composés, associés à une gangue sans valeur (par ex. des silicates), à des sulfures de fer, à d'autres sulfures métalliques utilisables (par ex., zinc, nickel, plomb), et enfin à des métaux précieux. À l'échelle mondiale, les gisements de minerais de cuivre sulfurés viennent en tête, mais il existe aussi des gisements assez importants de minerais oxydés ainsi que des gisements d'autres variétés de minerais, beaucoup moins importants cependant.

Au Canada, on trouve des mines de cuivre dans les provinces suivantes: Terre-Neuve, Québec, Ontario, Manitoba, Saskatchewan, Colombie-Britannique et au Yukon. La majeure partie du cuivre extrait au Canada provient de gisements de minerais sulfurés lesquels renferment souvent du nickel, du zinc, du molybdène, de l'or, de l'argent et d'autres métaux, en quantités récupérables. Un gisement en C.-B. renferme du cuivre natif, et un autre à Gaspé au Québec contient un peu d'oxyde de cuivre. On extrait également du cuivre de certains gisements de minerais sulfurés de zinc ou de nickel. L'industrie canadienne du cuivre fait partie de la catégorie où le prix de revient est généralement faible, en raison surtout de la récupération de produits secondaires et de sous-produits.

En 1965, la teneur moyenne en cuivre des minerais extraits se situait entre 1,5 et 2 p. 100 comparativement à 20 p. 100 en 1860. Aujourd'hui, la teneur moyenne en cuivre pour la production mondiale de minerai de cuivre est d'environ 1,0 p. 100; au Canada, elle est de 0,7 p. 100. Les tableaux 1 et 2 donnent respectivement les réserves et la production minière de cuivre dans le monde.

La production mondiale de minerai de cuivre par extraction à ciel ouvert a régulièrement augmenté ces dernières années, comparativement à l'extraction souterraine. De 55 p. 100 qu'il était en 1970, le pourcentage de minerai extrait à ciel ouvert passait à 85 p. 100 en 1973 (21).

La production mondiale de cuivre par fusion a passé de 4 960 000 tonnes en 1967 à 8 130 000 tonnes en 1978, pour une augmentation annuelle moyenne de 4 p. 100. Les tableaux 3 et 4 donnent respectivement la production mondiale de cuivre par fusion et la production mondiale de cuivre affiné.

Le tableau 5 indique le rang occupé par le Canada à l'échelle internationale. Le Canada possède environ 5 p. 100 des réserves mondiales de cuivre et compte pour 10 p. 100 de la production minière. Un tiers du cuivre canadien est exporté sous forme de concentrés provenant principalement de la Colombie-Britannique. Le Canada exporte également du cuivre métallique.

Tableau 1
Réerves mondiales de cuivre, par catégorie, et teneur moyenne en cuivre du minerai, en 1977 (67)^a

	I. Mines en exploitation ^b		II. Mines en construction		III. Autres gisements connus		Total (I + II + III)	
	Teneur en cuivre (milliers de tonnes)	Teneur moyenne (%)	Teneur en cuivre (milliers de tonnes)	Teneur moyenne (%)	Teneur en cuivre (milliers de tonnes)	Teneur moyenne (%)	Teneur en cuivre (milliers de tonnes)	Teneur moyenne (%)
Canada	16 500	0,70	500	1,21	7 400	0,48	24 400	0,62
États-Unis	60 400	0,71	6 300	1,21	13 400	0,63	80 100	0,71
Mexique	11 700	0,60	5 900	0,75	5 800	0,72	23 400	0,67
Panama	—	—	—	—	12 000	0,60	12 000	0,60
Autres	800	0,8	—	—	2 300	0,75	3 100	0,76
Amérique du Nord et centrale	89 400	0,69	12 700	0,94	40 900	0,60	143 000	0,68
Pérou	9 400	1,07	6 800	0,68	11 100	0,88	27 300	0,93
Chili ^c	58 500	1,11	3 300	1,70	18 000	0,84	79 800	1,07
Argentine	—	—	—	—	4 200	0,59	4 200	0,59
Autres	—	—	—	—	1 900	1,10	1 900	1,10
Amérique du Sud	67 900	1,10	10 100	0,85	35 200	0,82	113 200	0,99
Zaïre	30 900	3,90	4 300	5,02	6 400	4,1	41 600	4,05
Zambie	26 500	3,06	800	2,22	—	—	27 300	3,02
Afrique du Sud	4 000	0,71	1 000	0,8	—	—	5 000	0,73
Autres	2 900	1,8	—	—	—	—	2 900	1,8
Afrique	64 300	2,70	6 100	2,47	6 400	4,1	76 800	2,80
Philippines	9 400	0,54	3 200	0,44	3 300	0,46	15 900	0,50
Nouvelle-Guinée (Papua)	4 100	0,47	—	—	2 400	0,85	6 500	0,61
Australie	5 400	2,58	—	—	800	2,69	6 200	2,59
Iran	—	—	5 200	1,2	1 300	0,65	6 500	1,09
Inde ^d	2 300	1,4	—	—	2 300	1,3	4 600	1,35
Autres	6 100	1,13	—	—	1 400	0,88	7 500	1,08
Asie et Océanie	27 300	0,77	8 400	0,72	11 500	0,74	47 200	0,75
Europe ^e	6 300	0,73	1 700	0,43	—	—	8 000	0,67
Pays à économie planifiée centralisée ^{f,g}	36 700	1,57	16 300	1,72	10 000 ^d	1,5 ^d	63 000	1,60
Monde entier ^h	292 000	1,03	55 300	1,04	104 000	0,77	451 300	0,96

^a Les gisements de moins de 100 000 tonnes de cuivre n'ont généralement pas été retenus.

^b Comme il a été impossible de répertorier tous les gisements dans les mines en exploitation, on a utilisé pour obtenir le nombre de tonnes, un facteur de correction. Ce facteur est le rapport capacité mesurée/capacité totale d'un pays en 1976; il se situe entre 85 et 100 p. 100; à l'échelle mondiale, 95 p. 100 des réserves de cuivre ont été répertoriées en moyenne dans les mines en exploitation.

^c Après analyse de ce tableau, de nouveaux calculs ont situé officiellement les réserves prouvées et les réserves probables à une valeur plus élevée d'environ 10 p. 100.

^d Estimations.

^e À l'exclusion des pays à économie centralisée, mais y compris la Yougoslavie.

^f Estimations de Stolberg Ingenieurberatung GmbH, Stolberg, République fédérale d'Allemagne.

^g Bulgarie, Hongrie, Pologne, Roumanie, U.R.S.S.

^h Excepté la Chine.

Source: Centre des Nations Unies pour les ressources naturelles, l'énergie et les transports.

Tableau 2
Production minière mondiale de cuivre (en tonnes)

	1975	1976	1977	1978	1979
États-Unis	1 282 205	1 456 587	1 364 396	1 357 608	1 441 317
Canada	733 838	730 941	759 435	659 390	643 764
Mexique	78 200	88 996	89 722	87 181	104 418
Cuba	2 903	2 903	2 993	2 993	2 540
Nicaragua	635	798	299	99	99
Bolivie	6 168	5 080	3 719	3 265	1 723
Brésil	1 723	-	-	-	-
Chili	828 273	1 005 177	1 056 162	1 035 517	1 064 917
Pérou	180 986	220 268	341 016	366 413	397 988
Total (Amérique)	3 114 931	3 510 750	3 617 742	3 512 466	3 656 766
Autriche	1 923	1 137	-	-	-
Finlande	38 737	41 731	46 720	46 811	43 848
France	498	498	299	598	399
Allemagne (R.F.A.)	1 961	1 613	1 210	820	816
Irlande	9 839	4 082	5 261	5 261	4 808
Italie	773	749	698	501	273
Norvège	31 116	34 292	32 114	29 073	28 016
Portugal	2 063	1 760	1 431	1 369	2 099
Espagne	56 881	50 803	53 252	46 539	41 840
Suède	44 906	49 533	49 351	52 436	50 440
Total (Europe)	188 697	186 198	190 336	183 408	172 539
Chypre	9 888	7 892	6 804	5 806	5 987
Inde	24 222	25 401	30 209	26 580	30 300
Indonésie	63 504	69 128	57 062	58 060	60 963
Iran	4 027	6 041	5 987	5 987	4 808
Israël	7 529	2 540	-	-	-
Japon	84 639	81 607	81 392	73 386	59 958
Corée du Sud	2 993	2 540	1 905	816	635
Malaisie	3 810	18 234	24 040	26 399	26 218
Philippines	248 935	262 452	300 736	290 304	297 047
Turquie	30 119	31 207	27 851	33 203	24 675
Total (Asie)	479 666	507 042	535 986	520 541	510 591
Botswana	6 531	12 337	11 702	14 605	12 972
Mauritanie	6 622	9 434	7 711	2 812	-
Namibie	34 927	43 545	49 170	38 102	41 821
Zaïre	494 786	444 437	481 632	423 843	400 347
Ouganda	8 527	6 985	3 991	1 270	1 995
Afrique du Sud	178 927	196 881	205 390	209 291	194 412
Zambie	676 861	708 886	655 996	643 023	587 684
Zimbabwe	47 990	43 999	33 022	32 024	32 024
Total (Afrique)	1 455 171	1 466 504	1 448 614	1 364 970	1 271 255
Australie	218 907	218 481	221 580	219 270	229 340
Nouvelle-Guinée (Papua)	172 479	176 520	182 293	198 606	170 825
Total (Océanie)	391 386	395 001	403 873	417 876	400 165
Sous-total	5 629 851	6 065 495	6 196 551	5 999 261	6 011 316
U.R.S.S.	1 099 980	1 130 008	1 099 980	1 139 987	1 139 987
Albanie	8 981	9 979	9 979	11 521	11 975
Bulgarie	54 976	56 972	56 972	59 965	59 965
Tchécoslovaquie	10 704	8 527	9 344	9 979	9 979
Allemagne (R.D.A.)	16 511	15 966	16 964	15 966	15 876
Hongrie	362	272	181	90	-
Pologne	229 975	266 988	289 306	317 973	319 969
Roumanie	34 020	37 013	40 007	40 007	37 013
Chine et autres pays d'Asie ^a	155 040	165 019	170 009	178 990	175 996
Sous-total	1 610 549	1 690 744	1 692 742	1 774 478	1 770 760
Autres pays ^b	15 113	14 950	13 589	11 684	10 804
TOTAL	7 255 513	7 771 189	7 902 882	7 785 423	7 792 880

^aEstimation.

^b Comprend la production des pays suivants: Algérie, Argentine, Birmanie, Congo (Brazzaville), Équateur, Guatemala, Mongolie, Maroc, Mozambique et Taïwan.

Source: American Bureau of Metal Statistics Inc., U.S. Bureau of Mines, Bureau mondial des statistiques sur les métaux, et diverses sources.

Tableau 3
Production mondiale de cuivre par fusion (en tonnes)

	1975	1976	1977	1978	1979
États-Unis	1 331 872	1 447 824	1 324 957	1 389 239	1 421 777
Canada	493 368	468 713	504 761	413 443	398 649
Mexique	61 508	85 186	87 544	87 000	93 532
Brésil	1 723	—	—	—	—
Chili	724 399	856 306	888 420	927 415	951 515
Pérou	161 300	188 425	321 058	318 971	341 016
Total (Amérique)	2 774 170	3 046 454	3 126 740	3 136 068	3 206 489
Autriche	10 977	10 977	10 977	10 977	11 975
Belgique	40 007	72 031	61 598	55 883	56 972
Finlande	46 176	50 258	60 782	62 868	55 883
France	2 812	2 177	5 261	3 175	4 989
Allemagne (R.F.A.)	224 622	244 490	248 028	221 538	263 995
Norvège	26 349	23 393	26 575	20 060	27 357
Portugal	3 175	2 903	3 265	2 993	3 265
Espagne	104 963	112 492	117 482	112 492	114 035
Suède	56 972	61 961	61 689	67 042	63 776
Yougoslavie	119 115	135 082	117 028	143 791	130 001
Total (Europe)	635 168	715 764	712 685	700 819	732 248
Inde	22 044	24 766	23 496	19 504	24 040
Iran	3 991	3 991	6 985	5 987	5 987
Japon	821 469	838 162	915 183	910 465	921 443
Corée du Sud	21 863	30 935	36 832	54 885	38 918
Taiwan	8 527	11 702	11 521	12 972	14 333
Turquie	27 034	28 123	31 298	26 218	22 407
Total (Asie)	904 928	937 679	1 025 315	1 030 031	1 027 128
Namibie	36 410	36 111	53 434	45 904	42 729
Afrique du Sud	166 834	168 013	188 425	189 423	176 541
Ouganda	8 255	6 985	3 991	1 270	1 632
Zaire	462 581	412 957	442 985	390 731	370 046
Zambie	658 990	705 892	650 462	654 692	584 677
Zimbabwe	30 028	23 496	28 032	28 032	26 036
Total (Afrique)	1 363 098	1 353 454	1 367 329	1 310 052	1 201 661
Australie	182 619	170 372	171 370	167 832	170 825
Sous-total	5 859 983	6 223 723	6 403 439	6 344 802	6 338 351
U.R.S.S.	1 099 980	1 143 979	1 099 980	1 170 015	1 170 832
Albanie	8 527	8 981	8 981	9 525	9 434
Bulgarie	59 965	56 972	56 972	59 965	59 965
Tchécoslovaquie	9 979	9 979	9 979	9 979	9 888
Allemagne (R.D.A.)	16 511	15 966	17 962	16 964	17 236
Hongrie	2 540	5 171	3 810	—	—
Pologne	229 975	269 982	290 031	319 969	320 060
Roumanie	40 007	42 366	41 368	43 999	44 089
Chine et autres pays d'Asie ^a	177 992	184 978	194 957	194 957	194 594
Sous-total	1 645 476	1 738 374	1 724 040	1 825 373	1 826 098
TOTAL	7 505 459	7 962 097	8 127 479	8 170 175	8 164 449

^aEstimation.

Source: American Bureau of Metal Statistics Inc., U.S. Bureau of Mines, World Bureau of Metal Statistics, et diverses autres sources.

Tableau 4
Production mondiale de cuivre affiné (en tonnes)

	1975	1976	1977	1978	1979
États-Unis	1 610 189	1 715 061	1 677 049	1 906 390	2 060 341
Canada	529 169	510 481	508 848	446 342	397 262
Mexique	69 763	75 388	79 017	83 008	100 517
Brésil	28 758	31 116	28 576	25 855	34 020
Chili	535 248	632 046	676 045	749 075	764 225
Pérou	54 432	135 626	188 062	186 157	228 977
Total (Amérique)	2 827 559	3 099 718	3 157 597	3 396 827	3 585 342
Autriche	26 943	30 935	34 655	31 933	32 840
Belgique	331 581	425 023	464 667	388 644	378 483
Finlande	35 834	38 193	42 819	42 729	43 001
France	39 644	39 191	44 997	41 277	45 360
Allemagne (R.F.A.)	422 210	446 614	440 173	404 520	375 762
Italie	22 226	26 762	19 958	17 508	17 962
Norvège	19 686	16 783	21 228	14 515	20 865
Portugal	3 175	2 903	3 265	2 993	3 265
Espagne	130 183	141 886	160 030	146 966	144 335
Suède	56 700	64 864	61 689	64 411	61 689
Angleterre	151 502	137 168	122 199	125 556	121 655
Yougoslavie	137 894	136 533	143 519	150 776	138 438
Total (Europe)	1 377 578	1 506 855	1 559 199	1 431 828	1 383 655
Inde	13 245	21 228	22 770	11 702	30 300
Iran	6 985	6 985	6 985	5 987	5 987
Japon	818 929	864 380	933 690	959 091	983 676
Corée	21 863	30 935	42 910	62 415	59 875
Taiwan	7 076	11 702	11 521	14 515	14 333
Turquie	25 220	28 032	31 661	15 966	22 135
Total (Asie)	893 318	963 262	1 049 537	1 069 676	1 116 306
Égypte	1 995	1 995	1 995	1 995	1 905
Afrique du Sud	87 907	95 618	145 877	152 500	138 801
Zaire	225 892	66 044	98 703	102 785	102 876
Zambie	629 233	694 915	649 010	621 069	572 533
Zimbabwe	27 034	23 496	28 213	26 218	27 488
Total (Afrique)	972 061	882 068	923 798	904 567	843 603
Australie	191 963	188 788	184 705	174 545	172 640
Sous-total	6 262 479	6 640 691	6 874 836	6 977 443	7 101 546
Albanie ^a	5 987	6 985	6 985	6 985	7 257
Bulgarie	51 982	54 976	57 970	61 961	62 143
Tchécoslovaquie	22 770	22 135	23 133	24 040	24 040
Allemagne (R.D.A.)	46 992	29 986	50 984	48 988	49 260
Hongrie	11 521	10 614	12 065	13 063	16 238
Pologne	248 572	270 073	306 633	332 035	333 396
Roumanie	44 997	44 997	46 992	47 990	47 990
U.R.S.S. ^a	1 399 991	1 420 040	1 439 998	1 480 006	1 479 915
Chine et autres pays d'Asie ^a	248 028	264 993	285 042	295 021	300 011
Sous-total	2 080 840	2 124 799	2 229 802	2 310 089	2 320 250
TOTAL	8 343 319	8 765 490	9 104 381	9 287 532	9 421 796

^aEstimation.

Source: Bureau mondial des statistiques sur les métaux.

Tableau 5
Production canadienne de cuivre, en 1977*

	Monde (en milliers de tonnes)	Canada (en milliers de tonnes)	Canada (% de la production mondiale)
Réserves	451 200	24 400	5,4
Production minière	8 028	759	9,5
Production de fonderie	8 125	504	6,2
Production d'affinage	9 102	509	5,6
Consommation	9 043	219	2,4

* 1977 est l'année représentative la plus récente pour laquelle on possède des renseignements. Les données pour 1978 et 1979 sont anormales du fait d'une grève de neuf mois à l'INCO Metals Ltd.

2.1 Traitement des minerais de cuivre

La teneur en cuivre des minerais est généralement trop faible pour permettre un traitement direct (fusion, affinage); il faut donc que les minerais soient enrichis. Pour éviter le transport de gangue sans valeur, l'enrichissement se fait généralement à la mine même.

Cet enrichissement est effectué principalement par flottation. Celle-ci suppose le broyage du minerai de façon à séparer les grains de minéraux de cuivre des autres minéraux. La figure 1 montre les principales étapes de la concentration du minerai de cuivre. Les gros morceaux de minerai sont concassés jusqu'à une taille de 10 à 20 mm dans des concasseurs à cônes et à mâchoires. Le minerai est réduit plus finement dans des broyeurs à barres ou à boulets.

L'une des méthodes d'enrichissement des minerais sulfurés-oxydés est le procédé LPF (lessivage-précipitation-flottation) qui combine le lessivage et la flottation. Après lessivage des minerais à l'acide sulfurique, et cémentation de la solution, intervient la flottation

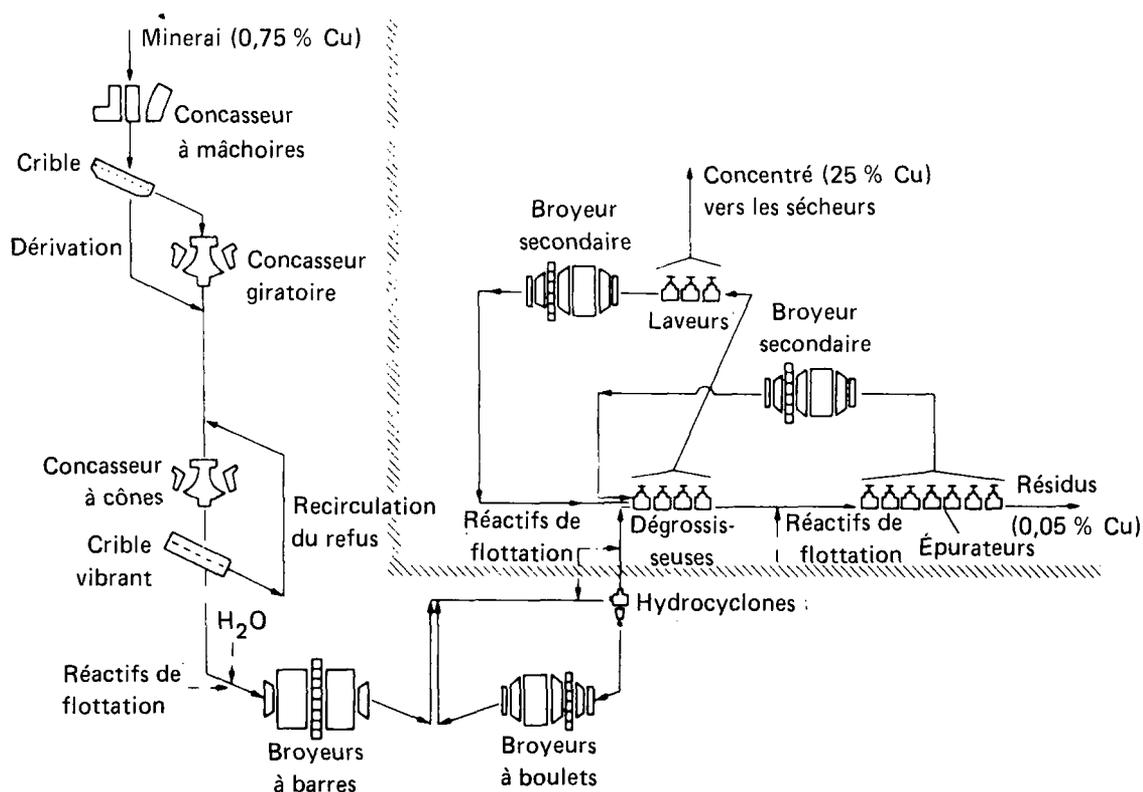


FIGURE 1 Schéma de fonctionnement général pour l'obtention de concentrés de cuivre à partir de minerais de sulfure de cuivre et de sulfure de fer. Les étapes de concassage-broyage et de flottation sont séparées par la ligne hachurée (3)

séparée du cuivre cimenté et des minéraux sulfurés dans les résidus de lessivage. Des renseignements détaillés sur les méthodes de flottation pour la concentration du minerai de cuivre peuvent être obtenus dans la documentation spécialisée (3, 6).

2.2 Obtention du cuivre

Le cuivre est extrait des minerais par pyrométallurgie ou hydrométallurgie. Le choix de la méthode sera fonction des conditions et des caractéristiques d'exploitation de l'usine.

Pour les concentrés de minerai de cuivre sulfuré et les minerais de cuivre oxydé plus riches, on utilise surtout les procédés pyrométallurgiques. L'hydrométallurgie convient mieux pour l'extraction du cuivre de minerais à faible teneur en cuivre oxydé, pour les minerais de sulfures-oxydes, et pour certains minerais plus complexes.

Les procédés hydrométallurgiques ont l'avantage:

- de moins polluer l'atmosphère;
- de permettre le traitement de minerais pauvres en cuivre;
- de permettre d'extraire économiquement le minerai de certains gisements peu importants;
- de permettre la récupération du cuivre et d'autres métaux à partir de minerais complexes.

Avantages des procédés pyrométallurgiques:

- le processus est rapide;
- ils permettent de récupérer davantage de métaux précieux;
- on peut traiter la chalcopirite présente en grandes quantités, ce qui n'est pas possible avec les procédés hydrométallurgiques actuels;
- le cuivre obtenu par affinage électrolytique est d'une plus grande pureté que le cuivre récupéré par extraction électrolytique;
- ils consomment moins d'énergie;
- ils consomment moins de réactifs;
- ils permettent une plus grande économie d'échelle.

2.2.1 Procédés pyrométallurgiques. – La récupération du cuivre par la pyrométallurgie se fait en plusieurs étapes. La méthode la plus courante en comporte trois soit: le grillage, la fusion et le convertissage.

Le principe des procédés les plus importants est décrit ci-dessous. On distingue les procédés dits «classiques», dont chaque étape est distincte, des procédés plus récents où toutes les étapes ou une partie d'entre elles sont intégrées.

2.2.1.1 Procédés classiques. – C'est la fusion pour matte, pratiquée depuis plus de cent ans, qui est le plus employé dans les quelque 80 fonderies de cuivre du monde occidental.

La matte de cuivre est formée des sulfures complexes de cuivre et de fer et contient du soufre, du fer, et de la gangue. La matte est obtenue à partir de concentrés de minerais sulfurés. Le procédé classique comprend les étapes suivantes:

- grillage, c'est-à-dire élimination du soufre par introduction d'air et séchage-chauffage simultanés des concentrés jusqu'à obtention d'une teneur en soufre favorable à la fusion pour matte (dans les cas où la teneur en soufre des concentrés est déjà acceptable, cette étape peut être omise);
- fusion, c'est-à-dire séparation d'une partie de la gangue pour l'obtention de la matte de cuivre;

- convertissage en cuivre à soufflure, c'est-à-dire élimination du fer et de la quantité restante de gangue par oxydation et formation de scories, et oxydation du soufre restant.

Grillage

Le grillage, dans le cas de l'extraction du cuivre, est l'oxydation des concentrés ou minerais sulfurés. Il y a formation de *dioxyde de soufre* (SO_2), libéré dans l'effluent gazeux. L'approvisionnement en air du four de grillage est réglable et détermine le degré d'oxydation. S'il y a ultérieurement fusion pour matte, on procède au grillage partiel qui favorisera surtout l'oxydation du fer en vue de son élimination aux étapes ultérieures. Le soufre n'est pas complètement éliminé lors du grillage partiel; il faut qu'il en reste assez pour qu'il puisse se combiner au cuivre dans la matte. Si on veut un grillage à mort, tout le soufre doit être oxydé par apport d'un surplus d'air.

Le grillage est un processus exothermique. Il se caractérise par le fait que la chaleur qui se dégage lorsque la température d'ignition est atteinte, suffit pour le séchage et le préchauffage des concentrés.

Les méthodes de production reposent aujourd'hui sur des procédés de grillage de minerai fin, du fait que l'enrichissement donne presque toujours des concentrés de flottation humides, finement broyés. Le grillage des concentrés de cuivre se fait soit dans des fours à soles multiples, soit dans des fours à lit fluidisé. Depuis les années 1960, on utilise surtout les derniers.

Le four de grillage à soles multiples est constitué d'une enceinte cylindrique (figure 2). Les concentrés sont introduits par le haut et passent sur un certain nombre de soles horizontales. L'air est introduit à contre-courant de la charge descendante. Les concentrés grillés sont retirés par le fond du four. Dans les usines canadiennes qui utilisent ce type de four, l'effluent gazeux contient entre 1 et 4 p. 100 de SO_2 , teneur trop faible pour qu'il puisse être traité dans des usines classiques d'acide sulfurique. Les poussières entraînées dans l'effluent gazeux représentent de 3 à 6 p. 100 du poids de concentré chargé dans le four. En raison de la forte teneur en cuivre de la poussière de carneau, on la récupère pour des raisons de rentabilité. Cette récupération se fait dans les carneaux, à l'aide d'électrofiltres et la poussière récupérée est recyclée.

Principe du four de grillage à lit fluidisé: le concentré se trouve en suspension dans un courant d'air chaud (figure 3). Environ 75 à 90 p. 100 du concentré calciné quitte le four sous forme de poussière qui est récupérée dans des collecteurs pour traitement ultérieur. Les gaz libérés par ce type de four renferment en général de 10 à 15 p. 100 de SO_2 .

Les fours de grillage à lit fluidisé se distinguent par leur grande capacité et la vitesse à laquelle le grillage des concentrés s'effectue. Après refroidissement et lavage, les gaz du four, riches en soufre, peuvent être envoyés dans des usines d'acide sulfurique pour traitement ultérieur, tels quels ou dilués avec les gaz libérés à d'autres étapes de la production, et pauvres en SO_2 . Le four de grillage à lit fluidisé ne facilite pas autant que le four à soles multiples le rejet des impuretés volatiles. Par contre, ce dernier a l'inconvénient de produire des gaz trop pauvres en SO_2 pour récupérer le soufre à un coût acceptable.

Le frittage n'est utilisé que dans des cas exceptionnels; il donne des gaz ne renfermant que de 1,5 à 2,0 p. 100 de dioxyde de soufre, ce qui rend la récupération du soufre plus difficile. Au Canada, on n'utilise que les fours à lit fluidisé et à soles multiples.

Fusion pour matte

La fusion est un traitement thermique qui consiste à faire fondre le produit issu du four de grillage avec de la silice, de façon à entraîner les modifications physiques et chimiques qui permettront de séparer le cuivre des matériaux indésirables. L'oxyde de fer formé lors du

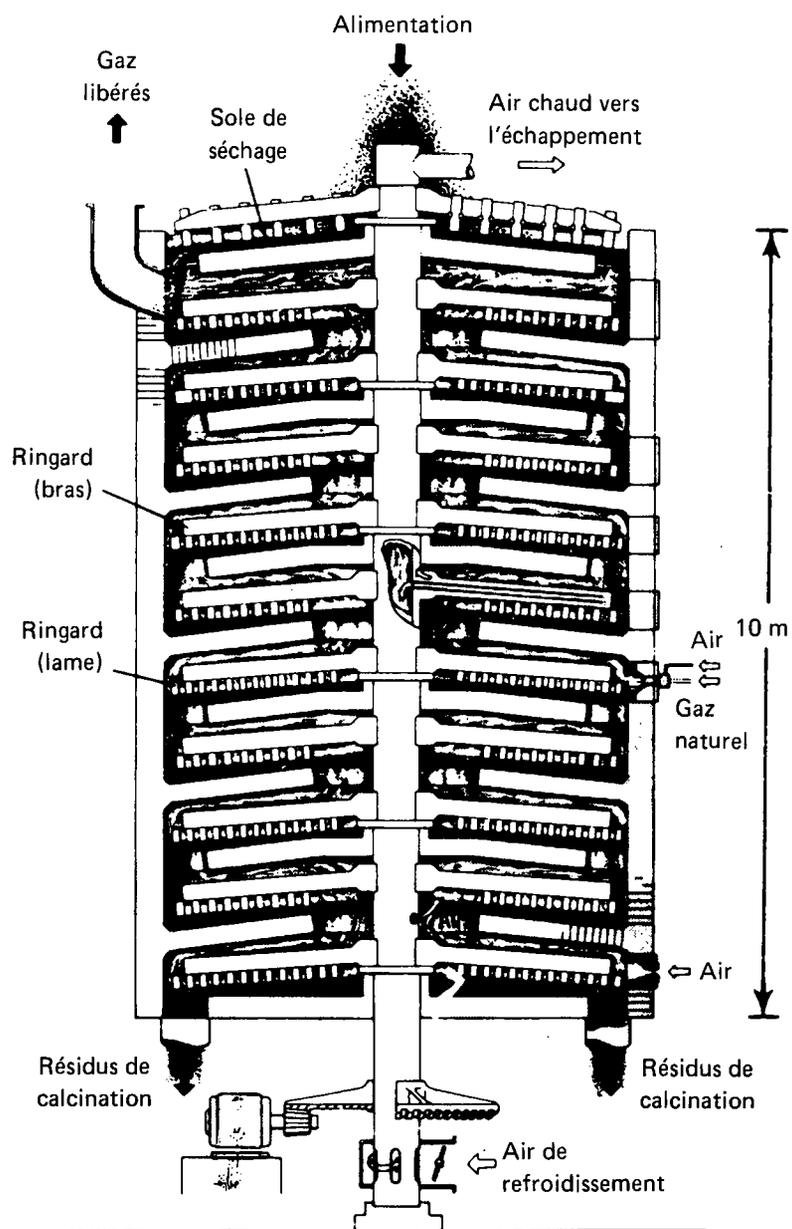


FIGURE 2 Coupe transversale d'un four de grillage à soles multiples

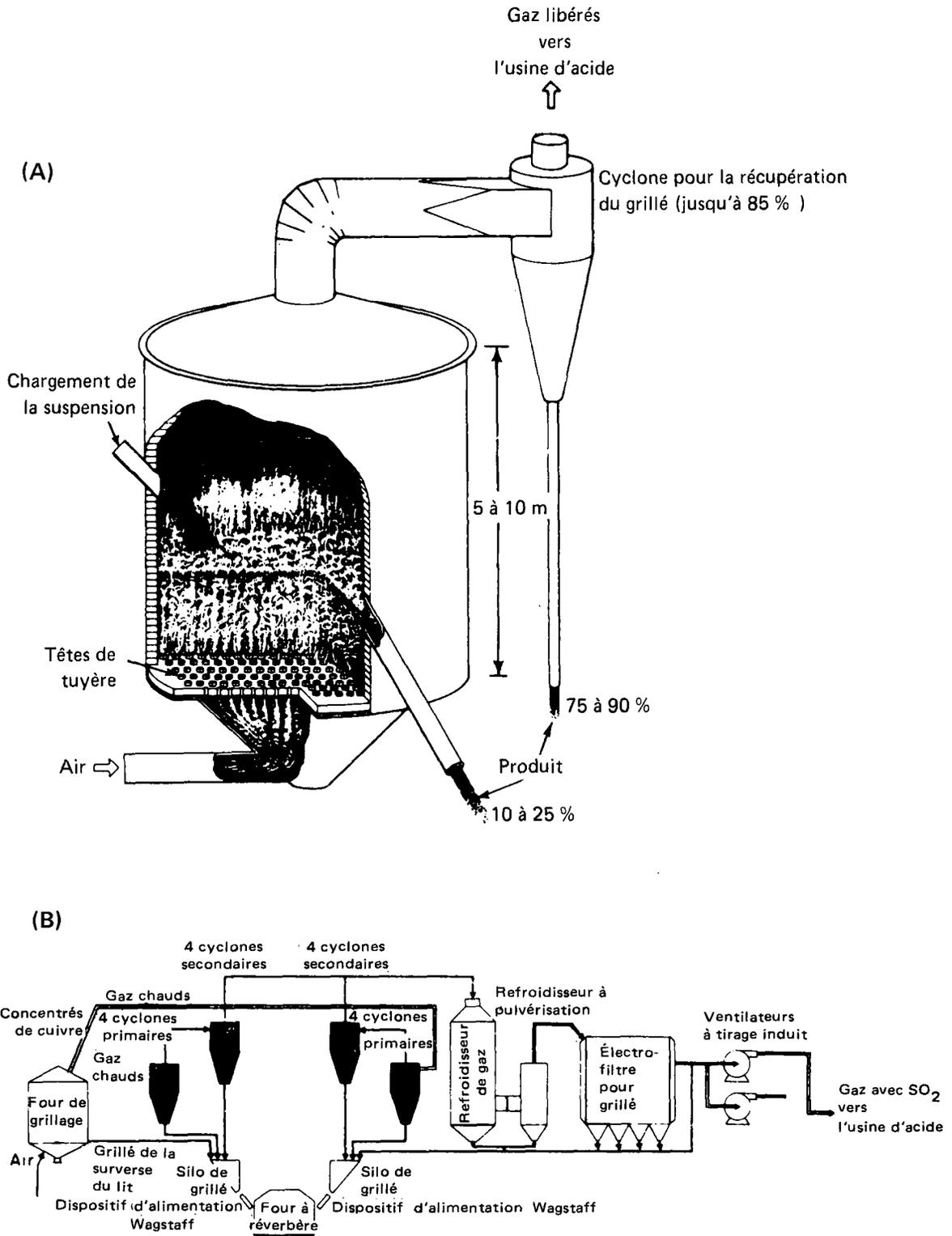


FIGURE 3 (A) coupe d'un four de grillage à lit fluidisé
(B) schéma de fonctionnement d'un four de grillage à réverbère (3)

grillage ainsi que les matériaux rocheux se combinent avec la silice pour former une couche liquide non miscible (scories) de faible densité, qui flotte à la surface de la matte. Ces scories peuvent être décantées et jetées. Le soufre, le cuivre, le reste du fer et la majeure partie des métaux précieux se combinent pour former la matte qui est recueillie à intervalles réguliers et traitée ultérieurement.

La fusion pour matte dans un *four à cuve* s'effectue comme suit: le minerai est chargé par couche dans la gueule du four sous forme de morceaux, de briquettes ou d'agglomérés mêlés à du coke. L'air de combustion est insufflé à la base du four; on obtient ainsi la température nécessaire pour le grillage partiel du minerai. La matte liquide et les scories liquides qui surnagent sont évacuées à intervalle régulier. Les gaz libérés par le four à cuve renferment environ 5 p. 100 de SO_2 . La poussière de carneau est recueillie par des cyclones et des électrofiltres. Les concentrés de minerais à grains fins produits actuellement ne convenant pas pour les fours à cuve, peu de fonderies utilisent ce type de four en dépit de leur rendement élevé et de leur bonne tenue thermique (28). On n'en trouve aucun au Canada.

Les concentrés de minerai à grains fins sont généralement fondus dans des *fours à réverbère* (figure 4). Ces fours sont garnis de brique réfractaire ou de magnétite, et sont chauffés au mazout, au gaz naturel, ou au charbon pulvérisé. Les brûleurs sont situés à l'extrémité frontale du four et permettent d'obtenir des températures de 1400 à 1500 °C. La flamme passe au-dessus de la charge solide et la chauffe par rayonnement thermique. La fusion se fait du côté qui fait face au brûleur. Les scories liquides et la matte de cuivre sont séparées à l'extrémité du four. Les scories, qui sont soutirées à intervalles réguliers, renferment encore de 0,3 à 0,8 p. 100 de cuivre. La matte de cuivre est recueillie à intervalles réguliers et évacuée jusqu'au convertisseur par des poches.

Le rendement thermique du four à réverbère est relativement faible puisque seulement 25 p. 100 environ de la chaleur produite est utilisée (28). Cependant, c'est l'installation qui est la plus couramment utilisée en raison de son adaptabilité aux différents types de matières premières, et au débit variable de production. De grandes quantités de gaz sont libérées

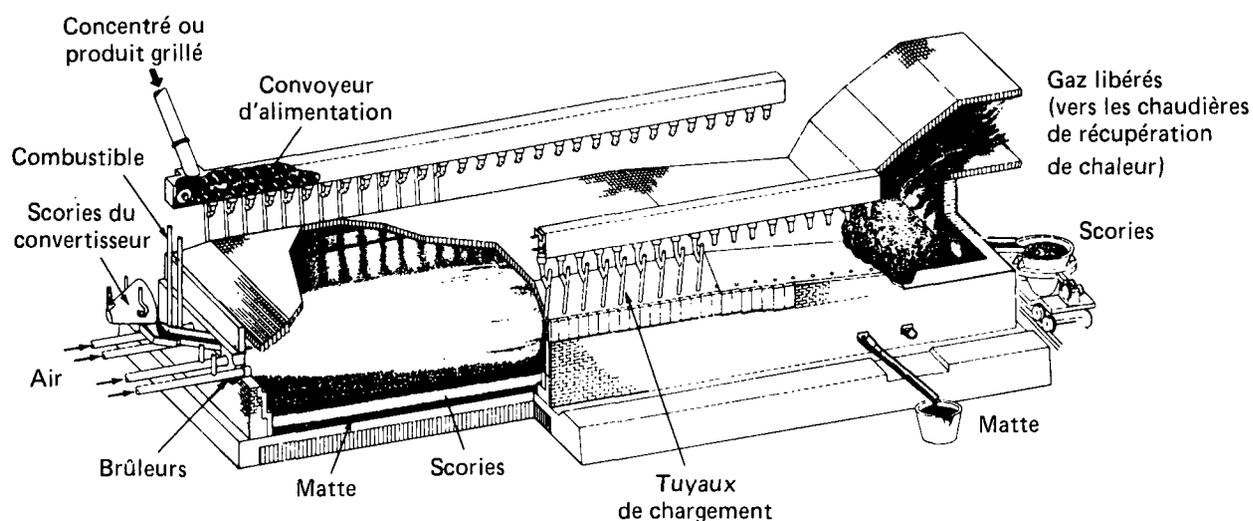


FIGURE 4 Coupe d'un four à réverbère (3)

par le four à réverbère (1300 à 1700 m³/mn) (9); ces gaz contiennent des poussières et entre 0,5 et 2 p. 100 de SO₂. La formation de SO₂ est inévitable pendant la fusion; en effet, l'air qui rentre par les ouvertures normales et par les fentes produit une atmosphère légèrement oxydante dans le four, ce qui entraîne l'oxydation du soufre contenu dans les matériaux traités. Il y a aussi formation de SO₂ par suite de la réduction de la magnétite présente dans le produit de grillage par des sulfures de la matte ($3 \text{ Fe}_3\text{O}_4 + \text{FeS} \rightarrow 10 \text{ FeO} + \text{SO}_2$). Environ 10 p. 100 du soufre de la charge introduite dans le four sont oxydés. L'épuration du gaz libéré pose un problème, sa teneur en SO₂ étant trop faible pour qu'il puisse être utilisé ultérieurement (28). Actuellement, et un peu partout dans le monde, ce gaz est directement libéré dans l'atmosphère après dépoussiérage. Les fours à réverbère de conception plus récente, utilisés notamment en URSS et au Japon, font appel à de l'air enrichi d'oxygène ou préalablement chauffé pour éviter ce problème. Il s'ensuit une forte augmentation de la capacité de fonte, une économie de combustible (rendement thermique de 60 p. 100), et une diminution du volume des gaz à traiter. Dans certains cas, il est alors possible de récupérer le SO₂ dans une usine d'acide (25).

Pour certains types de fours à réverbère, on utilise des concentrés humides, obtenus par flottation et non grillés. Dans ce cas, la teneur en SO₂ du gaz libéré est plus élevée qu'avec des concentrés grillés, alors que la teneur en poussière de carneau est moindre (8).

Dans le procédé de fusion au *four électrique*, les concentrés de minerai grillés sont envoyés par le haut de l'appareil sur la masse fondue liquide, qui sert de résistance chauffante pour obtenir la température de fusion. Selon la taille du four, trois à six anodes Söderberg sont immergées dans la couche de scories liquides.

Le four électrique a l'avantage:

- de permettre la fonte de charges composées de matériaux différents;
- de produire de faibles volumes de gaz (ils renferment du N₂ provenant de l'air infiltré, du CO et du CO₂ produits par les réactions électrode-scories, et du SO₂ issu de la réduction de la magnétite par le sulfure);
- de permettre d'abaisser facilement la teneur en SO₂ des gaz libérés en réglant la quantité d'air qui pénètre dans le four.

Cependant, les fours électriques ont l'inconvénient de consommer beaucoup d'énergie électrique, et ne sont intéressants que là où le prix du courant électrique est bas.

Convertissage de la matte de cuivre

La matte fondue (teneur en cuivre de 30 à 65 p. 100) est chargée dans le convertisseur sous forme liquide, pour l'obtention du cuivre à souffre. Ce procédé (convertissage) comprend deux étapes: la formation de scories et l'obtention de cuivre.

Comme l'affinité pour l'oxygène varie d'un métal à l'autre, le fer contenu dans la matte de cuivre est oxydé puis on fixe les oxydes formés par addition de SiO₂ (scorification). Simultanément, le soufre est oxydé en SO₂ gazeux. La réaction $2 \text{ FeS} + 2 \text{ O}_2 + 2 \text{ SiO}_2 \rightarrow 2 \text{ FeO} \cdot \text{SiO}_2 + 2 \text{ SO}_2$ est exothermique, et le procédé ne nécessite donc aucun apport d'énergie. En raison de leur forte teneur en cuivre (3 à 8 p. 100), les scories sont retournées au four de fusion.

Après scorification du fer, la matte restante renferme généralement plus de 72 p. 100 de cuivre sous forme de Cu₂S. Lors de l'obtention du cuivre, le soufre est oxydé et se dégage sous forme de SO₂. Comme la réaction globale $\text{Cu}_2\text{S} + \text{O}_2 \rightarrow \text{Cu} + \text{SO}_2$ est également exothermique, l'addition de combustible supplémentaire devient inutile. À la fin du procédé, on obtient du cuivre brut renfermant 97 à 99 p. 100 de cuivre et contenant les éléments suivants à des teneurs diverses: arsenic, antimoine, plomb, nickel, zinc, fer, sélénium, tellure, ainsi que

du soufre, de l'oxygène et des métaux précieux. Les scories, riches en cuivre (20 à 40 p. 100), sont traitées avec la charge suivante. Le tableau 6 donne une estimation de la répartition des impuretés dans le cuivre à soufflure, le gaz libéré et les scories, lors du convertissage (3, p. 192).

Pour le convertissage de la matte de cuivre, la plupart des fonderies utilisent le *convertisseur Peirce-Smith* (figures 5, 6). Le chargement de la matte liquide, la coulée du cuivre brut et le lâchage des scories se font par la gueule du convertisseur; ce dernier est monté sur des galets conducteurs parallèles à son plus grand axe (3, p. 186), qui permettent de le faire pivoter. Une installation de fusion comprend généralement plusieurs convertisseurs.

Le convertissage produit des volumes importants de gaz chauds qui sont recueillis au moyen d'une hotte située au-dessus de l'ouverture du convertisseur. L'air qui s'infiltré entre le convertisseur et la hotte dilue la teneur en SO₂ des gaz libérés. La teneur en SO₂ varie au cours du convertissage. Lorsque l'on commence à insuffler l'air, la teneur en SO₂ (avec dilution) peut être très élevée (10 p. 100); à la fin de cette opération, alors que la gueule du convertisseur est éloignée de la hotte, la teneur en SO₂ est beaucoup plus faible et souvent nulle. La teneur variable en SO₂ ne permet pas d'alimenter de façon satisfaisante une usine d'acide, dont le bon

Tableau 6
Répartition des impuretés pendant le convertissage (estimation) (3)

Élément	Répartition, en %		
	Cuivre à soufflure*	Gaz libéré**	Scories
Argent (Ag)	90	0	10
Or (Au)	90	0	10
Platine (Pt)	90	0	10
Arsenic (As)	15	75	10
Bismuth (Bi)	5	95	0
Cadmium (Cd)	0	80	20
Cobalt (Co)	80	0	20
Fer (Fe)	0	0	100
Germanium (Ge)	0	100	0
Mercure (Hg)	10	90	0
Nickel (Ni)	75	0	25
Plomb (Pb)	5	85	10
Antimoine (Sb)	20	60	20
Sélénium (Se)	60	10	30
Étain (Sn)	10	65	25
Tellure (Te)	60	10	30
Zinc (Zn)	0	30	70

* Non compris les pertes sous forme de particules.

** Y compris les particules captées et les fumées.

La répartition est fonction de la teneur en cuivre de la matte et de la teneur en différents éléments.

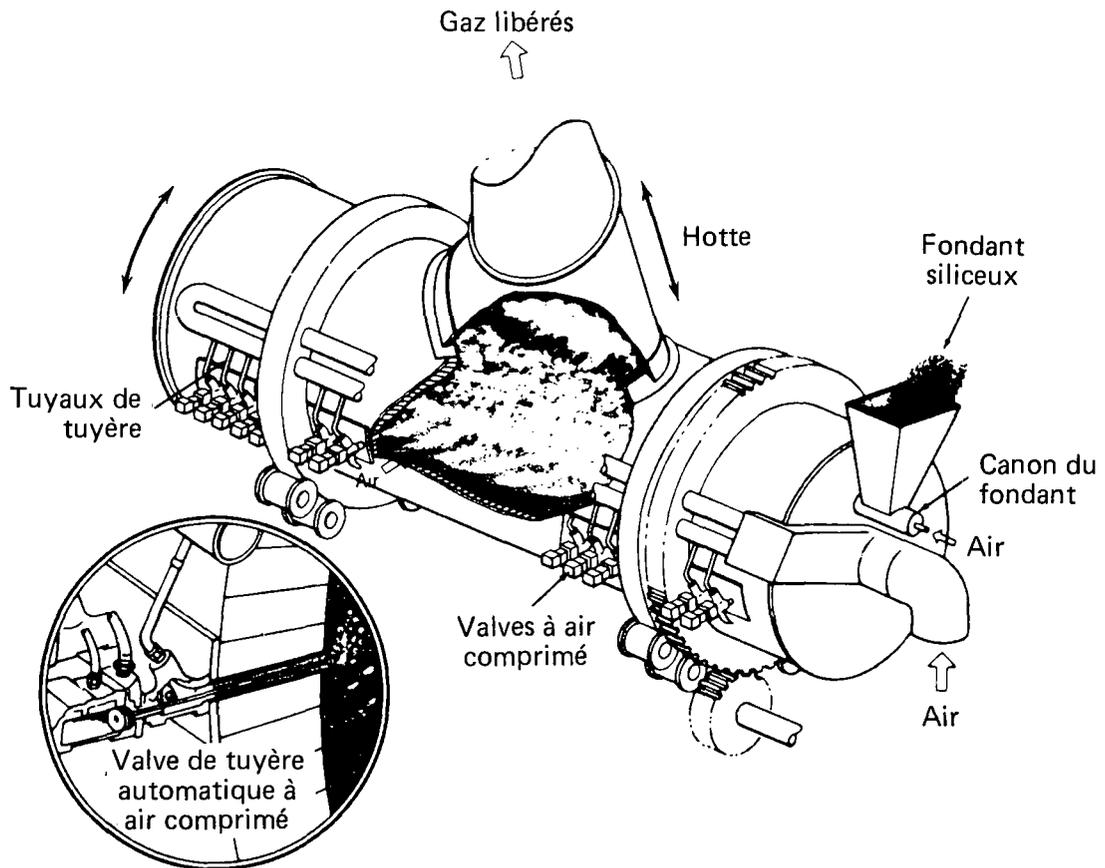


FIGURE 5 Coupe d'un convertisseur Peirce-Smith (3) horizontal, à soufflage latéral

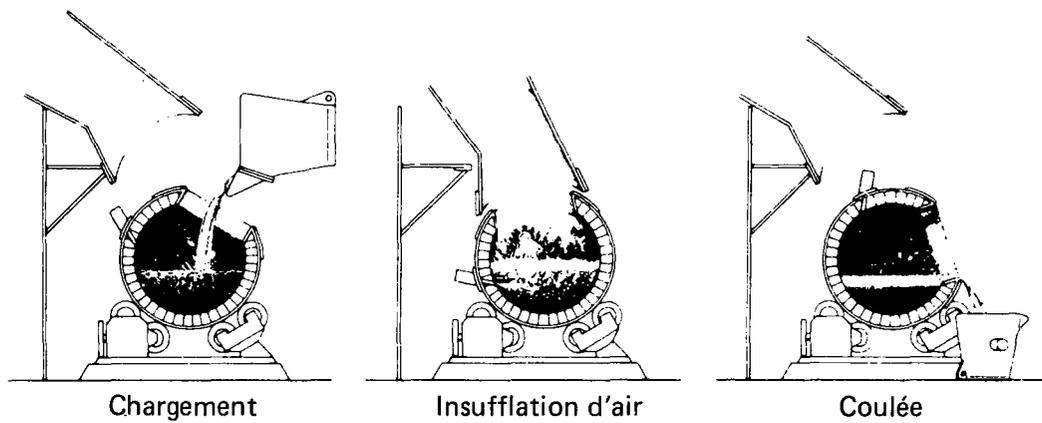


FIGURE 6 Positions du convertisseur Peirce-Smith pour le chargement, le soufflage et la coulée (scories ou cuivre) (3)

fonctionnement suppose un débit relativement régulier. Ce problème est minimisé dans les installations possédant un grand nombre de convertisseurs, ceux-ci pouvant alors être utilisés de telle façon que le débit total demeure régulier.

Plus l'infiltration d'air sera réduite grâce à un ajustement plus hermétique de la hotte et à des méthodes de travail efficaces, plus la teneur en SO_2 sera élevée et, par conséquent, plus une usine d'acide sera rentable.

L'emploi d'oxygène pour enrichir l'air insufflé permet également d'augmenter la teneur en SO_2 . Des hottes refroidies à l'eau sont maintenant utilisées dans certaines usines pour diminuer encore davantage le volume d'air infiltré, et améliorer les conditions de travail.

Le *convertisseur Hoboken* permet d'éviter le dégagement de grandes quantités de gaz qui se produit habituellement lorsque le convertisseur est basculé pour son chargement ou pour la coulée des scories ou du cuivre brut. Le gaz dégagé est aspiré à travers un carneau à l'extrémité du convertisseur (figure 7). Le siphon minimise le dégagement de gaz pendant toutes les phases de l'opération. Le convertisseur est chargé à travers une petite ouverture située dans la partie supérieure de l'enceinte. Il est aussi possible de le charger sans couper l'arrivée d'air et sans le faire basculer, ce qui accélère les opérations et diminue les fuites de SO_2 à partir du convertisseur. La dilution des gaz libérés par l'air infiltré est faible. La teneur en SO_2 est donc plus élevée et plus régulière qu'avec le convertisseur Peirce-Smith. Cela n'empêche pas cependant que la teneur en SO_2 varie au cours du cycle. La petite ouverture peut entraîner des problèmes de chargement, en raison de l'accumulation de scories, ou lorsqu'il faut charger des objets de vieux cuivre de grande taille.

2.2.1.2 Procédés de fusion spéciaux. — Le TBRC (convertisseur rotatif à soufflage par le haut) utilise de l'oxygène insufflé par une lance à la surface du bain dans une enceinte verticale, pendant que celle-ci tourne autour de son axe vertical. La figure 8 montre un four TBRC. Celui-ci permet le traitement complet des concentrés jusqu'à obtention de cuivre anodique ou de cuivre affiné au feu (40).

L'enceinte est munie de deux anneaux d'entraînement en acier moulé, maintenus dans une monture fixe au moyen de butées. Cette enceinte peut pivoter grâce à des galets d'entraînement mus par un moteur, et elle est maintenue longitudinalement dans le bâti grâce à des butées à rouleaux. Le dispositif permet de faire pivoter librement l'enceinte à l'intérieur du bâti. Le four repose sur des tourillons et peut basculer de 360° pour le chargement, l'insufflation d'oxygène ou la coulée. Pendant que le four est en service, l'enceinte est généralement inclinée à un angle compris entre 15 et 20° , de façon à obtenir un équilibre optimal entre le taux de chargement et le brassage.

Le four comporte un fond escamotable qui facilite le remplacement des matériaux réfractaires. La bouche est munie d'un anneau d'étanchéité sur lequel repose la hotte. Cette *hotte hermétique* permettra d'obtenir des teneurs en SO_2 de 10 à 50 p. 100 à divers stades du processus.

L'atmosphère de l'enceinte du four est obtenue par injection de gaz tels que oxygène, gaz naturel et air, par l'intermédiaire d'une lance refroidie à l'eau. Cette lance passe à travers la hotte, et un dispositif central permet d'ajuster sa profondeur de pénétration dans l'enceinte et son angle d'incidence.

La rotation de l'enceinte et, par conséquent, le brassage du bain, favorise un haut rendement de consommation d'oxygène. Le faible volume de gaz libérés, résultant de l'élimination de l'azote, et le haut rendement de la consommation d'oxygène permettent de *réduire la taille du dispositif d'aspiration des gaz*. La quantité de poussières dans les gaz libérés

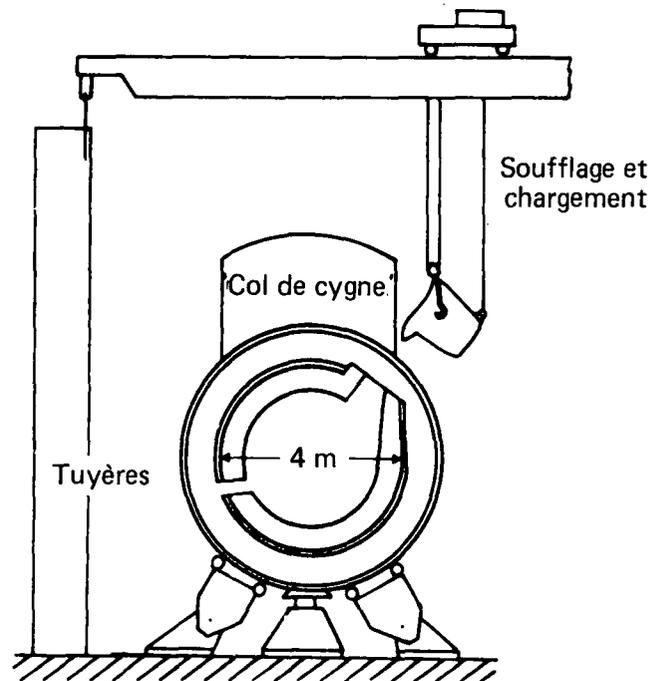
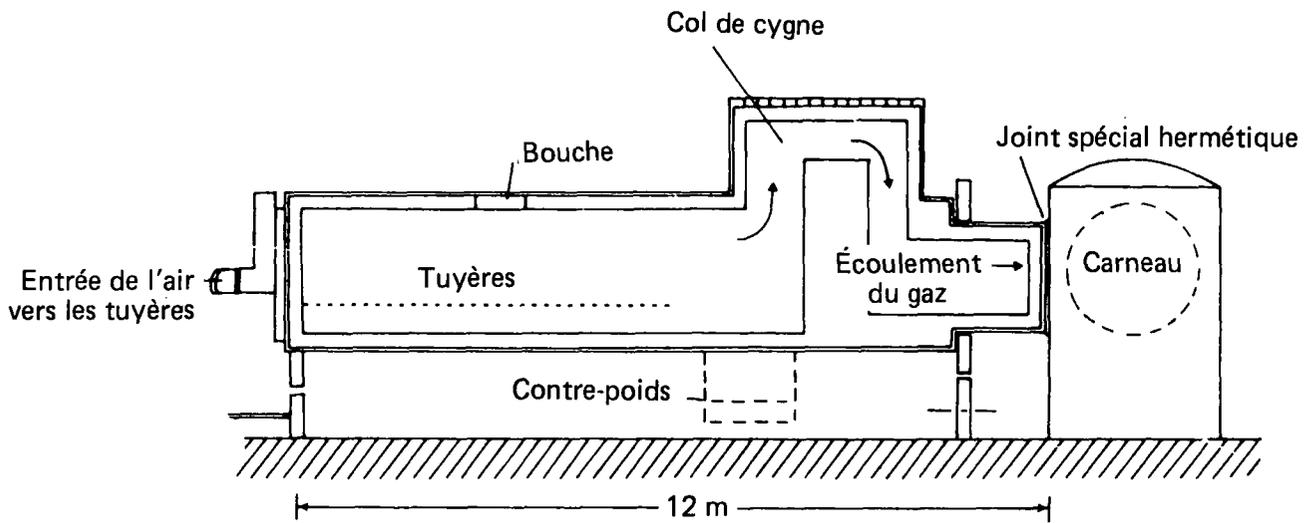


FIGURE 7 Vues de côté et de face du convertisseur Hoboken (3)

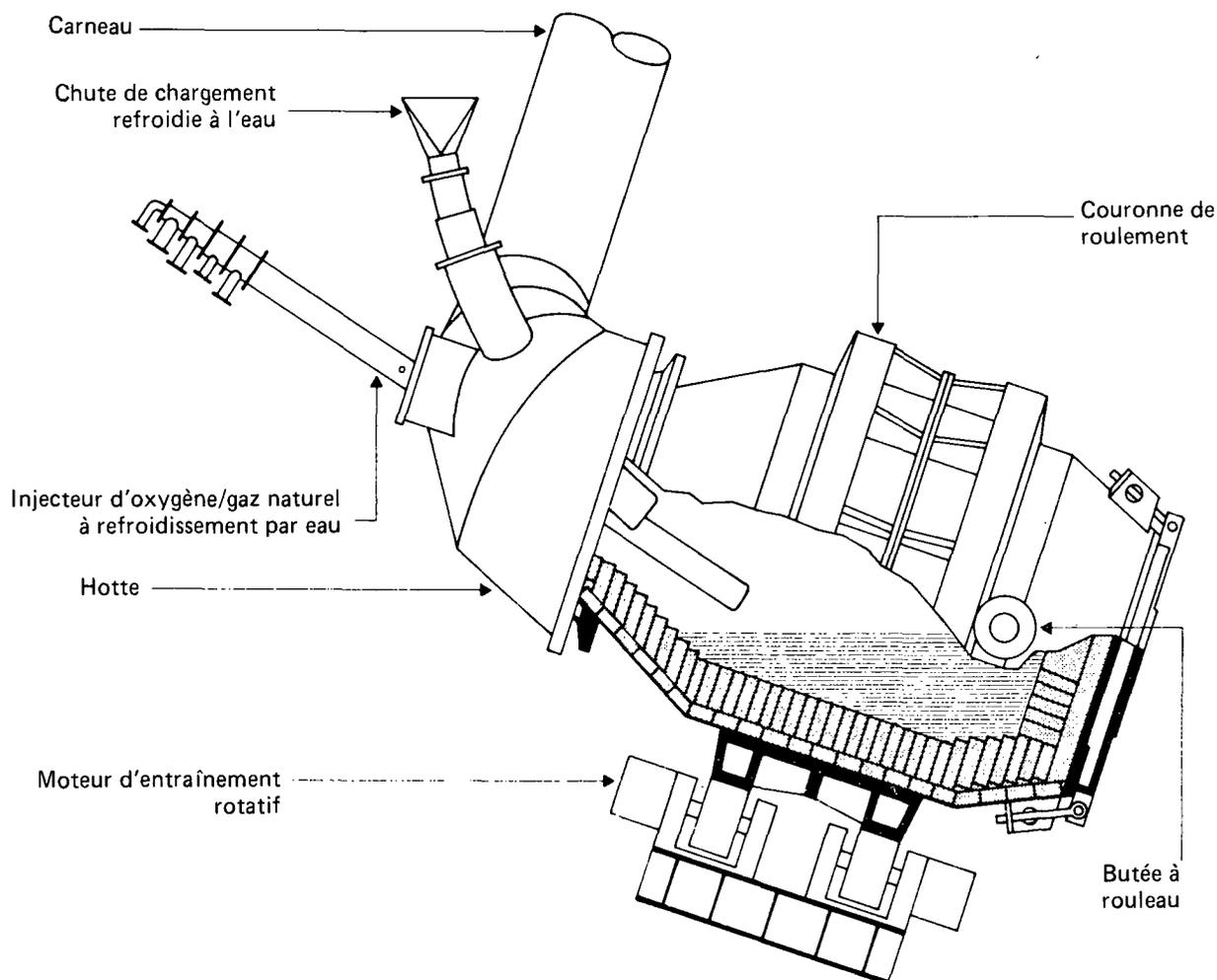


FIGURE 8 Dispositif TBRC (38)

est réduite non seulement par le faible volume émis, mais également par la basse vitesse d'émission des gaz de combustion.

Le procédé TBRC permet un contrôle étroit des milieux oxydants, réducteurs ou neutres; des températures de fonctionnement élevées; des teneurs en SO_2 élevées et intermittentes dans les gaz libérés; et il requiert peu d'énergie. Avec ce procédé, les coûts généraux sont réduits (47). Mentionnons cependant que jusqu'ici, ce procédé n'a été applicable que dans des conditions spéciales.

Le procédé *Brixlegg*, qui combine d'une façon spéciale les principes des méthodes mentionnées précédemment, a été mis au point pour répondre aux caractéristiques particulières du minerai à traiter. Dans ce procédé, les concentrés de cuivre sont traités en deux étapes jusqu'à obtention de cuivre à soufre renfermant du fer. Après élimination complète du soufre dans un four de grillage à lit fluidisé (grillage à mort), la fusion désoxydante des concentrés du four

de grillage intervient dans un four électrique, avec addition de poussier de coke ou de charbon non bitumineux. Le principal avantage est l'émission de SO_2 pendant une seule étape du procédé, et des teneurs en SO_2 de 8 à 10 p. 100 dans le gaz libéré (22).

L'application d'autres procédés classiques se limite au traitement de minerais spéciaux:

- des minerais riches en cuivre oxydé peuvent être fondus par réduction dans un four à réverbère pour l'obtention de cuivre noir impur;
- en Zambie, des oxydes difficiles à traiter et des minerais de grès rubanés sont travaillés à l'aide de la méthode TORCO. Ce procédé est fondé sur le principe suivant: lorsqu'un minerai de cuivre sulfuré est chauffé en présence de chlorure de sodium et d'un agent réducteur, il se forme des particules de cuivre métallique. Lorsque les conditions de réaction sont bien choisies, on obtient du cuivre métallique facile à récupérer par des méthodes de flottation classiques.

2.2.1.3 Fusion dans un four de grillage éclair. – Dans ce procédé, le grillage et la fusion se font dans un four unique alors qu'avec les méthodes classiques, ces opérations interviennent dans des fours séparés.

Les avantages de ce procédé sont les suivants: faible consommation d'énergie; forte teneur en SO_2 du gaz de carneau; capacité élevée; et matte à forte teneur en cuivre.

Dans ce procédé, les concentrés de minerai et les additifs sont soufflés dans la chambre de réaction avec de l'air chaud, de l'oxygène, ou de l'air enrichi d'oxygène, et sont grillés à mesure qu'ils tombent. La chaleur produite par la réaction exothermique est utilisée pour la fusion des concentrés.

Deux procédés de fusion dans un four de grillage éclair sont actuellement utilisés dans l'industrie:

- le procédé Outokumpu;
- le procédé INCO.

Le *procédé Outokumpu* est utilisé industriellement depuis 1949 (50, 51). Dans ce procédé, les concentrés de cuivre sont soufflés par le haut d'un réacteur avec de l'air enrichi d'oxygène, préalablement chauffé. La chaleur produite par grillage exothermique est employée pour la fusion. Si on utilise de l'air enrichi d'oxygène, le four peut pratiquement fonctionner d'une manière autonome et il ne faut que peu ou pas de combustible supplémentaire. La figure 9 montre un four utilisé pour le procédé Outokumpu.

Dans le procédé Outokumpu, les concentrés de flottation sont séchés à l'aide soit de fours rotatifs, soit de sècheurs pour suspensions. Le gaz brûlé provenant du sècheur doit être épuré afin de récupérer les concentrés présents dans la poussière de carneau, puis il est évacué par une cheminée. Le SO_2 présent dans l'effluent gazeux provient essentiellement de l'utilisation de combustibles renfermant du soufre.

Les concentrés secs, ainsi que les additifs et l'air préchauffé (450 à 1000 °C) sont soufflés dans le four par des tubulures à la partie supérieure d'un réacteur. Lorsque l'air est enrichi d'oxygène, la température de préchauffage est d'environ 200 °C.

Le maintien d'une température favorable, l'adaptation à diverses compositions de concentrés et aux variations de production sont possibles en ajustant la quantité de combustible, la température de préchauffage de l'air, et la quantité d'oxygène.

Les particules fondues sont séparées de l'écoulement gazeux, et tombent sur le bain de fonte. La matte (teneur en cuivre d'environ 45 à 75 p. 100) (50) est recueillie à l'avant,

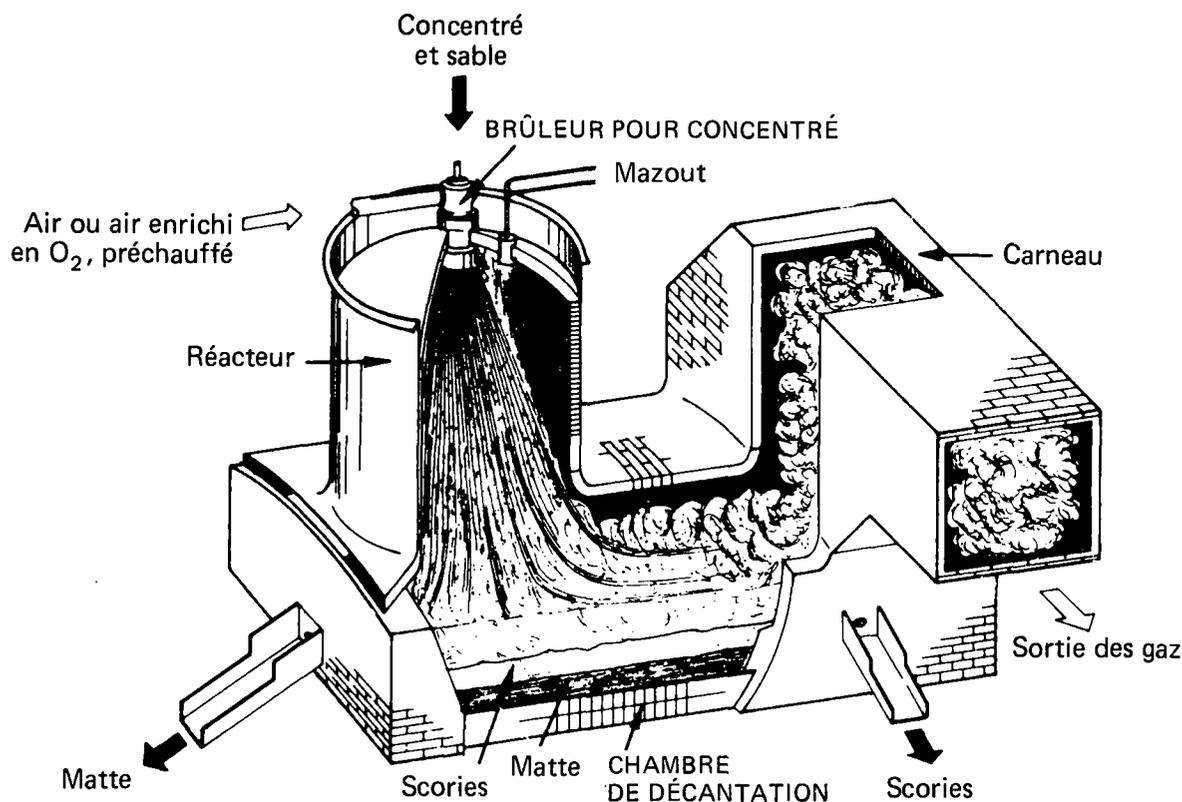


FIGURE 9 Vue en coupe du four de grillage éclair Outokumpu (3)

au-dessous du réacteur, et elle est dirigée vers le convertisseur. La forte teneur en cuivre diminue la durée de l'insufflation d'air pour la production de cuivre brut dans les étapes ultérieures. Les scories qui sont recueillies à l'autre extrémité du four sont riches en cuivre. L'extraction d'une partie du cuivre qu'elles contiennent se fait soit dans un four électrique, soit par flottation, après refroidissement et pulvérisation selon la taille de l'installation de fusion et les conditions existantes. Comme le coût du traitement ultérieur des scories, qu'elles renferment beaucoup ou peu de cuivre, est à peu près le même, l'objectif premier est d'augmenter la teneur en cuivre de la matte, ce qui réduit la durée d'insufflation dans le convertisseur.

La teneur en SO_2 dans les gaz libérés se situe entre 10 et 11 p. 100 avec de l'air préchauffé, et au-delà de 20 p. 100 si l'air est enrichi d'oxygène (51). De 5 à 15 p. 100 du chargement total quitte le four sous forme de poussière de carneau, qui est recyclée. Lorsque cette poussière renferme d'importantes quantités de métaux précieux et de constituants toxiques, on doit les extraire avant le recyclage de la poussière.

Le procédé a été modifié au Japon de façon à réduire la teneur en cuivre des scories à environ 0,5 p. 100 pour une matte qui titre de 45 à 50 p. 100. Ceci élimine le traitement ultérieur des scories (par ex., à la fonderie de cuivre de la Tomano, au Japon) (11, p. 131). Cette modification de procédé consiste à introduire de la chaleur au moyen d'électrodes dans la zone de décantation du four, ce qui permet une meilleure séparation de la matte et des scories.

Les avantages du procédé Outokumpu, comparativement aux procédés classiques, sont les suivants:

- forte teneur en SO_2 dans le gaz libéré;
- bon rendement énergétique;
- diminution de la consommation de combustible;
- diminution de la durée d'insufflation d'air dans le convertisseur;
- capacité élevée.

De plus, il est possible, avec le procédé Outokumpu, d'obtenir du cuivre à soufre dans le four, mais seulement avec certains concentrés.

Le procédé *INCO* est utilisé industriellement depuis 1952 (34, 37, 70). Dans ce procédé, un mélange d'oxygène et de concentrés de minerai de cuivre est insufflé horizontalement dans le four à partir des deux extrémités (figure 10).

Les concentrés sont grillés et fondus dans l'atmosphère chauffée du four. La chaleur produite par le grillage est suffisante pour que le procédé de fusion soit autonome. Les scories, dont la teneur en cuivre est moyenne (0,7 p. 100), s'écoulent continuellement par l'une des extrémités du four, la matte (42 p. 100 de cuivre et 2 p. 100 de nickel) étant recueillie à intervalles réguliers au centre de l'une des parois latérales. Le gaz brûlé renferme 75 p. 100 de SO_2 et après élimination des poussières, il est transformé en dioxyde de soufre liquide. La poussière de carneau est recyclée.

La section 5.3, qui décrit les opérations à la INCO Metals Co. Ltd., à Copper Cliff, au Canada, donne une description détaillée du procédé INCO.

FOUR DE FUSION ÉCLAIR DE L'INCO

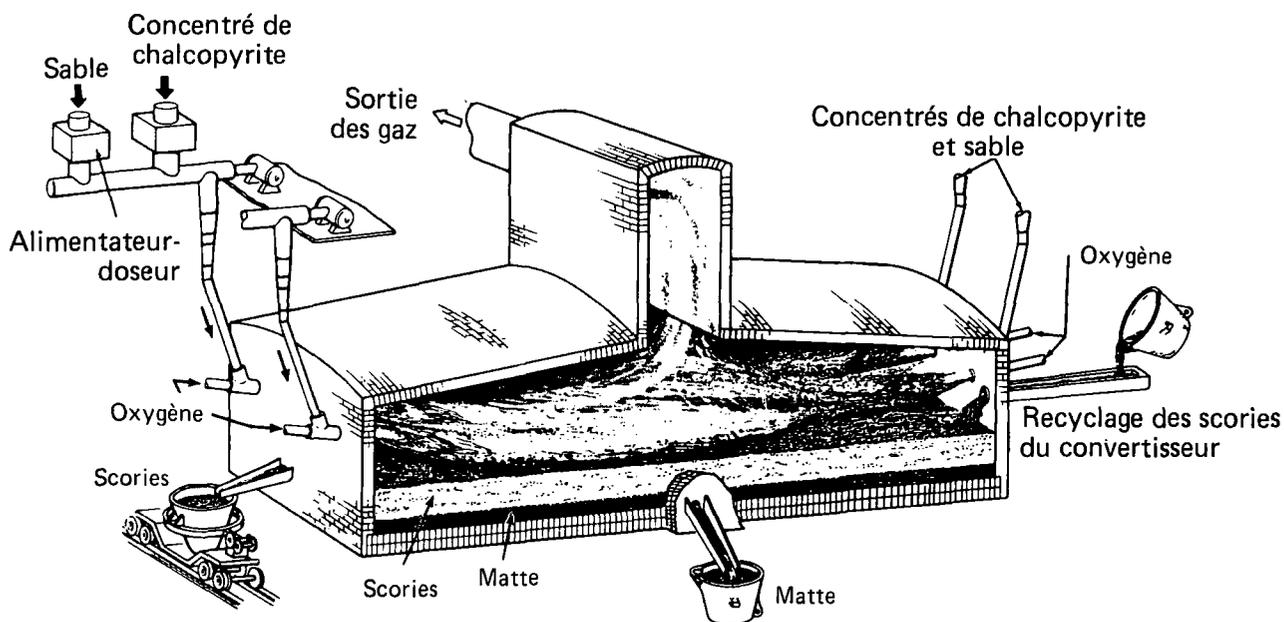


FIGURE 10 Vue en coupe du four de fusion éclair à oxygène, de l'INCO (70)

Les avantages du procédé INCO sont les suivants:

- teneur très élevée en SO_2 (70-80 p. 100) dans les gaz libérés dont le volume est très faible (généralement de 125 à 150 mètres cubes par minute dans des conditions normales);
- bon rendement énergétique;
- aucun combustible requis pour la fusion;
- capacité très élevée;
- très faible émission de poussières (2-3 p. 100 du poids des concentrés introduits).

En outre, dans le cadre de travaux expérimentaux en laboratoire, l'INCO a réussi par diverses voies à augmenter ou à diminuer le titre de la matte obtenue par fusion éclair autonome. Selon l'INCO, «il est possible d'obtenir du métal blanc et même du cuivre à soufflure par fusion en une seule étape» (70).

La méthode *KIVCET* est un procédé utilisant un four à cyclone, mis au point en URSS. Il permet de faire fondre des concentrés complexes de cuivre sulfuré dans un four à cyclone relié à une chambre de décantation chauffée par des résistances. Les concentrés sont chargés avec de l'oxygène dans le four à cyclone pour fusion éclair. Le cuivre fondu est recueilli sur la sole, et s'écoule de la chambre de décantation vers la sole de décantation pour la scorification (12). En Union Soviétique, deux usines traitant respectivement environ 544 et 907 tonnes de concentrés de cuivre par jour, utilisent actuellement le procédé *KIVCET*. D'autres usines sont prévues ou déjà au stade de la construction. Les gaz libérés par la fusion renferment de 80 à 85 p. 100 de SO_2 , et peuvent servir à la production de dioxyde de soufre liquide.

Le tableau 7 présente les données de production de fours de fusion éclair.

2.2.1.4 Procédés de fusion en continu. – Dans les procédés classiques, le grillage et la fusion sont suivis du convertissage en lots. Les nouvelles techniques utilisent le convertissage en continu, ce qui permet de combiner les trois étapes, à savoir le grillage, la fusion et le convertissage, en un seul processus de fusion en continu. Les opérations se déroulent dans une seule enceinte sauf dans le cas du procédé Mitsubishi qui utilise deux fours et un convertisseur, reliés par des rigoles de coulée. Le produit final est généralement du cuivre à soufflure qui est traité ultérieurement dans le four à anodes. De plus, il y a production de scories à diverses teneurs en cuivre, et libération de gaz riches en SO_2 utilisables dans une usine d'acide sulfurique. Les principaux avantages, comparativement aux procédés classiques, sont les suivants:

- débit régulier de gaz de carneau renfermant plus de 6 p. 100 de SO_2 ;
- meilleure productivité;
- meilleures conditions de travail;
- meilleures conditions environnementales en raison d'une quantité moindre d'émissions fugitives et de l'émission de SO_2 à partir d'une seule source;
- besoins moindres en énergie.

Les procédés de fusion du cuivre en continu Noranda et Mitsubishi sont exploités à l'échelle commerciale depuis 1973/1974 (3, p. 217).

Le *procédé Noranda* est actuellement utilisé par Noranda Mines au Canada, et la Kennecott, de Garfield (États-Unis). Le procédé utilise un four de fusion cylindrique (figure 11). Le concentré en boulettes et les additifs sont chargés sur le bain de scories en fusion à l'une des extrémités du four. Les brûleurs alimentés au gaz naturel ou au fuel-oil, situés aux deux extrémités, ou du combustible solide introduit dans le four avec la charge, fournissent la chaleur nécessaire pour le traitement. De l'air enrichi d'oxygène est insufflé sous la surface du

Tableau 7
Données de production de fours de fusion éclair industriels

	Procédé INCO		Procédé Outokumpu (3, p. 162)		
	INCO, Canada	Tamano, Japon	Hitachi, Japon	Toyo, Japon	Harjavalta Finlande
Dimensions du four					
largeur x longueur x hauteur (m ²)	6 x 23 x 5	7 x 20 x 3	7 x 19 x 3	7 x 20 x 3	5 x 18 x 2
surface de la sole (m ²)	138	140	133	140	90
Tour du brûleur					
diamètre x hauteur à partir du toit (m)	aucune	6 x 6	5,7 x 6	6 x 6	4,2 x 7,7
brûleurs de concentré	4	4	3	3	1
température de l'air à l'entrée	20 °C (volume d'oxygène seulement)	450 °C	930 °C	450 °C	200 °C
Prise de gaz					
longueur x largeur (m)	6 x 3	2,5 de diamètre	7 x 3	7 x 3	7 x 3
hauteur (m)	6	7	6	6	6
Détails concernant la production					
type de charge	concentrés secs (30 % Cu)	concentrés secs (30 % Cu)	concentrés secs (26 % Cu)	concentrés secs (28 % Cu)	concentrés secs (25 % Cu)
taux de chargement des solides (t/j)	1550 au total	1200 au total	1200 au total	1100 au total	1000 au total
teneur moyenne en cuivre de la charge (en %)	27	24	20	25	22
scories de convertisseurs (t/j)	200	néant	néant	néant	néant
matte (t/j)	940	600	550	550	340
teneur en cuivre de la matte (en %)	45	47	49	49	65
scories du four de fusion éclair (t/j)	600	(500)	450	300	550
teneur en cuivre des scories (en %)	0,7	0,55	≈ 1	≈ 1	1,5
teneur en SiO ₂ des scories (en %)	32	36	34	40	27
système auxiliaire de récupération du cuivre	aucun	four électrique dans four de fusion éclair	four électrique	four électrique	flottation
teneur en cuivre des scories mises au rebut (%)	0,7	0,55	0,5	0,45	0,4
Productivité (tonnes de charge par jour/m²)	11,2	8,6	9,0	7,9	11,1
Combustible (Bunker C, tonnes/jour)					
tour de combustion du four de fusion éclair		37	11	32	?
sole du four de fusion éclair		7 plus 5,2 x 10 ⁴ kWh/j	17	16	?
préchauffeur d'air		aucun	31	15 (est.)	
sécheurs de charge	7	7	9	aucun (utilise des gaz brûlés)	8
consommation totale de combustible	7	51 plus 0,5 x 10 ⁵ kWh	68	63	?
Oxygène (tonnes/jour)	285 (95 à 97 % O ₂)	néant	40 (99,5 % O ₂)	néant	160 (93,5 % O ₂)
Energie nécessaire (y compris la production de O₂) (kcal/tonne de charge)	1,1 x 10 ³	4,5 x 10 ⁵	5,8 x 10 ⁵	5,8 x 10 ⁵	1,2 x 10 ⁵
Energie pour le système auxiliaire de récupération du Cu			0,3 x 10 ⁵	0,3 x 10 ⁵	0,3 x 10 ⁵
Besoins totaux en énergie	1,1 x 10 ⁵	4,5 x 10 ⁵	6,1 x 10 ⁵	6,1 x 10 ⁵	1,5 x 10 ⁵

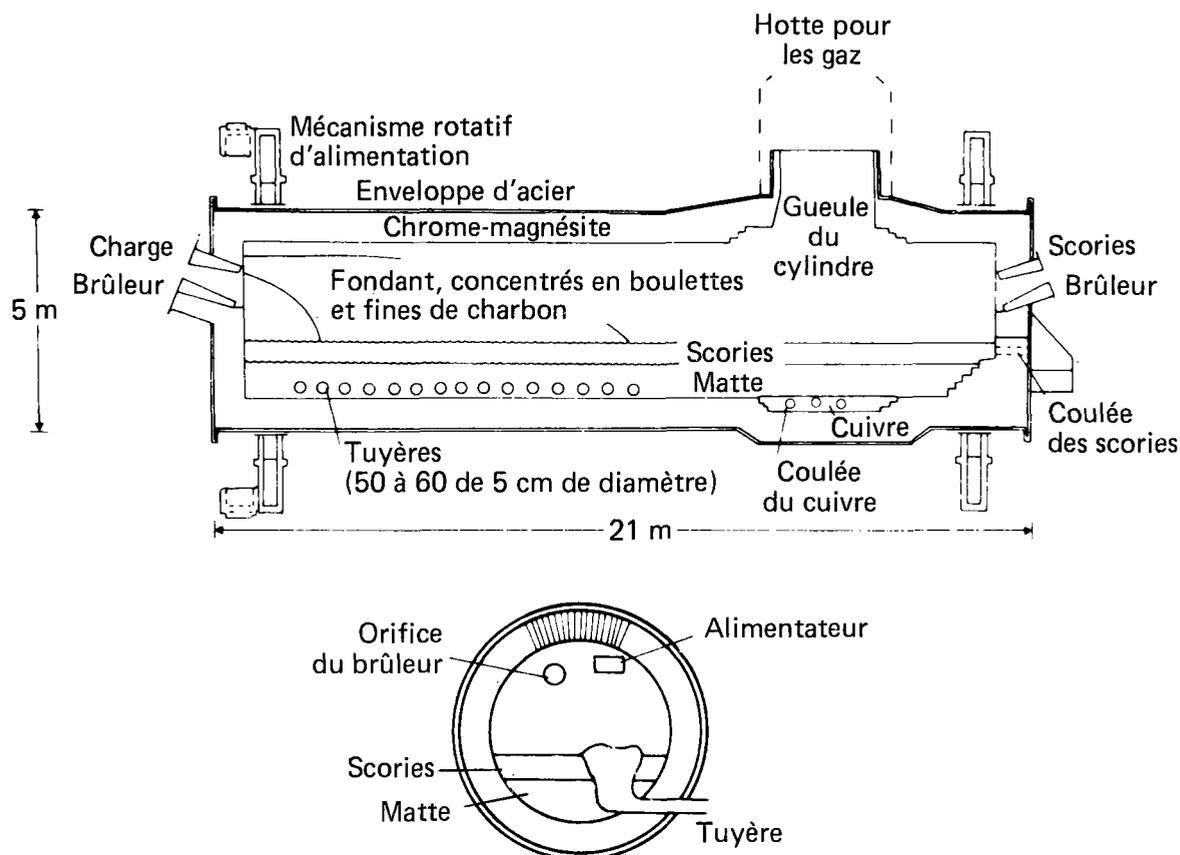


FIGURE 11 Coupe longitudinale et vue de face du réacteur industriel Noranda pour fusion en continu (3)

bain en fusion par 60 tuyères, ce qui permet d'oxyder le soufre et le fer. Trois couches de matières en fusion se forment dans le four: des scories en surface, de la matte au centre et du cuivre à souffler à la base. La matte est recueillie à intervalles réguliers par le fond du four et les scories s'écoulent sans interruption par l'extrémité du four opposée à l'orifice de chargement. Les scories et le cuivre à souffler s'écoulent dans la même direction (3, p. 224), (15). Ce procédé peut être utilisé pour la fabrication directe de cuivre à souffler, avec des concentrés renfermant peu d'impuretés. Actuellement, on produit en général une matte riche en cuivre pour convertissage ultérieur.

Le tableau 8 (15, p. 479) présente les données d'entrée et de sortie du procédé Noranda pour le cuivre à souffler. Les scories riches en cuivre (jusqu'à 10 p. 100 ou plus) sont refroidies lentement, et on en extrait un concentré de cuivre par broyage et flottation. Les concentrés de scories et la poussière de carneau sont retournées dans le réacteur. L'effluent gazeux sort par une ouverture dans l'enveloppe du four, et il est aspiré par des hottes. Après refroidissement à 350 °C et dépoussiérage, le gaz propre peut être envoyé dans une usine d'acide sulfurique. La teneur en soufre (1,9 p. 100) du cuivre à souffler obtenu est relativement élevée (15). Le tableau 9 présente les résultats d'analyses de l'effluent gazeux obtenu lors de la fabrication de cuivre à souffler et de matte de cuivre selon le procédé Noranda.

Tableau 8
Données relatives au procédé Noranda (15)

	Tonnes sèches	% (poids sec)						
		H ₂ O	Cu	Fe	SiO ₂	S	Pb	Zn
Entrée								
– concentré de cuivre	5210	9,9	27,9	26,4	5,5	29,6	1,9	4,5
– concentré de scories	1796	9,1	35,2	20,7	11,6	8,2	1,6	–
– fondant	800	3,5	0,3	4,7	68,4	–	–	–
– poussières de l'électrofiltre	260	–	9,9	3,9	2,0	14,6	12,0	18,5
Sortie								
– cuivre	1525	–	97,0	0,2	–	1,9	0,4	–
– scories	5217	–	10,6	34,0	20,0	2,4	2,3	5,7
– poussières du refroidisseur par évaporation	100	–	54,2	7,9	5,6	13,1	1,2	3,2
– poussières de l'électrofiltre	260	–	9,9	3,9	2,0	14,6	12,0	18,5

Tableau 9
Analyse de l'effluent gazeux lors de la production du cuivre à souffre dans le procédé Noranda

Type de production	Teneur dans l'effluent gazeux (%)				
	SO ₂	O ₂	N ₂	CO ₂	H ₂ O
Cuivre à souffre	6,7	0,4	73,6	6,2	14,2
Matte	7,7	0,7	74,2	6,1	11,3

Le *procédé Mitsubishi* est actuellement utilisé à Naoshima (Japon), et un four de ce type a été récemment installé à Timmins (Canada). Ce procédé permet d'obtenir en continu du cuivre à souffre, grâce à trois fours reliés entre eux (figure 12). Les concentrés renferment peu d'impuretés.

Les concentrés secs, l'air, l'oxygène et les additifs sont chargés dans le four de fusion au moyen de lances, pour donner la matte (60 à 65 p. 100 de cuivre [16, p. 447]) et des scories. Ce mélange scories-matte s'écoule en continu à travers une rigole de coulée dans un four électrique à sole qui sert de chambre de décantation, où les deux composants se séparent. Les scories, dont la teneur en cuivre est d'environ 0,5 p. 100, débordent en continu du four de décantation et sont mises au rebut. La matte passe à travers un siphon dans le four de conversion où elle est transformée en cuivre à souffre. L'air, l'oxygène et les additifs sont injectés sur le bain liquide grâce à des lances refroidies à l'eau. Le cuivre à souffre ainsi produit renferme environ 98,5 p. 100 de cuivre et à peine 0,05 p. 100 de soufre. La teneur extrêmement faible en soufre donne des émissions minimales de SO₂ lors du traitement ultérieur du cuivre. Les scories du four de conversion (teneur en cuivre de 17,6 p. 100) sont recyclées au four de fusion.

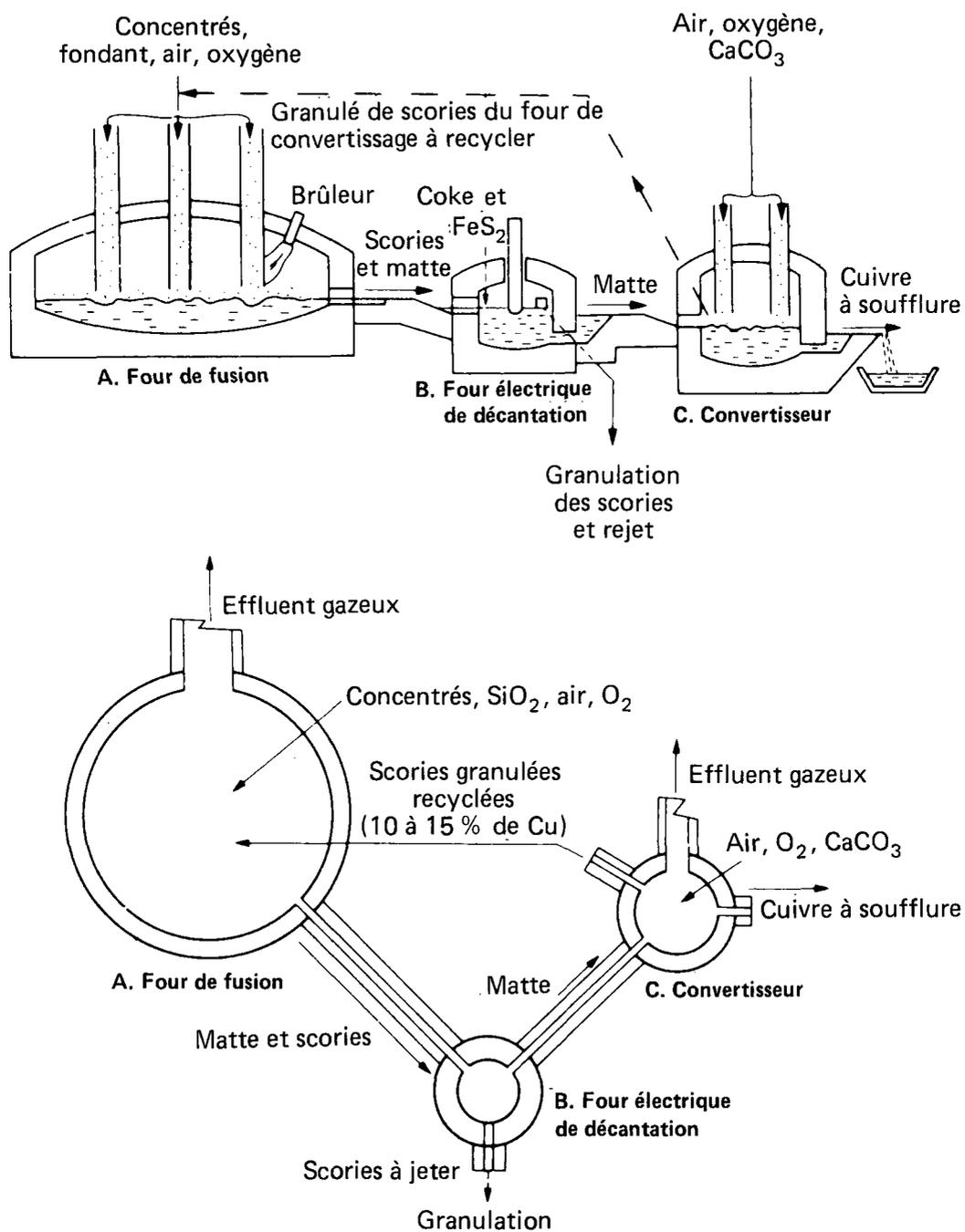


FIGURE 12 Vue schématique d'un four de fusion utilisant le procédé Mitsubishi (3)

Les gaz produits par le four de fusion et le four de décantation renferment environ 10 p. 100 de SO_2 .

Le *procédé WORCRA* n'existe pour l'instant qu'à l'échelle d'usine pilote. Dans ce procédé, le four comprend une zone de fusion, une zone d'oxydation et une zone de décantation des scories. Le lâchage des scories s'effectue au même endroit que la fusion des concentrés, les scories ayant encore une faible teneur en cuivre. Les scories produites dans la zone d'oxydation s'écoulent également vers la zone de décantation des scories, à contre-courant de la matte. L'usine pilote a produit du cuivre à souffre (19, 29, 32). Ce procédé donne des gaz contenant environ 5 p. 100 de SO_2 (figure 13).

2.2.1.5 Besoins en énergie des procédés de fusion. — L'augmentation du coût des hydrocarbures force à minimiser les besoins en énergie. Le tableau 10 examine l'énergie requise par divers procédés de fusion, en 1978. Ces chiffres comprennent l'énergie nécessaire à la fusion, à la production de O_2 et à la récupération du cuivre contenu dans les scories, mais non l'énergie fournie par la chaleur susceptible d'être récupérée ni les besoins en énergie de l'usine d'acide, qui se compensent plus ou moins. On peut voir que le procédé de fusion éclair à l'oxygène de l'INCO et le procédé de fusion Outokumpu, autosuffisant en énergie si l'air est enrichi d'oxygène, sont les procédés qui consomment le moins d'énergie dans l'ensemble (42).

La découverte probablement la plus intéressante dans les années 1970 est le rôle que joue l'oxygène pur pour réduire les besoins en énergie. Pratiquement chaque étude consacrée à ce sujet en vient à la conclusion que les besoins en énergie pour la production d'oxygène sont largement compensés par la baisse de la consommation d'énergie qui en résulte (47, 48). En effet, l'énergie produite par l'oxydation du soufre ou du fer ou des deux avec du O_2 pur, dépasse de très loin la quantité d'énergie nécessaire pour produire l' O_2 , et permet de supprimer entièrement ou presque les besoins en hydrocarbures. L'utilisation d'oxygène est donc profitable et devrait être adoptée partout où elle est possible.

2.2.2 Procédés hydrométallurgiques. — Dans le monde occidental, de 0,9 à 1,1 million de tonnes de cuivre sont actuellement produites par des procédés hydrométallurgiques. Ceux-ci sont surtout utilisés pour l'extraction du cuivre à partir de minerais oxydés pauvres et de concentrés sulfurés riches.

Les procédés hydrométallurgiques comprennent les trois étapes de production suivantes:

- lessivage, c'est-à-dire dissolution des constituants du cuivre pour les séparer de la gangue;
- enrichissement ou purification de la solution de cuivre;
- séparation du cuivre.

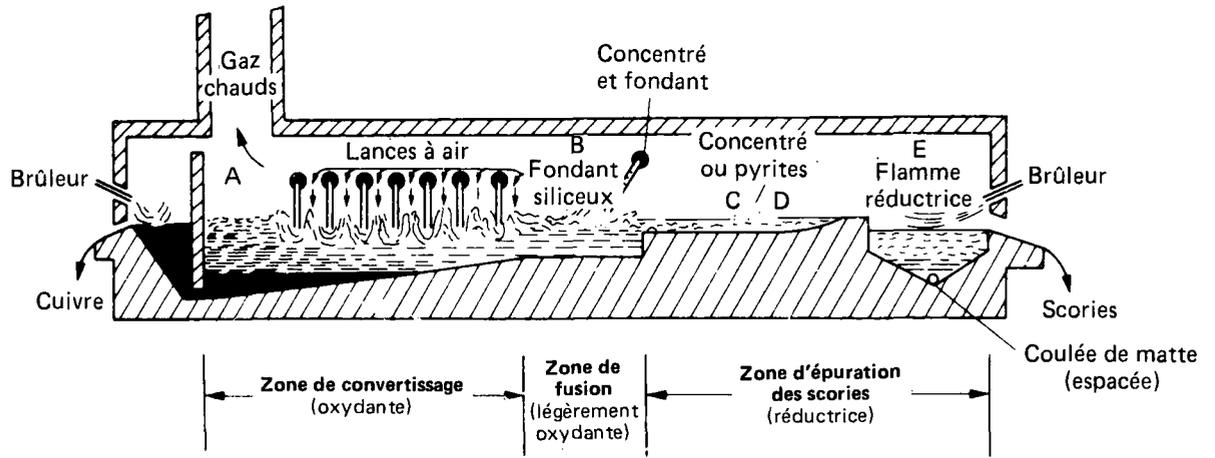
La figure 14 montre les diverses étapes du lessivage et des procédés de récupération du cuivre.

Le choix du solvant approprié et du procédé de lessivage est principalement fonction des conditions locales et de la composition des matières premières cuprifères.

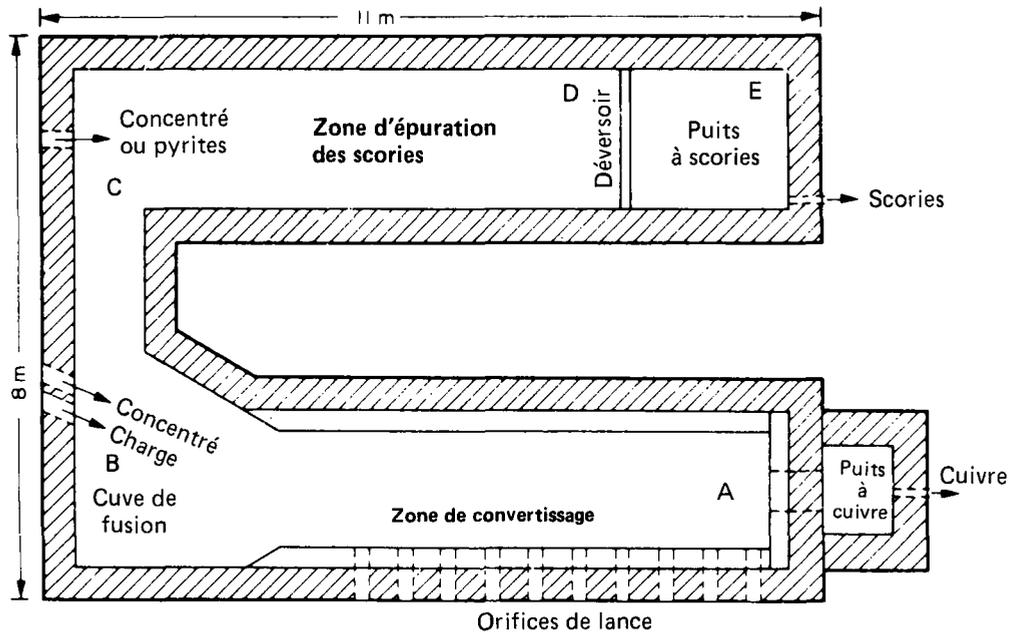
Le cuivre est séparé des solutions enrichies soit par cémentation soit par extraction au solvant. La *cémentation* consiste à séparer le cuivre des solutions de lessivage par précipitation, principalement avec le fer. Le cuivre déposé à la surface du fer est séparé mécaniquement.

Le cuivre cémenté renferme généralement 85 à 90 p. 100 de cuivre, 0,2 à 2 p. 100 de fer, 0,5 p. 100 de silice (SiO_2), de l'oxyde d'aluminium et d'autres constituants métalliques. Le traitement ultérieur du cuivre cémenté se fait surtout par pyrométallurgie.

L'*extraction au solvant* consiste à extraire les ions de cuivre à partir de solutions diluées. Les principales étapes de ce procédé sont:



A. VUE DE CÔTÉ



B. PLAN

FIGURE 13 Plan et vue de côté du réacteur pilote pour le procédé WORCRA (3)

Tableau 10
Énergie consommée par divers procédés de fusion du cuivre (42)

Four	Type d'opération	Hydrocarbures combustibles kJ/tonne de charge	Électricité kJ/tonne de charge
<i>Fusion éclair</i>			
INCO	éclair à l'oxygène	4×10^5	3×10^5
Outokumpu	autonome, O ₂	4×10^5	4×10^5
Outokumpu	soufflage d'air chaud	23×10^5	1×10^5
<i>Électrique</i>			
	grillé chaud de concentrés secs	4×10^5	14×10^5 9×10^5
<i>Noranda</i>	31 % O ₂ , à soufflure	13×10^5	2×10^5
<i>Mitsubishi</i>	31 % O ₂ , cuivre à soufflure	16×10^5	2×10^5
<i>KIVCET</i>	O ₂ pur, réduction électrique au zinc	4×10^5	12×10^5

- la séparation du cuivre à partir d'une solution acide en une phase organique;
- la séparation du cuivre à partir de la phase organique par un acide fort (par ex., acide sulfurique); le liquide obtenu a une teneur suffisante en cuivre, qui peut être extrait par traitement ultérieur.

2.2.2.1 Méthodes de lessivage. – Les minerais à faible teneur en cuivre (< 0,3 p. 100) peuvent être lessivés sur place, c'est-à-dire à l'endroit même d'où ils proviennent.

Lorsque le lessivage est effectué sur place, la solution de lessivage (solution acide) est directement appliquée sur le minerai par pulvérisation. Le cuivre est entraîné hors du minerai après un laps de temps donné, et la solution enrichie de cuivre est récupérée à la base du tas pour traitement ultérieur.

Dans le procédé de *lessivage en tas sur aire naturelle*, les résidus d'oxydes et de sulfures provenant de mines à ciel ouvert sont disposés en tas de grande taille. La solution de lessivage est appliquée à la surface du tas par arrosage ou par injection. La solution enrichie de cuivre est recueillie à la base du tas pour traitement ultérieur.

Le procédé de *lessivage en tas sur aire préparée* ressemble au procédé précédent, excepté qu'il est principalement utilisé pour les minerais oxydés poreux, pauvres en cuivre.

Dans le procédé de *lessivage en cuve*, le minerai broyé est lessivé dans des cuves. Comme ce lessivage est de courte durée, le procédé n'est normalement utilisé que pour les minerais oxydés. La récupération peut être améliorée par agitation et (ou) augmentation de la température.

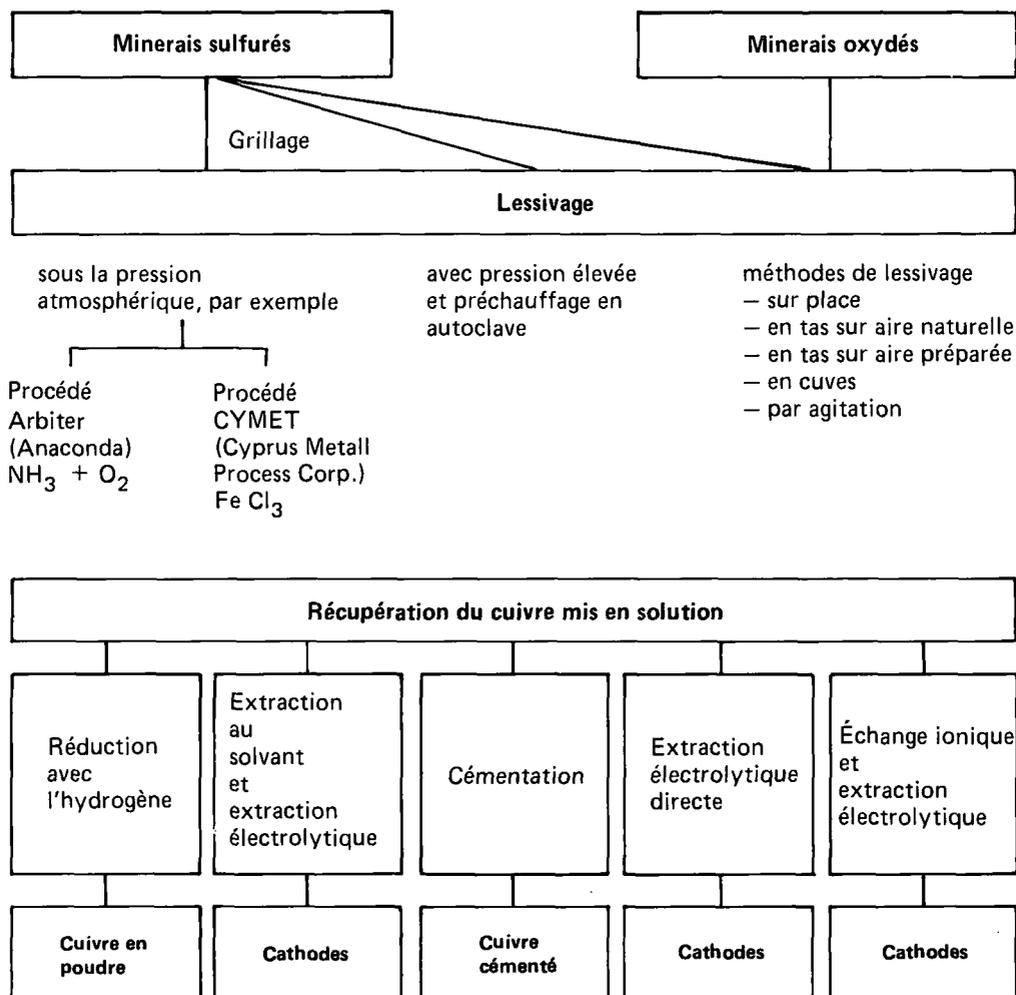


FIGURE 14 Schéma du lessivage et des procédés de récupération du cuivre (14)

Le lessivage de concentrés sulfurés grillés se pratique dans certaines fonderies au Zaïre et en Zambie. Les gaz produits pendant le grillage sulfatant des concentrés et qui renferment du SO_2 sont utilisés pour l'obtention d'acide sulfurique. Ce dernier est à son tour employé comme solution de lessivage. Généralement, des minerais de cuivre oxydés ou des concentrés de minerais de cuivre sont ajoutés aux concentrés provenant du four de grillage, pour le lessivage.

Le tableau 11 compare les principales méthodes de lessivage.

2.2.2.2 *Lessivage des minerais de cuivre oxydés et sulfurés.* – Lorsque les minerais oxydés renferment de la gangue calcaire ou dolomitique, une solution ammoniacale peut être utilisée pour le lessivage (figure 15).

On a essayé diverses combinaisons de procédés pour le lessivage des minerais sulfurés. Très peu ont abouti au stade commercial et industriel. Parmi les agents de lessivage employés nous citerons l'ammoniaque, l'acide sulfurique, le chlore, l'acide nitrique, et l'acide

Tableau 11
Méthodes de lessivage pour l'extraction hydrométallurgique du cuivre (3)

Méthode de lessivage	Minéralisation	Teneur en cuivre du minerai (%)	Teneur en H ₂ SO ₄ dans la solution (kg m ⁻³)	Teneur en Cu dans la solution enrichie (kg m ⁻³)
Sur place	Oxyde (avec un peu de sulfure)	0,5-1	1-5	1-2
Tas sur aire naturelle	Résidus miniers oxydés/sulfurés	0,2-1	1-5	1-2
Tas sur aire préparée	Oxyde	0,5-1	2-10	2-5
Cuve	Oxyde	1-2	2-10	30-40
Agitation	Oxyde (concentré)	20-30	50-100	30-50
	Grillé de four	30-40	50-100	30-50

chlorhydrique. Si, dans certains cas, les minerais de cuivre sulfurés peuvent être lessivés sans traitement préalable, ils doivent habituellement subir un traitement comme le broyage, afin de réduire la grosseur du grain du minerai; l'activation par lessivage à l'aide de sulfate ferrique; le grillage (il existe diverses méthodes) pour obtenir une oxydation partielle ou complète; ou encore le lessivage bactérien.

Deux procédés de lessivage par une solution ammoniacale sont utilisés dans l'industrie. Le procédé Sherritt-Gordon est employé pour les concentrés de sulfures de cuivre et de nickel, et le procédé Arbiter pour les concentrés de sulfure de cuivre. La figure 16 représente schématiquement le procédé Arbiter.

Un certain nombre de procédés de lessivage au chlorure ont été mis au point. Le procédé CLEAR (copper leaching-electrolysis-regeneration) de la Duval Corp. est appliqué dans une usine de l'Arizona. Dans ce procédé, la chalcopirite est oxydée par le chlorure ferrique en chlorure cuivrique, chlorure ferreux et soufre élémentaire. Le chlorure cuivrique est réduit en chlorure cuivreux par du cuivre cimenté, et le cuivre est extrait par électrolyse. Le chlorure ferrique est régénéré par oxydation. La figure 17 illustre schématiquement le procédé CYMET, autre méthode de lessivage au chlorure.

Le procédé par grillage-lessivage-extraction électrolytique est appliqué à l'échelle industrielle dans l'Arizona, en Zambie et au Zaïre. Les concentrés de minerais sulfurés sont sulfatés dans un four de grillage à lit fluidisé, avant le lessivage.

Le tableau 12 répertorie un certain nombre de procédés de lessivage.

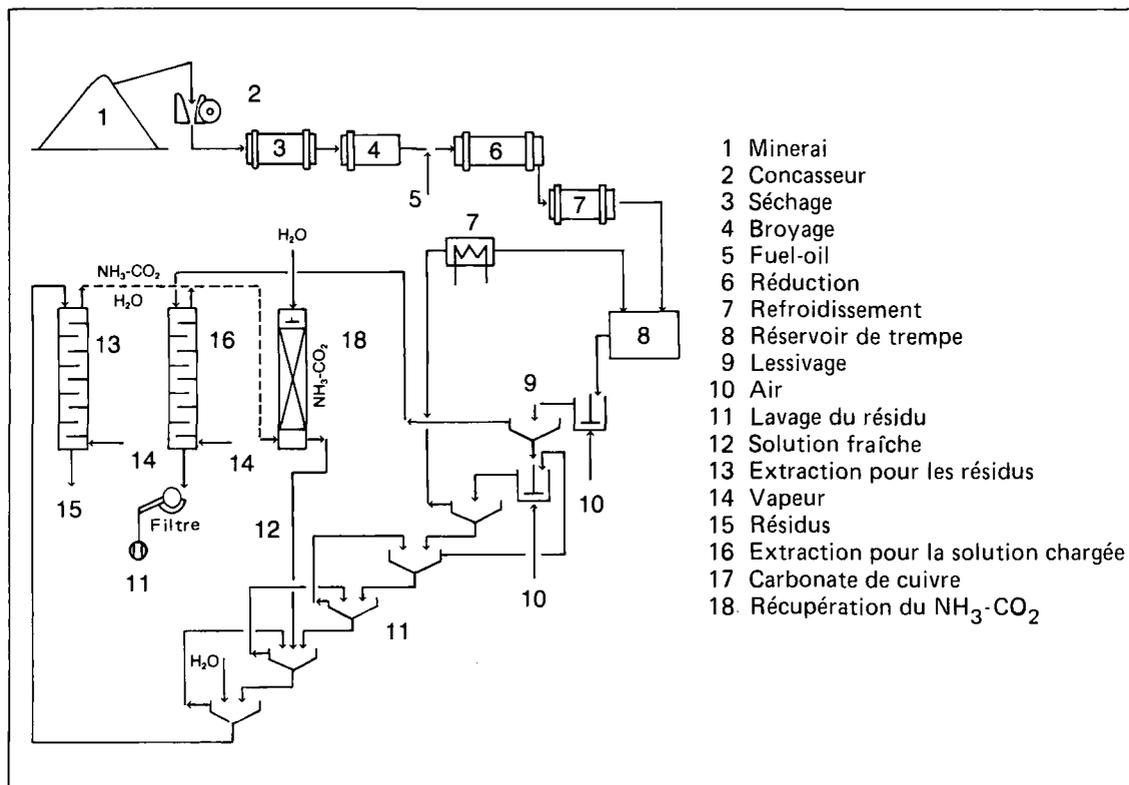


FIGURE 15 Schéma de fonctionnement du procédé Nicaro pour les minerais d'oxyde de cuivre (52)

2.2.3 Affinage

2.2.3.1 *Affinage thermique.* — Le cuivre à souffre produit par des procédés classiques contient environ 0,03 à 0,05 p. 100 de soufre, 0,5 p. 100 d'oxygène et des impuretés comme de l'arsenic, de l'antimoine, du sélénium, du tellure, ainsi que des métaux précieux. Le cuivre à souffre provenant de procédés de fusion en continu renferme de 0,5 à 2 p. 100 de soufre et jusqu'à 2 p. 100 d'oxygène (3, p. 242) (29).

Les impuretés dans le cuivre à souffre sont réduites par affinage au feu en vue de l'extraction électrolytique du cuivre. Cela se fait en deux étapes:

- oxydation des impuretés contenues dans le cuivre;
- réduction de l'oxygène présent dans le cuivre à l'aide d'hydrocarbures.

Dans certaines fonderies de cuivre, l'affinage au feu est effectué dans de petits fours à sole. Ceux-ci sont alimentés au charbon, au fuel-oil ou au gaz. L'air nécessaire pour l'oxydation et les hydrocarbures indispensables à la réduction sont introduits par des lances en acier, immergées dans le bain fondu. Certaines usines pratiquent le perchage au lieu d'employer des hydrocarbures gazeux pour la réduction.

Le tableau 13 donne des exemples de teneur en soufre, en oxygène et en hydrogène à divers stades de l'affinage (3, p. 243).

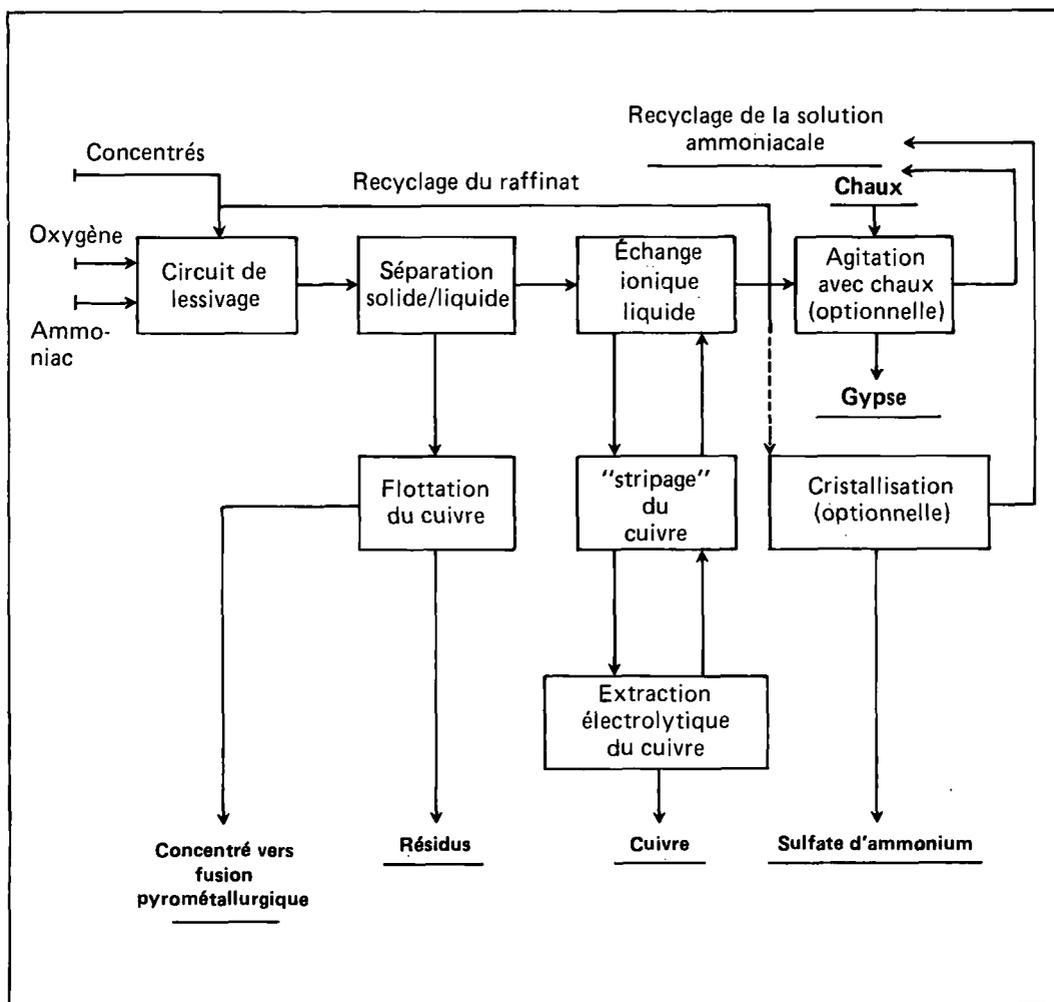


FIGURE 16 Schéma de fonctionnement pour le procédé Arbiter (7)

Des fours horizontaux, semblables aux convertisseurs Peirce-Smith, sont utilisés dans les nouvelles usines pour l'affinage au feu. L'air pour l'oxydation est injecté dans le bain fondu à travers des tuyères (5 à 15 m³ std/mn). Pendant la phase de réduction, les hydrocarbures gazeux sont injectés par les mêmes tuyères jusqu'à ce que la teneur en oxygène baisse à environ 0,05 à 0,2 p. 100. À la fin du processus d'affinage, le métal liquide est recouvert de coke à faible teneur en soufre, pour empêcher la réoxydation du cuivre (3, p. 245). La fonderie de cuivre de Tojo au Japon utilise une solution ammoniacale comme agent réducteur (23).

Le cuivre affiné est coulé en anodes carrées. Dans les usines modernes, cette coulée est complètement mécanisée.

Le volume de gaz libérés et la quantité de poussières provenant de l'affinage varient selon l'opération. La température des gaz à la sortie du four est d'environ 1000 °C. La poussière de carneau renferme de la suie, ainsi que des particules de métaux et d'oxydes métalliques.

Tableau 12
Procédés de lessivage

Nom du procédé	Solution de lessivage	Niveau de développement	Références
Minerais oxydés			
Procédé Nicaro	Ammoniaque	Stade expérimental	52, 53
Minerais sulfurés			
Procédé Arbiter	Ammoniaque	Exploitation industrielle	19, 7, 54
Procédé double de lessivage-grillage	Ammoniaque	Stade expérimental	55
Procédé CLEAR	Chlorure	Exploitation industrielle	56, 57
Procédé CYMET	Chlorure	Échelle pilote	19, 7
Procédé Sherritt-Gordon Cominco (S-C)	Acide sulfurique	Échelle pilote	49
Procédé par grillage-lessivage-extraction-électrolytique	Acide sulfurique	Exploitation industrielle	58, 21, 54
Procédé Anatred	Acide sulfurique	Échelle pilote	62
Procédé Cisro	Sulfate de magnésium	Stade expérimental	
Du Pont, Kennecott	Acide nitrique	Échelle pilote	59
Sulfures-oxydes et minerais complexés			
Procédé lessivage-précipitation-flottation	Acide sulfurique	Exploitation industrielle	30
Procédé Lurgi-Mitterberg	Acide sulfurique	Échelle pilote	60
Procédé San Telmo	Acide sulfurique-sulfate ferrique	Échelle pilote	61

Les émissions de SO₂ lors de l'affinage au feu sont attribuables à l'oxydation du soufre présent dans le cuivre à souffre et dans le combustible. Les émissions de SO₂ sont plus élevées dans le cas de l'affinage du cuivre à souffre provenant de procédés de fusion en continu.

2.2.3.2 Affinage final. — Les anodes de cuivre produites par affinage au feu renferment encore diverses quantités d'impuretés comme du bismuth, du nickel, de l'arsenic, de l'antimoine, des métaux précieux, etc. L'affinage final de ce cuivre est effectué par électrolyse. Le cuivre affiné sous forme de cathodes est fondu et moulé pour être vendu dans le commerce.

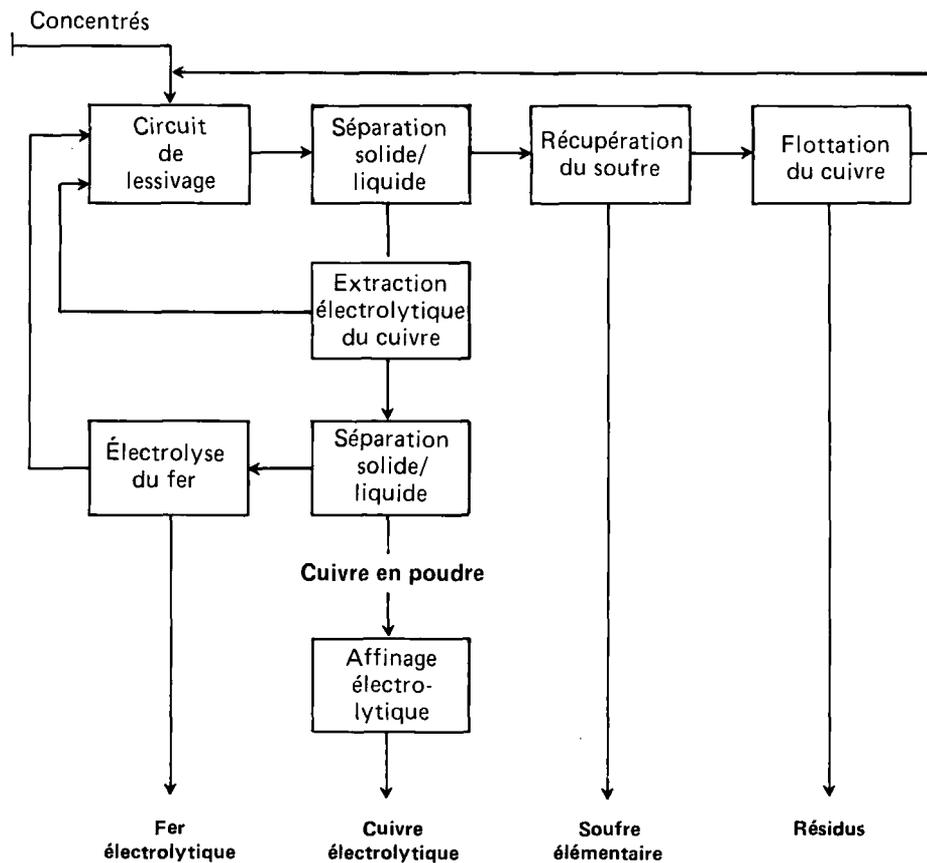


FIGURE 17 Schéma de fonctionnement – procédé hydrométallurgique CYMET (7)

Tableau 13
Teneur en soufre, en oxygène et en hydrogène, à divers stades de l'affinage au feu

Stade du procédé	Poids % S	Poids % O	Poids % H
Cuivre à souffure	0,02 – 0,1	0,5 – 0,8	–
Après oxydation	0,001 – 0,003	0,6 – 1,0	–
Après perchage	0,001 – 0,003	0,05 – 0,2	2×10^{-5}
Coulée d'anodes	0,001 – 0,003	0,05 – 0,3 (sous forme de Cu_2O)	1×10^{-6}

3.1 Émissions dues à la préparation et à l'enrichissement du minerai

L'abattage, le transport et le broyage du minerai entraînent des émissions de poussières. Certaines de ces émissions, particulièrement celles dues à l'abattage et au transport du minerai dans les mines à ciel ouvert, sont de nature fugace. Dans le cas du broyage humide, il ne se dégage que peu de poussières du broyeur. Par contre, le broyage à sec en dégage beaucoup. Il y aura également émission de particules lors des opérations de séchage du concentré. Un peu de SO_2 se dégage des combustibles contenant du soufre, lors des opérations de séchage et, dans certains cas, lors de l'oxydation partielle des sulfures. Les émissions fugaces de particules provenant des aires de décharge des résidus miniers peuvent constituer un grave problème, en particulier dans les régions arides.

3.2 Émissions dues à la fusion du cuivre

Les procédés pyrométallurgiques pour la fabrication du cuivre entraînent la formation de grandes quantités de particules solides et de SO_2 . La composition des particules varie d'une usine à l'autre, selon la composition des concentrés et les procédés de fusion employés. Certains polluants, comme l'arsenic et le mercure, sont particulièrement difficiles à éliminer. Le nombre de sources d'émissions est plus petit avec les nouveaux procédés de fusion, comme la fusion éclair et la fusion en continu, et la teneur en SO_2 de l'effluent gazeux est suffisante pour en permettre la récupération.

3.2.1 Grillage. — Les fours de grillage classiques, comme ceux à soles multiples, donnent des gaz renfermant en moyenne de 1 à 4 p. 100 de SO_2 , et une quantité de particules équivalant à 3 à 6 p. 100 du poids de concentrés chargés dans le four. Ce type de four est également à l'origine de fortes quantités d'émissions fugaces. Le four de grillage à lit fluidisé, qui est de plus en plus utilisé, donne des émissions renfermant en moyenne 10 à 15 p. 100 de SO_2 , et jusqu'à 80 p. 100 du concentré grillé peut quitter le four avec le gaz de carneau. De 80 à 90 p. 100 des particules solides sont récupérées par les cyclones desservant le four de grillage, et 99 p. 100 et plus des particules restantes sont recueillies par des électrofiltres. Une partie des substances volatiles, comme l'arsenic et le mercure, demeure dans le gaz de carneau.

3.2.2 Fusion. — L'unité de fusion classique était jusqu'à récemment le four à réverbère. Les émissions provenant de ce four renferment normalement de 1 à 2 p. 100 de SO_2 , et même 2,5 p. 100 si on utilise de l'air enrichi d'oxygène. Les gaz émis renferment d'importantes quantités de particules. Le four de fusion électrique donne des teneurs plus fortes en SO_2 mais un volume plus faible d'émissions, comparativement au four à réverbère.

Le procédé de fusion éclair donne des teneurs très élevées en SO_2 (80 p. 100 lorsque on utilise de l'oxygène pur et de 10 à 15 p. 100 si on n'utilise que de l'air).

3.2.3 Convertissage. — Le convertisseur classique Peirce-Smith dégage des émissions renfermant de 0 à 10 p. 100 de SO_2 , pour une moyenne d'environ 4 à 5 p. 100. Le gaz de carneau renferme également des particules et des éléments volatils, comme l'arsenic. De plus, ce type de

convertisseur est source d'émissions fugaces (66). Le convertisseur Hoboken donne des émissions comparables à celles du convertisseur Peirce-Smith, excepté que la teneur en SO_2 est généralement plus élevée, et qu'il y a moins d'émissions fugaces.

3.2.4 Fusion en continu. – Le procédé de fusion en continu produit des émissions d'une teneur plus élevée en SO_2 et plus régulières également (teneur de 8 à 14 p. 100 si l'air est enrichi d'oxygène). Le gaz de carneau contient beaucoup de particules solides. Les émissions fugaces demeurent minimes du fait que toutes les opérations se font dans des enceintes fermées.

3.2.5 Divers. – Au chapitre divers, on retrouve les émissions de particules solides et de SO_2 rattachées principalement au transport et à la manutention du métal fondu.

3.3 Procédés hydrométallurgiques

Les principales émissions reliées aux procédés hydrométallurgiques consistent en gaz (ammoniac et hydrogène sulfuré, notamment) provenant de fuites, ou qui se dégagent des cuves. Ce genre d'émissions se produit un peu partout dans l'usine.

3.4 Affinage

Les émissions provenant des fours d'affinage au feu renferment des poussières et du SO_2 . La teneur en SO_2 est plus élevée dans le cas de l'affinage du cuivre à soufflure par des procédés de fusion en continu. Il y a formation de fumées acides lors de l'affinage électrolytique, avec risque de libération d'arsine si de l'arsenic s'accumule dans l'électrolyte.

4.1 Contrôle et dépollution des émissions provenant de la préparation et de l'enrichissement du minerai

Les émissions fugaces de particules solides provenant des aires de décharge de résidus miniers peuvent généralement être éliminées par restauration de la couverture végétale dans les zones de décharge qui ne sont plus utilisées (72, 73, 74) et par arrosage des zones en service. Les émissions fugaces lors du transport du minerai peuvent être réduites si les routes empruntées sont arrosées avec de l'eau. Des filtres en tissu ou des dépoussiéreurs par voie humide peuvent servir à éliminer les émissions de particules lors du concassage et du broyage à sec.

4.2 Contrôle des émissions provenant de la fusion du cuivre

Le tableau 14 nous renseigne sur la teneur en SO_2 du gaz résultant du grillage, de la fusion et du convertissage, selon le procédé utilisé. Il peut également y avoir émission d'une quantité de particules solides représentant jusqu'à 5 p. 100 de la charge introduite. Les diverses méthodes de dépollution sont décrites dans les sections qui suivent.

4.2.1 Grillage. – La teneur en SO_2 du gaz produit par les fours à soles multiples est trop faible pour permettre de récupérer le soufre de façon rentable avec les moyens techniques actuels. Les gaz émis par les fours de grillage à lit fluidisé, plus récents, sont assez riches pour être employés dans les usines d'acide sulfurique. Les particules solides doivent être éliminées du gaz de carneau, avant le traitement de ce dernier dans l'usine d'acide. On se sert habituellement d'électrofiltres, puis d'épuration à l'acide. Vu que certains des polluants volatils, comme l'arsenic et le mercure, peuvent causer des problèmes, il faut parfois les éliminer avant le traitement du gaz de carneau dans l'usine d'acide. L'effluent provenant de l'épuration à l'acide risque de polluer l'eau s'il n'est pas traité comme il se doit.

4.2.2 Fusion. – La teneur du gaz en SO_2 à la sortie du four à réverbère est trop faible pour les usines d'acide sulfurique. Dans certains cas où un problème existait au niveau local, on a augmenté la teneur en SO_2 du courant gazeux grâce à des procédés d'absorption chimique. Les particules provenant du four à réverbère sont habituellement éliminées par des électrofiltres à haut rendement. La teneur en SO_2 des émissions provenant des fours de fusion éclair est suffisamment élevée pour la production de H_2SO_4 ou (c'est le cas du four INCO), de SO_2 liquide. Le gaz est débarrassé des particules solides de la même manière que les gaz provenant de fours de grillage destinés à la production d'acide.

4.2.3 Convertissage. – Les teneurs en SO_2 provenant des convertisseurs Peirce-Smith ou Hoboken ne conviennent généralement pas pour l'alimentation d'une usine de H_2SO_4 , à moins que l'installation comporte un grand nombre de convertisseurs. Dans ce cas, on les fera fonctionner en séquence pour obtenir un courant gazeux d'une teneur suffisante et assez régulière en SO_2 . Dans les usines utilisant également la fusion éclair, on peut combiner les gaz de convertisseurs avec les gaz du four de fusion pour alimenter une usine d'acide. Lorsque le SO_2 est traité dans une usine d'acide, le gaz est débarrassé des particules solides de la même façon

Tableau 14

Teneur en dioxyde de soufre dans les émissions provenant de divers procédés de grillage, fusion et convertissage non équipés pour la dépollution

Procédés industriels	SO ₂ (%)
Fours de grillage	
À soles multiples	1 – 4
À lit fluidisé	10 – 15
Fours de fusion	
<i>À réverbère</i>	
Charge de concentrés grillés	0,5 – 1,5
Charge de concentrés non grillés	1,5 – 2,5
Air enrichi d'oxygène	2,0 – 3,0
<i>Four électrique</i>	
<i>Brixlegg</i>	8 – 10
<i>Fusion éclair</i>	
Outokumpu	10 – 15
INCO	75 – 80
KIVCET (air enrichi d'oxygène)	80 – 85
Fusion en continu	
<i>Noranda</i>	
Air seulement	4 – 5
Air enrichi d'oxygène	8 – 14
<i>Mitsubishi</i>	
	10
<i>WORCRA</i>	
	10
<i>TBRC</i> (convertisseur rotatif avec soufflage par le haut)	10 – 50
Convertisseurs	
Peirce-Smith	3 – 9
Hoboken	10

que les gaz des fours de grillage. Si le SO₂ n'est pas récupéré, des électrofiltres à haut rendement servent normalement à éliminer les particules. Les émissions fugaces, dans une fonderie, sont particulièrement importantes à l'arrivée du métal fondu au convertisseur et lorsqu'il en sort. Ces émissions peuvent être réduites en améliorant le système de hottes du convertisseur, en utilisant des hottes auxiliaires refroidies à l'eau, en installant, lorsque c'est faisable, des hottes auxiliaires sur les convertisseurs et les stations de transfert du métal; un entretien soigné, de bonnes pratiques industrielles, etc., sont d'autres moyens de réduire les émissions de polluants. Lorsque des hottes auxiliaires sont employées, l'élimination des particules solides se fait généralement à l'aide de filtres en tissu.

4.2.4 Fusion en continu. – Le contrôle des émissions provenant d'un four de fusion en continu est semblable à celui pratiqué pour les émissions du four de fusion éclair.

4.3 Techniques de contrôle

La méthode d'épuration à adopter dépend du genre de polluants à éliminer, de la teneur du gaz en polluants, du débit des gaz et de leur température. Les gaz de fonderies de cuivre contiennent ordinairement (24, p. 509):

- des poussières primaires (c.-à-d. des particules solides allant de fines à grossières, d'origine mécanique);
- des fumées (formées par des substances passées à l'état de vapeur) et qui se solidifient à l'entrée de l'installation de dépoussiérage. La taille des particules se situe entre 0,01 et 2 μm (il s'agit principalement de composés de plomb et de zinc);
- des substances volatiles (ces substances, par ex., les composés de l'arsenic et du sélénium ainsi que le mercure, se trouvent encore à l'état gazeux à l'entrée de l'installation de dépoussiérage, mais se condensent entre 50 et 300 °C);
- certains gaz, comme le dioxyde de soufre, ainsi que du chlorure ou du fluorure d'hydrogène.

Les émissions provenant des installations de grillage, de fusion et de convertissage sont purifiées en deux étapes:

- dépoussiérage par des procédés d'épuration à sec, généralement à l'aide d'électrofiltres;
- réaction des substances gazeuses présentes dans les gaz libérés (principalement du SO_2) au moyen de procédés chimiques d'épuration par voie humide.

Les problèmes d'épuration, particulièrement dans le cas des procédés classiques, sont multiples en raison des caractéristiques diverses des gaz libérés. Plusieurs solutions ont donc été mises en pratique. Les paragraphes qui suivent décrivent les moyens d'épuration utilisés.

4.3.1 Dépoussiérage. – La température des gaz est abaissée à environ 200 à 300 °C dans des échangeurs de chaleur avant qu'ils parviennent à l'installation de dépoussiérage. Les poussières de carneau grossières se déposent et sont retirées par le fond des échangeurs de chaleur ou des chaudières. Des cyclones ou de simples chambres à poussières sont souvent employés pour recueillir les poussières grossières. Les électrofiltres conviennent pour les gaz chauds et secs, ou froids et humides.

Les filtres en tissu peuvent recueillir jusqu'à 99,9 p. 100 de la poussière. Le tissu filtrant peut être en fibre naturelle, en fibre synthétique ou encore en fibre de verre, selon les besoins.

Le tableau 15 donne le rendement de divers types de dépoussiéreurs utilisés dans l'industrie du cuivre.

En raison de leur forte teneur en poussières, les émissions provenant du grillage sont épurées au moyen de cyclones disposés en série, ou de multicyclones suivis d'électrofiltres.

La poussière de carneau provenant des fours à réverbère est récupérée grâce à des électrofiltres, après refroidissement préalable dans des échangeurs de chaleur ou des chaudières. L'alimentation du four de fusion éclair en concentrés de minerai fins et secs donne de cinq à dix fois plus de poussière de carneau, comparativement au four à réverbère. Les poussières grossières peuvent être recueillies dans des cyclones (22). Le reste des particules est éliminé grâce à des électrofiltres.

Les gaz de convertisseur sont dépoussiérés à l'aide d'électrofiltres ou de filtres en tissu.

Les gaz secs renfermant peu de SO_2 mais des quantités assez importantes de poussière de carneau (env. 100 g/m^3 std) sont purifiés au départ dans des cyclones. Ils passent

Tableau 15
Rendement des nouveaux équipements de dépolluissage

Systeme de dépolluissage	Efficacité (en % des poussières captées)	Chute de pression (mm H ₂ O)	Applications
Cyclones de qualité supérieure (multicyclones)	Jusqu'à 70	50 à 100	Poussières avec particules inférieures à 10 microns
Électrofiltre	Jusqu'à 99 et plus	5 à 15	Tous les cas
Unité mixte (électrofiltre avec cyclone)	Jusqu'à 99 et plus	65 à 100	Dans les cas spéciaux, avec une forte charge de poussières et de grandes différences dans la taille des particules
Filtre en tissu	Jusqu'à 99,9	40 à 100	Tous les cas

ensuite dans des filtres en tissu ou des électrofiltres pour un dépolluissage plus poussé. Dans l'industrie du cuivre, les dépolluisseurs par voie humide remplacent parfois les électrofiltres.

4.3.2 Récupération de SO₂ par conversion en acide sulfurique. – C'est sous forme d'acide sulfurique que le SO₂ des gaz métallurgiques est le plus couramment récupéré (45). Les restrictions touchant les gaz destinés à la fabrication d'acide sulfurique sont moins exigeantes que celles s'appliquant aux gaz qui serviront à récupérer le SO₂ sous d'autres formes. L'acide sulfurique est en plus la forme la plus en demande dans l'industrie. Il a l'inconvénient d'être coûteux à stocker et à transporter sur de grandes distances.

Dans le procédé de contact, procédé classique de fabrication de l'acide sulfurique, un gaz renfermant du SO₂ et de l'oxygène sous forme d'air est chauffé à une température convenable, puis on le fait passer à travers des lits de catalyseur au pentoxyde de vanadium. Le SO₂ est converti en SO₃ qui, combiné avec de l'eau, donne de l'acide sulfurique. La réaction produit de la chaleur qui est transférée au gaz d'entrée par l'intermédiaire d'échangeurs de chaleur. La figure 18 illustre schématiquement une usine d'acide sulfurique utilisant le procédé de contact simple et double.

Un courant gazeux continu contenant entre 5 et 8 p. 100 de SO₂ et de 30 à 50 p. 100 de plus d'oxygène que de SO₂, constitue l'alimentation normale d'une usine employant le procédé de contact. Un courant gazeux intermittent ou à faible teneur en SO₂ requiert des échangeurs de chaleur spéciaux et de grandes dimensions et, dans certains cas, un apport de chaleur supplémentaire. De plus, l'usine d'acide doit être conçue pour pouvoir traiter le débit maximal ou le débit de pointe du gaz, ce qui suppose des usines de plus grande taille pour une production quotidienne donnée si le courant gazeux est intermittent.

Il est essentiel que les gaz soient soigneusement épurés avant d'être introduits dans l'usine d'acide parce que les poussières engorgent les lits de catalyseur et que les impuretés empoisonnent le catalyseur et contaminent l'acide. Certaines impuretés, comme le sélénium et

La teneur en SO₂ du gaz de queue varie d'un procédé de récupération du soufre à l'autre. Le tableau 16 présente les chiffres relatifs aux procédés de récupération du soufre et aux émissions maximales de dioxyde de soufre. Le tableau 17 résume l'ensemble des méthodes employées au Japon pour éliminer le SO₂ des gaz.

4.3.3 Récupération de SO₂ sous forme de soufre élémentaire (45). — Du point de vue du transport ou du stockage, le soufre élémentaire est une solution beaucoup plus intéressante, car il peut être transporté économiquement sur de grandes distances, ou encore stocké lorsqu'il n'y a pas de demande, ce qui n'est pas le cas avec l'acide sulfurique ou le SO₂ liquide. Cependant, le soufre élémentaire est généralement plus difficile et plus coûteux à fabriquer que les deux autres produits.

Pour réduire le SO₂ des gaz de fonderie en soufre élémentaire, la teneur du gaz en SO₂ doit être élevée et la teneur en oxygène aussi faible que possible, car l'oxygène augmente la consommation de l'agent réducteur.

La teneur en dioxyde de soufre dans les gaz de fonderies peut être réduite par passage du gaz à travers un lit de coke incandescent. Ce type de procédé était utilisé chez Boliden en Suède, Cominco au Canada et Orkla en Norvège, qui l'ont toutes abandonné en raison du coût trop élevé du coke.

Il est aussi possible de réduire le SO₂ à l'aide d'hydrocarbures comme le gaz naturel, le fuel-oil, ou du charbon pulvérisé, agents réducteurs beaucoup moins coûteux que le coke. Ces procédés ont fait l'objet de recherches depuis les années 1930, recherches qui ont été intensifiées au cours des dernières années. Les compagnies American Smelting & Refining Company, Texasgulf Sulphur Company, Outokumpu Oy (8), Allied Chemical Company (9), et probablement d'autres ont effectué des recherches. American Smelting and Refining et Texasgulf Sulphur ont exploité pendant assez longtemps de grandes usines pilotes, sans toutefois

Tableau 16
Usines d'acide sulfurique: production et émissions maximales de dioxyde de soufre

Procédé de récupération de l'acide sulfurique	Élimination de SO ₂	Teneur en SO ₂ à l'entrée des gaz (% en vol.)	Teneur maximale en dioxyde de soufre dans les gaz traités
Procédé de contact simple	97,5	7 %	5,7 g SO ₂ /m ³ std
	97,5	6 %	4,8 g SO ₂ /m ³ std 17 kg SO ₂ /t H ₂ SO ₄
Procédé de contact double	99,5 %	10 %	1,7 g SO ₂ /m ³ std 3,3 kg SO ₂ /t H ₂ SO ₄
	99,5 %	6 %	1,0 g SO ₂ /m ³ std 3,3 g SO ₂ /t H ₂ SO ₄
	99,0 %	10 %	3,5 g SO ₂ /m ³ std 6,6 kg SO ₂ /t H ₂ SO ₄
	99,0 %	6 %	1,9 g SO ₂ /m ³ std 5,5 kg SO ₂ /t H ₂ SO ₄

Tableau 17
Techniques de fusion du cuivre et dépollution des émissions pour le SO₂, au Japon

Fonderie	En milliers de tonnes par année	Procédé de fusion	Teneur en SO ₂ des gaz de sortie (%)	Traitement des gaz du four	Épurateur des gaz de queue de l'usine d'acide	Pourcentage du soufre capté
Ashio Furukawa Mining Co.	40	Fusion éclair Convertisseurs Peirce-Smith	— (1)	Usine d'acide PS —	— —	91
Hitachi Nippon Smelting Co.	150	Fusion éclair, air enrichi à l'oxygène Convertisseurs Peirce-Smith	10 – 12 4 – 6	Usine d'acide PD Usine d'acide PS	Néant id.	97
Kosaka Dowa Mining Co.	60	Fusion éclair Convertisseurs Peirce-Smith	8 – 10 4 – 6	id. id.	Lait de chaux id.	99
Naoshima Mitsubishi	150	Four de grillage à lit fluidisé Four à réverbère Convertisseurs Peirce-Smith	11 (2) (3)	Usine d'acide PD — —	Néant — —	98
Metals Co. (2 systèmes)	50	Fusion en continu (3 fours)	10	Usine d'acide PS	Lait de chaux	
Onahama Onahama Smelting & Refining Co.	240	Four Four à réverbère Convertisseurs Peirce-Smith	2 – 2,5 7 – 9	1/2 vers épurateur MgO, puis SO ₂ (teneur élevée) vers usine d'acide PD, 1/2 vers épurateur CaO Usine d'acide PS	Lait de chaux	99
Saganoseki Nippon Mining Co.	150	Fusion éclair avec air enrichi d'oxygène Convertisseurs Peirce-Smith	10 – 12 4 – 6	Usine d'acide PD Usine d'acide PS	Néant Solution NaOH	97
Tamano Hibi Kyodo Smelting Co.	80	Fusion éclair Convertisseurs Peirce-Smith	7 – 8 (1)	Usine d'acide PD	Néant	99
Toyo Sumitomo Metal Mining	120	Fusion éclair Convertisseurs Peirce-Smith	7 – 8 (1)	Usine d'acide PS	Solution de NaOH	99

PS: procédé à contact simple
PD: procédé à contact double

- (1) sont combinés aux gaz du four de fusion éclair
(2) sont combinés aux gaz du four de fusion en continu
(3) sont combinés aux gaz du four de grillage

qu'un procédé commercial en résulte. Les seules usines exploitées commercialement l'étaient par Outokumpu Oy en Finlande et par Bamangwato Concessions dans le Botswana. Allied Chemical a exploité une usine de ce type près de Falconbridge pendant une courte période, mais l'a fermée pour des raisons économiques. Phelps-Dodge avait prévu récupérer le soufre à l'état élémentaire à sa nouvelle fonderie d'Hidalgo et avait même construit l'usine de récupération. Celle-ci n'a cependant jamais servi en raison du coût trop élevé du réducteur. Allied Chemical a pour les mêmes raisons renoncé à remettre en service son usine de Falconbridge, malgré les modifications récentes apportées à sa fonderie.

La conversion en soufre élémentaire n'est pas complète et d'autres composés sont formés par des réactions secondaires. Ainsi, le gaz de queue renferme de l'hydrogène sulfuré (H_2S) et de l'oxysulfure de carbone (COS) en plus du SO_2 qui n'a pas réagi. Il est donc indispensable de faire passer le mélange gazeux à travers des lits supplémentaires de catalyseur, à une température plus basse. Dans ces lits de catalyseur, les composés mentionnés précédemment réagissent avec le SO_2 restant, ce qui augmente le rendement global en soufre et élimine la plupart des composés toxiques, comme le H_2S et le COS.

Comme cette brève description l'indique, la réduction du SO_2 en soufre élémentaire est un procédé compliqué si les impuretés nuisibles doivent être réduites au minimum dans les gaz de queue. Même de très faibles teneurs en H_2S et COS constituent un risque pour la pollution de l'air. Les problèmes d'émissions, peuvent être atténués en oxydant ces composés dans un incinérateur pour en faire du SO_2 avant de rejeter le gaz de queue dans l'atmosphère; il faudra alors tenir compte du coût du combustible supplémentaire.

4.3.4 Récupération de SO_2 sous forme de dioxyde de soufre à l'état liquide. — La récupération du soufre sous forme de SO_2 liquide n'est rentable que lorsqu'il existe à proximité un marché important pour le produit, des papeteries par exemple (45).

Pour la récupération du soufre sous forme de SO_2 liquide, il faut un gaz d'une teneur en SO_2 aussi forte que possible et un courant gazeux régulier.

Il existe deux types principaux de procédés de récupération du SO_2 à l'état liquide:

Procédé physique (par exemple, absorption sous pression dans l'eau, et compression-réfrigération à sec). — La teneur en SO_2 du gaz constitue le principal facteur économique du fait que le gaz doit être comprimé. Dans la pratique, les gaz de fours de grillage et de fours à grillage éclair peuvent être traités économiquement par absorption sous pression dans l'eau, procédé utilisé par la compagnie Boliden en Suède. Le gaz de four de fusion éclair avec air enrichi d'oxygène peut être traité économiquement et de façon directe par compression et réfrigération à sec, comme c'est le cas à Copper Cliff, avec du gaz à 80 p. 100 de SO_2 provenant des opérations de fusion éclair à l'oxygène du cuivre, de l'INCO Metals Company (63).

Une condition importante des procédés physiques est que les gaz propres doivent être bien séchés avant d'être comprimés et réfrigérés. Le seul agent de séchage pratique et économique utilisable à cette fin est l'acide sulfurique concentré. Aussi est-il fortement conseillé de combiner la production de SO_2 liquide obtenu par procédé physique de récupération avec celle de l'acide sulfurique. Dans une combinaison de ce type, l'humidité du gaz de la fonderie fournit l'eau de dilution pour l'usine d'acide sulfurique, tandis que le gaz de queue de l'usine de SO_2 liquide est traité par l'usine d'acide.

Procédé chimique d'absorption. — Dans ce procédé, le SO_2 est extrait de l'écoulement gazeux par absorption chimique à la pression atmosphérique (45). Il existe plusieurs procédés de ce type, les plus connus étant le procédé Cominco et le procédé à la DMA (diméthyl-

aniline). Le procédé Cominco, mis au point et employé à Trail (C.-B.), est basé sur l'absorption du SO_2 dans une solution aqueuse de bisulfite d'ammonium, et sur la libération du SO_2 sous forme de gaz concentré (25 p. 100 de SO_2) par addition d'acide sulfurique à la solution. Le sous-produit obtenu est le sulfate d'ammonium.

Le procédé à la DMA a été inventé par American Smelting & Refining Company. Il a été utilisé à la fonderie de plomb de Selby en Californie, et il est encore utilisé par la City Service Company au Tennessee, la Asturiana de Zinc en Espagne, ainsi que par l'affinerie de nickel de la Falconbridge, en Norvège. L'installation la plus récente qui utilise ce procédé est la fonderie de cuivre de l'Asarco à Tacoma, dans l'État de Washington (64). Dans ce procédé, la DMA constitue l'absorbant, et la vapeur est utilisée pour entraîner, par barbotage, le gaz concentré, qui est ensuite comprimé et réfrigéré pour produire du SO_2 liquide. Le procédé allemand Sulfidine est semblable. En Angleterre, Imperial Chemical Industries a mis au point un procédé assez différent utilisant le sulfate d'aluminium basique comme absorbant.

Les procédés chimiques d'absorption sont beaucoup plus coûteux que les procédés physiques de récupération tant au point de vue investissements que frais d'exploitation, mais ils offrent l'avantage de pouvoir être appliqués à des gaz à teneur relativement faible en SO_2 , et ils donnent à l'extraction un rendement beaucoup plus élevé que les procédés physiques. Ainsi, il est parfaitement possible d'extraire 98 p. 100 du SO_2 par les procédés chimiques d'absorption alors que par les procédés physiques de récupération, il n'est économiquement possible d'en extraire que 90 p. 100.

4.3.5 Autres procédés de fixation du soufre (1)

- Procédé au citrate, mis au point par le U.S. Bureau of Mines, qui donne du soufre élémentaire. Une usine pilote a été mise en service.
- Méthode Asarco Brimstone qui donne du soufre élémentaire.
- Méthode TGS, également pour l'obtention de soufre élémentaire, mise au point par la Texasgulf Sulphur Co.
- Procédé à l'oxyde de zinc, avec production de boue à jeter. Il a été exploité à la fonderie de San Manuel (Arizona), et plus récemment à celle d'Afton au Canada (seule fonderie utilisant des concentrés à faible teneur en soufre).
- Le procédé à l'oxyde de magnésium est employé à la fonderie d'Onahama au Japon pour concentrer le SO_2 provenant d'un four à réverbère, en vue de la production d'acide sulfurique.
- Le procédé à la chaux est employé également à la fonderie d'Onahama au Japon pour la récupération du SO_2 provenant d'un four à réverbère, et pour l'obtention d'un produit commercial à base de gypse.

4.3.6 Élimination de l'arsenic. – L'élimination de l'arsenic lors de la fusion du cuivre se fait principalement par deux mécanismes: volatilisation et scorification. La répartition de l'arsenic dans les matériaux rejetés varie selon le procédé. En présence d'oxygène, l'arsenic élémentaire et le sulfure d'arsenic s'oxydent en As_2O_3 , composé extrêmement volatil. Cependant, dans une atmosphère oxydante, le trioxyde d'arsenic peut être oxydé en As_2O_5 moins volatil, et former des arsénates stables non volatils avec d'autres oxydes métalliques.

Lorsqu'il y a formation de As_2O_3 , les gaz libérés doivent être refroidis pour que le trioxyde d'arsenic se condense en une forme solide avant le dépoussiérage des gaz.

Dans le milieu oxydant nécessaire pour l'élimination du soufre lors du grillage des concentrés de cuivre, il y a habituellement formation de As_2O_5 . Ce composé peut réagir

avec le calcium ou le fer pour former des arsénates stables et non volatils, qui demeurent dans le grillé. Le composé arsénié se retrouvera ensuite dans les scories et la matte lors de la fusion ultérieure (l'atmosphère où se fait la fusion joue encore un rôle déterminant), et sous forme de particules solides dans les gaz libérés.

Comportement de l'arsenic dans les procédés métallurgiques

Grillage

Il existe des cas particuliers où, lorsque des concentrés de sulfures sont grillés, 95 p. 100 de l'arsenic qu'ils contiennent s'échappent avec les gaz. Cependant, la teneur en arsenic de la charge introduite est ordinairement faible et jusqu'à 50 p. 100 de l'arsenic se volatilisent au départ, la majeure partie de cette fraction étant recyclée avec le gaz de carneau pour se fixer dans le grillé (46).

Fusion dans un four à réverbère

Vingt à cinquante pour cent de l'arsenic présent dans la charge fraîchement introduite de concentrés partiellement grillés dans un four électrique ou à réverbère s'échappent avec la phase gazeuse; le pourcentage est légèrement plus élevé dans le cas de concentrés non grillés. La majeure partie de cet arsenic est recyclé avec la poussière de carneau pour se retrouver finalement dans la matte et, à un degré moindre, dans les scories (46).

Fusion éclair

Ce procédé combine le grillage et la fusion dans un seul four. Jusqu'à 75 p. 100 de l'arsenic présent dans la charge fraîche se volatilisent et, comme dans les autres procédés, la majeure partie de cette fraction est généralement recyclée dans la poussière de carneau, mais on peut éliminer l'arsenic du circuit en procédant à un dépoussiérage à chaud puis à froid du gaz (46).

Convertissage

Dans un convertisseur classique fonctionnant en continu, la quantité d'arsenic s'échappant avec les gaz est surtout fonction du titre de la matte. Si celle-ci a un titre élevé, il y a rapidement formation de cuivre métallique qui agit comme collecteur d'arsenic, et tout au plus 20 p. 100 de l'arsenic se volatilisent, alors qu'avec une matte de titre moindre, jusqu'à 50 p. 100 de l'arsenic peuvent se retrouver dans les gaz.

Procédé Noranda de fusion du cuivre en continu

Lorsque le réacteur Noranda est réglé pour produire une matte de titre élevé, environ 85 p. 100 de l'arsenic s'échappent avec les gaz. Lors de l'obtention du cuivre, 20 p. 100 seulement de l'arsenic se volatilisent, alors que si l'on enrichit l'air d'oxygène, ce pourcentage grimpe à 40.

Procédé Mitsubishi de fusion du cuivre en continu

On ne possède pas encore de données sur ce qu'il advient de l'arsenic avec le procédé Mitsubishi, mais on peut dire que dans le four de fusion, les résultats sont probablement semblables à ceux du réacteur Noranda lors de la production de la matte; la volatilisation dans le four de convertissage est probablement comparable à celle qui se produit dans le réacteur Noranda lors de l'obtention du cuivre. La principale différence est que dans le procédé Mitsubishi (46), la fusion et le convertissage sont effectués dans des enceintes distinctes.

Procédé TBRC

Ce procédé sert de plus en plus pour traiter des charges diverses, comme les concentrés de sulfures de nickel et de cuivre, les latérites nickélifères, et les résidus renfermant du

plomb. Le comportement de l'arsenic est fonction de la nature de la charge; lors d'un essai avec des concentrés de cuivre, plus de 65 p. 100 de l'arsenic ont été retrouvés dans la poussière de carneau (46).

Procédés hydrométallurgiques

Dans certains procédés hydrométallurgiques, il peut y avoir production d'arsine (AsH_3) lorsque de l'hydrogène naissant est libéré en présence d'arsenic dissous. Lors de la purification de l'électrolyte utilisé pour l'affinage du cuivre, environ 30 à 40 p. 100 de l'arsenic en solution peuvent être réduits en arsine. Il s'agit d'ailleurs plus d'un problème d'environnement professionnel que d'un cas de pollution atmosphérique. Comme la quantité d'arsine est faible, la dilution ou la ventilation dans l'atmosphère suffisent généralement pour régler le problème.

4.3.7 Élimination du mercure. — Le mercure bout à 357°C et il a une pression de vapeur de 0,001 Hg à 20°C . Dans les procédés pyrométallurgiques il se vaporise donc dès le début du processus et passe dans la phase gazeuse.

La plupart des minerais sulfurés de métaux non précieux renferment du mercure, habituellement en très faible quantité. Au Canada, les minerais de plomb et de zinc contiennent généralement davantage de mercure que les minerais d'autres métaux non précieux, et les minerais de l'ouest du Canada en renferment plus que ceux de l'est (69).

Pratiquement tout le mercure d'une charge se volatilise et passe dans la phase gazeuse. Lorsque la teneur en mercure est élevée, une certaine fraction se condense et elle est recueillie dans le système de refroidissement et d'épuration. Cependant, la vapeur de mercure élémentaire présente dans le gaz refroidi au-dessous du niveau de saturation, ne sera pas captée à moins que les gaz ne soient spécialement traités ou envoyés dans une usine d'acide. Environ la moitié du mercure qui atteint l'usine d'acide sera recueillie dans l'épurateur à l'acide noir, et l'autre moitié dans l'acide produit. L'acide destiné à la fabrication d'engrais, par exemple, est inutilisable s'il contient du mercure. Le mercure doit alors être éliminé des gaz avant leur arrivée à l'usine d'acide, ou éliminé de l'acide produit. Il arrive que l'acide produit contienne encore du mercure malgré le traitement préalable des gaz et il devra en être débarrassé selon l'usage auquel l'acide est destiné.

Les gaz peuvent être traités par absorption sèche dans des colonnes contenant du sélénium, du charbon activé, ou d'autres matières; par lavage humide à l'aide d'acide sulfurique concentré, d'une suspension de sélénium ou encore d'une solution de chlorure; enfin, par injection d'hydrogène sulfuré dans le courant gazeux. On peut aussi procéder par simple refroidissement mais si la quantité de mercure dans le gaz refroidi est inférieure au niveau de saturation, il ne pourra pas être extrait.

Des procédés ont été mis au point pour éliminer le mercure de l'acide sulfurique sous forme d'un précipité filtrable, par addition de soufre, d'iodures ou d'aluminium (69).

5.1 Mines Noranda Ltée, Division Horne

La fonderie de Noranda dispose de deux fours à réverbère avec chargement humide, d'un réacteur servant à la fusion en continu (procédé Noranda), et de cinq convertisseurs Peirce-Smith. Les gaz libérés par ces unités sont dépoussiérés dans des électrofiltres, avant d'être expulsés dans l'atmosphère par deux cheminées, hautes respectivement de 160 et de 129 mètres. La figure 19 présente le schéma de fonctionnement de cette fonderie.

Une usine d'oxygène d'une capacité de 450 tonnes par jour est actuellement en construction. Elle permettra d'augmenter le rendement de l'un des fours à réverbère et du réacteur pour la fusion en continu. Le deuxième four à réverbère pourra être mis hors service.

La fonderie avait été construite en 1927 pour traiter le minerai extrait à Horne, et elle comprenait deux fours à réverbère à charge chaude, huit fours de grillage à soles, et deux convertisseurs. À mesure que la production de la mine baissa, la fusion de concentrés provenant de l'extérieur augmenta. La mine est fermée depuis 1976 et tous les concentrés traités à la fonderie proviennent maintenant de l'extérieur.

Le procédé Noranda de fusion en continu (33) est exploité depuis 1973. Ce procédé est décrit en 2.2.1.4. Le tableau 18 présente les principales données de fonctionnement pour trois ans (1977-79).

Bien que la chaleur nécessaire pour compléter celle des réactions de fusion exothermique dans le réacteur puisse être produite en brûlant du gaz, du fuel-oil, du combustible solide, ou une combinaison de ces produits, les résultats sont meilleurs lorsque le combustible est ajouté directement dans le bain du réacteur. Il brûle au contact de la charge; l'oxygène nécessaire à la combustion est fourni par l'air injecté par les tuyères. Environ un tiers du combustible est du Bunker 'C' qui est introduit dans le four par un injecteur de 0,635 cm de diamètre, monté dans l'orifice d'alimentation. On n'a pas cherché à atomiser ce combustible qui s'écoule en un jet continu à la surface du bain. L'analyse des gaz libérés montre qu'il y a combustion complète.

Le reste du combustible est en majeure partie constitué d'un produit solide ajouté directement à la charge.

5.2 Mines Noranda Ltée, Division de Gaspé

La fonderie mise en service en 1955 comprenait à l'origine un four à réverbère, des convertisseurs Peirce-Smith et des fours à anodes. En 1973-1974, l'usine a subi des modifications profondes. Un four de grillage à lit fluidisé et une usine d'acide furent construits et mis en service en 1974. Aujourd'hui, la fonderie de Gaspé comprend un four de grillage à lit fluidisé, un four à réverbère, deux convertisseurs Peirce-Smith, un four rotatif à anodes et une usine d'acide sulfurique. La figure 20 montre le schéma de fonctionnement de cette fonderie.

L'usine d'acide de la fonderie de Gaspé traite les gaz libérés et par le four de grillage et par les convertisseurs. Les gaz du four à réverbère sont dépoussiérés dans un électrofiltre et sortent ensuite dans l'atmosphère avec les gaz de queue de l'usine d'acide, par une cheminée de 152 mètres de haut.



FIGURE 19 Schéma de fonctionnement de la fonderie de Noranda, janvier 1980

Tableau 18
Données de production – réacteur du procédé Noranda, 1977-1979 (33)

Campagne n°	17	18	19	20	21	Moyenne
Nombre de jours	180	165	211	201	160	180
Insufflation d'air (en % du temps)	86,3	87,1	91,1	89,1	83,0	87
Insufflation d'air moyenne (pi ³ std/mn)	41 126	41 513	41 240	38 811	41 579	41 000
Débit instantané de fusion (TCS*/j)	1184	1194	1251	1240	1206	1215
Proportion du com- bustible (10 ⁶ Btu/ TCS de concentrés de Cu)	2,76	2,20	2,39	2,70	2,83	2,57
Rejet de scories (% de Cu)	0,35	0,35	0,35	0,30	0,27	0,32
Consommation de briques (lb de réfractaire remplacé/ TCS de concentré de Cu fondu)	2,04	0,61	0,69	0,61	2,12	1,22

TCS = tonnes courtes sèches.

Deux tiers des concentrés traités à la fonderie de Gaspé sont produits sur place, l'autre tiers provient de mines situées au Québec et dans les provinces de l'Atlantique.

5.3 INCO Metals Co. Ltd., Copper Cliff (Ontario)

L'INCO extrait chaque année quinze millions de tonnes de minerai de nickel et de cuivre de plusieurs mines situées dans la région de Sudbury. Le minerai est traité dans le concentrateur de la compagnie pour donner 1,5 million de tonne de concentrés de nickel et 0,5 million de tonne de concentrés de cuivre par année. Les deux concentrés sont fondus et convertis dans la fonderie de Copper Cliff équipée d'un circuit pour le nickel et d'un circuit pour le cuivre. La figure 21 montre un schéma de fonctionnement simplifié de la fonderie. Les détails relatifs au circuit du cuivre (34) sont donnés ci-dessous, ceux du nickel peuvent être obtenus dans la documentation (35, 36).

Séchage des concentrés de cuivre

Les concentrés de cuivre, qui contiennent 30 p. 100 de Cu, 33 p. 100 de S et 1,2 p. 100 de Ni, et dont 80 p. 100 mesurent moins de 75 microns (crible de 200 mailles au pouce), parviennent aux sècheurs sous forme de gâteau de filtration renfermant 8 à 9 p. 100

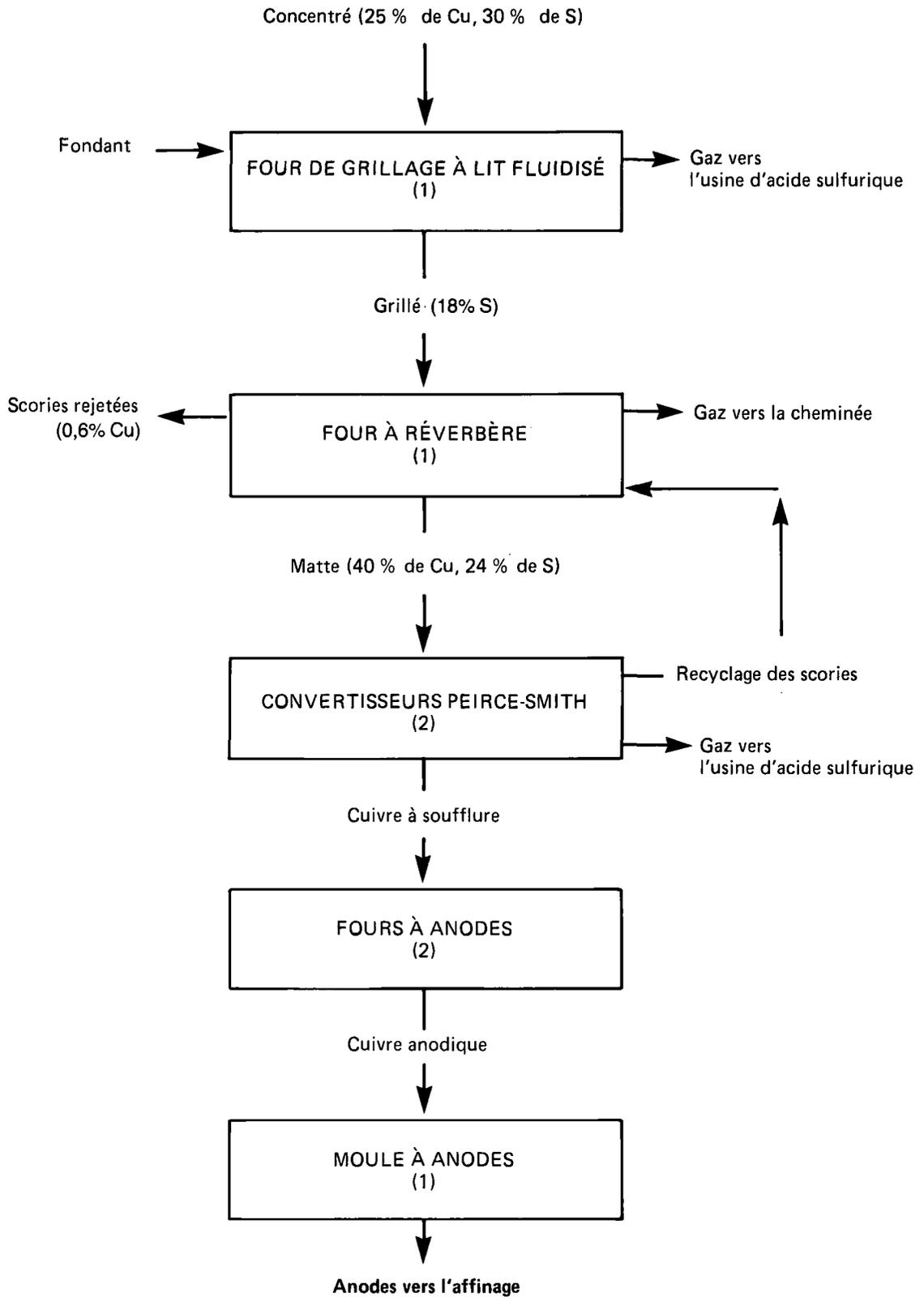


FIGURE 20 Mines Noranda, schéma de fonctionnement de la fonderie de cuivre de la division de Gaspé

d'humidité. On y ajoute du sable dans une proportion de 8 à 10 p. 100 du poids des concentrés ayant une humidité de 3 à 5 p. 100 et dont 60 p. 100 mesurent plus de 210 microns (crible de 65 mailles au pouce). Le mélange est séché dans deux circuits de séchage constitués d'une soufflerie, d'un préchauffeur de l'air de fluidisation, d'un sécheur à lit fluidisé et d'un filtre à manches pour recueillir le produit. La capacité de chaque circuit est de 900 tonnes de concentrés par jour. Les sécheurs à lit fluidisé comprennent:

- une boîte à vent à revêtement réfractaire, à la base de l'unité;
- une grille avec revêtement réfractaire contenant les tuyères;
- une cuve à lit fluidisé, à revêtement réfractaire.

Les dispositifs de séchage mesurent environ 2,7 mètres de diamètre, 4,4 mètres de hauteur et l'épaisseur des lits est de 1,5 mètre.

L'air de fluidisation est préchauffé dans une chambre de combustion horizontale, à revêtement réfractaire, alimentée au gaz naturel ou par un fuel-oil industriel léger. Le mélange humide de concentré et de fondant est introduit dans le dispositif de séchage grâce à un système d'alimentation rotatif conçu par l'INCO. Les particules sont maintenues en suspension dans le courant ascendant de gaz chauds provenant du préchauffeur; toute l'eau est évaporée. Les gaz humides et les particules solides sèches sont aspirés à travers le toit du sécheur et les particules sont recueillies dans le filtre à manches. Les paramètres normaux de fonctionnement à Copper Cliff sont les suivants:

- température d'environ 315 °C dans la boîte à vent;
- température d'environ 120 °C dans le lit;
- température d'environ 105 °C du gaz et du produit séché, à la sortie du sécheur.

Les bilans thermiques montrent qu'à peu près 60 p. 100 de l'apport de chaleur servent à l'élimination de l'humidité, qu'environ 10 p. 100 se retrouvent dans le produit sec et 25 p. 100 dans les gaz brûlés. La perte de chaleur est estimée à 5 p. 100 approximativement.

Les filtres à manches ont un rendement supérieur à 99,9 p. 100. Un système de convoyeurs à vis sans fin déverse dans les silos d'alimentation du four la charge séchée recueillie dans des trémies installées à la base des filtres.

Fusion éclair des concentrés de cuivre

La figure 10 montre une vue en coupe d'un four de fusion éclair. Le four, de conception très simple, est entouré d'une enveloppe soudée en acier doux, percée d'ouvertures sur les côtés au niveau des scories, qui permettent le refroidissement direct par l'air. Les dimensions extérieures du four sont les suivantes: longueur, 24,4 mètres; largeur, 7,3 mètres, et hauteur aux extrémités, 5,7 mètres. La voûte en forme d'arche et les parois sont faites de briques d'oxydes de chrome et de magnésium. Environ 20 p. 100 des parois latérales dans la zone médiane du four sont recouvertes d'une enveloppe en cuivre à refroidissement par l'eau. Le fond du four est en briques de magnésite.

Le four est muni à chaque extrémité de deux brûleurs alimentés en charge sèche par des convoyeurs inclinés à vis sans fin qui recueillent la charge sortant des silos à un débit réglé. La poussière recyclée et le sable d'appoint sont ajoutés, si nécessaire, à l'aide du même type de convoyeurs, à un débit réglé également. L'oxygène, pur à plus de 96 p. 100, est produit sur place; il arrive aux brûleurs du four à une pression de 205 kPa (environ 2 atmosphères de pression absolue).

La charge est entraînée par le courant d'oxygène à écoulement horizontal et injectée dans le four. L'oxygène réagit rapidement avec une partie du soufre et du fer présents

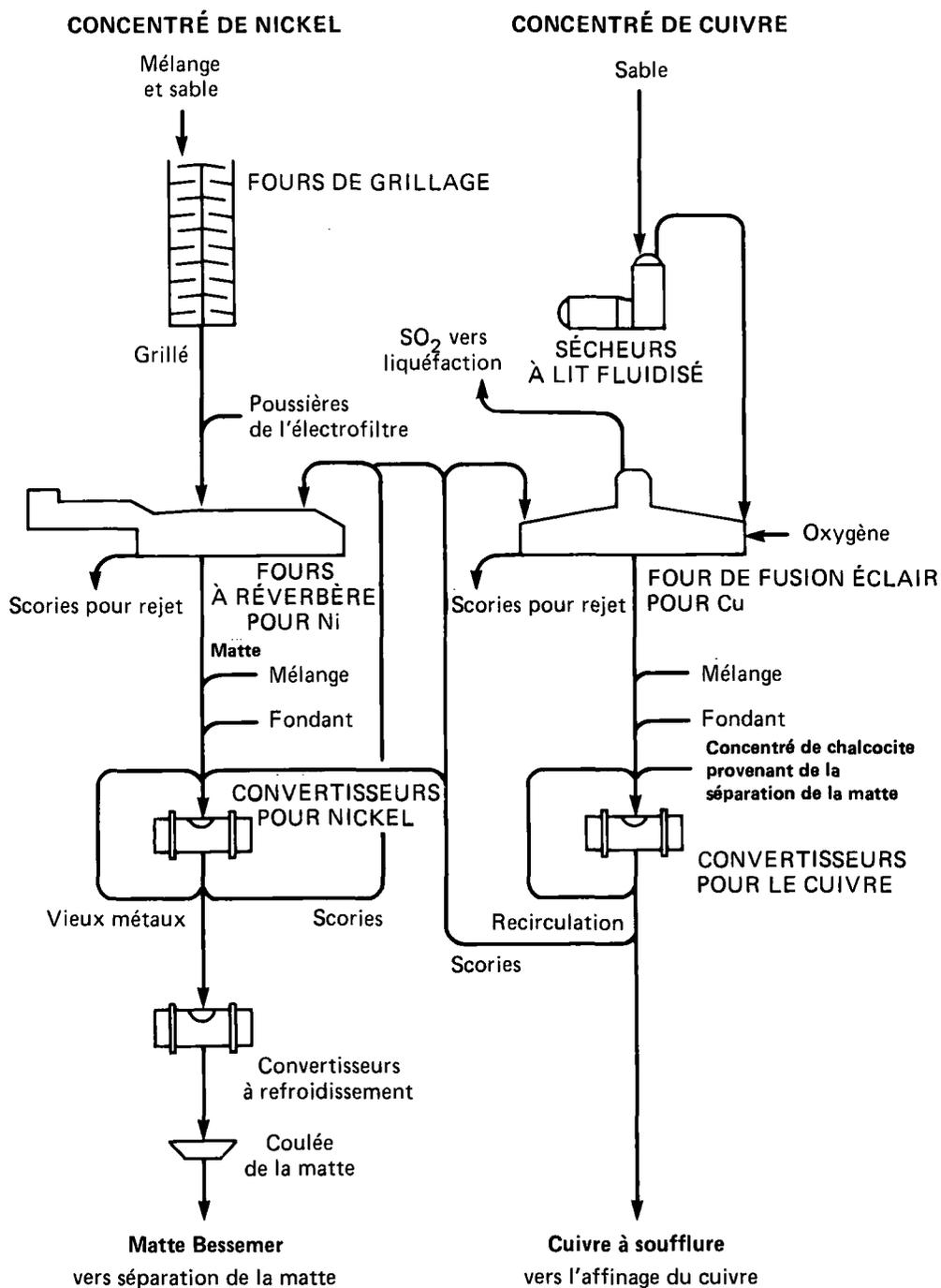


FIGURE 21 Schéma de fonctionnement de la fonderie de Copper Cliff (37)

dans les concentrés pour donner du SO_2 et des oxydes de fer. La silice, présente dans le fondant et les concentrés, se combine avec les oxydes de fer pour former les scories. Le cuivre, excepté une petite quantité perdue avec les scories, se retrouve dans la matte avec le reste du fer et du soufre.

Le four comporte deux trous de coulée pour la matte, situés sur la même paroi latérale, ainsi qu'un trou de coulée pour les scories à l'une des extrémités du four. La coulée de la matte se fait à environ 1175°C par lots de 22 tonnes, transportés par wagonnet jusqu'au convertisseur. Les scories sont retirées à environ 1230°C et jetées.

À l'heure actuelle, 250 à 350 TM/j* de scories provenant du convertisseur sont recyclées dans le four de fusion. Cela représente à peu près 50 p. 100 des scories produites lors du convertissage. Elles s'écoulent à partir de poches de coulée, à travers une rigole de 13 mètres, pour pénétrer dans le four par un orifice situé à l'extrémité opposée à celle par laquelle les scories du four sont lâchées (70).

Systeme d'épuration des gaz

Le volume de gaz libérés est relativement faible (environ cinq fois moins qu'avec d'autres procédés), et la teneur en poussières est inférieure à 3 p. 100 du poids de la charge introduite. La température du gaz à la sortie du four atteint environ 1260°C . Les gaz sont soigneusement lavés avant leur transfert dans une usine de liquéfaction de SO_2 . Ils passent d'abord dans une chambre de décantation où ils sont partiellement dépoussiérés et refroidis à environ 700°C . La poussière récupérée est recyclée dans le four de fusion. Le refroidissement est complété avec de l'eau dans une tour à barbotage. Les gaz passent ensuite dans trois laveurs à Venturi disposés en série, puis dans un électrofiltre, avant d'être amenés par une conduite jusqu'aux installations de liquéfaction de l'INCO. La sous-verse de la tour de barbotage et des laveurs est dirigée vers un décanteur conique; la surverse du décanteur est refroidie et recyclée. La sous-verse est débarrassée du SO_2 , neutralisée à la chaux, et renvoyée au concentrateur. L'analyse montre que le gaz parvenant à la liquéfaction renferme de 70 à 80 p. 100 de SO_2 . À remarquer que si ce même gaz servait à alimenter une usine d'acide sulfurique, le système d'évacuation des gaz du four pourrait être grandement simplifié uniquement en installant un dispositif de refroidissement des gaz suivi d'un électrofiltre.

Traitement des scories du convertisseur de cuivre

Des essais en usine (37) ont montré que le recyclage des scories du convertisseur de cuivre, dans le four de fusion éclair, permettait actuellement de nettoyer les scories à des niveaux acceptables pour le rejet. Environ la moitié des scories du convertisseur sont traitées de cette façon. En raison de la présence de nickel dans le concentré de cuivre, l'autre moitié est renvoyée aux fours à réverbère du circuit de nickel pour les en débarrasser. En l'absence de nickel, il est possible de recycler la totalité des scories du convertisseur dans le four de fusion éclair utilisé pour le cuivre. La figure 22 présente un schéma de fonctionnement d'une fonderie qui traiterait 1200 tonnes/jour de concentrés de cuivre (37). Le bilan pondéral et les besoins énergétiques sont indiqués.

Convertissage du cuivre

Le convertissage est effectué dans quatre convertisseurs Peirce-Smith. Comme les concentrés de nickel alimentant le circuit de nickel renferment environ 25 p. 100 du cuivre traité à la fonderie, et que les concentrés de cuivre contiennent à peu près 3 p. 100 du nickel

*Tonnes métriques par jour.

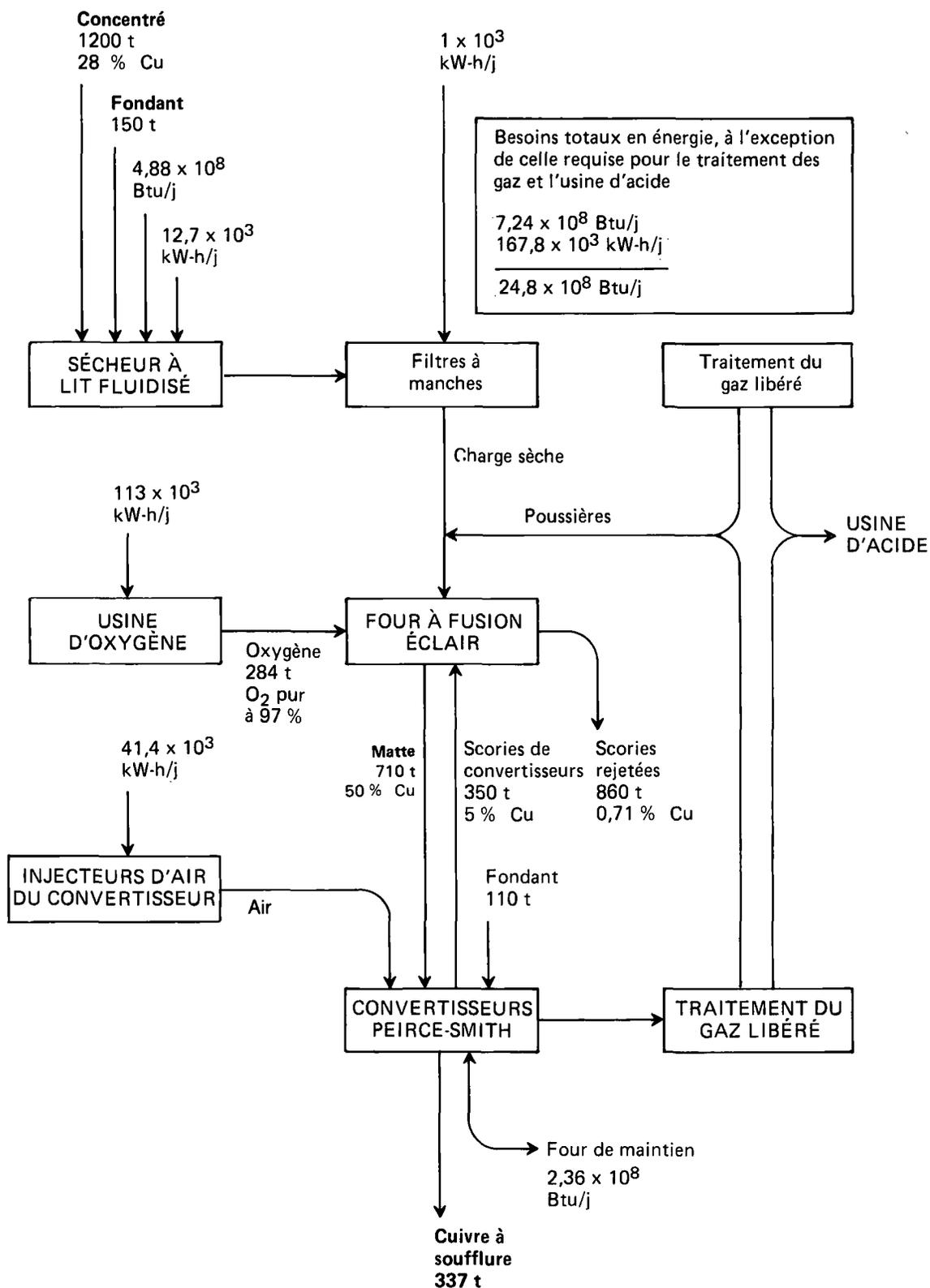


FIGURE 22 Schéma de fonctionnement de la fusion éclair et du convertissage pour un concentré de cuivre normal. Bilan pondéral (tonnes/jour) et besoins énergétiques (37)

traité à la fonderie, les méthodes de convertissage INCO diffèrent à certains égards de celles que l'on retrouve dans beaucoup d'autres fonderies de cuivre.

Comme on l'a dit, 50 p. 100 des scories du convertisseur de cuivre sont recyclées dans le four de fusion éclair et 50 p. 100, dans les fours à réverbère pour le nickel. Le concentré de chalcocite issu du procédé de séparation de la matte de cuivre-nickel est fondu et traité dans les convertisseurs de cuivre. En plus, pour éliminer le nickel qui se détache des matériaux chargés et qui s'accumule dans le convertisseur, un traitement spécial est appliqué à la fin du convertissage. Le nickel est éliminé par oxydation lors de l'injection d'air finale. L'oxyde de nickel résultant forme une croûte solide à la partie supérieure du cuivre à soufflure. Cette croûte demeure dans le convertisseur après la coulée. Elle est extraite en introduisant dans le convertisseur de cuivre environ 80 tonnes de matte provenant du four à réverbère pour nickel, auxquelles on ajoute à peu près 10 tonnes de fondant, et on procède à une brève insufflation d'air. Les scories et la matte résultantes sont envoyées dans les convertisseurs à nickel pour traitement. Cette opération est appelée «washout». L'air insufflé est enrichi de 30 p. 100 d'oxygène (36).

Après l'élimination des particules dans un électrofiltre, les gaz du convertisseur sont libérés dans l'atmosphère par l'intermédiaire d'une cheminée ordinaire de 380 mètres.

Le cuivre à soufflure est chargé dans des wagonnets mélangeurs et transporté jusqu'à l'installation d'affinage électrolytique voisine de la compagnie.

5.4 Falconbridge Nickel Mines Ltd., Falconbridge (Ontario)

Cette compagnie traite des concentrés de nickel-cuivre, provenant de ses mines situées dans le District de Sudbury (65).

Les concentrés sous forme d'une suspension épaisse sont partiellement grillés dans des fours à lit fluidisé, le grillé étant fondu dans des fours électriques. Les gaz du four de grillage sont dirigés vers une usine d'acide. La matte du four électrique est ultérieurement traitée dans des convertisseurs Peirce-Smith pour donner une matte de nickel-cuivre qui est envoyée à l'affinerie de la compagnie, en Norvège. La matte y subit un traitement ultérieur pour l'obtention des produits affinés suivants: nickel, cuivre, cobalt, soufre et métaux précieux. La figure 23 présente un schéma de fonctionnement de l'usine de Falconbridge, en 1980.

5.5 Hudson Bay Mining & Smelting Company Ltd., Flin Flon (Manitoba)

La Hudson Bay Mining and Smelting Co. Limited (H.B.M. & S.) exploite un complexe métallurgique de cuivre-zinc à Flin Flon au Manitoba. Une partie des concentrés traités proviennent de l'extérieur et sont combinés avec les concentrés produits sur place. Le cuivre est extrait par des procédés pyrométallurgiques, alors que le zinc l'est par une combinaison de méthodes de grillage, d'extraction électrolytique et de traitement des scories.

Fonderie de cuivre. — Le résidu de l'usine de zinc est mélangé avec les concentrés de cuivre maison et ceux venant de l'extérieur; le tout est séché dans deux sècheurs rotatifs et chargé avec le fondant dans cinq fours de grillage à soles alimentés au charbon. La figure 24 montre le schéma de fonctionnement de la fonderie.

Les gaz provenant des sècheurs rotatifs sont envoyés dans des dépoussiéreurs-cyclone, puis évacués dans l'atmosphère. Les poussières recueillies dans les cyclones sont ajoutées à la charge des fours de grillage.

Les gaz libérés par les fours de grillage sont dirigés dans un électrofiltre puis évacués dans l'atmosphère par une cheminée de 250 mètres. Les poussières recueillies par l'électrofiltre sont recyclées dans le four à réverbère pour traitement.

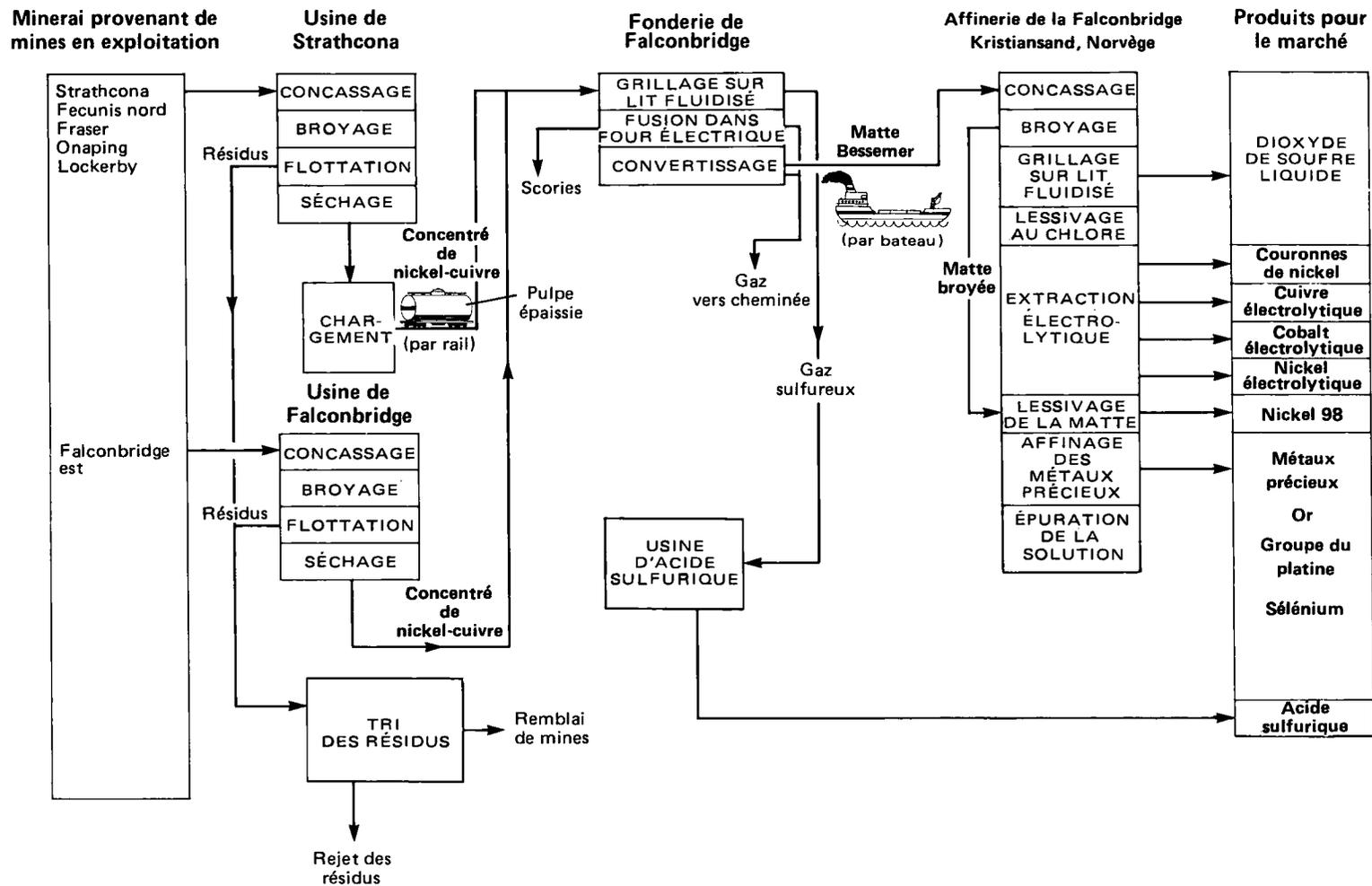


FIGURE 23 Falconbridge Nickel Mines Ltd. — Schéma de fonctionnement, 1980

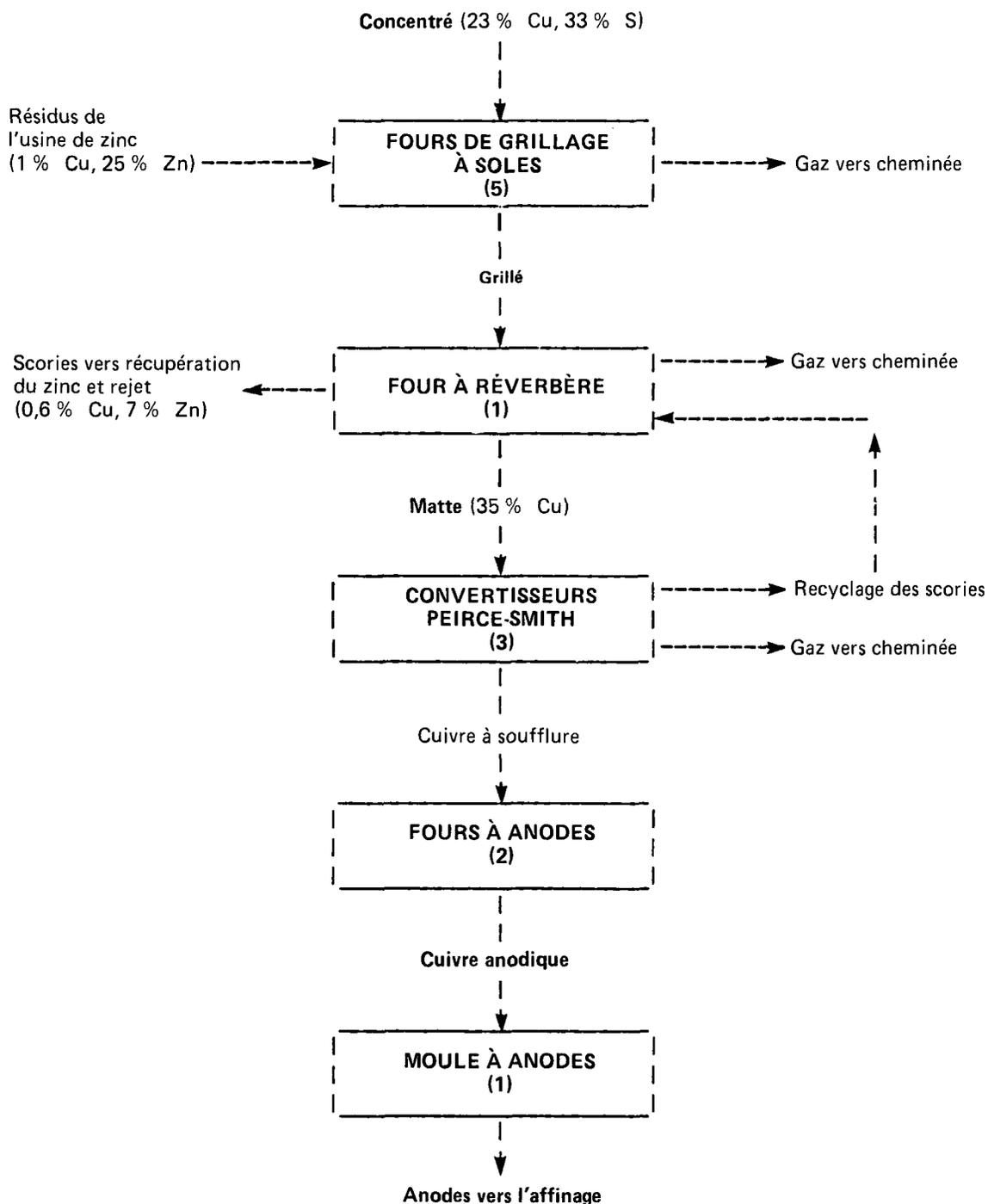


FIGURE 24 Schéma de fonctionnement de la fonderie Hudson Bay Mining & Smelting, Flin Flon (Manitoba)

Le produit du four de grillage, qui renferme de 12 à 18 p. 100 de soufre, de 15 à 19 p. 100 de cuivre, de 25 à 35 p. 100 de fer, plus des silicates et un peu de zinc, est chargé dans un four à réverbère alimenté au fuel-oil où il est fondu et séparé en deux phases liquides non miscibles: la matte et les scories.

Les scories sont traitées dans un four spécial pour la récupération du zinc. Les gaz libérés par le four à réverbère passent dans des chaudières de récupération de chaleur perdue, un électrofiltre et un filtre de tissu, avant d'être évacués dans l'atmosphère par une cheminée de 250 mètres. Les poussières recueillies dans l'électrofiltre sont recyclées dans le four à réverbère et celles recueillies dans le filtre en tissu, à l'usine de zinc, pour traitement ultérieur. La matte provenant du four à réverbère est envoyée dans trois convertisseurs. Les scories de convertisseurs sont retournées au four à réverbère pour purification. De la matte est périodiquement ajoutée et les scories sont régulièrement soutirées tant qu'il n'y a pas assez de sulfure de cuivre dans le convertisseur pour obtenir environ 41 tonnes de cuivre. De l'air est alors insufflé pour éliminer le soufre et produire du cuivre à soufflure.

Les gaz provenant du convertisseur sont envoyés dans un électrofiltre, un filtre en tissu, puis évacués dans l'atmosphère par une cheminée de 250 m (ces dépoussiéreurs sont aussi utilisés habituellement avec le four à réverbère).

En outre, en raison de la nature des opérations dans le convertisseur, des émissions fugaces de dioxyde de soufre et de particules peuvent se produire lors du chargement et du soutirage. Ces émissions sont évacuées directement dans l'atmosphère par les ventilateurs logés dans la toiture au-dessus des convertisseurs.

Le cuivre à soufflure passe dans des fours de maintien se trouvant dans la zone de coulée des anodes, pour l'affinage final et la coulée en anodes de diverses formes.

Les gaz libérés provenant de la zone de coulée des anodes renferment une petite quantité de dioxyde de soufre et sont évacués directement dans l'atmosphère par des dispositifs logés dans le toit au-dessus de cette zone.

5.6 Afton Mines Ltd., Kamloops (C.-B.) (39)

La fonderie Afton, mise en service en 1977, est la première installation industrielle utilisant le procédé TBRC (soufflage par le haut dans une cornue tournante de convertisseur) pour la fusion et le convertissage combinés des concentrés de cuivre. L'unité TBRC (figure 8) traite, par lots, des charges combinées de concentrés obtenus par gravité et par flottation du cuivre. L'unité peut traiter quotidiennement deux lots de 45 tonnes de cuivre à soufflure (99 p. 100).

La mine et l'usine d'Afton ont été conçues pour traiter 6400 tonnes de minerai de cuivre par jour. Il s'agit principalement de cuivre natif et de bornite (Cu_5FeS_4) avec de la chalcocite (Cu_2S) et de la chalcopyrite (CuFeS_2) dans les gisements les plus profonds. La mine elle-même est située près de Kamloops, et elle est exploitée à ciel ouvert. On évalue à environ 31 millions de tonnes les réserves décelées de minerai d'une teneur en cuivre de 1 p. 100. D'autres réserves de minerai de cuivre ont été localisées à une plus grande profondeur, et elles pourront éventuellement être récupérées plus tard après conversion en une exploitation souterraine.

Le minerai est transporté au complexe de broyage-concentration situé à proximité où il est d'abord broyé, puis préparé pour l'obtention de deux types de concentrés de cuivre destinés à alimenter le TBRC de la fonderie. Au départ, un concentré à haute teneur en métal, renfermant des particules grossières de cuivre natif, est séparé des minéraux sulfurés grâce à une série de tamis, de tables à secousses et de cribles. Le concentré obtenu par gravité contient environ 80 à 90 p. 100 de cuivre.

Il y a aussi production d'un concentré plus classique, obtenu par flottation, qui renferme environ 55 à 60 p. 100 de cuivre et 3,5 p. 100 de soufre, comparativement à des concentrés types de cuivre de la Colombie-Britannique à 28 p. 100 de cuivre et 35 p. 100 de soufre. Le concentré de flottation est épaissi, filtré et séché avant d'être introduit dans le convertisseur rotatif. La figure 25 montre un schéma de fonctionnement de la fonderie.

Le TBRC d'Afton mesure 4,26 mètres de diamètre et 6,40 mètres de longueur. Il a été conçu pour produire du cuivre à soufflure. Dans le procédé TBRC, le concentré de cuivre obtenu par flottation et le concentré métallique sont mélangés avec de la chaux pour donner une charge d'alimentation convenable. Le taux oxygène/fuel-oil est fixé pendant que la charge est introduite dans le convertisseur à travers la chute de chargement. Le mélange de concentrés est d'abord fondu par la flamme produite par le mélange oxygène/fuel-oil et la fusion se poursuit par l'insufflation d'oxygène, à l'aide d'une lance, dans le bain fondu. En raison de l'oxydation rapide des impuretés, les pertes de chaleur sont relativement faibles, et aucune chaleur extérieure n'est donc nécessaire.

La lance à oxygène peut être commandée à partir d'un dispositif central de contrôle, qui permet d'en fixer l'angle d'incidence ainsi que la profondeur de pénétration dans l'enceinte. Après accumulation d'une quantité suffisante de scories dans le convertisseur, on arrête momentanément l'alimentation en concentrés et la rotation pendant que l'on procède à la première coulée de scories dans une poche revêtue de matériaux réfractaires. Les scories qui doivent subir un traitement ultérieur en vue de récupérer certains métaux, sont refroidies, broyées et acheminées dans le concentrateur pour recueillir les phases cuprifères retenues.

Après la première coulée de scories, le four est remis en marche, et la fusion reprend jusqu'à ce que tout le concentré ait été chargé. On laisse à nouveau s'accumuler les scories qui seront retirées par la suite. Le métal blanc obtenu (90 p. 100 de Cu) est transformé par soufflage en cuivre à soufflure (teneur en cuivre de 99,6 p. 100) qui est coulé en billettes de 545 kg prêtes à être expédiées en Grande-Bretagne.

La fonderie Afton produit un faible volume de gaz qui est par contre riche en dioxyde de soufre, en raison de la teneur très faible en soufre de la charge. Tous les gaz libérés par le procédé TBRC sont recueillis et traités dans un système d'épuration en quatre étapes (procédé à l'oxyde de zinc).

Dans la première étape, les gaz dont la température d'arrivée est de 760-820 °C environ sont refroidis à 340 °C dans une chambre à pulvérisation d'eau. Les particules qu'ils contiennent sont recueillies dans un électrofiltre. Dans la seconde étape, le SO₂ est absorbé dans le courant gazeux, par contact avec une solution de sulfite de sodium dans une tour spéciale. Les gaz sont à nouveau refroidis à la troisième étape pour permettre la condensation de la vapeur de mercure, s'il y en a, lors d'une quatrième étape qui comporte un filtre breveté. Les gaz sortent dans l'atmosphère par une cheminée de 90 mètres.

Ce système de lavage des gaz a présenté certaines difficultés, et des modifications sont prévues.

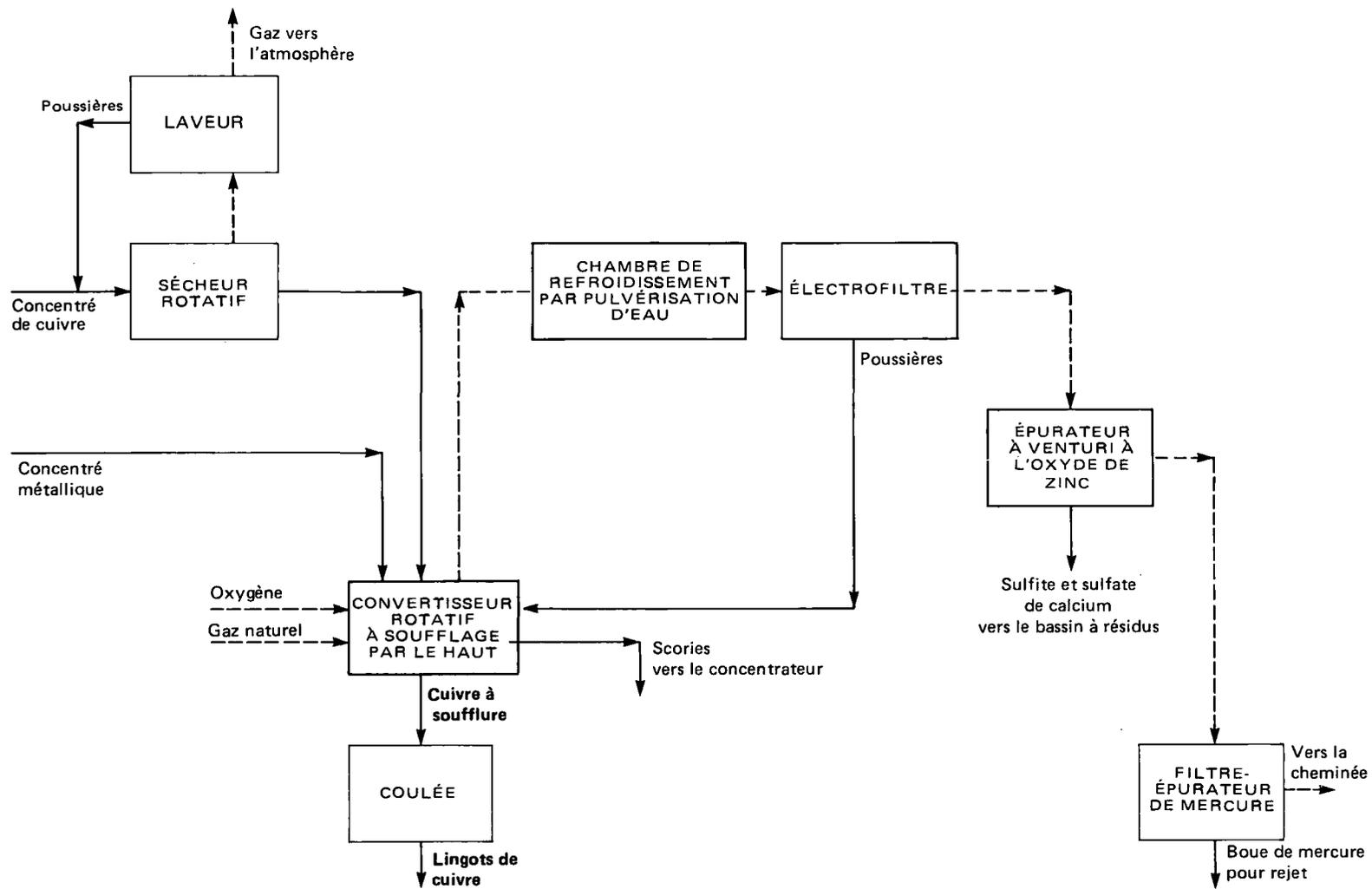


FIGURE 25 Schéma de fonctionnement de la fonderie Afton

COÛTS DE LA MISE AU POINT ET DE L'EXPLOITATION DE PROCÉDÉS DE FABRICATION DE CUIVRE DE PREMIÈRE FUSION, AVEC DÉPOLLUTION DES ÉMISSIONS

Dans beaucoup de cas, la dépollution des émissions nécessiterait le remplacement partiel ou total des installations actuellement en service.

Le tableau 19 présente une répartition des coûts d'investissement pour une fonderie-affinerie de cuivre telle que schématisée à la figure 26 (41), avec une production annuelle de 60 000 à 100 000 tonnes de cuivre cathodique, et récupération des produits secondaires habituels (par ex., acide sulfurique et métaux précieux). Dans le cas présent la fonderie utilise des concentrés de cuivre sulfuré ayant une teneur en cuivre de 25 à 30 p. 100.

Tableau 19
Répartition des coûts pour une fonderie-affinerie de cuivre, d'une capacité de 100 000 tonnes/année
(coûts en juin 1976) (41)

Secteur	Coût estimatif d'investissement, \$U.S. x 10 ⁶	Coût estimatif de production c/kilo
Préparation du concentré	9,6	1,92
Fusion de la matte	30,6	9,22
Épuration des scories	7,8	3,42
Convertissage de la matte	22,2	6,66
Usine d'acide	13,0	3,86
Coulée des anodes	4,2	1,76
Affinage du cuivre	27,0	6,83
Affinage des métaux précieux	2,6	1,10
Traitement de l'effluent	2,2	1,15
Utilités de l'installation	22,0	4,59
Service de l'installation	5,2	1,26
Usine d'oxygène	5,4	2,16
Fonds de roulement	15,4	—
Dépenses pré-exploitation	6,8	—
Coût de financement	26,0	—
Administration, ventes, etc.	—	11,20
TOTAL	200,0	55,13

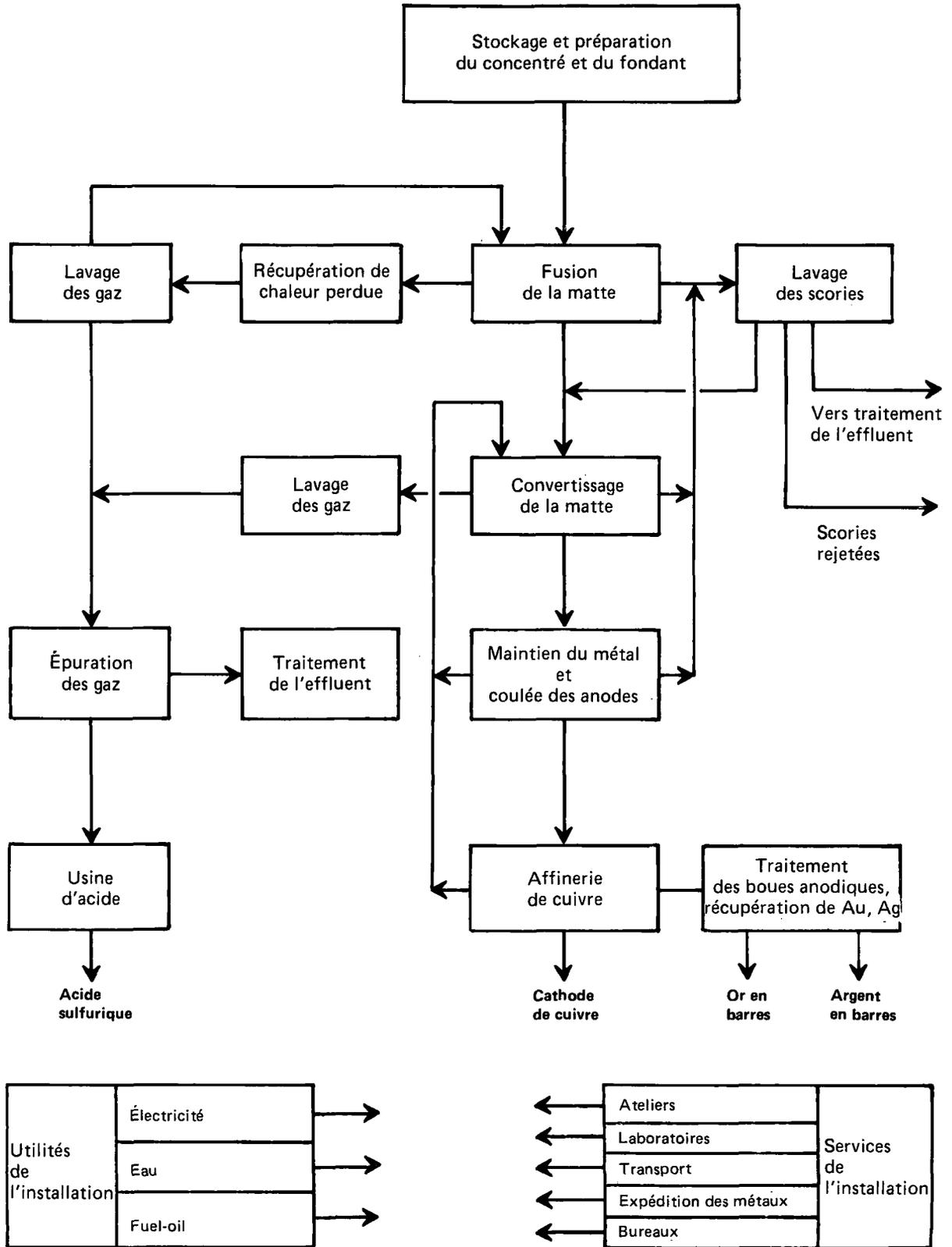


FIGURE 26 Schéma de fonctionnement d'une fonderie-affinerie de cuivre (41)

Les coûts sont basés sur les données nominales pour une fonderie dotée de toutes les installations de traitement nécessaires et autres installations, par exemple bureaux, laboratoires, ateliers, etc.

Comme le montre le tableau 20, qui présente une analyse des coûts par secteur, le prix de revient de la dépollution des émissions d'une installation de fonderie n'est pas excessif. Cependant, on a supposé qu'il existait un marché proche pour l'acide sulfurique. Il faut ajouter le coût de la neutralisation de l'acide (voir section 7), s'il est moins élevé que la commercialisation de celui-ci.

Dans le cas des nouvelles fonderies, les normes sur les rejets de soufre modifient du tout au tout les critères déterminant l'emplacement idéal sur le plan économique (45). Les concentrés peuvent être (et d'ailleurs le sont) transportés sur de grandes distances, même dans les cas où les normes sur les rejets de soufre ne constituent pas un facteur déterminant. Contrairement à l'acide sulfurique ou au SO₂ liquide, le transport des concentrés ne nécessite pas de wagons ou de navires spéciaux qui doivent rentrer à vide. De plus, la quantité de concentrés à transporter n'est ordinairement guère supérieure, et parfois même très inférieure, à la quantité de métal et d'acide produites à partir de concentrés. Il est donc tout à fait logique de construire les nouvelles fonderies dans des régions consommatrices d'acide, chaque fois que cela est possible.

Tableau 20

Analyse du coût d'investissement et du coût de production unitaire pour une fonderie-affinerie de cuivre (41)

Secteur	Pourcentage du coût total d'investissement	Pourcentage du coût total de production
Préparation du concentré	4,8	3,5
Fusion de la matte	15,3	16,7
Épuration des scories	3,9	6,2
Convertissage de la matte	11,1	12,1
Usine d'acide	6,5	7,0
Coulée des anodes	2,1	3,2
Affinage du cuivre	13,5	12,4
Affinage des métaux précieux	1,3	2,0
Traitement de l'effluent	1,1	2,1
Utilités de l'installation	11,0	8,3
Services de l'installation	2,6	2,3
Usine d'oxygène	2,7	3,9
Fonds de roulement	7,7	—
Dépenses pré-exploitation	3,4	—
Coût de financement	13,0	—
Administration, ventes, etc.	—	20,3
TOTAL	100,0	100,0

Normes imposées aux fonderies canadiennes existantes en ce qui concerne les émissions de SO₂

Le problème des émissions de SO₂ ne se posait pas lorsque les anciennes fonderies de cuivre furent construites. Ces fonderies possèdent des fours de grillage à soles et des fours à réverbère alimentés au fuel-oil, qui produisent de grandes quantités de gaz à faible teneur en SO₂. La récupération d'acide sulfurique ou le lavage des gaz est pratiquement impossible dans ce cas. Le même problème se rencontre dans les usines pourvues de convertisseurs à hottes refroidies par entrée d'air extérieur. Comme le convertissage dans les anciennes fonderies ne se fait pas en continu, le débit de gaz est irrégulier et, par conséquent, la récupération d'acide sulfurique est difficile. Comme on peut donc le voir, il en coûterait très cher de limiter de façon sensible la teneur en SO₂ des émissions produites par les fonderies anciennes, car en plus de la construction d'une usine de transformation du soufre (généralement une usine d'acide sulfurique) il y a lieu d'envisager des transformations radicales des installations existantes. Ces dépenses devraient être amorties sur une période de 10 à 20 ans, ce qui supposerait un approvisionnement suffisant en minerai pour permettre l'exploitation rentable de la fonderie pendant cette période. La durée de vie d'un gisement de minerai peut donc limiter le montant des investissements qui seraient nécessaires pour l'extraction du SO₂ des émissions.

Dans le cas de nombreuses usines existantes, il n'est pas rentable de commercialiser l'acide sulfurique en raison de l'éloignement ou de la saturation du marché. Il faut alors ajouter le coût de la neutralisation de l'acide et du stockage du gypse, qui se monte à 11 à 22 cents par kilogramme de cuivre, selon le rapport soufre/cuivre dans le concentré (45). Le tableau 21 illustre les coûts de la neutralisation sur place de l'acide avec de la chaux.

Tableau 21
Coût de la neutralisation de l'acide sulfurique à l'aide de chaux, à la fonderie (45)

Base pour l'estimation		
Production de l'usine, (acide à neutraliser)		
T/an H ₂ SO ₄ 100 %	190 000	308 000
t/j H ₂ SO ₄ 100 %	540	1 100
A. COÛT D'INVESTISSEMENT (en \$ de juin 1979)		
Usine de neutralisation ¹	5 818 000	9 272 000
Réserves pour imprévus, 25 %	1 454 000	2 318 000
	<u>7 272 000</u>	<u>11 590 000</u>
Équipement auxiliaire et services, y compris le stockage du gypse	1 257 000	2 000 000
Coût d'investissement total	<u>8 529 000</u>	<u>13 590 000</u>
B. COÛT DE PRODUCTION (\$/t H₂SO₄ neutralisé)		
Frais d'exploitation		
Supervision	normalement compris dans les frais de supervision de l'usine d'acide	
Approvisionnements pour l'exploitation	0,77	0,39
Utilités ²	0,67	0,67
Approvisionnements pour l'exploitation (y compris la chaux) ³	19,06	19,03
Entretien ⁴	0,99	0,79
Coûts indirects ⁵	0,64	0,32
	<u>22,13</u>	<u>21,20</u>
Sous-total	22,13	21,20
Réserves pour imprévus, 10 %	2,21	2,12
	<u>24,34</u>	<u>23,32</u>
Frais totaux d'exploitation	24,34	23,32
Capital (amortissement et intérêts à 10 % /an sur 15 ans)	5,89	4,68
	<u>30,23</u>	<u>28,00</u>
Coût de production total	30,23	28,00

¹Frais généraux d'ingénierie et de construction inclus.

²Coût du gaz naturel, de l'eau et de l'électricité inclus.

³Coût de la chaux (49 % CaO) pour la neutralisation de l'acide, ainsi que le coût d'autres approvisionnements pour l'exploitation

⁴A 2,2 % /an du coût total d'investissement.

⁵Taxes foncières, assurances, services juridiques et techniques, etc. inclus.

⁶Coûts établis en juin 1979.

RÉFÉRENCES

1. "Recommandations pour lutter contre la pollution atmosphérique attribuable à l'industrie des métaux non ferreux", préparées par le Groupe de travail sur les métaux non ferreux de la Commission économique de l'ONU pour l'Europe, décembre 1979.
2. "Auswurfbegrenzung Schwefeldioxid und Schwefeltrioxid aus Schwefelsaureanlagen", Verein Deutscher Ingenieure (edit.) VDI-Richtlinie 2298, août 1970.
3. Biswas, A.K. et W.G. Davenport, "Extractive Metallurgy of Copper", *International Series on Materials Science and Technology, Vol. 32*, 2nd Edition, Edit.: Hopkins, D.W., Pergamon Press, 1980.
4. "Compilation of Air Pollutant Emission Factors", U.S. Environmental Protection Agency, Office of Air and Waste Management, Office of Air Quality Planning and Standards, Research Triangle Park, North Carolina, 2nd Edition, mars 1975.
5. "Control of Sulfur Oxide Emissions in Copper, Lead, and Zinc Smelting", U.S. Bureau of Mines Information Circular No. 8527, 1971.
6. De Cuyper, Jacques, "Flotation of Copper Oxide Ores", *Erzmetall*, 30 (3): 88 à 94, mars 1977.
7. Jansen, M.L. et D.A. Milligan, "Developments in Sulphur Disposal Techniques in Hydrometallurgy", *Jour. of Metals*, 27: 13 à 17, 23, janvier 1975.
8. "Japanese Copper Smelter for Total SO₂ Emission Control", *Engin. and Mining Jour.*, 13 à 17, 23, New York, 1972.
9. Jones, H.R., "Pollution Control in the Nonferrous Metals Industry 1972", Noyes Data Corp., New Jersey, U.S.A.
10. Kellog, H.H. et J.M. Henderson, "Sulfide Smelting of Copper", travail pour AIME, Las Vegas, 1976.
11. Mealey, Mike, "Japan's Tamano Copper Smelter: The Most Modern in the World", *Engin. and Mining Jour.*, 6: 130 à 131, 1972.
12. Melcher, Gerhard, Muller, Erich, Weigel, Horst, "Entwicklung, Grundlagen und Anwendung des KIVCET-Zyklonschmelzverfahrens mit reinem Sauerstoff für verunreinigte Kupfererze", *Erzmetall*, 28 (7/8): 313-322, juillet-août 1975.

13. Melcher, Gerhard, Muller, Erich Weigel, Horst, "The KIVCET Cyclone Smelting Process for Impure Copper Concentrates", The Metallurgical Society of AIME, *Jour. of Met.*, 4 à 8, New York, N.Y., juillet 1976.
14. Melle, J. Van, "The Metallurgy of Copper", *Het Ingieursbald*, 46 (2): 33 à 41, février 1977.
15. Mills, L.A., G.D. Hallett et C.J. Newmann, "Design and Operation of the Noranda Process Continuous Smelter", *Extractive Metallurgy of Copper, Volume 1: Pyrometallurgy and Electrolytic Refining*, Edit.: Yannopoulos, J.C. and Agarwal, J.C., 458 à 487, 1976.
16. Nagano, T. et T. Suzuki, "Commercial Operation of Mitsubishi Continuous Copper Smelting and Converting Process", *ibid*, 439 à 457, 1976.
17. Norman, T.E., "Nonpollution Autogenous Desulphuring Process Recovers Metals, Elemental Sulphur", 176, n° 8, 92 à 97, 1975.
18. Paulson, D.L. et coll., "Production of Blister Copper by Electric Furnace Smelting of Dead-Burned Copper Sulfide Concentrates", Bureau of Mines, Report of Investigation, No. 8131, Albany, Oregon, 1967.
19. Price, Frederick C., "Copper Technology on the Move", *Engin. and Mining Jour.*, 4: RR-WW, 1973.
20. "Progress in Smelter Emission Control", *Environ. Sci. and Technol.*, 10: 740 à 741, août 1976.
21. Rampacek, C. et J. Dunham, "Copper Ore Processing - U.S. Practices and Trends", *Mining Cong. Jour.*, 29: 20, février 1977.
22. Roscrow, W.J., "Furnaces and Processes for Non-Ferrous Metal Recovery", *Metallurgia and Metal Forming*, 272 à 274, 276, août 1975.
23. Rosenbaum, J.B., "Sulfur Dioxide Emission Control in Japanese Copper Smelters", Bureau of Mines Information Circular No. 8701, 1976.
24. Schwartz, W. et W. Eisert, "Beispiele und Grenzen der Reinhaltung von Luft in Kupferhütten", *Erzmetall*, 25 (10): 505 à 511, octobre 1972.
25. "Searching for Solutions to Pollution Problems", *Engin. and Mining Jour.*, 6: 178 à 183, 1972.
26. Semrau, Konrad T., "Control of Sulfur Oxide Emissions from Primary Copper, Lead, and Zinc Smelters - A Critical review", *Jour. of Air Poll. Cont. Assoc.*, 21 (4): 185 à 194, avril 1971.
27. "The Effects of Pollution Control on the Nonferrous Metals Industries - Copper, Part II, Structure of Industry", Charles River Association, Inc., U.S. National Technical Information Service, *Government Reports Announcements*, 72 (8): 41, avril 1972.

29. "Two Direct Smelting Processes Designed for Pollution Control in Copper Plants", *Engin. Mining Jour.*, 4: 129, 1971.
30. "Ullmanns Encyklopadie der technischen Chemie", Vol. 11, 3rd Edition, Edit.: Wilhelm Forst, Munich, Berlin 1960.
31. Weigel, H. et G. Melcher, "Gehoren SO₂-Emissionsprobleme beim Kupferflamofenbetrieb der Vergangenheit an?", *Metall.*, 29 (5): 458-465, mai 1975.
32. Yazawa, A., "Trends in Modern Copper Smelting Processes", *Erzmetall*, 30 (11): 511 à 517, novembre 1977.
33. Bailey, J.B.W. et A.G. Storey, "The Noranda Process after Six Years' Operation", travail présenté à la 18^e réunion annuelle des métallurgistes, Sudbury (Ont.), août 1978.
34. Diaz, C.M., H.C. Sarren et M.Y. Solar, "INCO's Oxygen Flash Smelting Process for Copper and Nickel Concentrates", INCO Metals Co., First Canadian Place, Toronto, Ont., M5X 1C4.
35. Boldt, J.R. et P. Queneau, "The Winning of Nickel", Longmans Canada Ltd., Toronto (Ont.), 1967.
36. Neal, R.J. et R.A. Reyburn, "Converter Operating Practice at the Copper Cliff Smelter of the INCO Metals Company", INCO Metals Company, travail présenté lors de la 108th AIME Annual Meeting, New Orleans, Louisiana, février 1979.
37. Antonioni, T.N., A.D. Church et E. Partelpbeg, "Operation of the INCO Flash Smelting Furnace with Recycle of Converter Slags", travail présenté à la 18^e réunion annuelle des métallurgistes, Sudbury (Ont.), août 1978.
38. Thoburn, W.J. et M. Pavla Tyules, "Optimization of TBRC Operation and Control at INCO's Copper Cliff Nickel Refinery".
39. "Afton Copper Smelter Process Economic at 27 000 Tons Yearly", *Canadian Chemical Processing*, mars 1979.
40. Daniels, R.A. et L.H. Jacquay, "TBRC - A New Smelting Technique", Paper No. A72-101, The Metallurgical Society of AIME.
41. Gray P.M.J. et Davy Powergas Ltd., "A Cost Basis For Development of Primary Copper Production Processes", travail présenté au Symposium international préparé par the Institute of Mining and Metall., Londres, 18-20 avril 1977.
42. Davenport, W.G., "Copper Smelting to the 2000", travail présenté à un séminaire "Extractive Metallurgy of Copper", université McGill, Montréal, 12-16 novembre 1979.
43. Non-ferrous Metal data 1979: American Bureau of Metal Statistics Inc., 420 Lexington Ave., New York, N.Y. 10017.

44. Argenbright, L.P. et Bennet Preble, "SO₂ from Smelters: Three Processes from an Overview of Recovery Costs", *Environmental Science and Technology*, 4 (7): 554 à 561, juillet 1970.
45. "Étude des procédés de désulfuration dans l'industrie des métaux non ferreux", Rapport SPE 3-AP-79-8F, Direction générale de l'assainissement de l'air, Environnement Canada, Ottawa, octobre 1980.
46. Reimers J.H., S.R. Snelgrove et J.C. Taylor, "Study of Emission Control Technology for Arsenic in the Non-ferrous Metallurgical Industry". Division des minéraux et des métaux, Direction générale de l'assainissement de l'air, Environnement Canada, Ottawa, rapport non publié.
47. Kellogg, H.H. et J.M. Henderson. "Energy Use in Sulphide Smelting of Copper", *Extractive Metallurgy of Copper, Vol. I*, Editors, J.C. Yannopoulos et J.C. Agarwal, AIME, New York, p. 373 à 415, 1976.
48. Schultz, D.A., "Pollution Control and Energy Consumption at U.S. Copper Smelters", *Jour. of Met.*, 30 (1): 14 à 20, 1978.
49. Mackiw, V.N. et H. Veltman, "Recovery of Metals by Pressure Hydrometallurgy - The Sherritt Technology", travail présenté lors d'un séminaire auquel participaient des experts en métaux non ferreux, tenu en Chine en 1979.
50. Jusela, Jyrki et Juho Makinen, "Advanced Smelting of Copper Concentrate by the Outokumpu Flash Smelting Method", The Second International Symposium on Management of Copper Resources, Lubin (Pologne), 27-28 avril 1977.
51. Harkki, S., O. Aaltonen et T. Tuominen, "High Grade Matte Production with Oxygen Enrichment by the Outokumpu Flash Smelting Method", International Symposium on Copper Extraction and Refining, AIME 105th Meeting, Las Vegas, Nevada, 22-26 février 1976.
52. Koch, W.E. et B. Pietsch, "Treatment of Oxide Copper Ores by Reduction and Ammoniacal Leaching", traduction tirée de *The Institution of Mining and Metallurgy*, 83: C14-C17, Londres, 1974.
53. Shelly, T.R., "Sulphuric Acid and Ammoniacal Leaching of Sar Cheshmeh Oxide Copper Ore", traduction tirée de *The Institution of Mining and Metallurgy*, 84: C174-C176, Londres, 1975.
54. Richards, K.J., "Annual Review of Extractive and Process Metallurgy Copper", *Jour. of Met.*, 29: 20, mars 1977.
55. Shirts, M.B., P.A. Bloom et W.A. McKinney, "Double Roast-Leach-Electrowinning Process for Chalcopyrite Concentrates", Bureau of Mines, Report of Investigation No. 7996, Salt Lake City, décembre 1974.

56. Lutjen, George, "The Environmental Conformation in Copper", *Engin. and Mining Jour.*, 4: E-I, 1973.
57. Herbert, I.C., "New Copper Extraction Processes", *Jour. of Met.*, 26: 16, 24, août 1974.
58. Griffith, W.A. et coll. "Development of the Roast-Leach-Electrowinning Process of Lakeshore", *Jour. of Met.*: 17 à 25, février 1975.
59. Rosenzweig, Mark D., "Copper Makers Look to Sulfide Hydrometallurgy", *Chem. Engin.*: 79 à 81, janvier 1976.
60. Biangardi, Sebastian et Harmut Pietsch, "Verarbeitung sulfidischer Kupfererze nach dem Lurgi-Metterberg (LM) - Verfahren", *Erzmetall*, 29 (2): 73 à 76, février 1976.
61. Meixner, Michael J., "Der San-Telmo-Prozess - ein hydrometallurgisches Verfahren zur Gewinnung von Kupfer und Zink aus komplexen Sulfiderzen". *Erzmetall*, 30 (5): 204 à 208, mai 1977.
62. "Chemical Route to Copper", *Chem. Engin.*, 77 (8): New York, 20 avril 1970.
63. "Liquid Sulphur Dioxide", Anon., *Chem. Engin.*, 320, octobre 1955.
64. Henderson, J.M. et J.B. Pfeiffer, "How Asarco Liquifies SO₂ Off-Gas at Tacoma Smelter", *Soc. of Mining Engin.*, p. 36, novembre 1974.
65. "New Smelter, Acid Plant at Falconbridge to Improve Working Conditions and Efficiency", Anon., *Can. Mining Jour.*, mai 1978.
66. "Control of Copper Smelter Fugitive Emissions", U.S. Environmental Protection Agency, EPA-600/2-80-079, mai 1980.
67. Gluschke, Wolfgang, Shaw, Joseph et Varon Bension, "Copper: The Next Fifteen Years", D. Reidel Publishing Company, 1979.
68. *World Metal Statistics*, novembre 1980, Publié par World Bureau of Metal Statistics.
69. Reimers, J.H., S.R. Snelgrove et J.C. Taylor, "A Review of Process Technology for Mercury Control in Gases in the Non-Ferrous Metallurgical Industry", Rapport non publié préparé pour la Division des mines, des minéraux et des métaux, Direction générale de l'assainissement de l'air, Environnement Canada, Ottawa.
70. Antonioni, T.N. et coll., "INCO Oxygen Flash Smelting of Copper Concentrate".
71. Weisenberg, I.J. et coll., Pacific Environmental Services, Inc., "Feasibility of Primary Copper Smelter Weak Sulphur Dioxide Stream Control", EPA Contract No. 68-03-2398, juillet 1980.

72. Young, C.A. et T.H. Peters, "The Use of Vegetation to Stabilize Mine Tailings at Copper Cliff", Actes de la 15th Ontario Industrial Waste Conference, 68-77, juin 1968.
73. Michelutti, R., "How to Establish Vegetation on High Iron-sulphur Mine Tailings", *Can. Mining Jour.*, 54-58, octobre 1974.
74. Spires, A.C., "Studies on the Use of Overburden Soils in Facilitating Vegetative Growth on High Sulphide Tailings", thèse de M.Sc. présentée à l'Université Laurentides, Sudbury (Ont.), 1975.