

Contribution A L'étude D'élaboration D'acier A Carbone A Madagascar

Richard Michel RAZANAMAHAZO¹, Huchard Paul Berthin RANDRIANIRAINY², Jaconnet Oliva ANDRIANAIVORAVELONA³

¹Département Métallurgie et Géologie appliquée du
Centre National de Recherches Industrielle et Technologique

²Direction du Centre National de Recherches Industrielle et Technologique

³Ecole Supérieure Polytechnique, Université d'Antananarivo Madagascar

Courriel: michrazan@yahoo.fr



Résumé – A l'origine de sa création, c'est la recherche appliquée pour le développement qui justifie l'existence d'un organisme de recherche publique. La présente étude est une tentative de contribution à la production d'acier à Madagascar. Elle se propose une méthode qui permet de convertir les déchets métalliques en acier. Le but du travail est de valoriser les produits réfractaires siliceux du CNRIT pour le garnissage d'un petit convertisseur. Le mode d'injection par le côté latéral du convertisseur à l'aide d'une tuyère à multiple trous a permis de faire circuler un grand débit d'oxygène et d'améliorer l'oxydation des impuretés dans la fonte. Par rapport au mode de soufflage par le haut, l'injection par le côté latéral réduit la teneur en azote dans le métal. En outre, une circulation uniforme de l'oxygène sur le liquide favorise la coalescence et la remontée donc l'assimilation des particules non métalliques dans le métal par la scorie. Mais la faible capacité du four entraîne un fort accroissement de sa surface spécifique. Il y a donc une grande perte de chaleur par unité de métal.

Mots clés – réfractaire, convertisseur, tuyère à oxygène, acier, four à induction

Abstract – From the outset of its establishment, applied researches for development that justifying public research organism. This study is a contribution endeavor of steel production in Madagascar. It proposes a method which enables to convert scrap metal to steel. The purpose of this work is to valorize the siliceous refractory products of the CNRIT in the garnishing of a small converter. The mode of injection by the lateral side of the converter using a nozzle with multiple holes made it possible to circulate a large flow of oxygen and to improve the oxidation of the impurities in the cast iron. Compared to the top blow mode, with side injection, the nitrogen content in the metal is reduced. In addition, a uniform circulation of oxygen on the liquid promotes coalescence and the rise, therefore the assimilation of non-metallic particles in the metal by the slag. But the low capacity of the furnace leads to a strong increase in its specific surface. There is therefore a large heat loss per unit of metal.

Keywords – refractory, converter, oxygen nozzle, steel, induction furnace

I. INTRODUCTION

La production de fonte liquide est une étape intermédiaire inévitable dans la production d'acier. Des tentatives ont été alors faites pour la mise au point des méthodes alternatives de fabrication d'acier.

Dans le rapport sur les enjeux de la filière sidérurgique dans la France du XXI^e siècle, Valérie LETARD a souligné qu'il y a divers moyens d'élaborer de l'acier [1]. D'une manière générale, ces méthodes sont de deux catégories différentes :

- (i) la fusion des vieux aciers dans un four à arc électrique ;

- (ii) la fusion de fonte de récupération dans un four cubilot ou un autre four de fusion. Avec le four cubilot, le coke est utilisé en faible portion car il ne joue plus un rôle de réducteur comme avec les minerais mais il est réduit en un simple élément de fusion des fontes solides. La conversion de la fonte liquide obtenue en acier ordinaire est faite par la suite dans un convertisseur [1].

La première méthode est difficile à appliquer à Madagascar. Le pays rencontre encore un problème d'énergie électrique. En plus de l'implantation complexe du premier type d'usine, le four électrique exige un remplacement périodique des électrodes. Ce qui fait du pays un consommateur dépendant des fournisseurs d'électrodes étrangers.

Actuellement le CNRIT dispose des réfractaires de caractère siliceux capables de résister la température de l'acier fondu. Dans le présent travail, le processus qu'on se propose de développer est le processus acide de conversion de la fonte. Le réacteur considéré est un convertisseur fait de plaque d'acier doublée de briques réfractaires siliceuse et muni d'une tuyère à multiple trous pour injection de l'oxygène. Le principe repose sur l'exigence de faire circuler un grand débit d'oxygène pour pouvoir activer la conversion de la fonte en acier. La capacité du convertisseur est de 1 tonne à cause de la productivité très limitée du four de récupération de déchets métalliques.

En général, les aciers produits sont utilisés dans une fonderie des pièces en acier ordinaire. C'est le domaine du transport ferroviaire qui est le premier bénéficiaire [2].

L'hypothèse de notre travail consiste à vérifier que l'utilisation d'un petit convertisseur paraît probablement la plus prometteuse.

II. MATERIELS ET METHODES

2.1. La fusion du métal

L'obtention d'une fonte liquide est une étape intermédiaire indispensable. Nous avons mené une expérience d'obtention de métal liquide dans une fonderie locale. La photo de la fonderie est montrée par la photo suivante.



Photo 1 : Le fourneau réverbère pour fusion des matériaux en fonte.

Le fourneau réverbère est utilisé pour fondre la fonte solide. Dans ce four, la flamme n'est pas appliquée directement au produit à fondre mais réverbérée par une voûte.

C'est un four dont la chaleur est réfléchi (réverbérée) par sa voûte vers une zone de réaction chimique séparée physiquement de celle où se produit la combustion fournissant l'énergie au système. Ainsi le four est caractérisé par la séparation entre chauffe et produit métallique avec la cheminée permettant d'activer le foyer par tirage naturel. Parfois on utilise un brûleur et un ventilateur pour brûler l'huile de vidange. L'utilisation du brûleur est liée au besoin de substituer le charbon ou le coke par de l'huile de vidange abondante et bien meilleur marché. Le métal liquide est versé et soufflé dans un creuset.

Mais, nous sommes contraints à la quantité et qualité du produit obtenu.

Dans le présent travail, on se propose d'utiliser un four cubilot.

2.1.1. Le four cubilot

Le cubilot est le four employé pour fondre la fonte. C'est un four à cuve cylindrique revêtu de matériaux réfractaires. Le garnissage réfractaire est de 30 – 50 cm. La figure 2.01 est la représentation schématique du four cubilot.

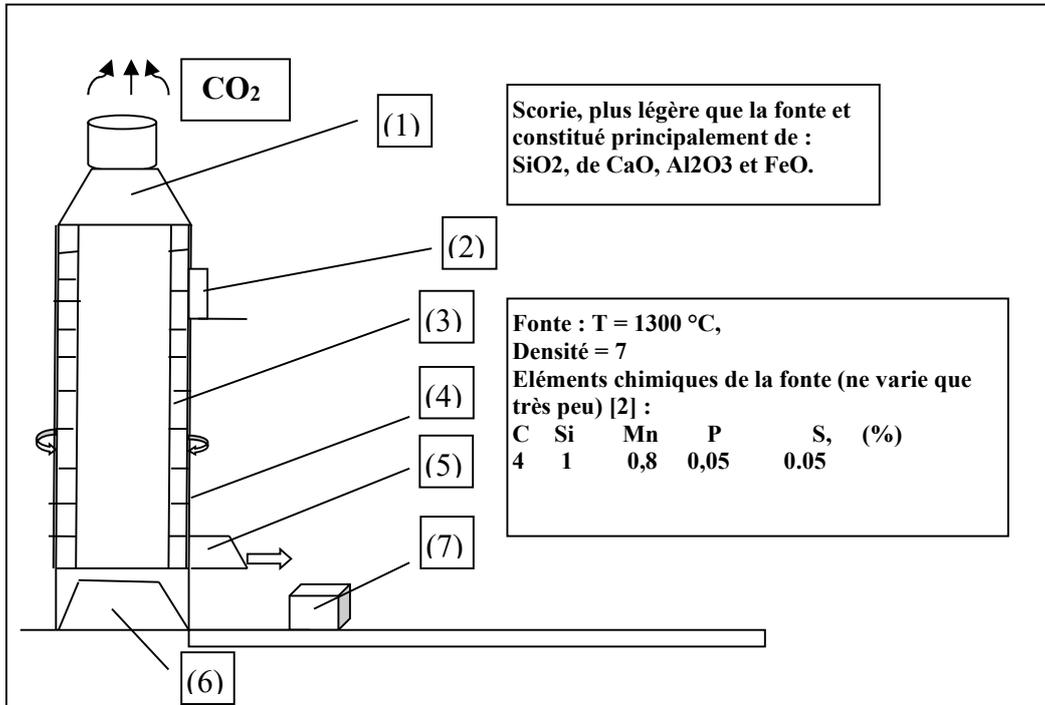


Figure 2.01 : La représentation schématique du four cubilot

Source : auteur

Le four utilise du coke comme combustible et l'air de combustion.

Il est composé de : (1) Cheminée : en tôle, elle montait assez haut ;(2) Gueulard : partie par où sont chargés les ferrailles et le coke + Castine ;(3) Garnissage de brique réfractaire assemblée au pisé ;(4) Colonne du cubilot en épaisse tôle ;(5) Chenal de coulée, placé au-dessus de la poche de coulée ;(6) Sole, partie inférieure du cubilot et (7) Creuset, rempli de fonte.

Dans le four, les parties métalliques fondent en raison des températures élevées et le coke chargé commencent à brûler en présence de l'oxygène [2]. Les gouttelettes du métal fondu s'écoulent à travers le lit de coke et se rassemblent dans la zone appelée « puits », qui se trouve en dessous de la zone de combustion. Toutes les impuretés sont piégées dans le laitier qui est en grande partie formé de : silice SiO₂, de la chaux CaO, de l'alumine Al₂O₃ et du wüstite FeO. Les fondants abaissent le point de fusion et la viscosité du laitier. En raison de sa densité inférieure, le laitier flotte sur le métal fondu dans le puits. Au fur et à mesure que la fusion progresse, des nouveaux matériaux sont ajoutés par la porte de chargement. Le fondant qui est ajouté se combine avec les impuretés non métalliques présents dans le fer pour former des scories. Les scories flottent à la surface du métal fondu en le protégeant de l'oxydation.

Le métal fondu est déchargé par un trou de coulée et collecté dans une poche. Les scories sont retirées par un orifice situé plus haut [2].

2.2. L'acier convertisseur

2.2.1. Le mode de basculement du convertisseur

D'habitude, la vitesse de rotation du convertisseur est 0,1 tour / min pour l'opération de déversement de la scorie et du métal. Pour les autres opérations, elle augmente jusqu'à 1,5 tours / min[3]. La commande du convertisseur est soumise aux actions des charges statique et dynamique.

La charge statique est égale au produit de la masse totale de la paroi métallique et réfractaire du convertisseur ainsi que celle du métal et de la scorie par la distance du centre de gravité à l'axe de rotation. Pour que le convertisseur soit stable, son axe de rotation doit être situé au – dessus de son centre de gravité. La valeur du moment de basculement doit être positive pour n'importe quel angle d'inclinaison afin de ramener le convertisseur à la position verticale [3].

Quant à la charge dynamique, elle est la valeur du moment lors du chargement ou du soufflage (barbotage, éruption ou éjection du métal) ou des rotations du convertisseur [3].

La charge dynamique est très supérieure à la charge statique.

Pour la conception de la commande du convertisseur, on se réfère à la valeur de la charge statique et on l'ajuste en utilisant un coefficient de sécurité suffisant. Cette commande est assurée par deux moteurs à courant continu [3].

2.2.2. Le mode de soufflage du convertisseur

Le principe repose sur les exigences suivantes :

- faire circuler un grand débit d'oxygène de l'air pour faciliter l'oxydation des impuretés dans le métal ;
- ne pas produire de l'oxygène en excès qui devrait être enlevé du métal dans une poche de coulée ;
- optimiser la consommation énergétique. C'est l'objet même de la prévision de la quantité de vieil acier froid pouvant être ajouté dans la charge du convertisseur.

Concernant l'utilisation de la fonte liquide provenant de la fonderie, la plus grande partie du métal est utilisée pour alimenter les convertisseurs de l'aciérie tandis qu'une petite portion reste dans l'atelier de fonderie pour confectionner les lingotières en fonte.

La figure 2.02 montre le schéma du mode d'utilisation de la fonte liquide.

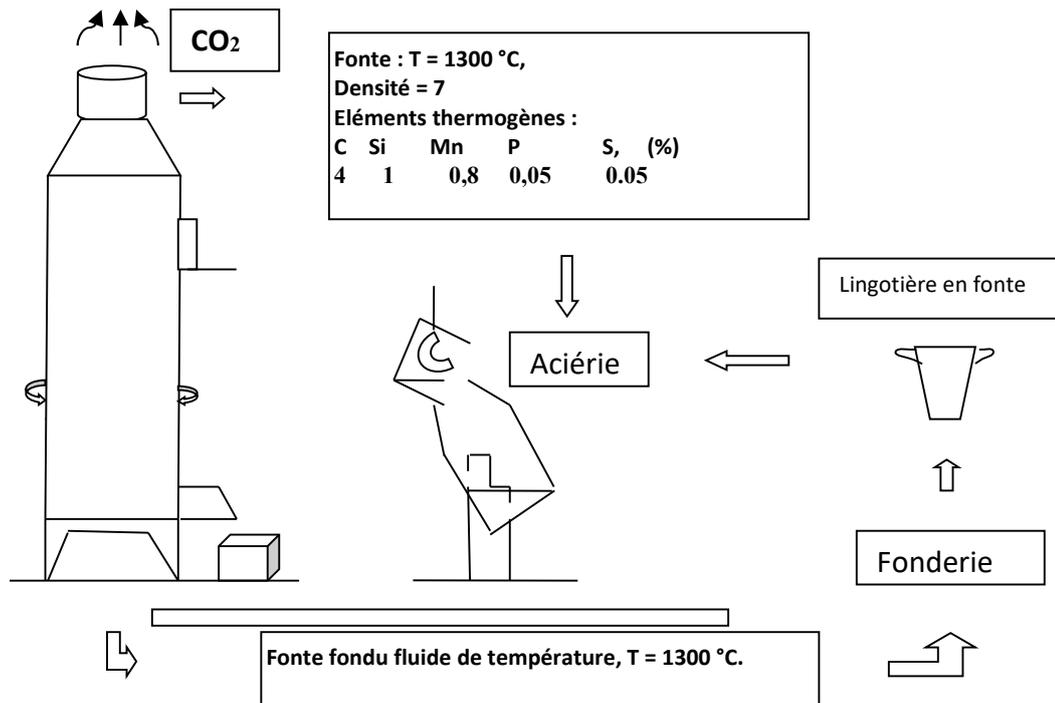


Figure 2.02 : Schéma du mode d'utilisation de la fonte liquide

Source : auteur.

III. RESULTATS

3.1. Le convertisseur

La figure 3.01 montre le convertisseur avec un soufflage par le coté latéral.

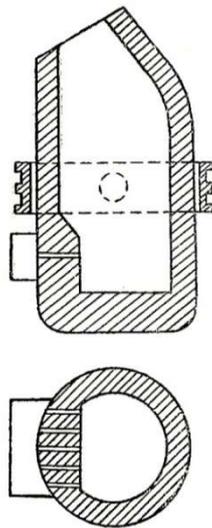


Figure 3.01 : Petit Convertisseur avec un soufflage par le coté latéral

Source : V. A. KURDIN, [4]

Pour le dimensionnement du convertisseur de 1tonne, son volume intérieur doit être suffisant pour contenir l'acier liquide et la scorie même s'il y a un moussage de métal pendant le soufflage. En plus, pour éviter les pertes par éruption et déport du métal, il faut prendre une marge en hauteur entre le niveau du métal jusqu'à l'ouverture du convertisseur.

Le volume d'une tonne d'acier liquide avec scorie correspondante est approximativement égal à 0,2m³ [4]. Ce volume augmente de deux ou trois fois à cause des bulles d'oxyde de carbone qui se forment pendant le soufflage.

La relation entre la hauteur intérieure avec le diamètre intérieur du convertisseur varie dans les limites de 1,4 à 1,8. Cette relation s'approche de la limite inférieure en augmentant la charge de convertisseur [4].

3.1.1. Les principales dimensions du convertisseur

Les principales dimensions du convertisseur sont calculées comme suit :

3.1.1.1. La partie cylindrique

$$V_{acier+scorie} = 0,2 m^3$$

D'où $V_{cylindrique} = 3 \times 0,2 = 0,6 m^3$

Avec 3 comme coefficient de sécurité.

Et $\frac{H_{cyl}}{D_{cyl}} = 1,8$

D'où $\pi D_{cyl}^2 / 4 \times H_{cyl} = V_{cylindrique}$

$$H_{cyl} = 1,35m$$

Et $D_{cyl} = 0,75m$

3.1.1.2. Le fond du Convertisseur

La masse volumique de la fonte liquide : $d_{fonte} = 7500Kg/m^3$

La charge est 1000Kg.

D'où le volume de la fonte est

$$V_{fonte} = 0,133 m^3$$

$$V_{fonte} = \frac{1}{12} \times \pi \times D_{fond} \times 1,8(D_{cyl}^2 + D_{cyl} \times D_{fond} + D_{fond}^2) \quad (4.01)$$

Avec D_{fond} – diamètre du fond

Et $D_{cyl} = 0,75 m$

D'où le diamètre de la partie inférieure du fond est :

$$D_{fond} = 0,31 m$$

Sa hauteur est $H_{fond} = 0,56 m$

3.1.1.3. La partie supérieure du Convertisseur

Pour diminuer la perte du métal dans l'éruption et le déport, le volume spécifique est pris égal

à 0,8 – 1,0 m³/tonne.

D'où $V_{sup} = V_{spécifique} - (V_{cyl} - V_{fond})$
 $= 0,9 - (0,6 + 0,138)$

et le volume de la partie supérieure est :

$$V_{sup} = \frac{1}{12} \pi H_{sup} (D_{cyl}^2 + D_{cyl} \times D_{sup} + D_{sup}^2) \quad (4.02)$$

avec $H_{sup} = 1,8 \times D_{sup}$

d'où le diamètre de la partie supérieure en forme conique : $D_{sup} = 0,36 \text{ m}$

Et sa hauteur est :

$$H_{sup} = 0,65 \text{ m}$$

3.1.1.4. La tuyère du convertisseur

Le calcul consiste à déterminer le diamètre critique et le diamètre de la tuyère à la sortie. Les données de base sont la température ainsi que la pression initiale de l'air.

$T_0 = 293\text{K}$ et $P_0 = 1 \text{ atm}$ dans le tuyau de conduite jusqu'à l'entrée dans la boîte à vent. [4].

Ce tuyau est métallique et flexible.

La perte de pression dans ce tuyau est [4] :

$$\Delta P = (\epsilon_f + \epsilon_m) \frac{V^2}{2g} \rho, \text{ Kg/m}^2 \quad (4.03)$$

Où

ϵ_f : Coefficient de la perte de pression par frottement dans le tuyau. $\epsilon_f = 0,1 \frac{L}{D}$, avec L et D la longueur et le diamètre du tuyau de conduite [4].

ϵ_m : Coefficient de résistance à la flexion. Il est égal à 2,5 pour un tuyau métallique flexible [4].

ρ : Densité de l'air dans le tuyau.

En général, la perte de pression dans le tuyau métallique flexible est de l'ordre de $0,6 \text{ MN/m}^2$ (6 atm) [4].

La pression de l'air P_1 avant son entrée dans la tuyère est : $P_1 = P_0 - \Delta P$

P_1 : Compris entre $1,8 - 2,0 \text{ MN/m}^2$ (18-20atm) ; [4]

P_0 : La pression de l'air dans le tuyau métallique flexible

Le processus d'expansion de l'air dans la tuyère est supposé adiabatique, c'est-à-dire qu'il se réalise sans échange thermique avec le milieu environnant.

La température de l'air T_1 avant son entrée dans la tuyère est [4] :

$$T_1 = T_0 \left(\frac{P_1}{P_0}\right)^{\frac{K-1}{K}}, \text{ K} \quad (4.04)$$

Où K est l'indicateur d'adiabate. Il est pris égal à 1,4 [4].

Le volume spécifique de l'air avant son entrée dans la tuyère est [4] :

$$V_1 = 26,5 \times \frac{T_1}{P_1}, \text{ m}^3/\text{kg} \quad (4.05)$$

26,5 étant la constante des gaz, Kg. m / (Kg. °C)

A.N : $P_1 = 1,9 \text{ MN/m}^2$

$$\Delta P = 0,6 \text{ MN/m}^2$$

$$P_0 = P_1 + \Delta P = 2,5 \text{ MN/m}^2$$

$$T_1 = 293 \left(\frac{1,9}{2,5}\right)^{\frac{0,4}{1,4}} = 270 \text{ K}$$

Et
$$V_1 = 26,5 \times \frac{270}{1,9} = 3765,79 \text{ m}^3/\text{kg}$$

On détermine de la même manière la température T_2 et le volume spécifique de l'air à la sortie de la tuyère.

AN : Pendant la première période de soufflage, on introduit l'air en dessous de la surface du bain avec une pression $P_2 = 0,03 \text{ MN}/\text{m}^3$

D'où
$$T_2 = 270 \left(\frac{0,03}{1,9}\right)^{0,29} = 81\text{K}$$

Et
$$V_2 = 26,5 \times \frac{81}{0,03} = 71.550 \text{ m}^3/\text{kg}$$

Concernant la vitesse critique de l'air, elle est en fonction de la température T_1 de l'air avant son entrée dans la tuyère [4] :

$$V_{Cr} = \sqrt{\frac{2gK}{K+1} \times R \times T_1} \quad (4.06)$$

Pour les tuyères en forme cylindrique, le rapport $\frac{P_2}{P_0}$ doit être supérieur ou égal à 0,528. [4].

La pression critique est la limite $P_2 = P_{cr}$

D'où $P_{cr} = 0,528 P_0$

A l'aide d'un débitmètre, on mesure le débit massique Q_m de l'air.

Pour un convertisseur avec soufflage latéral et de capacité inférieure à 3 tonnes, le volume d'oxygène $V_{air} = 50 - 70 \text{ m}^3$ par tonne de métal. Le soufflage dure environ 8 - 10 minutes.[4]. On convertit ensuite le débit massique mesuré en débit volumique par la relation empirique [4] :

$$Q_v = 1,43 Q_m \quad (4.07)$$

A.N

$$Q_m = \frac{1 \times 60}{9 \times 60} = 0,11 \text{ m}^3/\text{sec}$$

D'où $Q_v = 1,43 \times 0,11 = 0,16 \text{ m}^3/\text{sec}$

Le débit volumique est aussi [4] : $Q_v = P_{cr} \times S_{cr} \times V_{cr} \quad (4.08)$

Avec $V_{cr} = \sqrt{\frac{2 \times 9,8 \times 1,4}{2,4} \times 26,5 \times 270} = 286 \text{ m}/\text{sec}$

et $P_{cr} = 0,528 \times 2,5 = 1,32 \text{ Méga Newton}/\text{m}^2$

D'où la surface critique totale est :

$$\sum S_{cr} = \frac{0,16}{1,32 \times 286} = 0,000421 \text{ m}^2$$

Et si on fixe le nombre de tuyère égal à 4, la surface critique est :

$$\frac{\sum S_{cr}}{4} = 0,00011 \text{ m}^2$$

La surface de la section de sortie de la tuyère est :

$$S = \frac{S_{cr}}{\lambda \left[\frac{K+1}{2} \left(1 - \frac{K-1}{K+1} \lambda^2 \right)^{\frac{1}{K-1}} \right]} \quad (4.09)$$

Avec λ le critère de vitesse de l'air dans la section de sortie de la tuyère [4] :

$$\lambda = \sqrt{\left[1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{K-1}{k}}\right]^{\frac{K+1}{K-1}}} \quad (4.10)$$

A.N: $\lambda = 0,34$

$S = 0,0002828 \text{ m}^2$

Le diamètre de la section de sortie de la tuyère est :

$$D = 0,0189\text{m} \sim 19\text{mm}$$

3.2. La charge du convertisseur

3.2.1. Les gaz CO et CO₂ à la sortie du convertisseur

Les tableaux ci-dessous 4.01 et 4.02 montrent respectivement les valeurs moyennes de la composition de la fonte ainsi que celles de l'acier qu'on veut obtenir.

Tableau 4.01 : Principaux éléments de la fonte, %

Fe	C	Si	Mn	P
94	4	1,1	0,8	0,05

Tableau 4.02 : Principaux éléments de l'acier que l'on désire obtenir, %

Fe	C	Si	Mn	P
92,50	0,1	0,1	0,1	0,05

On a à la sortie, le ratio $\frac{\text{CO}}{\text{CO}_2} = \frac{9}{1}$

C en tant que CO : $\frac{1000 \times 3,9 \times 90}{100 \times 100} = 35,1 \text{ Kg}$; $\text{C} \equiv \frac{35,1 \times 16}{12} = 46,8 \text{ Kg}$ $\text{O} \equiv \frac{46,8 \times 28}{16} =$

$81,90 \text{ Kg CO}$ ou $\frac{81,90 \times 22,4}{28} = 65,52 \text{ m}^3 \text{ CO}$

C en tant que CO₂ : $\frac{1000 \times 3,9 \times 10}{100 \times 100} = 3,9 \text{ kg C} \equiv \frac{3,9 \times 32}{12} = 10,4 \text{ Kg O} \equiv \frac{10,4 \times 44}{32} = 14,3 \text{ Kg CO}_2$ ou $\frac{14,3 \times 22,4}{44} = 7,28 \text{ m}^3 \text{ CO}_2$

3.2.2. La quantité d'oxygène

La quantité d'oxygène nécessaire au soufflage est déterminée par l'expression empirique (4.11) ci- après [5] :

$$Q_{O_2} = \frac{100M_{fonteliquide}}{21} (9,33C_0 + 8S_{i0} + 2,04Mn_0 + 2.\Delta Fe) - \frac{M_{acier}}{1000} (9,33C + 2,04Mn) + L \quad (4.11)$$

Avec

$M_{fonteliquide}$: Masse de la fonte liquide, tonne

M_{acier} : Masse de l'acier, tonne

C_0, S_{i0} et Mn_0 : Teneur des éléments indiqués dans la fonte liquide, %

C, Mn : Teneur des éléments de l'acier, %

ΔFe : Quantité de fer oxydé pendant l'opération, tonne

L : Quantité d'oxygène pour l'oxydation de ΔFe et postcombustion du carbone en CO et CO₂, m^3

En prenant :

$M_{fonteliquide} = 1 \text{ tonne}$;

$M_{acier} = 0,925$ tonne (rendement de l'acier liquide 92,5 %) [5] ;

$$\Delta Fe = (94 - 92,50) \times 1000/100 = 15 \text{ Kg} ;$$

Quantité d'oxygène pour l'oxydation de ΔFe est :

$$Q_{O_2, \Delta Fe} = 15 \times 16/56 = 4,29 \text{ Kg ou } 4,29 \times 22,4/16 = 6 \text{ m}^3$$

Quantité d'oxygène pour la combustion du carbone en CO et CO₂,

$$Q_1 = \frac{57,2}{1,427} = 40 \text{ m}^3 ,$$

Selon l'équation (4.11),

$$Q_{O_2} = 100/21 \times (9,33 \times 4 + 8 \times 1,1 + 2,04 \times 0,8 + 2 \times 15)/100 - 0,925 \times (9,33 \times 0,1 + 2,04 \times 0,1)/100 + 46 = 49,70 \text{ m}^3$$

La quantité d'oxygène nécessaire au soufflage est approximativement égale à $Q_{O_2} \approx 50 \text{ m}^3$. Elle ne dépend pas du débit de l'air. Elle varie en générale entre 50 à 60 m^3 par tonne d'acier à produire [4].

La quantité des vieux aciers

Il est important de préciser que les données thermodynamiques utilisées dans les calculs métallurgiques ci-dessous sont tirées des livres dans la bibliographie numérotée [5].

Le convertisseur est chargé de 1 tonne de fonte liquide

La température de la fonte est de 1573 K.

La température de l'acier obtenu est 1873 K.

On ajoute du silicium dans le métal pour maintenir la température de la fonte au début de l'opération à 1573 K et que sa teneur en silicium a augmenté de 0,1%.

Le calcul est basé sur une mole de silicium et les énergies exprimées en KJ / mole.

La quantité de silicium additionnée à 1 tonne de fonte est :

$$\frac{1000 \text{ g}}{\frac{28 \text{ g}}{\text{mole}}} \approx 36 \text{ moles.}$$

a) La chaleur disponible de l'oxydation du Silicium additionnel, $\Delta H_{fusion(SiO_2, 298)}$ [5] : $Si_{(s)} + O_2 = SiO_2$ (vitrifié) ; $\Delta H_{fusion(298)} = -857,9 \text{ KJ}$ (4.11)

$$\text{On a } \Delta H_{fusion(SiO_2, 298)} = \Delta H_{fusion(298)} = -857,9 \text{ KJ}$$

b) Variation de la chaleur dans le Silicium de l'état solide (T = 298 K) en l'état en solution dans le fer liquide (T = 1573 K), ΔH_{Si} .

Donnée :

Pour le calcul de la chaleur produite dans l'oxydation du silicium additionnel (ΔH_{Si}) :

- La capacité calorifique du silicium quand il est à l'état solide et liquide : [5]

$$Cp_{(Si, liq)} = 31 \times 10^{-3} \text{ KJK}^{-1}$$

$$Cp_{(Si, solide)} = 23,9 \times 10^{-3} + 4,27 \times 10^{-6} T - 4,44 \times 10^2 T^{-2} \text{ KJK}^{-1}$$

- La chaleur latente nécessaire pour fondre le silicium solide : [5]

$$L_{fusion(Si, solide)} = 46,5 \text{ KJ à la température } 1683 \text{ K}$$

- La chaleur de la solution du silicium dans le fer à 1573 K : [5]

$$Si_{(liquide)} = Si_{(1\% \text{ dans le Fe})}; \Delta H_{\text{fondu}} = -128,4 \text{ KJ mole}^{-1} (\approx \text{à } 1873 \text{ K})$$

A partir de ces données, on a :

$$\begin{aligned} L_{\text{fusion}(1573)} &= L_{\text{fusion}(1683)} + \int_{1683}^{1573} (Cp_{(Si,liquide)} - Cp_{(Si,solide)})dT \quad (4.11) \\ &= 46,5 - 1,36 \\ &= 45,14 \text{ KJ} \end{aligned}$$

La chaleur produite dans la fusion du Silicium : $\Delta H_{\text{fusion}(298 \rightarrow 1573)} = -L_{\text{fusion}(1573)}$ [5]

$$H_{Si(1573)} = \int_{298}^{1573} Cp_{(Si,solide)}dT \quad (4.12)$$

$$= 23,49 \text{ KJ}$$

La chaleur dans le Silicium à son état de solution dans le fer à 1573 K [5] :

$$\Delta H_{Si(1573)} = -128,4 \text{ KJ (approximativement, comme à } 1873 \text{ K).}$$

D'où, pour le changement, $Si_{(dans Fe \text{ à } 1573)} - Si_{(solide \text{ à } 298)}$ [5] :

$$\Delta H_{Si} = -L_{\text{fusion } 1573} - H_{Si(1573)} + \Delta H_{\text{fondu à } 1573} \quad (4.13)$$

$$= -45,14 - 23,49 + 128,4$$

$$= 58,8 \text{ KJ.}$$

c) La chaleur requise pour porter le Silice SiO_2 jusqu'à 1873 K, ΔH_{SiO_2}

La chaleur requise pour porter le Silice SiO_2 jusqu'à 1873 K est calculé dans 3 parties [5] :

(1) chauffage de $\alpha - quartz$ jusqu'à 848 K ;

(2) chauffage de $\beta - quartz$ jusqu'à 1873 K ;

(3) fusion de $\beta - quartz$ à 1873 K.

Données :

- La capacité calorifique de $\alpha - quartz$ et de $\beta - quartz$ [5] :

$$Cp_{(\alpha-quartz)} = 4,68 \times 10^{-2} + 3,4 \times 10^{-5}T - 1,13 \times 10^3 T^{-2} \text{ KJ. } K^{-1};$$

$$Cp_{(\beta-quartz)} = 6,03 \times 10^{-2} + 8,1 \times 10^{-6}T \text{ KJ. } K^{-1};$$

- La chaleur latente pour fondre $\beta - quartz$ à 1873 K [5] :

$$L_{(\alpha-\beta)} = 0,6 \text{ KJ}$$

$$L_{\text{fusion}(SiO_2)} = 8,54 \text{ KJ (Pas trop altéré par les changements de température) [5].}$$

D'où la chaleur requise pour porter 1 mole de SiO_2 de 298K à 1873K est déterminée par :

$$\Delta H_{SiO_2} = \int_{298}^{878} Cp_{(\alpha-quartz)}dT + L_{(\alpha-\beta)} + \int_{878}^{1873} Cp_{(\beta-quartz)}dT + L_{\text{fusion}(SiO_2)} \quad (4.13)$$

$$= 34 + 0,6 + 73,1 + 8,54$$

$$= 116,2 \text{ KJ}$$

Et si on veut maintenir la concentration originale de l'oxyde de fer FeO dans la scorie, il faut oxyder à peu près une mole de Fer pour chaque mole de Silicium additionnel. [5].

La chaleur de formation de FeO est environ [5] :

$$\Delta H_{fusion(FeO)} \approx -250 \text{ KJmole}^{-1}$$

D'où l'extra énergie par mole de Silicium additionnel est [5] :

$$\begin{aligned} \sum \Delta H &= \Delta H_{fusion(SiO_2, 298)} + \Delta H_{Si} - \Delta H_{SiO_2} + \Delta H_{fusion(FeO)} & (4.14) \\ &= -857,9 + 59,8 + 116,2 - 250 \\ &= -931,9 \text{ KJ} \end{aligned}$$

L'extra en chaleur totale utile dans le chauffage d'une tonne de métal est alors :

$$931,9 \times 36 = 33548,4 \text{ KJ}$$

Si cette chaleur n'est pas utilisée pour chauffer les vieux aciers additionnels, c'est possible que la température de l'acier s'élève au-dessous de 1873 K. [5].

La capacité calorifique du fer fondu à 1873 K étant 44,2 J.g.atome⁻¹ K⁻¹. Elle est équivalente à 44,2 x $\frac{10^6}{56}$ = 790 KJ.atome⁻¹. K⁻¹.

L'extra en chaleur 33.548,4 KJ augmentera la température d'une tonne d'acier de : $\frac{33.548,4}{790 \times 1} = 42,47 \text{ }^\circ\text{C}$

Dans le calcul, nous avons négligé la capacité calorifique du réacteur ainsi que celle des autres scories. S'il faut maintenir la température de l'acier à 1600 °C, il faut ajouter de vieux aciers.

Données :

La chaleur dans le fer liquide à 1873K (H₁₈₇₃ – H₂₉₈) est à peu près 81.306 J.g.atome⁻¹. [5].Ce qui équivaut à : 81.306 x $\frac{1000}{56}$ = 1,452 x 10⁶ KJ.tonne⁻¹.

La quantité de vieux aciers pouvant être additionnée est :

$$M_{\text{déchets acier}} = \frac{33.548,4}{1,456 \times 10^6} = 0,0265 \text{ tonnes} = 26,50 \text{ Kg}$$

3.2.3. La quantité de scorie

Les tableaux 4.03 et 4.04 informent sur la variation de chaque élément dans le métal lors de la variation de la fonte en acier. La scorie est constituée principalement de la silice, de l'oxyde de fer et de l'oxyde de manganèse. [6].La silice apportée par l'oxydation du silicium dans la fonte: M_{SiO2} = [1000 x 1 /100] x (32 + 28) / 28 = 21,43 Kg;

La silice apportée par les vieux aciers : [26,50 x 0,1 /100] x 60 / 28 = 0,06 Kg.

La quantité totale de la silice dans la scorie :

M_{SiO2} = 21,43 + 0,06 = **21,49 Kg de SiO₂**. La silice constitue à peu près 66 % de la scorie [6], d'où **la quantité totale de la scorie est 33 Kg**

3.2.4. La balance des matières du convertisseur

La balance des matières du convertisseur est donnée dans le tableau 4.03.

Tableau 4.03 : Balance des matières du petit convertisseur de 1 tonne

Input	Fonte liquide, Kg	1024
	Vieux aciers, Kg	26
	Oxygène, m ³	56
Output	Acier liquide, Kg	1000
	Scorie, Kg	33
	Gaz : CO et CO ₂ , m ³	73

IV. DISCUSSIONS

4.1. Discussion relative à la conception du petit convertisseur

Le petit convertisseur avec un soufflage par le coté latéral possède une forme asymétrique. Ce qui ne permet pas d'effectuer le décrassage de la scorie et la coulée du métal dans tous les côtés.

Mais pour rendre le garnissage de la paroi métallique plus commode, on peut envisager un petit convertisseur avec un fond détachable de la partie supérieure du réacteur. Ceci est possible parce que la capacité du convertisseur est petite (1 tonne). Le fait de ne pas souder le fond sphérique avec la partie supérieure en forme cylindrique permet de refroidir rapidement la paroi réfractaire avant même la réparation et déposer les nouveaux matériaux réfractaires d'une manière séparée. Dans ce cas, malgré la faible capacité du four, le danger de fuite de métal sur le lieu d'union du fond avec le corps du réacteur n'est pas à écarter.

4.2. Discussion relative à la garniture du convertisseur

L'effet de la corrosion par la scorie influence sur l'endurance de la garniture. Au début du soufflage, une scorie de faible basicité est agressive par sa forte teneur en oxyde de fer, silice et manganèse. A la fin de l'opération de soufflage, la température élevée du métal attaque et ramollit la maçonnerie de la garniture. D'une manière générale, l'attaque de la garniture par la scorie se produit dans la zone du tourillon du convertisseur. On peut limiter cette attaque en utilisant une garniture ayant une stabilité avec la scorie c'est – à – dire des briques siliceuses. Mais cette condition exige l'utilisation des fontes siliceuses et non phosphoreuses. Avec le procédé, le phosphore ne peut s'éliminer avec le garnissage acide [6]. En effet, P donne par oxydation des phosphates P_2O_5 . Ces phosphates sont détruits par le garnissage acide. P_2O_5 est remis en liberté et réduit très facilement par le C de la fonte suivant la réaction chimique [6] :



Et le phosphore se trouve réincorporé dans le métal.

En outre, nous recommandons d'utiliser des briques imprégnées de résines industrielles. Ces briques sont très stables contre la scorie. En effet, les carbones des résines protègent contre la pénétration de la scorie dans les briques.

4.3. Discussion relative à la tuyère

La tuyère a une grande importance dans les travaux d'aciérie. Elle a une influence sur la productivité de l'aciérie et aussi sur la durée de vie des réfractaires du four. Pour le calcul de la tuyère, il est indispensable de connaître le débit, la pression et la température de l'oxygène. Le principe repose sur le fait que le gaz ne refoule pas dans la tuyère.

L'augmentation de l'intensité de l'injection de gaz et le renforcement de l'agitation du bain fondu sont devenus les principales mesures utilisées pour favoriser l'efficacité de la sidérurgie en convertisseur [7].

La rectification ou amélioration des présents résultats de recherche sur l'élément de soufflage pour un convertisseur de capacité plus grande sera indispensable.

Pour répondre au besoin de production efficace de ce convertisseur, une amélioration de la technologie d'injection de l'acier de conversion est nécessaire. L'amélioration de l'intensité de l'apport en oxygène pourrait raccourcir le temps de raffinage et améliorer l'efficacité de la production.

4.4. Discussion relative au mode de soufflage

Dans la pratique du soufflage par le côté latéral, on observe deux zones dans lesquelles se réalisent les réactions d'oxydation [7].

La première zone est la zone de soufflage. Dans cette zone, le métal est en contact permanent avec l'oxygène. C'est là que le fer est oxydé et se transforme en oxyde de fer. Une grande partie de cet oxyde de fer entre dans la formation de la scorie. Tandis qu'une petite portion seulement est dissoute dans le métal. A cet instant le bain n'est pas agité. L'oxygène, résultant de cette dissolution de l'oxyde de fer dans le métal, se propage lentement dans le bain. Ce qui explique la lenteur de l'oxydation du silicium et du manganèse dans cette zone. Mais la pénétration de l'oxygène dans la fonte liquide permet de brasser le bain et former la deuxième zone c'est-à-dire la zone de circulation. C'est surtout dans cette zone que s'effectue l'oxydation du silicium et du manganèse. La température du métal augmente et accélère l'oxydation du Carbone [7].

Si l'on compare avec le mode de soufflage d'oxygène par le fond du convertisseur, la pratique du soufflage par le coté latéral du réacteur ne modifie pas le mécanisme chimique du processus d'oxydation des impuretés dans le métal. Avec les deux modes d'admission d'oxygène, le cycle de réactions d'oxydation et de scorification ainsi que la teneur de la composition chimique de la scorie ne sont pas modifiés [8].

Toutefois, si l'on compare avec les grands convertisseurs, la surface spécifique extérieure (sur 1 tonne de métal) a nettement augmenté dans les petits convertisseurs. Il en est de même de la perte de chaleur correspondante. Par conséquent, en plus de la chaleur supplémentaire dans le bain par l'oxydation du monoxyde de carbone, le processus exige une température de source physique au métal au moment du ravitaillement du réacteur [9]. Les avantages du soufflage par le coté latéral par rapport au soufflage par le fond sont:

- L'obtention d'un acier à faible teneur en azote. La diminution de l'absorption de l'azote par le métal, lors du soufflage par le coté latéral, est possible par la diminution de la surface spécifique (par une unité du métal) de contact de la phase gazeuse avec le métal donc une faible pression partielle de l'azote dans ce métal [9].
- L'obtention d'un acier à faible teneur en inclusions non métalliques qui s'explique par le fait que lors de l'injection superficielle de l'oxygène sur le liquide permet une circulation uniforme dans ce dernier et favorise la coalescence, la remontée et l'assimilation des particules non métalliques suspendus dans le métal par la scorie[9]. Comme résultat, une faible teneur en azote améliore les propriétés mécaniques de l'acier

V. CONCLUSION

S'agissant d'une évolution de concept, nous avons étudié un petit convertisseur alimenté avec des fontes du cubilot pour produire de l'acier à carbone. Toutefois la faible productivité de la fonderie et surtout la qualité de la fonte liquide du cubilot constituent des limites pour le convertisseur. Pour la première contrainte, nous avons limité la capacité du convertisseur à 1 tonne. Pour la deuxième contrainte, nous avons choisi les matériaux réfractaires siliceux et avons mené une recherche sur l'amélioration de la circulation d'un grand débit d'air dans le réacteur.

Pour aller au – delà, le présent travail est axé sur le mode de pénétration de l'air dans le métal qui remet en cause la conception la lance du convertisseur et mène à sa substitution par une tuyère installée dans le coté latéral du four. L'étude de la tuyère consiste à déterminer son diamètre de sortie. Celle – ci est faite à partir du diamètre critique de la tuyère. Les données nécessaires sont la pression totale ainsi que la température de l'air avant son entrée dans la tuyère. Le calcul de ces paramètres est complexe. A partir de la pression statique mesurée avant l'entrée de l'air dans la tuyère et du critère de sa vitesse de déplacement dans la tuyère, nous avons déterminé la pression critique de l'air ainsi que la section critique de la tuyère. Dans cette étude, le critère que nous avons pris est le rapport entre la pression du milieu environnant la tuyère P_2 et celle dans l'espace du conducteur d'air à partir de laquelle l'air s'écoule P_1 . Pour une tuyère cylindrique et pour des gaz constitués de gaz diatomique, ce rapport $\lambda_{critique} = \frac{P_2}{P_1}$ doit être supérieur ou égal à 0,528. [4]. Dans le cas où $\frac{P_2}{P_1} = 0,528$, la vitesse critique de l'écoulement de l'air est égale à la vitesse du son.

En général, la pression du milieu environnant la tuyère c'est – à – dire dans le convertisseur, est égale à 0,1 Méga Newton / m^2 (1 atm). [4]. Nous avons déterminé la surface de la section critique de la tuyère à l'aide de l'équation thermodynamique du non coupure des flux. Ensuite, nous avons déduit la surface de la section de sortie de la tuyère.

Nous avons recommandé de prendre la valeur de la pression à la sortie de la tuyère P_{sortie} un peu supérieure de 0,005 – 0,010 Méga Newton / m^2 (0,05 – 0,1 atm) de la pression du milieu environnant la lance pour éviter la possibilité de la coupure du flux d'air dans la tuyère.

L'augmentation de l'intensité de l'injection de l'oxygène ainsi que le renforcement de l'agitation du bain fondu sont devenus les principales mesures utilisées pour favoriser l'efficacité de la sidérurgie en convertisseur. A l'heure actuelle, la grande capacité du convertisseur est devenue inévitable. Pour répondre au besoin de production efficace des grands convertisseurs, les métallurgistes ne cessent d'améliorer la technologie d'alimentation en oxygène.

RÉFÉRENCES

- [1]. V. LETARD, « sur les enjeux de la filière sidérurgique dans la France du XXI^e siècle », Rapport d'information, 9 juillet 2019.
- [2]. J- M. MASSON, Fonderie et moulage de l'acier – Evolution des procédés d'élaboration, Techniques de l'Ingénieur,M3622V1, 10 juin 2005.
- [3]. G. DENIER, « Aciéries de conversion - contexte et aspects théoriques », Les Techniques de l'ingénieur, <https://doi.org/10.51257/a-v4-m7650>, 10 Avril 2018.
- [4]. V.A. KURDIN, Métallurgie de l'acier, Edition Métallurgie, Moscou, 1981, pp. 128, 637-640.
- [5]. C. BODSWORTH and H. B. BELL, Physical chemistry of iron and steel manufacture, 2nd edition Longmans London, 1972.
- [6]. W. ELMAY, les technologies d'élaboration de l'acier liquide. Métal Blog, 29 Janvier 2019.
- [7]. Y. H. Chen, G. B. Li, Z. G. Zhu, "Effect of side-blowing on the flow and mixing in converter: A review," Journal of Materials Research and Technology, vol. 10, pp. 1707-1721, 2021.
- [8]. S. S. Deng, W. Zhang, Y. B. Zhang, "A review of bottom-blowing converter steelmaking process," Journal of Materials Research and Technology, vol. 10, pp. 2566-2579, 2021.
- [9]. L. P. JIANG, F. YU, Study on high efficiency smelting process of 120 t converter. Hebei Metall. 2021. 07, 46-49, discussion 74.