

## ENTWICKLUNG UND STAND DES LD-VERFAHRENS

Received - Primljeno: 2002-02-20

Accepted - Prihvaćeno: 2002-04-27

Review Paper - Pregledni rad

Entwicklung des LD-Verfahrens und Anteil an der Welt Stahlproduktion - Verfahrenstechnische und metallurgische Merkmale des LD-Prozesses - Abbrand von Kohlenstoff und Verschlackung der Eisenbegleitelemente - Zustand von Schmelze und Schlacke zu Blasende - Schlackenverwertung und Umweltschutz - Leistungsdaten von LD-Stahlwerken.

**Schlagerworte:** *Basic oxygen steelmaking, metallurgy of LD-process, protection of environment, efficiency of LD steelmaking*

**Razvoj i stanje LD-postupka.** Razvoj LD-postupka i njegov udio u svjetskoj proizvodnji čelika - Procesne i metalurške značajke LD-procesa - Izgaranje ugljika i prijelaz željezo - pratećih elemenata u trosku - Stanje taline i troske na kraju upuhavanja - Iskorištavanje troske i zaštita okoliša - Podaci o učinkovitosti LD-čeličana.

**Ključne riječi:** *Osnovna proizvodnja čelika primjenom kisika (kisikov konvertor), metalurgija LD-procesa, zaštita okoliša, učinkovitost LD-proizvodnje čelika*

### ENTWICKLUNG DES VERFAHRENS

Im Zuge des Wiederaufbaus und der Neuordnung der durch den 2. Weltkrieg zerstörten Stahlindustrie haben österreichische Ingenieure das Frischen von Roheisen mit reinem Sauerstoff zur Betriebsreife entwickelt. Ziel war Roheisen aus heimischen Erzen konkurrenzfähig zu hochwertigem Stahl zu verarbeiten.

Nach nur 1 ½ Jahren Versuchszeit im halbtechnischen Maßstab wurde 1950 der mutige Entschluss gefasst, die Stahlerzeugung in Linz auf das grundlegend neue Sauerstoffaufblasverfahren zu stellen. Schon 2 Jahre danach, im November 1952, ging das erste LD-Stahlwerk der Welt bei der VOEST in Linz in Betrieb. Im Mai 1953 wurde basierend auf parallelen Entwicklungen der Österreichisch Alpine Montangesellschaft (ÖAMG) in Donawitz das zweite LD-Stahlwerk in Betrieb genommen. Das neue Verfahren wurde später nach diesen beiden Orten benannt. Der überzeugende Erfolg führte dazu, dass noch in den 50er-Jahren weitere Stahlwerke in Europa, Nordamerika und Japan gebaut, und von österreichischen Ingenieuren in Betrieb genommen wurden. Heute hat das LD-Verfahren einen Anteil von rund 60 % an der Weltstahlproduktion [1].

Wie Bild 1. zeigt, ist der steile Anstieg der Stahlproduktion in den 60er Jahren nur durch das LD-Verfahren möglich geworden. Es hat das Thomas- und Siemens-Martin-Verfahren aus qualitativen und aus Kostengründen, aber auch wegen der geringen Umweltbelastung verdrängt und die Entwicklung des Elektro-Lichtbogen-Ofens zu einem Hochleistungs-Schrottschmelzaggregat herausgefordert.

Aber nicht nur die Stahlerzeugung wurden dadurch revolutionär verändert, sondern auch die vor- und nachgelagerten Erzeugungsstufen.

Die Entwicklung der Großhochöfen sowie der leistungsfähigen Sinteranlagen, um das Roheisen für das LD-Verfahren in der erforderlichen Menge und Qualität liefern zu können und der Stranggießtechnik, um große Mengen Flüssigstahl im Takt zu verarbeiten, stehen im ursächlichen Zusammenhang mit dem LD-Verfahren.

Das bis dahin unerreichte hohe Qualitätsniveau des LD-Stahles wurde schon nach den ersten Versuchen erkannt.

In der österreichischen Patentschrift Nr. 174069 „Verfahren zur Herstellung von technisch reinem Eisen“, angemeldet am 31. Jänner 1950 [2], sind die wesentlichen Merkmale des LD-Prozesses erstmals wie folgt beschrieben:

„Gegenstand der Erfindung bildet ein Verfahren zur Herstellung von technisch reinem Eisen mit Summe der Verunreinigungen an Kohlenstoff, Silizium, Mangan, Phosphor, Schwefel, Stickstoff von 0.15 bis 0.25 %, durch

H. Hiebler, Institut für Eisenhüttenkunde, Montanuniversität Leoben, Österreich

Frischen von Roheisen im basisch ausgekleideten Konverter mit reinem auf das Bad aufgeblasenen Sauerstoff, wobei der Sauerstoffstrahl vorzugsweise ungefähr auf den mittleren Bereich der Metalloberfläche unter solchen Bedingungen zur Einwirkung gelangt, dass ein tiefes Eindringen des Sauerstoffstrahles in das Metallbad vermieden und eine äußerst heiße Schlacke erzielt wird<sup>4</sup>. Dann heißt es weiter: „Bei dem erfindungsgemäßen Verfahren wird an der Berührungsfläche zwischen Schlacke und Schmelze am Reaktionszentrum eine außergewöhnlich hohe, sonst nicht übliche Temperatur erzeugt. Dabei ist die Temperatur an der Wirkstelle des Sauerstoffs, vorzugsweise in der Mitte der Badfläche im Konverter am höchsten und nimmt in Richtung zur Konverterausmauerung ab“.

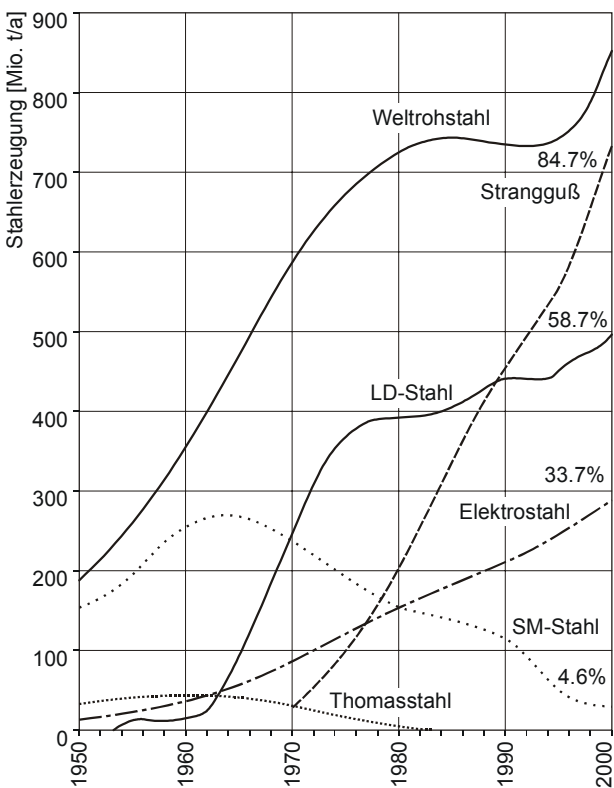


Bild 1. Entwicklung der Weltrohstahlproduktion und der Stahlerzeugungsverfahren von 1950 bis 2000 [1]  
 Slika 1. Razvoj svjetske proizvodnje sirovog čelika i postupaka za izradu čelika od 1950. do 2000 [1]

Es wird in der Patentschrift weiters auf die gesteigerte Wirkung der Schlacke hingewiesen, wodurch die zur Aufnahme der Eisenbegleiter notwendige Schlackenmenge gering gehalten werden kann. Als Beispiel werden Kalk- bzw. Schlackenmengen und eine typische Stahlanalyse angeführt, die auch heute noch gültig sind.

Der hohe Anspruch als Verfahren zur Herstellung reiner Stähle hat sich über 50 Jahre glänzend bestätigt. Wie Bild 2. zeigt [3], ist der LD-Stahl für qualitativ anspruchsvolle Produktgruppen, insbesondere für Flachprodukte und

Schienen sowie für Drähte und Stabstahl bei denen höchste Umformbarkeit und Reinheit gefordert werden, konkurrenzlos.

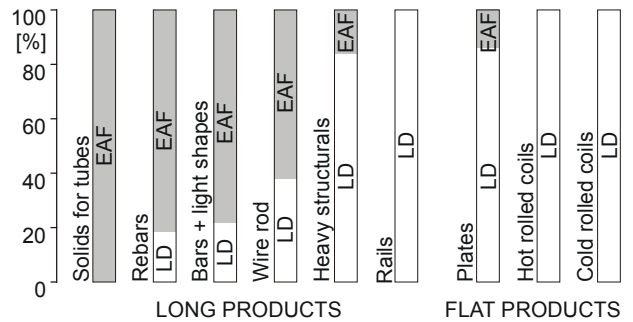


Bild 2. Anteile der Stahlerzeugungsverfahren an einzelnen Produktionsgruppen [3]  
 Slika 2. Udjeli pojedinih postupaka za izradu čelika u pojedinim proizvodnim grupama [3]

DER ABLAUF DES LD-PROZESSES

Nach dem Chargieren von Schrott, Roheisen und Kalk wird die Lanze in den Konverter eingefahren und Sauerstoff mit Überschallgeschwindigkeit durch eine Mehrlochdüse auf die Roheisenschmelze geblasen (Bild 3.).

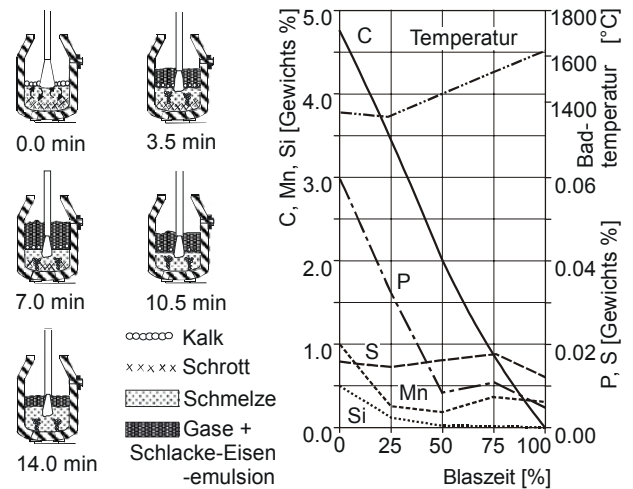


Bild 3. LD-Prozessablauf und Abbrand der Eisenbegleitelemente  
 Slika 3. Odvijanje LD-procesa i odgor (gubitak izgaranjem) željezo - pratećih elemenata

Der Sauerstoffstrahl trifft direkt auf das flüssige Roheisen, seine kinetische Energie bringt die Schmelze in Bewegung. Sie beginnt zu zirkulieren: radial auswärts an der Oberfläche, abwärts entlang der Wand und aufwärts hin zum Auftreffbereich des Sauerstoffs. Dort beginnt gleichzeitig auch die Oxidation des Eisens, des Kohlenstoffs und der übrigen Roheisenbegleiter. Dadurch entsteht im sog. Brennfleck eine Temperatur von über 2000 °C, die zur Verdampfung von Eisen und Eisenbegleitelementen führt.

Der Abbrand des Kohlenstoffs und der Eisenbegleiter kann durch Probenahmen aus der Schmelze verfolgt und

über Abgas- und Schlackenproben bilanziert werden [4]. Bild 3. rechts, zeigt als Beispiel das Abbrandschaubild einer 150 t-Schmelze, der neben Schrott noch LD-Staubbriketts als Kühlmittel zugesetzt wurden.

Die Entkohlungsgeschwindigkeit ist vom Anfang an groß, die CO-Entwicklung durch das sogenannte „Gasfrischen“ verstärkt die Badbewegung und den Stofftransport.

Die Oxidation von Fe, Si, Mn und P bildet eine dünnflüssige saure Schlacke, in der sich Kalk löst. Sobald eine ausreichend viskose Schlacke gebildet ist, die durch das CO aufschäumt, wird die Blaslanze auf ihre Endstellung abgesenkt. Die Rührwirkung in der Schmelze wird dadurch verstärkt. Der Sauerstoffstrahl zerreit die Schmelze im Auftreffbereich in viele winzige Tröpfchen, die in die Schlacke hochgeschleudert werden. Die intensive CO-Entwicklung in der Schmelze und die Oxidation des Kohlenstoffs in den hochgeschleuderten Tröpfchen hält die Schlacke schäumig. Es bildet sich die für das LD-Verfahren charakteristische „Emulsion“, bestehend aus Schlacke und Eisentröpfchen, durchsetzt von Gasblasen. Dieses Dreiphasensystem mit seiner großen Oberfläche und den hohen Massenübergängen ist aus-schlaggebend für den raschen Prozessablauf. Der Anteil der Reaktionen in der Emulsion an der Gesamtentkohlung ist in dieser Blasphase etwa 75 % und nimmt noch weiter zu [5].

Im zweiten Viertel der Blasezeit wird das Maximum der Entkohlungsgeschwindigkeit erreicht und ebenso das des emulgierten Schmelzenanteils. Dies ergibt auch die größte Höhe der Schaum-schlacke im Konverter. Diese Periode ist durch ein Ansteigen des Schlackengewichts bis auf das Doppelte des Ausgangsgewichts gekennzeichnet. Das bedeutet, dass der Transport von Eisen aus der Schmelze in die Schlacke größer ist als jener von der Schlacke in die Schmelze, d.h., Eisentröpfchen werden in der Emulsion festgehalten, oxidiert und zum Teil als FeO in die Schlacke eingebaut. Für den Grad der Entkohlung ist die Verweilzeit der Tröpfchen in der Schlacke entscheidend.

Im dritten Blasviertel nimmt die Entkohlungsgeschwindigkeit langsam ab, die Schlacke wird durch Dicalciumsilikatbildung heterogen, Mangan und Phosphor werden teilweise aus der Schlacke in die Schmelze reduziert. Im letzten Viertel wird die Entkohlungsgeschwindigkeit durch Verarmung der Schmelze an Kohlenstoff geringer. Durch das unverminderte Sauerstoffangebot verschlackt mehr Eisen und auch wieder Mangan, daher nimmt das Schlackengewicht weiter zu. In dieser Periode ist die Rührwirkung des Inertgases, das durch den Boden eingeblasen wird, besonders wichtig. Es erhöht den Stofftransport, senkt den CO-Partialdruck und fördert dadurch die weitere Entkohlung der Schmelze.

Die Entschwefelung ist im LD-Prozess besonders bei Einsatz von entschwefeltem Roheisen, relativ gering. Durch den sich auflösenden Schrott wird laufend Schwefel in die Schmelze nachgeliefert, sodass bis drei Viertel der Blasezeit

eine Schwefelzunahme beobachtet werden kann. Erst im letzten Viertel erfolgt eine merkbare Entschwefelung.

Sobald der Endkohlenstoff und die gewünschte Temperatur erreicht sind, wird der Sauerstoff abgeschaltet und die Lanze ausgefahren.

## ERREICHBARE KOHLENSTOFFGEHALTE

Die Kinetik des Sauerstoffaufblasprozesses bedingt, dass Ungleichgewichte bis zum Prozessende vorliegen, wobei - auf Kohlenstoff bezogen - Schmelze und Schlacke an Sauerstoff übersättigt sind. Es gilt daher, die Reaktion zu Blaseende möglichst nahe an das Gleichgewicht heranzuführen.

Die Gleichgewichtsbeziehungen zwischen Sauerstoff und Kohlenstoff in der Schmelze bzw. dem Eisenoxid in der Schlacke und dem CO-Partialdruck sind durch die Gleichungen  $[C]+[O]=CO \uparrow$  und  $[C]+(FeO)=CO \uparrow +Fe$  beschrieben. Der Einfluss der Temperatur ist dabei relativ gering und kann vernachlässigt werden.

Bild 4. zeigt die Gleichgewichtsverhältnisse für 1600 °C in Kontakt mit Schlacke einer Basizität  $CaO/SiO_2$  von 3.5. [6]

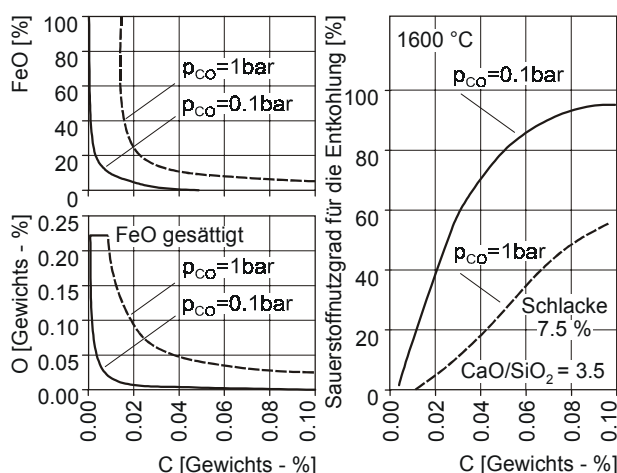


Bild 4. [C]-[O]-Gleichgewichte und Sauerstoffnutzgrad bei der Feinentkohlung [6]

Slika 4. Ravnotee C i O i stupanj iskoristivosti kisika pri finom odugljienju [6]

Bei einem CO-Partialdruck von 1 bar kann der Kohlenstoff theoretisch bis 0.013 % gefrischt werden; ab diesem Wert wird nur noch Eisen oxidiert. Bei einem Partialdruck von 0.1 bar könnte hingegen der Kohlenstoffgehalt unter 0.005 % gefrischt werden. Der Sauerstoff-nutzgrad für die Entkohlung ist aber dann schon sehr klein, wie Bild 4. rechts zeigt.

Im Hinblick auf den Sauerstoffnutzgrad und niedriger Eisenverluste empfiehlt es sich mit der geringstmöglichen Schlackenmenge und mit einer intensiven Inertgasspülung zu arbeiten und den Blasprozess bei etwa 0.04 % C zu

beenden. Durch Nachspülen geht die Entkohlung durch die überoxidierte Schlacke und den gelösten Sauerstoff in der Schmelze noch weiter. Da sich eine gleichgewichtsnaher Sauerstoffverteilung zwischen Schlacke und Schmelze verhältnismäßig schnell einstellt, wird auch ein höheres Eisenausbringen erzielt.

Das Feld der betrieblich erreichten Kohlenstoff- und Sauerstoffgehalte durch intensives Nachspülen ist in Bild 5. dargestellt [7-8]. Aus Kapazitäts- und Kostengründen wird die Feinentkohlung heute nicht mehr im Konverter sondern erst in der Pfanne, z. B. mit dem RH-Verfahren durchgeführt.

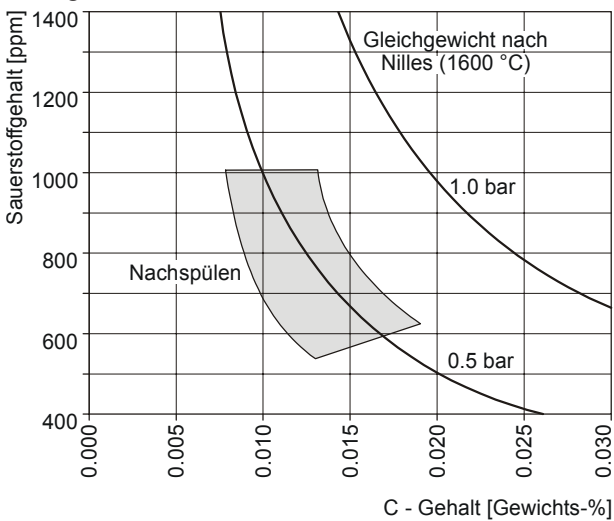


Bild 5. [C] und [O]-Gehalte nach einer Inertgasspülung im Konverter [7,8]  
 Slika 5. Udjeli C i O nakon ispiranja konvertora inertnim plinom [7,8]

**EINSTELLUNG DES STICKSTOFFGEHALTES**

In Verbindung mit dem Bodenspülen muss auch die Einstellung des Stickstoffgehaltes der Schmelze angesprochen werden. Unter der Voraussetzung niedriger Stickstoffgehalte in den Einsatzstoffen und im Blassauerstoff sowie einer Argonbodenspülung während des Blasprozesses können zu Blasende Stickstoffgehalte von 20 ppm erreicht werden. [9]

Durch Stickstoffspülen können aber auch gezielt höhere Stickstoffgehalte eingestellt werden. Wie Bild 6. zeigt, ist Stickstoffspülen bis 25 % der Blasezeit mit weiterer Argonspülung bis Blasende die Arbeitsweise für niedrige [N]-Gehalte. Wird hingegen bei 75 % der Blasezeit erst auf Argon umgeschaltet, können abhängig von der Spülgasrate Stickstoffgehalte von z. B. 30 bis 40 ppm eingestellt werden. Bei Stickstoffspülen während der gesamten Blasezeit ergeben sich Gehalte bis 50 ppm. Durch Nachspülen kann, ausgehend von diesen Gehalten, der Stickstoff im Mittel um 20 % noch erhöht werden, wie im rechten Teilbild dargestellt. Eine Verringerung des

Stickstoffgehaltes durch Argonnachspülen ist hingegen mit den üblichen Spülgasraten nicht mehr möglich [9].

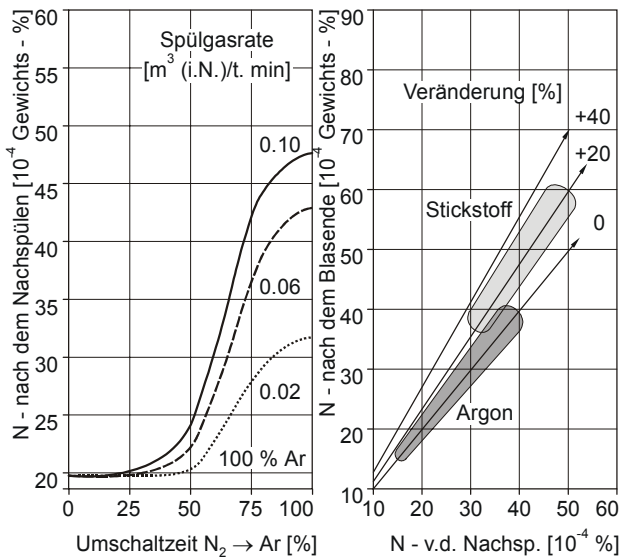
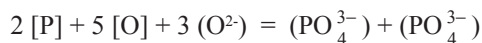


Bild 6. [N]-Gehalte in Abhängigkeit der Spülbedingungen im Konverter [9]  
 Slika 6. Udjeli N u ovisnosti o uvjetima ispiranja u konvertoru [9]

**ENTPHOSPHORUNG**

Neben der Entkohlung ist die Entphosphorung die zweite metallurgische Hauptaufgabe des LD-Prozesses. Wie in Bild 3. gezeigt, läuft die Entphosphorung hauptsächlich in der ersten Blashälfte ab und wird durch die schnelle Oxidation des Eisens zu Blasbeginn, durch die Turbulenz und die große Oberfläche in der Schaum-schlacke sehr begünstigt.

Die Verschlackung des Phosphors wird durch folgende Gleichung beschrieben:



Bei der Phasengrenzreaktion Metall-Schlacke bilden sich unter Beteiligung des gelösten Sauerstoffs in der Schmelze und der freien Sauerstoffanionen in der Schlacke die Anionenkomplexe (PO<sub>4</sub><sup>3-</sup>) bzw. (P<sub>2</sub>O<sub>7</sub><sup>4-</sup>). Diese bilden in der sauren Schlacke mit den (SiO<sub>4</sub><sup>4-</sup>)-Komplexen Ketten. Dies erklärt, warum der größte Teil des Phosphors schon in der ersten Blashälfte in der Schlacke festgehalten wird, obwohl die Basizität höchstens 1,5 erreicht. Mit zunehmender Basizität werden die Ketten durch die (Ca<sup>2+</sup>)-Kationen aufgebrochen. (PO<sub>4</sub><sup>3-</sup>) wird dadurch wieder aktiver und es kommt zur Rückreduktion des Phosphors in die Schmelze, die durch die parallel laufende Rückreduktion des Mangans noch unterstützt wird. Wenn örtlich genügend Kalk gelöst ist, bildet sich die stabile Dicalciumsilikatphase, die aus der Schlackenschmelze auskristallisiert. In diesem Misch-

kristall wird Phosphor eingebaut und stabil abgebunden. Demnach kommt dem Dicalciumsilikat besonders in der zweiten Blashälfte die überragende Bedeutung für die Phosphorabbindung zu. Nur wegen einer guten Entphosphorung ist es daher nicht notwendig, die Kalksättigung zu erreichen. Bei dem als Beispiel gezeigten Abbrandschaubild (Bild 3.) wurde ein Endphosphorgehalt von 0.007 % mit einer Gesamtschlackenbasizität von 2.7 und einer Schlackenmenge von 90 kg/t RSt erreicht.

Systematische Betriebs- und Laborversuche haben tiefere Erkenntnisse über die Verschlackung und Abbindung des Phosphors gebracht und eine optimierte Schlackenführung im LD-Prozess ermöglicht [4, 7, 10-12].

Aus Schlackenproben, die während des Blasens und zu Blasende aus dem Konverter entnommen wurden, lassen sich der Schlackenweg und die Rolle einzelner Schlackenkomponenten darstellen.

Bei der Untersuchung der Schlackenproben wurden neue Wege beschritten. Aus einer Vielzahl von Punktanalysen, die durch Abrastern der Schliifoberfläche mit der Mikrosonde gewonnen und über EDV ausgewertet werden, wird zuerst ein quantitatives Bild der Konzentrationsverteilung der einzelnen Oxide erstellt („Concentration Map“).

Durch Einordnung aller Oxidkonzentrationen in das bekannte Vierstoffsystem, (CaO)-(FeO)-(SiO<sub>2</sub>)-(P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) bei 1600 °C, über ein weiteres Rechnerprogramm, werden die einzelnen Schlackenphasen bestimmt und zu einem Gesamtbild, der sogenannten „Phase Map“, zusammengestellt. Aus der räumlichen Einordnung in das Quasi-Vierstoffsystem ergeben sich dann die Schlackenwege [10, 12-13].

In Bild 7. ist in Projektion auf die Grundfläche des Tetraeders, der mit (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) an der Spitze das Quasi-Vierstoffsystem bildet, der Schlackenweg jener Charge dargestellt, von der auch das Abbrandschaubild (Bild 3.) gezeigt wurde.

Zu 25 % der Blasezeit ist die Schlacke homogen und dünnflüssig. Die „Phase Map“ des Erstarrungsgefüges zeigt Olivine, die bis zu 3.5 % (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) enthalten, und Wüstit. Bei etwa 50 % der Blasezeit, die Schlacke hat zunehmend Kalk gelöst, erfolgt die Trennung in zwei grundsätzlich verschiedene Wege. Der Weg der phosphorreichen Schlackenphase führt mit höher werdenden (P)-Konzentrationen zum Dicalciumsilikat. Dieses kristallisiert aus der flüssigen Schlacke aus und hält Phosphor im Mischkristall gelöst. (FeO) und (MnO) bleiben in der Schlackenschmelze zurück, die sich in der Zusammensetzung hin zur (FeO+MnO)-Ecke bewegt. Zu 75 % der Blasenzeit ist die Schlacke durch Dicalciumsilikatausscheidungen sehr heterogen. Die flüssige eisenreiche Phase löst noch vorhandenen Kalk, wodurch sich die Konzentration hin zur Kalksättigung bewegt. Zu Blasende besteht die Schlacke aus Dicalciumsilikat in fast stöchiometrischer Zusammensetzung und aus einer flüssigen kalk- und eisenreichen Schmelze, aus der sich beim Erstarren Wüstit und Dicalciumferrit ausscheiden.

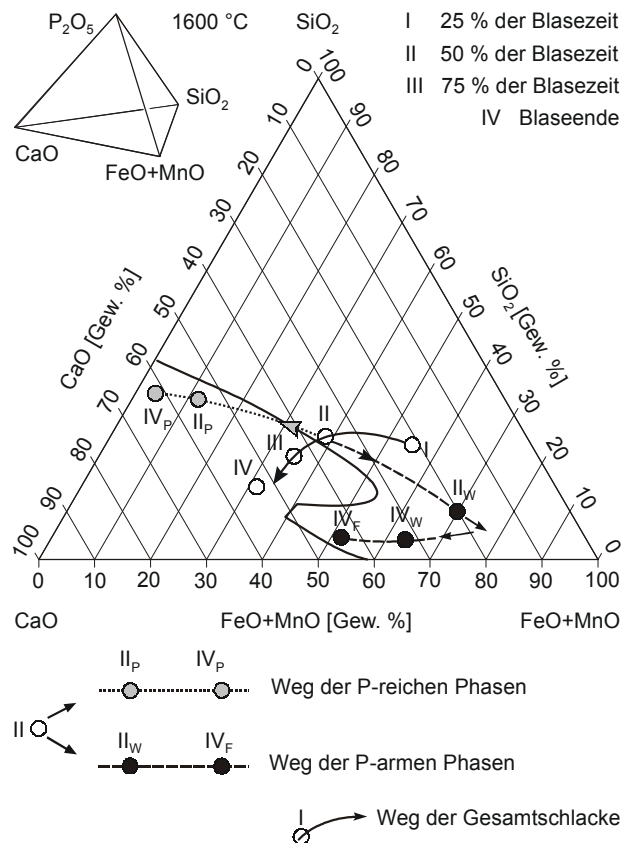
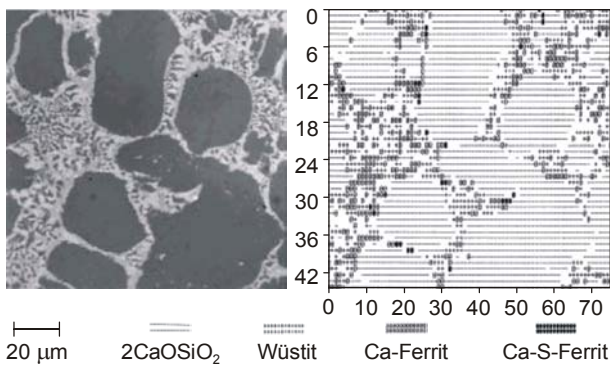


Bild 7. Weg der Schlacke während des Blasprozesses im Quasi-Vierstoffsystem (CaO)-(FeO+MnO)-(SiO<sub>2</sub>)-(P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)  
 Slika 7. Put troske u procesu upuhavanja u kvazi 4-komponentnom sistemu (CaO)-(FeO+MnO)-(SiO<sub>2</sub>)-(P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)

Bild 8. zeigt links das Schliifbild und rechts die „Phase Map“ dieser Blasendschlacke und dazu die mittlere Zusammensetzung der ausgewiesenen Phasen. Phosphor ist hauptsächlich im Dicalciumsilikat gebunden. Im letzten Blasviertel wird Phosphor auch noch in der Dicalciumferritphase aufgenommen. Diese vermag auch den Schwefel zu binden. In der „Phase Map“ sind örtlich begrenzt starke Schwefelanreicherungen festzustellen, deshalb wurde der schwefelreiche Kalkferrit auch als eigene Phase ausgewiesen. In Laborversuchen wurde daraufhin mit höheren Schwefelgehalten gearbeitet und die schwefelreiche Phase auf Grund der Mikrosondenanalyse, stöchiometrischer Berechnungen und ionentheoretischer Überlegungen als (2CaO·Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>·FeS) bestimmt [14].

Auf Grund dieser Erkenntnisse geht die Schlackenführung heute von niedrigeren Kalksätzen aus, und die Kalksättigung wird nicht mehr als Ziel vorgegeben. Wichtig ist eine möglichst schnelle Kalkauflösung, die rechtzeitige Bildung des Dicalciumsilikats, die die stabile Einbindung des Phosphors gewährleistet und möglichst niedrige freie Kalkgehalte zu Blasende. Dies ist wichtig für die Schlackenverwertung.



Phase	Komp.	FeO	MnO	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
Dicalciumsilicat		2.2	0.5	31.6	63.3	0.2	0.2	3.0	0.05
Wüstit		44.2	17.1	4.3	26.9	0.3	5.8	0.4	0.11
Dicalciumferrit		25.7	10.0	5.5	47.6	2.0	3.1	1.0	0.22
Dicalcium-Schwefel-Ferrit		26.4	4.9	7.1	49.7	2.5	1.1	0.8	4.60

Bild 8. Schliffbild, Phase Map und mittlere Zusammensetzung der Phasen einer Blasenschlacke  
 Slika 8. Slika isbruska, fazno mapiranje i prosječni fazni sastav troske na kraju upuhavanja

In den europäischen LD-Stahlwerken wird ein maximaler Schrotteinsatz angestrebt. Deshalb ist auch Silizium im Roheisen als Wärmeträger erwünscht. Dadurch ergeben sich heute Kalksätze um 40 kg und Schlackenmengen um 90 kg/t RSt.

In Japan wird meist eine umfassende Roheisenvorbehandlung durchgeführt und es können dadurch nur mehr geringe Schrottmengen gesetzt werden, die die Wärmebilanz mit entsiliziertem und entphosphortem Roheisen zulässt. Im Konverter wird nur noch die Entkohlung durchgeführt, wodurch minimale Kalk- und Schlackenmengen möglich werden. Dieser Weg garantiert vom Einsatz her auch die geringsten Mengen an unerwünschten Spurenelementen.

Welcher Weg unter den gegebenen Umständen sinnvoll ist, entscheidet die Wirtschaftlichkeit. Die europäischen Stahlwerke haben jedenfalls gezeigt, dass auch bei maximalem Schrottreycling ohne Roheisentphosphorung es möglich ist, Phosphorgehalte unter 0.010 % einzustellen.

**UMWELTSCHUTZ**

Parallel zur industriellen Anwendung des LD-Verfahrens wurde schon in den 50er-Jahren auch die Anlagentechnik zur Nutzung und Entstaubung der Abgase entwickelt [15]. Das LD-Stahlwerk Linz war mit einer Dampfgewinnung im Abgaskamin und einer Nass-Staubabscheidung ausgerüstet. In Donawitz wurde wegen Wassermangels die elektro-statische Trockenreinigung gemeinsam mit Lurgie

entwickelt. Bis dahin gab es keine Abgasentstaubungen in Stahlwerken. Beim Thomasprozess konnte diese Aufgabe bis zu seinem Auslaufen nicht befriedigend gelöst werden, was zu seinem Niedergang entscheidend beigetragen hat.

Heute werden das Konvertergas und der Staub optimal verwertet, womit auch die größtmögliche Umweltschonung verbunden ist. Die dazu notwendigen Anlagen sind schematisch in Bild 9. und 10. dargestellt.

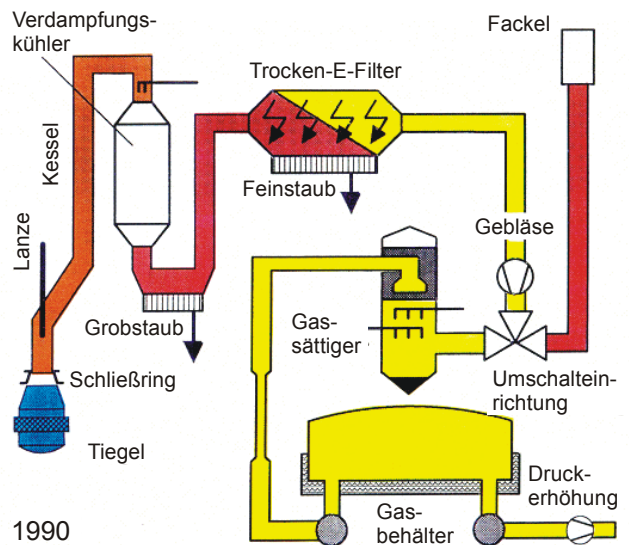


Bild 9. Gasreinigungs- und Gasnutzungsanlage des LD-Stahlwerkes Linz  
 Slika 9. Postrojenje za pročišćavanje i korištenje plina LD-čeličane u Linzu

Ein Schließring verbindet den Konverter mit dem Abgaskamin, der als Dampfkessel ausgebildet ist. Das CO-hältige, heruntergekühlte Gas geht durch einen Grobstaubabscheider und einen Trockenelektrofilter. Das entstaubte Konvertergas wird dann durch ein Saugzuggebläse über einen Gassättiger geleitet und in einem Behälter gesammelt. Als wertvolles Heizgas wird es in Industrieöfen oder im Kraftwerk verwendet [16].

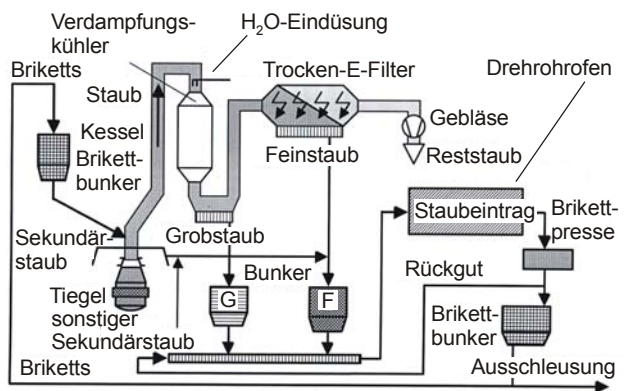


Bild 10. Staubaufbereitung und Rückführung im LD-Stahlwerk Linz  
 Slika 10. Obrada i povrat prašine u LD-čeličani u Linzu

Nur am Anfang und zu Ende des Blasprozesses, wenn noch zu wenig CO im Abgas vorhanden ist, wird auf den Kamin umgeschaltet und das Gas abgefackelt.

Der abgeschiedene Staub, der neben Fe und Mn auch Zn und Pb enthält, wird - wie Bild 10. zeigt - mit ähnlichen Stäuben aus Sekundärentstaubungs-systemen in einen Drehrohfen erhitzt, anschließend brikettiert, zwischengelagert und über einen Hochbunker in den Konverter eingesetzt.

Durch den Briketteinsatz erreicht man eine schnellere Kalkauflösung und ein Recycling der metallischen Komponenten. Durch mehrere Zyklen werden Zn und Pb im Staub soweit angereichert, das dieser dann ausgeschleust und an ein Metallhüttenwerk zu Zn- und Pb-Gewinnung abgegeben werden kann [15].

Die Entwicklung der Gasreinigung und der Abgasnutzung im Stahlwerk Linz ist in Bild 11. dargestellt.

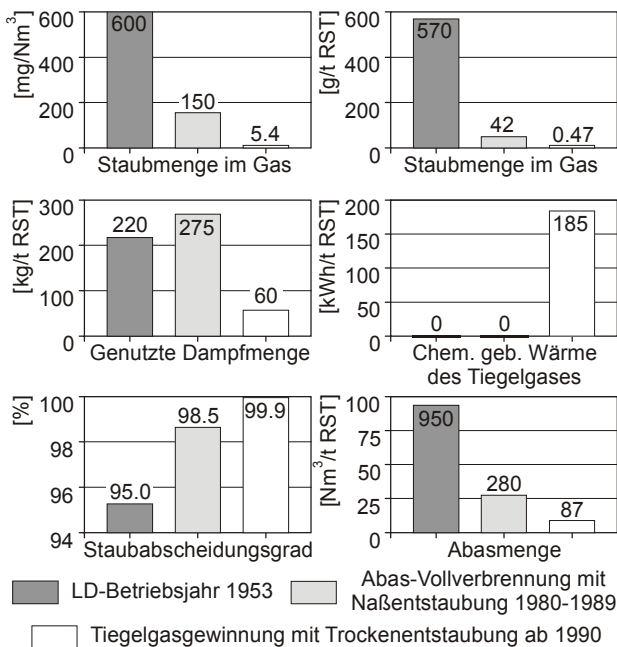


Bild 11. Entwicklung der Abgasreinigung und Nutzung im LD-Stahlwerk Linz

Slika 11. Razvoj pročišćavanja i korištenja dima u LD-čeličani u Linzu

Heute werden Staubabscheidungsgrade von 99.9 % mit Reststaubgehalten unter 10 mg/Nm<sup>3</sup> erreicht sowie eine optimale Nutzung der physikalischen und chemisch gebundenen Wärme des Konvertergases, bei geringsten Abgasmenen über die Fackel [15].

Auch die Sekundärstauberfassung an den verschiedenen Emissionsstellen des Stahlwerkes und die Abscheidungssysteme erfüllen diesen hohen Standard der Entstaubung, so dass mit Recht von einer sauberen Stahlerzeugung gesprochen werden kann.

Auch die Konverterschlacke wird heute vollständig verwertet. Bild 12. zeigt die Schlackenbilanz des LD-Stahlwerkes Linz [15]. Ein Recycling über die Sinteran-

lage, oder in größeren Mengen im LD-Prozess selbst, ist nicht möglich, da sich dadurch der Phosphorgehalt im Stahl aufschaukeln würde.

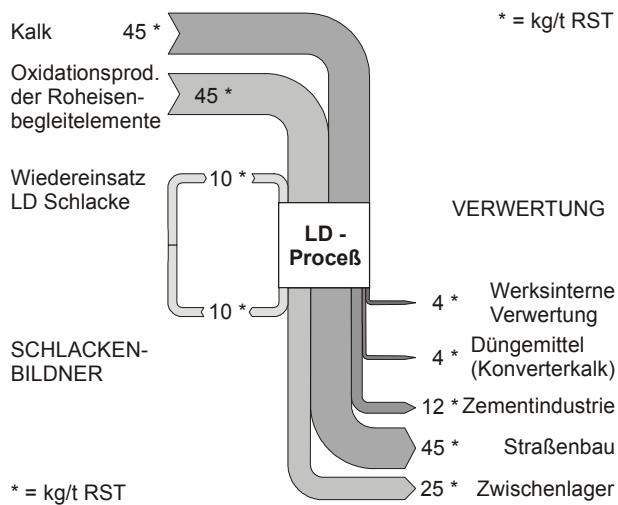


Bild 12. Schlackenbilanz und Schlackenverwertung des LD-Stahlwerkes Linz

Slika 12. Bilanca i oplemenjivanje troske u LD-čeličani u Linzu

### LEISTUNGSFÄHIGKEIT VON LD-STÄHLWERKEN

Mit einer Chargenfolgezeit von etwa 30 min ist LD das schnellste Stahlerzeugungsverfahren. Die Konvertergrößen reichen dabei von etwa 60 t bis zu den höchsten Chargengewichten von 400 t. Das ergibt im 2 Konverterbetrieb theoretisch Jahresleistungen bis etwa 6 Mill. t.

Thyssen Krupp Stahl AG hat eindrucksvoll gezeigt, dass diese großen Chargengewichte auch zu einer Gießwalzanlage zur Herstellung von dünnem Warmband bestens passen, so dass bis zum fertigen Walzprodukt kürzeste Durchlaufzeiten erreicht werden können [17].

Ein anderes Beispiel mit kleinen Convertern soll für die Erzeugung von Langprodukten stehen. Das im Mai 2000 fertiggestellte Kompakt-Stahlwerk Donawitz besitzt 2 Konverter mit nur 67 t Chargiergewicht. Die Leistungsfähigkeit liegt trotzdem bei 1.3 Mill. t/Jahr. Dieser Flüssigstahl wird auf einer Vorblock-Stranggießanlage zu Rund- oder Rechteckblöcken vergossen und zum Teil in Linie aus der Gießhitze zu kleineren Formaten umgeformt [18]. Bild 13 zeigt die Anlagenkonfiguration und den Stofffluss.

Die Durchschnittsleistung im ersten Quartal des Jahres 2002 betrug 66 Schmelzen/Tag, die erzielte Höchstleistung im 2 Tiegelbetrieb 78 Schmelzen/Tag [19].

Als weitere Beispiele für die Leistungsfähigkeit von LD-Stahlwerken mit sehr anspruchsvoller Erzeugungsstruktur können Linz und HKM-Duisburg genannt werden. Im LD-Stahlwerk Linz wurde mit 3 Convertern von 159 t Chargengewicht im Jahr 2001 rund 4,1 Mill. t guter Brammen hergestellt. Das bedeutet im Durchschnitt

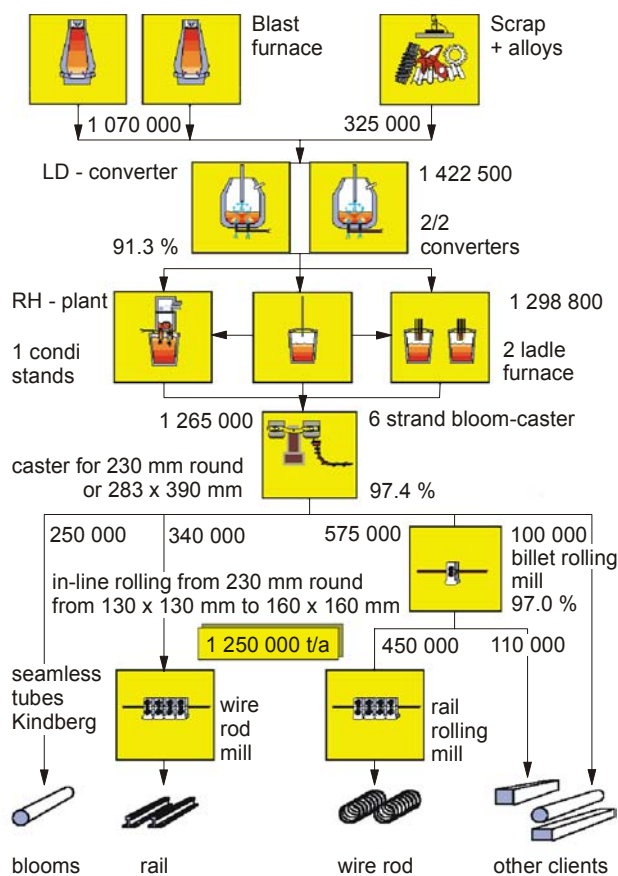


Bild 13. Anlagenkonfiguration und Stofffluss des LD-Stahlwerkes Donawitz  
 Slika 13. Raspored uređaja i tok materijala u LD-čeličani u Donawitzu

über das Jahr fast 73 Chargen/ Tag, der absolute Tagesrekord betrug 93 Chargen [20].

Im Hüttenwerk Krupp Mannesmann GmbH (HKM), ein Vormateriallieferant für Brammen und Röhrenrundstahl, werden aus 2 Konvertern von 275 t Fassungsvermögen rund 6 Mill. t Stahl/Jahr produziert, d.h. bis zu 70 Schmelzen/Tag [21]. Diese Spitzenleistung ist nur möglich, weil das Stahlwerk mit einer Konverterwechseinrichtung ausgestattet ist. Die Zustellung der Konverter erfordert dadurch nur kurze Produktionsunterbrechungen. Mehrere ineinander greifende Dispositionssysteme werden bei der variantenreichen Erzeugungsstruktur und den schwierigen räumlichen Bedingungen des Stahlwerkes angewendet, um flexibel planen und die drei Brammen- und zwei Rundstranggießanlagen zeitpunktgenau beliefern zu können [21].

Ähnliche, jeweils spezifisch ausgerichtete, rechnergestützte Dispositionssysteme verwenden selbstverständlich auch die anderen, als Beispiele genannten Hochleistungs-LD-Stahlwerke. Eine gute aufeinander abgestimmte Anlagentechnik und Instandhaltung, eine optimierte Konvertergeometrie und feuerfeste Zustellung, ein hoher Automatisierungsgrad in der Primär- und Sekundärmetallurgie

sowie bei den Stranggießanlagen sind weitere Garantien für eine hohe Produktivität und Qualität. Genau so wichtig ist dafür auch ein gut ausgebildetes und motiviertes Personal. Unter diesen Voraussetzungen kann dem LD-Verfahren eine gute Zukunft vorausgesagt werden.

Solange Roheisen der primäre Einsatzstoff für die Stahlerzeugung ist wird das LD-Verfahren seinen Platz behaupten und weiter ausbauen.

ZUSAMMENFASSUNG

Der Fortschritt in 50 Jahren LD-Entwicklung zeigt sich vor allem in einer optimierten Prozessführung, in Höchstleistungen pro Produktionseinheit bei bester Treffsicherheit und Reproduzierbarkeit des erzeugten Stahles und in der idealen Ergänzung von Primär- und Sekundärmetallurgie. Dazu haben sowohl die hochentwickelte Anlagen-, Mess- und Prozessleittechnik, wie auch die besseren Kenntnisse der metallurgischen Grundlagen und der Vorgänge im Konverter, die in dieser Arbeit beschrieben werden, entscheidend beigetragen. Man ist aber auch heute noch nicht in der Lage, diesen dynamischen Hochtemperaturprozess mit einem mathematischen Modell exakt zu beschreiben.

LITERATURVERZEICHNIS

1. Statistisches Jahrbuch der Stahlindustrie 2001/02, Verlag Stahlisen GmbH Düsseldorf (2001)
2. Österreichische Patentschrift Nr. 174069, angemeldet: 31.1.1950. Beginn der Patentdauer: 15.8.1952
3. P. Nilles: Report of Proceedings, IISI 24 Annual Meetings and Conference, Sydney 7.-10. Oct. 1990, 114-122
4. K. Antlinger, H. Preßlinger, G. Pofertl, H. Hiebler: BHM 133 (1988), 401-408
5. A. Chatterjee: TISCO 23 Nr. 1 (1976), 21-28
6. T. Ikeda, M. Taga, T. Matsuo, S. Masuda: Trans. ISIJ 21 (1981), 433-445
7. W. Krieger, H. Bumberger, K. Antlinger, H. Preßlinger: Neue Hütte 35 (1990), 1-10
8. W. Krieger, J. Nakesch, G. Pofertl, R. Apfoltner: BHM 133 (1988), 3-8
9. W. Krieger, K. Primas, O. Köller, L. Pochmarski: BHM 130 (1985), 304-310
10. H. Preßlinger, M. Mayr, K. Antlinger, H. Hiebler: Radex-Rdsch. (1989) H.1, 12-25
11. K. Antlinger, H. Preßlinger, W. Krieger, G. Pofertl: Steel Technol. Intern. (1990/91), 77-81
12. H. Preßlinger, K. Antlinger, G. Pofertl, M. Mayr, E. Maxl: Radex-Rdsch. (1992) H.1, 14-30
13. M. Mayr, H. Preßlinger, K. Antlinger, J. Angeli: In: Sonderbände der Praktischen Metallographie, Bd. 22, Fortschritte in der Metallographie (1991), 323-334
14. Th. Bürgler, Th.: Diplomarbeit S-576, Institut für Eisenhüttenkunde, Montanuniversität Leoben (1991)
15. H. Kreulitsch, W. Krieger: BHM 137 (1992), 271-278
16. H. Edthofer, G. Schmidt: BHM 136 (1991), 336-342
17. C. Hendricks, W. Rasim, H. Janssen, H. Schnitzer, E. Sowka, P. Thesé: Stahl und Eisen 120 (2000), Nr. 2, 61-68
18. H. Arnold, K.-P. Bernatzki, F. Ehrenberg, D. Fengler, W. Limbeck: Stahl und Eisen 122 (2002), Nr. 3, 37-43
19. G. Wolf: voestalpine Stahl Donawitz GmbH, persönl. Mitteilung
20. K. Jandl: voestalpine Stahl Linz GmbH, persönl. Mitteilung
21. H. Arnold, K.-P. Bernatzki, F. Ehrenberg, D. Fengler, W. Limbeck: Stahl und Eisen 121 (2001), Nr. 4, 55-60