

Technologievergleich von Elektrostahlerzeugungsverfahren

Eisen- und Stahlmetallurgie - Masterarbeit

eingereicht von

Michael Aichinger, BSc

betreut von

**Univ.-Prof. Dipl.-Ing.Dr.techn. Johannes Schenk
Dipl.-Ing. Lukas Schmidt**

Leoben, im März 2015

Ausschreibung einer Masterarbeit

Titel:

Technologievergleich von Elektrostahlerzeugungsverfahren

Industriepartner:

Voestalpine Stahl GmbH, Siemens VAI Metals Technologie GmbH

Kurzbeschreibung der Problemstellung:

Weltweit werden 40 % des Rohstahls im Elektrolichtbogenofen hergestellt. Es ist zu erwarten, dass der Anteil in den nächsten Jahrzehnten weiter steigen wird und da vorwiegend in den industrialisierten Märkten. Die Entwicklungen bei der Elektrostahlerzeugung sind getrieben von der Energie- und Rohstoffeffizienz sowie hoher Produktivität. In der Masterarbeit soll ein Technologievergleich der derzeit betriebenen Elektrostahlerzeugungsverfahren ausgearbeitet werden. Zusätzlich sollen auch Verfahren, die in den letzten Jahrzehnten entwickelt aber nicht industriell umgesetzt wurden, im Technologievergleich mit einbezogen werden. Für den Vergleich ist ein Massen- und Energiebilanzmodell zu entwickeln mit dem die Verbrauchsdaten der einzelnen Verfahren nach berechnet werden sollen. Mit dem Ergebnis dieser Berechnung sollen die Literaturdaten verifiziert werden.

Projekthalt:

- Literaturrecherche über den Entwicklungsstand der Elektrolichtbogentechnologie
- Entwicklung eines Massen- und Energiebilanzmodells mit dem unterschiedlichen Verfahren nachgerechnet werden können
- Spezifikation der Einsatzmix-Varianten und Festlegung der zu vergleichenden Technologie für die Modellrechnung (zusammen mit Industriepartner)
- Modellrechnungen mit dem Bilanzmodell und Darstellung der Ergebnisse
- Vergleich der Modellrechnung mit Daten aus der Literatur

Ort: Leoben

Beginn: sofort

Dauer in Monaten: 6

Ansprechpartner Industrie: Dr. Reisinger, Dr. Krassnig

Betreuung LfM (wird vom Lehrstuhl definiert):

Kurzfassung

Etwa 40 % der weltweiten Rohstahlerzeugung erfolgt im Elektrolichtbogenofen. Dieser Anteil wird in den nächsten Jahren weiter steigen, wodurch die Weiterentwicklung der Elektrostahlerzeugungsverfahren an Bedeutung zunimmt. Aufgrund der stetig steigenden Forderungen nach einer nachhaltigen und ressourcenschonenden Stahlherstellung sind die Entwicklungen bei der Elektrostahlerzeugung getrieben von Energie- und Rohstoffeffizienz sowie hoher Produktivität. Dies führte zu einer Vielzahl an unterschiedlichsten Anlagenkonzepten, welche den gestellten Forderungen Rechnung tragen sollen.

Die vorliegende Arbeit beschäftigt sich mit den derzeit betriebenen Elektrostahlerzeugungsverfahren und Verfahrensentwicklungen. Sie zeigt den Stand der Technik sowie eine detaillierte Beschreibung und Bewertung der unterschiedlichen Anlagenkonzepte. Des Weiteren ist ein Technologievergleich der verschiedensten Ofentypen, in Bezug auf die Anlagentechnik sowie spezifischen Verbrauchs- und Produktionswerten, dargestellt. Dieser Vergleich erfolgt anhand selbsterstellter Massen- und Energiebilanzen, welche zur Validierung und Verifizierung von Literaturdaten dienen.

Abstract

About 40% of world crude steel production takes place in an electric arc furnace. This share will continue to rise in the coming years. Due to this the development of electric steelmaking process becomes more important. Because of the increasing demand for sustainable and resource-saving steel production the developments in electric steel production are driven by energy and raw material efficiency and high productivity. This led to a number of different plant concepts, which are able to cope with this required demands.

This thesis deals with the currently operating electric steelmaking processes and process developments as well as the state of the art of the electric arc furnace and a detailed description and rating of the different system concepts. In addition, a comparison of the various types of furnace technologies is represented, in relation to the plant technology and specific consumption- and production values. This comparison is based on a developed program for mass- and energy balances which is used for validation and verification of literature data.

Eidesstattliche Erklärung

Ich erkläre an Eides statt, dass ich die vorliegende Bachelorarbeit selbstständig und ohne fremde Hilfe verfasst, andere als die angegebenen Quellen und Hilfsmittel nicht benutzt und die den verwendeten Quellen wörtlich und inhaltlich entnommenen Stellen als solche erkenntlich gemacht habe.

.....
Michael Aichinger, BSc

Danksagung

An dieser Stelle möchte ich all jenen danken, die durch Ihre fachliche und persönliche Unterstützung zum Gelingen dieser Masterarbeit beigetragen haben.

Mein besonderer Dank gilt Herrn Univ.-Prof.Dipl.-Ing.Dr.techn. Johannes Schenk und Herrn Dipl.-Ing. Lukas Schmidt für die hervorragende Betreuung und freundliche Hilfsbereitschaft bei fachlichen und organisatorischen Fragen.

Ein weiterer Dank gilt Herrn Dr. Peter Reisinger sowie den Herren Dr. Jens Apfel und Dr. Hans-Jörg Krassnig für die Bereitstellung dieses Interessanten Themas und Ermöglichung dieser Masterarbeit sowie für die ebenfalls hervorragende fachliche Betreuung.

Desweiteren möchte ich mich bei allen erwähnten Herren für die ausgezeichnete Zusammenarbeit bedanken.

Mein Dank gilt auch meiner Familie, insbesondere meinen Eltern, für die Ermöglichung meines Studiums und für die Unterstützung all meiner Entscheidungen.

Inhaltsverzeichnis

| | |
|--|------------|
| Kurzfassung | I |
| Abstract..... | II |
| Eidesstattliche Erklärung | III |
| Danksagung..... | IV |
| Inhaltsverzeichnis | V |
| Allgemeine Formelzeichen | IX |
| Akronyme..... | X |
| Abbildungsverzeichnis | XII |
| Tabellenverzeichnis | XIV |
| 1 Einleitung | 1 |
| 2 Problemstellung und Zielsetzung | 2 |
| 3 Grundlagen der Elektrostahlerzeugung..... | 3 |
| 3.1 Historische Entwicklung | 3 |
| 3.2 Wirtschaftliche Bedeutung | 5 |
| 3.3 Überblick Elektrostahlverfahren | 6 |
| 3.4 Energie und Einsatzstoffe | 7 |
| 3.4.1 Elektrische Energie..... | 7 |
| 3.4.2 Brennstoffe und technische Gase | 7 |
| 3.4.3 Einsatzstoff Stahlschrott | 8 |
| 3.4.4 Einsatzstoff Eisenschwamm..... | 9 |

| | | |
|----------|---|-----------|
| 3.4.5 | Einsatzstoff Roheisen | 10 |
| 3.5 | Prozesstechnologie | 11 |
| 3.5.1 | Prozessablauf | 11 |
| 3.5.2 | Massen - und Energiebilanz | 13 |
| 3.5.2.1 | Massenbilanz | 13 |
| 3.5.2.2 | Energiebilanz | 14 |
| 4 | Stand der Technik..... | 18 |
| 4.1 | Elektrotechnische Ausführung | 18 |
| 4.2 | Anlagentechnik | 19 |
| 4.2.1 | Elektrolichtbogenöfen ohne Schrottvorwärmung..... | 21 |
| 4.2.1.1 | Konventioneller Lichtbogenofen (AC oder DC) | 21 |
| 4.2.1.2 | SIMETAL ULTIMATE™ | 21 |
| 4.2.1.3 | Teleskop-Ofen | 22 |
| 4.2.1.4 | Doppelgefäß-Lichtbogenofen | 24 |
| 4.2.1.5 | ConArc™-Verfahren | 25 |
| 4.2.2 | Elektrolichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung..... | 27 |
| 4.2.2.1 | Fuchs Fingerschachtofen | 28 |
| 4.2.2.2 | SIMETAL EAF QUANTUM™ | 30 |
| 4.2.2.3 | ECOARC™-Ofen | 33 |
| 4.2.2.4 | COSS™ - Ofen | 34 |
| 4.2.2.5 | EPC™ - Schrottvorwärmssystem | 36 |
| 4.2.2.6 | Consteel™-Verfahren | 38 |
| 4.2.2.7 | DanArc Plus™-Verfahren | 40 |
| 4.2.3 | Elektrolichtbogenöfen mit kontinuierlicher Zufuhr der Einsatzstoffe | 42 |
| 4.2.3.1 | ARCCCESS™ steady EAF (S/EAF™) | 42 |
| 4.2.3.2 | SIMETAL EAF FAST-DRI™ | 44 |
| 4.2.3.3 | Verfahren zum Heißtransport von Eisenschwamm | 46 |
| 4.2.4 | Sonderverfahren | 50 |
| 4.2.4.1 | ContiArc™-Verfahren..... | 50 |
| 4.2.4.2 | Primary Energy Melter (PEM) / LS-DOF | 51 |
| 4.2.4.3 | Comelt - Konzept | 53 |
| 4.2.4.4 | Contimet - Konzept | 54 |
| 4.2.4.5 | Verticon - Konzept | 56 |
| 4.2.4.6 | Weitere Ofenkonzepte | 57 |
| 4.3 | Kritische Betrachtung und qualitativer Vergleich der Ofenkonzepte | 58 |

| | | |
|--------------------|--|-----------|
| 4.3.1 | Kritische Betrachtung der Verfahren | 58 |
| 4.3.1.1 | Konventionelle Lichtbogenöfen und Öfen mit 1-Korb-Chargierung..... | 58 |
| 4.3.1.2 | Doppelgefäß-Lichtbogenöfen | 59 |
| 4.3.1.3 | Lichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung | 60 |
| 4.3.1.4 | Lichtbogenöfen mit kontinuierlicher Rohstoffzuführung | 62 |
| 4.3.2 | Qualitativer Vergleich - Bewertungsmatrix | 64 |
| 5 | Massen- und Energiebilanzen ausgewählter Verfahren | 69 |
| 5.1 | Verfahrensauswahl | 69 |
| 5.2 | Definition der Einsatzstoffe und des Rohstahls | 70 |
| 5.2.1 | Metallische Einsatzstoffe | 71 |
| 5.2.2 | Schlackenbildner und Feuerfestmaterial | 71 |
| 5.2.3 | Kohle und Prozessgase..... | 72 |
| 5.3 | Ergebnisse..... | 72 |
| 5.3.1 | Ergebnisse aus Bilanzmodellen | 72 |
| 5.3.2 | Diskussion der Ergebnisse | 78 |
| 5.3.3 | Ergebnisse aus den Berechnungen des Firmenpartners | 81 |
| 5.3.4 | Diskussion der Ergebnisse | 83 |
| 5.4 | Gegenüberstellung der Berechnungsergebnisse mit den Literaturdaten | 84 |
| 6 | Zusammenfassung und Ausblick..... | 87 |
| 7 | Literatur | 90 |
| Anhang..... | A-1 | |
| A.1 | Erstellte Massen- und Energiebilanzen | A-1 |
| A.1.1 | Input..... | A-1 |
| A.1.2 | Sonstige Vorgaben und Annahmen..... | A-2 |
| A.1.3 | Massenbilanz | A-3 |
| A.1.3.1 | Berechnung Umrechnungsfaktor | A-3 |
| A.1.3.2 | Berechnung der benötigten Kalkmenge | A-4 |
| A.1.3.3 | Berechnung der benötigten Dolokalkmenge | A-5 |
| A.1.3.4 | Berechnung der entstehenden Schlackenmenge..... | A-5 |
| A.1.3.5 | Berechnung der benötigten Sauerstoffmenge..... | A-6 |
| A.1.3.6 | Berechnung der entstehenden Abgasmenge..... | A-9 |
| A.2 | Energiebilanz zur Berechnung des elektrischen Energiebedarfs..... | A-10 |
| A.2.1 | Wärmeeinnahmen..... | A-10 |

| | | |
|---------|--|------|
| A.2.1.1 | Schrott, Eisenschwamm, Schlackenbildner, Prozessgase, Elektroden- und Feuerfestverbrauch | A-10 |
| A.2.1.2 | Roheisen | A-16 |
| A.2.2 | Wärmeausgaben | A-18 |
| A.2.2.1 | Rohstahl | A-18 |
| A.2.2.2 | Schlacke | A-18 |
| A.2.2.3 | Abgas und Staub | A-20 |
| A.2.2.4 | Verluste | A-21 |
| A.2.2.5 | Wärmebilanz und Berechnung der erforderlichen elektrischen Energie ... | A-21 |
| A.3 | Molmassen und Molvolumen | A-22 |
| A.4 | Thermodynamische Daten | A-23 |

Allgemeine Formelzeichen

| | |
|-----|---|
| { } | Gasphase |
| [] | Schmelze |
| () | Schlackenphase |
| < > | Feuerfestmaterial, nichtmetallische Einschlüsse |

Akronyme

| | |
|---------|--|
| AC | Wechselstrom |
| CDRI | Cold Direct Reduced Iron |
| COSS | Continuous Optimized Shaft System |
| DC | Gleichstrom |
| DRI | Direct Reduced Iron |
| EAF | Electric Arc Furnace |
| EFR | Europäische Vereinigung der Recyclingwirtschaft |
| EPC | Environmental Preheating and Continuous Charging |
| EU | Europäische Union |
| EUROFER | Europäische Wirtschaftsvereinigung der Eisen- und Stahlindustrie |
| FAST | Furnace Advanced Slag-Free Tapping |
| FF | Feuerfestmaterial |
| HBI | Hot Briquetted Iron |
| HDRI | Hot Direct Reduced Iron |
| HM | Hot Metal (flüssiges Roheisen) |
| HTC | Hot Transport Conveyor |
| HTV | Hot Transport Vessel |
| LBO | Lichtbogenofen |

| | |
|----------|--------------------------------------|
| LS-DOF | Liquid Steel - Duplex Oxygen Furnace |
| M | Molare Masse |
| NV | Nachverbrennung |
| PEM | Primary Energy Melter |
| RCB | Refining Combined Burners |
| TEQ | Toxizitätsäquivalent |
| UHP | Ultra High Power |
| UHCP | Ultra High Chemical Power |
| VOC/VOCs | Volatile Organic Compound[s] |
| V_m | Molares Volumen |

Abbildungsverzeichnis

| | |
|---|----|
| Abbildung 4-1: Innovationen bei der Elektrostahlerzeugung [3]..... | 4 |
| Abbildung 4-2: Erhöhung der Produktivität durch technische Entwicklungen [4]. | 4 |
| Abbildung 4-3: Gesamtrohstahlproduktion in der EU 27 nach Erzeugungsverfahren: Sauerstoffstahl - Elektrostahl - Siemens Martin Stahl [7]..... | 5 |
| Abbildung 4-4: Massenbilanz eines Lichtbogenofens [2]..... | 13 |
| Abbildung 4-5: Typische Energiebilanz eines modernen Elektrolichtbogenofens [15]. | 16 |
| Abbildung 5-1: Schematische Darstellung eines DC- und AC - Lichtbogenofens [2]. | 19 |
| Abbildung 5-2: Industriell eingesetzte LBO-Varianten: Einteilung nach technologischen Merkmalen..... | 20 |
| Abbildung 5-3: Vergleich der Brenneranordnung [17]. | 21 |
| Abbildung 5-4: Schematische Darstellung des Teleskop-Ofen [19]..... | 23 |
| Abbildung 5-5: Schematische Darstellung eines Twin-Shell Ofens [21]. | 24 |
| Abbildung 5-6: Schematische Darstellung des ConArc-Verfahrens [21]..... | 25 |
| Abbildung 5-7: Ablauf des ConArc-Prozesses [24]..... | 26 |
| Abbildung 5-8: Darstellung des optimalen Betriebsfensters [24]. | 27 |
| Abbildung 5-9: Schematische Darstellung des Fuchs Fingerschachtofen [29]. | 29 |
| Abbildung 5-10: Schematische Darstellung des SIMETAL EAF QUANTUM™ [31]. | 31 |

| | |
|--|----|
| Abbildung 5-11: Schrottrückhaltesystem [30]. | 31 |
| Abbildung 5-12: Prozessdiagramm eines SIMETAL EAF QUANTUM™ [30, 31]. | 32 |
| Abbildung 5-13: Schematische Darstellung des ECOARC™-Verfahrens [32]. | 33 |
| Abbildung 5-14: Schematische Darstellung des COSS™-Ofen [6]. | 35 |
| Abbildung 5-15: Schematische Darstellung eines Ofens mit EPC™-System [36]. | 37 |
| Abbildung 5-16: Schematische Darstellung einer Consteel™-Anlage [37]. | 38 |
| Abbildung 5-17: Schematische Darstellung des Consteel Evolution™ [41]. | 39 |
| Abbildung 5-18: Schematische Darstellung des DanArc Plus™-Verfahrens [44]. | 41 |
| Abbildung 5-19: Schematische Darstellung des ARCESS™ steady EAF [45]. | 42 |
| Abbildung 5-20: Prozessablauf des S/EAF™ und eines konventionellen LBO [45]. | 43 |
| Abbildung 5-21: Schematische Darstellung des SIMETAL EAF FAST-DRI™ [49]. | 45 |
| Abbildung 5-22: Prozessablauf des SIMETAL EAF FAST-DRI™ [49]. | 45 |
| Abbildung 5-23: Prozessfluss des HOTLINK™-Systems [50]. | 48 |
| Abbildung 5-24: Prozessfluss des HTC-Systems [50]. | 48 |
| Abbildung 5-25: Prozessfluss des HTV-Systems [50]. | 49 |
| Abbildung 5-26: Prozessfluss des HYTEMP™-Systems [52]. | 49 |
| Abbildung 5-27: Schematische Darstellung des ContiArc-Verfahrens [8]. | 50 |
| Abbildung 5-28: Schematische Darstellung des PEM [55, 56]. | 51 |
| Abbildung 5-29: Schematische Darstellung des LS-DOF-Konzeptes [58]. | 52 |
| Abbildung 5-30: Schematische Darstellung des Comelt-Konzeptes [8]. | 53 |
| Abbildung 5-31: Schematische Darstellung des Contimet-Konzeptes ohne Schrottvorwärmung [8]. | 55 |
| Abbildung 5-32: Schematische Darstellung des Contimet-Konzeptes mit Schrottvorwärmung [8]. | 55 |
| Abbildung 5-33: Schematische Darstellung des Verticon-Konzeptes [14]. | 56 |
| Abbildung 6-1: Vergleich des elektrischen Energieverbrauchs | 80 |

Tabellenverzeichnis

| | |
|---|----|
| Tabelle 4-I: Europäische Schrottsortenliste: Äußere Beschaffenheit [2]. | 9 |
| Tabelle 4-II: Europäische Schrottsortenliste: Angestrebte Analysewerte [2]. | 9 |
| Tabelle 5-I: Anlagentechnik 1 | 65 |
| Tabelle 5-II: Anlagentechnik 2 | 66 |
| Tabelle 5-III: Verbrauchs- und Produktivitätsdaten 1 | 67 |
| Tabelle 5-IV: Verbrauchs- und Produktivitätsdaten 2 | 68 |
| Tabelle 6-I: Berechnungsvarianten | 70 |
| Tabelle 6-II: Chemische Zusammensetzungen der Eisenträger | 71 |
| Tabelle 6-III: Chemische Zusammensetzung der Zuschläge und FF-Materials | 72 |
| Tabelle 6-IV: Temperaturvorgaben | 73 |
| Tabelle 6-V: Weitere Annahmen | 74 |
| Tabelle 6-VI: Ergebnisse für konventionellen AC-Lichtbogenofen | 75 |
| Tabelle 6-VII: Ergebnisse für 100 % Eisenschwammeinsatz im konventionellen AC-Lichtbogenofen | 76 |
| Tabelle 6-VIII: Ergebnisse für 100 % Schrott mit Vorwärmung | 77 |
| Tabelle 6-IX: Ergebnisse für das ConArc-Verfahren..... | 78 |
| Tabelle 6-X: Referenzergebnisse für konventionellen AC-Lichtbogenofen | 81 |

| | |
|---|------|
| Tabelle 6-XI: Referenzergebnisse für 100 % Eisenschwammeinsatz für konventionellen AC-Lichtbogenofen | 82 |
| Tabelle 6-XII: Referenzergebnisse für 100 % Schrott mit Vorwärmung | 82 |
| Tabelle 6-XIII: Produktivitätsdaten | 83 |
| Tabelle 6-XIV: Gegenüberstellung des elektrischen Energieverbrauchs [kWh/t RST] | 84 |
| Tabelle A-I: Berechnung der Schlackenmenge | A-6 |
| Tabelle A-II: Oxidationsreaktionen | A-7 |
| Tabelle A-III: Berechnung der benötigten O ₂ -Menge..... | A-8 |
| Tabelle A-IV: Ermittlung der Abgasmenge/tRE | A-9 |
| Tabelle A-V: Spezifischen Enthalpie h _i [J/kg] des kalten Schrottes | A-11 |
| Tabelle A-VI: Spezifischen Enthalpie h _i [J/kg] des vorgewärmten Schrottes | A-12 |
| Tabelle A-VII: Spezifischen Enthalpie h _i [J/kg] des Eisenschwammes | A-13 |
| Tabelle A-VIII: Spezifischen Enthalpie h _i [J/kg] der Schlackenbildner und der Kohle.... | A-14 |
| Tabelle A-IX: Spezifischen Enthalpie h _i [J/Nm ³] der Prozessgase und der Falschluff... | A-15 |
| Tabelle A-X: Spezifischen Enthalpie h _i [J/kg] der Verschleißerscheinungen | A-15 |
| Tabelle A-XI: Spezifischen Enthalpien h _i [J/kg] für das Roheisen..... | A-17 |
| Tabelle A-XII: Spezifischen Enthalpien h _i [J/kg] für den Rohstahl | A-18 |
| Tabelle A-XIII: Spezifischen Enthalpie h _i [J/kg] der Schlackenkomponenten..... | A-19 |
| Tabelle A-XIV: Spezifischen Enthalpie h _i [J/Nm ³] des Abgases..... | A-20 |
| Tabelle A-XV: Molmassen und Molvolumen..... | A-22 |
| Tabelle A-XVI: Eisen..... | A-23 |
| Tabelle A-XVII: Kohlenstoff..... | A-23 |
| Tabelle A-XVIII: Silizium | A-24 |
| Tabelle A-XIX: Mangan..... | A-24 |
| Tabelle A-XX: Wüstit..... | A-24 |
| Tabelle A-XXI: Hämatit | A-25 |
| Tabelle A-XXII: Siliziumoxid | A-25 |
| Tabelle A-XXIII: Manganoxid | A-25 |

| | |
|--|------|
| Tabelle A-XXIV: Aluminiumoxid | A-25 |
| Tabelle A-XXV: Magnesiumoxid | A-26 |
| Tabelle A-XXVI: Kalziumoxid | A-26 |
| Tabelle A-XXVII: Sauerstoff | A-26 |
| Tabelle A-XXVIII: Wasserstoff..... | A-27 |
| Tabelle A-XXIX: Stickstoff..... | A-27 |
| Tabelle A-XXX: Kohlenmonoxid..... | A-27 |
| Tabelle A-XXXI: Kohlendioxid | A-28 |
| Tabelle A-XXXII: Argon..... | A-28 |
| Tabelle A-XXXIII: Methan | A-28 |
| Tabelle A-XXXIV: Wasser (gasförmig) | A-29 |

1 Einleitung

Der Anstieg der Rohstahlproduktion in den letzten Jahrzehnten führte zu einem Anstieg des weltweiten Schrottaufkommens. Dadurch gewinnt die Produktion von Stahl aus Schrott immer mehr an Bedeutung. Die einfachste Variante aus eisenhaltigen Reststoffen wieder hochqualitativen Stahl herzustellen ist das Einschmelzen dieser Eisenträger im Elektrolichtbogenofen. Aber nicht nur das vermehrte Schrottaufkommen, auch die wachsende Produktion von Eisenschwamm mit immer besserer Qualität führt zu einem Anstieg der Stahlproduktion mittels Elektrostahlverfahren.

Besonders in Ländern mit niedrigen Strompreisen beträgt der Anteil der Stahlerzeugung im Elektrostahlwerk bereits um die 50 % an der gesamten Rohstahlproduktion. Aber auch in Europa wird die Elektrostahlerzeugung an Bedeutung gewinnen. Zum einen ist der Bau neuer Hochöfen in Europa aufgrund der immer strengeren Auflagen zu unrentabel und zum anderen ist der CO₂-Ausstoß bei der Elektrostahlerzeugung geringer. Vor allem die Erzeugung elektrischer Energie aus erneuerbaren Rohstoffen kann zu einer weiteren Verringerung des Kohlendioxidausstoßes bei den Elektrostahlverfahren führen.

Neben diesen Tatsachen, führten aber vor Allem die grundlegenden Vorteile der Elektrostahlerzeugung, wie die geringeren Investitionskosten und die höhere Flexibilität, zu einer Vielzahl an verfahrenstechnischen Weiterentwicklungen des Elektrolichtbogenofens. In den letzten Jahren lag das Hauptaugenmerk besonders auf der Entwicklung neuer Anlagenkonzepte. Diese zielen auf verschiedenste Vorteile ab. So ist mithilfe von Schrottvorwärmung durch die heißen Ofenabgase eine Minimierung des Energieaufwandes generierbar. Andere Verfahren wiederum sind speziell für die kontinuierliche Rohstoffzufuhr entwickelt worden und sollen zu einer Erhöhung der Produktivität führen.

2 Problemstellung und Zielsetzung

Etwa 40 % der weltweiten Rohstahlerzeugung erfolgt im Elektrolichtbogenofen. Dieser Anteil wird in den nächsten Jahren weiter steigen, weshalb die Weiterentwicklung der Elektrostahlerzeugungsverfahren weiter an Bedeutung zunimmt. Durch die stetig steigenden Forderungen nach nachhaltigeren und ressourcenschonenderen Möglichkeiten der Stahlherstellung sind die Entwicklungen bei der Elektrostahlerzeugung getrieben von Energie- und Rohstoffeffizienz sowie hoher Produktivität. Um diesen Forderungen Rechnung zu tragen, kam es in den letzten Jahren zur Entwicklung unterschiedlichster Anlagenkonzepte.

Die vorliegende Arbeit soll einen Technologievergleich der derzeit betriebenen Elektrostahlerzeugungsverfahren und von Verfahrensentwicklungen darstellen. Es soll der Stand der Technik der Elektrostahlerzeugung aufgezeigt sowie die sich im Einsatz befindlichen Anlagenkonzepte recherchiert und bewertet werden. Weiters sind Entwicklungen der letzten Jahre, die im Pilotmaßstab erprobt wurden, zu erheben und in den Vergleich mit einzubeziehen. Auf Basis dieser Bewertung ist eine Auswahl zu treffen, welche Technologien anhand von Modellrechnungen einem detaillierten Vergleich hinsichtlich spezifischer Verfahrenskennwerte unterzogen werden.

Der Vergleich soll anhand von Massen- und Energiebilanzen erfolgen, mit denen die spezifischen Verbrauchs- und Produktionswerte pro Tonne Rohstahl (elektrische und fossile Energie, Schlackenbildner, Prozessgase, Elektroden, Schlacke, Abgasmenge usw.) der jeweiligen Ofentypen zu ermitteln sind. Die Ergebnisse dieser Berechnungen sollen mit Ergebnissen aus den Bilanzmodellen des Firmenpartners Siemens VAI verglichen werden und mit Literaturdaten validiert und verifiziert werden.

3 Grundlagen der Elektrostahlerzeugung

Dieses Kapitel gibt einen kurzen Einblick in die Entwicklung und wirtschaftliche Bedeutung der Elektrostahlerzeugung. Weiters sind die Elektrostahlverfahren sowie die Einsatzstoffe und die Prozesstechnologie des Elektrolichtbogenofens dargestellt.

3.1 Historische Entwicklung

Ausgehend von den ersten um 1879 patentierten Gleichstromschmelzöfen von Werner von Siemens und den Erfindungen von Paul Heroult, zum Einschmelzen von Roheisen und Stahlschrott mit elektrischen Wechselstrom, um 1900 entwickelten sich die ersten industriell einsetzbaren elektrischen Schmelzöfen. Vor allem der Heroult-Ofen bildete die technische Grundlage der modernen Elektrolichtbogenöfen. Auf Grundlage dieser Technik führten die, in **Abbildung 3-1** ersichtlichen, verfahrenstechnischen Verbesserungen zu einer enormen Leistungssteigerung und machten somit die Elektrostahlerzeugung zur Produktion von un- und niedriglegierten Stählen wirtschaftlich.

Abbildung 3-2 zeigt wie sich die technischen Entwicklungen auf den elektrischen Energie- sowie auf den Elektrodenverbrauch und auf die Schmelzfolgezeit auswirkten. Vor allem die Entwicklung der Hochleistung (UHP) - Transformatoren und der Schaumslagentechnik sind als Meilensteine der Elektrostahlerzeugung hervorzuheben [1, 2].

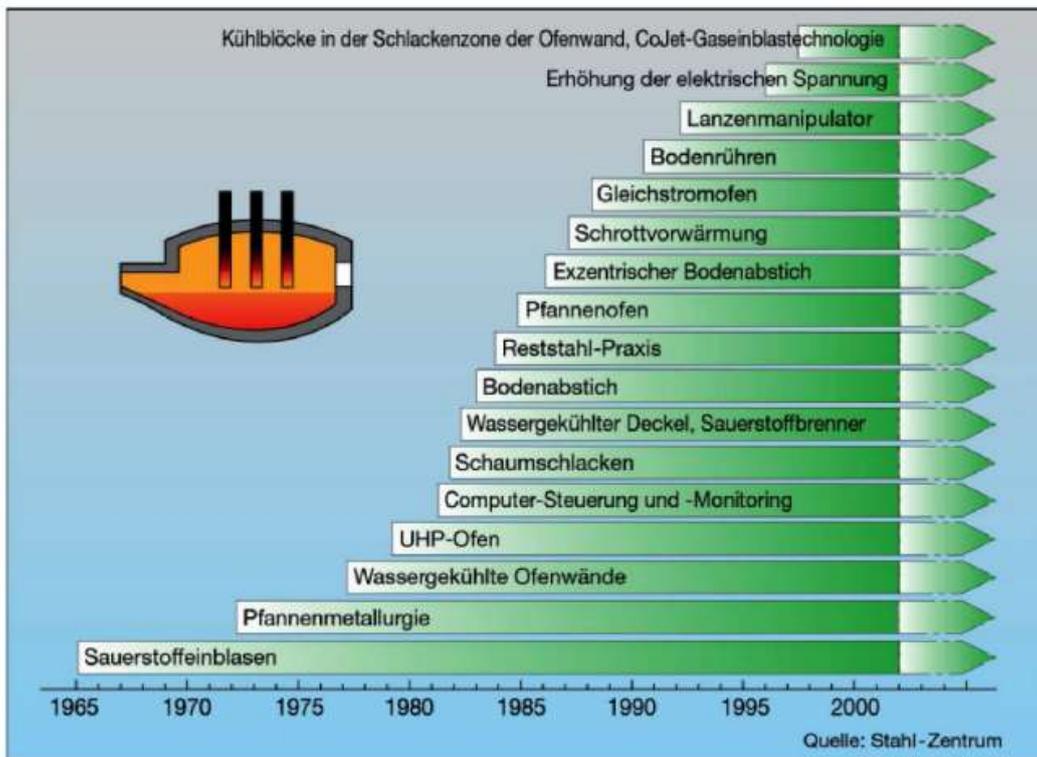


Abbildung 3-1: Innovationen bei der Elektrostahlerzeugung [3].

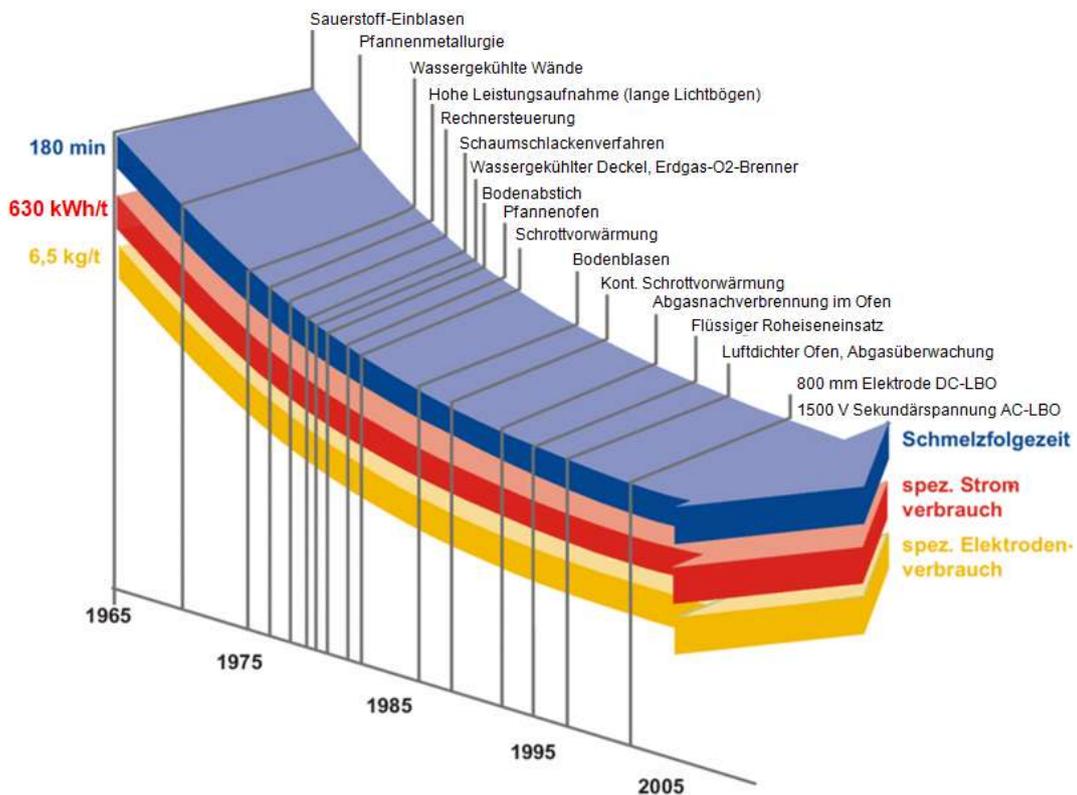


Abbildung 3-2: Erhöhung der Produktivität durch technische Entwicklungen [4].

3.2 Wirtschaftliche Bedeutung

Die weltweite Rohstahlerzeugung betrug im Jahr 2013 1,6 Mrd. Tonnen. Dies entspricht einem Anstieg von 3 % gegenüber der Jahresproduktion 2012. Der Anteil der Elektrostahlerzeugung an der weltweiten Stahlerzeugung beträgt ca. 30 %. Der regionale Anteil ist stark von den Rahmenbedingungen abhängig. So erfolgt zum Beispiel in Asien nur etwa 20 % der Stahlerzeugung im Elektrolichtbogenofen wohingegen in Nordamerika der Anteil bei 60 % liegt. In der EU 27 stagniert die Rohstahlproduktion aufgrund geringerer Nachfrage, strengeren Umweltauflagen sowie aufgrund höherer Energie- und Personalkosten. Wie in **Abbildung 3-3** ersichtlich betrug 2012 der Anteil des Elektrostahls, aufgrund der guten Schrottverfügbarkeit, rund 43 % und erlitt während der Krise 2009 keinen so starken Rückgang, im Vergleich zur Herstellung über Sauerstoffblasverfahren. Dies ist auf die hohe Flexibilität der Elektrostahlwerke zurückzuführen [5, 6].

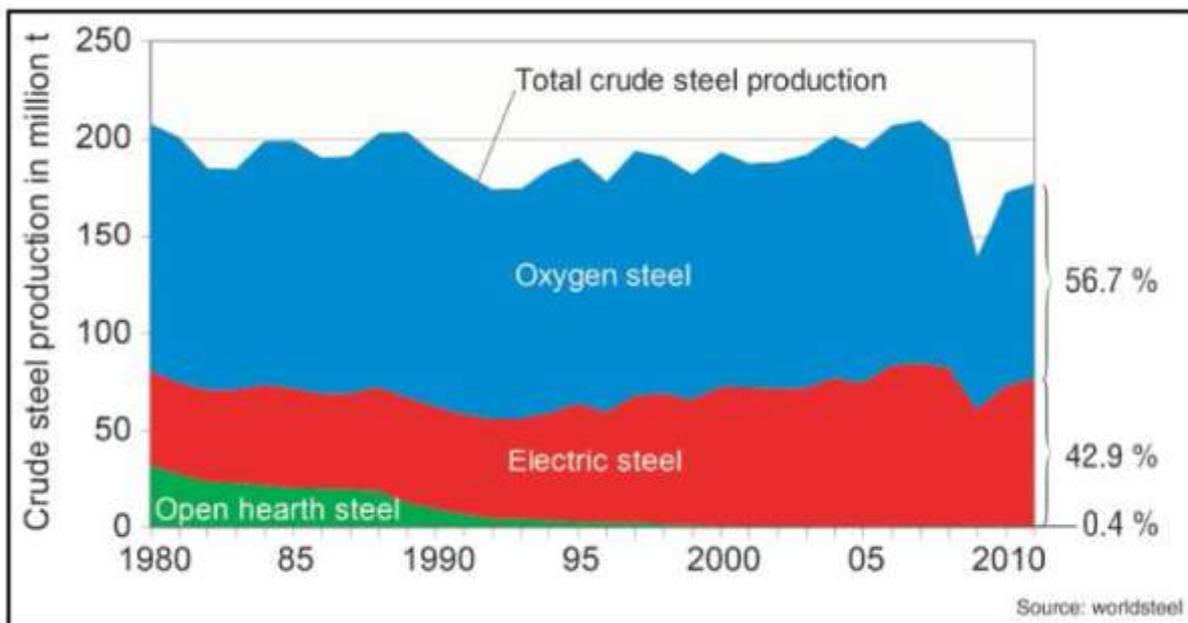


Abbildung 3-3: Gesamtrohstahlproduktion in der EU 27 nach Erzeugungsverfahren: Sauerstoffstahl - Elektrostahl - Siemens Martin Stahl [7].

3.3 Überblick Elektrostahlverfahren

Die Elektrostahlverfahren beruhen auf dem Prinzip der Umwandlung von elektrischer Energie in Wärme. Die prinzipiell möglichen Arten dieser Energieübertragung sind:

- Elektrische Widerstandserwärmung (Elektroschlacke-Umschmelzverfahren)
- Induktion (Induktionsofen)
- Strahlung und/oder Gasplasma in einem elektrischen Lichtbogen (Plasmaofen, Elektronenstrahlofen).

Der Einsatz der Elektroschlacke-Umschmelzverfahren ist auf Stähle und Superlegierungen (Fe-, Ni- und Co-Basis) mit hohen Qualitäts- und Reinheitsanforderungen begrenzt. Induktionsofen finden in der Sekundärmetallurgie und bei der Herstellung von Stählen mit spezieller Legierungszusammensetzung Anwendung. Ebenso ist die Verwendung von Plasmaöfen auf die Herstellung spezieller Legierungen begrenzt [2].

Der Elektrolichtbogenofen ist mit einem Herstellungsanteil am Elektrostahl von 90 % der in der technischen Praxis bedeutendste Elektroofen. Aus diesem Grund liegt der Fokus der vorliegenden Arbeit auf der Entwicklung, dem Stand der Prozesstechnik und der Massen- und Energiebilanz der verschiedensten Elektrolichtbogenöfen.

Gegenüber dem Sauerstoffblasverfahren ergeben sich bei der Stahlerzeugung durch den Elektrolichtbogenofen u. a. folgende Vorteile:

- Flexibler Rohstoffeinsatz (100 % Schrott sowie Kombinationen von Schrott, Eisenschwamm und flüssigen Roheisen)
- Flexible Produktionsmenge
- Niedrige Investitionskosten
- Variable Produktpalette
- Variabler Energieeinsatz (100 % elektrische Energie sowie Kombinationen von elektrischer Energie mit Erdgas, Sauerstoff und Kohle)
- Produktion von korrosionsbeständigen Cr-Stählen.

Diesen Vorteilen stehen folgende Nachteile gegenüber:

- Höhere spezifische Verarbeitungs- bzw. Produktionskosten
- Verunreinigungen des Schrottes wie Cu, Ni, Pb, Sn und As sind nur schwer kontrollierbar.

3.4 Energie und Einsatzstoffe

Die bei der Elektrostahlerzeugung benötigten Energiequellen lassen sich prinzipiell in elektrische und fossile Energie unterteilen. Die Bereitstellung dieser Energien sowie die wichtigsten Einsatzstoffe - Stahlschrott, Eisenschwamm und Roheisen - sind Inhalt dieses Kapitels.

3.4.1 Elektrische Energie

Neben dem metallurgischen Schmelzprozess (Schmelzstrom) benötigen Elektrostahlwerke auch für die Nebenanlagen (Kühlwasserwirtschaft usw.) und für die Weiterverarbeitung des Stahls (Werks- bzw. Betriebsstrom) erhebliche Mengen an elektrischer Energie. Insgesamt machen die anfallenden Stromkosten etwa 50 bis 60 % der Energiekosten der Elektrostahlerzeugung aus. Daher ist die sichere, preisgünstige und wettbewerbsgerechte Stromversorgung ein wichtiges Kriterium für die Wirtschaftlichkeit eines Elektrostahlwerkes [2].

Folgende Qualitätskriterien sind bei der Strombeschaffung genauestens zu beachten, um einen sicheren Betrieb des Stahlwerkes zu gewährleisten [2]:

- Zuverlässigkeit
- Spannungshöhe und -konstanz
- Oberschwingungen
- Spannungssymmetrie.

3.4.2 Brennstoffe und technische Gase

Die bei der Elektrostahlerzeugung eingesetzten Brennstoffe sind im Wesentlichen [2, 8]:

- Erdgas oder Öl für den Einsatz von Erdgas (oder Öl) - Sauerstoffbrenner
- Kohle bzw. Koks als Kohlungsmittel und zur Schaum Schlackenbildung.

Als technische Gase kommen zur Anwendung [2, 8]:

- Sauerstoff zum Frischen der Schmelze, für Erdgas - Sauerstoffbrenner, zur CO-Nachverbrennung und zur Schaum Schlackenbildung
- Argon und Stickstoff in sekundärmetallurgischen Anlagen.

Durch den gezielten Einsatz dieser Brennstoffe und Gase ist es nicht nur möglich die Produktivität zu erhöhen, sondern es ist auch eine Substitution der elektrischen durch

primäre bzw. fossile Energie erzielbar. Bei Öfen mit UHCP-Konzept (Ultra High Chemical Power) beträgt die Brennerleistung 40 % des elektrischen Energieinputs. Somit macht bei modernen Elektrolichtbogenöfen der Anteil fossiler Energie am Gesamtenergieeintrag zwischen 40 und 60 % aus [2, 8, 9].

3.4.3 Einsatzstoff Stahlschrott

Schrott besteht im Allgemeinen aus Verbrauchs- und Industriegütern aus Metallen, die zur Verwendung nicht mehr geeignet und daher durch Recycling einer neuen Nutzung zuzuführen sind. Bei der Wiederverwertung von Stahlschrott ist dieser einsatzgerecht aufzuarbeiten und zur Erzeugung neuer Stahlsorten einzusetzen [2].

Für die Elektrostahlerzeugung ist Stahlschrott der wichtigste Einsatzstoff. Zwar nimmt die Bedeutung anderer Eisenträger immer stärker zu, doch besonders in Länder deren Stahlindustrie nicht über eigene abbaufähige Erzlagerstätten verfügt, ist Stahlschrott weiterhin der wichtigste Rohstoff bei der Stahlerzeugung [2].

Prinzipiell lässt sich Schrott in drei Arten einteilen [2, 8]:

- Kreislaufschrrott
- Neuschrott
- Altschrott.

Diese Einteilung ist jedoch für den verwendungsgerechten Einsatz zu allgemein, da vor allem Altschrott eine große Bandbreite an mögliche chemischen Zusammensetzungen aufweist und meist mit Kunststoffen usw. kontaminiert ist. Aus diesem Grund entwickelten die Europäische Wirtschaftsvereinigung der Eisen- und Stahlindustrie (EUROFER) und die Europäische Vereinigung der Recyclingwirtschaft (EFR) die Europäische Schrottsortenliste. Diese, seit dem 1. Juli 1995 eingeführte Liste, unterteilt unlegierten Stahlschrott in insgesamt sechs Kategorien mit fallweise zusätzlichen Unterkategorien, um zur Vereinfachung der Lieferbeziehungen zwischen Stahlindustrie und Schrottwirtschaft und somit zum verwendungsgerechten Schrotteinsatz beizutragen [2].

Tabelle 3-I und **Tabelle 3-II** zeigen die Einteilung des Stahlschrottes hinsichtlich der äußeren Beschaffenheit bzw. der angestrebten Analysewerte.

Tabelle 3-I: Europäische Schrottsortenliste: Äußere Beschaffenheit [2].

| Kategorie | Sorten Nr. | Sortenbeschreibung | Abmessungen m | Schüttgewicht t/m ³ | Schuttanteil % |
|--|------------|---|-------------------|--------------------------------|----------------|
| Altschrott | E 3 | Schwerer Stahlschrott > 6 mm | < 1,5 x 0,5 x 0,5 | > 0,6 | < 1 |
| | E 1 | Leichter Stahlschrott < 6 mm | < 1,5 x 0,5 x 0,5 | > 0,5 | < 1,5 |
| Neuschrott | E 2 | Schwerer Stahlneuschrott > 3 mm | < 1,5 x 0,5 x 0,5 | > 0,6 | < 0,3 |
| | E 8 | Leichter Stahlneuschrott < 3 mm | < 1,5 x 0,5 x 0,5 | > 0,4 | < 0,3 |
| | E 6 | Leichter Stahlneuschrott < 3 mm, Pakete | > 1 | < 0,3 | |
| Schredderschrott | E 40 | Schredderstahlschrott, Stahlschrott in Stücke zerkleinert | | > 0,9 | < 0,4 |
| Stahlspäne | E 5H | Homogene Lose von Kohlenstoffstahlspänen | | | |
| | E 5M | Gemischte Lose von Kohlenstoffstahlspänen | | | |
| Leicht legierter Schrott | EHRB | Alter und neuer Stahlschrott, im wesentlichen Beton- und Stabstahl | < 1,5 x 0,5 x 0,5 | > 0,5 | < 1,5 |
| Schrott mit hohem Reststoffanteil | EHRM | Alte und neue Maschinenteile und Komponenten, die in anderen Sorten nicht angenommen werden | < 1,5 x 0,5 x 0,5 | > 0,6 | < 0,7 |
| Geschredderter Schrott aus Müllverbrennung | E 46 | Loser Schrott aus der Müllverbrennung von Haushaltsabfällen | | > 0,8 | FGe > 92 % |

Tabelle 3-II: Europäische Schrottsortenliste: Angestrebte Analysewerte [2].

| Kategorien | Sorten Nr. | Angestrebte Analysewerte (Reststoffe) in %: | | | | |
|--|------------|--|-----------|-----------|---------|---|
| | | Cu | Sn | Cr+Ni+Mo | S | P |
| Altschrott | E 3 | < 0,250 | < 0,010 | S < 0,250 | | |
| | E 1 | < 0,400 | < 0,020 | S < 0,300 | | |
| Neuschrott | E 2 | | S < 0,300 | | | |
| | E 8 | | | | | |
| | E 6 | | | | | |
| Schredderschrott | E 40 | < 0,250 | < 0,020 | | | |
| Stahlspäne | E 5H | Eine vorherige chemische Analyse kann gefordert werden | | | | |
| | E 5M | < 0,400 | < 0,030 | S < 1,0 | < 0,100 | |
| Leicht legierter Schrott | EHRB | < 0,450 | < 0,030 | S < 0,350 | | |
| Schrott mit hohem Reststoffanteil | EHRM | < 0,400 | < 0,030 | S < 1,0 | | |
| Geschredderter Schrott aus Müllverbrennung | E 36 | < 0,500 | < 0,070 | | | |

3.4.4 Einsatzstoff Eisenschwamm

Der Einsatz von Primärrohstoffen in Form von stückigem Eisenschwamm (Direct Reduced Iron: DRI) und Eisenschwammbricketts (Hot Briquet Iron: HBI) gewinnt immer mehr an Bedeutung. Zu Beginn beschränkte sich der Eisenschwammeinsatz im Elektrolichtbogenofen auf die Erzeugung hochwertiger Stähle mit engen Grenzen in der chemischen Analyse. Durch die Weiterentwicklung der Direktreduktionsanlagen sowie der Möglichkeit zur Erzeugung von DRI-Qualitäten mit höherem Metallisierungsgrad und Kohlenstoffgehalt, ist

es möglich Eisenschwamm einzusetzen, ohne die Produktivität des Lichtbogenofens negativ zu beeinflussen. Verfahren, die das direkte Chargieren von heißem DRI im Elektrolichtbogenofen ermöglichen, führten zu einem weiteren Anstieg des DRI-Einsatzes. Dabei erfolgt die DRI-Zufuhr, ab einen DRI-Anteil von über 30 % am Gesamtrohstoffeinsatz, über das 5. Deckelloch. Der Einsatz von heißem Eisenschwamm hat zwei wesentliche Vorteile. Diese sind eine Reduktion des Energieverbrauchs sowie eine Erhöhung der Produktivität um bis zu 20 % verglichen mit dem Einsatz von kaltem DRI. Die Einsparung an elektrischer Energie beträgt $20 \text{ kWh/t}_{\text{Rohstahl}}$ pro $100 \text{ }^\circ\text{C}$ erhöhter Eisenschwammtemperatur, d.h. bei $600 \text{ }^\circ\text{C}$ heißem DRI beträgt die Stromeinsparung $120 \text{ kWh/t}_{\text{Rohstahl}}$ verglichen mit kaltem Eisenschwamm [10–12].

Der wesentliche Unterschied zwischen dem Einsatz von DRI und HBI ergibt sich aus deren physikalischen Beschaffenheit. HBI hat aufgrund der Größe eine geringere Aufschmelzrate und führt somit zu geringeren Schmelzleistungen als DRI. Weiterer Nachteil des HBI-Einsatzes ist, dass HBI mit dem heutigen Stand der Technik nicht kontinuierlich chargierbar ist. Die Zufuhr über ein Deckelloch ist noch nicht erprobt, daher erfolgt zurzeit die Zufuhr ausschließlich über einen Korb. Durch die Verwendung von hochwertigem DRI (kalt oder heiß) mit hohem Metallisierungsgrad und hohem Kohlenstoffgehalt sowie durch eine gezielte Anpassung der Prozessparameter, ist sogar eine Verringerung des Energieverbrauches und der Schmelzfolgezeiten, im Vergleich zum Einsatz von 100 % Schrott, erreichbar. Ein weiterer Vorteil ist die um 50 % geringere Emission von Treibhausgasen verglichen mit der konventionellen kohlebasierten Hochofen - Konverter Route. Zu berücksichtigen gilt jedoch, dass solche Routen (Direktreduktionsanlage - Elektrolichtbogenofen) nur in Ländern mit sicherer und günstiger Erdgasversorgung sinnvoll sind [10–13].

3.4.5 Einsatzstoff Roheisen

Roheisen ist im Elektrolichtbogenofen entweder in fester Form (Masseln) oder in flüssiger Form chargierbar. Der Einsatz begrenzt sich auf die Sicherung bestimmter Stahlqualitäten bzw. ist bei gemischten Hüttenwerken eine höhere Flexibilität erreichbar. Grundsätzlich führt der Einsatz von, vor allem flüssigem Roheisen, zu einer Verringerung des elektrischen Energieverbrauchs, der Einschmelzzeit sowie des Elektrodenverbrauchs. Der Roheiseneinsatz ist mit 35 % begrenzt. Grund dafür ist dessen hohe Kohlenstoffgehalt, der zu starken Reaktionen und daher zur Aufschäumung der Schmelze während des Einschmelzens des Schrottes führt [2].

3.5 Prozesstechnologie

Dieses Kapitel soll einen kurzen Überblick über den Prozessablauf sowie über die chemischen Vorgänge während dem Schmelzen geben. Des Weiteren werden die Massen- und Energiebilanzen eines Elektrolichtbogenofens dargestellt und diskutiert.

3.5.1 Prozessablauf

Der klassische Prozessablauf eines Elektrolichtbogenofens beinhaltet eine Reduktionsstufe. Hierfür erfolgt nach der oxidierenden Phase das Abziehen der oxidreichen Schlacke und das Aufbringen einer Feinungsschlacke zur Einstellung reduzierender Bedingungen. Dieser Schritt ist sehr zeit- und kostenintensiv wodurch vor allem die Produktivität leidet. Vor allem durch die Entwicklung der UHP-Öfen und die dadurch erreichbare Leistungssteigerung hat dieser klassische Prozessablauf an Bedeutung verloren [2].

Der moderne Lichtbogenofen dient hauptsächlich als Einschmelzaggregat zur Erzeugung einer Vorschmelze. Die Einstellung der gewünschten Stahlzusammensetzung findet in der Sekundärmetallurgie statt. Somit umfasst der Prozessablauf eines Elektrolichtbogenofens folgende Schritte:

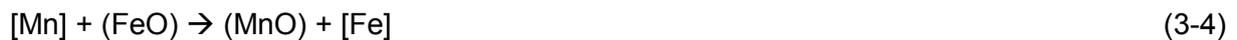
- Chargieren
- Einschmelzen
- Oxidation (Frischen)
- Abschlacken und Abstich.

Das Chargieren beinhaltet neben der Zugabe der Haupteinsatzstoffe Schrott und/oder DRI/HBI auch die Zufuhr folgender Hilfsstoffe:

- Erze
- Zuschläge (Kalk, Dolomit)
- Reduktionsmittel (Kohlenstoff) und
- Legierungsmittel.

Je nach Verfahren erfolgt, wie nachfolgend noch im Detail beschrieben, die Chargierung mit einem oder mehreren Körben oder kontinuierlich. Weiters besteht die Möglichkeit einer Vorwärmung der Einsatzstoffe.

Nach dem Beschicken des Ofens beginnt der Einschmelzvorgang mit dem Zünden des Lichtbogens. Über Lanzen und/oder Brennersysteme und Injektoren in der Ofenwand erfolgt das Einbringen des Sauerstoff und der Brennstoff-Gasgemischen, um das Einschmelzen zu beschleunigen und den elektrischen Energiebedarf zu reduzieren. Der Brennereinsatz beträgt bei leistungsstarken Öfen zwischen 8 und 16 Minuten, da danach die Effizienz der Wärmeübertragung stark nachlässt. Das Einbringen von Sauerstoff hat neben der Eisen- und Kohlenstoffverbrennung noch den zusätzlichen Effekt, dass die dem Schrott anhaftenden Öl- oder Farbrückstände im Ofen verbrennen. Beim an das Einschmelzen anschließenden Frischen erfolgt der Abbau der unerwünschten Begleitelemente durch die Reaktion mit dem in der Schlacke befindlichen Eisenoxids. Folgende Reaktionen laufen u.a. ab:



Durch das Einblasen von Kohlestaub in die Schlackenphase kommt es zur Reduktion von Wüstit in der Schlacke nach folgender Reaktion:



Das entstehende CO-Gas führt zum Aufschäumen der Schlacke. Diese Schaumslagge umhüllt die Elektrodenspitze und den Lichtbogen und sorgt dadurch für eine Stabilisierung des Lichtbogens sowie eine Verringerung der Abstrahlverluste und reduziert somit den elektrischen Energieverbrauch [2].

Die Dauer der Einschmelzperiode beträgt bei leistungsstarken Öfen unter 40 Minuten und hängt im Wesentlichen von der maximal übertragbaren elektrischen Leistung und der Belastbarkeit der Ofenausmauerung ab. Je höher der Roheisenanteil ist, desto größer ist die Abhängigkeit der Einschmelzzeit von der Entkohlungsrate.

3.5.2 Massen - und Energiebilanz

Massen- und Energiebilanzen dienen zur technologischen, ökologischen und wirtschaftlichen Bewertung von Prozessen bzw. zum Vergleich konkurrierender Verfahren. Vor allem bei metallurgischen Prozessen sind die Massen- und Energiebilanzen eng miteinander verbunden und sind daher ein wichtiges Werkzeug zur energetischen Optimierung von Prozessabläufen.

3.5.2.1 Massenbilanz

Die Massenbilanzen stellen die Grundlage für die Erstellung von Energiebilanzen sowie für die Stoffflussbetrachtung eines Elektrostahlwerks dar. **Abbildung 3-4** zeigt eine Zusammenstellung von Anhaltswerten der zu- und abgeführten Massen m_i und Massenströmen \dot{m}_j eines mit 100 % Schrott beschickten Lichtbogenofens. Durch die Anwendung des Massenerhaltungsgesetzes ergibt sich, vorausgesetzt der Restsumpf im Ofen bleibt nach jeder Charge gleich, folgende allgemeine Gleichung zur Lösung einer Massenbilanz [2]:

$$\sum_i m_i + \sum_j \int_{\tau_1}^{\tau_2} \dot{m}_j(\tau) d\tau = 0 \quad (3-10)$$

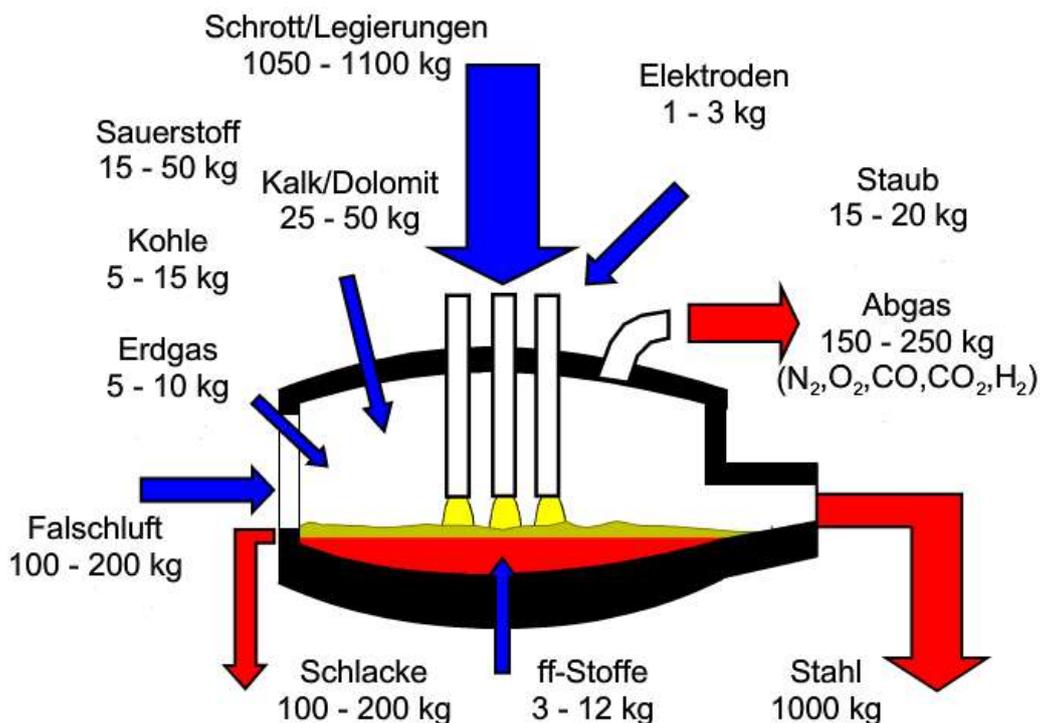


Abbildung 3-4: Massenbilanz eines Lichtbogenofens [2].

Für den, in **Abbildung 3-4** dargestellten Fall, mit 100 % Schrott als Haupteisenträger, ergibt sich die Massenbilanz somit wie folgt:

$$m_{\text{Schrott}} + m_{\text{Legierungen}} + m_{\text{Zuschläge}} + m_{\text{Sauerstoff}} + m_{\text{Kohle}} + m_{\text{Erdgas}} + m_{\text{Elektroden abbrand}} + m_{\text{Falschluff}} + m_{\text{Feuerfest}} = m_{\text{Rohstahl}} + m_{\text{Schlacke}} + m_{\text{Staub}} + m_{\text{Abgas}} \quad (3-11)$$

Zusätzliche Haupteisenträger sowie Zusatzstoffe, wie z.B. Eisenschwamm, Roheisen, Erze, Späne, Walzzunder oder Filterstäube sind auf der Eingangsseite zu ergänzen.

Die Ausbringung als Massenverhältnis von abgestochener Stahlmenge zum metallischen Einsatz,

$$\frac{m_{\text{Rohstahl}}}{m_{\text{Schrott}} + m_{\text{Roheisen}} + m_{\text{Eisenschwamm}} + m_{\text{Legierungen}}} = 0,8 \dots 1,0 \quad (3-12)$$

ist ein Maß für die Qualität der Einsatzstoffe (Verunreinigungen, Metallisationsgrad) sowie des Prozesses (Frischeverluste, Staubverluste).

Wie bereits erwähnt zeigt **Abbildung 3-4** nur Anhaltswerte. Die tatsächliche Massenbilanz eines Elektrolichtbogenofens unterliegt einer Reihe an Einflussfaktoren, sodass die Vergleichbarkeit, verschiedener Öfen nur schwer möglich ist. Einfluss auf die Massenbilanz eines Lichtbogenofens haben sowohl anlagentechnische, als auch verfahrenstechnische Parameter [14]:

- Stahlzusammensetzung
- Schlackenzusammensetzung
- Einblasen von Sauerstoff, Erdgas und Kohle
- Falschluffeintrag
- Staub- und Abgasmenge
- Feuerfestverschleiß.

Den größten Einfluss hat die zu erschmelzende Stahlsorte. So sind zum Beispiel, zur Herstellung ferritischer und austenitischer Edelstähle im Vergleich zum Bau- und Betonstahl mehr legierter Stahlschrott und Legierungszusätze einzusetzen [2].

3.5.2.2 Energiebilanz

Die Energiebilanz des Lichtbogenofens hat, aufgrund des hohen Anteils der Energiekosten an den Herstellkosten bei der Elektrostahlerzeugung eine große Bedeutung. Die Erstellung von Energiebilanz dient bei der Elektrostahlerzeugung folgenden Zielsetzungen [2]:

- Energetische Prozessbewertung
- Reduktion der Energiekosten
- Reduktion der Energieverluste
- Substitution elektrischer Energie
- Verbesserung des energetischen Nutzungsgrades
- Nutzung von Abwärmeströmen.

Als Grundlage für die energetische Bilanzierung ist der erste Hauptsatz der Thermodynamik für ein offenes System heranzuziehen. Dieser lautet formal für die zeitliche Änderung

$$\left(\frac{dU}{d\tau}\right)_{\text{Ofen}} = \sum_{i=1}^n (Q_i + W_i + H_i + R_i) \quad (3-13)$$

bzw. unter der Annahme, dass die im Ofen gespeicherte Energie konstant bleibt:

$$\sum_{i=1}^n \left[\int_{\tau_1}^{\tau_2} (Q_i + W_i + H_i + R_i) d\tau \right] = 0 \quad (3-14)$$

- Q . . . Energie in Form von Wärme
 W . . . Energie in Form von Arbeit
 H . . . Energieinhalt der strömenden Medien
 R . . . Energie durch metallurgische Reaktionen

Abbildung 3-5 zeigt ein Beispiel einer Energiebilanz eines modernen Elektrolichtbogenofens.

Wie die Massenbilanz unterliegt auch die Energiebilanz einer Reihe von Parametern [2]:

- Einsatzstoffe
- Zufuhr von Zusatzenergie: Brennstoff-Sauerstoff-Brenner, Sauerstoff und Kohle
- Optimierung und Nutzung der Abgasverluste: Abgasabsaugung, CO-Nachverbrennung, Schrottvorwärmung
- Bodenspülelemente.

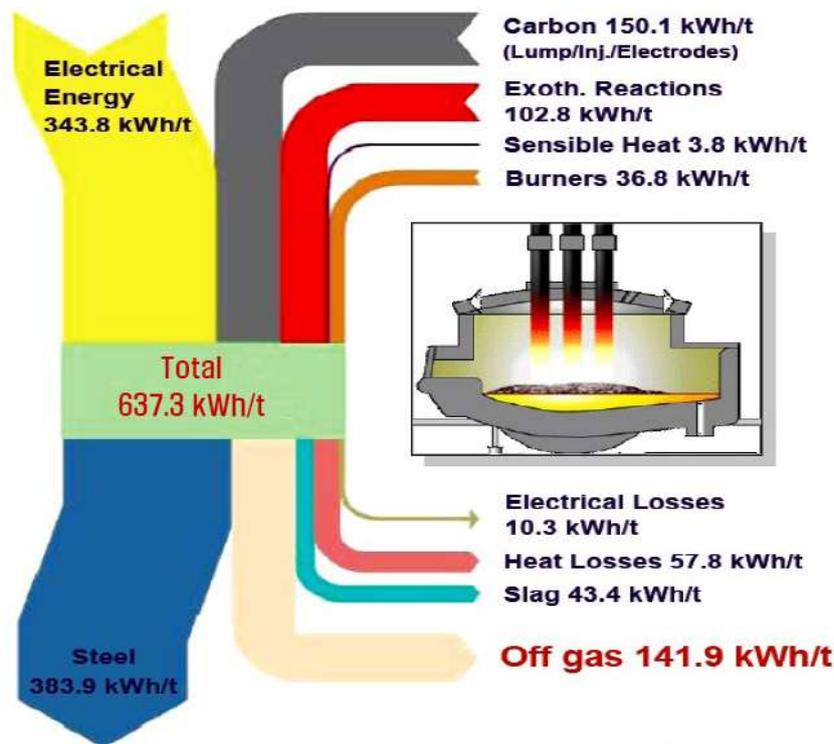


Abbildung 3-5: Typische Energiebilanz eines modernen Elektrolichtbogenofens [15].

Durch den Einsatz von Eisenschwamm erhöht sich der elektrische Energieverbrauch mit zunehmendem Eisenschwammanteil (ca. 1 kWh/% Eisenschwamm) und abnehmendem Metallisierungsgrad (5,5 kWh pro 1 % geringerem Metallisierungsgrad). Beim Einsatz von festem oder flüssigem Roheisen lässt sich der elektrische Energieverbrauch senken (3 bis 4 kWh/% Roheisen_n) [2].

Die Zufuhr von Zusatzenergien dient hauptsächlich der Steigerung der Produktivität und zur Substitution elektrischer Energie. Brennstoff-Sauerstoff-Brenner finden aus folgenden Gründen Anwendung [2]:

- Leistungssteigerung in der Einschmelzphase
- Thermische Symmetrierung des Drehstrom-Lichtbogenofens während der Einschmelzphase
- Energetische Verbesserung des Einschmelzprozesses.

Wie bereits in **Kapitel 3.5.1** beschrieben, begrenzt sich der Einsatz solcher Brenner auf den frühen Einschmelzvorgang, da danach der feuerungstechnische Wirkungsgrad abnimmt. Durch den Einsatz von Erdgas reduziert sich der erforderliche elektrische Energiebedarf um 7,3 - 8,4 kWh_e/m³Erdgas. Durch die Verbrennung von Kohle mit Sauerstoff ist ebenfalls eine Substitution elektrischer Energie möglich. Die Einsparung an elektrischer Energie beträgt

ca. 7 kWh_{el}/kgKohle. Beim Einsatz dieser Zusatzenergien ist zu beachten, dass es, aufgrund der gasförmigen Reaktionsprodukte, zu einer Erhöhung der Abgasmenge kommt [2].

Die Sauerstoff-Metallurgie (Oxidation der unerwünschten Begleitelemente wie Kohlenstoff, Silizium, Mangan sowie organischen Bestandteilen des Schrottes) trägt ebenfalls einen wesentlichen Beitrag zur Leistungssteigerung von Lichtbogenöfen bei. Die Ziele des Sauerstoffeinsatzes sind die Erhöhung der Produktivität sowie die Verringerung des elektrischen Energieverbrauchs. Wie in **Abbildung 3-5** ersichtlich, beträgt der Energieeintrag der exothermen Reaktionen bis zu 20 % an der gesamten Energiezufuhr. Grundsätzlich ist eine Reduktion des Stromverbrauchs von 3 - 5 kWh/m³O₂ erreichbar [2].

Das Abgas eines Lichtbogenofens hat, wie **Abbildung 3-5** zeigt, einen sehr hohen Energieinhalt von über 100 kWh/t Rohstahl. Dieser setzt sich auch aus dem physikalischen (fühlbare Wärme) und dem chemischen Anteil (Zusammensetzung) zusammen. Zur Nutzung dieser Energie gibt es folgende Möglichkeiten [2]:

- Verbesserung der Rauchgasabsaugung und CO-Nachverbrennung
- Direkte Energierückgewinnung durch Schrottvorwärmung
- Indirekte Energierückgewinnung durch Dampferzeugung
- Indirekte Energierückgewinnung durch Heißwasserkühlung für Heizzwecke.

Eine Verbesserung der Rauchgasabsaugung reduziert nicht nur die Staubbelastung in der Ofenhalle, sondern führt auch zu einer Energieeinsparung von bis zu 15 kWh/t. Ohne Nachverbrennung liegt der CO-Anteil des Abgases bei bis zu 25 %. Durch das Einblasen von 4 - 10 m³O₂/t ist durch die CO-Nachverbrennung eine Reduktion des elektrischen Energiebedarf von 15 bis 18 kWh/t erreichbar [2].

Die direkte Energierückgewinnung durch Schrottvorwärmung, die in **Kapitel 4.2.2** näher beschrieben ist, kann bei integrierten Systemen (z.B. Schachtofen) zu einer Stromeinsparung von bis zu 100 kWh/t beitragen. Zu berücksichtigen ist hier jedoch die erhöhten Schadstoffemissionen (flüchtige organische Verbindungen, Kohlenmonoxid) und die dadurch benötigte Zusatzenergie zur Nachverbrennung dieser Schadstoffe [2].

Bodenspülsteine verbessern die Badbewegung und vermindern dadurch energetische und metallurgische Ungleichgewichte im Metallbad. Dies führt zur Beschleunigung der metallurgischen Reaktionen und zu verringerten Abstichtemperaturen, wodurch eine Reduktion des Gesamtenergieverbrauchs von 10 bis 20 kWh/t möglich ist [2].

4 Stand der Technik

Inhalt des folgenden Kapitels sind eine kurze Beschreibung der möglichen elektrotechnischen Ausführungen und die zurzeit industriell angewandten Lichtbogenöfen sowie die in den letzten Jahren entwickelten, aber großtechnisch nicht umgesetzten Verfahren.

4.1 Elektrotechnische Ausführung

Bei der elektrotechnischen Ausführung von Lichtbogenöfen ist prinzipiell zwischen Gleichstrom- und Drehstrom - Lichtbogenöfen zu unterscheiden. Wie in **Abbildung 4-1** ersichtlich, besitzt ein Drehstrom-Lichtbogenofen drei direkt durch eine dreiphasige Hochstromleitung mit dem Ofentransformator verbundene Graphitelektroden. Im Gegensatz dazu benötigt ein Gleichstrom-Lichtbogenofen einen zwischengeschalteten Thyristor-Gleichrichter sowie eine Drossel. Die Elektrode ist kathodisch geschaltet, um den Elektrodenverbrauch niedrig zu halten. Die Bodenelektrode zusammen mit dem, zum Zünden des Lichtbogens benötigten Restumpf der Schmelze, bilden die Anode. Die Bodenelektrode ist meist aus Stahlblechen und -stiften ausgeführt [2].

Die Vorteile des Gleichstrom-Lichtbogenofens sind:

- niedrigerer Elektrodenverbrauch
- niedrigerer Feuerfestverschleiß
- geringere Lärmemissionen
- sowie geringere Netzurückwirkung.

Trotz dieser Vorteile sind, aufgrund der höheren Investitionskosten (Gleichrichteranlage) sowie der geringeren Abstichleistungen, weltweit nur etwa 10 % der installierten Anlagen als Gleichstromöfen ausgeführt [2].

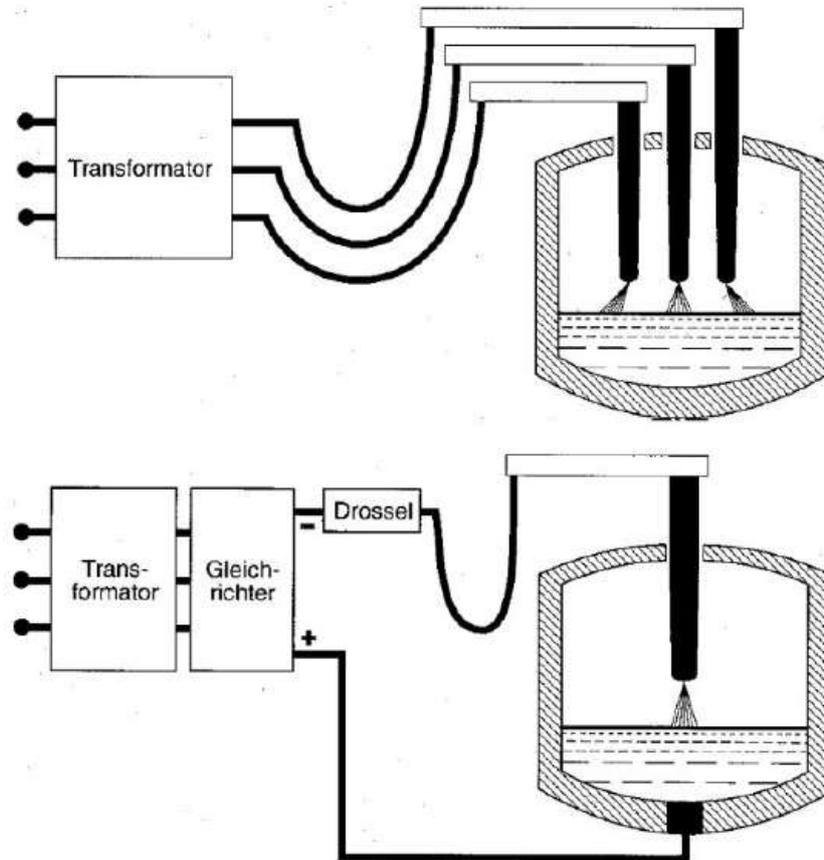


Abbildung 4-1: Schematische Darstellung eines DC- und AC - Lichtbogenofens [2].

4.2 Anlagentechnik

Die zurzeit zur Stahlerzeugung eingesetzten Verfahrensvarianten des Elektrolichtbogenofens können, wie in **Abbildung 4-2** ersichtlich, nach folgenden technologischen Merkmalen eingeteilt werden:

- Lichtbogenofen ohne Schrottvorwärmung
- Lichtbogenofen mit Schrottvorwärmung
- Lichtbogenofen mit kontinuierlicher Zufuhr der Einsatzstoffe.

Neben diesen Technologien gibt es noch weitere Entwicklungen (Sonderverfahren) die noch nicht industriell zum Einsatz kommen.

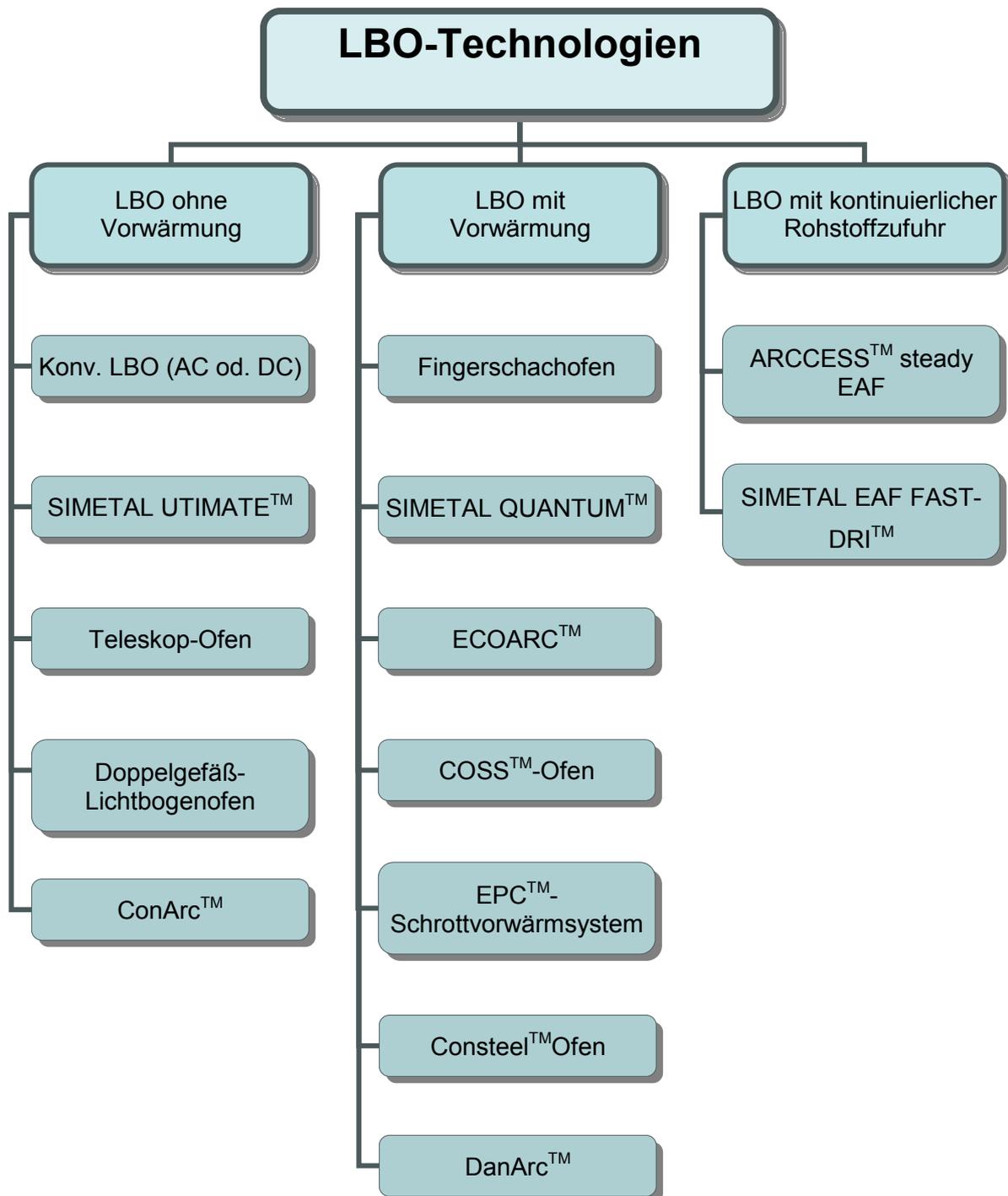


Abbildung 4-2: Industriell eingesetzte LBO-Varianten: Einteilung nach technologischen Merkmalen.

4.2.1 Elektrolightbogenöfen ohne Schrottvorwärmung

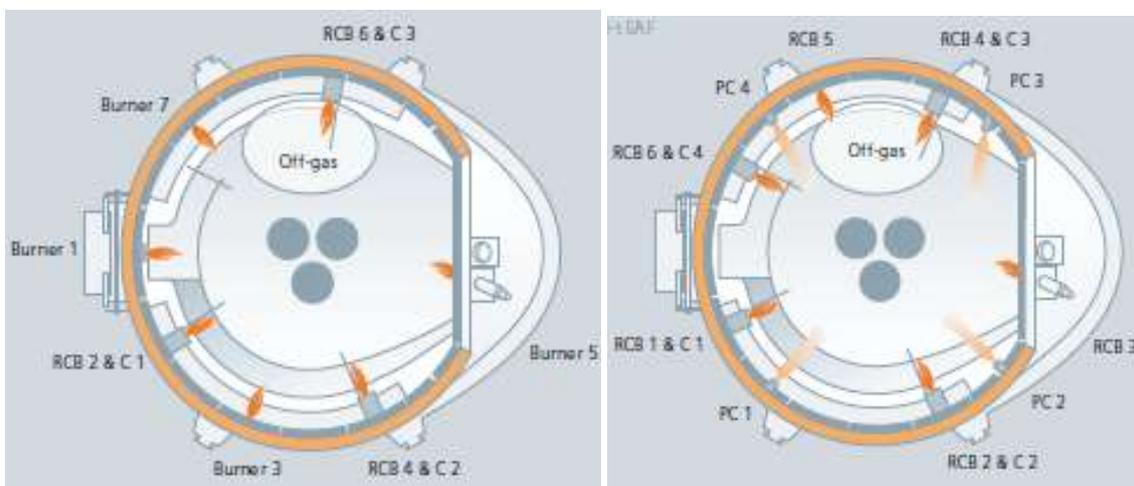
Dieses Kapitel beschreibt den konventionellen Lichtbogenofen mit Korbchargierung, sowie dessen Weiterentwicklungen, den SIMETAL ULTIMATE™ und den Teleskop-Ofen. Des Weiteren sind das Twin-Shell- sowie das ConArc-Verfahren erläutert.

4.2.1.1 Konventioneller Lichtbogenofen (AC oder DC)

Der konventionelle Lichtbogenofen ist an dieser Stelle nur aus Gründen der Vollständigkeit erwähnt. Der Verfahrensablauf sowie die unterschiedlichen elektrotechnischen Ausführungen sind in den **Kapiteln 3.5.1** und **4.1** näher erläutert.

4.2.1.2 SIMETAL ULTIMATE™

Der SIMETAL ULTIMATE™ (Siemens VAI) weist, im Gegensatz zu den konventionellen Elektrolightbogenöfen, eine höhere Bauweise sowie einen größeren Durchmesser auf. Zusammen mit der leistungsstarken RCB-Technologie (Refining Combined Burners) ist dadurch eine Ein-Korb-Fahrweise möglich. **Abbildung 4-3** zeigt einen Vergleich der Brenneranordnung eines konventionellen Lichtbogenofens und eines ULTIMATE™-Ofens [16].



a) konventioneller Lichtbogenofen

b) SIMETAL ULTIMATE™

Abbildung 4-3: Vergleich der Brenneranordnung [17].

Der Einsatz der RCB-Technologie ist einer der Hauptfaktoren für den leistungsstarken Betrieb des ULTIMATE™-Ofens. Ein RCB ist ein Gas-Sauerstoffbrenner mit integrierter

Sauerstofflanze und einer Kohleeinblaslanze und bietet dadurch eine Kombination folgender Funktionen [16]:

- Schrottvorwärmung durch leistungsstarke Brenner zu Beginn des Einschmelzens
- Nachverbrennung und dadurch rascherer Schmelzvorgang
- Sauerstofflanzen zum Stahlfrischen.

Die Brenner sind über der Schlackenzone in der wassergekühlten Seitenwand im Nasenpaneel angeordnet. Dadurch sind sie vor einer Beschädigung durch den Schrott geschützt. Durch die RCB-Technologie sind hohe Entkohlungsgeschwindigkeiten bei geringem Sauerstoffverbrauch möglich [16].

Durch den größeren Ofendurchmesser ist ein höherer Energieeintrag als bei konventionellen LBO möglich, ohne die FF-Ausmauerung zu stark zu beanspruchen. Weiters ermöglicht die größere Badoberfläche eine raschere und effizientere Entkohlung [16].

Das SIMETAL-ULTIMATETM-Verfahren bietet folgende Vorteile [16]:

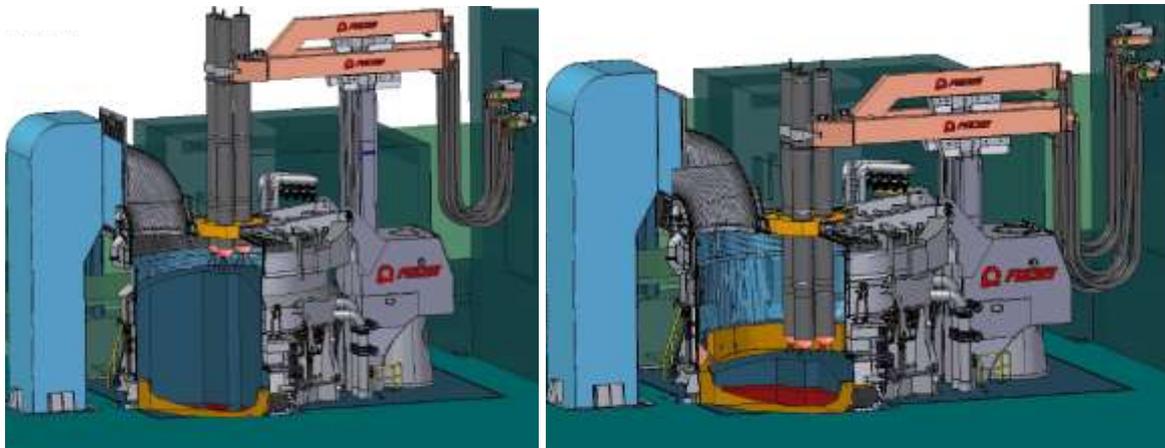
- Ein-Korb-Fahrweise
- Rascherer Schrotteinschmelzvorgang
- Höherer Energieeintrag
- Zeiteinsparung beim Schrottchargieren → 50 %-ige Kapazitätssteigerung gegenüber konventionellen Lichtbogenofen
- Variable Kombination der Einsatzstoffe möglich
- Rasche und effiziente Entkohlung.

Weltweit sind zurzeit mehrere ULTIMATETM in Betrieb, mit Abstichgewichten von 80 bis 320 t [16–18].

4.2.1.3 Teleskop-Ofen

Wie der SIMETAL ULTIMATE ist der Teleskop-Ofen von Fuchs Technology eine Weiterentwicklung des konventionellen Lichtbogenofens, mit welcher eine Ein-Korb-Chargierung (je nach Ofenkapazität) möglich sein soll. Möglich macht dies eine teleskopische Ausführung des gesamten Oberportals mit den Elektrodenhaltern und dem Ofendeckel. Somit ist ein höheres Ofenvolumen bzw. ein höheres Ofengefäß möglich ohne die Notwendigkeit längerer Elektroden. Der Elektrodenhub selbst ist wie bei konventionellen Lichtbogenöfen ausgeführt. Durch das höhere Ofengefäß und die daraus resultierende Schrottsäule soll auch eine Art Schrottvorwärmung ermöglicht werden. **Abbildung 4-4** zeigt zwei schematische Darstellungen des Teleskopofens. **Abbildung 4-4a** stellt die Ausgangsposition nach dem Chargieren mit angehobenem Portal dar. **Abbildung 4-4b** zeigt

eine Momentaufnahme während des Einschmelzens, bei der ein Teil des Schrottes bereits flüssig ist und die Schrottsäule abgesunken ist [19, 20].



a) Angehobenes Portal (zu Beginn des Einschmelzens)

b) Abgesenktes Portal (während des Einschmelzens)

Abbildung 4-4: Schematische Darstellung des Teleskop-Ofens [19].

Das Chargieren des Schrottes erfolgt mit einem Korb, bei einer bevorzugten Schrottdichte von $0,5 \text{ t/m}^3$. Danach folgen das Schließen des Deckels und das Absenken des Portals in die Startposition (**Abbildung 4-4a**). Mit fortschreitendem Aufschmelzen des Schrottes wird das Portal bzw. in weiterer Folge der Elektrodentragarm gesenkt (**Abbildung 4-4b**). Das Abschlacken und Abstechen erfolgen unter Power-Off und bei geschlossenem Deckel. Zur Reduktion der Flickerneigung bleiben ca. 20 % Restschmelze im Ofen.

Die teleskopische Ausführung des Oberportals und die dadurch mögliche Ein-Korb-Fahrweise bringen zusammengefasst folgende Vorteile [19, 20]:

- Geringerer Energieverbrauch von 30 - 40 kWh/t durch Schrottvorwärmung
- Geringerer Elektrodenverbrauch
- Bessere Wirksamkeit der Brenner durch größeres Schrottvolumen
- Höhere Produktivität durch geringere Schmelzfolgezeiten (weniger Power-Off Zeiten zum Chargieren, höherer Energieeintrag sowohl elektrisch als auch fossil)
- Geringere Gefahr des Elektrodenbruches als bei anderen Ein-Korb-Öfen.

Der erste Teleskop-Ofen, mit einem Abstichgewicht von 140 t bei 100 % Schrotteinsatz, ging 2010 in Betrieb. Mittlerweile läuft ein zweiter 120 t Ofen. Dieser ist ausgelegt für 80 % DRI und 20 % Schrott. Die Inbetriebnahme 2013 erfolgte jedoch mit 100 % Schrotteinsatz. Ein dritter Ofen mit einem Abstichgewicht von 350 t wurde zwar entwickelt, aber bis dato nicht realisiert [20].

4.2.1.4 Doppelgefäß-Lichtbogenöfen

Doppelgefäß bzw. Twin-Shell Öfen bestehen, wie in **Abbildung 4-5** dargestellt, aus zwei identischen Ofengefäßen und einer Elektrodeneinheit die alternierend in den beiden Gefäßen zum Einsatz kommt.

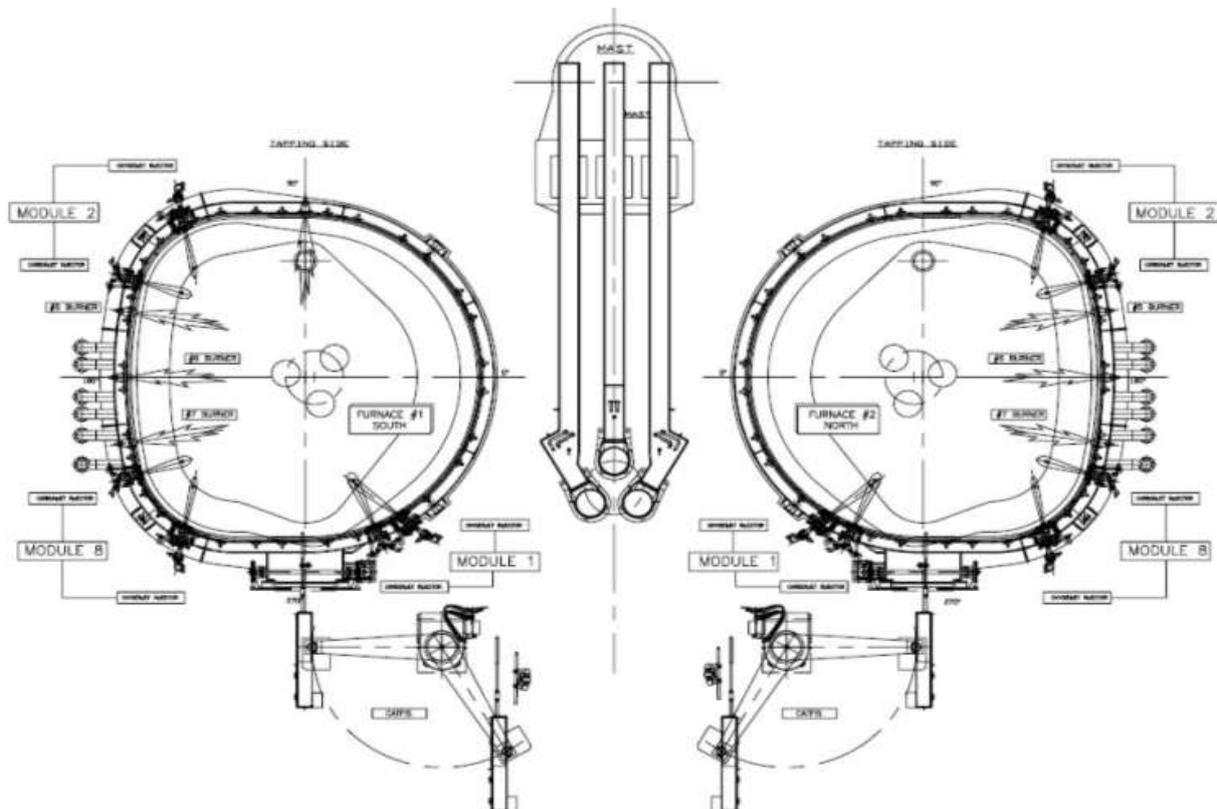


Abbildung 4-5: Schematische Darstellung eines Twin-Shell Ofens [21].

Während die Charge des einen Gefäßes mit den Elektroden aufgeschmolzen wird erfolgt im anderen Ofengefäß bereits die Beschickung mit der nächsten Charge. Nach Abstich der Schmelze schwenken die Elektroden in das andere Gefäß und der Einschmelzvorgang startet. Auf diese Weise ist eine Erhöhung der Produktivität erreichbar [8, 22].

Weltweit sind mehrere solcher Anlagen in Betrieb, wobei viele davon als Gleichstromöfen ausgeführt werden. Dies hat den Vorteil einer leichteren Elektrodeneinheit. Das im nächsten Kapitel beschriebene ConArcTM-Verfahren ist ebenfalls zu den Doppelgefäß-Lichtbogenöfen zu zählen.

4.2.1.5 ConArc™-Verfahren

Das CONARC™-Verfahren von SMS Siemag ist ein Spezialverfahren mit alternierendem Einsatz der Elektroden und einer Toplanze zum effizienten Frischen der Schmelze im Lichtbogenofen. Die Anlage besteht aus zwei Gefäßen, einer schwenkbaren Elektrodeneinheit sowie einer schwenkbaren Sauerstofflanze. Auf diese Weise lässt sich der Einsatz von flüssigem Roheisen erhöhen. Dadurch ist nicht nur eine Verringerung des elektrischen Energieverbrauchs möglich, sondern auch eine höhere Flexibilität hinsichtlich der Einsatzstoffmischung [23].

Der Prozess läuft in zwei Verfahrensstufen ab (**Abbildung 4-6** und **Abbildung 4-7**):

- Konverterprozess zur Entkohlung des flüssigen Roheisens
- Lichtbogenofenprozess zum Schmelzen von Schrott oder DRI/HBI sowie zum Aufheizen der Schmelze auf Abstichtemperatur.

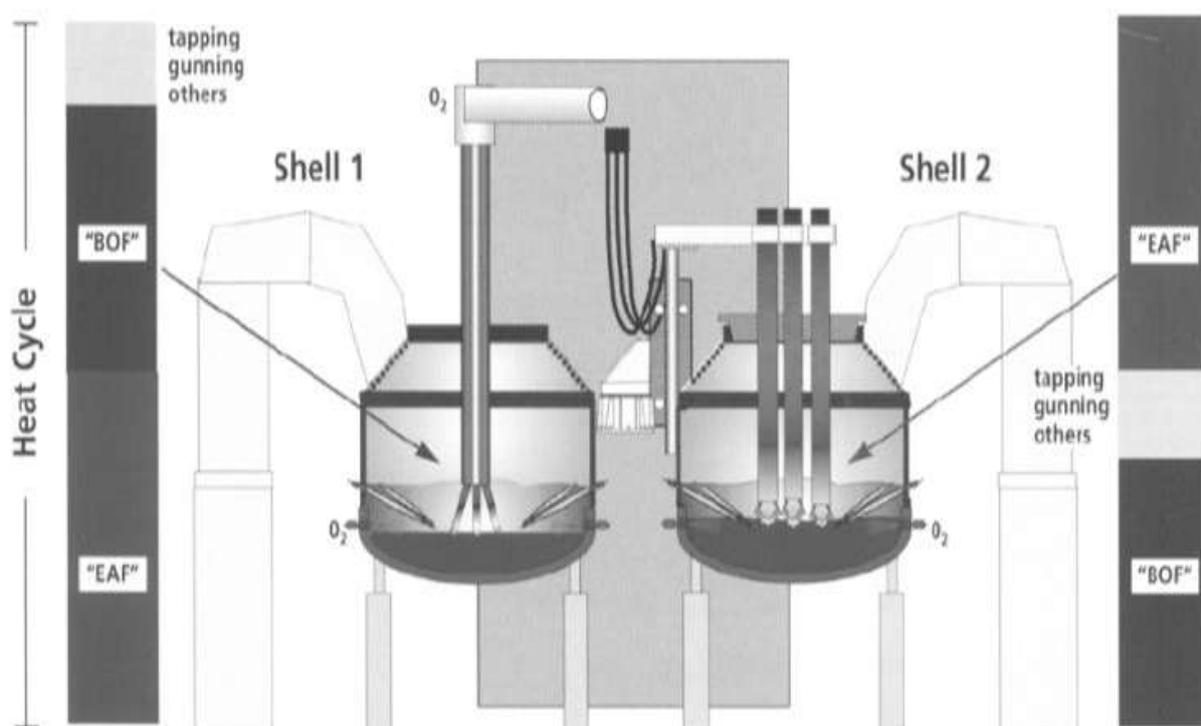


Abbildung 4-6: Schematische Darstellung des ConArc-Verfahrens [21].

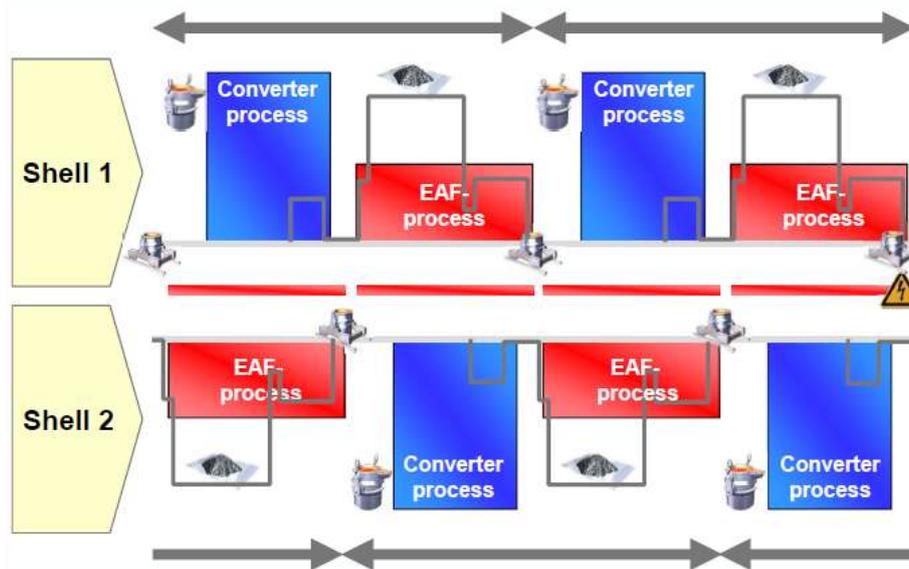


Abbildung 4-7: Ablauf des ConArc-Prozesses [24].

Zu Beginn erfolgt das Chargieren des flüssigen Roheisens in eines der beiden Gefäße. Die Sauerstofflanze wird in Position gebracht und unerwünschte Mengen an Kohlenstoff, Silizium, Mangan und Phosphor abgebaut. Um eine Überhitzung der Schmelze zu verhindern, findet die Zugabe von Schrott oder DRI statt. Im Anschluss an die Entkohlung erfolgen das Ausschwenken der Toplanze und das Einschwenken der Elektroden. Während des Lichtbogeneinsatzes werden Schrott bzw. DRI/HBI chargiert, aufgeschmolzen und die Schmelze auf Abstichtemperatur gebracht. Während der Konverter- bzw. der Lichtbogenphase kann parallel dazu im anderen Ofengefäß bereits wieder die 2. Phase stattfinden, wodurch sich die Produktivität erhöht [23, 24].

Abbildung 4-8 zeigt die Abhängigkeit der Schmelzfolgezeit vom eingesetzten Roheisenanteil. Dabei sind mit steigendem Roheiseneinsatz folgende Trends ersichtlich:

- Erhöhung der Blasezeit aufgrund des höheren Entkohlungsaufwandes
- Verringerung der Einschmelzdauer aufgrund des höheren Energieeintrages des flüssigen Roheisens.

Dies führt zu einem optimalen Betriebsfenster, in dem sich eine minimale Schmelzfolgezeit einstellt. Das bedeutet, dass die Blasdauer des LD-Prozesses und die Einschmelzdauer des LBO-Prozesses je nach Einsatzstoffmix aufeinander abzustimmen sind, um höchste Produktivität zu erreichen.

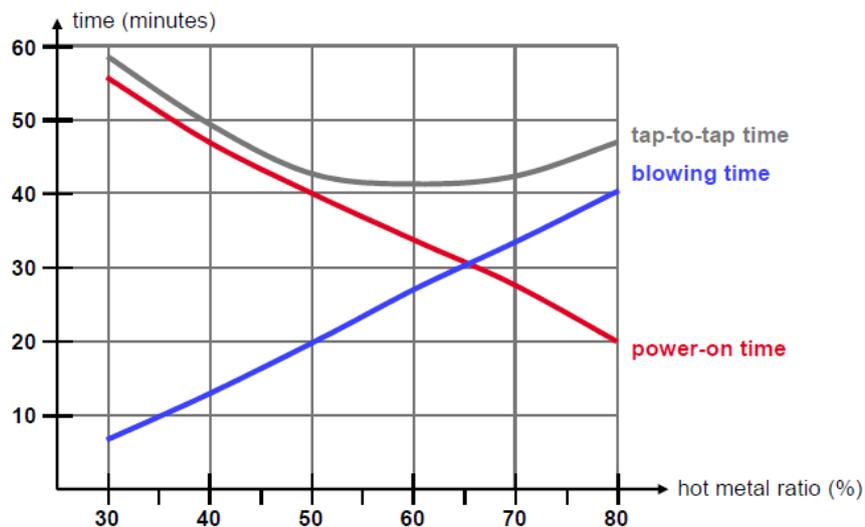


Abbildung 4-8: Darstellung des optimalen Betriebsfensters [24].

Für die Produktion von korrosionsbeständigen Stählen erfolgt der Prozessablauf in umgekehrter Reihenfolge. Zuerst erfolgt das Aufschmelzen des Schrottes und danach der Abbau von Kohlenstoff und Silizium während der Konverterphase [23].

Die Vorteile des ConArcTM-Verfahrens sind [23]:

- Erhöhter Einsatz von flüssigem Roheisen möglich
- Geringere Grenzen in der Zusammensetzung des Roheisens
- Hohe Flexibilität bezüglich der Einsatzstoffe (Schrott, DRI, HBI und flüssiges Roheisen)
- 100 % LBO- und 100 % Konverterprozess möglich
- Hohe Flexibilität bezüglich des Energieeinsatzes (elektrisch, chemisch, fossil).

Weltweit sind derzeit fünf ConArc-Öfen mit Jahresproduktionen von 1,35 bis 2,5 Mio. Tonnen Rohstahl bei Anlagengrößen von 170 bis 200 t im Einsatz. Ein weiterer ConArc-Ofen soll noch 2014 von Chinese Tayuan Iron & Steel Group in China in Betrieb gehen [23–25].

4.2.2 Elektrolichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung

Lichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung nutzen den physikalischen und chemischen Energieinhalt des Rauchgases zur Vorwärmung der Einsatzstoffe. Durch diese direkte Energierückgewinnung gelingt es sowohl die Energiebilanz als auch die Produktivität des Lichtbogenofens positiv zu beeinflussen. Die Reduktion des elektrischen Energiebedarfs, des Elektrodenverbrauchs sowie eine Verkürzung der Einschmelzzeit sind die Hauptvorteile der Schrottvorwärmung.

Wie bereits in **Kapitel 3.5.2.2** erwähnt, kommt es aufgrund der relativ niedrigen Abgastemperatur zu erhöhten Emissionen an unverbrannten Kohlenwasserstoffen und Kohlenmonoxid sowie zur Entstehung von Dioxinen und Furanen. Dies bringt einen zusätzlichen Energieaufwand zur Nachverbrennung dieser Schadstoffe mit sich. Zwar benötigen auch Lichtbogenöfen ohne Schrottvorwärmung eine Abgasnachbehandlung, jedoch aufgrund der höheren Abgastemperaturen mit geringeren Erdgas- bzw. Sauerstoffverbräuchen [2].

Grundsätzlich bestehen die Abgasnachbehandlungen sowohl für Öfen mit als auch ohne Schrottvorwärmung aus folgenden Anlageteilen [26]:

- Nachbrennkammer zur Verbrennung der flüchtigen organischen Verbindungen, des Kohlendioxids und der Dioxine und Furane bei Temperaturen über 800 °C
- Abschreckeinheit (z.B. Verdampfungskühler) zur raschen Abkühlung der Abgase auf unter 300 °C, um eine Rückbildung der Dioxine und Furane infolge der De Novo-Synthese zu verhindern
- Abgasreinigungsanlage zur Adsorption der Dioxine und Furane an Aktivkohle und Abscheidung der staubförmigen Verunreinigungen.

Die im Folgenden beschriebenen Verfahren nutzen folgende Prinzipien zur Schrottvorwärmung:

- Vorwärmung in einem Schacht
- Vorwärmung in einem Tunnel
- Vorwärmung in einem Korb.

4.2.2.1 Fuchs Fingerschachtofen

Der Fingerschachtofen ist eine Entwicklung von Fuchs Systemtechnik und gilt als Vorreiter der modernen Schachtofen. In den 1990er Jahren erwarb Siemens VAI die Rechte an diesem Verfahren. **Abbildung 4-9** zeigt eine schematische Darstellung dieses Ofentyps. Der wassergekühlte Schacht befindet sich gegenüber dem Transformator und ist so angeordnet, dass die Schrottzufuhr in den Ofen nahe den Elektroden erfolgt. Der Lichtbogenofen selbst kann sowohl als Gleich- als auch als Drehstromofen ausgeführt sein [27, 28].

Die Schrottzufuhr in den Schacht kann mit einem Kran oder Förderband erfolgen. Während des Aufheizens der Schmelze auf Abstichtemperatur, findet die Vorwärmung des ersten Korbes der nächsten Charge statt. Der Schrott wird dabei von den wassergekühlten Fingern zurückgehalten. Nach Abstich der vorigen Charge finden das Öffnen der Finger und die Zufuhr des restlichen Schrottes direkt auf den vorgewärmten Schrott statt.

Der Schmelzvorgang wird durch den Restsumpf (Flachbadfahrweise) und die Erdgas-Sauerstoffbrenner, direkt unter dem Schacht, unterstützt. Nachdem der Schrott vollständig geschmolzen ist, erfolgen das Schließen der Finger und die Beschickung des Schachtes mit der nächsten Charge. Sauerstoff- und Kohleeinblaslanzen zur Bildung der Schaumslagge sind gegenüber dem Schacht angeordnet. Am unteren Ende des Schachtes befinden sich Sauerstoffdüsen zur Abgasnachverbrennung. Zum Abschlacken und Abstechen des Rohstahls wird der Schacht hydraulisch angehoben und das Ofengefäß gekippt [27, 28].

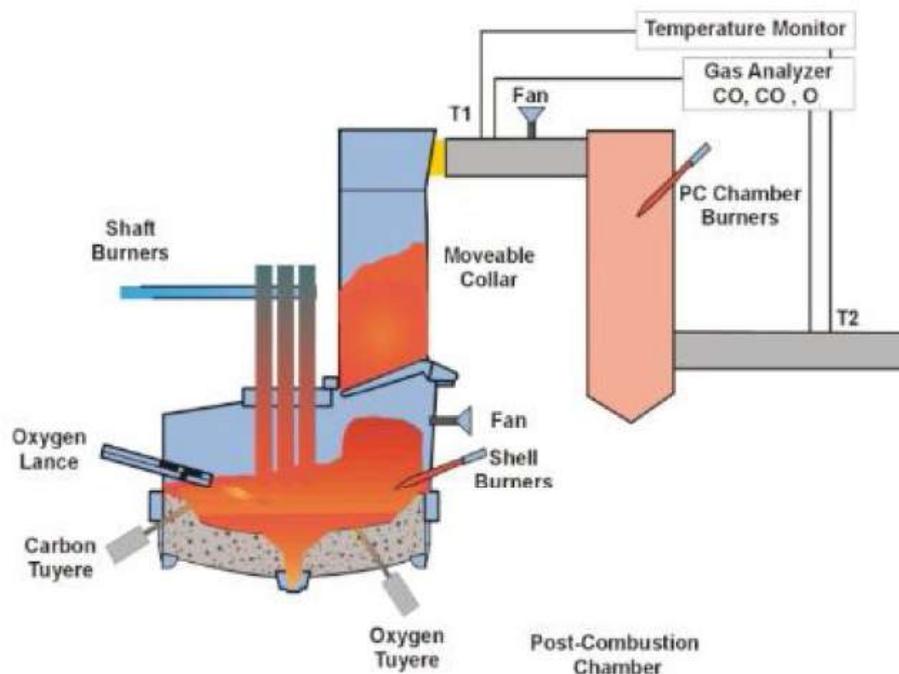


Abbildung 4-9: Schematische Darstellung des Fuchs Fingerschachtofen [29].

Die Abgasnachbehandlung findet in einer nachgeschalteten Nachverbrennungskammer statt, um flüchtige Kohlenstoffverbindungen sowie Dioxine und Furane zu verbrennen. Anschließend erfolgt das Abschrecken des Abgases auf unter 300 °C um eine Rückbildung der Dioxine und Furane infolge der De Novo-Synthese zu verhindern [27].

Neben Schrott ist auch der Einsatz von DRI, HBI und flüssigen Roheisen möglich. Die Beschickung des Ofens mit Roheisen kann über eine Rinne in der Seitenwand erfolgen. Ebenso muss die DRI-Zufuhr über das 5. Deckelloch erfolgen, da eine DRI-Vorwärmung nicht möglich ist. HBI ist bis zu einem gewissen Anteil mit dem Schrott im Schacht vorwärmbar [27].

Zusammenfassend bietet der Fingerschachtofen folgende Vorteile [27, 28]:

- 100 % Schrottvorwärmung
- Schrottvorwärmung bis 800 °C
- Geringerer elektrischer Energieverbrauch bis zu 120 kWh/t gegenüber konv. LBO
- Bis zu 30 % geringer Elektrodenverbrauch gegenüber konv. LBO
- Bis zu 40 % höherer Produktivität gegenüber konv. LBO.

4.2.2.2 SIMETAL EAF QUANTUM™

Der von Siemens VAI neu- bzw. weiterentwickelte Schachtofen mit wassergekühlten Fingern als Schrottrückhaltesystem weist gegenüber konventionellen Schachtofen folgende anlagenspezifische Unterschiede auf [30, 31]:

- Fixes Schachtsystem und bewegbares Ofengefäß → Erhöhte Dichtheit und folglich verringerter Falschlufteintrag
- Trapezförmiger Schacht → Verbesserte Schrottzufuhr und -verteilung sowie Schrottvorwärmung
- Größerer Schmelzsumpf → Verbesserte Wärmeübertragung und rascherer Schmelzprozess sowie verringerte Flickerneigung
- Ofengefäß mit Pfannenwagen verfahrbar → Rascher Gefäß austausch möglich und somit verringerter Wartungsstillstand.

Abbildung 4-10 zeigt das Layout einer QUANTUM-Anlage. Der Schrotttransport von den unterirdischen Bunkern zum Ofen erfolgt über ein Korb-Förderbandsystem. Dies ermöglicht eine definierte und flexible Schrottzufuhr ohne Kraneinsatz. Die Absaugung des gesamten Abgases vom Chargieren als auch vom Prozess selbst erfolgt über die primäre Absaugungsanlage durch automatisierte Modifikation der Abgasströmungen. Dies hat zur Folge, dass die sekundäre Absaugungsanlage zur Aufnahme der Abgase, die beim Abschlacken, Abstich und über die Elektrodenöffnungen im Deckel entstehen, kleiner ausgelegt werden kann. Der trapezförmige Schacht mit dem in **Abbildung 4-11** ersichtlichen, neu designten, Rückhaltesystem, ermöglicht eine optimale Wärmeübertragung infolge einer verbesserten Schrottverteilung sowie Abgaseinleitung. Weiters ist die Gefahr, dass der Schrott im Schacht hängenbleibt minimal. Die Chargierung des Schrottes in den Schmelzsumpf erfolgt durch das Öffnen des Rückhaltesystems, welches anschließend sofort wieder geschlossen wird um die nächste Charge aufnehmen zu können. Der komplette Vorgang des Chargierens kann unter Power-On erfolgen [30, 31].

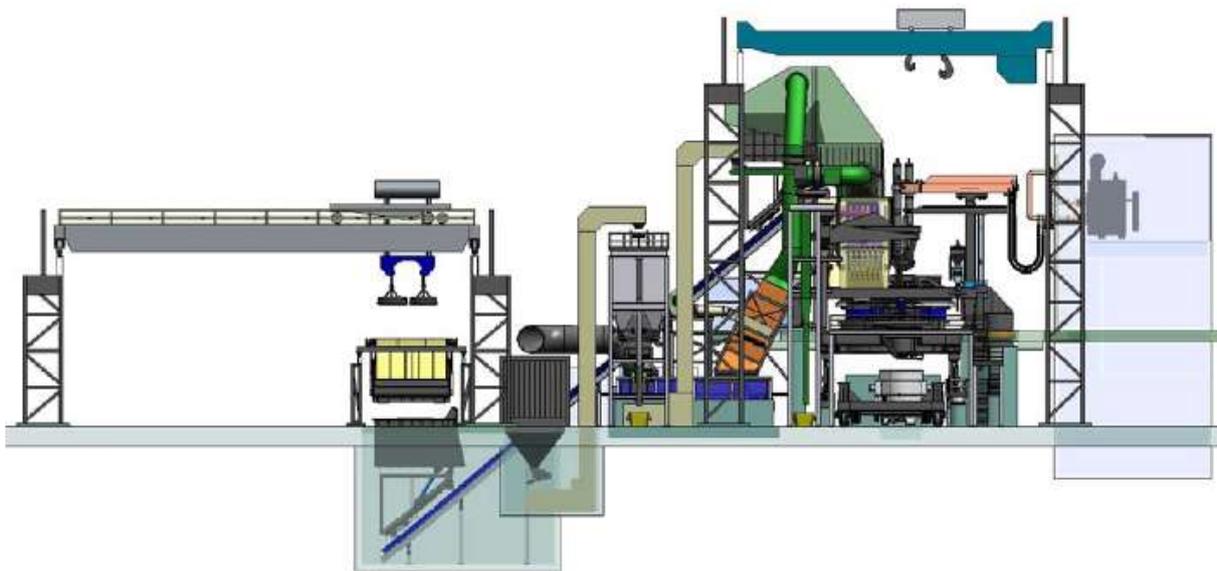
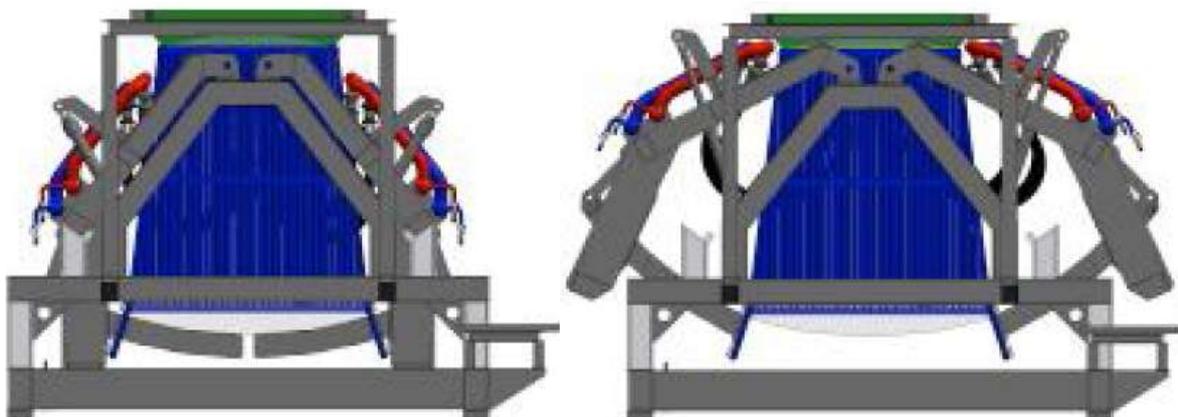


Abbildung 4-10: Schematische Darstellung des SIMETAL EAF QUANTUM™ [31].



a) Geschlossene Finger

b) Offene Finger

Abbildung 4-11: Schrottrückhaltesystem [30].

Das Schmelzen des Schrottes im Schmelzsumpf ermöglicht eine Flachbadfahrweise mit geringster Netzurückwirkung. Die Bodenspülung mit Stickstoff oder Argon erhöht den Wärmetransfer von der Schmelze auf den Schrott und die Badhomogenität. In Kombination mit dem, von Siemens VAI entwickelten, schlackenfreien FAST-Abstichsystem (Furnace Advanced Slag-Free Tapping) ist sowohl das Chargieren, Abstechen und das Füllen des Abstichloches unter Power-On möglich. Dies ermöglicht höchste Produktivität mit geringsten Schmelzfolgezeiten sowie praktisch keine Power-Off Zeiten (siehe **Abbildung 4-12**) [30, 31].

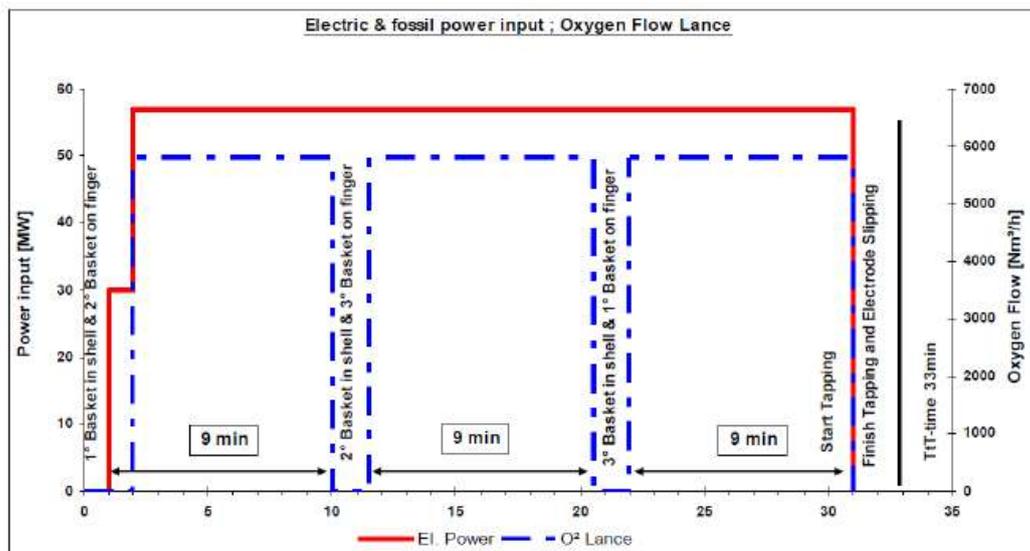


Abbildung 4-12: Prozessdiagramm eines SIMETAL EAF QUANTUM™ [30, 31].

Das Abschlacken und Abstechen erfolgt durch Absenken und Neigen des Ofengefäßes. Dies wird durch ein Zylinder- und Führungssystem, auf welchem das Ofengefäß befestigt ist, realisiert. Das Portal, mit dem Elektrodenführungssystem sowie den Halterungen der Sauerstoff- und Kohlenstoff-Lanzen bleibt, wie die gesamte Deckel- und Schachtkonstruktion, beim Abstich fix in Position und wird nur zum Elektrodenwechsel sowie zum Austausch des Deckelherzes ausgeschwenkt. Dadurch sind die mechanischen Belastungen auf ein Minimum reduziert [30, 31].

Die im Abgas enthaltenen flüchtigen organischen Verbindungen werden in einer Nachbrennkammer verbrannt. Aufgrund der hohen Abgasaustrittstemperatur aus dem Schacht von 800 - 850 °C beträgt die benötigte Erdgasmenge nur in etwa 4 Nm³/t. Anschließend erfolgt das Abschrecken des Abgases auf unter 300 °C um eine Rückbildung der Dioxine und Furane infolge der De Novo-Synthese zu verhindern. Das Abbinden der Dioxine und Furane erfolgt durch das Einblasen von aktiviertem Kohlenstoff [30, 31].

Die Hauptmerkmale des SIMETAL EAF QUANTUM™ sind zusammengefasst [30, 31]:

- Energieverbrauch unter 280 kWh/t
- Tap-to-Tap Zeit von ca. 33 min
- Elektrodenverbrauch 0,9 kg/t (30 % geringer als bei konv. LBO)
- Erhöhte Produktivität von 1,35 Mio t/a (180 t/h) mit einem 100 t Ofen und 3 Korbchargierung
- 100 % Schrottvorwärmung
- Chargierung, Abstich und Abstichlochfüllung unter Power-On

- 60 % geringer Brennerverbrauch (keine Brenner im Ofen, sondern nur zur Abgasnachverbrennung)
- Geringste Emissionen von flüchtigen organischen Verbindungen, Dioxinen und Furanen sowie Kohlendioxid
- 20 % geringere Umwandlungskosten.

4.2.2.3 ECOARC™-Ofen

Das ECOARC™-Konzept ist ein, von JP Steel Plantech Co. entwickelter, Schachtofen bei dem der Schacht und das Ofengefäß fest miteinander verbunden sind. Durch diese starre Verbindung wird der Falschlufteintritt in den Schacht verhindert und somit die Schrottoxidation gering gehalten. In **Abbildung 4-13** ist eine schematische Darstellung dieses Ofenkonzeptes ersichtlich.

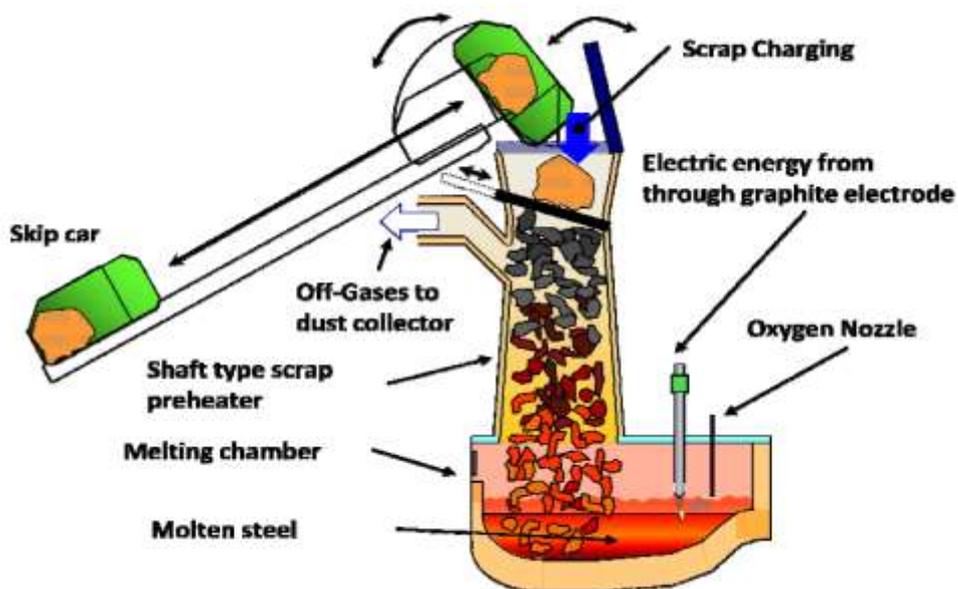


Abbildung 4-13: Schematische Darstellung des ECOARC™-Verfahrens [32].

Der Schrotttransport von den Bunkern zum Ofen erfolgt über ein Liftsystem. Die Chargierkammer, in die pro Schmelze 10-13 Körbe chargiert werden, ist durch eine ein- und ausfahrbare Klappe vom Schacht getrennt. Das Öffnen der Klappe ist voll automatisiert an die Schmelzrate angepasst, um eine konstante Schrottsäule im Schacht zu gewährleisten. Die Sauerstoff- sowie die Kohleeinblaslanzen ragen über den Deckel in den Ofen hinein. Die Flickerneigung ist aufgrund der Flachbadfahrweise gering. Zum Abstechen erfolgt das

Neigen der gesamten Ofenkonstruktion, d.h. Ofengefäß inklusive Deckel- und Schachtkonstruktion sowie Elektroden- und Lanzenhalterungen werden bewegt [32–34].

Die Abgasnachbehandlung umfasst, wie bei allen Schachtofen, eine Nachverbrennungs- sowie Abschreckkammer und eine Filteranlage. Durch die Einhaltung eines Gasoxidationsgrades ($\text{CO}_2/\{\text{CO}+\text{CO}_2\}$) von maximal 60-70 % ist gewährleistet, dass Abgas mit hohem chemischen Energieinhalt in die Nachbrennkammer gelangt. Dadurch sind sehr geringe Erdgasverbräuche von 2 - 4 Nm^3/t für die Nachverbrennung, bei über 850 °C, erreichbar. Im Verdampfungskühler erfolgt das Abschrecken des Abgases auf Temperaturen zwischen 200 - 250 °C um die De Novo-Synthese zu vermeiden. Anschließend werden die Dioxine und Furane in der Filteranlage an Aktivkohle gebunden. Damit sind Dioxin-Emissionswerte von weniger als 0,5 ng-TEQ/ Nm^3 erreichbar [32–34].

Die Vorteile des ECOARCTM-Ofens sind [32–34]:

- Energieverbrauch zwischen 190 und 285 kWh/t, abhängig vom O₂-Einsatz
- Schmelzfolgezeiten von ca. 40 min
- 100 % Schrottvorwärmung
- Geringe Flickerneigung sowie Lärmemission
- Geringste Emissionen von VOCs, Dioxinen und Furanen sowie CO₂
- Geringere Energieverluste (keine wassergekühlten Finger, keine Verluste beim Chargieren)
- Geringerer Wartungsaufwand (keine Bewegung des Deckels, keine wassergekühlten Finger usw.).

Weltweit sind sechs solcher Anlagen in Betrieb. Wobei sich jedoch die Einsatzorte, auch aufgrund der Herkunft des Entwicklers, auf die asiatischen Länder Japan (4 Anlagen), Korea und Thailand (jeweils eine Anlage) beschränken.

4.2.2.4 COSSTM - Ofen

Der COSSTM (Continuous Optimized Shaft System) - Ofen ist eine Weiterentwicklung des Schachtofenkonzeptes von Fuchs Technology und soll die Vorteile einer 100 % Vorwärmung im Schacht mit einer kontinuierlichen Schrottzufuhr in den Ofen kombinieren. **Abbildung 4-14** zeigt eine schematische Darstellung dieses Verfahrens.

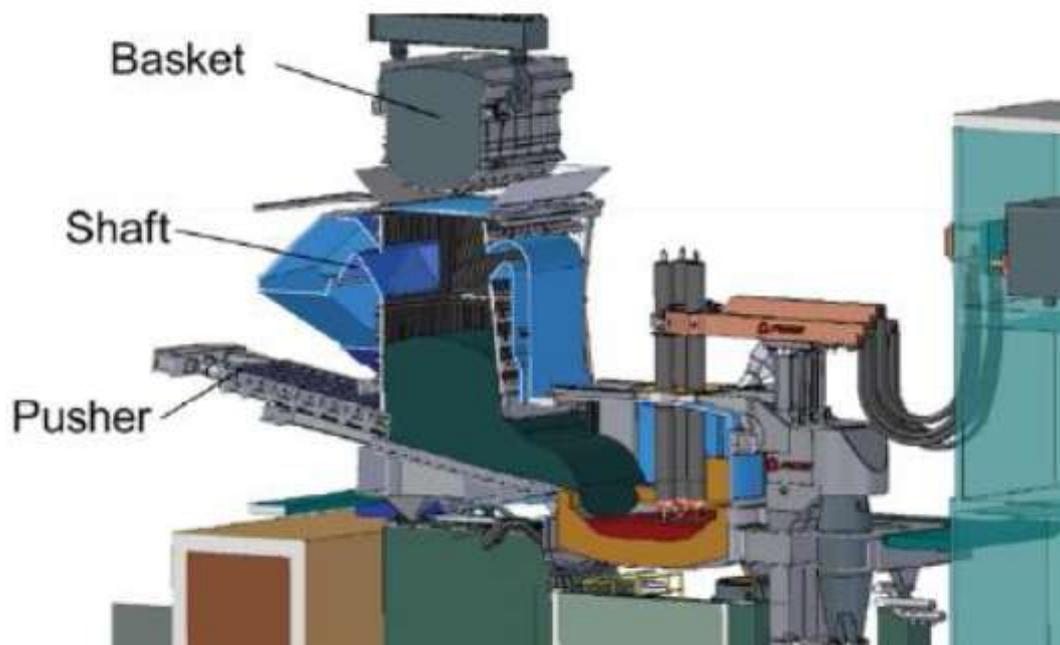


Abbildung 4-14: Schematische Darstellung des COSSTM-Ofen [6].

Durch die seitliche Anordnung des Schachtes neben dem Ofen reduziert sich die Bauhöhe und es befinden sich keine wassergekühlten Elemente direkt über der Schmelze. Ebenso entfallen wassergekühlte Rückhaltesysteme, die hohen mechanischen Belastungen ausgesetzt sind. Durch diese Maßnahmen reduziert sich nicht nur der Energieverlust, infolge der Kühlung, sondern auch der Wartungsaufwand [35].

Das Chargieren des Schrottes in den Schacht erfolgt mit einem Korb, während des Aufheizens der vorherigen Charge auf Abstichttemperatur. Nach dem Abstich der Schmelze beginnt die Zufuhr des Schrottes in den Ofen mithilfe eines Schiebers. Auf diese Weise werden die Vorteile einer 100 % Schrottvorwärmung im Schacht und einer quasikontinuierlichen, an die Aufschmelzrate angepassten, Schrottzufuhr kombiniert. Das Aufschmelzen erfolgt durch den Wärmeübertrag der Schmelze auf den Schrott. Nach Beendigung der Schrottchargierung in den Ofen erfolgt das Aufheizen der Schmelze auf Abstichttemperatur. Durch das Zurücklassen eines Restschmelzsumpfes und der daraus resultierenden Flachbadfahrweise verringert sich die Flickerneigung [35].

Zur Einhaltung der gesetzlichen Vorgaben ist eine Abgasnachbehandlung nachgeschaltet, in der die Nachverbrennung der Abgase und das anschließend Abschrecken auf unter 300 °C stattfindet.

Der COSSTM-Ofen bietet folgende Vorteile [20, 35]:

- Energieeinsparung von 80-100 kWh/t gegenüber konv. LBO
- 10 % geringer Elektrodenverbrauch gegenüber konv. LBO
- Schrottchargierung unter Power-On
- Geringe Flickerneigung sowie Lärm- und Staubemission
- Geringere Energieverluste (keine wassergekühlten Finger, keine Verluste beim Chargieren)
- Geringerer Wartungsaufwand (keine Bewegung des Deckels, keine wassergekühlten Finger usw.)
- Ofen und Vorwärmchacht sind zwei getrennte Einheiten.

Weltweit sind seit 2008 fünf COSS-Ofen in Betrieb gegangen. Zwei weitere Projekte sind zurzeit aus nicht bekannten Gründen auf Eis gelegt [20].

4.2.2.5 EPCTM - Schrottvorwärmssystem

Das EPCTM (Environmental Preheating & Continuous Charging System) ist ein von KR Tec GmbH und CVS Technology entwickeltes Schrottvorwärmssystem, das die Vorteile einer effizienten Schrottvorwärmung in einer Kammer und einer kontinuierlichen Chargierung, ohne Öffnen des Ofen- oder Schachtdeckels, kombiniert. Im März 2013 erwarb das Unternehmen INTECO special melting technologies GmbH die Rechte an diesem Verfahren [36].

Wie in **Abbildung 4-15** ersichtlich, ist das EPCTM-Vorwärmssystem neben dem Lichtbogenofen positioniert. Das Chargieren des Schrottes in das Vorwärmssystem erfolgt mit einem Korb. Während des Befüllens des in der Warteposition stehenden, sogenannten Hoppers, schließt dessen Vorderseite die Schrottvorwärmkammer. Somit ist die Staubemission beim Chargieren auf ein Minimum gesenkt und die Schrottchargierung in das EPCTM-System kann unter Power-On erfolgen. Anschließend folgen das Schließen des Deckels und das Verschieben des Hoppers mithilfe von Hydraulikzylindern über die Schrottvorwärmkammer. Während der Schrott in die Vorwärmkammer fällt und vorgewärmt wird, verschließt die hintere Seitenwand des Hoppers das System. Die Schrottzufuhr in den Ofen erfolgt kontinuierlich - und angepasst an die Schmelzrate - mithilfe eines Schiebers und unter Power-On. Ein spezielles Abgassystem und eine wassergekühlte Klappe erlauben eine Kontrolle der Vorwärmeffektivität, durch Ableitung des Ofenabgases bei zu hoher Schrottvorwärmung, bzw. Rezirkulierung des Abgases des EPC-Systems bei zu hoher Abgastemperatur. Sauerstoff- und Kohle-Lanzen ragen über den Deckel in den Ofen hinein,

der als AC und auch als DC-Ofen ausgeführt sein kann. Zum Aufschmelzen des Schrottes und zur Reduzierung der Flickerneigung erfolgt eine Flachbadfahrweise mit einem Restschmelzsumpf von ca. 30 - 40 %. Auch hier findet, wie bei allen Vorwärmsystemen, eine Abgasnachbehandlung mit Nachverbrennung und rascher Abkühlung statt, um die Emissionswerte von VOCs und Dioxinen so gering wie möglich zu halten [29, 36].

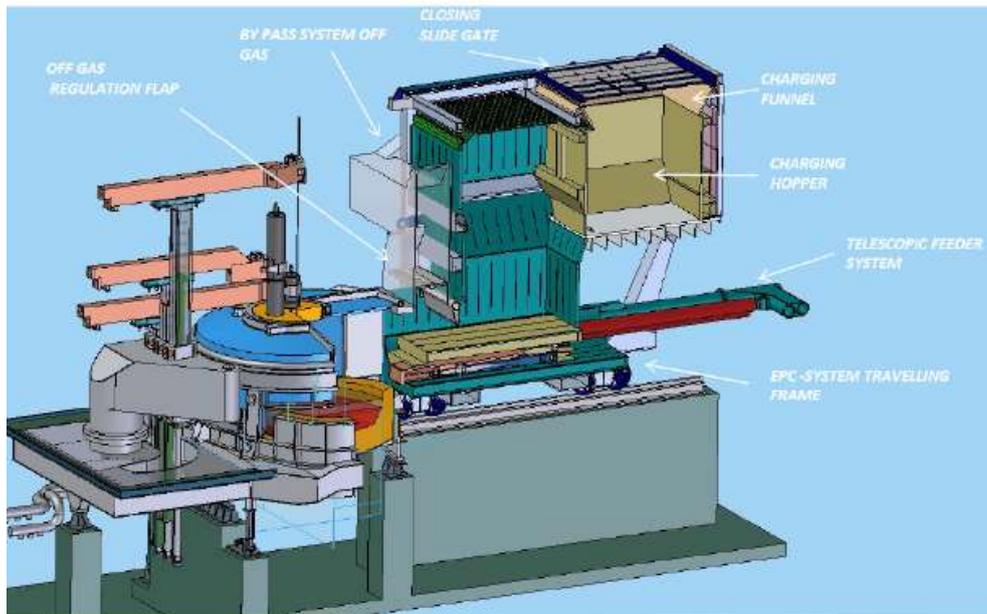


Abbildung 4-15: Schematische Darstellung eines Ofens mit EPC™-System [36].

Die Vorteile des EPC™-Systems lassen sich wie folgt zusammenfassen [29, 36]:

- Verringerung des elektrischen Energieverbrauchs gegenüber konv. LBO bis 100 kWh/t
- 30 % geringere Abgas- und Staubemissionen durch fortwährend geschlossenes System
- Schrottchargierung unter Power-On
- 25 % höhere Produktivität gegenüber konv. LBO
- 100 % Schrottvorwärmung
- Geringere Energieverluste (keine wassergekühlten Finger, keine Verluste beim Chargieren)
- Geringerer Wartungsaufwand (keine Bewegung des Deckels, keine wassergekühlten Finger)
- Ofen und Vorwärmsystem sind zwei getrennte Einheiten.

Weltweit ist bisher ein Ofen (Toscelik Iskenderun / Türkei) mit dem EPC-Schrottvorwärmsystem ausgestattet.

4.2.2.6 Consteel™-Verfahren

Beim Consteel™-Verfahren, der Firma Tenova, handelt es sich um einen Lichtbogenofen mit Schrottvorwärmung in einem Tunnel. Auf diese Weise lässt sich eine kontinuierliche Chargierung des Ofens mit vorgewärmtem Einsatzstoff realisieren. Eine schematische Darstellung dieser Verfahrensvariante ist **Abbildung 4-16** zu entnehmen.

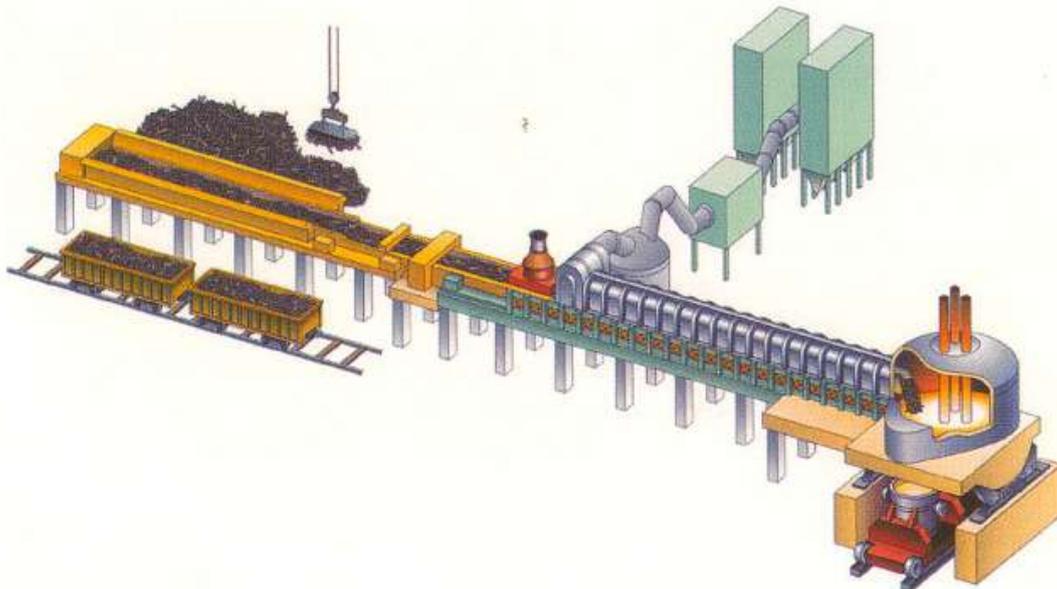


Abbildung 4-16: Schematische Darstellung einer Consteel™-Anlage [37].

Das Chargieren der festen Einsatzstoffe (Schrott, Roheisen, HBI usw.) auf das Förderband erfolgt mit einem Kran. Die oszillierende Schwingförderrinne, mit einer langsamen Vor- und einer schnellen Rückbewegung, transportiert den Schrott zum Lichtbogenofen. Im Vorwärmungstunnel kommt es zur Übertragung der physikalischen und chemischen Energie des Ofenabgases auf den Schrott. Um zu starke Oxidation zu verhindern herrscht in den ersten 30 % des Tunnels eine reduzierende Atmosphäre. Die Nachverbrennung des im Ofenabgas enthaltenen Kohlenmonoxids erfolgt durch prozessgesteuerte O₂-Lanzen. Der vorgewärmte Einsatzstoff gelangt durch eine seitliche Öffnung in das Ofengefäß und das Einschmelzen erfolgt durch das flüssige Metall. Durch die kontinuierliche Schrottzufuhr bleibt das Stahlbad im Ofen immer flüssig und der Lichtbogen brennt konstant. Zur Oxidation der unerwünschten Begleitelemente und zur Schaumschlackenbildung kommen Sauerstoff- und Kohleeinblaslanzen zur Anwendung. Der Abstich des Rohstahls erfolgt über einen exzentrischen Bodenabstich [38–40].

Die Abgase des Tunnels gelangen in eine Abgasnachbehandlung. In dieser kommt es zur Nachverbrennung des restlichen Kohlenmonoxids und der flüchtigen Kohlenstoffverbindungen sowie der Dioxine und Furane mit Sauerstoff [38, 39].

Durch das kontinuierliche Chargieren der festen Einsatzstoffe bleibt wie bereits erwähnt die Schmelze im Ofen immer flüssig. Dies begünstigt den Einsatz von flüssigem Roheisen, da sich der durch das Roheisen eingebrachte Kohlenstoff im flüssigen Stahlbad rasch auflöst. Durch Einhaltung eines Kohlenstoffgehaltes im Metallbad von 0,15 - 0,25 % sind die optimalen Bedingungen zur Schaum Schlackenbildung und Vermeidung von Reaktionen zwischen Sauerstoff und den Badkohlenstoff gegeben. Aufgrund dieser Tatsache lassen sich Einsatzstoffmischungen mit bis zu 40 % Roheisen, welches über eine Rinne seitlich in den Lichtbogenofen chargiert wird, erreichen [39].

Der, in **Abbildung 4-17** schematisch dargestellte, Consteel™ Evolution ist eine Weiterentwicklung des Consteel™-Verfahrens der bessere Flexibilität hinsichtlich der verwendbaren Energiequellen bietet.



Abbildung 4-17: Schematische Darstellung des Consteel Evolution™ [41].

Die Hauptmerkmale des neuen Konzeptes sind ein größerer Anteil an chemischer Energie sowie eine effizientere Schrottvorwärmung durch die Neukonzipierung des Vorwärmesystems. Der Vorwärmstunnel ist in zwei Sektionen unterteilt. Der erste Teil ist mit Erdgas-Sauerstoffbrenner ausgestattet, die den Schrott vorwärmen. Die Erdgas-Sauerstoffbrenner ragen über das Dach in den Tunnel hinein und wärmen nicht nur die Oberfläche der Schrottschüttung auf, sondern übertragen ihre Wärme auch in die Kavitäten zwischen den Schrott. Im zweiten Teil erfolgt das weitere Aufheizen des Schrottes

durch die Nachverbrennung des Ofenabgases. Die Absaugung der beiden Gasströme findet an der Verbindungsstelle der beiden Tunnelsektionen statt [41, 42].

Durch die Verwendung von Brennern ergibt sich eine höhere Flexibilität hinsichtlich der eingesetzten Energie. Dadurch ist es den Stahlwerkbetreiber der nötige Spielraum gegeben, um geringste spezifische Energiekosten und beste Produktivität zu erreichen [41, 42].

Zusammenfassend lassen sich folgende Vorteile des Consteel™- bzw. des Consteel™ Evolution nennen [38–40, 42]:

- Kontinuierliche Schrottvorwärmung sowie -chargierung
- Verringerte Netzurückwirkung durch Flachbadfahrweise
- Schrottvorwärmtemperaturen von 300 - 400 °C
- Verringerter Energieverbrauch von 325 kWh/t (Consteel™) bzw. 295 kWh/t (Evolution)
- Verringerte Staubemissionen
- Geringerer Sauerstoffverbrauch
- Hohe Flexibilität hinsichtlich Einsatzstoffe
- 40 % geringere Kosten bei Personal, Logistik und Wartung.

Weltweit sind derzeit über 40 Consteel™-Lichtbogenöfen in Betrieb, mit einer Jahresproduktion von ca. 40 Mio. Tonnen Rohstahl. Die Anlagengrößen reichen von 40 bis 300 t Abstichgewicht [40, 43].

4.2.2.7 DanArc Plus™-Verfahren

Der DanArc Plus™ vereint die Vorteile einer Ein-Korb-Chargierung mit denen der Schrottvorwärmung. Entwickler und Vertreiber dieses Verfahrens ist das Unternehmen Danieli.

Wie in **Abbildung 4-18** ersichtlich, findet das Vorwärmen des gesamten Schrottes, mithilfe des Ofenabgases, in einem wassergekühlten Korb statt. Dieser befindet sich auf einem fahrbaren Wagen, welcher den Korb zwischen 2 Positionen pendelt. In Position 1 befindet sich der Korb neben dem Ofen, zur Zufuhr des Schrottes in den Korb. Während dieses Vorgangs erfolgt die Umleitung der Ofenabgase direkt in die Abgasnachbehandlung. Danach wird der Korb geschlossen und die Abgase wärmen den Schrott vor. Dabei durchströmen sie den Korb von oben nach unten. Im oberen Bereich des Korbes befinden sich Erdgas-Sauerstoffbrenner zur Erhöhung der Temperatur und zur partiellen CO-Nachverbrennung. Zur Chargierung erfolgt das Öffnen des Ofens durch das Verschieben des Deckels auf den Schienen und das simultane Verfahren des Korbwagens über den Ofen. Danach bewegt sich der Korb wieder zurück, der Deckel wird geschlossen und die Elektroden in den Ofen

4.2.3 Elektrolichtbogenöfen mit kontinuierlicher Zufuhr der Einsatzstoffe

Unter kontinuierlicher Zufuhr der Einsatzstoffe ist das gleichmäßige Beschicken des Lichtbogenofens über den gesamten Prozessablauf zu verstehen. Dies erlaubt eine stabile Prozessführung und führt somit zu einer Verringerung des Energie- und Elektrodenverbrauchs sowie zur Reduktion der Netzurückwirkung und Erhöhung der Produktivität. Die beschriebenen Verfahren sind in erster Linie Entwicklungen zur Herstellung von Rohstahl auf Basis von Eisenschwamm, wobei die erste Charge immer auf Schrottbasis einzuschmelzen ist. Der Eisenschwamm ist in Form von DRI sowohl kalt als auch heiß in den Ofen einsetzbar. Die Verfahren zum HDRI-Transport von der Reduktionsanlage zum Lichtbogenofen sind ebenfalls Inhalt dieses Kapitels.

4.2.3.1 ARCESS™ steady EAF (S/EAF™)

Der ARCESS™ steady EAF ist ausgelegt für den Einsatz von DRI, HBI, flüssigem Roheisen sowie Schrott, und erlaubt eine kontinuierliche Prozessführung bis zu einer Woche. Dies ist durch eine kontinuierliche Rohmaterialzufuhr, Flachbadfahrweise als auch eine patentierte Elektroden Halte- und Gleitvorrichtung realisiert. Entwickler und Vertreiber dieses Verfahrens ist das Unternehmen SMS Siemag. **Abbildung 4-19** stellt eine S/EAF™-Anlage schematisch dar.

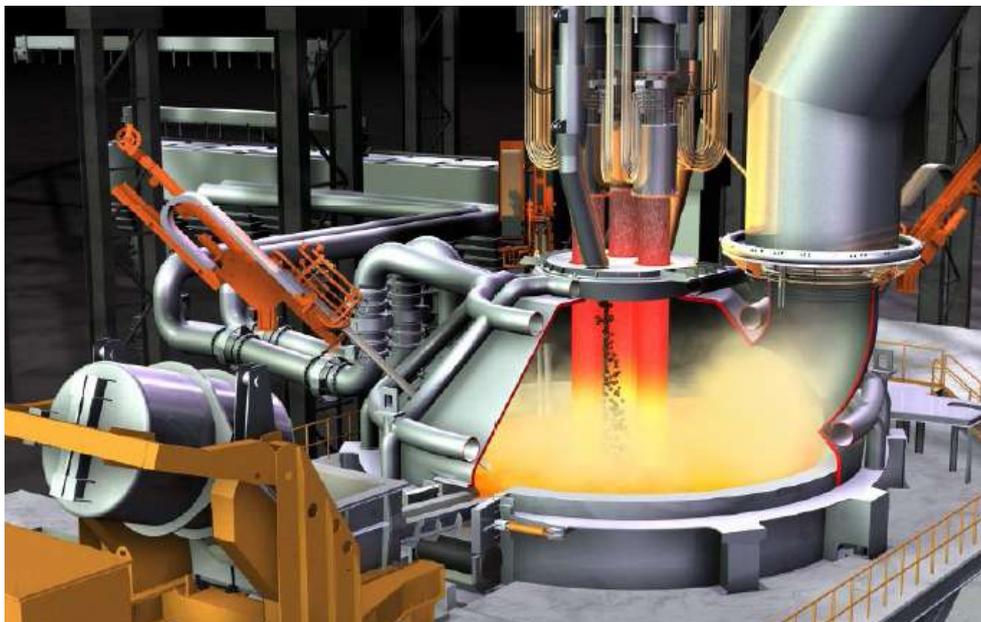


Abbildung 4-19: Schematische Darstellung des ARCESS™ steady EAF [45].

Die Zufuhr von kaltem oder bis 600 °C heißem DRI erfolgt über ein Rohr, das von oben über das 5. Deckelloch in den Ofen ragt, in den Bereich höchster Energiedichte. Über das Rohr erfolgt auch die Kalkzufuhr. Durch zusätzliches Equipment ist auch die Chargierung von Roheisen (über eine Rinne) und zerkleinertem Schrott möglich. Der Dauerbetrieb von bis zu einer Woche ist durch die Verwendung, der bereits oben erwähnten, patentierten Elektrodenhaltevorrückung zum Klemmen und kontinuierlichen Nachgleiten der Elektroden, ermöglicht. Auch das Nachsetzen neuer Elektroden kann unter Power-On erfolgen. Das Abschlacken, Abstechen über einen exzentrischen Bodenabstich und das Verschließen des Abstichloches erfolgt ebenfalls unter Power-On. Im Gegensatz zum konventionellen Lichtbogenofen ist die Höhe des Ofengefäßes geringer und der Ofendeckel konisch ausgeführt. Über diesen Ofendeckel ragen wassergekühlte Sauerstofflanzen sowie Kohleeinblaslanzen in den Ofen hinein. Um einen raschen Austausch des Ofengefäßes zu gewährleisten ist dieses ähnlich wie beim SIMETAL EAF QUANTUM™ mit einem Wagen verfahren- und somit rasch austauschbar. Ein weiterer Unterschied zu konventionellen Drehstromlichtbogenöfen besteht im Hochspannungssystem. Dieses ist nicht wie gewöhnlich mit einem Dreiphasentransformator ausgeführt, sondern mit drei einzelnen Transformatoren die eine Phasenverschiebung von 120° zueinander aufweisen. Dies soll den Vorteil einer geringeren Entfernung der Elektroden vom Hochspannungssystem mit sich bringen [45, 46].

Abbildung 4-20 zeigt den Prozessablauf eines S/EAF™ verglichen mit einem konventionellen Elektrolichtbogenofen, bei 100 % DRI Chargierung.

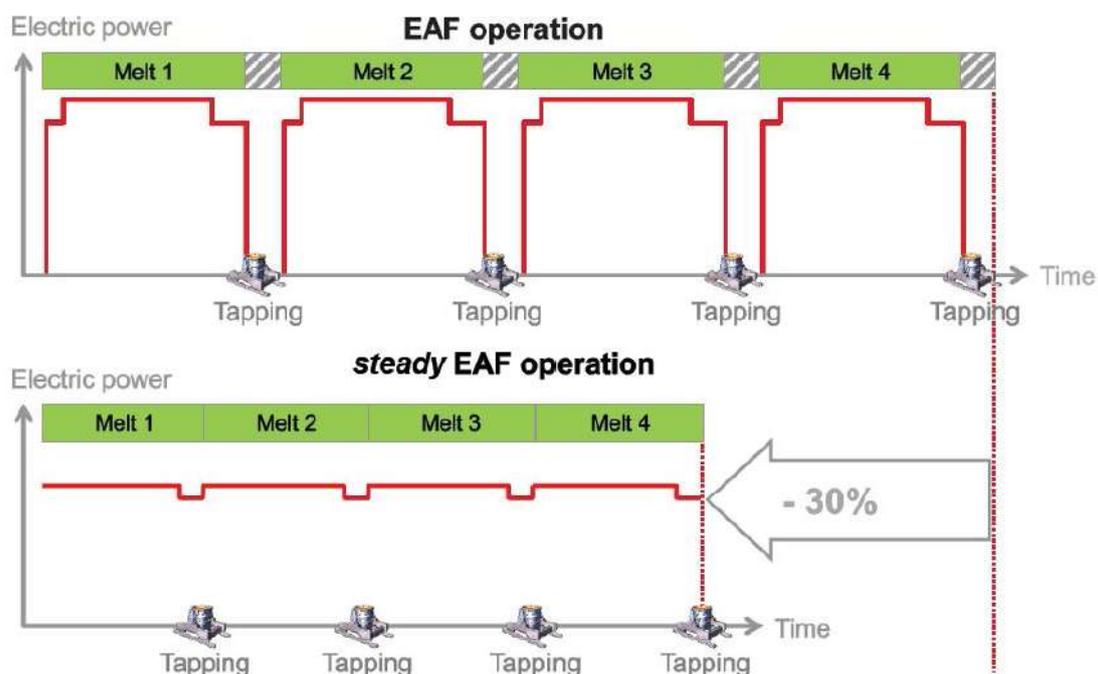


Abbildung 4-20: Prozessablauf des S/EAF™ und eines konventionellen LBO [45].

Es ist ersichtlich, dass aufgrund des Dauerbetriebes, mit maximalem Eintrag der elektrischen Energie über ca. 90 % der Zeit, eine Erhöhung der Produktivität von bis zu 30 % erreichbar ist. Während der Dauer des maximalen Energieeintrages erfolgen die Zufuhr des DRI sowie das Einblasen von Sauerstoff und Kohle zur Bildung der Schaumslagge. Kurz vor dem Abstich wird die DRI-Chargierung unterbrochen und die Schmelze auf die gewünschte Temperatur gebracht. Während des schlackenfreien Abstichs erfolgt eine leichte Reduktion des elektrischen Energieeintrages. Um einen kontinuierlichen Energieeintrag zu gewährleisten bleibt ein gewisser Restsumpf im Ofengefäß [45, 46].

Durch den kontinuierlichen Betrieb bleibt auch die Abgasmenge sowie -temperatur über eine lange Zeit konstant. Dies macht es möglich den thermischen Energieinhalt des Abgases zur Dampferzeugung zu nutzen. Gleichzeitig sorgt die Dampferzeugung für die Abkühlung des Abgases von ca. 1200 °C auf ca. 200 °C. Der Dampf ist dann zum Antrieb der Vakuumpumpen für die sekundärmetallurgischen Anlagen oder zur Erzeugung von elektrischem Strom nutzbar [45, 46].

Vorteile des ARCESS™ steady EAF sind [45–47]:

- Kontinuierlicher Betrieb bis zu einer Woche
- Bis zu 30 % höhere Produktivität
- Geringerer Energieverbrauch
- 20 % geringere Transformatorkapazität für gleiche Jahresproduktion
- Geringerer Gefäßdurchmesser und Elektrodendurchmesser
- Keine Sekundärentstaubung nötig durch ständig geschlossenen Ofen
- Integriertes Energierückgewinnungssystem → CO₂-Emissionen minimierbar.

Der ARCESS™ steady EAF befindet sich zurzeit noch in der Entwicklung und befindet sich zurzeit nicht im industriellen Einsatz.

4.2.3.2 SIMETAL EAF FAST-DRI™

Der SIMETAL EAF FAST-DRI™ ist ein speziell für den Einsatz von Eisenschwamm konzipierter Elektrolichtbogenofen und bietet den Vorteil einer kontinuierlichen Prozessführung. Das von Siemens VAI entwickelte Verfahren ist in **Abbildung 4-21** ersichtlich. **Abbildung 4-22** stellt den Prozessablauf des FAST-DRI™ dar.

Anlagentechnisch ist der FAST-DRI™ ähnlich dem SIMETAL QUANTUM™. Das Ofengefäß befindet sich auf einem Zylinder- und Führungssystem, welches das Ofengefäß zum Abstechen um max. 4° neigt. Die Durchführung des Gefäß austauschs erfolgt durch das Absenken auf den Pfannenwagen, dies ermöglicht eine Reduzierung der Stillstandzeiten. Die

Einblaslanzen für Kohle und Sauerstoff ragen über den Deckel in den Ofen hinein. Aufgrund der kontinuierlichen Flachbadfahrweise sind zusätzliche Brenner nicht nötig [48, 49].

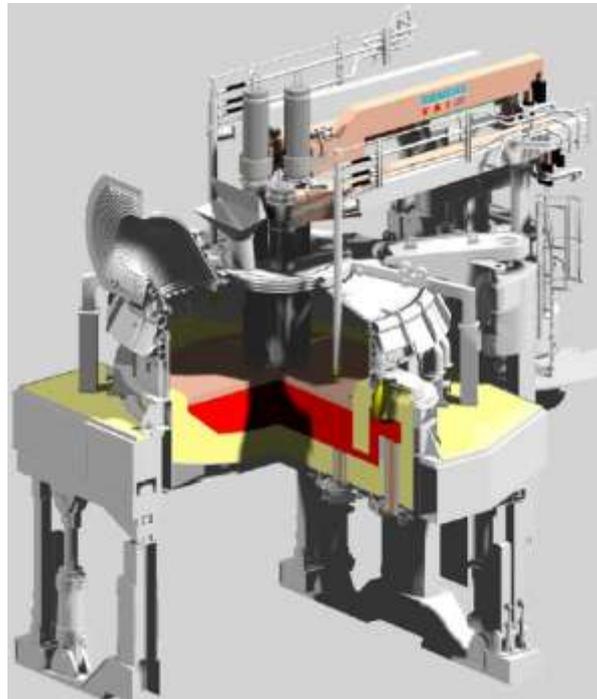


Abbildung 4-21: Schematische Darstellung des SIMETAL EAF FAST-DRI™ [49].

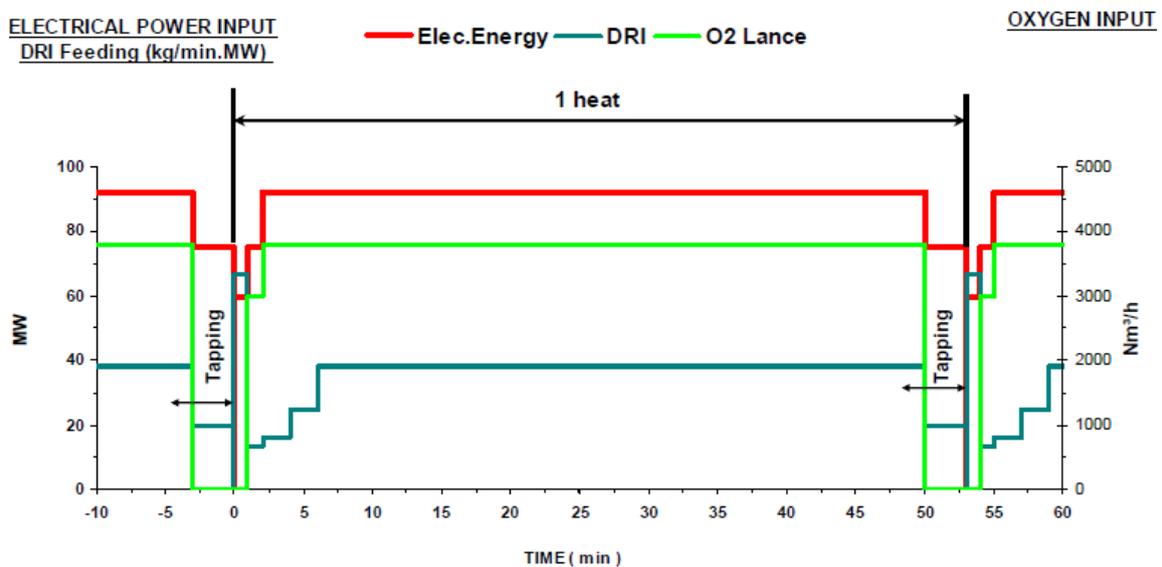


Abbildung 4-22: Prozessablauf des SIMETAL EAF FAST-DRI™ [49].

Wie in **Abbildung 4-22** zu erkennen ist, kann die Zufuhr von DRI oder HBI sowie elektrischer Energie auch während des Abstichs fortgesetzt werden. Lediglich eine leichte Rücknahme der elektrischen Leistung und der DRI-Zufuhr muss erfolgen, um die

Abstichtemperatur konstant zu halten. Das schlackenfreie FAST-Abstichsystem, ermöglicht das Abstechen und Verschließen des Abstichloches unter Power-On. Durch den relativ großen Schmelzsumpf und der konstanten Prozessführung sind die Elektroden ständig von der Schaum Schlacke umhüllt und die Netzurückwirkungen sowie die Belastung der Ofenausmauerung gering. Das Einblasen der Kohle und des Sauerstoffs zur Schaum Schlackenbildung kann aufgrund der kontinuierlichen Fahrweise noch präziser erfolgen [48, 49].

Die Beschickung des Ofens kann sowohl mit kaltem als auch mit ca. 600 °C heißem DRI erfolgen. Der modulare Aufbau des Lichtbogenofens erlaubt auch eine Adaptierung bestehender Anlagen mit dieser Technologie, durch den Austausch des Untergefäßes.

Folgende Vorteile des SIMETAL EAF FAST-DRI™ gegenüber dem Einschmelzen von Eisenschwamm in konventionellen Lichtbogenöfen sind zu erwähnen [48, 49]:

- Kontinuierlicher Schmelzbetrieb sowie Abstich und Abstichlochfüllung unter Power-On
- 10 % geringere Schmelzfolgezeit
- Bis 15 % höhere Produktivität
- 20 kWh/t geringerer Energieverbrauch
- 10 % geringerer Elektrodenverbrauch
- Geringerer Verschleiß der Ofenausmauerung
- Geringere Stillstandzeiten bei der Wartung durch raschen Gefäß austausch.

Zurzeit befindet sich der SIMETAL EAF FAST-DRI™ in der Entwicklung, daher gibt es noch keine industriellen Referenzen.

4.2.3.3 Verfahren zum Heißtransport von Eisenschwamm

Wie bereits in Kapitel 3.4.4 erläutert, ergeben sich folgende Vorteile durch den Einsatz von heißem Eisenschwamm [11, 13]:

- Reduktion des Energiebedarfs (20 kWh/t pro 100 °C Temperatursteigerung des DRI)
- Reduzierter Elektrodenverbrauch
- Bis 20 % höhere Produktivität.

Der Transport des Eisenschwammes darf die Qualität des Eisenschwammes nicht negativ beeinflussen und unterliegt daher folgenden Kriterien:

- Gleichbleibender Metallisierungsgrad
- Geringer Temperaturverlust
- Gleichbleibende Partikelgröße.

Aufgrund dieser Vorgaben ist der Transport, des zwischen 700 und 800 °C heißem DRI, an offener Atmosphäre nicht möglich, da es bei diesen Temperaturen zur Reoxidation des Eisenschwamms kommt. Der Transfer muss daher unter Abschluss von Luft oder unter inerter Atmosphäre erfolgen. Des Weiteren sollen die Transportsysteme wartungsarm und einfach zu bedienen sein.

Zurzeit sind vier verschiedene Systeme im Einsatz. Die Wahl eines bestimmten Verfahrens richtet sich hauptsächlich nach Kriterien wie z. B. Transportlänge und benötigte Förderkapazität. Die vier industriell eingesetzten Verfahren zum DRI-Heißtransport sind:

- HOTLINK™-System von Midrex Technology
- HTC-System (Hot Transport Conveyor) von Midrex Technology
- HTV-System (Hot Transport Vessel) von Midrex Technology
- HYTEMP™-System von Tenova HYL.

Die Flussbilder der Systeme von Midrex Technology sind in **Abbildung 4-23** (HOTLINK™), **Abbildung 4-24** (HTC-System) und **Abbildung 4-25** (HTV-System) dargestellt. Wie ersichtlich ist, sind alle Verfahren flexibel hinsichtlich der Eisenschwammweiterverarbeitung. Somit ist es möglich während Stillstandzeiten des Lichtbogenofens, das DRI abzukühlen oder zu HBI weiterzuverarbeiten und anschließend zu lagern.

Das HOTLINK™-System liefert dem Lichtbogenofen 600 - 700 °C heißes DRI. Der Transport erfolgt alleine durch die Schwerkraft, in einem in sich geschlossenen System. Das heiße DRI gelangt über einen Zwischenbunker und einer rotierenden Beschickungsanlage in den Ofen. Hierzu darf die Strecke zwischen der Reduktionsanlage und dem Lichtbogenofen nicht zu lang sein, weshalb die beiden Anlagen direkt nebeneinander angeordnet sein müssen. Durch das geschlossene System kommt es zu keiner Reoxidation des Eisenschwammes. Weitere Vorteile sind der einfache Transport und die daraus resultierenden niedrigen Logistikkosten sowie die hohen DRI-Temperaturen [50].

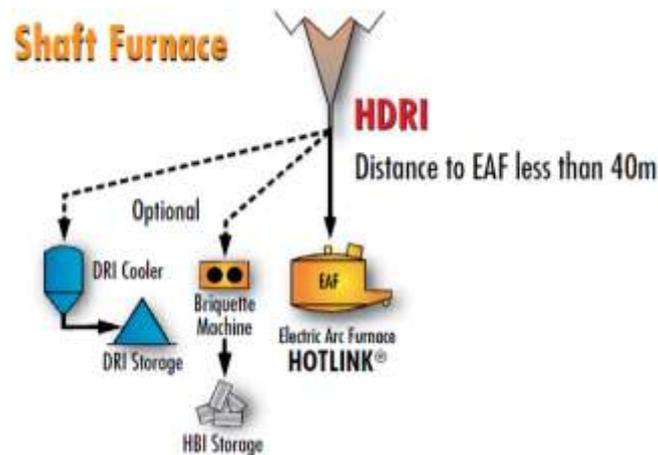


Abbildung 4-23: Prozessfluss des HOTLINK™-Systems [50].

Bei größeren Distanzen zwischen der Reduktionsanlage und dem Lichtbogenofen kommt das HTC-System mit einem isolierten und nach außen hin abgeschlossenen Förderband zur Anwendung. Über zwei Zwischenbunker, die abwechselnd gefüllt und entleert werden, kommt das DRI auf das Förderband, welches es dann zum Lichtbogenofen transportiert. Die Vorteile dieses Verfahrens sind die kontinuierliche Förderung des Eisenschwammes bis zu hundert Meter ohne zu hohe Verluste des Metallisationsgrades sowie der Temperatur [50].

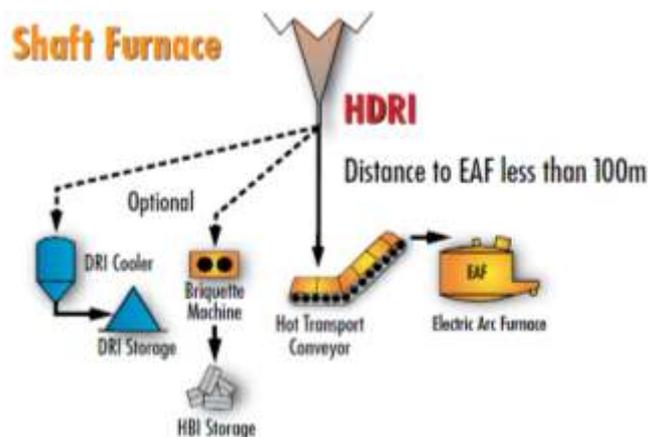


Abbildung 4-24: Prozessfluss des HTC-Systems [50].

Das dritte Verfahren zum Transport von heißem DRI benützt Transportpfannen, die auf Schienen oder mit Lastwagen transportiert werden. Die Beschickung der Pfannen mit einer Kapazität von 60-90 Tonnen erfolgt über ein Rohr. Der gesamte Prozess (Füllen, Transport und Entleeren in den Ofen) erfolgt unter inerten Bedingungen. Dadurch ist die Gefahr der Reoxidation minimiert. Das HTV-System findet aufgrund des aufwendigen Transportes nur

dort Anwendung, wo es nicht möglich ist den Lichtbogenofen nahe der Reduktionsanlage anzuordnen oder wo eine Reduktionsanlage mehrere Öfen beliefert [50].

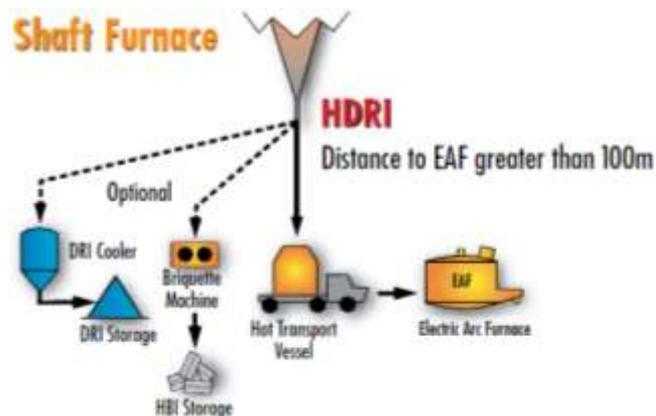


Abbildung 4-25: Prozessfluss des HTV-Systems [50].

Abbildung 4-26 zeigt das Flussbild einer Direktreduktionsanlage mit dem HYTEMP™-System zum Transport von heißem Eisenschwamm. Dieses Verfahren wird von Emirates Steel Industrie in Abu Dhabi betrieben. Wie bei den oben beschriebenen Verfahren ist auch hier im Falle eines Stillstandes des Lichtbogenofens die Produktion von kaltem DRI möglich. Beim HYTEMP™-Verfahren erfolgt der DRI-Transport pneumatisch in Rohrleitungen. Als Transportmedium dient ein Inertgasstrom (z.B. Stickstoff). Über Zwischenbunker gelangt der ca. 600 °C heiße Eisenschwamm in den Lichtbogenofen. Durch das geschlossene System und den inerten Bedingungen kommt es zu keiner Reoxidation und die Staubverluste sind ebenfalls minimal. Der kontinuierliche Transport und der geringe Wartungsaufwand des Systems sind weitere Vorteile dieses System [51, 52].

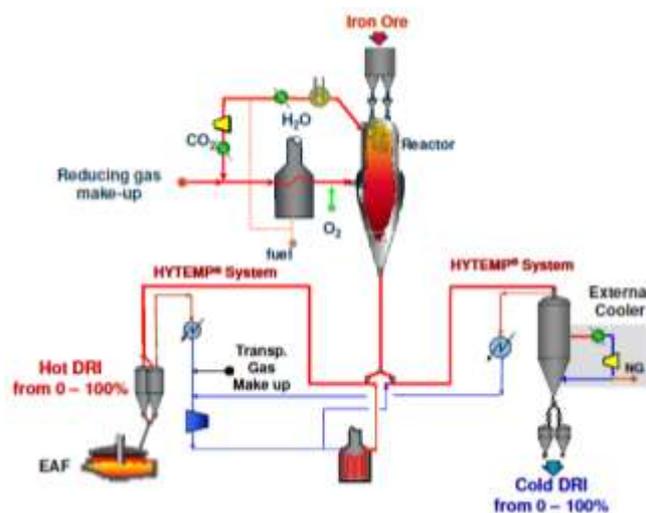


Abbildung 4-26: Prozessfluss des HYTEMP™-Systems [52].

4.2.4 Sonderverfahren

Unter dem Begriff Sonderverfahren sind jene Technologien zusammengefasst die es nicht zur industriellen Reife gebracht haben. Darunter fallen Entwicklungen theoretischer Natur oder Versuchsanlagen.

4.2.4.1 ContiArc™-Verfahren

Das ContiArc™-Verfahren von SMS Siemag besteht aus einem kontinuierlich betriebenen Gleichstromlichtbogenofen mit ringförmigem Schacht. Eine schematische Darstellung dieses Verfahrens zeigt **Abbildung 4-27**.

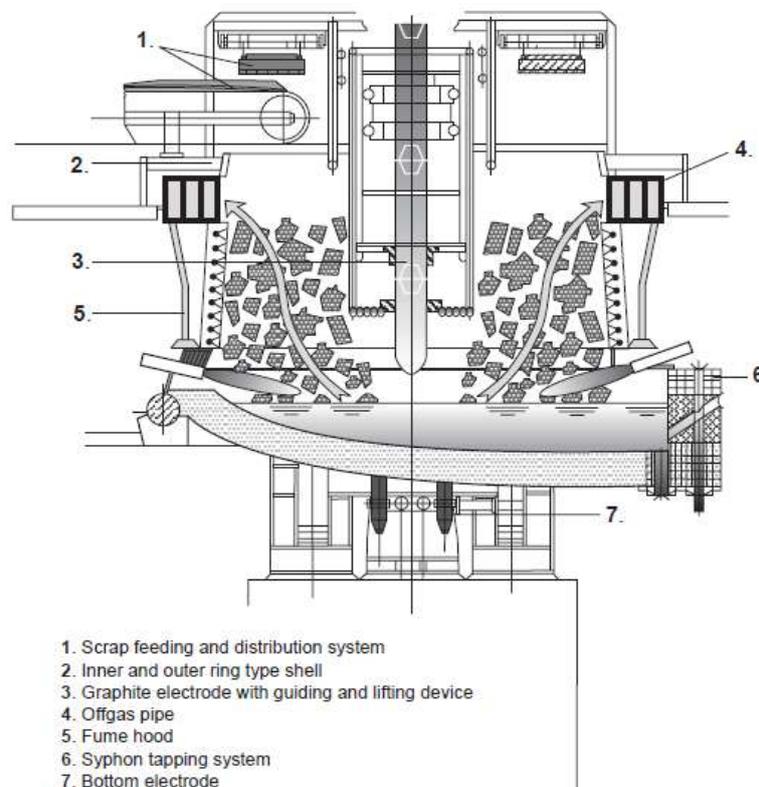


Abbildung 4-27: Schematische Darstellung des ContiArc-Verfahrens [8].

Die Beschickung des Ofens erfolgt kontinuierlich entsprechend der Abschmelzrate mit einem Förderband. Mithilfe einer Serie von Magneten wird der Schrott um den Umfang verteilt und durch die heißen Ofenabgase im Gegenstrom erwärmt. Die Elektrode befindet sich im Zentrum des Ofens geschützt von der inneren Wand des Ringes. Somit verringert sich die Gefahr des Elektrodenbruchs durch nachrutschenden Schrott. Der Lichtbogen brennt ständig mit voller Leistung innerhalb einer Schrottkaverne. Erdgas-Sauerstoffbrenner sowie Kohleinblas- und Sauerstoffanlagen sind an den Seitenwänden des Gefäßes

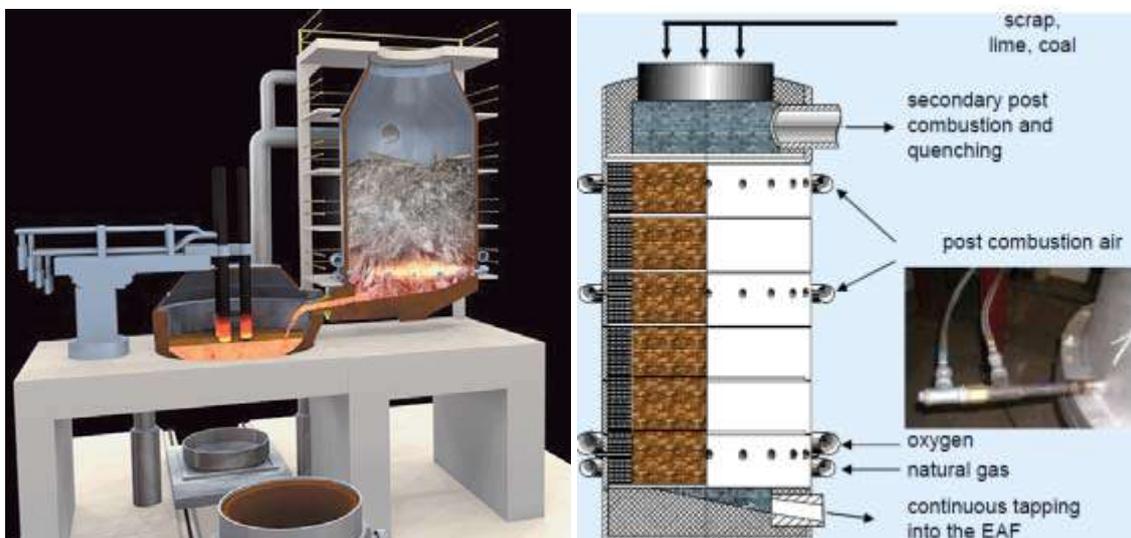
angebracht. Chargierung und Abstich erfolgen während des Schmelzbetriebes. Durch Verwendung eines Syphonabstichs ist ein schlackenloser Abstich möglich [2, 8, 53].

Durch das Brennen des Lichtbogens innerhalb der Schrottkaverne reduzieren sich die Abstrahlverluste an Deckel und Ofengefäß. Die kontinuierliche Schrottzufuhr ohne Öffnen des Deckels trägt ebenfalls zur Minimierung der Energieverluste bei. Chargierung und Abstich erfolgen während des Schmelzbetriebes wodurch sich die Nebenzeiten erheblich verringern. Der Ofen ist vollkommen luftdicht und das gesamte Abgas wird im oberen Teil des Ofens erfasst. Dadurch ist die Umweltbelastung reduziert und sämtliche Emissionen sind erfasst [2, 8, 53].

Zurzeit findet dieses Verfahren nur für die Produktion von Gusseisen Anwendung [54].

4.2.4.2 Primary Energy Melter (PEM) / LS-DOF

Die Umwandlung von primärer Energie in elektrische Energie ist mit großen Verlusten verbunden. Weitere Verluste treten beim Aufschmelzen der Eisenträger im Elektrolichtbogenofen auf. Ziel des PEM-Konzeptes ist es, diese Verluste zu umgehen und die Einsatzmaterialien direkt durch primäre Energieträger aufzuschmelzen. **Abbildung 4-28** zeigt dieses von SMS Siemag entwickelte Konzept.



a) Gesamtanlage

b) Detailansicht des Schachtes

Abbildung 4-28: Schematische Darstellung des PEM [55, 56].

Das Aufschmelzen des Schrottes erfolgt durch Erdgas-Sauerstoffbrenner, in einem Schacht. Sowohl die Chargierung des Schrottes in den Schacht, als auch der Abstich der flüssigen Schmelze zum Aufheizen in den LBO erfolgen kontinuierlich. Wie in

Abbildung 4-28b ersichtlich befinden sich die Erdgas-Sauerstoffbrenner im unteren Bereich des Schachtes. Weiters sind über den Umfang verteilt O_2 -Lanzen zur Nachverbrennung des Abgases angebracht [55, 56].

Laut Jahresbericht 2012 der SMS Group [57] ist in Kooperation mit ArcelorMittal Gent eine Pilotanlage dieses Konzeptes in Planung. Doch bis dato liegen keine Ergebnisse dieser Anlage bzw. Berichte über dessen Inbetriebnahme vor.

Ein ähnliches Konzept, welches nie eine industrielle Umsetzung fand ist das, in **Abbildung 4-29** dargestellte, LS-DOF-Konzept (Liquid Steel - Duplex Oxygen Furnace). Dieses Verfahren benützt zusätzlich zu der Wärmefreisetzung der Erdgasbrenner am unteren Ende des Schachtes, den chemischen Wärmeinhalt des LBO-Abgases, dessen CO-Anteil nachverbrannt wird [58].

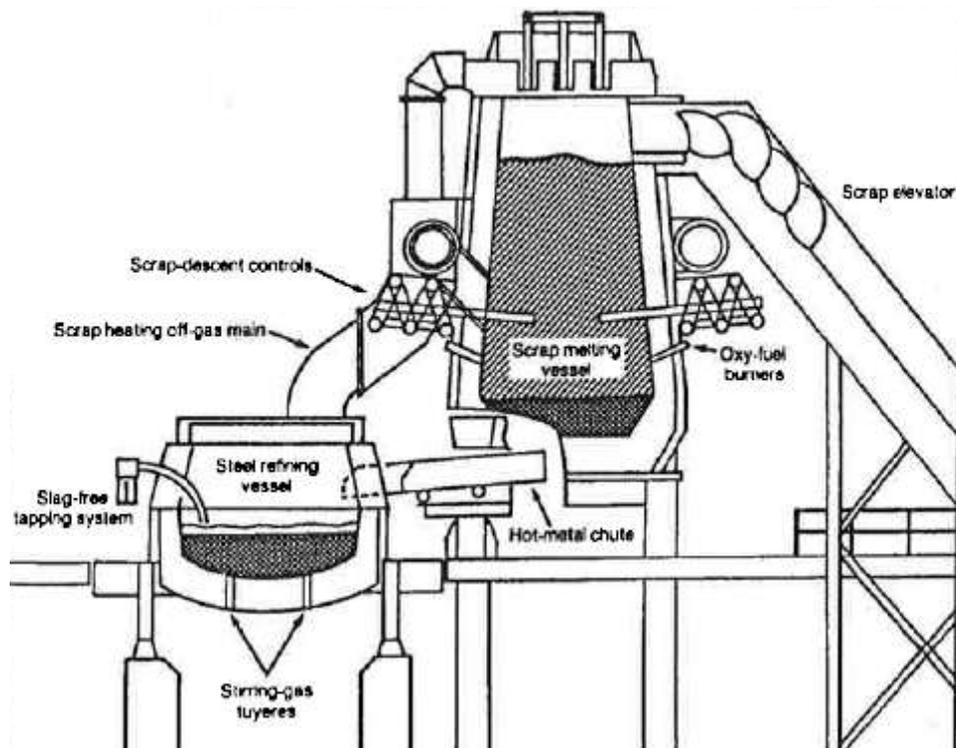


Abbildung 4-29: Schematische Darstellung des LS-DOF-Konzeptes [58].

Die Frage, die sich bei den beiden beschriebenen Verfahren stellt ist, ob die freigesetzte Wärme der Brenner ausreicht um den Schrott zu schmelzen, bzw. wie stark dabei die Oxidation des Eisens erfolgt.

4.2.4.3 Comelt - Konzept

Beim Comelt-Konzept handelt es sich um einen Gleichstromofen mit schräg angestellten Elektroden. Entwickler dieses Verfahrens war die Voest Alpine Industrieanlagenbau GmbH (heute Siemens VAI). Wie **Abbildung 4-30** zeigt, ragen mehrere Elektroden - vorzugsweise vier - schräg in den Ofenraum hinein. Weiters befindet sich der Schacht in der Mitte des Ofens.

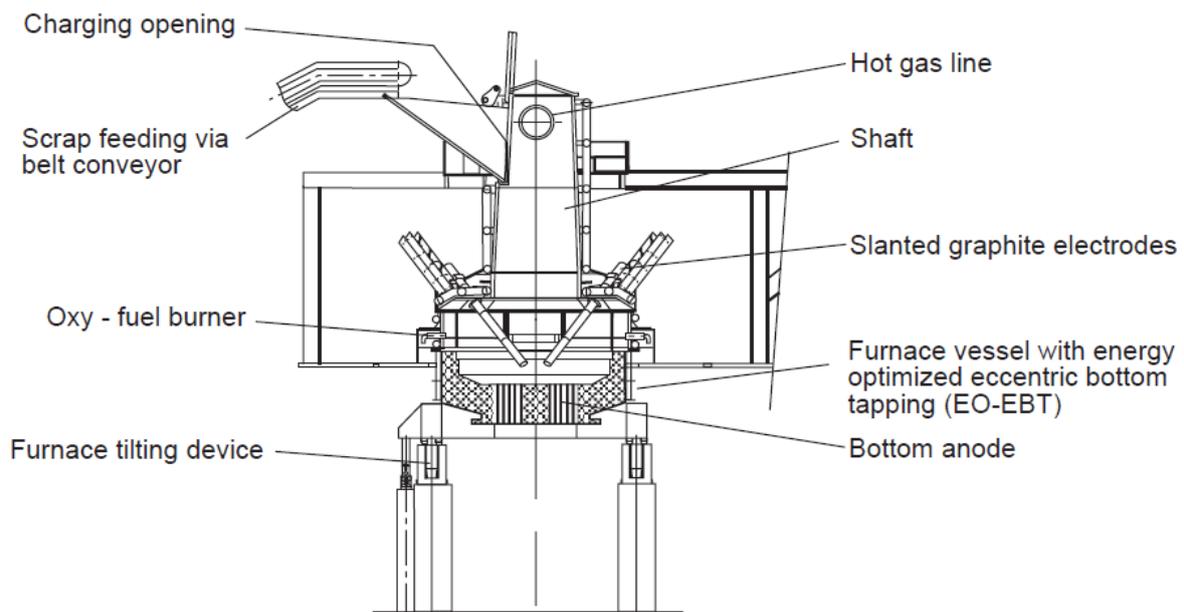


Abbildung 4-30: Schematische Darstellung des Comelt-Konzeptes [8].

Grundidee des Comelt-Verfahrens ist eine Reduktion der Bauhöhe durch die schräge Anordnung der Elektroden sowie eine effizientere Schrottvorwärmung im Schacht durch den Abzug der heißen Ofengase über dem Zentrum des Ofengefäßes. Ein weiterer Vorteil der schrägen Elektroden ist ein geringerer Elektrodenverbrauch aufgrund des geringen bzw. fast nicht vorhandenen Seitenabbrandes. Durch die Verwendung mehrerer kleiner Elektroden (250 mm Durchmesser) anstelle einer großen (600 mm Durchmesser) ergibt sich auch ein Kostenvorteil. Zusätzlich zu den Elektroden finden drei Erdgas-Sauerstoffbrenner und drei CO-Nachverbrennungslanzen sowie Sauerstoff- und Kohleeinblaslanzen Anwendung. Durch das Weglassen von wassergekühlten Schrottrückhaltesystemen wie Fingern gelingt es auch die Verluste zu verringern [59, 60].

Der Schrott gelangt über ein Förderband zum Ofen und wird je nach Schmelzrate in den Schacht chargiert. Die Elektroden schmelzen den Schrott nahe dem Boden, die aufsteigenden Gase durchströmen den Schacht und sorgen für die Schrottvorwärmung.

Auch ein Konzept mit DRI/HBI-Einsatz über ein Rohr genau in den Bereich höchster Energiedichte wurde ausgearbeitet. Zum Abstechen muss die Schachtkonstruktion angehoben und das Ofengefäß um 15° geneigt werden [59, 60].

Versuche an einer Pilotanlage zeigten für damalige Verhältnisse außerordentliche Ergebnisse hinsichtlich Verbrauchs- und Produktivitätswerten, mit sehr geringen Umweltbelastungen (geringe Lärmemission sowie Flickerneigung) [59].

Neben den bereits erwähnten Vorteilen sind folgende mögliche Nachteile zu erwähnen:

- Gefahr des Elektrodenbruches höher als bei konventionellen Schachtofen
- Keine Möglichkeit der Schrottvorwärmung der nächsten Charge während des Aufheizens der Schmelze auf Abstichttemperatur
- Höhere Investitionskosten gegenüber AC-Öfen.

4.2.4.4 Contimet - Konzept

Die Firma Siemens VAI entwickelte das Contimet - Verfahren mit der Idee, die Vorteile des Elektrolichtbogenofens mit denen der Sauerstoffblasverfahren zu verbinden. Wie in **Abbildung 4-31** und **Abbildung 4-32** ersichtlich, ist das Konzept ohne und mit Schrottvorwärmung möglich [14].

Das Einschmelzen des Schrottes erfolgt im LBO-Aggregat unter Verwendung von elektrischer Energie. Die erzeugte Vorschmelze, mit hohem Kohlenstoff- und niedrigem Siliziumgehalt, gelangt über einen Überlauf kontinuierlich in das Konverter-Aggregat. Dort erfolgt die Entkohlung durch Sauerstoffeinblasen und Halten des Bades auf Abstichttemperatur. Ziel ist es, das Aufschmelzen und Überlaufen der Vorschmelze und das Entkohlen und Abstechen so aufeinander abzustimmen, dass die Analyse und Temperatur konstant bleiben und der Abstich des Stahls aus dem Konverter-Aggregat kontinuierlich erfolgen kann [14, 61].

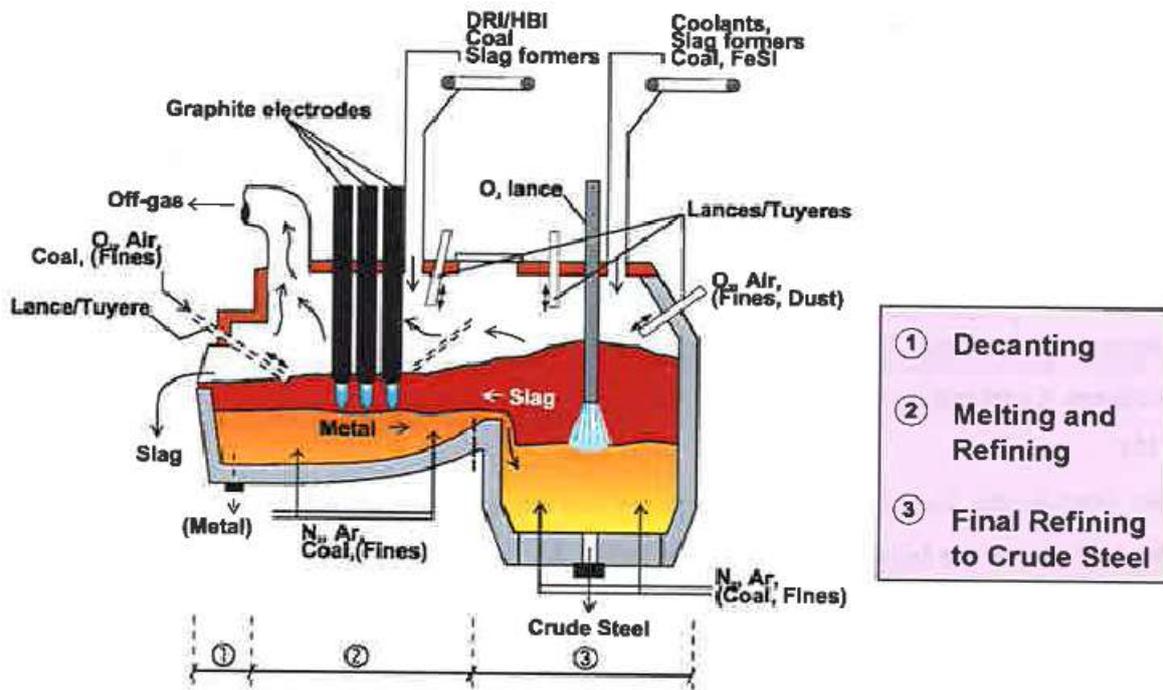


Abbildung 4-31: Schematische Darstellung des Contimet-Konzeptes ohne Schrottvorwärmung [8].

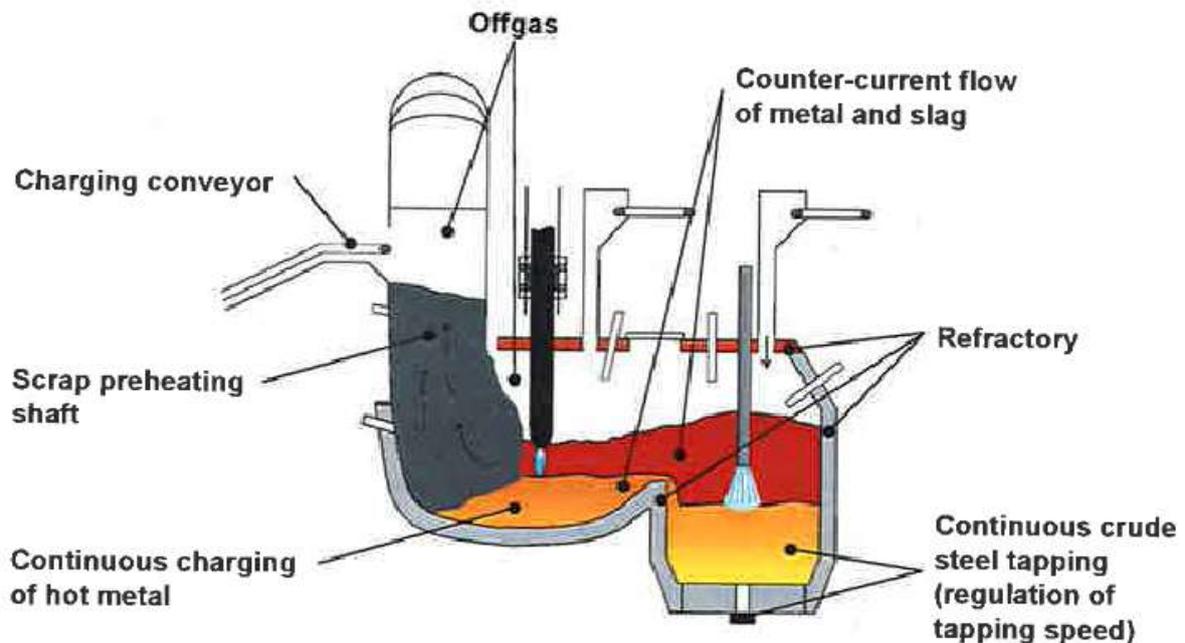


Abbildung 4-32: Schematische Darstellung des Contimet-Konzeptes mit Schrottvorwärmung [8].

Hinsichtlich der metallischen Einsatzstoffe soll das Contimet-Konzept, laut Entwickler eine hohe Flexibilität aufweisen. Es kann mit verschiedenen Kombinationen aus Schrott, Eisenschwamm und heißem Roheisen betrieben werden [14, 61].

Die Vorteile des Contimet-Konzeptes gegenüber eines konventionellen LBO sind [14]:

- Geringere Investitionskosten
- Geringere Produktionskosten
- Geringerer metallischer Heißeinsatz als beim LD-Verfahren
- Bessere Umwelteigenschaften
- Höhere Produktivität.

Diesen Vorteilen stehen jedoch folgende Nachteile gegenüber [14]:

- Aufwendige Prozesskontrolle
- Ständige Belastung für das Feuerfestmaterial.

4.2.4.5 Verticon - Konzept

Das Verticon-Konzept von SMS Siemag ist ein kontinuierliches Schachtvorwärmssystem, das im Gegensatz zu anderen Systemen nicht auf dem Gegenstromprinzip basiert. Dabei werden, wie in **Abbildung 4-33** dargestellt, die heißen Ofenabgase im Gleichstrom mit dem Schrott durch mehrere Kammern von oben nach unten durch den Schacht geleitet [62].

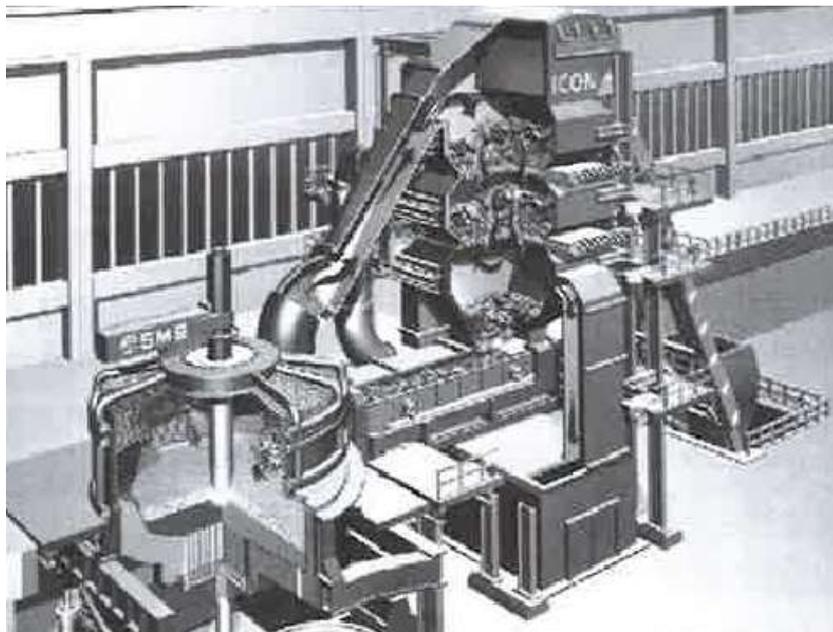


Abbildung 4-33: Schematische Darstellung des Verticon-Konzeptes [14].

Der Schrottvorwärmerschacht kann die gesamte Menge an benötigtem Schrott auf einmal aufnehmen. Das Chargieren in den Schacht erfolgt durch ein Liftsystem und Körben. Die heißen Ofenabgase werden in den oberen Bereich des Vorwärmers eingeleitet und nachverbrannt. Somit verbrennen sämtliche flüchtige Bestandteile bereits in der ersten Kammer. Zusätzliche Erdgas-Sauerstoffbrenner in den einzelnen Ebenen sorgen für die Vorwärmung des Schrottes. Die Brennersteuerung erfolgt durch ein Abgasanalyzesystem, welches die Zusammensetzung des LBO-Abgases kontrolliert. Die Temperatur im Vorwärmerschacht und in der Nachverbrennungskammer soll durch gezielte Brennersteuerung während des gesamten Prozess 900 °C betragen. Der Transport des Schrottes von einer Etage zur anderen erfolgt durch Öffnen der Rückhalteklappen. Aus der letzten Kammer erfolgt die Chargierung des Schrottes in den Lichtbogenofen mithilfe eines Förderbandes. Durch diese kontinuierliche Schrottzufuhr ist eine Flachbadfahrweise möglich. Im Ofen selbst sind keine Brenner vorgesehen. Die zur Schaum Schlackenbildung erforderlichen Sauerstoff- und Kohleeinblaslanzen ragen über die Seitenwand in den Ofen hinein [62].

Die Abgase aus dem Vorwärmerschacht werden am unteren Ende des Schachtes abgezogen und gelangen in eine Nachverbrennungskammer, wo die Nachverbrennung der schädlichen Bestandteile des Abgases stattfindet [62].

Trotz des geringen elektrischen Energieverbrauchs von 210-245 kWh/t sowie der geringen Schmelzfolgezeiten von unter 40 Minuten wurde dieses Konzept bis dato nicht industriell realisiert.

4.2.4.6 Weitere Ofenkonzepte

Neben den bereits beschriebenen Konzepten gibt es noch eine Reihe weiterer Verfahrensvarianten, auf die jedoch nicht näher eingegangen werden soll. Gründe dafür sind fehlende Informationen oder die geringe Relevanz für die moderne Elektrostahlerzeugung.

Diese Verfahren sind [2]:

- Das BBC-Bruza-Verfahren
- das MEF-Konzept (Multiple Energy Furnace)
- das MECOF-Konzept (Multi Energy Combined Furnace)
- und der Gleichstromofen mit zwei Elektroden von IHHI.

4.3 Kritische Betrachtung und qualitativer Vergleich der Ofenkonzepte

Dieses Kapitel umfasst eine qualitative Bewertung und einen Vergleich der im **Kapitel 4.2** beschriebenen Verfahren. Abschließend erfolgt eine Gegenüberstellung der Ofenkonzepte in einer Vergleichsmatrix. Diese Matrix beinhaltet in der Literatur angegebene Verbrauchs- und Produktivitätswerte sowie eine Gegenüberstellung der anlagentechnischen Ausführung (z.B. Art der Schrottzufuhr oder Realisierung des Abstiches usw.).

4.3.1 Kritische Betrachtung der Verfahren

Im Folgenden sollen die in **Kapitel 4.2** beschriebenen Verfahren einer kritischen Betrachtung unterzogen werden, um auch die möglichen Nachteile bzw. Schwächen der jeweiligen Konzepte aufzuzeigen.

4.3.1.1 Konventionelle Lichtbogenöfen und Öfen mit 1-Korb-Chargierung

Konventionelle Lichtbogenöfen haben den Vorteil einer seit Jahrzehnten bewährten und weiterentwickelten Prozessführung. Bezüglich der Einsatzstoffe weisen sie vor allem gegenüber den Öfen mit Schrottvorwärmung eine höhere Flexibilität auf. Hauptgrund dafür ist die Tatsache, dass bei steigendem DRI-Einsatz die Vorteile der Vorwärmung verloren gehen.

Gegenüber anderen Ofenkonzepten sind die hohen Wärmeverluste beim Öffnen des Deckels nachteilig. Weitere Nachteile der batchweisen Korbchargierung sind höhere Staub- und Lärmentwicklung sowie die höhere Flickerneigung. Der Aufprall des Schrottes auf den Boden führt zu einer höheren Belastung des Feuerfestmaterials als bei kontinuierlicher Fahrweise. Die ineffiziente Wärmeübertragung der Elektroden auf den noch festen Schrott ist zwar durch Zusatzbrenner auszugleichen, trotzdem ergeben sich aber höhere Verbräuche an elektrischer Energie als bei Öfen mit Flachbadfahrweise.

Durch die in den **Kapiteln 4.2.1.2** und **4.2.1.3** beschriebenen Lichtbogenöfen mit 1-Korb-Chargierung sind grundsätzlich folgende Vorteile erzielbar:

- Geringere Strahlungsverluste pro Charge
- Höherer spezifischer Energieeintrag
- Kürzere Schmelzfolgezeiten
- Brenneranordnung an Gefäßwänden flexibel gestaltbar

- Höhere Effizienz der Brenner und der Nachverbrennung
- Geringere Belastung des Deckels (geringere Anzahl an Bewegungen)
- Größere Badoberfläche begünstigt eine rasche Entkohlung.

Diesen Vorteilen stehen folgende Nachteile gegenüber:

- Wassergekühlter Bereich ist größer → höhere Wärmeverluste und mehr Kühlwasser erforderlich
- Längere Elektroden → höhere Gefahr des Elektrodenbruches; mehr Schaumslagge erforderlich
- Spezielles Ofendesign erforderlich (speziell bei Teleskopofen)
- Stärkere Ofenhydraulik erforderlich
- Starke Belastung des Bodens durch das einmalige Chargieren des gesamten Schrottes.

Der SIMETAL ULTIMATE™ nützt vor allem die Vorteile der höheren Brennereffizienz und der größeren Badoberfläche um geringste Schmelzfolgezeiten zu erreichen. Aufgrund der Realisierung des großen Ofenvolumens durch einen größeren Gefäßdurchmesser bleibt auch die Elektrodenlänge verhältnismäßig gering. Die Nachteile der starken Bodenbelastung und der höheren Wärmeverluste über die wassergekühlten Bereiche sind jedoch nicht vermeidbar.

Beim Teleskopofen ist aufgrund der „Schrottsäule“ eine Art Schrottvorwärmung erzielbar. Weiters ergibt sich durch die bessere Wirksamkeit der Brenner und der Nachverbrennung eine Reduktion des Energiebedarfs. Durch die teleskopische Ausführung sind auch die Elektroden nicht länger auszuführen. Nachteilig wirkt sich bei diesem Ofentypen die aufwendige teleskopische Verfahrbareit des gesamten oberen Ofenportals aus. Dadurch ergeben sich ein höherer Aufwand bei der Ofenhydraulik sowie eine zusätzliche Belastung des Ofenportals. Des Weiteren ist zu hinterfragen wie aufwendig die Wartung des Teleskopsystems ist. Auch eine starke Bodenbelastung beim Chargieren tritt hier auf.

4.3.1.2 Doppelgefäß-Lichtbogenöfen

Der alternierende Einsatz der Elektroden in zwei Gefäßen führt bei den Twin-Shell-Öfen zu einer Erhöhung der Produktivität. Durch die Installation zweier Ofengefäße ergeben sich jedoch höhere Investitionskosten und ein erhöhter Aufwand bei der Ofenperipherie. Zwar haben Twin-Shell-Öfen nur eine elektrische Versorgungseinheit, jedoch benötigen beide Ofengefäße Hydraulikleitungen sowie Zuleitungen für Sauerstoff, Blaskohle, Erdgas und eventuell für Spülgase. Ein Vorteil der Doppelgefäß-Lichtbogenöfen ist, dass der Ausfall

eines Ofengefäßes nicht zum totalen Stillstand führen muss. In diesem Fall kann mit dem noch intakten Gefäß weitergearbeitet werden. Dies hängt jedoch auch vom grundsätzlichen Produktionsprogramm des Unternehmens ab, da es sonst zu einer Unterversorgung der nachgeschalteten Produktionseinheiten (z.B. Stranggießanlage) kommen kann.

Das ConArc-Verfahren, als Sonderform der Doppelgefäß-Lichtbogenöfen, bietet den Vorteil höchster Flexibilität, sowohl hinsichtlich der Einsatzstoffe als auch der eingesetzten Energieformen. Vor allem in integrierten Hüttenwerken die eine Überkapazität an Roheisen haben stellt das ConArc-Verfahren eine mögliche Alternative zum Ausbau des Sauerstoffblasstahlwerkes dar. Ein wirklicher Vorteil ergibt sich hier jedoch nur, wenn gleichzeitig auch niedrige Stromkosten bzw. eine gute Verfügbarkeit von Eisenschwamm vorliegen. Weiters ist eine synchrone Prozessdauer der beiden Verfahrensstufen für höchste Wirtschaftlichkeit essentiell. Das bedeutet, dass die Blasdauer des LD-Prozesses und die Einschmelzdauer der LBO-Prozesses genauestens aufeinander abzustimmen sind um unnötige Wartezeiten in einem der beiden Gefäßen zu reduzieren bzw. auszuschließen. Dies verlangt genaueste Einstellung der Prozessparameter bzw. Erarbeitung dieser. Um die Elektrodeneinheit und die Sauerstofflanze alternierend in den beiden Gefäßen einzusetzen sind diese drehbar ausgeführt. Dadurch ergeben sich ein erhöhter Aufwand bei der Installation der Strom- und Sauerstoffzuleitungen sowie ein höherer Wartungsaufwand. Die Hauptnachteile des ConArc-Verfahrens sind die hohen Investitionskosten sowie eine gewisse Mindestkapazität für einen wirtschaftlichen Betrieb dieses Verfahrens. Dadurch gehen die niedrigen Investitionskosten und flexible Produktionsmengen als grundsätzliche Hauptvorteile der Elektrolichtbogenöfen, verloren.

4.3.1.3 Lichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung

Wie bereits in **Kapitel 4.2.2** erwähnt, ermöglicht die Schrottvorwärmung eine direkte Energierückgewinnung aus dem heißen Ofenabgas. Durch die Übertragung des physikalischen und chemischen Energieinhaltes auf den Schrott ergeben sich folgende Vorteile:

- Reduktion des elektrischen Energieverbrauchs
- Reduktion des Elektrodenverbrauchs
- Verkürzung der Einschmelzzeit.

Weitere Vorteile dieser Technologien sind:

- Quasikontinuierliche Schrottzufuhr
- Bessere Eignung zur Flachbadfahrweise

- Kein Öffnen des Deckels erforderlich
- Geringere Abstrahlverluste
- Geringere Staubemissionen.

Nachteilig bei diesen Verfahren sind die bei der Schrottvorwärmung entstehenden unverbrannten Kohlenstoffverbindungen, Dioxine und Furane. Diese sind in einer eigenen Abgasnachbehandlung zu verbrennen, wodurch sich ein erhöhter Investitionsaufwand ergibt. Ein weiterer Nachteil ist die verringerte Flexibilität. Diese Öfen erreichen ihre höchsten Leistungen bei der Verwendung von 100 % Schrott als metallischen Einsatzstoff. Durch das zusätzliche Einbringen von Eisenschwamm oder flüssigem Roheisen gehen die Vorteile der Schrottvorwärmung teilweise verloren. Weiters sei erwähnt, dass die Schrottabmessungen begrenzt sind um ein Hängenbleiben im Ofen zu vermeiden, und dass für eine optimale Ausnutzung der Vorwärmung eine bestimmte Mindestgröße des Ofens erforderlich ist. Zu berücksichtigen sind auch die höheren Investitionskosten gegenüber Öfen ohne Schrottvorwärmung.

Der Fuchs Fingerschachtofen weist eine Vielzahl von Referenzen mit hervorragenden Verbrauchswerten auf. Der SIMETAL EAF QUANTUM™ als dessen Weiterentwicklung verspricht eine Erhöhung der Leistungsfähigkeit. Vorteile des SIMETAL EAF QUANTUM™ gegenüber dem konventionellen Fingerschachtofen sind der trapezförmige feststehende Schacht sowie das neugestaltete Schrottrückhaltesystem, wodurch eine bessere Schrottverteilung im Ofen erzielbar ist. Durch die wassergekühlten Finger ergeben sich bei diesen Verfahren jedoch höhere Kühlverluste als bei anderen Schachtofenkonzepten.

Das ECOARC™-Verfahren, der COSS-Ofen und das EPC-Schrottvorwärmssystem arbeiten ohne Schrottrückhaltesysteme wodurch wie bereits erwähnt, geringere Kühlverluste möglich sind. Weiters verringert sich dadurch die Gefahr von Wasserleckagen über der Schmelze und ganz allgemein der Aufwand für die Kühlung (Zu- und Ableitungen des Kühlwassers) und Wartung des Vorwärmensystems. Beim ECOARC™-Verfahren ergibt sich eine hohe Belastung des Feuerfestmaterials durch die große Fallhöhe des Schrottes. Die starre Verbindung zwischen Ofen und Schacht führt zwar zum Vorteil eines dichten Systems, jedoch muss zum Abstich die gesamte Anlage gekippt werden. Dadurch ergeben sich bei gleichen Ofengrößen höhere Kräfte zum Kippen und daher auch höhere Anforderungen an die Kippvorrichtung. COSS-Ofen und das EPC-Schrottvorwärmssystem haben den Vorteil einer kontinuierlichen Schrottzuführung. Dadurch ist der Vorteil einer stabilen Prozessführung gegeben. Jedoch bedarf diese auch eines höheren Aufwands bei der Sensorik. Weiters benötigen diese Verfahren eine zusätzliche Einrichtung für die Schubvorrichtung die den Schrott in den Ofen chargiert. Vorteilig bei beiden Verfahren ist,

dass der Ofen und das Vorwärmssystem zwei separate Einheiten sind. Des Weiteren führt die Anordnung der Vorwärmeinheit neben den Ofen zu einer geringeren Gesamthöhe der Anlage. Bezüglich der Wärmeübertragung weist der Fingerschachtofen bzw. der SIMETAL EAF QUANTUM™ bessere Werte auf, da vor allem beim COSS-Ofen und teilweise auch beim EPC-Schrottvorwärmssystem ein großer Teil des Schrottes vom Abgas nur überströmt wird. Das EPC-Schrottvorwärmssystem hat aufgrund der komplexeren Konstruktion auch einen erhöhten Wartungsaufwand.

Das Consteel™-Verfahren hat ebenso wie der Fuchs Fingerschachtofen eine Vielzahl von Referenzen, was auf eine hohe Zufriedenheit der Betreiber mit diesem Verfahren hinweist. Der Hauptvorteile des Verfahrens ist eine kontinuierliche Schrottzuführung. Gegenüber den Schachtofen ergeben sich folgende Nachteile:

- Geringe Schrottvorwärmeffizienz → Schrottschüttung wird nur an der Oberfläche vom heißen Abgas angeströmt
- Große Anlagenabmessung aufgrund des Vorwärmtunnels
- Schrottförderband unterliegt hohen Belastungen.

Beim Consteel™ Evolution ergibt sich durch den neugestalteten Vorwärmtunnel eine bessere Schrottvorwärmeffizienz. Dies führt jedoch auch zu einem erhöhten Aufwand für die Zusatzbrenner sowie zu einem höheren Erdgas- und Sauerstoffverbrauch. Trotzdem ist der Consteel™ Evolution in Bezug auf den elektrischen Energiebedarf und die Produktivität als Weiterentwicklung des konventionellen Consteel™-Verfahrens zu sehen.

4.3.1.4 Lichtbogenöfen mit kontinuierlicher Rohstoffzuführung

Durch den kontinuierlichen Betrieb ergeben sich bei diesen Verfahren folgende Vorteile:

- Höhere Produktivität
- Geringerer Energie- sowie Elektroden- und Feuerfestverbrauch
- Stabile Prozessführung
- Geringerer Logistikaufwand für Rohstofftransport
- Geringere Flickerneigung.

Folgende Nachteile sind zu erwähnen:

- Rohstoff muss kontinuierlich zuführbar sein
- Geringere Flexibilität bei Rohstoffauswahl und Rohstahlzusammensetzung
- Problem bei Stillstand der vor- bzw. nachgeschalteten Aggregate
- Dauerhafte Belastung der Ofenausmauerung.

Der ARCESS™ steady EAF soll laut Hersteller bis zu einer Woche im Dauerbetrieb durchlaufen können. Dies ermöglicht eine patentierte Elektroden Halte- und Gleitvorrichtung, die einen Elektrodenwechsel unter Power-On ermöglicht. Wie der Wechsel im Detail stattfindet geht aus der vorhandenen Literatur nicht hervor. Jedoch hat sich diese Vorrichtung bei Elektroschmelzöfen für die Herstellung von Ferrolegierungen und Nichteisen-Legierungen bewährt [63]. Jede der Elektroden hat eine eigene Versorgungseinheit. Daraus resultieren höhere Investitionskosten sowie ein erhöhter Wartungsaufwand. Die in der Literatur erwähnte kontinuierliche Zufuhr von Schrott ist nicht näher ausgeführt und zu hinterfragen. Diese muss auf jeden Fall anders als die Eisenschwammchargierung erfolgen, da es durch den sperrigen Schrott sehr schnell zu einer Verstopfung des Rohres kommen kann. Ebenso ist die kontinuierliche Chargierung von HBI über ein Deckelloch sehr schwierig und industriell zurzeit noch nicht erprobt. Das Chargieren von Schrott oder HBI über ein Förderband und eine Öffnung im Deckel würde den Vorteil des ständig geschlossenen Systems reduzieren.

Ein Vorteil des Verfahrens gegenüber den SIMETAL EAF FAST-DRI™ ist der Abstich über einen exzentrischen Bodenabstich, der weniger Verschleiß aufweist als ein Syphonabstich und wodurch kein Kippen des Ofens erfolgen muss. Beim SIMETAL EAF FAST-DRI™ ist das gesamte System, samt Elektrodenhalterung, zu kippen. Zwar beträgt der Kippwinkel nur wenige Grad, trotzdem ist dafür ein höherer Aufwand für die hydraulische Versorgung notwendig als beim ARCESS™ steady EAF. Des Weiteren besteht bei jeder Bewegung des Ofens die Gefahr von Beschädigungen.

Sowohl beim ARCESS™ steady EAF als auch beim SIMETAL EAF FAST-DRI™ ragen die Sauerstoff- und Kohleeinblaslanzen über den Deckel in den Ofen. Dies hat den Vorteil, dass es keine Installationen am Gefäß selbst gibt. Dies ermöglicht, wie beim SIMETAL EAF QUANTUM™, den raschen Austausch des Ofengefäßes zur Neuzustellung per Pfannenwagen.

Aufgrund der kontinuierlichen Förderung der Einsatzstoffe ist es möglich das Ofengefäß niedriger auszuführen, dadurch verringern sich die Abstrahlverluste. Die kontinuierliche Rohstoffzufuhr bedingt auch eine erhöhte Automation der Verfahren. Dies bringt den Vorteil einer stabileren Prozessführung mit sich, jedoch ist der erhöhte Aufwand für die Sensorik zu berücksichtigen. Die Chargierung des Eisenschwamms ins thermische Zentrum, nahe den Elektroden, birgt die Gefahr des Elektrodenbruchs bzw. ist das Chargierrohr einer hohen thermischen Belastung ausgesetzt. Hinsichtlich der Flexibilität bei den Einsatzstoffen sind die Verfahren begrenzt da sie hauptsächlich für den Einsatz von Eisenschwamm ausgelegt sind. Damit sind diese Lichtbogenöfen nur in Verbindung mit direkt vorgeschalteter

Eisenschwammproduktion sinnvoll. Hier sind die größten Vorteile bei der Beschickung der Öfen mit HDRI erzielbar.

4.3.2 Qualitativer Vergleich - Bewertungsmatrix

Abschließend sind in **Tabelle 4-I** bis **Tabelle 4-IV** die industriell betriebenen Elektrolichtbogenöfen vergleichend dargestellt.

Tabelle 4-I und **Tabelle 4-II** zeigen einen anlagentechnischen Vergleich hinsichtlich typischer Ofengrößen, Chargierung der Einsatzstoffe sowie der Art und Ausführung der eventuellen Schrottvorwärmung. Weiters sind in **Tabelle 4-III** und **Tabelle 4-IV** die spezifischen Verbrauchs- und Produktivitätsdaten ersichtlich. Die Daten beruhen sowohl auf Modellberechnungen als auch auf Betriebsergebnissen und sind zur besseren Vergleichbarkeit auf Ofengrößen zwischen 100 und 180 Tonnen beschränkt. Alle Werte gelten, wenn nicht anders angegeben, für 100 % Schrottchargierung; ausgenommen sind die Öfen für 100 % DRI-Einsatz (ARCESSTM S/EAF, SIMETAL EAF FAST-DRITM und Anlagen mit Zufuhr von heißem DRI).

Tabelle 4-I: Anlagentechnik 1

| | Konventioneller Lichtbogenofen ^[6, 64] | Teleskopofen ^[19, 20] | SIMETAL ULTIMATE ^{TM [16, 17]} | ARCESS TM S/EAF ^[45] | SIMETAL EAF FAST- DRI ^{TM [49]} | Anlagen mit Zufuhr von heißem DRI ^[49, 51, 65] | ConArc ^{TM [24]} |
|--------------------------------------|--|----------------------------------|--|--|---|--|---------------------------|
| Entwicklungsstand | Mehrere Anlagen weltweit | 2 Anlagen im Betrieb | Mehrere Anlagen weltweit | Noch keine Referenzen | Noch keine Referenzen | Mehrere Anlagen weltweit | 5 Anlagen im Betrieb |
| Einsatzstoffe | | | | | | | |
| Schrott [%] | 100 | 100 | 100 | | | | 100 |
| DRI/HBI [%] | 100 | | | 100 (heiß oder kalt) | 100 (heiß oder kalt) | 100 (HDRI 600 - 800 °C) | |
| Flüssiges Roheisen [%] | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 | 100 |
| Ofengröße | | | | | | | |
| Gesamtkapazität [t] | 40 - 420 | 150 – 180 | | | | 200 | 170 - 200 |
| Abstichgewicht [t] | | 120 – 150 | 100 - 320 | 250 ^[47] | | 150 | |
| Hot Heel [t] | 120 (420 t Gesamtkap.) | 30 | | | | 50 | |
| Transformatorleistung [MVA] | Bis > 300 | 150 | 85 - 240 | 200 | | 130 | 115 - 165 |
| Transport der Einsatzstoffe zum Ofen | Kran Frödersysteme für DRI | Kran | Kran | Fördersysteme für Transport von DRI | Fördersysteme für Transport von DRI | Fördersysteme für Transport von DRI | |
| Chargierung der Haupteinsatzstoffe | Korb 5. Deckelloch (DRI) | 1 Korb | 1 Korb | 5. Deckelloch | 5. Deckelloch | 5. Deckelloch | Korb, Roheisenpfanne |
| Art der Chargierung | Batch/Kontinuierlich | Batch | Batch | Kontinuierlich | Kontinuierlich | Kontinuierlich | Batch |
| Schrottvorwärmung | | | | | | | |
| Art der Schrottvorwärmung | | | | | | | |
| Schrottvorwärmtemperatur [°C] | | | | | | | |
| Rückhaltesysteme | | | | | | | |
| Abgasnachverbrennung | | | | | | | |
| Zusatzbrenner | | | | | | | |

Tabelle 4-II: Anlagentechnik 2

| | Fingerschachtofen^[28] | SIMETAL EAF QUANTUMTM [30] | COSS-Ofen^[20, 35] | ECOARCTM [34] | Ofen mit EPC- Schrottvorwärmesystem^[29, 36] | ConsteelTM [38, 40, 43] | DanArc PlusTM [44] |
|--------------------------------------|---|--|-------------------------------------|---------------------------------|---|---|--------------------------------------|
| Entwicklungsstand | Mehrere Anlagen weltweit | 1 Ofen im Betrieb | 5 Anlagen im Betrieb | 6 Anlagen im Betrieb | 1 Anlage im Betrieb | Ca. 40 Anlagen im Betrieb | 1 Anlage |
| Einsatzstoffe | | | | | | | |
| Schrott [%] | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | | 100 |
| DRI/HBI [%] | | | | | (10 % HBI) | | |
| Flüssiges Roheisen [%] | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 | bis 35 |
| Ofengröße | | | | | | | |
| Gesamtkapazität [t] | | 100 | 130 - 150 | | - | 40 - 300 | 100 |
| Abstichgewicht [t] | | 30 | 100 - 105 | 70 - 200 | 170 | | 90 |
| Hot Heel [t] | | 70 | 30 - 50 | | | | 10 |
| Transformatorleistung [MVA] | | 80 | 65 - 80 | 41 - 150 | 100 - 156 | 20 - 180 | 90 |
| Transport der Einsatzstoffe zum Ofen | Korb | Korb- Förderbandsystem | Korb | Korb- Förderbandsystem | Korb | Förderband | Korb |
| Chargierung der Haupteinsatzstoffe | Öffnen des Rückhaltesystems | Öffnen des Rückhaltesystems | Schubstange | Öffnen des Rückhaltesystems | Schubstange | Förderband | |
| Art der Chargierung | Batch | Batch | Quasikontinuierlich | Quasikontinuierlich | Quasikontinuierlich | Kontinuierlich | Batch |
| Schrottvorwärmung | | | | | | | |
| Art der Schrottvorwärmung | Schachtsystem | Schachtsystem | Schachtsystem | Schachtsystem | Schachtsystem | Tunnelsystem | Korbvorwärmung |
| Schrottvorwärmtemperatur [°C] | | 600 - 800 | 400 - 800 | 750 - 950 | bis 700 | 300 - 400 °C | Ca. 600 |
| Rückhaltesysteme | Wassergekühlte Finger | Wassergekühlte Finger | | | | | |
| Abgasnachverbrennung | X | X | X | X | X | X | X |
| Zusatzbrenner | - | - | - | - | - | X | X |

Tabelle 4-III: Verbrauchs- und Produktivitätsdaten 1

| | | Konventioneller Lichtbogenofen | Teleskopofen | SIMETAL ULTIMATE™ | ARCESS™ S/EAF | SIMETAL EAF FAST-DRI™ | Anlagen mit Zufuhr von heißem DRI | ConArc™ |
|---------------------|----------------------|---|-------------------------|--|--|--------------------------|--|--|
| Ofengröße | [t] | 100 ^[66, 67] 150 ^[36, 66] | 150 ^[19] | 120 ^[18] 180 ^[18] | 250 ^[47] 180 ^[45] | | 200 ^[51, 65] | 180 ^[24] |
| Verbrauchsdaten | | | | | | | | |
| Elektrische Energie | [kWh/t] | 370 - 380 ^{A), B)} 370 - 387 ^{A), B)} | 312 - 342 ^{A)} | 334 ^{B)} 243 ^{B), C)} | 400 ^{A)} 400 ^{A)} | | 380 - 450 ^{B), D)} [49, 51, 65] 495 - 590 ^{B), E)} [49, 51, 65] | 220 ^{A), F)} 180 ^{A), G)} |
| Sauerstoff | [Nm ³ /t] | 38 - 40 ^{A), B)} 38,4 - 40 ^{A), B)} | | 39 ^{B)} 34 ^{B), C)} | | | 30 ^{B), E)} [65] | 36 ^{A), F)} 38 ^{A), G)} |
| Erdgas | [Nm ³ /t] | 6 ^{A), B)} 5 - 7,3 ^{A), B)} | | 6,5 ^{B)} 4,2 ^{B), C)} | | | | 2 ^{A), F)} 1 ^{A), G)} |
| Kohle | [kg/t] | 25 ^{A), B)} 25 ^{A), B)} | | | | | 15 ^{B), D)} [65] 18 - 27 ^{B), E)} [51, 65] | 5 ^{A), F)} 2 ^{A), G)} |
| Elektroden | [kg/t] | 1,4 - 1,6 ^{A), B)} 1,18 - 1,3 ^{A), B)} | | | | | 0,67 ^{B), D)} [49] 1 ^{B), E)} [49] | 1,4 ^{A), F)} 1,2 ^{A), G)} |
| Feuerfestmaterial | [kg/t] | | | | | | 1,4 ^{B), D)} [65] 1,8 ^{B), E)} [65] | |
| Produktivitätsdaten | | | | | | | | |
| Power-On | [min] | 35 - 36 ^{A), B)} 35 - 36 ^{A), B)} | | | 40 ^{A)} | | 40 - 47 ^{B), D)} [49, 65] 46 - 59 ^{B), E)} [49, 51, 65] | 25 ^{A), F)} 22 ^{A), G)} |
| Power-Off | [min] | 12 ^{A), B)} 12 ^{A), B)} | | 31,4 ^{B), C)} 13,6 ^{B), C)} | | | 10 - 11 ^{B), D)} [65] 10 - 11 ^{B), E)} [51, 65] | |
| Tap-to-Tap | [min] | 47 - 48 ^{A), B)} 47 - 48 ^{A), B)} | | 45 ^{B)} 45 ^{B), C)} | 40 ^{A)} 38 ^{A)} | | 41 - 60 ^{B), D)} [49, 51, 65] | 32 ^{A), F)} 35 ^{A), G)} |
| Produktivität | [t/h] | 128 ^{A), B)} 188 ^{A), B)} | | 159 ^{B)} 283 ^{B), C)} | 380 ^{A)} | | 155 ^{B), D)} [65] 129 ^{B), E)} [65] | 338 ^{A), F)} 309 ^{A), G)} |
| Produktivität | [Mio.t/a] | 0,96 ^{A), B)} 1,41 ^{A), B)} | | | 2,9 ^{A)} 2,2 ^{A)} | | 1,2 ^{B), D)} [65] 1 ^{B), E)} [65] | 2,552 ^{A), F)} 2,333 ^{A), G)} |

A) Berechnung, B) Betriebsergebnisse, C) 78 % Schrott + 22 % HM, D) 100 % HDRI, E) 100 % CDRI, F) 50 % Schrott + 50 % HM, G) 60 % HM + 40 % Schrott, H) 100 % Schrott, I) 90 % Schrott + 10 % HBI

Tabelle 4-IV: Verbrauchs- und Produktivitätsdaten 2

| | | Fingerschachtofen | SIMETAL EAF QUANTUM™ | COSS-Ofen | ECOARC™ | Ofen mit EPC- Schrottvorwärmesystem | Consteel™ Consteel-Evolution™ | DanArc Plus™ |
|---------------------|----------------------|--|---------------------------|---------------------------|--|--|--|--|
| Ofengröße | [t] | 125 ^[28] | 100 ^[30] | 140 ^[68] | _ ^[33] | 100 ^[67] 170 ^[36] | _ ^[39] 160 ^[41] | 90 ^[44] |
| Verbrauchsdaten | | | | | | | | |
| Elektrische Energie | [kWh/t] | 290 - 335 ^{B)} | 280 - 295 ^{A)} | 236,5 - 320 ^{B)} | 230 ^{A)} 196 - 233 ^{B)} | 300 ^{A), H)} 313,3 ^{B), I)} | 325 - 350 ^{A), B)} 297 ^{A)} | 280 ^{A)} 302 ^{B)} |
| Sauerstoff | [Nm ³ /t] | 30 - 40 ^{B)} | 25 ^{A)} | 26,5 - 31 ^{B)} | 40 - 36 ^{B)} | 38 ^{A), H)} 30,6 ^{B), I)} | 20 - 40 ^{A), B)} 33 ^{A)} | 38 ^{A)} 37,8 ^{B)} |
| Erdgas | [Nm ³ /t] | 6 - 8 ^{B)} | 4,5 - 4,9 ^{A)} | 3,1 - 4 ^{B)} | 5 ^{A)} | 3 ^{A), H)} 3,5 ^{B), I)} | 0 ^{A), B)} 8,5 ^{A)} | 6 ^{A)} 4,7 ^{B)} |
| Kohle | [kg/t] | 11 - 17 ^{B)} | 25 ^{A)} | | 28 ^{A)} | 15 ^{A), H)} 9,8 ^{B)} | 5 - 25 ^{A), B)} 20 ^{A)} | 13 ^{A)} 10,2 ^{B)} |
| Elektroden | [kg/t] | 1 - 1,4 ^{B)} | 0,9 ^{A)} | 1,2 - 1,4 ^{B)} | 1 ^{A)} | 1,3 ^{A), H)} 0,96 ^{B), I)} | 1 - 1,5 ^{A), B)} 1 ^{A)} | 0,9 ^{A)} |
| Feuerfestmaterial | [kg/t] | | | | | | | |
| Produktivitätsdaten | | | | | | | | |
| Power-On | [min] | 25 - 30 ^{B)} | 30 - 34 ^{A)} | 36 - 42 ^{B)} | | 32 ^{A), H)} 31,4 ^{B), I)} | 33 ^{A)} | 34 ^{A)} 30 ^{B)} |
| Power-Off | [min] | 14 - 15 ^{B)} | 3 ^{A)} | | | 6 ^{A), H)} | 8 ^{A)} | 8 ^{A)} 8 ^{B)} |
| Tap-to-Tap | [min] | 40 - 44 ^{B)} | 33 - 37 ^{A)} | 42 - 53 ^{B)} | 40 ^{A)} | 38 ^{A), H)} | 41 ^{A)} | 42 ^{A)} 38 ^{B)} |
| Produktivität | [t/h] | 170 - 180 ^{B)} 104 - 120 ^{B)} | 162 - 182 ^{A)} | | | 158 ^{A), H)} | | |
| Produktivität | [Mio.t/a] | | 1,22 - 1,36 ^{A)} | | | 1,137 ^{A), H)} | | |

A) Berechnung, B) Betriebsergebnisse, C) 78 % Schrott + 22 % HM, D) 100 % HDRI, E) 100 % CDRI, F) 50 % Schrott + 50 % HM, G) 60 % HM + 40 % Schrott, H) 100 % Schrott, I) 90 % Schrott + 10 % HBI

5 Massen- und Energiebilanzen ausgewählter Verfahren

In diesem Kapitel sind die Massen- und Energiebilanzen verschiedenster Elektrolichtbogenofentechnologien gegenübergestellt. Inhalt ist eine Beschreibung der Verfahrensauswahl und die Definition der Eingangs- und Ausgangsstoffe. Weiters sind die Ergebnisse der eigens entwickelten Massen- und Energiebilanzen (siehe Anhang) jenen Ergebnissen der vom Firmenpartner Siemens VAI durchgeführten Berechnungen sowie in der Literatur veröffentlichten Daten gegenübergestellt.

5.1 Verfahrensauswahl

Folgende Verfahren sind anhand von Massen- und Energiebilanzen zu vergleichen:

- Konventioneller AC-Lichtbogenofen
- 3 Öfen mit Schrottvorwärmung: 2 Schachtöfen → SIMETAL EAF QUANTUM™ und ECOARC sowie der Consteel-Ofen
- ConArc-Verfahren.

Die verschiedenen Berechnungsvarianten sind **Tabelle 5-I** zu entnehmen.

Tabelle 5-I: Berechnungsvarianten

| | Abstichgewicht | metallische Einsatzstoffe |
|-------------------------------|----------------|--------------------------------------|
| AC - Lichtbogenofen | 175 t | 100 % Schrott |
| | | 100 % HBI |
| | | 100 % HDRI |
| | | 50 % Schrott + 50% HBI |
| | | 35 % RE _{fl} + Schrott/HBI |
| Lichtbogenofen mit Vorwärmung | 100 t | 100 % Schrott |
| ConArc-Verfahren | 175 t | 50 % RE _{fl} + 50 % Schrott |

Wie in **Tabelle 5-I** ersichtlich, finden die Berechnungen für verschiedenste metallische Einsatzstoffe statt. Die Berechnung des konventionellen Drehstromlichtbogenofens erfolgt sowohl mit 100 % Schrott als auch mit 100 % Eisenschwamm (kalt oder heiß chargiert) sowie für Einsatzstoffmischungen. Auf diese Weise ist eine Aussage über den optimalen Betriebsbereich des Ofens in Abhängigkeit von den Einsatzstoffen ableitbar. Bei den Lichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung erfolgt die Berechnung mit 100 % Schrott als Einsatzstoff, da dies bei diesen Verfahren die energetisch günstigste Fahrweise dargestellt. Der Energieverbrauch des ConArc-Verfahren wird für eine Mischung aus 50 % flüssigem Roheisen und 50 % Schrott ermittelt.

Die Ofenkapazitäten des konventionellen Lichtbogenofens sowie des ConArc-Verfahrens ergeben sich aus einer gewünschten Jahresrohstahlproduktion von 1,5 Mio. Tonnen. Bei den Lichtbogenöfen mit Vorwärmung erfolgt die Auswahl eines 100 t Ofens zur besseren Vergleichbarkeit der Ergebnisse mit Verbrauchsdaten von Referenzöfen.

5.2 Definition der Einsatzstoffe und des Rohstahls

Im Folgenden sind die chemischen Zusammensetzungen der metallischen Einsatzstoffe und der Schlackenbildner definiert. Weiters sind die Analysen des erzeugten Rohstahls festgelegt. Die Einsatzstoffe sowie der zu erzeugende Rohstahl haben für alle Berechnungsvarianten dieselbe chemische Zusammensetzung und Qualität.

5.2.1 Metallische Einsatzstoffe

Die metallischen Einsatzstoffe sind:

- Schrott
- Eisenschwamm (DRI und HBI)
- und flüssiges Roheisen.

Die chemischen Analysen sowie die Zusammensetzung des zu erzeugenden Rohstahls bzw. die beim ConArc-Prozess eingestellte Zusammensetzung des, als Ausgangschmelze für den E-Ofenprozess verwendeten, Zwischenproduktes nach dem Frischprozess (Rohstahl I) sind in **Tabelle 5-II** ersichtlich.

Tabelle 5-II: Chemische Zusammensetzungen der Eisenträger

| Element | Schrott | DRI/HBI | Roheisen | Rohstahl | Rohstahl I |
|--------------------------------|---------|---------|----------|----------|------------|
| C | 0,35 % | 2,00 % | 4,50 % | 0,08 % | 0,20 % |
| Mn | 0,60 % | | 0,80 % | 0,11 % | 0,20 % |
| Si | 0,50 % | | 0,25 % | | 0,10 % |
| Fe _{Metallisch} | 95,02 % | 86,43 % | 94,45 % | 99,81 % | 97,70 % |
| FeO | 0,62 % | 6,97 % | | | |
| CaO | 1,00 % | 1,00 % | | | |
| MgO | 0,22 % | 0,70 % | | | |
| SiO ₂ | 0,80 % | 1,90 % | | | |
| Al ₂ O ₃ | 0,89 % | 1,00 % | | | |
| Fe _{Total} | 95,5 % | 91,85 % | | | |

5.2.2 Schlackenbildner und Feuerfestmaterial

Die Zusammensetzungen der Schlackenbildner Kalk, Dolomit und des Feuerfestmaterials sind in **Tabelle 5-III** ersichtlich.

Tabelle 5-III: Chemische Zusammensetzung der Zuschläge und FF-Materials

| Element | Kalk | Dolokalk | FF-Material |
|--------------------------------|--------|----------|-------------|
| CaO | 94,0 % | 57,0 % | 11,0 % |
| MgO | 1,2 % | 39,0 % | 84,0 % |
| SiO ₂ | 1,5 % | 2,5 % | 3,5 % |
| Al ₂ O ₃ | 2,3 % | 0,8 % | |
| Fe ₂ O ₃ | | | 2,5 % |
| CO ₂ | 1,5 | 0,7 % | |

5.2.3 Kohle und Prozessgase

Die Kohle sowie die Prozessgase Sauerstoff, Erdgas sowie Argon und/oder Stickstoff als Spülgas sind als 100 %-ige Reinstoffe definiert.

5.3 Ergebnisse

Nachfolgend sind die Ergebnisse aus den Berechnungen der selbsterstellten Massen- und Energiebilanzen sowie aus den Berechnungen des Firmenpartners Siemens VAI dargestellt. Anhand der eigens berechneten Ergebnisse erfolgt eine Auswertung der Massenbilanzen und des elektrischen Energieverbrauchs in Abhängigkeit der Einsatzstoffe. Anschließend ist ein Vergleich der Ergebnisse aus den selbsterstellten Bilanzen und den Referenzberechnungen mit Literaturdaten dargestellt.

5.3.1 Ergebnisse aus Bilanzmodellen

Im Folgenden sind die Ergebnisse aus den Berechnungen der selbsterstellten Massen- und Energiebilanzen ersichtlich. Die Modelle sind stationäre Modelle mit welchen es möglich ist, anhand definierter Eingangs- und Ausgangsstoffen, spezifische Verbrauchsdaten zu berechnen. Die genaue Beschreibung dieser Bilanzmodelle ist im Anhang ersichtlich.

Den Berechnungen liegen folgende Vorgaben bzw. Annahmen zugrunde:

- Die Ergebnisse gelten für die in **Kapitel 5.2** definierten chemischen Zusammensetzungen der Eingangs- und Ausgangsstoffe.
- Für die Temperaturen gelten die **Tabelle 5-VI** angeführten Vorgaben.
- Alle weiteren Annahmen sind **Tabelle 5-V** zu entnehmen.

Tabelle 5-IV: Temperaturvorgaben

| Eingangs- bzw. Ausgangsstoff | Temperatur [°C] |
|---|-----------------|
| Schrott | 25 |
| HBI/DRI | 25 |
| HDRI | 600 |
| Roheisen | 1350 |
| Schlackenbildner, Kohle, Sauerstoff, Erdgas und Spülgas | 25 |
| Rohstahl | 1620 |
| Schlacke | 1650 |
| Abgas | 1670 |
| Staub | 1670 |

Tabelle 5-V: Weitere Annahmen

| Annahmen | |
|--|---|
| Fe als FeO in der Schlacke | 70 % |
| Fe als Fe ₂ O ₃ in der Schlacke | 30 % |
| Fe-Verlust als Staub | 1,5 % |
| Eisenanteil der Schlacke | 22 % |
| MgO-Anteil der Schlacke (Gehalte aus den Referenzberechnungen) | 6,5 % (100 % Schrott) |
| | 7,2 % (50 % Schrott + 50 % HBI) |
| | 7,2 % (50 % Schrott + 50 % RE _{fi}) |
| | 7,2 % (35 % RE _{fi} + Schrott/HBI) |
| | 10 % (100 % HDRI bzw. 100 % HBI) |
| | 10 % (ConArc-Verfahren) |
| CaO-Überschuss (Details siehe Anhang) | 1 |
| Feuerfestverschleiß | 1 kg/t |
| | 2,5 kg/t (HBI/HDRI) |
| Falschluff (Menge um 100 % CO-Nachverbrennung zu erreichen) | 150 Nm ³ /t |
| | 200 Nm ³ /t bei SIMETAL EAF QUANTUM™ |
| | 75 Nm ³ /t bei ConArc |
| Temperatur Feuerfestmaterial | 1400 °C |
| Temperatur Elektroden | 1100 °C |
| Verluste (ausgenommen Öfen mit Schrottvorwärmung) | 175 kWh/t |

Mithilfe dieser Vorgaben und Annahmen ist es möglich, die benötigte elektrische Energie sowie die erforderliche Menge an Zuschlagsstoffen zu berechnen. Alle anderen spezifischen Verbrauchswerte (Sauerstoff, Erdgas, Kohle und Elektrodenverbrauch) sind ebenfalls vorzugeben. Somit ist es mit den erstellten Bilanzmodellen möglich, Literaturwerte auf Plausibilität zu überprüfen. Die Angaben des Sauerstoff-, Erdgas-, Kohle- und

Elektrodenverbrauches entspricht den Verbrauchswerten aus den Berechnungen des Firmenpartners Siemens VAI.

Tabelle 5-VI zeigt die Verbrauchswerte des konventionellen Lichtbogenofens für folgende Berechnungsfälle:

- 100 % Schrott
- 50 % Schrott + 50 % HBI
- 55 % Schrott + 35 % flüssiges Roheisen + 10 % HBI.

Tabelle 5-VI: Ergebnisse für konventionellen AC-Lichtbogenofen

| | 100 % Schrott | 50 % Schrott 50 % HBI | 55 % Schrott 35 % RE_{fl} 10 % HBI |
|--|----------------------|----------------------------------|---|
| Input | | | |
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 44 | 37 | 41 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | 4 | 4 | 5 |
| Kalk [kg/t RST] | 23 | 27 | 26 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 12 | 6 | 13 |
| Kohle [kg/t RST] | 23 | 15 | 1 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 1,14 | 1,38 | 1,07 |
| Output | | | |
| Schlackenmenge [kg/t RST] | 123 | 122 | 114 |
| Staub [kg/t RST] | 22 | 22 | 22 |
| Abgas [Nm ³ /t RST] | 183 | 187 | 182 |
| Ausbringung [%] | 91,7 | 90,0 | 91,7 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 373 | 426 | 267 |

In **Tabelle 5-VII** sind die Ergebnisse für 100 % Eisenschwamm, einmal als kaltes HBI und einmal als heißes DRI chargiert, ersichtlich.

Tabelle 5-VII: Ergebnisse für 100 % Eisenschwammeinsatz im konventionellen AC-Lichtbogenofen

| | 100 % HBI | 100 % HDRI |
|--|-------------|-------------|
| Input | | |
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 30 | 30 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | 2,7 | 2,7 |
| Kalk [kg/t RST] | 29 | 29 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 5 | 5 |
| Kohle [kg/t RST] | 5 | 5 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 1,6 | 1,6 |
| Output | | |
| Schlackenmenge [kg/t RST] | 125 | 125 |
| Staub [kg/t RST] | 22 | 22 |
| Abgas [Nm ³ /t RST] | 184 | 184 |
| Ausbringung [%] | 88,1 | 88,1 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 514 | 426 |

Tabelle 5-VIII zeigt die Verbrauchswerte für den Berechnungsfall mit Schrottvorwärmung und **Tabelle 5-IX** jene für das ConArc-Verfahren. Den Ergebnissen des ConArc-Verfahrens liegt eine Einsatzstoffmischung aus 50 % Roheisen und 50 % Schrott zugrunde.

Tabelle 5-VIII: Ergebnisse für 100 % Schrott mit Vorwärmung

| | SIMETAL EAF QUANTUM™ | ECOARC™ | Consteel™ |
|--|---------------------------------|----------------|------------------|
| Input | | | |
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 43 | 40 | 40 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | | | |
| Kalk [kg/t RST] | 23 | 23 | 23 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 11 | 11 | 11 |
| Kohle [kg/t RST] | 31 | 28 | 25 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 0,9 | 1,0 | 1,0 |
| Output | | | |
| Schlackenmenge [kg/t RST] | 123 | 123 | 123 |
| Staub [kg/t RST] | 22 | 22 | 22 |
| Abgas [Nm ³ /t RST] | 227 | 163 | 193 |
| Ausbringung [%] | 91,7 | 91,7 | 91,7 |
| Schrottvorwärmtemperatur [°C] | 533 | 509 | 332 |
| Abgastemperatur [°C] | 800 | 500 | 1000 |
| Verluste [kWh/t RST] | 200 | 130 | 200 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 290 | 279 | 343 |

Den unterschiedlichen Verlusten bei den Schrottvorwärmtechnologien liegen folgende Annahmen zugrunde:

- Höhere Verluste beim SIMETAL EAF QUANTUM™ aufgrund der wassergekühlten Finger.
- Geringere Verluste beim ECOARC™ wegen dem geschlossenen System.
- Höhere Verluste beim Consteel™ um die ineffizientere Schrottvorwärmung durch das Überströmen der heißen Ofenabgase über den Schrott abzubilden.

Tabelle 5-IX: Ergebnisse für das ConArc-Verfahren

| ConArc-Verfahren | |
|--|-------------|
| Input | |
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 48 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | 2 |
| Kalk [kg/t RST] | 28 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 6 |
| Kohle [kg/t RST] | 5 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 1,4 |
| Output | |
| Schlackenmenge [kg/t RST] | 114 |
| Staub [kg/t RST] | 34 |
| Abgas [Nm ³ /t RST] | 123 |
| Ausbringung [%] | 0,95 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 282 |

5.3.2 Diskussion der Ergebnisse

Die Mengen an Kohle und Erdgas sowie der Feuerfestverschleiß sind bei allen Berechnungen vorgegeben. Als Werte dienen die bei den Referenzberechnungen angegebenen Verbräuche. Anhand der in **Kapitel 5.3.1** beschriebenen Vorgaben sowie den definierten Kohle-, Erdgas- und Feuerfestverbräuchen erfolgt die Berechnung der benötigten Sauerstoffmenge und der Kalk- und Dolokalkverbräuche sowie der entstehenden Schlacken-, Staub- und Abgasmengen. Die erforderliche elektrische Energie lässt sich aus der Energiebilanz berechnen.

Aus den Massenbilanzen ist abzuleiten, dass die Ausbringung durch den Einsatz von Eisenschwamm, aufgrund des höheren Gangartanteiles, abnimmt. Dadurch erhöhen sich die aufzuschmelzende Menge an Eisenträgern und die entstehende Schlackenmenge. Die unterschiedlichen Zuschlagsmengen ergeben sich aus den verschiedenen Vorgaben an die

Schlackenzusammensetzung bzw. aus den verschiedenen Gangartgehalten der Einsatzstoffe. Prinzipiell ergibt sich beim Eisenschwammeinsatz ein höherer Kalkverbrauch aufgrund des höheren SiO₂-Gehaltes bzw. ein geringerer Dolokalkverbrauch durch den größeren MgO-Gehalt des HBI bzw. DRI. Die benötigten Mengen an Sauerstoff hängen in erster Linie vom Kohleeintrag und von der Erdgasmenge ab. Die geringeren Mengen an benötigtem Sauerstoff beim Einsatz von Eisenschwamm ergeben sich aus dem erhöhten Sauerstoffgehalt des Eisenschwammes. Beim Consteel™ führt der hohe Erdgaseintrag zu höherem O₂-Verbrauch und beim ConArc™ wird mehr Sauerstoff zum Frischen des Roheisens benötigt.

Die Staubmenge ist mit 22 kg/t Rohstahl bei allen Berechnungen dieselbe. Dies beruht auf der für alle Einsatzstoffvarianten geltende Annahme von 1,5 % Eisenverlust in Form von Staub. Die Abgasmenge ist, mit Ausnahme der Ergebnisse für die Schrottvorwärmung, ebenfalls für alle Berechnungen gleich. Das ergibt sich zum einen aus der für alle Verfahren gleich angenommenen Falschlufmenge und zum anderen aus der ebenfalls annähernd identen Menge an verbranntem Kohlenstoff. Zwar variiert die Menge an zugesetzter Kohle stark in Abhängigkeit der Einsatzstoffe, aber die gesamte zugeführte Kohlenstoffmenge (über Eisenträger und zugesetzter Kohle) entspricht bei allen Varianten in etwa 28 kg/t Rohstahl. Nur bei 50 % Schrott und 50 % HBI-Einsatz kommt es zu einer höheren Kohlenstoffeintrag von ca. 31 kg/t Rohstahl, was sich auch in einem etwas höheren Abgasvolumen niederschlägt. Bei den Berechnungen mit Schrottvorwärmung ergeben sich die Unterschiede in den Abgasmengen zum einen durch die unterschiedlichen Falschlufmengen und zum anderen durch die verschiedenen Kohle- bzw. Erdgaseinträge. Die hohe Abgasmenge beim SIMETAL EAF QUANTUM™ ergibt sich durch den hohen Falschlufteintrag von 200 Nm³/t Rohstahl der für die CO-Nachverbrennung benötigt wird. Beim ECOARC™ erfolgt, analog zum in der Literatur beschriebenen Oxidationsgrad CO₂/(CO+CO₂) von 70 %, keine 100 prozentige Kohlenmonoxid-Nachverbrennung, wodurch die sich benötigte Falschlufmenge und infolge dessen die Abgasmenge reduziert.

Abbildung 5-1 zeigt den elektrischen Energieverbrauch in Abhängigkeit vom Einsatzstoff bzw. von der Einsatzstoffmischung. Der elektrische Energieverbrauch bei hundert Prozent Schrottvorwärmung entspricht dem Mittelwert der drei Berechnungsvarianten.

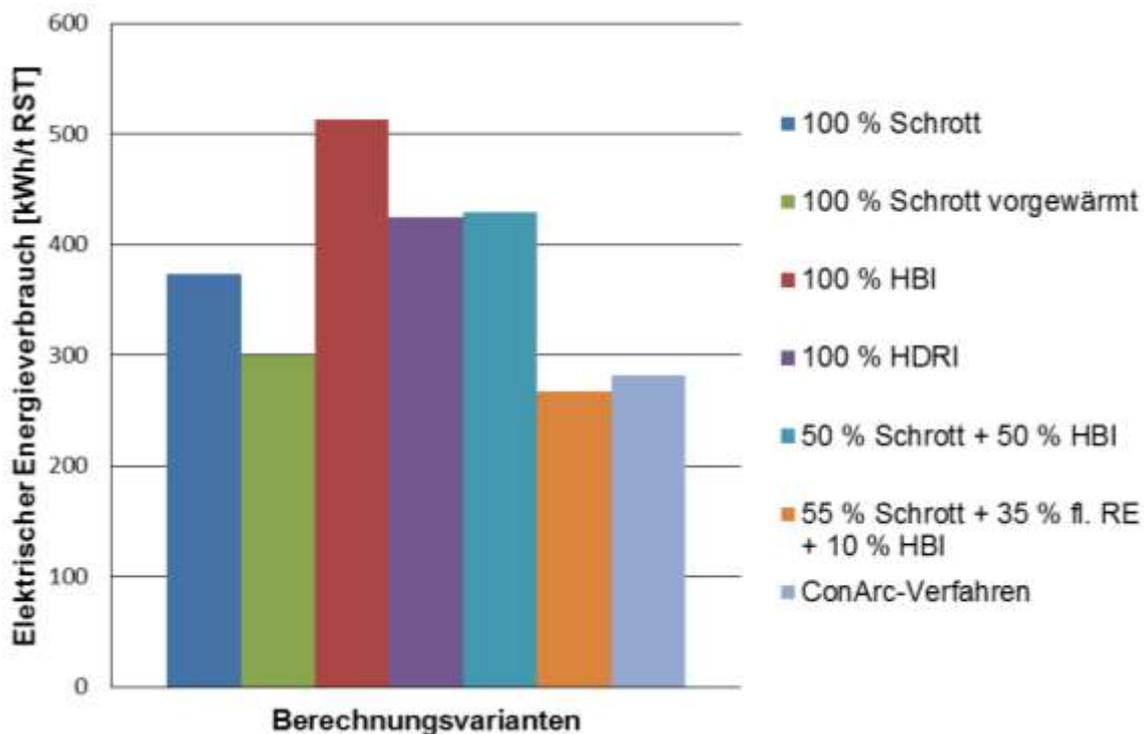


Abbildung 5-1: Vergleich des elektrischen Energieverbrauchs

Wie **Abbildung 5-1** zeigt hängt der elektrische Energieverbrauch stark von den verwendeten Eisenträgern ab. Einen ebenfalls signifikanten Einfluss haben der Einsatz von heißem Schrott bzw. DRI und die Zufuhr von flüssigem Roheisen.

Den geringsten Stromverbrauch weist die Einsatzstoffmischung aus 55 % Schrott, 35 % flüssigem Roheisen und 10 % HBI auf (267 kWh/t Rohstahl). Grund hierfür ist hauptsächlich der hohe chemische (hoher C- und Si-Gehalt) und physikalische (hohe Temperatur) Energieeintrag durch das flüssige Roheisen. Das ConArc-Verfahren ergibt ebenfalls einen sehr geringen Bedarf an elektrischer Energie von 282 kWh/t Rohstahl. Dies ist auf den hohen Energieeintrag durch das flüssige Roheisens zurückzuführen. Beim Einsatz von 100 % Schrott erweist sich eine Schrottvorwärmung als nützliches Instrument, um den Energiebedarf zu reduzieren. Bei den durchgeführten Berechnungen bewirkt die Vorwärmung eine Einsparung an elektrischer Energie von ca. 80 bis 100 kWh/t Rohstahl. Die höchsten Energieverbräuche ergeben sich durch den Einsatz Eisenschwamm, aufgrund des geringeren Metallisierungsgrades (endotherme Reduktion des Eisenoxids) und des hohen Ganganteiles. Der Einsatz von heißem Eisenschwamm bewirkt im konkreten Fall eine Einsparung von 113 kWh/t Rohstahl. Die Berechnung für eine Einsatzstoffmischung aus 50 % Schrott und 50 % HBI ergibt mit 429 kWh/t Rohstahl einen ähnlichen elektrischen Energieverbrauch wie beim Einsatz von HDRI.

5.3.3 Ergebnisse aus den Berechnungen des Firmenpartners

Die folgenden Verbrauchsdaten basieren auf den Bilanzmodellen des Firmenpartners Siemens VAI. Diese dienen als Referenzdaten für die Ergebnisse aus den selbsterstellten Massen- und Energiebilanzen. Weiters ermöglichen diese Bilanzen auch die Berechnung von Produktivitätsdaten.

Die Berechnungsergebnisse für 100 % Schrotteinsatz und für die Mischungen aus Schrott, HBI und Roheisen sind **Tabelle 5-X** zu entnehmen.

Tabelle 5-X: Referenzergebnisse für konventionellen AC-Lichtbogenofen

| | 100 % Schrott | 50 % Schrott 50 % HBI | 55 % Schrott 35 % RE_{fi} 10 % HBI |
|--|--------------------------|----------------------------------|---|
| Input | | | |
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 37 | 40 | 39 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | 4 | 4 | 5 |
| Kalk [kg/t RST] | 25 | 26 | 31 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 10 | 0 | 12 |
| Kohle [kg/t RST] | 23 | 15 | 1 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 1,14 | 1,38 | 1,07 |
| Output | | | |
| Schlackenmenge [kg/t RST] | 104 | 84 | 97 |
| Staub [kg/t RST] | 20 | 20 | 20 |
| Ausbringung [%] | 91,7 | 91,1 | 91,7 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 390 | 470 | 280 |

Tabelle 5-XI zeigt die Ergebnisse für den Einsatz von 100 % Eisenschwamm als HBI sowie HDRI und in **Tabelle 5-XII** sind die Verbrauchsdaten bei 100 % Schrotteinsatz mit Vorwärmung ersichtlich.

Tabelle 5-XI: Referenzergebnisse für 100 % Eisenschwammeinsatz für konventionellen AC-Lichtbogenofen

| | 100 % HBI | 100 % HDRI |
|--|------------------|-------------------|
| Input | | |
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 38 | 37 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | 2,7 | 2,8 |
| Kalk [kg/t RST] | 36 | 40 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 27 | 5 |
| Kohle [kg/t RST] | 5 | 15 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 1,6 | 1,2 |
| Output | | |
| Schlackenmenge [kg/t RST] | 166 | 127 |
| Staub [kg/t RST] | 26 | 30 |
| Ausbringung [%] | 86,2 | 88,0 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 540 | 423 |

Tabelle 5-XII: Referenzergebnisse für 100 % Schrott mit Vorwärmung

| | SIMETAL EAF QUANTUM™ |
|--|-----------------------------|
| Sauerstoff [Nm ³ /t RST] | 30 |
| Erdgas [Nm ³ /t RST] | 0,3 |
| Kalk [kg/t RST] | 38 |
| Dolokalk [kg/t RST] | 9 |
| Kohle [kg/t RST] | 31 |
| Elektrodenverbrauch [kg/t RST] | 0,9 |
| Elektrische Energie [kWh/t RST] | 280 |

Die, vom Firmenpartner ebenfalls berechneten, Verbrauchsdaten bei den jeweiligen Einsatzstoffen sind in **Tabelle 5-XIII** ersichtlich.

Tabelle 5-XIII: Produktivitätsdaten

| | Tap-to-Tap [min] | Power-On [min] | Power-Off [min] | Produktivität [t/Stunde] |
|---|---------------------|-------------------|--------------------|-----------------------------|
| 100 % Schrott | 50 | 40 | 10 | 210 |
| SIMETAL EAF QUANTUM™ | 43 | 40 | 3 | 140 |
| 100 % HBI | 58 | 52 | 6 | 181 |
| 100 % HDRI | 52 | 46 | 6 | 202 |
| 50 % Schrott + 50 % HBI | 55 | 47 | 8 | 190 |
| 55 % Schrott + 35 % RE _{fi} + 10 % HBI | 49 | 41 | 8 | 213 |

5.3.4 Diskussion der Ergebnisse

Grundsätzlich sind bei der Ausbringung sowie den Verbräuchen und entstehenden Schlacken und Abgasmengen dieselben Tendenzen zu erkennen wie bei den Ergebnissen aus den eigenen Bilanzen. Die Unterschiede ergeben sich im Wesentlichen aus den anderen Einsatzstoffzusammensetzungen. Diese variieren im Unterschied zu den selbst durchgeführten Bilanzen, da die Ergebnisse bereits bestehender Berechnungen angepasst wurden. Dadurch ergeben sich auch die stark unterschiedlichen Verbräuche an Kalk und Dolokalk bei den Berechnungen für 100 % HBI und 100 % HDRI. Aufgrund der verschiedenen Rohstoffzusammensetzungen ist ein direkter Vergleich der Ergebnisse aus den Massenbilanzen der selbsterstellten Modelle und denen des Firmenpartners nicht sinnvoll. Jedoch sind dieselben Tendenzen erkennbar. Beim SIMETAL EAF QUANTUM™ ist der geringe Sauerstoffverbrauch zu hinterfragen. Die eingebrachte Menge von 30 Nm³/t Rohstahl reicht nur zur Verbrennung des Erdgases und der Kohle. Dies setzt einen sehr reinen Schrott voraus, der sehr geringe Gehalte an zu frischenden Elementen aufweist. Im Vergleich dazu ergibt sich bei den selbstdurchgeführten Berechnungen ein Sauerstoffverbrauch von mindestens 43 Nm³/t Rohstahl.

Wie in **Tabelle 5-XIII** ersichtlich weist der SIMETAL EAF QUANTUM™ trotz geringster Tap-to-Tap Zeit die geringste Produktivität auf. Grund dafür ist das geringere Abstichgewicht

von 100 Tonnen. Die geringe Schmelzfolgezeit beim SIMETAL EAF QUANTUM™ ist auch auf den hohen Liquid Heel von 70 Tonnen zurückzuführen. Alle anderen Berechnungen beruhen auf einem Abstichgewicht von 175 Tonnen mit 30 Tonnen Liquid Heel. Hier weist, aufgrund des geringeren Schmelzaufwandes durch den Einsatz von flüssigem Roheisen, die Variante mit 55 % Schrott, 35 % flüssigem Roheisen und 10 % HBI die geringsten Schmelzfolgezeiten auf. Durch die kontinuierliche Zufuhr ergibt sich auch beim Einsatz von 100 % HDRI eine wesentlich höhere Produktivität als bei 100 % HBI, welches nicht kontinuierlich chargierbar ist und eine geringe Aufschmelzrate aufweist. Beim Einsatz von 100 % Schrott ist die Schmelzfolgezeit ebenfalls gering, aufgrund des geringen metallurgischen Behandlungsaufwandes im Vergleich zum Eisenschwamm.

5.4 Gegenüberstellung der Berechnungsergebnisse mit den Literaturdaten

Tabelle 5-XIV zeigt die Gegenüberstellung des elektrischen Energieverbrauchs aus den eigenen Berechnungen sowie den Berechnungen des Firmenpartners mit in Literatur angegebenen Werten. Die Literaturwerte gelten für vergleichbare Ofengrößen, d.h. für 150 - 180 Tonnen bzw. bei Schrottvorwärmung für 100 Tonnen Abstichgewicht.

Tabelle 5-XIV: Gegenüberstellung des elektrischen Energieverbrauchs [kWh/t RST]

| | Bilanzmodell | Referenzberechnung | Literatur |
|----------------------------------|--------------|--------------------|-----------------------------------|
| 100 % Schrott | 373 | 390 | 370 - 387 ^[36, 66, 67] |
| SIMETAL EAF QUANTUM™ | 290 | 280 | 280 - 295 ^[30] |
| ECOARC™ | 279 | | 196 - 233 ^[33] |
| Consteel™ | 343 | | 325 - 350 ^[39] |
| 100 % HBI | 513 | 540 | 495 - 590 ^[49, 51, 65] |
| 100 % HDRI | 425 | 423 | 380 - 450 ^[49, 51, 65] |
| 50 % Schrott + 50 % HBI | 426 | 470 | |
| 55 % Schrott + | 267 | 280 | |
| 35 % RE _{fl} + 10 % HBI | | | |
| ConArc-Verfahren | 282 | | 220 ^[24] |

Wie in **Tabelle 5-XIV** ersichtlich, liegen die Verbrauchswerte der Berechnungen innerhalb oder nur minimal außerhalb der Bandbreite der Literaturdaten.

Die Ergebnisse für hundert Prozent Schrotteinsatz unterscheiden sich nur minimal. Wie **Tabelle 4-IV**, **Tabelle 5-VI** und **Tabelle 5-X** zeigen, sind auch die Verbräuche von Sauerstoff, Erdgas und Kohlenstoff annähernd ident, was einen ebenfalls gleichwertigen fossilen Energieeintrag bedeutet. Die Unterschiede ergeben sich hauptsächlich aus unterschiedlichen Einsatzstoffen sowie unterschiedlichen Verlusten. Die Literaturdaten stammen sowohl aus Berechnungs- als auch aus Betriebsergebnissen und sind durch den Vergleich mit den erstellten Massenbilanzen als plausibel einzuschätzen.

Die Referenzberechnung des SIMETAL EAF QUANTUMTM entspricht den Literaturdaten, da diese vom Firmenpartner Siemens VAI stammen. Das Ergebnis des eigenen Modells ergibt einen Verbrauchswert der mit den Literaturdaten übereinstimmt. Hier ist jedoch zu berücksichtigen, dass sich bei der erstellten Massenbilanz ein höherer Sauerstoffverbrauch ergibt. Das lässt darauf schließen, dass dem Referenzergebnissen bzw. den Literaturdaten ein Schrott mit geringeren Gehalten an zu frischenden Elementen und Verunreinigungen zugrunde liegt. Bei den selbsterstellten Bilanzen führt ein Schrott mit geringeren Gehalten an diesen Elementen zu höheren elektrischen Energieverbräuchen. Des Weiteren ergeben die Berechnungen eine maximale Schrottvorwärmtemperatur von 533 °C, welche, bei gleicher Abgastemperatur von 800 °C, deutlich unter der in der Literatur angegebenen Temperaturen von 600-800 °C (siehe **Tabelle 4-II**) liegt. Dies lässt darauf schließen, dass der angegebene elektrische Energiebedarf ein sehr stark idealisierter Wert ist. Betriebsergebnisse zu diesen Verfahren liegen bis dato noch nicht vor.

Die Ergebnisse des ECOARCTM-Verfahrens liegen, trotz gleicher Kohle- und Sauerstoff-Verbrauchswerten klar über den Literaturdaten. Diese Betriebsergebnisse sind daher zu hinterfragen. Auch die in der Literatur angegebenen Schrottvorwärmtemperaturen von 750 - 950 °C (siehe **Tabelle 4-II**) sind bei nicht vollständiger CO-Nachverbrennung nicht möglich. Die maximale Vorwärmtemperatur liegt bei den erstellten Bilanzen bei 509 °C bei gleichzeitiger Abkühlung des Abgases auf 500 °C. Durch fehlende Daten über die Abgastemperatur nach der Schrottvorwärmung ist eine genaue Auswertung und ein Vergleich der Berechnungsergebnisse mit den Literaturwerten nicht möglich. Jedoch erscheint ein Energieverbrauch von unter 200 kWh/t Rohstahl auch bei 100 % CO-Nachverbrennung, hohem fossilen Energieeintrag und geringsten Verlusten nur schwer realisierbar.

Das Berechnungsergebnis beim ConsteelTM liegt ebenfalls im Bereich der Literaturwerte für den elektrischen Energiebedarf. Durch die beim Bilanzmodell angenommenen hohen

Verlustwerten und der geringen Vorwärmtemperatur von 332 °C erscheinen die angegebenen Verbrauchswerte sehr plausibel.

Beim Einsatz von 100 % Eisenschwamm liegen sowohl die eigenen als auch die Ergebnisse der Referenzberechnungen in der Bandbreite der Literaturdaten. Die Unterschiede zwischen den einzelnen Verbräuchen sind hauptsächlich durch unterschiedliche Zusammensetzungen erklärbar, da vor allem beim Eisenschwamm große Unterschiede in der chemischen Analyse möglich sind. Die höhere Energieeinsparung bei den Referenzberechnungen ergibt sich aus den unterschiedlichen Zusammensetzungen bei den Berechnungen für 100 % HBI und 100 % HDRI bzw. durch den weitaus geringeren Dolokalkzusatz bei der Version mit heißem Eisenschwammeinsatz. Bei den eigenen Berechnungen beruht die Energieeinsparung nur auf dem Energieeintrag des 600 °C heißem DRI. Die gute Übereinstimmung der Berechnungsergebnissen mit den Literaturdaten, die auf Betriebsergebnissen beruhen, lässt auf durchaus plausible Angaben schließen.

Die Unterschiede bei den Varianten mit Einsatzstoffmischungen beruhen auf den unterschiedlichen Zusammensetzungen. Grundsätzlich führt die Zufuhr von flüssigem Roheisen zu einer erheblichen Reduktion des elektrischen Energieverbrauchs. Durch das Chargieren von Schrott und HBI entsteht zwar ein höherer Stromverbrauch als bei 100 % Schrottchargierung, jedoch ist dieser wesentlich niedriger als bei 100 % HBI Einsatz.

Die Berechnung für das ConArc-Verfahren ergibt einen elektrischen Energieverbrauch der über dem in der Literatur angegeben Wert liegt. Beide Verbrauchsangaben gelten für eine Einsatzstoffmischung von 50 % Roheisen und 50 % Schrott. Der Unterschied ist durch unterschiedliche Zusammensetzungen, Einstellung der chemischen Zusammensetzung nach dem Blasprozess und unterschiedliche Verlustwerte zu erklären. Zu beachten ist der stark differente Sauerstoffverbrauch. Die Berechnungen ergeben einen Gesamtsauerstoff-Verbrauch von 48 Nm³/t Rohstahl, während in der Literatur nur ein Wert von 36 Nm³/t Rohstahl (siehe **Tabelle 4-III**) angegeben ist. Hierbei stellt sich die Frage ob der angegebene Sauerstoffverbrauch für den Gesamtprozess oder lediglich für den Lichtbogenprozess gilt. Dies geht aus der vorhandenen Literatur nicht hervor.

Da die erstellten Bilanzen den Prozess nur stationär abbilden, können Einflüsse wie mehrmalige Korbchargierung usw. nur durch erhöhte Verlustannahmen angenähert werden. Verbrauchswerte die niedriger liegen als die Ergebnisse der Berechnungen bzw. der Referenzmodellen sind in der Praxis wahrscheinlich nur schwer realisierbar, bei Einsatz bester Rohstoffqualitäten sowie geringen Verlusten und perfekt eingestellter Prozesse jedoch durchaus erreichbar.

6 Zusammenfassung und Ausblick

Die Menge des im Elektrolichtbogenofen erzeugten Rohstahls beträgt derzeit etwa 40 % der weltweiten Gesamtrohstahlproduktion und wird in den nächsten Jahren weiter steigen. Im Rahmen einer nachhaltigen und ökonomischen Stahlherstellung sind die Entwicklungen der Elektrostahlerzeugung getrieben von Energie- und Rohstoffeffizienz sowie hoher Produktivität. Um diesen Forderungen Rechnung zu tragen kam es in den letzten Jahren zur Entwicklung unterschiedlichster Anlagenkonzepte.

Die vorliegende Arbeit beschreibt unterschiedliche Konzepte der Stahlerzeugung im Elektrolichtbogenofen. Es erfolgt eine Einteilung der Technologien nach folgenden technologischen Merkmalen:

- Lichtbogenöfen ohne Schrottvorwärmung
- Lichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung
- Lichtbogenöfen mit einer kontinuierlichen Zufuhr der Haupteinsatzstoffe.

Bei den konventionellen Elektrolichtbogenöfen ohne Schrottvorwärmung zielen die Entwicklungen auf die Reduktion der Prozesszeiten ab. Dies wird durch einen erhöhten chemischen Energieeintrag in Form von Erdgasbrennern sowie einer optimierten CO-Nachverbrennung und durch größere Ofenvolumina, die die benötigte Anzahl an Korbchargierungen reduzieren, erreicht. Diese Technologien erlauben eine 1-Korbchargierung auch bei Ofengrößen von über 100 Tonnen und führen somit zu verringerten Schmelzfolgezeiten und erhöhter Produktivität.

Das ConArcTM-Verfahren als Kombination von Sauerstofffrischen und Lichtbogenofenprozess erlaubt höchste Flexibilität der Einsatzstoffe sowie des Energieeinsatz (chemisch, fossil, elektrisch).

Lichtbogenöfen mit Schrottvorwärmung nutzen den Energieinhalt des heißen Ofenabgases zur Reduzierung des elektrischen Energiebedarfs. Durch diese Übertragung der chemischen und physikalischen Energie des Abgases auf den Schrott lassen sich bis zu 125 kWh/t Rohstahl einsparen. Verringerter Elektrodenverbrauch sowie höhere Produktivität sind weitere Vorteile dieser Konzepte.

Die Anlagen mit kontinuierlicher Rohstoffzufuhr sind speziell für den Einsatz von Eisenschwamm ausgelegt. Diese Öfen weisen in direkter Kombination mit Anlagen zur Eisenschwammerzeugung höchste Produktivität auf. Die kontinuierliche Zufuhr von heißem DRI sorgt zusätzlich auch für eine Reduktion des elektrischen Energieverbrauchs.

Die im Zuge dieser Arbeit erstellten Massen- und Energiebilanzen dienen zur Validierung und Verifizierung von in der Literatur angegebenen Verbrauchswerten der elektrischen Energie. Weiters zeigen sie die Abhängigkeit des elektrischen Energieverbrauchs von den Einsatzstoffen bzw. Einsatzstoffmischungen auf.

Bei reinem Schrotteinsatz erweist sich eine Schrottvorwärmung als wirksames Mittel zur Einsparung elektrischer Energie. Bei gleicher Rohstoffzusammensetzung ergeben sich mit Schrottvorwärmung Energieverbräuche von 279 bis 343 kWh pro Tonne Rohstahl während ohne Schrottvorwärmung 373 kWh pro Tonne Rohstahl benötigt werden.

Die Berechnungen mit 100 % Eisenschwammeinsatz ergeben einen Stromverbrauch von 513 kWh/t bei HBI-, bzw. 425 kWh/t bei HDRI-Einsatz. Eine Kombination von 50 % Schrott und 50 % HBI verbraucht mit 426 kWh/t zwar mehr elektrische Energie als reiner Schrotteinsatz aber weist zum reinen HBI-Einsatz doch eine erhebliche Einsparung auf. Die Berechnungsvariante mit 55 % Schrott, 35 % flüssigem Roheisen und 10 % HBI zeigt auf, dass die Chargierung von flüssigem Roheisen eine erhebliche Energieeinsparung mit sich bringt. Im konkreten Fall ergibt sich ein Energieverbrauch von 267 kWh pro Tonne Rohstahl.

Einen geringen Bedarf an elektrischer Energie ergibt auch das Bilanzmodell des ConArcTM-Verfahrens. Aufgrund der Kombination aus Sauerstofffrischen und dem Lichtbogenprozess ergibt sich hier ein Stromverbrauch von 282 kWh pro Tonne Rohstahl.

Die Ergebnisse zeigen, dass die benötigte elektrische Energie stark von den Einsatzstoffen abhängt bzw. durch gezielte Maßnahmen reduziert werden kann. Hervorzuheben sind hierbei die Schrottvorwärmung sowie die Zufuhr von flüssigem Roheisen und heißem Eisenschwamm. Welche dieser Maßnahmen zum Einsatz kommt, hängt von vielen Faktoren ab. Der effiziente Einsatz einer Schrottvorwärmung bedingt eine gewisse Ofengröße und eine reine Schrottchargierung. Öfen die auf den Einsatz von heißem Eisenschwamm ausgelegt sind erreichen höchste Wirtschaftlichkeit in direkter Verbindung

mit vorgeschalteter Eisenschwammproduktion. Erfolgt parallel zur Elektrostahlerzeugung im selben Hüttenwerk auch eine Roheisenproduktion so erweist sich der Einsatz von flüssigem Roheisen nicht nur als Möglichkeit zur Reduktion des elektrischen Energieverbrauchs im Lichtbogenofen, sondern kann auch die Flexibilität der Produktionsstätte erhöhen.

7 Literatur

- [1] Sommer, F. und Plöckinger, W., Elektrostahlerzeugung, 2. Auflage, Verlag Stahleisen GmbH, Düsseldorf, 1964.
- [2] Heinen, K.-H., Elektrostahlerzeugung, 4. Auflage, Verlag Stahleisen GmbH, Düsseldorf, 1997.
- [3] Stahlinstitut VdEh, Stahlfibel, Verlag Stahleisen GmbH, Düsseldorf, 2007.
- [4] Valente Simoes, J. P., M. Kirschen und H. Pfeifer, Thermodynamische Analyse des elektrischen Energiebedarfs von Lichtbogenöfen, Elektrowärme International 63 (2005), 1, 38–45.
- [5] World Steel Association, World Steel in figures 2014, <http://www.worldsteel.org/dms/internetDocumentList/bookshop/World-Steel-in-Figures-2014/document/World%20Steel%20in%20Figures%202014%20Final.pdf>, abgerufen am 31.07.2014.
- [6] Bandusch, L., B. Dettmer, R. Fandrich, B. Kleimt, K. Krüger, P. P. Ploner und F. Treppschuh, Electric steel production in Europe - Efficient and challenging, 10th European Electric Steelmaking Conference, Graz, Austria (2012), 11.
- [7] Stahlinstitut VdEh und Wirtschaftsvereinigung Stahl, Jahrbuch Stahl 2013, Verlag Stahleisen GmbH, Düsseldorf, 2012.
- [8] Fruehan, R. J. (Hrsg.), The Making, Shaping and Treating of Steel, Electric Furnace Steelmaking, Vol. 11, The AISE Steel Foundation, Pittsburgh, 1998.
- [9] Laurenti, S. und R. Gottardi, Ultra high chemical power EAF, AISTech-Conference 2006, Cleveland, USA (2006).

-
- [10] Hornby Anderson, S., Educated use of DRI/HBI improves EAF energy efficiency and yield and downstream operating results, 7th European Electric Steelmaking Conference, Venedig, Italien (2002), 10.
- [11] Strohmeier, B., Coal vs. gas based direct reduction - How does it influence the conversion costs in EAFs, 10th European Electric Steelmaking Conference, Graz, Austria (2012), 14.
- [12] Souza, J.D., Efficient EAF Operation with cold or Hot DRI, 11th Annual Yamato Group Technical Conference, Himeji, Japan (2014), 35.
- [13] Metius, G. und J. Kopfle, Hot Charging DRI for Productivity and Energy Benefits at Hadeed, Direct from MIDREX (2009), 2, 8–11.
- [14] Janke, D., E. Schulz und H. J. Weddige, Technologische, wirtschaftliche und umweltrelevante Aspekte der modernen Elektrostahlerzeugung, Technische Universität Bergakademie Freiberg, Freiberg, 2001.
- [15] Lee, H. C., Energy Recovery in Mini-Mills,
http://www.steeldaily.co.kr/data/20108/53201043258201S2-04_%EC%9D%B4%ED%98%95%EC%B2%A0%28%EC%98%81%29.pdf, abgerufen am 01.12.2014.
- [16] Eberle, A., M. Abel, M. Hein, R. Schütt und U. Wilhelm, Die nächste Generation der Elektroöfen - der SIMETAL^{CIS} ULTIMATE, BHM - Berg- und Hüttenmännische Monatshefte 153 (2008), 1, 15–19.
- [17] SIMETAL Ultimate, <http://www.siemens.com/press/pool/de/feature/2012/industry/metals-technologies/2012-03-steel/simetal-ultimate-en.pdf>, abgerufen am 01.07.2014.
- [18] Abel, M. und M. Hein, SIEMENS VAI ULTIMATE EAF - Various Operational Results, AISTech-Conference 2006, Cleveland, USA (2006), 10.
- [19] FUCHS Technology, Telescope EAF,
<http://www.fuchstechnology.net/en/download/FUCHS%20Telescope%20EAF.pdf>, abgerufen am 06.05.2014.
- [20] FUCHS Technology, Advanced Solution for Electric Steelmaking,
<http://www.fuchstechnology.net/en/download/FUCHS%20at%20a%20glance.pdf>, abgerufen am 06.08.2014.
- [21] Lehrstuhl für Eisen- und Stahlmetallurgie Montanuniversität Leoben, Eisen- und Stahlmetallurgie II Modul 1, <http://metallurgy.at/epub/2012-2013/SS/Eisen-und->

-
- Stahlmetallurgie-II-Modul-1/files/assets/basic-html/page44.html, abgerufen am 20.11.2014.
- [22] Toulouevski, Y. N. und Zinurov, I. Y., Innovation in Electric Arc Furnaces: Scientific Basis for Selection, Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 2010.
- [23] Schmale, K., K. H. Deppner und P. Meierling, CONARC - Innovation Steelmaking by SMS Demag, Metal 2001 - 10th International Metallurgical Conference, Ostrava, Tschechische Republik (2001), 6.
- [24] Sanders, P., X-Melt CONARC technology, Metallurgy with future-oriented flexibility, Düsseldorf, 2012.
- [25] Schmale, K. und D. Kersten, CONARC - All purpose Steelmaking by SMS Demag, Metal 2003 - 12th International Metallurgical Conference, Hradec nad Moravici, Tschechische Republik (2003), 12.
- [26] Prüm, C., W. Charles und J. Wirling, Verringerung der Dioxinmission bei Elektrostahlwerken, Stahl und Eisen 124 (2004), 10, 61–67.
- [27] Ehle, J. und H. Knapp, Latest developments in Fuchs` Finger Shaft Furnace technology, Steel World (UK) (2000), 1, 18–22.
- [28] Siemens VAI Metals Technology GmbH, Shaft furnaces for electric arc furnaces (2008), Broschüre.
- [29] Rummler, K., A. Tunaboğlu und D. Ertas, New generation in pre-heating technology for electric arc furnace steelmaking, 10th European Electric Steelmaking Conference, Graz, Austria (2012), 12.
- [30] Abel, M., M. Dorndorf, M. Hein und H. J. Huber, SIMETAL EAF QUANTUM™ - The future approach for efficient scrap melting, 10th European Electric Steelmaking Conference, Graz, Austria (2012), 8.
- [31] Morgenthaler, R., M. Abel, M. Dorndorfer, M. Hein und H. J. Huber, "SIMETAL EAF QUANTUM™ The Way of Environmental Friendly and Efficient Steel Making", SEAISI Conference & Exhibiton, Pattaya, Thailand (2013), 11.
- [32] Badruddin, K. M., I. Yagi und T. Terano, Discovering Hidden Parameters Estimates in Operation of an Innovative Electric Arc Furnace by applying Optimization Techniques, International Journal of Energy, Information and Communication (2011), 2, 40–60.
- [33] Kubo, H., S. Sakai, M. Fujimoto und N. Ao, Scrap Preheating and Environment, SEAISI Quarterly Journal 33 (2004), 2, 22–28.

-
- [34] Sugasawa, T., H. Kato und T. Nagai, The first ECOARC in Kingdom of Thailand - Introduction of the high efficiency Arc Furnace, SEAISI Economic, Environmental & Safety Seminar, Bangkok, Thailand (2012), 10.
- [35] FUCHS Technology, The Coss scrap preheating, <http://www.fuchstechnology.net/en/download/FUCHS%20COSS%20EAF.pdf>, abgerufen am 06.05.2014.
- [36] Rummler, K. und H. Müller, Operating experience at a 170 t EAF with EPC scrap preheating system, SEAISI Conference & Exhibiton, Pattaya, Thailand (2013), 15.
- [37] Memoli, F. und M. Bianchi Ferri, New track record for Consteel due to new environment-friendly features, MPT International (2007), 5, 58–64.
- [38] Tenova, Consteel Informationsbroschüre, <http://tenovagroup.com/pdf/brochure/21-Consteel%20system.pdf>, abgerufen am 25.08.2014.
- [39] Argenta, P. und M. Bianchi Ferri, The EAF technology evolution and the Consteel system, La Metallurgia Italiana (2005), 1, 41–47.
- [40] Memoli, F. und M. Bianchi Ferri, 2007 - A record year for Consteel, MILLENIUM STEEL 2008 (2008), 8, 83–88.
- [41] Di Carpegna Varini, Raimondo, M. Banchi Ferri und C. Raggio, Tenova Iron & Steel - Raw material flexibility and green environment: Key success factors in electric steelmaking, 10th European Electric Steelmaking Conference, Graz, Austria (2012), 16.
- [42] Tenova, Consteel Evolution Informationsbroschüre, <http://www.tenovagroup.com/pdf/brochure/96-Consteel%20Evolution%20brochure.pdf>, abgerufen am 25.08.2014.
- [43] Memoli, F., J. A. T. Jones und F. Picciolo, How changes in scrap mix affect Consteel charging of an EAF, Steel Times International (2013), 6.
- [44] Firo, A. A., The Danieli DANARC PLUS M² Furnace at ABS meltshop, Metal 2000 9th International Metallurgical Conference, Ostrava, Tschechische Republik (2000), 6.
- [45] Thiedemann, U., T. Germershausen und J. Bader, Arccess steady EAF - The revolutionary new development of a continious operating EAF, 10th European Electric Steelmaking Conference, Graz, Austria (2012), 7.
- [46] Fröhling, C. und J. Bader, Arccess steady EAF (S/EAF), SEAISI Quarterly Journal 42 (2013), 2.

-
- [47] Thiedemann, U. et al., ARCCCESS™ steady EAF (S/EAF™), International Conference on Resurgent India - Vision 2020 In Metal & Mining Sector, Dew Delhi, 17. Oktober, 2012.
- [48] Engineering & Mining Journal, Iron Filings: Siemens/Outotec Partner on Pellet Plant, New DRI Furnace Offers Energy Savings, Engineering & Mining Journal (2012), 72.
- [49] Siemens VAI Metals Technology GmbH, Highly productive and low-cost DRI-base EAF steelmaking - SIMETAL EAF FAST DRI (2012), Broschüre.
- [50] MIDREX Technologies, I., Shaft Furnace Technologies, <http://www.midrex.com/uploads/documents/midrexshaftbrochure2.pdf>, abgerufen am 10.09.2014.
- [51] Mottes, L., Excellent FastArc EAF Operating Results with Hot DRI Charge at ESI, 43rd Steelmaking Seminar - International, 2012.
- [52] Scarnati, T. und Masoero, D., The JSPL DR Project, http://mmmmconferences.com/04PabloDuarte_29Sept2012.pdf, abgerufen am 09.09.2014.
- [53] Hofmann, W. und W. Reichelt, CONTIARC - A new Scrap Melting Technology, Metallurgical processes for the Early Twenty-First Century, San Diego, USA (1994).
- [54] SMS DEMAG, High productivity with Electric Arc Furnaces, https://www.sms-siemag.com/download/H3_303_EAF_E_Internet.pdf, abgerufen am 23.08.2014.
- [55] Falkenreck, U. und W. Weischedel, New scrap-based steelmaking process predominantly using primary energy, MPT International (2007), 3, 2–8.
- [56] Jipnang, E., Industrial Application of SimuSage for Metallurgical Processes Simulation, Herzogenrath, 2010.
- [57] SMS Group, Annual Report 2012, http://www.sms-group.com/downloads/GB_2012_E.pdf, abgerufen am 08.08.2014.
- [58] Hess, G. W., Capturing EAF gases ignites savings, Iron age (1993), 3, 30–31.
- [59] Berger, H. und P. Mittag, Der Comelt-Elektrolichtbogenofen mit schräg angeordneten Seitenelektroden, Stahl und Eisen 115 (1995), 9, 53–58.
- [60] McAloon, T. P., COMELT - A New Generation of Electric Arc Furnace, Iron & Steelmaker (1994), 10, 63–66.
- [61] Janke, D., L. Savov, H. J. Weddige und E. Schulz, Scrap-based Steel Production and Recycling of Steel, Materiali in Technologie 34 (2000), 6, 387–399.

- [62] Deppner, K. H., Verticon - An efficient and environmentally friendly scrap preheater, Steel Times International (1998), 11, 20–23.
- [63] SMS Siemag AG, Submerged-Arc Furnaces and Electric Smelters, https://www.sms-group.com/downloads/H4_301E_SAF_2009.pdf, abgerufen am 26.09.2014.
- [64] Mukhopadhyay, A., R. Coughlan, M. Ometto und R. Sellan, An Advanced EAF Optimization Suite for 420-t Jumbo DC Furnace at Tokyo Steel Using DANIELI Technology, AISTech-Conference 2012, Atlanta, USA (2012), 12.
- [65] Shadeed Iron & Steel, The first HOTLINK Steel Plant, http://www.mesteel.com/countries/oman/Shadeed_Iron_Steel.pdf, abgerufen am 01.07.2014.
- [66] Siemens VAI, SIMETAL EAF Quantum, <https://www.industry.siemens.com/datapool/industry/industrysolutions/metals/simetal/en/SIMETAL-EAF-Quantum-en.pdf>, abgerufen am 01.07.2014.
- [67] Rummler, K., A. Tunaboylu und D. Ertas, New generation in pre-heating technology for electric steel making, http://www.bromotek-consulting.com/epc_paper_rev04june12011.pdf, abgerufen am 01.07.2014.
- [68] FUCHS Technology, Eco-friendly and efficient: COSS Furnace – Continuous Optimized Shaft System., <http://www.fuchstechnology.net/en/fulfilment/furnace-systems/coss-furnace.html>, abgerufen am 12.02.2015.

Anhang

A.1 Erstellte Massen- und Energiebilanzen

Die Massenbilanzen stellen die Grundlage für die Energiebilanzen dar. Sie dienen zur Ermittlung der benötigten Menge an Schlackenbildnern sowie der benötigten Sauerstoffmenge. Weiters erfolgt die Berechnung der Schlacken- und der Abgasmenge. Sämtliche Berechnungen beziehen sich auf eine Tonne Rohstahl.

A.1.1 Input

Die Einsatzstoffe für die Rohstahlerzeugung sind:

- Schrott (Fe, C, Si, Mn, FeO, CaO, MgO, SiO₂, Al₂O₃)
- Eisenschwamm (Fe_{Metallisch}, FeO, C, SiO₂, CaO, MgO, Al₂O₃)
- Roheisen (Fe, C, Si, Mn)
- Schlackenbildner (CaO, MgO, SiO₂, Al₂O₃, CO₂)
- Kohle (100 % C) sowie
- Prozessgase (CH₄, O₂, Ar, N₂) mit vorgegebenen Zusammensetzungen und Temperaturen.

Weitere zu berücksichtigende Eingangsstoffe sind:

- Verschleiß an Feuerfestmaterial (CaO, MgO, SiO₂, Al₂O₃, CO₂)
- Elektrodenabbrand (100 % C)
- Falschlufteintrag (N₂, O₂, Ar) mit vorgegebenen Zusammensetzungen und Temperaturen.

Sowohl die chemische Analyse, in Massenprozent, als auch die Einsatztemperaturen, in Grad Celsius, sind bei der erstellten Massenbilanz frei wählbar. Die Zuschlagsmenge und benötigte Gasmenge sind, wie bereits erwähnt, über die Massenbilanz zu berechnen.

A.1.2 Sonstige Vorgaben und Annahmen

Neben den Einsatzstoffen und deren chemischen Zusammensetzung sind folgende Vorgaben bzw. Annahmen erforderlich:

- Eisenverschlackung
- Eisenverlust als Staub (Fe₂O₃)
- MgO-Gehalt der Schlacke
- CaO-Überschuss (Maß für Basizität der Schlacke)
- Elektrodenverbrauch
- Verschleiß an Feuerfestmaterial
- Falschlufteintrag
- CO-Nachverbrennung
- Schrottvorwärmung sowie Schrottvorwärmtemperatur bzw. Abgasaustrittstemperatur aus dem Vorwärmssystem.

Die Eisenverschlackung ist über den Fe-Gehalt der Schlacke sowie den Anteil an entstehenden FeO bzw. Fe₂O₃ definierbar. Der Staubverlust (100 % Fe₂O₃) kann direkt vorgegeben werden. Diese beiden Werte dienen zur Berechnung des Ausbringungsfaktors, das heißt, wie viel Eisenträger zu chargieren sind, um eine Tonne Rohstahl zu erzeugen. Mithilfe der Vorgabe des MgO-Gehaltes der Schlacke kann der Anteil des benötigten Dolokalkes ermittelt werden. Der CaO-Überschuss stellt den überstöchiometrischen CaO-Einsatz zur Si-Verschlackung dar und gibt die spätere Schlackenbasizität vor.

A.1.3 Massenbilanz

A.1.3.1 Berechnung Umrechnungsfaktor

Aus der Eisenbilanz erfolgt zunächst die Berechnung des Umrechnungsfaktors f zur Ermittlung der zu oxidierenden Mengen an Begleitelementen. Die Berechnung dieses Umrechnungsfaktors erfolgt über die Eisenbilanz und lautet:

- Für den Einsatz von 100 % Schrott

$$f = \frac{\text{Input}_{\text{Eisen}}}{\text{Output}_{\text{Eisen}}} = \frac{\frac{\text{MasseFe}_{\text{Schrott}}}{t_{\text{Schrott}}} - \frac{\text{MasseFe}_{\text{Staub}}}{t_{\text{Schrott}}}}{\frac{\text{MasseFe}_{\text{Rohstahl}}}{t_{\text{RST}}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{Schlacke}}}{t_{\text{RST}}}} = \frac{\text{RST}}{\text{Schrott}} \quad (\text{A-1})$$

- Für den Einsatz von 100 % Eisenschwamm

$$f = \frac{\text{Input}_{\text{Eisen}}}{\text{Output}_{\text{Eisen}}} = \frac{\frac{\text{MasseFe}_{\text{DRI/HBI}}}{t_{\text{DRI/HBI}}} - \frac{\text{MasseFe}_{\text{Staub}}}{t_{\text{DRI/HBI}}}}{\frac{\text{MasseFe}_{\text{Rohstahl}}}{t_{\text{RST}}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{Schlacke}}}{t_{\text{RST}}}} = \frac{\text{RST}}{\text{DRI/HBI}} \quad (\text{A-2})$$

- Für den Einsatz einer Mischung aus Schrott, flüssigem Roheisen und Eisenschwamm

$$f = \frac{\text{Input}_{\text{Eisen}}}{\text{Output}_{\text{Eisen}}} = \frac{\frac{\text{MasseFe}_{\text{Schrott}}}{t_{\text{Schrott}} \times \% \text{Schrott}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{DRI/HBI}}}{t_{\text{DRI/HBI}} \times \% \text{DRI/HBI}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{RE}}}{t_{\text{RE}} \times \% \text{RE}} - \frac{\text{MasseFe}_{\text{Staub}}}{t_{\text{RST}}}}{\frac{\text{MasseFe}_{\text{Rohstahl}}}{t_{\text{RST}}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{Schlacke}}}{t_{\text{RST}}}} = \frac{\text{RST}}{\text{FE}_{\text{Input}}} \quad (\text{A-3})$$

- Für den LD-Prozess des ConArc-Verfahrens

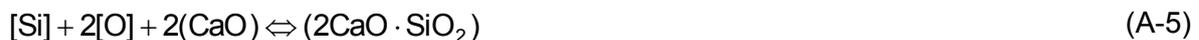
$$f = \frac{\text{Input}_{\text{Eisen}}}{\text{Output}_{\text{Eisen}}} = \frac{\frac{\text{MasseFe}_{\text{RE}}}{t_{\text{RE}}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{Schrott}}}{t_{\text{RE}}} - \frac{\text{MasseFe}_{\text{Staub}}}{t_{\text{RE}}}}{\frac{\text{MasseFe}_{\text{Rohstahl}}}{t_{\text{RST}}} + \frac{\text{MasseFe}_{\text{Schlacke}}}{t_{\text{RST}}}} = \frac{\text{RST}}{\text{RE}} \quad (\text{A-4})$$

Damit ist es nun möglich die, pro Tonne Einsatzmaterial, oxidierten bzw. verschlackten Mengen an C, Si, Mn, SiO₂, CaO, MgO, Al₂O₃ und Fe zu berechnen. Sowohl für diese Berechnung als auch für die Berechnung der Kalk- und Dolokalkmenge wird die Schlackenmenge zunächst abgeschätzt bzw. iterativ berechnet.

A.1.3.2 Berechnung der benötigten Kalkmenge

Auf Basis der Reaktionen:

- Für Schrott und flüssiges Roheisen



- Für Eisenschwamm



ist es möglich die benötigte CaO-Menge zur Bildung der Schlacke zu berechnen. Die Berechnung erfolgt über die Beziehungen:

$$\frac{\text{kgCaO}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgSi}_{\text{gefrischt}}}{t_{\text{RST}}} \times \frac{2 \times \text{Molmasse}_{\text{CaO}}}{\text{Molmasse}_{\text{Si}}} \quad (\text{A-7})$$

$$\frac{\text{kgCaO}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgSiO}_{2,\text{verschlackt}}}{t_{\text{RST}}} \times \frac{2 \times \text{Molmasse}_{\text{CaO}}}{\text{Molmasse}_{\text{SiO}_2}} \quad (\text{A-8})$$

Wie aus Gleichung (A-6) hervorgeht, sind zur Abbindung eines Moles SiO_2 2 Mole CaO bzw. für 60 g SiO_2 144 g CaO erforderlich. Der Begriff CaO-Überschuss bezieht sich auf diese Massenverhältnis. Ein CaO-Überschuss von 1 bedeutet, dass Kalziumoxid genau stöchiometrisch zugesetzt wird. Daraus ergibt sich eine Schlackenbasizität B1 von 2,4.

Das in den Zuschlägen enthaltene CaO muss auch das SiO_2 der Zuschläge verschlacken, wodurch sich die benötigte Kalkmenge dementsprechend erhöht. Der effektive CaO-Gehalt im Kalk lautet:

$$\text{CaO}_{\text{eff}} = \% \text{CaO}_{\text{Kalk}} - \left(\frac{2 \times \text{Molmasse}_{\text{CaO}}}{\text{Molmasse}_{\text{SiO}_2}} \times \% \text{SiO}_{2,\text{Kalk}} \right) \quad (\text{A-9})$$

Unter Berücksichtigung der durch den Dolokalk eingebrachte CaO-Menge, der CaO-Menge im Feuerfestmaterial und des CaO-Überschusses, zur Einstellung der gewünschten Schlackenbasizität, lässt sich die erforderliche Zuschlagsmenge für den eingebrachten Schrott bzw. für das Roheisen wie folgt berechnen:

$$\frac{\text{kgKalk}}{t_{\text{RST}}} = \left(\frac{\text{kgCaO}}{t_{\text{RST}}} - \frac{\text{kgCaO}_{\text{Dolokalk}}}{t_{\text{RST}}} - \frac{\text{kgCaO}_{\text{FF}}}{t_{\text{RST}}} \right) \times \frac{100\%}{\text{CaO}_{\text{eff}}} \times \text{CaO}_{\text{Überschuss}} \quad (\text{A-10})$$

Beim Eisenschwamm ist noch das im Eisenschwamm selbst enthaltene Kalziumoxid zu berücksichtigen:

$$\frac{\text{kgKalk}}{t\text{RST}} = \left(\frac{\text{kgCaO}}{t\text{RST}} - \frac{\text{kgCaO}_{\text{DRI/HBI}}}{t\text{RST}} - \frac{\text{kgCaO}_{\text{Dolokalk}}}{t\text{RST}} - \frac{\text{kgCaO}_{\text{FF}}}{t\text{RST}} \right) \times \frac{100\%}{\text{CaO}_{\text{eff}}} \times \text{CaO}_{\text{Überschuss}} \quad (\text{A-11})$$

A.1.3.3 Berechnung der benötigten Dolokalkmenge

Durch die Vorgabe des gewünschten MgO-Anteils der Schlacke, der Schlackenmenge und Berücksichtigung des, im eingebrachten Kalk und Feuerfestmaterials, enthaltenen Magnesiumoxides ist die Dolokalkmenge folgendermaßen berechenbar:

$$\frac{\text{kgDolokalk}}{t\text{RST}} = \left(\frac{\text{kgMgO}_{\text{Schlacke}}}{t\text{RST}} - \frac{\text{kgMgO}_{\text{Kalkk}}}{t\text{RST}} - \frac{\text{kgMgO}_{\text{FF}}}{t\text{RST}} \right) \times \frac{100\%}{\% \text{MgO}_{\text{Dolokalk}}} \quad (\text{A-12})$$

A.1.3.4 Berechnung der entstehenden Schlackenmenge

Die Ermittlung der Schlackenmenge ist in **Tabelle A-I** zusammengefasst. Aus den Reaktionsgleichungen ist die Menge an gebildeten Oxiden pro kg Element berechenbar. Die gebildete Oxidmenge, pro Tonne Rohstahl, ist das Produkt aus dem Faktor kgOxid/kgElement und der gefrischten Elementmenge. Die im Eisenschwamm enthaltene Gangart wird ebenfalls verschlackt. Die Summe der Menge an Oxiden und des Kalküberschusses ergibt die pro Tonne Rohstahl produzierte Schlackenmenge.

Tabelle A-I: Berechnung der Schlackenmenge

| Verschlackung | kg Oxid/kg Element | kg Schlacke/tRST | |
|--|---|--|---------------|
| [Si]→(2CaO.SiO ₂) | $\frac{2 \times M_{\text{CaO}} + M_{\text{SiO}_2}}{M_{\text{Si}}}$ | $\frac{\text{kgSi}_{\text{gefrischt}}}{\text{tRST}} \times \frac{\text{kgOxid}}{\text{kgElement}}$ | (A-13),(A-14) |
| [Mn]→[MnO] | $\frac{M_{\text{MnO}}}{M_{\text{Mn}}}$ | $\frac{\text{kgMn}_{\text{gefrischt}}}{\text{tRST}} \times \frac{\text{kgOxid}}{\text{kgElement}}$ | (A-15),(A-16) |
| Fe→FeO/Fe ₂ O ₃ | $\frac{M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Fe}}} \times \% \text{FeO} + \frac{M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}}{M_{\text{Fe}}} \times \% \text{Fe}_2\text{O}_3$ | $\frac{\text{kgFe}_{\text{gefrischt}}}{\text{tRST}} \times \frac{\text{kgOxid}}{\text{kgElement}}$ | (A-17),(A-18) |
| (CaO _{Eisenschwamm}) | | $\frac{\text{kgSiO}_{2,\text{Eisenschwamm}}}{\text{tRST}}$ | (A-19),(A-20) |
| (SiO _{2,Eisenschwamm}) | | $\frac{\text{kgCaO}_{\text{Eisenschwamm}}}{\text{tRST}}$ | (A-21),(A-22) |
| (Al ₂ O _{3,Eisenschwamm}) | | $\frac{\text{kgAl}_2\text{O}_{3,\text{Eisenschwamm}}}{\text{tRST}}$ | (A-23),(A-24) |
| (MgO _{Eisenschwamm}) | | $\frac{\text{kgMgO}_{\text{Eisenschwamm}}}{\text{tRST}}$ | (A-25),(A-26) |
| Kalküberschuss | | $\left(\frac{\text{kgKalk}}{\text{tRST}} - \frac{\text{kgCaO}}{\text{tRST}} - \frac{\text{kgCO}_{2,\text{Kalk}}}{\text{tRST}} \right) + \left(\frac{\text{kgDolokalk}}{\text{tRST}} - \frac{\text{kgCO}_{2,\text{Dolokalk}}}{\text{tRST}} \right) + \frac{\text{kgFF}}{\text{tRST}}$ | (A-27) |

A.1.3.5 Berechnung der benötigten Sauerstoffmenge

Die benötigte Menge Frischgas ist aus den Gleichungen der **Tabelle A-II** zu ermitteln. Damit ist das erforderliche Gasvolumen zur Oxidation eines Kilogramms des jeweiligen Elementes berechenbar. Anschließend ist das pro Tonne Rohstahl benötigte Volumen an Sauerstoff über die Multiplikation dieses Faktors (Nm³/kgElement) mit der zu frischenden Masse des Elementes zu berechnen. Das gesamte einzublasende Sauerstoffvolumen ist dann die Summe der einzelnen Volumina und die zur Verbrennung der eingeblasenen Kohle, des Erdgases, des Elektrodenabbrandes und zur Nachverbrennung des Kohlendioxids und des Wasserstoffs benötigte Sauerstoffmenge. Bei der Verbrennung von Kohlenstoff wird zuerst nur von der Entstehung von CO ausgegangen. Der Anteil an Kohlenmonoxid der zu Kohlendioxid weiterverbrennt ist eigens berücksichtigt. Die genaue Vorgehensweise ist in **Tabelle A-III** und ersichtlich.

Tabelle A-II: Oxidationsreaktionen

| Element | Reaktion mit O ₂ | |
|-------------------------|--|--------|
| C | $[C] + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow \{CO\}$ | (A-28) |
| Si | $[Si] + \{O_2\} \rightarrow (SiO_2)$ | (A-29) |
| Mn | $[Mn] + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow (MnO)$ | (A-30) |
| Fe | $Fe + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow (FeO)$ | (A-31) |
| | $4 Fe + 3 \{O_2\} \rightarrow 2 (Fe_2O_3)$ | (A-32) |
| CH ₄ | $\{CH_4\} + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow \{CO\} + 2\{H_2\}$ | (A-33) |
| C _{Kohle} | $C + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow \{CO\}$ | (A-34) |
| C _{Elektroden} | $C + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow \{CO\}$ | (A-35) |
| CO-NV | $\{CO\} + \frac{1}{2} \{O_2\} \rightarrow \{CO_2\}$ | (A-36) |
| H ₂ -NV | $2\{H_2\} + \{O_2\} \rightarrow 2\{H_2O\}$ | (A-37) |

Tabelle A-III: Berechnung der benötigten O₂-Menge

| Element | Nm ³ O ₂ /kg Element | Nm ³ O ₂ /tRST | |
|-------------------------|---|--|----------------|
| C | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times M_C}$ | $\frac{kgC_{\text{gefrischt}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-38), (A-39) |
| Si | $\frac{V_{m,O_2}}{M_{Si}}$ | $\frac{kgSi_{\text{gefrischt}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-40), (A-41) |
| Mn | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times M_{Mn}}$ | $\frac{kgMn_{\text{gefrischt}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-42), (A-43) |
| Fe _{Schlacke} | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times M_{Fe}} \times \%FeO +$ $\frac{3 \times V_{m,O_2}}{4 \times M_{Fe}} \times \%Fe_2O_3$ | $\frac{kgFe_{\text{gefrischt}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-44), (A-45) |
| Fe _{Staub} | $\frac{3 \times V_{m,O_2}}{4 \times M_{Fe}} \times \%Fe_2O_3$ | $\frac{kgFe_{\text{Staub}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-46), (A-47) |
| CH ₄ | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times V_{m,CH_4}}$ | $\frac{Nm^3 CH_4}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-48), (A-49) |
| C _{Kohle} | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times M_C}$ | $\frac{kgC_{\text{Kohle}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-50), (A-51) |
| C _{Elektroden} | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times M_C}$ | $\frac{kgC_{\text{Elektroden}}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-52), (A-53) |
| CO-NV | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times V_{m,CO}}$ | $\frac{Nm^3 CO_{NV}}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-54), (A-55) |
| H ₂ -NV | $\frac{V_{m,O_2}}{2 \times V_{m,H_2}}$ | $\frac{Nm^3 H_2}{tRST} \times \frac{Nm^3 O_2}{kgElement}$ | (A-56), (A-57) |

Somit ist der zum Frischen, zum Erzeugen der Schaumslagge, zum Verbrennen der Zusatzbrennstoffe und zur Nachverbrennung erforderliche Mindestsauerstoff berechenbar. Die einzublasende Menge Sauerstoff reduziert sich um den Anteil an Sauerstoff der durch die Falschlufft eingetragen wird. Beim Einsatz von Eisenschwamm verringert der im DRI bzw. im HBI enthaltene Sauerstoff ebenfalls die einzublasende Sauerstoffmenge.

A.1.3.6 Berechnung der entstehenden Abgasmenge

Die Ermittlung des gebildeten Abgasvolumens erfolgt aus den Reaktionsgleichungen (A-28) bis (A-37) und ist in **Tabelle A-IV** ersichtlich. Weiters zeigt **Tabelle A-IV**, dass auch das im Kalk und Dolokalk enthaltene CO₂ und das Falschluffvolumen pro Tonne Rohstahl zu berücksichtigen ist.

Tabelle A-IV: Ermittlung der Abgasmenge/tRE

| Element | Nm ³ Abgas/tRST | |
|----------------------------|--|--------|
| C | $\frac{\text{kgC}_{\text{gefrischt}}}{\text{tRST}} \times \frac{V_{\text{m,CO}}}{M_{\text{C}}}$ | (A-58) |
| CH ₄ | $\frac{\text{Nm}^3 \text{CH}_4}{\text{tRST}} \times \frac{(V_{\text{m,CO}} + V_{\text{m,H}_2})}{V_{\text{m,CH}_4}}$ | (A-59) |
| C _{Kohle} | $\frac{\text{kgC}_{\text{Kohle}}}{\text{tRST}} \times \frac{V_{\text{m,CO}}}{M_{\text{C}}}$ | (A-60) |
| C _{Elektroden} | $\frac{\text{kgC}_{\text{Elektroden}}}{\text{tRST}} \times \frac{V_{\text{m,CO}}}{M_{\text{C}}}$ | (A-61) |
| CO-NV | $\frac{\text{Nm}^3 \text{CO}_{\text{NV}}}{\text{tRST}} \times \frac{V_{\text{m,CO}_2}}{V_{\text{m,CO}}}$ | (A-62) |
| H ₂ -NV | $\frac{\text{Nm}^3 \text{H}_2}{\text{tRST}} \times \frac{V_{\text{m,H}_2\text{O}}}{V_{\text{m,H}_2}}$ | (A-63) |
| CO ₂ , Kalk | $\frac{\text{kgKalk}}{\text{tRST}} \times \frac{\% \text{CO}_{2,\text{Kalk}}}{100} \times \frac{V_{\text{m,CO}_2}}{M_{\text{CO}_2}}$ | (A-64) |
| CO ₂ , Dolokalk | $\frac{\text{kgDolokalk}}{\text{tRST}} \times \frac{\% \text{CO}_{2,\text{Dolokalk}}}{100} \times \frac{V_{\text{m,CO}_2}}{M_{\text{CO}_2}}$ | (A-65) |
| Falschluff | $\frac{\text{Nm}^3 \text{Falschluff}}{\text{tRST}}$ | (A-66) |

Die Abgasmenge pro Tonne Rohstahl ist somit die Summe der in **Tabelle A-IV** ersichtlichen Gleichungen.

A.2 Energiebilanz zur Berechnung des elektrischen Energiebedarfs

Mit den Ergebnissen der Massenbilanz lässt sich nun die Energiebilanz des Systems ermitteln und die benötigte elektrische Energie berechnen. Hierzu sind einige Annahmen zu treffen, um die Berechnung zu vereinfachen. Danach ist aus der Differenz der Wärmeeinnahmen und Wärmeausgaben der noch fehlende Bedarf an elektrischer Energie zu berechnen.

A.2.1 Wärmeeinnahmen

Die Wärmeeinnahmen sind aus den Massen, der Zusammensetzung und der Temperatur der Einsatzmaterialien zu ermitteln. Mithilfe der chemischen Analysen, den Temperaturen und den thermodynamischen Daten (siehe **A.4**) der Elemente lassen sich die Enthalpien der Einsatzstoffe pro Kilogramm berechnen. Durch die Multiplikation mit der Einsatzmasse ergibt sich die, dem System zugeführte, Wärmemenge pro Tonne Rohstahl.

A.2.1.1 Schrott, Eisenschwamm, Schlackenbildner, Prozessgase, Elektroden- und Feuerfestverbrauch

Die allgemeine Formel für die Temperaturabhängigkeit der spezifischen Enthalpie [J/mol] lautet:

$$h_i = h_{i,25^\circ\text{C}} + \int_{T_1}^{T_2} c_p(T) \times dT + \Delta h_{\text{Umwandlung}} \quad (\text{A-67})$$

Das Chargieren der festen (Schrott, Eisenschwamm, Zuschläge und Kohle) und der gasförmiger (Prozessgase) Stoffe findet bei geringen Temperaturen statt. Dadurch ist die Temperaturabhängigkeit der Wärmekapazität vernachlässigbar und die Berechnung erfolgt daher mit dem c_p -Wert bei 25 °C. Im Falle einer Schrottvorwärmung oder dem Einsatz von heißem DRI sowie für den Energiebeitrag des Elektroden- und des Feuerfestverschleißes ist die Temperaturabhängigkeit der Wärmekapazität jedoch nicht vernachlässigbar und die Berechnung der spezifischen Enthalpie erfolgt gemäß Gleichung (A-67).

Tabelle A-V bis **Tabelle A-X** zeigen die Berechnung der spezifischen Enthalpie h_i der einzelnen Elemente.

Tabelle A-V: Spezifischen Enthalpie h_i [J/kg] des kalten Schrottes

| Einsatzstoff | Komponente | Enthalpie h_i [J/kg] | |
|-------------------------|--------------------------------|--|--------|
| Schrott unvorgewärmt | Fe | $c_{p,Fe,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{Fe}} \times \frac{\%Fe_{Schrott}}{100}$ | (A-68) |
| | C | $c_{p,C,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_C} \times \frac{\%C_{Schrott}}{100}$ | (A-69) |
| | Si | $c_{p,Si,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{Si}} \times \frac{\%Si_{Schrott}}{100}$ | (A-70) |
| | Mn | $c_{p,Mn,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{Mn}} \times \frac{\%Mn_{Schrott}}{100}$ | (A-71) |
| | FeO | $c_{p,FeO,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{FeO}} \times \frac{\%FeO_{Schrott}}{100}$ | (A-72) |
| | CaO | $c_{p,CaO,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{CaO}} \times \frac{\%CaO_{Schrott}}{100}$ | (A-73) |
| | MgO | $c_{p,MgO,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{MgO}} \times \frac{\%MgO_{Schrott}}{100}$ | (A-74) |
| | SiO ₂ | $c_{p,SiO_2,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{SiO_2}} \times \frac{\%SiO_{2Schrott}}{100}$ | (A-75) |
| | Al ₂ O ₃ | $c_{p,Al_2O_3,25^\circ C} \times (T_{E,Schrott} - 25) \times \frac{1000}{M_{Al_2O_3}} \times \frac{\%Al_2O_{3Schrott}}{100}$ | (A-76) |

Tabelle A-VI: Spezifischen Enthalpie h_i [J/kg] des vorgewärmten Schrottes

| Einsatzstoff | Komponente | Enthalpie h_i [J/kg] | |
|-----------------------|--------------------------------|--|--------|
| Schrott vorgewärmt | Fe | $h_{\text{Fe, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{Fe}}} \times \frac{\% \text{Fe}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-77) |
| | C | $h_{\text{C, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{C}}} \times \frac{\% \text{C}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-78) |
| | Si | $h_{\text{Si, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{Si}}} \times \frac{\% \text{Si}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-79) |
| | Mn | $h_{\text{Mn, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{Mn}}} \times \frac{\% \text{Mn}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-80) |
| | FeO | $h_{\text{FeO, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{FeO}}} \times \frac{\% \text{FeO}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-81) |
| | CaO | $h_{\text{CaO, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{CaO}}} \times \frac{\% \text{CaO}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-82) |
| | MgO | $h_{\text{MgO, Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{MgO}}} \times \frac{\% \text{MgO}_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-83) |
| | SiO ₂ | $h_{\text{SiO}_2, \text{Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{SiO}_2}} \times \frac{\% \text{SiO}_2_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-84) |
| | Al ₂ O ₃ | $h_{\text{Al}_2\text{O}_3, \text{Vorwärmtemperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{Al}_2\text{O}_3}} \times \frac{\% \text{Al}_2\text{O}_3_{\text{Schrott}}}{100}$ | (A-85) |

Tabelle A-VII: Spezifischen Enthalpie h_i [J/kg] des Eisenschwammes

| Einsatzstoff | Komponente | Enthalpie h_i [J/kg] | |
|--------------|--------------------------------|---|--------|
| CDRI/HBI | Fe | $c_{p,Fe,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_{Fe}} \times \frac{\%Fe_{DRI/HBI}}{100}$ | (A-86) |
| | C | $c_{p,C,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_C} \times \frac{\%C_{DRI/HBI}}{100}$ | (A-87) |
| | FeO | $c_{p,FeO,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_{FeO}} \times \frac{\%FeO_{DRI/HBI}}{100}$ | (A-88) |
| | CaO | $c_{p,CaO,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_{CaO}} \times \frac{\%CaO_{DRI/HBI}}{100}$ | (A-89) |
| | MgO | $c_{p,MgO,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_{MgO}} \times \frac{\%MgO_{DRI/HBI}}{100}$ | (A-90) |
| | SiO ₂ | $c_{p,SiO_2,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_{SiO_2}} \times \frac{\%SiO_{2,DRI/HBI}}{100}$ | (A-91) |
| | Al ₂ O ₃ | $c_{p,Al_2O_3,25^\circ C} \times (T_{E,DRI/HBI} - 25) \times \frac{1000}{M_{Al_2O_3}} \times \frac{\%Al_2O_{3,DRI/HBI}}{100}$ | (A-92) |
| HDRI | Fe | $h_{Fe,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_{Fe}} \times \frac{\%Fe_{DRI}}{100}$ | (A-93) |
| | C | $h_{C,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_C} \times \frac{\%C_{DRI}}{100}$ | (A-94) |
| | FeO | $h_{FeO,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_{FeO}} \times \frac{\%FeO_{DRI}}{100}$ | (A-95) |
| | CaO | $h_{CaO,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_{CaO}} \times \frac{\%CaO_{DRI}}{100}$ | (A-96) |
| | MgO | $h_{MgO,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_{MgO}} \times \frac{\%MgO_{DRI}}{100}$ | (A-97) |
| | SiO ₂ | $h_{SiO_2,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_{SiO_2}} \times \frac{\%SiO_{2,DRI}}{100}$ | (A-98) |
| | Al ₂ O ₃ | $h_{Al_2O_3,HDRI-Temperatur} \times \frac{1000}{M_{Al_2O_3}} \times \frac{\%Al_2O_{3,DRI}}{100}$ | (A-99) |

Tabelle A-VIII: Spezifischen Enthalpie h_i [J/kg] der Schlackenbildner und der Kohle

| Einsatzstoff | | Enthalpie h_i [J/kg] | |
|--------------|--------------------------------|---|---------|
| Kalk | CaO | $(h_{\text{CaO},25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{CaO},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Kalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{CaO}}} \times \frac{\% \text{CaO}_{\text{Kalk}}}{100}$ | (A-100) |
| | MgO | $(h_{\text{MgO},25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{MgO},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Kalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{MgO}}} \times \frac{\% \text{MgO}_{\text{Kalk}}}{100}$ | (A-101) |
| | SiO ₂ | $(h_{\text{SiO}_2,25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{SiO}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Kalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{SiO}_2}} \times \frac{\% \text{SiO}_{2,\text{Kalk}}}{100}$ | (A-102) |
| | Al ₂ O ₃ | $(h_{\text{Al}_2\text{O}_3,25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{Al}_2\text{O}_3,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Kalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{Al}_2\text{O}_3}} \times \frac{\% \text{Al}_2\text{O}_{3,\text{Kalk}}}{100}$ | (A-103) |
| | CO ₂ | $(h_{\text{CO}_2,25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{CO}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Kalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{CO}_2}} \times \frac{\% \text{CO}_{2,\text{Kalk}}}{100}$ | (A-104) |
| Dolokalk | CaO | $(h_{\text{CaO},25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{CaO},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Dolokalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{CaO}}} \times \frac{\% \text{CaO}_{\text{Dolokalk}}}{100}$ | (A-105) |
| | MgO | $(h_{\text{MgO},25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{MgO},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Dolokalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{MgO}}} \times \frac{\% \text{MgO}_{\text{Dolokalk}}}{100}$ | (A-106) |
| | SiO ₂ | $(h_{\text{SiO}_2,25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{SiO}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Dolokalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{SiO}_2}} \times \frac{\% \text{SiO}_{2,\text{Dolokalk}}}{100}$ | (A-107) |
| | CO ₂ | $(h_{\text{CO}_2,25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{CO}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Dolokalk}} - 25)) \times \frac{1000}{M_{\text{CO}_2}} \times \frac{\% \text{CO}_{2,\text{Dolokalk}}}{100}$ | (A-108) |
| Kohle | C | $c_{p,\text{C},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Kohle}} - 25) \times \frac{1000}{M_{\text{C}}} \times \frac{\% \text{C}_{\text{Kohle}}}{100}$ | (A-109) |

Tabelle A-IX: Spezifischen Enthalpie h_i [J/Nm^3] der Prozessgase und der Falschluff

| Einsatzstoff | Komponente | Enthalpie h_i [J/Nm^3] | |
|--------------|---------------|---|---------|
| Sauerstoff | O_2 | $c_{p,\text{O}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Sauerstoff}} - 25) \times \frac{1000}{V_{m,\text{O}_2}}$ | (A-110) |
| Erdgas | CH_4 | $(h_{\text{CH}_4,25^\circ\text{C}} + c_{p,\text{CH}_4,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Erdgas}} - 25)) \times \frac{1000}{V_{m,\text{CH}_4}}$ | (A-111) |
| Spülgas | N_2 | $(c_{p,\text{N}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Spülgas}} - 25) \times \frac{1000}{V_{m,\text{N}_2}}) \times \frac{\% \text{N}_{2,\text{Spülgas}}}{100}$ | (A-112) |
| | Ar | $(c_{p,\text{Ar},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Spülgas}} - 25) \times \frac{1000}{V_{m,\text{Ar}}}) \times \frac{\% \text{Ar}_{\text{Spülgas}}}{100}$ | (A-113) |
| Falschluff | N_2 | $(c_{p,\text{N}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Falschluff}} - 25) \times \frac{1000}{V_{m,\text{N}_2}}) \times \frac{\% \text{N}_{2,\text{Falschluff}}}{100}$ | (A-114) |
| | O_2 | $(c_{p,\text{O}_2,25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Falschluff}} - 25) \times \frac{1000}{V_{m,\text{O}_2}}) \times \frac{\% \text{O}_{2,\text{Falschluff}}}{100}$ | (A-115) |
| | Ar | $(c_{p,\text{Ar},25^\circ\text{C}} \times (T_{\text{E,Falschluff}} - 25) \times \frac{1000}{V_{m,\text{Ar}}}) \times \frac{\% \text{Ar}_{\text{Falschluff}}}{100}$ | (A-116) |

Tabelle A-X: Spezifischen Enthalpie h_i [J/kg] der Verschleißerscheinungen

| Einsatzstoff | Komponente | Enthalpie h_i [J/kg] bzw. [J/Nm^3] | |
|--------------|-------------------------|--|---------|
| FF-Material | MgO | $h_{\text{MgO,FF-Temperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{MgO}}} \times \frac{\% \text{MgO}_{\text{FF}}}{100}$ | (A-117) |
| | CaO | $h_{\text{CaO,FF-Temperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{CaO}}} \times \frac{\% \text{CaO}_{\text{FF}}}{100}$ | (A-118) |
| | SiO_2 | $h_{\text{SiO}_2,\text{FF-Temperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{SiO}_2}} \times \frac{\% \text{SiO}_{2,\text{FF}}}{100}$ | (A-119) |
| | Fe_2O_3 | $h_{\text{Fe}_2\text{O}_3,\text{FF-Temperatur}} \times \frac{1000}{M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \times \frac{\% \text{Fe}_2\text{O}_{3,\text{FF}}}{100}$ | (A-120) |
| Elektroden | C | $h_{\text{C,Elektroden temp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{C}}}$ | (A-121) |

Die Wärmeeinnahmen durch die Haupt- und Hilfseinsatzstoffe sowie durch den Elektroden- und Feuerfestverschleiß und durch die Falschluff lassen sich dann wie folgt berechnen:

$$\frac{H_{\text{Schrott}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgSchrott}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Schrott}} \quad (\text{A-122})$$

$$\frac{H_{\text{DRI / HBI}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgDRI / HBI}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{DRI / HBI}} \quad (\text{A-123})$$

$$\frac{H_{\text{Kalk}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgKalk}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Kalk}} \quad (\text{A-124})$$

$$\frac{H_{\text{Dolokalk}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgDolokalk}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Dolokalk}} \quad (\text{A-125})$$

$$\frac{H_{\text{Kohle}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgKohle}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Kohle}} \quad (\text{A-126})$$

$$\frac{H_{\text{O}_2}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{Nm}^3\text{O}_2}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{O}_2} \quad (\text{A-127})$$

$$\frac{H_{\text{CH}_4}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{Nm}^3\text{CH}_4}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{CH}_4} \quad (\text{A-128})$$

$$\frac{H_{\text{Spülgas}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{Nm}^3\text{Spülgas}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Spülgas}} \quad (\text{A-129})$$

$$\frac{H_{\text{Elektrode}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgElektrode}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Elektrode}} \quad (\text{A-130})$$

$$\frac{H_{\text{FF}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgFF}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{FF}} \quad (\text{A-131})$$

$$\frac{H_{\text{Falschluff}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{Nm}^3\text{Falschluff}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Falschluff}} \quad (\text{A-132})$$

A.2.1.2 Roheisen

Für die Berechnung der Roheisenenthalpie sind zuerst die Enthalpien von Fe, C, Si und Mn bei 1300 °C (Annahme: niedrigste mögliche Roheiseneinsatztemperatur) zu berechnen. Dieser Wert dient als Ausgangswert für die Berechnung der einzelnen Beiträge an der Gesamtenthalpie bei der gewählten Roheisenzusammensetzung und -Einsatztemperatur.

Der Berechnung liegen folgende Annahmen zu Grunde:

- Eisen ist bei 1300 °C flüssig.
- Kohlenstoff, Silizium und Mangan liegen als feste Phasen vor.
- Ab 1300 °C sind alle Enthalpien linear abhängig von der Temperatur, dh. es wird nur der konstante Anteil A des c_p -Werts (siehe Gleichung (A-166)) verwendet.

Die dadurch entstehende Ungenauigkeit ist vernachlässigbar klein und hat somit keine größere Auswirkung auf das Ergebnis.

Bei Eisen steigt die, nach Gleichung (A-67) berechnete, Enthalpie bei 1300 °C um die Umwandlungswärme von Gamma- in Delta-Eisen und um die Schmelzwärme, bei Mangan verringert sich die Enthalpie durch Entfall der Schmelzwärme:

$$h'_{\text{Fe},1300^\circ\text{C}} = h_{\text{Fe},1300^\circ\text{C}} + \Delta h_{\gamma \rightarrow \delta,1392^\circ\text{C}} + \Delta h_{\text{fest} \rightarrow \text{flüssig},1536^\circ\text{C}} \quad (\text{A-133})$$

$$h'_{\text{Mn},1300^\circ\text{C}} = h_{\text{Mn},1300^\circ\text{C}} - \Delta h_{\text{fest} \rightarrow \text{flüssig},1246^\circ\text{C}} \quad (\text{A-134})$$

Tabelle A-XI fasst die Berechnung der spezifischen Enthalpien h_i [J/kg] bei Roheiseneinsatztemperatur zusammen.

Tabelle A-XI: Spezifischen Enthalpien h_i [J/kg] für das Roheisen

| Element | Enthalpie $h_{i,\text{Roheisen}}$ [J/kg] | |
|---------|--|---------|
| Fe | $h'_{\text{Fe},1300^\circ\text{C}} + c_{p,\text{Fe},\text{flüssig}} \times (T_{\text{E,Roheisen}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{Fe}}} \times \frac{\% \text{Fe}_{\text{Roheisen}}}{100}$ | (A-135) |
| C | $h_{\text{C},1300^\circ\text{C}} + A_{c_{p,\text{C}}} \times (T_{\text{E,Roheisen}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{C}}} \times \frac{\% \text{C}_{\text{Roheisen}}}{100}$ | (A-136) |
| Si | $h_{\text{Si},1300^\circ\text{C}} + A_{c_{p,\text{Si}}} \times (T_{\text{E,Roheisen}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{Si}}} \times \frac{\% \text{Si}_{\text{Roheisen}}}{100}$ | (A-137) |
| Mn | $h'_{\text{Mn},1300^\circ\text{C}} + A_{c_{p,\text{Mn}}} \times (T_{\text{E,Roheisen}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{Mn}}} \times \frac{\% \text{Mn}_{\text{Roheisen}}}{100}$ | (A-138) |

Die eingebrachte Wärmemenge des Roheisens berechnet sich nach:

$$\frac{H_{\text{Roheisen}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kg}_{\text{Roheisen}}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Roheisen}} \quad (\text{A-139})$$

A.2.2 Wärmeausgaben

Die Ermittlung der Wärmeausgaben erfolgt grundsätzlich auf die gleiche Weise wie bei den Wärmeeinnahmen. Die Schwierigkeit dabei sind jedoch die unbekanntenen Temperaturen. Die Rohstahltemperatur ist wählbar und die Schlacken, Staub und Abgastemperatur sind anzunehmen und ebenfalls zu definieren.

A.2.2.1 Rohstahl

Die Ermittlung der Rohstahlenthalpie erfolgt mit denselben Annahmen wie die Berechnung der Roheisenenthalpie und ist in **Tabelle A-XII** zusammengefasst.

Tabelle A-XII: Spezifischen Enthalpien h_i [J/kg] für den Rohstahl

| Element | Enthalpie $h_{i,\text{Roheisen}}$ [J/kg] | |
|---------|---|---------|
| Fe | $h'_{\text{Fe},1300^\circ\text{C}} + c_{p,\text{Fe,flüssig}} \times (T_{\text{Rohstahl}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{Fe}}} \times \frac{\% \text{Fe}_{\text{Rohstahl}}}{100}$ | (A-140) |
| C | $h_{\text{C},1300^\circ\text{C}} + A_{c_p,\text{C}} \times (T_{\text{E,Rohstahl}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{C}}} \times \frac{\% \text{C}_{\text{Rohstahl}}}{100}$ | (A-141) |
| Si | $h_{\text{Si},1300^\circ\text{C}} + A_{c_p,\text{Si}} \times (T_{\text{E,Rohstahl}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{Si}}} \times \frac{\% \text{Si}_{\text{Rohstahl}}}{100}$ | (A-142) |
| Mn | $h'_{\text{Mn},1300^\circ\text{C}} + A_{c_p,\text{Mn}} \times (T_{\text{E,Rohstahl}} - 1300) \times \frac{1000}{M_{\text{Mn}}} \times \frac{\% \text{Mn}_{\text{Rohstahl}}}{100}$ | (A-143) |

Die durch den Rohstahl ausgetragene Wärmemenge berechnet sich dann nach:

$$\frac{H_{\text{Rohstahl}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kg}_{\text{Rohstahl}}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i,\text{Rohstahl}} \quad (\text{A-144})$$

A.2.2.2 Schlacke

Bei der Ermittlung der Schlackenenthalpie erfolgt zunächst die Berechnung der Wärmehalte der einzelnen Schlackenkomponenten bei Rohstahltemperatur. Anhand der

aus der Massenbilanz bekannten Schlackenzusammensetzung ist die Berechnung der Gesamtenergie der Schlacke möglich.

Die Berechnung von h_i [J/mol] erfolgt nach Gleichung (A-67) unter der Annahme, dass die Schlacke in flüssiger Form anfällt. Die Schmelzpunkte von CaO, SiO₂, MgO, Fe₂O₃ und Al₂O₃ liegen allerdings über der Rohstahltemperatur. Somit müssen die spezifischen Enthalpien dieser Schlackenbestandteile bei Rohstahltemperatur um die Schmelzwärme erhöht werden.

Die Berechnung der Beiträge der einzelnen Komponenten zum gesamten Wärmeinhalt der Schlacke ist **Tabelle A-XIII** zu entnehmen.

Tabelle A-XIII: Spezifischen Enthalpie h_i [J/kg] der Schlackenkomponenten

| Oxid | Enthalpie $h_{i, \text{Schlacke}}$ [J/kg] | |
|--------------------------------|---|---------|
| CaO | $h_{\text{CaO, Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{CaO}}} \times \frac{\% \text{CaO}_{\text{Schlacke}}}{100}$ | (A-145) |
| FeO | $h_{\text{FeO, Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{FeO}}} \times \frac{\% \text{FeO}_{\text{Schlacke}}}{100}$ | (A-146) |
| Fe ₂ O ₃ | $h_{\text{Fe}_2\text{O}_3, \text{Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \times \frac{\% \text{Fe}_2\text{O}_{3, \text{Schlacke}}}{100}$ | (A-147) |
| SiO ₂ | $h_{\text{SiO}_2, \text{Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{SiO}_2}} \times \frac{\% \text{SiO}_{2, \text{Schlacke}}}{100}$ | (A-148) |
| MnO | $h_{\text{MnO, Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{MnO}}} \times \frac{\% \text{MnO}_{\text{Schlacke}}}{100}$ | (A-149) |
| Al ₂ O ₃ | $h_{\text{Al}_2\text{O}_3, \text{Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{Al}_2\text{O}_3}} \times \frac{\% \text{Al}_2\text{O}_{3, \text{Schlacke}}}{100}$ | (A-150) |
| MgO | $h_{\text{MgO, Schlackentemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{MgO}}} \times \frac{\% \text{MgO}_{\text{Schlacke}}}{100}$ | (A-151) |

Die Gesamtenthalpie der Schlacke ist dann:

$$\frac{H_{\text{Schlacke}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgSchlacke}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i, \text{Schlacke}} \quad (\text{A-152})$$

A.2.2.3 Abgas und Staub

Die Berechnung der Wärmeinhalte des Abgases und des Staubes erfolgen, aufgrund der getroffenen Annahmen, bei einer Temperatur, die 50 °C höher ist als die Rohstahltemperatur. Die spezifischen Enthalpien in J/mol sind wieder nach Gleichung (A-67) zu ermitteln.

Die Berechnung der Beiträge, der einzelnen Komponenten, zum gesamten Wärmeinhalt des Abgases ist **Tabelle A-XIV** zu entnehmen. Die Berechnung der Wärmeinhalte pro Tonne Roheisen lautet dann:

Tabelle A-XIV: Spezifischen Enthalpie h_i [J/Nm³] des Abgases

| Komponente | Enthalpie $h_{i, \text{Schlacke}}$ [J/Nm ³] | |
|------------------|--|---------|
| H ₂ | $h_{\text{H}_2, \text{Abgastemp.}} \times \frac{1000}{V_{\text{m, H}_2}} \times \frac{\% \text{H}_{2, \text{Abgas}}}{100}$ | (A-153) |
| N ₂ | $h_{\text{N}_2, \text{Abgastemp.}} \times \frac{1000}{V_{\text{m, N}_2}} \times \frac{\% \text{N}_{2, \text{Abgas}}}{100}$ | (A-154) |
| O ₂ | $h_{\text{O}_2, \text{Abgastemp.}} \times \frac{1000}{V_{\text{m, O}_2}} \times \frac{\% \text{O}_{2, \text{Abgas}}}{100}$ | (A-155) |
| Ar | $h_{\text{Ar, Abgastemp.}} \times \frac{1000}{M_{\text{Ar}}} \times \frac{\% \text{Ar}_{\text{Abgas}}}{100}$ | (A-156) |
| CO | $h_{\text{CO, Abgastemp.}} \times \frac{1000}{V_{\text{m, CO}}} \times \frac{\% \text{CO}_{\text{Abgas}}}{100}$ | (A-157) |
| CO ₂ | $h_{\text{CO}_2, \text{Abgastemp.}} \times \frac{1000}{V_{\text{m, CO}_2}} \times \frac{\% \text{CO}_{2, \text{Abgas}}}{100}$ | (A-158) |
| H ₂ O | $h_{\text{H}_2\text{O, Abgastemp.}} \times \frac{1000}{V_{\text{m, H}_2\text{O}}} \times \frac{\% \text{H}_2\text{O}_{\text{Abgas}}}{100}$ | (A-159) |

Die Wärmeinhalte pro Tonne Rohstahl des Abgases und des Staubes sind somit:

$$\frac{H_{\text{Abgas}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{Nm}^3 \text{Abgas}}{t_{\text{RST}}} \times \sum h_{i, \text{Abgas}} \quad (\text{A-160})$$

$$\frac{H_{\text{Staub}}}{t_{\text{RST}}} = \frac{\text{kgStaub}}{t_{\text{RST}}} \times \left(h_{\text{Fe}_2\text{O}_3, \text{Staub}} \times \frac{1000}{M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \times \frac{\% \text{Fe}_2\text{O}_3, \text{Staub}}{100} \right) \quad (\text{A-161})$$

A.2.2.4 Verluste

Die Verluste ergeben sich aus:

- Elektrischen Verlusten
- Wärmeübertragung und -leitung über die Wände
- Wärmeabstrahlung
- Verluste durch die wassergekühlten Elemente.

Diese Verlustwerte sind abzuschätzen.

A.2.2.5 Wärmebilanz und Berechnung der erforderlichen elektrischen Energie

Zur Ermittlung der dem System zuzuführender elektrischen Energie sind die bekannten Wärmeeinahmen und -ausgaben einander in einer Wärmebilanz gegenüberzustellen.

Die Wärmebilanz für das System lautet:

$$H_{\text{Ein}} = H_{\text{Eisenträger}} + H_{\text{Kalk}} + H_{\text{Dolokalk}} + H_{\text{Kohle}} + H_{\text{CH}_4} + H_{\text{O}_2} + H_{\text{Spülgas}} + H_{\text{Elektroden}} + H_{\text{FF}} + H_{\text{Falschluff}} \quad (\text{A-162})$$

$$H_{\text{Aus}} = H_{\text{Rohstahl}} + H_{\text{Schlacke}} + H_{\text{Abgas}} + H_{\text{Staub}} + H_{\text{Verluste}} \quad (\text{A-163})$$

$$H_{\text{Ein}} = H_{\text{Aus}} \quad (\text{A-164})$$

Unter dem Begriff Eisenträger sind Schrott, DRI/HBI und Roheisen zusammengefasst. Aus der Differenz der eingebrachten und ausgetragenen Wärmemengen errechnet sich die benötigte elektrische Energie in Kilowattstunden pro Tonne Rohstahl wie folgt:

$$\frac{H_{\text{Elektrisch}}}{t_{\text{RST}}} = (H_{\text{Ein}} - H_{\text{Aus}}) \times \frac{1}{3600} \quad (\text{A-165})$$

A.3 Molmassen und Molvolumen

Tabelle A-XV: Molmassen und Molvolumen

| Element | Molmasse [g/mol] | Molvolumen [l/mol] |
|--------------------------------|------------------|--------------------|
| Fe | 55,85 | |
| C | 12,01 | |
| Si | 28,09 | |
| Mn | 54,94 | |
| FeO | 71,85 | |
| Fe ₂ O ₃ | 159,7 | |
| SiO ₂ | 60,09 | |
| MnO | 70,94 | |
| CaO | 56,08 | |
| MgO | 40,31 | |
| Al ₂ O ₃ | 101,96 | |
| H ₂ | 2,016 | |
| O ₂ | 32 | 22,4 |
| N ₂ | 28,013 | 22,4 |
| Ar | 39,95 | 22,4 |
| CH ₄ | 16,043 | 22,4 |
| CO | 28,01 | 22,4 |
| CO ₂ | 44,01 | 22,4 |
| H ₂ O | 18,015 | 22,4 |

A.4 Thermodynamische Daten

Die nachfolgenden Tabellen (**Tabelle A-XVI** bis **Tabelle A-XXXIV**) zeigen die Parameter zur Berechnung der spezifischen Enthalpien. Die Daten stammen aus der thermodynamischen Datenbank des Programmes HSC. Die einzelnen Spalten stellen folgendes dar:

- H ist die Umwandlungsenthalpie bei der entsprechenden Temperatur T1
- S ist die Umwandlungsentropie bei der entsprechenden Temperatur T1
- A, B C und D gelten in den entsprechenden Temperaturintervall T1 bis T2 und dienen zur Berechnung der spezifischen Wärmekapazität nach folgender Beziehung:

$$c_p = A + B \times 10^{-3} \times T + C \times 10^5 \times T^{-2} + D \times 10^{-6} \times T^2 \quad (\text{A-166})$$

Tabelle A-XVI: Eisen

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-----------|-----------|-----------|----------|----------|
| 0,00 | 0,00 | 31,87 | -22,33 | -3,52 | 40,08 | 298,15 | 800,00 |
| 0,00 | 0,00 | 930,62 | -1.445,33 | -1.077,58 | 676,72 | 800,00 | 1.042,50 |
| 0,00 | 0,00 | -13.469,67 | 15.857,40 | 29.209,38 | -5.241,39 | 1.042,50 | 1.184,80 |
| 1,01 | 0,86 | 24,72 | 7,46 | -1,70 | 0,37 | 1.184,80 | 1.667,50 |
| 0,85 | 0,50 | -10,63 | 30,94 | 275,17 | -3,79 | 1.667,50 | 1.811,00 |
| 13,81 | 7,62 | 46,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1.811,00 | 3.158,00 |

Tabelle A-XVII: Kohlenstoff

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|---------|-----------|--------|----------|----------|
| 0,00 | 0,00 | -7,09 | 59,13 | 0,80 | -32,71 | 298,15 | 600,00 |
| 0,00 | 0,00 | 15,91 | 10,20 | -14,83 | -3,02 | 600,00 | 1.300,00 |
| 0,00 | 0,00 | 23,63 | 1,18 | -32,75 | -0,02 | 1.300,00 | 3.900,00 |
| 0,00 | 0,00 | 361,33 | -107,74 | -9.618,91 | 9,85 | 3.900,00 | 4.400,00 |
| 0,00 | 0,00 | 23,27 | 1,17 | 0,15 | -0,01 | 4.400,00 | 4.765,30 |
| 117,37 | 24,63 | 24,06 | 1,00 | -35,58 | 0,00 | 4.765,30 | 6.000,00 |

Tabelle A-XVIII: Silizium

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|------|-------|------|----------|----------|
| 0,00 | 18,82 | 22,82 | 3,86 | -3,54 | 0,00 | 298,15 | 1.685,00 |
| 50,21 | 29,80 | 27,20 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1.685,00 | 3.504,00 |

Tabelle A-XIX: Mangan

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|----------|----------|---------|----------|----------|
| 0,00 | 0,00 | 23,88 | 14,07 | -1,58 | 0,05 | 298,15 | 980,00 |
| 2,23 | 2,27 | 43,17 | -6,50 | -22,94 | 3,31 | 980,00 | 1.361,00 |
| 2,12 | 1,56 | -1.846,51 | 1.836,11 | 5.873,28 | -500,14 | 1.361,00 | 1.412,00 |
| 1,88 | 1,33 | -392,53 | 402,66 | 1.470,89 | 102,61 | 1.412,00 | 1.519,00 |
| 12,91 | 8,50 | 46,02 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1.519,00 | 6.000,00 |

Tabelle A-XX: Wüstit

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|---------|--------|----------|----------|
| -267,27 | 57,59 | 50,28 | 3,65 | -1,94 | 8,23 | 298,15 | 600,00 |
| 0,00 | 0,00 | 30,85 | 46,23 | 11,69 | -19,28 | 600,00 | 900,00 |
| 0,00 | 0,00 | 90,41 | -38,02 | -83,81 | 15,36 | 900,00 | 1.300,00 |
| 0,00 | 0,00 | 153,70 | -82,06 | -374,81 | 21,98 | 1.300,00 | 1.650,00 |
| 24,06 | 14,58 | 68,20 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1.650,00 | 5.000,00 |

Tabelle A-XXI: Hämatit

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|---------|---------|----------|--------|--------|
| -823,00 | 87,40 | 143,57 | -36,32 | -31,43 | 71,79 | 298,15 | 700,00 |
| 0,00 | 0,00 | 637,81 | -963,53 | -447,38 | 560,95 | 700,00 | 950,00 |
| 0,00 | 0,00 | -220.672 | 290.104 | 378.928 | -107.181 | 950,00 | 1.050 |
| 0,00 | 0,00 | 80,22 | 55,97 | 167,39 | -12,40 | 1.050 | 1.812 |
| 0,00 | 0,00 | 165,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1.812 | 4.000 |

Tabelle A-XXII: Siliziumoxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-------|--------|-------|----------|----------|
| -910,86 | 41,46 | 58,08 | -0,03 | -14,26 | 28,22 | 298,15 | 847,00 |
| 0,73 | 0,86 | 58,87 | 10,07 | 0,12 | 0,00 | 847,00 | 1.079,00 |
| 2,00 | 1,85 | 72,73 | 1,33 | -41,29 | -0,01 | 1.079,00 | 1.996,00 |
| 9,56 | 4,79 | 85,77 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1.996,00 | 3.000,00 |

Tabelle A-XXIII: Manganoxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-------|-------|-------|----------|----------|
| -385,22 | 59,71 | 42,13 | 16,96 | -2,41 | -4,21 | 298,15 | 2.115,00 |
| 43,93 | 20,77 | 60,67 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 2.115,00 | 2.500,00 |

Tabelle A-XXIV: Aluminiumoxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|--------|---------|----------|----------|
| -1.675,69 | 50,95 | 9,78 | 294,73 | -2,48 | -198,17 | 100,00 | 800,00 |
| 0,00 | 0,00 | 115,98 | 15,65 | -44,29 | -2,36 | 800,00 | 2.327,00 |
| 111,09 | 47,74 | 192,46 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 2.327,00 | 4.000,00 |

Tabelle A-XXV: Magnesiumoxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|---------|-------|----------|----------|
| -601,60 | 26,95 | 47,49 | 4,65 | -10,34 | -0,27 | 298,15 | 1.700,00 |
| 0,00 | 0,00 | 78,30 | -19,43 | -171,03 | 5,16 | 1.700,00 | 3.100,00 |

Tabelle A-XXVI: Kalziumoxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|--------|---------|----------|----------|
| -634,92 | 38,10 | 17,35 | 122,76 | -1,38 | -117,09 | 100,00 | 298,15 |
| 0,00 | 0,00 | 57,75 | -10,78 | -11,51 | 5,33 | 298,15 | 1.400,00 |
| 0,00 | 0,00 | 20,39 | 22,26 | 138,41 | -3,11 | 1.400,00 | 2.900,00 |
| 0,00 | 0,00 | -41,56 | 54,65 | 803,22 | -7,86 | 2.900,00 | 3.172,00 |
| 80,00 | 25,22 | 84,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 3.172,00 | 6.000,00 |

Tabelle A-XXVII: Sauerstoff

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-------|--------|-------|----------|----------|
| 0,00 | 205,15 | 29,78 | -6,18 | -0,02 | 16,00 | 100,00 | 298,15 |
| 0,00 | 0,00 | 22,06 | 20,89 | 1,62 | -8,21 | 298,15 | 700,00 |
| 0,00 | 0,00 | 29,79 | 7,91 | -6,19 | -2,20 | 700,00 | 1.200,00 |
| 0,00 | 0,00 | 34,86 | 1,31 | -14,14 | 0,16 | 1.200,00 | 2.500,00 |

Tabelle A-XXVIII: Wasserstoff

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|--------------|-------|-----------|-----------|
| 0,00 | 130,68 | 22,50 | 17,04 | 0,37 | 11,12 | 50,00 | 298,15 |
| 0,00 | 0,00 | 25,86 | 4,84 | 1,58 | -0,37 | 298,15 | 5.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 29,77 | 3,11 | -40,12 | -0,18 | 5.000,00 | 6.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 11,60 | 8,35 | 551,09 | -0,59 | 6.000,00 | 7.600,00 |
| 0,00 | 0,00 | 102,78 | -7,67 | -8.342,51 | 0,21 | 7.600,00 | 12.500,00 |
| 0,00 | 0,00 | 52,26 | -2,43 | 5.664,82 | 0,05 | 12.500,00 | 18.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | -6.952,33 | 497,15 | 4.080.522,88 | -9,96 | 18.000,00 | 20.000,00 |

Tabelle A-XXIX: Stickstoff

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|-------------|-------|-----------|-----------|
| 0,00 | 191,61 | 29,30 | -1,57 | -0,01 | 3,42 | 100,00 | 350,00 |
| 0,00 | 0,00 | 27,75 | 0,60 | 0,73 | 4,96 | 350,00 | 700,00 |
| 0,00 | 0,00 | 23,53 | 12,12 | 1,21 | -3,08 | 700,00 | 1.500,00 |
| 0,00 | 0,00 | 35,37 | 1,04 | -41,46 | -0,11 | 1.500,00 | 3.400,00 |
| 0,00 | 0,00 | 41,50 | -1,25 | -180,15 | 0,14 | 3.400,00 | 6.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 72,39 | -8,39 | -1.904,02 | 0,60 | 6.000,00 | 10.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | -214,66 | 29,57 | 47.203,99 | -0,82 | 10.000,00 | 13.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | -176,87 | 27,63 | 25.835,14 | -0,82 | 13.000,00 | 16.500,00 |
| 0,00 | 0,00 | 419,70 | -21,29 | -238.203,13 | 0,31 | 16.500,00 | 20.000,00 |

Tabelle A-XXX: Kohlenmonoxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-------|--------|-------|--------|----------|
| -110,54 | 197,66 | 29,30 | -2,91 | 0,00 | 7,92 | 50,00 | 298,15 |
| 0,00 | 0,00 | 25,87 | 6,51 | 1,11 | 1,02 | 298,15 | 800,00 |
| 0,00 | 0,00 | 29,93 | 5,41 | -10,81 | -1,05 | 800,00 | 2.200,00 |

Tabelle A-XXXI: Kohlendioxid

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-------|--------|--------|--------|----------|
| -393,51 | 213,77 | 22,23 | 56,20 | 0,10 | -22,52 | 50,00 | 298,15 |
| 0,00 | 0,00 | 29,31 | 39,97 | -2,48 | -14,78 | 298,15 | 900,00 |
| 0,00 | 0,00 | 54,44 | 5,12 | -43,58 | -0,81 | 900,00 | 2.700,00 |

Tabelle A-XXXII: Argon

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|--------------|-------|-----------|-----------|
| 0,00 | 154,85 | 20,79 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 100,00 | 8.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 33,46 | -1,99 | -1.544,13 | 0,09 | 8.000,00 | 11.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 130,00 | -13,37 | -22.236,12 | 0,47 | 11.000,00 | 14.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 662,69 | -61,19 | -215.960,53 | 1,67 | 14.000,00 | 16.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | -4.732,24 | 376,65 | 2.214.185,61 | -8,33 | 16.000,00 | 18.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | -1.149,75 | 93,39 | 488.675,48 | -2,01 | 18.000,00 | 20.000,00 |

Tabelle A-XXXIII: Methan

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|--------|---------|--------|----------|----------|
| -74,60 | 186,37 | 33,97 | -15,57 | 0,00 | 70,19 | 50,00 | 298,15 |
| 0,00 | 0,00 | 2,23 | 96,94 | 6,11 | -26,04 | 298,15 | 1.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 47,08 | 42,36 | -85,91 | -7,11 | 1.000,00 | 2.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 101,11 | 5,38 | -447,83 | 0,14 | 2.000,00 | 6.000,00 |

Tabelle A-XXXIV: Wasser (gasförmig)

| H [kJ/mol] | S [kJ/(molK)] | A [J/(molK)] | B | C | D | T1 [K] | T2 [K] |
|------------|---------------|--------------|-------|-----------|-------|-----------|-----------|
| -241,83 | 188,83 | 28,41 | 12,48 | 1,28 | 0,36 | 298,15 | 1.100,00 |
| 0,00 | 0,00 | 31,44 | 14,11 | -24,95 | -1,83 | 1.100,00 | 2.800,00 |
| 0,00 | 0,00 | 42,97 | 6,14 | -49,25 | -0,42 | 2.800,00 | 8.400,00 |
| 0,00 | 0,00 | 92,40 | -3,34 | -3.528,63 | 0,08 | 8.400,00 | 18.000,00 |
| 0,00 | 0,00 | 55,20 | -0,12 | 11.147,40 | 0,00 | 18.000,00 | 20.000,00 |

Lebenslauf



Persönliche Daten

Name: AICHINGER Michael, BSc
Adresse: Judendorferstraße 30/3, 8700 Leoben
Staatsbürgerschaft: Österreich
Geburtsdatum: 08.10.1986
Geburtsort: St. Pölten
Familienstand: ledig

Hochschulausbildung

Montanuniversität Leoben
10/2007 bis 09/2014 Bachelorstudium Metallurgie
09/2014 bis 03/ 2015 Masterstudium Metallurgie

Schulbildung

09/2001-06/2006 HTBL u. VA St. Pölten, Wirtschaftsingenieurwesen, mit Matura abgeschlossen
09/1997 – 06/2001 Sporthauptschule Böheimkirchen
09/1993 – 06/1997 Volksschule Böheimkirchen

Zusätzliche Ausbildungen

REFA Ausbildung
Ausbildung zur Sicherheitsvertrauensperson
staatlich anerkannte Ordinationsgehilfenausbildung im Zuge des Grundwehrdienstes

Persönliche Interessen

Wirtschaft, Politik, Fußball, Laufen, Skifahren