



LEHRSTUHL FÜR EISEN- UND STAHLMETALLURGIE
MONTANUNIVERSITÄT LEOBEN

Bestimmung von Kriterien zur Beurteilung der Sinterqualität

Masterarbeit

eingereicht von

Christina Pankratz

am Lehrstuhl für Eisen- und Stahlmetallurgie an der Montanuniversität Leoben
zur Erlangung des akademischen Grades

Master of Science

in der Studienrichtung Metallurgie

Leoben, Oktober 2014



Lehrstuhl für Eisen- und Stahlmetallurgie – Montanuniversität Leoben
Franz-Josef-Straße 18 – 8700 Leoben, Österreich

Kurzfassung

Sinter ist einer der wichtigsten Einsatzstoffe zur Erzeugung von Roheisen aus Eisenerz. Eine gleichbleibende und hohe Qualität des Sinters ist dabei von großer Wichtigkeit für die Effizienz des folgenden Hochofenprozesses. Kennwerte, die zur Charakterisierung der Sinterqualität herangezogen werden, sind unter anderem chemische Zusammensetzung, Korngrößenverteilung, Kaltfestigkeit, Niedertemperaturkornerfall und Reduzierbarkeit. Im Zuge dieser Arbeit werden diese Qualitätskriterien gemäß ISO-Normen untersucht.

Zusätzlich zur Bestimmung der Sinterqualität anhand der genannten Kriterien ergaben sich im Zuge dieser Arbeit zwei Fragestellungen. Erstens die Frage nach der Inhomogenität des Fertigsinters (durch ungleichmäßig stattfindende Reaktionen am Sinterband) und zweitens nach den Auswirkungen unterschiedlicher Betriebsparameter an der Sinteranlage.

Dafür wurden in einer ersten Versuchsreihe innerhalb einer Charge insgesamt 20 Einzelproben vom Sinterband entnommen und je ein Viertel dieser Einzelproben zu einer Sammelprobe vereinigt. Dieser Ablauf der Probenahme konnte zeigen, dass bei kleinen Probemengen größere Abweichungen der Ergebnisse sichtbar waren und dass sich mit zunehmender Probenmenge die Mittelwerte der Einzelproben jenen der Sammelprobe annäherten. Daher können bei Versuchen mit größeren Probenmengen bereits Einzelproben aussagekräftig sein.

In der zweiten Versuchsreihe wird die Qualität von Sinter (jeweils als Sammelproben) unterschiedlicher Tage mit unterschiedlichen Prozessparametern an der Sinteranlage miteinander verglichen. Dabei kann festgestellt werden, dass die chemische Analyse teilweise Aufschluss über die Eigenschaften des Sinters gibt. Einerseits lässt sich ein Einfluss von Schlackenbildner und andererseits der Einfluss des FeO-Anteiles auf Festigkeit

und Reduzierbarkeit erkennen. Durch die Gegenläufigkeit des Einflusses sinkt daher die Reduzierbarkeit mit steigender Festigkeit und umgekehrt.

Abstract

Sinter is one of the most important materials to produce raw iron from iron ore. For the efficiency of the blast furnace process it is crucial to have stable specific values to characterize the sinter-quality as e.g. chemical composition, grain size distribution, tumble strength, low-temperature reduction-disintegration and reducibility. These quality criteria are examined according to ISO-tests.

Additionally to the characterization of the sinter-quality two other problem statements are materialized in the cause of this thesis. These are the question of inhomogeneity of the sinter (due to irregularities in the reactions along the sinter belt) and the question of effects of different sinter-parameters.

In a first experimental series 20 singular samples are taken from the sinter belt and divided into four groups. Each group is united to a collective sample. This sequence of sample taking showed that deviations in the results occurred especially at smaller sample volumes, whereas the mean values of the single samples aligned with the collective sample at larger sample volumes. Therefore already single samples can be representative at tests with larger sample volumes.

For the second experimental series the sinters (as collective samples) of different days are compared with (by) different process parameters.

It can be shown that the chemical analysis partially provides information about the sinter properties. The influence of slag formers as well as the influence of the FeO-quantity on tumble strength and reducibility can be seen. Hereby the reducibility decreases with increasing mechanical stability and the other way round as the influences are contrary.

Eidesstattliche Erklärung

Ich erkläre an Eides statt, dass ich die vorliegende Diplomarbeit 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.

.....
Christina Pankratz

Inhaltsverzeichnis

Kurzfassung	I
Abstract	III
Eidesstattliche Erklärung	IV
Inhaltsverzeichnis	V
Akronyme	VIII
Abbildungsverzeichnis	IX
Tabellenverzeichnis	XIII
1 Einleitung	1
2 Theoretische Grundlagen	3
2.1 Vom Rohstoff zum Fertigsinter	3
2.1.1 Eingesetzte Rohstoffe	4
2.1.2 Bestandteile des Fertigsinters	6
2.2 Qualitätsanforderungen an Sinter und deren Überprüfung	9
2.2.1 Allgemeine Qualitätskriterien	9
2.2.2 Versuche zur Beurteilung der Kaltfestigkeit	13
2.2.3 Versuche zur Beurteilung der Reduzierbarkeit	14
2.2.4 Versuche zur Beurteilung des Niedertemperaturkornzerfalles	21
2.3 Einflussparameter auf die Qualitätskriterien	22
3 Experimentelle Versuchsdurchführung	34
3.1 Probennahme	35

3.1.1	Methodik der Probennahme	35
3.1.2	Praktische Probennahme	36
3.2	Korngrößenverteilung KGV	39
3.3	Kaltfestigkeit TI, AI	40
3.4	Reduktionsindex RI	40
3.5	Niedertemperaturkornzerfall RDI	45
3.6	Mikroskopische Analyse	46
4	Ergebnisse	48
4.1	Erste Versuchsreihe (Inhomogenität innerhalb einer Probe)	48
4.1.1	Ergebnisse der chemischen Analyse CA	48
4.1.2	Diskussion der Ergebnisse der chemischen Analyse	52
4.1.3	Ergebnisse der Analyse der Korngrößenverteilung	53
4.1.4	Diskussion der Ergebnisse der Analyse der Korngrößenverteilung	54
4.1.5	Ergebnisse des Kaltfestigkeit	55
4.1.6	Diskussion der Ergebnisse der Kaltfestigkeit	56
4.1.7	Ergebnisse der Reduktionstests	56
4.1.8	Diskussion der Ergebnisse des Reduktionsversuches	58
4.1.9	Ergebnisse des Niedertemperaturzerfalltests	59
4.1.10	Diskussion der Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles	62
4.1.11	Lichtmikroskopische Untersuchungen	63
4.2	Vergleich unterschiedlicher Sinter	67
4.2.1	Ergebnisse der chemischen Analyse	68
4.2.2	Diskussion der Ergebnisse der chemischen Analyse	70
4.2.3	Ergebnisse der Korngrößenverteilung	70
4.2.4	Diskussion der Ergebnisse der Korngrößenverteilung	72
4.2.5	Ergebnisse der Kaltfestigkeit	72
4.2.6	Diskussion der Ergebnisse der Kaltfestigkeit	73
4.2.7	Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles	74
4.2.8	Diskussion der Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles	75
4.2.9	Ergebnisse des Reduktionsversuches	76
4.2.10	Diskussion der Ergebnisse des Reduktionsversuches	81
4.3	Zusammenfassung und Interpretation der Ergebnisse	83
4.3.1	Inhomogenität des Sinters	83
4.3.2	Vergleich 1. Versuchsreihe und verschiedene Sinter	85
4.3.3	Einfluss der verschiedenen Parameter	89

5 Zusammenfassung	91
Literaturverzeichnis	93
Curriculum vitae.....	96

Akronyme

ESM	Lehrstuhl für Eisen- und Stahlmetallurgie
CA	Chemische Analyse
KGV	Korngrößenverteilung
TI	Wert der Kaltfestigkeit (tumble index)
AI	Wert des Abriebes (abrasion index)
RDI	Wert des Niedertemperaturkornzerfalles (reduction disintegration index)
RI	Wert der Reduzierbarkeit (reducibility index)
1	1. Probe am 12.11.2013
5	5. Probe am 12.11.2013
10	10. Probe am 12.11.2013
15	15. Probe am 12.11.2013
20	20. Probe am 12.11.2013
SP	Sammelprobe am 12.11.2013
18.12.	Sammelprobe am 18.12.2013
23.12.	Sammelprobe am 23.12.2013
21.3.	Sammelprobe am 21.3.2014

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 2-1: Sinteranlage [1]	4
Abbildung 2-2: Trommel in Seitenansicht [3]	14
Abbildung 2-3: REAS-Anlage [6]	15
Abbildung 2-4: Gas- und Temperaturprofil des REAS-Versuches [6]	16
Abbildung 2-5: Temperatur- und Gasprofil des FSS [7]	17
Abbildung 2-6: FSS-Anlage [7]	17
Abbildung 2-7: Gas- und Temperaturprofil der Laborsimulation [8]	18
Abbildung 2-8: Anlage der Laborsimulation [8]	19
Abbildung 2-9: Einfluss der Basizität auf die Kaltfestigkeit[15]	23
Abbildung 2-10: Einfluss des MgO auf TI [17]	24
Abbildung 2-11: Einfluss des Fe(II)-Anteils auf TI [18]	24
Abbildung 2-12: Einfluss der Koksgröße auf Ti [19]	25
Abbildung 2-13: Einfluss der Koksgröße auf die Phasenbildung [19]	25
Abbildung 2-14: Einfluss der Basizität auf RDI [5]	26
Abbildung 2-15: Einfluss des MgO-Gehaltes auf RDI [20]	27
Abbildung 2-16: Einfluss der Koksgröße auf RDI [19]	27
Abbildung 2-17: Einfluss der Basizität B_2 auf RI [16]	28
Abbildung 2-18: Einfluss des MgO-Anteiles auf RI [17]	29

Abbildung 2-19: Einfluss von SiO_2 auf RI [21]	30
Abbildung 2-20: Einfluss von Al_2O_3 auf RI [22].....	30
Abbildung 2-21 a und b: Einfluss der Schlackenmenge auf RI a) während der Reduktion; b) am Ende der Reduktion [24]	31
Abbildung 2-22: Indirekter Einfluss von Koks auf RI [25]	32
Abbildung 2-23: Einfluss kleiner Poren auf RI [23]	33
Abbildung 3-1: Stelle der Probennahme	36
Abbildung 3-2: Schaufel zur Sinterentnahme	36
Abbildung 3-3: Riffelteiler	37
Abbildung 3-4: Siebturm inklusive der Siebeinsätze.....	39
Abbildung 3-5 a und b: Trommel zur Bestimmung der Kaltfestigkeit in Vorder- und Seitenansicht	40
Abbildung 3-6: vertikale Reduktionsretorte	43
Abbildung 3-7: Schematische Darstellung der Versuchsanlage	43
Abbildung 3-8: Exemplarische Darstellung der aufgezeichneten Daten.....	44
Abbildung 3-9 a,b: Reale und schematische Darstellung der RDI-Trommel	45
Abbildung 3-10: Siebturm am LfM	46
Abbildung 3-11: Angefertigte Schliffräder unterschiedlicher Kornfraktionen	47
Abbildung 4-1: Vergleich der chemische Analyse des MW der EP & der SP (FeO , CaO , MgO , SiO_2 , Al_2O_3 , Mn und B_4)	49
Abbildung 4-2: Vergleich chemische Analyse des MW der EP & des SP (TiO_2 , Na_2O , K_2O , S und P).....	49
Abbildung 4-3: Vergleich der chemischen Analyse der verschiedener Korngrößen (Teil 1)	51
Abbildung 4-4: Vergleich der chemischen Analyse der verschiedener Korngrößen (Teil 2)	52
Abbildung 4-5: Vergleich der KGV der Einzel- und Sammelproben.....	53
Abbildung 4-6: Vergleich der KGV der EP und SP (kummulative Summenkurve)	54
Abbildung 4-7: Vergleich des TI der Einzel- und Sammelproben.....	55

Abbildung 4-8: Vergleich des AI der EP und SP	55
Abbildung 4-9: Vergleich des RI der EP und SP	57
Abbildung 4-10: Vergleich der t_{80} der EP und SP.....	57
Abbildung 4-11: Vergleich der Reduktionskurve der EP und SP	58
Abbildung 4-12: Vergleich des RDI der EP und SP(ursprünglich)	59
Abbildung 4-13: Mittelwert und Standardabweichung der Wiederholungsversuche des RDI.....	60
Abbildung 4-14: Vergleich des RDI der EP und SP	61
Abbildung 4-15: Schliffbild-Glasphase und Magnetitpinell.....	63
Abbildung 4-16: Schliffbild-Hämatit als Erzrelikt	64
Abbildung 4-17: Schliffbild-Magnetitpinell, Glasphase und Hämatitdendriten.....	64
Abbildung 4-18: Schliffbild-Eisensilikatoxide, Calcioferrite, Glasphase und Magnetitpinell	65
Abbildung 4-19: Schliffbild-Calcioferrite und Magnetitpinell.....	65
Abbildung 4-20: Schliffbild-Martit, Calcioferrite, Magnetitpinell und Glasphase.....	66
Abbildung 4-21 a,b: Vergleich Anteil der Phasen innerhalb eines Kornes.....	67
Abbildung 4-22: Vergleich der CA verschiedener Sinter (Teil 1).....	68
Abbildung 4-23: Vergleich der CA verschiedener Sinter (Teil 2).....	68
Abbildung 4-24: Vergleich der KGV verschiedener Sinter.....	71
Abbildung 4-25: Vergleich der KGV verschiedener Sinter (kumulative Summenkurve) ...	71
Abbildung 4-26: Vergleich des TI verschiedener Sinter	72
Abbildung 4-27: Vergleich des AI verschiedener Sinter	73
Abbildung 4-28 a-d: Einfluss von CaO, SiO ₂ , FeO und Schlackenbildner auf TI.....	74
Abbildung 4-29: Vergleich des RDI verschiedener Sinter	75
Abbildung 4-30: Einfluss von Basizität auf RDI.....	76
Abbildung 4-31: Einfluss von FeO auf RDI	76
Abbildung 4-32: Vergleich der Reduktionskurve verschiedener Sinter	77
Abbildung 4-33: Wiederholungsversuch des RI.....	78

Abbildung 4-34: Wiederholungsversuch der Reduktionskurve	78
Abbildung 4-35: Wiederholungsversuch der t_{80}	79
Abbildung 4-36: Vergleich des RI verschiedener Sinter	80
Abbildung 4-37: Vergleich der Reduktionskurve verschiedener Sinter	80
Abbildung 4-38: Vergleich der t_{80} verschiedener Sinter	81
Abbildung 4-39: Einfluss von Schlackenbildnern auf RI	82
Abbildung 4-40: Einfluss des FeO-Anteiles auf RI.....	82
Abbildung 4-41: Wechselwirkung von RDI und RI.....	83
Abbildung 4-42 a,b: Vergleich der Standardabweichung zwischen der 1.Versuchsreihe und des Wiederholungsversuches RDI.....	84
Abbildung 4-43 a,b: Vergleich der Standardabweichung zwischen der 1.Versuchsreihe und des Wiederholungsversuches RI	85
Abbildung 4-44 a,b: Vergleich KGV und d_{50} 1.Versuchsreihe und verschiedene Sinter ..	86
Abbildung 4-45: Vergleich der Standardabweichung des TI der 1.Versuchsreihe und verschiedener Sinter.....	87
Abbildung 4-46: Vergleich der Standardabweichung des AI der 1.Versuchsreihe und verschiedener Sinter.....	87
Abbildung 4-47: Vergleich RDI der 1.Versuchsreihe, Wiederholungsversuche und verschiedener Sinter.....	88
Abbildung 4-48: Vergleich RI 1.Versuchsreihe und verschiedene Sinter.....	89
Abbildung 4-49: Einfluss der verschiedenen Parameter auf RI, RDI und TI.....	90

Tabellenverzeichnis

Tabelle 2-I: Gewünschte chemische Analyse [5]	13
Tabelle 2-II: Gewünschte physikalische Eigenschaften [5].....	13
Tabelle 2-III: Versuchsparameter der ISO-Reduktionsversuche	20
Tabelle 2-IV: Versuchsparameter der ISO-RDI-Versuche.....	21
Tabelle 3-I: Prozessparameter der Sinteranlage während der Probennahmen.....	38
Tabelle 3-II: Technische Daten der Versuchsanlage	44
Tabelle 4-I: Chemische Analyse 1. Versuchsreihe	50
Tabelle 4-II: Ergebnisse des RDI:.....	62
Tabelle 4-III: Chemische Analyse verschiedener Sinter	69

1 Einleitung

Sinter ist einer der wichtigsten und am häufigsten eingesetzte Erzträger im Hochofenprozess. Daher ist die Qualität des Sinters äußerst relevant für die Qualität des Roheisens.

Um den Anforderungen für einen optimalen Betrieb des Hochofens zu entsprechen, muss der Sinter mehrere Qualitätskriterien wie Reduzierbarkeit und Festigkeit erfüllen. Diese Kennwerte jedoch sind von vielen Einflussparametern abhängig. Vor allem die chemische Zusammensetzung spielt eine wichtige Rolle, da diese die Reduzierbarkeit und Festigkeit des Sinters nachhaltig beeinflusst. Ebenso können gewisse chemische Elemente bzw. Verbindungen den Hochofenbetrieb erheblich einschränken.

Aus wirtschaftlicher und umwelttechnischer Sicht ist eine möglichst gleichbleibende Qualität über einen gewissen Produktionszeitraum wünschenswert. Als Qualitätskontrolle wird hierfür meist eine Bestimmung der chemischen Zusammensetzung und der Korngrößenverteilung durchgeführt. Weiters werden Kennwerte für Kaltfestigkeit, Reduzierbarkeit sowie Niedertemperaturkornzerfall ermittelt.

Die Fragestellung, die in dieser Arbeit untersucht wird ist, ob die Inhomogenität innerhalb einer Charge Auswirkungen auf die Ergebnisse der gesamten Charge hat. Im Zuge der Arbeit wurde überprüft, welche Anzahl und Menge der Proben notwendig sind, um eine repräsentative Aussage über Qualitätsmerkmale einer Charge treffen zu können.

Die chemische Zusammensetzung wird mittels Röntgenfluoreszenzanalyse bestimmt, sowie gelegentlich nasschemisch untersucht. Um die Reduzierbarkeit und die Festigkeit des Sinters zu bestimmen, sind verschiedenste Versuche entwickelt worden. Mittlerweile sind diese Versuche größtenteils genormt, um einheitliche Vergleichsmöglichkeiten zu erhalten.

Aufgrund der Inhomogenität des Sinters ist jedoch fraglich, ob ein einmaliger Versuch aussagekräftig ist und wie oft im Zweifelsfall der Versuch wiederholt werden soll.

2 Theoretische Grundlagen

Die Qualität des Sinters wird maßgeblich durch die Art und Menge der eingesetzten Rohstoffe bestimmt. Die Art des eingesetzten Erzes, die Menge und Größe des Energieträgers sowie anderer Zuschläge wirken sich erheblich auf die chemische Zusammensetzung des Fertigsinters aus. Die im Sinterprozess entstehenden Oxide, Ferrite, Silikate und Spinelle wirken sich stark auf die Eigenschaften des Fertigsinters aus.

Die Produktivität des Sinterprozesses ist aus finanziellen Gründen äußerst relevant, aber dennoch muss eine gleichbleibende hohe Qualität sichergestellt werden. Die Qualitätskriterien sind bei beinahe allen Firmen und Forschungen identisch, allerdings variieren je nach gewünschtem Endprodukt deren Werte.

Im folgenden Kapitel wird genauer auf die Qualität des Sinters eingegangen, ebenso werden unterschiedliche Versuche zur Bestimmung gewisser Qualitätskriterien vorgestellt. Abschließend wird dargestellt, wie verschiedene Parameter diese Kriterien - sowohl positiv als auch negativ - beeinflussen können.

2.1 Vom Rohstoff zum Fertigsinter

Der schematische Aufbau einer typischen Sinteranlage ist in **Abbildung 2-1** dargestellt.

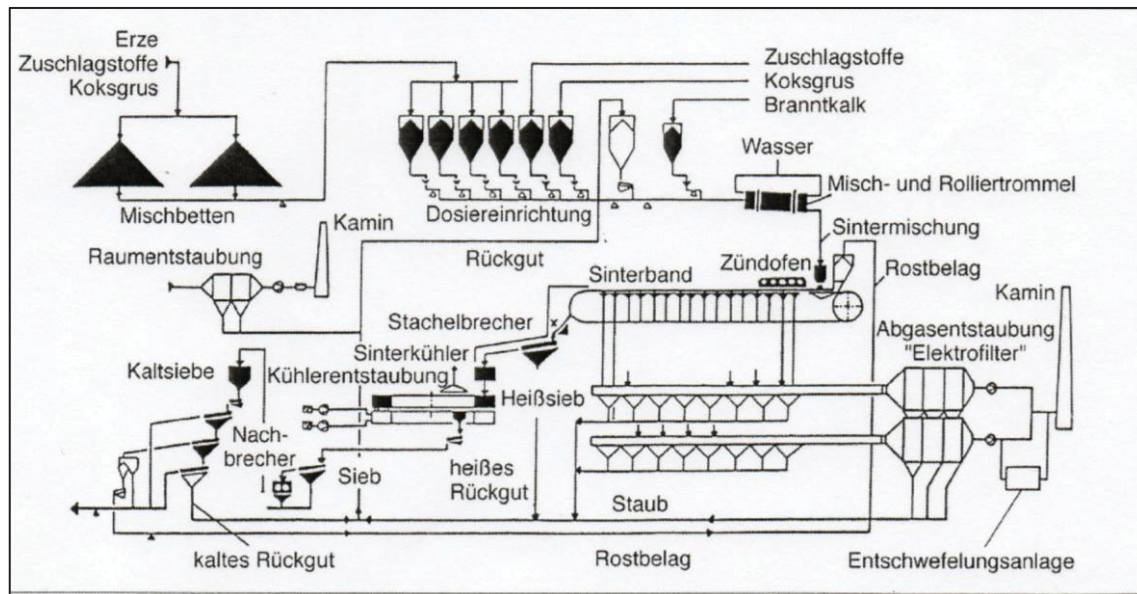


Abbildung 2-1: Sinteranlage [1]

Wie aus der Abbildung ersichtlich ist, werden zunächst die Erze, Zuschlagstoffe, Kalk, Koksgrus und Kreislaufstoffe gemischt. Dabei besitzen die verschiedenen Einsatzstoffe unterschiedliche Funktionen, um die Produktivität des Prozesses und die Qualität des Fertigsinters zu gewährleisten. Anschließend wird Wasser beigegeben, um eine erwünschte Feuchte zu erhalten. Das entstandene Mischbett wird schließlich über eine Dosiereinrichtung auf das Sinterband aufgegeben und der Koksgrus in der Sintermischung an der Bettoberfläche mittels Zündhaube entzündet. Durch unten angeordnete Saugkästen wird Luft durch das Bett gesaugt und es bildet sich eine Brennzone, die linear über die Höhe und entlang des Sinterbandes im Bett verläuft, aus. Während dieses Vorganges werden einerseits die Bestandteile der Sintermischung durch teilweises Aufschmelzen zu Sinter agglomeriert, andererseits werden unerwünschte Begleitelemente und -verbindungen ausgetrieben und es bilden sich neue Phasen. Anschließend wird der Sinter gekühlt und gesiebt, um die gewünschte Korngröße von 5 – 50 mm zu erhalten.

2.1.1 Eingesetzte Rohstoffe

In diesem Kapitel wird auf die unterschiedlichen Einsatzstoffe sowie deren Funktion im Sinterprozess eingegangen.

Eisenerze

Hämatit (Fe_2O_3) ist der Hauptbestandteil von Roteisenerz, ein sehr häufig eingesetzter Rohstoff. Er verfügt über einen hohen Anteil an Eisen und weist nur geringe Gehalte an unerwünschten Elementen wie Schwefel oder Phosphor auf. Dieses Erz wird besonders bevorzugt eingesetzt, da die Reduzierbarkeit sehr hoch ist. [1]

Magnetiteisenerz ist ebenfalls eines der am häufigsten verwendeten Erze. Ebenso wie der Hämatit ist der Vorteil dieses Erzes ein hoher Eisengehalt und ein geringer Anteil an unerwünschten Begleitelementen. Allerdings sind die Atome durch die Spinellstruktur und das entstehende kubische Gitter untereinander fest verbunden, sodass Magnetiteisenerz als äußerst schwer reduzierbar gilt. Aus diesem Grund findet der Sinterprozess meist unter oxidierenden Bedingungen statt, um den Magnetit in Hämatit zu überführen. [1]

Limonit oder auch Brauneisenerz ist für seinen hohen Anteil an Sauer- und Wasserstoff bekannt, da das Erz aus hydratisierten Eisenoxiden in Verbindung mit Kristallwasser steht. Obwohl Limonit sehr weit verbreitet ist, findet der Abbau erst bei großen Lagerstätten statt, da der Eisengehalt geringer ist. [1]

Siderit bzw. Spateisenerz zeichnet sich durch die Verbindung von Eisen mit Karbonaten aus. Der Vorteil ist seine leichte Reduzierbarkeit und sein geringer Anteil an Phosphor. Der Nachteil des Erzes ist sein eher geringer Eisengehalt und die Tatsache, dass er meist über einen hohen Anteil an Mangan verfügt, welches im Fertigsinter nicht immer gewünscht ist. [1]

Diese Erze werden vor ihrem Einsatz in der Sinteranlage aufbereitet, um einerseits den Anteil an Eisen zu erhöhen und andererseits den Anteil an unerwünschten Begleitelementen zu verringern. Dabei werden unterschiedliche physikalische Eigenschaften wie Dichte oder der Magnetismus bei Magnetiteisenerz ausgenutzt. [1]

Zusätzlich gibt es noch andere Eisenerze wie Pyrit, welches über einen hohen Schwefelanteil verfügt oder Ilmentit, eine Verbindung aus Eisen- und Titanoxiden. Diese werden allerdings aus Qualitätsgründen kaum in der Sinterproduktion eingesetzt.

Energieträger

Am häufigsten wird als Brennstoff Koksgrus – sehr feiner Koks (üblicherweise 1-3 mm) - eingesetzt. Dieser verfügt meist über eine gute Reaktivität, einen hohen Heizwert sowie einen möglichst geringen Anteil an Asche, Schwefel und Stickstoff. [1]

Zuschläge

Da die Gangart der Erze und die Asche des Brennstoffes einen relativ hohen Schmelzpunkt besitzen, werden Zuschläge genutzt, um diesen auf Arbeitstemperatur (ca. 1350 °C) zu senken. Außerdem werden der Rohmischung meist Basenträger zugegeben, da die meisten Erze sowie die Koksasche sehr sauer sind. So kann die erforderliche, und für den reibungslosen Hochofenbetrieb relevante, Sollbasizität eingestellt werden. Die häufigsten Zuschlagstoffe sind hierbei Kalksplitt, Branntkalk und Dolomit. [1]

Andere Einsatzstoffe

In allen Sinteranlagen werden aus wirtschaftlichen Gründen Kreislaufstoffe und Rückgut als Einsatzstoff verwendet. Verschiedene Stäube, Schlacken und Walzzunder enthalten Eisen und/oder Kohlenstoff und können so kostengünstig in den Roheisen- und Stahlerzeugungsprozess rückgeführt werden. Ebenso wird das eigene Rückgut der Sinteranlage (Sinter mit Korngrößen unter 5 mm) wieder eingesetzt. Dieser Anteil sollte jedoch möglichst klein sein, da ein großer Rückgutanteil die geringe Effektivität des Prozesses aufzeigt.

2.1.2 Bestandteile des Fertigsinters

Die oben beschriebenen Einsatzstoffe werden gemischt und während des Sinterprozesses mittels Erhitzung agglomeriert und chemisch verändert. Während des Prozesses bilden sich neue Phasen je nach Art der Zuschläge und eingesetzten Eisenerze. [2]

Ausbildung der Phasen

Meist startet die Phasenumwandlung bei Erreichen der maximalen Temperatur von etwa 1400°C, allerdings können sich Calcioferrite bereits davor bilden. Wenn diese ihren Zerfallspunkt erreichen, besteht die Möglichkeit der Ausbildung von Hämatiten und Silizioferriten. Sobald die maximale Temperatur erreicht ist, können Silizio- und Calcioferrite, Calciowürstite, Spinelle, Hämatite und sogar Wüstite als mineralische Phasen in der Schmelze vorliegen. Wüstite bilden sich jedoch nur in der Nähe von groben Koksgruspartikeln, welche zu lokal reduzierenden Bedingungen oder zur Kristallisation von eisenoxidhaltigen Schmelzen führen. [2]

Die eigentlichen Phasenumwandlungen beginnen mit der Abkühlung nach Erreichen der maximalen Temperatur. Dies beginnt meist mit der Ausbildung von Magnetit-Spinellen.

Danach folgt die Kristallisation von Hämatit, sobald bei weiterer Absenkung das Hämatit-Schmelze-Stabilitätsfeld erreicht wird. Bei weiterer Abkühlung entstehen stöchiometrisch verschiedene Calcioferrite, welche gleichzeitig für teilweise Auflösung der Magnetite sorgen. Die weitere Absenkung der Temperatur lässt andere Minerale wie Silizioferrite, Si-Fe-Oxide und Ca-Si-Oxide kristallisieren. Die letzte Phasenumwandlung ist die Bildung von Glas, welches bei Erstarren der restlichen Schmelze entsteht. Wenn noch genügend Sauerstoff bei höheren Temperaturen vorhanden ist, ist auch noch eine Oxidation der verbliebenen Magnetitphasen zu Hämatit möglich, der entstehende Kristall wird dabei als Martit bezeichnet. [2]

Phasen des Fertigsinters

In dem folgenden Abschnitt werden die häufigsten Mineralformen im Sinter beschrieben. Abgesehen von den unten Genannten liegen auch andere Phasen wie beispielsweise Glas oder Silikate vor. Da der Sinter sehr inhomogen ist, sind die Bestandteile des Sinters willkürlich und keineswegs gleichmäßig verteilt.

Hämatit

Die Bildung von Hämatit wird angestrebt, da dieser über eine hervorragende Reduzierbarkeit verfügt. Hämatit kann grundsätzlich in fünf verschiedene Typen unterteilt werden, welche sich sowohl in der Entstehung als auch in ihrer Form unterscheiden: [2]

1. Hämatiterzrelikte unter 3 mm sind nur selten vorhanden, zeigen aber, dass der Feinanteil des Erzes von der Schmelze assimiliert wurde. Meist weisen diese Relikte offene Poren auf, sodass die Schmelze in den Randzonen eindringen kann.
2. Hämatitsäume können rund um die Kristalle der Relikte entstehen. Diese wirken als Wachstumskeime und erzeugen eine radial wachsende, grobkristalline Struktur.
3. Hämatit-Skelettkristalle entstehen nach dem Verlassen des Magnetitstabilitätsfeldes. Die Ausbildung dieser Kristalle beginnt an den Kort- und Porenoberflächen, da hier ausreichend Sauerstoff zur Verfügung steht.
4. Martit entsteht bei der Aufoxidation von Magnetit zu Hämatit. Dies geschieht bereits nach der Erstarrung und setzt ein ausreichendes Sauerstoffangebot voraus. Diese Form der Hämatite liegt lamellenförmig vor, da sich das Martitwachstum an dem ehemalige Spinellgitter orientiert.
5. Hämatitgitter entstehen aus bereits teilmartitisierten Magnetiten. Die bisherige Martitisierung kann in einem bereits erfolgten Sinterprozess ihre Ursache haben,

wenn der Magnetit als Rückgut eingesetzt wird. Allerdings gibt es auch die Möglichkeit, dass im Roherz Martitileisten vorhanden sind.

Magnetit (Spinelle)

Im Sinter liegen oftmals Spinelle mit der Formel $Me^{2+}O \cdot Me_2^{3+}O_3$ vor, dabei ist das Hauptmineral Magnetit ($FeO \cdot Fe_2O_3$). Allerdings können die Metallpositionen durchaus auch mit anderen Elementen besetzt sein. Als dreiwertiges Metall nimmt oftmals Aluminium, Titan oder Chrom den Platz ein, als zweiwertiges Metall können Mangan, Magnesium oder Kalzium vorliegen. Der Anteil an Fremdatomen kann meist an der Farbe eingeschätzt werden. Ebenso wie beim Hämatit liegen auch diese Spinelle in unterschiedlichen Strukturen vor: [2]

1. Sehr grobe Magnetite mit einer geringen spezifischen Oberfläche weisen auf eine schlechte Adaption von der Schmelze hin. Daher können im Fertigsinter durchaus Magnetitrelikte vorliegen, welche jedoch als Keim für andere Magnetitkristalle dienen können.
2. Magnetitkristalle, welche eine Größe von bis zu 50 μm erreichen können, sind die Hauptgruppe der Magnetite und entstehen bei etwa 1400°C. Diese Magnetite wachsen in kubischer Form direkt aus der Schmelze.
3. Magnetitkristalle, welche eine Größe von bis zu 300 μm erreichen können, liegen meist bereits als Rückgut vor, werden während des Prozesses nicht zerstört und bilden sich teilweise als Skelettkristalle aus.
4. Wurmformige Magnetite sind eher selten zu detektieren und ihre Entstehung ist noch nicht eindeutig geklärt. Manche Forscher vermuten die Ursache in lokaler Überhitzung durch die Verbrennung eines groben Kokskornes, welche zunächst eine Wüstitschmelze erzeugt, die beim Abkühlen zu Magnetit umgewandelt wird.
5. Wenn die lokale Basizität sehr hoch ist, so können myrmekitische Verwachsungen auskristallisieren. Diese erzeugte Phase besteht sowohl aus Magnetit als auch aus Ca-Si-O-Phase.
6. Magnetite mit einer sehr dünnen Glashaut können beim Wachstum von sekundären Hämatitkristallen entstehen. Dabei wird physikochemisch instabiler Magnetit von der Schmelze angelöst.
7. Ebenfalls von der Schmelze angelöst wird Magnetit beim Wachstum von Calcioferriten. Allerdings entstehen hierbei xenomorphe Kristalle.
8. Magnesioferrite bilden sich meist als Saum um eine eingeschlossene Magnesiumquelle wie beispielsweise magnesiumreiche Zuschlagstoffe aus. Diese

Art der Magnetite entsteht ausschließlich bei sehr hohen Temperaturen durch die Reaktion der Schmelze mit Olivin, Dolomit oder Periklas.

Calcioferrite

Im Sinter finden sich meist verschiedene, stöchiometrisch unterschiedliche, Ca-Fe-Oxide, welche direkt aus der Schmelze auskristallisiert sind. Die Voraussetzung für die Bildung dieser Kristalle ist daher sowohl ein ausreichender Anteil an CaO als auch eine langsame Abkühlung. Durch die stöchiometrische Vielfalt liegen im Sinter mindestens zwei verschiedene Calcioferrite vor. [2]

Im Gegensatz zu anderen Phasen sind Calcioferrite meist erwünscht, da sie größtenteils sowohl über eine gute Reduzierbarkeit als auch über eine ausreichende Festigkeit verfügen. Die Festigkeit hat ihren Ursprung in der idiomorphen Form sowie in dem stängeligen bis nadeligen Kristallquerschnitt. Diese Calcioferritkristalle spießen sich teilweise ineinander oder sind miteinander verzahnt. Oftmals werden xenomorphe Magnetit-spinelle auch von Calcioferriten umgeben und in den Zwischenräumen finden sich Calciumsilikate sowie Glas. Dies geschieht meist bei rascher Abkühlung, wenn der Magnetit nur teilweise zur Calcioferritbildung aufgelöst wurde und resultiert in einer geringeren Reduzierbarkeit. [2]

2.2 Qualitätsanforderungen an Sinter und deren Überprüfung

Die Eigenschaften des Fertigsinters sind äußerst relevant für einen optimalen Betrieb und somit auch eine gleichbleibend hohe Qualität. Im alltäglichen Betrieb werden jedoch nur einige der Parameter kontinuierlich überprüft, wie beispielsweise die Korngrößenverteilung. Andere, jedoch sehr wichtige, Qualitätskriterien können aus ökonomischen und betrieblichen Gründen nur stichprobenartig ermittelt werden.

Dieses Kapitel wird einerseits die verschiedenen Qualitätskriterien behandeln, andererseits die unterschiedlichen Versuche zur Überprüfung darstellen.

2.2.1 Allgemeine Qualitätskriterien

Zur Beurteilung der Sinterqualität können verschiedenste Sintereigenschaften herangezogen werden. Die Wichtigsten werden hier dargestellt.

Chemische Zusammensetzung

Die chemische Zusammensetzung des Fertigsinters ist für die Qualität des Sinters sowie dessen Einsatz im Hochofen von höchster Wichtigkeit und wird daher regelmäßig ermittelt.

Jedes Element und jede Verbindung, welches im Sinter vorhanden ist, wird ebenso im Hochofen vorzufinden sein.

Am wichtigsten ist die Menge des vorhandenen Eisen sowie die Art des Eisenoxides. Ein hoher Eisengehalt ist wünschenswert, ebenso das Vorhandensein des leicht reduzierbaren Hämatits. [1]

Die verschiedenen Oxide (Al_2O_3 , SiO_2 , CaO , MgO u.a.), welche sowohl durch Rohmaterial als auch durch Zuschlagstoffe eingebracht werden, wirken sich je nach Art des Oxides auf den Hochofenbetrieb aus. Vor allem die Schlackenmenge und –basizität wird dadurch bestimmt. Bei der Bestimmung der Schlackenmenge bzw. Anteil an Schlacke werden im Normalfall alle Oxide mit Ausnahme der Eisenoxide prozentuell berechnet. Die Schlackenbasizität kann mit drei verschiedenen Werten angegeben werden, diese werden wie folgt berechnet:

$$B_2 = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} \quad (2-1)$$

$$B_3 = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2} \quad (2-2)$$

$$B_4 = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \quad (2-3)$$

Außerdem üben die Art und Menge der Oxide einen erheblichen Einfluss auf andere Qualitätskriterien aus. Dies wird in Kapitel 2.2. genauer erläutert. [1]

Weiters gibt es verschiedenste Elemente, welche im Hochofen äußerst unerwünscht sind. Phosphor beispielsweise ist im Sinter nicht erwünscht, da die Entfernung dieses Elementes aus dem Roheisen aufwendig im nachfolgenden Frischprozess erfolgen muss. Andere Elemente wie Zink und Alkalien führen zu einer Anreicherung (Kreislauf: Verdampfung im unteren Teil und Kondensation im oberen Teil) im Hochofen, welche kaum unterbrochen werden kann und äußerst schädlich für den Betrieb sowie das Aggregat ist. Schwefel, Chlor und Fluor wiederum erzeugen unerwünschte Stäube, welche für eine häufigere und teurere Abgasreinigung verantwortlich sind. [1]

Die chemische Analyse wird im alltäglichen Betrieb meist mittels Röntgenfluoreszenzanalyse oder in manchen Fällen nasschemisch durchgeführt.

Korngrößenverteilung

Der Fertigsinter sollte im Idealfall eine möglichst einheitliche Größe im Bereich von 5-50 mm aufweisen. Alle Korngrößen unter 5 mm gelten als Rückgut und werden zur erneuten Agglomeration wieder als Einsatzstoff verwendet. Dies senkt natürlich die Produktivität des Sinterprozesses und erhöht somit die Kosten. Dieser feine Sinter ist nicht erwünscht, da die notwendige Durchgasbarkeit im Hochofenbetrieb nicht mehr gewährleistet ist. Den gegenteiligen Effekt erzielen Korngrößen über 50 mm, welche unter Umständen nicht vollständig abschmelzen bzw. reduziert werden können. Daher werden sie erneut gebrochen und gesiebt, was sich wiederum auf die Produktivität des Prozesses auswirkt. [1]

Die Ermittlung der Korngrößenverteilung erfolgt mittels Siebturm, wobei die jeweiligen Massenfraktionen der Kornklassen prozentuell ermittelt werden.

Reduzierbarkeit

Da die Aufgabe des Hochofens in der Reduktion der Eisenoxide zu Roheisen besteht, muss die ausreichende Reduzierbarkeit des Sinters im Hochofenprozess jeden Fall gegeben sein. Nicht vollständig reduzierte Sinterstücke können einerseits die Produktivität des Prozesses senken und andererseits den Hochofen schädigen. Ebenso kann leicht reduzierbarer Sinter zu einem geringeren Reduktionsmittelbedarf und somit zu einem Kostenersparnis beitragen. [2]

Auf das breite Spektrum der Versuche zur Überprüfung der Reduzierbarkeit wird in Absatz 2.2.2. genauer eingegangen.

Kaltfestigkeit [3]

Wie oben bereits angemerkt, ist ein hoher Feinkornanteil im Hochofen absolut unerwünscht. Da der Sinter beim Transport vom Sinterband bis zur Gicht des Hochofens mechanischen Belastungen ausgesetzt ist, ist es von höchster Wichtigkeit, dass diese nicht zu einer Erhöhung des Feinkornanteiles beitragen.

Niedertemperaturkornzerfall

Der Niedertemperaturkornzerfall ist ein spezielles Phänomen im Sinter. Dieser Zerfall des Sinterkornes tritt bei leicht reduzierenden Bedingungen in einem Temperaturbereich von etwa 500 – 550 °C auf. Obwohl die Ursachen des Zerfalles noch nicht vollständig geklärt sind, so ist vor allem die Umwandlung des Hämatitkornes zu Magnetitlamellen verantwortlich. Denn die Umwandlung bei diesen Bedingungen verursacht einen Volumenssprung, welcher Risse und somit den Kornzerfall verursacht. [4]

Relevant für den Hochofenprozess ist dies vor allem deshalb, da im oberen Bereich die entsprechenden Temperaturen und ein ausreichender Hämatitanteil verfügbar sind. Ein dadurch entstehender Kornzerfall senkt die Durchgasbarkeit und damit Produktivität des Hochofenprozesses erheblich. [4]

Daher ist die Bestimmung der Zerfallsneigung des Sinters meist unumgänglich, in der Literatur hat sich zur Berechnung der RDI (reduction disintegration index) als Qualitätskriterium durchgesetzt. Diese Versuche sind ebenfalls genormt und werden im folgenden Absatz genauer beschrieben. [4]

Werte der Qualitätskriterien

Jeder Betrieb, meist jede Anlage, hat je nach Bedarf eigene Werte für die Beurteilung der Qualitätskriterien. Ebenso wird die Relevanz der einzelnen Kriterien je nach Einsatzgebiet des Fertigsinters unterschiedlich eingestuft.

In der Literatur finden sich daher kaum spezifische Werte für die Beurteilung. Eine der wenigen konkreten Werte finden in einer Literaturstelle von J.J Poveromo, welche auch von der „Studiengesellschaft für Erzaufbereitung“ zur Beurteilung herangezogen werden. Diese Werte werden in **Tabelle 2-I** und **2-II** zusammengefasst. [5]

Tabelle 2-I: Gewünschte chemische Analyse [5]

FeO	Mn	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Na ₂ O+K ₂ O	CaO	MgO	CaO/SiO ₂
5-6 %	~0,2 %	~0,04 %	5- 5,5 %	1,0- 1,3 %	--	<0,08 %	8-10 %	1,4- 2,0 %	>1,8

Tabelle 2-II: Gewünschte physikalische Eigenschaften [5]

KGV	max. 5 % für < 6,3 mm
	max. 25 % für < 10 mm
	max. 10 % für > 50 mm
TI	70-80 % für > 6,3 µm
RDI	max. 33 % für < 3,15 mm
RI (dR/dt) ₄₀	1.4–1.6 %/min.

2.2.2 Versuche zur Beurteilung der Kaltfestigkeit

Die Kaltfestigkeit bzw. die sogenannte Trommelfestigkeit wird normalerweise mittels ISO 3271 bestimmt. Bei diesem genormten Test wird eine bestimmte Probenmenge des Sinters in eine Trommel gegeben und anschließend durch Rotation belastet. Die eingesetzte Menge beträgt $15 \pm 0,15$ kg, bestehend aus beliebigen Anteilen der Fraktionen 10, 16 und 25 mm. Die Trommel, welche mit 25 r/min insgesamt mit 200 Umdrehungen rotiert, ist in **Abbildung 2-2** dargestellt. [3]

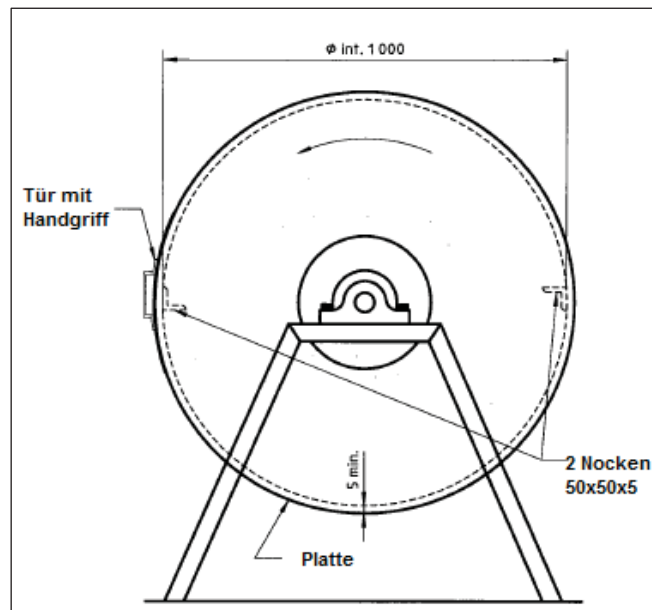


Abbildung 2-2: Trommel in Seitenansicht [3]

Anschließend wird die Probe entnommen und gesiebt. Die Trommelfestigkeit (tumble index TI) und Abrieb (abrasion index AI) wird mittels folgender Formel berechnet:

$$TI [\%] = \frac{m_1}{m_0} \times 100 \quad (2-4)$$

$$AI [\%] = \frac{m_0 - (m_1 + m_2)}{m_0} \times 100 \quad (2-5)$$

Dabei entspricht m_0 der ursprünglichen Probenmasse, m_1 jener Masse, welche größer als 6,3 mm ist und m_2 der Masse der Kornfraktion 0,5 bis 6,3 mm. Somit kann berechnet werden, wie viel Prozent der ursprünglichen Probenmenge trotz rotierender Belastung noch eine Korngröße über 6,3 mm aufweist.

Teilweise haben die verschiedenen Sintererzeuger ihre eigenen Versuche zur Feststellung der Kaltfestigkeit. Dennoch sind diese Versuche meist an die Norm angelehnt und unterscheiden sich lediglich gering bezüglich Trommelgröße oder Anzahl der Umdrehungen.

2.2.3 Versuche zur Beurteilung der Reduzierbarkeit

Um die Reduzierbarkeit des Sinters zu ermitteln, sind eine Vielzahl von Versuchen entwickelt worden, die teilweise durch die Internationale Organisation für Normung (ISO)

genommt wurden. In diesem Absatz werden einige der angewandten Reduktionsversuche dargestellt.

REAS-Test

Dieser Versuch wurde von der Studiengesellschaft für Eisenerzaufbereitung entwickelt, um nicht nur die Reduzierbarkeit sondern auch das Erweichungs-, Schmelz- und Tropfverhalten des Sinters zu untersuchen. Die Anlage ist in **Abbildung 2-3** dargestellt. [6]

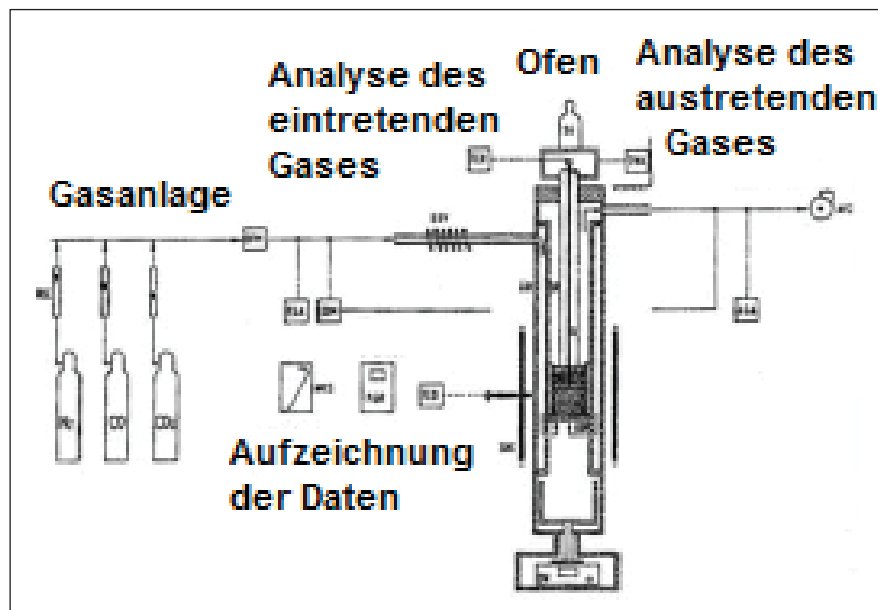


Abbildung 2-3: REAS-Anlage [6]

Die benötigte Probenmenge befindet sich im Reaktor, welcher durch den Ofen beheizt wird. Als Probenmaterial wird Sinter mit einer Korngröße von 10-12,5 mm verwendet, welcher zwischen zwei Graphitschichten eingebettet wird. Im Gegensatz zu anderen Versuchen ist jedoch nicht die Änderung der Probenmasse relevant, sondern die Höhenänderung der Probe. Auf die Probe mit einer Anfangshöhe von 60 mm wird während des Versuches eine Druckbelastung mit 98 kPa ausgeübt. [6]

Dieser Versuch unterscheidet sich von anderen Reduktionsversuchen auch insofern, da er die indirekte Reduktion bzw. Vorreduktion gesondert betrachtet. Entweder endet der Versuch beim Erreichen eines definierten Reduktionsgrades (z.B. 50 %, 65 %, ...) oder einer gewissen Reduktionszeit. Dementsprechend wird die Zeit bis zum Erreichen des Reduktionsgrades bzw. der Reduktionsgrad nach einer definierten Zeit gemessen, um eine Aussage über das Reduktionsverhalten einzelner Sinterproben treffen zu können.

Die Temperatur wird zweistufig auf 900 °C erhöht, während die Gaszusammensetzung mit einem konstanten Durchfluss von 30 l/min dem Reduktionsfortschritt angepasst wird. Das Temperatur- bzw. Gasprofil ist in **Abbildung 2-4** zu sehen.

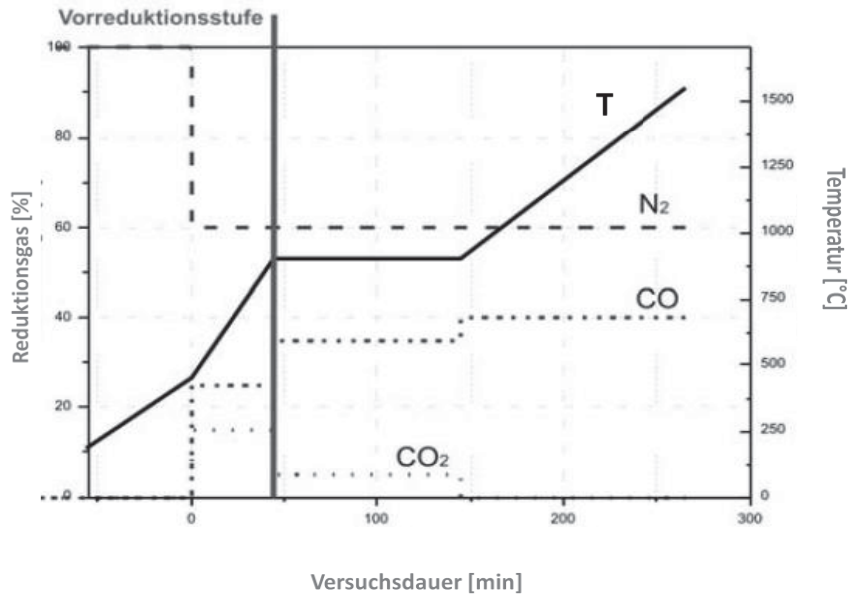


Abbildung 2-4: Gas- und Temperaturprofil des REAS-Versuches [6]

Dieser Versuch bietet einige Vorteile, da er sich nicht nur mit der Reduzierbarkeit sondern auch mit anderen Eigenschaften des Sinters beschäftigt. Allerdings sind die erhaltenen Werte nicht mit vielen anderen Versuchen vergleichbar, unter anderem aufgrund der Abwesenheit von Wasserstoff während des gesamten Versuches.

FSS – Furnance Shaft Simulator

Dieses Aggregat wurde eigens konstruiert, um das Verhalten von Sinter im oberen Teil des Hochofens, also im Bereich der indirekten Reduktion, untersuchen zu können. Dabei wurde besonderen Wert auf eine realitätsgetreue Simulation der Hochofenbedingungen gelegt, sodass die Anlage über ein breites Temperatur- und Gasspektrum verfügt. Aus diesem Grunde ist auch die Temperatur nicht konstant, sondern ändert sich analog zur Temperatur der verschiedenen Bereiche im Hochofen. Während ebenso wie bei dem vorherigen Versuch auch hier die Durchflussrate mit 15 l/min konstant gehalten wird, ändert sich die Gaszusammensetzung mit fortschreitender Reduktion. Lediglich die Startzusammensetzung ist mit 20 % CO, 23 % CO₂, 2 % H₂ und 55 % N₂ immer identisch. Ein typisches Temperatur- und Gasprofil ist in **Abbildung 2-5** dargestellt. [7]

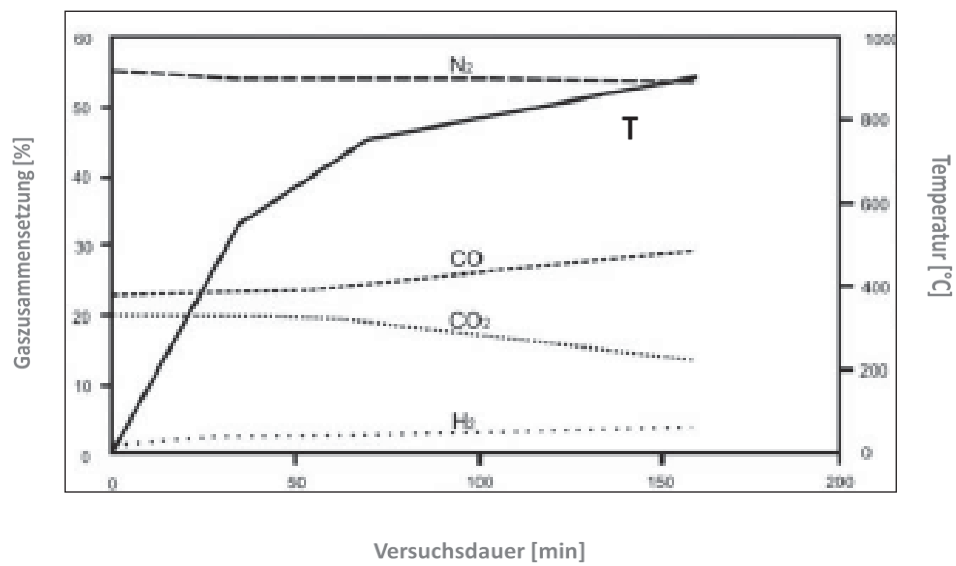


Abbildung 2-5: Temperatur- und Gasprofil des FSS [7]

Eine Übersicht der Anlage ist in **Abbildung 2-6** zu sehen.

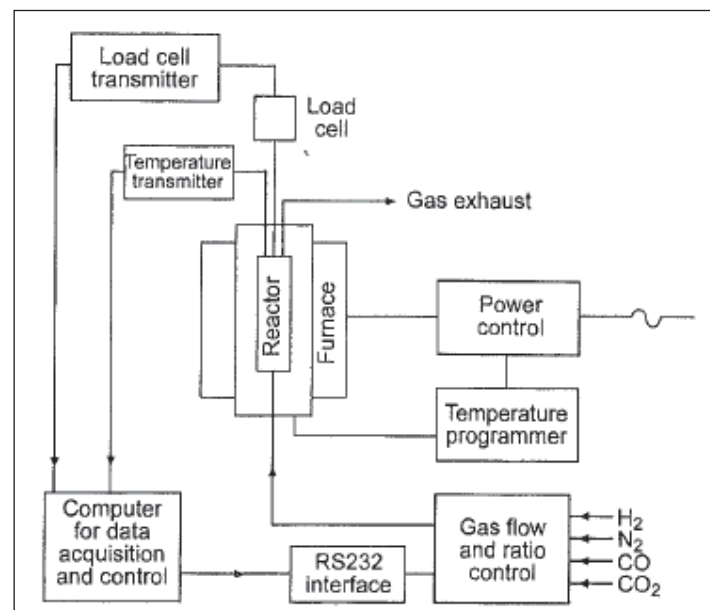


Abbildung 2-6: FSS-Anlage [7]

Als Probenmaterial werden 500 g in der Kornfraktion von 10-12,5 mm eingesetzt, um für die Ergebnisse eine akzeptable Vergleichsmöglichkeit mit ISO-Versuchen zu gewährleisten. Diese Anlehnung an genormte Versuche sowie das breite Spektrum der Temperatur und Gaszusammensetzung sind ein großer Vorteil zur Beurteilung des Reduktionsverhaltens.

Laborsimulation von Chaigneau et al.

Dieser Versuch zeichnet sich dadurch aus, dass insgesamt drei verschiedene Temperaturprofile des Hochofens simuliert werden: innen, außen und in der Mitte. An dieses Temperaturprofil wird das Profil der Gaszusammensetzung bezogen auf das Baur-Glaessner-Diagramm gekoppelt. Jedoch bleibt die zugeführte Reduktionsgasmenge mit 30 l/min konstant. Außerdem wird während des Versuches Wasserdampf zugeführt, um einen eventuellen Feuchtegehalt im Möller darzustellen. Dadurch ergibt sich ein Profil der Temperatur und Gaszusammensetzung, welches in **Abbildung 2-7** dargestellt ist. [8]

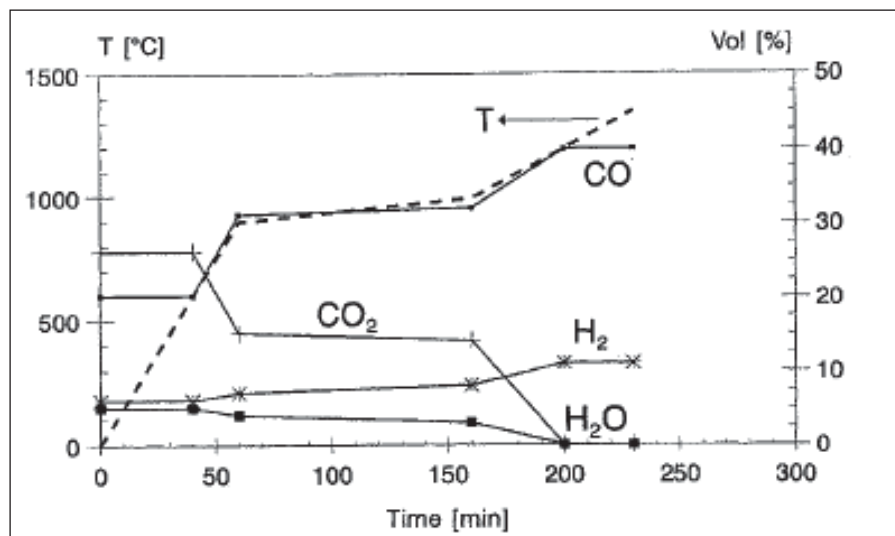


Abbildung 2-7: Gas- und Temperaturprofil der Laborsimulation [8]

Der als Probenmaterial eingesetzte Sinter besitzt eine Korngröße von 10-15 mm und wird nicht über die Masse, sondern über die Höhe mit 90 mm festgelegt. Zusätzlich wird eine Last von 98 kPa auf die Probe aufgebracht. [8]

Die gesamte Anlage ist in **Abbildung 2-8** schematisch dargestellt.

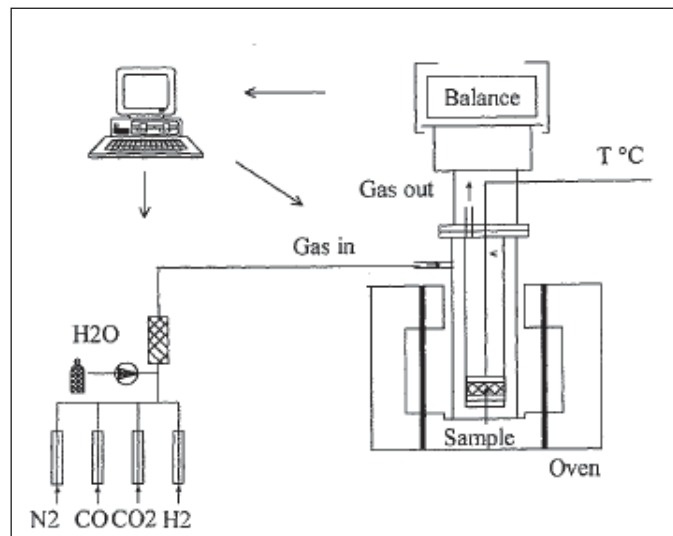


Abbildung 2-8: Anlage der Laborsimulation [8]

Dieser Versuch simuliert durch sein breites Temperatur- und Gasprofil die Bedingungen während des Hochofenprozesses sehr genau. Ebenso führt die Zufuhr von Wasser und das Aufbringen von der Last zu einer realitätsgetreueren Darstellung des Prozesses unter Laborbedingungen. Allerdings verkompliziert gerade die Wasserzugabe den Vergleich mit genormten Untersuchungen, da bei ISO-Versuchen kein Wasser verwendet wird.

ISO-Versuche

Vor Jahrzehnten wurden international genormte Reduktionsversuche eingeführt, um weltweite Vergleichsmöglichkeiten zu gewährleisten.

Diese Tests unterscheiden sich nur sehr geringfügig in der Versuchsdurchführung: Das Probenmaterial wird in einen beheizbaren, vertikalen Reaktor gefüllt, welcher mit Gas-, Temperatur- und Gewichtssensoren ausgestattet ist. Nach einer definierten Aufheizphase beginnt die Reduktion mittels des Reduktionsgases bis zu einem bestimmten Zeitpunkt, welcher auch abhängig von dem Reduktionsfortschritt sein kann. Nach dem Abkühlen der Probe wird das Material entnommen und erneut gewogen.

Die unterschiedlichen Versuchsparameter der verschiedenen ISO-Versuche sind in **Tabelle 2-III** dargestellt.

Tabelle 2-III: Versuchsparameter der ISO-Reduktionsversuche

Parameter/ISO	4695 [9]	7215 [10]	11258 [11]
Eingesetztes Probenmaterial	10-12,5 mm mit 500 g Probenmasse	18-20 mm mit 500 g Probenmasse	10–20 mm mit 500 g Probenmasse
Testtemperatur °C	950	900	800
Durchflussrate (N ₂ -Anteil während der Reduktion) l/min	50 (30)	15 (5)	50 (25)
Reduktionsgaszusammensetzung	40 % CO, 60 % N ₂	30 % CO, 70 % N ₂	30 % CO, 45 % H ₂ , 15 % CO ₂ , 10 % N ₂
Ende des Versuches	nach 65 % O ₂ - Verlust	nach 180 Minuten	nach 90 Minuten

Nach Versuchsende kann anhand des Gewichtverlustes in Abstimmung mit einer eventuellen Vorreduktion (Bestimmung des Eisen(II)oxidgehaltes) der Reduktionsgrad nach einer gewünschten Reduktionszeit bestimmt werden. Diese Berechnung erfolgt bei ISO 7215 gemäß der Formel

$$R_f = \left(\frac{m_1 - m_2}{m_0 \times (0,430w_2 - 0,111w_1)} \right) \times 10^4 \quad (2-6)$$

während ISO 4695 und 11258 folgende Formel heranziehen:

$$R_f = \left(\frac{0,111w_1}{0,430w_2} + \frac{m_1 - m_2}{m_0 \times 0,430w_w} \times 100 \right) \times 100 \quad (2-7)$$

m ₀	Masse des eingesetzten Probenmaterials [g]
m ₁	Masse vor Reduktionsbeginn [g]
m ₂	Masse nach Versuchsende [g]
w ₁	Anteil des Fe(II)oxides vor Versuchsbeginn [g]
w ₂	Anteil gesamten Eisenanteiles vor Versuchsbeginn [g]

2.2.4 Versuche zur Beurteilung des Niedertemperaturkornzerfalles

Zwei der oben genannten Reduktionsversuche können auch den Niedertemperaturkornzerfall ermitteln: FSS und die Laborsimulation nach Chaigneau. Allerdings gibt es mehrere genormte Versuche, welche meist zur Beurteilung herangezogen werden, da etwaige Vergleiche wesentlich unkomplizierter sind.

Zwei der am häufigsten verwendeten ISO-Versuche werden in diesem Kapitel vorgestellt. Die beiden Versuche ISO 4696 1+2 unterscheiden sich kaum und der eigentliche Versuchsablauf bleibt gleich. Das Probenmaterial wird in einen beheizten Reaktor gefüllt, welcher mit Gas- und Temperatursensoren ausgestattet ist. Nach einer definierten Aufheizphase beginnt die Reduktion mittels des Reduktionsgases über einen gewissen Zeitraum. Meist wird das Probenmaterial in eine genormte Trommel gegeben, welche mit definierten Umdrehungen eine mechanische Belastung auf das reduzierte Material ausübt, sobald der Versuch beendet ist. Danach wird die Probe gesiebt, um einen etwaigen Kornzerfall feststellen zu können. Dabei wird je nach ISO-Test entweder der prozentuelle Anteil über oder unter einer bestimmten Korngröße ermittelt.

Die unterschiedlichen Versuchsparameter sind in **Tabelle 2-IV** dargestellt.

Tabelle 2-IV: Versuchsparameter der ISO-RDI-Versuche

Parameter/ISO	4696-1 [12]	4696-2 [13]	13930 (Linder-Test) [14]
Eingesetztes Probenmaterial	10-12,5 mm mit 500 g Probenmasse	16-20 mm mit 500 g Probenmasse	10-12,5 mm mit 500 g Probenmasse
Testtemperatur °C	500	550	500
Durchflussrate	20	15	20
Zusammensetzung des Reduktionsgases	20 % CO, 20 % CO ₂ , 2 % H ₂ , 58 % N ₂	30 % CO, 70 % N ₂	20 % CO, 20 % CO ₂ , 2 % H ₂ , 58 % N ₂
Reduktionsdauer min	60	30	60
Umdrehungen der Trommel	300 mit 30 r/min	900 mit 30 r/min	10 r/min während der Reduktion

ISO 13930 ist insofern eine große Ausnahme, da die Probe bereits während der Reduktion und nicht anschließen rotiert. Dennoch erfolgt die Ermittlung des Kennwertes für den Niedertemperaturkornzerfall RDI jedes Mal (auch bei nicht angeführten Versuchen) über dieselbe Formel:

$$\text{RDI}_{xx} = \frac{m_1}{m_0} \times 100 = \frac{\text{Masse der gewünschten Korngröße}}{\text{Masse aller Korngrößen}} \quad (2-8)$$

Die Variable xx entspricht dabei je nach Vorzeichen der Masse über oder unter einer beliebigen Korngröße, welche zur Berechnung herangezogen wird. Dabei werden meist Korngrößen über 6,3 mm oder unter 3,15 bzw. 2,8 mm gewählt.

2.3 Einflussparameter auf die Qualitätskriterien

Reduzierbarkeit, Festigkeit, Korngrößenverteilung und chemische Zusammensetzung sind für die Qualität des Fertigsinters verantwortlich. Diese Eigenschaften beeinflussen sich teilweise gegenseitig, vor allem die chemische Zusammensetzung und die Basizitäten haben unterschiedliche Auswirkungen.

Die chemische Zusammensetzung hängt von den eingesetzten Rohstoffen ab, welche dann unterschiedliche Phasen bilden, dies wurde bereits in Kapitel 2.1 behandelt. Die Korngrößenverteilung ist wiederum von der Homogenität und somit von einem konstanten Sinterprozess abhängig. Die Einflussfaktoren auf Festigkeit und Reduzierbarkeit jedoch sind vielfältig und werden in diesem Kapitel behandelt.

2.3.1 Einflussfaktoren auf die Kaltfestigkeit TI,Al

Basizität

Einen guten Überblick auf den Einfluss der Basizität bietet **Abbildung 2-9**. Dabei wird $G(x)$, als Ausdruck für die Kaltfestigkeit, wie folgt als Funktion der Basizität $x (=B_2)$ berechnet:

$$G(x) = -4,2048x^3 + 32,047x^2 - 68,045x + 103,1 \quad (2-9)$$

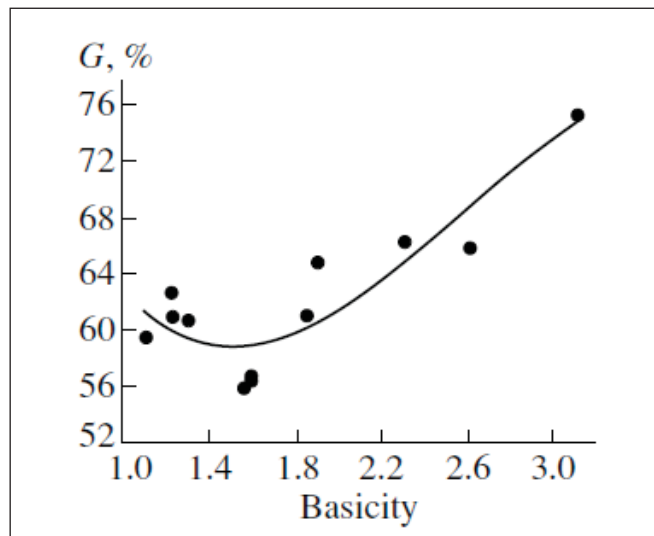


Abbildung 2-9: Einfluss der Basizität auf die Kaltfestigkeit[15]

Die ursprüngliche gute Festigkeit bei niedriger Basizität liegt in dem feinkristallinen Gefüge begründet. Außerdem beinhalten Sinter mit niedrigem Basengrad einen hohen Hämatitanteil und der Magnetit überwiegt in der Oxidphase. Diese Oxide bilden sehr feste Brücken, was sich positiv auf die Kaltfestigkeit auswirkt. Der Tiefpunkt wird durch die Auskristallisation von Dicalciumsilikaten verursacht, welche die Festigkeit senken. Die Erhöhung der Festigkeit bei steigender Basizität liegt in der Ausbildung von festen Calcioferriten und –magnetiten begründet. [16]

MgO-Anteil

Die Auswirkung eines steigenden MgO-Anteiles im Sinter ist in **Abbildung 2-10** dargestellt.

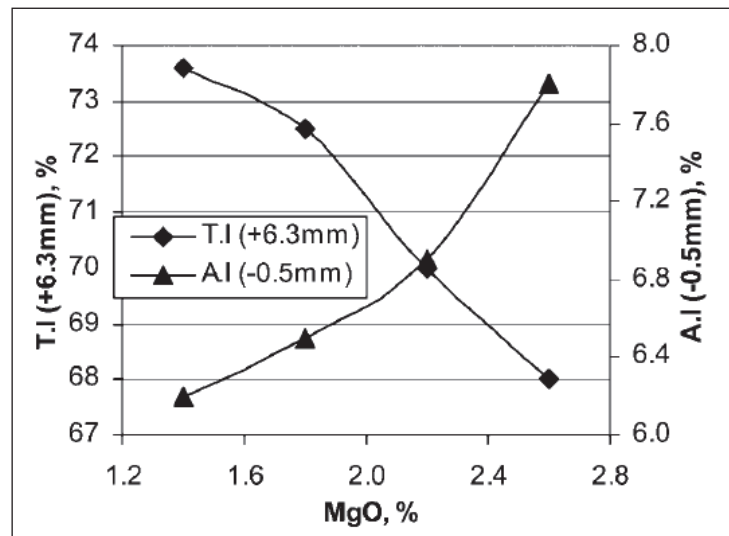


Abbildung 2-10: Einfluss des MgO auf TI [17]

Begründet ist diese Senkung in der Abnahme von Calcioferriten, welche sich positiv auf die Kaltfestigkeit auswirken. Stattdessen steigt der Magnetitanteil und glasige, amorphe Dikalziumsilikaten, welche sich äußerst ungünstig auf die Kaltfestigkeit auswirken. [17]

Fe(II)Oxid-Anteil

Der Einfluss von Eisen(II)oxid ist in **Abbildung 2-11** dargestellt.

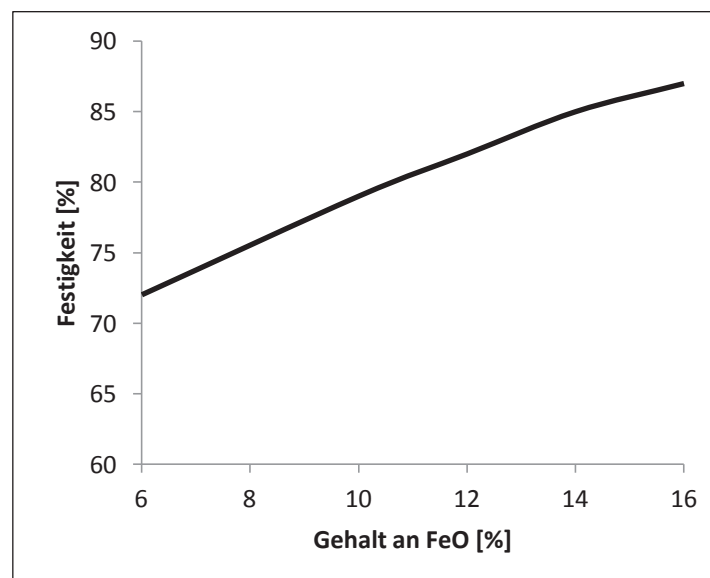


Abbildung 2-11: Einfluss des Fe(II)-Anteils auf TI [18]

Ein hoher Fe(II)oxidanteil verursacht einerseits die Bildung von Calcioferriten, andererseits auch von Calciomagnetiten. Diese beiden Phasen wirken sich äußerst günstig auf die Kaltfestigkeit des Sinters aus. [16]

Zunehmender Feinkoksanteil

Bei gleichbleibender Koksmenge, nimmt die Festigkeit zu, sofern der Anteil an Koks <3mm erhöht wird. Dies ist in **Abbildung 2-12** dargestellt.

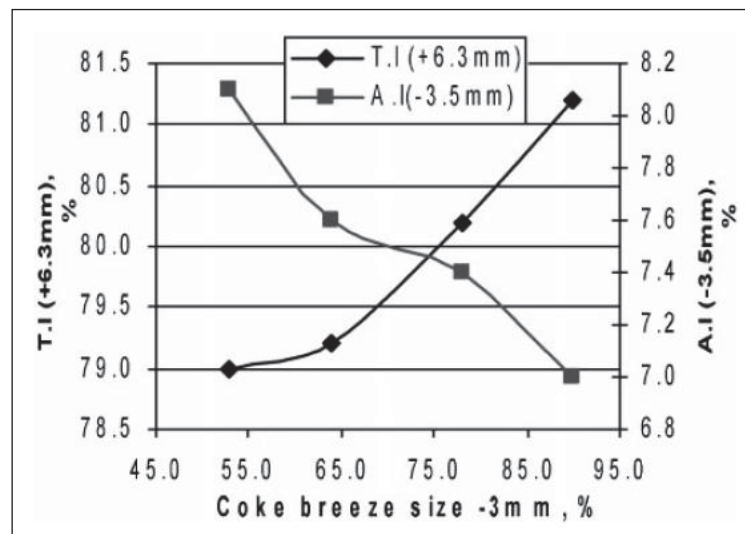


Abbildung 2-12: Einfluss der Koksgröße auf Ti [19]

Der Grund für die steigende Kaltfestigkeit ist, dass das Calcioferritwachstum gefördert wird, siehe **Abbildung 2-13**.

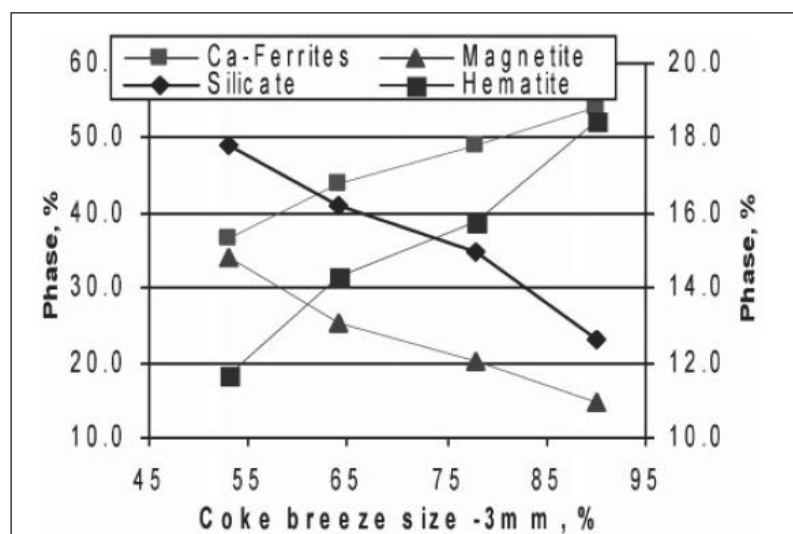


Abbildung 2-13: Einfluss der Koksgröße auf die Phasenbildung [19]

Außerdem liegen die Calcioferrite und die ebenfalls entstehenden Hämatite in nadeliger Form vor, welche die Festigkeit erhöht. Ein anderer Vorteil ist, dass durch kleine Kokskörner große Poren vermieden werden, die sich negativ auf die Kaltfestigkeit auswirken. [19]

2.3.2 Einflussfaktoren auf den Niedertemperaturkornzerfall RDI

Basizität

Der Einfluss der Basizität auf den RDI ist in **Abbildung 2-14** zu sehen.

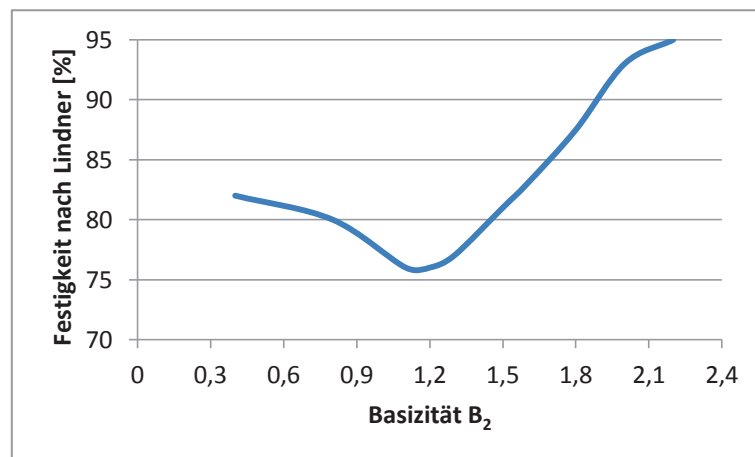


Abbildung 2-14: Einfluss der Basizität auf RDI [5]

Der Tiefpunkt der Kurve erklärt sich durch die Entstehung einer besonderen mineralischen Form: den Mittelpunkt bildet ein Calciumoxid, welches von Dicalciumferriten und –silikaten umgeben ist. Allerdings nimmt mit zunehmender Basizität der primäre Hämatitanteil ab und ein Ferritsaum bildet sich um jene Risse, die durch Hämatitumwandlung initiiert wurden. Dadurch wird das Wachstum behindert und die Festigkeit steigt. [20]

MgO-Anteil

Die Auswirkung eines steigenden MgO-Anteiles im Sinter ist in **Abbildung 2-15** dargestellt.

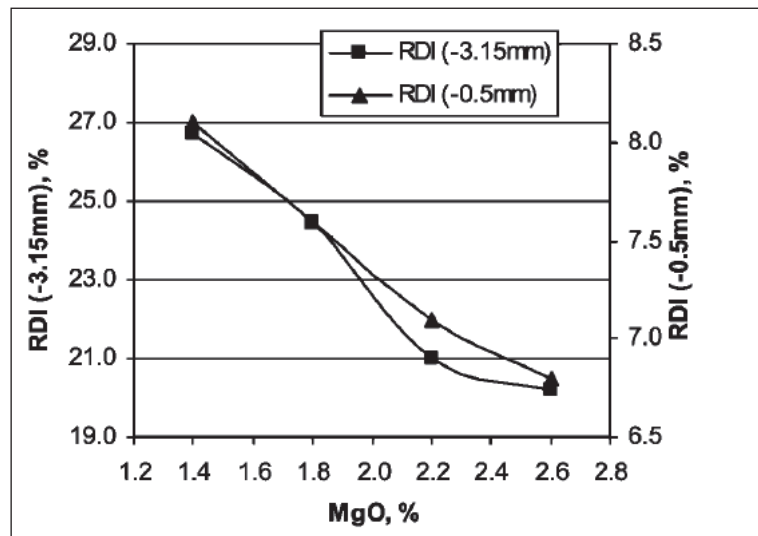


Abbildung 2-15: Einfluss des MgO-Gehaltes auf RDI [20]

Eine Ursache dafür ist, dass ein erhöhter MgO-Anteil den schädlichen Hämatit zugunsten von Magnetit verringert. Ebenfalls führt ein hoher MgO-Gehalt zur Bildung einer Schlackenphase, welche auf Magnesium basierende Olivine ausscheidet. Diese Olivine reduzieren die Rissausbildung während der Reduktion und erhöhen den RDI. [20]

Zunehmender Feinkoksanteil

Bei gleichbleibender Koksmenge nimmt die RDI ab, sofern der Anteil an Koks <3mm erhöht wird. Dies ist in **Abbildung 2-16** dargestellt.

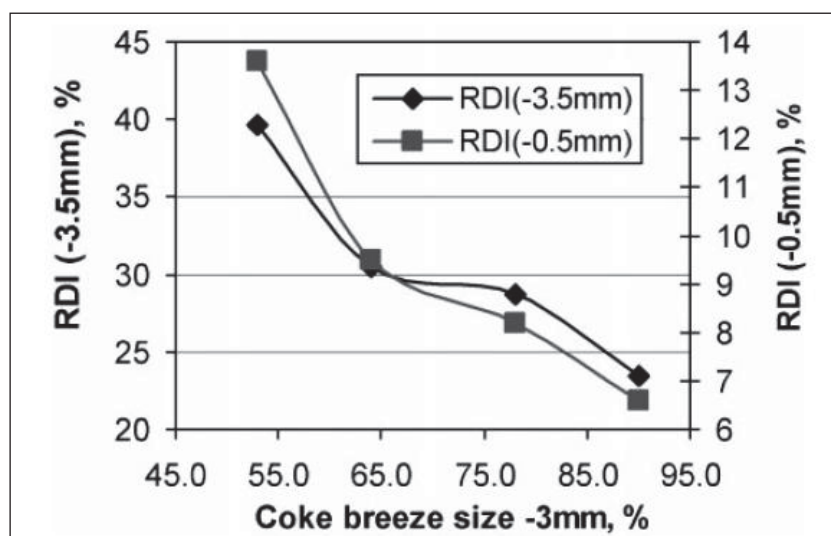


Abbildung 2-16: Einfluss der Koksgröße auf RDI [19]

Dies liegt vor allem darin begründet, dass ein erhöhter Anteil an feinem Koks die Hämatitbildung begünstigt. Diese ist für den Niedertemperaturkornzerfall verantwortlich und senkt so den RDI. Außerdem wird der RDI erhöht, wenn der Anteil an großen Poren steigt. Da eine Verbrennung von kleinen Kokspartikeln jedoch gegenteilig wirkt, trägt dies ebenso zur Senkung des RDI bei. [19]

2.3.3 Einflussfaktoren auf die Reduzierbarkeit RI

Basizität

Ebenso wie die Festigkeit besitzt auch die Reduzierbarkeit bei einer Basizität von etwa 1,5 ein Minimum. Dies ist in **Abbildung 2-17** dargestellt

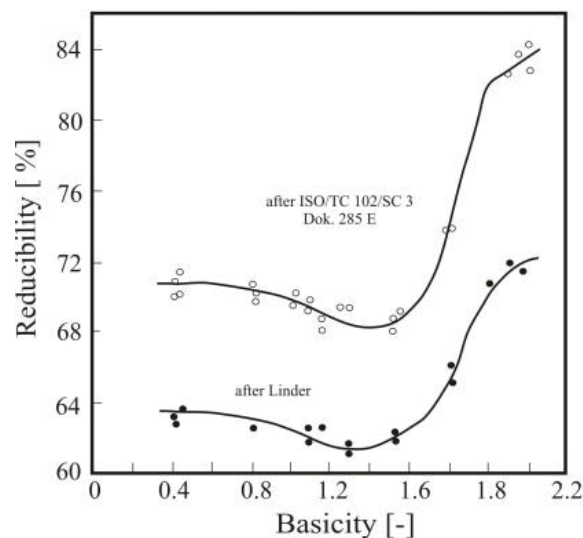


Abbildung 2-17: Einfluss der Basizität B_2 auf RI [16]

Bei niedrigen Basizitäten weist der Sinter eine hohe Mikroporigkeit, ein feinkristallines Gefüge und einen hohen Hämatitanteil auf. Dies begünstigt die Reduzierbarkeit. Das Minimum des RI wird durch die Erhöhung des Magnetit- und Glasphasenanteiles verursacht. Bei Erhöhung der Basizität verschwinden die Glasphasen und ein Teil des Magnetits liegt als besser reduzierbarer Calciomagnetit vor. Dies gekoppelt mit einem hohen Calcioferritanteil bedingt die steigende Reduzierbarkeit. [16]

MgO-Anteil

Der MgO-Gehalt wirkt sich negativ auf die Reduzierbarkeit aus, dies ist in **Abbildung 2-18** dargestellt.

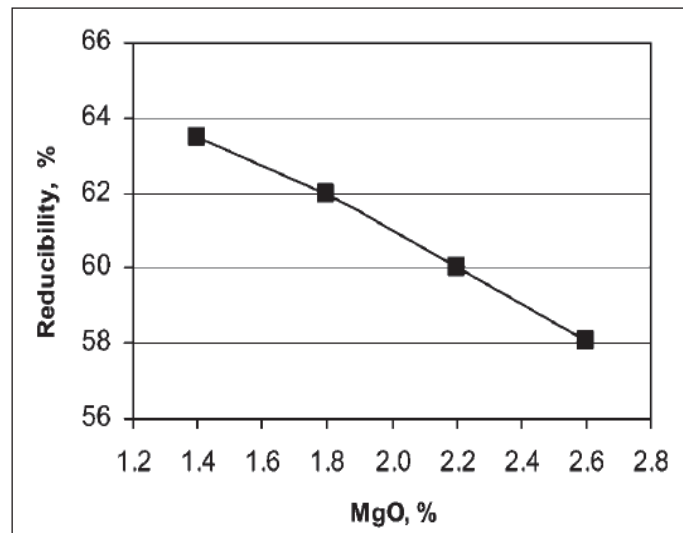
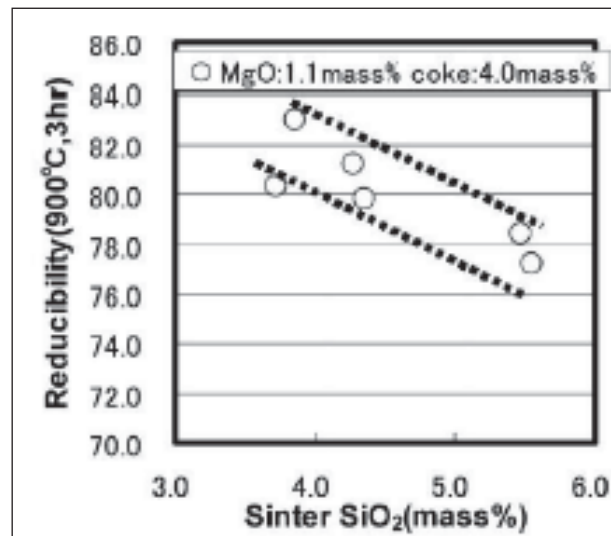


Abbildung 2-18: Einfluss des MgO-Anteiles auf RI [17]

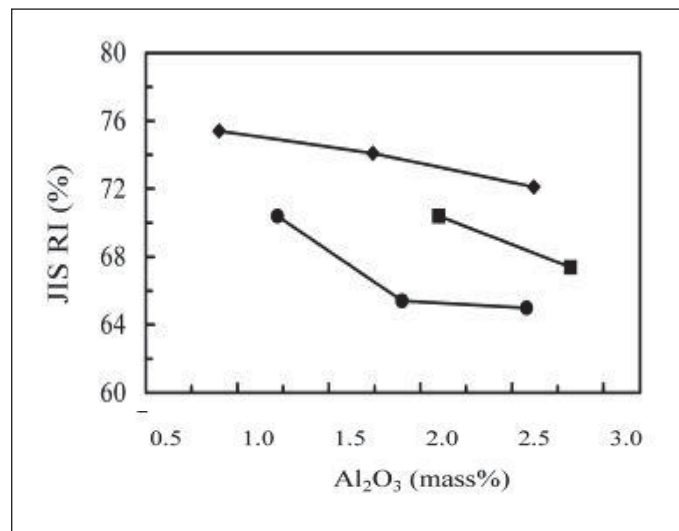
Ein erhöhter MgO-Anteil im Sinter fördert das Wachstum des schlecht reduzierbaren Magnetits und senkt die Ausbildung der gut reduzierbaren Hämatite und Calcioferrite. [17,20]

CaO-SiO₂-Anteil

Ein hoher CaO-Gehalt fördert das Wachstum der gut reduzierbaren Calcioferrite. Sobald jedoch auch vermehrt SiO₂ vorhanden ist, bilden sich Ca-Silikate, welche sich äußert negativ auf den RI auswirken. Weiters verursacht diese Verbindung im Hochofeneinsatz eine sehr schwer reduzierbare Schlacke, welche ebenfalls unerwünscht ist. Die Auswirkung eines hohen SiO₂-Anteiles ist in **Abbildung 2-19** dargestellt. [21]

Abbildung 2-19: Einfluss von SiO₂ auf RI [21]*Al₂O₃-Gehalt*

Der Einfluss des Al₂O₃-Gehaltes auf die Reduzierbarkeit ist in **Abbildung 2-20** zu sehen.

Abbildung 2-20: Einfluss von Al₂O₃ auf RI [22]

Hohe Al₂O₃-Anteile wirken sich negativ aus, da sie den Schmelzpunkt senken und somit die Porosität von Sinterkörnern, welche wiederum für die Reduzierbarkeit verantwortlich ist. [22]

Schlackenmenge

Resultierend aus der Gangart des Erzes, der Asche des Koks und der Art und Menge der Zuschlagstoffe ist im Sinter eine gewisse Menge an Gangart bzw. Schlacke vorhanden.

In einer Studie über Pellets mit einer definierten Menge an zugesetzten Schlackepartikeln verschiedener Zusammensetzungen konnten die Auswirkungen eines zunehmenden Schlackengehaltes gezeigt werden - dargestellt in **Abbildung 2-21 a und b**.

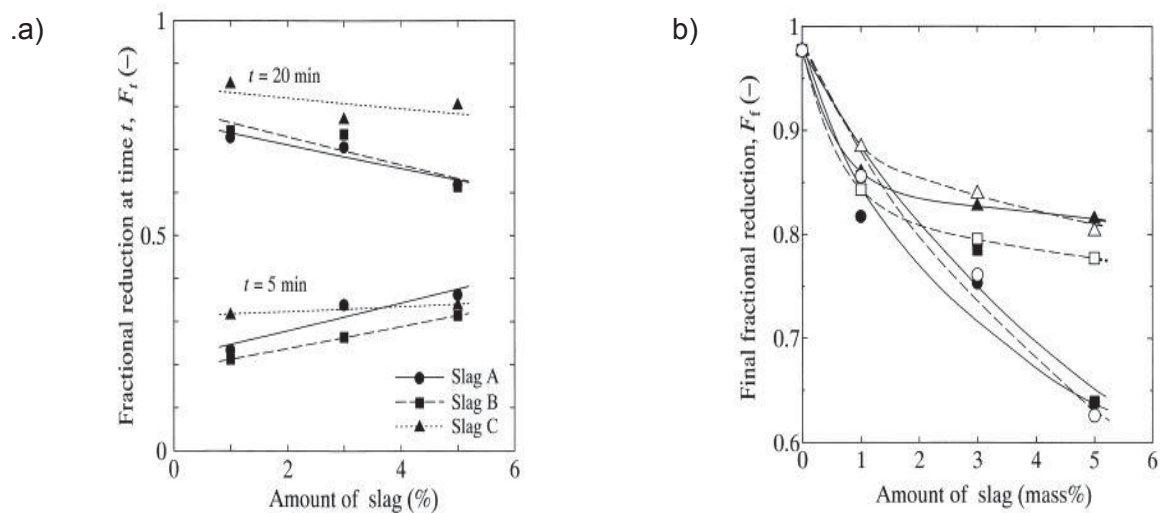


Abbildung 2-21 a und b: Einfluss der Schlackenmenge auf RI a) während der Reduktion; b) am Ende der Reduktion [24]

Dabei ist zu erkennen, dass sich zu Beginn der Reduktion eine hohe Menge positiv auf die Reduzierbarkeit auswirkt. Der Grund dafür ist eine Rissinitiation, welcher die Oberfläche vergrößert. Allerdings nimmt die Reduzierbarkeit mit zunehmendem Reduktionsfortschritt ab, da durch die Schlacke die Poren blockiert werden und somit die Reduktionskinetik gehemmt wird. [24]

C-Gehalt

Der negative Einfluss von zunehmender Koksmenge ist in **Abbildung 2-22** dargestellt.

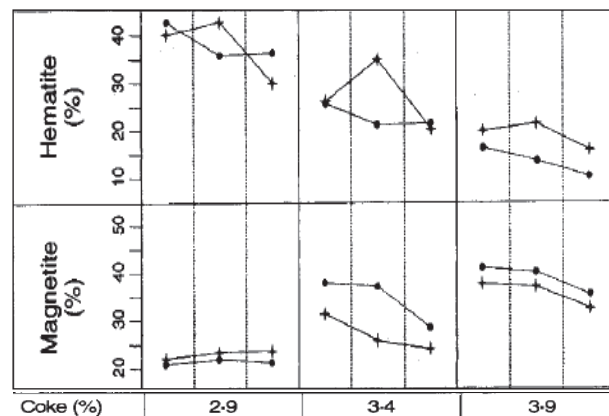


Abbildung 2-22: Indirekter Einfluss von Koks auf RI [25]

Die Ursache für eine schlechtere Reduzierbarkeit ist in der Mineralogie zu finden. Steigende Koksgehalte senken den Anteil an gut reduzierbarem Hämatit, während sie den schlecht reduzierbaren Magnetit fördern. Analog dazu verbessert ein zunehmender Koksgehalt den RDI. Außerdem wird die Schmelzleistung erhöht, welche wiederum die Reaktionskinetik aufgrund blockierter Poren hemmt. [25]

Zunehmender Feinkoksanteil

Bei gleichbleibender Koksmenge nimmt die Reduzierbarkeit zu, wenn der Feinkornanteil < 3 mm erhöht wird. Der Grund dafür ist, dass Feinkoks den Hämatit- und Calcioferritanteil im Sinter begünstigt. Dies ist bereits in **Abbildung 2-13** zu sehen. [19]

Außerdem entstehen bei der Verbrennung von feinkörnigem Koks viele kleine Poren. Ein hoher Anteil dieser Mikroporen erhöht die Reduzierbarkeit, da die Reduktionskinetik durch eine erhöhte spezifische Oberfläche verbessert wird. Dieser Effekt ist in **Abbildung 2-23** dargestellt. [23]

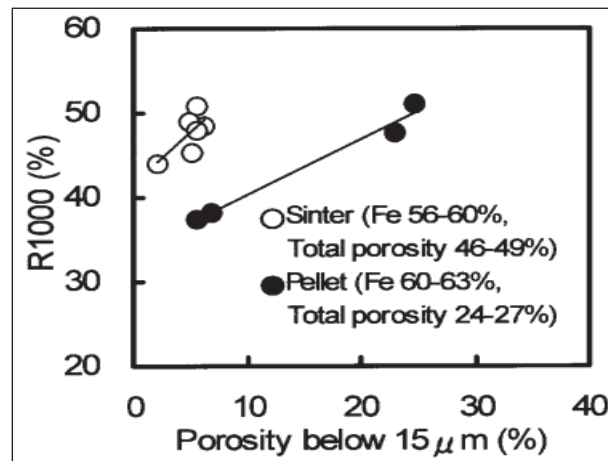


Abbildung 2-23: Einfluss kleiner Poren auf RI [23]

Dabei bedeutet R1000, die Reduktionsrate bei 1000 °C.

3 Experimentelle Versuchsdurchführung

Insgesamt wurden 2 Versuchsreihen durchgeführt. Die erste Serie umfasste Proben aus derselben Charge, jedoch zu unterschiedlichen Zeiten. Zwischen den einzelnen Probennahmen wurden keine Sinterparameter verändert und eine Abweichung im Ergebnis wäre der Inhomogenität des Sinters zuzuschreiben. Bei der zweiten Serie wurden Proben an verschiedenen Tagen untersucht. Dabei wurden verschiedene Sinterparameter variiert und die Auswirkung dieser Änderungen untersucht.

Jede Probe der Versuchsreihe hat folgende Untersuchungen durchlaufen:

- Korngrößenverteilung
- Kaltfestigkeit
- RI-Bestimmung
- RDI-Bestimmung
- Chemische Analyse

Zusätzlich wurden bei der 1. Versuchsreihe auch lichtmikroskopische Analysen durchgeführt.

3.1 Probennahme

3.1.1 Methodik der Probennahme

Die Menge und Anzahl der Proben zur Erstellung der Sammelprobe wurde einerseits aufgrund eines internen Rechenberichtes und andererseits in Absprache mit der voestalpine Stahl Donawitz GmbH festgelegt.

Vor dieser Arbeit liefen Untersuchungen zur Probenmasse und Einzelprobenanzahl unter Berücksichtigung der Gutstromparameter -kleinräumige Inhomogenität und Schwankungsfehler der Einzelprobe- für die Sinteranlage bei voestalpine Stahl Donawitz GmbH. Das Ziel dabei war, gewisse Qualitätsmerkmale wie Korngröße, Basizität und Eisengehalt einer Sammelprobe repräsentativ ermitteln zu können. [26]

Aus den Gutstromparametern Inhomogenität und Schwankungsfehler ergab sich gemäß dieses Berichtes eine Probenanzahl von mindestens 40 für eine Schichtprobe (8 h, alle 12 min) bei einer Einzelprobenmasse von 8 kg. Dabei wurde vor allem die Abmessung des Probennahmegerätes berücksichtigt. Der Probenentnahme folgte eine Teilung auf die Probenmasse auf die erforderliche Masse zur Einhaltung der vorgegebenen Schwankungsbereiche. Dabei diente ein Viertel der Probe als Einzelprobe für die Sammelprobe. [26]

Aus zeitlichen und organisatorischen Gründen wurde jedoch in Absprache mit der voestalpine Stahl Donawitz GmbH eine Probenanzahl von 20 innerhalb von 4 Stunden in regelmäßigen Abständen für die erste Versuchsreihe festgelegt. Diese Einzelproben hatten jeweils ein Gewicht von etwa 85-90 kg, durch das Vierteln dieser Probe ergab sich schließlich eine Sammelprobe von etwa 420-450 kg aus den gezogenen Einzelproben.

Bei der Probennahme der 2. Versuchsreihe ergab sich ebenfalls aus zeitlichen und organisatorischen Gründen eine Probenanzahl von 4, welche ebenfalls regelmäßig innerhalb von 4 Stunden genommen wurde. Jede dieser 4 Einzelproben mit etwa 80 kg wurde halbiert und zu einer Tagessammelprobe vereinigt, welche dadurch ein Gewicht von etwa 160 kg besaß.

3.1.2 Praktische Probennahme

Alle Proben wurden in der voestalpine Stahl Donawitz GmbH an vier unterschiedlichen Tagen genommen. Dabei wurden die einzelnen Proben nach der Kaltabsiebung direkt vom Förderband entnommen, siehe **Abbildung 3-1**.



Abbildung 3-1: Stelle der Probennahme

Die Entnahme der Proben erfolgte mittels einer Probenschaufel, mit der über die gesamte Breite des Förderbandes die Probe gezogen werden konnte (siehe **Abbildung 3-2**).



Abbildung 3-2: Schaufel zur Sinterentnahme

Die Teilung der Einzelproben zur Erstellung der Sammelprobe erfolgte mittels eines Riffelteilers. Dabei wurde jeweils ein Viertel bzw. zwei Viertel jeder Einzelprobe für die Erstellung der Sammelprobe entnommen.



Abbildung 3-3: Riffelteiler

Aus den insgesamt 20 Proben des ersten Probenahmentages wurde anschließend jede 4. Einzelprobe sowie die Sammelprobe untersucht.

Die Proben der zweiten Versuchsreihe wurden an insgesamt 3 Tagen entnommen, am 18.12., 23.12. 2013 und 21.3.2014. Bei diesen Tagen wurde lediglich die Sammelprobe untersucht.

In der weiteren Arbeit werden die Proben wie folgt bezeichnet:

- 1 (1. Probe am 12.11.2013)
- 5 (5. Probe am 12.11.2013)
- 10 (10. Probe am 12.11.2013)
- 15 (15. Probe am 12.11.2013)
- 20 (20. Probe am 12.11.2013)
- SP (Sammelprobe am 12.11.2013)
- 18.12. (Sammelprobe am 18.12.2013)
- 23.12. (Sammelprobe am 23.12.2013)
- 21.3. (Sammelprobe am 21.3.2014)

Die Prozessparameter der vier verschiedenen Tage sind in **Tabelle 3-I** dargestellt:

Tabelle 3-I: Prozessparameter der Sinteranlage während der Probennahmen

	12.11.	18.12.	23.12.	21.3.
Stundenproduktion [t/h-Prod.]	205,8	206,8	211,3	194,5
Bandgeschwindigkeit [m/min]	1,83	1,83	1,80	1,75
Kokseinsatz [%]	3,60	3,55	3,75	3,58
Rauchgasmenge Nm ³ /h	371563	374509	367639	374055
Rauchgastemperatur [°C]	112,5	113,1	115,4	112,6
Internes Rückgut [kg/t]	296,75	294,70	259,00	287,84
Eisenerzer Erz [kg/t]	713,92	610,59	573,23	630,31
Feinerz Carajas [kg/t]	131,80	112,72	94,15	145,45
Gichtstaub [kg/t]	1,11	3,42	2,16	11,63
Hochofenrückgut [kg/t]	87,87	219,62	271,68	204,04
Kalksplitt [kg/t]	72,66	99,99	94,42	75,83
Koksgrus [kg/t]	60,62	54,63	55,88	55,30
Sep.Eisen B-fein [kg/t]	1,86	--	12,68	9,70
Sishen-Feinerz [kg/t]	252,58	216,06	188,20	193,94
Walzzunder [kg/t]	21,97	13,21	12,63	19,39

Weiters wies der Kalksplitt im Dezember bei der chemischen Analyse einen erhöhten SiO₂- und Al₂O₃-Anteil auf. Ebenso wurde am 18.12. die Kühlluftmenge erhöht, was zu einer rascheren Abkühlung führte.

3.2 Korngrößenverteilung KGV

Zur Bestimmung der Korngrößenverteilung wurde die gesamte Probe in einen Siebturm mit den Einsätzen 50 mm, 40 mm, 25 mm, 16 mm, 10 mm, 6 mm und 5 mm gegeben und anschließend gesiebt. Der Siebturm, welcher sich direkt am Werksgelände befindet, ist in **Abbildung 3-4** zu sehen.



Abbildung 3-4: Siebturm inklusive der Siebeinsätze

Anschließend wurden die einzelnen Kornfraktionen abgewogen und mit folgender Formel prozentuell berechnet:

$$\text{Kornfraktion [\%]} = \frac{\text{Masse der jeweiligen Kornfraktion [kg]}}{\text{Masse der gesamten Probe [kg]}} \times 100 \quad (3-1)$$

Die einzelnen Kornfraktionen wurden anschließend aufbewahrt, um die Proben für weitere Versuche zu nützen. Zusätzlich wurde die Sammelprobe SP mehrmals mittels Riffelteiler durchgemischt, um eine gewisse Homogenität zu gewährleisten. Da jedoch beim Mischen von SP mittels Riffelteiler die Fraktion 10-16 mm durch eine Fremdprobe kontaminiert wurde, bestand die Kornfraktion nunmehr aus allen Einzelproben außer den Einzelproben 1,5,10,15,20.

3.3 Kaltfestigkeit TI, AI

Die Kaltfestigkeit der Proben wurde gemäß ISO 3271 ermittelt, welche bereits in Absatz 2.2.1 detailliert beschrieben wurde. Die Trommel befindet sich direkt am Werkgelände und ist in Abbildung 3-5 a und b abgebildet.



Abbildung 3-5 a und b: Trommel zur Bestimmung der Kaltfestigkeit in Vorder- und Seitenansicht

Der einzige Unterschied zur Norm bestand in der Größe der betrachteten Kornfraktion, da die Kornfraktion > 6 mm zur Bestimmung der Kaltfestigkeit ermittelt wurde.

3.4 Reduktionsindex RI

Die Reduzierbarkeit der Proben wurde gemäß ISO 4695, welche bereits in Absatz 2.2.2 beschrieben wird, direkt am Lehrstuhl für Eisen- und Stahlmetallurgie (ESM) durchgeführt. Der einzige Unterschied zum genormten Versuch bestand in der Reduktionsdauer, da aus wissenschaftlichen Gründen bis zu einem Reduktionsgrad von 80 % reduziert wurde. Dennoch blieb die Reduktionsdauer unter den (laut Norm) maximalen vier Stunden.

Berechnung

Die Berechnung des RI erfolgte nach folgender Gleichung:

$$RI = \left(\frac{dR}{dt} \right)_{40} = \frac{33,6}{t_{60} - t_{30}} \quad (3-2)$$

Dabei ist 33,6 eine Konstante und t_{30} bzw. t_{60} die Zeit, bei welcher der Reduktionsgrad 30% bzw. 60% beträgt.

Die Reduktionsdauer bei 30% bzw. 60% wurde dabei aus einer Reduktionskurve gelesen, die auf folgender Formel beruht:

$$RD [\%] = \left(1 - \frac{O}{1,5 Fe_{tot}} \right) \cdot 100 \quad (3-3)$$

Dabei steht O für den in Eisen gebundenen Sauerstoff und Fe_{tot} für den gesamten Eisenanteil in der Probe.

Ein Reduktionsgrad RD von 0% bedeutet, dass ausschließlich Hämatit für den gesamten Eisenanteil verantwortlich ist, während 100% bedeuten, dass ausschließlich metallisches Eisen vorliegt. Zur Berechnung des RI wird außerdem der Gewichtsverlust während der Reduktion mit einberechnet. Außerdem muss der eisengebundene Sauerstoff zuerst berechnet werden. Daher muss auch ein eventueller Magnetitanteil miteinkalkuliert werden, die sogenannte „Vorreduktion“. Deshalb wurden zwei verschiedene Sauerstoffgehalte mittels folgender Formel ermittelt:

$$O_{theor} [g] = Probengewicht [g] \cdot \frac{Fe_{tot}}{100} \cdot \frac{3}{2} \cdot \frac{16 \left[\frac{g}{mol} O_2 \right]}{56 \left[\frac{g}{mol} Fe \right]} \quad (3-4)$$

$$O_{act} [g] = Probengewicht [g] \cdot (FeO \cdot 0,22 + Fe_2O_3 \cdot 0,30) \quad (3-5)$$

O_{theor} Sauerstoff liegt ausschließlich in Hämatit vor (RD=0%)

O_{act} tatsächlicher Sauerstoffgehalt in der Probe

Die dementsprechenden Anteile an Fe_{tot} , FeO und Fe_2O_2 (in %) wurden zuvor durch die chemische Analyse bestimmt. Die Differenz der beiden Sauerstoffgehalte stellte schlussendlich den Vorreduktionsgrad dar:

$$RD_{VR} [\%] = \frac{O_{\text{theor}} - O_{\text{act}}}{O_{\text{theor}}} \quad (3-6)$$

Die endgültige Reduktionskurve wurde durch den Abbaugrad an Sauerstoff, abhängig von der Reduktionsdauer durch die Formel

$$\Delta RD(t) = \left(\frac{O_{\text{rem}} = \text{Gewichtsverlust}(t)[g]}{O_{\text{theor}}[g]} \right) \cdot \text{in} [\%] \quad (3-7)$$

ermittelt.

Versuchsanlage

Der Reduktionsversuch wurde in einer vertikalen Reduktionsretorte durchgeführt, welche in **Abbildung 3-6** zu sehen ist.



Abbildung 3-6: vertikale Reduktionsretorte

Dieser Apparat wurde mittels eines Ofens, welcher aus 3 separaten Heizzonen besteht, elektrisch beheizt. Außerdem sind eine Gasstation, eine Messwaage sowie das Computersystem, welches einerseits den gesamten Versuch steuert und andererseits die gemessenen Werte aufzeichnet, in die gesamte Versuchsanlage integriert. Eine schematische Darstellung ist in **Abbildung 3-7** zu sehen.

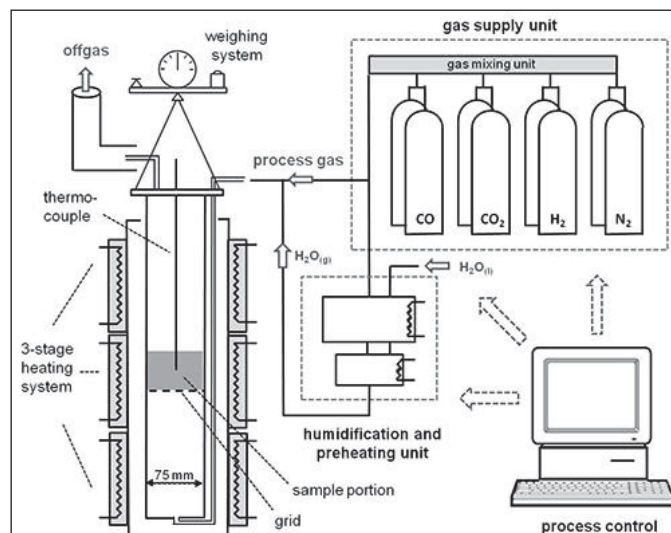


Abbildung 3-7: Schematische Darstellung der Versuchsanlage

Die technischen Daten der Versuchsanlage sind in **Tabelle 3-II** zusammengefasst:

Tabelle 3-II: Technische Daten der Versuchsanlage

Ofen	Bereich/Anzahl	Einheit
Heizelemente	3	[---]
Leistung	3 x 2.4	[kW]
Temperatur	RT - 1100	[°C]
Heizrate	30	[K/min]
Gas		
Durchfluss N ₂	2-100	[Nl/min]
Durchfluss H ₂	0.5-25	
Durchfluss CO	0.7-35	
Durchfluss CO ₂	0.5-25	
Durchfluss H ₂ O	0.60-500	[g H ₂ O/h]
Zusätzliche Daten		
Datenaufzeichnung	5	[sec]
Waage	0-64 000	[g]

Ein schematisches Ergebnis der aufgezeichneten Werte in Grafikform ist in **Abbildung 3-8** dargestellt.

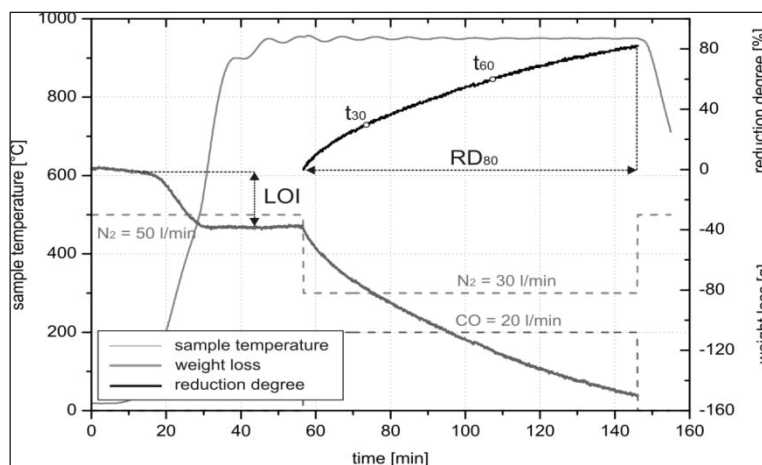


Abbildung 3-8: Exemplarische Darstellung der aufgezeichneten Daten

Die aufgezeichneten Werte wurden nach dem Versuch mittels der zuvor beschriebenen Berechnungen korrigiert und anschließend ausgewertet.

3.5 Niedertemperaturkornzerfall RDI

Die Neigung zum Kornzerfall bei niedrigen Temperaturen nach leichter Reduktion wurde gemäß ISO 4696-2 ermittelt, welche bereits in Absatz 2.2.3 detailliert beschrieben wurde.

Dabei wurde die Reduktion in derselben Anlage durchgeführt, in welcher auf der RI ermittelt wird. Die anschließende rotierende Belastung erfuhr die reduzierte Probe in der Trommel des ESM. Ein Foto sowie die Skizze der Trommel sind in **Abbildung 3-9 a und b** dargestellt.

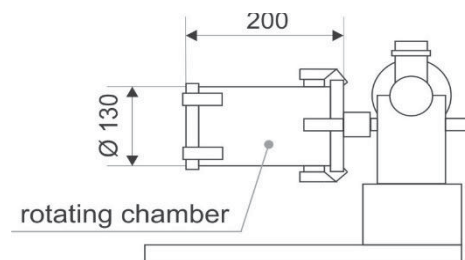


Abbildung 3-9 a,b: Reale und schematische Darstellung der RDI-Trommel

Die anschließende Siebung zur Bestimmung der Korngrößenverteilung wurde durch den Vibrationssiebturm AS 200 control durchgeführt, welcher in **Abbildung 3-10** zu sehen ist.



Abbildung 3-10: Siebturm am LfM

Die Auswertung erfolgte mittels der oben aufgeführten Formel 2-4 aus Absatz 2.2.3.

3.6 Mikroskopische Analyse

Die mikroskopische Analyse erfolgte am Lehrstuhl für Geologie und Lagerstättenkunde.

Um die Sinterproben durch das Lichtmikroskop betrachten zu können, wurden diese zuerst eingebettet, geschliffen und poliert.

Zum Einbetten der Proben wurde das Harz-Härter-Gemisch Araldit F und Aradur HY 905 im Verhältnis 1:1 verwendet. Anschließend wurden die eingebetteten Proben in der Form in eine Vakuumpumpe gelegt, um die Luft in den Poren zu entfernen, und anschließend in die Formen für etwa 20 Stunden in einen Trocknungsofen bei 120 °C gegeben.

Da Sinter sehr porös ist, traten bereits beim Schleifen mit dem größten Schleifpapier die ersten sichtbaren Poren im Schliff auf. Aus diesem Grunde erfolgte die Infiltration der eingebetteten Proben mit Araldite 2020. Das Mischungsverhältnis betrug 100 (Araldite A): 30 (Araldite B). Das Harzmittel zur Infiltration der Poren wurde flächendeckend auf die eingebetteten Proben aufgetragen. Dann erfolgte wiederum die Behandlung in der Vakuumpumpe für etwa 20 Minuten. Anschließend wurde die Probe in einen Drucktopf bei etwa 2 bar gegeben und verblieb dort für etwa 8 Stunden.

Jede Probe wurde zunächst geschliffen, anschließend bis zu 1 μm poliert und konnte schließlich unter dem Lichtmikroskop betrachtet werden. Ein fertiger Schliff ist in **Abbildung 3-11** dargestellt.



Abbildung 3-11: Angefertigte Schlitte unterschiedlicher Kornfraktionen

Bei der mikroskopischen Analyse können eisenhaltige Phasen wie Hämatit, Martit, Magnetit usw. identifiziert werden. Ebenso können weitere Sinterphasenbestandteile wie Silikate, Ferrite oder Glas unterschieden werden.

Nach den lichtmikroskopischen Untersuchungen der ersten Versuchsreihe erfolgte auch ein Vergleich der Sinterbestandteile derselben Probe in derselben Korngröße. Um den Anteil der einzelnen Bestandteile vergleichen zu können, wurden bei 2 Körnern sämtliche vorhandene Bestandteile aufgezeichnet und anschließend prozentuell miteinander verglichen.

4 Ergebnisse

In diesem Kapitel sind die Ergebnisse der einzelnen Versuche detailliert dargestellt. Dabei werden einerseits wiederholte Versuche bezüglich der Inhomogenität bzw. Reproduzierbarkeit behandelt, andererseits jedoch auch Versuche mit unterschiedlichem Sinter analysiert.

4.1 Erste Versuchsreihe (Inhomogenität innerhalb einer Probe)

In diesem Abschnitt werden die Ergebnisse der ersten Versuchsreihe miteinander verglichen. Da die Sammelprobe aus den 5 Einzelproben besteht, sollte der Mittelwert der Einzelproben ungefähr dem jeweiligen Wert der Sammelprobe entsprechen. Daher werden im folgenden Absatz diese zwei Werte in den Abbildungen dargestellt.

4.1.1 Ergebnisse der chemischen Analyse CA

Bei der ersten Versuchsreihe werden sowohl die Einzelproben als auch die Sammelprobe unterschiedlicher Kornfraktionen, welche an demselben Tag genommen wurden, miteinander verglichen. Die Ergebnisse der chemischen Analyse sind in **Tabelle 4-I**, **Abbildung 4-1** und **Abbildung 4-2** dargestellt. Dabei wird in den Abbildungen die Kornfraktion 10-12,5 mm verglichen.

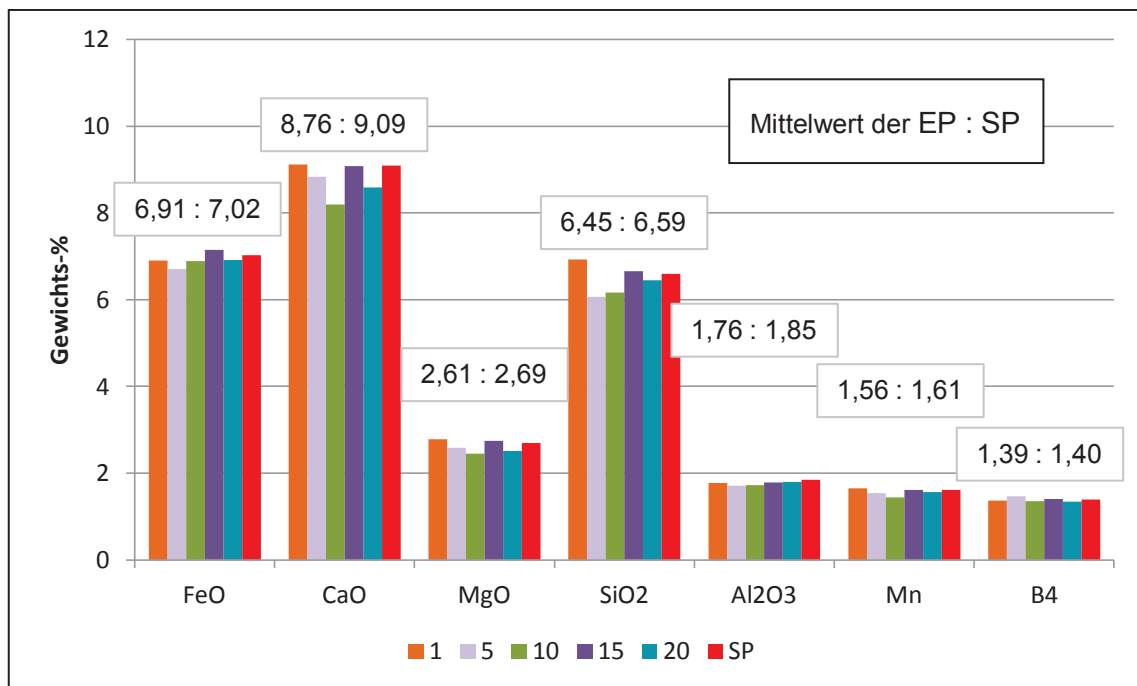


Abbildung 4-1: Vergleich der chemische Analyse des MW der EP & der SP (FeO, CaO, MgO, SiO₂, Al₂O₃, Mn und B₄)

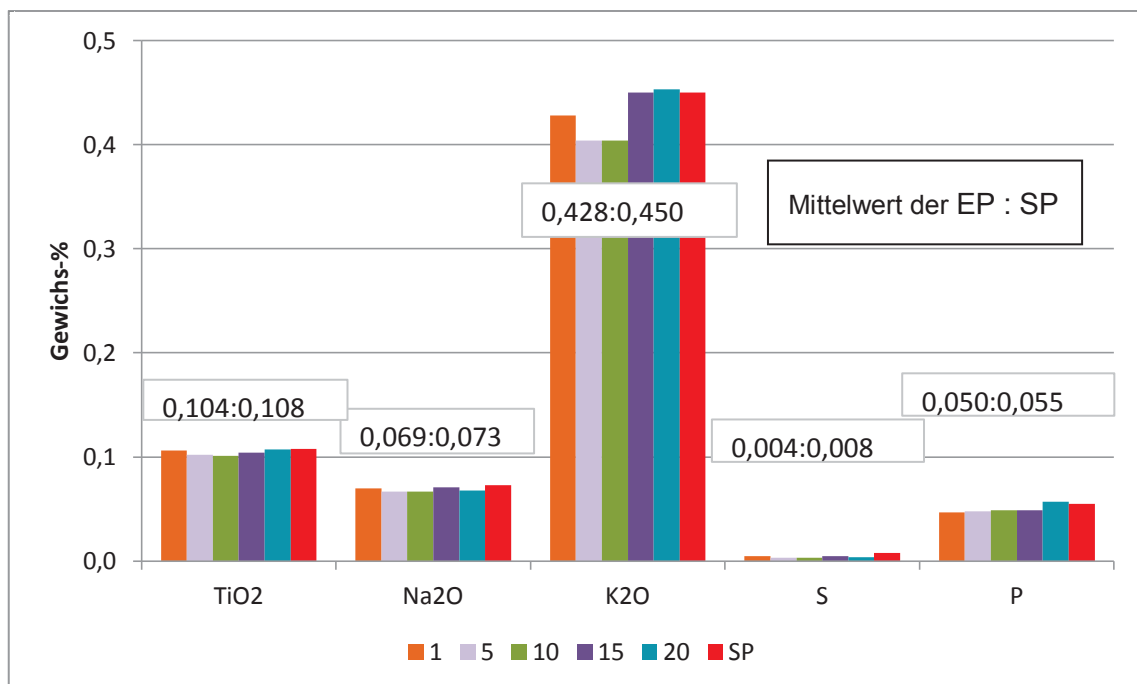


Abbildung 4-2: Vergleich chemische Analyse des MW der EP & des SP (TiO₂, Na₂O, K₂O, S und P)

Tabelle 4-I: Chemische Analyse 1. Versuchsreihe

in [%]	Fe	FeO	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	C	S	B ₄ [-]
SP/ 6,3-8	54,57	7,01	8,57	3,04	6,70	1,75	1,57	0,051	0,100	0,070	0,430	0,060	0,011	1,374
1/6,3-8	55,72	6,83	7,69	2,44	6,17	1,62	1,62	0,053	0,100	0,070	0,390	0,020	<0,001	1,300
5/6,3-8	53,74	6,88	8,79	2,98	6,86	1,78	1,70	0,047	0,110	0,070	0,430	0,150	0,009	1,362
10/ 6,3-8	54,58	6,94	8,45	2,66	6,66	1,82	1,54	0,053	0,100	0,070	0,450	0,050	0,010	1,310
15/ 6,3-8	54,16	6,79	8,93	3,01	6,39	1,71	1,67	0,046	0,100	0,070	0,430	0,250	0,012	1,474
20/ 6,3-8	53,75	7,15	8,73	2,91	7,13	1,93	1,64	0,050	0,110	0,080	0,450	0,030	0,010	1,285
MW	54,39	6,92	8,52	2,80	6,64	1,77	1,63	0,05	0,10	0,07	0,43	0,10	0,01	1,35
SP/ 10-12,5	54,00	7,02	9,091	2,694	6,588	1,851	1,610	0,055	0,108	0,073	0,450		0,008	1,396
1/ 10-12,5	53,61	6,90	9,117	2,783	6,925	1,767	1,649	0,047	0,106	0,070	0,428		0,005	1,369
5/ 10-12,5	54,85	6,71	8,836	2,585	6,060	1,714	1,542	0,048	0,102	0,067	0,404		0,003	1,469
10/ 10-12,5	55,55	6,89	8,197	2,449	6,164	1,727	1,441	0,049	0,101	0,067	0,404		0,003	1,349
15/ 10-12,5	53,92	7,15	9,084	2,741	6,650	1,780	1,613	0,049	0,104	0,071	0,450		0,005	1,403
20/ 10-12,5	54,51	6,91	8,585	2,509	6,450	1,793	1,568	0,057	0,107	0,068	0,453		0,004	1,346
MW	54,49	6,91	8,76	2,61	6,45	1,76	1,56	0,05	0,10	0,07	0,43		0,00	1,39
SP/ 16-20	53,70	6,90	9,14	2,99	6,55	1,89	1,62	0,044	0,110	0,080	0,420	0,040	0,005	1,437
1/16-20	53,87	6,87	9,14	2,74	6,69	1,78	1,64	0,049	0,110	0,070	0,440	0,070	0,009	1,403
5/16-20	54,10	6,73	9,37	2,77	6,34	1,78	1,62	0,052	0,110	0,070	0,440	0,020	0,007	1,495
10/ 16-20	52,14	6,70	10,04	2,97	6,95	2,17	1,70	0,052	0,140	0,080	0,450	0,020	0,018	1,427
15/ 16-20	53,65	7,16	9,35	2,83	6,63	1,81	1,72	0,056	0,110	0,070	0,440	0,010	0,007	1,443
20/ 16-20	53,08	7,35	9,37	3,02	7,29	2,15	1,65	0,053	0,110	0,080	0,480	0,040	0,007	1,313
MW	53,37	6,96	9,45	2,87	6,78	1,94	1,67	0,05	0,12	0,07	0,45	0,03	0,01	1,42

Dabei ist zu erkennen, dass sich die chemischen Analysen der Einzelproben geringfügig voneinander unterscheiden. Außerdem entspricht der Mittelwert der Einzelproben ungefähr dem Ergebnis der Sammelprobe.

Weiters werden auch die chemischen Analysen der unterschiedlichen Korngrößen miteinander verglichen, um eine etwaige Auswirkung auf andere Qualitätskriterien betrachten zu können. Bei diesen Werten handelt es sich um die Mittelwerte aller EP und SP der jeweiligen Kornfraktion. Dies ist bereits in **Tabelle 4-1**, und hier in **Abbildung 4-3** und **4-4** dargestellt.

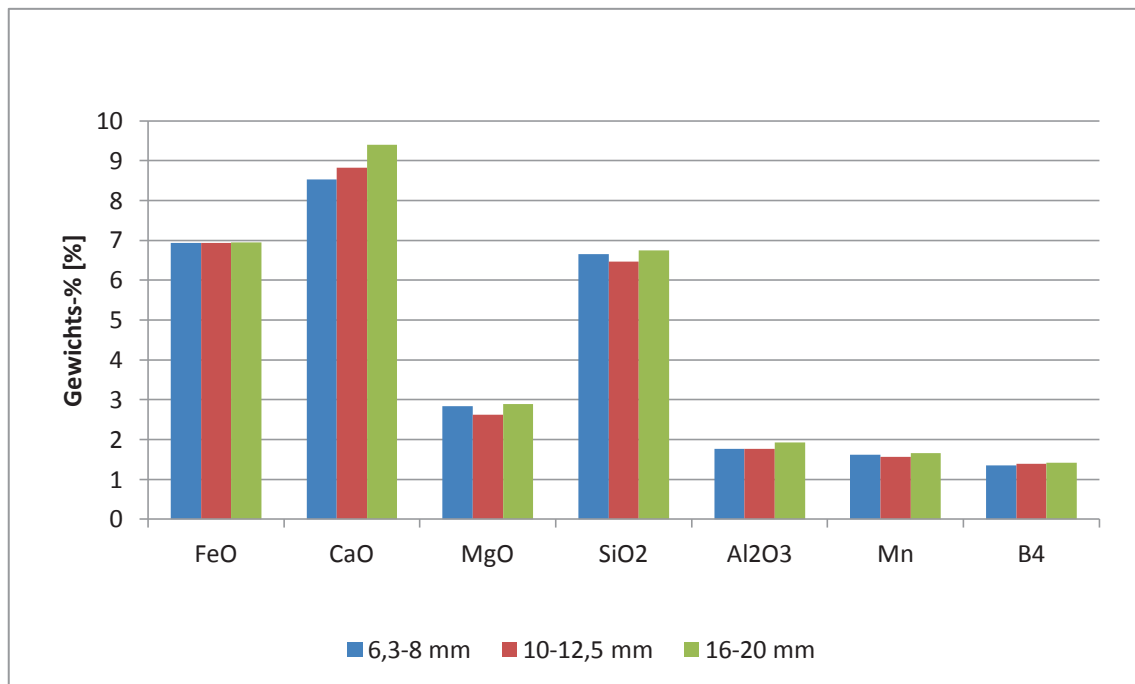


Abbildung 4-3: Vergleich der chemischen Analyse der verschiedenen Korngrößen (Teil 1)

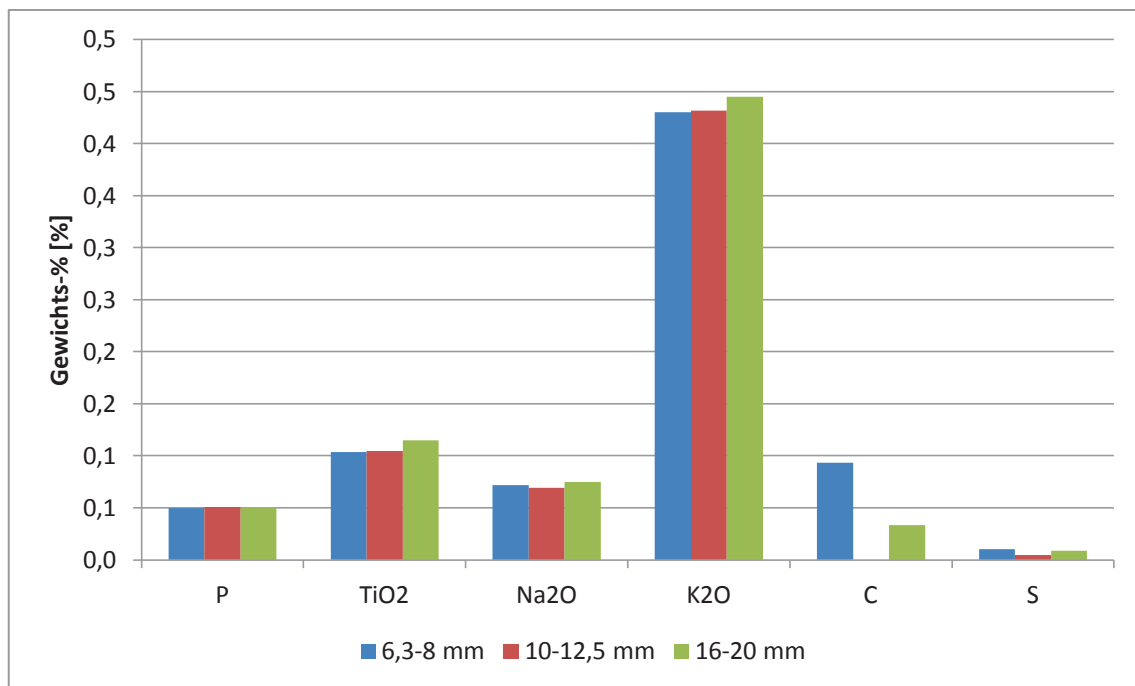


Abbildung 4-4: Vergleich der chemischen Analyse der verschiedenen Korngrößen (Teil 2)

Dabei ist zu erkennen, dass die meisten Anteile der Elemente bzw. Oxide unabhängig von der Korngröße sind. Lediglich beim Gehalt an CaO lässt sich ein Anstieg von 8,53 zu 9,40 % bei zunehmender Korngröße beobachten.

4.1.2 Diskussion der Ergebnisse der chemischen Analyse

Die leicht unterschiedlichen Ergebnisse der chemischen Analyse der Einzelproben bzw. der Sammelprobe weisen darauf hin, dass kleine Unterschiede innerhalb einer Charge vorhanden sind. Dennoch entspricht der Mittelwert der Einzelproben ungefähr dem Wert der Sammelprobe, was bedeutet, dass die Sammelprobe durchaus als repräsentativ angesehen werden kann. Beides kann beispielweise bei der Analyse des MgO-Gehaltes betrachtet werden, bei dem die Anteile von 2,45 bis zu 2,87 % reichen und der Vergleich des Mittelwertes der EP und der SP lediglich 0,07 % aufweist.

Außerdem wird im Vergleich zur gesamten Probenmasse nur ein sehr geringer Teil für die chemische Analyse verwendet (ca. 500 g), welcher nicht unbedingt repräsentativ für die gesamte Probe stehen kann (80 kg bzw. 450 kg). Weiters kann die Abweichung auch aus den Messungenauigkeiten des Labors resultieren.

Bezüglich des CaO-Anstieges mit zunehmender Korngröße kann eventuell eine Verbindung mit Calcioferriten in Betracht gezogen werden. Calcioferrite sind unter anderem

für die Festigkeit im Sinter verantwortlich. So könnte ein hoher CaO-Anteil für einen erhöhten Calcioferritanteil sprechen, welcher wiederum die Festigkeit des Sinters erhöht und so das Korn gegen mechanische Belastungen besser schützt.

4.1.3 Ergebnisse der Analyse der Korngrößenverteilung

Die Ergebnisse der Korngrößenverteilung sind in **Abbildung 4-5 und 4-6** dargestellt.

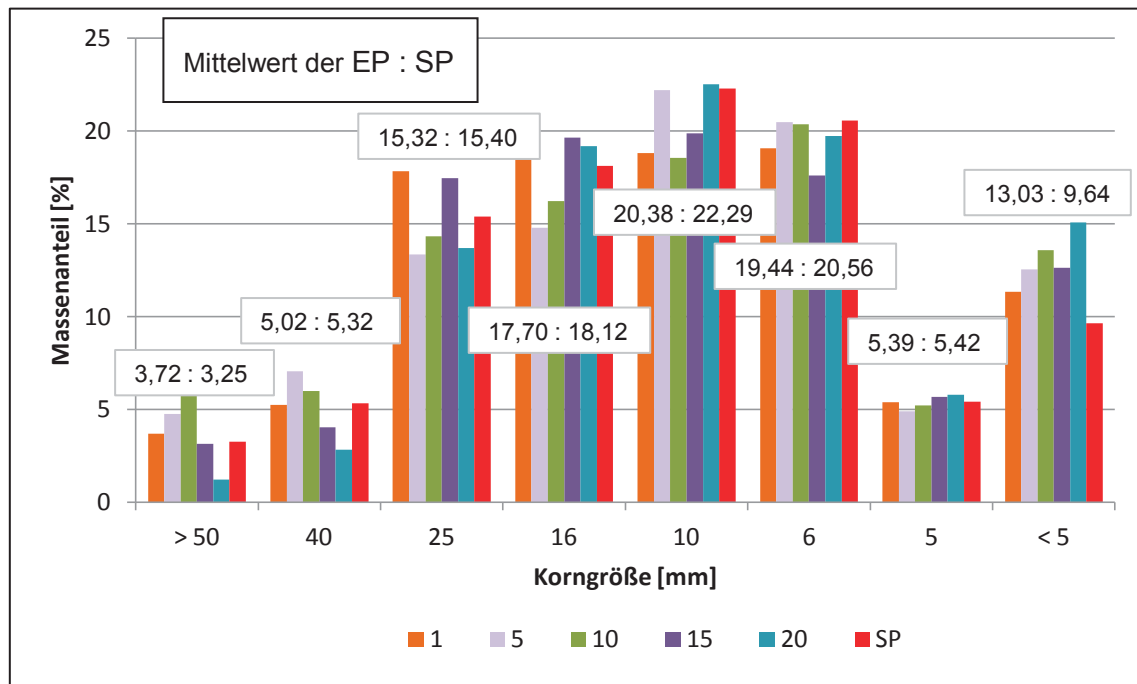


Abbildung 4-5: Vergleich der KGV der Einzel- und Sammelproben

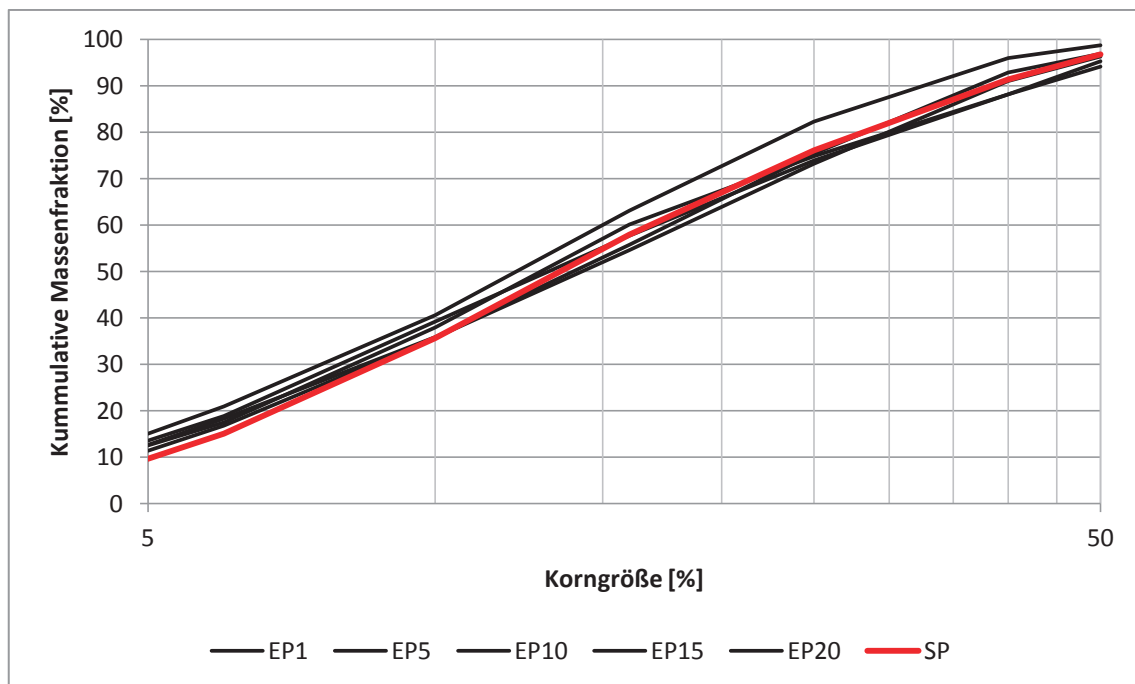


Abbildung 4-6: Vergleich der KGV der EP und SP (kummulative Summenkurve)

Auffallend sind der hohe Feinkorn- bzw. niedrige Grobkornanteil (≤ 5 mm bzw. ≥ 40 mm) von EP 20 und der relativ geringe Feinkornanteil der SP mit 9,64 %. Außerdem fällt auf, dass die Sammelprobe den geringsten Feinkornanteil besitzt und sich erst bei größeren Körnern dem Mittelwert der Einzelproben annähert.

4.1.4 Diskussion der Ergebnisse der Analyse der Korngrößenverteilung

Einer der Gründe für die teils unterschiedlichen Anteile der Korngrößen könnte durchaus in der Inhomogenität des Sinters begründet liegen. Aus der chemischen Analyse kann jedenfalls keine Erklärung für die unterschiedliche Korngrößenverteilung gefunden werden.

Gemäß Tabelle 2-II wurde bei allen Proben ein maximaler Feinkornanteil von maximal 25 % bei < 10 mm überschritten, welche die Studiengesellschaft für Erzaufbereitung als Richtwert vorschlägt. Die internen Richtlinien der Firma geben einen maximalen Anteil von 10 % bei ≤ 5 mm vor, diese Anforderung erfüllte lediglich die Sammelprobe.

4.1.5 Ergebnisse des Kaltfestigkeit

Die Ergebnisse der Kaltfestigkeit TI und dazu analog die Ergebnisse des Abriebes AI (berechnet gemäß der Norm) sind in **Abbildung 4-7** bzw. **4-8** dargestellt. Im Gegensatz zur Norm wird als Grenze 6 statt 6,3 mm herangezogen.

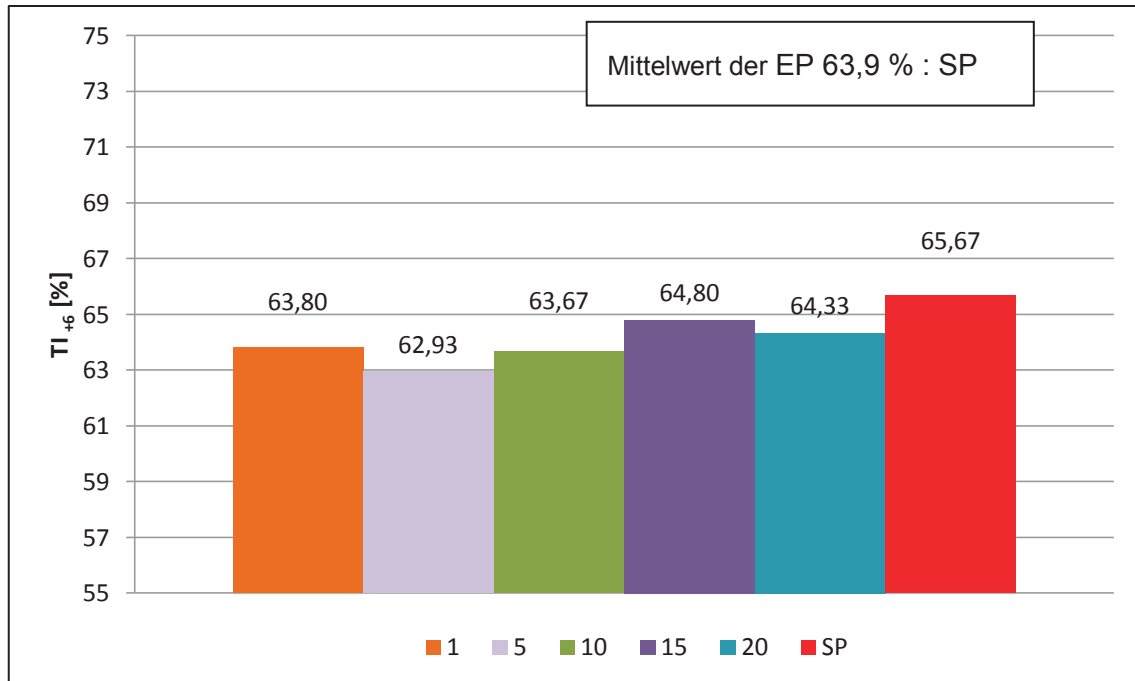


Abbildung 4-7: Vergleich des TI der Einzel- und Sammelproben

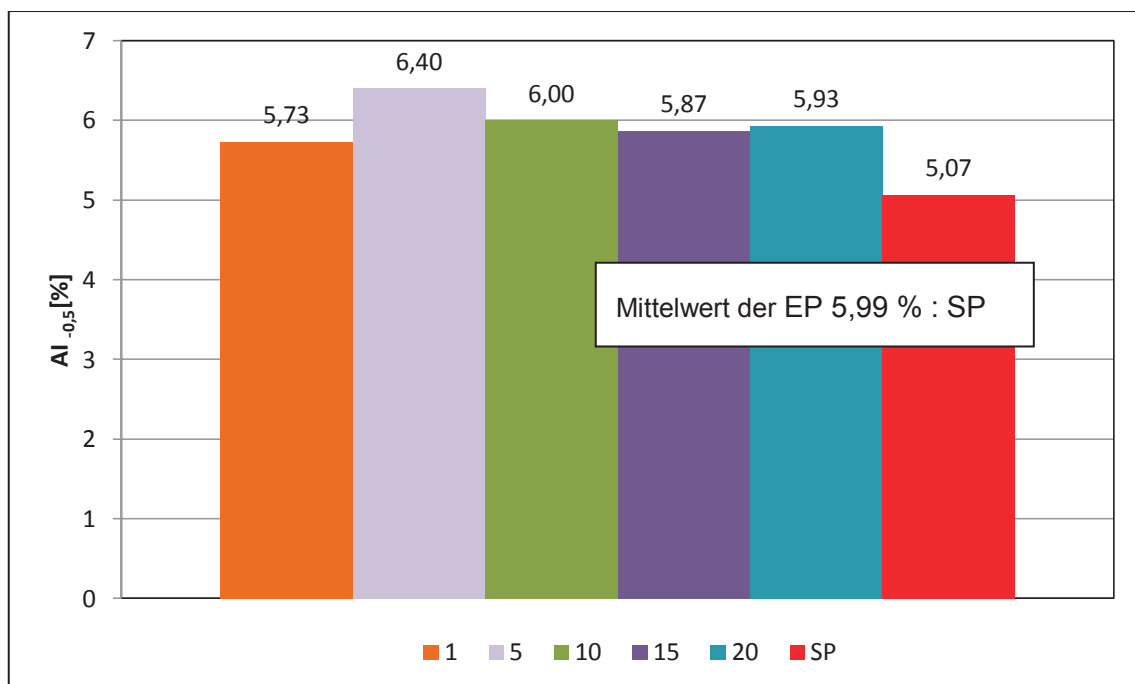


Abbildung 4-8: Vergleich des AI der EP und SP

Als Erstes fällt beim Vergleich der Ergebnisse auf, dass mit zunehmendem TI der AI fällt. Dies deckt sich mit den Ergebnissen aus der Literatur. Die beste Kaltfestigkeit besitzt SP (65,67 %), während EP 5 mit einem TI von 62,93 % das schlechteste Ergebnis aufweist.

4.1.6 Diskussion der Ergebnisse der Kaltfestigkeit

Ein direkter Vergleich der Ergebnisse in Zahlen ergibt einen Mittelwert der Einzelproben von 63,91 % sowie einen TI_{+6} der SP von 65,67 %. Laut Norm darf die Differenz der beiden Vergleichswerte maximal 1,4 % betragen. Daher ist die Versuchsreihe gemäß Norm „inhomogen“, da sie eine Differenz von 1,76 % aufweist.

Dasselbe Ergebnis stellt sich bei dem Abrieb mit den Vergleichswerten 5,99 % und 5,07 %, sowie einer erlaubten Differenz von 0,8 % dar. Da die Differenz von 0,92 % den erlaubten Wert überschreitet, gilt auch bei diesem Vergleich die Versuchsreihe nicht als homogen.

Wenn die einzelnen Ergebnisse untereinander verglichen werden, so kann die Differenz je nach gewählten Werten sowohl innerhalb als auch außerhalb der Norm liegen.

Die Werte der Kaltfestigkeit sind in einem relativ geringen Bereich von 62,93-65,67 %. Ein Wert wird von der Studiengesellschaft für Erzaufbereitung angegeben, welcher einen $TI_{+6,3}$ von 70 – 80 % fordert, dieser Wert konnte jedoch bei keiner einzigen Probe erreicht werden. Wenn die internen Werte der Firma herangezogen werden, erfüllt jede Probe den Richtwert des Abriebes von < 7 % und auch der geforderte TI_{+6} von 6,3 % wird von jeder Probe außer EP 5 erreicht.

Etwaige Gründe für die unterschiedlichen Werte sind aus der chemischen Analyse nicht zu erkennen. Allerdings weist der erhöhte TI der SP wiederum auf eine gute Festigkeit hin, analog zum geringen Feinkornanteil bei der KGV.

4.1.7 Ergebnisse der Reduktionstests

Die Ergebnisse des Reduktionsindex RI_{40} sind in **Abbildung 4-9** dargestellt. Da die Ermittlung der Reduktionszeit bei einem Reduktionsgrad von 80 % gängige Praxis ist, läuft der Versuch im Gegensatz zur Norm bis zu einem Reduktionsgrad von über 80 %.

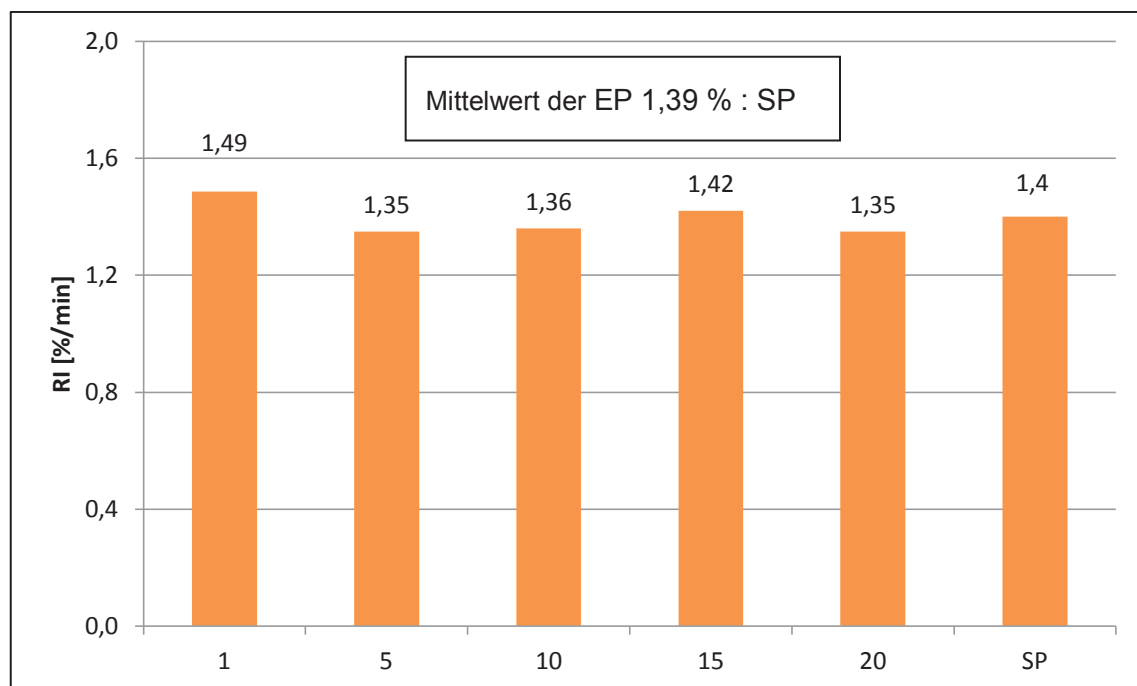


Abbildung 4-9: Vergleich des RI der EP und SP

Zu weiteren Vergleichsmöglichkeiten sind ebenfalls die Ergebnisse bezüglich der Zeit nach 80 % Reduktion t_{80} sowie die Reduktionskurve den **Abbildungen 4-10** und **4-11** zu sehen.

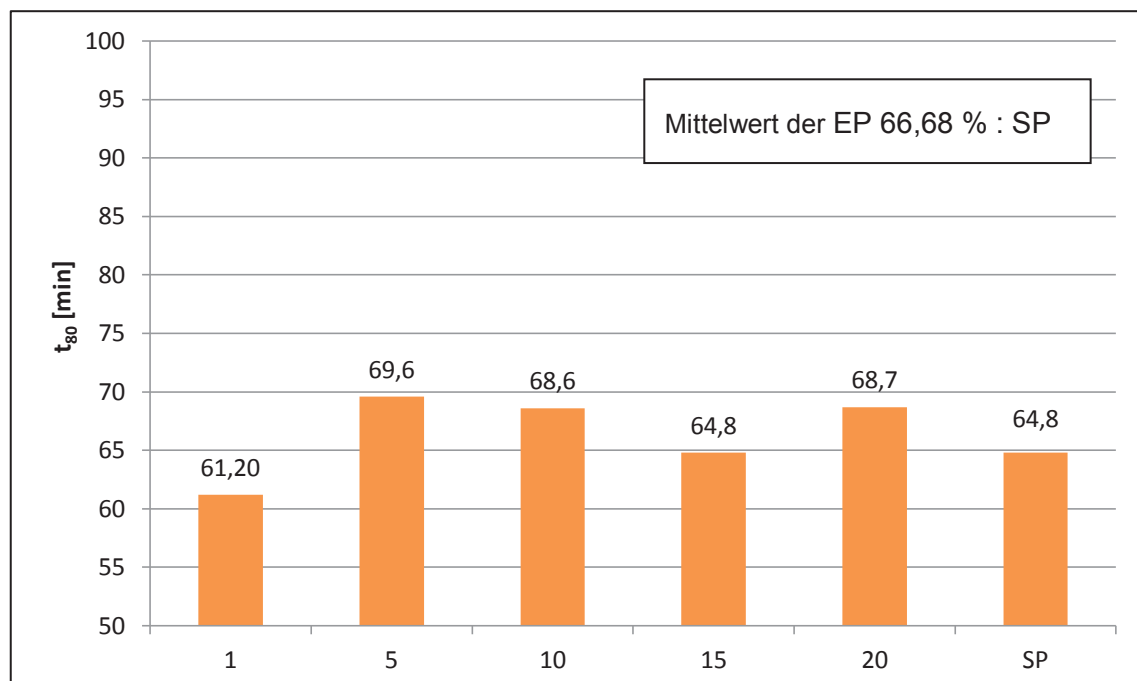


Abbildung 4-10: Vergleich der t_{80} der EP und SP

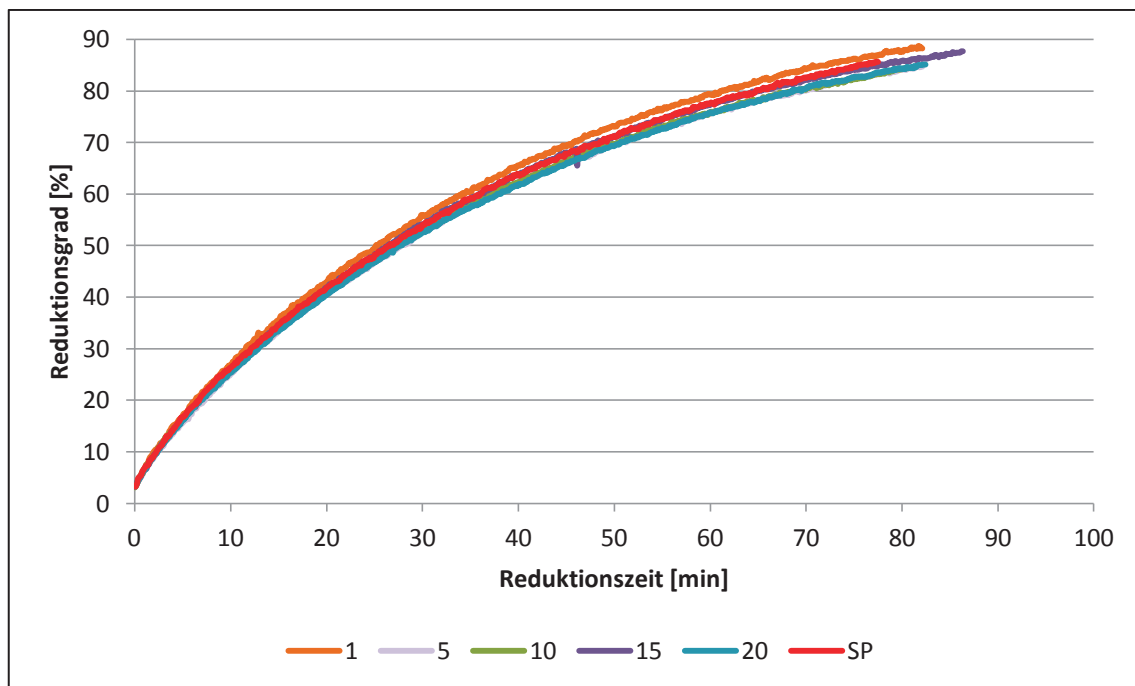


Abbildung 4-11: Vergleich der Reduktionskurve der EP und SP

Es ist zu sehen, dass EP 1 mit einem RI von 1,49 %/min und einer t_{80} von 61,20 min die besten Reduktionswerte aufweist. Außerdem ist zu sehen, dass der Mittelwert der EP im Vergleich zur Sammelprobe ähnliche Werte aufweist (1,39:1,40 %/min bzw. 66,68:64,8 min).

4.1.8 Diskussion der Ergebnisse des Reduktionsversuches

Die angewandte Norm nimmt Bezug auf den berechneten Mittelwert der beiden Vergleichswerte. Ein direkter Vergleich der Ergebnisse in Zahlen ergibt einen Mittelwert von 1,395 %/min. Laut Norm darf die Abweichung $\pm 0,085$ %/min betragen. Daher ergibt sich ein erlaubtes Spektrum, welches von 1,310 – 1,480 %/min reicht. Mit Ausnahme von EP 1 erfüllen die Proben dieses Kriterium.

Gemäß der Studiengesellschaft für Erzaufbereitung sollte der RI einen Wert zwischen 1,4 – 1,6 %/min annehmen. Dieses Kriterium wird lediglich von EP 1,15 und SP erfüllt.

4.1.9 Ergebnisse des Niedertemperaturzerfalltests

Die Ergebnisse des RDI sind in **Abbildung 4-12** dargestellt. Dabei wird auch eine Einzelprobe untersucht, welche weder EP 10 noch EP 15 eindeutig zuzuordnen ist.

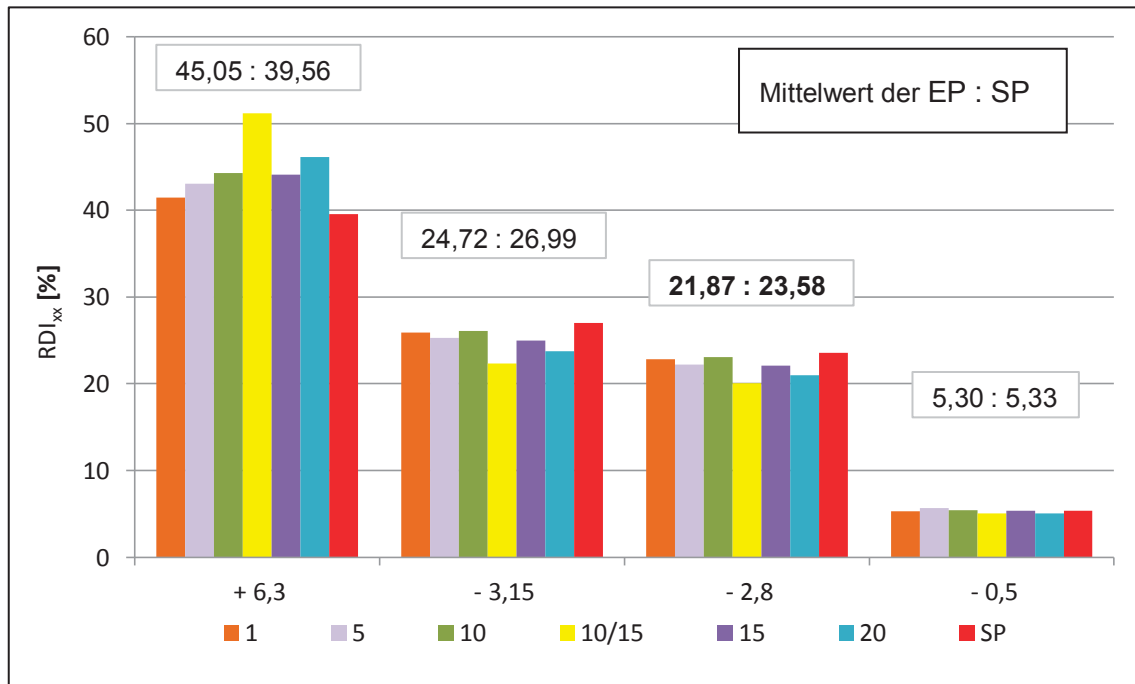


Abbildung 4-12: Vergleich des RDI der EP und SP(ursprünglich)

Die angewandte Norm nimmt Bezug auf den $RDI_{-2,8}$. Gemäß dieser Norm ist die Versuchsreihe homogen, wenn die Differenz der beiden Vergleichswerte größer als r ist. Der Wert von r wird durch den Mittelwert der Vergleichswerte bestimmt und beträgt bei dieser Versuchsreihe 5,25 %. Somit kann die Probe gemäß als „identisch“ und reproduzierbar gelten, da die Differenz des Mittelwertes der Einzelproben und der Sammelprobe von 1,71 % unter den erlaubten 5,25 % liegt.

Dennoch ist der Wert von 51,19 % der EP 10/15 in Bezug auf die anderen RDI-Werte erhöht und aus diesem Grunde wird der RDI mehrmals mit derselben Probe (SP) ermittelt, um die Reproduzierbarkeit zu überprüfen. Die Ergebnisse sind in **Abbildung 4-13** zu sehen.

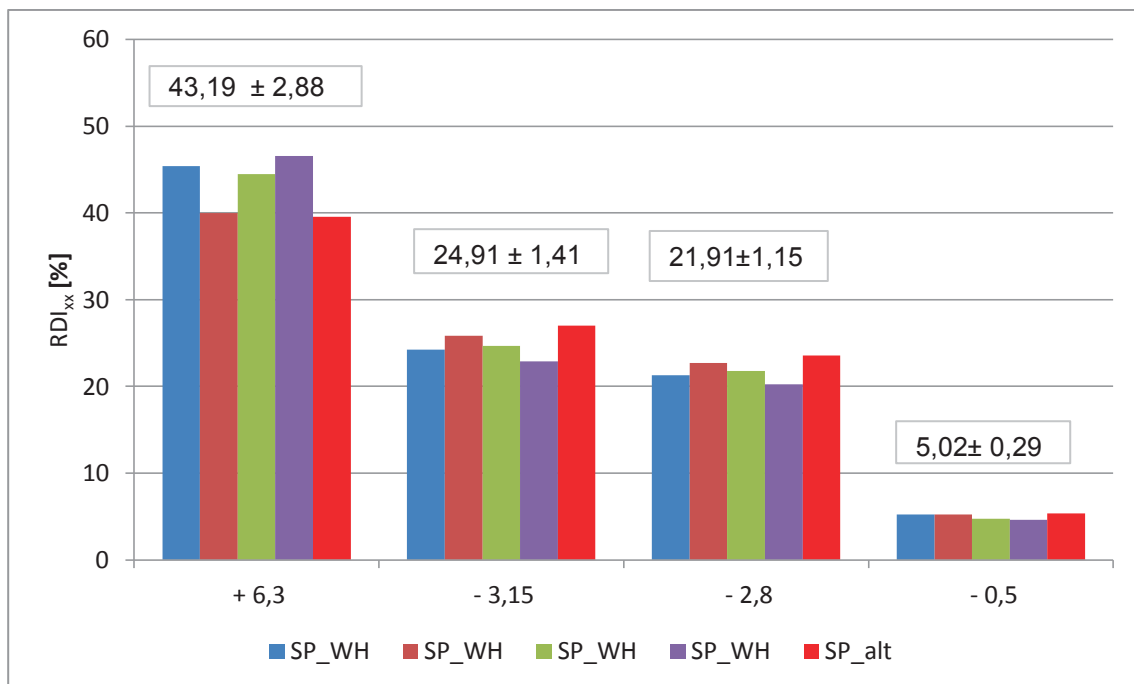


Abbildung 4-13: Mittelwert und Standardabweichung der Wiederholungsversuche des RDI

Es ist zu erkennen, dass die Differenz der zweiten und vierten Wiederholung relativ groß ist. Gemäß der Norm ist im Falle mehrerer Proben die Probe reproduzierbar, wenn die Differenz des Maximal- bzw. Minimalwertes größer als $1,2 \times r$ ist. Auch beim Wiederholungsversuch beträgt r 5,25 %. Da die Differenz der Werte 3,36 % beträgt, kann die Probe gemäß der Norm als „identisch“ und reproduzierbar gelten. Laut dem Institut für Erzaufbereitung sollte der RDI einen Wert zwischen 20 – 30 % annehmen. Dieses Kriterium wird von allen Proben erfüllt.

Die Ergebnisse aller Proben der ersten Versuchsreihe sind in **Abbildung 4-14** zu sehen. Dabei entspricht der Wert der Sammelprobe dem Mittelwert des ursprünglichen Versuches und der wiederholten Versuche.

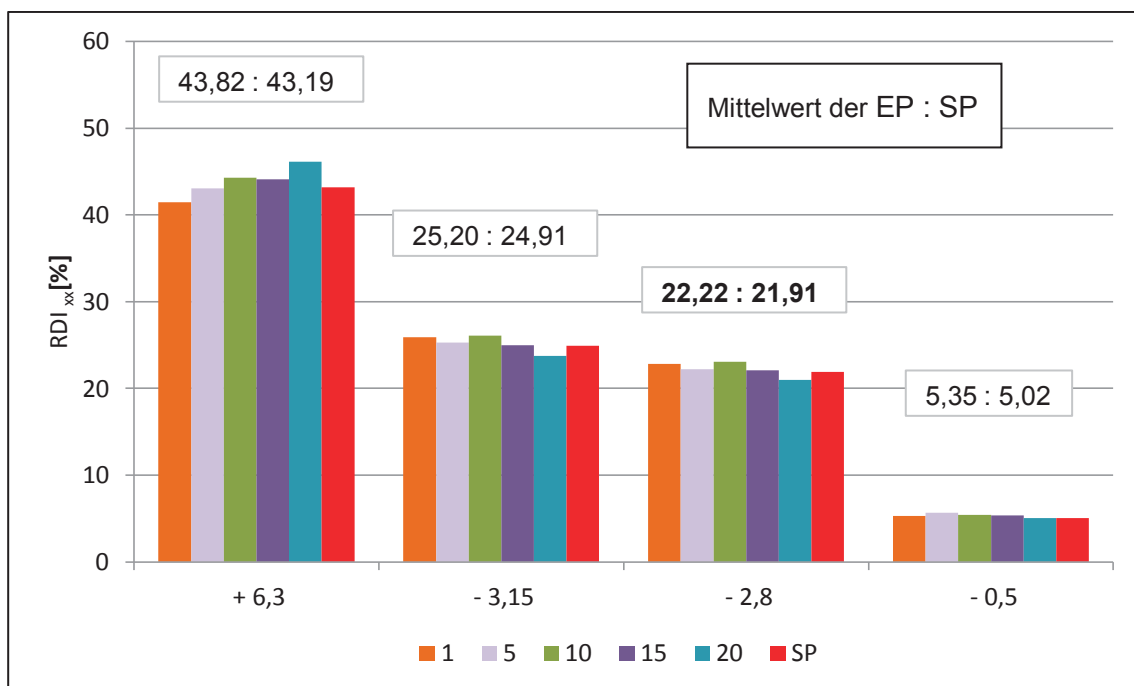


Abbildung 4-14: Vergleich des RDI der EP und SP

Bei der Abbildung ist EP 10/15 nicht dargestellt, da der Versuch keiner Probe zugeordnet werden kann.

Es ist zu sehen, dass EP 1 den geringsten Widerstand gegen den Niedertemperaturkornzerfall aufweist. Weiters ist zu erkennen, dass selbst die größte Differenz zwischen dem Mittelwert der EP und der SP nicht mehr als 1 % beträgt.

In **Tabelle 4-II** sind die Ergebnisse aller Versuche nochmals aufgelistet.

Tabelle 4-II: Ergebnisse des RDI:

Probe	RDI _{+6,3} [%]	RDI _{-3,15} [%]	RDI _{-2,8} [%]	RDI _{-0,5} [%]
EP 1	41,48	25,92	22,83	5,27
EP 5	43,05	25,27	22,20	5,63
EP 10	44,29	26,06	23,05	5,45
EP 10/15	51,19	22,31	20,07	5,07
EP 15	44,13	25,00	22,07	5,37
EP 20	46,15	23,75	20,96	5,03
SP _{alt}	39,56	26,99	23,58	5,33
WH 1	45,39	24,21	21,30	5,21
WH 2	39,98	25,83	22,67	5,20
WH 3	44,45	24,65	21,75	4,76
WH 4	46,59	22,87	20,22	4,61

Es ist zu erkennen, dass SP mit 39,56 % eine relativ schlechte Festigkeit bei leichter Reduktion und niedrigen Temperaturen aufweist.

4.1.10 Diskussion der Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles

Ebenso bei diesem Vergleich beträgt der Wert r 5,25 %. Somit kann die Probe gemäß der Norm mit einer Differenz von 0,32 % als „identisch“ und reproduzierbar gelten. Gemäß dem Institut für Erzaufbereitung sollte der RDI einen Wert zwischen 20 – 30 % annehmen. Dieses Kriterium wird von allen Proben erfüllt.

SP weist nur einen geringen Widerstand gegen den Niedertemperaturkornzerfall auf. Dieses Ergebnis könnte mehrere Ursachen haben. Einerseits wurde SP noch vor dem Versuch durch mehrmaliges Mischen im Gegensatz zu den Einzelproben zusätzlich mechanisch belastet, was durchaus Auswirkungen auf die Festigkeit der Probe haben könnte. Andererseits kann aufgrund der geringen Probenmenge (500 g) schon ein einziges grobes Korn, welches durch die mechanischen Belastungen während der Versuchsdurchführung, zerfällt, das Ergebnis beeinflussen.

Bei Bezugnahme auf die Literatur erklärt sich auch das Ergebnis von EP 1, da meist eine bessere Reduzierbarkeit mit einem schlechteren Niedertemperaturzerfall-Verhalten einhergeht.

4.1.11 Lichtmikroskopische Untersuchungen

Zunächst werden Schlitte der 1. Versuchsreihe angefertigt, anschließend auch von den Versuchen vom 18.12 und 23.12. Einiger dieser Schliffbilder der EP 10 in der Korngröße 6,3-8 mm sind in den **Abbildungen 4-15 bis 4-22** zu sehen.

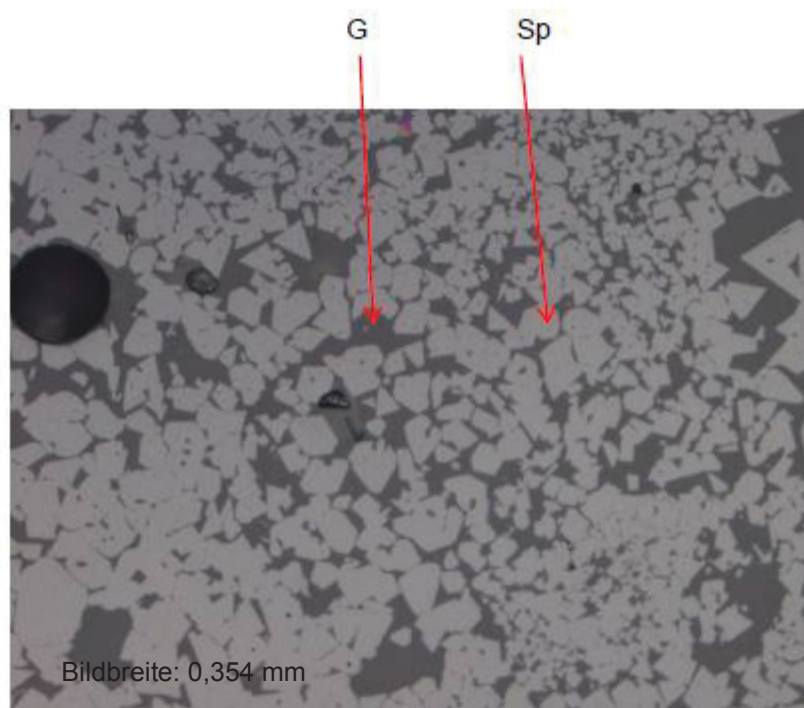


Abbildung 4-15: Schliffbild-Glasphase und Magnetitspinell

H (Erzrelikt)

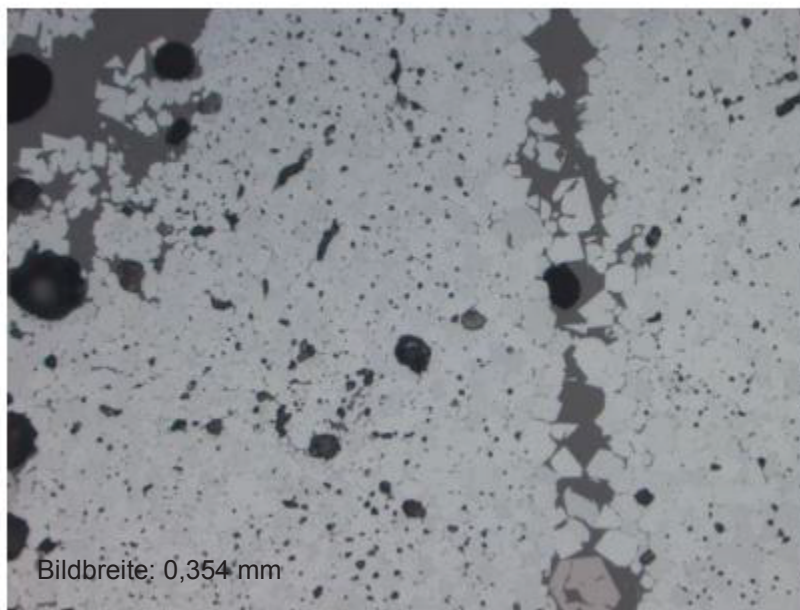


Abbildung 4-16: Schliffbild-Hämatit als Erzrelikt

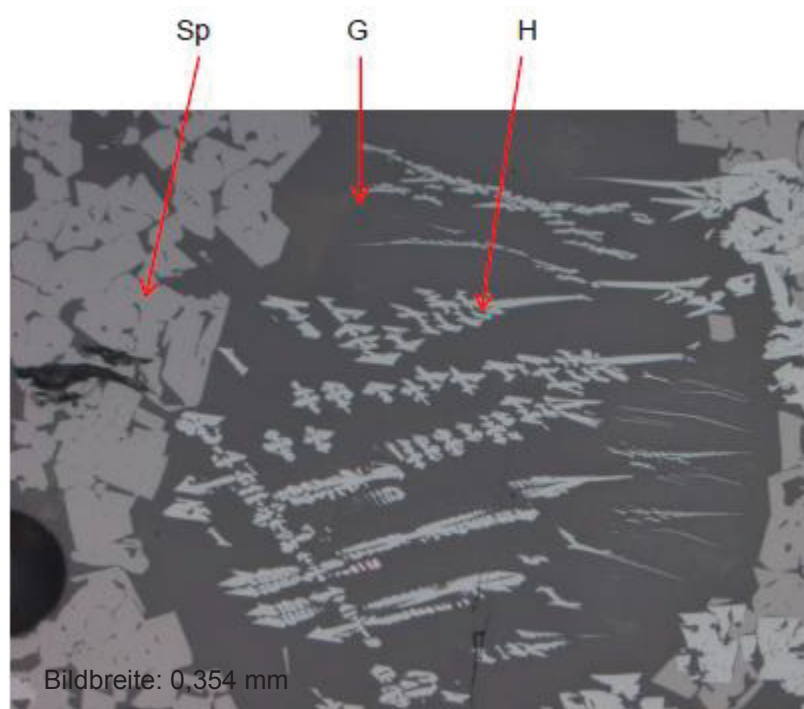


Abbildung 4-17: Schliffbild-Magnetitspinell, Glasphase und Hämatitdendriten

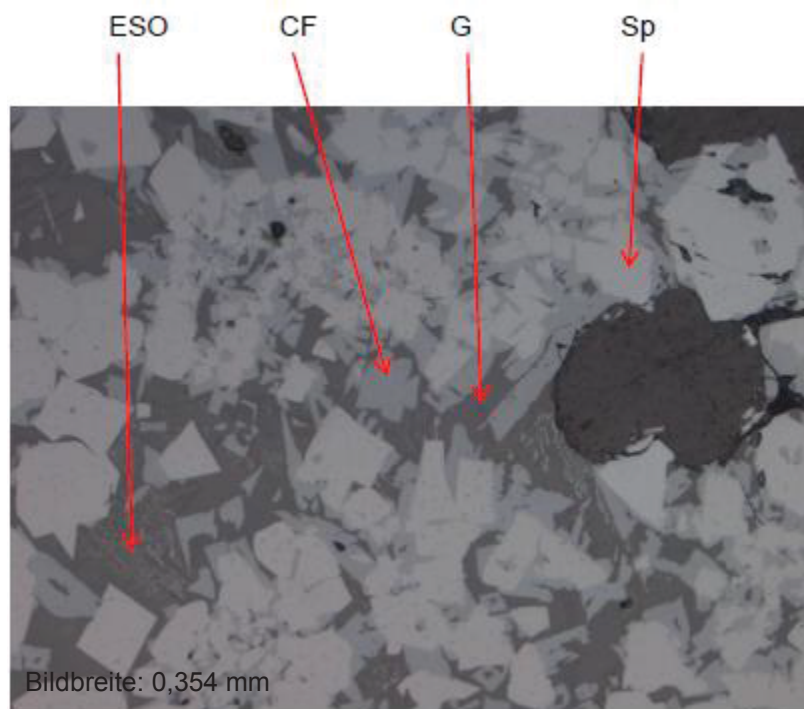


Abbildung 4-18: Schliffbild-Eisensilikatoxide, Calcioferrite, Glasphase und Magnetitpinell

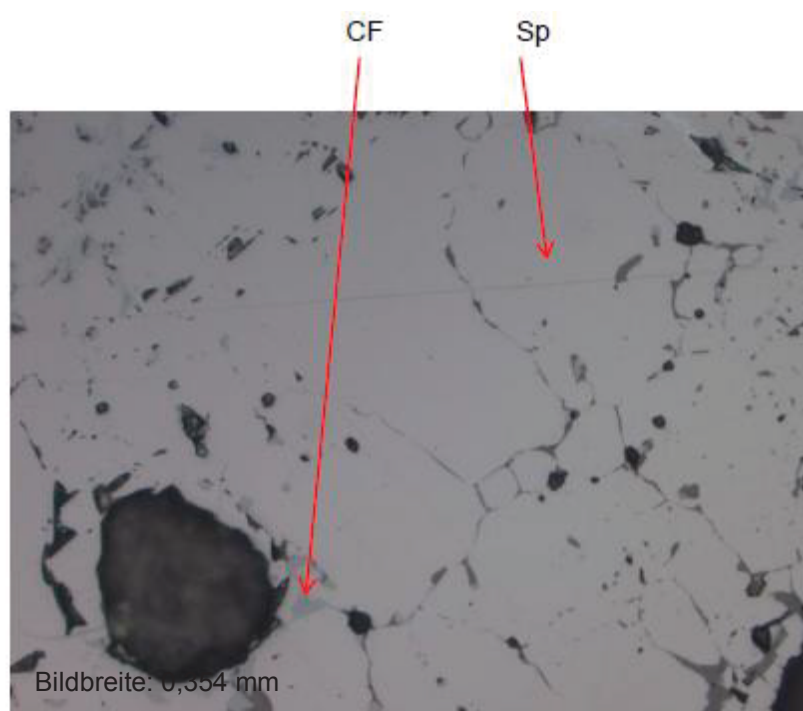


Abbildung 4-19: Schliffbild-Calcioferrite und Magnetitpinell

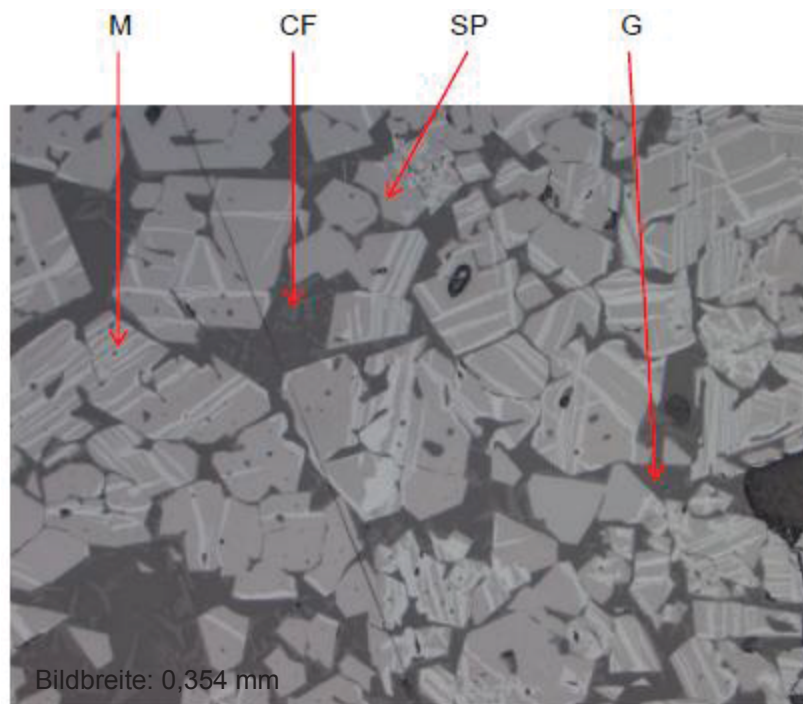


Abbildung 4-20: Schlibbild-Martit, Calcioferrite, Magnetitpinell und Glasphase

In den obigen Abbildungen ist zu erkennen, dass bereits innerhalb einer Einzelprobe und einer gewissen Korngröße der Sinter unterschiedliche Bereiche aufweist. Daher ist der Vergleich zwischen zwei unterschiedlichen Sintern mittels Lichtmikroskopie schwierig.

Aufgrund der Inhomogenität einer Einzelprobe erfolgte nach den lichtmikroskopischen Untersuchungen der ersten Versuchsreihe auch ein Vergleich der Sinterbestandteile derselben Probe in derselben Korngröße. Um den Anteil der einzelnen Bestandteile vergleichen zu können, werden zwei verschiedene Körner desselben Schliffes systematisch abgerastert und jeder einzelne Punkt einer Phase zugeordnet. Dabei werden etwa 1500 verschiedene Punkte aufgezeichnet und anschließend prozentuell auf die gesamte Probe aufgeteilt.

Daher wird ein Schliff der EP 10 mit der Korngröße 10-12,5 mm angefertigt, um zwei Körner derselben Größe derselben Einzelprobe miteinander zu vergleichen. Das Ergebnis ist in Abbildung **4-21 a und b** dargestellt.

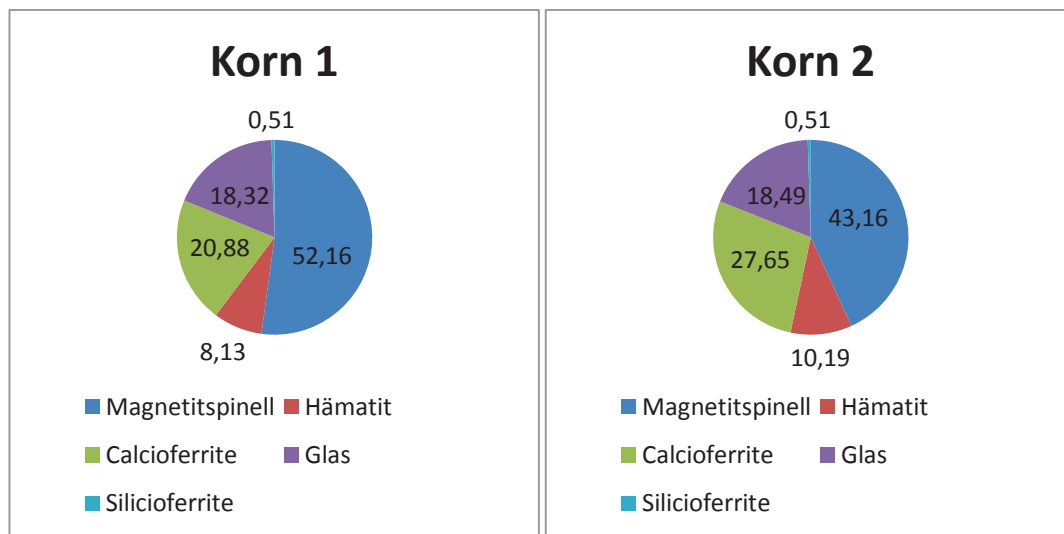


Abbildung 4-21 a,b: Vergleich Anteil der Phasen innerhalb eines Kornes

Dabei ist zu sehen, dass sich der Anteil einzelner Phasen auch innerhalb derselben Probe und derselben Korngröße unterscheidet, wie beispielweise Calcioferrite mit beinahe 7 % Differenz. Es wird hierbei keinerlei Unterschied zwischen den verschiedenen Arten der jeweiligen Phasen gemacht, sodass keine Information bezüglich der Stöchiometrie der Calcioferrite oder Silicioferrite vorliegt oder die Art und Menge der Fremdatome im Spinell. Dies hätte eventuell die Unterschiede nochmals vermehrt.

Momentan gibt noch keine Möglichkeit Schliffe automatisiert zu betrachten, was einen Vergleich der unterschiedlichen Proben oder unterschiedlichen Korngrößen vereinfachen würde. Da bereits bei gleicher Probe und gleicher Korngröße ein Unterschied der Phasen vorhanden ist, ist ein Vergleich unterschiedlicher Sinter kaum möglich. Ebenso wäre aufgrund der fehlenden Automatisierung und damit verbundenen langen Dauer der Analyse ein Vergleich der Proben mittels Lichtmikroskop im täglichen Betrieb wirtschaftlich wenig sinnvoll.

4.2 Vergleich unterschiedlicher Sinter

In diesem Absatz werden die Ergebnisse der vier unterschiedlichen Probestage miteinander verglichen. Dabei wird im Falle mehrerer Ergebnisse (z.B. 12.11.) jeweils der Mittelwert herangezogen. Dies gilt auch für jene Versuche, welche zur Verifizierung der Ergebnisse mehrmals durchgeführt wurden.

4.2.1 Ergebnisse der chemischen Analyse

In den **Abbildungen 4-22** und **4-23** sind jeweils die Ergebnisse der chemischen Analyse dargestellt. Es werden jeweils die Kornfraktionen 10-12,5 mm miteinander verglichen.

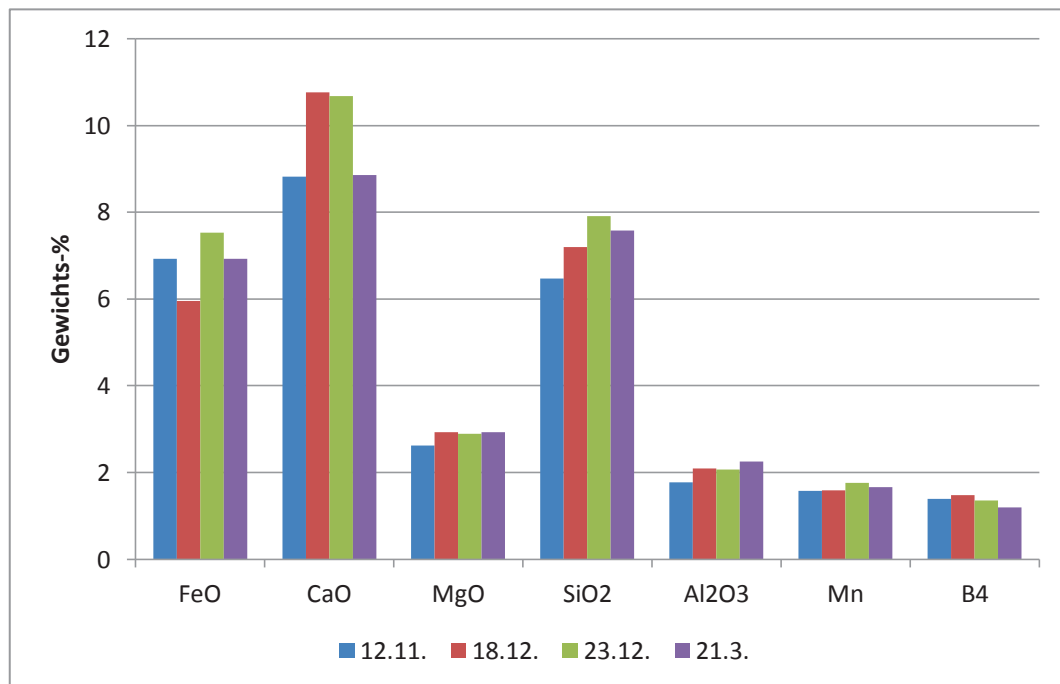


Abbildung 4-22: Vergleich der CA verschiedener Sinter (Teil 1)

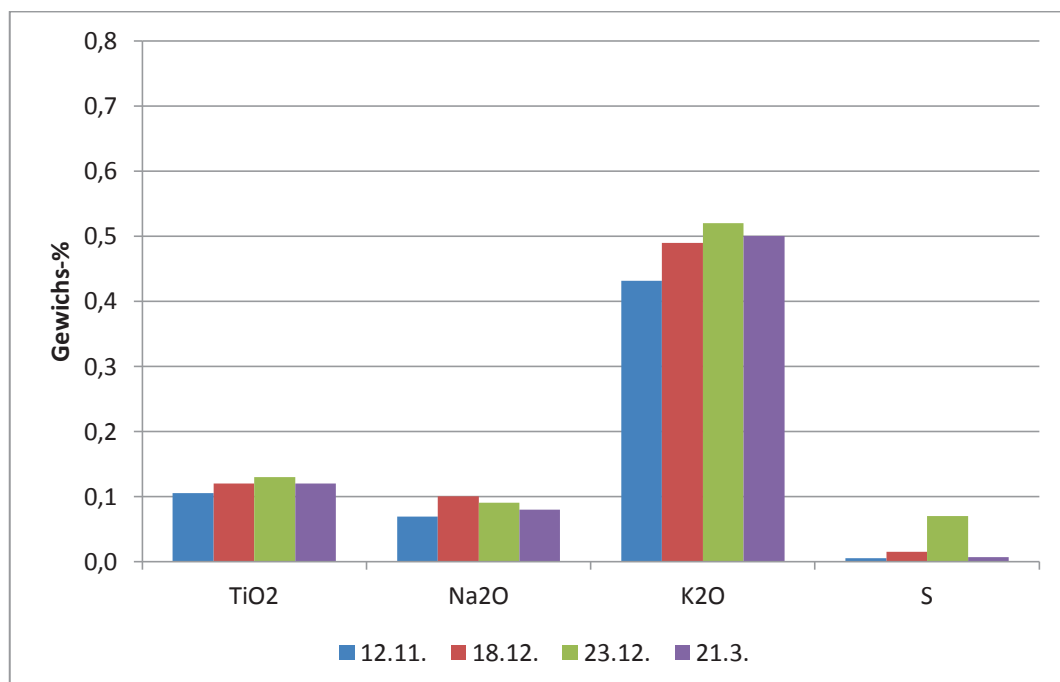


Abbildung 4-23: Vergleich der CA verschiedener Sinter (Teil 2)

Weiters ist in **Tabelle 4-III** der Fe-Gehalt und $B_4 \left(\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \right)$ dargestellt.

Tabelle 4-III: Chemische Analyse verschiedener Sinter

in [%]	Fe	FeO	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	S	B ₄ [-]
12.11.	54,41	6,93	8,82	2,63	6,47	1,77	1,57	0,10	0,07	0,43	0,005	1,39
18.12.	51,92	5,95	10,77	2,93	7,20	2,09	1,59	0,12	0,10	0,49	0,015	1,47
23.12.	51,73	7,53	10,68	2,89	7,91	2,07	1,76	0,13	0,09	0,52	0,070	1,36
21.3.	52,74	6,93	8,86	2,93	7,58	2,25	1,66	0,12	0,08	0,50	0,007	1,20

Der erhöhte CaO-Anteil im Dezember ist ersichtlich, ebenso wie ein höherer Na₂O-Anteil und eine höhere Basizität. Außerdem ist ein geringer FeO-Anteil am 18.12. bemerkbar sowie eine hoher S-Anteil am 23.12.

Interessant werden die einzelnen Ergebnisse, wenn man die einzelnen Einsatzstoffe und Zielwerte betrachtet. Obwohl die Erzzusammensetzung vom 12.11. und 18.12. im Gegensatz zum 23.12. dieselbe ist, so ähneln sich die Ergebnisse im Dezember teilweise mehr. Weiters sollte am 12.11. und 18.12 eine Basizität von 1,35 erreicht werden, welche mit 1,47 am 18.12. überschritten wird. Ebenso liegt die Basizität am 23.12. mit 1,36 über den gewünschten 1,25.

4.2.2 Diskussion der Ergebnisse der chemischen Analyse

Die Ursachen der Ergebnisse sind vermutlich direkt im Einsatzmaterial zu finden. So wird am 12.11. weniger Rückgut aus dem Hochofen zur Sintererzeugung eingesetzt, was sicherlich Auswirkungen auf die Mischgutzusammensetzung hat. Ebenso könnten die höhere Mischgutfeuchte sowie die höhere Zündtemperatur im Dezember den Fertigsinter beeinflussen. Der hohe S-Anteil am 23.12. spiegelt sich auch in dem Gehalt des SO₂-Rauchgases wieder. Wodurch jedoch der hohe Schwefelgehalt entsteht, kann nicht vollständig geklärt werden. Der erhöhte SiO₂-Anteil im Dezember jedoch kann allerdings dem erhöhten SiO₂-Anteil im Kalksplitt zugeordnet werden. Weiters wird am 12.11. ein höherer Anteil an Koksgrus beigegeben, welcher die Bildung der einzelnen Phasen beeinflusst.

4.2.3 Ergebnisse der Korngrößenverteilung

Die Korngrößenverteilung der vier unterschiedlichen Sinter ist in **Abbildung 4-24 und 4-25** dargestellt.

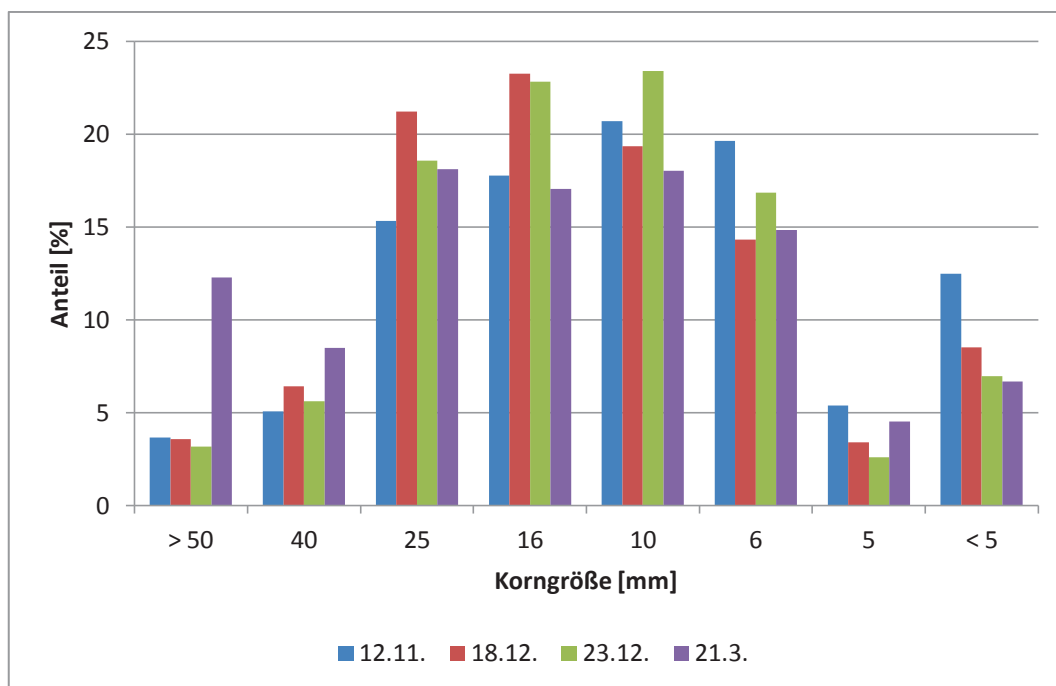


Abbildung 4-24: Vergleich der KGV verschiedener Sinter

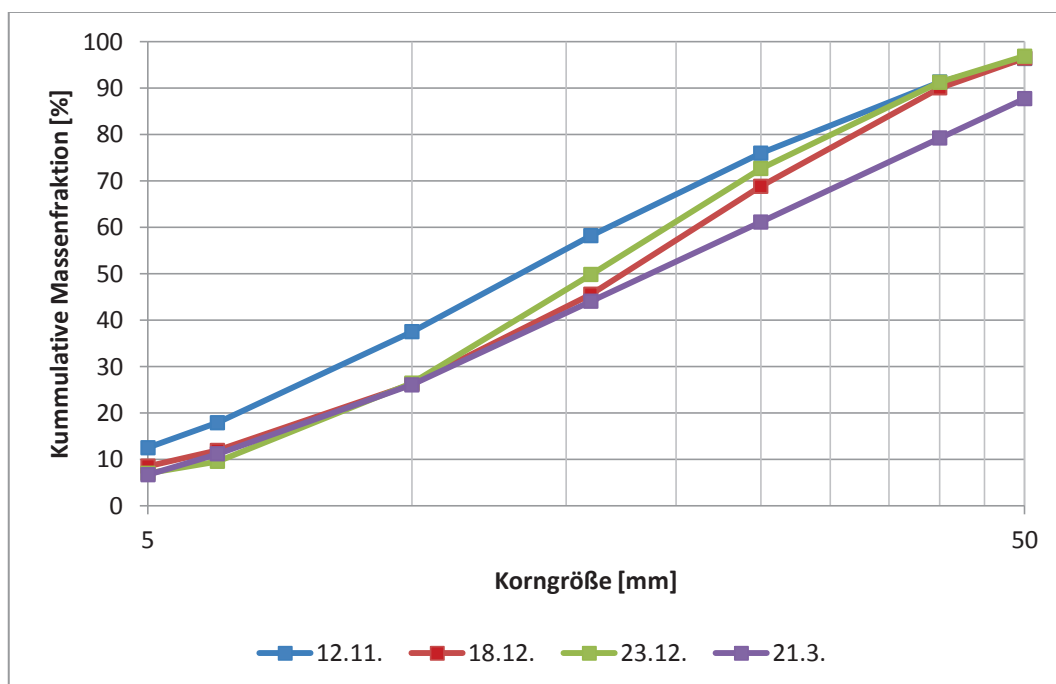


Abbildung 4-25: Vergleich der KGV verschiedener Sinter (kumulative Summenkurve)

Auf diesen Abbildungen sind zwei Dinge zu sehen: einerseits der hohe Grobkornanteil von 20,77 % ≥ 40 mm vom 21.3, andererseits der hohe Feinkornanteil von 17,86 % ≤ 5 mm am 12.11. Im mittleren Bereich weisen die verschiedenen Tage unterschiedliche Ergebnisse von bis zu 6 % auf.

4.2.4 Diskussion der Ergebnisse der Korngrößenverteilung

Bei allen Proben wird ein maximal zulässiger Feinkornanteil von 25 % < 10 mm laut der Studiengesellschaft für Erzaufbereitung überschritten. Allerdings überschreitet lediglich die Probe vom 12.11. die – laut internen Vorgaben erlaubten – 10 % Feinkornanteil. Der maximale Grobkornanteil von weniger als 10 % wurde bei jeder Probe außer 21.3. eingehalten.

Der Grund dafür ist weder aus den Ergebnissen der chemischen Analyse noch aus dem Prozessdaten ersichtlich.

4.2.5 Ergebnisse der Kaltfestigkeit

Die Werte der Kaltfestigkeit und dazu analog die Ergebnisse des Abriebes sind in **Abbildung 4-26** bzw. **4-27** dargestellt.

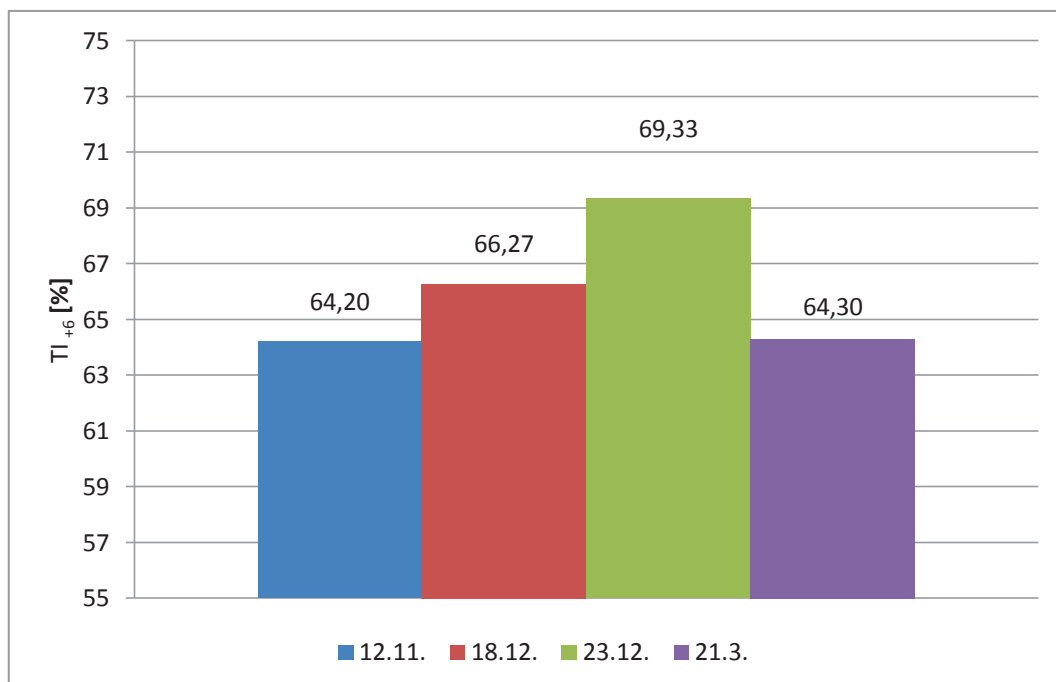


Abbildung 4-26: Vergleich des TI verschiedener Sinter

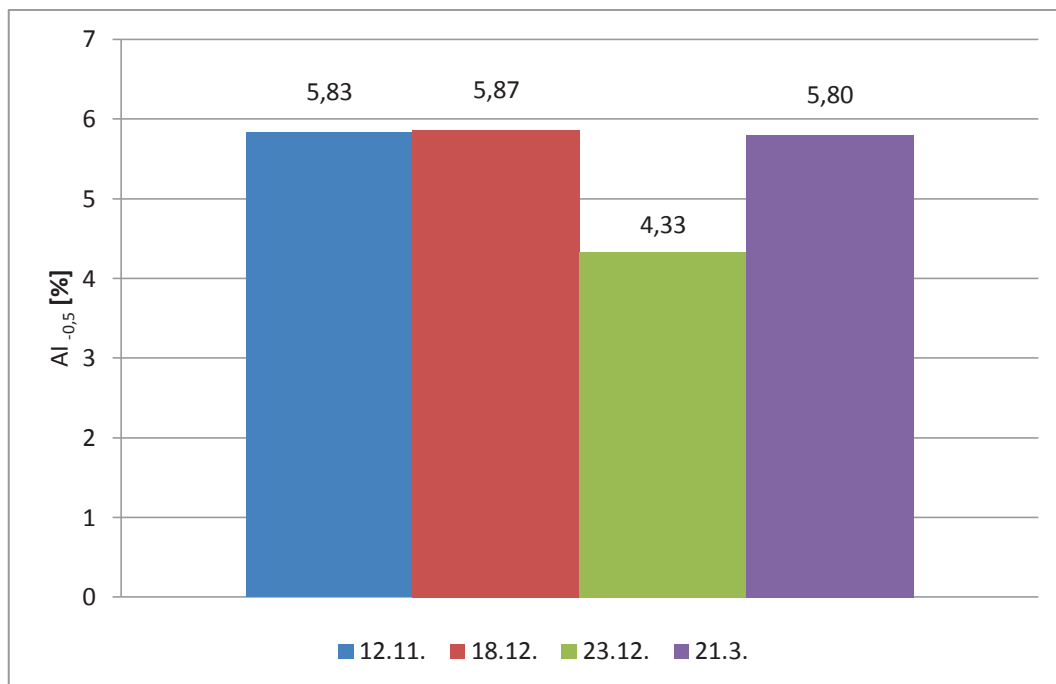


Abbildung 4-27: Vergleich des Al verschiedener Sinter

Deutlich zu sehen ist der erhöhte TI des Sinters vom 23.12., welcher analog einen niedrigen Al aufweist. Die anderen Ergebnisse weisen mit maximal 2,07 % nur geringe Abweichungen untereinander auf. Außerdem sind alle TI über den gewünschten 63,5 %, sowie alle Al unter den erlaubten 7 %.

4.2.6 Diskussion der Ergebnisse der Kaltfestigkeit

Der TI des 23.12. spiegelt sich auch im Rückgut des Sinters wieder, welcher am 23.12. unter den anderen Tagen liegt (siehe Tabelle 3-I).

Eine Erklärung könnten dafür der erhöhte CaO-, SiO₂-, FeO und Schlackenbildneranteil sein. Dies zeigen auch Vergleiche in dieser Arbeit, welche in den Abbildungen **4-28 a-d** zu sehen sind. Bei dem Vergleich werden alle Ergebnisse miteinander verglichen und nicht nur der Mittelwert des gesamten Tages.

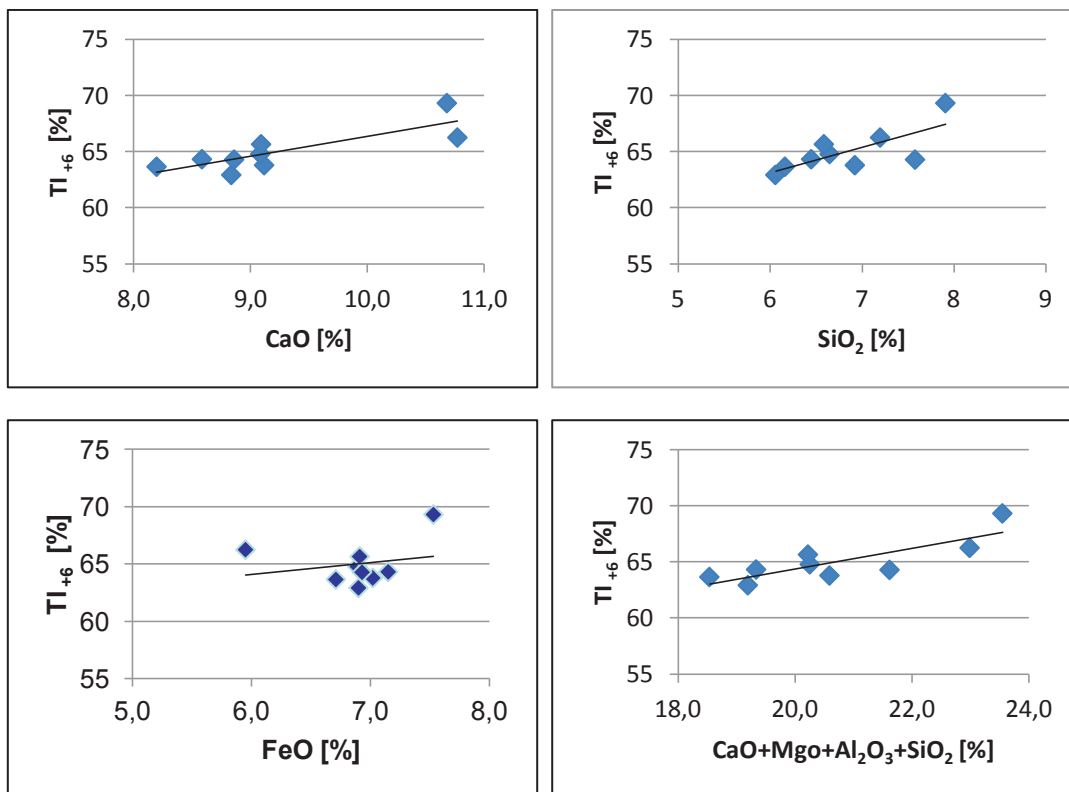


Abbildung 4-28 a-d: Einfluss von CaO, SiO₂, FeO und Schlackenbildner auf TI

Diese Diagramme bieten eine mögliche Erklärung für den Wert der Kaltfestigkeit von der Probe des 23.12. Ein hoher CaO-Anteil verbunden mit einem hohen FeO- bzw. SiO₂-Anteil fördert die Bildung von Calciomagnetiten und -silikaten, welche sich positiv auf die Kaltfestigkeit auswirken.

4.2.7 Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles

Die Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles sind in **Abbildung 4-29** dargestellt.

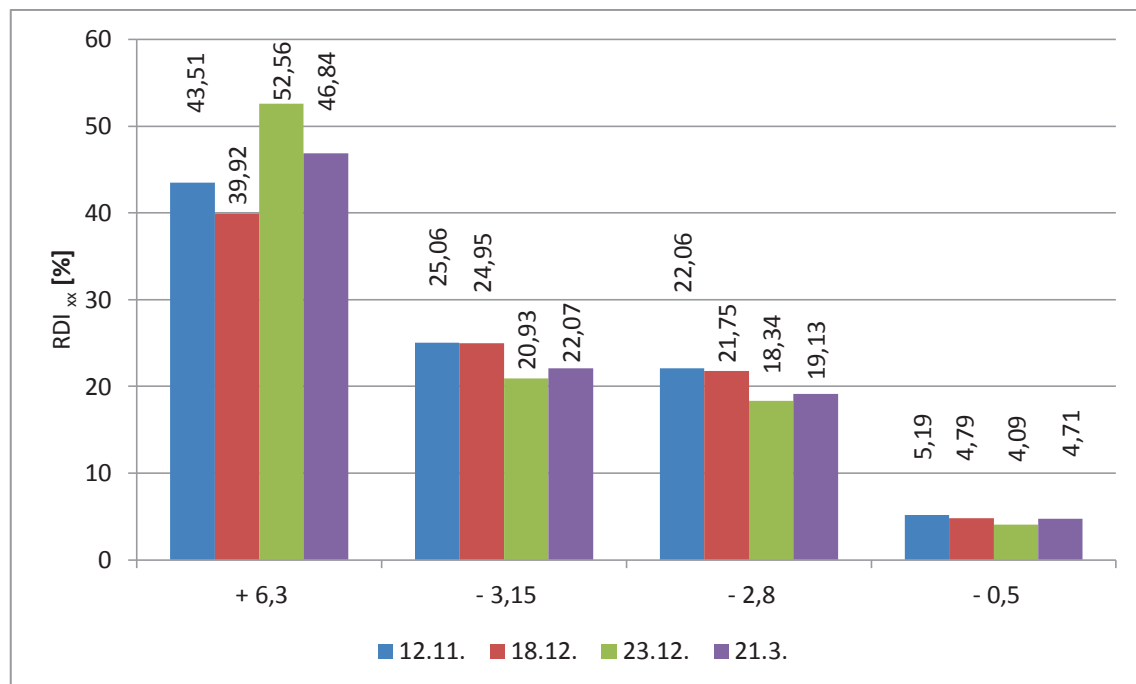


Abbildung 4-29: Vergleich des RDI verschiedener Sinter

Es ist zu erkennen, dass auch bei leichter Reduktion und niedrigen Temperaturen der 23.12. erhöhte Werte aufweist. Weiters zeigen die Ergebnisse, dass sowohl der RDI_{2,8} der Probe 23.12. als auch 21.3. unter den 20 % liegt und somit sogar über den Erwartungen der Studiengesellschaft für Erzaufbereitung.

4.2.8 Diskussion der Ergebnisse des Niedertemperaturkornzerfalles

Der 23.12. weist nicht nur einen erhöhten Widerstand gegen Niedertemperaturkornzerfall, sondern auch einen erhöhten TI auf. In Übereinstimmung mit dem entstehenden Rückgut kann somit generell von einer guten Festigkeit ausgegangen werden.

Die Ursache für dieses Ergebnis ist jedoch unklar. Gemäß der Literatur (Vergleich Abbildung 2-14) steigt der RDI ab einer Basizität von 1,4. Dies würde jedoch bedeuten, dass 18.12. den besten Wert besitzt, was jedoch im Zuge dieser Untersuchung nicht bestätigt werden konnte, sondern im Gegenteil besitzt der 18.12. den schlechtesten Wert. Auch ein Vergleich der Parameter ergibt im Zuge der Arbeit ergibt das genaue Gegenteil, wie in **Abbildung 4-30** dargestellt ist.

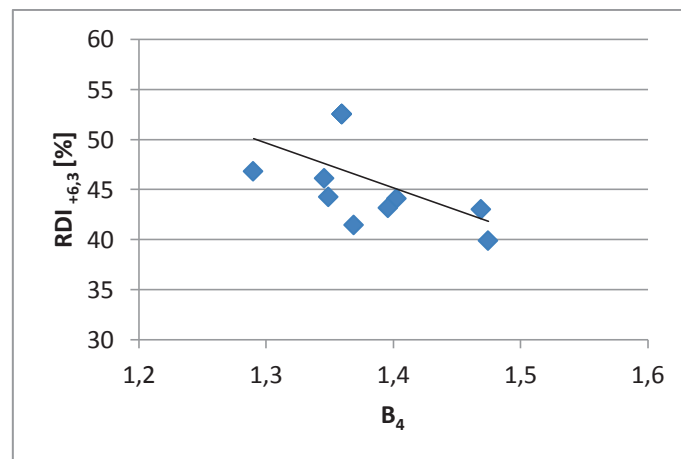


Abbildung 4-30: Einfluss von Basizität auf RDI

Allerdings könnte der höhere FeO-Anteil den RDI vom 23.12. erklären. Da Hämatit den Niedertemperaturkornzerfall verursacht, steigt der RDI mit zunehmendem FeO-Anteil und auch ein Vergleich – dargestellt in **Abbildung 4-31** – zeigt dieselben Tendenzen.

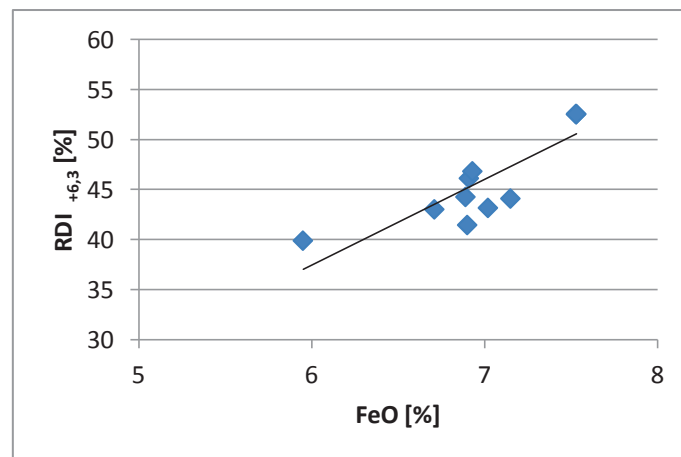


Abbildung 4-31: Einfluss von FeO auf RDI

Der FeO-Anteil dieser Probe ist der höchste Anteil, der in dieser Arbeit gemessen wurde. Analog zu dem Ergebnis der chemischen Analyse, der Literatur sowie dem internen Vergleich ist dies eine mögliche Erklärung für den RDI am 23.12. Weiters würde es auch den RDI vom 18.12. erklären, welcher den niedrigsten FeO-Anteil aller Proben aufweist.

4.2.9 Ergebnisse des Reduktionsversuches

Die Reduktionskurven der Proben sind in **Abbildung 4-32** dargestellt.

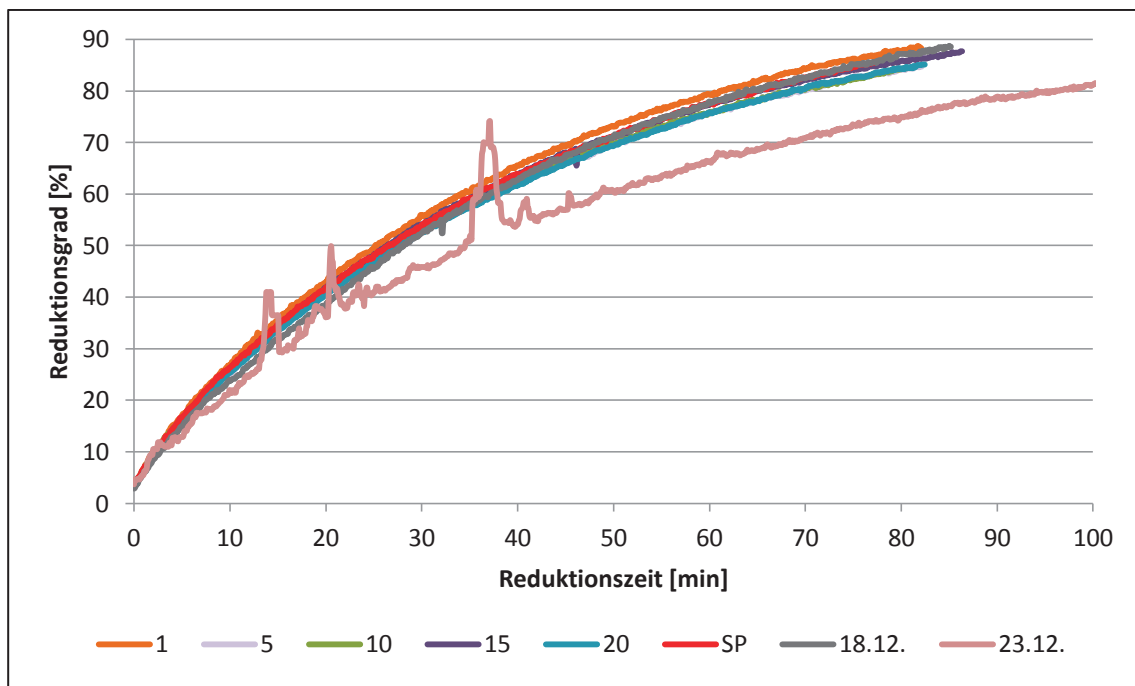


Abbildung 4-32: Vergleich der Reduktionskurve verschiedener Sinter

Der 23.12. weist eine unregelmäßige Kurve auf. Aufgrund des Verlaufes kann davon ausgegangen werden, dass eine Störung der Messgeräte aufgetreten ist. Daher wird der RI des 23.12. noch zwei weitere Male ermittelt. Zum besseren Vergleich ist nicht nur die RI, sondern auch die Reduktionskurve und t_{80} in den **Abbildungen 4-33 – 4-35** dargestellt.

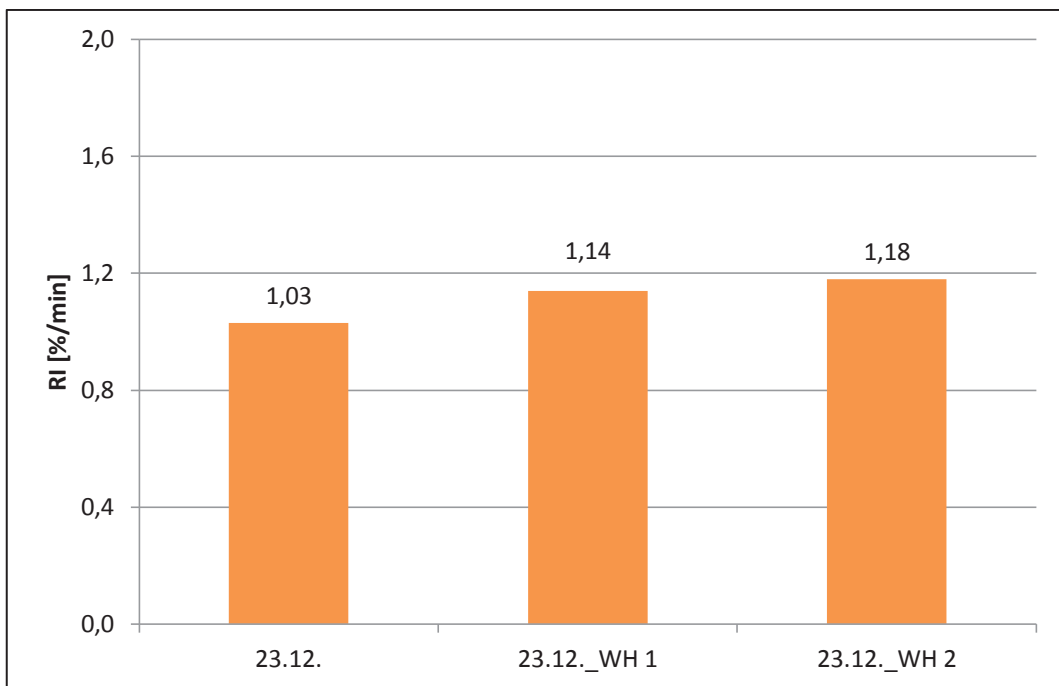


Abbildung 4-33: Wiederholungsversuch des RI

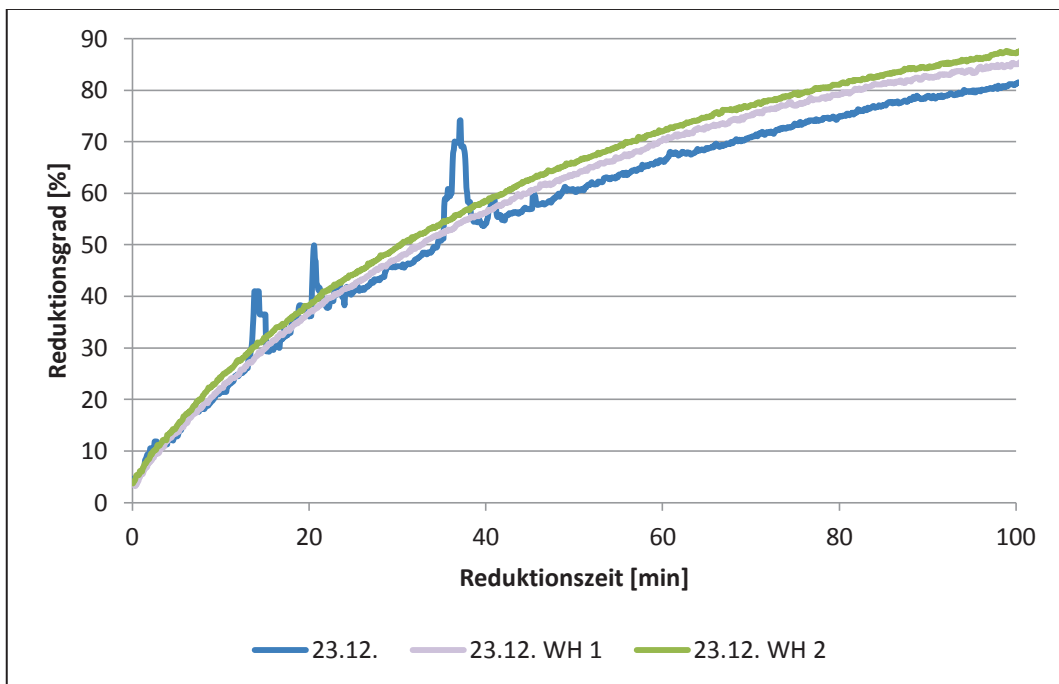


Abbildung 4-34: Wiederholungsversuch der Reduktionskurve

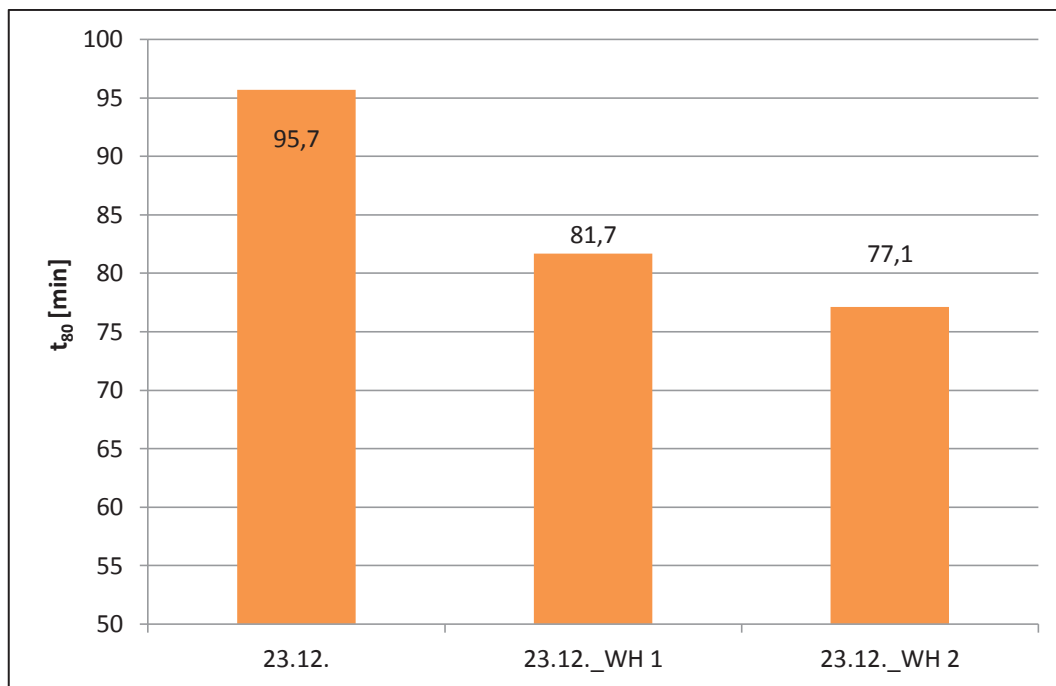


Abbildung 4-35: Wiederholungsversuch der t_{80}

Dabei fällt auf, dass der RI im Vergleich zu den Ergebnissen der anderen Tage noch immer einen niedrigen Wert besitzt, jedoch der ursprüngliche Wert höher als die Wiederholungversuche ist und auch die Kurven des Wiederholungversuches gleichmäßiger sind.

Aufgrund der ISO 4695 wird Bezug auf den berechneten Mittelwert der Vergleichswerte genommen. Ein direkter Vergleich der Ergebnisse in Zahlen ergibt einen Mittelwert von 1,117 %/min. Laut Norm darf die Abweichung $\pm 0,085$ %/min betragen. Dies ergibt ein erlaubtes Spektrum von 1,032 – 1,202 %/min reicht. Daher gilt die Probe selbst mit dem ursprünglichen Wert als homogen.

Dennoch kann aufgrund der Unregelmäßigkeit der ursprünglichen Reduktionskurve von einer Störung der Messgeräte ausgegangen werden. Daher wird bei direktem Vergleich der verschiedenen Sinter der Mittelwert der Wiederholungversuche herangezogen. Die Ergebnisse sind in den **Abbildungen 4-36 bis 4-38** zu sehen.

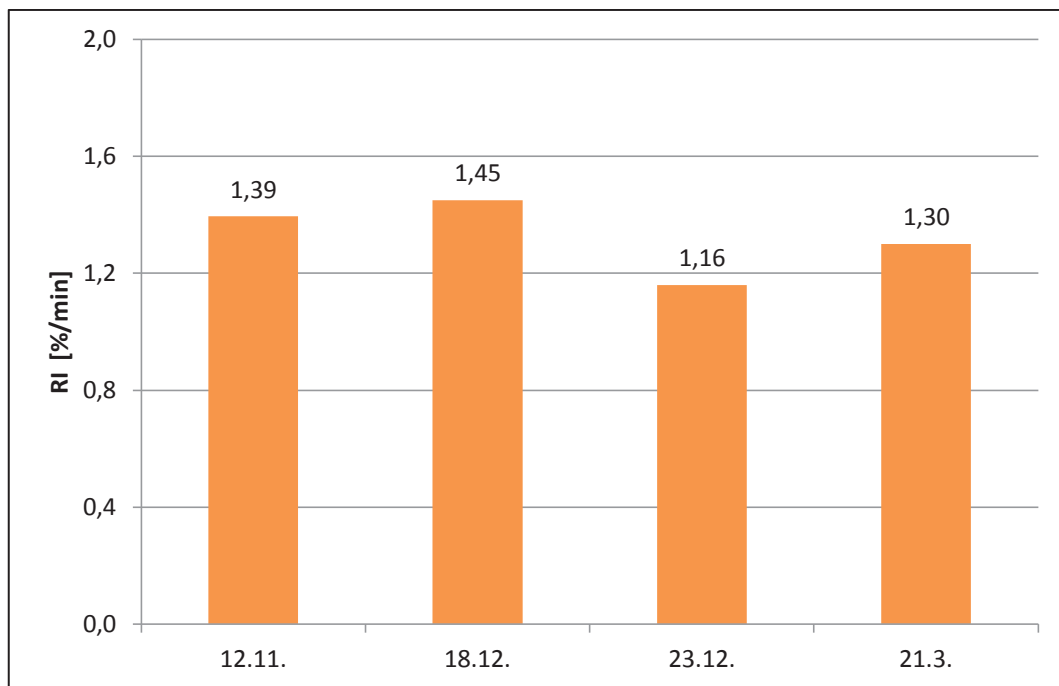


Abbildung 4-36: Vergleich des RI verschiedener Sinter

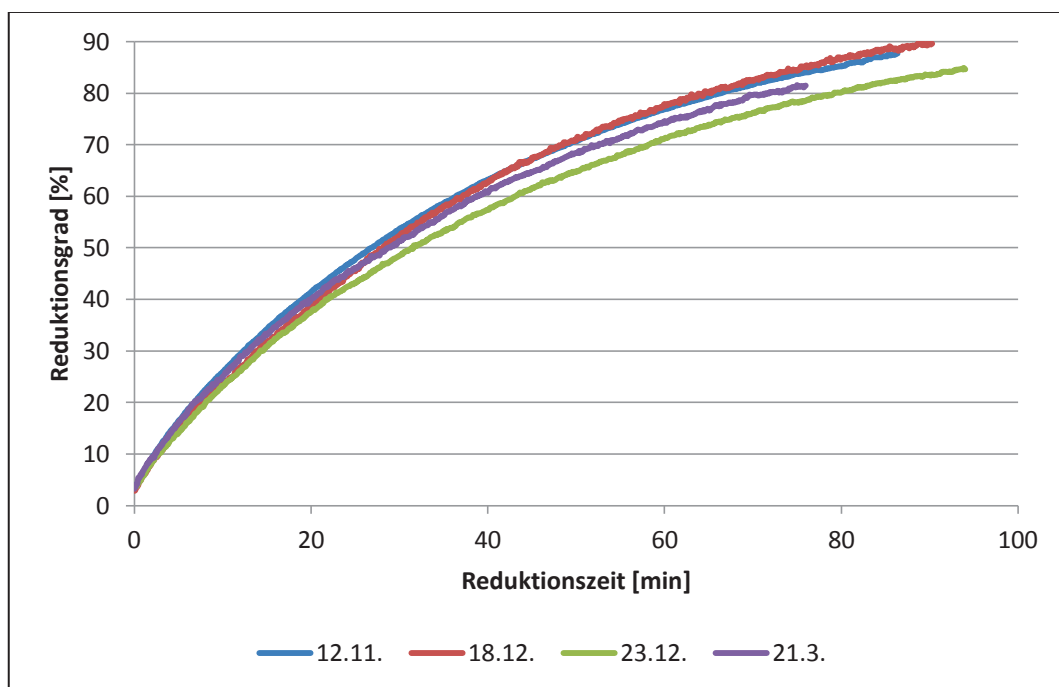


Abbildung 4-37: Vergleich der Reduktionskurve verschiedener Sinter

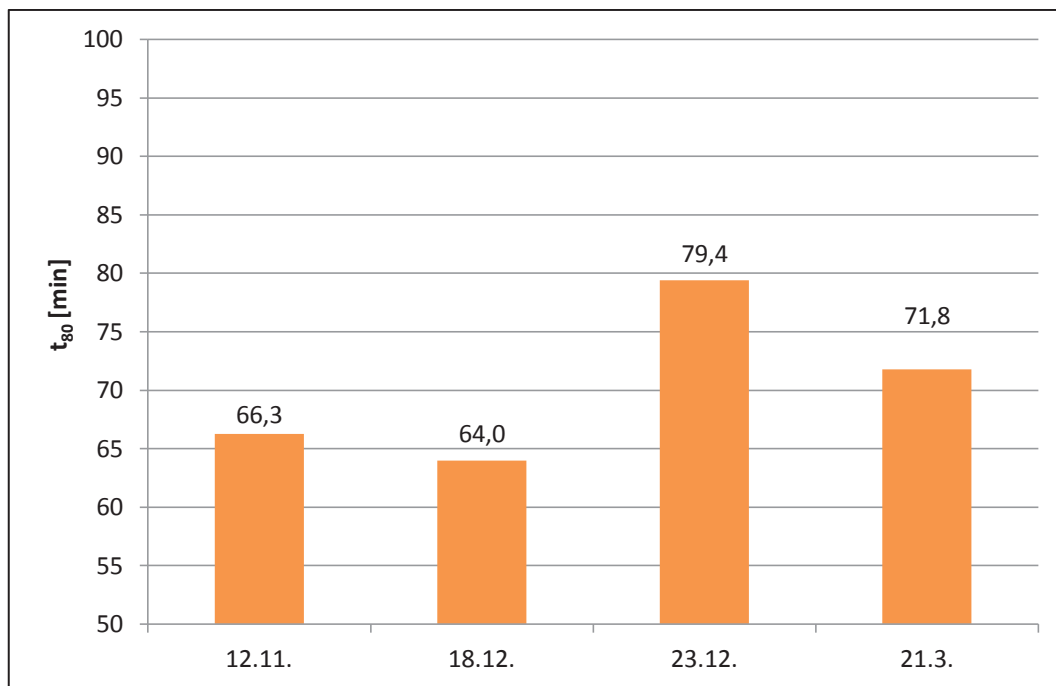


Abbildung 4-38: Vergleich der t_{80} verschiedener Sinter

Bei dem Vergleich der verschiedenen Sinter nimmt der Unterschied der einzelnen Reduktionskurven mit zunehmendem Fortschritt zu.

In allen drei Abbildungen ist zu erkennen, dass die Probe des 23.12. wie erwartet die schlechteste Reduzierbarkeit aufweist. Die Probe des 18.12. hingegen besitzt die beste Reduzierbarkeit. Dieses Ergebnis stimmt mit den Erwartungen aufgrund der RDI-Werte überein.

4.2.10 Diskussion der Ergebnisse des Reduktionsversuches

Eine Ursache der schlechten Reduzierbarkeit von 23.12. ist vermutlich in der chemischen Zusammensetzung zu finden.

Die Probe hat im Vergleich zu den anderen Proben einen erhöhten CaO- und SiO₂-Anteil. Dies begünstigt die Bildung von Ca-Silikaten, welche -wie in Absatz 2.3.3 erläutert - die Reduzierbarkeit negativ beeinflussen. Auch der Anteil an Al₂O₃ und MgO, welche beide die Reduzierbarkeit negativ beeinflussen, befindet sich im oberen Bereich. Dies bestätigt auch ein Vergleich, welcher in **Abbildung 4-39** zu sehen ist.

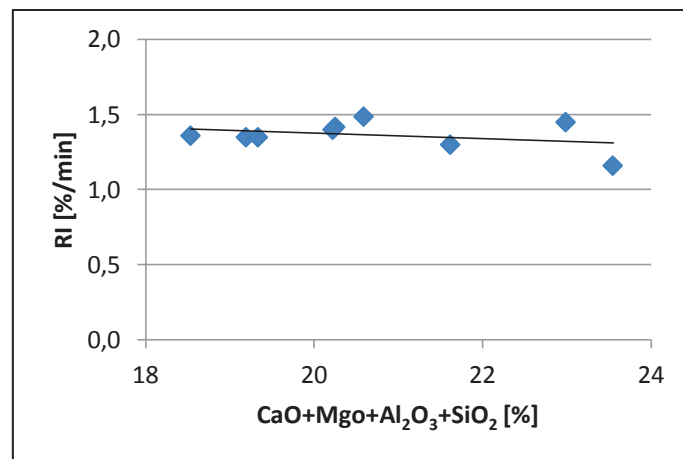


Abbildung 4-39: Einfluss von Schlackenbildnern auf RI

Außerdem weist die Probe den höchsten FeO-Anteil auf, welcher sich negativ auf die Reduzierbarkeit auswirkt. Dies bestätigt ebenfalls ein Vergleich der unterschiedlichen FeO-Gehalte, siehe **Abbildung 4-40**.

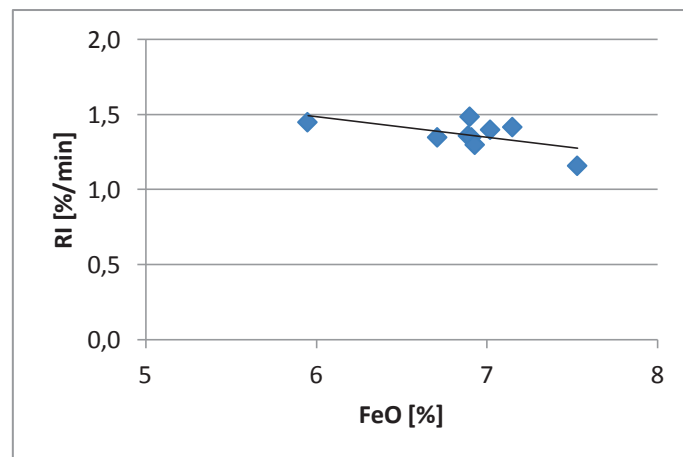


Abbildung 4-40: Einfluss des FeO-Anteiles auf RI

Aufgrund der Vergleiche wird bei einem guten RDI eine schlechte Reduzierbarkeit erwartet. Dies ist in **Abbildung 4-41** zu sehen.

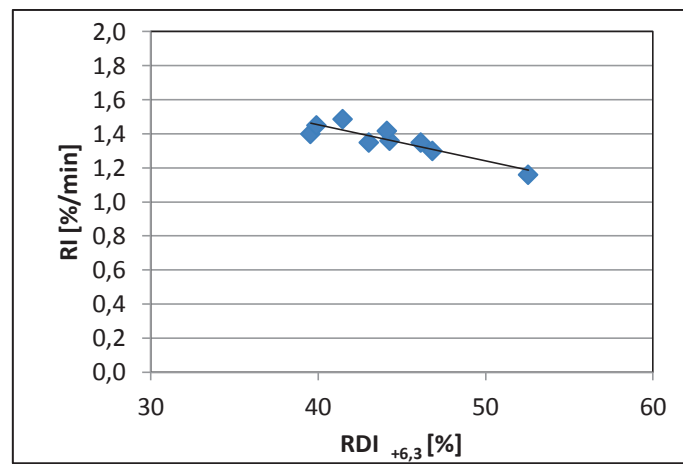
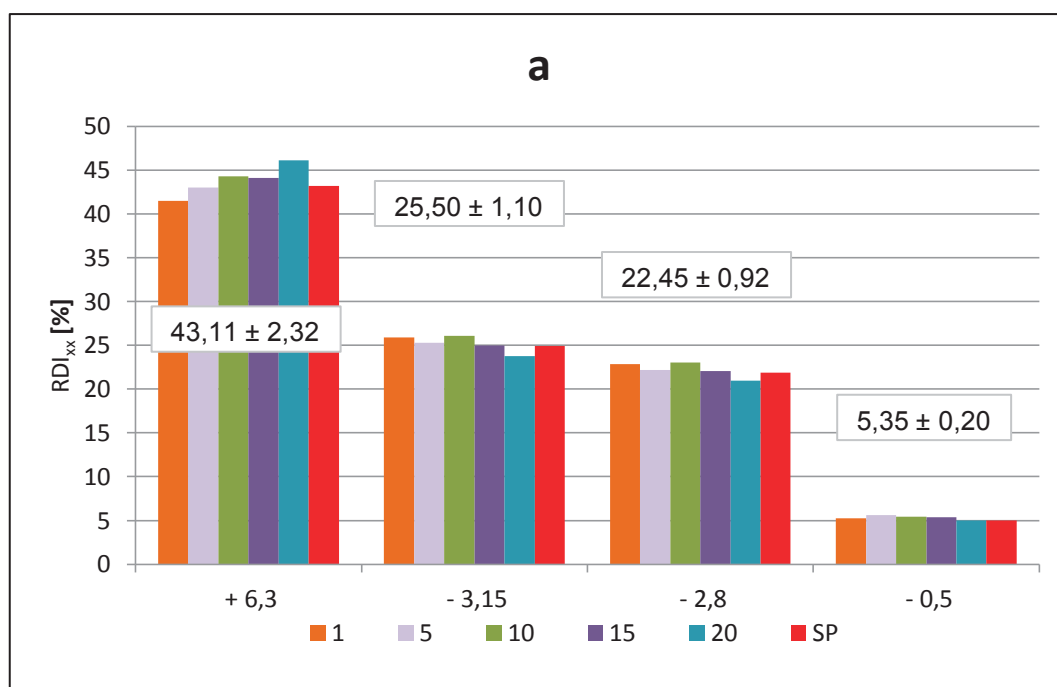


Abbildung 4-41: Wechselwirkung von RDI und RI

4.3 Zusammenfassung und Interpretation der Ergebnisse

4.3.1 Inhomogenität des Sinters

In den **Abbildungen 4-42 a, b** und **4-43 a, b** ist der Vergleich zwischen den Abweichungen der 1. Versuchsreihe und den Wiederholungsversuchen dargestellt.



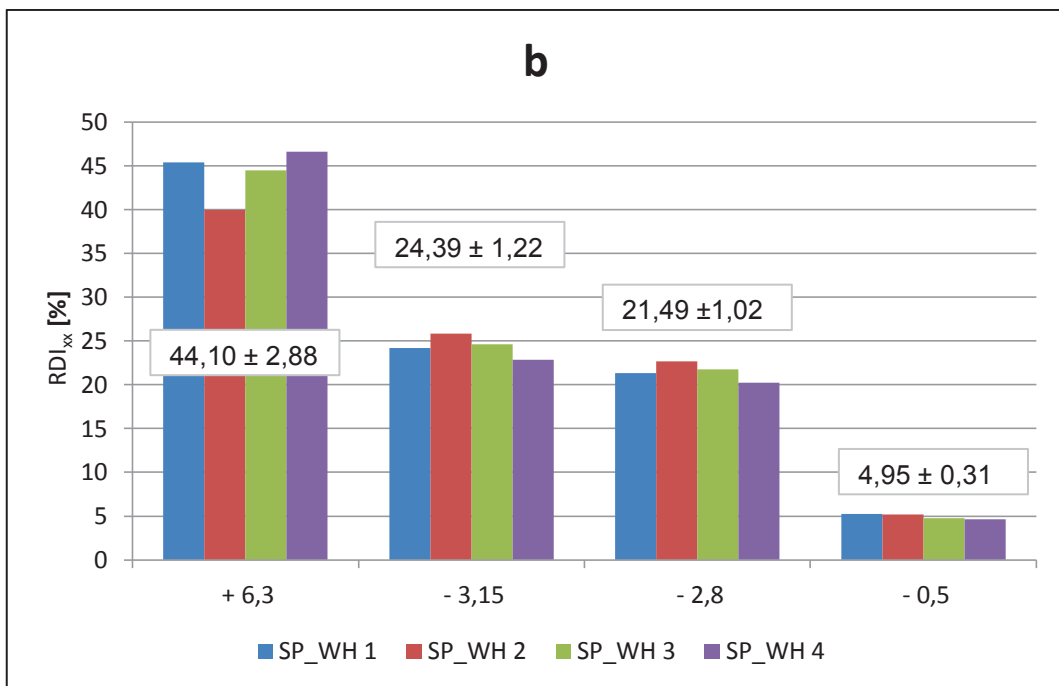
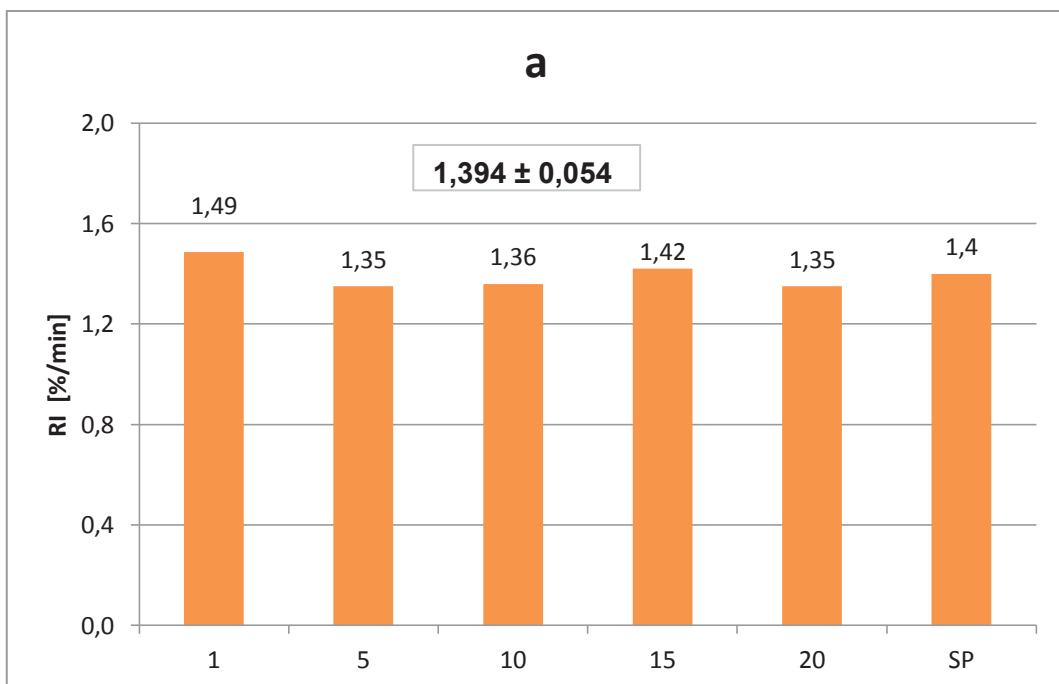


Abbildung 4-42 a,b: Vergleich der Standardabweichung zwischen der 1.Versuchsreihe und des Wiederholungsversuches RDI



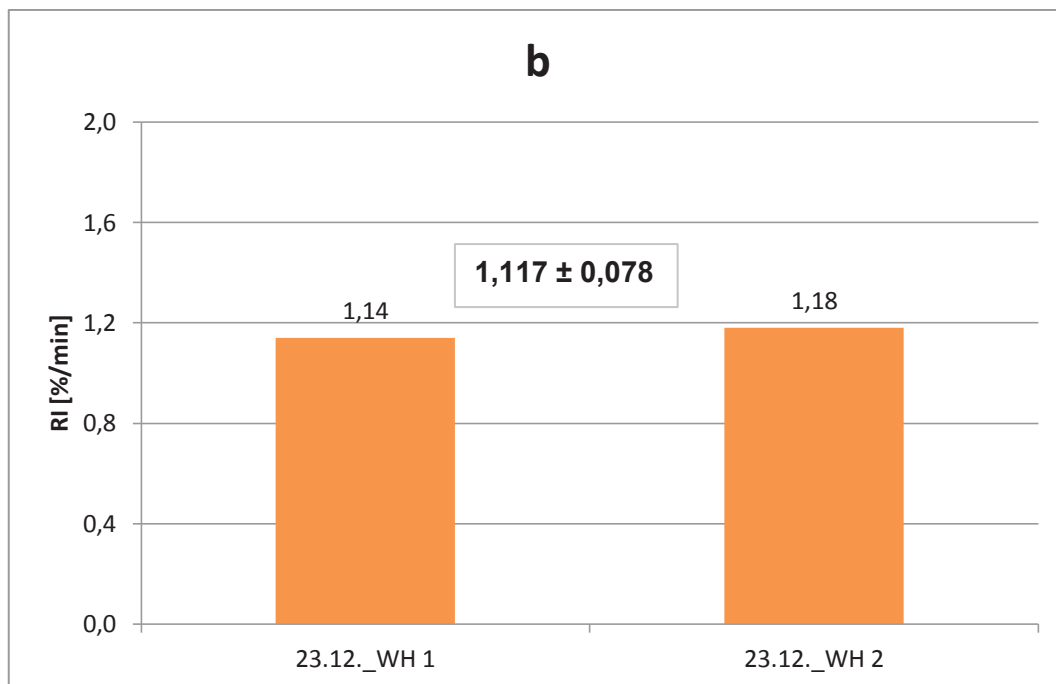


Abbildung 4-43 a,b: Vergleich der Standardabweichung zwischen der 1.Versuchsreihe und des Wiederholungsversuches RI

Bei beiden Abbildungen ist zu erkennen, dass trotz größerer Abweichungen untereinander die Standardabweichung innerhalb einer Fröhschicht geringer ist als die Standardabweichung innerhalb einer Probe. Daher kann davon ausgegangen werden, dass selbst, wenn die einzelnen Werte innerhalb einer Charge unterschiedlicher sind, der Mittelwert der Einzelproben durchaus repräsentativ ist.

4.3.2 Vergleich 1. Versuchsreihe und verschiedene Sinter

Korngrößenverteilung

Der Vergleich der Korngrößenverteilung ist in **Abbildung 4-44 a, b** dargestellt. Außerdem sind der Mittelwert und die Standardabweichung des d_{50} angegeben, dies ist der Korndurchmesser, der 50 % der kumulativen Massenfraktion entspricht.

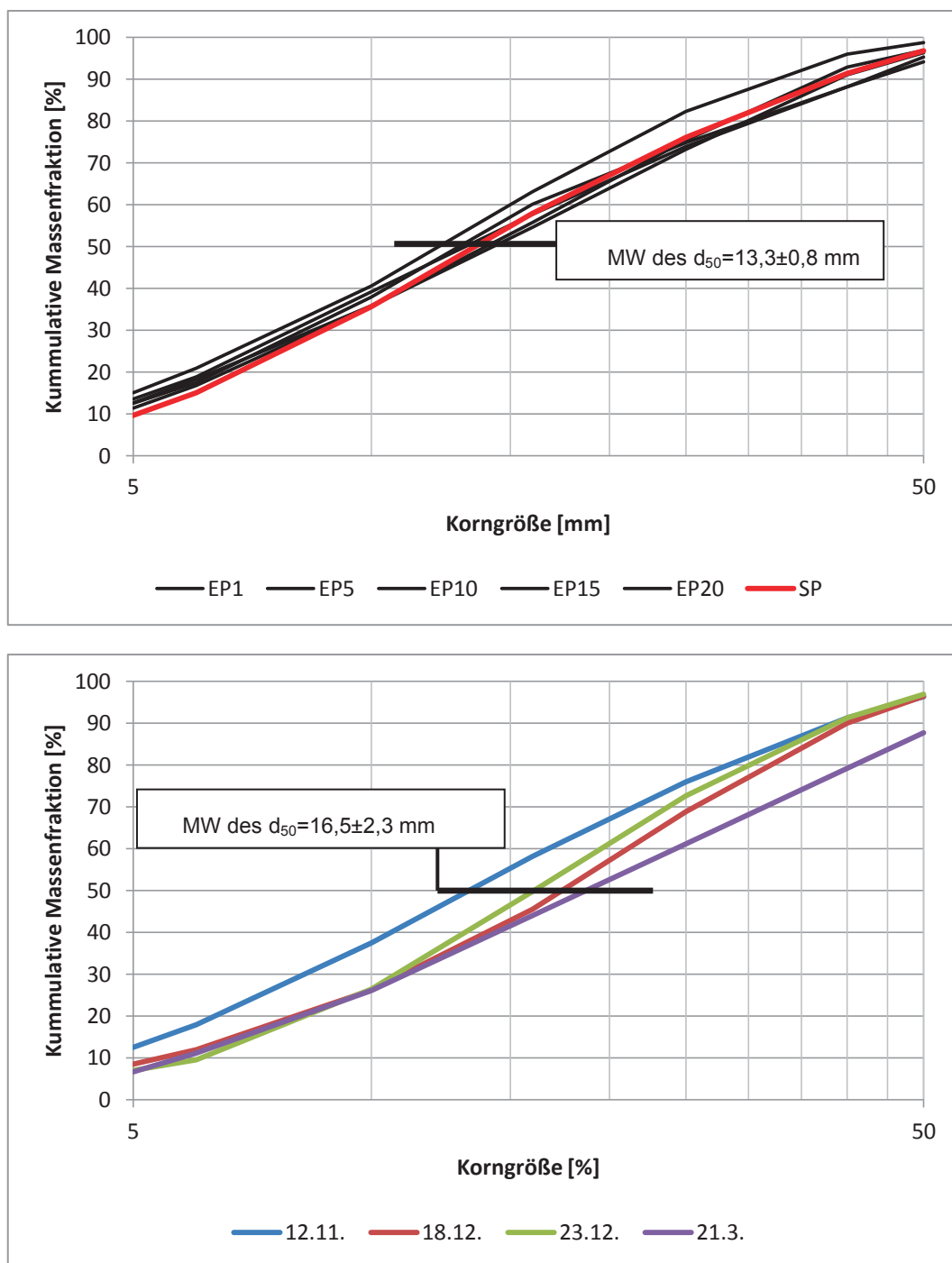


Abbildung 4-44 a,b: Vergleich KGV und d_{50} 1.Versuchsreihe und verschiedene Sinter

Hierbei ist die Standardabweichung der verschiedenen Sinter beinahe vier Mal größer als die Abweichung innerhalb einer Fröhschicht.

Kaltfestigkeit

Die Vergleiche des TI und AI sind in den **Abbildungen 4-45** und **4-46** zu sehen.

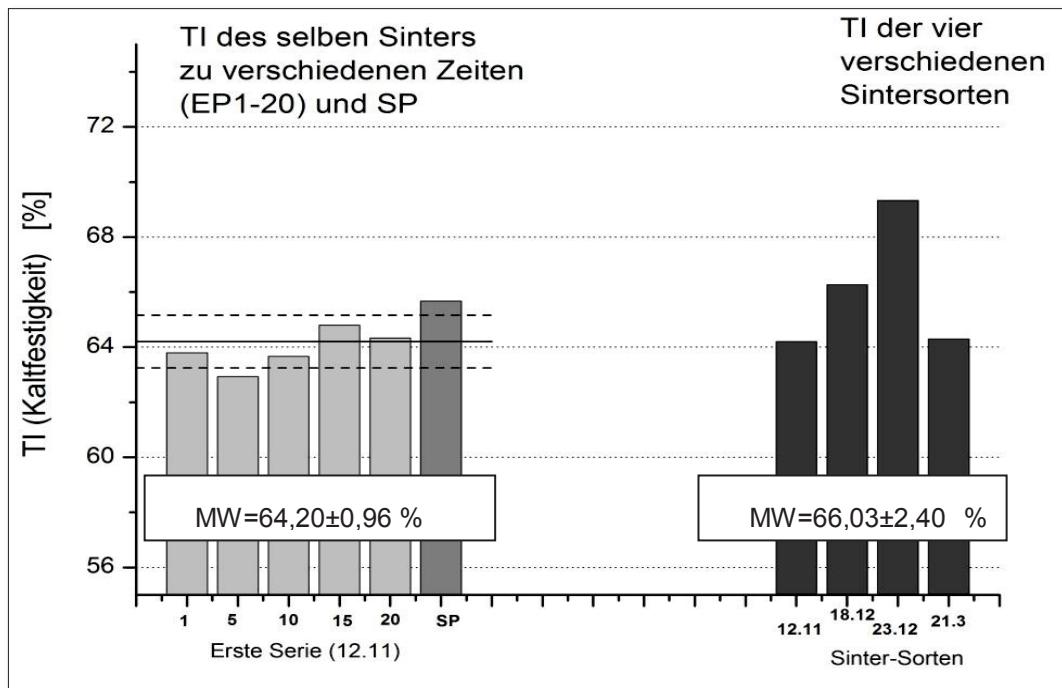


Abbildung 4-45: Vergleich der Standardabweichung des TI der 1. Versuchsreihe und verschiedener Sinter

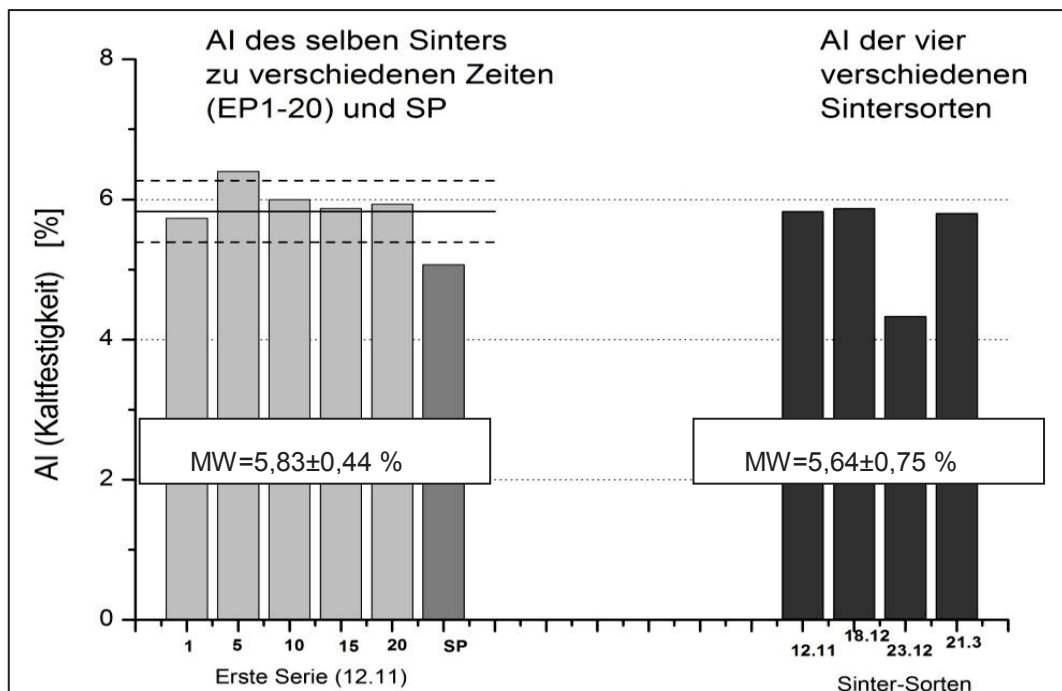


Abbildung 4-46: Vergleich der Standardabweichung des AI der 1. Versuchsreihe und verschiedener Sinter

Beim Vergleich der Kaltfestigkeiten ist die Standardabweichung der 1. Versuchsreihe geringer als jene der 2. Versuchsreihe.

Niedertemperaturkornzerfall

In der **Abbildung 4-47** ist der Vergleich des $RDI_{+6,3}$ der 1. Versuchsreihe, der Wiederholungsversuche und der unterschiedlichen Sinter dargestellt.

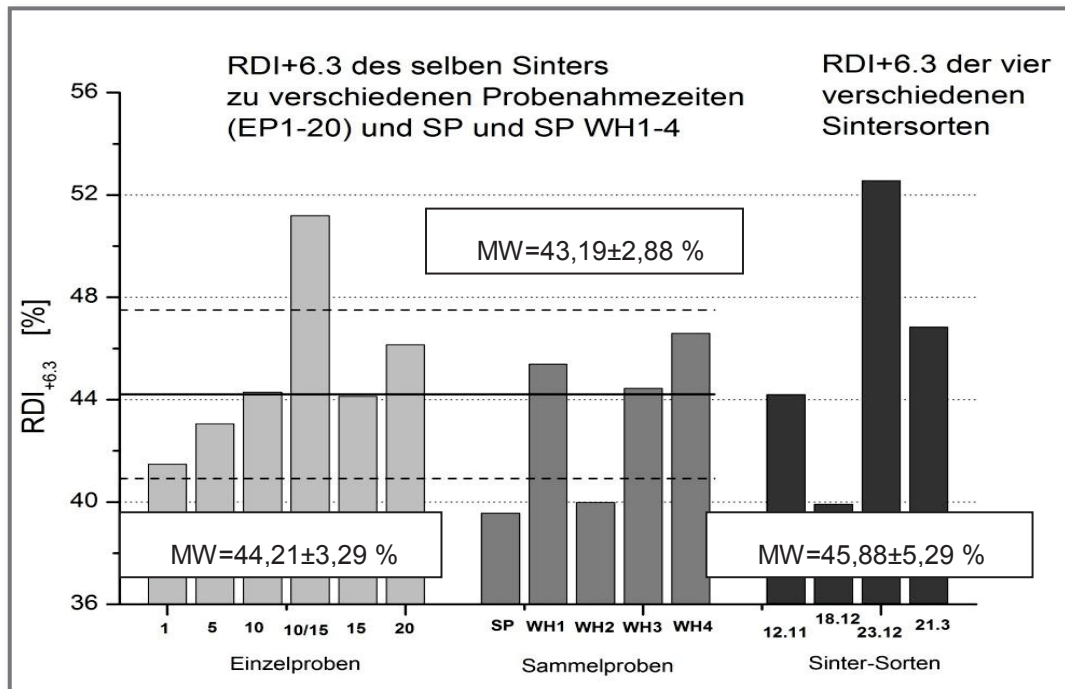


Abbildung 4-47: Vergleich RDI der 1. Versuchsreihe, Wiederholungsversuche und verschiedener Sinter

Im Vergleich zu Abbildung 4-46 ist in dieser Abbildung eine erhöhte Standardabweichung trotz geringeren Mittelwertes zu sehen. Dies ist in allen RDI-Versuchen zu erkennen, sogar beim Wiederholungsversuch mit derselben Probe.

Reduzierbarkeit

In **Abbildung 4-48** ist der Vergleich des RI der 1. Versuchsreihe, der Wiederholungsversuche und der unterschiedlichen Sinter dargestellt.

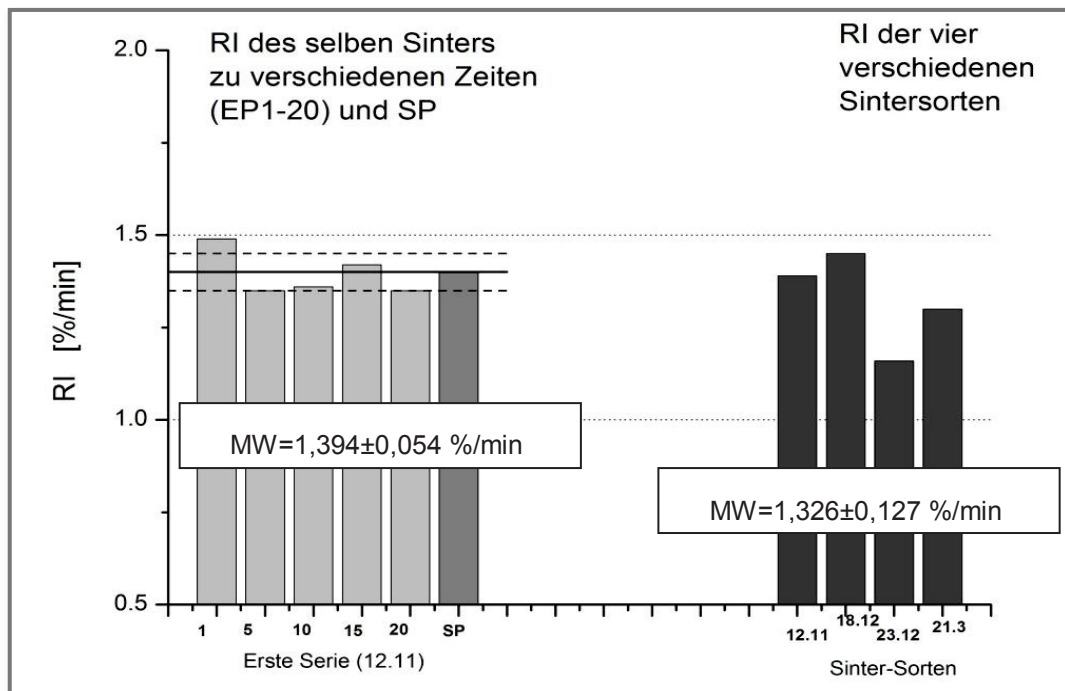


Abbildung 4-48: Vergleich RI 1.Versuchsreihe und verschiedene Sinter

Im Vergleich zur Kaltfestigkeit und zum Niedertemperaturkornzerfall ergeben sich bei dieser Abbildung nur geringe Standardabweichungen. Dies liegt jedoch an dem sehr kleinen Mittelwert von etwa 1,3-1,4 %, wodurch auch die Abweichung dementsprechend niedrigere Werte annimmt.

4.3.3 Einfluss der verschiedenen Parameter

In den **Abbildungen 4-49 a-f** sind die Einflüsse der verschiedenen Parameter auf die Qualitätskriterien des Sinters gemäß den Vergleichen dieser Arbeit dargestellt.

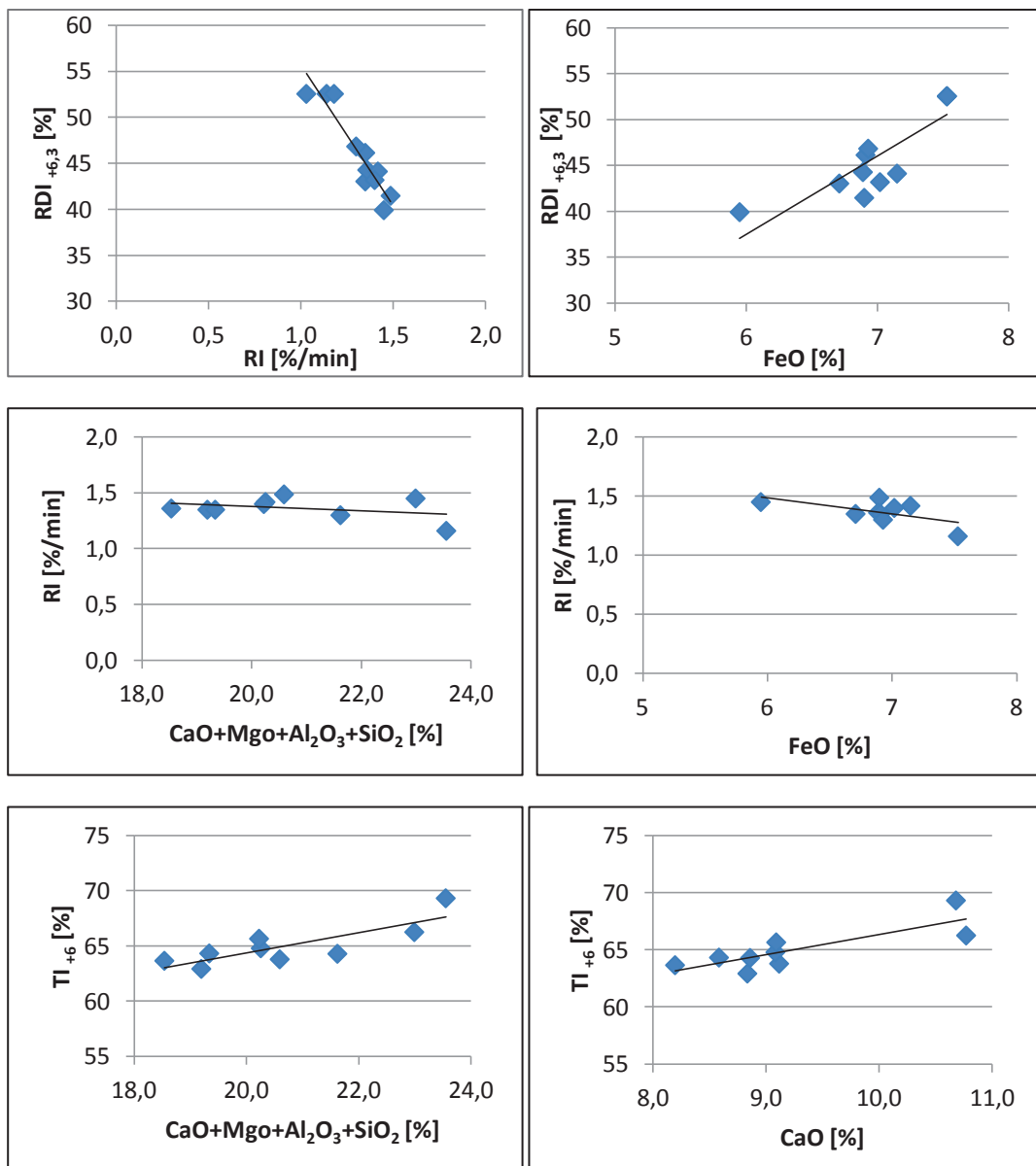


Abbildung 4-49: Einfluss der verschiedenen Parameter auf RI, RDI und TI

Dabei ist der Einfluss des FeO-Anteiles auf RDI und RI zu erkennen, was wiederum in der gegenseitigen Wechselwirkung beider Werte untereinander resultiert. Dies wird bereits in der Literatur angemerkt, da Hämatit gut reduzierbar ist, allerdings auch die Ursache für den Niedertemperaturkornzerfall ist.

5 Zusammenfassung

Im Zuge dieser Arbeit wurden zwei unterschiedliche Versuchsreihen durchgeführt.

Bei der ersten Versuchsreihe wurden die Abweichungen innerhalb einer Charge im Bezug auf chemische Zusammensetzung, Kaltfestigkeit, Niedertemperaturkornzerfall, Reduzierbarkeit und Morphologie untersucht. Dabei wurden 5 Einzelproben sowie eine Sammelprobe mit genormten Versuchen analysiert und der Mittelwert der Einzelproben mit dem jeweiligen Wert der Sammelprobe verglichen.

Es konnte festgestellt werden, dass sich die einzelnen Werte innerhalb einer Charge zwar unterscheiden können, dennoch entspricht der Mittelwert annähernd dem Wert der Sammelprobe. Dies bedeutet, dass einerseits der Mittelwert der Einzelproben und andererseits die Sammelprobe Aufschluss über die Qualitätskriterien des Sinters geben. Bei Versuchen mit großen Probenmengen (KGV,...) können eventuell auch Einzelproben aussagekräftig sein, während bei Versuchen mit kleinen Probenmengen (RDI,...) eine Sammelprobe oder der Mittelwert mehrerer Einzelproben sinnvoll ist.

Bei der zweiten Versuchsreihe wurden vier verschiedene Sinter miteinander verglichen und bezüglich der gleichen Kriterien untersucht. Bei den Versuchen zeigt sich, dass bereits die chemische Analyse Rückschlüsse auf die Qualitätskriterien zulässt. Einerseits ist der Einfluss der Schlackenbildner in dieser Arbeit zu erkennen, andererseits beeinflusst der FeO-Anteil sowohl Festigkeit und als auch Reduzierbarkeit.

Bei den lichtmikroskopischen Untersuchungen ist zu erkennen, dass selbst innerhalb einer Probe einer Kornfraktion die einzelnen Phasen in unterschiedlichen Anteilen vorhanden sind. Daher ist diese Art der Analyse bezüglich der Homogenität des Sinters ungenau.

Die durchgeführten Versuche zeigen, dass die benötigte Einzelprobenanzahl von der benötigten Probenmenge des jeweiligen Versuches abhängt. Eine gut durchmischte Sammelprobe liefert ebenfalls repräsentative Ergebnisse. Weiters kann bereits die chemische Analyse durch den Einfluss von FeO und Schlackenbildnern auf Festigkeit und Reduzierbarkeit aussagekräftig sein.

Literaturverzeichnis

- [1] Schenk J.: Vorlesung Eisen und Stahlmetallurgie I, Montanuniversität Leoben, 2009.
- [2] Mali H.: Mineralogy and structures of sinters, Montanuniversität Leoben, 2009.
- [3] ISO 3271: Iron Ores - Determination of Tumble Strength, 1995.
- [4] Grebe K., H. Keddeinis und K.P. Stricker: Untersuchungen über den Niedrigtemperaturzerfall von Sinter, Stahl und Eisen 100 (1980), 17, 973-982.
- [5] Ritz. V, H. Kortmann und H.B. Lüngen.: Physikalische und metallurgische Eigenschaften von Hochofeneinsatzstoffen – Prüfverfahren und Anforderungen, VDEh-Junghochöfnertreffen, Europoort, 1996.
- [6] Ritz V.J., H. A. Kortmann and K. Koch. Reduction, softening and melting properties of pellets, sinters, lumpy ore and mixed blast furnace burdens, 2nd International Congress on the Science and Technology of Ironmaking and 57th Ironmaking Conference; Toronto; Canada; 22-25 Mar. 1998; 2nd International Congress on the Science and Technology of Ironmaking and 57th Ironmaking Conference(1998) 1635-1654.
- [7] Loo, C. E. and N. J. Bristow: Properties of iron bearing materials under simulated blast furnace indirect reduction conditions. Part I-III, Ironmaking and Steelmaking 25 (1998).
- [8] Chaigneau, R., et al: Blast furnace burden quality: laboratory simulation, Ironmaking and Steelmaking 24 (1997), 6, 461-467.
- [9] ISO 4695: Iron Ores-Determination of reducibility, 1995.

- [10] ISO 7215: Determination of relative reducibility, 1995.
- [11] ISO 11258: Iron ores for shaft direct-reduction feedstocks-Determination of the reducibility index, final degree of reduction and metallization, 2007.
- [12] ISO 4696-1: Iron ores for BF feedstocks-Determination of low-temperature reduction-disintegration indices by static method, 2007.
- [13] ISO 4696-2: Iron ores for BF feedstocks-Determination of low-temperature reduction-disintegration indices by static method, 2007.
- [14] ISO 13930: Iron ores for BF feedstocks - Determination of low-temperature reduction-disintegration indices by dynamic method, 2007.
- [15] Malysheva, T. Y., et al: Mechanism of mineral formation and metallurgical properties of sinter of basicity 1.1–3.1 at OAO MMK, *Steel in Translation* 37 (2007), 2, 126-130.
- [16] Mazanek E. und M. Wyderko: Zur Optimierung der Eigenschaften von Eisenerzsintern, *Eisenhüttenwesen* 47 (1976), 8, 457 -463.
- [17] Umadevi, T., P. C. Nelson, M. Prabhu and M. Ranjan: Influence of magnesia on iron ore sinter properties and productivity, *Ironmaking & Steelmaking* 36 (2009), 7, 515-520.
- [18] Mazanek E., Z. Obuszko, C. Bryk und M. Wyderko: Magnetisches Verfahren zur Untersuchung der Sintereigenschaften, *Stahl und Eisen* 99 (1979), 17, 920 -922.
- [19] Umadevi T., A. V. Deodhar, S. Kumar, C. S. Gururaj Prasad and M. Ranjan: Influence of coke breeze particle size on quality of sinter, *Ironmaking and Steelmaking* 35 (2008), 8, 567 -574.
- [20] Yadav, U. S., B. D. Pandey, B. K. Das and D. N. Jena: Influence of magnesia on sintering characteristics of iron ore, *Ironmaking & Steelmaking* 29 (2002), 2, 91-95.
- [21] Matsumura, M., M. Hoshi and T. Kawaguchi: Improvement of Sinter Softening Property and Reducibility by Controlling Chemical Compositions, *ISIJ International* 45 (2005), 4, 594- 602.
- [22] Hsieh L.: Effect of Raw Material Composition on the Sintering Properties, *ISIJ International* 45 (2005), 4, 551-559.
- [23] Higuchi, K., et al: Quality Improvement of Sintered Ore in Relation to Blast Furnace Operation, *Nippon Steel Technical Report* (2006), 94.
- [24] Nakazato, H., K. Okada and T. Usui: Effects of Slag Content and Composition on the Reducibility of Iron Oxide Including CaO-SiO₂-FeO Slag, *ISIJ International* 45 (2005), 4, 569-573.

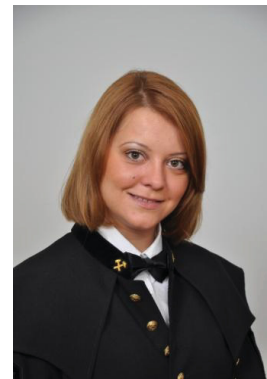
[25] Pimenta, H. P. and V. Seshadri: Characterisation of structure of iron ore sinter and its behaviour during reduction at low temperatures, *Ironmaking & Steelmaking* Vol. 29 (2002), 3,169-174.

[26] Böhm A.: Gutstromparameter Fertigsinter und Erstabschätzung der Probenahmegefäßabmessungen für die automatisierte Beprobung F1 an Gosse G3, Montanuniversität Leoben, 2008.

Curriculum vitae

CHRISTINA PANKRATZ

Turmgasse 3a, · 8700 Leoben



PERSÖNLICHE ANGABEN

Familienstand	verheiratet
Staatsangehörigkeit	Österreich
Geburtsdatum	02.09.1986
Geburtsort	Graz

AUSBILDUNG

1993-1997	Volksschule Leoben-Göss
1997-2005	BG/BRG Leoben alt
2005-	Montanuniversität Leoben