

Подготовка водно-шламовой суспензии к переработке

Процесс фильтрации мелкодисперсного материала при большом количестве воды весьма неэффективен. Об этом свидетельствуют результаты тестирования процесса фильтрации небольшого объема (78 мл) водно-шламовой пробы через нутч-фильтр диаметром 91 мм.

Поэтому был бы интересен поиск повышения скорости осветления пульпы и с этой целью проведены сравнительные опыты по изучению времени седиментации. Вначале проведено осветление раствора шлама из водно-шламовой фазы, где только под воздействием гравитационной силы твердые частицы шламового образца осаждались на дно колбы. Для опыта взято 100 г водно-шламовой суспензии (30 г твердого) конвертерного шлама и время полного осаждения составило 20 минут, откуда скорость осаждения составило: 1,5 гр/мин.

Затем опыт повторяли при направленном воздействии магнитного поля в зависимости от высоты слоя водно-шламовой фазы в тех же пропорциях. Время осаждения составило 4 минуты, что свидетельствует о воздействии магнитного поля на частицы железа и ускорения процесса осаждения. Осветленная часть сливается деконтацией.

Влажный шлам был высушен в сушильном шкафу, температурой 100°C. Время сушки составило 26 минут. Дальнейшее увеличение продолжительности сушки не приводит к понижению влажности исследуемого образца. Основные показатели высушенной пробы конвертерного и доменного шламов указаны в таблице 1.

По этой же схеме проведены опыты для доменного шлама, в соответствии с этим полученные данные обоих образцов внесены в таблицу 2.

Таблица 1.

Основные свойства шламов при обезвоживании

	Конвертерный шлам	Доменный шлам
Насыпная плотность, кг/см <sup>3</sup>	3,75	2,3
Объем водно-шламовой пробы, мл	78	83
Масса твердого компонента в водно-шламовой суспензии, гр	30	30
Время осаждения под воздействием гравитации, мин	5	20
Скорость осаждения, гр/мин	6,0	1,5
Время осаждения при воздействии магнитного поля, мин	4	4,5
Скорость осаждения, гр/мин	7,5	6,6
Температура в сушильном шкафу, °C	100	100
Время сушки, мин	26	39

Таблица 2.

Содержание основных компонентов в сухой пробе шламов

Шлам	Fe, %	Zn, %	C, %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %	MgO, %	Pb, %	SiO <sub>2</sub> , %	CaO, %	MnO, %	П.п
Доменный	33,56	4,75	20,8	2,48	2,22	0,51	7,47	6,32	0,42	21,47
Конвертерный	81,5	1,13	0,64	0,57	2,42	1,12	2,94	3,68	1,77	4,23

С целью выявления качественного состава образца проведен рентгено-фазовый анализ для конвертерного и доменного шламов. РФА образца высушенного конвертерного шлама показал присутствие металличе-

ского железа, магнетита, франкленита, кальция, оксида железа (II), гематита (в малых количествах). РФА образца доменного шлама показал присутствие магнетита, франкленита, гематита, кварца и кальция. Цинк преи-

Раздел 1

Металлургия. Технологии новых материалов

УДК 669.162

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЖЕЛЕЗО-, ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

<sup>1</sup>Н.У. СЫДЫКОВА, <sup>2</sup>К.Ж. ЖУМАШЕВ, <sup>1</sup>А.К. ТОРГОВЕЦ, <sup>2</sup>Б.Б. КАТРЕНОВ  
 (<sup>1</sup>г. Темиртау, Карагандинский государственный индустриальный университет, <sup>2</sup>г. Караганда, Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева)

В настоящее время АО «Арселор Миттал Темиртау» представляет собой предприятие с полным металлургическим циклом, производящее чугуны, сталь, прокат (листовой и сортовой), продукты коксохимпроизводства.

Наряду с этим в шламохранилищах комбината ежегодно складывается 1272,7 тыс. т шламов, из них угольного – 1186,3, доменного – 28,6; конвертерного – 57,8 тыс. т. Всего накоплено 40,1 млн. т шламов (угольного – 35, доменного – 1,7; конвертерного – 3,4 млн.т). Поиск направлений их утилизации набирают приоритеты [1].

Технология комплексной утилизации шламов металлургических производств главным образом подразумевает извлечение цветных металлов не в качестве отходного компонента, а готового продукта, состоящего из желе-

за и цинка, по отдельности. Прямое вовлечение доменного и конвертерного шламов ограничена из-за высокого содержания в них цинка.

В данной работе рассматривается возможность создания эффективной технологии переработки шламов газоочистки доменных и других цехов черной металлургии. Отбор шламов может быть произведен в виде водно-шламовой пульпы (около 70% воды) после насосной станции на стадии транспортировки трубопроводами в золоотвал. Поэтому основное внимание при исследовании обращено на ускорение процесса осветления – разделения твердой части от воды и распределению цинка по фракциям с целью его удаления из наиболее богатой фракции шламов.

имущественно представлен в обоих образцах франкленитом – ZnFe<sub>2</sub>O<sub>4</sub>.

Изучение гранулометрического состава и распределение компонентов по классам

крупности показало, что основная масса цинка сосредоточена в классах крупности – 0,16 мм. Результаты анализа приведены в таблице 3.

Таблица 3.

Гранулометрический и химический состав сухого конвертерного и доменного шламов по основным элементам

Класс крупности	Масса, гр	Выход по массе, %	Zn, %	Fe, %	C, %
Конвертерный шлам					
>1.6	19,85	0,45	н/о	47,45	4,18
<1.6 >1	31,49	0,72	н/о	44,49	1,77
<1 >0.63	67,91	1,56	н/о	60,14	1,15
<0.63 >0.315	547,64	12,55	н/о	70,03	0,72
<0.315 >0.16	2397,25	54,92	н/о	87,33	0,60
<0.16	1300,75	29,8	1,24	88,65	0,47
Σ	4364,89	100			
Доменный шлам					
>0.315	8,55	0,87	5,88	23,84	17,09
<0.315 >0.16	34,14	3,45	4,86	19,31	38,62
<0.16	944,93	95,68	2,87	34,23	21,12
Σ	987,93	100			

\* н/о – не обнаружено.

Надо отметить также, что доменный шлам является более мелкодисперсным, чем конвертерный. С этим непосредственно связаны скорость осаждения, время сушки, удельная насыпная плотность. Из химического анализа

видно, что содержание железа в конвертерном больше, чем в доменном шламе. Содержание железа в исследуемых образцах делает приемлемым его возврат в металлургический передел по исследуемой технологии.

### Эксперименты по удалению цинка из конвертерного и доменного шламов

Обжиг шихты хлорирующим реагентом проводили в печи сопротивления (трубчатая). Печь сопротивления обязана своим названием принципу действия: электрический ток, проходит по активному сопротивлению нагревательного элемента, где электрическая энергия преобразуется в тепловую.

В ходе опытов устанавливалось влияние основных факторов на степень удаления цинка η<sub>Zn</sub>. К основным факторам вошли температура, продолжительность обжига (время выдержки), расход хлорирующего реагента; отдельно для конвертерного шлама учитывалось также то, что цинк сосредоточен в классе крупности < 0,16 мм, при проведении экспериментов по обжигу использовалась именно эта фракция шлама.

Планирование 4-х факторного эксперимента по удалению цинка проведено по методу латинского квадрата для конвертерного (таблица 4), и 3-х факторного для доменного шлама (таблица 5).

Степень улетучивания цинка [1] рассчитывали как отношение

$$\eta_{Zn} = [\Delta Zn / Zn_{\Sigma}] \cdot 100,$$

$$\Delta Zn = Zn_{\Sigma} - Zn_{сп},$$

где η<sub>Zn</sub> – коэффициент, выражающий степень удаления цинка с отходящими газами, %;

Zn<sub>Σ</sub> – количество цинка в шихте, загруженная в спекательный тигель, %;

Zn<sub>сп</sub> – количество цинка, оставшегося в спеке, %.

Таблица 4.

Уровни изучаемых факторов для процесса обжига конвертерного шлама.

Факторы	Уровни		
	1	2	3
X <sub>1</sub> температура, °С	600	700	800
X <sub>2</sub> продолжительность обжига, мин	30	60	90
X <sub>3</sub> q–расход NH <sub>4</sub> Cl, гр/100гр.шлама	1	2	3
X <sub>4</sub> доля мелкой фракции (<0.16) в шихте, доля ед	0,5	0,75	1

Таблица 5.

Уровни изучаемых факторов для процесса обжига доменного шлама.

Факторы	Уровни		
	1	2	3
X <sub>1</sub> температура, °С	900	1000	1100
X <sub>2</sub> продолжительность обжига, мин	30	60	90
X <sub>3</sub> q–расход NH <sub>4</sub> Cl, гр/100гр.шлама	8	10	12

Химический состав обожженных шламов при оптимальных значениях влияющих факторов указаны в таблицах 6, 7.

Для конвертерного и доменного шламов было проведено ряд опытов по выявлению оптимальных вариантов ведения процесса обжига. Как выяснилось из химического анализа проб, получаемых после каждого обжига, из всех проведенных опытов для доменного шлама в интервале температур от 600-1100°С и расходе реагента от 1 до 12 гр/100 гр шлама, оптимальными явились

максимальные значения двух факторов. Это при значений температуры 1100°С и расходе хлорирующего реагента 12 гр/100гр шлама. Продление времени более, чем на 60 мин не влияет на процесс обесцинкования, что может привести к дополнительному потере энергии. Для конвертерного шлама оптимальными явились значения температуры 800°С и продолжительность обжига 30 мин, значения расхода хлорирующего реагента не повлияли на процесс обжига.

Таблица 6.

Химический анализ обожженных образцов конвертерного шлама

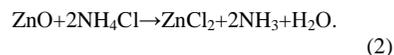
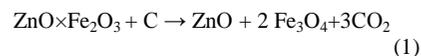
№ оп	t, °С	τ, мин	q, гр	X <sub>4</sub>	Zn, %	Fe, %	SiO <sub>2</sub> , %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %	CaO, %	MgO, %	MnO, %	C, %	η <sub>Zn</sub> , %
1	600	30	1	0,5	0,68	84,26	1,33	0,44	3,96	0,98	0,73	0,61	39,82
2	700	60	2	0,5	0,51	78,22	1,56	0,53	5,94	1,46	0,63	0,58	54,87
3	800	90	3	0,5	0,44	76,71	1,20	0,36	2,67	1,12	0,71	0,51	61,06
4	600	60	3	0,75	0,82	79,73	1,23	0,34	4,95	1,71	0,66	0,58	27,43
5	700	90	1	0,75	0,71	79,43	0,63	0,38	2,97	0,98	0,71	0,54	37,17
6	800	30	2	0,75	0,49	79,12	0,66	0,27	1,98	1,22	0,63	0,51	56,64
7	600	90	2	1	0,59	81,84	1,20	0,06	0,99	0,98	0,55	0,54	47,79
8	700	30	3	1	0,51	78,52	1,16	0,30	1,88	0,98	0,55	0,52	54,87
9	800	60	1	1	0,32	78,53	1,10	0,34	2,97	1,95	0,70	0,54	71,68

Таблица 7.

Химический анализ обожженных образцов доменного шлама

№ оп	t, °C	τ, мин	q, гр	Zn,%	Fe,%	SiO <sub>2</sub> ,%	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ,%	CaO,%	MgO,%	MnO,%	C,%	Pb,%	η <sub>Zn</sub> ,%
1	900	30	8	2,38	36,79	6,96	3,30	8,49	2,82	0,51	17,12	0,09	49,89
2	1000	60	10	0,86	43,54	8,33	4,04	9,76	4,10	0,57	11,96	0,10	81,89
3	1100	90	12	0,15	46,62	8,97	4,32	11,04	2,82	0,53	6,65	0,15	96,84
4	900	60	12	0,68	39,36	7,18	3,59	10,61	2,05	0,62	13,82	0,19	85,68
5	1000	90	8	1,36	45,72	8,54	4,24	12,74	2,05	0,59	8,74	0,15	71,37
6	1100	30	10	0,4	44,38	8,61	3,96	11,04	3,32	0,53	13,18	0,19	91,58
7	900	90	10	1,5	41,12	7,68	3,59	10,12	2,30	0,48	11,97	0,07	68,42
8	1000	30	12	0,43	39,07	7,32	3,55	10,19	2,30	0,48	15,04	0,10	90,95
9	1100	60	8	0,68	47,07	9,04	4,16	9,34	3,58	0,55	9,43	0,20	85,66

Эксперименты показывают, что при температурах выше 1000°C происходит более полное удаление цинка из конвертерных шламов. Это указывает на возможность протекания реакции (1) за счет углерода, содержащегося в шламе. Только после протекания реакции (1), высвобожденный из франклинита оксид цинка может в дальнейшем удаляться из шламов по реакции (2).



Хлорид аммония в свою очередь участвует в реакции обжига газотранспортным реагентом, цинк взаимодействуя с хлоридом аммония образует хлорид цинка (II) который возгоняется.

Взаимодействие оксида цинка (II) с хлоридом аммония начинается при 150°C. При температуре 195°C образуется продукт реакции состава – ZnCl<sub>2</sub>·nNH<sub>4</sub>Cl, за счет этого эндозффект фазового перехода NH<sub>4</sub>Cl искажается. До температуры 288°C сублимируется часть NH<sub>4</sub>Cl и образуется соединение состава ZnCl<sub>2</sub>·mNH<sub>4</sub>Cl при этом наблюдается

сильный эндозффект, искаженный вследствие дальнейшего разложения и образования при температуре 307°C ZnCl<sub>2</sub>·NH<sub>4</sub>Cl. При температуре 366°C 2ZnCl<sub>2</sub>·NH<sub>4</sub>Cl превращается в ZnCl<sub>2</sub>, возгоняющийся до 514°C, при этом наблюдается слабый эндозффект. Температура кипения ZnCl<sub>2</sub> равна 722°C, но летучесть становится заметной уже при температуре выше 350°C [2,3].

Из химического анализа (таблица 6,7), в обожженных шламах содержание углерода уменьшилось до 15% (конвертерном шламе) и до 42% (доменном шламе), что означает протекание процесса восстановления оксидов Fe и Zn. Содержание цинка в спеке, в зависимости от влияющих факторов, изменялось в пределах 0,44%-0,58% для конвертерного, 0,15-2,38 для доменного шлама.

На основе проведенных исследований можно сделать вывод о целесообразности предложенной технологии, так как выход цинка η<sub>Zn</sub> составило для доменного 49,89 - 96,84%, конвертерного шламов 27,43-71,68%, что позволяет уловить и извлечь практически весь цинк. Металлизированную шихту с содержанием более 84,26% железа вернуть в агломерационный процесс.

### Заключение

Разработан технологический процесс обжига доменных и конвертерных шламов с хлорирующим реагентом (хлоридом аммония). Исследовалось влияние расхода хлори-

рующего реагента, продолжительности по времени и температуры обжига на степень удаления цинка. Исследования показали, что ~49,89% Zn удаляется при расходе хлориру-

ющего реагента 8гр/100гр шихты, при температуре 900°C и продолжительности 30 мин; максимальное удаление цинка ~96,84% достигается при расходе 12гр/100гр шихты хлорирующего реагента,

при температуре 1100°C и продолжительности 90 мин. То есть повышение температуры, расхода реагента и продление времени обжига благоприятствуют улетучиванию цинка.

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Б.Л. Левинтов, В.М. Зейфман, М.А. Агаркова, О.А. Столярский, М.Ф. Витушенко, Ю.М. Венчиков // Проблема образования и пути утилизации шламовых отходов в АО «Арселор Миттал Темиртау». Сталь. 2007. №8. С.115-118.
2. Борисов В.А., Крайденко Р.И., Чегринцев С.Н. Взаимодействие сульфида железа (II) и оксида железа (III) с хлоридом аммония и идентификация продуктов реакций. Известия Вузов. Химия и химическая технология. 2010, Т. 53, № 9 С. 25 - 27
3. Борисов В.А., Крайденко Р.И. Переработка цинксодержащих руд хлораммонийным методом Химическая промышленность сегодня. 2010, № 7, С. 5 - 10
4. М.М. Лакерник Электротермия в металлургии меди, свинца, цинка. – М.: Металлургия, 1971.-296 с.
5. Борисов В.М., Казьмин А.А. Удаление вредных примесей из железосодержащих отходов за рубежом. // Сталь.1991.№17.
6. В.Е. Лотош, Переработка отходов природопользования. – Екатеринбург: Полиграфист, 2007. -503с.
7. Техническое требования к качеству сухих продуктов и шламов газоочисток при использовании их в агломерационном производстве. – Свердловск: Уралмеханобр,1979.
8. И.Е. Доронин, А.Г. Свяжин. Свойства и механизм образования пыли в сталеплавильном производстве // Металлург. 2011. №12. С.
9. В.П. Хайдуков, А.Н. Мамаев, Н.И. Серяков. Комплексная схема утилизации цинксодержащих шламов конвертерного производства // Сталь. 2007. №7. С. 120-122.

УДК 66.065.5

### СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ УСТРОЙСТВА КРИСТАЛЛИЗАТОРОВ И ИХ ОСОБЕННОСТИ

М.Е. КЫНЫБАЕВ, Л.С. КИПНИС

(г. Караганда, Карагандинский государственный технический университет)

Кристаллизатор представляет собой один из наиболее функционально важных узлов, определяющих рациональную работу МНЛЗ и оптимальное качество непрерывнолитой заготовки.

Кристаллизатор предназначен для приема жидкого металла, попадающего в него из проковша, а также перевода части жидкой стали в твердое состояние посредством интенсивного отвода тепла охлаждающей водой. Сталь из проковша попадает в кристаллизатор либо открытой струей, либо посредством подвода под уровень металла с по-

мощью погружного стакана.

В кристаллизаторе происходит формирование конфигурации заготовки посредством наращивания твердой корочки. Процесс формирования твердой корочки сопровождается выделением тепла в окружающую среду (через стенки кристаллизатора). При этом возможно «прихватывание» (прилипание) твердой корочки к поверхности кристаллизатора, способствующее образованию прорывов твердой оболочки на выходе из него. За время пребывания расплава в кристаллизаторе от заготовки отводится 15-

30% всего тепла, которое аккумулировано металлом.

С целью предотвратить подвисяние заготовки кристаллизатору МНЛЗ придают возвратно-поступательное движение (качание) с шагом 10-50 мм. Синхронизация режима работы механизма качания кристаллизатора МНЛЗ и тянущей клетки обеспечивается применением соответствующей электросхемы, или рычагов и эксцентриков, или, наконец, гидравлической системы качания кристаллизатора. Для уменьшения трения между стенками кристаллизатора МНЛЗ и поверхностью заготовки в процессе разлива кристаллизатор смазывается, как правило, автоматически и реже вручную из масленок. Смазка подается либо через каналы, про сверленные в стенке кристаллизатора несколько выше мениска металла, либо в верхнюю часть кристаллизатора, откуда она стекает ровным слоем по стенке. В качестве смазки используют парафин, сурепное, репейное и рапсовое масло. Расход смазки составляет 50-150 г на 1 т металла.

По мере нарастания корочки затвердевшего металла тепловой поток к стенке кристаллизатора уменьшается. Этому же способствует постепенное увеличение газового зазора. Неравномерное распределение тепловых потоков при продвижении заготовки вызывает неравномерный прогрев стенки кристаллизатора. Различная температура твердых слоев корочки затвердевшего металла вызывает их различную усадку и деформацию, что приводит к возникновению сложноподвиженного состояния затвердевшей оболочки заготовки.

Наибольшее сопротивление отводу тепла от жидкого металла создает газовый зазор между поверхностью заготовки и кристаллизатором, размер которого определяется теплофизическими свойствами разливаемой стали, материалом защитного покрытия кристаллизатора, а также его конфигурацией. Пространство между поверхностями, образующими зазор, может быть заполнено различными газами, жидкими шлаками и твердыми частицами шлакообразующей смеси, имеющими существенно меньшую теплопроводность, чем сталь и медь. В зависимости от величины усадки в зазоре возник-

ает и развивается теплообмен излучением. При этом непрерывно подаваемая в кристаллизатор шлакообразующая смесь создает слой шлака, повышающий однородность тепловых потоков по периметру заготовки.

Наличие некоторой прослойки шлака уменьшает температуру внутренней поверхности кристаллизатора. Поэтому в определенных случаях она может вызывать увеличение коэффициента трения при вытягивании заготовки из кристаллизатора. При снижении вязкости шлака сила трения, тормозящая вытягивание заготовки из кристаллизатора, уменьшается, а сам шлак может служить смазкой. На процесс затекания шлака в зазор значительное влияние могут оказывать электромагнитное поле в кристаллизаторе, вибрация кристаллизатора и показатели жидкотекучести шлака.

Отделение корочки затвердевающего каркаса заготовки от поверхности кристаллизатора наступает в тот момент затвердевания, когда скорость усадки превышает скорость пластической деформации стали. Чем меньше сила сопротивления усадке, тем раньше образуется зазор. Следует отметить большое влияние на этот процесс химического состава стали, ее интервала затвердевания и значения коэффициента линейной усадки. Основное количество тепла от затвердевающей заготовки к стенкам кристаллизатора (70-80%) отводится ниже зоны контактного теплообмена, высота которого составляет 180-250 мм.

Препятствующий отводу тепла воздушный зазор может быть устранен или, по крайней мере, сокращен до минимума, а теплопередача оптимизирована, если контур кристаллизатора будет в максимальной степени соответствовать контуру корки непрерывного слитка. Контур корки в значительной мере определяется ее первичным формированием на мениске и характеризуется изменением объема под влиянием температуры во время прохода через кристаллизатор. Долгое время на практике обычно использовали кристаллизаторы, имеющие постоянный показатель конусности вдоль всей длины грани. Вместе с тем, с повышением скорости вытяжки заготовки до величины нескольких метров в минуту такая кон-

кает и

струкция кристаллизатора оказывается недостаточно эффективной с точки зрения отвода тепла. Многими исследователями рекомендуется делать поправку на естественную усадку непрерывного слитка и выполнять внутреннюю поверхность кристаллизатора в виде так называемого параболического профиля. Параболический профиль достигается путем создания многоступенчатой конусности стенок кристаллизатора.

Промышленные испытания таких кристаллизаторов продемонстрировали, что они позволяют достичь высокой скорости литья для заготовок малого сечения (до 5-7 м/мин). При этом благодаря улучшению условий теплопередачи по всей длине, технологическая длина кристаллизатора увеличивается до 1000-1200 мм. Вместе с тем, следует отметить, что при использовании параболических кристаллизаторов может наблюдаться повышенное трение заготовки на выходе из него, что приводит к рывкам в ее движении и затрудняет работу системы автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе.

Определенные трудности при эксплуатации кристаллизаторов с параболической конусностью вызывает повышенный износ стенок кристаллизатора в случае излишней его конусности при изменении параметров литья. Наиболее ярко это проявляется в области ребер слитка в нижней части кристаллизатора, что вызывает недопустимо большое трение при вытягивании. Достаточно эффективным способом уменьшения степени интенсивного охлаждения углов непрерывного слитка и повышения степени однородности охлаждения заготовки в кристаллизаторе является технология «КОН-ВЕКС» (фирма «Конкаст», Швейцария), предполагающая использование кристаллизатора переменного поперечного сечения внутренней полости.

В зоне мениска поверхность заготовки имеет ярко выраженную выпуклую форму, что улучшает условия теплоотвода через стенки кристаллизатора. По мере ее опускания выпуклость боковых граней, которая формируется стенками кристаллизатора, плавно уменьшается, и на выходе из кристаллиза-

форму. При этом толщина твердой корочки по всему поперечному сечению заготовки сохраняется постоянной.

В целом процессы отвода тепла от поверхности твердой корочки заготовки через стенки кристаллизатора имеют определяющее значение с точки зрения динамики нарастания твердой фазы и, как следствие, формирования поверхностных и подповерхностных дефектов. Для обеспечения высокой производительности МНЛЗ и требуемого качества поверхности ведущие фирмы (производители МНЛЗ) стремятся к оптимизации геометрической формы кристаллизатора, отходя от классических конструкций. Видимо, усилия в области создания оптимальной геометрической формы кристаллизатора будут продолжаться, что позволит разливать сталь с еще большими скоростями.

Большое влияние на теплообмен оказывают шероховатость и волнистость поверхности. Расстояние между неровностями при шероховатости превышает их высоту в десятки раз, а при волнистости – в сотни раз. При сближении двух поверхностей в контакт вступают, прежде всего, наиболее высокие неровности. По мере роста давления на корочку затвердевшего металла происходит некоторая деформация неровностей, и к контакту подключаются новые, более низкие выступы. При этом число контактных пятен и относительная площадь фактического контакта увеличиваются. В этих условиях тепло передается от одного тела к другому, прежде всего, через пятна непосредственного соприкосновения. Поэтому линии теплового потока всегда стягиваются к пятнам, где происходит концентрация теплового потока.

По разным оценкам, базирующимся на прямых замерах, температура рабочей поверхности кристаллизатора обычно составляет 160-180°C. Значение этой температуры может изменяться в зависимости от ряда факторов: теплопроводности материала стенки кристаллизатора, интенсивности отбора тепла водой, толщины стенки кристаллизатора, состава и толщины рабочего покрытия и т.п.

Уменьшение интенсивности теплоотвода ниже этого уровня объясняется тем фактом, что при продвижении в нижние горизонты



рода ниже минимального взрывоопасного содержания кислорода (МВСК); обычно для

Другим способом является размол ферросплавов в смеси с инертными добавками, в качестве которых обычно используют дробленые компоненты шихты электродных покрытий (полевой и плавиковый шпаты, гранит, мрамор и др.) в количестве 7-15% от массы порошка [9,10]. Однако, требуемое их количество также зависит от перечисленных выше факторов, и обычно оно достаточно велико (до 50-60 %). Кроме того, как на МВСК, так и на необходимое количество инертных добавок сильно влияет выделение горючих газов, зависящее от влажности порошка и содержания в нем ШЗМ. МВСК падает, а флегматизирующая концентрация инертной добавки растет с ростом содержания горючего газа. Все это говорит о том, что данные меры являются недостаточно эффективными для обеспечения безопасности процессов измельчения, их нужно применять в комплексе с другими мерами.

Поскольку одним из главных факторов взрывоопасности процессов измельчения является высокое содержание мелкодисперсной фракции (до 84 % частиц диаметром менее 50 мкм), получение порошка с малым количеством мелкой фракции будет способствовать повышению безопасности размола. Кроме того, снижение удельной поверхности измельченного материала уменьшает его реакционную способность по отношению к жидкому стеклу. Поэтому на производстве широко используются различные способы получения таких порошков. В мельницах с периферической разгрузкой измельченный материал непрерывно удаляется через отверстия в стенках барабана, просеивается, затем крупная фракция возвращается на доизмельчение. Эта конструкция препятствует переизмельчению материала. Более эффективной является технология избирательного измельчения, в которой в систему подается вентилирующийся газ; при определенной скорости вращения барабана мельницы образуется минимальное количество мелкой фракции, и она равномерно распределяется по сечению барабана между шарами и кусками материала – создается искрогасящая "решетка", исключающая возможность взрыва [13].

которых тем больше, чем меньше размеры их частиц и ниже температура плавления.

фракция порошка возвращается в мельницу. В этой установке в качестве вентилирующего газа можно использовать даже воздух.

Кроме описанных способов, снижение взрывоопасности способствует уменьшению времени ударного воздействия на измельчаемый материал, уменьшение объема мелющей камеры. Поэтому вместо барабанных и вибромельниц предпочтительнее использовать бегуны, дезинтеграторы, конусно-инерционные дробилки (КИД) и т.п., причем КИД, аналогично вибромельнице, активирует порошок [10,14].

Недостатком описанных методов является то, что при сухом измельчении повышение эффективности обеспечения взрывобезопасности приводит к значительным конструктивным осложнениям в оборудовании. Также образуется большое количество мелкой пыли, оседающей во внутренних полостях технологического и аспирационного оборудования.

Образующийся при сухом помоле измельченный порошок обычно содержит большое количество мелких частиц и имеет малоокисленную поверхность. Поэтому после измельчения проводят его пассивирование для снижения активности по отношению к растворам жидкого стекла, имеющим щелочную реакцию. Особое значение это имеет для сплавов, содержащих большое количество Si или Mn. В большинстве случаев пассивирование ведется путем создания плотной окисной пленки. Это может достигаться различными способами:

- обработка водой или слабыми (0,1-0,2%) растворами серной кислоты с последующей сушкой;
- обработка водными растворами сильных окислителей (перманганат калия, хромпик) с последующей сушкой;
- длительное вылеживание (до 30 суток и более) на открытом воздухе;
- введение обволакивающих добавок (например, полиметилсилоксана ПМС-200) с целью покрытия частиц полимерной микропленкой;
- термическая обработка (отжиг) в среде инертного газа (при 500-1000°C) для спека-

Измельченный материал потоком газа выносится в классификатор, откуда крупная

роплавов, при котором за счет существенного уменьшения разогрева порошка процесс измельчения становится более безопасным, при размоле происходит пассивация порошка из-за образования защитной пленки и со шламом отделяются мелкие частицы. Недостатками мокрого помола являются большие потери материала со шламом (до 24%), пиррофорность высушенных шламов, не исключено также образование горючих газов [15]. Исследованиями показано заметное снижение взрывоопасности мокрого размола ферромарганца в стержневой мельнице в растворе хромпика (1%) с последующей сушкой во вращающихся сушильных барабанах по сравнению с сухим размолом [15].

Описываются такие способы, как введе-

ния очень мелких частиц.

Применяется также мокрый размол фер-

не непосредственно в размольное оборудование обволакивающих и склеивающих добавок (кремнийорганические полимеры, смеси жидкого стекла с глицерином). Показано, что взрывоопасность ферромарганца, полученного таким способом, немного снижается, но главное – это то, что выход мелкой фракции резко сокращается из-за образования конгломератов мелких частиц. Это способствует недопущению образования внутри оборудования взрывоопасных взрывесей [17].

Указанные исследования, а также схемы и методики обеспечения пожаровзрывобезопасности производства порошков металлов и сплавов проводились на протяжении многих лет на кафедре Техносферной безопасности НИТУ «МИСиС» под руководством профессора И.В. Бабайцева [18,19,20].

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Толешов А.К. Разработка технологических основ обеспечения производственной безопасности при приготовлении порошков металлов и сплавов. // Вестник Карагандинского государственного индустриального университета. №2, 2013, с.86-90.
2. Mechanical Engineers Handbook, McGraw-Hill, 1958.
3. Jacobson M., Cooper A. K., Nagy J. Bureau of Mines, Rep. of Inv. U.S.G.P. O., Wash., 1964, 6516.
4. Нейков О.Д., Васильева Г.Д., Кузуб А.П. и др. Исследование взрываемости порошков ферросилиция, ферромарганца, ферротитана, феррохрома, силикокальция и марганца. – В сб. «Предупреждение внезапных взрывов газодисперсных систем» Киев. : Науково Думка, 1971, с. 36-44.
5. Бабайцев И.В., Гридин А.А., Толешов А.К. Воспламеняемость порошков ферросплавов, используемых при изготовлении сварочных электродов. // II Всесоюзная научная конференция «Пожаровзрывоопасность производственных процессов в металлургии» -М.,1983.-с.179-182.
6. Гридин А.А., Толешов А.К.,Серебрякова В.В. Взрывоопасность процессов подготовки компонентов обмазочной массы. – М., 1983. – с.9-13- Труды МИСиС «Проблемы охраны труда» №153;
7. Бабайцев И.В., Гридин А.А., Толешов А.К. Воспламеняемость порошков ферросплавов, используемых при изготовлении сварочных электродов. // II Всесоюзная научная конференция «Пожаровзрывоопасность производственных процессов в металлургии» -М.,1983.-с.179-182.
8. Рабин П.В., Саломаткина М.Ф., Ефремов О.В. Безопасность производства и применения порошкообразных ферросплавов в черной металлургии: Обзорная информация. - М. ин-т «Чермет информация». 1989.-сер. Ферросплавное производство, вып. 1. - 22 с.
9. Толешов А.К., Бейсекова Т.И., Чернышева А.А. и др. Пожаровзрывоопасность промышленных порошков ферросплавов в производстве сварочных электродов. – М., 1989. – 153 с. – Библ. Указ. ВИНТИ. Депон. научн. работы. – №8/214.
10. Толешов А.К. Нормативные характеристики пожаровзрывоопасности порошков

## **Раздел 1. «Металлургия. Технологии новых материалов»**

ферросплавов,готавливаемых в производстве электродов // *Металлург.* – 1995.-№4.– с. 19-21.

11. Стрижко Л.С., Бабайцев И.В., Толешов А.К. Предотвращение взрывов при измельчении ферросплавов// *Металлург.*-1998.- № 9.-с.27-28.

12. Бабайцев И.В., ГерусоваВ.П., Делян В.И. Пассивация порошков силикокальция.- *Известия вузов. Черная металлургия.* 1983, №5.с.151-152.

13. 13 .Белкин А.И., Бабайцев И.В., Бринза В.Н. и др. Избирательное измельчение как способ безопасного помола взрывопожароопасных материалов. // *Сталь.* -1984.- №10. -.43-44.

14. Гридин А.А., Серебрякова В.В., Бабайцев И.В., Толешов А.К. Исследование дезинтеграторных процессов диспергирования и активации взрывопожароопасных ферросплавов // *Сталь.* -1985. -№ 11.

15. Гридин А.А., Серебрякова, Толешов А.К. Снижение воспламеняемости порошков ферромарганца при мокром помоле. II Всесоюзная научная конференция «Пожаровзрывоопасность производственных процессов в металлургии» -М.,1983.-с.183-186.

16. Бабайцев И.В., Толешов А.К., Щепелев А.В. Влияние влажности на интенсивность газовой выделения при размолу ферросплавов // *Металлург.* – 1997.- 3 3. – с. 10.

17. Бабайцев И.В. , Толешов А.К., Щепелев А.В. Снижение взрывоопасности порошков ферросплавов в процессе виброразмола. -//*Известия вузов. Черная металлургия.*- 1996.- №1, с.74-75.

18. Бабайцев И.В., Карнаух Н.Н. Безопасность производства и применения порошковых экзотермических материалов в металлургии.- М.: Металлургия, 1979. -72 с.

19. L.S.Strizhko, A.K.Toleshov, S.K.Uandykova, and E.B.Kudravaya

20. Effect of the granulometric composition of powdered ferroalloys on their flammability and explosiveness// *Metallurgist.* - 1997. - Vol.41, Nos.3-4. - P. 107-109.

21. Toleshev A.K. Method of evaluating the danger of fire and explosion posed by operations performed in the production of metal and alloy powders // *Metallurgist.* – 2009. – Vol. 53, Nos. 5-6. – P. 317-321.