

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

УДК 669.184:658.567.1 (075)

На правах рукописи

Зоря Вячеслав Николаевич

**ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ЧЕРНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ, В ТОМ ЧИСЛЕ ОТХОДОВ ОТ ОБОГАЩЕНИЯ И
СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ, И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЙ ИХ
ПЕРЕРАБОТКИ**

Специальность 05.16.07

«Металлургия техногенных и вторичных ресурсов»

Диссертация на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Научный руководитель:

доктор технических наук,

профессор Волынкина Е.П.

Научный консультант:

кандидат технических наук

Столбоушкин А.Ю.

Новокузнецк, 2015

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
ГЛАВА 1 ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ТЕРРИТОРИИ ПРЕДПРИЯТИЙ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ, СПОСОБЫ ИХ ИЗУЧЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ	13
1.1 ОБЗОР И АНАЛИЗ ОБЪЕКТОВ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ КАК ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	14
1.2 СОВРЕМЕННЫЙ УРОВЕНЬ ИЗУЧЕННОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ И ЗАСКЛАДИРОВАННЫХ В НИХ ОТХОДОВ	24
1.3 ИССЛЕДОВАНИЯ И РАЗРАБОТКИ В ОБЛАСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ	34
1.3.1 Мелкодисперсные отходы	37
1.3.2 Конвертерные шлаки	42
1.4 НАПРАВЛЕНИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ РЕСУРСОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА	46
1.4.1 Использование металлургических шламов	46
1.4.2 Использование конвертерных шлаков	49
Выводы по главе	53
ГЛАВА 2 ШЛАМОНАКОПИТЕЛЬ ЗСМК КАК ФОРМИРУЮЩЕЕСЯ ТЕХНОГЕННОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ	55
2.1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ	55
2.2 ВИДЫ СКЛАДИРУЕМЫХ ОТХОДОВ И ДИНАМИКА ИХ РАЗМЕЩЕНИЯ	58
2.3 СХЕМА РАЗРАБОТКИ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ	62
Выводы по главе	65
ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ НА ТЕРРИТОРИИ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ ЗСМК И МЕТОДОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ	66
3.1 МЕТОДЫ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ	66
3.2 ИССЛЕДОВАНИЕ ОТХОДОВ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ И ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ИХ ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ	67
3.2.1 Характеристика объектов исследования	67
3.2.2 Исследование гранулометрического состава отходов	68

3.2.3	Исследование химического состава отходов	69
3.2.4	Содержание в отходах примесных элементов.....	71
3.2.5	Распределение технологически ценных компонентов по крупности отходов.....	74
3.2.6	Исследования фазового состава отходов методом рентгенофазового анализа	77
3.2.7	Исследования фазового состава отходов методом мессбауэровской спектроскопии	79
3.2.8	Исследования отходов методом синхронного термического анализа	82
3.2.9	Исследование процесса магнетизирующего обжига отходов углеобогащения	85
3.2.10	Расчетный фазовый состав отходов	88
3.2.11	Магнитные свойства железосодержащих фаз	90
3.2.12	Петрографические исследования отходов.....	93
3.3	ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОТХОДОВ МЕТОДАМИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ.....	99
3.3.1	Исследования обогащения отходов методом сухой магнитной сепарации.....	99
3.3.2	Математическая обработка результатов сухого магнитного обогащения отходов	106
3.3.3	Исследования обогащения отходов методом мокрой магнитной сепарации.....	112
3.3.4	Сравнение результатов сухого и мокрого магнитного обогащения	118
	ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ	119
	ГЛАВА 4 ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗМЕЩАЕМОГО В ШЛАМОНАКОПИТЕЛЕ КОНВЕРТЕРНОГО ШЛАКА И МЕТОДОВ ЕГО ПЕРЕРАБОТКИ.....	122
4.1	ИССЛЕДОВАНИЕ И АНАЛИЗ СВОЙСТВ КОНВЕРТЕРНОГО ШЛАКА	122
4.1.1	Отбор проб для исследований	123

4.1.2	<i>Исследование гранулометрического состава шлака</i>	124
4.1.3	<i>Исследование химического состава шлака.....</i>	125
4.2	ОЦЕНКА ВЫХОДА МАГНИТНОГО ПРОДУКТА ИЗ КОНВЕРТЕРНОГО ШЛАКА.....	130
4.2.1	<i>Извлечение магнитного продукта с помощью электромагнитной шайбы</i>	131
4.2.2	<i>Извлечение магнитного продукта в лабораторных условиях</i>	134
4.3	ОЦЕНКА СОДЕРЖАНИЯ И КАЧЕСТВЕННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК МЕТАЛЛА В ШЛАКЕ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВКИ В ЭЛЕКТРОДУГОВОЙ ПЕЧИ.....	137
	ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ	142
ГЛАВА 5 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ ЗСМК.....		143
5.1	ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ ОТХОДОВ.....	143
5.2	ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОГЕННЫХ ЖЕЛЕЗОКОНЦЕНТРАТОВ, ПОЛУЧЕННЫХ ИЗ НАКОПЛЕННЫХ В ШЛАМОНАКОПИТЕЛЕ ОТХОДОВ	146
5.3	ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ МОНООТХОДА ДЛЯ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА В УСЛОВИЯХ ЗСМК.....	147
5.4	ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ КОНВЕРТЕРНОГО ШЛАКА	150
5.5	ТЕХНОЛОГИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ И ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ СТРОИТЕЛЬНОГО КИРПИЧА.....	153
5.6	ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ВНЕДРЕНИЯ ПРЕДЛОЖЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ.....	157
5.6.1	<i>Организация переработки накопленных мелкодисперсных отходов</i>	157
5.6.2	<i>Организация переработки конвертерного шлака</i>	158
5.7	ПРЕДОТВРАЩЕННЫЙ ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ УЩЕРБ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ ОТ ВНЕДРЕНИЯ ПРЕДЛОЖЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ	161
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	162
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	165
	ПРИЛОЖЕНИЕ А	180
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	181
	ПРИЛОЖЕНИЕ В	182

ПРИЛОЖЕНИЕ Г	183
ПРИЛОЖЕНИЕ Д	184
ПРИЛОЖЕНИЕ Е.....	185
ПРИЛОЖЕНИЕ Ж.....	187
ПРИЛОЖЕНИЕ З.....	188
ПРИЛОЖЕНИЕ И	189
ПРИЛОЖЕНИЕ К	190
ПРИЛОЖЕНИЕ Л	192
ПРИЛОЖЕНИЕ М.....	193
ПРИЛОЖЕНИЕ Н	195
ПРИЛОЖЕНИЕ О	196
ПРИЛОЖЕНИЕ П.....	197
ПРИЛОЖЕНИЕ Р.....	198
ПРИЛОЖЕНИЕ С.....	199
ПРИЛОЖЕНИЕ Т.....	201

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В связи с постепенным истощением запасов ряда природных полезных ископаемых, с одной стороны, и накоплением огромного количества отходов, содержащих ценные полезные компоненты, с другой, все большую актуальность приобретает проблема разработки так называемых техногенных месторождений. Особый интерес представляют в настоящее время техногенные месторождения, сформированные или формирующиеся на территории объектов размещения техногенных отходов металлургического комплекса, включающего подготовку сырья (добыча, обогащение, агломерирование и др.), непосредственно металлургический передел и смежные производства. Тенденция снижения запасов железной руды делает особенно актуальной переработку техногенных отходов черной металлургии с целью получения техногенного железорудного сырья.

Однако техногенные месторождения существенным образом отличаются от природных месторождений. Условия их формирования совершенно иные, накопленные на их территории техногенные отходы обладают уникальным минеральным составом и зачастую имеют сложное, нехарактерное для природных месторождений распределение полезных компонентов. Для практической разработки техногенных месторождений необходимы знания о закономерностях их формирования, содержании и особенностях форм нахождения в накопленных отходах ценных компонентов, их технологических свойствах и методах извлечения.

Шламонакопители металлургических предприятий являются крупнейшими техногенными образованиями. Примером такого техногенного образования является шламонакопитель Западно-Сибирского металлургического комбината (ЗСМК), представляющий собой формирующееся техногенное месторождение сырьевых материалов, имеющих ценность, как для черной металлургии, так и для других отраслей. Совместное складирование в шламонакопителе различных по происхождению, химическому составу и свойствам отходов, включая отходы

обогащения и сжигания углей, шламы газоочисток металлургических цехов, сталеплавильные шлаки, затрудняет организацию их переработки. В связи с окончанием срока эксплуатации шламонакопитель из разряда действующих техногенных образований переходит в категорию перспективных техногенных месторождений с запасами около 100 млн. т железосодержащих, органических и инертных алюмосиликатных техногенных отходов. Поэтому актуальной является разработка технологии подготовки накопленных отходов к промышленному использованию с получением, в первую очередь, техногенных железосодержащих концентратов для черной металлургии, а также техногенного сырья для других отраслей промышленности.

Целью настоящей работы является научное обоснование и экспериментальное исследование методов получения техногенных железосодержащих концентратов для металлургических процессов и техногенного сырья для других отраслей промышленности из накопленных отходов металлургического комплекса, имеющих различное происхождение, включая железосодержащие шламы газоочистных устройств, золу от сжигания угля, отходы углеобогащения, конвертерные шлаки.

Задачи, решаемые для достижения поставленной цели:

- изучить гранулометрический, химический и минеральный составы техногенных отходов различного происхождения, накопленных в аккумулирующем сборнике отходов металлургического предприятия – шламонакопителе ЗСМК (железосодержащие шламы газоочистных устройств, зола от сжигания угля, отходы углеобогащения, конвертерные шлаки), для определения целесообразности и способов получения на их основе техногенного сырья для промышленного использования;
- исследовать формы нахождения железа и кристаллохимическую структуру железосодержащих минералов в отходах металлургического предприятия различного происхождения для оценки перспектив и способов их обогащения;
- исследовать фазовые превращения железа в процессах термической переработки отходов;

- экспериментально исследовать способы обогащения отходов с целью получения техногенного железосодержащего концентрата для черной металлургии;

- разработать технологические схемы переработки накопленных в шламонакопителе ЗСМК отходов с получением техногенного сырья и способы его использования в черной металлургии и других отраслях промышленности.

Научная новизна:

Комплекс проведенных в работе исследований с использованием методов химического и рентгенофазового анализов, оптической микроскопии, синхронного термического анализа и мессбауэровской спектроскопии позволил расширить представления и получить новые научные знания о минеральном составе и кристаллохимической структуре техногенных отходов черной металлургии, имеющих различное происхождение.

1. Методом мессбауэровской спектроскопии впервые получены оценки параметров сверхтонкой структуры ядер ^{57}Fe в железосодержащих шламах газоочистки, золе от сжигания углей и отходах углеобогащения и установлены особенности кристаллической структуры железосодержащих минералов.
2. Установлено распределение ионов железа в железосодержащих шламах газоочистки - между гематитом $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, магнетитом Fe_3O_4 , вюститом Fe_{1-y}O и металлическим железом $\alpha\text{-Fe}$, в золе от сжигания углей – между гематитом, магнетитом, сидеритом FeCO_3 и железосодержащими силикатами, в отходах углеобогащения – между сидеритом и пиритом FeS_2 .
3. Выявлены различия кристаллической структуры магнетита в железосодержащих шламах и золе от сжигания углей, которая представлена ионами Fe^{3+} тетраэдрической позиции и ионами $\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+}$ октаэдрической позиции в различной степени нестехиометрии.
4. Методом оптической микроскопии установлены особенности железосодержащих минералов в отходах переработки углей, которые в золе от сжигания углей находятся внутри сферолитов из силикатного стекла, а в

отходах углеобогащения – в срастании с углистыми частицами (аргиллитами, алевролитами).

Практическая значимость результатов работы. Впервые выполнена оценка запасов железа и его соединений на территории техногенного месторождения металлургического предприятия.

Обосновано, что отходы металлургического комплекса, имеющие различное происхождение (железосодержащие шламы газоочистки, зола от сжигания углей, отходы углеобогащения, конвертерные шлаки) по минеральному составу, структурно-текстурным особенностям, содержанию железа и примесей следует рассматривать в качестве техногенного сырья, прежде всего, железорудного сырья для черной металлургии. Получены сведения об особенностях фазового состава железосодержащих минералов, обусловленных происхождением отходов, и фазовых превращениях железа в процессе термической обработки, что позволяет сделать обоснованный выбор и прогнозировать эффективность технологий переработки отходов.

Научно обоснованы и экспериментально подтверждены оптимальные способы и технологические режимы извлечения железа методами магнитной сепарации из техногенных отходов металлургического комплекса, имеющих различное происхождение. Показано, что для усиления магнитных свойств железосодержащих минералов в отходах углеобогащения целесообразно использовать магнетизирующий обжиг с получением сырья, обогащенного сильномагнитными минералами (магнетит и маггемит). С использованием методов математической обработки экспериментальных данных получены функциональные зависимости, позволяющие оптимизировать режимные параметры процесса и выполнить прогнозные расчеты выхода железоконцентрата при сухом магнитном обогащении различных видов отходов металлургического предприятия.

Разработаны технологии переработки накопленных в шламонакопителе ЗСМК отходов, реализация которых позволит переработать шламонакопитель в течение 25 лет и получить свыше 30 млн.т техногенного железоконцентрата со

средним содержанием железа 61%, более 6 млн.т металлоконцентрата из укладываемых в дамбу конвертерных шлаков с содержанием железа от 56 до 90%, а также около 70 млн.т щебня и песка для дорожного и гражданского строительства, который может быть использован также для технической рекультивации территории шламонакопителя по мере его разработки.

Полученные научные результаты внедрены в условиях металлургического предприятия ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», на предприятии по переработке отходов металлургического производства ООО «Технологии рециклинга», в ООО «Бердский кирпичный завод», в учебном процессе ФГБОУ ВПО «СибГИУ».

Полученные результаты могут быть также использованы при разработке технологий извлечения железа из идентичных видов отходов металлургических предприятий, а также углеобогачительных фабрик и ТЭЦ.

На защиту выносятся:

- результаты исследования гранулометрического, химического и минералогического составов отходов, накопленных в шламонакопителе ЗСМК;
- результаты исследования форм пребывания железа в отходах различного происхождения (железосодержащие шламы газоочистных устройств, зола от сжигания угля, отходы углеобогащения, конвертерные шлаки), особенностей кристаллохимической структуры железосодержащих минералов и их фазовых превращений в процессах термической переработки;
- экспериментальные данные по получению техногенных железоконцентратов для черной металлургии из отходов различного происхождения с использованием методов магнитной сепарации;
- технологические схемы переработки накопленных в шламонакопителе ЗСМК отходов с получением техногенного сырья для черной металлургии и других отраслей промышленности.

Автору принадлежат: постановка задач теоретических и экспериментальных исследований, организация и участие в проведении экспериментов, обобщение и анализ результатов, разработка технологических решений по переработке отходов.

Апробация результатов работы. Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на: Международной научно-практической конференции «Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе» (Новокузнецк, 2010г.); Международной конференции «Сотрудничество для решения проблемы отходов» (Харьков, Украина, 2011г.); X юбилейной Международной научно-практической конференции «Развитие керамической промышленности России – КЕРАМТ-ЭКС-2012» (Санкт-Петербург, 2012г.); Международной научно-практической конференции «Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия промышленных регионов России» (Новокузнецк, 2012г.); Международном экологическом форуме (Кемерово, 2013г.); 3-й Международной конференции по гражданскому строительству и строительным материалам «Advances in Civil Engineering and Building Materials III» (Гонконг, 2013г.); Международной научно-практической конференции «Инновационные разработки и новые технологии в строительном материаловедении» (Новосибирск, 2014г.).

Структура диссертационной работы. Работа состоит из введения, 5 глав, заключения, списка литературы из 114 наименований, 18 приложений. Диссертация изложена на 207 страницах машинописного текста, содержит 37 рисунков, 29 таблиц, 18 приложений.

Достоверность научных результатов. Достоверность полученных результатов подтверждается использованием комплекса современных средств и методик проведения исследований, проверкой полученных результатов с использованием различных методов, успешным промышленным внедрением результатов теоретических и экспериментальных исследований. Текст диссертации и автореферат проверены на отсутствие плагиата с помощью программы «Антиплагиат» (<http://antiplagiat.ru>).

Список основных публикаций автора по теме исследования:

1. Исследование способов обогащения отходов шламонакопителя ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» / Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря // Известия вузов. Черная металлургия. – 2012.- № 4. – с. 60-64.

2. Особенности грануляции техногенного и природного сырья для получения стеновой керамики / А.Ю. Столбоушкин, А.И. Иванов, В.Н. Зоря, Г.И. Стороженко, С.В. Дружинин // Строительные материалы. – 2012. - № 5. – с. 85-89.
3. Оценка металлургической ценности конвертерного шлака / Е.П. Волюнкина, В.Н. Зоря, Е.В. Протопопов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2013.- № 10. – с. 60-64.
4. Влияние добавки ванадиевого шлака на процессы структурообразования стеновой керамики из техногенного сырья / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Бердов, В.Н. Зоря, О.А. Столбоушкина, А.А. Пермяков // Строительные материалы. – 2014. - № 3. – с. 1-6.
5. Исследование минерального состава и кристаллической структуры железосодержащих компонентов в техногенных отходах металлургического комплекса / В.Н. Зоря, В.В. Коровушкин, А.А. Пермяков, Е.П. Волюнкина // Известия вузов. Черная металлургия. – 2015.- № 5. – принята к печати.
6. Металлургические технологии переработки техногенных месторождений, промышленных и бытовых отходов: монография / С.Н. Кузнецов, Е.П. Волюнкина, Е.В. Протопопов, В.Н. Зоря. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2015. – 17 у.-и.л.
7. SEM investigation of the structure of ceramic matrix composite produced from iron-ore waste / A.U. Stolboushkin, V.N. Zorya, O.A. Stolboushkina // Advanced Materials Research. Vol. 831 (2014), pp. 36-39. Trans Tech Publications, Switzerland.
8. Сырьевая смесь для изготовления стеновых керамических изделий / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Стороженко, Г.И. Бердов, А.И. Иванов, В.А. Сыромясов, В.Н. Зоря // Патент № 2 487 844 РФ, МПК C04B 33/132 (2006.01). - № 2012104942/03; заявл. 13.02.2012; опубл. 20.07.2013, Бюл. № 20.

ГЛАВА 1 ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ТЕРРИТОРИИ ПРЕДПРИЯТИЙ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ, СПОСОБЫ ИХ ИЗУЧЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ

В научно-технической литературе последних лет отмечается, что техногенные ресурсы являются в настоящее время значительной альтернативой природных ресурсов [1-20]. Авторами [1-4] определено новое научное направление в области рационального природопользования и охраны окружающей среды — комплексное освоение техногенных месторождений (ТМ).

В научной литературе широко используется определение термина «техногенные месторождения», сформулированное К.Н. Трубецким с соавторами [3]: «...скопления минеральных веществ на поверхности Земли или в горных выработках, представляющие собой отходы горного, обоганительного, металлургического и других производств и пригодные по количеству и качеству для промышленного использования, которое становится возможным по мере развития технологии его переработки и изменения экономических условий». Позднее этими же авторами дано следующее уточненное определение этого термина [8]: «Техногенные месторождения — техногенные образования, по количеству и качеству содержащегося минерального сырья пригодные для эффективного использования в сфере материального производства в настоящее время или в будущем (по мере развития науки и техники)». Ю.С. Юсфиным с соавторами [1] дано определение связанных с техногенными месторождениями терминов – «техногенные ресурсы» и «техногенное сырье»:

«Техногенные (вторичные) ресурсы - материальные накопления сырья, веществ, материалов и продукции, образованные во всех видах производства и потребления, которые не могут быть использованы по прямому назначению, но потенциально пригодные для повторного использования в народном хозяйстве для получения сырья, изделий и/или энергии. Техногенное сырье – это такой вид

техногенных месторождений, переработка которого технологически обеспечена и экономически приемлема».

В настоящее время формируются научные подходы к методологии исследования и разработки ТМ.

1.1 Обзор и анализ объектов размещения отходов черной металлургии как техногенных месторождений

Для России, а также Украины и Казахстана, производящих значительную долю минеральной продукции мира и обладающих мощным горнометаллургическим потенциалом, проблема переработки накопленных отходов имеет первостепенное значение. Особенно в условиях увеличения спроса на железо.

Металлургия стран бывшего СССР характеризуется высокой ресурсо- и энергоемкостью – в 1,5-3 раза выше, чем в развитых странах [4], что обуславливает высокий уровень удельного образования отходов на единицу металлопродукции. В [4] отмечается, что современный металлургический завод на каждый 1 млн.т выплавленной стали выбрасывает в окружающую среду (тыс.т): шлаков – 800, пыли – 100 и шламов – 30. В шлаковых отвалах металлургических предприятий находится около 540 млн. т шлаков, содержащих до 20 млн. т металла. Кроме того, ежегодно образуется около 3 млн. т шламов агломерационного производства, 3 млн. т шламов доменного производства, 3,8 млн. т колошниковой пыли, 1,3 млн. т сталеплавильных шламов [11].

Авторами [12] отмечается, что себестоимость товарной продукции из промышленных отходов в среднем в 5-15 раз меньше, чем из добываемых традиционными способами руд месторождений полезных ископаемых. Разработка техногенных месторождений позволит получать ежегодно прибыль в миллиарды долларов. По оценке авторов [12], например, вторичная переработка 800 млн. т отходов обогащения железных руд Криворожского бассейна могут дать товарной продукции более чем на 10 млрд. долл.

Российское природоохранное законодательство не стимулировало никогда и не стимулирует до сих пор снижение образования отходов: в стране действуют крайне низкие ставки экологических платежей за размещение отходов, понижающий коэффициент 0,3 для полигонов и промышленных площадок для размещения отходов, расположенных на территории природопользователей, а также региональные и местные льготы для земель под полигонами промышленных и бытовых отходов в виде понижающих коэффициентов к размеру арендной платы за землю. Такая государственная система стимулирует захоронение отходов, которое является самым дешевым и выгодным для бизнеса способом их утилизации. В России на протяжении уже десятков лет в области обращения с отходами преобладает захоронение: захоранивается более 50% от общего количества образующихся отходов и 95-96% ТБО.

В настоящее время в РФ в отвалах и хвостохранилищах находится около 80 млрд.т отходов от добычи и переработки полезных ископаемых [21]. В [22] отмечается, что в 12 млрд.т накопленных твердых отходов содержание ценных компонентов нередко выше, чем в рудах природных месторождений. К тому же, эти отходы по своим технологическим свойствам и запасам зачастую превосходят руды, добываемые из недр. В районах размещения металлургических предприятий скопились огромные объемы отходов от различных технологических процессов металлургического комплекса (добыча и обогащение сырья, производство чугуна, стали и проката, сжигание угля), которые могут быть отнесены к техногенным месторождениям.

Необходимо отметить, что до настоящего времени в России не существует единого реестра объектов размещения отходов и тем более отсутствует идентификация объектов размещения промышленных отходов как техногенных месторождений. Ю.С. Юсфиным с соавторами [1] отмечается, что «техногенные месторождения в отличие от природных месторождений возникли как непланируемая продукция, и их запасы формировались стихийно. Отраслям народного хозяйства было выгодно использовать первичное сырье, и анализом техногенных месторождений практически никто не занимался. Можно сказать,

что техногенные отходы - это сырье неизвестно для чего, сырье без дальнейшей судьбы».

Авторы [23] отмечают, что наиболее значительными ТМ по объему являются гидроотвалы и хвостохранилища. По данным Госгортехнадзора РФ в 2000г. в эксплуатации находилось 300 хвостохранилищ [24]. Ежегодный прирост отходов по отдельным отраслям составляет, млн.т: угольная промышленность – 1960, черная металлургия – 630, цветная металлургия – 374, химическая промышленность – 270, производство строительных материалов – 265 [13]. Наибольшее количество отходов накоплено на Урале, в Приморском крае, в Мурманской, Белгородской, Кемеровской и Тульской областях. На отвалах и шламохранилищах металлургических предприятий РФ скопилось более 1 млрд. т отходов. Из них около 360 млн. т отходов чёрной металлургии и более 800 - цветной металлургии.

На основании анализа статистических отчетов металлургических предприятий, содержащих данные о динамике развития различных отраслей металлургического производства за период с 1913 по 1995гг., авторами [16] ориентировочно оценены объемы накопления отходов, которые авторы относят к техногенным грунтам (таблица 1.1).

Общие объемы накопленных отходов черной металлургии на 1995г. оценены авторами в 16,5 млрд. м³. На территории России выделено четыре типа районов, характеризующихся различной интенсивностью накопления техногенных грунтов. Очень низкая интенсивность накопления техногенных грунтов $I < 1 \text{ м}^3/\text{км}^2$ в год соответствует Дальневосточному и Северо-Западному районам, что связано, с одной стороны, с большой площадью, а с другой – с незначительным количеством предприятий черной металлургии. К территориям с низкой интенсивностью накопления техногенных грунтов $1 < I < 10 \text{ м}^3/\text{км}^2$ в год отнесены Волго-Вятский, Северо-Кавказский, Восточно-Сибирский и Центральный районы. К районам с высокой интенсивностью накопления отходов черной металлургии $I > 100 \text{ м}^3/\text{км}^2$ относятся Центрально-Черноземный и Уральский районы.

Таблица 1.1 - Характеристика накопления объемов основных типов техногенных грунтов – отходов черной металлургии (млн. м³) [16]

Экономические районы России	1913-1969	1970-1979	1980-1989	1990-1995	Общие объемы
Объемы вскрышных пород					
Северный	37,0	136,1	381,9	195,9	750,9
Центральный	27,3	—	—	—	27,3
Центрально-Черноземный	678,5	493,3	777,1	285,4	2234,3
Уральский	3953,66	67,4	184,8	92,8	4298,7
Западно-Сибирский	236,34	189,24	11,95	6,8	444,3
Восточно-Сибирский	45,5	133,2	215,8	121,1	515,6
Россия	4978,3	1019,24	1571,6	702,0	8271,1
Объемы хвостов обогащения					
Северный	72,3	205,7	359,1	243,7	880,8
Центрально-Черноземный	3,7	230,0	607,9	378,0	1219,6
Уральский	88,6	288,2	562,9	305	1244,7
Западно-Сибирский	н. д.	н. д.	(с 1985 г.) 42,6	28,4	71,0
Восточно-Сибирский	29,6	143,8	153,3	89,5	416,2
Россия	194,2	867,7	1725,8	1044,6	3832,3
Объем доменных шлаков					
Северный	23,4	51,0	60,22	40,4	175,02
Центральный	19,2	19,59	20,67	11,6	71,06
Центрально-Черноземный	59,5	69,6	91,16	39,6	259,86
Уральский	316,2	219,7	257,56	111,8	905,26
Западно-Сибирский	97,6	88,1	93,17	41,1	319,97
Россия	516,0	447,9	522,8	244,5	1731,17
Объемы сталеплавильных шлаков					
Северный	58,1	65,08	83,5	50,65	257,3
Северо-Западный	22,6	11,3	12,7	4,73	51,2
Центральный	13,9	14,4	13,41	4,55	46,3
Центрально-Черноземный	89,9	65,48	93,76	47,76	296,9
Волго-Вятский"	8,9	16,58	18,26	7,16	50,9
Поволжский	36,9	24,5	28,8	9,56	99,8
Северо- Кавказский	23,7	14,1	13,82	5,28	56,9
Уральский	449,8	362,2	403,5	16,62	1381,7
Западно-Сибирский	123,91	97,44	117,14	50,57	389,1
Восточно-Сибирский	6,43	5,7	6,7	2,29	21,6
Дальневосточный	8,01	8,69	10,51	4,26	31,5
Россия	812,1	686,0	802,1	353,0	2682,7

Примечание. Даны объемы хвостов обогащения для указанных районов с 1965 г., для Западно-Сибирского района – с 1985 г.

В Центрально-Черноземном районе основными объектами размещения техногенных отходов черной металлургии являются бассейн КМА, отвалы и шламонакопители Ново-Липецкого металлургического комбината (НЛМК) и ОАО «Северсталь».

Территория КМА включает Курскую, Белгородскую, частично Воронежскую, Орловскую, Брянскую области РФ, а также северную часть Харьковской области Украины. Авторами [25] отмечается, что общее количество накопленных хвостов на ГОКах КМА превышает 320 млн.т. Только при добыче магнетитовых кварцитов ежегодно попутно извлекается и складировается по 12-15 млн. т окисленных их разностей, содержащих 37-45% железа. На Михайловском ГОКе КМА уже складировано более 50 млн. т таких руд и намечается складировать 10-12 млн. т, что составляет одну треть всей добычи руды [13]. На железорудных месторождениях КМА действует четыре горнообогатительных комбината. В связи с тем, что железистые кварциты и покрывающие их богатые железные руды залегают на сравнительно большой глубине (100-160 м), при их добыче открытым способом объем вскрышных пород составляет почти 80 млн. м³ в год. Из них используется в народном хозяйстве менее 15% [24]. Количество железа в образовавшихся ТМ ГОКов КМА колеблется в пределах от 32 до 62 млн.т.

Авторами [1] показано, что за время существования ОАО «Северсталь» на его собственной и прилегающих к нему территориях сформировалось новое антропогенное образование, сравнимое по мощности с крупным месторождением полиметаллического сырья, которое авторы называют «Череповецким техногенным месторождением». На его территории находится более 200 тыс.т цветных и редких металлов, около 18 тыс.т мышьяка и до 3,5 тыс.т фтора. По выполненным авторами ориентировочным расчетам на территориях Магнитогорского, Ново-Липецкого, Нижне-Тагильского металлургических комбинатов существуют техногенные месторождения объемом более 1 млн.т цветных и редких металлов.

Аналогичная ситуация и на НЛМК. На территории комбината размещены шлаковые отвалы площадью около 40 га, на которых хранится около 3 млн. т доменных шлаков, шламонакопители доменной газоочистки площадью около 180 га, полигоны твердых, жидких и маслоотходов.

Наиболее значительное количество техногенных месторождений сформировалось на Урале. В [20] отмечается, что за 300-летний период интенсивного горно-металлургического производства на Урале накоплены миллиарды кубометров отходов. В конце 80-х годов ПГО "Уралгеология" (Смирнов и др., 1987) выполнена работа по составлению геолого-экономического обзора с оценкой возможного использования отходов горнодобывающей, металлургической и топливной промышленности Уральского экономического района для получения стройматериалов. Согласно данным обзора, объёмы годового выхода отходов в Уральском экономическом районе по состоянию на 1986 г. составили : вскрышные и вмещающие породы – 159,7 млн.м³, отходы угледобычи – 73,2 млн.м³, отходы углеобогащения – 2,8 млн.м³, хвосты сухой магнитной сепарации – 7,6 млн.м³, хвосты мокрой магнитной сепарации – 20,8 млн.м³; металлургические шлаки – 21,9 млн.т, золошлаковые отходы ТЭС – 17,9 млн.т.

Благодаря реализации федеральной целевой программы «Переработка техногенных образований Свердловской области» наиболее изученными являются техногенные месторождения на территории Свердловской области [21]. В Свердловской области выполнена предварительная кадастровая оценка техногенно-минеральных объектов (ТМО). Учтено 66 отходообразующих предприятий горнодобывающего, обогатительного, металлургического, энергетического и химического комплексов, образовавших 188 самостоятельных техногенных объектов (месторождений) с объемом накопленных отходов в каждом из них свыше 1000 т. Общий объем накопленных техногенно-минеральных отходов составил в 2001г. 8,5 млрд.т, в том числе:

- отвалы вскрышных (вмещающих) пород, некондиционных руд, шламов рудничных вод - 95 объектов с общим объемом отходов 6,3 млрд.т;

- отвалы отходов обогащения - 31 объект с объемом отвалов 1,7 млрд.т;
- шламохранилища и шлакоотвалы металлургического производства - 37 объектов с объемом отходов 232,7 млн.т;
- золо- и шлакоотвалы - 15 объектов с общим объемом 210,8 млн.т;
- отходы химического производства (фторо- фосфогипсы, огарки, шламы химического производства) - 10 объектов с объемом отходов 43,9 млн.т.

Ежегодно этот объем увеличивается еще на 180 млн. т, из которых используется около 80 млн т. Авторами [22] отмечается, что в целом на Урале ежегодно образуется около 5 млрд.т различных отходов. Структура техногена выглядит следующим образом: более 83% отходов образуется на горнодобывающих предприятиях, около 11% - на предприятиях металлургического комплекса, 4% на электростанциях. Большие площади заняты отвалами вскрышных и вмещающих пород, отвалами забалансовых и некондиционных руд (45,3 %), хвосто- и шламохранилищами (32,2 %), золоотвалами (17,7 %), шлаковыми отвалами (4,7 %). Всего различными типами хранилищ промышленных и бытовых отходов на территории области занято более 16 тыс.га.

Среди учтенных техногенно-минеральных объектов преобладают объекты с запасами отходов до 5 млн.т (107 объектов). На 59 объектах сосредоточено отходов от 5 до 50 млн.т. Только на 22 объектах запасы накопленных техногенных отходов составляют свыше 50 млн.т на каждом из них (Гороблагодатское РУ, Высокогорский и Качканарский ГОКи, Ураласбест, Первоуральское РУ и др.). По данным [25] в отвалах горнодобывающих предприятий накоплено: Гороблагодатское рудоуправление – вскрышных пород 322,6 млн.м³, хвостов обогащения – 143 млн.м³; Первоуральское рудоуправление – вскрышных пород 35 млн.м³, скальных пород 21,7 млн.м³, хвостов СМС 35 млн.м³; Качканарский ГОК – вскрышных пород 575 млн.м³, хвостов ММС 741 млн.м³; Магнитогорский МК – вскрышных пород 769 млн.м³, хвостов ММС 36,3 млн.м³; Бакальское р/у – вскрышных пород 336 млн.м³, хвостов ММС 37 млн.м³; Орско-Халиловский МК – вскрышных пород 14 млн.м³. Наибольший объем

размещения отходов - у Качканарского ГОКа. На территории Черемшанского шламохранилища Высокогорского ГОКа площадью 260 га накоплено свыше 40 млн.т отходов обогащения железных руд. На территории металлургического завода им. А.К. Серова расположено шлакохранилище (42 га) доменных и мартеновских шлаков и шламохранилище. На Верхнесалдинском металлургическом производственном объединении (ВСМПО) накоплены отвалы высокотитанистых литейных шлаков (36,1 тыс.т). На территории НТМК находятся такие крупные техногенные месторождения, как отвал доменных шлаков (30 млн.т) и отвал сталеплавильных шлаков (21 млн.т), а также шламохранилище конвертерных пылей и шламов доменного и мартеновского производств в количестве 361,8 тыс.т. На Алапаевском метзаводе скопилось свыше 100 тыс. т доменных шламов.

Огромные площади на территории России – около 1 млн. га занимают шлаковые отвалы металлургического производства. К наиболее насыщенным шлаковыми отвалами относится Уральский регион. Например, площадь шлакового отвала Челябинского электрометаллургического комбината (ЧЭМК) составляет 38 га, высота его бортов – 28 м, а мощность самого тела, по данным бурения скважин Южно-Уральской геологоразведочной партии, колеблется от 16,4 до 31 м [20].

Отходы черной металлургии Южной Сибири и Кузбасса сосредоточены в 44 породных отвалах объемом 320 млн. м³, в 18 отвалах сухой магнитной сепарации (83,5 млн. м³), в отвалах мокрой магнитной сепарации Абагурской и Мундыбашской агломерационно-обогачительных фабрик (более 100 млн. т), в шлаковых отвалах доменного производства Кузнецкого (КМК) и Западно-Сибирского (ЗСМК) металлургических комбинатов (соответственно 36 и 29,4 млн. т), в отвалах сталеплавильных шлаков КМК и ЗСМК (соответственно 14,4 и 28 млн. т) [26]. Частичная утилизация отвального комплекса при использовании в качестве строительных материалов и при производстве цемента (доменные шлаки и др.) производится в сравнительно небольшом объеме и совершенно не

адекватна потенциальным возможностям комплексного использования техногенных объектов.

Только на территории г. Новокузнецка - промышленного центра Кузбасса находится 2 крупнейших объекта размещения техногенных отходов: хвостохранилище Абагурской ОАФ площадью 400 га и шламонакопитель ЗСМК площадью 300 га. Волынкиной Е.П. показано [4], что шламонакопитель ЗСМК является формирующимся техногенным месторождением с расчетными запасами железосодержащего сырья со средней концентрацией железа 54,27% свыше 700 тыс.т.

Значительное количество потенциальных техногенных месторождений размещено на территории Украины. Имеется информация о 1600 техногенных объектах Украины по 13 областям Украины. По данным [27] накопления твердых отходов на территории Украины составляют около 25 млрд. т. Эти отходы негативно влияют на природные ландшафты и экологические условия, занимая площадь около 150 тыс. га плодородных земель и ухудшая среду обитания человека.

Техногенные месторождения приводят к исключению из хозяйственного оборота больших площадей земель, занятых отходами производства. Кроме того, происходит уничтожение или снижение качества земель из-за пылевых заносов с отвалов и хвостохранилищ [19]. Более половины техногенных образований в Украине сосредоточено в Кривбасе (Криворожский железорудный бассейн) - до 13 млрд.т вскрышных пород, до 6 млрд. т отходов обогащения бедных железных руд, более 20 млн т доменного шлака и более 800 млн т некондиционной окисленной руды, что составляет 12 летний объем добычи железорудного сырья открытой и подземной разработки. На ОАО «Южный ГОК» с начала эксплуатации комбината в отвалы заскладировано свыше 540 млн.т окисленных железистых кварцитов с текущим выходом до 5,4 млн т в год. Кроме того с начала эксплуатации комбината в шламоохранилище уложено свыше 360 млн м³ хвостов обогащения, с текущим складированием свыше 5 млн м³ в год. На ГОКе ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» в отвалы заскладировано 182 млн. т окисленных

железистых кварцитов, текущий выход которых составляет порядка 3 млн т в год. Выход шламовых отходов обогащения сырой руды на ГОКе, которые сбрасываются в шламохранилища составляет свыше 6 млн м³ в год. С начала эксплуатации ГОКа в шламохранилищах этих отходов накопился свыше 310 млн м³. На ПАО «Центральный ГОК» общее количество попутно добываемых и сбрасываемых в смешанные отвалы окисленных кварцитов составляет порядка 29 млн т. С начала эксплуатации комбината в шламохранилища уложено свыше 320 млн. м³ хвостов обогащения с текущим выходом 5 млн. м³ в год. На ПАО «Северный ГОК» практически все попутно добываемые кварциты направляются в отвалы. С начала эксплуатации комбината в шламохранилище уложено свыше 517 млн. м³ хвостов обогащения с текущим выходом свыше 10 млн. м³ в год. На ПАО «Ингулецкий ГОК» большинство отвалов являются смешанными и заскладированные железистые кварциты разубожены. С начала эксплуатации комбината в шламохранилище уложено свыше 500 млн. м³ хвостов обогащения с текущим выходом порядка 13 млн. м³ в год. В целом фактическое состояние комплексного использования попутно добываемых полезных ископаемых и отходов обогащения на ГОКах Кривбасса неудовлетворительное. В основном оно сводится к производству дополнительных видов строительной продукции. На ОАО «Полтавский ГОК» попутно добываемые сланцы и безрудные кварциты в количестве 45 млн.т заскладированы в смешанные отвалы вместе с рыхлой вскрышей. В шламохранилище заскладировано 335 млн. м³ отходов обогащения. Текущий выход хвостов обогащения около 11 млн. м³ в год, из которых около 4 млн. м³ укладывается в чашу шламохранилища и свыше 7 млн. м³ используется на строительство.

В Донецкой области, на территории которой имеется семь металлургических комбинатов и заводов, ежегодно при полном освоении мощностей образуется более 14 млн. т шлаков, доменного и сталеплавильного производства - это почти 50% этих отходов, образующихся в Украине. В результате в отвалах заскладировано свыше 30 млн. т металлургических шлаков.

Кроме того, в шламонакопителях заскладировано свыше 11 млн. т ценных для металлургии шламов [28].

Значительная часть лежалых хвостов рассматривается специалистами как высококачественная железная руда россыпного типа. Переработка ее позволит попутно получить еще несколько разновидностей ценного минерального сырья (строительный и балластный песок, сырье для производства сортовой керамики, концентраты некоторых редких и рассеянных металлов и др.). Украинские коллеги также отмечают, что отсутствие принятых на государственном уровне методов оценки техногенных месторождений тормозит введение их в эксплуатацию [19].

На территории Казахстана с его развитым горно-металлургическим комплексом по разным оценкам заскладировано от 16 до 20 млрд.т минеральных промышленных отходов в виде отвалов вскрышных и вмещающих пород, складов забалансовых руд, металлургических шлаков, хвостов обогатительных фабрик [29]. А.И. Дараевым [29] отмечаются в качестве значимых техногенных минеральных образований, которые могут быть переведены в разряд ТМ шлакоотвал Актюбинского завода ферросплавов площадью свыше 47 га и накоплениями свыше 6 млн. м³, хвостохранилище Жездинской ОФ площадью 32,3 га и мощностью техногенных отложений отходов обогащения марганцевых руд в 15 м и др.

1.2 Современный уровень изученности техногенных месторождений черной металлургии и заскладированных в них отходов

До настоящего времени не создано единой методологии исследования ТМ, каждое из которых имеет свою специфику. Целью таких исследований должно являться получение качественной и количественной информации, которая необходима для технико-экономической оценки перспективы его разработки и переработки накопленных на его территории отходов. Авторами [13] указывается, что, несмотря на специфику ТМ, которые созданы человеком, их изучение

должно базироваться на получении той же количественной, качественной и прагматической информации, которая необходима для оценки природных тел полезных ископаемых.

В настоящее время идет детальное изучение ТМ с применением современных аналитических методов и созданием информационно-аналитической базы данных. Возникло новое научное направление «геохимия техногенных месторождений», занимающееся изучением изменения базовых элементов с точки зрения количества, формы существования, физических свойств, содержания попутных элементов и т.д. [2].

В 1983г. Мищенко [13] были предложены следующие типовые показатели оценки техногенных месторождений:

- общая географо-производственная характеристика (источник отходов, его местонахождение, наименование отходов, условия их образования и накопления, изученность);
- ресурсная характеристика (текущий и перспективный выход, запасы, емкость отвалов, затраты на удаление и складирование, землеемкость);
- качественная характеристика (физико-механические и химико-технологические свойства сырья и продукции из него);
- производственно-экономическая характеристика переработки и использования по направлениям (объемы использования и мощность перерабатывающих установок, технологические условия производства, себестоимость, отпускная или оптовая цена, эксплуатационные и капитальные затраты на отгрузку, предварительную обработку отходов, на получение кондиционного сырья или готовой продукции).

Авторами [12] разработаны рекомендации для проведения геологического изучения техногенных месторождений, которое разделено условно на два этапа: поисково-ревизионный и разведочно-эксплуатационный, границы между которыми условны. Первый поисково-ревизионный этап связан с обнаружением техногенных скоплений полезных ископаемых. Разведочно-эксплуатационный этап условно разделен на две стадии: предварительную разведку и детальную,

сопровождающуюся частичной эксплуатацией объекта. Задачей предварительной разведки является получение однозначного заключения о промышленной значимости объекта по качественным и количественным показателям. Детальная разведка проводится в случаях заинтересованности в ней соответствующих отраслей. При завершении разведочных работ ТМ передается в эксплуатацию при следующих условиях:

- технологическими испытаниями доказана возможность промышленного использования полезного ископаемого;
- технико-экономические расчеты показали, что дополнительные затраты на переработку до товарного продукта не превышают извлекаемой при этом ценности;
- выявлены конкретные потребители и указаны объемы использования.

Важным этапом изучения ТМ является их картирование по содержанию полезных компонентов, а также по гранулометрическому составу. Юсфиным Ю.С. с соавторами [1] путем расчета элементопотоков примесных для черной металлургии элементов (стронций, ванадий, кадмий, кобальт, медь, никель, свинец, хром и цинк) с учетом динамики развития металлургического производства в Череповецком регионе разработаны карты техногенных грунтов на территории Череповецкого меткомбината. В результате выполненных расчетов установлено, что микроэлементы, поступающие в производственный цикл предприятий черной металлургии в ходе соответствующих технологических операций, преимущественно попадают в состав готовой продукции или накапливаются на территории металлургического региона, локализуясь в техногенных и близлежащих грунтах в основном на небольшой глубине – до 3,5 – 4 м. В результате на территории промышленного предприятия формируется техногенное месторождение цветных и редких металлов. Авторами разработаны карты-схемы формирования техногенных месторождений хрома, стронция, меди и кобальта на территории ОАО «Северсталь».

Авторами [20] составлены карты территориального размещения техногенных месторождений Свердловской области (рисунок 1.1).

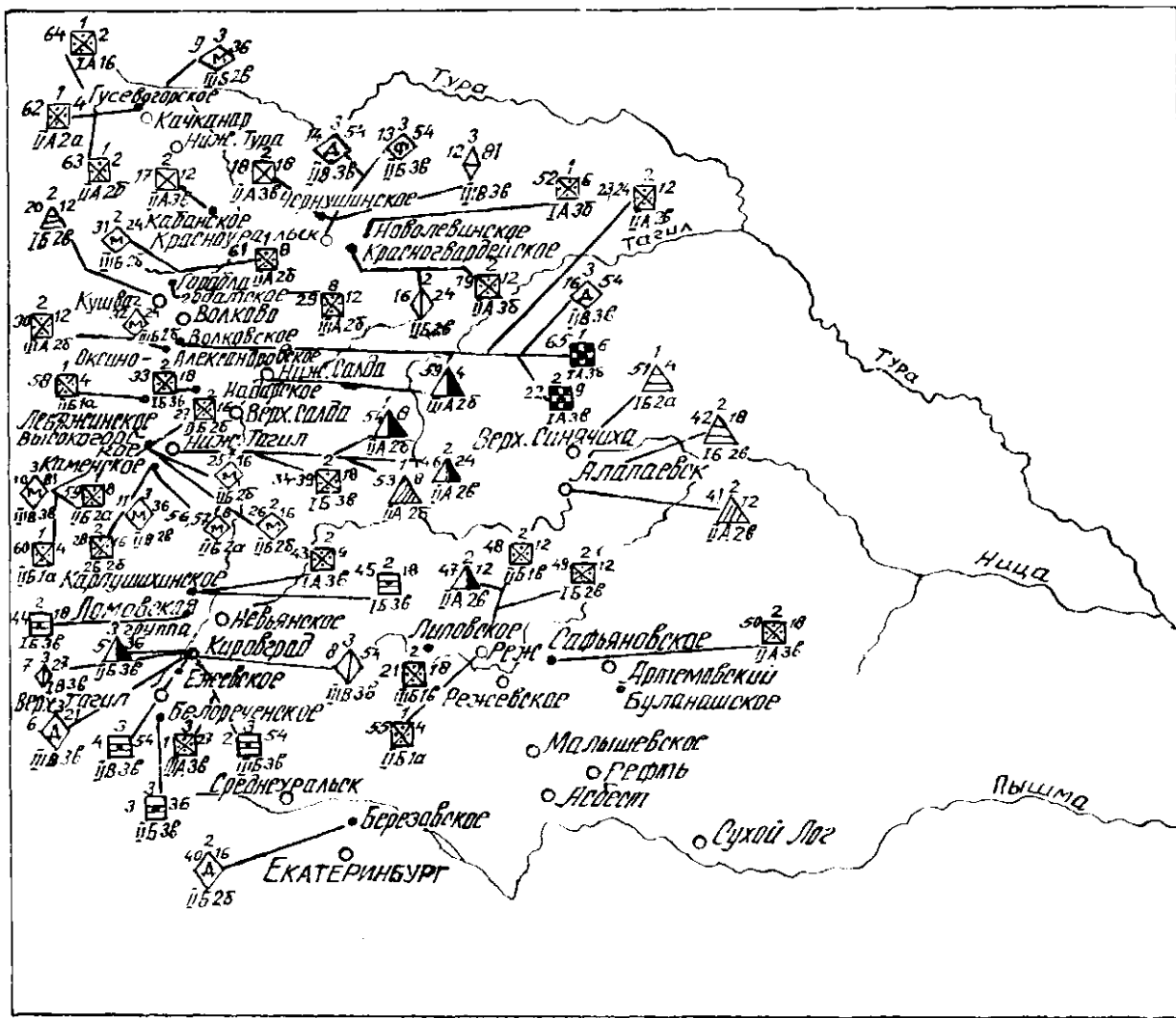


Рисунок 1.1 – Схема техногенных образований Среднего Урала [20]

На карте показаны месторождения полезных ископаемых, добыча и переработка которых связана с образованием техногенных отходов, и все техногенно-минеральные объекты, на которые составлены паспорта. Все объекты классифицированы по следующим основным признакам:

1. по принадлежности к предприятиям, образовавшим отходы при переработке минерального сырья: горнодобывающие, обогатительные, металлургические, горнохимические, энергетические предприятия, а также предприятия строительного комплекса;
2. по типам образования ТМО: ТМО горнодобывающего производства (отвалы забалансовых (некондиционных) руд, вскрышных и вмещающих пород (с подразделением на рыхлые, скальные и смешанные), шламохранилища

рудничных и сточных вод); ТМО обогатительного производства (шламо- и хвостохранилища дробильных, дробильно-сортировочных, магнитно-обогатительных и флотационных фабрик; ТМО металлургического производства (шлакоохранилища доменных, мартеновских, литейных, ваграночных, сталеплавильных и др. шлаков, шламоохранилища колошниковых и конвертерных пылей, пылей электрофильтров, шламоотстойники оборотных и сточных вод и др.); ТМО химического производства (шламоохранилища фосфо- и фторогипсов, отвалы огарков сернокислотного производства; ТМО энергетического производства (золошлакоохранилища);

3. по количеству накопленных отходов: выделены объекты с объемами отходов от 1 тыс. т до 5 млн.т; от 5 до 50 млн.т и свыше 50 млн.т;

4. по направлению и степени использования техногенного сырья;

5. по состоянию геолого-технологической изученности объектов, т.е. предварительно определены группы объектов, на которых ранее проводились геологоразведочные работы и по данным разведки оценены запасы полезных компонентов, содержащихся в техногенном сырье.

На карте выделены техногенные объекты, включенные в федеральную и областную программы «Переработка техногенных образований Свердловской области». Дополнительными обозначениями на карте выделены разведанные, законсервированные и рекультивированные объекты. Кроме этого, учеными Урала составлены карты наиболее крупных ТМ, главным образом, горнодобывающих и горнообогатительных комбинатов.

Однако эти карты не учитывают закономерностей формирования ТМ с учетом внешних факторов. Авторами [1] отмечено, что ТМ является основным по количеству, наиболее разнородным по составу и наименее изученным видом техногенных ресурсов. Материалы, слагающие ТМ, отличаются широким спектром физических, химических, механических и других характеристик. Авторами [1] выделены основные особенности ТМ:

1. «Быстрое созревание» с периодом жизни десятки лет в отличие от природных, формирующихся миллионы лет, и постоянное пополнение «свежими» отходами.

2. Неоднородность состава и свойств по площади и глубине залегания.

3. Изменение свойств техногенного сырья во времени в процессе «созревания» техногенного месторождения и сильная зависимость свойств и скорости их изменения от параметров окружающей среды (климат, роза ветров, влажность и т.д.).

4. Содержание опасных компонентов, на дезактивацию которых природе потребуются миллионы лет.

5. Повышенная концентрация большинства таких элементов, которых в земной коре мало. С этой точки зрения техногенные материалы – это первичное сырье, прошедшее стадию обогащения.

6. Неприменимость стандартных методов контроля качества, используемых для контроля свойств природного сырья.

Е.Н. Огородниковой [16] отмечается, что инженерно-геологические особенности техногенных грунтов изучены недостаточно. В целом их состав и строение характеризуются неоднородностью, а свойства – изменчивостью в пространстве и времени.

Наглядным примером формирования массивов техногенно переотложенных грунтов могут служить отвалы Ковдорского горно-обогатительного комбината, имеющие ярусное строение. Отвальная масса на 85-90% представлена обломками коренных скальных пород и на 10-15% моренными отложениями, являющимися заполнителем. Каждый ярус отвала имеет трехчленное строение: нижняя часть яруса (15-25% высоты) сложена крупными блоками скальных пород размером 0,5-3 м; средняя часть яруса (около 55-70% высоты) сложена обломками 0,05-0,5 м; верхняя часть яруса (15% высоты) сложена преимущественно обломками менее 0,1 м. При длительном нахождении в отвалах происходит самоуплотнение отсыпанных грунтов, продолжительность которого зависит от состава грунтов, технологии формирования отвала, уровня грунтовых вод и меняется от

нескольких лет (для крупнообломочных грунтов) до 10-30 лет (для отвалов глинистых грунтов).

Многочисленными и более сложными являются техногенные объекты намывного типа, представленные хвостохранилищами обогатительных фабрик. Процессы формирования пространственно разобщенных зон повышенной концентрации различных металлов в них имели место как в процессе самого складирования, так и под воздействием более поздних процессов окисления и перераспределения с участием водных растворов. Заскладированные хвосты обогащения представляют собой измельченную массу из тонкодисперсного материала с водонасыщением до 20-50 %, плотностью 2,5-4,6 г/см³, содержание глинистых частиц достигает 50 %. Для них характерна бесструктурность, высокая водопроницаемость и легкая развеваемость.

В зависимости от крупности хвостовые отложения разделяются на крупнозернистые (с диаметром частиц более 0,5 мм свыше 50 %), среднезернистые (с диаметром частиц 0,5-0,25 мм свыше 50 %), мелкозернистые (с диаметром частиц 0,25-0,1 мм свыше 75%) и пылевидные (с диаметром частиц менее 0,1 мм меньше 75%). Большинство фабрик сбрасывает отходы, представленные пылевидным материалом по флотационной технологии обогащения и мелкозернистым материалом по гравитационной технологии. На участках, близких к месту выпуска пульпы и около дамбы хвостохранилища, крупность намытых хвостов возрастает и является максимальной. В процессе накопления хвостов возникают макро- и микрослоистые текстуры, образование которых объясняется особенностями технологии работ по намыву (микротекстура) и турбулентностью взвесенесущего потока (микрослоистость).

Авторами [30] отмечается фракционирование пульпы при намыве в хвостохранилищах: в месте выпуска пульпы откладываются более тяжелые и крупные частицы, а более легкие и мелкие накапливаются в зоне пруда-отстойника.

Волынкиной Е.П. [4] на основании результатов исследований химического состава отходов, заскладированных на территории шламонакопителя ЗСМК,

выявлены факторы, влияющие на формирование техногенного месторождения и распределение на его территории основных полезных элементов (железо, углерод): места расположения выпусков пульпопроводов; сегрегационное разделение частиц по крупности и плотности; гидравлический режим работы пруда первичного отстаивания. Автором предложен механизм формирования ТМ на территории шламонакопителя, разработана карта-схема химического состава шламонакопителя (рисунок 1.2). В данной работе также подробно исследованы химический и гранулометрический состав заскладированных в шламонакопителе отходов, по результатам которых сделан вывод о перспективности разработки данного техногенного месторождения с целью извлечения железа и углерода.

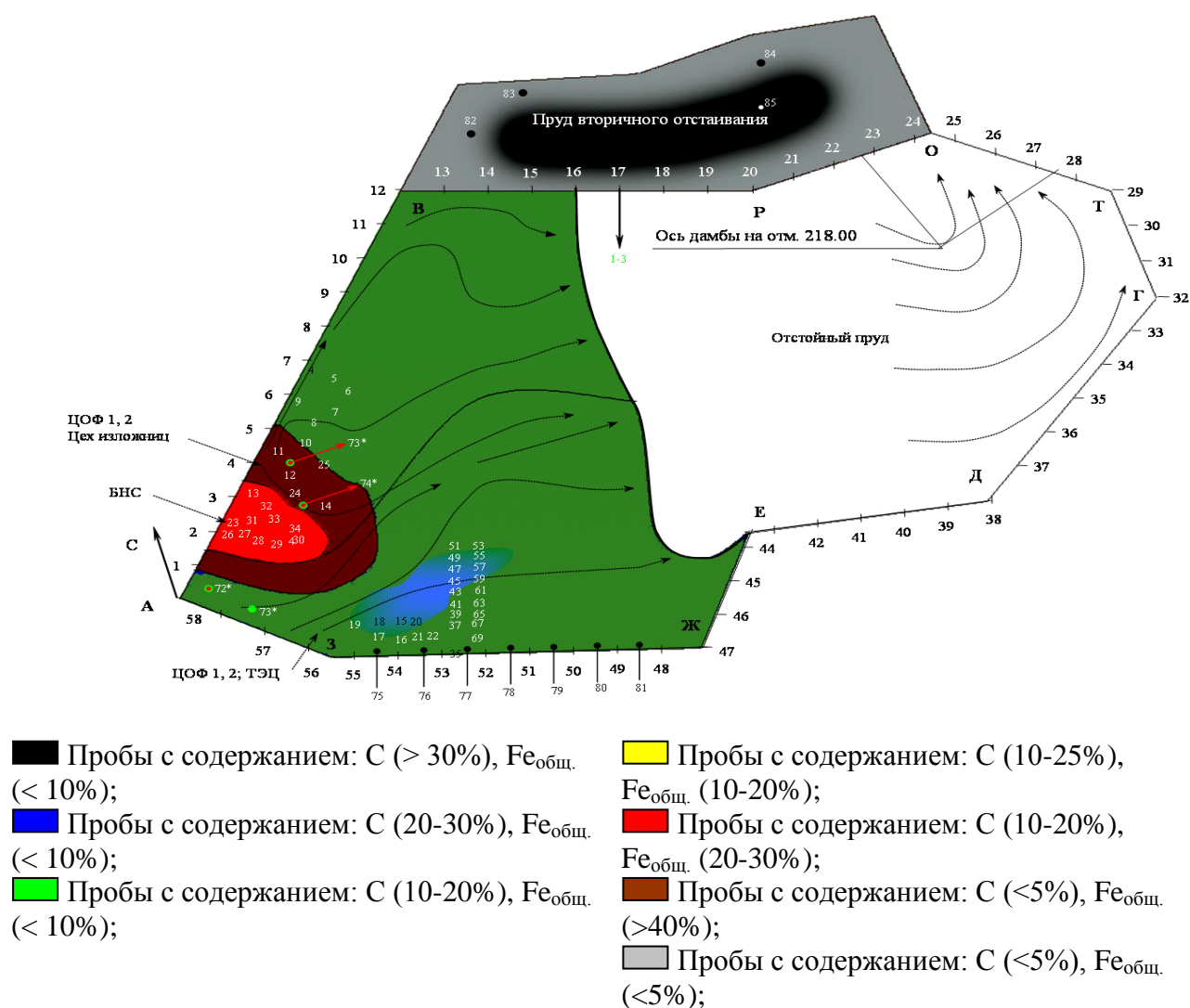


Рисунок 1.2— Карта-схема химического состава шламонакопителя ЗСМК [4]

Необходимо отметить, что к настоящему времени достаточно хорошо изучены химический состав и некоторые свойства отдельных видов металлургических отходов, направляемых в отвалы и шламонакопители, в то время как заскладированные отходы изучены пока еще в значительно меньшей степени. Как правило, при исследовании потенциальных ТМ изучаются химический и гранулометрический состав заскладированных отходов, реже – минералогический состав. Авторами [32] приводятся данные о содержании и минералогических формах железа в хвостохранилище Оленегорского ГОКа, химическом и гранулометрическом составе хвостов Ковдорского ГОКа. В [20] приведены данные о химическом и гранулометрическом составе вскрышных пород отвалов Высокогорского железного рудника, хвостов хвостохранилищ Высокогорского и Качканарского ГОКов, Кировоградского и Красноуральского медеплавильных комбинатов, ряда обогатительных фабрик медных руд, шлаковых отвалов медеплавильных заводов, шламов из шламонакопителей Богословского и Уральского алюминиевых заводов.

В ряде работ выполнены более детальные исследования отходов, заскладированных на территории ТМ. Авторами [31, 35] изучены минеральный и петрографический состав металлургических шламов, заскладированных в шламонакопителе горно-металлургического комплекса «Криворожсталь». Диагностика минералов в твердой компоненте шламов выполнена оптическими методами в отраженном (полированные шлифы), проходящем (прозрачные шлифы) свете, а также под бинокулярным микроскопом. Для этой цели использованы также методы электронной микроскопии (растровой и высокоразрешающей), ИК-спектроскопии, рентгеноструктурного анализа, данные химического и спектрального анализов. Установлено, что шламы сложены рудными (железосодержащими) и нерудными минералами. Основными рудными минералами являются: металлическое железо, вюстит, магнетит, магхемит, гематит, гетит, леиидокрокит, гидрогетит, кальциоферрит, сидерит, ярозит. Они встречаются как в раскрытом (мономинеральном) виде, так в виде сростаний: металлическое железо+вюстит» вюстит+магнетит; магнетит+гематит (мартит);

металлическое железо+гетит+лепидокрокит и др. Нерудные минералы представлены шпинелью, кварцем, кристобалитом, тридимитом, халцедоном, оливином, ортоклазом, диопсидом, геденбергитом, куммингтонитом, турмалином, биотитом, серпентином, каолинитом, карбонатами кальция и магния. В значительном количестве присутствуют силикатные и железо-силикатные стекла; частицы исходной железной руды, техногенные продукты: кокс, известь, прокатная окалина, частицы шлака, а также технические масла.

Установлено, что в высокодисперсной и ультрадисперсной фракциях шламов содержится металлическое железо, вюстит, магнетит и мартит. Авторами отмечается, что высокодисперсные шламы металлургических комплексов, обычно собираемые в накопителе (аккумулирующем сборнике), как правило, имеют следующий состав: содержание ультрадисперсной фракции с нанометровым размером частиц колеблется в пределах 1–1,5% [19]; минеральный состав представлен оксидами железа (55–70%), карбонатами (20–25%), шлаками, кварцем и углем (5–10%), полевыми шпатами и глинистыми минералами (2–5%); минерализация воды в шламах обычно составляет 2–3 г/дм³. Термогравиметрические, рентгенофазовые и электронно-микроскопические исследования позволили установить, что в металлургических шламах содержатся частицы с размерами в десятки и сотни нанометров, обычно входящие в структуру более грубых полиминеральных агрегатов (микронанокмполитов).

Авторы [31] на основании данных о химическом и гранулометрическом составе проб из шламонакопителя делают вывод о целесообразности более детального исследования минерального и химического составов шламов и методов их разделения. Такие результаты были получены с использованием методов электронной микроскопии, рентгеноструктурного анализа, термогравиметрии, данных химического и спектрального анализов [19]. Для определения минерального состава шламовых частиц также применялось разделение материала проб в магнитном и гравитационном полях, диагностическое травление и другие технологические испытания. Авторами показано, что по содержанию железа мартеновские и агломерационные шламы

относятся к богатым ($Fe_{\text{общ}} > 46\%$) железным рудам, кислородно-конвертерные и, особенно, доменные шламы являются бедными железными рудами ($Fe_{\text{общ}} < 46,0\%$). В объеме аккумулирующего сборника имеются как богатые, так и бедные железные руды. Их пространственное распределение подвержено значительным колебаниям. Как по площади бассейна, так и в глубину оно контролируется соотношением материала, поступающего в течение ряда лет из различных источников (насосных станций и цехов).

Авторами [33] указывается, что ТМ необходимо оценивать, прежде всего, по сырьевым критериям, учитывающим их ресурсную ценность. Авторы [2] отмечают, что для принятия стратегического решения о переработке техногенных месторождений и оценки технико-экономической целесообразности необходимо, прежде всего, выполнить его прогнозную технологическую оценку. По [34] прогнозная технологическая оценка минерального сырья – это прогнозирование показателей на основе выявления связей между генетическими особенностями месторождений, свойствами минералов и их поведением в процессе переработки. Технологическая оценка техногенных месторождений включает, прежде всего, оценку обогатимости техногенного сырья и оценку технологических свойств минерального сырья.

1.3 Исследования и разработки в области обогащения техногенного металлургического сырья

Основной целью обогащения отходов металлургического производства является извлечение содержащегося в них железа с получением техногенного железорудного сырья, а при наличии на территории ТМ отходов обогащения и переработки углей – еще и углерода. Ниже рассмотрены результаты исследований целесообразности и методы обогащения отходов.

Известно, что по содержанию железа руды разделяют на бедные (до 40% железа) и богатые (50-60% и более железа) [36]. В настоящее время содержание железа в первичном (природном) железорудном сырье составляет: КМА – ср.

41%, месторождения Горной Шории – 42-55%, Хакасии - до 46%, в Молдове (магнетит) – 25-35%, Азербайджане – 45-60%, Таджикистане – до 42%, Украине (Кривбас) – 28-36% , Казахстан (Соколовско-Сарбайское) – 45-49%, Казахстан (Лисаковское) – 37-42% [29]. По традиционным схемам обогащения получают железорудный концентрат с содержанием железа 63-65%.

Содержание железа в отходах черной металлургии нередко превышает 30%, что позволяет считать их полноценным вторичным железорудным сырьем, которое может быть подвергнуто обогащению для получения железорудного концентрата. Кроме того, некоторые виды металлургических отходов не нуждаются даже в обогащении и могут быть приравнены к железорудным концентратам. Так, например, в [37] металлургические шламы подразделяются по содержанию железа на 3 группы:

- а) богатые (55-67%) - пыль и шлам газоочисток мартеновских печей и конвертеров;
- б) относительно богатые (40-55%) - шламы и пыли аглодоменного производства;
- в) бедные (30-40%) - шлам и пыль газоочисток электросталеплавильного производства.

Таким образом, богатые железом мартеновские и конвертерные шламы вполне могут заменить железорудный концентрат, а относительно богатые и, особенно, бедные шламы аглодоменного и электросталеплавильного производств целесообразно подвергнуть обогащению. Для обогащения железосодержащих отходов, как правило, используют традиционные методы, используемые при обогащении первичного железорудного сырья. Однако для обеспечения эффективного обогащения необходимо учитывать особенности техногенного сырья по химическому, гранулометрическому, минералогическому, петрографическому составу, а также использовать наиболее современное оборудование, обеспечивающее глубокое обогащение.

В [36] отмечается, что при использовании традиционных магнитных схем обогащения первичного железорудного сырья извлечение магнитного железа в концентрат составляет 90-96%, а общего – 65-77%, т.е. примерно одна треть

металла, поступающего на обогащение, теряется с отходами. Это связано с тем, что в переработку совместно с магнетитовыми рудами вовлечены и окисленные разновидности. При этом в отвальных хвостах содержание $Fe_{\text{общ}}$ составляет 11,7-17,5% (в т.ч. магнитного 1,5-3,0%), а потери окисленного железа с хвостами обогащения достигают 90-98%. Таким образом, магнитные схемы достаточно хорошо извлекают железо в форме магнетита и практически полностью сбрасывают окисленные материалы. В технической литературе [36, 37, 40, 41] отмечается, что традиционная технология мокрой магнитной сепарации ММС в цикле производства железорудного концентрата является устаревшей. Авторами [40] отмечается низкоселективность процессов ММС, в связи с чем на серийных аппаратах типа ПБМ в концентрат переходит часть немагнитных зерен пустой породы, захваченных за счет магнитной флокуляции сильномагнитных зерен и физико-механической адгезии. А.А. Стафеев [36] отмечает, что магнитные сепараторы способны извлекать из железорудной пульпы только свободные зерна магнетита и часть его сростков с другими минералами. Гематит, также присутствующий в магнетитовых рудах, магнитной сепарацией не извлекается и теряется с хвостами обогащения.

В связи со снижением содержания железа в исходном железорудном сырье, с одной стороны, и постоянным повышением требований к качеству железорудного концентрата, в последние годы постоянно совершенствуются традиционные и разрабатываются новые технологии обогащения, целью которых является повышение степени извлечения железа и снижение его потерь с отходами. Эти разработки, безусловно, необходимо использовать и при извлечении железа из техногенных месторождений. Далее выполнен анализ современных технологий обогащения железорудного сырья и техногенных отходов.

1.3.1 Мелкодисперсные отходы

В [42] отмечается, что разработка новых способов магнитной сепарации и повышение ее эффективности в настоящее время осуществляется за счет увеличения разделительных сил (магнитных и центробежных), повышения напряженности магнитного поля, нейтрализации поверхностных сил, вызывающих адгезионную флокуляцию. Для увеличения различия в удельной магнитной восприимчивости разделяемых материалов рекомендуется использовать магнетизирующий обжиг исходного материала, а также его предварительную магнитную обработку (подмагничивание). Увеличение силы магнитного поля достигается в высокоградиентных сепараторах, где обеспечивается увеличение напряженности поля на порядок.

Известен опыт дополнения магнитной схемы флотацией, высокоинтенсивной магнитной сепарацией или гравитационными методами. Недостатками флотации являются сложность технологии, высокая себестоимость продукции и возникающие экологические проблемы. Известно также, что флотоконцентрат очень плохо обезвоживается фильтрованием и практически не поддается окомкованию [42]. В мировой практике для обогащения окисленных руд используют гравитационные методы, а для их дообогащения – метод высокоинтенсивной (высокоградиентной) магнитной сепарации. Однако этот метод является эффективным только при переработке крупновкрапленных руд. В случае переработки тонковкрапленных и, соответственно, тонкоизмельченных железных руд эффект от усиления магнитного поля смазывается рядом негативных факторов: удельная магнитная сила непропорционально быстро снижается с уменьшением крупности частиц, в водной среде проявляются парамагнитные свойства таких немагнитных материалов как кварц, неизбежное присутствие магнетитовых фракций в питании высокоградиентных сепараторов вызывает высокую флокуляцию минеральных частиц, что дестабилизирует работу. В целом известный практический опыт показал, что при магнитной сепарации в сильных полях производится низкосортный концентрат с

содержанием железа менее 61% (обычно 57-58%). При этом установленная мощность и расход электроэнергии в высокоградиентных сепараторах в 10 раз выше, чем в традиционных ПБМ.

За рубежом успешно используется дополнение магнитных схем традиционными гравитационными схемами при обогащении крупно- и средневкрапленных магнетитовых и окисленных руд. Однако традиционные гравитационные методы обогащения не позволяют достаточно эффективно разделять минеральные частицы крупностью менее 74 мкм. Высокую эффективность обогащения показывают технологии совместного обогащения магнетитовых и окисленных железных руд с использованием методов гравитационно-магнитного обогащения (ГМО). Технология ГМО состоит из двух частей: магнитной с получением концентрата, представленного магнетитом и гематитом, и немагнитной (доводочной) на гравитационных концентраторах (Falcon, Knelson) [42].

Повышение селективности разделения железосодержащих минералов успешно достигается на магнитных дешламаторах и гидросепараторах. В течение последних лет интенсивно разрабатывается новая технология обогащения, основанная на процессе разделения тонкоизмельченных рудных и нерудных минералов в водных потоках с наложением слабых магнитных полей – магнитная гидросепарация (МГС). Этот процесс относится к комбинированным гравитационно-магнитным методам обогащения. Процесс разделения минеральных частиц в пульпе магнитных гидросепараторов протекает по принципу гидродинамической промывки руды в слабых магнитных полях. В аппаратах МГС магнетит, удерживаясь в поле магнитных систем, выполняет роль среды разделения, и процесс сепарации становится подобен разделению в отсадочных машинах, где тяжелые оксиды железа проходят через магнетитовую постель, а кварц вымывается в слив гидросепаратора. Авторами [43] отмечается, что как научное направление магнитная гидросепарация в 1982-1987гг. развивалась на базе работ В.А. Чумакова (ДГИ), а также П.И. Зеленина, П.А. Усачева, Н.А. Алейникова (ГОС КНЦ РАН). Первые аппараты МГС были

испытаны в Украине - на ИнГОКе, СевГОКе, в РУ им. Дзержинского. К 1990г. на базе дешламаторов МД-5, МД-9 были созданы первые аппараты, позволяющие сепарировать тонкоизмельченные продукты совместно с их обесшламливанием. В настоящее время технология МГС успешно применяется на типичных магнетитовых рудах с содержанием $Fe_{общ}$ 27-35% и обеспечивает повышение извлечения металла в концентрат на 4,5-9,3% за счет снижения содержания магнитного железа в хвостах. Для повышения эффективности обогащения в МГС рекомендуется подмешивать к окисленным рудам магнетитовые разновидности. В России и Украине МГС испытаны в промышленных условиях на рудах с соотношением магнитного и окисленного железа от 3:1 до 1:1. Автором [36] в России и США запатентован МГС для извлечения гематита из железной руды вместе магнетитом. В результате сравнительных испытаний барабанного магнитного сепаратора ПБМ и опытного образца МГС на ОАО «Стойленский ГОК» установлено значительное преимущество последнего: содержание $Fe_{общ}$ в хвостах ПБМ и МГС составило соответственно 19,2 и 9,8%.

На принципе магнитной гидросепарации был основан магнитно-дисковый аппарат МДА, разработанный в СССР институтом ВНИПИчерметэнергоочистка для обезвоживания и извлечения магнитного железа из конвертерных шламов и испытанный в 70-х годах на ЗСМК. Аппарат МДА был изготовлен силами ЗСМК и состоял из магнитной системы и 10-ти дисков диаметром 2000 мм, вращаемых от привода. Нижняя часть дисков находилась в магнитном поле и была погружена в ванну. При протекании сточной воды взвешенные ферромагнитные вещества высаживались на поверхности дисков, где градиент магнитного поля имел максимальное значение. При этом происходил захват неферромагнитных частиц. После выноса шлама из воды дисками, он высушивался на поверхности дисков за счет обдувания их горячими газами. В дальнейшем, перед входом дисков в воду сухой шлам снимался ножами и попадает в приемный бункер.

Испытания аппарата МДА, проведенные на ЗСМК с 20 июля по 14 декабря 1974 г., показали его высокую эффективность для осветления шламовых вод оборотного цикла конвертерного цеха, которая при работе в режиме без сушки

шлама составила 99,3% при производительности по воде 45-50 м³/час. Магнитно-дисковый аппарат для осветления сточных вод и сушки шламов газоочисток сталеплавильных печей и агрегатов был признан перспективным аппаратом для указанных целей и рекомендован для освоения специализированным машиностроительным предприятием. 16 декабря 1974г. аппарат был принят в эксплуатацию, но в марте 1975г. произошла авария и МДА был выведен из строя. Причиной аварии было нарушение на 70-80% эпоксидного покрытия на крайних дисках, которое накапливалось в ванне и послужило причиной заклинивания. Причиной выкрашивания стал перегрев крайних дисков вследствие неравномерности температурного поля по сечению.

Авторами [31] изучалась возможность обогащения металлургических шламов горно-металлургического комплекса «Криворожсталь» (с 2006г. – Mittal Steel) гравитационным и магнитным методами. Шламы подвергались гравитационному обогащению в гидроциклоне и на концентрационном столе. Выявлены закономерности распределения частиц по крупности и химическому составу в тяжелой фракции, промежуточном продукте и легкой фракции. Установлено, что железо общее, закисное и окисное концентрируются в тяжелой фракции, независимо от способа ее выделения. При этом на концентрационном столе выделение железистых частиц происходило более эффективно: в тяжелой фракции было сосредоточено 65% железа общего, в то время как этот показатель для гидроциклона составил 57,8-60%. В то же время, закисное железо лучше выделялось в гидроциклоне, а окисное – на концентрационном столе. Для каждого оксида балластной составляющей шламов (SiO₂, Al₂O₃, CaO, MgO) наблюдались характерные технологические особенности. В частности, SiO₂ и CaO в основном локализовались в тяжелой фракции, Al₂O₃, MgO и летучие компоненты всегда накапливались в легких продуктах сепарации, так как присутствуют в форме силикатов и алюмосиликатов. Более эффективно они выделялись в гидроциклоне. Углерод всегда и практически полностью локализовался в легких продуктах гравитационной сепарации.

Авторами [31] установлено, что на эффективность магнитного обогащения шламов оказывают влияние их минералогический и петрографический состав, а также характер срастаний. Установлено, что наибольшими различиями магнитных свойств обладают шламы мартеновского, кислородно-конвертерного и агломерационного цехов. Причем доля магнитной фракции в этих шламах составляет 69,6–82,0%, а выход немагнитной фракции - 5,8–16,1%. Такой характер распределения авторы объясняют высоким общим содержанием минералов железа, а также значительной долей магнетита (агломерационные шламы). В сталеплавильных шламах минеральные зерна хорошо индивидуализированы. Доминируют мелкие шаровидные частицы. Все это способствует концентрации шламовых зерен в магнитных фракциях проб. Доменные шламы имеют другие параметры магнитных свойств. Здесь преобладает немагнитная фракция, сложенная в основном минералами класса карбонатов, силикатов, включая группу кварца. Особую группу составляют пробы, отобранные в различных местах и на разной глубине отложений аккумулярующего сборника. Часть из них ведут себя аналогично сталеплавильным, часть — доменным шламам. Авторами выявлены особенности химического состава магнитной, слабомагнитной и немагнитной фракций изученных шламов. В частности, установлено, что железо общее и закисное концентрируется в основном в магнитной фракции, а окисное — в магнитной, слабомагнитной и немагнитной фракциях. Накопление балластных и вредных химических элементов преимущественно происходит в немагнитной фракции.

В работе Филенко В.В. и др. [38] выполнены комплексные исследования минерального, химического состава шламов комбината «Криворожсталь», направляемых в шламонакопитель, особенностей их поведения в магнитном и гравитационном полях с целью минералогического обоснования рациональной технологии их утилизации. Установлено, что шламы сложены рудными (железосодержащими) и нерудными минералами. Рудными минералами являются: металлическое железо, вюстит, магнетит, магхемит, гематит, гетит, лепидокрокит, гидрогетит, кальциоферрит, сидерит, ярозит. Филенко выполнены лабораторные

эксперименты по магнитному обогащению шламов на лабораторном сепараторе АМ-1-2, в результате которых выявлено, что в магнитном продукте концентрируются металлическое железо, вюстит, магнетит и магхемит. Отмечается, что хотя вюстит и не является ферромагнетиком, он образует тесные сростания с металлическим железом и магнетитом. Выход магнитного продукта составил 30-40%, содержание железа в концентрате – 57-59%. В немагнитной фракции накапливались гематит, кальциоферрит, сидерит, гетит, герцинит, силикаты, кварц. В немагнитную фракцию переходили также вредные для металлургии компоненты (сера, цинк, медь и др.) за исключением свинца, который вел себя по-разному при обогащении агломерационных, доменных и мартеновских шламов. Авторами исследованы также возможности гравитационного обогащения металлургических шламов с использованием гидроциклона, конусного сепаратора, винтового сепаратора, концентрационного стола, а также методом седиментационного анализа. Установлено, что распределение химических соединений в продуктах гравитационной сепарации имело закономерный характер. В частности, в тяжелой фракции концентрировались металлическое железо и его оксиды. При этом наиболее эффективно происходило выделение рудных частиц на концентрационном столе. Выход концентрата колебался в пределах 35-45%;. Содержание железа в полученном концентрате – 62-65%. В легкую фракцию переходили силикаты, графит, коксовая пыль, технические масла, а также такие вредные для металлургии химические элементы как сера, цинк, свинец, медь. Авторами сделан вывод о том, что обогащение металлургических шламов гравитационными методами более эффективно, чем магнитными.

1.3.2 Конвертерные шлаки

В отличие от заскладированных мелкодисперсных металлургических отходов, промышленная переработка которых практически еще нигде не организована, конвертерные шлаки перерабатываются на ряде металлургических

предприятий: НЛМК, Северсталь, НТМК, ММК, Таганрогский метзавод [45-49]. При этом получают щебень, шлаковую муку, фосфат-шлак и извлекают значительное количество металла. Однако, как отмечает В.А. Кудрин [44] пока еще в целом по стране проблема утилизации конвертерных шлаков решена не полностью: многие конструктивные разработки находятся в стадии решения. Особенно, большое значение придается при этом повышению эффективности извлечения из шлаков железа.

Для извлечения железа из металлургических шлаков традиционно используют магнитную и электромагнитную сепарацию. Если при переработке доменных шлаков в извлечении железа нет необходимости ввиду его низкого содержания (менее 1%), то при переработке сталеплавильных шлаков эта технологическая операция является обязательной, так как содержание железа в них является значительным (более 10%).

Любой из способов переработки сталеплавильных шлаков предусматривает извлечение металла, возврат магнитной фракции на металлургический передел, производство товарной продукции из оставшейся немагнитной части. По данным УралНИИЧМ степень извлечения железа из конвертерных шлаков на шлаковых дворах составляет 7,5-10%. По данным НТМК и ММК только в результате первичной обработки шлака, заключающейся в грубом дроблении, извлечении металла подъемными электромагнитными шайбами извлекается крупный стальной скрап, не нуждающийся в добавочной очистке. В результате первичной обработки из шлака может быть извлечено 60-70% содержащегося в нем металла. По данным ЦЗЛ ММК при дроблении шлака на куски до 100-300мм извлекается еще 6,4% металла, при дополнительном дроблении до 80-100мм – еще 7,6% скрапа, а при измельчении до 25-75мм – еще 15% от массы шлака. Для переработки отвальных шлаков УралНИИЧМ рекомендовано использовать два варианта технологических схем: с использованием стационарного и передвижного оборудования по дроблению, магнитной сепарации и сортировке шлака (передвижной вариант установки экономичнее).

Опыт показывает, что для максимального извлечения металла (до 94%) из шлака требуется очень тонкое измельчение, осуществляемое за рубежом, как правило, в две стадии на щековых и конусных дробилках: завод фирмы “Хьюстон слэг мэтириэлз” (США), завод фирмы “Син ниппон сэйтэцу” (Япония). Безаварийная работа стандартных дробилок при дроблении сталеплавильных шлаков возможна в условиях тщательно организованной системы удаления металла. Основная часть металла должна быть извлечена во время первичной обработки шлака, а оставшаяся – магнитными сепараторами, установленными перед дробилками. Простая схема была реализована на заводе “Фест” в Линце (Австрия), где частично разрушенные термоударным способом шлаки измельчаются на щековой дробилке до крупности 0-100мм. Перед дроблением и после него осуществляется магнитная сепарация. Такой способ позволял извлечь металл в количестве 10% от массы шлака.

Комплекс по переработке конвертерных шлаков НЛМК включает извлечение крупных кусков металла из дробленого падающим грузом шлака магнитно-грейферными кранами на шлаковых полях, последующее двухстадийное дробление на щековых дробилках, четыре стадии магнитной сепарации (магнитными шайбами, подвесными и барабанными сепараторами), рассев на фракции 40-70, 20-40, 10-20, 5-10 и 0-5мм на грохотах. Фракция менее 5мм направляется в помольное отделение, включающее корпус с двумя шаровыми мельницами, силосный склад муки, систему подачи материалов и систему пылеулавливания. Первая очередь комплекса имеет производительность 900-1000 тыс.т в год и производит: 500 тыс.т шлаков для доменных печей, 150 тыс.т щебня для дорожного строительства, 250 тыс.т муки для сельского хозяйства и 30 тыс.т скрапа.

В Кривом Роге на металлургическом комбинате “Криворожсталь” в 1996г. вступила в строй фабрика по переработке сталеплавильных шлаков по технологии, разработанной фирмой “ЕЕ Инжиниринг” (г.Любляна, Словения) производительностью 2.5 млн.т в год. Генеральным проектировщиком являлась фирма “Технопроект” (г.Трбовле, Словения), генеральным подрядчиком – фирма

“Промос С.А.” (г.Лозанна, Швейцария). Фабрика перерабатывает отвальные сталеплавильные шлаки. Готовой продукцией является металлошихта для агломерационных и доменных агрегатов комбината, фракционированный шлак – для загрузки в доменные печи взамен известняка и шлаковый щебень определенных классов крупности для дорожного и гражданского строительства.

Продукция используется следующим образом:

1. металлошихта фракции 0-20мм – в агломерации;
2. металлошихта фракции 20-60мм – в доменных печах, как металлдобавка;
3. шлак фракции 20-40 и 40-70мм заданной основности – в доменных печах в количестве 60-100 кг\т чугуна в качестве флюса;
4. остальной шлак – в строительстве дорог.

На НТМК в сентябре 1996г. введен в действие цех переработки техногенных образований (ЦПТО), построенный по технологии фирмы Э.Фридрих (Германия). Оборудование поставлено также германской фирмой «Клекнер-Хумбольдт-Дойц» (КХД), проект выполнен КХД-НТМК. Это крупнейшее в Европе предприятие по переработке шлаков с производительностью 3,1 млн.т в год. Продукция цеха: щебень фракции 0-10, 10-20, 20-40, 40-70мм; металлопродукт фракции 0-10, 10-40, 40-70, 70-120, юолее 120мм; шлакометаллическая смесь фракции 0-10мм, огнеупорный лом (шамотный и магнезиальный).

В настоящее время наиболее перспективными для извлечения металла из шлаков являются магнитные сепараторы (железоотделители) с электромагнитами, что обусловлено их способностью создавать магнитные поля высокой напряженности в значительных рабочих объемах. Такие сепараторы выпускаются многими зарубежными фирмами, в основном США и Германии. Наиболее широко применяются подвесные электромагнитные сепараторы: извлекающие или саморазгружающиеся.

Финская фирма «СКЙ-компания» изготавливает «под ключ» модульные установки по переработке шлака. Фирмой изготовлены установки для переработки шлака в Нижнем Новгороде и Енакиево.

Металлический концентрат используется в различных металлургических переделах:

- концентрат крупностью 0-10мм содержит 56,9-86,0% Fe и используется в агломерации;
- второй класс металлического концентрата фракции 10-50мм содержит 71,09-90,1% Fe;
- третий класса концентрата фракции 50-250мм содержит 80,6-90,1 Fe.

Второй и третий классы используются в сталеплавильном, литейном и доменном производствах.

В целом опыт переработки конвертерных шлаков показывает, что, несмотря на идентичность технологии конвертерной плавки, химический состав, содержание и формы нахождения железа в шлаке могут различаться. Поэтому при организации их переработки и технико-экономического ее обоснования необходимо проведение исследований применительно к конкретному предприятию, что позволит учесть особенности шлака и получить наиболее близкие к практике результаты.

1.4 Направления использования техногенных ресурсов металлургического производства

Разработка технологий использования техногенного металлургического сырья не является целью данной работы, в которой рассматриваются только технологии его подготовки к дальнейшему использованию. Поэтому ниже приводятся лишь возможные и известные направления его использования без детального обзора.

1.4.1 Использование металлургических шламов

Известно, что шламы, содержащие от 37 до 52% Fe_{общ} , от 4 до 15% С, оксиды кальция, магния, марганца, алюминия, кремния, относятся к ценному

техногенному сырью. Согласно техническим требованиям к качеству железосодержащих пылей и шламов при их утилизации суммарное содержание в них железа, углерода, а также оксидов Ca и Mg должно быть не ниже 45% [37].

Основным методом использования железосодержащих металлургических шламов (агломерационные, доменные, конвертерные и др.) является их добавка к агломерационной шихте. Многочисленными исследованиями установлено, что добавка пылей и шламов в количестве 10-15% (по массе) шихты (при отсутствии в них вредных веществ) улучшает механическую прочность агломерата, не снижая при этом производительности агломашин [50-54].

В Японии на большинстве заводов железосодержащую пыль используют в агломерации. Некоторые виды пылей перерабатывают в безобжиговые окатыши на связке и загружают в конвертера. На всех металлургических заводах Японии коэффициент оборотного использования пыли близок к 100%. В Анышане конвертерную пыль используют при производстве агломерата.

Основные требования к металлургическим пылям для их утилизации:

- суммарное содержание полезных компонентов – железа, углерода и оксидов кальция при утилизации в аглошихте – не менее 45%;
- концентрация цинка при использовании на аглофабриках – не более 1%;
- влажность при использовании в аглошихте – не выше 8-9%, в отдельных случаях – не более 12%;
- максимальный размер комков при использовании в аглошихте 6мм;
- при использовании в аглошихте хорошая слипаемость.

Основными критериями пригодности железосодержащих отходов к применению в аглопроизводстве являются также их сыпучесть, транспортабельность, возможность дозирования и перегрузок в технологическом цикле аглофабрики, способность равномерно распределяться в массе аглошихты.

В промышленных условиях смесь доменных, агломерационных и конвертерных шламов текущих производств и из накопителей в больших количествах (150-800 кг/т агломерата) используют на трех аглофабриках Украины [50, 51, 53]. На комбинате "Криворожсталь" освоена технология агломерации при

удельном расходе шламов 130-150 кг/т агломерата. На аглофабрику, производительность которой составляет 4 млн.т/год, в сутки доставляют до 1000 т шлама с участка подготовки шламов. На участке подготавливают смесь шламов текущего производства и из накопителей с исходной влажностью 10-20%. В составе смеси периодически утилизируют известковую пыль газоочисток цеха обжига извести. Соотношение известковая пыль:шлам примерно (1-0,5):(9-9,5). Однако часто используют шлам без добавления извести.

На аглофабрике Мариупольского металлургического комбината производительностью 11 млн. т/год используют смесь агломерационных и доменных шламов из хранилища влажностью 10-16%. На площадке открытого склада шлам экскаватором смешивают с агломератом в пропорции 1 : (0,5-1). Такая схема обеспечивает достаточное усреднение с отсевом агломерата и аглорудой, что позволило увеличить расход шлама с 3 до 200 кг/т агломерата, в отдельные периоды до 300-400 кг/т агломерата.

На аглофабрике Енакиевского металлургического завода производительностью 3 млн. т/год используют смесь шламов доменного и конвертерного производств из накопителя. Влажность шлама 14-19%. Шлам доставляют на заводской перегрузочный узел, а затем на рудный двор, где укладывают непосредственно в штабель железорудного концентрата. Туда же подают известь. Ежедневно используют 800-1500 т шлама. Исследованы показатели агломерации при расходе шлама от 30 до 800 кг/т агломерата. На основании лабораторных и промышленных опытов сделан вывод о возможности применения шлама в количестве до 250 кг/т агломерата без существенных ухудшений показателей агломерации.

На зарубежных предприятиях железосодержащие отходы перерабатываются большей частью в аглопроизводстве, а также в доменном и конвертерном производствах только в подготовленном виде, главным образом, в виде безобжиговых окатышей или брикетов. Для возврата отходов в агломерацию получают окатыши небольшого размера диаметром 2-3 мм. Примеры такой технологии: з-ды в Бейлихеме и Спарроус-Пойнте, США; з-д ф.Эстель

Хюттенверке в Дортмунде, Германия; з-ды фирмы Крупп, Германия; з-ды фирм “Кавасаки Сэйтэцу” и “Кавасаки Дзэкоге”, Япония; з-д Фос-сюр-Мор, Франция и многие другие. В качестве связующего используют, главным образом, известь с получением окатышей влажностью 7-12% [54].

Известен обширный зарубежный опыт по окускованию конвертерных шламов: фирмы «Ниссен сэйко», Япония; «Бетлехем Стил», «Карад», «Ферро Карб», «Дофаска», США; «Крупп», «Аугуст Тиссен», «Хутт», Лурги Хеми, Тиссен, Германия; «Фест-Альпине», Австрия; «Бритиш Стил».

1.4.2 Использование конвертерных шлаков

Сталеплавильные шлаки в мире рассматриваются как нетоксичные и пригодные для захоронения, однако их стремятся не захоранивать из-за высоких платежей.

За рубежом конвертерный шлак после подготовки используется в доменном и агломерационном производствах (Англия – 85%, Чехословакия – 82%), в дорожном строительстве (Англия – 15%, Польша – 85%, США – 9120 тыс.т в год), в небольшом количестве – для производства удобрений.

Металл, извлекаемый из шлаков, идет в основном в сталеплавильное производство вместо амортизационного лома или в доменные печи в качестве доменного присада. Учитывая, что зашлакованность металла не должна превышать 5%, коэффициент замены чугуна извлекаемым из шлака металлоломом составляет 0,95. Более зашлакованный материал крупной фракции 20-70мм используют в шихте доменных печей и вагранках, мелкой фракции 0-6мм – в аглошихте.

В аглодоменном производстве сталеплавильный шлак используется как флюс и как источник железа и марганца. В ряде работ показано, что практически весь конвертерный шлак может быть повторно использован в аглодоменной шихте без существенного влияния на работу доменных печей.

Конвертерные шлаки используются как оборотный продукт в аглодоменном или сталеплавильном производстве (Нижнетагильский металлургический комбинат, «Северсталь», Магнитогорский металлургический комбинат и др.) с целью доизвлечения ванадия, частичной замены извести, железа, марганца и др. элементов, а также для производства цементов и строительных материалов [55, 56-58]. Построенный на Нижнетагильском металлургическом комбинате комплекс переработки отвальных шлаков позволяет ежегодно перерабатывать до 3 млн. т шлака, что превышает объемы его образования, с получением до 300 тыс. т металлопродукта используемого в агломерационном, доменном и сталеплавильном производствах. На ОАО «Северсталь» конвертерный шлак после дробления и сортировки используют непосредственно в доменной печи (фракция крупнее 10 мм) и аглошихте (фракция 0-10 мм) [55]. Кроме того, смесь сталеплавильных шлаков после дробления и магнитной сепарации применяют в виде сталеплавильного скрапа с повышенным содержанием железа, в том числе металлического, а также в доменной и агломерационной шихте.

По данным ДонНИИЧМ в конвертерном шлаке содержание полезных для доменной плавки составляющих достигает 80-85%, а его использование в доменном цехе дает экономию, в 5 раз превышающую затраты на его подготовку.

Ценными свойствами конвертерного шлака являются его механическая прочность, которая практически не изменяется вплоть до начала плавления, а также относительно высокая температура начала плавления (более 1300⁰С) и небольшой температурный интервал между началом плавления и полным переходом в жидкое состояние (около 50⁰С). Значительная массовая доля FeO и плотная структура обеспечивают его свойства как промывочного материала. Поэтому, конвертерный шлак в доменных печах не только заменяет флюс, железо- и марганец-содержащую шихту, но и способствует также улучшению шлакового режима, повышению газопроницаемости шихты, сокращению расхода фурм и простоев при замене фурм (Криворожсталь, з-д им. Петровского, ЧМК, НЛМК).

При вводе конвертного шлака в аглошихту при практически неизменном химическом составе агломерата увеличивается производительность агломашин в результате повышения газопроницаемости шихты, возрастает вертикальная скорость спекания, так как шлак содержит легкоплавкие компоненты (ферриты и силикаты кальция), чем исходные компоненты аглошихты, сокращается расход железной руды и известняка (Криворожсталь, НЛМК, ЧМК, “Азовсталь”, им.Ильича, Енакиевский завод). Расход шлака может достигать 80 кг/т агломерата.

Существуют возможности повторного использования сталеплавильного шлака и в самом сталеплавильном производстве:

- в шихте для ускорения шлакообразования;
- оставление части шлака предыдущей плавки в конвертерах и электропечах;
- для внедоменной обработки чугуна.

Возможности использования шлаков непосредственно на металлургических заводах ограничены, поэтому за рубежом активно разрабатываются способы применения шлаков в смежных отраслях.

Сталеплавильные шлаки в отличие от доменных нельзя использовать в первоначальном виде, например, в дорожном строительстве, что связано с недостаточно высокими параметрами их объемной стабильности, обусловленными содержанием свободной извести ($f\text{-CaO}$). Если такой шлак использовать в качестве наполнителя дорожного покрытия, то чистая известь будет постепенно впитывать дождевую воду или содержащийся в окружающей среде углекислый газ и преобразуется в гидрат кальция $[\text{Ca}(\text{OH})_2]$ или карбонат кальция (CaCO_3). В результате этой реакции шлак расширяется и дорожное покрытие деформируется с образованием трещин. Поэтому такой шлак используется лишь в ограниченных масштабах, например в Японии – для создания искусственных островов в море (Х.Койде и др. «Sumitomo Metal», Вакаяма; «Kawasaki Heavy Industries», Кобэ, Япония).

По данным английских исследователей немагнитную часть сталеплавильных шлаков можно использовать без ограничения в качестве

железнодорожного балласта, в основаниях дорог, обочин, тротуаров. Устройство дорожных одежд с применением отвальных сталеплавильных шлаков получило широкое распространение на Украине. Большая механическая прочность (свыше 300Н на кусок размером 10-15мм) и активность шлакового щебня по сравнению с традиционными материалами способствуют удлинению срока службы дорог и снижению затрат на их ремонт. Кроме того, благодаря лучшей уплотненности шлакового щебня возможно уменьшение толщины дорожных одежд, а, значит, и сокращение расхода щебня на 1км дороги.

За рубежом шлаки широко используются в качестве культивирующей добавки в кислые почвы. В зависимости от уровня кислотности почвы на каждый гектар полевых или лесных угодий вводили от 1,5 до 5т шлака, обеспечивая необходимый уровень показателя pH [50]. Отмечено повышение урожайности на культивированных участках в среднем на 30%. Шлаковая мука применяется в с/х для известкования кислых почв взамен известняковой муки. Коэффициент замены составляет 0,94 при содержании суммы CaO и MgO 80%. Шлаки сталеплавильные для известкования кислых почв должны соответствовать ТУ 14-11-117-80. Содержание (CaO+MgO) должно быть не менее 43%, влажность – 2%, максимальный размер зерна – не более 2мм, количество фракции, проходящей через сито 0,5мм – 90%, через сито 0,25мм – 70%. В нашей стране шлаковую муку получают на НЛМК и заводе «Амурсталь».

В Финляндии конвертерный шлак после извлечения из него железа направляется на строительство дорог и в мелкодробленном виде в сельское хозяйство. На основе сталеплавильных шлаков производят шлакощелочные вяжущие для строительной промышленности. В США и Англии установлена высокая эффективность использования сталеплавильных шлаков в битумных бетонных смесях. Промышленные испытания показали, что шлаковые смеси обладают значительным сопротивлением износу поверхностей и антискользким действием аналогично базальтовым покрытиям. Особенностью асфальтобетонных покрытий, изготовленных с применением сталеплавильных шлаков, является

отсутствие деформации сдвига даже при интенсивном движении тяжелого транспорта.

УралНИИЧМ разработана технология изготовления шлакового абразивного порошка путем отсева фракции 2,5-1,6мм на дробильно-помольных установках. Себестоимость этого порошка для очистки корпусов судов в 4-5 раз дешевле применяемых в настоящее время абразивных материалов. Абразивный материал для струйной обработки поверхностей морских судов получен из конвертерных шлаков на НЛМК.

Выводы по главе

Проведенный анализ опубликованной научно-технической информации показал, что в результате отсутствия политики и государственных мер, направленных на сокращение образования отходов в странах бывшего СССР, включая Россию, Украину и Казахстан, к настоящему времени в районах размещения предприятий металлургического комплекса скопились огромные объемы отходов от различных технологических процессов металлургического комплекса, которые могут быть отнесены к техногенным месторождениям. Исследование ТМ с целью оценки технологической возможности и экономической целесообразности их переработки в настоящее время только начинается. До настоящего времени не создано единой методологии исследования ТМ, каждое из которых имеет свою специфику. Для принятия стратегического решения о переработке того или иного техногенного месторождения и оценки технико-экономической целесообразности необходимо выполнить его прогнозную технологическую оценку, включающую исследование состава и свойств техногенного сырья и выявление оптимальных способов его обогащения и переработки с получением кондиционной и востребованной продукции. Разработанные методы и полученные результаты могут быть применены к ТМ с идентичными видами закислированных отходов.

Технологическая оценка техногенных месторождений включает, прежде всего, оценку технологических свойств и обогатимости накопленных отходов с целью извлечения ценных компонентов. Важной технической задачей при разработке техногенных месторождений на территории предприятий металлургического комплекса является выделение из накопленных отходов наиболее ценного для черной металлургии компонента - железа, т.е. обогащение отходов с получением техногенного железорудного сырья. Выбор метода обогащения определяется составом и свойствами отходов, а эффективность обогащения зависит от типов и свойств железосодержащих минералов.

Опыт переработки конвертерных шлаков показывает, что, несмотря на идентичность технологии конвертерной плавки химический состав, содержание и формы нахождения железа в шлаке могут различаться. Поэтому при организации их переработки и технико-экономического ее обоснования необходимо проведение исследований применительно к конкретному предприятию, что позволит учесть особенности шлака и получить наиболее близкие к практике результаты.

Техногенные ресурсы черной металлургии могут быть использованы, прежде всего, путем возврата в металлургический передел обогащенных железосодержащих продуктов. Основным методом использования металлургических шламов является их добавка к агломерационной шихте. Известен обширный зарубежный опыт по окускованию конвертерных шламов. Металл, извлекаемый из конвертерных шлаков, используется в основном в сталеплавильном производстве вместо амортизационного лома, в доменных печах в качестве доменного присада и в аглошихте. Немагнитную часть после обогащения отвальных шлаков используют в дорожном строительстве, в производстве цемента и бетона, а также в сельском хозяйстве в качестве культивирующей добавки в кислые почвы и в качестве абразивного материала.

На основании анализа литературных данных сформулированы задачи исследования, изложенные во введении.

ГЛАВА 2 ШЛАМОНАКОПИТЕЛЬ ЗСМК КАК ФОРМИРУЮЩЕЕСЯ ТЕХНОГЕННОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

Шламонакопители металлургических предприятий являются крупнейшими техногенными образованиями. Примером такого техногенного образования является шламонакопитель ЗСМК, представляющий собой формирующееся техногенное месторождение сырьевых материалов, имеющих ценность, как для черной металлургии, так и для других отраслей.

2.1 Общая характеристика шламонакопителя

Шламонакопитель представляет собой комплекс гидротехнических сооружений, предназначенных для приема, централизованного сбора, накопления и отстаивания твердой фазы пульпы, шламовых и сточных вод промышленных отходов ЗСМК, Западно-Сибирской ТЭЦ (ЗС ТЭЦ), ЦОФ «Кузнецкая» и возврата осветленной воды потребителям. Это уникальное сооружение намывного типа, единственное в России, ограждающие дамбы которого сложены из отходов металлургического производства – конвертерного шлака.

Шламонакопитель расположен на территории Заводского района г. Новокузнецка Кемеровской области, на северо-восточной окраине территории Западно-Сибирского металлургического комбината в границах санитарно-защитной зоны (5000м), на расстоянии 1,25 км от правого берега реки Томь, в 300 м от железной дороги и в 400 м от автодороги общей сети. Селитебная зона г. Новокузнецка находится на расстоянии 8-10 км, ближайшая деревня Мокроусово расположена в 0,6 км на северо-восток. Вид на шламонакопитель со спутника представлен на рисунке 2.1.



Рисунок 2.1 – Шламонакопитель ЗСМК – вид со спутника

Общая площадь шламонакопителя по проекту составляла 540 га, удаление всех твердых отходов от производств и цехов предусматривалось гидротранспортом. Проектная вместимость шламонакопителя – до 1,5 млн. м³ твердых отходов в год. Шламонакопитель планировалось эксплуатировать в течение 25 лет, до 1989 года, с конечной отметкой замыва 220 м и с объемом складирования 22,86 млн. м³. Шламонакопитель был введен в эксплуатацию в 1964г. В настоящее время его фактическая площадь составляет 285 га, в том числе полезная – 140 га, верхняя отметка ограждающей дамбы – 235 м, это максимально допустимая отметка гребня ограждающей дамбы.

План-схема шламонакопителя представлена в Приложении А. Шламонакопитель состоит из следующих сооружений и систем:

- карта складирования промышленных отходов с прудом первичного

отстаивания транспортирующей воды;

- контрольно-регулирующий пруд вторичного отстаивания осветленной воды;

- основная ограждающая многоярусная дамба, выполненная, главным образом, из конвертерных шлаков, высотой до 40 м и длиной по периметру 5300 м на отметке 235 м;

- внешний кольцевой открытый канал (дренажная канава) по периметру ограждающей дамбы;

- внутренний пластовый дренаж в теле первичной ограждающей дамбы с выпусками в дренажную канаву;

- внешняя кольцевая защитная дамба, выполненная из отходов углеобогащения, высотой 1-6 м, длиной 4414 м (с южной, восточной и северной сторон) и шириной по гребню 20-60 м;

- кольцевая дорога по гребню защитной дамбы;

- кольцевая автодорога по гребню ограждающей дамбы;

- сифонные водозаборы диаметром 1000 мм на пруде вторичного отстаивания;

- сифонные водосбросы диаметром 600-800 мм из шламовой карты в пруд вторичного отстаивания;

- сифонные водосбросы диаметром 600 мм из пруда вторичного отстаивания в отводящий канал со сбросом в ближайший водоем (озеро Узенькое).

Намывные грунты (пляжи) – основание под вторичные дамбы наращивания – представлены отходами углеобогащения. Намыв пляжей производится кольцевым способом и регулируется поочерёдной работой пульповыпусков.

Первичная дамба отсыпана из суглинков на высоту 6–8 м. После разрушения сильным ветром и волнами первичной дамбы 11 апреля 1978г. было принято решение возводить вторичную дамбу. Вторичная дамба выполнена в несколько ярусов из металлургических шлаков, главным образом, конвертерных. Высота дамбы в настоящее время с учетом первичной дамбы составляет 40–45 м. Контуры вторичной ограждающей дамбы ограничены пикетами (ПК) от ПК0 до

ПК52. Протяженность одного пикета – 100м.

Дренажные воды собираются в дренажные канавы, расположенные по периметру шламонакопителя, и сбрасываются в р.Есауловку. Пруд вторичного отстаивания общей площадью 33 га и объемом 2 млн.м³ примыкает к шламонакопителю с северной стороны. Отметка гребня дамбы–198м, протяженность – 5500 м. Сброс дебалансной воды в количестве 24,5 млн. м³/год осуществляется в р. Есаулка и р. Томь.

2.2Виды складироваемых отходов и динамика их размещения

Ежегодное количество отходов, транспортируемых гидротранспортом в шламонакопитель, составляет около 1,3 млн. м³, или 1,9 млн.т.

Шламовая пульпа подается в шламонакопитель напорным гидротранспортом от 4 производств комбината и от сторонних организаций:

- гидротранспорт углеотходов и флотохвостов углеобогадательного цеха коксохимического производства и углеотходов ЦОФ «Кузнецкая» обеспечивается работой ПНС–1, ПНС–2 и ПНС–3 с транспортировкой пульпы по двум пульповодам диаметром 900 мм (1 рабочий, 1 резервный) и по двум пульповодам диаметром 377 мм от ЦОФ «Кузнецкая»;

- шламы металлургических производств комбината (газоочисток доменного, литейного и конвертерных цехов) перекачиваются баггерной насосной станцией (БНС) и объединенной насосной станцией (ОНС) по двум шламопроводам диаметром 600 мм;

- шламы цеха изложниц ЗСМК подаются БНС цеха изложниц по двум ниткам шламопроводов диаметром 600 мм (рабочий и 1 резервный);

- зола и шлак ЗС ТЭЦ подаются в шламонакопитель по самостоятельной системе из трех шламопроводов диаметром 500 мм;

- флотохвосты ЦОФ «Кузнецкой» перекачиваются по самостоятельной системе гидротранспорта, эксплуатируемой ЦОФ.

Конвертерный шлак доставляется на шламонакопитель большегрузными

автомобилями БелАЗ. В Приложении Б представлены фотографии шламонакопителя и основных выпусков пульпы.

Количество отходов, поступающих в шламонакопитель, зависит от объемов производства, качества сырья, эффективности обогащения углей и других факторов. С учетом динамики пуска основных производств комбината количество заскладированных в шламонакопителе отходов составляет свыше 97 млн. т. Кроме этого, в дамбу уложено более 30 млн.т конвертерного шлака.

Структура и динамика поступивших в шламонакопитель отходов по основным группам за период с 2001 по 2012 гг. по данным ЗСМК представлена в Приложении В. Наиболее количественным из складировуемых в шламонакопителе видов отходов в этот период являлись отходы переработки угля, ежегодное поступление которых составляло более 1400 тыс. т, или 96,6% общей массы. Отходы переработки угля можно разделить на 2 группы:

- отходы углеобогащения (порода отсадочных машин и хвосты флотации УОЦ КХП ЗСМК и ЦОФ «Кузнецкая») – 73% об., 77,01% масс.;
- золошлаковые отходы от сжигания угля – 23% об., 19,59% масс.

Железосодержащие отходы, которые включают шламы доменного, конвертерного и литейного производств, составляют около 50 тыс. м³, или более 4% от общего объема складировуемых отходов (по массе около 60 тыс. т, или 3,4%). Необходимо отметить, что количество шламов газоочисток конвертерных цехов, вероятно, занижено, так как по данным технических отчетов 1997-1999гг. в шламонакопитель ежегодно направлялось 36 тыс.т пыли из ККЦ-1 и 79 тыс.т из ККЦ-2, общее количество – 105 тыс.т. В 1999г. был запущен в эксплуатацию горизонтальный отстойник ККЦ-1 (песколовки), в которых улавливалось около 20 тыс.т пыли. Таким образом, до 1999г. в шламонакопитель направлялось около 100 тыс.т в год конвертерных шламов, а после 1999г. – около 80 тыс.т.

Данные о количестве металлургических шлаков, уложенных в дамбу шламонакопителя за период с 2001 по 2012 гг. представлены в Приложении Г.

С 2006 г. на ограждающей дамбе шламонакопителя прекратили размещать доменный шлак в связи с тем, что он обладает высокими фильтрующими свойствами и поэтому пропускает воду, что создает угрозу прорыва дамбы.

На основании приведенных выше данных о динамике поступления отходов в шламонакопитель и с учетом начала складирования каждого вида отходов рассчитано количество накопленных отходов за весь период работы шламонакопителя. Полученные данные представлены на схеме поступления отходов в шламонакопитель (рисунок 2.2) и в таблице 5.1.

Как видно из рисунка 2.2, основным поставщиком отходов углеобогащения является углеобогатительный цех КХП, который поставляет в шламонакопитель свыше 80% данного вида отходов; основным поставщиком золошлаковых отходов от сжигания углей является ЗС ТЭЦ, которая поставляет в шламонакопитель около 90% данного вида отходов; основными поставщиками железосодержащих отходов являются кислородно-конвертерные цеха №№ 1,2 и доменный цех, которые поставляют соответственно 80% и 19% железосодержащих отходов в виде шламов газоочисток. Также на ограждающую дамбу шламохранилища автомобилями БелАЗ с шлаковых отвалов кислородно-конвертерных цехов №№ 1 и 2 вывозят до 705 тыс. м³, или 917 тыс.т ежегодно.

Характеристика складироваемых в шламонакопителе ЗСМК отходов и источников их образования по данным комбината представлены в Приложении Д.

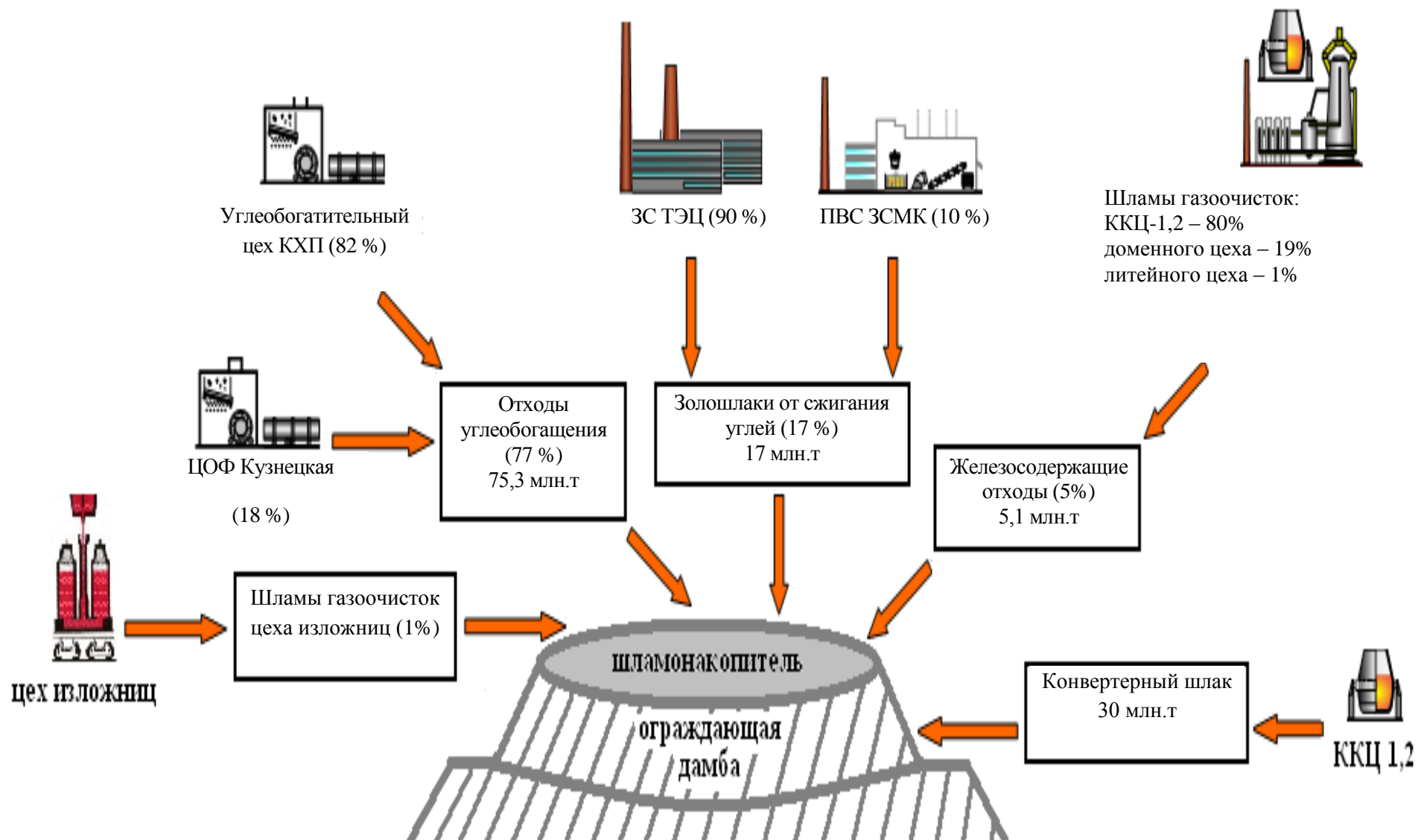


Рисунок 2.2 – Схема поступления отходов в шламонакопитель ЗСМК

В таблице 2.1 представлены данные о классе опасности направляемых в шламонакопитель отходов.

Таблица 2.1 – Класс опасности отходов, складированных в шламонакопителе ЗСМК

Источник образования отходов	Наименование отхода	Класс опасности
ЗС ТЭЦ	Золошлаки от пылевидного сжигания углей	5
ЦОФ «Кузнецкая»	Отходы углеобогащения	5
	Флотохвосты	5
Коксохимическое производство – углеобогащательный цех	Флотохвосты	5
	Отходы углеобогащения	5
Конвертерные цехи №1 и № 2	Шламы газоочисток конвертеров	5
	Конвертерный шлак	4
Доменный цех – газоочистка 2 ступени	Шламы газоочисток доменных печей	5
Цех изложниц	Шлам газоочисток	5
Литейный цех	Шламы газоочисток	5
ПВС, котельный цех	Золошлаки от сжигания углей	5

Как видно из таблицы 2.1, отходы, размещаемые в шламонакопителе, отнесены к V (практически неопасные) классу опасности для окружающей среды, а размещаемый в дамбе конвертерный шлак – к IV классу.

2.3 Схема разработки шламонакопителя

Е.П. Волынкиной на основании результатов полевых и лабораторных исследований проб отходов на территории шламонакопителя ЗСМК [4] установлено, что техногенное месторождение на территории шламонакопителя формируется под влиянием следующих факторов:

- места расположения выпусков пульпопроводов;
- сегрегационное разделение частиц по крупности и плотности;
- гидравлический режим работы пруда первичного отстаивания.

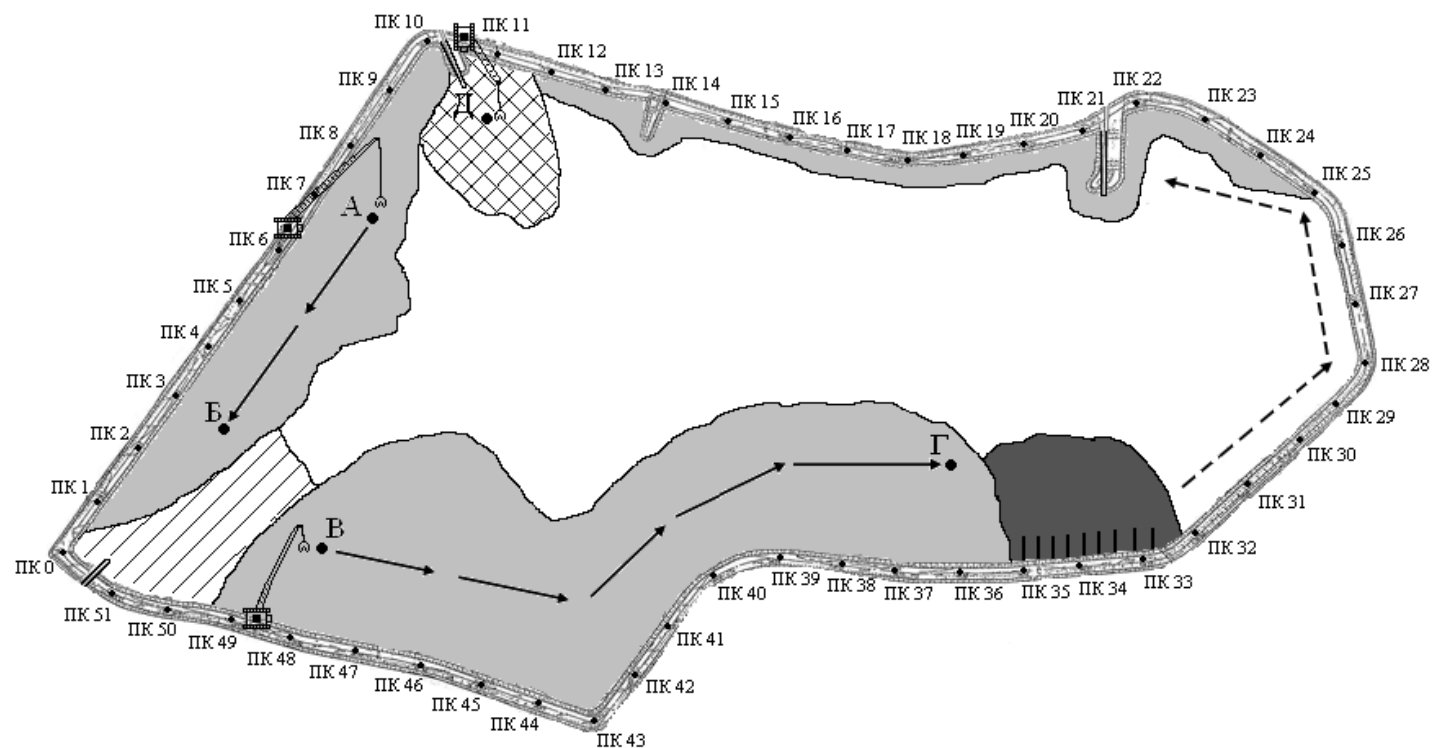
В результате комплексного воздействия перечисленных факторов на территории шламонакопителя произошло частичное саморазделение (сегрегация) и самообогащение складированных отходов. Кроме этого, в результате использования в последние годы (2001-2012 гг.) технологии кольцевого намыва пляжей путем

поочередной переустановки пульповыпусков по периметру шламонакопителя сформированы обезвоженные участки шириной от 15 до 45 м, пригодные для разработки уже в настоящее время благодаря естественной фильтрации материала.

С учетом результатов данных исследований шламонакопитель ЗСМК может быть в перспективе разработан, как техногенное месторождение, по следующим направлениям:

1. Извлечение материала с высоким содержанием железа на участке в районе выпусков БНС, перекачивающей в шламонакопитель шламы металлургических производств (доменного, конвертерного и литейного), и его последующее обогащение по железу. Выпуски БНС более 30 лет находились в районе пикетов 2-3 и позднее были перенесены в район пикетов 10-11.
2. Извлечение отходов углепереработки на основной части пруда первичного отстаивания, включая намытые в настоящее время пляжи и сам отстойный пруд, и их обогащение по железу.

С учетом изменений в расположении выпусков пульпы разработана схема выемки отходов с территории шламонакопителя для последующей переработки (рисунок 2.3). Выемку отходов целесообразно осуществлять с территории намытых пляжей в районе пикетов 10-12 (железосодержащие шламы), 1-10 и 33-49 (отходы углеобогащения), 50-52 (0) (зола от сжигания угля).



[штриховка] пляж, намытый из золошлаковых отходов ЗС ТЭЦ; [светлый серый] пляж, намытый из отходов углеобогащения; [темный серый] область, намываемая из отходов углеобогащения в данный момент; [средний серый] пляж, намытый из железосодержащих отходов; [квадрат с крестом] область, из которой следует начать выемку отходов; —> направление дальнейшей выемки отходов; - - -> направление дальнейшего намыва пляжей

Рисунок 2.3 – Схема разработки шламонакопителя ЗСМК

Выводы по главе

Шламонакопитель ЗСМК представляет собой формирующееся техногенное месторождение сырьевых материалов, имеющих ценность, как для черной металлургии, так и для других отраслей. Всего с начала эксплуатации в шламонакопитель поступило свыше 97 млн. т отходов.

Особенностью шламонакопителя является совместное складирование на протяжении почти 50 лет отходов различного происхождения, существенно различающихся как по химическому, так и по гранулометрическому составу, что осложняет их переработку. Наиболее количественным из складироваемых видов отходов являются отходы переработки угля (94% масс.), которые можно разделить на 2 группы: отходы углеобогащения (77%) и золошлаковые отходы от сжигания угля (17%). Железосодержащие отходы, которые включают шламы доменного, конвертерного и литейного производств, составляют около 5%. С начала эксплуатации шламонакопителя в ограждающую дамбу уложено более 30 млн. т. конвертерного шлака.

Предложена технологическая схема разработки шламонакопителя, предусматривающая выемку отходов с территории намытых пляжей в районе пикетов 10-12 (железосодержащие шламы), 1-10 и 33-49 (отходы углеобогащения), 50-52 (0) (зола от сжигания угля). Первоочередной задачей является подготовка накопленных в шламонакопителе отходов к промышленному использованию с получением техногенного сырья для различных отраслей промышленности и, прежде всего, для черной металлургии.

ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ НА ТЕРРИТОРИИ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ ЗСМК И МЕТОДОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

3.1 Методы проведения исследований

Исследования проведены с использованием стандартных химических и физико-химических методов, современными инструментальными методами, а также на лабораторных магнитных анализаторах в ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», Центральной заводской лаборатории ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», кафедре экстракции и рециклинга черных металлов НИТУ «МИСиС».

Отбор проб осуществлялся в соответствии с ГОСТ 12071-84 «Грунты. Отбор, упаковка, транспортировка и хранение образцов». Отбор и подготовка проб отходов производили в соответствии с ПНД Ф 12.4.2.1-99 «Отходы минерального происхождения. Рекомендации по отбору и подготовке проб. Общие положения», ГОСТ 15054-80 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения содержания влаги», ГОСТ 17495-80 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Методы отбора и подготовки проб для гранулометрического анализа». Химический и ситовый анализ выполнялись в соответствии с ГОСТ 23581.18-81 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Метод определения железа (общего)», ГОСТ 23581.3-79 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Метод определения двухвалентного железа в пересчете на закись», ГОСТ 23581.11-79 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Метод определения железа металлического», ГОСТ 27562-87 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Определение гранулометрического состава методом ситового анализа» и др. [61-63].

Рентгенофазовый анализ проведен на дифрактометре Дрон-2.0. Химический спектральный анализ выполнен на рентгеновском флуоресцентном спектрометре XRF-1800 фирмы Shimadzu. Мёссбауэровские спектры снимались на спектрометре Ms 1104 Em с источником Co57 в матрице родия. Спектры обрабатывались с помощью программы «Univem Ms» (ЮГУ, Ростов-на Дону). Синхронный термический анализ (СТА), включающий дифференциальную сканирующую калометрию (ДСК) и определение потери веса (ТГ), был проведен на приборе STA 499 C Jupiter фирмы Netzsch. Петрографические исследования отходов выполнены с использованием поляризационного оптического микроскопа ЛабоПол – 2 в проходящем свете. Исследования процессов магнитной сепарации отходов выполнены на электромагнитном валковом анализаторе 138Т-СЭМ для сухого обогащения и трубчатом электромагнитном анализаторе для мокрого магнитного анализа производства ОАО «НПК «Механобор-Техника».

3.2 Исследование отходов шламонакопителя и обоснование методов целесообразности их промышленной переработки

3.2.1 Характеристика объектов исследования

Для исследований были отобраны 3 пробы с территории трех намытых пляжей (рисунок 2.3):

- проба ПК34 – пляж, намытый из отходов углеобогащения УОЦ КХП и ЦОФ «Кузнецкая», пикет ПК34;
- проба ПК52 – пляж, намытый из золы и шлака ЗС ТЭЦ, пикет ПК52;
- проба ПК11 – пляж, намытый из железосодержащих шламов газоочисток доменного, конвертерных и литейного цехов, пикет ПК11.

Отбор и подготовка проб производились в соответствии с ПНД Ф 12.4.2.1-99 «Отходы минерального происхождения. Рекомендации по отбору и подготовке проб. Общие положения». Выполнены исследования гранулометрического,

химического и минералогического состава отобранных проб. Далее маркировка проб произведена по номеру пикета, в районе которого они были отобраны.

3.2.2 Исследование гранулометрического состава отходов

Результаты гранулометрического анализа приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Гранулометрический состав проб отходов шламонакопителя

Крупность частиц, мм	Содержание, %		
	ПК34	ПК52	ПК11
> 3	32	6	3
3-2	6	3	6
2-1	1	13	1
<i>Медианный диаметр частиц фракции 1-3, мм</i>	2,4	1,7	2,4
1-0,63	24	6	1
0,63-0,50	2	2	1
0,50-0,365	15	4	4
0,365-0,16	2	13	16
0,16-0,09	7	21	43
0,09-0,071	7	5	6
0,071-0,005	2	21	11
< 0,05	2	6	8
<i>Медианный диаметр частиц фракции 0-1, мм</i>	0,43	0,19	0,15
Медианный диаметр частиц общей пробы, мм	2,05	0,71	0,45

Из таблицы 3.1 видно, что проба ПК34, отобранная в районе сброса отходов углеобогащения, характеризуется наиболее крупнодисперсным составом со средним медианным диаметром частиц 2,05 мм, проба ПК52 (зола ТЭЦ) имеет медианный диаметр частиц 0,71 мм, железшламы характеризуются наименьшим гранулометрическим составом с медианным диаметром частиц 0,45 мм. Медианный диаметр частиц внутри фракций также различается. Так, внутри фракции 1-3 мм медианный диаметр проб ПК34 и ПК11 одинаков и составляет 2,4 мм, а для пробы ПК52 – 1,7мм. Внутри фракции 0-1 мм наибольший медианный диаметр имеет проба ПК34 – 0,48 мм, в то время как для других проб он значительно ниже: ПК52 – 0,19 мм, ПК11 – 0,15 мм. Гранулометрический состав

отходов, безусловно, будет оказывать влияние на эффективность их обогащения магнитным методом, так как известно, что мелкодисперсные немагнитные частицы в магнитном поле захватываются магнитными, повышая выход концентрата, но снижая в нем содержание железа.

3.2.3 Исследование химического состава отходов

В таблице 3.2 представлены результаты химического анализа исследуемых проб. Из приведенных данных следует, что пробы, отобранные в районе размещения отходов переработки угля – ПК34 (отходы углеобогащения) и ПК52 (отходы от сжигания угля) – характеризуются типичным алюмосиликатным составом: 42,59 и 44,39% SiO_2 и 9,74 и 14,32% Al_2O_3 соответственно. Однако данные пробы содержали и ценные компоненты, которые могут быть извлечены и использованы - Fe и углерод, о содержании которого судили по величине ППП (потери при прокаливании). При этом содержание ценных компонентов в пробе ПК34 (отходы углеобогащения) достаточно высоко - 13,4% ППП и 10,11% Fe. Проба ПК52 (зола от сжигания угля) характеризуется еще более высоким содержанием Fe – 14,15%, но низким содержанием ППП – 1,19%. Проба ПК11 (железошламы) содержит 59,74% Fe, на основании чего данный материал может быть отнесен к богатым рудам и может быть использован в металлургии, в частности, в агломерации, без обогащения. Во всех пробах обнаружено металлическое железо. При этом наибольшая его концентрация найдена в пробе ПК11 – 1,75%, что вероятно связано с преобладанием в пробе конвертерных шламов, в составе которых содержатся частицы вынесенного из конвертеров металла. Наличие металлического железа в пробах ПК34 – 0,98% и ПК52 – 0,7% может быть связано с заносом в районы выпусков железошламов.

В целом железо содержится в пробе ПК34 преимущественно в двухвалентной форме (92,3%отн.), в пробе ПК52 – в трехвалентной (76,3%), а в пробе ПК11 – и в той и в другой формах (30,2 и 49,2% отн. соответственно). Таким образом, из результатов химического анализа следует, что все исследуемые пробы представляют интерес с точки зрения извлечения железа.

Таблица 3.2 – Химический состав проб из шламонакопителя

Наименование пробы	Содержание, % сухой массы																
	ППП	Fe _{общ.}	Fe _{мет.} (доля от Fe _{общ.} , % отн.)	Fe ²⁺ / (доля от Fe _{общ.} , % отн.)	Fe ³⁺ / (доля от Fe _{общ.} , % отн.)	Al ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	Zn	Pb
ПК34	13,4	14,0	0,98 (7,0)	12,92 (92,3)	0,10 (0,7)	9,74	3,65	42,59	0,70	0,99	0,16	0,35	0,52	1,91	0,82	0,024	0,003
ПК52	1,19	17,5	0,7 (4,0)	3,45 (19,7)	13,35 (76,3)	14,32	6,79	44,39	0,30	0,86	0,32	0,12	0,65	1,72	0,92	0,020	0,003
ПК11	1,76	57,0	11,75 (20,6)	17,21 (30,2)	28,04 (49,2)	3,65	7,86	7,39	0,73	1,97	0,16	0,19	0,39	0,10	0,77	0,34	0,016

3.2.4 Содержание в отходах примесных элементов

С целью выявления наличия в отходах шламонакопителя примесных элементов, включая цветные, тяжелые, редкие и редкоземельные металлы, токсичные элементы выполнен их спектральный анализ.

В таблице 3.3 представлены результаты анализа, а также для сравнения даны значения кларков химических элементов в земной коре по данным [1] и предельные концентрации токсичных элементов, определенные «Инструкцией по изучению токсичных компонентов при разведке угольных и сланцевых месторождений» [64, 65].

Как видно из представленных данных, содержание подавляющего большинства примесных элементов в исследуемых отходах не превышает их кларки в земной коре. Концентрации выше кларков обнаружены для Mn, Cr и Nb во всех видах отходов, для Zn, Pb, Au и Ag – в железошламах, для In, Ba, Sr, Sb – в отходах переработки углей.

Содержание большинства токсичных элементов (Ni, Hg, As, V) не превышало значения кларков, а также предельные концентрации токсичных элементов, определенные «Инструкцией по изучению токсичных компонентов при разведке угольных и сланцевых месторождений» [64, 65]. Повышенные концентрации токсичных элементов зафиксированы для: Mn - во всех пробах, Cr и Pb – в железошламах, F- в железошламах. Однако, по данным [66] содержание хрома в рудах и агломератах России достигает 0,06%, что также значительно превышает его кларк. Повышенное содержание свинца в отходах обуславливает необходимость ограничения их расхода при добавлении в аглошихту. Марганец и фтор являются технологически необходимыми компонентами в производстве стали, а их возврат в производственный процесс будет способствовать снижению загрязнения окружающей среды в районе размещения шламонакопителя.

Как показано в п. 2.2, по данным ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» складированные в шламонакопителе отходы отнесены к V (практически неопасные) классу опасности для окружающей среды, что подтверждено экспериментальным

биотестированием и согласовано с Федеральной службой по надзору в сфере природопользования (Росприроднадзор).

Таблица 3.3 – Содержание примесных элементов в отходах шламонакопителя, %

№ п/п	Элемент	Наименование пробы			Кларк в земной коре	Предельная к-ция токсичных элементов
		ПК34	ПК52	ПК11		
Макропримеси						
1	Na	0,38	0,48	0,29	2,40	
2	K	1,58	1,43	0,08	2,35	
3	Mn*	0,7	2,03	1,4	0,1	0,1
4	Zn	0,024	0,020	0,34	0,02	
5	Ti	0,49	0,55	0,46	0,61	
Микропримеси						
6	Pb*	3*10⁻³	3*10⁻³	16*10⁻³	1,6*10 ⁻³	5*10 ⁻³
7	In	0,13	0,13	н/о	1*10 ⁻⁵	
8	Ba	0,1	0,14	н/о	0,05	
9	Cu	<0,01	<0,01	<0,01	0,01	
10	Ni*	<0,01	0,013	<0,01	0,02	0,01
11	Sr	0,061	0,128	0,024	0,035	
12	Bi	3*10 ⁻⁵	2*10 ⁻⁵	1*10 ⁻⁵	1*10 ⁻⁵	
13	Tl	3*10 ⁻⁵	3*10 ⁻⁵	3*10 ⁻⁵	1*10 ⁻⁵	
14	Hg*	<0,01	<0,01	<0,01	5*10 ⁻⁶	0,0001
15	W	1*10 ⁻³	<1*10 ⁻³	<1*10 ⁻³	7*10 ⁻³	
16	Ta	<0,001	<0,001	<0,001	2,4*10 ⁻⁵	
17	Hf	<0,01	<0,01	<0,01	4*10 ⁻⁴	
18	Ce	2,0*10 ⁻³	2,8*10 ⁻³	1*10 ⁻³	2,9*10 ⁻³	
19	La	50*10 ⁻⁴	40*10 ⁻⁴	<10*10 ⁻⁴	6,5*10 ⁻⁴	
20	Sb	0,13	0,11	<0,01	5*10 ⁻⁵	
21	Sn	<0,001	<0,001	<0,001	8*10 ⁻³	
22	Nb	0,001	0,001	0,002	3,2*10 ⁻⁵	
23	Zr	0,027	0,040	0,01	0,025	
24	Y	0,004	0,005	0,0003	0,005	
25	As*	<0,01	<0,01	<0,01	5*10 ⁻⁴	0,03
26	Ga	0,003	0,002	0,001	1*10 ⁻⁴	
27	Co	<0,01	<0,01	<0,01	0,02	
28	Cr*	0,036	0,045	0,103	0,03	0,01
29	V*	<0,01	<0,01	0,01	0,02	0,01
30	Au	0,88*10 ⁻⁷	2,1*10 ⁻⁷	2*10⁻⁴	5*10 ⁻⁷	
31	Ag	1,7*10 ⁻⁶	4,4*10 ⁻⁶	8*10⁻⁴	5*10 ⁻⁶	
32	U	1*10 ⁻⁴	2*10 ⁻⁴	1*10 ⁻⁴	4*10 ⁻⁴	
33	F*	0,068	0,053	0,62	0,08	0,1
34	Cl	0,005	0,01	0,01	0,20	

*) – токсичные элементы

Кроме этого, при переработке отходов с целью получения железоконцентрата для агломерационного производства необходимо учитывать существующие ограничения по содержанию в доменной шихте цинка. Так по данным [67] допустимое количество цинка в доменной шихте находится в пределах от 0,1 до 0,45 кг/т. Содержание цинка в отходах углеобогащения (проба ПК34) и золе от сжигания угля (проба ПК52) составляет 0,24 и 0,20 кг/т, что не превышает допустимые пределы. Повышенное содержание цинка в железшламах (проба ПК11) – 3,4 кг/т – обуславливает необходимость ограничения их расхода при добавлении в аглошихту в зависимости от фактического содержания цинка.

Нежелательными для аглошихты являются также щелочные элементы – натрий и калий, самое низкое содержание которых зафиксировано в железшламах (проба ПК11) – 0,29 и 0,08% соответственно, суммарное содержание – 0,37%. В других отходах содержание натрия и калия значительно выше и составило соответственно 0,38 и 1,58% в пробе ПК34 (суммарное содержание 1,96%) - и 0,48 и 1,43% в пробе ПК52 (суммарное содержание – 1,91%). Необходимо отметить, что соединения натрия и калия относятся к порообразующим элементам и в процессе обогащения указанных отходов, вероятнее всего, перейдут в хвосты обогащения.

В таблице 3.4 приведены показатели качества железных руд, нормируемые по ГОСТ Р 52939-2008 [68], и значения этих показателей для исследуемых отходов шламонакопителя с учетом данных таблицы 3.3 и результатов исследований [4]. Представленные данные показывают, что по содержанию железа заскладированные в шламонакопителе отходы от обогащения (ПК34) и сжигания угля (ПК52) могут быть отнесены к техногенному железорудному сырью, а железшламы (ПК11) – скорее могут быть отнесены к техногенному железорудному концентрату.

ГОСТ Р 52939-2008 нормирует содержание основных вредных примесей [68]: сера (придает металлу красноломкость), мышьяк (понижает свариваемость металла), фосфор (вызывает хладноломкость стали), цинк (пары цинка и свинца

накапливаются в футеровке, что приводит к увеличению ее объема и разрывам кожуха шахты печи) и свинец (пары свинца способствуют разрушению лещади доменной печи).

Таблица 3.4 – Показатели качества отходов и железных руд по ГОСТ Р 52939-2008 [68], %

Наименование показателя	ГОСТ Р 52939-2008	ПК34	ПК52	ПК11
Массовая доля $Fe_{общ}$	12-51 (в зависимости от типа руды)	14,0	17,5	57,0
Массовая доля серы	не более 3,70	0,35	0,12	0,19
Массовая доля мышьяка	не более 0,10	<0,01	<0,01	<0,01
Массовая доля фосфора	не более 0,30	0,07	0,14	0,07
Массовая доля цинка	не более 0,20	0,024	0,020	0,34
Массовая доля меди	не более 0,20	<0,01	<0,01	<0,01
Массовая доля свинца	не более 0,02	0,003	0,003	0,016

По содержанию всех нормируемых компонентов отходы от обогащения и сжигания угля полностью удовлетворяют требованиям ГОСТ Р 52939-2008, а железошламы удовлетворяют всем требованиям за исключением возможного превышения по содержанию цинка.

3.2.5 Распределение технологически ценных компонентов по крупности отходов

В таблице 3.5 и на рисунке 3.1 представлены данные о распределении железа и его соединений, а также величины ППП по фракциям 0-1 и 1-3 мм.

Установлено, что в богатой железом пробе ПК11 (железошламы) распределение железа и ППП во фракциях крупностью 0-1 и 1-3 мм практически одинаково при небольшом увеличении доли окисленного железа в мелкой фракции. В пробе ПК34 (отходы углеобогащения) наблюдается тенденция небольшого повышения содержания $Fe_{общ}$, а также его основных форм – железа металлического, окисленного двух- и трехвалентного при увеличении крупности частиц, в то время как содержание ППП, наоборот, выше в мелкой фракции 0-1 мм. В пробе ПК52 (отходы от сжигания угля), наоборот, с увеличением крупности

содержание $Fe_{\text{общ}}$ и всех его форм снижается, также как и ППП. Значительных изменений в распределении железа по формам (металлическое, оксидное двух- и трехвалентное) в зависимости от крупности частиц не выявлено.

Таблица 3.5 – Содержание ценных компонентов в пробах шламонакопителя различной крупности, % сух. массы

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	$Fe_{\text{общ.}}$	$Fe_{\text{мет}}$ (доля от $Fe_{\text{общ.}}$, % отн.)	Fe^{2+} (доля от $Fe_{\text{общ.}}$, % отн.)	Fe^{3+} (доля от $Fe_{\text{общ.}}$, % отн.)	ППП
ПК34	0-1	13,5	0,23 (1,7)	13,5 (78)	3,91 (20,3)	28,3
	1-3	14,6	1,37 (9,4)	13,71 (73,2)	3,62 (17,4)	17,85
ПК52	0-1	19,91	0,23 (1,1)	4,86 (19,0)	22,70 (79,8)	1,23
	1-3	16,86	0,23 (1,4)	3,14 (14,5)	20,26 (84,4)	0,32
ПК11	0-1	57,0	9,1 (16,0)	27,5 (37,6)	37,79 (46,4)	3,38
	1-3	57,09	9,39 (16,4)	29,17 (39,9)	35,64 (43,7)	3,68

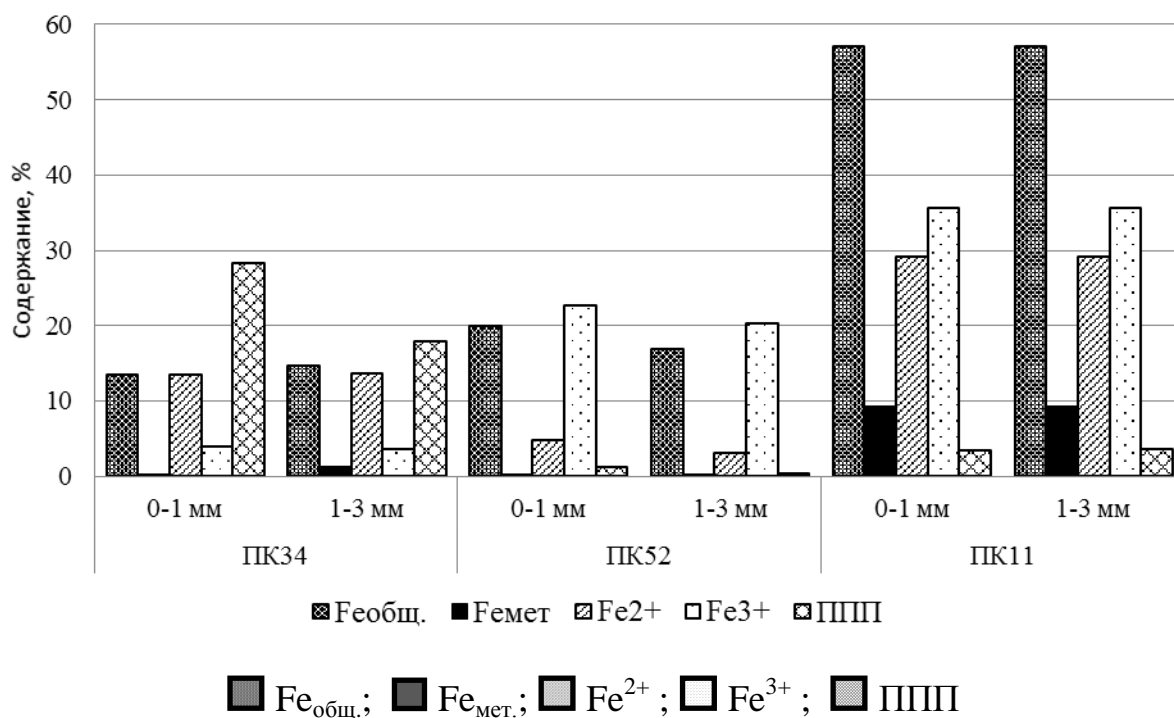


Рисунок 3.1 – Распределение ценных компонентов по крупности в пробах шламонакопителя

На рисунке 3.2 представлены диаграммы распределения форм железа в зависимости от вида и крупности отходов. В целом в частицах различной крупности повторяются выявленные выше тенденции: в пробах ПК34 железо содержится преимущественно в восстановленной двухвалентной (73,2 и 78,0%), в

пробе ПК52 – в более окисленной трехвалентной (79,8 и 84,4%), а в ПК11 – и в той и в другой формах (39,9 и 43,7% соответственно).

В связи с различным происхождением накопленных в шламонакопителе отходов, очевидно, что технологии извлечения из них железа также должны различаться. Для их разработки необходимы знания минералогического состава каждого вида отхода, в частности наиболее важно иметь информацию о том, в составе каких минеральных фаз содержится железо и как железосодержащие минералы связаны с другими минералами.

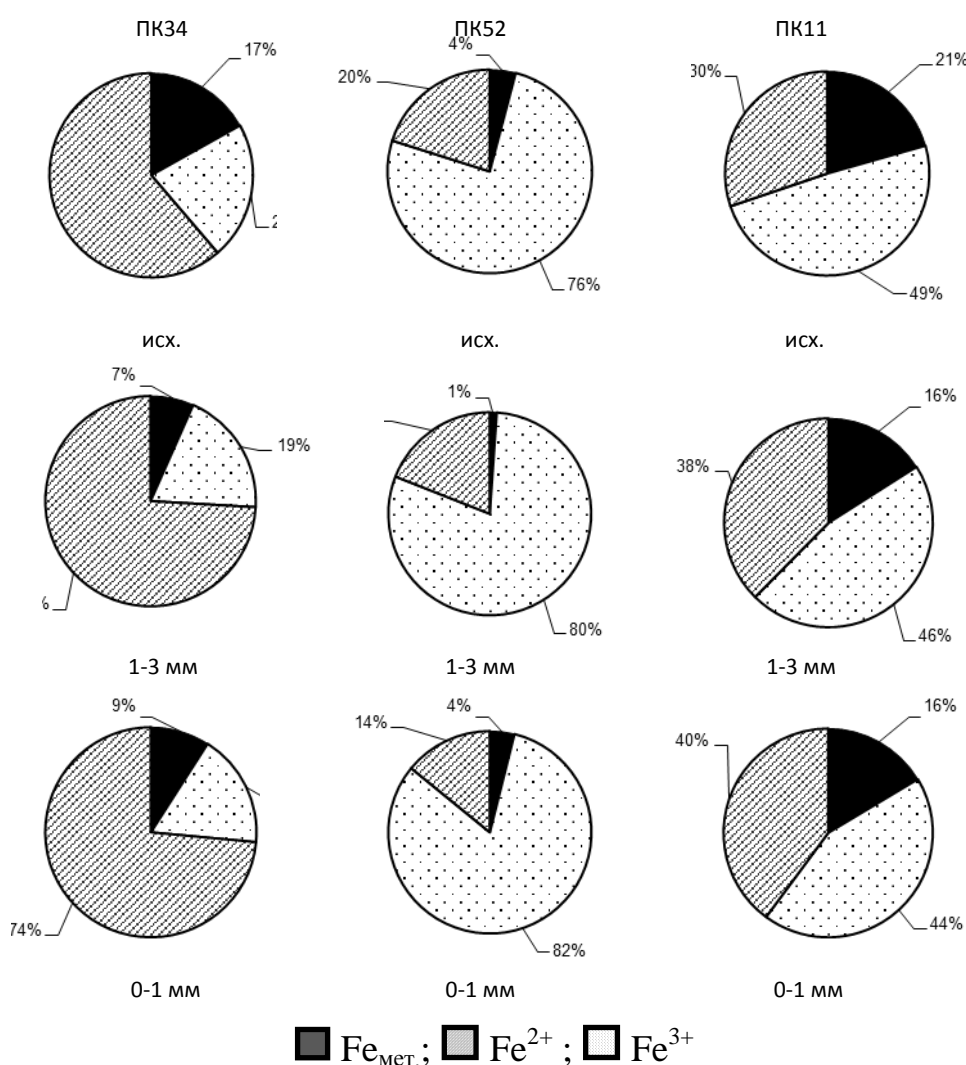


Рисунок 3.2 – Распределение форм железа в зависимости от вида и крупности отходов

С целью исследования фазового состава отходов и выявления железосодержащих минералов был проведен комплекс исследований,

включающих исследования методами рентгенофазового анализа на дифрактометре Дрон-2.0 и мёссбауэровской спектроскопии на спектрометре Ms 1104 Em с источником Co57 в матрице родия, а также петрографические исследования с использованием поляризационного оптического микроскопа ЛабоПол – 2 в проходящем свете.

3.2.6 Исследования фазового состава отходов методом рентгенофазового анализа

Результаты исследований представлены в таблице 3.6. Рентгенофазовым анализом выявлено, что в пробе ПК34 (отходы углеобогащения) железо содержится, главным образом, в составе сидерита, а также преобладают гидромусковит (из группы гидрослюд) и кварц. В пробе ПК52 (зола от сжигания углей) преобладает рентгеноаморфное вещество (вероятно, остеклованные силикаты), а железо содержится, главным образом, в составе магнетита, при небольшом содержании примесей гематита и сидерита. В пробе ПК11 железо содержится в составе следующих соединений: магнетит $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, гематит $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, вюстит FeO , металлическое железо $\alpha\text{-Fe}$, при этом преобладает магнетит.

На основании полученных результатов можно сделать вывод о том, что железосодержащие минералы в составе шламов в районе пикета ПК11 и золы от сжигания углей в районе пикета ПК52 должны обладать высокими магнитными свойствами, так как в их составе преобладает магнетит, магнитная восприимчивость которого составляет $(63\,000 - 120\,000) \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$, а относительная магнитная восприимчивость по отношению к железу – 40,18 [69-70]. В связи с этим для извлечения железа из этих отходов целесообразно использовать методы магнитного обогащения. В отходах углеобогащения – проба ПК34 – преобладает сидерит, который относится к слабomagнитным минералам с магнитной восприимчивостью $(45 - 190) \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$, относительная магнитная восприимчивость по отношению к железу – 1,82, что в 22 раза ниже, чем у магнетита. При использовании магнитного метода обогащения отходов этого типа необходимо

использовать магнитные сепараторы для обогащения слабомагнитных, например сидеритовых, руд с полем высокой напряженности, либо осуществлять предварительную подготовку отходов для усиления магнитных свойств, например магнетизирующий обжиг. В связи с обнаружением в пробе ПК34 сидерита сделан вывод о том, что величина ППП для данной пробы, вероятно, включает не только углерод и другие горючие компоненты, но и выделяющийся при разложении сидерита углекислый газ.

Таблица 3.6 – Результаты рентгенофазового анализа проб из шламонакопителя

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	Преобладает минерал	Присутствуют минералы	Примеси
ПК34	исх	Гидромусковит $KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2 \cdot nH_2O$, сидерит $FeCO_3$, кварц SiO_2	Гидрослюда, монтмориллонит, рентгеноаморфное вещество (РА)	Кальцит, полевой шпат, каолинит или хлорит, доломит, графит (углерод)
ПК34	0-1	Сидерит $FeCO_3$, кварц	РА, гидрослюда, монтмориллонит	Кальцит, каолинит или хлорит, доломит, гр
ПК34	1-3	Сидерит $FeCO_3$, кварц	РА, гидрослюда, монтмориллонит	Кальцит, каолинит или хлорит, долом
ПК34 после обжига	0-1	Магнетит Fe_3O_4	Гематит $\alpha-Fe_2O_3$, кварц, РА, гидромусковит	Кальцит, полевой шпат и др. примеси
ПК34 после обжига	1-3	Магнетит Fe_3O_4	Кварц, РА, гидромусковит	Кальцит, полевой шпат и др. прим
ПК52	исх	РА	Магнетит Fe_3O_4 , кварц	Полевой шпат, кальцит, гематит, сидерит
ПК52	0-1	РА	Магнетит Fe_3O_4 , кварц	Гематит, кальцит, сидерит, полевой шпат
ПК52	1-3	РА	Кальцит, кварц	Гематит, сидерит, вюстит
ПК11	исх	Магнетит Fe_3O_4	Гематит $\alpha-Fe_2O_3$, вюстит FeO , $\alpha-Fe$	Кальцит, кварц
ПК11	0-1	Магнетит Fe_3O_4 , гематит $\alpha-Fe_2O_3$	Вюстит, $\alpha-Fe$	Кальцит, кварц
ПК11	1-3	Магнетит Fe_3O_4	Гематита- Fe_2O_3 , вюстит FeO , $\alpha-Fe$	Кальцит, кварц

В результате проведенных исследований отходов углеобогащения (ПК34) отмечено небольшое перераспределение сидерита и кварца в крупную фракцию 1-3 мм, хотя разница с фракцией 0-1 мм не очень существенна. При магнитном обогащении данного материала следует ожидать несколько более высокую эффективность обогащения фракции 1-3 мм по сравнению с фракцией 0-1 мм.

При расसेве отходов от сжигания угля (ПК52), содержащих магнетит, магнетит, наоборот, перераспределяется в мелкую фракцию 0-1 мм одновременно с кварцем, в то время как в крупной фракции (1-3 мм) преобладает кальцит. Магнитное обогащение этих отходов будет несколько более эффективно для фракции 0-1 мм по сравнению с фракцией 1-3 мм. Различий в распределении магнитных минералов, в частности магнетита, в зависимости от крупности частиц в железшлаках не выявлено, что обуславливает нецелесообразность их предварительного рассева. Крупная фракция в незначительной степени обогащена магнетитом и вюститом, а мелкая – гематитом.

Таким образом, отходы, складываемые в районе ПК11 (железшламы), по содержанию железа могут быть отнесены к богатым рудам и в принципе не требуют обогащения. В их составе преобладают сильномагнитные формы железа: металлическое и магнетит. Отходы, складываемые в районе ПК52 (зола от сжигания углей) и ПК34 (отходы углеобогащения) характеризуются невысоким содержанием железа. При этом в пробе ПК52 содержатся как сильномагнитные (металлическое железо, магнетит), так и слабомагнитные компоненты (гематит, примеси сидерита), а в пробе ПК34 железо находится в форме слабомагнитного сидерита. Принципиально для извлечения железа из всех закислированных в шламонакопителе отходов могут быть использованы магнитные методы. Но магнитная флокуляция отходов углеобогащения, являющихся основным видом техногенного сырья на данном техногенном месторождении, возможна только при наложении сильных магнитных полей, например на полиградиентных сепараторах с высокой магнитной индукцией 1–1,5 Тл. Усиление магнитных свойств таких отходов возможно при использовании магнетизирующего обжига.

3.2.7 Исследования фазового состава отходов методом мессбауэровской спектроскопии

Для уточнения фазового состава железосодержащих компонентов в отходах различного происхождения, их магнитного состояния и валентных форм железа,

был использован метод мёссбауэровской спектроскопии. Изомерный сдвиг рассчитывался относительно α -Fe, интерпретация параметров спектров выполнена в соответствии с [72]. Результаты исследований представлены в Приложении Е и в таблице 3.7.

Таблица 3.7 - Мёссбауэровские параметры спектров и их интерпретация

Наименование пробы	Компонента спектра	Изомерный сдвиг δ , мм/с	Квадратное расщепление Δ , мм/с	Магнитные поля на ядрах Fe^{57} Н, кЭ	Площади компонент S, %.	Интерпретация
ПК11	C1(Fe^{3+})	0,37	-0,18	514	14,8	Гематит (α - Fe_2O_3)
	C2(Fe^{3+})	0,31	-0,03	489	9,3	Магнетит (Fe_3O_4)
	C3($Fe^{2+}+Fe^{3+}$)	0,58	-0,07	453	16,3	
	C4(Fe)	0,00	-0,01	330	18,5	α -Fe
	D1(Fe^{2+})	0,94	0,78	0	36,9	Вюстит (FeO)
	D2(Fe^{3+})	0,35	0,84	0	4,2	Т/д оксид Fe
ПК52	C1(Fe^{3+})	0,37	-0,21	516	0,7	Гематит (α - Fe_2O_3)
	C2(Fe^{3+})	0,27	-0,04	484	36,8	Магнетит (Fe_3O_4)
	C3($Fe^{2+}+Fe^{3+}$)	0,63	0,06	474	13,8	
	C4($Fe^{2+}+Fe^{3+}$)	0,63	-0,06	436	15,1	
	D1(Fe^{2+})	1,06	1,91	0	20,7	Сидерит ($FeCO_3$)
	D2(Fe^{3+})	0,32	1,15	0	13,0	ΣFe^{3+}
ПК34-1 (0-1 мм)	D1(Fe^{2+})	1,23	1,78	0	87,5	Сидерит ($FeCO_3$)
	D2(Fe^{2+})	0,29	0,61	0	12,5	Пирит (FeS_2)
ПК34-2 (1-3 мм)	D1(Fe^{2+})	1,23	1,78	0	93,5	Сидерит ($FeCO_3$)
	D2(Fe^{2+})	0,26	0,60	0	6,5	Пирит (FeS_2)

Результаты исследований отходов методом мессбауэровской спектроскопии в целом подтвердили результаты рентгенофазового и химического анализов и позволили получить более точные данные о видах и содержании железосодержащих фаз в исследуемых пробах:

- 1) Отходы углеобогащения (проба ПК34) содержат ионы железа в двухвалентном состоянии, преимущественно в составе сидерита $FeCO_3$ (87,5 и 93,5%отн.), а также в составе пирита FeS_2 (12,5 и 6,5%отн.). Мёссбауэровские спектры проб различной крупности (1-3 мм и 0-1 мм) различались только по содержанию компонентов: доля железа в составе пирита составляла соответственно 12,5 и 6,5%.

- 2) В золе от сжигания угля (проба ПК52) основная доля ионов железа представлена трехвалентной формой (57,4%отн.), которая входит в состав магнетита Fe_3O_4 тетраэдрической позиции (36,8%отн.), тонкодисперсных оксидов железа и железа силикатов (13,0%отн.) и в незначительном количестве содержится в составе гематита $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (0,7%отн.); 20,7%отн. ионов железа представлено двухвалентной формой в составе сидерита FeCO_3 ; 28,9%отн. ионов железа входит в состав магнетита Fe_3O_4 октаэдрической позиции. Основным железосодержащим минералом в золе от сжигания угля является магнетит, в составе которого содержится 65,7%отн. ионов железа. По соотношению площадей секстетов C2 и C3 (S_A/S_B), характеризующих отношение заселенности тетраэдрической позиции к октаэдрической в магнетите, выявлена значительная нестехиометрия магнетита: соотношение равно 1,27, в то время как в стехиометрическом магнетите – 0,5.
- 3) В железшлаках, представляющих собой, главным образом, смесь доменного и конвертерного шламов при преобладании последнего, (проба ПК11) 18,5%отн. ионов железа содержится в металлической форме $\alpha\text{-Fe}$ (сильномагнитное); 36,9%отн. железа содержится в двухвалентной форме в составе слабомагнитного вюстита FeO ; 28,3%отн. железа представлено трехвалентной формой, в т.ч. в составе ионов магнетита Fe_3O_4 тетраэдрической позиции (9,3%отн.), гематита $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (14,8%отн.) и тонкодисперсного суперпарамагнитного оксида (4,2%отн.); 16,3%отн. ионов железа входит в состав магнетита октаэдрической позиции. Выявлена небольшая нестехиометрия магнетита: соотношение S_A/S_B равно 0,57, в то время как в стехиометрическом магнетите – 0,5. Нестехиометрия, возможно, обусловлена присутствием в кристаллической решетке магнетита изоморфных примесей.

На рисунке 3.3 представлены диаграммы распределения в отходах ионов железа различной валентности по результатам анализа методом мессбауэровской спектроскопии.

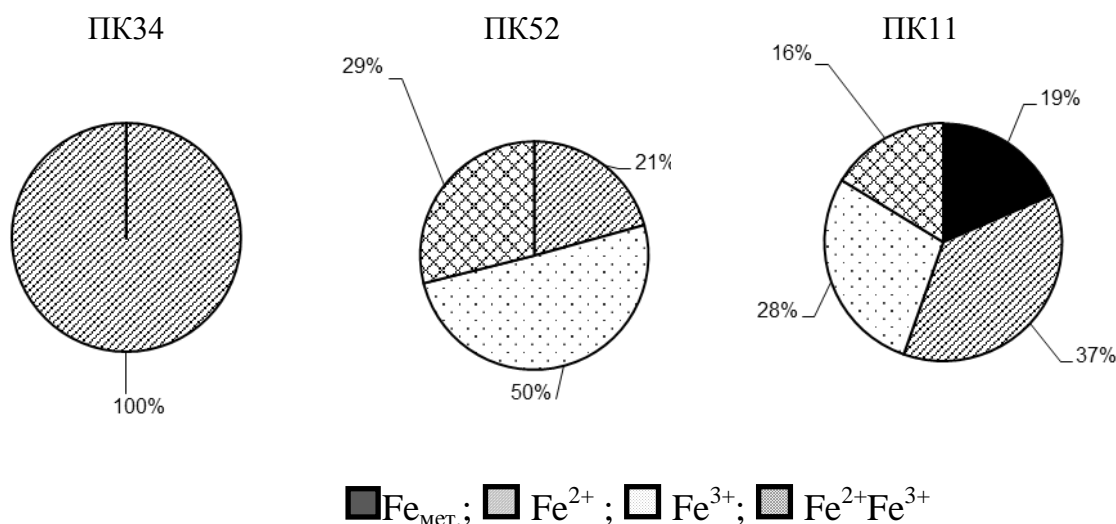


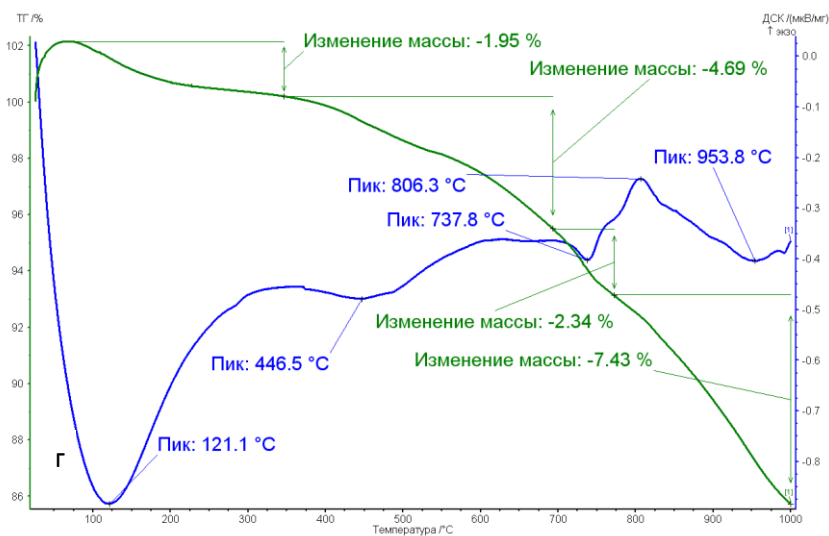
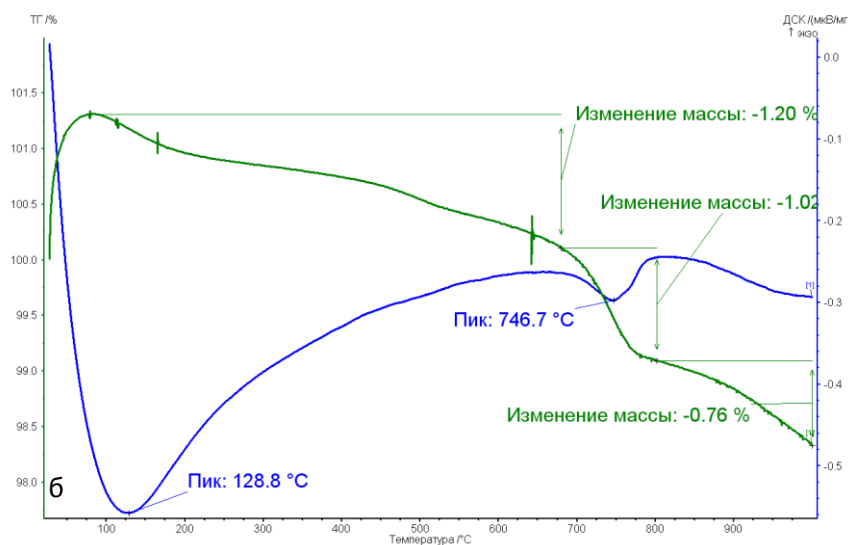
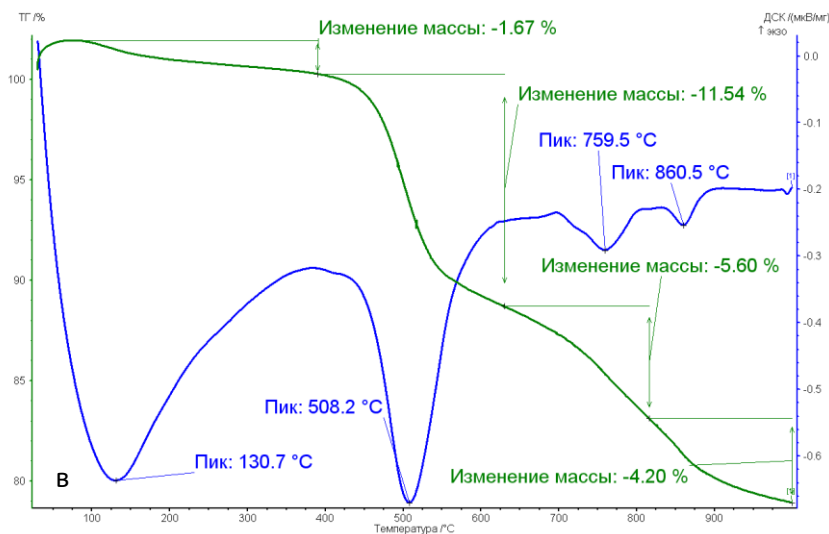
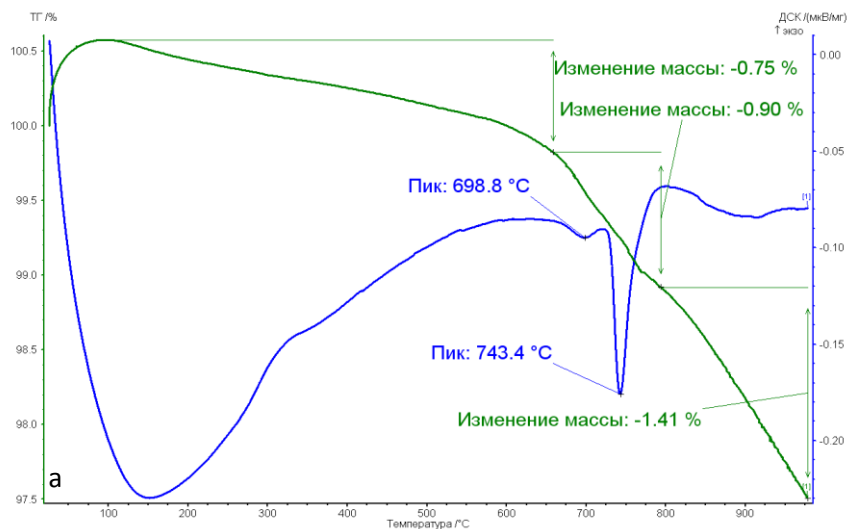
Рисунок 3.3 – Распределение ионов железа в железосодержащих фазах ОТХОДОВ

Представленные данные показывают, что наиболее окисленным является железо в составе золы от сжигания угля (проба ПК52), а наименее окисленным – в составе отходов углеобогащения (проба ПК34), в железшламах основная доля железа представлена восстановленными формами в виде металлического и двухвалентного железа.

3.2.8 Исследования отходов методом синхронного термического анализа

Совмещенный термический анализ (СТА) включал дифференциальную сканирующую калометрию (ДСК) и определение потери веса (ТГ). Измерения проводились в атмосфере аргона со скоростью нагрева 20 град/мин до 1000⁰С. Кривые ДСК и ТГ представлены на рисунке 3.4.

Результаты исследований пробы ПК11 (рисунок 3.4а) показали наличие на кривой ДСК двух эндотермических пиков при 698,8⁰С и 743,4⁰С. Уширенный пик с максимумом при 698,8⁰С (температурный интервал – 680-720⁰С), по-видимому, связан с восстановлением железа гематита с образованием магнетита, а пик с максимумом при 743,4⁰С (температурный интервал – 720-760⁰С) - с восстановлением железа магнетита и образованием вюститита. В области температур 830 – 925⁰С железо частично восстанавливается до металла.



а – проба ПК11; б – проба ПК52; в – проба ПК34 (исходная); г – проба ПК34 (после магнетизирующего обжига)

Рисунок 3.4 - Кривые дифференциальной сканирующей калориметрии (ДСК) и термогравиметрии (ТГ)

На кривой ДСК пробы ПК52 (рисунок 3.4б) кроме эндотермического пика за счет потери сорбционной воды при $128,8^{\circ}\text{C}$, наблюдается всего один эндотермический пик с максимумом при $746,7^{\circ}\text{C}$ (температурный интервал - $670-800^{\circ}\text{C}$). Видимо этот пик связан с частичным восстановлением железа магнетита и формированием вюстита, поскольку в образце присутствует восстановитель - кокс. Уширение пика по сравнению с аналогичным в пробе ПК11 указывает на более длительный процесс восстановления, возможно из-за того, что уже в исходной пробе ПК11 достаточно много вюстита.

Синхронный термический анализ пробы ПК34 (отходы углеобогащения) (рисунок 3.4в) показал на кривой ДСК несколько эндотермических пиков: при 130°C связан удалением сорбционной воды, крупный пик с максимумом при 508°C (температурный интервал - $400-600^{\circ}\text{C}$), вероятно, обусловлен разложением сидерита и удалением образующегося CO_2 . Потеря массы при этом эндотермическом эффекте составляет 11,54 %, что соответствует содержанию сидерита в исходной пробе 30,4 %. Уширенный пик с максимумом при $759,5^{\circ}\text{C}$ в температурном интервале $700-800^{\circ}\text{C}$ связан с восстановлением железа и образованием вюстита и фаялита, а пик с максимумом при $860,5^{\circ}\text{C}$ в интервале температур $830 - 900^{\circ}\text{C}$ связан с восстановлением железа до металла.

Полученные результаты свидетельствуют о протекании процессов восстановления железа до вюстита и даже металлического состояния в процессе термической обработки всех исследуемых отходов. Это позволяет сделать вывод о том, что при использовании в агломерационном процессе техногенного железоконцентрата, полученного из накопленных в шламонакопителе ЗСМК отходов, произойдет восстановление и частичная металлизация содержащегося в железоконцентрате железа. Использование металлизированной шихты в доменном процессе обеспечит повышение выхода чугуна, снижение выхода шлака и себестоимости чугуна.

3.2.9 Исследование процесса магнетизирующего обжига отходов углеобогащения

В связи с обнаружением в отходах углеобогащения (проба ПК34) сидерита, в состав которого входит основная масса железа, а также пирита, целесообразно рассмотреть возможности магнетизирующего обжига данного вида отходов с последующим извлечением магнетита методами магнитной сепарации.

Пробы ПК34 крупностью 0-1 и 1-3 мм были подвергнуты магнетизирующему обжигу в лабораторной муфельной печи при температуре 600⁰С в условиях ограничения доступа воздуха в течение 1,5 час. до достижения постоянства массы. Результаты рентгенофазового анализа исходных и прокаленных проб, представленные в таблице 3.6, свидетельствуют о полном разложении сидерита с образованием магнетита в обеих пробах, при этом в мелкой фракции крупностью 0-1 мм было обнаружено небольшое количество гематита, что свидетельствует об ее повышенном окислении. Таким образом, термическую обработку проб в лабораторных условиях можно охарактеризовать, как магнетизирующий обжиг.

Мессбауэровские спектры, их параметры и интерпретация для исходных и прокаленных проб крупностью 1-3 мм (ПК34-1 и ПК-34-3) и 0-1 мм (ПК34-2 и ПК34-4) представлены в Приложении Е и таблице 3.8. Полученные результаты показали высокую эффективность магнетизирующего обжига для перевода железа из немагнитной (пирит) и слабомагнитной (сидерит) форм в сильномагнитные (магнетит и маггемит γ - Fe_2O_3). В обожженных продуктах выявлена нестехиометрия полученного магнетита, причем ионы Fe^{3+} тетраэдрической позиции образуют два неэквивалентных положения, что свидетельствует о возможных изоморфных замещениях, приводящих к их образованию. Дублет Д1 от ионов Fe^{3+} имеет тетраэдрическую координацию, возможно он связан с гидрослюдами. Дублет Д2 отнесен к сидериту.

Таблица 3.8 - Мёссбауэровские параметры спектров отходов углеобогащения (проба ПК34) до и после магнетизирующего обжига и их интерпретация

Наименование пробы	Компонента спектра	Изомерный сдвиг δ , мм/с	Квадрупольное расщепление Δ , мм/с	Магнитные поля на ядрах Fe^{57} Н, кЭ	Площади компонент S, %.	Интерпретация
Исходная 1-3 мм	Д1(Fe^{2+})	1,23	1,78	0	87,5	Сидерит
	Д2(Fe^{2+})	0,29	0,61	0	12,5	Пирит
Исходная 0-1 мм	Д1(Fe^{2+})	1,23	1,78	0	93,5	Сидерит
	Д2(Fe^{3+})	0,26	0,60	0	6,5	Пирит
Прокаленная 1-3 мм	С1(Fe^{3+})	0,32	0,00	489	43,4	Магнетит-маггемит
	С2($\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+}$)	0,58	-0,04	452	36,0	
	С3(Fe^{3+})	0,32	-0,03	369	7,6	
	Д1(Fe^{3+})	0,22	1,00	0	6,8	Гидрослюда
	Д2(Fe^{2+})	1,16	1,73	0	6,2	Сидерит
Прокаленная 0-1 мм	С1(Fe^{3+})	0,31	-0,01	489	43,6	Магнетит-маггемит
	С2(Fe^{3+})	0,42	-0,16	462	20,7	
	С3($\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+}$)	0,69	-0,12	451	22,2	
	Д1(Fe^{3+})	0,34	1,07	0	6,8	Гидрослюда
	Д2(Fe^{2+})	1,27	2,28	0	6,7	Сидерит

Мёссбауэровские спектры прокаленных проб различной крупности также, как и исходных, различались незначительно, главным образом, катионным распределением в магнетите. В прокаленной пробе крупностью 1-3 мм в отличие от пробы крупностью 0-1 мм отсутствует дополнительное тетраэдрическое неэквивалентное положение ионов Fe^{3+} , а появляется в октаэдрической координации. Суммарная доля железа в составе сильномагнитных фаз (магнетит и маггемит) мало зависела от крупности частиц исходных проб и составила для пробы крупностью 1-3 мм – 87%отн., а для пробы крупностью 0-1 мм – 86,5%отн. Как следует из рисунка 3.5, в результате обжига основная часть железа перешла из двухвалентного в трехвалентное состояние, часть ионов железа представлено ионами Fe^{3+} и Fe^{2+} октаэдрической позиции, которые связаны электронным обменом. Прокаленная проба мелкой фракции 0-1 мм характеризовалась более высоким содержанием трехвалентного железа, что свидетельствует о большей степени его окисленности. Однако окисленное трехвалентное железо содержалось в составе сильномагнитных фаз (магнетит и маггемит).

Сравнение термогравиметрических кривых исходной и прокаленной проб (рисунок 3.4 в и г) демонстрирует эти пробы, как совершенно различные по минеральному составу.

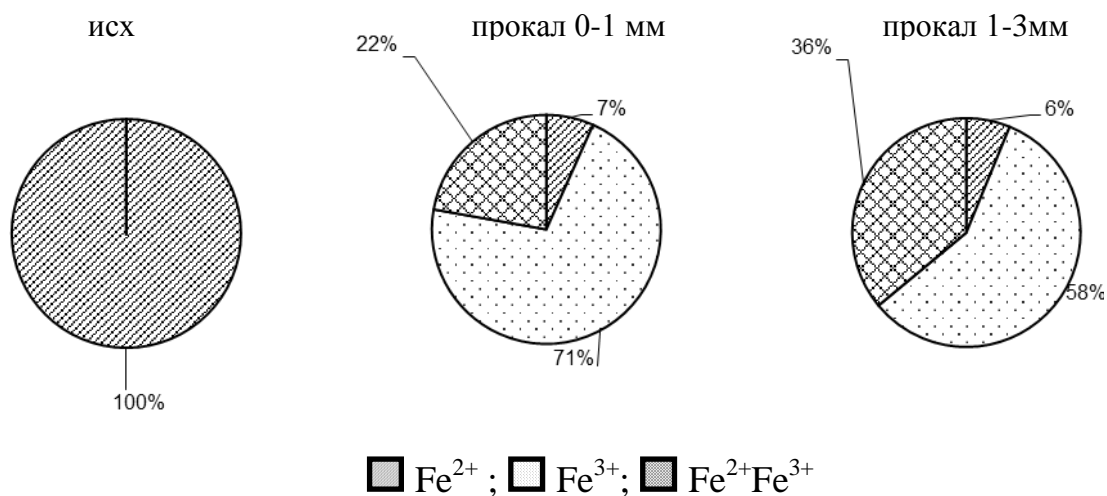


Рисунок 3.5 – Валентность железа в железосодержащих фазах отходов углеобогащения (ПК34) до и после магнетизирующего обжига

В то время, как на кривой ДСК исходной пробы наблюдаются три ярко выраженных эндотермических пика с максимумами при температурах $508,2^{\circ}\text{C}$ (разложение сидерита), $759,5^{\circ}\text{C}$ и $860,5^{\circ}\text{C}$ (восстановление железа до вюстита и металла), на кривой ДСК прокаленной пробы наблюдаются два эндотермических эффекта – пологий в диапазоне $400 - 500^{\circ}\text{C}$, что вероятно связано с диссоциацией остаточного сидерита и других низкотемпературных примесей, например, кальцита и доломита, и пик с максимумом при $737,8^{\circ}\text{C}$, свидетельствующий об образовании вюстита. При этом, в отличие от исходной пробы у обожженной пробы наблюдается экзотермический пик при $806,3^{\circ}\text{C}$, связанный по всей вероятности с выделением тепла при окислении углистого аргиллита, а в диапазоне $850 - 975^{\circ}\text{C}$ наблюдается эндотермический эффект вследствие восстановления железа до $\alpha\text{-Fe}$ и $\gamma\text{-Fe}$. Мёссбауэровский спектр образца после нагрева в условиях СТА подтвердил наличие этих фаз железа.

3.2.10 Расчетный фазовый состав отходов

На основании результатов исследований отходов методами химического и рентгенофазового анализов и мессбауэровской спектроскопии выполнен расчет фазового состава отходов. Результаты расчетов представлены в таблице 3.9. Для исходных проб ПК11 и ПК52 и проб ПК34 двух фракций (0-1 и 1-3 мм) представлены значения, полученные при использовании результатов рентгенофазового анализа и мессбауэровской спектроскопии (числитель), для всех остальных проб – с использованием только результатов рентгенофазового анализа.

Таблица 3.9 – Расчетный фазовый состав железосодержащих компонентов в отходах шламонакопителя, %

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	Магнетит Fe_3O_4	Маггнетит $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$	Гематит $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$	Сидерит FeCO_3	$\alpha\text{-Fe}$	Вюстит FeO	Пирит FeS_2	Прочие
ПК34	исх	н/о*	н/о	н/о	27,39	0,71	н/о	н/о/	н/о
	0-1	н/о	н/о	н/о	28,13/ 24,6	0,23/ н/о	н/о	н/о/ 2,64	н/о
	1-3	н/о	н/о	н/о	30,41/ 28,44	1,37/ н/о	н/о	н/о/ 1,48	н/о
ПК34 после обжига	0-1	19,01/ 8,3	н/о/ 8,37	при месь/ н/о	н/о/ 1,75	н/о	н/о	н/о/ н/о	гидрослюда
	1-3	20,28/ 8,82	н/о/ 9,09	н/о/ н/о	н/о/ 2,04	н/о	н/о	н/о/ н/о	гидрослюда
ПК52	исх	11,5/ 13,1	н/о	7,47/ 0,14	при месь/ 6,08	0,57/ н/о	н/о	н/о	н/о/ 1,83 (т/д оксид Fe)
	0-1	15,55	н/о	7,15	при месь	0,23	н/о	н/о	н/о
	1-3	10,05	н/о	10,21	при месь	0,23	при месь	н/о	н/о
ПК11	исх	35,35/ 27,1	н/о	22,92/ 15,89	н/о	12,28/ 13,9	15,6/ 35,55	н/о	н/о/ 4,51(т/д оксид Fe)
	0-1	27,74	н/о	18,65	н/о	9,1	16,51	н/о	н/о
	1-3	29,4	н/о	15,34	н/о	9,39	17,5	н/о	н/о

*) – не обнаружен

Представленные данные показывают хорошую сходимость результатов расчетов с использованием различных методов, особенно по содержанию сидерита для отходов углеобогащения. В то же время, мессбауэровский анализ

позволил выявить в отходах углеобогащения наличие пирита и количественно рассчитать его содержание, а также не показал наличие в этих пробах α -Fe. В пробах ПК34 после магнетизирующего обжига рентгенофазовым анализом выявлен магнетит, а мелкой фракции – также примеси гематита. Методом мессбауэровской спектроскопии установлено, что основная часть железа в результате обжига перешла в состав двух сильномагнитных фаз – маггемита γ - Fe_2O_3 и магнетита Fe_3O_4 , суммарное содержание которых близко к расчетному содержанию магнетита по результатам химического и рентгенофазового анализов, при этом всеми методами зафиксирована несколько большая степень окисления железа в мелкой фракции. Выявлено также наличие в прокаленных пробах неразложившегося сидерита в небольших количествах – 1,75 и 2,04%.

В золе от сжигания угля (проба ПК52) суммарное содержание железосодержащих минералов составляет 20-22%, при этом, основная доля железа содержится в составе сильномагнитного магнетита, содержание которого во всех случаях превышает 10%. В то же время, остальное железо, идентифицированное методом рентгенофазового анализа в составе гематита, методом мессбауэровской спектроскопии определено в составе сидерита, содержание которого составляет 6,08%, тонкодисперсного оксида железа (1,83%) и небольшой примеси гематита (0,14%). В связи с близостью состава пород кузнецких углей на углеобоганительной фабрике и ТЭЦ ЗСМК, очевидно, что в условиях сжигания пылеугольного топлива в топках котлоагрегатов ТЭЦ происходит магнетизирующий обжиг минеральной части углей с образованием магнетита и трехвалентных оксидов железа, при этом часть сидерита разложиться не успевает.

Всеми методами выявлено, что в железшламах (проба ПК11) железо содержится в различных формах: магнетит, гематит, вюстит, α -Fe, а также тонкодисперсный трехвалентный оксид. Расчетные содержания α -Fe близки для всех методов (12,28 и 13,9%), содержание магнетита и гематита при использовании мессбауэровского метода ниже, чем при применении менее точного рентгенофазового анализа, а вюстита выше, при идентификации также

части железа в составе трехвалентного тонкодисперсного железа. Суммарное содержание железосодержащих фаз достигает 86-97%.

3.2.11 Магнитные свойства железосодержащих фаз

Магнитное обогащение, основанное на различной магнитной проницаемости железосодержащих фаз, используют для отделения парамагнитных (слабомагнитных) и ферромагнитных (сильномагнитных) компонентов смесей твердых материалов от их немагнитных составляющих под действием магнитного поля. Сущность магнитной сепарации заключается в изменении магнитным полем траектории движения частиц, обладающих разной магнитной восприимчивостью.

На основании полученных результатов можно охарактеризовать магнитные свойства исследуемых отходов и их эффективность. Сильномагнитными минералами из числа найденных в отходах являются ферромагнетик α -Fe, ферримагнетики магнетит и маггемит (γ -Fe₂O₃). Вюстит, сидерит и пирит являются парамагнетиками, которые намагничиваются при внесении в магнитное поле, а обнаруженный в железшлаках и золе от сжигания углей тонкодисперсный оксид железа является суперпарамагнитным [73-75]. Гематит является слабым ферромагнетиком, чаще его относят к антиферромагнетикам [76], в сильном магнитном поле мелкие частицы гематита могут притягиваться к сильномагнитным частицам магнетита, маггемита или металлического железа. Кроме того, слабомагнитные минералы могут находиться в отходах в срастании с сильномагнитными.

На рисунке 3.6 представлены диаграммы расчетного фазового состава железосодержащих компонентов исследованных проб техногенного сырья с выделением сильномагнитных (магнетит, маггемит, α -Fe) и слабомагнитных (сидерит, гематит, вюстит, тонкодисперсный оксид железа) фаз.

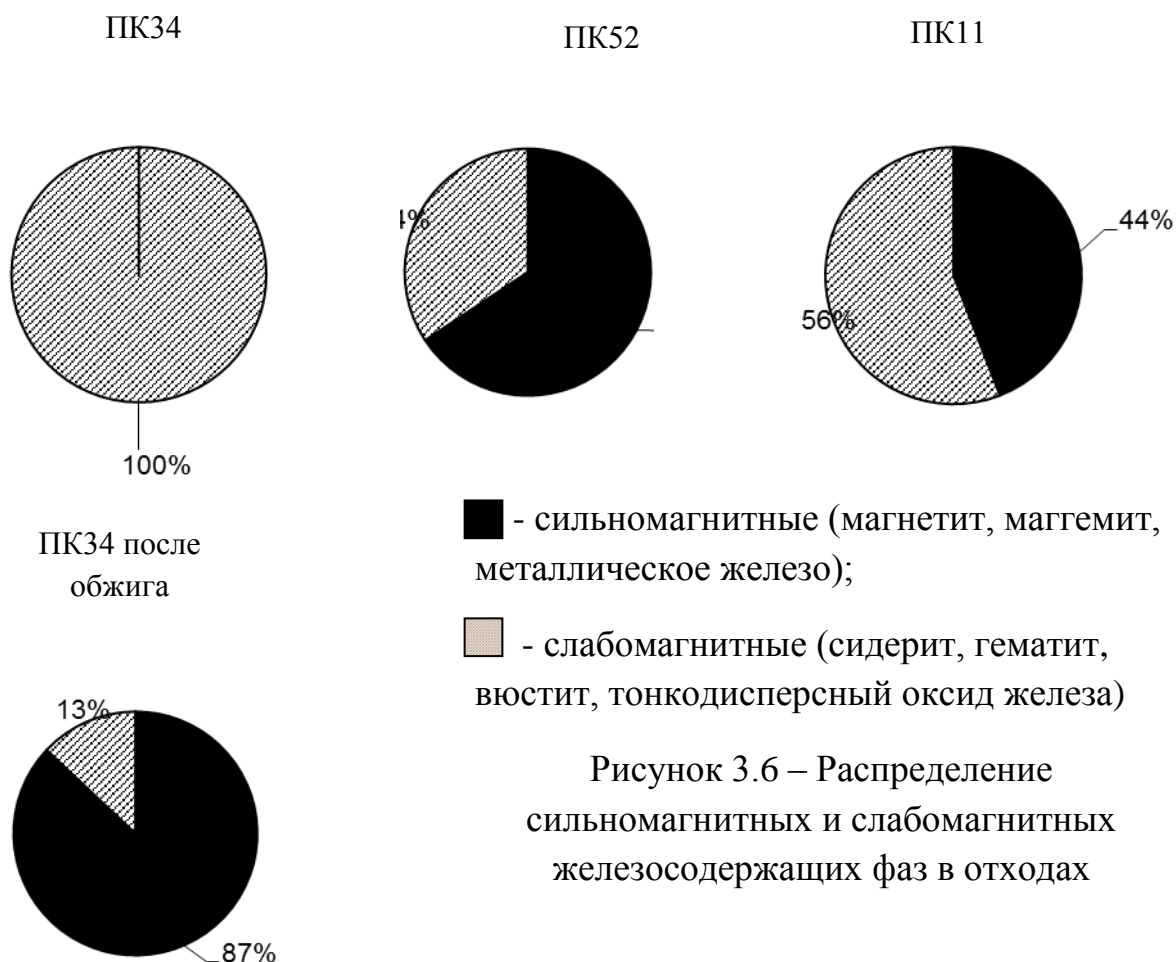


Рисунок 3.6 – Распределение сильномагнитных и слабомагнитных железосодержащих фаз в отходах

Представленные на рис. 3.6 и в табл. 3.9 данные показывают, что техногенные отходы в районе выпусков золы от сжигания углей (ПК52) могут быть классифицированы как техногенное магнетитовое сырье, в котором преобладают сильномагнитные фазы, главным образом, магнетит (65,7%), что обуславливает целесообразность его обогащения магнитным методом, при этом наиболее эффективно обогащать мелкую фракцию крупностью менее 1 мм, т.е. зольную фракцию.

Техногенные отходы в районе размещения железшламов (ПК11) представляет собой богатое железорудное сырье с суммарным содержанием железосодержащих минералов 72-86%, в котором суммарное содержание сильномагнитных форм железа (магнетит, металлическое железо) составляет 44,1%, а содержание слабомагнитных компонентов, которые могут намагничиваться в магнитном поле и тянутся за сильномагнитными, составляет

55,9%. Эффективность магнитного обогащения железошламов может быть очень высокой, однако следует отметить, что это техногенное сырье по содержанию железа близко к железорудным концентратам. Например, содержание $Fe_{\text{общ}}$ в железорудных концентратах Сибири составляет [112], %: Таштагольский – 57,4; Шерегешский – 59,4; Абагурский – 56,2 (ОФ-2) и 61,2 (ОФ-1); Тейский – 57,0. Поэтому это техногенное сырье может быть использовано в металлургии непосредственно без предварительного обогащения. Ограничением при использовании в агломерационном производстве может являться лишь содержание цинка. Однако данная проблема может быть решена либо ограничением добавки в агломерационную шихту, либо при использовании железошламов для производства брикетов, которые могут быть переработаны в конвертерном производстве.

Техногенные отходы обогащения углей (ПК34) содержат 19-28% железосодержащих фаз с преобладанием слабомагнитного сидерита $FeCO_3$ и могут быть отнесены к техногенному сидеритовому сырью. При этом, рассев пробы перед обогащением нецелесообразен, так как сидерит распределяется по фракциям различной крупности примерно равномерно (табл. 3.9).

Для усиления магнитных свойств железа в отходах углеобогащения может быть применен магнетизирующий обжиг при температуре от 600 до 850⁰С. Магнетизирующий обжиг используется в практике обогащения железных руд для перевода немагнитных соединений железа (гематит, сидерит) в магнитные (магнетит, маггеммит). После магнетизирующего обжига руда подвергается магнитной сепарации. Магнетизация железных руд обжигом производится на Криворожском ГОКе, Лисаковском ГОКе, Кремиковском металлургическом комбинате в Болгарии, обогатительной фабрике в Уайялле, Австралия [77]. На обогатительной фабрике Бакальского рудоуправления производится магнетизирующий обжиг сидеритовых руд в условиях недостатка кислорода с образованием магнетита, а в восстановительной среде с получением частично металлизированного вюститового продукта [78-83]. При этом углерод отходов обеспечит процесс обжига собственным теплом, что будет способствовать

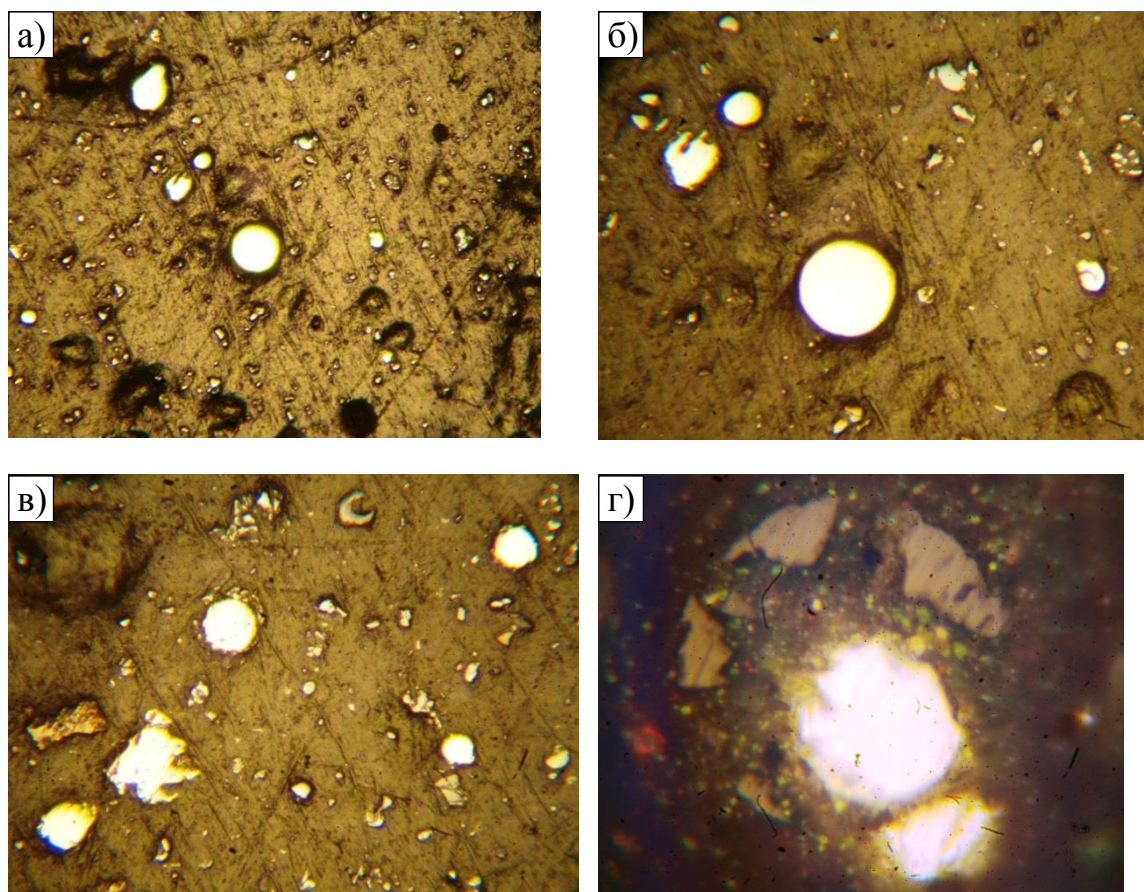
снижению затрат и себестоимости получаемого продукта. Продукты магнетизирующего обжига, обогащенные магнетитом, являются сырьем для последующего магнитного обогащения сухим или мокрым способом.

Как следует из рисунка 3.6, даже при прокалке в лабораторных условиях при довольно низкой для магнетизирующего обжига температуре (600°C) из отходов углеобогащения был получен продукт, в котором около 90% железосодержащих фаз являлись сильномагнитными. Следует ожидать, что в промышленных условиях при соблюдении технологического режима в результате магнетизирующего обжига все содержащееся в данном материале железо перейдет из слабомагнитных (сидерит) и немагнитных (пирит) минералов в состав сильномагнитных минералов (магнетит, маггемит), суммарное содержание которых составит 25-28%, что обуславливает целесообразность их извлечения магнитным методом. Магнетизирующий обжиг целесообразно проводить в слабоокислительной атмосфере с целью окисления углерода углистых частиц, что обеспечит образование СО и разрушение их сростаний с железосодержащими минералами.

3.2.12 Петрографические исследования отходов

Однако эффективность извлечения железа из отходов с применением магнитных методов в значительной степени будет зависеть от того, в каком виде железосодержащие минералы в них находятся – в раскрытом (мономинеральном) или в виде сростаний с другими минералами. С целью выявления форм нахождения железа в составе различных минералов проведены петрографические исследования отходов на поляризационном оптическом микроскопе ЛабоПол – 2 в проходящем свете. Отходы исследовали в аншлифах, приготовленных из тонкодисперсных минеральных агрегатов и сцементированных эпоксидной смолой. Исследования сопровождались фотографированием на цифровую камеру типичных или технологически интересных структур и текстур через микрофотонасадки МФНЭ-1.

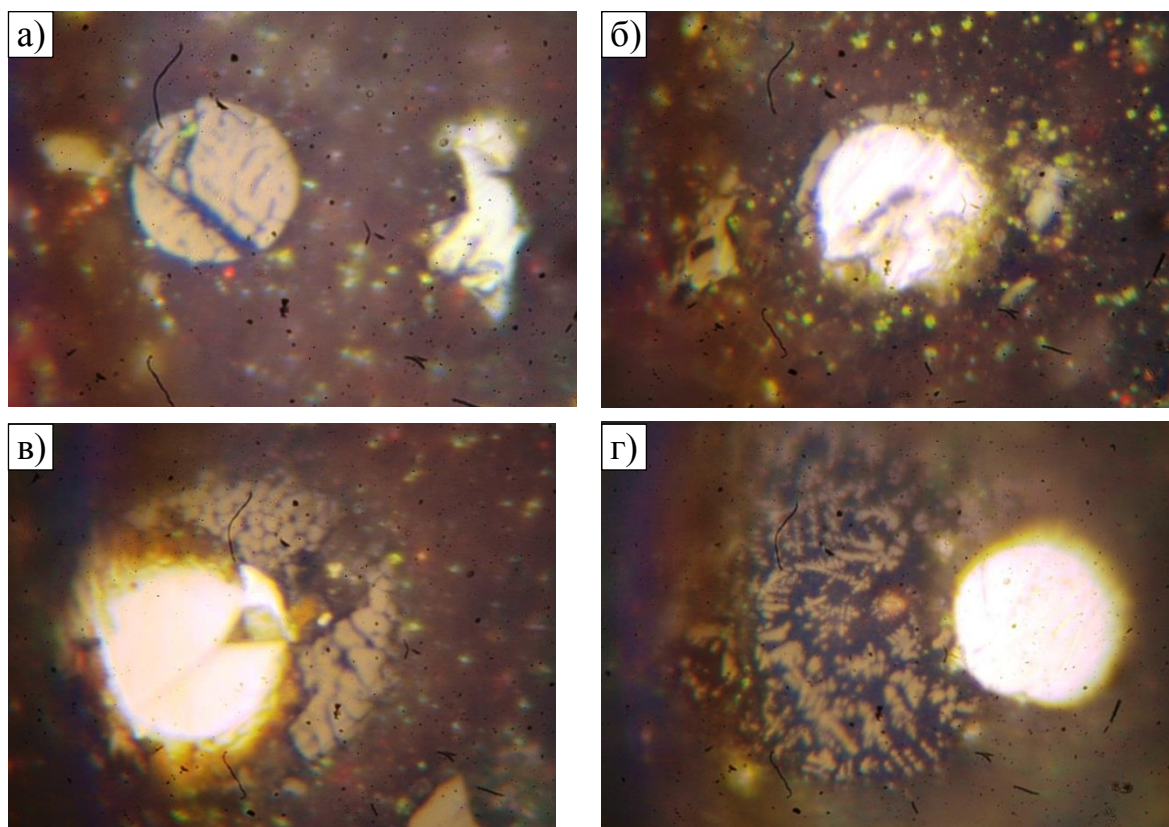
На рисунках 3.7 и 3.8 представлены фотографии микроструктуры пробы железосламов (проба ПК11). Исследования показали, что проба состоит из тонких угловатых обломков, размером от 0,001 до 0,01мм и изометричных сферических частиц размерами от 0,03 до 0,07мм. Частицы шлама представлены металлическим железом ферритом, вюститом, вюститезированным магнетитом и магнетитом. На рисунке 3.7а и б отчетливо видны обломки вюстита и обломки, состоящие из металлического железа, магнетита и силикатного стекла. На рисунке 3.7в вокруг королек металлического железа наблюдается оболочка из очень мелких частиц железа и магнетита (светло-серые точки), притянутых к корольку его магнитным полем. На рисунке 3.7г видна крупная сферическая частица, состоящая из вюстита и магнетита.



а - 200^x, б - 400^x, в - 400^x, г - 1200^x (в иммерсии)

Рисунок 3.7 – Фотографии пробы ПК11 (железосламы): железо
металлическое – ярко-белое; магнетит – белое; вюстит – светло-серое;
силикатное стекло - черное

В правом нижнем секторе виден раздробленный кусок вюстита с микровключениями металлического железа. В верхнем правом секторе виден нерудный сферолит очень с тонкой concentрической зоной из рудных, очевидно, магнетитовых кристаллов. Напротив него в левом секторе видны чешуйчатые скопления, состоящие из магнетита, вюстита и металлического железа. На рисунке 3.6г (в иммерсии) вокруг королька металлического железа (ярко белый) нарастает сегмент вюститового королька (серый).



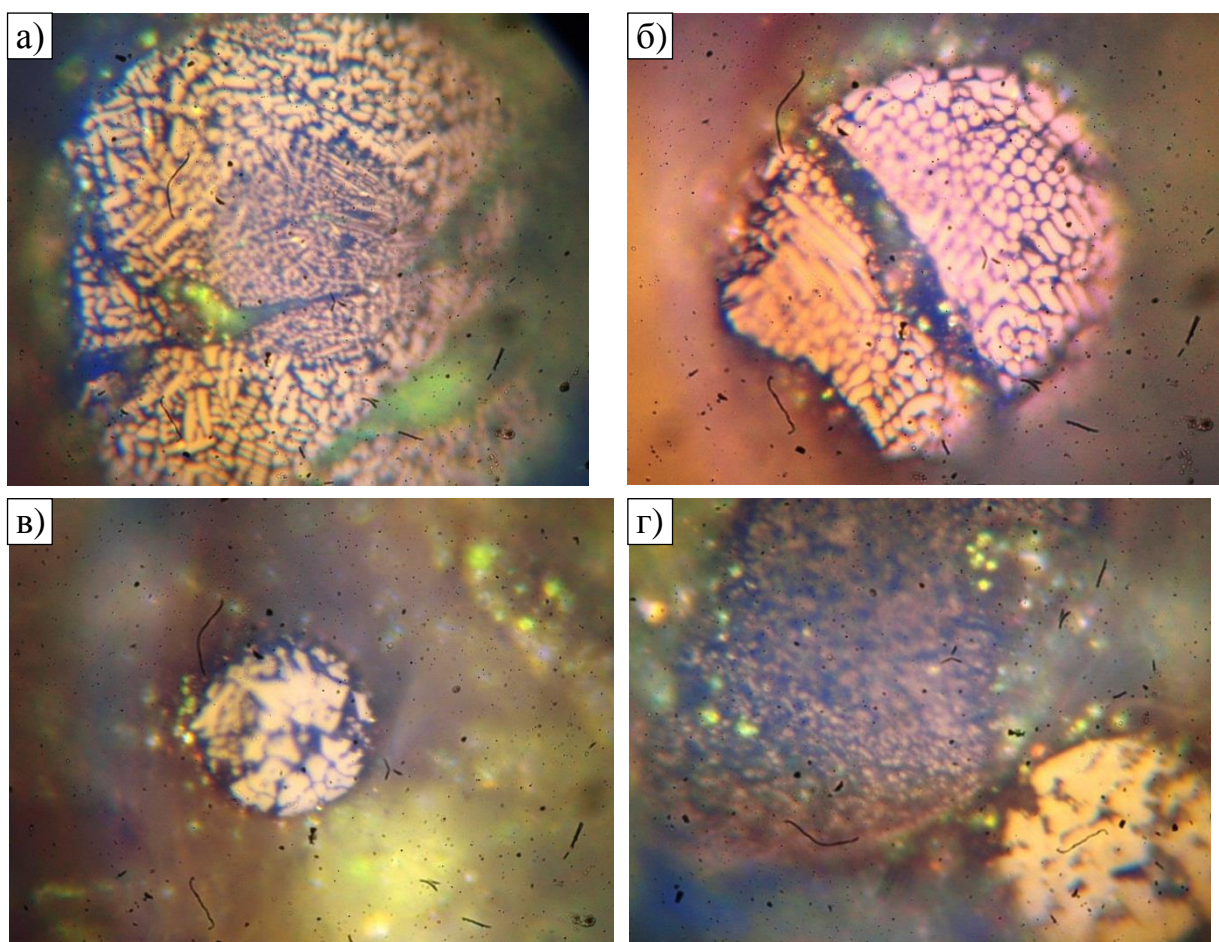
а - 1500^x, б - 1500^x, в - 2000^x, г - 1500^x

Рисунок 3.8 – Фотографии пробы ПК11 в иммерсии: железо металлическое – ярко-белое; магнетит – белое; вюстит – светло-серое; силикатное стекло – черное

На рисунке 3.8а массивно-скелетный вюстит в корольке сцементирован шлаковым стеклом, рядом виден чешуйчатый обломок магнетита. На рисунке 3.8б королёк металлического железа по периферии облеплен вюститом, видны чешуйчатые осколки вюстита. На рисунке 3.8в видно срастание металлического железа с массивно-скелетным вюститом. На рисунке 3.8г видно срастание

металлического железа с тонко-скелетным вюститом, в котором силикатное стекло преобладает над содержанием вюстита. Таким образом, основная часть железшламов представлена достаточно чистыми железосодержащими минералами, в частности корольками металлического железа, мелкими частицами магнетита, гематита и вюстита, что, очевидно, обеспечит достаточно высокую эффективность их магнитного извлечения при обогащении.

На рисунке 3.9 представлены фотографии микроструктуры пробы ПК52 (зола от сжигания угля), выполненные с применением иммерсионной жидкости (кедровое масло).



а - 1200^x, б - 2000^x, в - 1500^x, г - 1500^x

Рисунок 3.9 – Микрофотографии пробы ПК52 (зола от сжигания угля) в иммерсии: гематит - белое; магнетит – светло-серое; стекло – черное; силикаты – серые точки

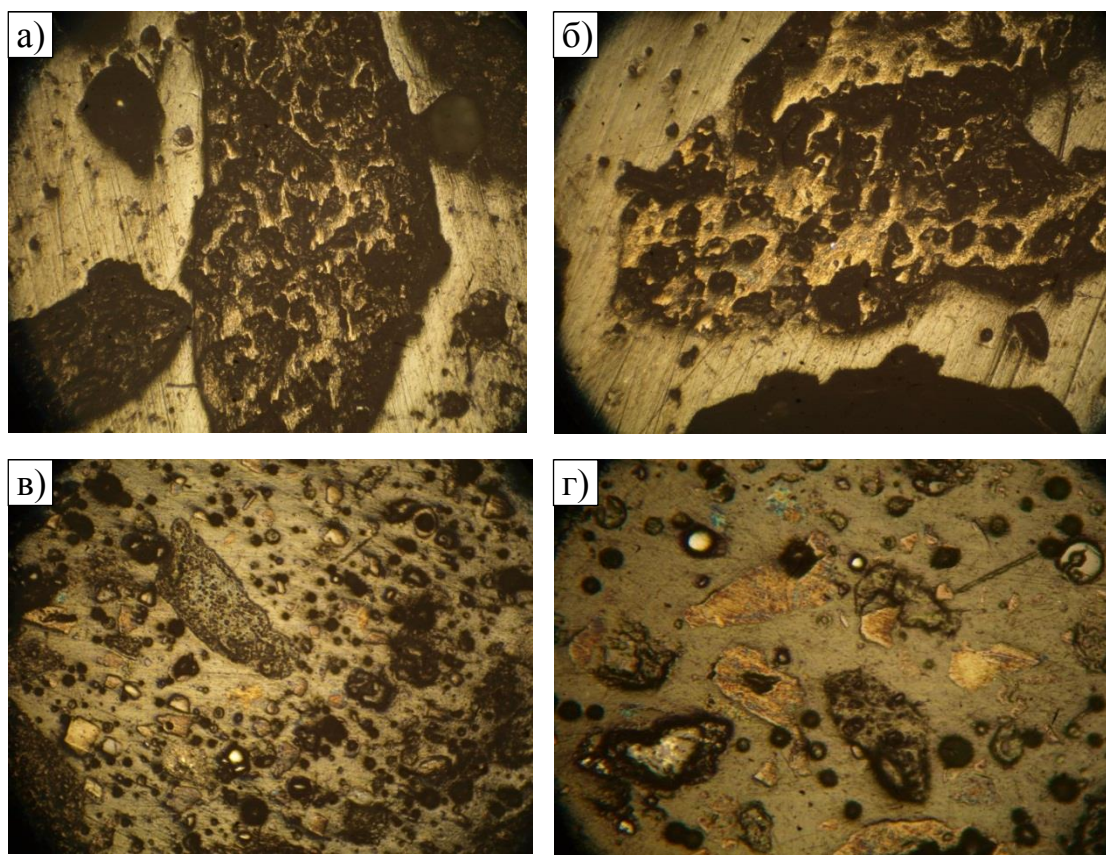
Выявлено, что частицы пробы представляют преимущественно сферолиты. На рисунке 3.9а виден зональный сферолит, состоящий из магнетита (светло-серый) и стекла (черный). На рисунке 3.9б виден вюстит (светло-серый) в стеклянном сферолите (черный). На рисунке 3.9в представлен сферолит, состоящий из вюстита (светло-серый), магнетита и стекла (черный). На рисунке 3.9г видны два слипшихся сферолита, маленький сферолит состоит из массивно-скелетного магнетита (светло-серый) с тонкими включениями гематита (белый), крупный сферолит в основном состоит из силикатного стекла с мелкими зародышевыми кристаллами магнетита и силикатов (серые точки). Таким образом, представленная структура пробы ПК52 свидетельствует о том, что железосодержащие минералы (магнетит, гематит) находятся внутри стеклянных сферолитов, что снижает эффективность их извлечения магнитным способом и обуславливает необходимость предварительного измельчения отходов с целью разрушения сферолитов.

Отходы углеобогащения исследовались в исходном состоянии и после магнетизирующего обжига при температуре 600° С без доступа воздуха в течение 1,5 час. Результаты исследований представлены на рисунке 3.10. Отходы представлены полуокатанными обломками углистых алевролитов, углистых аргиллитов, сферосидеритов и углистых частиц в срастании с породами, в обломках наблюдаются включения пирита и марказита.

На рисунке 3.10а виден углистый аргиллит, углистые частицы в отраженном свете имеют желтовато светло-серый цвет, в некоторых частицах углистого аргиллита наблюдаются микровключения растительного детрита, кутикулы семян и частицы листьев. На рисунке 3.10б виден угловатый обломок углистого аргиллита, нерудные включения представлены зернами кварца и аргиллитовыми сферолитами. В центре обломка наблюдаются нано-включения ярко-белого цвета.

На рисунке 3.10в представлена типичная структура прокаленной пробы отходов углеобогащения. Наблюдаются угловатые полусферические и пустотелосферические частицы кокса желтовато-буровато-белого цвета. Минералы сидерита разложились до магнетита и маггемита, которые отличаются от

коксовых частиц нейтрально-белым цветом. Аргиллитовые и алевролитовые обломки частично изменились, в результате термического разложения в них образовались поры, выявляются рудные минералы, в основном представленные гематитом. На рисунке 3.10г при большем увеличении более детально видно изменение частиц отходов углеобогащения при термической обработке. Некоторые частицы, содержащие легкоплавкие компоненты, приобретают сферическую форму. Некоторые аргиллитовые частицы, содержащие сульфидные минералы, образуют вюститезированные включения магнетита в силикатном стекле. Под воздействием высокой температуры большинство аргиллитовых частиц, особенно содержащих сульфидные и углистые включения, были частично остеклованы.



а - 100^x; б - 100^x; в - 100^x; г - 200^x

Рисунок 3.14 - Фотография пробы ПК34 до (а и б) и после (в и г) прокаливания: углистые частицы – черное; сидерит, пирит, марказит – светло-серое; магнетит - белое

Таким образом, полученные результаты подтвердили необходимость магнетизирующего обжига для перевода железа из слабомагнитного сидерита в сильномагнитные магнетит и маггемит и показали необходимость последующего измельчения отходов с целью разрушения остеклованных оболочек железосодержащих компонентов, образовавшихся в процессе термической обработки отходов.

3.3 Исследования процессов обогащения отходов методами магнитной сепарации

3.3.1 Исследования обогащения отходов методом сухой магнитной сепарации

Исследования возможности и эффективности обогащения проб шламонакопителя методом сухой магнитной сепарации выполнены на лабораторном электромагнитном валковом анализаторе 138Т-СЭМ с нижней подачей материала.

Проведены исследования влияния на степень и эффективность извлечения железа крупности частиц и параметров рабочей зоны анализатора (напряженность магнитного поля и величина зазора между приводом вала и лотком). Выход концентрата определяли по формуле:

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{M_{\text{к}}}{M_{\text{п}}} \cdot 100, \% \quad (3.1)$$

где $M_{\text{к}}$ – масса концентрата, г;

$M_{\text{п}}$ – масса исходной пробы, г.

Выход хвостов определяли по формуле:

$$\gamma_{\text{х}} = 100 - \gamma_{\text{к}}, \% \quad (3.2)$$

Таблица 3.10 – Результаты сухого магнитного обогащения

Наименование пробы	Содержание Fe _{общ} , %	Содержание железосод./сильномаг, %*	Крупность, мм	Медианный размер, мм	рабочий зазор 1 мм				рабочий зазор 2 мм			
					сила тока, А				сила тока, А			
					2		10		2		10	
					выход концентрата, %	выход хвостов, %	выход концентрата, %	выход хвостов, %	выход концентрата, %	выход хвостов, %	выход концентрата, %	выход хвостов, %
ПК34	13,5	27,24/-	0-1	0,43	38,1	61,9	46,6	53,4	40,2	59,8	40,8	59,2
	14,6	29,92/-	1-3	2,4	28,3	71,7	46,4	53,6	40,0	60,0	42,8	57,1
ПК52	19,91	30,9/18,42	0-1	0,19	68,3	31,6	90,6	9,4	70,1	29,9	66,7	33,3
	16,86	26,17/15,6	1-3	1,7	70,1	29,9	88,3	11,7	56,2	43,8	71,4	28,6
ПК11	57,0	73,52/31,09	0-1	0,15	81,7	18,3	93,9	4,9	86,7	13,3	96,7	3,3
	57,09	73,7/32,5	1-3	2,4	76,7	23,3	95,1	4,9	80,0	20,0	90,0	10,0

*) суммарное содержание железосодержащих компонентов – магнетит+вюстит+сидерит+Fe_{мет}+гематит, сильномагнитных компонентов - магнетит+маггемит+Fe_{мет}

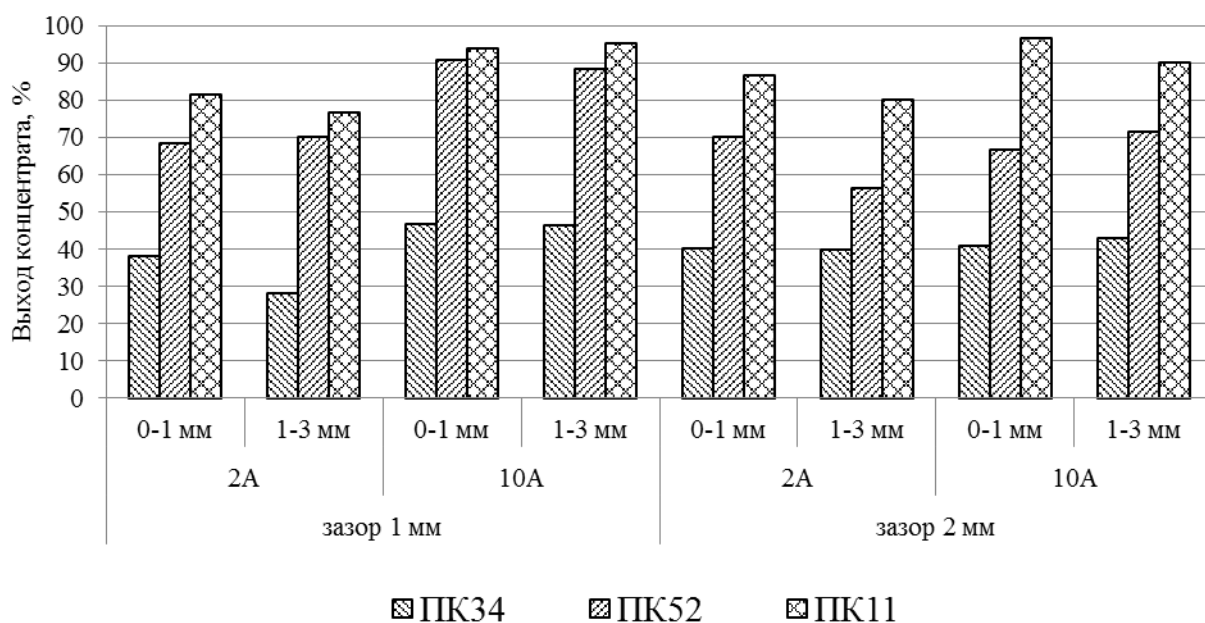


Рисунок 3.15 – Выход концентрата при сухом магнитном обогащении проб шламонакопителя

Исследовали пробы крупностью 0-1 и 1-3 мм при двух значениях силы тока – 2 и 10А, что соответствовало напряженности магнитного поля 800 и 1100 кА/м соответственно, при двух величинах рабочего зазора – 1 и 2мм. Результаты проведенных экспериментов представлены в таблице 3.10 и на рисунке 3.15.

Установлено, что методом сухого магнитного обогащения разделяются все исследованные пробы. При этом наименьшая степень извлечения концентрата (магнитная фракция) наблюдалась для пробы ПК34 (отходы углеобогащения) – от 28 до 46%, а наибольшая – для пробы ПК11 (железошлады) – от 76 до 95%, для пробы ПК52 (отходы от сжигания угля) выход концентрата составил от 56 до 90%. Полученные результаты полностью коррелируют с результатами представленных выше минералогических исследований, согласно которым сильномагнитные компоненты (магнетит, металлическое железо) содержатся в пробах ПК11 (максимальное содержание) и ПК52, в то время как проба ПК34 содержит слабомагнитный компонент – сидерит.

Максимальный выход концентрата обеспечивался при следующих рабочих параметрах магнитного сепаратора:

- ПК34(46,6%) – зазор 1 мм, сила тока 10А;
- ПК52 (90,6%) - зазор 1 мм, сила тока 10А;

- ПК11 – сила тока 10А, зазор 1(95,1%) и 2 (96,7%) мм.

Таким образом, рекомендуемая напряженность магнитного поля во всех случаях составляет 1100 кА/м при минимальном зазоре между валками, для железшламов – зазор может быть увеличен. Крупность для всех проб не имела существенного значения, хотя в большинстве случаев более высокий выход концентрата достигался для мелкой фракции 0-1мм.

Представленные в таблице 3.10 данные показывают также, что выход концентрата мало зависел от содержания $Fe_{\text{общ}}$ и общего содержания магнитных компонентов, но в большей степени определялся содержанием сильномагнитных компонентов (магнетит+вюстит+ $Fe_{\text{мет}}$).

В таблице 3.11 и на рисунке 3.16 представлены результаты химического анализа продуктов обогащения – концентраты (магнитная фракция) и хвосты (немагнитная фракция), полученных при оптимальных рабочих режимах.

Таблица 3.11 – Содержание ценных компонентов в продуктах сухого магнитного обогащения, % сух. массы

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{мет}}$	FeO	Fe_2O_3	ППП
ПК34 исх	0-1	13,5	0,23	13,46	3,96	28,3
ПК34 к-т		26,3	2,06	26,29	5,33	15,88
ПК34 хв		3,76	0,23	0,85	4,10	26,34
ПК34 исх	1-3	14,6	1,37	13,71	3,62	17,75
ПК34 к-т		30,3	6,65	25,53	5,34	14,16
ПК34 хв		6,42	1,15	4,25	2,79	17,84
ПК52 исх	0-1	19,91	0,23	4,86	22,70	1,32
ПК52 к-т		21,4	0,69	5,7	23,23	1,46
ПК52 хв		4,65	0,12	1,57	4,72	2,77
ПК52 исх	1-3	16,86	0,23	3,14	20,26	0,32
ПК52 к-т		17,4	0,69	5,7	17,52	1,34
ПК52 хв		5,53	0,12	2,14	5,34	1,48
ПК11 исх	0-1	57,09	9,39	29,17	35,64	3,38
ПК11 к-т		60,2	12,37	29,62	35,32	2,08
ПК11 хв		47,13	4,12	2,78	58,35	6,52
ПК11 исх	1-3	57,09	9,39	29,17	35,64	3,68
ПК11 к-т		57,0	11,0	28,52	33,93	2,78
ПК11 хв		59,97	10,31	26,26	41,68	2,45

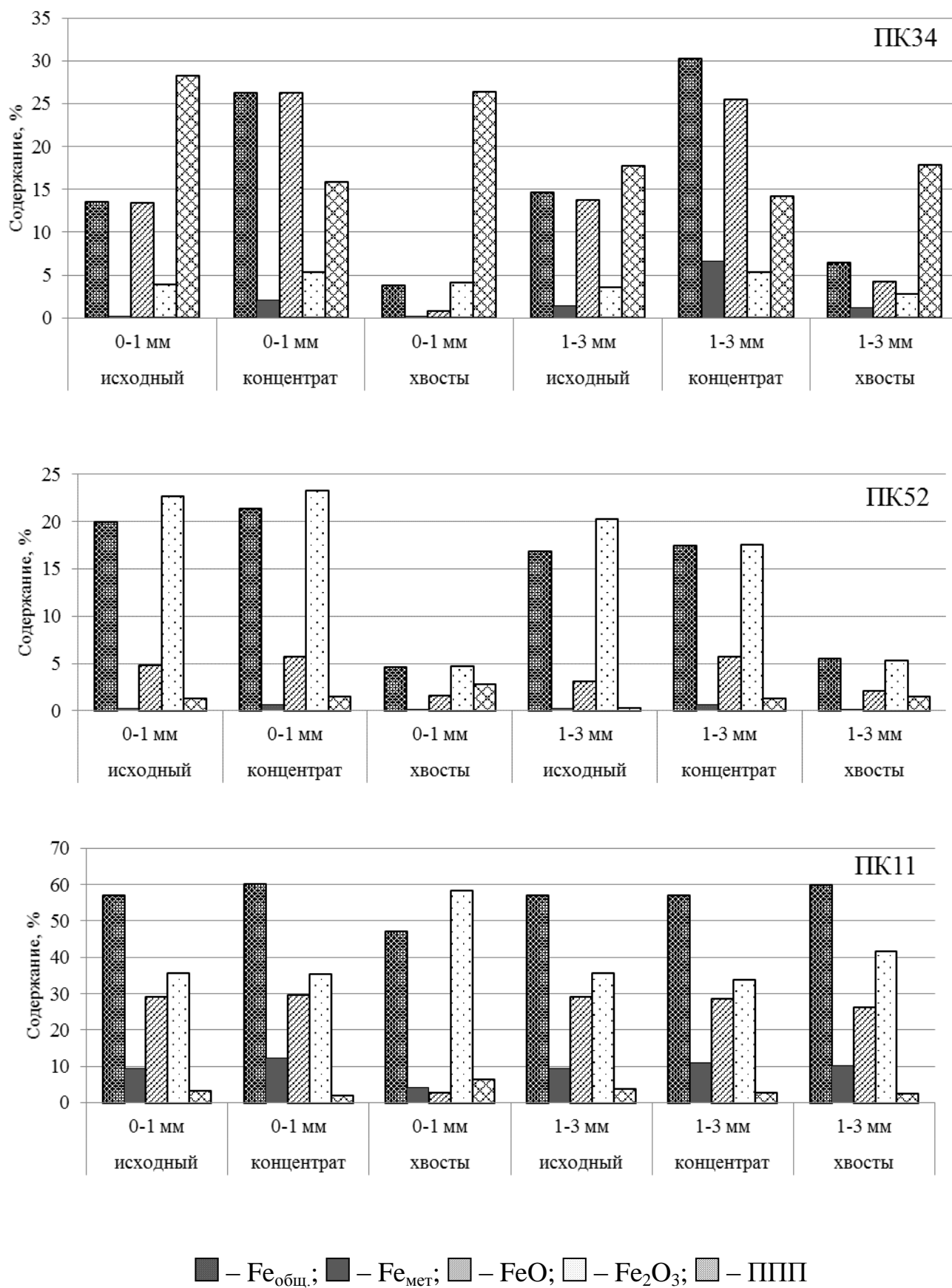


Рисунок 3.16 – Распределение железа в продуктах сухого магнитного обогащения

Эффективность сепарации оценивали по степени извлечения двух компонентов – железа общего $Fe_{\text{общ.}}$ и железа металлического $Fe_{\text{мет.}}$, которую определяли по формуле:

$$\varepsilon_{\pi} = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha}, \quad (3.3)$$

где ε_{π} – степень извлечения компонента в концентрат;

γ – выход концентрата;

α – содержание компонента в исходном продукте;

β – содержание компонента в концентрате.

Степень (эффективность) обогащения, или соотношение содержаний элемента в концентрате и исходном материале определяли по формуле:

$$K_o = \beta / \alpha \quad (3.4)$$

Степень сокращения, показывающая, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством израсходованной на его получение руды, т.е. сколько потребуется руды для получения 1 т концентрата, определяли по формуле:

$$K_c = 1 / \gamma \quad (3.5)$$

Результаты представлены в таблице 3.12 и на рисунке 3.17.

Таблица 3.12 – Показатели эффективности процесса сухого магнитного обогащения

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	Степень извлечения Fe, %	Степень обогащения	Степень сокращения
ПК34	0-1	90,8	1,95	2,15
	1-3	96,3	2,08	2,16
ПК52	0-1	97,4	1,07	1,10
	1-3	91,1	1,03	1,13
ПК11	0-1	99,0	1,05	1,06
	1-3	95,0	1,00	1,05

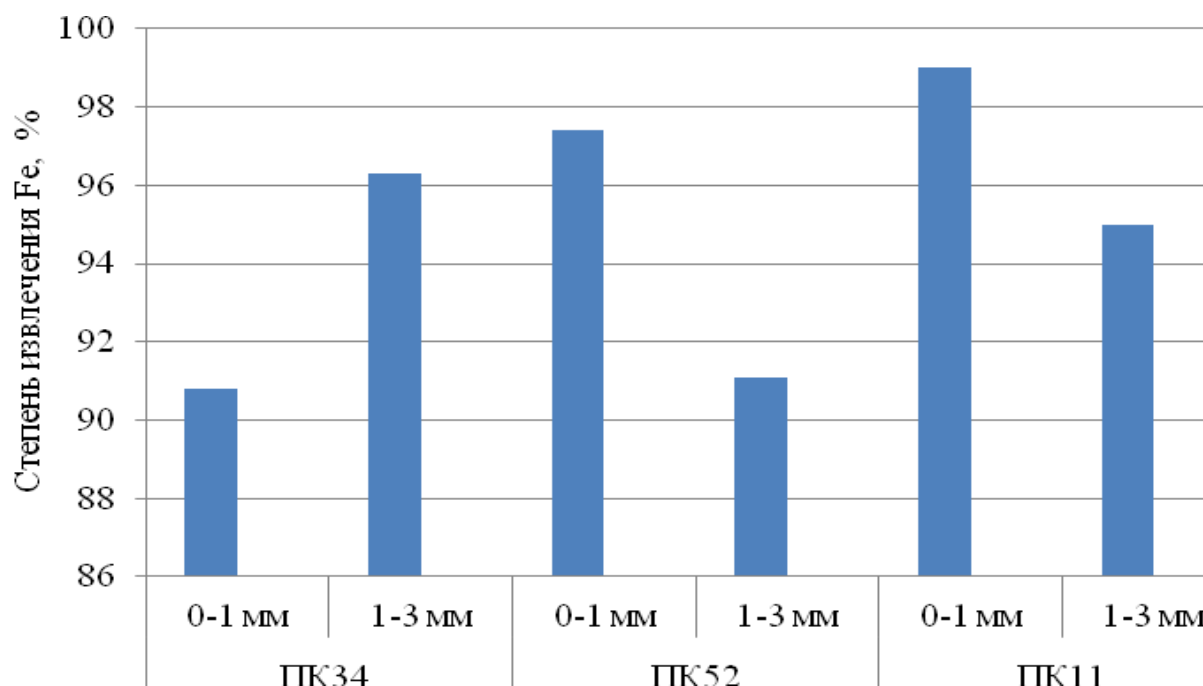


Рисунок 3.17 – Степень извлечения Fe методом сухого магнитного обогащения

Установлено, что методом сухого магнитного обогащения достигается высокая степень извлечения железа для всех исследованных проб – более 90%. Наибольшая степень извлечения железа получена при обогащении проб ПК11 и ПК52, содержащих сильномагнитные минералы – магнетит и металлическое железо. При уменьшении крупности частиц этих проб степень извлечения железа возрастает. В то же время, при обогащении пробы ПК34 выявлена обратная зависимость, при этом степень извлечения железа из фракции 1-3 мм составила более 96% и превысила степень извлечения из аналогичной фракции для проб ПК52 и ПК11.

Данные о степени обогащения свидетельствуют о целесообразности обогащения проб ПК34, в результате обогащения которых концентрация железа возрастает в 2 раза, в то время как для проб ПК52, и, особенно, ПК11 – незначительно. В то же время, для этих проб получен наибольший выход концентрата, что, вероятно, обусловлено намагничиванием и захватом с магнитными частицами немагнитных, а также наличием сростков магнитных и немагнитных компонентов.

Данные о степени сокращения показывают, что для получения 1 т концентрата из проб ПК34 потребуется примерно 2 т исходного шлама, а для проб ПК52 и ПК11 – немного более 1 т.

3.3.2 Математическая обработка результатов сухого магнитного обогащения отходов

Выявление значимых факторов методом математического планирования экспериментов

С целью выявления степени влияния отдельных параметров на результаты обогащения отходов обогащения угля (ПК34) была проведена серия опытов с использованием метода математического планирования экспериментов. Планирование осуществлялось по схеме полного факторного эксперимента, предусматривающей реализацию всех возможных комбинаций факторов на выбранных для исследований уровнях. Планирование эксперимента и обработка результатов выполнялись в соответствии с [86].

В качестве параметра оптимизации рассматривался выход концентрата (γ). Исследовались 3 независимых фактора: Z_1 – медианный диаметр частиц, мм; Z_2 – сила тока, А; Z_3 – величина рабочего зазора, мм. Эксперименты проводились на двух уровнях. Необходимое количество опытов (N) определялось по формуле:

$$N=2^3=8 \quad (3.6)$$

Условия эксперимента представлены в Приложении Ж. При планировании эксперимента и обработке его результатов использовалась безразмерная система координат X_1, X_2, \dots, X_k : $X_j=(Z_j - Z_j^0)/\Delta Z_j, j=1,2,\dots,k$

Для определения коэффициентов линейного уравнения регрессии

$$y=b_0+ b_1x_1+ b_2x_2+ b_3x_3+ b_{12}x_1x_2+ b_{13}x_1x_3+ b_{23}x_2x_3 \quad (3.7)$$

реализована полуреплика плана полного факторного эксперимента 2^3 с определяющим контрастом $1=x_1x_2x_3$. Матрица планирования и результаты

экспериментов в безразмерной системе координат представлены в Приложении Ж. В результате обработки полученных результатов получено уравнение регрессии в кодированном виде:

$$y=40,38 - 1,13x_1+3,88x_2+0,63x_3+1,38x_1x_2+1,63x_1x_3-1,13x_2x_3 \quad (3.8)$$

Для определения воспроизводимости результатов экспериментов, проверки значимости коэффициентов регрессии и адекватности уравнения было поставлено дополнительно три параллельных опыта в центре плана и получены следующие значения y : 36,6; 37,9; 38,3.

Дисперсия опытов составила:

$$S_y^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (y_i - \bar{y})^2}{n - 1} = 0,79 \quad (3.9)$$

Среднеквадратичное отклонение:

$$S_y = \sqrt{0,79} = 0,89$$

Точность определения коэффициентов:

$$S_{bj} = \frac{S_y}{\sqrt{8}} = 0,3$$

Значимость коэффициентов оценивали по критерию Стьюдента: $t_0=134,6$; $t_1=3,8$; $t_2=12,9$; $t_3=2,1$; $t_{12}=4,6$; $t_{13}=5,4$; $t_{23}=3,8$.

Табличное значение критерия Стьюдента для уровня значимости $p=0,05$ и числа степеней свободы $f=2$ $t_p(f)=4,3$. Таким образом, коэффициенты b_1 , b_3 , b_{23} незначимы и их следует исключить из уравнения. После исключения незначимых коэффициентов уравнение регрессии для кодированных значений факторов имеет вид:

$$y=40,38+3,88x_2+1,38x_1x_2+1,63x_1x_3 \quad (3.10)$$

Адекватность полученного уравнения проверена по критерию Фишера. Установлено, что полученная модель адекватна и обеспечивает прогнозный расчет с точностью 95%.

Полученное уравнение позволяет интерпретировать влияние факторов по величинам и знакам коэффициентов. Уравнение показывает, что при обогащении отходов углеобогащения методом сухой магнитной сепарации наибольшее

влияние на выход концентрата из изученных факторов оказывает сила тока, или напряженность магнитного поля. Кроме этого, высокое значение свободного члена b_0 свидетельствует о значительном влиянии на выход концентрата неизвестных факторов, вероятнее всего, сложности минералогического состава, включая сростки магнитных и немагнитных компонентов.

***Математическая обработка экспериментальных данных методом
аппроксимирующего многочлена способом Чебышева***

Для повышения достоверности результатов экспериментальных данных процесса сухого магнитного обогащения отходов необходимо исключить или свести к минимуму случайные ошибки, неизбежно возникающие при проведении исследований. С этой целью была использована разработанная при участии автора программа обработки данных методом аппроксимирующего многочлена способом Чебышева «*EXPERT*», определяющая взаимосвязь и рассчитывающая функциональную зависимость между параметрами [87].

Алгоритм программы позволяет установить соотношение между двумя параметрами X и Y и рассчитывает это соотношение как функциональную зависимость между ними:

$$y = a + bx;$$

$$y = a + bx + cx^2;$$

$$y = a + bx + cx^2 + dx^3; \tag{3.11}$$

$$y = a + bx + cx^2 + dx^3 + ex^4;$$

$$y = a + bx + cx^2 + dx^3 + ex^4 + fx^5;$$

$y = a + bx + cx^2 + dx^3 + ex^4 + fx^5 + gx^6$, где a, b, c, d, e, f, g – коэффициенты, которые могут принимать значения от 10^{-17} до 10^{17} .

Такая зависимость параметров представляет собой модель, которая характеризуется адекватностью, т. е. возможностью правильного расчета модели с учетом случайного выброса [88-90]. В разработанной программе показателем

адекватности принята среднеквадратичная невязка E , которая рассчитывается по формуле:

$$E = \sum (y(x_i) - y(x_i)_{расч.})^2 \quad (3.12)$$

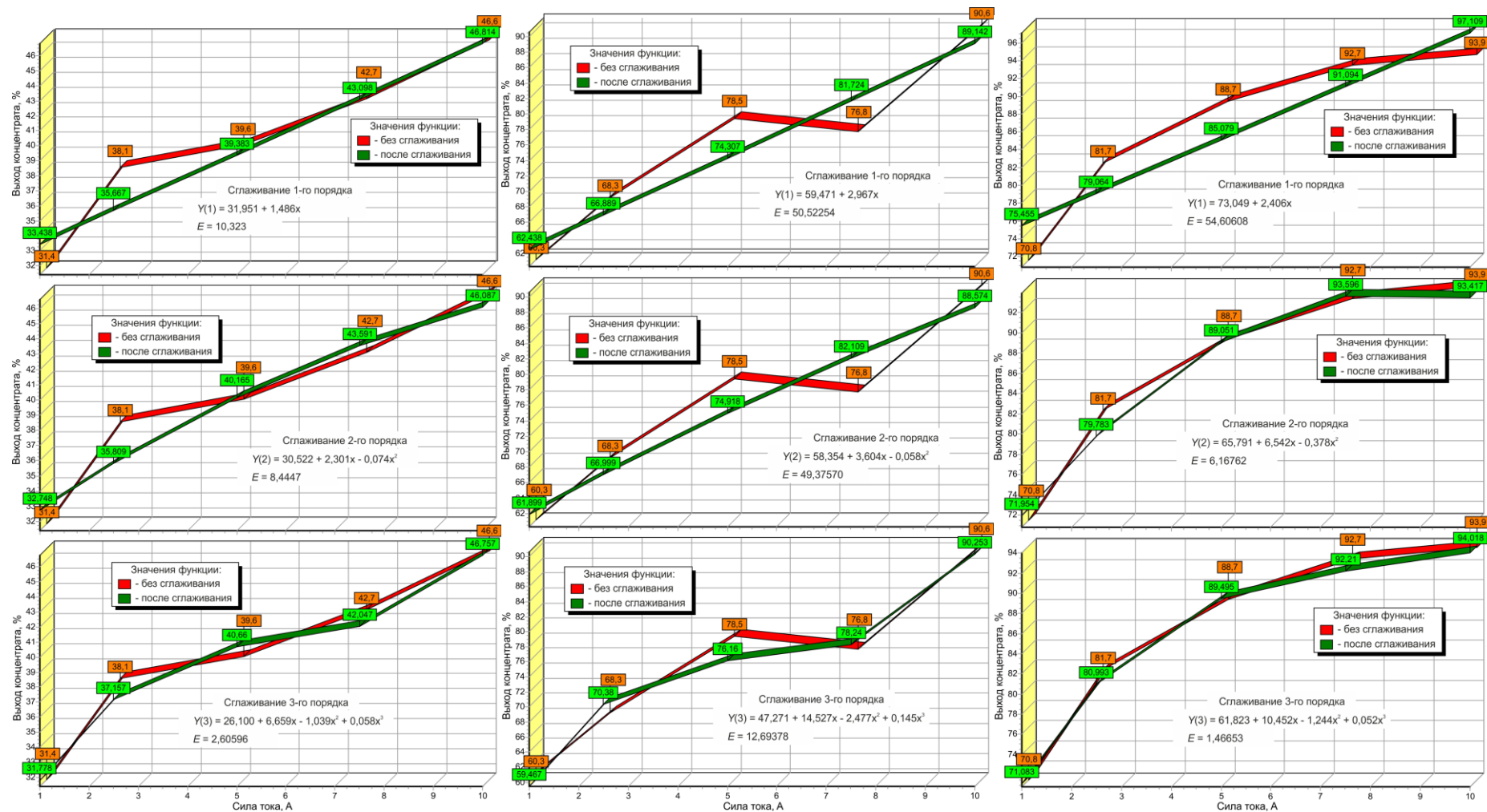
где $y(x_i)$ – экспериментальное значение параметра Y , $y(x_i)_{расч.}$ – расчетное значение параметра Y .

Как правило, приближения выше шестой степени не эффективны ввиду сложного математического аппарата и алгоритма расчета. Поэтому, в алгоритме программы «*EXPERT*» была заложена степень приближения не выше шестой [67,68]. Математическая обработка с использованием автоматизированной программы «*EXPERT*» проводилась на примере экспериментальных данных по выходу концентрата в процессе сухого магнитного обогащения из отходов углеобогащения (ПК34), зольных отходов от сжигания угля (ПК52) и железшламов (ПК11). Оценка эффективности процесса обогащения последовательно проводилась по процентному выходу концентрата (γ) из указанных отходов в зависимости от силы тока электромагнитного анализатора, который варьировался в пределах от 1 до 10 А. Результаты математической обработки представлены в Приложении 3 и на рисунке 3.18.

Анализируя полученные результаты можно отметить, что для приведенного интервала изменения значений экспериментальных данных при количестве точек, равных пяти, приближение четвертого порядка дает функциональную зависимость, повторяющую экспериментальные значения и обеспечивающую нулевую невязку:

$$\gamma(4) = 20,568 + 14,413x - 4,045x^2 + 0,483x^3 - 0,020x^4; \quad E = 0,00000 \quad (3.13)$$

Таким образом, анализ обработки данных по выходу концентрата из отходов углеобогащения методом аппроксимирующего многочлена способом Чебышева ограничился третьей степенью приближения. Результаты машинной обработки экспериментальных данных для отходов от сжигания угля и железшламов, как и в предыдущем случае, показывают нулевую невязку уже в четвертом приближении.



ПК34

ПК52

ПК11

Рисунок 3.18 - Функциональные зависимости выхода концентрата от силы тока (напряженности магнитного поля):

Анализ значений процентного выхода концентрата из отходов углеобогащения (ПК34) от силы тока, полученных в результате расчета методом аппроксимирующего многочлена, показал, что уравнения 1-го и 2-го порядка имеют схожую картину и дают значительное расхождение между расчетными и экспериментальными данными при силе тока электромагнитного анализатора в интервале 2-3 А. Функциональная зависимость 4-го порядка имеет нулевую невязку и ее значения в расчетных точках совпадают с экспериментальными.

Таким образом, принимаем уравнение 3-го порядка в качестве функции, описывающей оптимальную зависимость процентного выхода концентрата из отходов углеобогащения (ПК34) от силы тока электромагнитного валкового анализатора.

Сопоставление расчетных значений процентного выхода концентрата из зольных отходов от сжигания угля (ПК52) показало, что функция приближения 4-го порядка также дает полное совпадение с экспериментальными данными и не обеспечивают «сглаживания» от случайных ошибок. Наоборот, уравнения 1-го и 2-го порядка имеют невязку, близкую к 50, и значительно искажают закономерность выхода концентрата от силы тока. Исходя из этого, принимаем уравнение 3-го порядка в качестве функции, описывающей оптимальную зависимость между выходом концентрата из зольных отходов от сжигания угля (ПК52) и силой тока.

Исследование расчетных значений и сглаживания зависимости процентного выхода концентрата из железосламов (ПК11) от силы тока электромагнитного валкового анализатора (рис. 3.20) показало, что приближения 2-го и 3-го порядка имеют не значительную невязку. Функции этих приближений, представленные на графиках, достаточно близко описывают результаты эксперимента, и в уравнении 4-го порядка расчетные и экспериментальные данные полностью совпадают. Поэтому приближение 2-го порядка является оптимальным для зависимости выхода концентрата из железослама (ПК11) от силы тока энергоустановки.

В результате анализа графических моделей параметров математической обработки по формулам (3.12), (3.13) определены функции приближения и

среднеквадратичные невязки для значений выхода концентрата из отходов шламонакопителя.

Функциональная зависимость между выходом концентрата из отходов углеобогащения (ПК34) и силой тока электромагнитного валкового анализатора:

$$\gamma(3) = 26,100 + 6,659x - 1,039x^2 + 0,058x^3; E = 2,60596 \quad (3.14)$$

Функциональная зависимость между выходом концентрата из зольных отходов от сжигания угля (ПК52) и силой тока:

$$\gamma(3) = 47,271 + 14,527x - 2,477x^2 + 0,145x^3; E = 12,69378 \quad (3.15)$$

Функциональная зависимость между выходом концентрата из железшламов (ПК11) и силой тока:

$$\gamma(2) = 65,791 + 6,542x - 0,378x^2; E = 6,16762 \quad (3.16)$$

Полученные уравнения позволяют рассчитать прогнозные значения выхода концентрата в зависимости силы тока (напряженности магнитного поля) сухого магнитного сепаратора для различных видов заскладированных в шламонакопителе отходов и выявить оптимальные значения рабочих параметров технологического процесса при проектировании установок сухого магнитного обогащения отходов.

3.3.3 Исследования обогащения отходов методом мокрой магнитной сепарации

Недостатком метода сухой магнитной сепарации является то, что в процессе обогащения с магнитными частицами в концентрат захватывается часть немагнитных компонентов. Метод мокрой магнитной сепарации позволяет повысить эффективность обогащения благодаря более полному разделению частиц в водной среде.

Исследования возможности и эффективности обогащения проб шламонакопителя методом мокрой магнитной сепарации выполнены на

трубчатом электромагнитном анализаторе производства ОАО «НПК «Механобор-Техника».

Анализатор предназначен для мокрого магнитного анализа сильномагнитных руд и продуктов магнитной сепарации, а также для определения содержания сильномагнитной фракции в различных продуктах. Выполнен мокрый магнитный анализ проб шламонакопителя исходной крупности, а также продуктов их отсева крупность 0-1, 1-3 и 3-5 мм. Исследования проведены при двух значениях силы тока – 2 и 5А, что соответствовало значениям магнитной индукции 2,05 и 4,35 кГс. Результаты исследований представлены в таблице 3.13 и на рисунке 3.19.

Полученные результаты интерпретированы как данные о содержании сильномагнитных компонентов в пробах и эффективности их извлечения методом мокрой магнитной сепарации.

Таблица 3.13 – Результаты мокрого магнитного анализа проб шламонакопителя

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	Сила тока, А			
		2		5	
		выход магнитной фракции, %	выход немагнитной фракции, %	выход магнитной фракции, %	выход немагнитной фракции, %
ПК34	исх	0,73	98,94	0,92	99,68
	0-1	0,84	99,16	0,92	99,68
	1-3	0,74	99,26	0,84	99,90
	3-5	0,66	98,34	0,80	99,96
ПК52	исх	3,55	96,45	37,41	62,59
	0-1	8,73	91,37	37,24	62,69
	1-3	1,41	98,69	6,84	93,16
	3-5	0,56	99,44	3,21	96,79
ПК11	исх	10,18	89,82	73,98	26,02
	0-1	13,54	86,46	73,98	26,12
	1-3	9,61	90,39	71,97	28,13
	3-5	7,51	92,59	71,79	28,21

Как показывают представленные данные, выход магнитной фракции для всех исследованных проб закономерно возрастает при увеличении силы тока, или напряженности магнитного поля, однако степень этого повышения для разных проб существенно различается. Во всех исследованных случаях выход магнитной фракции снижался с увеличением крупности частиц, что закономерно, так как

мокрый способ магнитного обогащения предназначен для обогащения мелких частиц крупностью не более 0,5 мм.

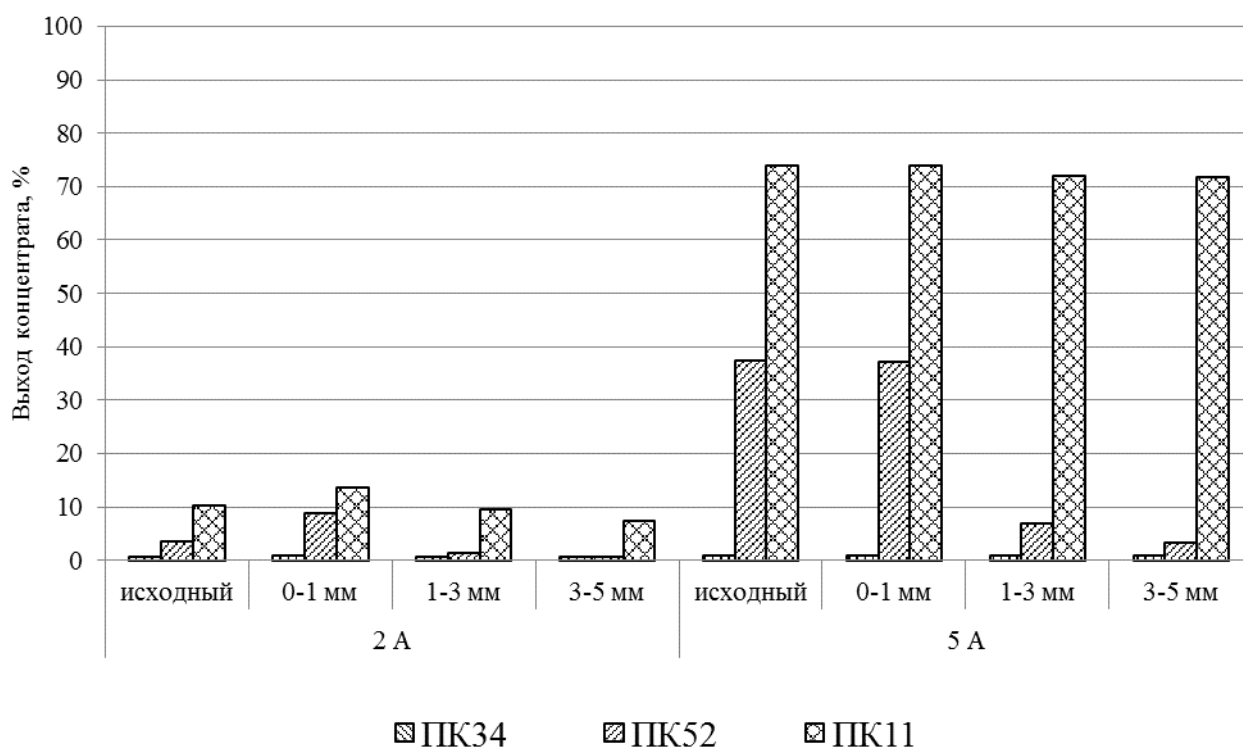


Рисунок 3.19 – Выход магнитной фракции при мокром магнитном обогащении проб шламонакопителя

Установлено, что содержание сильномагнитных фракций в пробе ПК34 очень незначительно – менее 1% и при увеличении силы тока в 2,5 раза возрастает всего лишь в 1,1-1,3 раза, что подтверждает сделанный выше вывод о необходимости магнетизирующего обжига для усиления магнитных свойств материала. Для пробы ПК52 при увеличении силы тока с 2 до 5А выход магнитной фракции возрастает в 4-10 раз и составляет для мелкой фракции более 37%. Ожидаемо наиболее высокие показатели достигнуты для пробы ПК11 – почти 74% при оптимальном режиме, а при увеличении силы тока выход магнитных фракций возростал в 5-10 раз. Полученные данные хорошо коррелируют с данными о минералогическом составе проб и содержании в них сильномагнитных компонентов – магнетита и металлического железа.

На рисунке 3.20 представлены сравнительные данные о выходе концентрата, полученном при сухом и мокром обогащении на оптимальных режимах.

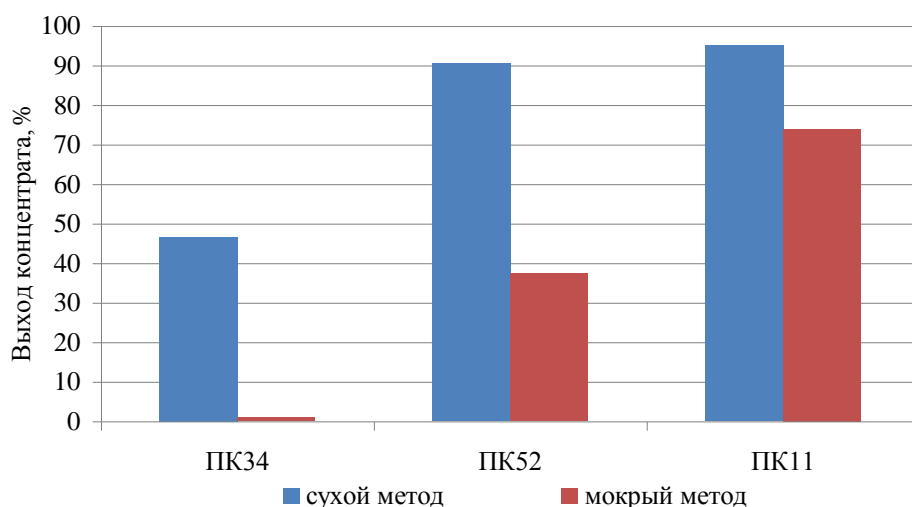


Рисунок 3.20 – Выход концентрата при сухом и мокром магнитном обогащении проб шламонакопителя

Выход сильномагнитного продукта при мокром обогащении был значительно ниже, чем выход концентрата при сухом обогащении: для пробы ПК34 – в 50,7 раза, ПК52 – в 2,4 раза, ПК11 – в 1,3 раза, что объясняется практически отсутствием сильномагнитных компонентов в пробе ПК34 и наиболее высоким их содержанием в пробе ПК11. При сухом методе обогащения в концентрат вместе с магнитными частицами захватывались и немагнитные, что практически исключено при мокром методе обогащения. Это подтверждено данными о содержании железа в концентрате, которые представлены в таблице 3.14 и на рисунке 3.21. Поэтому содержание железа в концентрате мокрого обогащения было значительно выше, чем в концентрате сухого обогащения.

Результаты мокрого магнитного обогащения подтвердили результаты обогащения сухим магнитным методом в том, что магнитный метод позволяет несколько повысить содержание железа в железшламах (проба ПК11), мокрым методом – до 62,4%, и более эффективно – при обогащении мелкой фракции 0-1 мм. Но это повышение не очень значительно, в то время как исходная проба итак относится к богатым железом рудам. Поэтому, организация обогащения

железошламов при достаточно высоком содержании железа в исходном продукте нецелесообразна.

Таблица 3.14 – Содержание ценных компонентов в продуктах мокрого магнитного обогащения, % сух. массы

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	Fe _{общ}	Fe _{мет}	FeO	Fe ₂ O ₃	ППП
ПК34 исх	0-1	13,46	0,23	13,46	3,90	28,3
ПК34 к-т		52,14	2,98	15,6	52,85	18,4
ПК34 хв		14,7	2,98	11,64	3,77	22,26
ПК34 исх	1-3	14,6	1,37	13,71	3,62	17,75
ПК34 к-т		54,2	1,98	15,8	56,99	18,2
ПК34 хв		10,69	0,92	10,85	1,87	15,06
ПК52 исх	0-1	19,91	0,23	4,86	22,70	1,32
ПК52 к-т		40,6	0,69	11,44	44,27	0,57
ПК52 хв		5,79	0,23	1,42	6,36	1,74
ПК52 исх	1-3	16,86	0,23	3,14	5,97	0,32
ПК52 к-т		27,6	1,45	9,31	26,98	0,2
ПК52 хв		6,24	0,23	1,42	7,00	0,3
ПК11 исх	0-1	57,09	9,39	29,17	35,64	3,38
ПК11 к-т		62,4	13,75	31,28	34,65	1,58
ПК11 хв		40,1	0,23	21,49	33,01	11,38
ПК11 исх	1-3	57,09	9,39	29,17	35,64	3,68
ПК11 к-т		56,2	8,02	27,77	37,88	3,94
ПК11 хв		37,88	0,69	15,74	35,59	12,64

Для пробы ПК34 содержание Fe_{общ} в магнитном продукте было очень высоко – более 50%, что свидетельствует о возможности получения из данного техногенного сырья концентрата, относящегося к богатым рудам. При этом во фракции 1-3 мм содержание железа в магнитном продукте было несколько выше, чем во фракции 0-1 мм.

При мокром магнитном обогащении пробы ПК52 также может быть получен богатый железом концентрат с содержанием железа более 40%, но только при обогащении мелкой фракции крупностью менее 1 мм. Увеличение содержания железа в магнитном продукте также происходит, главным образом, за счет увеличения содержания Fe₂O₃ и в меньшей степени за счет FeO.

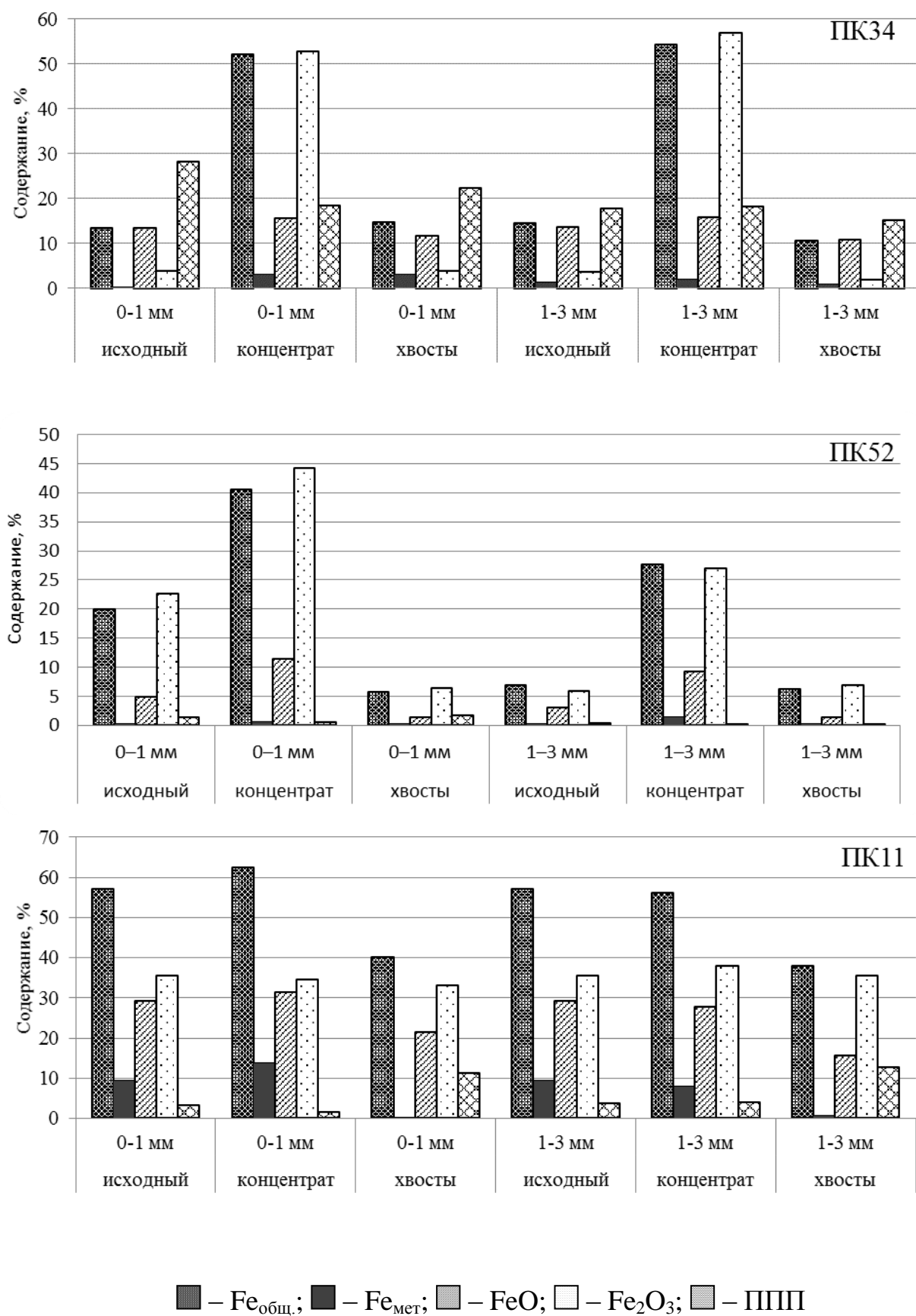


Рисунок 3.21 – Распределение железа в продуктах мокрого магнитного обогащения

3.3.4 Сравнение результатов сухого и мокрого магнитного обогащения

Сравнение результатов сухого и мокрого магнитного обогащения выполнено по комплексу показателей, характеризующих эффективность обогащения:

- содержание железа в исходном шламе, концентрате и хвостах;
- выход концентрата;
- степень извлечения железа;
- степень обогащения;
- степень сокращения.

Значения перечисленных показателей, достигнутые при оптимальных параметрах обогащения, представлены в таблице 3.15.

Таблица 3.15 – Сравнительные показатели процесса магнитного обогащения проб шламонакопителя сухим (числитель) и мокрым (знаменатель) методом

Наименование пробы	Крупность частиц, мм	Содержание Fe _{общ} , %			Выход к-та, %	Степень извлечения Fe, %	Степень обогащения	Степень сокращения
		исх	к-т	хвосты				
ПК34	<u>1-3</u> 0-1	<u>14,6</u>	<u>30,3</u>	<u>6,42</u>	<u>46,4</u>	<u>90,8</u>	<u>1,95</u>	<u>2,15</u>
		13,46	52,14	14,7	0,92	3,6	3,87	108,7
ПК52	0-1	19,91	<u>21,4</u>	<u>4,65</u>	<u>90,6</u>	<u>97,4</u>	<u>1,07</u>	<u>1,10</u>
			40,6	5,79	37,24	75,9	2,04	2,69
ПК11	0-1	57,09	<u>60,2</u>	<u>47,13</u>	<u>93,9</u>	<u>99,0</u>	<u>1,05</u>	<u>1,06</u>
			62,4	40,1	73,98	80,9	1,09	1,39

На основании обобщенных данных по результатам магнитного обогащения сухим и мокрым методами можно сделать следующие выводы о целесообразности их применения для различных участков шламонакопителя:

1. Для отходов углеобогащения, составляющих основную долю заскладированных в шламонакопителе отходов и размещенных в районе ПК34, обогащение в исходном виде магнитным методом с целью извлечения железа возможно, но нецелесообразно. При обогащении сухим методом достигается достаточно высокий выход концентрата (46,4%), но содержание в нем железа невелико (30,3%). Использование мокрого метода позволяет получить достаточно

высокое содержание железа в концентрате (52,14%), но выход его очень низок (0,92%), а для получения 1 т такого концентрата необходимо переработать свыше 100 т исходного шлама, что делает этот метод очень затратным и экономически неэффективным. Эффективность обогащения этого материала может быть значительно повышена путем магнетизирующего обжига, позволяющего получить сырье, обогащенное сильномагнитными минералами (магнетит, маггемит), суммарное содержание которых составит 17 - 20%. Для обогащения обожженного продукта может быть применен как сухой, так и мокрый магнитный метод.

2. Отходы от сжигания угля на ТЭЦ, размещенные в районе ПК52, могут быть обогащены магнитным методом. Наиболее эффективным является применение мокрого метода обогащения, при этом целесообразна предварительная классификация шламов либо их доизмельчение с получением фракции менее 1 мм. В этом случае может быть получен концентрат с содержанием железа более 40% при выходе 37%. Для получения 1 т концентрата необходимо переработать 2,7 т исходного шлама.

3. Складируемые в районе ПК11 железосламы характеризуются достаточно высоким содержанием железа (более 57%). Их магнитное обогащение возможно как сухим, так и мокрым методом с получением концентрата с содержанием железа 60-62%, но экономически нецелесообразно, так как не имеет смысла нести значительные капитальные и эксплуатационные затраты при незначительном повышении ценности продукта, который характеризуется сопоставимой достаточно высокой ценностью в исходном состоянии.

Выводы по главе

Закладываемые в шламонакопителе ЗСМК техногенные отходы, имеющие различное происхождение (железосодержащие шламы газоочистки, зола от сжигания углей, отходы углеобогащения, конвертерные шлаки) по

минеральному составу, структурно-текстурным особенностям, содержанию железа и примесей следует рассматривать в качестве техногенного сырья, прежде всего, железорудного сырья для черной металлургии.

Техногенные отходы в районе размещения железосодержащих шламов представляют собой богатое железорудное сырье с суммарным содержанием железосодержащих минералов 72-86%, в котором суммарное содержание сильномагнитных форм железа (магнетит, металлическое железо) составляет 44,1%, а содержание слабомагнитных компонентов, которые могут намагничиваться в магнитном поле и тянутся за сильномагнитными, составляет 55,9%. Техногенные отходы в районе выпусков золы от сжигания углей могут быть классифицированы как техногенное магнетитовое сырье, в котором преобладают сильномагнитные фазы, главным образом, магнетит (65,7%), что обуславливает целесообразность его обогащения магнитным методом. Техногенные отходы обогащения углей содержат 19-28% железосодержащих фаз с преобладанием слабомагнитного сидерита FeCO_3 , и могут быть отнесены к техногенному сидеритовому сырью. Для усиления магнитных свойств железа в отходах углеобогащения может быть применен магнетизирующий обжиг при температуре от 600 до 850⁰ в нейтральной или слабоокислительной среде, в результате которого слабомагнитный минерал сидерит переходит в сильномагнитные – магнетит и маггемит.

В результате комплекса проведенных исследований установлена целесообразность применения магнитных методов обогащения для всех видов техногенных отходов с целью получения техногенного железоконцентрата для черной металлургии.

Методом оптической микроскопии установлено, что железосодержащие минералы находятся в железошламах газоочистки металлургических производств в виде отдельных частиц (корольки, куски, обломки), что обуславливает высокую эффективность их извлечения магнитными методами. В золе от сжигания углей железосодержащие минералы находятся внутри сферолитов из силикатного стекла, что обуславливает необходимость измельчения отходов перед

обогащением с целью разрушения сферолитов. В отходах углеобогащения железосодержащие минералы находятся в срастании с углистыми частицами, что обуславливает необходимость термической обработки отходов, в ходе которой происходит разложение углистых частиц и слабомагнитных железосодержащих минералов (сидерит, пирит) с образованием сильномагнитных минералов (маггемит, магнетит).

В результате комплекса проведенных исследований процессов сухой и мокрой магнитной сепарации отходов установлена возможность получения железоконцентрата из всех видов отходов, определены оптимальные технологические параметры и показатели эффективности процессов обогащения. Показано, что методом мокрого магнитного обогащения предварительно измельченных до крупности менее 1 мм отходов от сжигания углей может быть получен железоконцентрат с содержанием железа свыше 40%. Магнитное обогащение железосодержащих шламов возможно как сухим, так и мокрым методом с получением концентрата с содержанием железа более 60%, но экономически нецелесообразно, так как не имеет смысла нести значительные капитальные и эксплуатационные затраты при незначительном повышении ценности продукта, который характеризуется сопоставимой достаточно высокой ценностью в исходном состоянии. Показана целесообразность обогащения отходов углеобогащения после магнетизирующего обжига с применением как сухого, так и мокрого методов магнитной сепарации.

С использованием математических методов планирования эксперимента и обработки экспериментальных данных выявлены факторы, оказывающие наибольшее влияние на выход концентрата при обогащении отходов методом сухой магнитной сепарации, и получены функциональные зависимости, позволяющие рассчитать прогнозные значения выхода концентрата в зависимости силы тока (напряженности магнитного поля) для различных видов заскладированных в шламонакопителе отходов и выявить оптимальные значения рабочих параметров технологического процесса.

ГЛАВА 4 ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗМЕЩАЕМОГО В ШЛАМОНАКОПИТЕЛЕ КОНВЕРТЕРНОГО ШЛАКА И МЕТОДОВ ЕГО ПЕРЕРАБОТКИ

Конвертерный шлак двух конвертерных цехов ЗСМК после охлаждения на шлаковых полях используется для формирования ограждающей дамбы шламонакопителя, в результате чего теряется содержащееся в нем железо. В перспективе после закрытия шламонакопителя целесообразно организовать переработку накопленных конвертерных шлаков. Кроме этого, при сооружении нового шламонакопителя целесообразно исключить потери железа как в отходах, размещаемых в карте шламонакопителя, так и с используемым для формирования дамбы конвертерным шлаком. Для технико-экономического обоснования технологий переработки конвертерных шлаков требуется оценка их металлургической ценности.

4.1 Исследование и анализ свойств конвертерного шлака

При постановке задач исследования основное внимание было уделено:

- оценке гранулометрического состава и физико-механических свойств шлака;
- анализу неоднородности шлака по химическому составу и перераспределения основных компонентов при сортировке шлака;
- определению содержания металлического железа в шлаке.

Основной способ уборки и удаления конвертерного шлака в текущем производстве основан на технологии, предусматривающей первичную переработку его на шлаковых полях с извлечением крупных шлако-стальных коржей и вывоз шлака на шламонакопитель. При этом в составе направленного на шламонакопитель шлака содержится значительное количество железа в виде металлического скрапа, капель-корольков и в виде оксидов железа.

4.1.1 Отбор проб для исследований

Для исследования были отобраны представительные пробы шлака со шлаковых полей и разовые пробы шлака разливов ККЦ-1 и ККЦ-2. Схема отбора представительных проб шлака со шлаковых полей разработана в соответствии с требованиями стандартов [61-63]. Статистическая обработка результатов исследований выполнялась по [63].

За партию исследуемого материала было принято количество шлака, размещенное на одном шлаковом поле. В случае ККЦ-2 для исследования было подготовлено шлаковое поле № 2. В период заполнения на него было слито 525 чаш шлака общей массой 14 тыс. т. При большой вариации качества материала партия делится на части в зависимости от массы партии и каждая часть исследуется отдельно. Шлаковое поле было условно разделено на 10 участков. Отбор проб производили при разработке каждого очередного участка поля. С этой целью ковшом экскаватора производили забор шлака перпендикулярно потокам застывшего шлака в количестве 1-2 ковша. Отобранный шлак распределяли слоем по площадке, измеряли объем шлака, размеры и количество крупных кусков. Из шлака отбирали 10 точечных проб массой не менее 12 кг. Точечные пробы объединяли в одну. Объединенную пробу исследовали на гранулометрический состав и выполняли определение насыпной плотности. Планировалось отобрать 10 проб (по количеству участков). Однако, объективные обстоятельства, сложившиеся на шлаковом дворе ККЦ-2, позволили отобрать пробы только с 7-ми участков поля. Оставшаяся часть поля не была разработана в связи с отсутствием техники для вывоза шлака. На это поле стали привозить и сливать свежий шлак.

Отбор проб конвертерного шлака ККЦ-1 производился с разрабатываемого участка шлакового поля с периодичностью 1 проба в сутки. Шлак вывозили на площадку перед шлаковым полем. Всего было отобрано 6 проб. Из шлака разливов в каждом цехе было отобрано по одной объединенной пробе, включающей 10 точечных проб.

Таким образом, для проведения исследований конвертерного шлака был произведен отбор проб 4 видов отхода:

- шлак с поля ККЦ-1 – 6 проб общей массой 538,3 кг, представляющего партию массой 3,2 тыс.т;
- шлак с поля ККЦ-2 – 7 проб общей массой 738,2 кг, представляющего партию массой 9,5 тыс.т;
- шлак разливки ККЦ-1 – разовая проба массой 85,80 кг, представляющая партию 9,7 т;
- шлак разливки ККЦ-2 – разовая проба массой 61,97 кг, представляющая партию 5,1 т.

4.1.2 Исследование гранулометрического состава шлака

Результаты исследования гранулометрического состава шлака представлены в Приложении И. Затушеванные столбцы характеризуют гранулометрический состав шлака по трем фракциям в соответствии с перспективой их использования в агломерационном (0-10 мм), доменном (10-40 мм) и сталеплавильном (более 40 мм) процессах. Представленные данные свидетельствуют о нестабильности гранулометрического состава шлака. Содержание фракций в разных пробах одного вида отхода колеблется в широких пределах. Интервалы колебаний между минимальным и максимальным содержанием составляют от 5,5 до 24,8% и достигают особенно высоких значений для фракций 0-3 мм и +150 мм шлака ККЦ-2 – 21,8% и 24,8% соответственно.

При сравнении шлаков со шлаковых полей ККЦ-1 и ККЦ-2 выявлено следующее. Содержание мелочи крупностью 0-10 мм на шлаковых полях практически одинаково – 39,6 и 38,0%. В шлаке ККЦ-1 содержится больше фракции 10-40 мм – 37,9%, чем в шлаке ККЦ-2 – 28,2%. Содержание крупной фракции +40 мм, наоборот, выше в шлаке ККЦ-2 – 33,8%, чем в шлаке ККЦ-1 – 22,5%.

По количественному соотношению шлаков ККЦ-1 и ККЦ-2 рассчитан средневзвешенный гранулометрический состав шлака по сталеплавильному производству (рисунок 4.1).

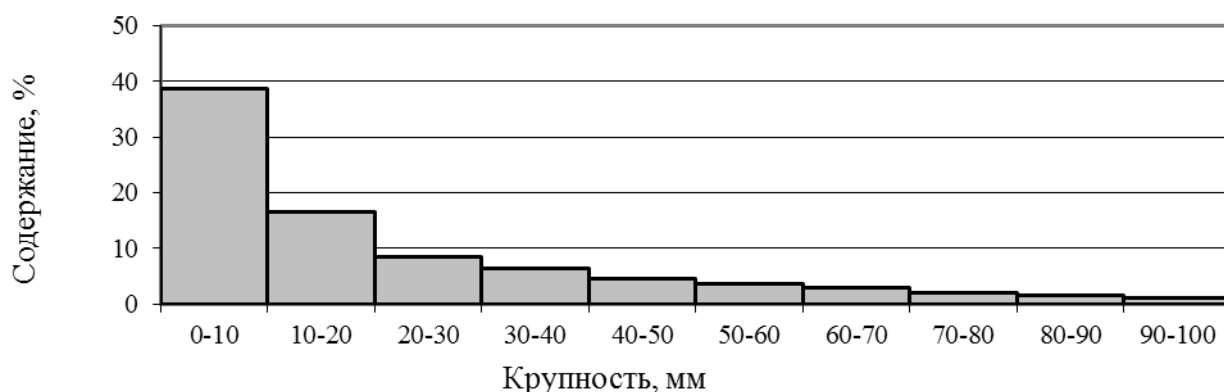
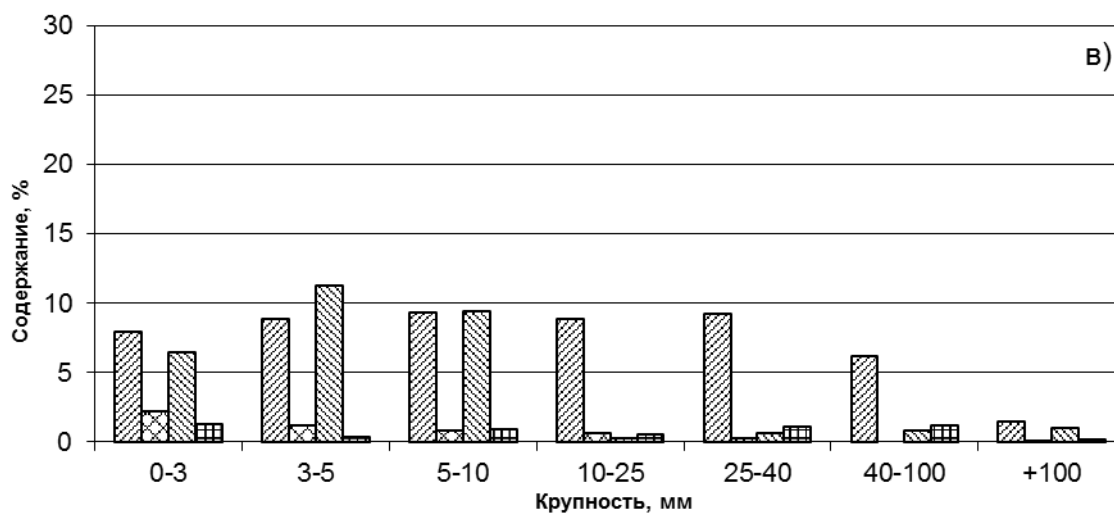
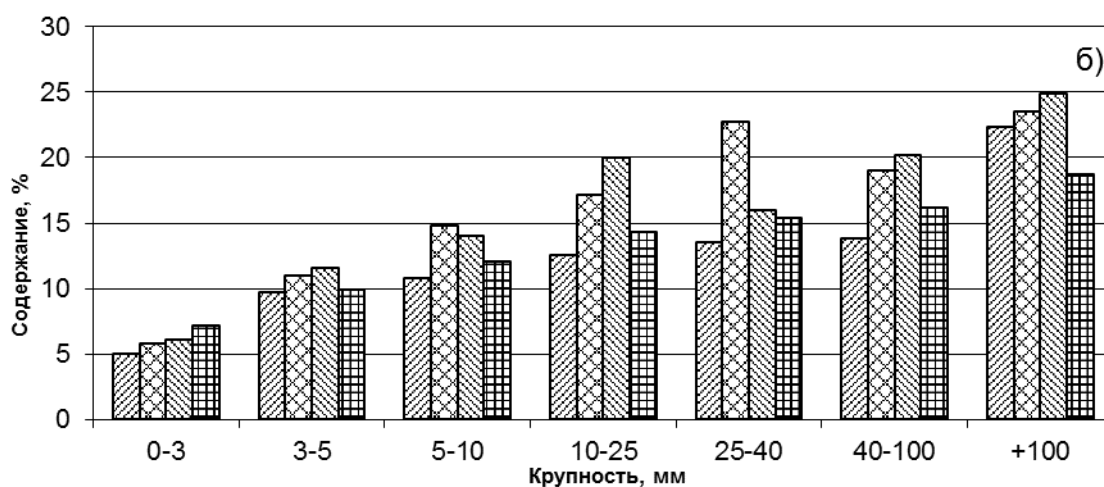
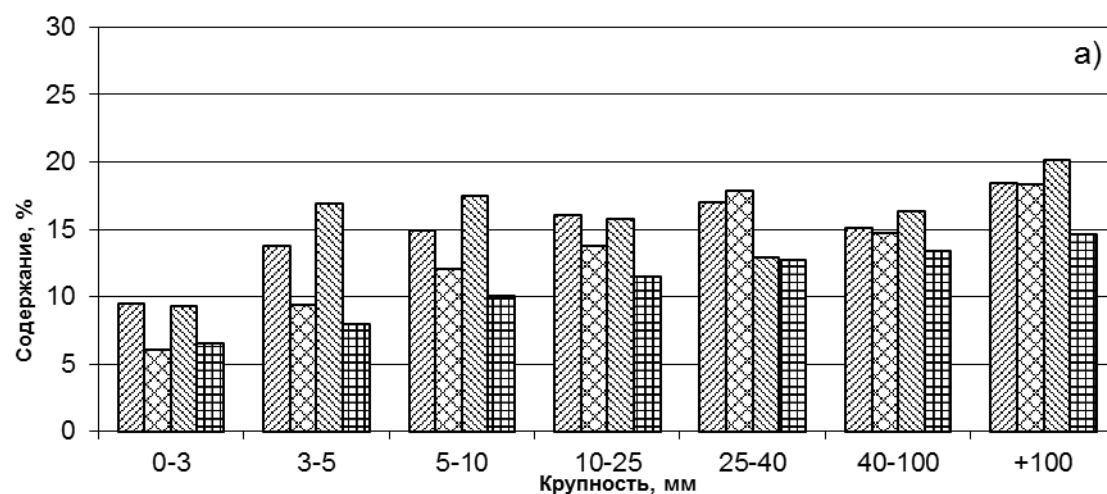


Рисунок 4.1 – Усредненный гранулометрический состав конвертерного шлака

Представленные данные показывают, что усредненный гранулометрический состав шлака более, чем на треть (38,6%), представлен мелкими и пылевидными частицами размером менее 10 мм, треть (31,5%) составляют частицы размером 10-40 мм и менее трети (29,9%) составляют частицы размером более 40 мм. Гранулометрический состав шлака разливок не противоречит отмеченным тенденциям распределения шлака по крупности.

4.1.3 Исследование химического состава шлака

Перед проведением исследований химического состава из подготовленных проб путем отмагничивания извлекали магнитные компоненты, в составе которых содержались металлическое железо и магнетит Fe_3O_4 . В Приложении К представлены результаты химического анализа шлака после отмагничивания. При сопоставлении данных химического состава шлака по фракциям отмечена неравномерность распределения отдельных компонентов в сортированном шлаке. На рисунке 4.2 в графическом виде представлены данные о распределении железа и его оксидов по классам крупности в исследованных пробах.



— Шлак ККЦ-1 шлакового поля;
 — Шлак ККЦ-1 разливки;
 — Шлак ККЦ-2 шлакового поля;
 — Шлак ККЦ-2 разливки
 а) – $\text{Fe}_{\text{окс}}$; б) – FeO ; в) – Fe_2O_3

Рисунок 4.2 – Распределение железа и его оксидов по фракциям конвертерного шлака

Представленные данные показывают, что содержание оксида FeO во фракции шлака (+100 мм) в 2-4 раза выше, чем во фракции (0-3 мм), содержание оксида Fe₂O₃, напротив, в 5-6 раз ниже, что свидетельствует о значительно более высокой степени окисленности железа мелких фракций.

Для оценки степени взаимосвязи между содержанием основных компонентов в сортированном шлаке (Y) и его крупностью (X) выполнен корреляционный анализ с использованием коэффициента линейной корреляции Пирсона, предполагающего, что выборки X и Y распределены по нормальному закону. Коэффициент корреляции — параметр, который характеризует степень линейной взаимосвязи между двумя выборками, рассчитывался по формуле:

$$r_{xy} = \frac{\sum (x_i - \bar{x}) \cdot (y_i - \bar{y})}{\sqrt{\sum (x_i - \bar{x})^2 \cdot \sum (y_i - \bar{y})^2}} \quad (4.1)$$

Коэффициент корреляции изменяется от -1 (строгая обратная линейная зависимость) до 1 (строгая прямая пропорциональная зависимость). При значении 0 линейной зависимости между двумя выборками нет. Значимость полученных коэффициентов корреляции оценивалась с использованием F-критерия Фишера при уровне значимости 0,05. Полученные значения приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 — Значения коэффициентов корреляции, характеризующие взаимосвязь между химическим и гранулометрическим составом шлака

Наименование пробы	Показатели	Компоненты шлака									
		Fe _{окс}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	S	P ₂ O ₅
Шлак с полей	Коэф-т коррел.	0,70	0,88	-0,65	-0,05	-0,20	-0,92	-0,43	-0,06	-0,14	0,51
	Значимость	5,0	13,8	4,0	0,2	0,7	21,4	1,9	0,2	0,5	2,5
Шлак разливов	Коэф-т коррел.	0,89	0,89	-0,66	-0,35	-0,11	-0,57	-0,46	-0,36	-0,26	0,90
	Значимость	15,5	15,7	4,3	1,4	0,4	3,1	2,1	1,5	1,3	17,1

В таблице 4.1 затушеваны коэффициенты, значимость которых выше критического значения F-критерия Фишера— 6,61. Данные коэффициенты являются достоверными, т.е. выраженная коэффициентами зависимость является статистически вероятной на 99,5%. В рассматриваемом случае достоверными являются взаимосвязи между гранулометрическим составом шлака и

содержанием в нем FeO для всех проб. Взаимосвязь между гранулометрическим составом шлака и содержанием в нем $Fe_{окс}$ и оксидов железа (Fe_2O_3) является достоверной только для шлаков разливок. Достоверными являлись также взаимосвязи между гранулометрическим составом шлака и содержанием в нем оксидов (MgO) в шлаках с полей и оксидов (P_2O_5) в шлаках разливок.

Положительные коэффициенты корреляции $Fe_{окс}$ с крупностью шлака для шлака с полей (0,70) и шлака разливок (0,89) свидетельствуют, что при сортировке шлака крупные фракции обогащаются $Fe_{окс}$. Это происходит, главным образом, за счет увеличения содержания (FeO), коэффициент корреляции которого с гранулометрическим составом положительный (0,88). Одновременно происходит перераспределение оксида (Fe_2O_3) в мелкие фракции, о чем свидетельствует отрицательный коэффициент корреляции (-0,65). Однако на суммарный процесс обогащения оксидным железом крупных фракций данный факт не оказывает значительного влияния.

Таким образом, результаты исследований показали, что оксид (FeO) в гораздо большей степени, чем другие компоненты шлака, обладает свойством концентрироваться в определенной фракции. Для выявления взаимосвязи между этим оксидом и другими компонентами шлака дополнительно выполнен парный корреляционный анализ (таблица 4.2).

Таблица 4.2–Значения коэффициентов парной корреляции, характеризующие взаимосвязь между основными компонентами шлака

Наименование пробы	Показатели	Компоненты шлака						
		FeO	Fe_2O_3	MgO	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MnO
Коэффициент корреляции	$Fe_{окс}$	0,79	-0,18	-0,70	-0,22	-0,32	-0,51	-0,24
	FeO		-0,75	-0,89	0,02	-0,34	-0,37	-0,34
	Fe_2O_3			0,66	-0,26	0,20	0,03	0,29
	MgO				0,06	0,18	0,31	-0,01
Значимость коэффициента корреляции	$Fe_{окс}$	7,48	0,66	4,90	0,82	1,30	2,53	0,93
	FeO		6,09	15,11	0,06	1,41	1,54	1,40
	Fe_2O_3			4,29	1,00	0,76	0,12	1,12
	MgO				0,21	0,66	1,25	0,03

Представленные в таблице 4.2 данные показывают, что содержание $Fe_{окс}$ в шлаке определяется, главным образом, оксидом FeO, о чем свидетельствует

положительный достоверный коэффициент корреляции (0,79). При этом FeO не коррелируется положительно ни с одним из компонентов, однако характеризуется достаточно высоким отрицательным значением коэффициента корреляции с оксидом Fe_2O_3 (- 0,75). Данный факт, очевидно, свидетельствует о наличии в составе шлака магнетита Fe_3O_4 , являющегося промежуточным звеном в процессе окисления железа.

Оксид FeO с высокой степенью достоверности отрицательно коррелируется положительно с оксидом MgO с коэффициентом корреляции 0,89, что свидетельствует о том, что он в значительной степени содержится в шлаке составе сложных соединений с MgO и эта взаимосвязь усиливается при снижении крупности частиц.

На рисунке 4.3 представлены графические зависимости между содержанием различных форм железа и крупностью частиц конвертерного шлака в виде линии тренда, ее аппроксимирующей функции (линейной регрессии) y и достоверности аппроксимации R^2 , полученных путем обработки результатов анализа с помощью Microsoft Excel.

Представленные данные подтвердили установленные выше прямые зависимости между содержанием $\text{Fe}_{\text{окс}}$ и FeO и крупностью части и обратную зависимость для содержания Fe_2O_3 . Однако, степень достоверности полученных линейных уравнений различна. Наиболее высокие значения коэффициентов достоверности характеризуют прямую зависимость от крупности частиц содержания FeO: для шлаков с полей – 0,85 (ККЦ-1) и 0,88 (ККЦ-2), для шлаков разливки – 0,87 (ККЦ-1) и 0,97 (ККЦ-2). Значения коэффициентов достоверности линейных уравнений обратной зависимости от крупности частиц содержания Fe_2O_3 различались более существенно: для шлаков с полей – 0,46 (ККЦ-1) и 0,87 (ККЦ-2), для шлаков разливки – 0,57 (ККЦ-1) и 0,77 (ККЦ-2). Вероятно, это объясняется различным соотношением оксида Fe_2O_3 , входящего в состав магнетита Fe_3O_4 и находящимся в свободной форме.

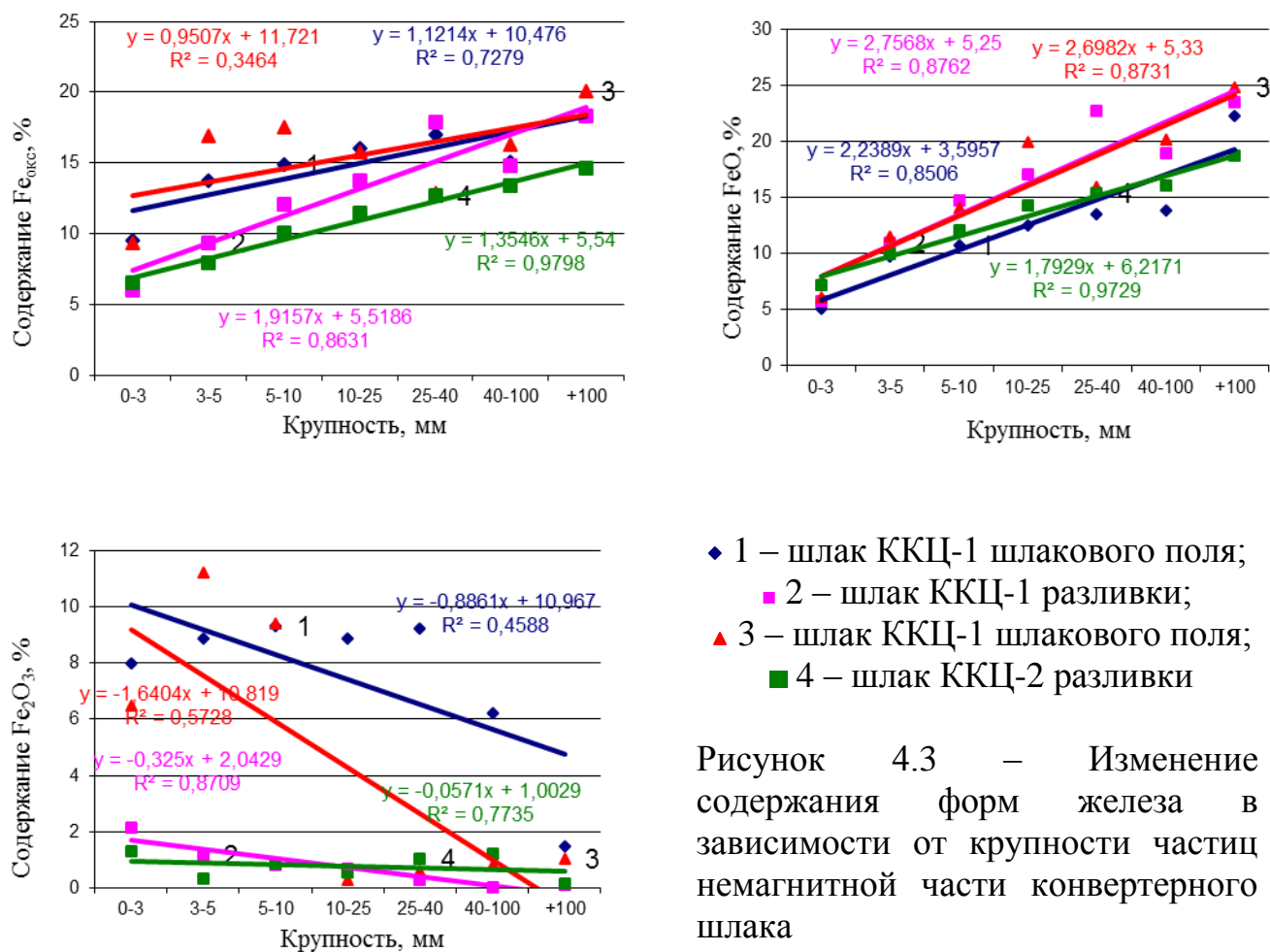


Рисунок 4.3 – Изменение содержания форм железа в зависимости от крупности частиц немагнитной части конвертерного шлака

4.2 Оценка выхода магнитного продукта из конвертерного шлака

Выделение магнитного продукта из конвертерного шлака на практике производится, как правило, электромагнитным способом. При этом отмагниченный продукт представляет собой, главным образом, стальной скрап (металлическое железо), в незначительном количестве магнитный оксид железа (магнетит), а также прилипшие к магнитным компонентам немагнитные частицы шлака. Степень извлечения металла из шлака и зашлакованность магнитного продукта зависят от способа извлечения и применяемого оборудования. С целью оценки выхода магнитного продукта из конвертерного шлака ЗСМК проведены эксперименты по выделению из шлака магнитного продукта с использованием электромагнитной шайбы в промышленных условиях (шлаковое поле) и с использованием магнита в лабораторных условиях.

4.2.1 Извлечение магнитного продукта с помощью электромагнитной шайбы

С целью оценки возможности и эффективности извлечения металла из шлака непосредственно на шлаковых полях были проведены исследования по выделению магнитного продукта с помощью электромагнитной шайбы на шлаковом поле ККЦ-2. В экспериментах использовалась грузовая электромагнитная шайба ЭМГ-165-45/М-01 грузоподъемностью до 1800 кг, применяемая обычно для выборки из шлака и отгрузки крупного скрапа. Исследованию была подвергнута общая проба шлака массой 8,7 т (1 ковш экскаватора), распределенная по площадке слоем 0,3-0,4 м, а также отдельные фракции шлака.

В процессе отмагничивания количество извлеченного магнитного продукта из общей пробы шлака составило 947 кг, или 10,9% от исходного шлака. В таблице 4.3 представлены результаты ситового анализа извлеченного магнитного продукта.

Таблица 4.3 – Гранулометрический состав извлеченного магнитного продукта

Содержание, % по классам в мм						
0-3	3-5	5-10	10-25	25-40	40-100	+100
34,2	7,6	12,6	12,3	6,6	12,3	14,4

Из приведенных данных видно, что более половины (54,4%) магнитного продукта представлено пылевидными и мелкими частицами до 10 мм крупностью, которые могут быть использованы в агломерационном производстве. Фракция, пригодная для переработки в доменном процессе, крупностью 10-40 мм составила 18,9%. Фракция крупностью свыше 40 мм, пригодная для переработки в конвертерном процессе составила 26,7%.

Из фракций магнитного продукта крупностью более 10 мм были выбраны металлические корольки, практически не содержащие налипший шлак. Содержание металлических корольков в магнитном продукте представлено в таблице 4.4.

Таблица 4.4 –Содержание металлических королек в магнитном продукте, %

Фракции магнитного продукта, мм						
10-25	25-40	10-40	40-100	+100	+40	среднее
4,3	26,7	12,2	35,9	44,5	40,5	28,8

Как видно из представленных данных, содержание «чистых» королек в магнитном продукте возрастает пропорционально его крупности: от 4,3% в классе 10-25 мм до 40,5% в классе 40-250 мм. Усредненное содержание королек в общей пробе магнитного продукта составило 28,8%, а в пересчете на исходный конвертерный шлак – 2,3%. Пробы извлеченного из шлака магнитного продукта были объединены во фракции крупностью 0-10, 10-40 и более 40 мм. В объединенных пробах методом химического анализа было определено общее содержание железа $Fe_{общ}$. Затем объединенные пробы были проплавлены в электродуговой печи. Из проплавленного материала были тщательно отобраны металлические включения и определено их содержание. Полученные результаты представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Характеристика извлеченного из шлака магнитного продукта

Показатель	Ед. изм.	Фракция магнитного продукта, мм			
		0-10	10-40	+40	среднее
Содержание фракции	% (% от исх.шлака)	54,4 (20,0)	18,9 (2,1)	26,7 (2,9)	
Содержание $Fe_{общ}$	%	36,7	61,0	59,8	47,8
в т.ч. содержание $Fe_{мет}$	% абс. (%отн.) (% исх.шлака)	27,4 (74,7)	54,3 (89,0) (1,14)	50,9 (85,1) (1,5)	38,4 (80,3)
Зашлакованность	%	72,6	45,7	49,1	61,6
Содержание извлеченных металлических королек во фракции	%	н/д	12,2	40,5	
Степень извлечения из шлака видимых металлических королек	% исх. шлака	н/д	0,25	1,2	
Степень извлечения $Fe_{мет}$	%	85	51 (22)	22 (80)	41

Как видно из таблица 4.5, общее содержание железа в магнитном продукте достаточно высоко и возрастает с увеличением крупности от 36,7% во фракции 0-100 мм до 61,0% во фракции 10-40 мм и 59,8% во фракции крупностью более 40 мм. Извлечение видимых металлических корольков очень незначительно. При этом основная доля общего железа (75-89% отн.) содержится в магнитном продукте в металлической форме, в то время как в оксидной форме лишь 11-25%. Абсолютное содержание $Fe_{мет}$ также возрастает с увеличением крупности от 27,4% во фракции 0-10 мм, 54,3% во фракции 10-40 мм до 50,9% во фракции крупностью более 40 мм. Остаток после извлечения металлических включений железа характеризует зашлакованность магнитного продукта. Зашлакованность магнитного продукта значительно возрастает от крупных фракций к мелким: 49,1% - во фракции крупностью свыше 40 мм, 65,7% - во фракции 10-40 мм и 72,6% - в мелочи менее 10 мм. Средняя зашлакованность магнитного продукта составила 61,6%.

В среднем из шлака извлечено менее половины (всего 41%) содержащегося в нем металла. Степень извлечения металла падает с увеличением крупности шлака с 85% (фракция 0-10 мм) до 22% (фракция +40 мм). Другими словами, в шлаке осталось 78% скрапа размером более 40 мм, почти половина скрапа размером 10-40 мм и 15% мелкого (0-10 мм) скрапа.

На рисунке 4.4 представлены в графическом виде полученные данные о выходе магнитного продукта из различных фракций шлака с помощью электромагнитной шайбы.

Как видно, электромагнитной шайбой можно извлечь всего лишь от 0,8 до 3,6% металлопродукта, при этом максимальный выход обеспечивается из мелкой (0-3 мм) и крупных (10-40 и +40 мм) фракций.

Таким образом, с использованием электромагнитной шайбы помимо выборки крупного скрапа из шлака можно извлечь также мелкий скрап. Однако, помимо высокой трудоемкости, указанный способ характеризуется низкой степенью извлечения металла из шлака и высокой зашлакованностью металлопродукта. Для более полного извлечения металла из шлака и получения

металлопродукта максимальной чистоты необходимо создание специального технологического узла по переработке шлака.

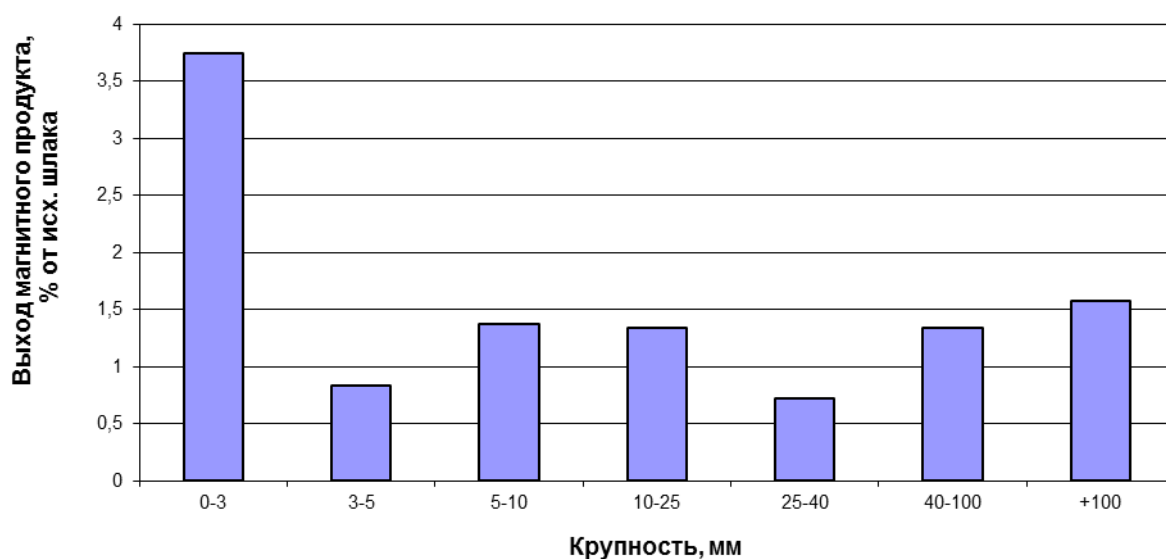


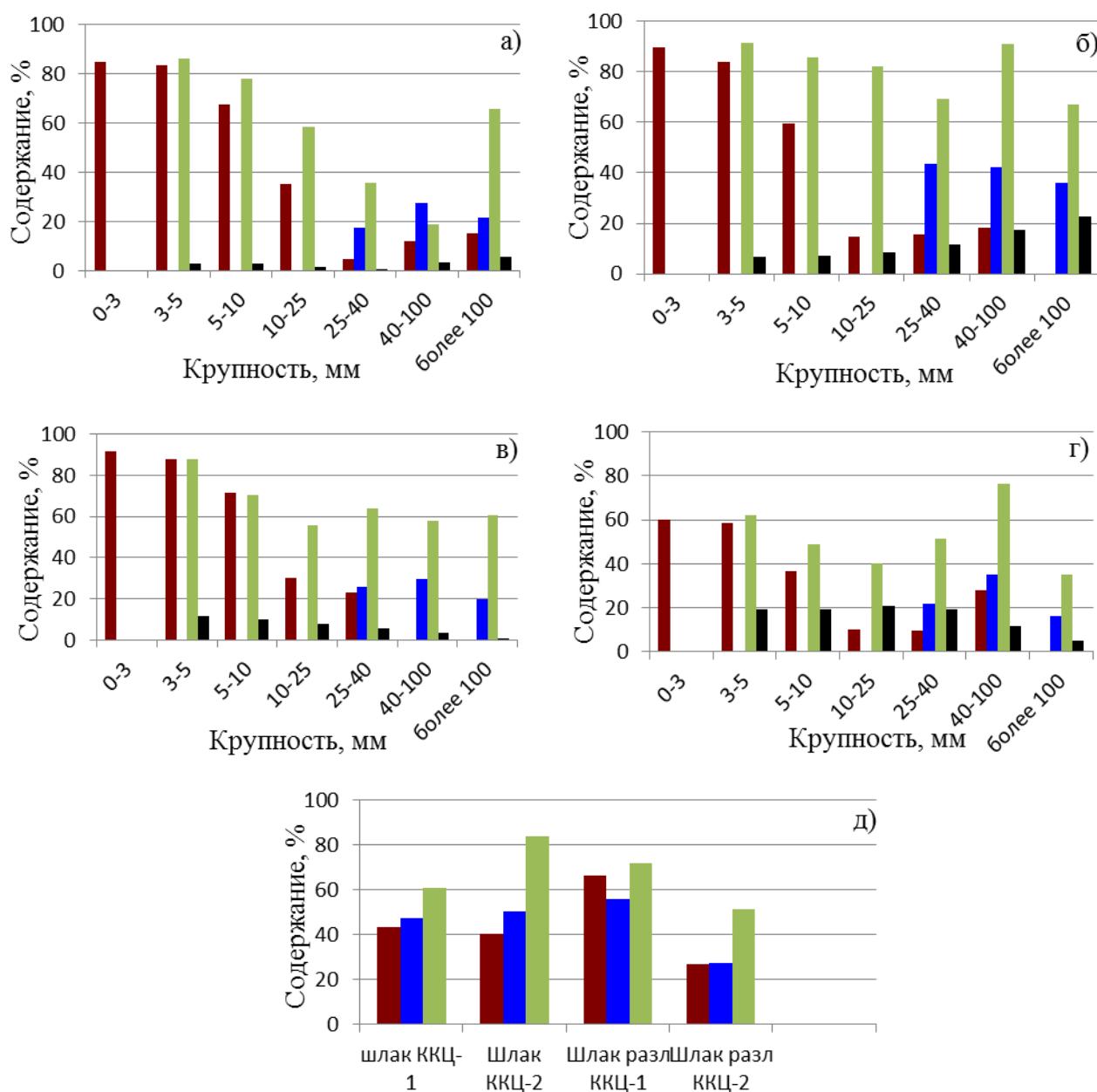
Рисунок 4.4 – Выход магнитного продукта из различных фракций шлака при извлечении электромагнитной шайбой

4.2.2 Извлечение магнитного продукта в лабораторных условиях

С целью определения выхода магнитного продукта из сортированного по крупности шлака, а также оценки влияния предварительного дробления шлака перед отмагничиванием на выход магнитного продукта проведены лабораторные исследования по выделению из шлака магнитного продукта. Исследования проведены с фракционированными по классам (0-3; 3-5; 5-10; 10-25; 25-40; 40-100 и +100 мм) пробами шлака. Извлечение магнитного продукта из шлака выполняли тремя способами: отмагничивание из исходного шлака (недробленого); отмагничивание из шлака, дробленого до крупности менее 15 мм; отмагничивание из шлака, измельченного до крупности менее 2 мм. При этом шлак крупностью 3-25 мм сразу дробили до крупности 2 мм, шлак крупностью более 25 мм, дробили сначала до крупности 15 мм, выбирали корольки, оставшийся шлак дробили до крупности 2 мм, затем отмагничивали. Выход магнитного продукта из этих

фракций определили как сумму количества выбранных королек и количества магнитного материала.

Полученные результаты представлены в Приложении Л и на рисунке 4.5.



■ – исходный; ■ – дроблёный до 15 мм; ■ – дроблёный до 2 мм; ■ – Fe_{мет};

а – шлак ККЦ-1 (шл. поле); б – шлак ККЦ-2 (шл. поле); в – шлак ККЦ-1 разливки; г – шлак ККЦ-2 разливки; д – усредненные значения

Рисунок 4.5 – Содержание магнитного продукта в различных фракциях конвертерного шлака в зависимости от способа его извлечения

При измельчении шлака выход магнитного продукта значительно возрастает, при этом, чем выше степень измельчения шлака, тем выше выход магнитного продукта. Если из недробленого шлака ККЦ-1 крупностью более 100 мм было извлечено магнитом 15,1%, то после измельчения этой фракции до крупности менее 15 мм выход магнитного продукта возрос до 21,8%, а при измельчении до крупности менее 2 мм – до 66,0%. В среднем выход магнитного продукта возрос в результате измельчения шлака ККЦ-1 с 43,1% до 47,3% (в 1,1 раза) при измельчении до менее 15 мм и до 61,0% (в 1,4 раза) при измельчении до 2 мм; ККЦ-2 – соответственно с 40,5% до 50,3% (в 1,2 раза) и до 83,8% (в 2,1 раза). В шлаках разливки ККЦ-1 при измельчении до менее 15 мм зафиксировано некоторое снижение с 66,2 до 55,9%, а при измельчении до 2 мм – увеличение до 72,0% (в 1,1 раза); ККЦ-2 – при измельчении до менее 15 мм зафиксировано небольшое увеличение с 26,8% до 27,1%, а при измельчении до 2 мм - до 51,4% (в 1,9 раза). Таким образом, установлено, что при измельчении шлака выход магнитного продукта возрастает тем выше, чем выше степень измельчения.

Распределение по крупности содержания $Fe_{мет}$ имеет противоположные тенденции в шлаках с полей и шлаках разливки. В шлаках с полей содержание $Fe_{мет}$ возрастало с увеличением крупности частиц с 2,7 до 5,8% для ККЦ-1 и с 6,6 до 22,7% для ККЦ-2. В шлаках разливки, наоборот, содержание $Fe_{мет}$ при увеличении крупности частиц снижалось с 11,4 до 0,5% для ККЦ-1 и с 19,1 до 5% для ККЦ-2. Во всех случаях содержание $Fe_{мет}$ в шлаках ККЦ-2 значительно выше, чем в шлаках ККЦ-1: в зависимости от фракции превышение составляет от 2 до 14 раз, что подтверждает сделанный ранее вывод о том, что железо в шлаках ККЦ-2 значительно менее окислено, чем в шлаках ККЦ-1.

Исходя из предположения, что металлическое железо является наиболее ценной составляющей шлака, принято, что разница между содержанием магнитного продукта и металлического железа представляет собой менее ценный шлак, т.е. зашлакованность извлеченного магнитного продукта.

Из представленных данных видно, что дробление шлака перед отмагничиванием способствует увеличению зашлакованности магнитного

продукта. Например, зашлакованность шлака ККЦ-2 фракции 0-10 мм составила 6,4%, а для того же шлака, дробленного до крупности 0-15 мм, – 16,4%, дробленного до крупности 0-2 мм – 68,8%. Таким образом, более «чистый» магнитный продукт получен из сортированного шлака крупных фракций, отмагниченного без предварительного дробления шлака. Кривые выхода магнитного продукта в данном случае приближаются к кривым содержания железа металлического в шлаке. Исследования показали необходимость сортировки шлака перед выборкой из него магнитного продукта для обеспечения минимальной зашлакованности данного продукта.

4.3 Оценка содержания и качественных характеристик металла в шлаке методом переплавки в электродуговой печи

С целью уточнения данных о содержании в конвертерном шлаке наиболее ценного для вторичной переработки компонента - металлического железа, а также изучения поведения соединений железа в шлаке в процессе плавки проведена серия плавов фракционированного шлака в электродуговой печи, футерованной магнезитовым кирпичом, загрузкой по металлу 2 кг.

В процессе исследований были проплавлены 12 проб шлака: 4 вида шлака по 3 фракции каждого. Фракции выбраны в соответствии с перспективой их использования в агломерационном (0-10 мм), доменном (10-40 мм) и сталеплавильном (+ 40 мм) процессах. В качестве продуктов плавки были получены металлопродукт (слитки) и обедненный шлак.

Установлено, что получаемые в результате плавления шлаки приобретают пористую структуру, имеют темно-серый цвет с блестящей поверхностью. В лабораторных условиях выполнено дробление полученного в результате плавки шлака до крупности 0-2 мм, затем истирание до крупности 0-0,08 мм с целью подготовки проб к химическому анализу. В процессе подготовки проб из шлака извлекались мелкие металлические включения (корольки). Общее содержание металлического железа оценивалось по сумме всех металлических включений,

выделенных из шлака после плавки (слитки) и при истирании (корольки). Из оставшейся пробы шлака магнитом были дополнительно извлечены магнитные компоненты, которые внешне имели неметаллический вид. Результаты исследований представлены в таблице 4.6 и на рисунке 4.6.

Таблица 4.6 – Состав продуктов, полученных в результате переплавки шлака в электродуговой печи

Наименование пробы	Компоненты продуктов плавки	Содержание, %			
		по фракциям, мм			среднее
		0-10	10-40	+40	
Шлак ККЦ-1 (шлаковое поле)	Слитки	2,7	5,1	11,0	5,5
	Металлические корольки	0,4	0,3	0,8	0,4
	Металл, всего	3,1	5,4	11,8	5,9
	Магнитные компоненты шлака	12,9	8,6	0,7	8,5
	Шлак	84,0	86,0	87,5	85,6
Шлак ККЦ-2 (шлаковое поле)	Слитки	5,7	9,8	25,0	13,4
	Металлические корольки	1,4	0,7	1,7	1,3
	Металл, всего	7,1	10,5	26,7	14,7
	Магнитные компоненты шлака	2,1	0,5	0,4	1,1
	Шлак	90,8	89,0	72,9	84,2
Расчетное среднее значение по шлакам ККЦ № 1 и ККЦ № 2	Металл, всего	5,7	8,4	22,8	11,7
	Магнитные компоненты шлака	5,9	3,9	0,5	3,7
	Шлак	88,4	87,7	76,7	84,6
Шлак ККЦ-1 разливки	Слитки	1,2	3,6	1,3	2,0
	Металлические корольки	1,5	2,7	0,2	1,3
	Металл, всего	2,7	6,3	1,5	3,3
	Магнитные компоненты шлака	5,3	0,6	5,9	4,3
	Шлак	92,0	93,1	92,6	92,4
Шлак ККЦ-2 разливки	Слитки	10,1	12,1	6,2	9,1
	Металлические корольки	0,9	1,2	0,5	0,8
	Металл, всего	11,0	13,3	6,7	9,9
	Магнитные компоненты шлака	0,8	0,6	13,7	6,5
	Шлак	88,2	86,1	79,6	83,6

Из представленных данных видно, что выход металла (металлического железа) из шлака со шлаковых полей составил 5,9% (ККЦ-1) и 14,7% (ККЦ-2). Более высокий выход металла из шлака ККЦ-2, очевидно, связан с использованием агрегатов значительно большей садки (350 т), более высокой интенсивностью продувки кислородом и неэффективным управлением процессом шлакообразования, в результате чего реализуется «открытая» продувка, что

характеризуется повышенным выносом жидкого металла в шлак. Усредненный выход металла из конвертерного шлака обоих цехов, рассчитанный с учетом их количественного соотношения, составил 11,7%, что позволяет сделать вывод о перспективности его извлечения и возвращения в плавку.

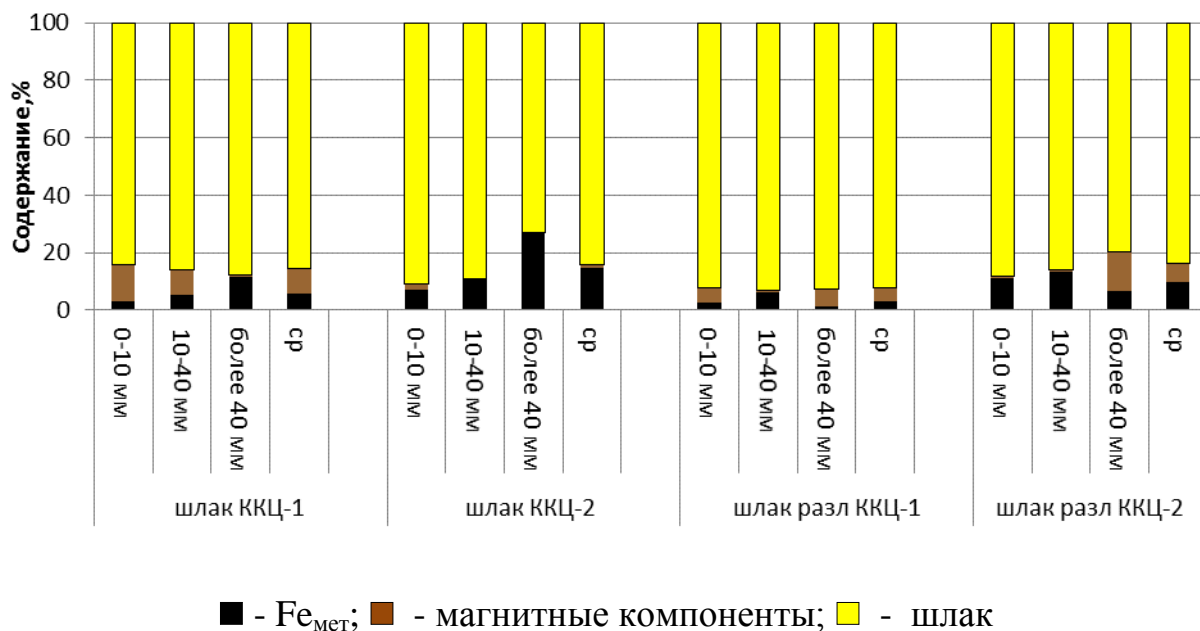


Рисунок 4.6 – Состав продуктов, полученных в результате переплавки шлака в электродуговой печи (усредненные по крупности значения)

Полученные результаты о выходе металла из шлака различной крупности подтвердили сделанные ранее выводы о неравномерности распределения металлического железа в шлаке по классам крупности.

В частности, выход металла из шлаков со шлаковых полей крупных фракций (10-40 и +40 мм) значительно выше, чем из мелкой фракции шлака (0-10 мм). Так, выход металла из шлаков ККЦ-1 крупностью 0-10 мм составил 3,1%, а из крупных фракций +40 мм – 11,8%; из шлаков ККЦ-2 соответственно - 7,1 и 26,7%. В среднем из фракций конвертерного шлака крупностью 0-10, 10-40 и +40 мм может быть получено соответственно 5,7; 8,4 и 22,8% металла.

Выход металла из шлаков разливки был несколько ниже, чем из шлаков со шлаковых полей, но также достаточно высок: 3,3% - ККЦ-1 и 9,9% - ККЦ-2. При этом в отличие от шлаков со шлаковых полей выход металла из мелких фракций шлака был выше, чем из крупных, что вероятно объясняется длительным

отстаиванием шлака перед разливкой при постепенном накапливании его в шлаковых чашах, в течение которого крупные корольки успевают опуститься на дно чаши, а мелкие брызги металла задерживаются в верхних горизонтах объема шлака в чаше.

Среднее содержание магнитных компонентов в проплавленных шлаках шлаковых полей составило 8,5% для ККЦ-1 и 1,1% - для ККЦ-2. При этом магнитные компоненты содержались, главным образом, в мелких фракциях (до 12,9%) при незначительном содержании в крупных фракциях (0,7 и 0,4%). В проплавленных шлаках разливок содержание магнитных компонентов составляло 4,3 и 6,5%.

В Приложении М представлены результаты химического анализа металлической и шлаковой части конвертерного шлака, выделенные в результате переплавки. На основе данных химического анализа шлака до и после его проплавления составлен материальный баланс железа и выполнен расчет содержания железа металлического в исходном шлаке. Результаты расчета представлены в таблице 4.7 и на рис. 4.7.

Уточненные данные подтвердили сделанные выше зависимости о распределении железа и его форм (оксидная, металлическая). В шлаках с полей содержание $Fe_{\text{общ}}$ и, особенно, $Fe_{\text{мет}}$ возрастает с увеличением крупности фракций при одновременном снижении содержания оксидного железа $Fe_{\text{окс}}$, а в шлаках разливки наблюдаются обратные зависимости. Среднее содержание $Fe_{\text{общ}}$ в шлаках с полей и шлаках разливки было близко и составило 22,74 и 22,38% соответственно, в то время как среднее содержание $Fe_{\text{мет}}$ в шлаках разливки в 1,3 раза выше, а среднее содержание $Fe_{\text{окс}}$ в 1,3 раза ниже, чем в шлаках с полей.

Таблица 4.7– Расчетное содержание металлического железа в шлаке

Вид шлака	Фракция, мм	Содержание, %							
		до плавки		после плавки			Fe _{общ}	Fe _{окс}	Fe _{мет}
		Fe окс ^{исх}	Fe _{окс}	Fe _{окс}	Fe _{магн}	Fe _{мет}			
Шлак ККЦ-1	0-10	12,66	12,32	5,47	6,45	3,1	15,02	12,32	2,7
	10-40	16,34	16,30	6,84	4,30	5,4	16,54	16,34	0,2
	+40	16,66	15,81	8,76	0,35	11,8	20,91	15,81	5,1
	Ср.	14,95	14,62	6,72	4,25	5,9	16,87	14,57	2,3
Шлак ККЦ-2	0-10	12,86	12,01	10,44	1,05	7,1	18,59	11,99	6,6
	10-40	14,70	13,43	11,30	0,25	10,5	22,05	13,45	8,6
	+40	18,11	14,01	9,76	0,20	26,7	36,66	13,96	22,7
	Ср.	15,15	13,26	10,51	0,55	14,7	25,76	13,26	12,5
Средневзвеш. по СПП	0-10	12,79	12,14	8,60	2,95	5,7	17,25	12,15	5,1
	10-40	15,28	14,43	9,66	1,95	8,3	20,01	14,41	5,6
	+40	17,59	14,42	9,33	0,30	22,8	32,43	14,43	18,0
	Ср.	15,08	13,72	9,21	1,83	11,6	22,74	13,74	9,0
Шлак раз-ливки ККЦ-1	0-10	8,34	7,39	13,47	2,65	2,7	18,82	7,42	11,4
	10-40	15,21	14,13	14,65	0,30	6,3	21,25	14,15	7,1
	+40	16,65	16,71	11,92	2,95	1,5	16,37	16,36	0,1
	Ср.	12,14	11,22	13,36	2,15	3,3	18,81	11,21	7,6
Шлак раз-ливки ККЦ-2	0-10	8,27	6,69	14,37	0,40	11,1	25,77	6,67	19,1
	10-40	11,95	9,38	17,31	0,30	12,7	30,91	9,41	21,5
	+40	14,06	13,36	4,78	6,85	6,7	18,33	13,33	5,0
	Ср.	12,06	10,42	10,84	3,24	9,7	23,98	10,38	13,6
Средневзвеш. по СПП	0-10	8,29	6,91	14,09	1,10	8,50	23,62	6,90	16,71
	10-40	12,96	10,85	16,49	0,30	10,72	27,92	10,88	17,04
	+40	14,86	14,40	6,99	5,64	5,09	17,72	14,27	3,48
	Ср.	12,08	10,67	11,62	2,90	7,72	22,38	10,64	11,74

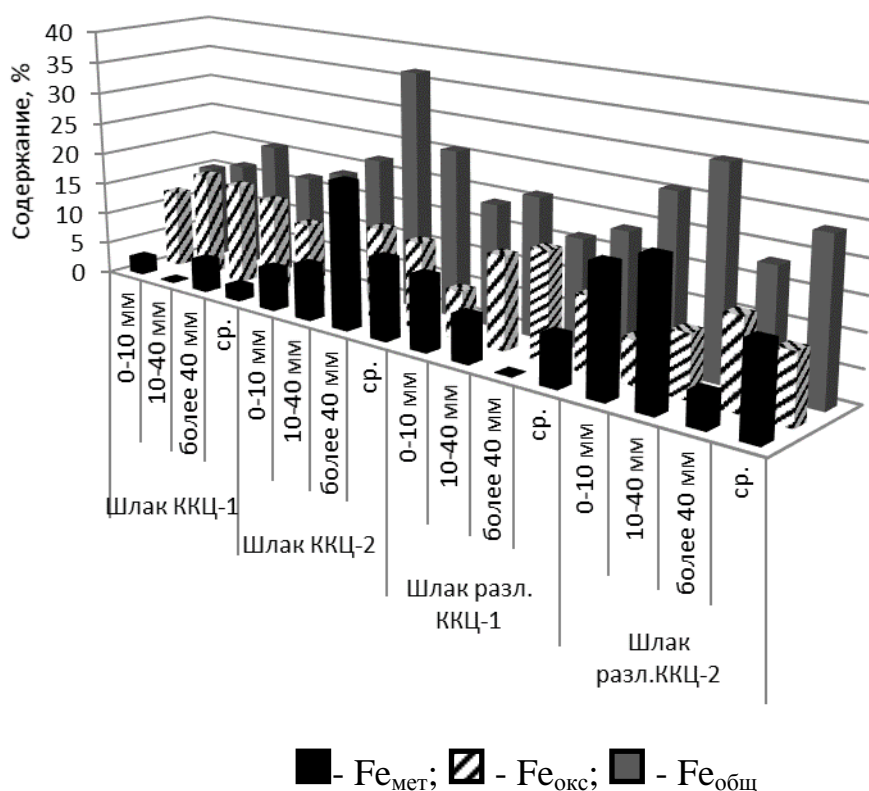


Рисунок 4.7 – Распределение железа и его форм в конвертерном шлаке

По результатам расчета среднее содержание железа в конвертерном шлаке ЗСМК после первичной переработки его на шлаковых полях, составляет 22,7%, из них 9,0% представлено металлическим железом, 13,7% - оксидным железом. Содержание металлического железа по фракциям следующее: фракция 0-10 мм – 5,1%; 10-40 мм – 5,6%; более 40 мм – 18%. Более половины металлического железа (59%) сосредоточено во фракции +40 мм, на долю фракций 0-10 и 10-40 мм приходится соответственно 21 и 20%.

Необходимо отметить, по данным технических отчетов ЗСМК количество извлекаемого из конвертерного шлака на шлаковых полях металла (крупный скрап, коржевые остатки) не превышает 3%. Таким образом, потери только металлического железа со шлаком, укладываемым в дамбу шламонакопителя, превышают этот показатель более, чем в 3 раза.

Выводы по главе

В результате комплекса проведенных исследований оценены потери железа с конвертерным отвальным шлаком после первичной обработки на шлаковых полях, составляющие в среднем 22,7%, в том числе 9,0% в виде металлического железа и 13,7% - в составе оксидов. Выявлена прямая зависимость между содержанием $Fe_{окс}$ и FeO и крупностью части и обратная зависимость для содержания Fe_2O_3 , получены уравнения регрессии для аппроксимирующей функции, позволяющие делать прогнозные расчеты распределения оксидов железа по фракциям при сортировке шлака. Установлена необходимость сортировки шлака перед выборкой из него магнитного продукта для обеспечения минимальной зашлакованности данного продукта. Методом переплавки шлака в электродуговой печи уточнено содержание металлического железа по фракциям: 0-10 мм – 5,1%; 10-40 мм – 5,6%; более 40 мм – 18%. Показано, что более половины металлического железа (59%) сосредоточено во фракции +40 мм, на долю фракций 0-10 и 10-40 мм приходится соответственно 21 и 20%.

ГЛАВА 5 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ ЗСМК

5.1 Технологическая схема переработки мелкодисперсных отходов

На основании результатов проведенных исследований и с учетом начала складирования каждого вида отходов рассчитано количество накопленных в шламонакопителе отходов, а также выполнена оценка общих запасов железа на территории шламонакопителя (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Количество накопленных отходов и железа за период с 1964 по 2013гг.

Наименование отхода	Год начала складирования	Количество накопленных отходов, тыс. т (% от общ)	Количество накопленного Fe _{общ} , тыс. т (% от общ)
Отходы углеобогащения			
Отходы угля УОЦ КХП	1964	61 738	6 174
Отходы угля ЦОФ «Кузнецка» (порода)	1966	5 178	518
Хвосты флотации ЦОФ «Кузнецка»	1966	8 373	837
Итого (% от общ.)		75 289 (77)	7 529 (60)
Отходы от сжигания угля			
Зола и шлак ЗС ТЭЦ	1964	15 304	2 143
Зола и шлак ПВС	1964	1 693	237
Итого (% от общ.)		16 997 (17)	2 380 (18)
Железошламы			
Шламы газоочисток ККЦ – 1, 2	1968	4 240	2 290
Шламы газоочисток доменного цеха	1964	993	427
Итого (% от общ.)		5 232 (5)	2 717 (22)
Всего		97 519	12 626
Конвертерный шлак			
Всего	1968	30 000	6 810 (Fe _{мет} – 4 110)

Таким образом, в шламонакопителе накоплено 97,5 млн.т техногенного сырья, 77% которого представлено отходами углеобогащения, 17% - отходами от сжигания угля и 5% - железшламами. Общие запаса железа на территории

шламонакопителя составляют свыше 19 млн.т. Более 12 млн. т железа накоплено в теле шламонакопителя, в том числе 7,5 млн. т в составе отходов углеобогащения, 2,4 млн.т – в составе золошлаковых отходов и 2,7 млн. т – в составе железосламов. В дамбу шламонакопителя с конвертерным шлаком уложено около 7 млн.т железа, в том числе более 4 млн.т металлического железа и более 2 млн.т оксидного в составе FeO.

На основании результатов проведенных исследований разработана технологическая схема переработки отходов, накопленных в теле шламонакопителя ЗСМК, включающая отсев кусков крупностью свыше 25 мм, основная часть которых представлена падающими с дамбы на поверхность шламонакопителями кусками конвертерного шлака, предварительные стадии сухой магнитной сепарации и магнетизирующего обжига для отходов углеобогащения, измельчение до крупности менее 1 мм и мокрую магнитную сепарацию для всех видов отходов. (рисунок 5.1). На рисунке 5.1 представлены также результаты расчета материально-сырьевого баланса предложенной технологии, которая обеспечит подготовку накопленных в шламонакопителе отходов к промышленному использованию путем их обогащения с получением техногенного железоконцентрата 1 со средним содержанием $Fe_{общ}$ 61% в количестве 953970 т/год и 1 256 370 т/год техногенного железоконцентрата 2 с учетом железосламов с содержанием $Fe_{общ} > 50\%$, которые характеризуются как техногенные железоконцентраты и без обогащения, со средним содержанием $Fe_{общ} > 58\%$. В Приложении Н представлены перечень и технические характеристики оборудования для реализации предложенной технологической схемы.

Реализация предложенной схемы позволит переработать шламонакопитель в течение 25 лет и получить свыше 30 млн.т техногенного железоконцентрата со средним содержанием железа 61%, а также около 70 млн.т щебня и песка для дорожного и гражданского строительства, который может быть использован также для технической рекультивации территории шламонакопителя по мере его разработки.

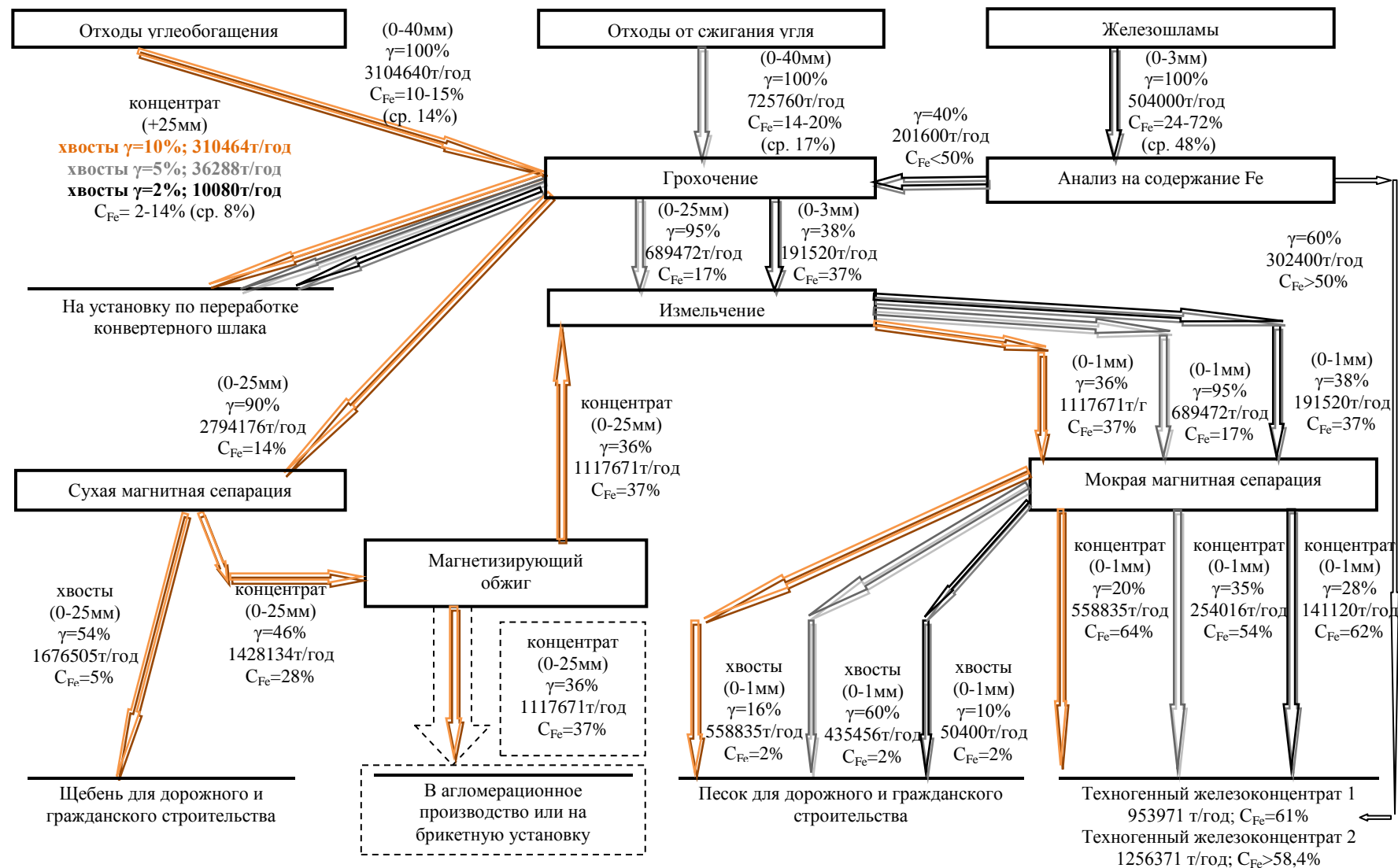


Рисунок 5.1 – Качественно-количественная схема процесса переработки техногенного сырья на основе отходов шламонакопителя ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

5.2 Характеристика техногенных железоконцентратов, полученных из накопленных в шламонакопителе отходов

Как было показано в п. 3.3.4, накопленные в шламонакопителе отходы могут быть классифицированы как техногенное железорудное сырье, которое в основном удовлетворяет требованиям ГОСТ Р 52939-2008 за исключением возможных случаев превышения содержания цинка и свинца в железшламах (это связано, по видимому, с содержанием цинка в доменных шламах и зависит от содержания цинка в доменной шихте в различные периоды времени). Таким образом, основная масса получаемого при обогащении отходов шламонакопителя техногенного железоконцентрата может быть использована в агломерационном производстве. Ограничением может являться лишь содержание цинка и свинца, которые могут превышать допустимые значения в железшламах.

В таблице 5.2 приведены расчетные показатели качества полученных железоконцентратов по содержанию железа, цинка и свинца.

Таблица 5.2 – Расчетные показатели качества техногенного железоконцентрата

Наименование компонента	Количество, т/год	Содержание компонента в смешанном железоконцентрате, %	Содержание, %		
			Fe _{общ}	Zn*	Pb*
Концентрат из отходов углеобогащения	558835	58	64	0,019-0,034	0,003-0,011
Концентрат из золы от сжигания угля	254 016	27	54	0,016 – 0,040	0,003-0,013
Концентрат из железшламов	141 120	15	62	0,16-0,34	0,010-0,033
Техногенный железоконцентрат 1	953 971	100 (76)	61	0,047-0,101	0,004-0,016
Железшламы без подготовки	302 400	24	>50	0,16-0,34	0,010-0,033
Техногенный железоконцентрат 2	1 256 371	100	>58,4	0,074-0,159	0,005-0,020
Требования ГОСТ Р 52939-2008				0,20	0,02

*) приведены результаты анализа р. 3.2.4 и результаты исследований свыше 100 проб с территории намытых пляжей шламонакопителя ЗСМК[4]

Как следует из приведенных данных, в процессе обогащения отходов может быть получен техногенный железоконцентрат 1 со средним содержанием железа 61% при колебаниях содержания цинка от 0,047 до 0,101% и свинца – от 0,004 до 0,016%. Таким образом, в железоконцентрате 1 содержание цинка и свинца даже при максимальной их концентрации в железшламах не превышает требуемые по ГОСТ значения. Техногенный железоконцентрат 2, представляющий собой смесь полученного в результате обогащения отходов железоконцентрата 1 и необогащенных железшламов, в которых содержание железа превышает 50%, содержит не менее 54,8% железа при колебаниях содержания цинка от 0,074 до 0,159% и свинца – от 0,005 до 0,02%, что не превышает требуемые значения.

Разработка технологий использования техногенного металлургического сырья не является целью данной работы, в которой рассматриваются только технологии его подготовки к дальнейшему использованию. Получаемые в процессе переработки отходов техногенные железоконцентраты могут быть реализованы как товарные продукты, в том числе переработаны в условиях ЗСМК. В случае превышении в получаемых железоконцентратах содержания цинка и свинца рекомендуется использовать их для получения окатышей или брикетов, которые могут быть переработаны в сталеплавильном, например конвертерном, производстве.

5.3 Технология получения моноотхода для агломерационного процесса в условиях ЗСМК

Получаемый при переработке накопленных в шламонакопителе ЗСМК отходов техногенный железоконцентрат может быть реализован на различные металлургические заводы как товарный продукт. При этом различные типы полученного техногенного концентрата в зависимости от источника его происхождения могут быть реализованы как отдельно, так и в смеси.

Как было показано в р. 1.4.1, обширный опыт использования мелкодисперсных железосодержащих отходов в агломерационном производстве

показывает возможность их применения в количестве до 250 кг/т агломерата без существенных ухудшений показателей агломерации. Известен опыт зарубежных металлургических заводов, где в аглошихте утилизируют по 10-12 видов отходов, а их расход достигает 800 кг/т агломерата и более. Однако на всех зарубежных заводах отходы в обязательном порядке проходят предварительную подготовку и усреднение с получением гомогенной смеси, что позволяет значительно снизить колебания химического состава готового агломерата по содержанию железа, закиси железа и фосфора.

В рамках данной работы разработана технология подготовки и усреднения полученного железоконцентрата и уже используемых в условиях ЗСМК отходов (первичная и вторичная прокатная окалина, колошниковая пыль, шлам КОШ аглофабрики) с получением моноотхода – усредненной стабилизированной по химическому и гранулометрическому составу смеси отходов. В таблице 5.2 представлены данные о количестве и содержании основных компонентов моноотхода в условиях ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК».

Таблица 5.2 – Количество и содержание основных компонентов моноотхода

Наименование отхода	Количество,			Содержание, %				
	т/год	кг/т агломерата*	% в моноотходе	Fe	C	CaO	Zn	Pb
Пыль из сухой г/о а/ф-ки	170669	25,1	8,9	53,6	2,3	5,8	0,04	0,01
Шлам КОШ	117000	17,2	6,1	46,8 (ср)	21,4	4,6	0,05	0,01
Первичная окалина	250000	36,8	13,1	72,4	2,1	0,8	н/о**	н/о
Вторичная (промасл.) окалина с известью	100000	14,7	5,2	52,1	1,0	17,2	н/о	н/о
Колошниковая пыль	15000	2,2	0,8	37,9	23,2	6,4	0,087	0,03
Итого отходы	652669	96,0	40,6	59,0	5,9	5,4	0,021	0,005
Техногенный ж/к-т 1	953971	140,3	59,4	61,0	1,0	3,2	0,047-0,101	0,004-0,016
Моноотход	1606639	236,3	100,0	60,7	3,5	4,4	0,056-0,112	0,005-0,015

*) – расчетное количество агломерата – 6,8 млн.т; **) – не обнаружено

Установлено, что в случае переработки всего техногенного железоконцентрата 1 в условиях аглофабрики ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» может быть получен высококачественный по содержанию железа (60,7%) моноотход, удовлетворяющий требованиям к железорудному сырью по содержанию цинка и свинца. В случаях превышения содержания вредных компонентов в моноотходе его компонентный состав может регулироваться.

В Приложении О представлены данные о гранулометрическом составе и сыпучих свойствах компонентов моноотхода, которые свидетельствуют о существенных различиях гранулометрического состава, влажности, насыпной плотности и сыпучих свойств.

В условиях ОАО «ЗСМК» с участием автора данной работы отработана технология получения смеси вторичной окалины и конвертерного шлама с известью с целью осушки и улучшения сыпучих свойств этих видов отходов. На ее основе разработано «Технологическое задание на проектирование участка обезвоживания шламов на горизонтальных отстойниках ККЦ-1», выполнен рабочий проект и построен участок обезвоживания конвертерных шламов горизонтальных отстойников ККЦ-1.

В лабораторных условиях были исследованы различные способы и последовательность перемешивания различных видов отходов с целью получения однородной, хорошо сыпучей и непылящей смеси. На основании полученных результатов разработана технология получения моноотхода, заключающаяся в следующем. Все отходы, являющиеся компонентами шихты для получения моноотхода, разбили на 3 группы:

- 1) первичная окалина – влажность - 2,0%, 72,4% Fe;
- 2) сухие пыли (пыль сухой газоочистки аглофабрики и колошниковая пыль) – влажность - менее 1,0%, 53,63% Fe (ср.);
- 3) влажные отходы – смесь вторичной окалины с известью, шлам КОШ, техногенный железоконцентрат 1 – влажность 10,7%, 59,4% Fe.

Каждая группа отходов складывается на отдельной площадке, при этом достигается предварительное усреднение. Из предварительно усредненных трех групп отходов формируется окончательный штабель по следующей схеме:

- нижний слой – смесь влажных отходов;
- средний слой – смесь сухих пылей;
- верхний слой – первичная прокатная окалина.

Такая схема обеспечивает наилучшее перемешивание компонентов при последующем заборе и перегрузках с получением мелкозернистого моноотхода со средней влажностью 8,0%, насыпной плотностью – 1,7 т/м³, углом естественного откоса – 45°, обладающего хорошими сыпучими свойствами. В Приложении П представлена количественно-качественная схема движения материалов, из которой следует, что разработанная для условий ОАО «ЗСМК» технология позволяет получить из отходов различного химического и гранулометрического состава моноотход стабильного химического и гранулометрического состава влажностью 8,0%, с содержанием Fe – 60,7%, С – 3,5%, СаО – 4,4% в количестве 1606639 т/год. Моноотход характеризуется минимальным пылевыведением при транспортировке и погрузочно-разгрузочных работах благодаря оптимальной влажности – 8,0%. Установлено, что при смешивании компонентов отходов по разработанной технологии пылящая фракция в моноотходе практически отсутствует вследствие налипания сухих мелких частиц на комочки влажных отходов. На основании разработанной технологии подготовки отходов выполнен проект и намечено строительство на ОАО «ЗСМК» цеха по подготовке железосодержащих отходов к утилизации.

5.4 Технология переработки конвертерного шлака

Полученные результаты позволили подобрать оптимальную для условий ЗСМК технологическую схему переработки конвертерного шлака (рисунок 5.2).

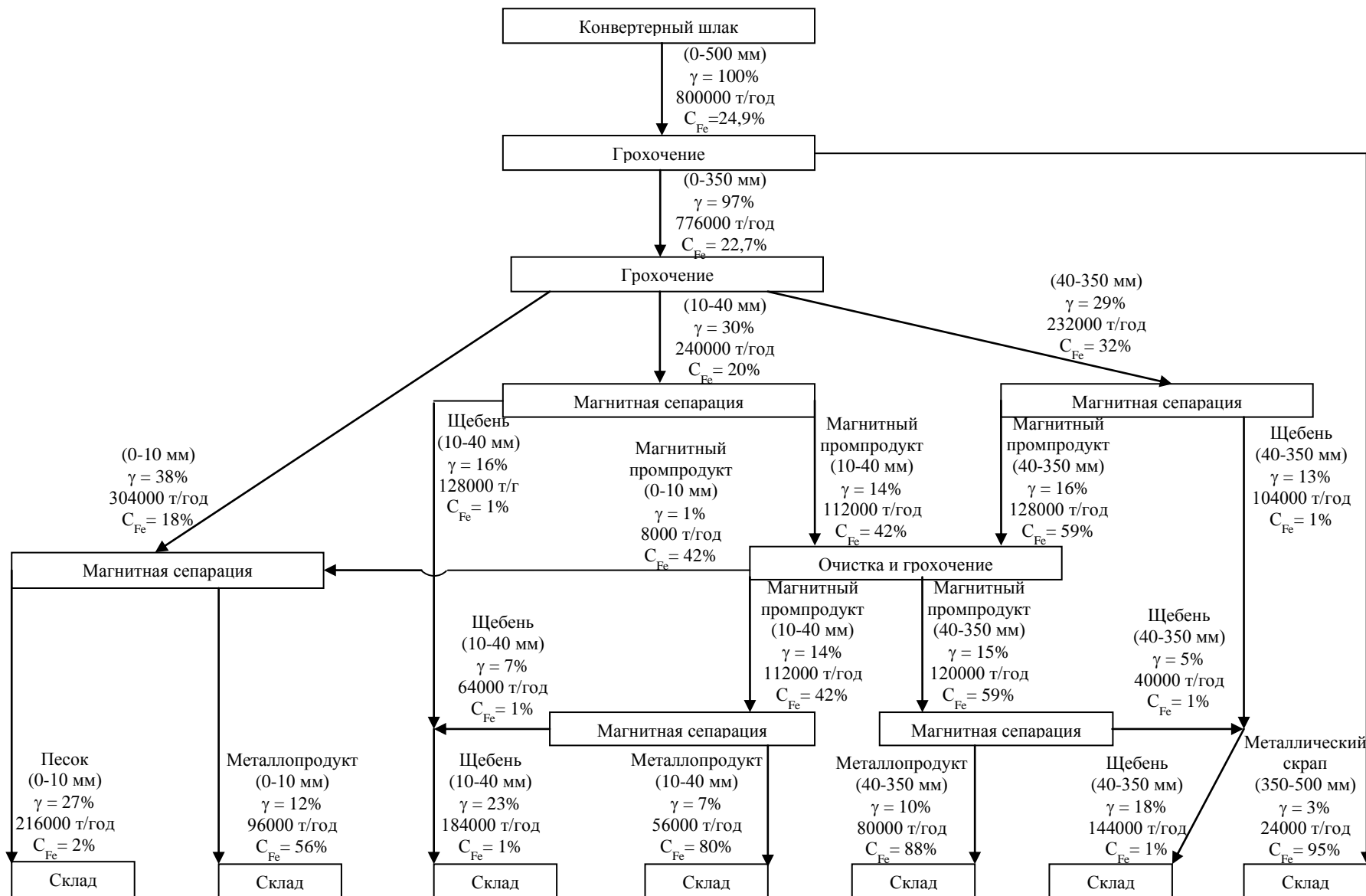


Рисунок 5.2 – Качественно-количественная схема переработки конвертерного шлака

Данная схема включает предварительную сортировку шлака на классы 0-10, 10-40 и +40 мм и последующую магнитную сепарацию каждого класса с получением металлоконцентрата и шлакового щебня. По данной технологии может быть переработан конвертерный шлак после первичной переработки на шлаковых полях, а также накопленный в теле дамбы шламонакопителя. На основании полученных экспериментальных данных рассчитан ожидаемый выход продуктов переработки шлака (таблица 5.3) и химический состав полученных металлопродуктов (таблица 5.4) при объеме переработки 800 тыс.т шлака в год.

Таблица 5.3 - Ожидаемый выход продуктов переработки шлака

Наименование продукта	Ед. изм	Крупность, мм				Всего
		0-10	10-40	40-350	Крупный скрап	
Металлопродукт	тыс.т (% от исх)	96 (12)	56 (7)	80 (10)	24 (3)	256 (32)
Содержание Fe в металлопродукте (в т.ч. Fe _{мет})	%	56 (45-55)	80 (75-80)	88 (85-88)	90 (90)	
Шлак	тыс.т (% от исх)	216 (27)	184 (23)	144 (18)	-	544 (68)

Таблица 5.4 – Ожидаемый химический состав металлопродуктов

Продукт по фракциям, мм	Химический состав, %									
	Fe	Fe мет	MnO	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	ZnO
0-10	56	50	2,6	22,8	3,0	10,6	2,0	0,30	0,06	<0,0005
10-40	80	75	1,1	9,2	0,6	4,0	1,8	0,15	0,02	<0,0002
40-350	88	85	0,8	7,0	0,3	2,8	1,2	0,12	0,02	<0,00015

В п. 1.4.2 было отмечено, что переработка конвертерного шлака довольно распространена на металлургических заводах не только за рубежом, но и в последние годы в России. Повсеместно получаемые из конвертерного шлака металлопродукты используются в зависимости от крупности: мелкая фракция - в агломерационном производстве (до 80 кг/т агломерата), фракция крупнее 10-20 мм - в доменном, крупные фракции - в сталеплавильном производстве при зашлакованности менее 5%.

Направления использования полученных металлопродуктов:

- фракция 0-10 мм - в агломерационной шихте в качестве железорудного сырья, в условиях ЗСМК расход металлопродукта составит около 14 кг/т агломерата, что позволит заменить 1,4% железорудного сырья при одновременной экономии известняка и топлива;
- фракция 10-40 мм – в доменном производстве, при ожидаемом выходе металлопродукта 56 тыс. тонн в год, его расход в доменном производстве составит 12 кг/т чугуна, что приведет к сокращению расхода дорогостоящих окатышей или агломерата и снижению расхода кокса.
- фракция +40 мм и извлеченный крупный скрап - в качестве амортизационного лома в шихте конвертеров с расходом до 20 кг/т стали, что позволит сократить расход металлолома более, чем на 100 тыс.т/в год.

Шлаковый щебень, полученный после извлечения металлопродукта, по своим физико-химическим свойствам удовлетворяет требованиям, предъявляемым к материалам для отсыпки дамб гидротехнических сооружений без применения гидроизолирующих пород (глины, суглинки). С учетом перспективы строительства шламонакопителя №2 его использование может быть продолжено для гидротехнического строительства.

5.5 Технология использования отходов обогащения угля и железосодержащих шламов в производстве строительного кирпича

Решение проблемы переработки накопленных отходов шламонакопителя невозможно без разработки новых технологий производства на их основе массовой, востребованной рынком продукции. После извлечения железосодержащего концентрата из отходов остается значительная часть инертного материала, который может быть использован в дорожном и гражданском строительстве. Перспективным направлением их массовой утилизации является использование в качестве сырья в производстве строительной керамики. В связи с истощением запасов качественных природных глин вовлечение в производство керамических

стройматериалов техногенных отходов имеет не только экологическую, но и экономическую целесообразность в связи с низкой стоимостью.

Для выпуска высококачественных керамических изделий из отходов необходима их качественная подготовка, формирование рациональной структуры изделий и получение прочного керамического черепка. Автором совместно с А.Ю. Столбоушкиным [91, 92] выполнен комплекс исследований возможности получения керамического кирпича из гранулированной шихты, содержащей отходы обогащения угля и железосодержащие шламы. Экспериментально был установлен рациональный фракционный состав гранулированных шихт из тонкодисперсного сырья, обеспечивающий наиболее плотную упаковку гранул при прессовании. В общем виде процесс подготовки гранулированного пресс-порошка можно разделить на несколько стадий: формирование гранул, их окатывание и уплотнение в турболопастном смесителе, нанесение поверхностного опудривающего слоя из легкоплавкого спекающегося материала в случае необходимости. На рисунке 5.3 представлена схема практической реализации процесса получения керамического кирпича согласно разработанной авторами [95] модели формирования структуры керамического матричного композита из техногенного сырья.

Технология получения пресс-порошков заключалась в следующем. Для шихт 1-4 на основе техногенных отходов (таблица 5.5) основное сырье в сухом состоянии смешивалось в грануляторе со стеклобоем и частью новокузнецкого суглинка, увлажнялось до формовочной влажности и гранулировалось при экспериментально найденных оптимальных параметрах, затем на поверхность гранул наносился тонкий слой порошка новокузнецкого суглинка.

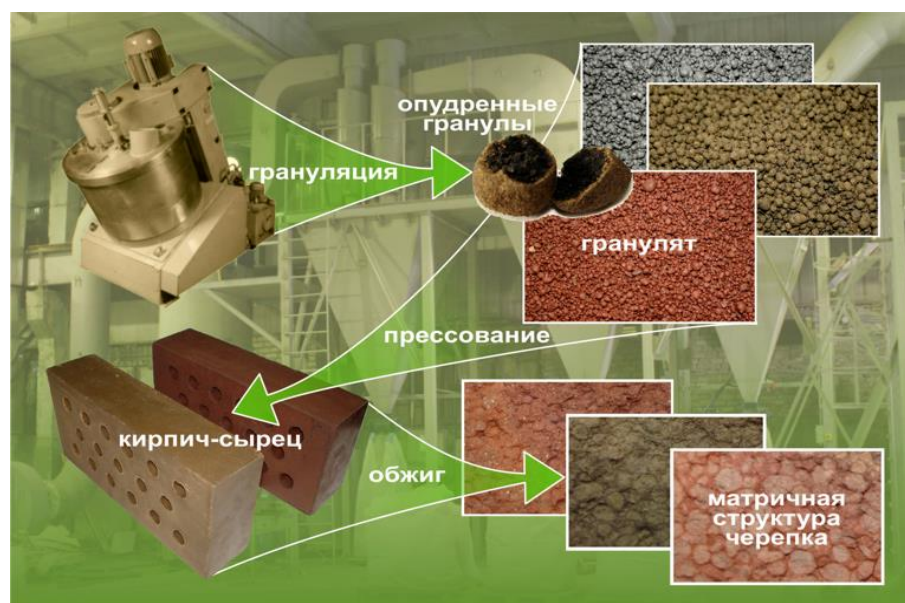


Рисунок 5.3 – Схема практической реализации процесса получения керамического кирпича на основе техногенного сырья

Таблица 5.5 – Составы шихт для получения пресс-порошков

№ шихты	Наименование компонентов шихты	Содержание, % масс.
1	Железошламы АОАФ	70
	Суглинок новокузнецкий	20
	Стеклобой	10
2	Железошламы МОФ	60
	Суглинок новокузнецкий	30
	Стеклобой	10
3	Отходы углеобогащения Абашевской ЦОФ	85
	Суглинок новокузнецкий	15
4	Отходы обогащения углистых аргиллитов (Коркинское месторождение)	60
	Суглинок новокузнецкий	30
	Стеклобой	10
5	Суглинок новокузнецкий	100

В Приложении Р представлен внешний вид гранулированных пресс-порошков на основе техногенных отходов. Установлено, что грануляция в турболопастном смесителе-грануляторе тонкодисперсных техногенных отходов и природного сырья позволяет получать гранулированную шихту благоприятного фракционного состава, обеспечивающего наиболее плотную упаковку гранул при прессовании.

Для определения рациональных составов гранулированной шихты на основе железшламов ОАФ были приготовлены шесть серий образцов диаметром 45 мм и высотой 40-50 мм, в которых последовательно изменялось содержание добавки стеклобоя: 0; 3; 6; 9; 12 и 15 % по массе. Стеклобой измельчался в шаровой мельнице до удельной поверхности 3000 см²/г. Высушенные отходы смешивались со стеклобоем и гранулировались на турболопастном смесителе-грануляторе при скорости вращения лопастей 1000 об/мин. Полученные гранулы размером 1-3 мм опудривались суглинком. Количество опудривающей добавки составляло 20 % по массе, и было постоянным для всех серий образцов. Образцы-цилиндры из гранулированной шихты указанных составов влажностью 10-11 % прессовались на гидравлическом прессе при давлении 20 МПа. Сушка изделий до постоянной массы проводилась в сушильном шкафу в течение 10-16 часов, обжиг осуществлялся при температуре 1050-1070 °С с выдержкой не менее 1 часа. Полученные экспериментальные данные приведены в Приложении Р.

В результате проведенных исследований установлены оптимальные составы гранулированной шихты на основе железшламов ОАФ для получения стеновых керамических материалов матричной структуры (мас. %): железшламы ОАФ - 65-70; суглинок - 20-30; стеклобой - 5-10. После обжига при температуре 1000⁰С был получен керамический кирпич, соответствующий марке 125-150 по ГОСТ 530-2012 «Кирпич и камень керамические. Общие технические условия», представленный на рисунке 5.4а.

По результатам проведенных исследований был проведен эксперимент по получению керамических образцов на основе отходов углеобогащения шламонакопителя ЗСМК из шихты следующего состава (мас. %): отходы углеобогащения - 80; суглинок - 20. Керамические образцы были изготовлены по параметрам и режимам, аналогично образцам на основе железшламов ОАФ. После обжига при температуре 1000⁰С получен

керамический кирпич со следующими физико-механическими характеристиками: прочность при сжатии – 18,7 МПа, средняя плотность – 1674 кг/м³, водопоглощение – 18,5%, ККК – 11,2, коэффициент водостойкости – 0,87, морозостойкость – 45 циклов, что соответствовало марке 125-150 по ГОСТ 530-2012 (рисунок 5.4б).



а)



б)

Рисунок 5.4 – Внешний вид керамического кирпича: а – на основе железшламов; б – на основе отходов углеобогащения

Результаты экспериментальных исследований подтверждены опытно-промышленными испытаниями на ООО «Бердский кирпичный завод» (Новосибирская обл.) [95].

5.6 Техничко-экономические показатели внедрения предложенных технологических решений

5.6.1 Организация переработки накопленных мелкодисперсных отходов

Технический эффект от организации переработки накопленных в теле шламонакопителя отходов заключается в ликвидации шламонакопителя и получении техногенного железоконцентрата, который может быть

использован в производстве доменного агломерата или брикетов для конвертерного производства.

Экономический эффект заключается в снижении затрат на производство агломерата за счет частичной замены железорудного концентрата Абагурской аглофабрики с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 60,7% техногенным железоконцентратом 1 со средним содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 60,7% с коэффициентом замены 1,0 т/т и расходом 100 кг/т агломерата. Количество переработанного техногенного железоконцентрата из отходов шламонакопителя составит 674,5 тыс.т/год, за весь период переработки шламонакопителя (25 лет) – 16 862 тыс.т.

Экономический эффект в агломерационном производстве Э составит:

$$\mathcal{E} = G_k * C_k - G_t * C_t \quad (5.1)$$

где: G_k и G_t – соответственно количество железорудного и техногенного концентрата, тыс.т;

C_k и C_t – соответственно цена железорудного и техногенного концентрата, руб./т.

Результаты расчетов представлены в Приложении С. Ежегодный экономический эффект от замены железорудного концентрата полученным в результате переработки шламонакопителя техногенным железоконцентратом в условиях ЗСМК составит 742 млн. руб., а общий экономический эффект – 18,5 млрд. руб.

5.6.2 Организация переработки конвертерного шлака

Технический эффект от организации переработки конвертерного шлака заключается в сокращении количества захораниваемых отходов на территории шламонакопителя и получении техногенного металлосырья для различных стадий металлургического передела. Экономический эффект заключается в снижении затрат на производство агломерата, чугуна и стали за счет частичной замены традиционного сырья техногенным.

Исходные данные:

Продукты переработки конвертерного шлака и их прогнозное количество:

- металлопродукт агломерационной фракции (0-10 мм), 96 тыс.т в год;
- металлопродукт доменной фракции (10-40 мм), 56 тыс.т в год;
- металлопродукт конвертерной фракции (40-350 мм), 80 тыс.т в год;

Содержание $Fe_{\text{общ}}$ в металлопродукте:

- металлопродукт агломерационный – 56%;
- металлопродукт доменный – 80%;
- металлопродукт конвертерный – 88%

При использовании металлопродукта в аглошихте ожидается получение экономического эффекта от замены части покупного концентрата на металлопродукт собственного производства. Одновременно ожидается сокращение расхода известняка за счет оксида кальция, содержащегося в металлопродукте, и расхода топлива из-за поступления в спекающий слой дополнительного тепла, выделяющегося при протекании реакций окисления металлического железа.

Суммарный экономический эффект в агломерационном производстве \mathcal{E}_1 составит:

$$\mathcal{E}_1 = G_k * C_k + G_i * C_i - G_{m1} * C_{m1} \quad (5.2)$$

где: G_k , G_i и G_{m1} – соответственно количество железорудного концентрата, известняка и металлопродукта фракции 0-10 мм, тыс.т;

C_k , C_i и C_{m1} – соответственно цена железорудного концентрата, известняка и металлопродукта фракции 0-10 мм, руб./т.

Использование металлопродукта фракции 10-40 мм в шихте при выплавке чугуна приведет к сокращению количества покупных окатышей $\mathcal{E}_{2.1}$ или агломерата ЗСМК $\mathcal{E}_{2.2}$:

$$\mathcal{E}_{2.1} = G_o * C_o - G_{m2} * C_m \quad (5.3)$$

$$\mathcal{E}_{2.2} = G_a * C_a - G_{m2} * C_m \quad (5.4)$$

где: G_o , G_a и G_{m_2} – соответственно количество окатышей, агломерата и металлопродукта фракции 10-40 мм, тыс.т;

Ц_o , Ц_a и Ц_{m_2} – соответственно цена окатышей, агломерата и металлопродукта фракции 10-40 мм, руб./т.

Экономический эффект в конвертерном производстве рассчитан от снижения расхода металлолома за счет введения в шихту металлопродукта фракции +40 мм:

$$\text{Э}_3 = G_{\text{л}} * \text{Ц}_{\text{л}} - G_{m_3} * \text{Ц}_m \quad (5.5)$$

где: $G_{\text{л}}$ и G_{m_3} – соответственно количество лома и металлопродукта фракции +40 мм, тыс.т;

$\text{Ц}_{\text{л}}$ и Ц_{m_3} – соответственно цена лома и металлопродукта фракции +40 мм, руб./т.

Суммарный экономический эффект от использования металлопродуктов переработки конвертерного шлака в условиях ЗСМК составит:

$$\text{Э} = \text{Э}_1 + \text{Э}_{2,1} + \text{Э}_3 \quad (5.6)$$

Из двух вариантов расчета экономического эффекта в доменном производстве для расчета суммарного значения выбран вариант с меньшим экономическим эффектом.

Результаты расчетов представлены в Приложении С. Таким образом, суммарный экономический эффект от использования металлопродуктов переработки конвертерного шлака составит в ценах 2001г. 155,9 млн.руб. в год, в т.ч. 59,7 млн.руб. – в агломерационном производстве, 50,8 млн.руб. – в доменном и 45,4 млн.руб. – в конвертерном. При стоимости основных фондов 132,9 млн. руб. (в ценах 2001г.) срок окупаемости установки по переработке конвертерного шлака составит менее 1 года.

5.7 Предотвращенный экологический ущерб окружающей среде от внедрения предложенных технологических решений

Расчет предотвращенного экологического ущерба окружающей среде от снижения загрязнения отходами, накопленными на территории шламонакопителя ЗСМК, в результате внедрения технологии их переработки выполнен в соответствии с «Методикой определения предотвращенного экологического ущерба» Госкомитета РФ по охране окружающей среды, 1999 г. В расчете принято, что реализация предложенных в диссертации технических решений позволит:

- 1) ликвидировать ранее накопленные в шламонакопителе отходы: размещенные в теле шламонакопителя и уложенный в дамбу конвертерный шлак;
- 2) не допустить к размещению часть конвертерного шлака в виде извлеченного из него металлоконцентрата.

В результате выполненных расчетов получено, что предотвращенный экологический ущерб в результате недопущения к размещению 1т конвертерного шлака, направляемого для формирования дамбы шламонакопителя, за счёт его использования для получения металлоконцентрата составит 13 386 000 руб. в ценах 1999г. Предотвращенный экологический ущерб в результате ликвидации (либо сокращения количества) ранее размещенных на территории шламонакопителя отходов за счёт их вовлечения в хозяйственный оборот составит 6 831 524 400 руб. в ценах 1999г. Суммарный предотвращенный экологический ущерб составит 6 844 910 400 руб. в ценах 1999г.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Шламонакопитель ЗСМК является техногенным месторождением, на территории которого накоплено 97,5 млн. т отходов, направляемых гидротранспортом (отходы углеобогащения и сжигания угля, железосодержащие шламы газоочистки), в дамбу шламонакопителя уложено свыше 30 млн.т конвертерного шлака. Общие запасы железа в составе накопленных отходов оценены в 18 млн.т, что характеризует шламонакопитель как техногенное месторождение, представляющее интерес, прежде всего, для черной металлургии.
2. Заскладированные в шламонакопителе отходы от обогащения и сжигания угля по содержанию всех нормируемых компонентов (железо, сера, мышьяк, фосфор, цинк, свинец) удовлетворяют требованиям к железорудному сырью, а железосодержащие шламы по содержанию железа близки к железорудным концентратам.
3. В результате комплекса проведенных исследований техногенных отходов металлургического комплекса, имеющих различное происхождение, выявлены различия в минералогическом составе и кристаллохимической структуре железосодержащих минералов, что обуславливает различия технологий и режимов извлечения железа. Установлено, что в золе от сжигания угля железо содержится преимущественно в составе магнетита Fe_3O_4 (66%отн), в отходах углеобогащения – в составе сидерита FeCO_3 (87-92%отн), в железошламах ионы железа распределены между магнетитом Fe_3O_4 (25,6%отн), вюститом FeO (36,9%отн), $\alpha\text{-Fe}$ (18,5%отн), гематитом $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (14,8%отн.) и тонкодисперсным трехвалентным оксидом (4,2%отн).
4. Установлено, что в золе от сжигания угля железосодержащие минералы находятся внутри сферолитов из силикатного стекла, в отходах углеобогащения - в срастании с углистыми частицами (аргиллитами и алевролитами), а в железошламах газоочистки металлургических

производств - преимущественно в виде отдельных частиц (корольки, куски, обломки).

5. Установлено, что в ходе термической обработки отходов углеобогащения в нейтральной или слабоокислительной среде происходит магнетизирующий обжиг железосодержащих минералов (сидерит, пирит) с образованием двух сильномагнитных фаз – маггемита $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ и магнетита Fe_3O_4 .
6. Экспериментально показана целесообразность применения методов сухой и мокрой магнитной сепарации для получения техногенного железоконцентрата из техногенных отходов металлургического комплекса различного происхождения, определены оптимальные режимы и показатели эффективности обогащения.
7. С использованием методов обработки экспериментальных данных и математического планирования эксперимента получены функциональные зависимости, позволяющие рассчитать прогнозные значения выхода концентрата в зависимости от силы тока (напряженности магнитного поля) для различных видов заскладированных в шламонакопителе отходов и оптимизировать режимные параметры процесса магнитного обогащения отходов.
8. Оценены потери железа с конвертерным отвальным шлаком после первичной обработки на шлаковых полях, составляющие в среднем 22,7%, в том числе 9,0% в виде металлического железа и 13,7% - в составе оксидов. Выявлены особенности форм нахождения железа в конвертерных шлаках в зависимости от их происхождения и крупности частиц, позволяющие делать прогнозные расчеты качества получаемых при переработке продуктов. Установлена необходимость сортировки шлака перед выборкой из него магнитного продукта для обеспечения минимальной зашлакованности данного продукта.
9. Разработаны и рекомендованы к внедрению технологические схемы переработки накопленных в шламонакопителе ЗСМК отходов, реализация

которых позволит получить свыше 30 млн.т техногенного железоконцентрата из тела шламонакопителя со средним содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 61% и более 6 млн.т металлоконцентрата из укладываемых в дамбу конвертерных шлаков с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ от 56 до 90%. Получаемый техногенный железоконцентрат может быть реализован на различные металлургические заводы как товарный продукт.

10. Разработана и внедрена технология подготовки и усреднения полученных техногенных железоконцентратов, а также уже используемых в условиях ЗСМК отходов с получением высококачественного по содержанию железа (60,7%) моноотхода, удовлетворяющего требованиям к железорудному сырью.
11. Выявлено протекание процессов восстановления и частичной металлизации железа в ходе термической обработки входящих в техногенный железоконцентрат отходов за счет содержащихся в них углеродистых восстановителей, что обеспечит получение частично металлизированного вюститного агломерата для доменного процесса.
12. Разработаны, испытаны и рекомендованы к внедрению составы шихт и режимные параметры процесса получения строительного кирпича из шихты, содержащей отходы обогащения угля и железшламы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Юсфин Ю.С. Промышленность и окружающая среда [Текст] / Ю.С. Юсфин, Л.И. Леонтьев, П.И. Черноусов. – М. : ИКЦ «Академкнига». - 2002. – 469 с.
2. Макаров А.Б. Техногенные месторождения минерального сырья [Текст] // Соросовский образовательный журнал. – 2000. – Том 6. – № 8. – С. 76-80.
3. Трубецкой К.Н. Научное обоснование экологической доктрины России [Текст] / К.Н. Трубецкой, Ю.П. Галченко, Л.И. Бурцев // Горный журнал. – 2005. – № 4. – С. 5 – 8.
4. Волюнкина Е.П. Развитие концепции управления отходами и разработка методологии её реализации на металлургическом предприятии [Текст] // Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук. Новокузнецк. – 2007. – 404 с.
5. Фокин С.А. «...Реализацию конституционных прав граждан на благоприятную окружающую среду» [Текст] // Вторичные ресурсы. - 2005. – № 2. – С. 2 - 4.
6. Антоненко Л.К. Проблемы переработки и захоронения отходов горно-металлургического производства [Текст] / Л.К. Антоненко, В.Г. Зотеев // Горный журнал. – 1999. – № 2. – С. 70-72.
7. Мальченко Ю. И., Уманец В. Н., Толумбаев А. З. Системный подход к определению основных задач проблемы комплексного использования отходов горнорудного производства [Текст] // Комплексное использование минерального сырья.— 1985.— № 12.— С. 58—62.
8. Трубецкой К. Н., Уманец В. Н., Никитин М. Б. "Классификация техногенных месторождений и основные факторы их комплексного освоения // Комплексное использование минерального сырья.— 1987.— № 12.— С. 18—23.

9. Обоснование объемов и сроков освоения техногенных месторождений / К. Н. Трубецкой, Е. И. Рогов, В. Н. Уманец, М. Б. Никитин / [Текст] / Горный журнал.— 1988.— № 2.— С. 9—12.
10. К.Н. Трубецкой, В.Н. Уманец, М.Б. Никитин. Классификация техногенных месторождений, основные категории и понятия [Текст] //Горный журнал. 1989.-№12.-С. 6-9.
11. В.А. Исаев. Экономические и социальные проблемы образования и использования вторичных ресурсов на страницах журнала «Сталь» [Текст] /Исаев В. А. //Сталь. – 1991. – № 4. – С. 79-82.
12. Ю.Г. Вилкул, А.А. Азарян, В.А. Колосов. Переработка и комплексное использование минерального сырья техногенных месторождений [Электронный ресурс] : Режим доступа : <http://knu.edu.ua/Files/Gn96/1.pdf>.
13. Н.В. Грановская. Техногенные месторождения полезных ископаемых// Н.В.Грановская, А.В. Наставкин, Ф.В. Мещанинов. Учебн. пособие. – Ростов-на-Дону: ЮФУ. – 2013. – 93 с.
14. С.Г. Селезнев, Н.А. Степанов. Отвалы Аллареченского сульфидного медно-никелевого месторождения как новый геолого-промышленный тип техногенных месторождений [Текст] // Известия вузов. Горный журнал. – 2011. – № 5. – С. 32-40.
15. Ю.Н. Малышев, В.М. Ряховский, С.В. Булов, А.В. Ряховский. Принципы создания инфраструктуры пространственных данных по техногенным отходам горнопромышленных производств [Текст] //Горная промышленность. – 2013. – № 1 (107). – С. 104-106.
16. Е.Н. Огородникова, С.К. Николаева, И.Д. Черняева. Особенности распространения и состав техногенных грунтов – отходов черной металлургии // Геоэкол.Инж.геология.Гидрогеол.Геокриол. – 2000. – № 1. – С. 53-58.

17. Гуменик И.Л., Матвеев А.С., Панасенко А.И. Классификация техногенных формирований при открытых горных работах [Текст] // Горный журнал. – 1988. – № 12. – С. 53-54.
18. Секисов Г.В., Таскаев А.С., Секисов А.Г. Природно-техногенные минеральные объекты // Изв. АН КиргССР. Физ.-техн. И матем. науки. – 1987. – № 4. – С. 49-56.
19. В.Д. Евтехов. Техногенные месторождения: от использования имеющихся – к созданию более совершенных [Текст] // Геолого-мінералогічний вісник. – 2—3. – № 1. – С. 19-26.
20. С.И. Мормилъ, В.Л. Сальникова, Л.А. Амосов, Г.Г. Хасанова, А.И. Семячков, Б.Б. Зобнин, А.В. Бурмистренко. Техногенные месторождения Среднего Урала и оценка их воздействия на окружающую среду / Под ред. Ю.А. Боровкова. – Екатеринбург: НИА–Природа, ДПР по Уральскому региону, АООТ «ВНИИЗАРУБЕЖГЕОЛОГИЯ», Геологическое предприятие «Девон». – 2002. – 206 с.
21. С.К. Мустафин. Рециклинг отходов недропользования: проблемы и перспективы [Текст] // Рециклинг отходов. – 2012. – № 2. – С. 2-7.
22. Е.А. Козловский. Состояние и направления развития минерально-сырьевой базы России [Текст] // Горный журнал. – 2003. – № 10. – С. 4-9.
23. Л.К. Антоненко, В.Г. Зотеев, М.Г. Морозов. Наземные хвостохранилища каскадного типа – реальные источники техногенных катастроф. Причины и следствия Качканарской аварии [Текст] // Горный журнал. – 2000. – № 10. – С. 49-52.
24. В.Н. Анисимов, И.С. Булгаков, Г.К. Гасиев. Решение геоэкологических проблем безопасности и глубокой переработки природно-техногенных месторождений [Текст] // Горная промышленность. – 2012. – № 6 (106). – С. 64-68.

25. В.П. Коняев, Л.А. Крючкова, Е.С. Туманова. Техногенное минеральное сырье России и направление его использования [Текст] // Инф. сб. М., - 1994. – Вып. 1. – С. 42-43.
26. Н.С. Анашкин, С.И. Павленко. Мартеновские шлаки и их использование в металлургии и других отраслях народного хозяйства. Новосибирск : издательство СО РАН. 2006. – 136 с.
27. Панов Б.С. Техногенные месторождения минерального и нетрадиционного сырья Украины и Донбасса. II Международная научная конференция аспирантов и студентов «Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов». – Донецк. – т.1. 15-17 апреля 2003. – С. 4-6.
28. А.А. Минаев, Н.И. Конищева, И.П. Навка и В.И. Ростовский. Организация региональных комплексов утилизации отходов металлургии Украины. - Семинар по черной металлургии и рециркуляции / Дюссельдорф (Германия) 24-27 апреля 1995 г.
29. Дараев А.И. Роль техногенных минеральных образований в укреплении сырьевой базы Казахстана [Текст] // Горный журнал. – 2008. – № 3. – С. 86-89.
30. Усманова Т.В., Рихванов Л.П. Томский политехнический университет.
11. Рихванов Л.П., Филинова (Усманова) Т.В. К проблеме техногенных месторождений Сибири // Материалы региональной конференции геологов Сибири, Дальнего Востока и северо-востока России. – Томск, 2000. – Т. 2. – С. 61–63.
31. Коваленко И.М., Ковзун И.Г., Ульберг З.Р., Проценко И.Т., Ващенко А.А. Наноструктурные образования в процессах обогащения железно-оксидно-карбонатно-силикатных металлургических шламов [Текст] // Наносистемы, наноматериалы, нанотехнологии. – 2008. Т.6. – № 2. – С. 443-478.
32. Иванченко В.В, Шеремет В.А., Кекух А.В. и др. Минералы железа в металлургических шламах ОАО «КГМК «Криворожсталь» [Текст] //

- Металлургическая и горнорудная промышленность.– 2004.– №3.– С. 22-26.
33. Иванченко В.В., Шеремет В.А., Кекух А.В. и др. Минеральные разновидности зерен в шламах металлургических предприятий (на примере ОАО «КГМК «Криворожсталь») [Текст] // Теория и практика металлургии.– 2004.– №3-4.– С. 39-44.
 34. Гальперин А.М., Ферстер В., Шеф Х.-Ю. Техногенные массивы и охрана природных ресурсов. Т.1. Насыпные и намывные массивы: Учебник. С.-Петербург.: Изд-во «Горная книга». – 2006. – 391 с.
 35. Башлыкова, Т.В. Сертификация техногенного сырья по извлекаемой ценности [Текст]/ Башлыкова Т.В., Пахомова Г.А., Амосов Р.А., Дорошенко М.В. // Цветные металлы. – 2003. – № 1. – С. 10-12.
 36. А.А. Стафеев. Обогащение железной руды с применением технологии магнитной гидросепарации [Текст] // Горный журнал. – 2012. – № 4. – С. 56-61.
 37. Толочко А.И., Славин В.И., Супрун Ю.М., Хайрутдинов Р.М. Утилизация пылей и шламов в черной металлургии. Челябинск:Металлургия. 1990. – 152 с.
 38. Филенко В.В., Тырышкина С.Н., Иванченко В.В., Евтехов В.Д., Нестеренко Т.П., Ковальчук Л.Н. Состав и обогатимость металлургических шламов комбината «Криворожсталь» [Текст] // Геолого-мінералогічний вісник. – 2005. – № 2. – С. 109-112.
 39. Потураев В.Н., Надутый В.П., Челышкина В.В. Новая технология совместного обогащения магнетитовых и окисленных железных руд на базе процессов магнитной гидросепарации [Текст] // Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 42-44.
 40. Сидоренков А.П., Обухов В.А., Волкович Ю.А., Смирнов Д.А., Тесля А.С. Техничко-технологическое перевооружение действующих

мощностей обогатительного комплекса [Текст] // Горный журнал. – 2007. – № 9. – С. 50-53.

41. Вторичные материальные ресурсы черной металлургии: в 2-х т. Т.2: Шлаки, шламы, отходы обогащения железных и марганцевых рудж, отходы коксохимической промышленности, железный купорос. Справочник / В.Г. Барышников, А.М. Горелов, Г.И. Папков и др. – М.: Экономика. - 1986.— 344 с.
42. Кармазин В.В. Совершенствование технологии обогащения магнетитовых кварцитов на основе сепараторов с бегущим магнитным полем [Текст] // Горный журнал. – 2006. – № 6. – С. 46-51.
43. Абрамов А.А. Пути развития теории и совершенствования процессов обогащения полезных ископаемых [Текст] // Горный журнал. – 2006. – № 6. – С. 108-113.
44. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали [Текст]. – М. : Мир. – 2003. – 528 с.
45. Рябов Т. В. Переработка металлургических шлаков и их использование [Текст] / Т.В. Рябов //Новости черной металлургии за рубежом. – 2000. –№ 4.–С. 128-130.
46. Рябов Т. В. Состояние и перспективы утилизации металлургических шлаков [Текст] / Т. В. Рябов //Новости черной металлургии за рубежом. - 2004. – № 3. – С 75-76.
47. Голов Г. В. Развитие переработки отвальных шлаков на НТМК [Текст] / Г.В. Голов // Сталь. – 1995. – № 1. – С. 73.
48. Панфилов М.И. Металлургический завод без шлаковых отвалов [Текст] - М. : Металлургия, 1978. – 248 с.
49. Панфилов М.И., Школьник Я.Ш., Орининский Н.В., Коломиец В.А., Сорокин Ю.В., Грабеклис А.А. Переработка шлаков и безотходная технология в металлургии [Текст] – М.: Металлургия, 1987. – 238 с.

50. Корж А.Т. Организация подготовки железосодержащих отходов и использование их в производстве агломерата [Текст]/ А.Т Корж, Ю.Г. Гердий // Металл и литье Украины. – 1996. – № 9-10. – С. 38 - 41.
51. Дембицкий Ю.В. Технология использования в аглошихте частично подготовленных шламов металлургического производства [Текст]/ Ю.В. Дембицкий, Н.Т. Демура, В.П. Падалка // Металл и литье Украины. – 1997. – № 6-7. –С. 9- 13.
52. Иксанова, Е.И. Подготовка к использованию железосодержащих шламов и пылей за рубежом [Текст]/ Е.И. Иксанова // Черная металлургия: Бюл. НТИ. –1980. –№ 13. – С. 12-21
53. Мищенко М.И. Агломерация шихт с высоким содержанием шламов на фабриках Украины Текст. / М.И Мищенко, Н.С. Хлопонин [Текст] // Черная металлургия, бюл. НТИ. – 1998. – Вып. 11-12. – С. 16 - 19.
54. Савицкая Л.И. Использование железосодержащих отходов при окисковании руд. Информационный обзор. [Текст] // БНТИ Черная металлургия. – 1984. – 36 с.
55. Лисин В.С., Юсфин Ю.С. Ресурсо-экологические проблемы 21 века и металлургия. М.:Высшая школа. – 1998. – 447 с.
56. Повышение эффективности переработки сталеплавильных шлаков. Нестеров А. С., Якушев В. С., Гармаш Л. И., Институт черной металлургии Национальной академии наук Украины, Днепропетровск, Украина. Гуркин М. А., Кучин В. Ю., ОАО «Северсталь», Череповец, Вологодская обл., Россия <http://waste.ua/eco/2009/industrial-waste/steel/>
57. Голов Г.В., Ситников С.М., Калимулина Е.Г. Технология извлечения металла из отвальных шлаков [Текст] // Сталь. – 2001. – №10. – С. 83.
58. Кузовков А.Я., Голов Г.В., Ситников С.М. и др. Извлечение металла при переработке отвальных шлаков [Текст] // Металлург. – 2000. – №5. С.44.

59. Е.Н. Шумская, О.Ю. Поперечникова. Разработка эффективной технологии обогащения окисленных железистых кварцитов [Текст] // Горный журнал. – 2012. – № 11. – С. 52-55.
60. Полеховский Ю.С. Экономическая геология [Текст] / Ю.С. Полеховский, С.В. Петров. - СПб.: Изд-во СПбГУ. – 2004. – 100 с.
61. ГОСТ 25470-82 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Метод определения степени однородности по химическому и гранулометрическому составу».
62. ГОСТ 17495-80 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Методы отбора и подготовки проб для гранулометрического анализа».
63. ГОСТ 27562-87 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Определение гранулометрического состава методом ситового анализа».
64. Медико-биологическая оценка топливной смеси для металлургических процессов и ее отдельных компонентов: отчет о НИР / Страхов В.М., Волинкина Е.П. – Новокузнецк: Восточный научно-исследовательский углехимический институт. Кузнецкий филиал, 1991. – 66 с.
65. Волинкина Е.П. Медико-биологические исследования углей Кузбасса [Текст] / Е.П. Волинкина, В.М. Страхов, А.Ю. Столбоушкин // Кокс и химия. – 1998. – № 11-12. – С. 30-33.
66. Вегман Е.Ф. Металлургия чугуна / Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвиснев, Ю.С. Юсфин и др. – М.: ИКЦ «Академнига», 2004. – 774 с.
67. Обзор Международного института черной металлургии по железосодержащим отходам доменного и сталеплавильного производства // БНТИ «Черная металлургия». – 1995. - № 12. С. 36.
68. ГОСТ Р 52939-2008 Руды железные товарные необогащенные. Общие технические условия. Информационный указатель «Национальные стандарты». – М.: 2008. – 7 с.
69. Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Под ред. О.С. Богданова. – М.: Недра, 1983. – 381 с.

70. Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, А.А. Белецкий, А.А. Ширяев и др. Под ред. С.Ф. Шинкоренко. – М.: Недра, 1980. – 527 с.
71. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / Под ред. О.С. Богданова, Ю.Ф. Ненарокова. – М.: Недра, 1984. – 358 с.
72. Menil F. Systematic trends of ^{57}Fe Mössbauer isomer shifts in (FeOn) and (FeFn) polyhedra. Evidence of a new correlation between the isomer shift and the inductive effect of the competing bond T-X (- Fe) (where X is O or F and T element with a formal positive charge) // J. Phys. and Chem. Solids. 1985. Vol. 46. No 7. P. 763-789.
73. Калинин В.Т. Введение в магнитохимию. Метод статической магнитной восприимчивости в химии / В.Т. Калинин, Ю.В. Ракитин. – М.: Наука, 1980. – 302 с.
74. Методы минералогических исследований. Справочник / Под ред. А.И. Гинзбурга. – М.: Недра, 1985. – 480 с.
75. Технологические свойства минералов. Справочник / Под ред. В.В. Зуева. – М.: Теплоэнергетики, 2007. – 296 с.
76. Сырье для черной металлургии: Справочное издание: В 2-х т. Т.1. Сырьевая база и производство окискованного сырья (сырье, технологии, оборудование) / М.Г. Ладыгичев и др. – М.: Машиностроение, 2001. – 896 с.
77. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика / Под ред. О.С. Богданова, В.И. Ревнивцева. М.: Недра. –1983. – 376 с.
78. Юрьев, Б. П. Исследование кинетики диссоциации бакальских сидеритовых руд [Текст] / Б. П. Юрьев, С. Г. Меламуд, Н. А. Спирин // Известия вузов. Черная металлургия. - 2012. - № 10. - С. 12-14.
79. Технология восстановительного обжига сырой и обожженной сидеритовой руды для получения вюститного продукта [Текст] / С. Г. Меламуд [и др.] // Сталь. - 2013. - № 2. - С. 8-11.

80. Юрьев, Б. П. Влияние состава сидеритовой руды, конструктивных и режимных факторов на показатели работы шахтных печей [Текст] / Б. П. Юрьев, В. А. Гольцев // Сталь. - 2013. - № 4. - С. 6-10.
81. Юрьев, Б. П. Изучение влияния режимных параметров и физико-химических процессов при обжиге в шахтной печи сидеритовой руды на ее металлургические свойства [Текст] / Б. П. Юрьев, В. А. Гольцев // Сталь. - 2013. - № 6. - С. 6-12.
82. Использование концентрата обожженной сидеритовой руды при производстве магнезиального агломерата [Текст] / С. Г. Меламуд [и др.] // Сталь. - 2013. - № 7. - С. 2-7.
83. Использование концентрата обожженной сидеритовой руды в доменных печах [Текст] / С. А. Загайнов [и др.] // Сталь. - 2014. - № 6. - С. 4-6.
84. Справочник физических констант горных пород [Текст] / Под ред. Г.Д. Афанасьева, Б.П. Беликова, М.П. Воларовича. – М.: Мир. – 1969. – 543 с.
85. Ахназарова С.Л., Кафаров В.В. Оптимизация эксперимента в химии и химической технологии [Текст] / С.Л. Ахназарова, В.В. Кафаров. – М.: Высшая школа. – 1985. – 327 с.
86. Столбоушкин А.Ю. Разработка и использование автоматизированной программы математической обработки результатов эксперимента [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, В.Н. Зоря // Новые строительные технологии 2005 / Сборн. научн. трудов СибГИУ. – Новокузнецк. – 2005. – С. 200-209.
87. Румшинский Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента [Текст] / Л.З. Румшинский. – М.: Наука. – 1971. – 192 с.
88. Демидович Б.П. Численные методы анализа: приближение функций, дифференциальные и интегральные уравнения [Текст] / Б.П. Демидович, И.А. Марон, Э.З. Шувалова. – М.: Наука. – 1976. – 368 с.

89. Гутер Р.С. Элементы численного анализа и математической обработки результатов опыта [Текст] / Р.С. Гутер, Б.В. Овчинский. – М.: Наука. – 1970. – 432 с.
90. Попильский Р.Я., Пивинский Ю.Е. Прессование порошковых керамических масс. М.: Металлургия, 1983. – С. 16-17.
91. Столбоушкин А.Ю., Сайбулатов С.Ж., Стороженко Г.И. Технологическая оценка шламистой части отходов обогащения железных руд АОАФ как сырья для промышленности керамических строительных материалов [Текст] // Комплексное использование минерального сырья. – 1992. – № 10. – С. 67-72.
92. Котляр В.Д., Братский Д.И. Вещественный состав и дообжиговые керамические свойства глинистых опок [Текст] // Инженерный вестник Дона. – 2010. – № 4. – С. 47-59.
93. Витюшин В.М., Трофимов В.А. Сравнительная оценка механических усилий в процессе прессования и окатывания тонкозернистых материалов // Известия Томского политехнического института. – 1971. – № 4. – С. 136-138.
94. Столбоушкин А.Ю., Иванов А.И., Стороженко Г.И., Уразов С.И. Получение морозостойкого керамического кирпича полусухого прессования из промышленных отходов [Текст] // Строительные материалы. – 2011. – № 12. – С. 4-7.
95. Волынкина Е.П. Исследование закономерностей формирования техногенного месторождения на территории шламонакопителя ОАО "ЗСМК" / Е.П. Волынкина // Вестник Российской Академии Естественных Наук. Тематический номер : Проблемы развития металлургии в . – 2006. – Т.6, № 3. – С. 86-93.
96. Волынкина Е.П. Исследование обогащения отходов, накопленных в шламохранилище ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», методом магнитной сепарации / Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря, А.Е. Аникин, Е.П. Волынкина, А.Н. Федякина // Управление отходами – основа восстановления

- экологического равновесия промышленных регионов России: сб. докладов четвёртой международной научно-практической конференции, 23-25 октября 2012 г. – Новокузнецк: СибГИУ. – 2012. – С. 190-198.
97. Волынкина Е.П. Исследование способов разделения и обогащения отходов шламонакопителя ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» гравитационным методом / Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря // Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия промышленных регионов России: сб. докладов четвёртой международной научно-практической конференции, 23-25 октября 2012 г. – Новокузнецк: СибГИУ. – 2012. – С. 168-175.
98. Волынкина Е.П. Исследование способов обогащения отходов шламонакопителя ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» [Текст] / Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря // Известия вузов. Черная металлургия. - 2012. – № 4. – С. 60-64.
99. Столбоушкин А.Ю. Особенности грануляции техногенного и природного сырья для получения стеновой керамики [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, А.И. Иванов, В.Н. Зоря, Г.И. Стороженко, С.В. Дружинин // Строительные материалы. – 2012. – № 5. – с. 85-89.
100. Волынкина Е.П. Оценка металлургической ценности конвертерного шлака [Текст] / Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря // Известия вузов. Черная металлургия. – 2013. – № 10. – с. 60-64.
101. Столбоушкин А.Ю. Влияние добавки ванадиевого шлака на процессы структурообразования стеновой керамики из техногенного сырья [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Бердов, В.Н. Зоря, О.А. Столбоушкина, А.А. Пермяков // Строительные материалы. – 2014. – № 3. – с. 1-6.
102. Stolboushkin A.U. SEM investigation of the structure of ceramic matrix composite produced from iron-ore waste / A.U. Stolboushkin, V.N. Zorya,

O.A. Stolboushkina // Advanced Materials Research. Vol. 831 (2014), pp. 36-39. Trans Tech Publications, Switzerland.

103. Столбоушкин А.Ю. Разработка и использование автоматизированной программы математической обработки результатов эксперимента [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, В.Н. Зоря // Новые строительные технологии 2005: Сборник научных трудов, Новокузнецк:ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», 2005. – С.200-209.
104. Зоря В.Н. Развитие методологии экологического аудита шламов гидроотвала ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» и его специфика / В.Н. Зоря, В.Н. Извеков, А.Ю. Федорчук, А.Ю. Столбоушкин // Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе: сб. докладов третьей международной научно-практической конференции, 20-22 октября 2010г. – Новокузнецк: СибГИУ. – 2010. – С. 149-155.
105. Зоря В.Н. Развитие методологии экологического аудита шламов гидроотвала ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» и его специфика [Текст] / В.Н. Зоря, В.Н. Извеков, А.Ю. Федорчук, А.Ю. Столбоушкин // Охрана окружающей среды и природопользование. – 2010. - № 4. – С. 62-65.
106. Федорчук Ю.М. Гидроотвал ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат: анализ отходов и источников их образования / Ю.М. Федорчук, В.Н. Извеков, Т.С. Цыганкова, В.Н. Зоря // Сотрудничество для решения проблемы отходов: сб. тезисов докладов 8-й Международной конференции, 23-24 февраля 2011г. – Харьков, Украина. – 2011. – С. 27-29.
107. Пазгалова А.В. Исследование обогащения отходов шламонакопителя ЗСМК методом мокрой магнитной сепарации / А.В. Пазгалова, В.Н. Зоря, Е.П. Волынкина // Международный молодежный экологический форум, 8-10 октября 2013. - Кемерово.- С. 333-336.

108. Столбоушкин А.Ю. Исследование структуры керамического матричного композита из железорудных отходов методом растровой электронной микроскопии / А.Ю. Столбоушкин, В.Н. Зоря // Инновационные разработки и новые технологии в строительном материаловедении: сб. научных трудов Международной научно-практической конференции, 29-30 января 2014 – Новосибирск. – 2014. – С. 94-99.
109. Столбоушкин А.Ю. Сырьевая смесь для изготовления стеновых керамических изделий / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Стороженко, Г.И. Бердов и др. // Патент № 2 487 844 РФ, МПК C04B 33/132 (2006.01). - № 2012104942/03; заявл. 13.02.2012; опубл. 20.07.2013, Бюл. № 20.
110. Столбоушкин А.Ю. Особенности поровой структуры стеновых керамических материалов на основе углеотходов [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, А.А. Иванов, С.В. Дружинин и др. // Строительные материалы. – 2014. – С.46-51.
111. Столбоушкин А.Ю. Ресурсосберегающая комплексная переработка минерального техногенного сырья в производстве строительных материалов [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Бердов // Известия высших учебных заведений. Строительство. – 2011. – № 1. – С. 46-53.
112. Столбоушкин А.Ю. Отходы углеобогащения как сырьевая и энергетическая база заводов керамических стеновых материалов [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Стороженко // Строительные материалы. – 2011. – № 4. – С. 43-46.
113. Патент № 2232735 С1 Российская Федерация, МПК С 04 В 33/00. Сырьевая смесь для изготовления керамических изделий / А.Ю. Столбоушкин, Н.Г. Романова, В.Ф. Панова; опубл. 20.07.2004, Бюл. № 20.
114. Metallurgical technologies of processing of technogenic deposits, industrial and domestic waste: monograph / S.N.

Кузнецов, Е.П. Волынкина, Е.В. Протопопов, В.Н. Зоря. –
Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2015. – 17 у.-и.л.



Рисунок А.1 -План-схема шламонакопителя ЗСМК



Рисунок Б.1 - Общий вид шламонакопителя ЗСМК



а)



б)



в)



г)

а) выпуски ЗС ТЭЦ в районе ПК52 (зола от сжигания угля);
 б) выпуски БНС в районе ПК11 (железошламы); в) выпуски ОНС в районе
 ПК34 (отходы углеобогащения); г) дамба шламонакопителя (конвертерные
 шлаки)

Рисунок Б.2 – Места сброса и размещения отходов

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Структура и динамика поступивших в шламонакопитель ЗСМК отходов по основным группам за период с 2001 по 2012гг., тыс.т/год

Наименование отхода	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	Всего	%
Отходы углеобогащения														
Отходы углеобогащения УОЦ КХП	1298,2	1092,12	1306,11	1402,02	1586,95	1141,44	1271,18	1323,59	1257,34	1439,07	1079,13	922,48	15119,63	69,48
Отходы углеобогащения ЦОФ «Кузнецкая»	148,25	101,84	103,56	91,56	62,48	65,44	0	74,82	63,73	49,3	33,97	32,22	827,17	3,8
Флотохвосты ЦОФ «Кузнецкая»	216,04	90,89	71,99	49,39	43,01	44,14	105,59	30,16	52,37	43,14	36,37	28,19	811,28	3,73
Итого	1662,49	1284,85	1481,66	1542,97	1692,44	1251,02	1376,77	1428,57	1373,44	1531,51	1149,47	982,89	16758,08	77,01
Отходы от сжигания угля														
Зола и шлак ЗС ТЭЦ	365,25	397,51	314,99	291,6	327,95	348,75	368,77	335,74	349,62	285,21	232,9	228,17	3846,46	17,68
Зола и шлак ПВС	45,92	42,12	33,64	37,73	39,89	34,43	31,41	21,97	23,63	38,31	35,65	30,65	415,35	1,91
Итого	411,17	439,63	348,63	329,33	367,84	383,18	400,18	357,71	373,25	323,52	268,55	258,82	4261,81	19,59
Железошламы														
Шламы газоочисток ККЦ-1,2	18,99	26,03	35,44	30,41	22,14	28,5	26,69	36,17	24,34	26,37	25,64	21,09	321,81	1,48
Шламы газоочисток доменного цеха	13,54	16,34	14,9	17,8	28,19	16,9	16,01	17,96	27,14	26,73	24,35	23,24	243,1	1,12
Шламы газоочисток литейного цеха	3,28	2,42	1,71	1,8	1,91	2,07	2,11	2,21	2,21	3,57	3,48	2,38	29,15	0,13
Шламы газоочисток цеха изложниц	18,89	15,76	11,92	14,21	12,75	14,54	12,08	10,56	9,98	9,11	8,5	8,44	146,74	0,67
Итого	54,7	60,55	63,97	64,22	64,99	62,01	56,89	66,9	63,67	65,78	61,97	55,15	740,8	3,4
ВСЕГО	2128,36	1785,03	1894,26	1936,52	2125,27	1696,21	1833,84	1853,18	1810,36	1920,81	1479,99	1296,86	21760,69	100

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Количество металлургического шлака, уложенного в дамбу шламонакопителя за период с 2001 по 2012 гг., тыс.т/год (тыс.м³/год)

Вид шлака	Объем шлака (по годам), тыс. т/год (тыс. м ³ /год)												
	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	всего
домен- ный	194 (149)	465 (358)	618 (475)	664 (510)	431 (332)	0 (0)	0 (0)	0 (0)	0 (0)	0 (0)	0 (0)	0 (0)	2371 (1824)
конвер- терный	560 (431)	461 (355)	515 (396)	489 (376)	528 (406)	786 (605)	651 (501)	733 (564)	332 (255)	848 (653)	916 (704)	917 (705)	3494 (4542)
Всего	754 (580)	926 (713)	1133 (871)	1153 (886)	959 (738)	786 (605)	651 (501)	733 (564)	332 (255)	848 (653)	916 (704)	917 (705)	5865 (6366)

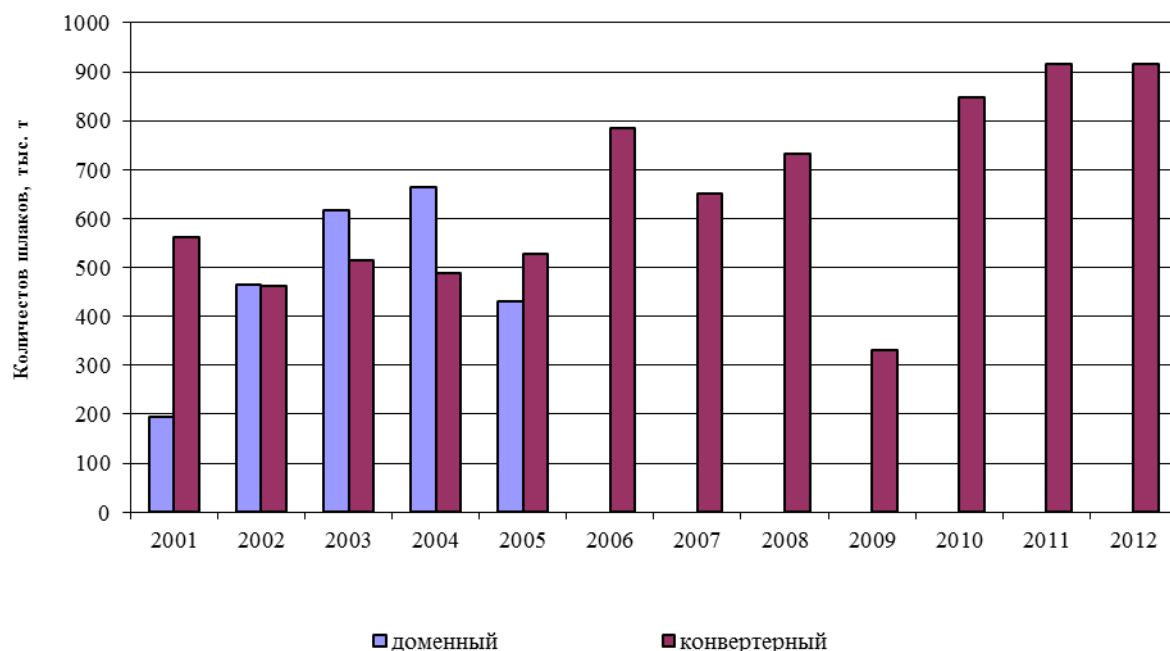
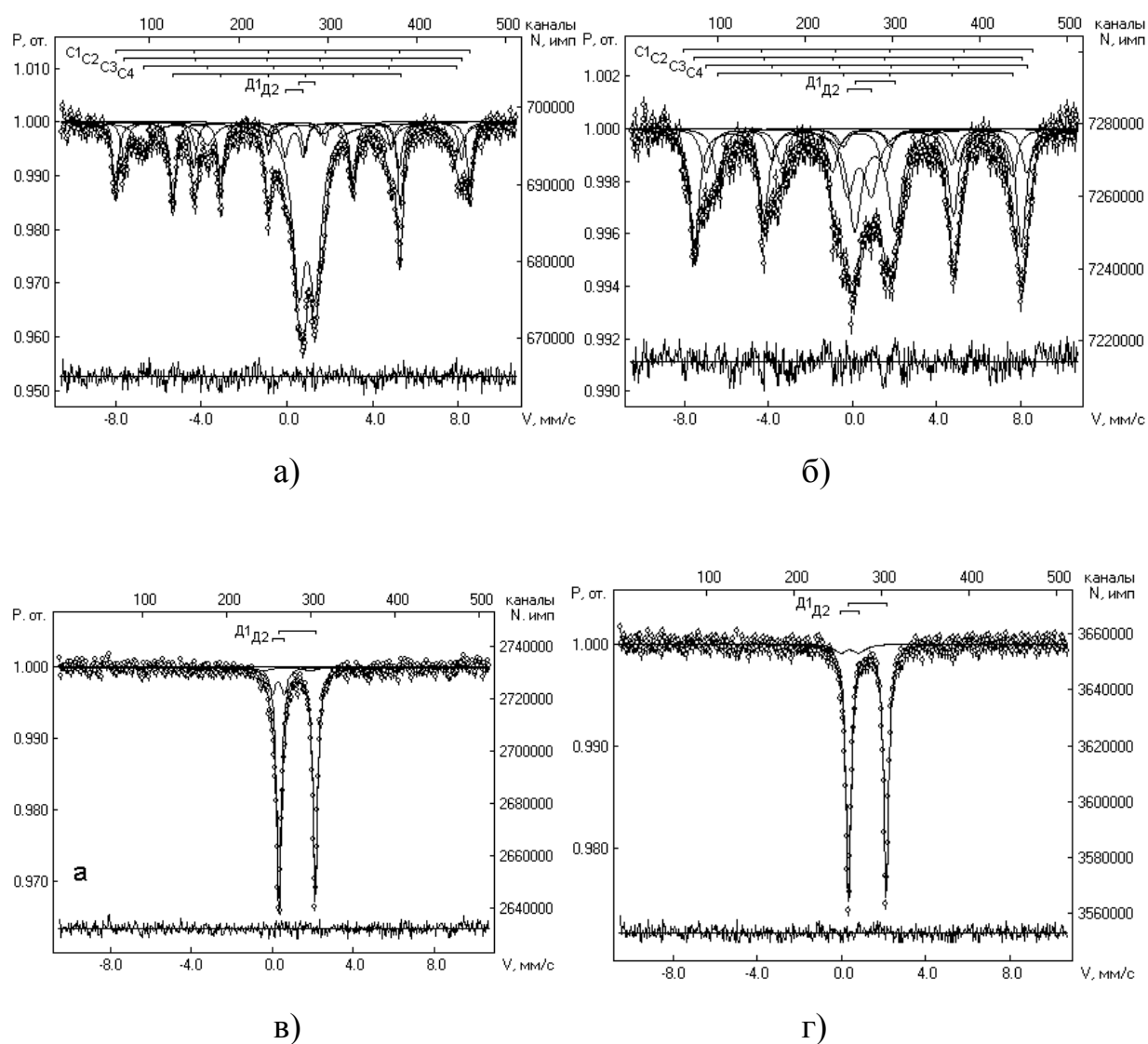


Рисунок Г.1 – Динамика поступления в шламонакопитель шлака в период с 2001 по 2012гг.

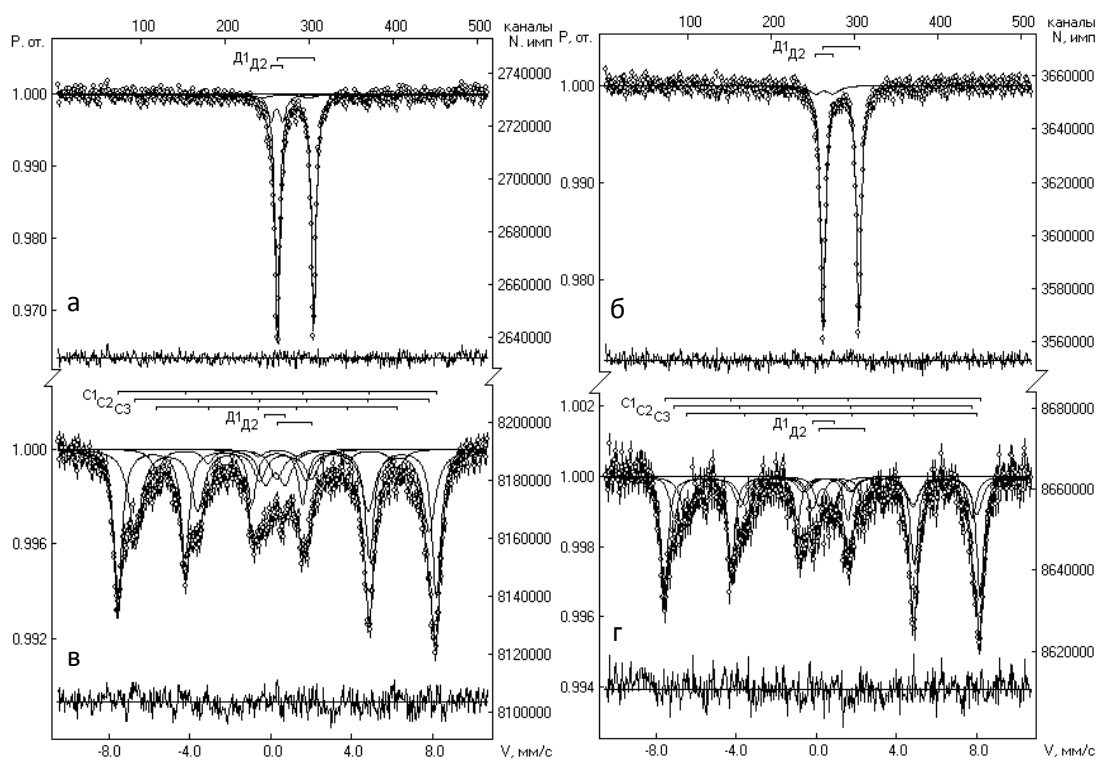
Характеристика отходов, складироваемых в шламонакопителе ЗСМК

Наименование отхода	Краткая характеристика образования	Компонентный и химический состав отходов, %
Отходы переработки угля		
Отходы от сжигания угля		
Шлам (зола и шлак) Западно–сибирской ТЭЦ	Образуются при сжигании пылеугольного топлива зола и шлак улавливаются системой мокрого золо– и шлакоудаления, а затем тремя нитками пульпопровода напрямую доставляются к шламонакопителю	SiO ₂ –56; Al ₂ O ₃ –19; Fe ₂ O ₃ – 16; S ~ 0,01; CaO– 3; MgO ~ 0,7; MnO ~ 0,2; п.п.п. – 0–2
Шлам (зола и шлак) ПВС	Шлам от системы мокрого золо- и шлакоудаления по шламопроводам направляется в шламонакопитель через БНС	
Отходы углеобогащения		
Отходы углеобогащения ЦОФ «Кузнецкая»	Образующиеся в процессе обогащения угля хвосты флотации доставляются в шламонакопитель напрямую двумя пульповодами	SiO ₂ – 20–60; Al ₂ O ₃ ~ 4–18; С – 8,8; CaO– 2–4; Fe ₂ O ₃ – 4–5;MgO ~ 0,8–1,7; MnO ~ 0,2; S ~ 0,4; P ₂ O ₅ ~ 0,07; п.п.п. – 10–30
Порода и хвосты УОЦ КХП	На обогащение поступают рядовые коксовые угли. После грохочения образуется крупный уголь (150–25 мм) и мелкий уголь (25–0 мм). При обогащении крупного угля порода дробится и отправляется в систему гидрошламоудаления. При обогащении мелкого угля порода направляется в систему гидрошламоудаления ковшовыми элеваторами. Порода направляются в шламолнакопитель через систему ПНС №№1,2,3. Полученный после флотации концентрат обезвоживается, а хвосты флотации направляются в шламонакопитель напрямую двумя пульповодами	
Железосодержание отходы		
Шлам газоочистки литейного цеха	Пыль, образующаяся при плавке в электропечах, очищается в установках мокрого типа. Шлам газоочистки направляется в шламонакопитель через БНС.	Fe _{общ} –23–39;SiO ₂ – 2–8;CaO– 0,8–3; MnO ~ 0,3; Al ₂ O ₃ ~ 8; S – 0,5–1,2
Шлам газоочисток доменного цеха	Доменный газ проходит мокрую очистку в скрубберах. Сточные воды из скрубберов направляются на очистку и затем в оборотный цикл, а сгущенный шлам фракцией <0,63мм по системе шламопроводов – в шламонакопитель через багерную насосную станцию (БНС)	Fe _{общ} – 30–65; Fe ₂ O ₃ – 30–60; FeO ~ 10–20; SiO ₂ ~ 1–6; CaO ~ 4; MnO– 0,2–0,4; Al ₂ O ₃ ~ 3;MgO ~ 2; Zn– 0,7–2,0;S– 0,2–0,5; С– 9–20
Шлам газоочистки конвертерного производства	Перед выбросом в атмосферу конвертерный газ проходит мокрую очистку. Сточные воды газоочистки подаются в оборотный цикл, сгущенный шлам по шламопроводу направляется на шламонакопитель через БНС	
Шлам газоочистки цеха изложниц	Запыленный воздух цеха изложниц локализуется и очищается в установках мокрого типа. Шлам газоочисток по системе шламопроводов направляется в шламонакопитель через систему ПНС – 1, 2	SiO ₂ – 30–40; Al ₂ O ₃ ~ 9; CaO– 0,5–4,5; Fe ₂ O ₃ – 1,3; FeO ~ 0,6; MgO ~ 0,4; MnO – 0,04; P ₂ O ₅ ~ 0,03; п.п.п. – 1–10
Конвертерный шлак	Конвертерный в жидком виде сливают в шлаковые ковши шлаковозов и вывозят на шлаковый двор, а затем на отсыпку дамб шламонакопителя автотранспортом	Fe _{общ} – 20–35; SiO ₂ – 18,0; CaO– 52,0; MnO – 8,0; Al ₂ O ₃ – 3,0



а - железосодержащий шлам (проба ПК11); б – зола от сжигания угля (проба ПК52); в – отходы углеобогащения (проба ПК34, 0-1 мм); г – отходы углеобогащения (ПК34, 1-3 мм)

Рисунок Е.1 - Мёссбауэровские спектры отходов



а и б – исходные пробы крупностью 0-1 и 1-3 мм; в и г – прокаленные пробы крупностью 0-1 и 1-3 мм

Рисунок Е.2 - Мёссбауэровские спектры отходов обогащения углей (ПК34) до и после прокаливания

ПРИЛОЖЕНИЕ Ж

Условия проведения полного факторного эксперимента в натуральном
масштабе

Независимые факторы	Z_1	Z_2	Z_3
Основной уровень, Z_j^0	1,4	6,25	1,5
Интервал варьирования, ΔZ_j	1,0	3,75	0,5
+1	0,4	10	2
-1	2,4	2,5	1

Матрица планирования эксперимента в безразмерной системе координат

№ опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	x_1x_2	x_2x_3	x_1x_3	y_i (выход концентрата), %	\hat{y}_i
1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	43	42,5
2	+1	+1	+1	-1	+1	+1	-1	46	46,5
3	+1	+1	-1	+1	-1	+1	+1	40	41,1
4	+1	+1	-1	-1	-1	+1	-1	28	27,6
5	+1	-1	+1	+1	-1	-1	-1	41	41,5
6	+1	-1	+1	-1	-1	-1	+1	47	47
7	+1	-1	-1	+1	+1	-1	-1	40	40,5
8	+1	-1	-1	-1	+1	-1	+1	38	38

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Результаты математической обработки экспериментальных данных по выходу
концентрата

Отходы углеобогащения (ПК34)

№№ пп	Выход концентрата, %	Выход концентрата, %				
		1	2,5	5	7,5	10
1	Экспериментальные данные	31,4	38,1	39,6	42,7	46,6
2	Приближение 1-го порядка	33,438	35,667	39,383	43,098	46,814
3	Приближение 2-го порядка	32,748	35,809	40,165	43,591	46,087
4	Приближение 3-го порядка	31,778	37,157	40,660	42,047	46,757
5	Приближение 4-го порядка	31,400	38,100	39,600	42,700	46,600
6	Приближение 5-го порядка	—	—	—	—	—
7	Приближение 6-го порядка	—	—	—	—	—

Зола от сжигания угля (ПК52)

№№ пп	Выход концентрата, %	Выход концентрата, %				
		1	2,5	5	7,5	10
1	Экспериментальные данные	60,3	68,3	78,5	76,8	90,6
2	Приближение 1-го порядка	62,438	66,889	74,307	81,724	89,142
3	Приближение 2-го порядка	61,899	66,999	74,918	82,109	88,574
4	Приближение 3-го порядка	59,467	70,380	76,160	78,240	90,253
5	Приближение 4-го порядка	60,300	68,300	78,500	76,800	90,600
6	Приближение 5-го порядка	—	—	—	—	—
7	Приближение 6-го порядка	—	—	—	—	—

Железосодержащие шламы (ПК11)

№№ пп	Выход концентрата, %	Выход концентрата, %				
		1	2,5	5	7,5	10
1	Экспериментальные данные	70,8	81,7	88,7	92,7	93,9
2	Приближение 1-го порядка	75,455	79,064	85,079	91,094	97,109
3	Приближение 2-го порядка	71,954	79,783	89,051	93,596	93,417
4	Приближение 3-го порядка	71,083	80,993	89,495	92,210	94,018
5	Приближение 4-го порядка	70,800	81,700	88,700	92,700	93,900
6	Приближение 5-го порядка	—	—	—	—	—
7	Приближение 6-го порядка	—	—	—	—	—

Гранулометрический состав конвертерного шлака

Наименование и номер пробы	Содержание, % по фракциям, мм										
	0-3	3-5	5-10	0-10	10-25	25-40	10-40	40-100	+100	+150*	+40
Шлак ККЦ-1 (среднее)	15,0	7,2	17,4	39,6	25,5	12,4	37,9	11,9	3,1	7,5	22,5
№ 1	20,2	7,3	17,9	45,4	16,4	5,9	22,3	15,1	6,4	10,8	32,3
№ 2	14,3	6,8	16,9	38,0	24,5	12,8	37,3	12,4	7,2	5,1	24,7
№ 3	9,7	4,5	12,5	26,7	34,1	20,8	54,9	10,2	0	8,2	18,4
№ 4	11,2	5,1	13,0	29,3	33,4	19,9	53,3	12,0	0	5,4	17,4
№ 5	21,5	11,4	26,0	58,9	21,5	4,4	25,9	7,1	3,7	4,4	15,2
№ 6	11,7	8,1	17,9	37,7	25,6	12,3	37,9	12,9	1,3	10,2	24,4
Интервал колебаний (max-min)	11,8	6,9	13,5	32,2	17,3	16,4	32,6	8,0	7,2	6,4	17,1
Шлак ККЦ-2 (среднее)	21,1	4,9	12,0	38,0	18,0	10,2	28,2	17,7	2,2	13,9	33,8
№ 1	25,0	2,1	10,9	38,0	17,2	10,8	28,0	21,8	0,7	11,5	34,0
№ 2	25,1	6,2	12,8	44,1	17,0	10,2	27,2	15,4	0	13,3	28,7
№ 3	10,7	4,6	13,7	29,0	22,1	12,8	34,9	20,5	1,8	13,8	36,1
№ 4	21,9	4,9	11,8	38,6	18,5	9,5	28,0	14,3	1,0	18,1	33,4
№ 5	7,7	3,5	7,6	18,6	15,1	11,2	26,3	21,0	3,9	30,0	54,9
№ 6	29,5	7,6	15,3	52,4	17,1	6,8	25,9	10,3	8,2	5,2	23,7
№ 7	28,5	6,2	13,0	47,7	18,4	9,2	27,6	18,9	0	5,8	24,7
Интервал колебаний (max-min)	21,8	5,5	7,7	33,8	7,0	6,0	7,7	11,5	8,2	24,8	31,2
Средневзвешенные значения	19,0	5,7	13,9	38,6	20,6	10,9	31,5	15,7	2,5	11,7	29,9
Шлак разливки ККЦ-1	27,2	8,1	14,7	50,0	16,1	8,5	24,6	12,1	9,4	3,9	25,6
Шлак разливки ККЦ-2	8,9	4,0	9,7	22,6	20,5	12,3	32,8	20,6	11,5	12,5	44,6

* По результатам замера размеров крупных кусков с последующим пересчетом на массу

ПРИЛОЖЕНИЕ К

Химический состав конвертерного шлака

Материал	Фракции, мм	Содержание, %														
		Fe _{окс}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	V ₂ O ₅	S	P ₂ O ₅	Na ₂ O	K ₂ O	ZnO
Шлак ККЦ-1, заводской контроль (пределы/среднее)		9,3-19,7/ 13,87	12,0-25,3/ 17,83 (в пересчете на FeO)		15,3-20,5/ 17,52	42,6-50,0/ 46,74	1,5-4,6/ 2,96	2,0-3,4/ 2,49	5,5 - 8,0/ 6,97	-	-	0,06-0,1/ 0,08	-	-	-	-
Шлак ККЦ-1 шлакового поля	0-3	9,50	5,04	7,97	16,80	53,00	6,90	2,90	6,00	0,60	0,70	0,10	1,30	0,40	0,30	<0,001
	3-5	13,79	9,75	8,86	17,90	49,30	4,70	2,90	6,00	0,70	0,40	0,10	1,30	0,40	0,30	<0,001
	5-10	14,92	10,80	9,31	18,00	48,00	4,20	3,10	6,70	0,50	0,50	0,09	1,30	0,40	0,30	<0,001
	0-10	12,66	8,43	8,72	17,53	50,13	5,31	2,99	6,31	0,6	0,6	0,10	1,3	0,40	0,30	<0,001
	10-25	16,01	12,58	8,89	17,50	47,30	4,20	2,90	6,20	0,50	0,40	0,10	1,60	0,40	0,30	<0,001
	25-40	17,02	13,57	9,23	16,90	47,20	3,60	2,60	6,40	0,50	0,40	0,10	1,50	0,40	0,20	<0,001
	10-40	16,34	12,90	9,00	17,30	47,27	4,00	2,80	6,27	0,5	0,4	0,10	1,6	0,4	0,3	<0,001
	40-100	15,09	13,82	6,20	17,20	49,40	2,60	2,50	6,90	0,40	0,70	0,08	1,10	0,40	0,20	<0,001
	+100	18,4	22,30	1,50	25,00	40,90	2,30	2,50	3,50	0,50	0,50	0,07	1,50	0,40	0,20	<0,001
	+40	16,65	17,82	3,99	20,87	45,40	2,46	2,50	5,30	0,5	0,60	0,08	1,30	0,40	0,20	<0,001
	Средне взвеш	14,95	12,24	7,76	18,20	47,98	4,17	2,80	6,06	0,50	0,60	0,09	1,40	0,40	0,27	<0,001
Шлак ККЦ-1 разливки	0-3	6,01	5,78	2,16	19,94	54,20	7,24	3,42	6,64	0,63	0,26	0,27	0,80	-	-	-
	3-5	9,38	11,00	1,17	18,70	52,40	5,44	3,09	7,08	0,73	0,39	0,13	1,17	-	-	-
	5-10	12,07	14,77	0,83	18,46	50,50	4,37	2,91	7,44	0,79	0,46	0,11	1,36	-	-	-
	0-10	8,34	9,27	1,61	19,30	52,82	6,10	3,22	6,95	0,69	0,34	0,20	1,02	-	-	-
	10-25	13,79	17,12	0,67	17,30	47,20	8,57	2,66	6,96	0,76	0,44	0,10	1,34	-	-	-
	25-40	17,90	22,76	0,28	16,27	47,50	3,02	2,23	9,80	0,84	0,55	0,10	1,69	-	-	-
	10-40	15,21	19,07	0,54	16,94	47,30	6,65	2,51	7,94	0,79	0,48	0,10	1,46	-	-	-
	40-100	14,76	18,99	0,00	17,04	49,20	2,37	2,54	6,62	0,81	0,52	0,11	1,69	-	-	-
	+100	18,36	23,52	0,09	17,08	44,40	2,39	2,24	8,60	0,86	0,58	0,13	1,52	-	-	-
	+40	16,65	21,36	0,05	17,06	46,69	2,38	2,38	7,66	0,84	0,55	0,12	1,60	-	-	-

Продолжение таблицы

Материал	Фрак- ции, мм	Содержание, %														
		Fe _{окс}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	V ₂ O ₅	S	P ₂ O ₅	Na ₂ O	K ₂ O	ZnO
	Средне взвеш	12,14	14,75	0,95	18,20	49,91	5,29	2,90	7,37	0,75	0,43	0,16	1,28	-	-	-
Шлак ККЦ-2, заводской контроль (пределы/ среднее)	-	13,2- 23,3/ 17,53	17,0-30,0/ 22,53 (в пересчете на FeO)		13,0- 21,8/ 16,54	44,6- 52,0/ 48,84	2,2- 5,0/ 3,30	1,5- 4,2/ 2,18	4,2- 7,8/ 5,75	0,3- 0,8/ 0,54	0,2- 0,7/ 0,40	0,10	1,3- 2,2/ 1,72	-	-	-
Шлак ККЦ-2 шлакового поля	0-3	9,3	6,14	6,46	25,6	42,8	7,3	5,1	4,8	0,5	0,4	0,13	1,3	0,5	0,5	<0,001
	3-5	16,88	11,58	11,24	21,0	43,0	4,9	4,2	4,5	0,5	0,6	0,11	1,5	0,5	0,4	<0,001
	5-10	17,49	14,03	9,39	20,0	43,5	5,1	3,8	4,1	0,6	0,4	0,10	1,6	0,5	0,3	<0,001
	0-10	12,86	9,33	8,00	23,24	43,05	6,30	4,57	4,54	0,5	0,5	0,12	1,4	-	-	-
	10-25	15,73	19,98	0,27	18,69	46,7	2,79	3,06	5,17	0,79	0,53	0,12	1,88	-	-	-
	25-40	12,87	16,01	0,59	25,81	43,1	2,07	6,03	5,36	0,86	0,48	0,09	1,72	-	-	-
	10-40	14,70	18,54	0,39	21,27	45,40	2,53	4,13	5,24	0,82	0,51	0,11	1,82	-	-	-
	40-100	16,30	20,21	0,82	16,34	48,9	2,68	2,55	5,17	0,82	0,65	0,15	2,10	-	-	-
	+100	20,10	24,91	1,03	17,88	45,4	1,40	1,92	5,40	0,74	0,49	0,12	2,19	-	-	-
	+40	18,11	22,45	0,92	17,07	47,23	2,07	2,25	5,28	0,78	0,57	0,14	2,14	-	-	-
	Средне взвеш	15,15	16,36	3,46	20,60	45,13	3,81	3,66	4,99	0,68	0,53	0,12	1,77	-	-	-
Шлак ККЦ-2 разливки	0-3	6,52	7,19	1,32	28,21	41,9	4,07	5,62	11,22	0,85	0,33	0,09	0,8	-	-	-
	3-5	7,95	9,94	0,31	28,13	40,8	3,66	5,73	11,78	0,85	0,35	0,09	0,87	-	-	-
	5-10	10,01	12,09	0,86	28,57	41,2	2,49	5,98	11,16	0,87	0,41	0,09	1,09	-	-	-
	0-10	8,27	9,78	0,94	28,35	41,40	3,32	5,79	11,29	0,86	0,37	0,09	0,94	-	-	-
	10-25	11,50	14,29	0,55	25,26	43,0	3,29	4,76	9,62	0,86	0,48	0,09	1,40	-	-	-
	25-40	12,70	15,38	1,05	22,17	46,0	2,46	4,36	7,97	0,81	0,47	0,12	1,67	-	-	-
	10-40	11,95	14,70	0,74	24,10	44,13	2,98	4,61	9,00	0,84	0,48	0,10	1,50	-	-	-
	40-100	13,39	16,13	1,20	24,09	44,7	2,25	4,91	8,45	0,78	0,40	0,13	1,46	-	-	-
	+100	14,64	18,70	0,13	23,46	46,6	2,16	2,77	5,71	1,16	0,72	0,10	1,78	-	-	-
	+40	14,06	17,51	0,62	23,75	45,72	2,20	3,76	6,98	0,98	0,57	0,11	1,63	-	-	-
	Средне взвеш	12,06	14,84	0,73	24,91	44,22	2,71	4,50	8,62	0,91	0,49	0,10	1,43	-	-	-

**Результаты лабораторных исследований по извлечению магнитного продукта
из шлака (в скобках приведено содержание Fe_{мет})**

Материал		Содержание магнитного продукта, %, по фракциям, мм										
		0-3	3-5	5-10	0-10	10-25	25-40	10-40	40-100	+100	+40	Ср.
Шлак ККЦ-1	Исх.	84,9	83,8	67,5	77,0	35,1	4,9	25,2	12,0	15,1	13,4	43,1
	Дробл. до 15 мм	-	-	-	-	-	17,4	29,3	27,7	21,8	25,0	47,3
	Дробл. до 2 мм	-	86,4 (2,7)	78,2 (2,7)	82,1	58,3 (1,6)	35,9 (0,8)	50,9	19,0 (3,3)	66,0 (5,8)	41,1	61,0
Шлак ККЦ-2	Исх.	89,6	84,0	59,6	79,3	14,5	15,8	15,0	18,3	-	18,3	40,5
	Дробл. до 15 мм	-	-	-	-	-	43,6	25,0	42,0	35,9	39,1	50,3
	Дробл. до 2 мм	-	91,4 (6,6)	85,7 (7,0)	88,6	82,0 (8,4)	69,2 (11,5)	77,4	90,9 (17,2)	67,1 (22,7)	84,0	83,8
Шлак ККЦ-1 разли вки	Исх.	91,7	88,2	71,5	85,2	30,1	23,1	27,7	-	-	н/д	66,2
	Дробл. до 15 мм	-	-	-	-	-	26,0	28,7	29,8	20,0	24,7	55,9
	Дробл. до 2 мм	-	88,2 (11,4)	70,6 (10,0)	85,0	55,6 (7,7)	63,7 (5,4)	58,4	58,1 (3,2)	60,5 (0,5)	59,4	72,0
Шлак ККЦ-2 разли вки	Исх.	60,0	58,4	36,5	49,6	10,3	9,6	10,0	27,7	-	27,7	26,8
	Дробл. до 15 мм	-	-	-	-	-	22,0	14,7	35,0	16,2	24,9	27,1
	Дробл. до 2 мм	-	62,1 (19,1)	48,9 (19,1)	55,6	40,4 (21,0)	51,2 (19,0)	44,5	76,6 (11,4)	35,0 (5,0)	54,2	51,4

Химический состав металлической части конвертерного шлака после переплавки

Исходный шлак	Крупность, мм	Массовая доля элементов, %				
		C	Si	Mn	S	P
Шлак ККЦ-1 (шлаковое поле)	10-40	0,25	<0,03	0,15	0,011	0,017
Шлак ККЦ-2 (шлаковое поле)	10-40	0,13	<0,03	0,10	0,016	<0,010
Магнитный продукт из шлака ККЦ-2	0-10	0,05	<0,03	0,11	0,049	0,011
	10-40	0,04	<0,03	0,11	0,021	0,010
	+ 40	0,03	<0,03	0,09	0,010	<0,010
Шлак разливки ККЦ-2	10-40	0,93	0,03	0,94	-	-
	Более 40	1,08	<0,03	0,36	-	-

Химический состав шлаковой части конвертерного шлака до (А) и после (Б) переплавки

Материал		Фракции, мм	Содержание, %											
			Fe _{окс}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	V ₂ O ₅	S	P ₂ O ₅
Шлак ККЦ-1	А	0-10	12,66	8,43	8,72	17,53	50,13	5,31	2,99	6,31	0,60	0,60	0,10	1,30
		10-40	16,34	12,90	9,00	17,30	47,27	4,00	2,80	6,27	0,50	0,40	0,10	1,60
		+40	16,65	17,82	3,99	20,87	45,40	2,46	2,50	5,30	0,50	0,60	0,08	1,30
		Средн.	14,95	12,24	7,76	18,20	47,98	4,17	2,80	6,06	0,50	0,60	0,09	1,40
	Б	0-10	6,52	7,09	1,43	17,51	40,10	16,58	2,67	6,81	0,77	0,50	0,11	1,39
		10-40	7,95	9,94	0,31	17,00	47,30	4,57	2,62	6,76	0,81	0,58	0,09	1,84
		+40	10,01	12,09	0,86	15,85	46,40	6,60	2,63	6,58	0,85	0,60	0,11	1,73
		Средн.	7,85	9,30	0,88	16,94	44,25	9,78	2,64	6,74	0,80	0,55	0,10	1,64
Шлак ККЦ-2	А	0-10	12,86	9,33	8,00	23,24	43,05	6,30	4,57	4,54	0,50	0,50	0,12	1,40
		10-40	14,70	18,54	0,39	21,27	45,40	2,53	4,13	5,24	0,82	0,51	0,11	1,82
		+40	18,11	22,45	0,92	17,07	47,23	2,07	2,25	5,28	0,78	0,57	0,14	2,14
		Средн.	15,15	16,36	3,46	20,60	45,13	3,81	3,66	4,99	0,68	0,53	0,12	1,77
	Б	0-10	11,50	14,29	0,55	17,58	42,20	8,26	2,65	6,25	0,83	0,59	0,11	1,72

Продолжение таблицы

		10-40	12,70	15,38	1,05	16,29	46,10	4,43	2,35	5,43	0,74	0,53	0,11	1,92
		+40	13,39	16,13	1,20	16,92	47,40	8,49	2,51	5,87	0,73	0,50	0,11	1,74
		Средн.	12,48	15,22	0,91	16,99	45,06	7,26	2,52	5,89	0,77	0,54	0,11	1,78
Сред- нее по СПП	А	0-10	12,79	9,01	8,26	21,21	45,57	5,95	4,01	5,17	0,54	0,54	0,11	1,36
		10-40	15,28	16,54	3,45	19,86	46,06	3,05	3,66	5,61	0,71	0,47	0,11	1,74
		+40	17,59	20,80	2,01	18,42	46,58	2,21	2,34	5,29	0,68	0,58	0,12	1,84
		Средн.	15,08	14,93	4,95	19,11	45,97	6,30	2,61	5,53	0,69	0,56	0,10	1,66
	Б	0-10	9,96	12,06	0,82	17,56	41,55	10,84	2,66	6,42	0,81	0,56	0,11	1,62
		10-40	11,23	13,69	0,82	16,51	46,47	4,47	2,43	5,84	0,76	0,55	0,10	1,90
		+40	12,36	14,88	1,09	16,59	47,09	7,90	2,55	6,09	0,77	0,53	0,11	1,74
		Средн.	10,88	13,17	0,90	16,97	44,78	8,13	2,56	6,18	0,78	0,54	0,11	1,73
Шлак разливк и ККЦ- 1	А	0-10	8,34	9,27	1,61	19,30	52,82	6,10	3,22	6,95	0,69	0,34	0,20	1,02
		10-40	15,21	19,07	0,54	16,94	47,30	6,65	2,51	7,94	0,79	0,48	0,10	1,46
		+40	16,65	21,36	0,05	17,06	46,69	2,38	2,38	7,66	0,84	0,55	0,12	1,60
		Средн.	12,14	14,75	0,95	18,20	49,91	5,29	2,90	7,37	0,75	0,43	0,16	1,28
	Б	0-10	14,64	18,70	0,13	18,04	46,40	3,83	2,96	7,24	0,84	0,58	0,10	1,66
		10-40	15,73	19,98	0,27	19,30	46,80	5,95	3,14	7,46	0,85	0,56	0,09	1,70
		+40	12,87	16,01	0,59	19,20	51,10	3,61	2,96	6,39	0,72	0,46	0,09	1,73
		Средн.	14,46	18,33	0,28	18,64	47,69	4,30	3,00	7,08	0,81	0,54	0,10	1,69
Шлак разливк и ККЦ- 2	А	0-10	8,27	9,78	0,94	28,35	41,40	3,32	5,79	11,29	0,86	0,37	0,09	0,94
		10-40	11,95	14,70	0,74	24,10	44,13	2,98	4,61	9,00	0,84	0,48	0,10	1,50
		+40	14,06	17,51	0,62	23,75	45,72	2,20	3,76	6,98	0,98	0,57	0,11	1,63
		Средн.	12,06	14,84	0,73	24,91	44,22	2,71	4,50	8,62	0,91	0,49	0,10	1,43
	Б	0-10	16,30	20,21	0,82	22,85	42,00	12,10	4,13	8,50	0,81	0,45	0,09	1,28
		10-40	20,10	24,91	1,03	22,07	41,60	9,90	3,77	8,28	0,80	0,46	0,10	1,30
		+40	6,01	5,78	2,16	20,69	47,60	9,00	3,47	7,04	0,85	0,57	0,10	1,72
		Средн.	12,96	15,32	1,49	21,63	44,37	10,00	3,72	7,78	0,82	0,51	0,10	1,48

ПРИЛОЖЕНИЕ Н

Перечень основного технологического оборудования для реализации технологии производства техногенного железоконцентрата из отходов шламонакопителя

Наименование, марка оборудования, производитель	Производительность, т/ч
Грохот ГИТ-51М, УГМК «Рудгормаш», г. Воронеж	1000
Сухой магнитный барабанный сепаратор 2ПБС-90/250А, ЗАО «Горные машины», г. Красноярск	800
Вращающаяся печь для обжига JOYAL, ООО «Шанхайская машиностроительная компания «Ciros», Китай	333
Мельница стержневая MB3040, ООО «Шанхайская машиностроительная компания «Ciros», Китай	206
Мокрый магнитный барабанный сепаратор ПБМ-ПП-150/200, ООО НПК «ИНТТЕХТЭКС», г. Октябрьский	200-275
Вакуумный дисковый фильтр ДОО-100-2,5-1У, ЗАО «РГМ-Центр», г. Владимир	150

Гранулометрический состав компонентов моноотхода

№ п/ п	Наименование отхода	Содержание, %, по классам в мм									
		> 10	10-7	7-5	5-3	3-2	2-1	1-0,5	0,5-0,25	<0,25	< 5
1	Первичная прокатная окалина										
		10,3	4,7	5,2	8,2	7,1	16,0	11,5	17,2	19,8	79,8
2	Вторичная прокатная окалина	>10	10-5	5-1	>3	3-1	1-0,5	0,5-0,2	0,2-0,08	<0,08	<1
		3,2	8,4	14,4	26,0	20,1	13,8	23,8	14,0	2,3	88,4
	Смесь окалины с известью	8,0	5,0	5,5	9,5	20,0	10,0	11,0	26,0	5,0	81,5
3	Колошниковая пыль	> 0,5 – 3,6						31,8	45,1	19,5	100
4	Шлам КОШ	>10	10-5		5-1		<1				
		0,6	6,3		26,8		66,3				
5	Техногенный железоконцентрат	-	-		-		100				

Физико-химические свойства компонентов моноотхода

№ п/ п	Наименование отхода	Влажность, %	Насыпная плотность, т/м ³	Угол естественного откоса, °
1	Первичная прокатная окалина	2,0	2,86	26,5
2	Вторичная прокатная окалина	20,0	3,0	50
	Смесь окалины с известью	10,0	1,5	40
3	Колошниковая пыль, сухая пыль а/фабрики	< 1,0	1,3	31,5
4	Шлам КОШ	16,0	1,1	39
5	Техногенный железоконцентрат	10,0	1,1	39

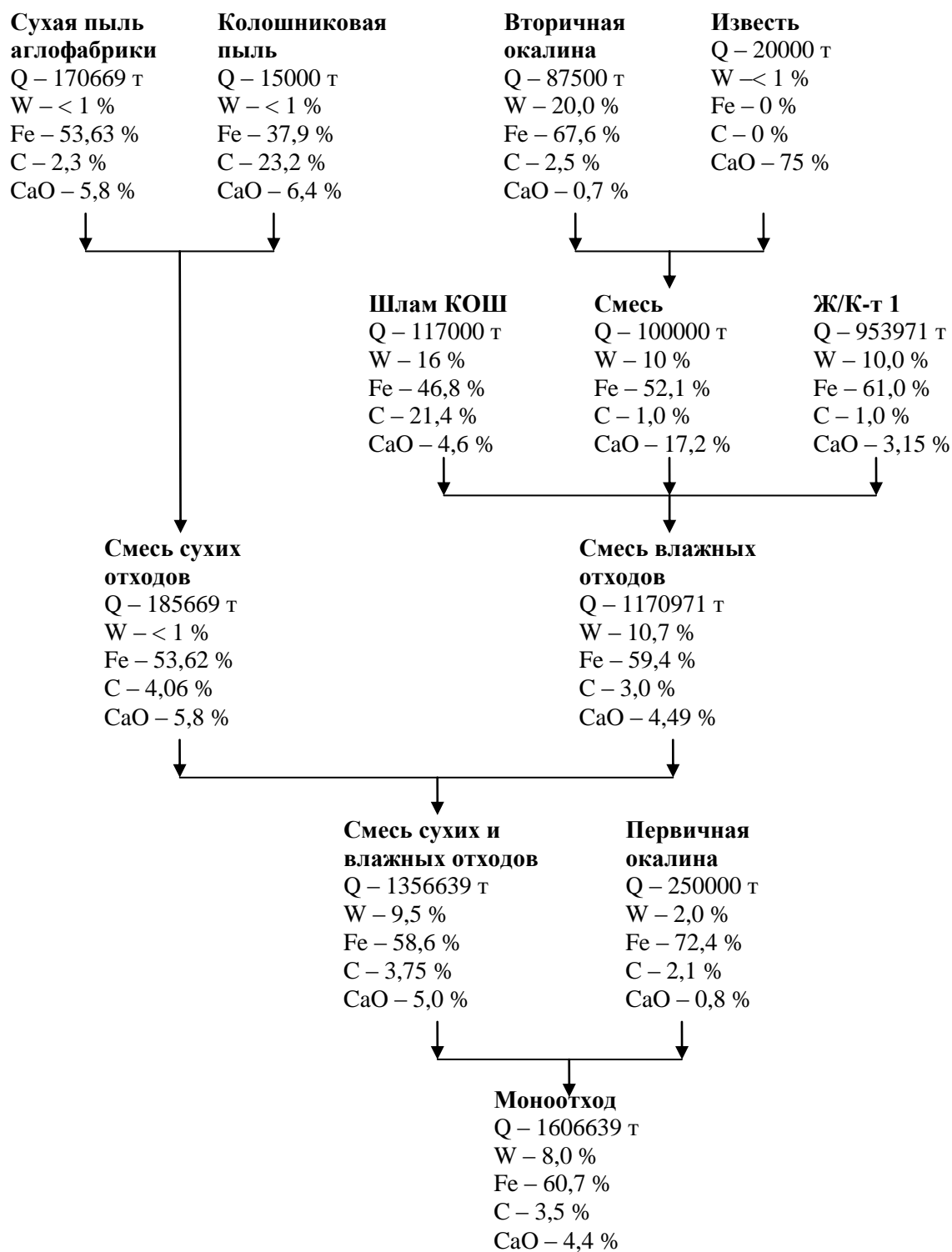
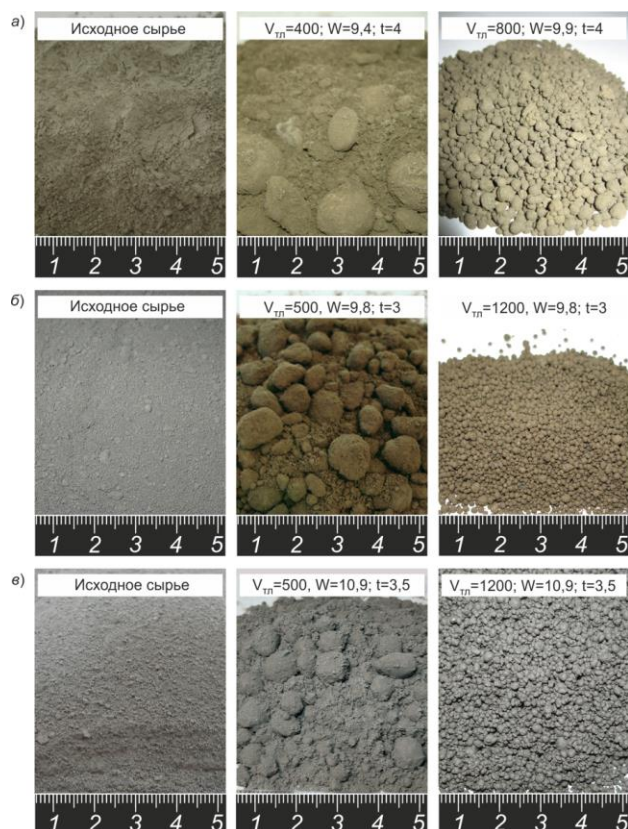


Рисунок П.1 - Количественно-качественная схема движения материалов в технологии получения моноотхода



а – железшламы АОАФ; б – отходы углеобогащения; в – отходы обогащения углистых аргиллитов

Рисунок Р.1 – Внешний вид техногенного сырья и гранулята на его основе при различных параметрах грануляции: $V_{\text{л}}$ – скорость вращения лопастей гранулятора, об/мин.; W – влажность гранулята, %; t – время грануляции, мин.

Физико-механические свойства керамических образцов из гранулированной шихты на основе железшламов ОАФ

№ № п/п	Содержание добавки, мас. %	Прочность при сжатии, МПа	Средняя плотность, кг/м ³	Водопогло- щение, %	ККК	Кэф-т водостойко- сти	Морозостойк- ость, цикл
1	0	18,6	1765	15,7	10,5	0,87	25
2	3	25,5	1850	13,3	13,8	0,82	35
3	6	42,3	1935	11,5	18,5	0,92	50
4	9	43,2	1956	9,7	22,1	0,90	75
5	12	41,6	1903	10,1	21,9	0,87	75
6	15	26,1	1862	12,9	14,0	0,86	30

Расчет экономического эффекта от использования техногенного
железоконцентрата в агломерационном производстве (цены 2013г.)

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Кол-во	Обозначение
1	Количество техногенного ж/к-та	тыс. т/год	674,5	Гт
2	Цена техногенного ж/к-та	руб./т	1400	Цт
3	Коэф-т замены ж/рудного к-та	т/т	1,0	
4	Экономия ж/рудного к-та	тыс. т/год	674,5	Гк
5	Цена ж/рудного к-та	руб./т	2500	Цк
6	Экономический эффект	тыс.руб./год	741 950	Э
7	Суммарный экономический эффект	тыс.руб.	26 234 202	

**Расчет экономического эффекта от использования продуктов переработки
конвертерного шлака в производстве агломерата, чугуна, стали (цены 2001г.)**

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Кол-во	Обозначение
1	Количество металлопродукта	тыс.т	96,00	G _{м1}
2	Цена металлопродукта	руб./т	43,00	Ц _м
3	Содержание Fe в металлопродукте	%	56	
4	Содержание Fe в концентрате крупностью 0-10 мм	%	55-57	
5	Коэффициент замены к-та	ед.	1,00	
6	Экономия концентрата	тыс.т	96,00	G _к
7	Цена концентрата	руб./т	650,00	Ц _к
8	Содержание СаО в к-те	%	3,3-4,8	
9	Содержание СаО в металлопродукте	%	23,00	
10	Содержание СаО в известняке	%	55,00	
11	Коэффициент замены известняка	ед	0,35	
12	Экономия известняка	тыс.т	9,45	G _и
13	Цена известняка	руб./т	150,00	Ц _и
14	Экономический эффект от замены части концентрата на металлопродукт	тыс.руб.	59689,5	
1	Количество металлопродукта	тыс.т	56	G _{м2}
2	Цена металлопродукта	руб./т	43	Ц _м
3	Содержание Fe в металлопродукте	%	80	
4	Содержание Fe в окатышах	%	63	
5	Коэффициент замены окатышей	ед.	1,27	
6	Экономия окатышей	тыс.т	71	G _о
7	Цена окатышей	руб./т	750	Ц _о
8	Экономический эффект от замены окатышей	тыс.руб.	50842,0	Э _{2.1}
9	Содержание Fe в агломерате	%	56	
10	Коэффициент замены агломерата	ед.	1,43	
11	Экономия агломерата	тыс.т	80	G _а
12	Цена агломерата (за 2001г)	руб./т	790	Ц _а
13	Экономический эффект от замены части агломерата	тыс.руб.	60792,0	Э _{2.2}
1	Количество металлопродукта	тыс.т	80	G _{м3}
2	Цена металлопродукта	руб./т	43	Ц _м
3	Содержание Fe в металлопродукте	%	88	
4	Коэффициент замены металлолома	ед.	0,88	
5	Экономия металлолома	тыс.т	70	G _л
6	Цена металлолома	руб./т	1200	Ц _л
7	Экономический эффект от замены части металлолома	тыс.руб.	45369,00	Э ₃
	Суммарный экономический эффект, не менее	тыс.руб.	155900,5	Э



УТВЕРЖДАЮ
Технический директор
ОАО «ЕВРАЗ Объединенный
Западно-Сибирский металлургический
комбинат»
А.В. Амелин
2014г.

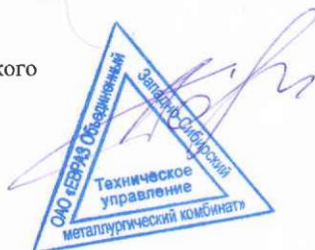
АКТ
о внедрении в производство результатов
диссертационной работы на соискание ученой степени
кандидата технических наук, выполненной соискателем
кафедры теплоэнергетики и экологии ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный
индустриальный университет»
Зоря Вячеславом Николаевичем

Основные выводы, материалы и рекомендации диссертационной работы В.Н. Зоря, в частности, результаты исследований железосодержащих шламов и разработанные технологические решения по их переработке, полученные при непосредственном участии автора, использованы в производственной деятельности ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», в том числе:

- Разработано Технологическое задание на проектирование участка, выполнен проект и создан участок обезвоживания конвертерных шламов на горизонтальных отстойниках ККЦ-1.
- Разработана, испытана и внедрена технология подготовки железосодержащих шламов к переработке в агломерационном производстве.
- Выполнена оценка экономической эффективности использования техногенных железоконцентратов, полученных на основе отходов шламонакопителя, в агломерационном производстве.

Годовой экономический эффект в агломерационном производстве за счет частичной замены 10% железорудного концентрата техногенным сырьем со средним содержанием $Fe_{общ}$ 66%, полученным в результате переработки отходов шламонакопителя, составляет 742 млн.руб.

Заместитель начальника Технического
управления ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»



А.М. Коверзин



ООО Технологии рециклинга

«Утверждаю»
 Генеральный директор
 ООО «Технологии рециклинга»
 В.В. Солдатов
 «14» _____ 2014 г.



АКТ

внедрения результатов диссертационной работы на соискание ученой степени
 кандидата технических наук, выполненной соискателем
 кафедры теплоэнергетики и экологии ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный
 индустриальный университет»
 Зоря Вячеславом Николаевичем

В соответствии с соглашением о научно-техническом сотрудничестве соискателем кафедры теплоэнергетики и экологии ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» Зоря В.Н. были проведены работы по исследованию химического состава и свойств конвертерных шлаков ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» с целью определения их металлургической ценности для последующей переработки. В.Н. Зоря выполнены обширные исследования шлаков, включая выявление закономерностей распределения железа и его соединений по крупности частиц, оценку возможности и эффективности извлечения из шлаков металлоконцентрата с применением различных методов.

На основании выполненных работ В.Н. Зоря была разработана технологическая схема переработки конвертерных шлаков, рассчитан ожидаемый выход продуктов переработки и химический состав полученных металлоконцентратов.

Результаты научно-исследовательской работы В.Н. Зоря внедрены в условиях ООО «Технологии рециклинга» при проектировании и организации производства по переработке конвертерных шлаков ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК».

Директор по развитию

К.Л. Ячменев

«УТВЕРЖДАЮ»

Директор научно-производственного
предприятия ООО «Баскей»

Г.И. СТОРОЖЕНКО

2011 г.

«УТВЕРЖДАЮ»

Директор ООО
«Бердский кирпичный завод»

В.П. МУЗЫКИН

2011 г.

АКТ**проведения опытно-заводских испытаний**

Комиссия в составе главного технолога ООО «Бердский кирпичный завод» Уразова С.И., главного технолога ООО «Баскей» Г.В. Болдырева, доцента кафедры архитектуры и строительных материалов Сибирского государственного индустриального университета А.Ю. Столбоушкина, аспиранта кафедры архитектуры и строительных материалов Иванова А.И., аспиранта Зори В.Н., лаборанта ООО «Бердский кирпичный завод» Т.А. Ходорченко составили настоящий акт в том, что:

1. В ООО «Баскей» в период с 25 по 26 июля 2011 года на турболопастном смесителе-грануляторе периодического действия ТЛ-100 были наработаны полупромышленные партии гранулированных пресс-порошков следующего вещественного состава:

1.1. **Состав № 1, масс. %:**

- шламистая часть отходов обогащения железных руд Абатурской обогатительной фабрики – **70;**
- суглинок новокузнецкий – **20;**
- стеклобой – **10.**

1.2. **Состав № 2, масс. %:**

- шламистая часть отходов обогащения железных руд Мундыбашской обогатительной фабрики – **60;**
- суглинок новокузнецкий – **30;**
- стеклобой – **10.**

1.3. **Состав № 3, масс. %:**

- отходы обогащения углистых аргиллитов Коркинского месторождения – **85;**
- суглинок новокузнецкий – **15.**

1.4. **Состав № 4, масс. %:**

- отходы углеобогащения Абашевской ЦОФ – **85;**
- суглинок новокузнецкий – **15.**

Технология получения пресс-порошков из опудренных гранул состояла в следующем. Основное по составу техногенное сырье – шламистая часть отходов обогащения железных руд Абатурской и Мундыбашской обогатительных фабрик (ОАО «Евразруда»), отходы обогащения углистых аргиллитов

Коркинского месторождения, отходы углеобогащения Абашевской ЦОФ смешивались со стеклобоем и новокузнецким суглинком (для шихт составов №№ 1-2), увлажнялись до формовочной влажности и гранулировались. После грануляции пресс-порошок опудривался новокузнецким суглинком для шихт составов №№ 1-4 в объеме соответственно 10, 10, 15 и 15 масс.%. Готовый пресс-порошок был упакован в биг-бэги с полиэтиленовыми вкладышами для сохранения влажности и отправлен на ООО «Бердский кирпичный завод» для прессования керамического кирпича полусухим способом.

2. В условиях ООО «Бердский кирпичный завод» в период с 27 июля по 2 августа 2011 г. были проведены опытно-промышленные испытания по выпуску керамического кирпича на основе шихт, полученных от ООО «Баскей». Формование кирпича осуществлялось на прессах СМ-1085Б. Влажность пресс-порошка составляла для шихт №№ 1-4 соответственно: 8,9; 9,4; 9,9; 9,8%. Прессование велось при показаниях амперметра (нагрузка на двигатель пресса) 80 А.. Отпрессованные кирпичи в количестве 4000 штук имели нормальный внешний вид без трещин перепрессовки сколов и трещин.

Сушка и обжиг кирпича осуществлялись в туннельной печи при температуре 1000 С. Обжиг проводился по 42 часовому режиму, установленному в соответствии с технологическим регламентом по выпуску кирпича на заводе.

Брак после обжига кирпича из шихт №№ 1-3 составил 1,5 %, из шихты № 4 – 2,0 %. Обожженные кирпичи из шихт составов №№ 1-2 имели желто-коричневый цвет, из шихты состава № 3 – желтый, из шихты состава № 4 – красный цвет. На керамических кирпичах обжиговых трещин, вздутий и искривлений не наблюдалось. Из обожженных изделий были отобраны кирпичи для физико-механических испытаний, результаты которых представлены в табл. 1.

Таблица 1

Физико-механические свойства обожженных изделий

Состав шихты	№ кирпича для испытания	Предел прочности		Средняя плотность, кг/м ³	Водопоглощение, %	Морозостойкость, цикл.
		при сжатии, МПа	при изгибе, МПа			
1	2	3	4	5	6	7
Состав № 1	1	26,8	3,85	1733,4	11,8	50
	2	25,4	3,53	1721	13,3	50
	3	22,3	2,1	1772,1	12,4	50
	4	24,5	3,00	1735,1	12,2	50
	5	25,3	3,2	1750,4	13,1	50
Среднее		24,9	3,1	1742	12,6	50

Состав шихты	№ кирпича для испытания	Предел прочности		Средняя плотность, кг/м ³	Водопоглощение, %	Морозостойкость, цикл.
		при сжатии, МПа	при изгибе, МПа			
1	2	3	4	5	6	7
Состав № 2	1	14,8	2,33	1751,8	13	50
	2	22	2,86	1784,1	13,9	50
	3	20,8	1,85	1788,7	12,6	50
	4	19,8	2,51	1868,0	12,9	50
	5	18,6	2,19	1744,3	13,5	50
Среднее		19,2	2,35	1787	13,2	50
Состав № 3	1	9,8	4,17	1570,2	17,9	25
	2	13,6	4,25	1600,5	17,1	25
	3	12,1	4,03	1610,1	16,8	25
	4	9,6	3,85	1590,3	18,1	25
	5	10,9	4,18	1605,0	17,2	25
Среднее		11,2	4,10	1595	17,4	25
Состав № 4	1	17,9	4,34	1618,1	14,9	50
	2	13,1	3,57	1541,0	13,2	50
	3	15,5	2,54	1663,9	14,5	50
	4	16,2	3,36	1543,0	14,1	50
	5	14,8	3,62	1580,9	13,9	50
Среднее		15,5	3,49	1589	14,1	50

Результаты физико-механических испытаний кирпича, проведенные в заводской лаборатории показали, что керамический кирпич на основе техногенных отходов, полученный путем их грануляции с последующим опудриванием глинистым сырьем, имеет четкие грани, геометрические размеры и соответствует требованиям ГОСТ 530-2007 «Кирпич и камень керамические. Общие технические условия» для марок 75-200 в зависимости от состава шихты.

Керамические изделия из шихты состава № 1: кирпич пустотелый, рядовой, одинарный, размера 1НФ; марка по прочности изделий – М150; класс средней плотности – 1,4; марка по морозостойкости – F50;

Керамические изделия из шихты состава № 2: кирпич пустотелый, рядовой, одинарный, размера 1НФ; марка по прочности изделий – М150; класс средней плотности – 1,4; марка по морозостойкости – F50;

Керамические изделия из шихты состава № 3: кирпич пустотелый, рядовой, одинарный, размера 1НФ; марка по прочности изделий – М75; класс средней плотности – 1,4; марка по морозостойкости – F25;

Керамические изделия из шихты состава № 4: кирпич пустотелый, рядовой, одинарный, размера 1НФ; марка по прочности изделий – М150; класс средней плотности – 1,4; марка по морозостойкости – F50;

Председатель комиссии

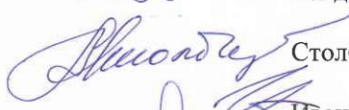


Уразов С.И.

Члены комиссии:



Болдырев Г.В.



Столбоушкин А.Ю.



Иванов А.И.



Зоря В.Н.



Ходорченко Т.А.

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»



Утверждаю:

Проректор по учебной работе-
первый проректор

доц. А.В. Феоктистов

«06» 06 2014 г.

АКТ

о внедрении в учебный процесс результатов диссертационной работы на
соискание ученой степени кандидата технических наук, выполненной
соискателем В.Н. Зоря

Результаты диссертационной работы на соискание ученой степени кандидата технических наук В.Н. Зоря внедрены в учебный процесс на кафедре теплоэнергетики и экологии при подготовке специалистов по специальности «Металлургия техногенных и вторичных ресурсов», специализация «Переработка комплексного и техногенного сырья», бакалавров по направлениям «Металлургия», профиль «Металлургия техногенных и вторичных ресурсов»; «Техносферная безопасность», профиль «Инженерная защита окружающей среды»; «Экология и природопользование», профиль «Экология» при подготовке лекционных курсов по дисциплинам «Металлургические технологии переработки техногенного и вторичного сырья», «Техногенное сырье и вторичные материалы», «Рециклинг материалов», «Ноксология», «Теоретические основы защиты окружающей среды», в курсовое и дипломное проектирование, используются при проведении лабораторных и практических занятий, курсовых научно-исследовательских работ.

Начальник учебно-методического
управления, к.т.н., доцент
Зав. кафедрой теплоэнергетики
и экологии, к.т.н., доцент

О.Г. Приходько

С.Г. Коротков