

П. Е. ОСТАПЕНКО
Н. Ф. МЯСНИКОВ

БЕЗОТХОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ

ПЕРЕРАБОТКИ РУД
ЧЕРНЫХ
МЕТАЛЛОВ



2005

622.34

П. Е. ОСТАПЕНКО
Н. Ф. МЯСНИКОВ

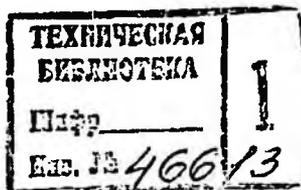
0-76

БЕЗОТХОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ

ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



Под редакцией академика
Б.Н. ЛАСКОРИНА



МОСКВА
"НЕДРА"
1988

ББК 33.4
О76
УДК 622.34.002.68 : 658.567

Рецензент канд. техн. наук Л. М. Данильченко

Остапенко П. Е., Мясников Н. Ф.
076 Безотходная технология переработки руд черных металлов/Под ред. Б. Н. Ласкорина.— М.: Недра, 1988.— 271 с.: ил.

ISBN 5—247—00122—2

Изложены теоретические предпосылки и результаты работы горно-рудных и металлургических предприятий черной металлургии по безотходной и малоотходной технологии добычи и переработки железных, марганцевых и хромовых руд, а также производства окатышей, агломерата, чугуна, стали и ферросплавов. Рассмотрены основные схемы утилизации пылей и шламов, образующихся при обогащении руд черных металлов в металлургическом производстве. Показана экономическая целесообразность применения безотходной и малоотходной технологии переработки руд. Значительное внимание уделено новым разработкам технологии производства металлургического сырья, черных металлов и ферросплавов, исключаяющей загрязнение окружающей среды.

Для инженерно-технических работников предприятий черной металлургии, научно-исследовательских и проектных институтов.

О 2504000000—077 300—88
043(01)—88

ББК 33.4

ISBN 5—247—00122—2

© Издательство «Недра», 1988

ВВЕДЕНИЕ

Принятый XXVII съездом КПСС курс на перестройку механизма управления народным хозяйством в стране в полной мере относится и к охране окружающей среды, и к рациональному использованию природных ресурсов. Многие в этом направлении уже делается.

В соответствии с Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года черная металлургия, как и другие отрасли промышленности, переходит на интенсивный путь развития. Предусматривается весь прирост готового проката получить за счет значительного улучшения подготовки рудного сырья, интенсификации технологий сталеплавильного и прокатного производства без роста производства чугуна.

В этих условиях переход на безотходную технологию производства продукции черной металлургии — основное условие выполнения пятилетнего плана и обеспечения успешной работы в предстоящем 15-летнем периоде. Основы безотходной технологии в черной металлургии заложены в 1981—1985 гг. Особенно значительные успехи достигнуты в утилизации пылей окомковательного, агломерационного переделов, а также пылей и шламов доменного, сталеплавильного и ферросплавного производств. Успешно проводятся работы по безотходной технологии в огнеупорном производстве и подготовке к использованию нерудных материалов.

Благодаря утилизации попутных продуктов в доменное и сталеплавильное производство все в большем объеме поступает вторичное сырье, и особенно металлургический лом. Одновременно с этим за счет переработки шламов и попутно добываемых вскрышных пород в значительной степени удовлетворяется потребность строительной промышленности в различных вяжущих и строительных материалах. Часть этих материалов используется при строительстве промышленных, жилищных и социально-культурных сооружений непосредственно на горнорудных предприятиях. Из шламов и карбонатных пород на подавляющем числе предприятий получают известь и доломитовую муку, а в последнее время и фосфористые удобрения для применения в сельском хозяйстве.

Черная металлургия впервые в мире обеспечила потребность страны в ванадии, который производят попутно. Все в больших объемах производят попутные цветные металлы, а также легирующие добавки.

Значительно сократились безвозвратные потери железосодержащих и флюсующих добавок. Многие окисловательные фабрики полностью используют отходы в своем производстве. Большин-

ство металлургических предприятий имеют разветвленные и совершенные схемы очистки отходящих газов, уловленные пыли из которых практически полностью утилизируют.

Черная металлургия первая из отраслей народного хозяйства полностью освоила и широко ведет работы по рекультивации нарушенных земель. По мере отработки месторождений объем этих работ увеличивается. В последние годы начали проводить культивацию земель как на месте отработанных открытых горных выработок, так и на нарушенных ландшафтах. Особенно большие работы в этом направлении проведены марганцеворудной промышленностью, где благодаря культивации непригодные ранее земли преобразованы в парковые зоны.

1. ПОНЯТИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

1.1. СУЩНОСТЬ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Определение широкого понятия безотходной технологии включает практическое применение знаний, методов и средств в целях удовлетворения потребностей человека путем рационального использования природных ресурсов и энергии, обеспечивающего охрану или улучшение окружающей среды. Понятие безотходной технологии сформулировали академики Н. Н. Семенов и И. В. Петрянов-Соколов. По их определению, безотходная технологическая система представляет собой такое отдельное производство, в результате практической деятельности которого не происходит отрицательного воздействия на окружающую среду. Понятие безотходной технологии в некоторой степени условно, поскольку в ряде случаев она не может быть реализована полностью, но с развитием техники и технологии производства металла непрерывно совершенствуется. Это положение прямо относится к горнорудной промышленности, которая, перерабатывая минеральное сырье верхней части земной коры, может успешно использовать промышленные отходы для рекультивации земель и культивации географического рельефа, нарушенного человеком или природой, с тем чтобы создать более благоприятные условия для ведения сельского хозяйства и облагораживания природного ландшафта.

Безотходная технология имеет несколько аспектов, важнейшие из которых, по определению академика Б. Н. Ласкорина и его учеников, следующие: экологический; ресурсный; технологический и технический; экономический и организационный [2, 3 и 19].

Экологический аспект безотходной технологии состоит в том, что геохимическая деятельность человека значительно переросла рекреационную способность природы по созданию лесов, вод и других природных ресурсов. Предприятия черной металлургии, например, ежегодно выбрасывают в окружающую среду, тыс. т: 0,07 кадмия; 5,9 меди; 1,2 никеля; 50 свинца; 35 цинка. Отвалы горных работ занимают более 60 тыс. га, так как на 1 т товарной руды в среднем приходится 7,4 т горной массы [3].

Ресурсный аспект безотходной технологии состоит в том, что в отличие от природных минеральные ресурсы не восстанавливаются. Поэтому по мере увеличения объемов добычи происходит истощение запасов и ухудшается качество минеральных ресурсов. В эксплуатацию вовлекаются месторождения с все более худшими технологическими свойствами сырья и сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями освоения, в результате чего себестоимость и капитальные вложения на единицу

готового продукта возрастают. При снижении содержания полезных компонентов в сырье для получения того же количества продукции требуется переработать больше горной массы, что обуславливает образование большего количества отходов. Так, за последние 25 лет объем добычи сырой железной руды увеличился в 4 раза, а производство товарной железной руды — лишь в 2,4 раза. За счет этого доля вскрышных пород и отходов обогащения возросла с 0,35 до 1,2 т на 1 т товарной руды. Такая эволюция в железорудной промышленности, с одной стороны, вызвала необходимость резкого увеличения добычи сырой руды, а с другой — значительно увеличила ресурсы для комплексного и рационального использования руд.

Технологический и технический аспекты безотходной технологии включают понятия возможности полного или максимально возможного использования сырья. В этом случае производство основной продукции должно сопровождаться выпуском попутной продукции. Для этих целей, как правило, применяют комбинированные схемы переработки сырья. Так, например, на Ковдорском горно-обогатительном комбинате наряду с железорудным концентратом выпускают апатитовый и бадделитовый. На Оленегорском горно-обогатительном комбинате отходы обогащения гематито-магнетитовых руд в виде кварца используют для производства кирпича. Однако успешное применение комбинированной технологии зависит от наличия достаточно совершенных технологических процессов для извлечения всех полезных компонентов.

Безотходная технология предусматривает рациональное использование не только минерального сырья, но и других природных ресурсов, и в первую очередь воды. При обогащении руд черных металлов используются практически все оборотные воды, за исключением воды, содержащейся в готовых концентратах, потерь при дренаже и испарении. В этом случае приобретает большое значение система водооборота и устройства хвостохранилищ. При сгущении хвостов и сбросе в хвостохранилища только песков сгущения площадь хвостохранилищ уменьшается, и потери воды с дренажом и испарениями заметно уменьшаются. Снижается также и расход электроэнергии на гидротранспорт оборотных вод. Более полное использование оборотных вод исключает также и необходимость их очистки в случае вынужденного сброса загрязненных вод. Этот вопрос в последнее время приобрел важное значение в связи с возросшими требованиями к защите окружающей среды.

К технологическим и техническим аспектам безотходной технологии относится и проблема очистки и утилизации пылей и газов металлургических производств. Утилизация газов в черной металлургии производится в основном при производстве кокса. В доменном сталеплавильном производстве газы используются пока только в качестве топлива, так как отсутствует экономичная технология получения из них попутных элементов, например

серы, в связи с низким содержанием в них сернистого ангидрида (до 3,5 %).

Пыли и шламы металлургических производств начали интенсивно утилизировать в текущем десятилетии. В 1985 г. утилизировано около 20 % всех пылей и шламов, образовавшихся в агломерационном, доменном, сталеплавильном и прокатном производствах.

Экономические и организационные аспекты безотходной технологии состоят в том, что существующая методология оценки этой технологии базируется в основном на отраслевом экономическом эффекте освоения месторождения, при определении которого не всегда учитываются все факторы, оказывающие влияние на работу народного хозяйства страны в целом и на окружающую среду. Один из таких факторов — отсутствие цены на разведанные полезные ископаемые и на земли, отчуждаемые под горные работы и строительство предприятий по переработке полезных ископаемых. Часто несовершенная технология переработки руд вовлекаемого в эксплуатацию месторождения, на базе которого проектируется предприятие, предусматривает извлечение только одного компонента, хотя минеральное сырье является комплексным. В этом случае экономические, технологические и технические интересы входят в противоречия и решения принимаются в основном с учетом фактора времени. Очевидно, что при таких обстоятельствах отходы, содержащие ценные компоненты, должны быть оценены и заскладированы в качестве вторичного сырья для производства будущих лет.

Имеется ряд организационных аспектов, затрудняющих внедрение безотходной технологии. К ним следует отнести несовершенство механизма ценообразования, относительно низкий уровень внутренних цен, отсутствие системы экономического стимулирования, несовершенство планирования капитальных вложений, при котором учитываются только отраслевые интересы, и пр. Безотходная технология — качественно новая ступень развития промышленного производства, требующая более совершенной системы его организации. Поэтому переход на безотходную технологию переработки полезных ископаемых неразрывно связан с необходимостью совершенствования структуры управления народным хозяйством.

Безотходная технология переработки руд черных металлов — новое направление в черной металлургии, включающее переработку сырья, начиная от разведки месторождений до промышленного или бытового использования готовой продукции. При этом готовая продукция, потерявшая сырьевые свойства в процессе какого-либо из переделов, становится источником сырья в другом переделе, где из нее производят такой же, а чаще иной вид готовой продукции. Таким образом, естественный кругооборот в природе воспроизводится и в промышленном производстве. Благодаря этому потребность в минеральном сырье на производство единицы готовой продукции непрерывно сокращается. Эта особен-

ность характерна и для черной металлургии, где, с одной стороны, в добытых рудах черных металлов содержится значительное количество попутных элементов, а с другой — при переработке этих руд в металл и при его использовании образуются побочные продукты в виде пород вскрыши, отходов обогащения, пылей и шлаков, обрезей и окални, а также коксохимических, доменных и других газов.

Сырьем для производства чугуна, стали и ферросплавов в черной металлургии служат минеральное сырье и побочные (возвратные) продукты. Поскольку в них содержится значительное количество сопутствующих элементов, при металлургическом производстве образуются следующие основные группы побочной продукции:

- сопутствующие цветные и редкие металлы при комплексном использовании руд;

- отходы производства в виде пылей, шламов, шлаков и других продуктов, содержащих черные металлы;

- нерудное минеральное сырье в виде пород вскрыши или отходов обогащения;

- шлаки металлургических производств, не содержащие металлических включений.

Часть побочной продукции потребляется в этом же производстве и является возвратной. Однако значительная ее часть подлежит утилизации в других отраслях народного хозяйства (рис. 1. 1.).

Практически всю как основную, так и попутную продукцию можно использовать в народном хозяйстве. Однако полное количественное ее использование в настоящее время пока не обеспечено. В основном неполно используются породы вскрыши, отходы обогащения и шлаки металлургического производства. Диспропорция в производстве и потреблении этих материалов вызвана двумя основными причинами: избыточным их производством и отсутствием мощностей для переработки. Следствием первой причины является наличие многочисленных отвалов и хвостохранилищ на горно-обогатительных предприятиях второй — наличие шлаковых отвалов, отстойников и прудов-накопителей пылей на металлургических заводах. В связи с этим технология переработки руд черных металлов в настоящее время относится к малоотходной технологии. В то же время потенциальные возможности горно-обогатительного и металлургического производства черной металлургии таковы, что есть все необходимые условия для организации безотходной технологии.

Избыточная попутная продукция горно-обогатительного производства, представленная породами вскрыши и отходами обогащения, используется при рекультивации нарушенных горными работами земель и культивации природных земель для сельскохозяйственных угодий и благоустройства нарушенного природой ландшафта. При этом следует иметь в виду, что объем рекультивации непрерывно возрастает, а объем культивации уменьшается.

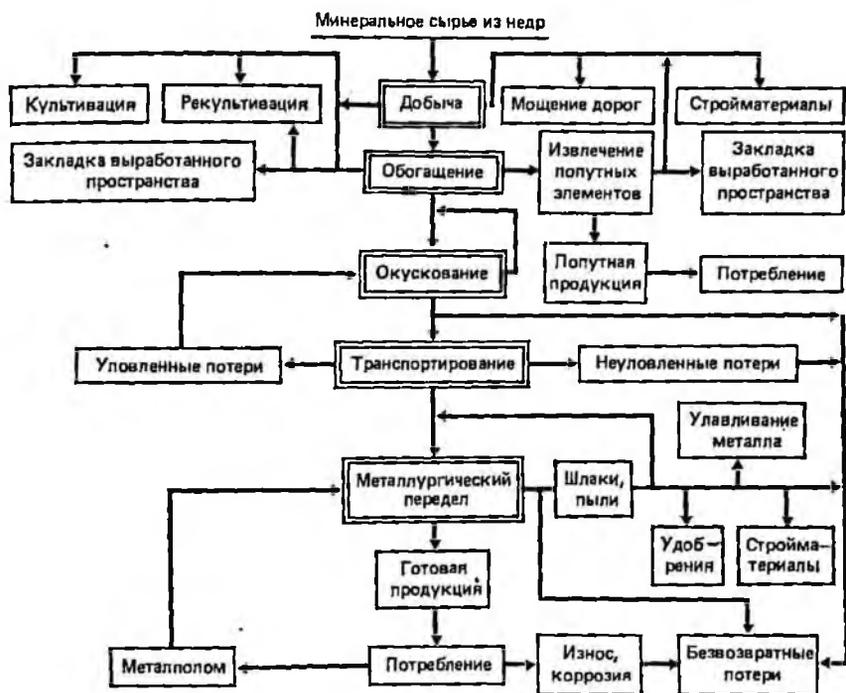


Рис. 1.1. Качественная схема кругооборота материалов в черной металлургии

так как, с одной стороны, по мере отработки месторождений увеличивается объем нарушенных земель, а с другой — уменьшаются площади земель с нарушенными природой рельефами, поскольку они подвергаются непрерывной культивации.

Проблему полной переработки попутной продукции металлургического производства можно решить организационным путем — строительством предприятий по переработке шлаков и утилизации пылей.

Таким образом, приведенная на рис. 1.1 схема производств в черной металлургии отражает основные направления решения проблемы безотходной технологии в этой отрасли промышленности. Имеющиеся безвозвратные потери в виде неуловленных пылей и шламов — следствие технического несовершенства улавливающих устройств, и с развитием и совершенствованием техники и технологии эти потери непрерывно уменьшаются.

1.2. ТЕРМИНЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Широкий ассортимент изделий черной металлургии и многообразие побочной продукции при их производстве требуют однозначного определения терминов и их согласования с межотраслевым производством в народном хозяйстве с тем, чтобы исключить

разночтение и различное толкование этих терминов и определений безотходной технологии и обеспечить преэминентность настоящего труда. С этой целью ниже приведены основные термины и определения безотходной технологии, употребляющиеся при ее описании и исследованиях и относящиеся к черной металлургии.

Минеральное сырье — рудные полезные ископаемые, являющиеся исходным материалом для рентабельного или стратегического производства продукции из руд черных металлов.

Вскрышные породы — горная порода, добытая в процессе вскрытия рудных тел. Вскрышные породы подразделяют на рыхлые и скальные. В рыхлых породах вскрышные работы выполняют с помощью экскаваторов. Скальные породы требуют предварительного рыхления буровзрывным или механическим способом.

Концентрат из руд черных металлов — часть продукта, выделенная из руды, с содержанием минеральных соединений, достаточным для производства из него металла в металлургическом переделе. Содержание металла и примесей в концентратах регламентируется стандартами и техническими условиями.

Отходы обогащения (хвосты) — часть руды, оставшаяся после выделения из нее концентратов. Понятие отходов условно и зависит от состояния уровня обогащения. К отвальным относятся отходы с содержанием рудных или нерудных компонентов, промышленное извлечение которых в настоящее время экономически или технически не оправдано. С развитием процессов обогащения из них могут быть доизвлечены оставшиеся рудные минералы и попутные элементы, но по более сложной технологии. Скопления таких отходов представляют собой техногенные месторождения.

Промежуточные продукты (промпродукты) — продукты обогащения, находящиеся в стадии незавершенного производства.

Комплексное использование сырья — технология, обеспечивающая рентабельное получение из минерального сырья готовой продукции, количество и номенклатура которой соответствуют максимально возможному использованию ее в народном хозяйстве.

Основные компоненты — черные металлы, находящиеся в минеральных соединениях или других формах, извлечение которых ведется в процессе переработки сырья для получения металлопродукции различной номенклатуры и сортамента. К основным компонентам относятся практически все минеральные соединения руд черных металлов, а также другие соединения, содержащие эти металлы, за исключением некоторых видов силикатов первичного и вторичного образования.

Попутные (сопутствующие) компоненты — минеральные соединения цветных, редких металлов и нерудных элементов, которые содержатся в рудах черных металлов и при эко-

номически оправданной технологии могут быть извлечены и использованы в народном хозяйстве.

Рациональное использование сырья — потребление попутно добываемых и получаемых отходов горных пород для строительных целей, рекультивации и культивации земли.

Товарная продукция — минеральная и металлургическая продукция, полученная в процессе какого-либо производства, удовлетворяющая действующим стандартам и техническим условиям и реализованная потребителю для непосредственного использования.

Готовая продукция — минеральная и металлургическая продукция, полученная в общем комплексе металлургического производства, не подлежащая дальнейшей переработке в данном производстве, используемая в качестве передельных продуктов на том же предприятии.

Попутная продукция — готовая продукция, соответствующая установленным кондициям, полученная попутно при основном производстве, или продукция, полученная из отходов основного производства.

Месторождения полезных ископаемых — скопления минерального сырья, рентабельная или стратегическая разработка которого целесообразна. Месторождения могут быть подразделены на природные, образованные в результате различных геологических процессов, и техногенные, представленные вторичными или другими ресурсами. Типичными техногенными месторождениями являются хвостохранилища, шламоотстойники, рудные и шлаковые отвалы.

Вторичное сырье — минеральное или другое сырье, представляющее собой отходы какого-либо производства или добытое из техногенных месторождений, извлечение из которого основных или попутных компонентов экономически выгодно.

Потери минерального сырья или других сырьевых материалов — часть ценных или попутных компонентов, не извлеченных в данном процессе в товарную продукцию. Потери подразделяют на возвратные и безвозвратные. К возвратным потерям относят материалы, уловленные и возвращенные в процесс или заскладированные для возможного использования при применении более совершенной технологии. Безвозвратные потери образуются из двух источников. Первый источник — это потери материалов в виде выбросов в атмосферу или водоемы, связанные с несовершенством улавливающих устройств, второй источник — это ценные или попутные элементы, содержащиеся в непромышленных минералах, извлечение которых в данный период экономически невыгодно и стратегически нецелесообразно. Такое подразделение потерь характеризует не только производственный, но и экономический аспект, поскольку эти потери подлежат плановому учету, на основе которого можно судить о совершенстве технологического процесса и организации производства в целом. Вместе с тем безвозвратные потери в последнее

время приобретают все более важное экологическое значение, так как влияние их на загрязнение окружающей среды значительно превышает экономический ущерб. Поэтому проблема снижения безвозвратных потерь в технологических процессах и организации безотходного производства занимает особое место и является фактически самостоятельной, требующей отдельных технико-экономических разработок и часто значительных капитальных вложений.

1.3. ПОНЯТИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ ПОТЕРЬ И ОТХОДОВ

При производстве минеральной и металлургической продукции в черной металлургии на всех стадиях образуются отходы и потери.

К отходам производства относят продукты, представляющие собой материал, неиспользуемый для получения основной продукции. Относительная непригодность этого материала определяется: отсутствием в нем компонентов, необходимых для получения основной продукции, непромышленным содержанием их или содержанием этих компонентов в неизвлекаемой форме.

Потери производства представляют собой часто кондиционные продукты, которые теряются при производстве готовой продукции вследствие несовершенства технологического процесса основного производства или улавливающих устройств.

Понятие отходов производства может быть отнесено только к отдельным отраслям производства. В народнохозяйственном аспекте это понятие отсутствует, так как полученные в данной отрасли отходы, как правило, являются сырьем, а в некоторых случаях и готовой продукцией для других отраслей народного хозяйства или даже непосредственно в этой же отрасли, но предназначены для использования в других целях. В целом отходы подразделяют на используемые и неиспользуемые.

Используемые отходы представляют собой потенциальное минеральное сырье, получение из которого попутной или основной продукции по существующей технологии экономически нецелесообразно или убыточно. Такие отходы складировуются для будущей переработки или выделяются в категорию запасов в виде забалансовых, чтобы в случае истощения запасов более богатого минерального сырья их можно было использовать в качестве источника для производства готовой продукции по более совершенной непрерывно развиваемой технологии переработки. В качестве примера могут служить железистые кварциты, которые до 1950 г. складировали в отвалы или применяли для мощения дорог, а с 1950 г. их стали использовать для производства высококачественных железорудных концентратов.

Неиспользуемые отходы представляют собой минеральные продукты переработки руд, которые в будущем не могут быть экономично использованы в качестве сырья для производства минеральной промышленной или бытовой продукции вследствие низ-

Таблица 1.1

Классификация отходов и потерь сырья при производстве черных металлов

Передел	Отходы	Потери
<i>Железные руды</i>		
Добыча	Вскрышные породы	Дренажные пыли, шламы, транспортные просыпы и пыли
Обогащение	Хвосты обогащения	Пыли пылеочистных устройств, транспортные просыпы и пыли, сбросы в водоемы со сточными водами
Окусование	Отсевы окусованных продуктов, уловленные пыли газоочистных устройств	Неуловленные пыли газоочистных устройств, сливы сгущения пылей
Доменный	Колошниковые пыли, шлаки	То же
Сталеплавильный	Уловленные пыли, шлаки	»
<i>Марганцевые руды</i>		
Добыча	Вскрышные породы	Неуловленные пыли, дренажные шламы, транспортные просыпы и пыли
Обогащение	Хвосты и шламы обогащения	Неуловленные пыли пылеочистных устройств, транспортные просыпы и пыли, сбросы в водоемы со сточными водами
Окусование	Отсевы окусованных продуктов, уловленные пыли газоочистных устройств	Неуловленные пыли газоочистных устройств, сливы сгущения пылей
Ферросплавное производство	Шлаки силико- и ферромарганца, уловленные пыли	То же
<i>Хромовые руды</i>		
Добыча	Вскрышные породы	Неуловимые пыли, дренажные шламы, транспортные просыпы и пыли
Обогащение	Хвосты и шламы обогащения	Неуловленные пыли пылеочистных устройств, транспортные просыпы и пыли, сбросы в водоемы со сточными водами
Окусование	Отсевы окусованных продуктов, уловленные пыли	Неуловленные пыли газоочистных устройств, сливы сгущения пылей
Ферросплавное производство	Шлаки, уловленные пыли	То же
Производство огнеупоров	Уловленные пыли, бой огнеупорных изделий	»

ких, близких к кларковым, содержания полезных компонентов. Такие отходы целесообразно применять, очевидно, для рекультивации нарушенных земель или улучшения природного ландшафта.

Потери имеют однозначное понятие, поскольку они не возвращаются в промышленную сферу производства и связанное с ними сырье является безвозвратно потерянным. Потери обуславливают увеличение расхода сырья на производство готовой продукции и загрязняют окружающую среду, чем наносят значительный вред фауне и флоре. Поэтому проблему их улавливания и использования следует рассматривать в двух направлениях: как проблему снижения расхода сырья на производство готовой продукции и защиту окружающей среды.

Характеристика потерь и отходов сравнительно устойчива, поскольку она отражает процесс переработки руд и изменяется только в связи с периодической заменой этого процесса более совершенным, обеспечивающим более полное использование сырья. Однако выход потерь непрерывно меняется, с одной стороны, в связи с ухудшением качества минерального сырья, с другой — благодаря совершенствованию процессов очистки газов и стоков.

На основе сформулированных понятий твердых отходов и потерь разработана примерная классификация их по переделам горнорудного и металлургического производства в черной металлургии (табл. 1.1).

1.4. ОСНОВНЫЕ ПУТИ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ

Отходы переработки руд черных металлов в основном можно использовать для попутного производства концентрированного сырья для черной, цветной и редкометалльной отраслей промышленности, связующих материалов, инертных заполнителей, строительных материалов, а также для рекультивации нарушенных земель.

Попутное производство концентратов черных металлов из отходов приобрело широкое распространение как в СССР, так и за рубежом. В ряде стран оно составляет 10 % общей потребности страны в железорудном сырье. Концентраты получают в результате извлечения слабомангнитных минералов из хвостов переработки магнетитовых руд, а также утилизации пылей и шламов, образующихся при окисковании, в доменном, сталеплавильном и ферросплавном производстве. Часть попутных металлосодержащих продуктов извлекаются в виде королек готового металла или сплава, содержащихся в шлаках доменного, сталеплавильного и ферросплавного переделов.

Для производства концентратов цветных и редких металлов используют хвосты обогащения магнетитовых руд в основном скарных месторождений, пыли и шламы окискования, доменного и сталеплавильного переделов.

Источником попутной продукции для производства сельскохозяйственных удобрений являются сталеплавильные шлаки: фосфатные в виде измельченной муки, получаемые при переработке фосфорсодержащих руд, и известковые в таком же виде, получаемые при переработке обычных руд. Во многих странах мира один из крупных источников поставки материалов для известкования почв — производство флюсов, при котором получают мелкие фракции известняков.

Значительное количество попутной продукции, получаемой из отходов металлургического передела, представлено связующими материалами. Такие страны, как ФРГ, Франция, Люксембург, Нидерланды, практически полностью удовлетворяют свои потребности в связующих материалах за счет шлаков доменного и сталеплавильного производства.

Шлаки доменного и сталеплавильного производства являются также сырьем для изготовления различных инертных заполнителей в виде минеральной (шлаковой) ваты, гранулированного шлака, пемзы и пр. Эти же шлаки очень часто используют в качестве связующих материалов при прокладке дорог.

В качестве инертных заполнителей для бетонов, покрытий шоссе и железных дорог широкое применение получили вскрышные скальные породы, дробленые шлаки, хвосты сухого и мокрого обогащения железных руд. В последние годы крупные фракции хвостов обогащения все шире стали применять для закладки выработанного пространства при отработке месторождений подземным способом.

Основные пути использования вскрышных пород — рекультивация и культивация земель.

Рекультивация земель обязательна при производстве открытых горных работ, и особенно если их производят на сельскохозяйственных угодьях. В этом случае используют как рыхлые, так и скальные вскрышные породы: скальную породу и мягкую неплодородную массу земли — для обратных засыпок, плодородную массу, обычно чернозем, — для рекультивации плодородного слоя. Особенно широкое распространение рекультивация земель получила в Центральных областях и на Украине, отличающихся большим плодородием земель.

Рекультивации подвергают как выработанные карьеры, так и зоны обрушения при подземных работах, а также хвостохранилища, чтобы исключить вредное влияние на окружающую среду пылящих фракций хвостов, а также содержащихся в них различных реагентов и масел.

Наряду с рекультивацией земель при добыче полезных ископаемых начали применять ее культивацию, выравнивая природный ландшафт, а также строя социально-культурные сооружения для облагораживания районов, особенно отличающихся засушливым климатом и сильно пересеченной местностью. Этот путь обеспечивает потребление большого количества отходов и может решить проблему их полной утилизации. Вместе с тем его использо-

вание связано со значительными непроектными затратами и может получить распространение в странах, имеющих достаточно большой производственный и бюджетный потенциал.

1.5. ТРЕБОВАНИЯ К ОТХОДАМ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ПОПУТНОЙ ПРОДУКЦИИ

Основные требования к отходам переработки руд черных металлов предъявляют в связи с их дальнейшим использованием в качестве сырья для производства попутной продукции или складированием (табл. 1.2). В зависимости от направления использования отходов различают три основные группы требований: по сохранению первоначальных свойств минерального сырья; по сохранению способности к культивации; вытекающие из дальнейшей их переработки для получения попутной промышленной продукции.

Первая группа требований обусловлена необходимостью рекультивации земель — восстановления нарушенного горными работами плодородия сельскохозяйственных угодий путем приведения их с помощью отходов в первоначальное или более культивированное состояние. При этом используют плодородный слой как вынутый в результате горных работ, так и специально добытый на землях, неудобных для сельскохозяйственных работ. Данная группа требований наиболее важна, поскольку предусматривает тщательное складирование плодородного слоя, который в процессе хранения склонен утрачивать свои свойства. Аналогичным образом могут быть подготовлены к сельскохозяйственному использованию земли с нарушенной природой ландшафтом или неплодородные почвы.

Вторая группа требований обусловлена применением отходов для выравнивания природного ландшафта путем их складирования на пересеченной местности. В этом случае к отходам предъявляют менее ответственные требования, обеспечивающие устойчивость поверхности почв к эрозии за счет посева неприхотливых трав или лесных насаждений. Такие культивированные площади впоследствии могут быть успешно использованы в качестве сельскохозяйственных угодий благодаря естественному образованию со временем плодородного слоя.

Третья группа требований относится к отходам, представляющим собой источники сырья для получения попутной продукции. Эти требования формируют технические условия на отходы как на попутную продукцию. Основа таких требований — рентабельность производства попутной продукции из отходов и потребность промышленности в этой продукции. В связи с этим требования к отходам, обеспечивающим получение кондиционной продукции, ограничивают прежде всего минимальное содержание полезных компонентов и определяют физические свойства, обеспечивающие возможность их переработки технически освоенным в промышленности процессом.

Таблица 1.2

Основные требования к отходам для производства полупной продукции при переработке руд черных металлов

Отходы	Сырье для дополнительной продукции		Инертные материалы для закладки	
	Продукция	Основные требования	Назначение отходов	Основные требования
Рыхлые вскрышные породы Плодородный слой	—	—	Рекультивация сельскохозяйственных земель	Сохранение основных свойств слоя, способность к складированию, транспортабельность
Плодородный слой	Строительные материалы: известь, керамзит и др. Бедные руды	Сохранение свойств для последующего использования Сохранение основных свойств для последующего использования в качестве руд черных металлов	Рекультивация и культивация земель, закладка выработанного пространства	Способность к складированию, транспортабельность
Скальные вскрышные породы	Строительные материалы: щебень, силикатные изделия, облицовочный камень Бедные руды	Прочность, устойчивость к атмосферным воздействиям, фракционирование Сохранение основных свойств для последующего использования в качестве руд черных металлов То же	То же	Способность к складированию, транспортабельность То же
Скальные породы подземной добычи Крупнокусковые сухие хвосты обогащения	То же Щебень	Прочность, крупность и устойчивость к атмосферным воздействиям, фракционирование	*	*

ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
МЕЛКОТОВАРНАЯ
46613

Отходы	Сырье для дополнительной продукции	Основные требования	Инертные материалы для закладки	Основные требования
Отходы	Продукция	Основные требования	Назначение отходов	Основные требования
Хвосты мокрого обогащения	Концентраты: кобальтовые, медные, апатитовые, бадделитовые, кальцитовые, форстеритовые, редкометалловые, железные, марганцевые, хромовые и пр.	Экономически оправданное содержание кобальта, серы, апатита, бадделита, кальцита, форстерита, редких металлов, магнетита, гематита (мартита), марганца, хрома, содержание твердого, крупность, способность к сгущению	Рекультивация и культивация земель, закладка выработанного пространства	Содержание твердого, способность к сгущению и складированию в жидком виде
Глины и шламы окислована	Строительные материалы: песок, инертные материалы, облицовочные материалы, камне-литейные, стекольные и керамические изделия Железорудное, марганцевое, хромовое и другое сырье для производства основной продукции	Минеральный состав: твердость, крупность, способность к сгущению	—	—
Пыли и шламы доменного, сталеплавильного и ферросплавного производства	То же	Содержание железа, марганца, хрома, топ-лива и флюсов, крупность и влажность	—	—
Пыли доменного сталеплавильного и ферросплавного производства	То же	То же	—	—
Шлаки доменного сталеплавильного и ферросплавного производства	Металлолом в виде корольков металла и ферросплавов, клинкер, гранулированный шлак и пемза, шлаковая и фосфатная мука для сельскохозяйственных удобрений, ванадиевый шлак	Содержание корольков металла, ванадия, фосфора, кремния, кальция и магния, крупность и влажность	—	—

2. ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

2.1. ВСКРЫШНЫЕ ПОРОДЫ

На многих железорудных месторождениях вскрышные породы верхних горизонтов представлены *рыхлыми отложениями*. К ним относятся различные глины, пески, меловые и мергельные породы [4, 5, 6] (табл. 2.1, 2.2).

Глинистое сырье вскрышных пород железорудных месторождений представлено высокоглиноземистыми глинами из коры выветривания сланцев, глинами келловейского яруса и песчано-глинистыми отложениями юрской системы, огнеупорами, сахарными глинами карбона и глинами девона, глинами палеогеновой системы, суглинками четвертичной системы.

Девонская глина — ожелезненная с капиллярными пустотами, пестроцветная, с высоким содержанием кремнистых включений (до 12—20 %), представленных в основном обломками плотного ожелезненного песчаника размером от 0,5 до 25 мм. Плотность глины 2,64 г/см³. Глина не пластичная, по содержанию $Al_2O_3 + TiO_2$ (8,4 %) кислая.

Юрская глина — темно-серая, плотная (2,60 г/см³), высокопластичная (число пластичности 25,49), грубодисперсная. Имеет небольшие включения слюды и высокое содержание (до 7,6 %) карбонатных включений — в основном белемнита (до 30 мм), глинистых сланцев (5—15 мм), кварца (до 3 мм) и ракушек (до 10 мм).

Четвертичные суглинки коричневого цвета, средней плотности (2,67 г/см³), среднепластичные (число пластичности 15,96), тонкодисперсные. Имеют капиллярные пустоты и включения, представленные в основном кварцевым песком и карбонатами (0,5—3 мм). По содержанию $Al_2O_3 + TiO_2$ (в прокаленном состоянии) относятся к кислым глинам.

Песчаные отложения (табл. 2.3) на железорудных месторождениях приурочены к юрской, каменноугольной, девонской, а также к меловой (на КМА) системам. К меловой системе приурочены пески аптского, альбского и сеноманского ярусов.

Аптские отложения представлены кварцевыми песками различной зернистости светло-серого, зеленовато-серого, желтовато-серого цвета. Они ожелезнены, незначительно слюдисты и имеют прослойки огнеупорных глин (синевато-серых пластичных во влажном состоянии и мелкооскольчатых в сухом виде) и прослойки песчаника коричневатого-серого цвета.

В альбских отложениях переслаиваются пески средне-мелкозернистые, иногда алевритистые, пески мелко-среднезернистые и изредка глинистые отложения. Пески светло-серые и серовато-желтые, ожелезненные, слабослюдистые и слюдистые, кварцевые с глауконитом.

Таблица 2.1

Химический состав рыхлых вскрышных пород, %

Компонент	Глина		Четвертичные суглинки	Мел	Мергель	Пески	
	девонская	юрская				Лебединского ГОКа*	Стояленского ГОКа
SiO ₂	74,3	60,7	66,6	0,4	11,5	92,5—96,6	98,3
Al ₂ O ₃	8,4	16,4	11,6	0,08	3,1	6,9—0,9	1,9
TiO ₂	}	}	}	}	}	0,1—0,15	—
Fe ₂ O ₃						9,1	8,2
CaO	0,8	1,8	4,2	55,6	44,1	0,5—0,4	0,3
MgO	0,5	2,5	2,3	0,2	0,5	0,2—0,1	0,5
SO ₃	0,1	0,3	0,1	0,01	0,1	0,2*** —	—
P ₂ O ₅	—	—	—	0,1	0,1	0,1*** —	—
K ₂ O	—	—	—	0,2	0,8	—0,6	0,03
Na ₂ O	—	—	—	0,03	0,6	—1,3	0,4
П. п. п.	5,8	9,1	8,3	—	33,1	—0,6	—

* Первая цифра — аптские пески, вторая — альбские.

** Содержание S.

*** Содержание P.

Таблица 2.2

Гранулометрический состав рыхлых вскрышных пород, %

Класс крупности, мм	Глина		Четвертичные суглинки	Пески*	
	девонская	юрская		Лебединского ГОКа	Стояленского ГОКа
+1	37,4	21,4	16,2	—	1,2—4,1
-1+0,5				—3,3	6,3—4,8
-0,5+0,25				55,0—47,3	49,1—74,0
-0,25+0,1	37,8	35,7	29,4	27,0—34,7	28,8—12,2
-0,1+0,05				13,2—6,0	5,2—2,1
-0,05+0,01	15,8	15,5	8,8	1,0—1,0	1,1—0,5
-0,01+0,005	4,1	19,3	11,4	3,8—7,7	8,3—2,3
-0,005+0,001	4,9	8,1	34,2		
-0,001					

* Первая цифра — аптские пески, вторая — альбские.

Таблица 2.3

Минеральный состав и физико-механические свойства песков вскрышных пород *

Показатель	Лебединский ГОК	Стояленский ГОК
Содержание, %:		
кварц	98,8—	95,5—98,0
полевой шпат	5,3—	1,4—0,7
слюды	0,18—	—
глауконит	0,17—	2,46—0,7
карбонаты	Следы	—

* Первая цифра — аптские пески, вторая — альбские.

Показатель	Лебединский ГОК	Стойленский ГОК
Плотность, г/см ³ :		
средняя	2,65	—
насыпная	2,02—2,03	2,05—2,03
насыпная скелета грунта	1,79—1,72	—1,74
Влажность естественная, %	15—17	16
Пористость, %	32—34	34—35

В сеноманских отложениях мелкозернистые пески иногда чередуются с алевролитистыми или глинистыми. Пески светло-серые, зеленовато-серые, в результате неравномерного ожелезнения желтовато-серые до бурого, кварцевые с глауконитом, слабослюдистые с единичными глинистыми прослоями, представлены гидрослюдой с примесью монтмориллонита и каолинита.

На некоторых железорудных месторождениях вскрышными являются карбонатные породы. В первую очередь это относится к железорудным месторождениям Старооскольского железорудного района КМА, где добывают в огромных объемах вскрышные карбонатные породы, представляющие прежде всего отложения верхнего отдела меловой системы. Это — мел туронского и коньякского ярусов, мергель сантокского яруса, мергель и мел кампанского яруса. Карбонатные породы, сложенные различными по составу известняками, встречаются среди отложений юрской системы, карбона и отложений девона.

Толща мела туронского — коньякского ярусов на Лебединском месторождении имеет наибольшую мощность в южной части (60—70 м). Макроскопически толщина мела однообразна. Мел имеет белый цвет и характеризуется высоким содержанием (до 99 %) CaCO_3 , который присутствует в меле преимущественно в виде порошкового кальцита. Однако имеются и микрофракции, представленные кокколитами, фораминиферами, призмами иноцерамов, спикулами губок и др. Глинистые минералы, составляющие в основном нерастворимый осадок, а также прослойки глины в меловой толще представлены монтмориллонитами. Физико-механические свойства мела приведены в табл. 2.4. В естественном залегании мел представляет собой в различной мере водонасыщенную высокопористую породу мягкопластичной консистенции, слабоуплотненную, с малой водопроницаемостью. Механические свойства мела зависят от влажности: при высыхании прочность мела повышается примерно в 1,5 раза по сравнению с естественновлажным состоянием.

Мергель, добываемый на Стойленском месторождении как вскрышная порода, представляет собой плотный материал, зеленовато-серый во влажном и светло-серый в сухом состоянии. В верхней части окрашен оксидами железа и марганца. Мощ-

Таблица 2.4

Физико-механические свойства мела

Показатель	Лебдинский ГОК	Стояленский ГОК
Плотность, г/см ³ :		
средняя	2,73	2,76
насыпная	2,10	1,99
Влажность, %:		
естественная	23—46	13—30
гигроскопическая	0,1—0,2	0,06—0,32
Пористость, %	41—55	41—55
Коэффициент пористости, %	0,05—1,24	0,73—1,20
Предел пластичности, %:		
верхний	25—38	27—41
нижний	16—30	18—30
Число пластичности	7—14	4—15
Коэффициент уплотнения	—	0,14—0,65
Показатель консистенции	—	0,65—1,8

ность мергеля колеблется от 1 до 24,5 м и в среднем составляет 14,6 м. Макроскопические исследования мергеля показывают наличие в нем обломочных зерен (содержание которых колеблется от 0 до 17 %), представленных в основном кварцем, редкими зернами полевых шпатов и чешуйками слюды. Наибольшее содержание обломочных зерен приурочено к верхней толще (до 17 %), наименьшее — к нижней (2—2,5 %).

Плотность мергеля колеблется от 1,72 до 2,03 г/см³ и в среднем составляет 1,84 г/см³; естественная влажность — от 15,8 до 28,3 %.

Мергели имеются и на Погромецком месторождении (КМА). Они залегают на мелах турон — коньякского ярусов. В центральной части месторождения мергели полностью уничтожены древней эрозией. Мощность сантокских мергелей изменяется от 0 до 32 м (средняя 25—28 м). Состав мергелей, %: обломки фауны (кокколитофориды) 60, порошок кальций 10, кварц 45, глинистый материал гидрослюды 20. Микроструктура мергелей биогенного типа зачастую пятнистая, реже — ихнитовая. Разнообразие вещественного состава мергелей определяет различие в их физико-механических свойствах. Мелоподобные мергели характеризуются следующими параметрами: пористость 44 %, влажность 28 %, плотность 2,7 г/см³, насыпная плотность 1,92 г/см³.

При открытой разработке железорудных месторождений в добычу вовлекаются сопутствующие нерудные скальные породы, которые являются потенциальным источником получения из них различных строительных материалов (щебень, грубозернистый песок). Отдельные разновидности скальных пород (горнблендиты Урала) имеют красивый рисунок и после полировки могут быть использованы в качестве облицовочных плит для отделки общественных зданий. Наибольшее распространение из скальных

вскрышных пород на железорудных месторождениях имеют кристаллические сланцы различного минерального состава. В зависимости от преобладания того или иного минерала встречаются следующие разновидности: биотит-хлоритовые, кварц-амфибол-хлоритовые, кварц-биотит-хлоритовые, диорит-порфириновые (табл. 2.5). К другим разновидностям скальных вскрышных пород относятся: габбро, горнблендиты, доломиты, известняки и др. Средний минеральный состав кварц-слюдистых сланцев, %: слюда (биотит, мусковит, серицит) 58; кварц 32; второстепенные минералы 10. Горнблендиты представляют собой массивную кристаллическую породу, состоящую в основном из зерен роговой обманки (85—90 %), титаномагнетита (1,8 %), хлорита (2—5 %), эпидота (2—5 %). В незначительном количестве присутствуют апатит, гранат, цонзит, сосюрит.

На железорудных месторождениях Кривого Рога и Курской магнитной аномалии в качестве скальных вскрышных пород вывозят в отвалы огромное количество окисленных железистых кварцитов.

В настоящее время по железорудным месторождениям Кривбасса добыто и размещено в отвалах свыше 500 млн. т окисленных железистых кварцитов, более 100 млн. т их уже добыто и размещено в отвалах на месторождениях КМА. При разработке соответствующей технологии обогащения окисленные железистые кварциты могут служить источником получения железорудного концентрата.

По вещественному составу (табл. 2.6) и физико-химическим свойствам окисленные железистые кварциты различных месторождений несколько отличаются друг от друга. Основные рудные минералы в окисленных железистых кварцитах — гематит, мартит, магнетит и сидерит; нерудные — кварц, железистые силикаты (куммингтонит), биотит, эгирин, хлорит, кальцит, доломит.

Окисленные железистые кварциты имеют тонкозернистую, реже мелкозернистую структуру. Размеры зерен магнетита изменяются от 0,03 до 0,35 мм, мартита — от 0,01 до 0,04 мм. Размеры зерен гематита также составляют 0,01—0,04 мм.

Полосчатая текстура окисленных железистых кварцитов унаследована от неокисленных кварцитов. Отличительной чертой является лишь наличие блочности, вызванной проявлением ослабленных плоскостей, расположенных обычно перпендикулярно к полосчатости.

По прочности окисленные железистые кварциты можно условно разделить на три группы: с относительно низкой (100—150 Дж/см³); средней (150—200 Дж/см³) и высокой (более 200 Дж/см³) удельной работой разрушения.

Пористость окисленных кварцитов составляет 1,2 %. Наибольшую пористость имеют кварциты с высоким содержанием (45,84 %) железа, наименьшую — существенно окисленные.

Мартитовые разновидности кварцитов, а также железно-слюдаково-мартитовые с гидроксидами железа имеют самую низкую

Таблица 2.5

Химический состав и физико-механические свойства скальных вскрышных пород

Показатель	Сланцы				Кварциты без-рудные	Роговики		Доломиты	Горн-бленды	Гипбро	Известняк
	блотти-хлоритовые	кварц-амфи-бол-хлоритовые	кварц-биотит-хлоритовые	диорит-порфи-ритовые		карбонати-но-магне-зитовые	магнетит-карбонат-но-сили-катные				
Содержание компонент: %											
SiO ₂	69,33	37,7	61,01	60,80	96,70	78,40	56,82	2,5—8	38,2	38,9	5,5
Al ₂ O ₃	3,68	6,47	15,36	16,24	1,30	3,35	3,54	0,6	14,2	17,0	8,8
Fe ₂ O ₃	14,37	34,63	2,84	2,23	—	10,05	16,60	—	7,7	7,2	16,4
CaO	0,70	2,52	1,17	0,40	0,12	1,26	4,48	19,4—28	10,9	12,1	31,0
MgO	3,52	4,22	3,76	3,64	0,01	2,21	4,53	19—24	11,8	8,5	1,5
Плотность, г/см ³ :											
средняя	2,75	3,16	2,83	2,95	2,70	3,05	3,12	2,80	3,10	3,04	2,65
насыпная	2,59	3,10	2,72	2,82	2,68	3,03	3,03	2,75	2,85	2,91	2,68
Пористость, %	6	2	1	3,7	—	0,7	3,0	—	—	—	—
Водопоглощение, %	1	—	0,26	0,1	—	2,5	1,4	—	0,21	0,14	—
Прочность:											
на сжатие, МПа	105,4	135,5	17,0	126	210	141	144	132,5	131,5	185,6	132,9
на истирание, %	19,6	—	16,8	—	—	18,5	19,4	—	—	—	—
Морозоустойчивость	50	25	50	75	—	100	25	—	—	—	—

Таблица 2.6

Минеральный и химический состав окисленных железистых кварцитов, %

Компоненты	Комбинат			
	Мнявловский	Лебединский	Стояленский	Новокриворожский, Южный
Апатит	0,2	0,4	0,5	0,2
Гематит и мартит	33,5 (23,5)	23,8 (16,7)	20,3 (14,2)	38,4 (26,9)
Гидроксиды железа	11,4 (6,9)	11,0 (6,8)	10,8 (6,6)	3,3 (5,1)
Железистые силикаты	9,4 (2,1)	6,2 (2,4)	4,9 (1,3)	2,1 (0,5)
Железистые карбонаты	2,5 (1,2)	7,9 (3,8)	7,2 (3,2)	2,2 (1,0)
Кварц	35,5	36,5	37,0	44,5
Магнетит	7,28 (5,22)	10,0 (7,2)	11,8 (8,5)	4,3 (3,2)
Сульфиды	0,5 (0,2)	0,2 (0,1)	0,4 (0,2)	—
Fe _{общ}	39,0	37,0	34,0	36,6
Fe _{маг}	5,2	7,2	8,5	—
FeO	5,4	10,3	9,3	3,1
Fe ₂ O ₃	49,9	41,5	38,3	48,8
SiO ₂	40,6	48,8	40,9	45,3
Al ₂ O ₃	0,2	1,6	2,7	0,6
TiO ₂	Следы	0,1	0,1	—
CaO	0,7	0,7	0,8	0,5
MgO	0,2	0,8	1,1	0,3
MnO	0,06	0,05	0,05	0,02
Na ₂ O	0,3	0,1	0,1	0,05
K ₂ O	0,24	0,20	0,22	0,17
P ₂ O ₅	0,06	0,15	0,18	0,09
CO ₂	0,67	3,77	3,05	—
S	0,19	0,13	0,22	0,02
П. п. п	2,5	5,6	5,8	1,7

Примечание. В скобках указано содержание Fe.

плотность (3,44—3,57 г/см³). Мартито-железно-слюдковые разновидности кварцитов с наиболее высоким содержанием железа характеризуются и большей плотностью (4 г/см³).

Удельная магнитная восприимчивость зависит в основном от наличия в руде магнетита. Поэтому минеральные разновидности весьма окисленных кварцитов имеют наименьшую удельную магнитную восприимчивость, чем существенно окисленные, полуокисленные и малоокисленные руды.

Коэффициент крепости отчетливо уменьшается с увеличением степени окисления окисленных железистых кварцитов.

Окисленные железистые кварциты без вторичной (эпигенетической) цементации представляют собой породы, обладающие высокой пористостью и резко ослабленными внутренними кристаллизационными связями. Установлено, что степень окисления железистых кварцитов коррелируется с пористостью: степень окисления тем выше, чем больше значение пористости.

Установлено, что границы между зернами (контакты) являются ослабленными зонами, а это значит, что при рациональном

Таблица 2.7

Физические свойства минералов окисленных железистых кварцитов

Минерал	Лебединский ГОК		Стойленский ГОК		
	Плотность, г/см ³	Удельная магнитная восприимчивость, 10 ⁻⁴ см ³ /г	Плотность, г/см ³	Удельная магнитная восприимчивость, 10 ⁻⁴ см ³ /г	Микротвердость, МПа
Гематит	5,20	370	5,27	65	Н. д.
Кварц	2,65	10—20	2,65	10	12 650
Кальцит	2,70	3—8	2,71	2—7	Н. д.
Каолинит	2,65	5—9	2,61—2,68	4—10	Н. д.
Лимонит	4,2	30—45	4,30	25—60	Н. д.
Магнетит	5,20	100	5,20	100	5020
Мартит	5,23	30—70	5,25	35—75	Н. д.
Полумартит	5,20	2000—5000	5,15	2000—4000	Н. д.
Сидерит	3,98	68	3,96	410	4850
Шмоэзит	3,32	70	3—3,4	10—30	Н. д.

измельчении окисленных кварцитов не должно оставаться сросков.

Основным рудным минералом окисленных железистых кварцитов Лебединского месторождения является полумартит, т. е. мартит с реликтами магнетита. Для них рационально такое измельчение, при котором раскрываются зерна полумартита, а не реликты магнетита, так как в последнем случае образуется большое количество зерен (осколков) мартита с низкой удельной магнитной восприимчивостью [(3—7) 10⁻⁵ см³/г], не извлекаемых в концентрат, в то время как зерна полумартита обладают довольно высокой [(2—50) 10⁻³ см³/г] удельной магнитной восприимчивостью, зависящей от содержания реликтов магнетита.

Окисленные железистые кварциты представляют собой дезинтегрированные в различной степени руды с неравномерно нанесенной цементацией (главным образом сидеритизацией). По механической прочности резко различаются несидеритизированные и слабосидеритизированные окисленные кварциты. Если прочность на сжатие у первых 0,5—7,5 МПа, то у вторых она изменяется от 20 до 70 МПа.

Из физических свойств минералов, слагающих окисленные железистые кварциты, наиболее существенны для обогащательного процесса удельная магнитная восприимчивость, плотность и микротвердость (табл. 2.7).

2.2. ОТХОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

При обогащении железистых кварцитов методом *мокрой магнитной сепарации* выделяется большое количество мелкодисперсных отходов, которые представляют собой взвесь твердых частиц в воде. Содержание твердого в пульпе колеблется от 8,5 до 10,5%. От обогащательных фабрик хвосты гидротранспортом направляют

в хвостохранилища, где происходит осаждение твердых частиц. Жидкую фазу — осветленную воду — направляют в технологический процесс. В сухом виде хвосты представляют собой порошок темно-серого цвета плотностью 3,1—3,3 г/см³. В год на горно-обогатительных комбинатах, перерабатывающих железные руды, образуется 228—230 млн. т хвостов, в том числе хвостов мокрой магнитной сепарации на комбинатах:

Азербайджанском	1,8	Михайловском	13,2
Ингулецком	21,2	Новокриворожском	17,1
Качканарском	33,1	Оленегорском	9,0
Ковдорском	10,0	Полтавском	18,5
Коршуновском	10,5	Северном	28,7
Лебединском	16,6	Соколовско-Сарбайском	15,4
Лисаковском	3,1	Центральном	12,2

Вещественный состав хвостов мокрой магнитной сепарации (табл. 2.8) зависит от состава перерабатываемых железных руд. В зависимости от содержания кремнезема и карбонатных пород хвосты относят к группе кислых пород, если преобладает первый, и к основным, если преобладают вторые. Содержание железа в хвостах определяется многими факторами: размерами вкрапленных рудных минералов, содержанием слабомангнитных минералов, совершенством технологических схем и т. д.

Преобладающим элементом в хвостах является кремний, и они в большей степени относятся к кислым породам. В хвостах Южного, Новокриворожского и Центрального комбинатов среди силикатов преобладают хлориты, меньше куммингтонита и биотита. Силикаты хвостов Ингулецкого ГОКа представлены преимущественно биотитом, куммингтонитом с незначительным содержанием хлорита. В хвостах Северного ГОКа преобладают эгирин, биотит, сланцы, содержатся куммингтонит и щелочной амфибол. Хвосты Коршуновского ГОКа представлены в основном диоксидшпинелью, серпентином и гроссуляром, Ковдорского — оливковым биотитом, Оленегорского — амфиболами и куммингтонитом с примесью биотита. В хвостах Соколовско-Сарбайского ГОКа преобладают амфиболы, содержатся хлориты.

Гранулометрический состав хвостов мокрой магнитной сепарации изменяется в широких пределах (табл. 2.9). Значительный интерес для использования хвостов в строительном деле представляет класс +14 мм, содержание которого в хвостах изменяется от 10 до 25 %.

Хвосты обогатительной фабрики Михайловского ГОКа содержат значительное количество слабомангнитных минералов и являются потенциальным источником получения железорудного концентрата. Они состоят в основном из кварца и гематита, в значительном количестве содержат силикаты, а также карбонаты. Магнетит присутствует в виде тонких и мелких свободных зерен, а также в виде бедных сростков с гематитом и силикатами. Значительная часть бедных сростков представлена торбернитом с точечными включениями гематита и магнетита. Размер бедных сростков

Компоненты	Комбинаты						
	Игулецкий	Качканарский	Ковдорский	Коршунловский	Лебдинский	Лисьяковский	Михайловский*
Апатит	0,5	Н. д.	30	0,9	0,29	Н. д.	0,6
Гематит	3,5 (2,5)	Н. д.	Н. д.	3 (2,1)	3,4 (2,2)	Н. д.	29,1 (20,4)
Гидроксиды железа	2 (1,2)	Н. д.	Н. д.	Н. д.	0,5 (0,2)	Н. д.	Н. д.
Карбонаты: рудные	4,3 (1,5)	Н. д.	Н. д.	Н. д.	0,21 (0,1)	Н. д.	2,4 (0,7)
нерудные	6		18	12,5	3,6	Н. д.	1,8
Кварц	59	Н. д.	Н. д.	Н. д.	52,3	Н. д.	47,1
Магнетит	2,1 (1,5)	Н. д.	2,5 (1,8)	3,6 (2,6)	2,1 (1,7)	Н. д.	4,1 (3)
Силикаты	22,3 (6)	Н. д.	41,2 (1,1)	73 (3)	Н. д.	Н. д.	14,2 (2,8)
Сульфиды	0,4 (0,2)	Н. д.	0,45 (0,2)	0,08 (0,03)	Н. д.	Н. д.	—
Fe _{общ}	10,8	7,6	3,1	7,1	12,7	29,1	25,2
Fe _{маг}	2,5	—	—	—	3,7	—	2,2
FeO	8,9	5,0	—	3,1	7,2	0,7	4,5
Fe ₂ O ₃	5,5	5,3	1,3	6,3	2,0	41,1	31,0
SiO ₂	70,5	46,2	45,7	40,2	64,6	45,6	55,4
Al ₂ O ₃	2,0	0,5	—	7,2	2,5	3,1	0,2
CaO	2,6	20,1	23,0	19,2	2,6	0,4	1,4
MgO	3,8	14,3	20,0	15,3	4,3	0,3	1,3
TiO ₂	0,04	0,9	0,16	0,5	—	0,1	0,01
P	—	0,01	5,67	0,16	1,8	0,4	0,06
S	0,08	—	0,2	0,06	0,16	—	0,05
П. п. п.	5,2	—	12,6	—	4,1	—	3,6

* Содержатся 0,067 % С, 1,24 % К₂O, 0,53 % Na₂O.

Продолжение табл. 2.8

Компоненты	Комбинаты						
	Новокриво- рожский	Оленегорский	Северный	Соколовский	Стоянецкий**	Центральный	Южный***
Апатит	0,4	0,1	0,5	0,7	0,33	0,1	0,3 3,3 (2,8) 2,3 (2,0)
Гематит	1,3 (0,9)	9 (6,3)	4,5 (3,2)	5 (3,5)	4,2 (3,4)	3,3 (2,3)	2,2 (1,1) 1,2 (0,8)
Гидроксиды железа	Н. д.	Н. д.	2 (1,2)	Н. д.	Н. д.	0,8 (0,5)	11,6 (7,4) 4,2 (3)
Карбонаты: рудные	20,2 (8,1)	Н. д.	1,8 (0,8)	Н. д.	Н. д.	4,4 (3,8)	7,6—8,4 60,4—61,3
нерудные	3,1	4,5	4,4	20	4,8	1,3	3,3—3,4 (2,45)
Кварц	55,2	67,8	53,7	4,3 (3,1)	49,8	58,7	11,4 (0,1) (0,15)
Магнетит	2,5 (1,9)	2,5 (1,8)	2,8 (2)	65 (5,5)	2,3 (1,7)	4,1 (2,9)	0,08 (0,03) 0,0—(0,15)
Силикаты	17 (2,8)	16,1 (1,6)	28,1 (6,4)	4,3 (1,8)	Н. д.	17 (4,1)	12,4 2,5
Сульфиды	0,18 (0,05)	0,09 (0,08)	0,2 (0,1)	13,9	10,1	15,7	7,5 9,4
Fe _{общ}	13,8	9,5	13,7	3,1	1,2	—	64,5
Fe _{маг}	2,1	—	2,1	7,1	4,5	12,1	0,6
FeO	14,0	1,7	5,7	12,0	6,3	9,0	2,7
Fe ₂ O ₃	4,2	11,3	12,6	40,1	70,3	64,1	4,3
SiO ₂	61,8	73,1	66,8	10,6	2,2	0,7	—
Al ₂ O ₃	1,7	3,5	1,0	12,4	3,1	2,7	0,06
CaO	1,7	3,3	2,7	4,7	4,5	—	0,05
MgO	4,5	3,2	4,4	0,5	—	0,02	0,14
TiO ₂	0,07	—	0,06	0,14	0,2	0,16	8,1
P	0,1	—	0,08	2,5	0,3	6,7	—
S	11,8	—	0,12	—	3,0	—	—
П. п. п.	—	—	4,5	—	—	—	—

** Содержатся 0,8 % К₂O, 0,43 % Na₂O.
 *** Первая цифра для ЮГОК-1, вторая — для ЮГОК-11.
 Примечание. В скобках дано содержание Fe.

Таблица 2,9.

Гранулометрический состав хвостов обогащения, %

Комбинат	Класс крупности, мм							
	+	- +0,6	- +0,1	- +0,3	- +0,2	- +0,1	- +0,074	- 0,074
Нигулецкий	—	3,6	2,4	2,3	3,8	6,6	4,4	75,2
Качканарский	—	5,5	8,5	10,5	9,5	12,5	19,3	34,2
Коршуловский	0,6	2,6	11,7	7,1	5,2	14,3	6,3	52,5
Костомукшский	1,4	3,2	6,0	6,2	5,1	5,1	6,3	66,7
Лебединский	—	—	1,1	1,3	7,0	4,5	5,8	80,3
Лисаковский	5,7	5,0	83,9	2,1	1,1	0,9	0,8	0,5
Михайловский	—	—	—	—	8,0	5,2	2,8	84,0
Новокриворожский	—	2,6	1,7	1,1	2,0	5,8	8,2	18,4
Оленегорский	0,9	3,6	7,2	6,4	12,7	22,8	13,0	33,4
Северный	0,3	2,4	1,5	2,1	1,3	3,3	8,4	80,4
Стойленский	—	—	0,8	1,2	6,5	4,1	5,0	82,4
Центральный	1,0	1,1	2,0	1,7	2,3	5,6	7,6	78,7
Южный	0,6	1,7	2,7	5,2	3,4	4,3	3,5	78,6

стков колеблется от 0,05 до 0,16 мм, иногда достигая 0,38 мм; размер свободных зерен гематита — от 0,001 до 0,07 мм. Некоторая часть гематитовых зерен представлена богатыми сростками с кварцем и силикатами размером 0,07—0,1 мм. Данные, характеризующие раскрытие минералов в хвостах магнитной сепарации: по стадиям обогащения и распределение в них железа, приведены ниже.

Раскрытие минералов в хвостах магнитной сепарации по стадиям обогащения

Стадия	I	II	III	IV	V
Содержание, %:					
Свободных минералов:					
рудных	15	10	20	10	60
нерудных	40	55	50	65	20
Спликатов	20	15	15	10	10
Сростков:					
богатых	25	20	15	10	10
бедных	20	15	15	15	10

Распределение железа в хвостах мокрой магнитной сепарации

Класс крупности, мм	+0,2	-0,2+0,1	-0,1+0,074
Выход класса, %	8,01	5,20	5,97
Содержание железа, %	23,5	23,6	23,0
Извлечение железа, %	7,05	4,63	5,13
Класс крупности, мм	-0,074+0,05	-0,05+0,044	-0,044
Выход класса, %	8,21	13,10	59,51
Содержание железа, %	26,4	26,7	28,7
Извлечение железа, %	7,16	12,12	63,91

Характеристика сухих крупных хвостов

Предприятие	Максимальная крупность, мм	Содержание железа, %	Годовое производство, тыс. т	Годовое потребление, тыс. т
Комбинат:				
Качканарский	25	8,6	1170	1170
Полтавский	25	12,2	1476	1476
Соколовско-Сарбайский	25	13,0	4000	4000
Стойленский*	20	18,7	65	65
Центральный	25	20,7	800	800
Рудоуправление:				
Бикальское	60	23,8	226	226
Богословское	40	12,5	1603	1362
Высокогорское	20	10,3	1189	1189
Гороблагодатское	70	11,7	1552	1324
Златоустовское	70	10,0	100	40
Первоуральское	70	13,7	4074	2786

* Одна опытно-промышленная секция.

Наибольшее количество богатых и бедных сростков содержится в хвостах I стадии магнитной сепарации. Наиболее богат железом класс крупности — 0,044 мм. Шламы (класс — 0,015 мм) в хвостах составляют 20 % с содержанием в них железа 17—20 %.

Наличие в железных рудах и железистых кварцитах крупных безрудных и слаборудных включений предопределило внедрение *сухой магнитной сепарации* дробленых руд перед глубоким их обогащением. За счет вывода безрудного материала повышается производительность измельчительного оборудования, сокращаются энергозатраты на производство концентрата и повышается его качество. Выделенные слаборудные и безрудные продукты по своим физико-механическим свойствам являются хорошим строительным материалом — щебнем. Объемы выделения крупных хвостов приведены в табл. 2.10.

Содержание общего железа в крупных хвостах (см. табл. 2.10) составляет от 8,6 до 23,8 %, а железа, связанного с магнетитом, — от 4,5 до 6,5 %. После предварительной подготовки (рассев) сухие хвосты используют как строительный щебень.

При обогащении марганцевых руд выделяется значительное количество тонкодисперсных шламов.

Шламы с высоким (более 27 %) содержанием марганца содержат, %: 40,4 MnO₂; 32,8 SiO₂; 3,0 CaO; 1,1 MgO; 4,3 Al₂O₃; 3,4 Fe₂O₃; 0,3 P. Шламы с низким (менее 27 %) содержанием марганца содержат, %: 16,6 MnO₂; 48,0 SiO₂; 4,5 CaO; 1,2 MgO; 4,6 Al₂O₃; 4,4 Fe₂O₃; 0,2 P.

Марганцевые шламы имеют следующий минеральный состав, %: 12—13 псиломелана; 8—12 кальцевого родохрозита; 4—

Гранулометрический состав марганцевых шламов

Класс крупности, мм	+0,8		-0,8+0,5
Выход класса, %	4,7		3,8
Содержание Mn, %	10,9		11,1
Класс крупности, мм	-0,16+0,10		-0,10+0,071
Выход класса, %	9,7		7,8
Содержание Mn, %*	13,9		10,7
Класс крупности, мм	-0,5+0,315	-0,315+0,2	-0,2+0,16
Выход класса, %	6,9	9,4	5,0
Содержание Mn, %	12,9	13,4	12,9
Класс крупности, мм	-0,071+0,04	-0,04+0,02	-0,02
Выход класса, %	5,7	10,0	37,0
Содержание Mn, %*	11,1	13,2	14,2

* В исходном продукте 13,1 %.

6 пиромозита и манганита; 11—12 манганокальцита и кальцита; 45—50 кварца и полевого шпата; 20—25 илов; 3—5 гидроксидов железа; 2—3 барита, глауконита и слюды, а также хлорит, фосфаты и кальцит.

По гранулометрическому составу марганцевые шламы представлены тонкими классами: —1 и —0,044 мм. Содержание в них марганца составляет 13—14 %. Из рудных минералов преобладает псиломелан, содержание которого колеблется от 6 до 13 %. Содержание кварца в шламах составляет 45—52 %.

2.3. ШЛАМЫ ОКОМКОВАТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Шламы окомковательных фабрик представляют собой смесь железосодержащих (магнетит, гематит) и нерудных (известняк, бентонитовые глины) минералов (табл. 2.11). Содержание железа в шламах зависит от многих факторов и колеблется в пределах 52—63 %, а кремнезема — 8,5—11,5 %. На окомковательных фабриках, производящих офлюсованные окатыши, содержание оксида кальция достигает 5—6 %, а на фабриках, выпускающих неофлюсованные окатыши, — 0,3—0,5 %.

По гранулометрическому составу шламы окомковательных фабрик отличаются друг от друга в незначительной степени. Преобладает класс —0,074 мм. Удельная площадь поверхности шламов высока. Плотность шламов находится в пределах 4,3—4,6 г/см³.

При переработке флюсовых материалов (доломита, известняка) на дробильно-обогащительных фабриках образуется мелкокусковая фракция крупностью —10 или —25 мм, которую складывают в отвалы. В последнее время освоено производство из этих отходов известняковой и доломитовой муки, применяемой в сельском хозяйстве для раскисления кислых почв. Содержание CaCO₃+MgCO₃ в отходах Студеновского, Барсуковского и Данковского месторождений составляет 85—90 %, что соответствует требованиям, предъявляемым к карбонатной муке. По грануло-

Таблица 2.11

Состав и свойства шламов окомковательных фабрик

Показатель	Комбинат			
	Лебединский	Михайловский	Полтавский	Северный
Содержание компонента, %:				
Fe _{общ}	62,9	56,3	61,9	57,0
Fe _{маг}	—	18,1	53,9	—
FeO	16,6	8,9	25,3	8,4
Fe ₂ O ₃	71,6	70,6	60,5	71,9
SiO ₂	9,5	9,8	11,3	8,8
SiO ₂ своб	—	6,2	9,6	—
Al ₂ O ₃	0,68	0,14	0,27	0,56
CaO	0,27	5,70	0,45	5,13
MgO	0,71	0,45	0,44	0,73
K ₂ O	0,12	0,26	0,11	0,12
Na ₂ O	0,12	0,10	0,04	0,20
CO ₂	0,26	3,42	0,54	3,14
TiO ₂	0,063	0,015	0,021	0,044
MnO	0,036	0,022	0,047	0,036
P ₂ O ₅	0,054	0,021	0,022	0,018
S _{общ}	0,025	0,026	—	0,035
П. п. п.	0,49	4,16	1,15	3,95
Содержание (%) класса крупности, мм:				
+0,25	—	0,6	—	0,8
-0,25+0,16	0,2	0,4	0,2	0,2
-0,16+0,10	0,5	2,0	1,2	1,0
-0,10+0,08	1,2	4,8	2,2	2,1
-0,08+0,05	12,5	23,1	8,7	12,4
-0,05+0,02	49,4	19,1	70,0	33,7
-0,02+0,01	29,2	41,6	16,3	39,7
-0,01	7,0	8,4	1,4	10,7
Удельная площадь поверх- ности, см ² /г	2120	2650	2034	Н. д.
Плотность, г/см ³	4,7	4,3	4,6	4,4

метрическому составу мука должна удовлетворять следующим требованиям: остаток на сите с отверстиями размером 0,25 мм для I сорта не должен превышать 14 %, а для II сорта 45 %. Содержание влаги не должно превышать 1,5 %.

2.4. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ШЛАМЫ

Железосодержащие металлургические шламы по физико-химическим свойствам в значительной степени отличаются от железорудных шламов горно-обогатительных предприятий. Металлургические шламы в процессе образования подвергаются высокотемпературному воздействию в условиях окислительной или восстановительной атмосферы с последующим контактом с жидкой средой (водой, маслами, кислотами). При этом их физико-химические свойства приобретают отличия от свойств исходной шихты,

Таблица 2.12

Химический состав агломерационных шламов, %

Завод, комбинат	Fe _{общ}	Fe _{прив}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
«Азовсталь»	48,17	55,30	10,68	57,02	10,66	1,12
Енакиевский	54,53	60,40	14,42	61,95	8,76	0,53
Ждановский им. Ильича	54,66	60,00	13,51	63,15	8,53	0,62
Западно-Сибирский	56,74	62,42	10,26	69,73	4,86	2,63
«Запорожсталь»	61,72	64,20	18,66	67,52	7,18	0,45
Карагандинский	37,85	46,71	7,94	45,30	8,32	1,97
Коммунарский	46,16	55,80	10,55	54,29	9,34	1,28
«Криворожсталь»	49,25	—	14,85	53,92	8,33	—
Кузнецкий	58,49	62,90	22,40	48,00	5,62	2,03
Магнитогорский	51,53	59,20	11,59	60,80	6,03	1,43
Макеевский	44,07	54,30	12,50	49,13	6,58	0,93
Новоліпецкий	52,31	58,00	12,85	60,52	8,80	1,64
Орско-Халиловский	47,45	55,09	8,69	58,20	8,50	1,48
Тульский им. Дзержинского	52,04	57,60	15,15	57,57	9,04	0,64
Челябинский	46,84	54,20	2,59	64,11	9,10	1,44
Череповецкий	47,39	58,30	13,60	52,60	4,42	0,99

Продолжение табл. 2.12

Завод, комбинат	CaO	MgO	P	S	C	Zn
«Азовсталь»	9,39	0,63	0,04	0,21	3,76	0,04
Енакиевский	6,73	0,69	0,02	0,37	2,41	0,01
Ждановский им. Ильича	5,49	1,51	0,02	0,49	2,67	—
Западно-Сибирский	4,80	2,39	0,09	0,27	1,78	0,03
«Запорожсталь»	2,73	0,68	0,02	0,14	0,83	0,01
Карагандинский	12,85	3,42	0,09	1,78	3,95	0,02
Коммунарский	9,64	1,27	0,04	0,32	3,71	0,05
«Криворожсталь»	—	—	—	—	—	—
Кузнецкий	3,94	1,16	0,04	0,47	2,80	0,03
Магнитогорский	9,51	2,06	0,03	0,56	2,15	0,03
Макеевский	15,07	1,29	0,02	0,80	3,82	0,02
Новоліпецкий	6,32	1,48	0,03	0,49	2,32	0,03
Орско-Халиловский	11,12	0,38	0,02	0,60	3,75	0,01
Тульский им. Дзержинского	6,91	1,14	0,01	0,31	3,09	0,01
Челябинский	10,78	0,45	0,03	0,55	3,85	0,09
Череповецкий	11,77	2,86	0,04	0,24	5,08	0,36

и поэтому известные методы подготовки шламов к повторному использованию в металлургическом переделе не всегда эффективны.

Железосодержащие шламы металлургических предприятий по источникам их образования подразделяют на следующие виды: агломерационные шламы, образующиеся в процессе

Химический состав доменных шламов, %

Таблица 2.13

Завод, комбинат	Fe _{общ}	Fe _{прив}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
«Азовсталь»	42,81	51,00	9,32	50,11	11,70	2,03
Донецкий	47,37	56,00	8,87	57,88	8,63	1,36
Енакиевский	54,72	60,40	10,84	66,20	8,12	0,68
Ждановский	43,34	53,70	7,11	54,07	8,59	1,01
им. Ильича						
«Запорожсталь»	47,11	57,00	6,87	59,73	8,52	1,50
Западно-Сибирский	49,53	58,23	9,69	60,06	6,39	2,99
Кузнецкий	30,85	38,00	5,81	36,65	6,86	2,83
Карагандинский	20,17	33,93	7,49	20,52	10,43	3,94
«Криворожсталь»	52,70	60,20	8,41	66,00	1,77	0,75
Коммунарский	29,99	41,00	9,46	32,37	13,85	2,86
Магнитогорский	41,09	55,45	7,65	50,26	5,93	2,15
Макеевский	54,33	60,60	10,97	65,10	8,75	1,05
Новолипецкий	40,15	50,60	5,13	51,71	9,38	2,17
Нижнетагильский	45,33	55,30	7,02	57,02	6,72	2,18
Орско-Халиловский	32,61	43,10	7,09	38,82	7,95	1,86
Тульский им. Дзержинского	54,89	60,40	9,56	67,86	8,13	1,19
Челябинский	37,81	46,55	7,29	45,97	10,96	3,59
Череповецкий	37,86	41,60	7,02	46,33	8,74	1,66

Продолжение табл. 2.13

Завод, комбинат	CaO	MgO	P	S	C	Zn
«Азовсталь»	5,57	1,04	0,08	0,65	10,77	0,51
Донецкий	5,74	1,12	0,02	0,74	9,79	0,16
Енакиевский	5,34	0,97	0,03	0,18	3,78	0,02
Ждановский	10,58	1,45	0,03	0,40	9,04	0,18
им. Ильича						
«Запорожсталь»	8,59	0,88	0,04	0,30	8,67	0,13
Западно-Сибирский	3,28	2,05	0,12	0,20	9,55	1,50
Кузнецкий	4,78	2,13	0,05	0,02	12,20	15,39
Карагандинский	8,63	1,62	0,22	0,91	3,45	1,09
«Криворожсталь»	4,67	0,82	0,02	0,23	7,86	0,04
Коммунарский	9,83	1,23	0,04	0,43	16,60	0,14
Магнитогорский	4,13	1,08	0,03	0,40	21,45	0,55
Макеевский	7,27	0,96	0,03	0,33	1,78	0,03
Новолипецкий	8,09	1,96	0,06	0,43	11,79	0,92
Нижнетагильский	6,91	1,21	0,03	0,32	10,07	3,90
Орско-Халиловский	19,56	1,39	0,02	0,54	6,54	0,46
Тульский им. Дзержинского	6,29	0,86	0,01	0,15	2,66	0,05
Челябинский	9,82	2,81	0,05	0,35	6,49	0,75
Череповецкий	7,54	1,40	0,04	0,67	14,48	2,81

агломерации железных руд,—шламы от газоочистки, аспирационные шламы и шламы гидросмыва рабочих площадок (табл. 2.12);

доменные шламы — колошниковая пыль, шламы мокрой газоочистки, аспирационные шламы литейных дворов и бункер-

ных эстакад, шламы гидросмывов подбункерных эстакад (табл. 2.13);

сталеплавильные шламы мокрой или сухой газоочистки (табл. 2.14);

Таблица 2.14
Химический состав сталеплавильных шламов, %

Завод, комбинат	Fe _{общ}	Fe _{прив}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
<i>Мартеновские</i>						
Ждановский им. Ильича	54,14	61,50	10,74	65,49	3,38	0,37
«Запорожсталь»	59,71	62,2	11,42	72,69	1,29	0,47
«Криворожсталь»	63,72	66,80	2,60	88,23	1,48	0,27
Коммунарский	47,55	59,70	5,89	61,46	5,33	1,03
Магнитогорский	64,20	65,58	1,39	90,26	0,67	0,17
Макеевский	49,98	56,90	1,34	69,98	1,89	0,21
Нижнетагильский	55,32	60,0	2,75	76,05	0,75	0,75
Орско-Халиловский	59,10	63,0	1,68	82,64	1,49	0,28
Челябинский	37,81	46,55	7,29	45,97	10,96	3,59
<i>Конвертерные</i>						
«Азовсталь»	43,70	—	41,80	16,20	2,80	0,80
Енакиевский	47,95	58,20	7,49	60,25	2,66	0,20
Западно-Сибирский	41,18	54,08	4,69	53,67	1,47	0,12
Карагандинский	46,40	54,71	19,47	44,71	2,83	0,31
Нижнетагильский	66,46	69,50	23,13	66,00	1,41	0,32
Новолипецкий	50,94	60,50	18,59	52,18	2,06	0,24
Челябинский	59,41	64,70	5,96	78,34	1,40	0,11

Продолжение табл. 2.14

Завод, комбинат	CaO	MgO	P	S	C	Zn
<i>Мартеновские</i>						
Ждановский им. Ильича	8,76	1,86	0,04	0,20	1,31	Н. д.
«Запорожсталь»	1,46	0,81	0,05	0,06	0,70	4,0
«Криворожсталь»	1,06	1,95	0,03	0,06	0,89	0,70
Коммунарский	6,23	9,44	0,04	0,25	1,72	0,43
Магнитогорский	0,80	1,03	0,05	0,04	0,25	2,15
Макеевский	9,05	0,45	0,06	0,43	2,76	3,80
Нижнетагильский	1,34	5,63	0,06	1,42	0,53	3,05
Орско-Халиловский	0,88	4,18	0,02	0,77	0,43	1,99
Челябинский	9,82	2,81	0,05	0,35	6,49	0,75
<i>Конвертерные</i>						
«Азовсталь»	10,70	8,60	Н. д.	Н. д.	9,70	Н. д.
Енакиевский	13,96	0,94	0,05	0,21	2,76	0,68
Западно-Сибирский	20,59	0,37	0,15	0,21	4,32	0,28
Карагандинский	13,38	0,81	0,18	0,25	2,98	0,93
Нижнетагильский	2,83	0,48	0,03	0,04	0,89	0,89
Новолипецкий	11,81	1,48	0,04	0,32	1,75	1,53
Челябинский	5,68	0,15	0,05	0,08	1,03	1,68

Таблица 2.15

Химический состав окалиносодержащих шламов, %

Завод, комбинат	Fe _{общ}	Fe _{мет}	FeO	S	P	Zn	C	Масло
Западно-Сибирский	68,78	1,84	48,01	0,03	0,02	0,01	1,42	0,6
«Запорожсталь»	64,43	0,53	54,81	0,04	0,02	0,01	—	3,1
Карагадинский	67,70	1,16	51,00	0,24	0,01	0,01	2,12	7,4
Коммунарский	72,26	Н. д.	62,18	0,05	0,01	0,04	Н. д.	0,5
«Криворожсталь»	71,18	0,1	47,02	0,05	0,01	Н. д.	0,58	3,5
Магнитогорский	71,87	1,74	55,08	0,05	0,02	0,04	0,88	2,9
Новолипецкий	61,42	0,63	37,41	0,10	0,06	0,01	3,90	14,3
Орско-Халиловский	69,28	0,92	45,45	0,09	0,02	0,07	0,98	3,5
Череповецкий	68,50	0,29	36,11	0,05	0,02	0,01	0,44	5,4

окалиносодержащие шламы проката крупные (окалина первичных отстойников, машин огневой зачистки, машин непрерывного литья) и мелкие (окалина вторичных отстойников) (табл. 2.15).

Основная масса шламов агломерационного, доменного, сталеплавильного и прокатного производства содержит от 45 до 70 % железа. В зависимости от источника образования шламы содержат от 1 (сталеплавильное производство) до 8—10 % кремнезема (агломерационные и доменные шламы). По содержанию железа и кремнезема основная масса железосодержащих шламов текущего производства удовлетворяет требованиям последующей их утилизации в металлургическом переделе. В состав железосодержащих шламов входят: сера (0,2—0,7 %), свинец (0,02—0,06 %), алюминий (0,001—0,002 %), медь (0,01—0,1 %). Использование шламов в агломерации позволяет удалить серу, а применение их в общей шихте (2—8 %) незначительно повышает содержание в ней вредных примесей. Наиболее отрицательное влияние на стойкость футеровки доменной печи оказывают цинк и щелочные металлы.

Содержание цинка в шламах доменного производства металлургических предприятий, работающих на железорудном сырье Криворожского железорудного бассейна, относительно невелико и составляет 0,02—0,05 %. Наиболее высоко содержание цинка в доменных шламах центральных и восточных металлургических заводов. Утилизация шламов с повышенным содержанием цинка потребует дополнительного обесцинкования. Шламы мартеновского производства содержат до 4 % цинка, конвертерные шламы — до 2 %. Следует отметить, что доля мартеновских шламов в общем количестве железосодержащих шламов невелика и составляет 5,1 %, конвертерных — 7,9 %. По-видимому, целесообразно решать вопрос об их обесцинковании совместно с доменными шламами для каждого предприятия. Установлено, что цинк в основном концентрируется в доменных шламах в тонких фракциях. Распределение в шламах железа и цинка по крупности

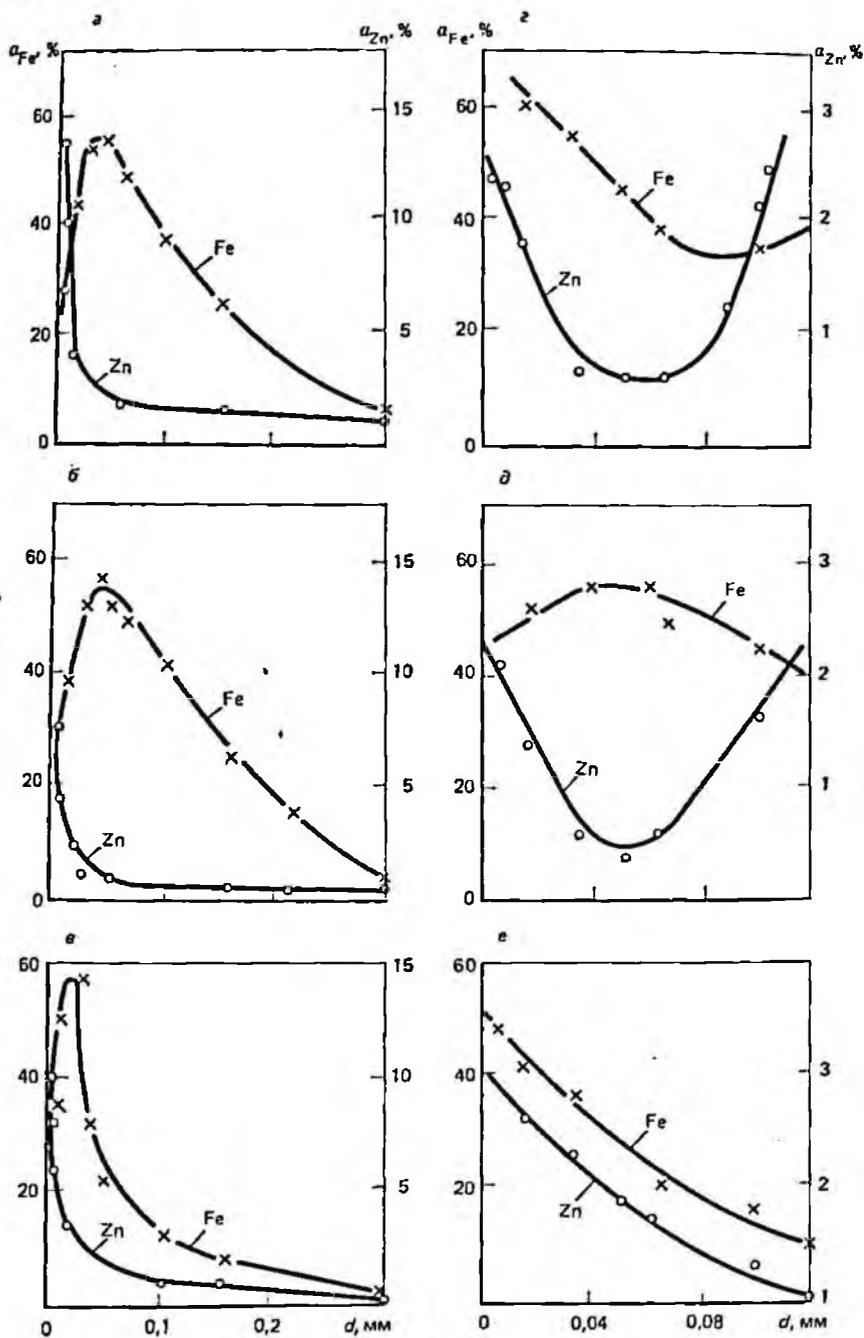


Таблица 2.16

Распределение цинка в шлаках (пылях) по минералам, %

Минералы	Доменные шламы			Мартеновские шламы		Конвертерные шламы		Мартеновские и конвертерные шламы
	Нижнетагильский комбинат	Нюллицевский завод	Кузнецкий комбинат	Магнитогорский комбинат	Завод «Запорожсталь»	Кергандиянский комбинат	Западно-Сибирский завод	
Цинкит	3,53	0,56	14,78	0,16	0,80	0,24	0,08	0,24
	90,5	60,2	96,3	7,3	20,8	22,0	29,6	19,2
Ферриты	0,25	0,19	0,16	2,03	2,98	0,73	0,19	0,95
	6,4	20,4	1,0	92,7	77,6	67,0	70,4	76,0
Силикаты	0,05	0,18	0,41	—	1,6	0,12	—	0,06
	2,3	19,4	2,7	—	0,41	11,0	—	4,8
Магнетит (с юсти- том)	0,03	—	—	—	—	—	—	—
	0,8	—	—	—	—	—	—	—
Гематит	0,04	—	—	—	—	—	—	—
	1,0	—	—	—	—	—	—	—
Итого	3,90	0,93	15,35	2,19	3,84	1,09	0,27	1,25
	100	100	100	100	100	100	100	100

Примечание. В числителе — абсолютные значения, в знаменателе — относительные

показано на рис. 2.1, а железа по минералам — в табл. 2.16. Неравномерное распределение цинка и железа по классам крупности свидетельствует о том, что цинк присутствует в виде свободных частиц минерала цинкита (ZnO), который можно выделить грави-тационными способами обогащения.

В мартеновские и конвертерные шламы цинк попадает из лома, поступающего на вторичную переработку. При этом происходит химическое взаимодействие оксидов цинка и железа с образованием ферритов цинка. Содержание щелочных металлов в доменных шлаках и колошниковой пыли в 2—3 раза превосходит предельно допустимую концентрацию. Повышенное содержание щелочных металлов в шлаках оказывает отрицательное влияние на стойкость футеровки доменной печи.

Рис. 2.1. Распределение цинка (α_{zn}) и железа (α_{Fe}) по классам крупности d в шлаках доменного (а—в) и сталеплавильного (г—е) производства на различных комбинатах и заводах:

а — Нижнетагильском; б — Магнитогорском; в — Кузнецком; г — Орско-Халиловском; д — Ждановском и.м. Ильича; е — Тульском металлургическом и.м. Дзержинского

Таблица 2.17

Полный минеральный состав железосодержащих шламов, %

Минералы	Агломерационные шламы		Доменные шламы		
	Макеевский завод	Нижнетагильский комбинат	Новоліпецкий завод	Кузнецкий комбинат	
Магнетит	31,0	24,2	13,0	14,0	
Гематит	25,0	22,6	43,0	26,0	
Вюстит	1,0	1,8	1,0	1,0	
Ферриты	3,0	7,1	5,0	8,0	
Силикаты	6,0	8,8	2,0	1,0	
Карбонаты	16,0	—	8,0	7,0	
Гидроксиды и оксиды (магния, кальция, алюминия)	5,0	—	1,0	2,0	
Шпинель и герцинит	1,0	—	2,0	2,0	
Двукальциевый силикат	—	—	2,0	—	
Сульфаты (железа, кальция)	2,0	—	2,0	1,0	
Кварц свободный	6,0	11,8	8,0	6,0	
Кокс	4,0	14,8	11,0	12,0	
Свинец	—	—	0,2	0,3	
Цинкит	—	3,9	0,8	18,4	
Силикат цинка	—	—	0,3	0,7	
Феррит цинка	—	—	0,7	0,6	
Железо (металлическое)	—	0,1	—	—	
Пирротин	—	0,5	—	—	
Известь	—	4,4	—	—	

Продолжение табл. 2.17

Минералы	Мартеновские шламы		Конвертерные шламы	Колошниковая пыль	
	Завод «Запорожсталь»	Магнитогорский комбинат	Карагандинский комбинат	Макеевский завод	Нижнетагильский комбинат
Магнетит	36,0	5,0	—	14,0	32,7
Гематит	42,0	84,0	16,0	40,0	17,6
Вюстит	—	0,5	46,0	6,0	6,0
Ферриты	3,0	3,0	2,0	9,0	8,0
Силикаты	1,0	1,0	10,0	10,0	10,0
Карбонаты	2,0	2,5	18,0	3,0	—
Гидроксиды и оксиды (магния, кальция, алюминия)	0,5	0,5	1,5	5,0	—
Шпинель и герцинит	—	—	—	—	—
Двукальциевый силикат	—	—	—	2,0	—
Сульфаты (железа, кальция)	—	—	3,0	6,0	—
Кварц свободный	1,0	—	—	4,0	12,6
Кокс	—	—	—	—	10,0
Свинец	2,4	0,8	0,3	—	—
Цинкит	1,0	0,2	0,3	—	0,4
Силикат цинка	0,1	—	0,2	—	—
Феррит цинка	11,0	2,5	2,7	—	—
Железо (металлическое)	—	—	—	—	0,1
Пирротин	—	—	—	—	0,2
Известь	—	—	—	—	2,5

Анализ гранулометрических характеристик показывает, что наиболее крупнозернистым продуктом являются доменные шламы, в которых содержится всего 15—20 % класса —0,05 мм. Класс крупности —0,01 мм в колошниковой пыли практически отсутствует на всех металлургических предприятиях. Шламы агломерационного производства содержат 35—85 % класса —0,05 мм и до 10 % класса —0,01 мм. Шламы сухой и мокрой газоочистки мартеновских печей относятся к тонкодисперсным, и содержание в них класса —0,05 мм достигает 90 %, а класса —0,01 мм — 45 %. Конвертерные шламы по гранулометрической характеристике близки к доменным и содержат 27—28 % класса —0,05 мм и до 30 % класса —0,01.

В доменных шламах и колошниковой пыли железо на 55—65 % представлено магнетитом и гематитом (табл. 2.17). Отношение магнетита к минералам трехвалентного железа в среднем составляет в колошниковых пылях 1:3, а в шламах доменной газоочистки 1:4. Феррита, магнезия и кальция содержится до 10 %. Содержание кокса в доменных шламах составляет до 30 % и в колошниковых пылях до 17 %. Кроме того, в шламах присутствуют известь, частицы стекла и цинкита. В небольших количествах встречается пирротин. В доменных шламах наблюдается тесная ассоциация железосодержащих минералов друг с другом. Силикаты присутствуют в виде отдельных зерен или сростков с магнетитом, известь — в виде отдельных комочков различного размера.

Агломерационные шламы состоят из рудных минералов магнетита и гематита, суммарное содержание которых достигает 60 % общей массы шламов. Кокс содержится в пределах 5—6 %. Из нерудных минералов в шламах присутствуют свободный кварц (5—10 %), карбонаты — кальций (5—15 %), и силикаты (до 10 %).

Мартеновские и конвертерные шламы представлены глобулами размером от 0,02 до 0,06 мм. Основные рудные минералы этих шламов — магнетит (3—5 %) и гематит (75—85 %). Сажистый углерод содержится в пределах 1—2 %.

В конвертерных шламах соотношение окисных минералов железа зависит от способа отвода отходящих конвертерных газов. При дожигании оксида углерода минералы железа представлены магнетитом и гематитом. Общее содержание их в шихте составляет 10—80 %, при этом доля магнетита не превышает 30 %. При отводе газа без дожигания оксида углерода двухвалентное железо в шламах представлено вюститом; доля магнетита незначительна; минералы трехвалентного железа представлены гематитом (гидрогематитом и магнетитом), силикаты — оливином кальций-магний-железистого состава, карбонаты — кальцитом, гидроксидами и оксиды — цинком (до 18,4 %), портландитом, гидрориллитом и оксидом магнезии.

По магнитным свойствам (табл. 2.18) все шламы можно разделить на три группы.

Магнитные характеристики шламов металлургических предприятий

Завод, комбинат	Удельная магнитная восприимчивость, м ² /кг	Намагниченность, 10 ⁻⁴ А/м	Остаточная намагниченность, 10 ⁻⁴ А/м	Коэффициентная сила, 10 ⁻⁴ А/м
<i>Агломерационные</i>				
Западно-Сибирский:				
цех № 1	7,5	94,2	11,3	5,04
цех № 2	3,9	49,0	8,7	4,7
отстойник	4,5	85,7	11,2	2,8
«Запорожсталь»	4,2	40,5	12,5	7,2
«Криворожсталь»	3,4	46,3	8,9	5,04
Новолипецкий	3,3	53,4	7,3	6,2
Орско-Халиловский	2,0	47,4	6,4	6,2
<i>Доменные</i>				
Донецкий	8,8	5,8	0,1	8,0
Енакиевский	1,9	21,1	4,9	8,2
Ждановский	0,2	0,2	0,2	12,7
им. Ильича				
Западно-Сибирский	1,8	23,7	8,0	4,5
Карагандинский	0,6	14,3	4,6	6,8
Коммунарский	0,7	5,4	4,9	6,0
«Криворожсталь»	4,3	61,2	8,3	5,5
Кузнецкий	0,3	1,0	1,0	5,9
Магнитогорский	0,8	15,2	3,1	7,3
Макеевский,	1,8	17,6	1,4	6,9
печи № 1 + № 2				
Нижнетагильский	2,2	36,3	8,8	1,7
Новолипецкий:				
карта № 1	0,7	23,5	4,6	6,8
карта № 3	1,4	26,3	3,7	6,8
карта № 8	1,6	32,3	4,1	7,3
Орско-Халиловский	0,7	15,4	2,0	5,8
Тульский им. Дзержинского	2,2	28,1	8,0	8,2
Череповецкий	0,3	32,2	11,3	6,1
<i>Мартеновские</i>				
«Запорожсталь»	4,8	51,9	14,0	7,0
Коммунарский	2,1	22,9	3,2	5,7
«Криворожсталь»	4,1	42,4	9,9	7,3
Магнитогорский	6,6	72,8	15,7	5,7
Макеевский	2,3	21,1	4,9	6,9
Нижнетагильский	2,5	38,2	6,4	5,5
Орско-Халиловский	4,0	58,4	10,1	6,8
Череповецкий	3,7	38,5	12,0	6,8
<i>Конвертерные</i>				
Енакиевский	3,5	42,3	8,1	6,4
Ждановский	4,0	45,9	7,1	6,1
им. Ильича				
Западно-Сибирский:				
цех № 1	1,0	5,4	2,5	8,06
цех № 2	3,0	1,0	1,0	5,8
Карагандинский	0,4	16,2	3,9	5,2
«Криворожсталь»	3,7	49,4	7,6	6,1
Нижнетагильский	9,7	128,9	15,0	4,75
Новолипецкий	3,7	53,8	11,0	7,9
Челябинский	6,1	68,7	14,3	7,3

Шламы с высокой магнитной восприимчивостью — выше 0,035 при напряженности магнитного поля $H = 80$ кА/м и коэрцитивной силе 4—4,5 кА/м. К ним относятся конвертерные, мартеновские шламы и шламы агломерационных фабрик ряда металлургических заводов. Эти шламы можно обогащать на магнитных сепараторах с обычной напряженностью магнитного поля; они подвергаются намагничиванию и размагничиванию в операциях обесшламливания и сгущения.

Шламы с невысокой магнитной восприимчивостью — 0,005—0,02. К ним относятся шламы сталеплавильного и агломерационного производства. Обогащение этих шламов можно производить на полиградиентных сепараторах с высокой магнитной индукцией 1—1,5 Т. Магнитная флокуляция этих материалов наблюдается только при наложении сильных магнитных полей.

Шламы с низкой магнитной восприимчивостью — ниже 0,02. К ним относятся шламы доменного производства, а также ряд конвертерных шламов. Шламы этой группы практически не разделяются на магнитных сепараторах.

Плотность металлургических шламов зависит от их химического состава, и в основном от содержания железа в них. Средняя плотность шламов возрастает в следующем порядке: колониновая пыль, доменные, агломерационные, сталеплавильные шламы. Насыпная плотность шламов в зависимости от их влажности находится в пределах 1—2,5 г/см³, иногда достигая 3 г/см³. Насыпная плотность при разных режимах заполнения меняется в разной степени в зависимости от влажности шламов.

Шламы агломерационного и доменного производства обладают хорошей сыпучестью в сухом виде, а шламы сталеплавильного производства — и при влажности 5—10 %. С увеличением влажности шламов сыпучесть их резко снижается.

Все шламы металлургических предприятий обладают очень большой удельной площадью поверхности, достигающей более 1000 см²/г. Это вызывает значительное осложнение при их обезвоживании и способствует хорошей комкуемости их.

При производстве различных ферросплавных продуктов (ферросилиций, феррохром, силикокальций, ферросиликохром, силнкохром) образуется пыль, которая улавливается газоочистными установками и представляет собой продукт для последующей утилизации. Продукты газоочисток представляют собой тонкодисперсные материалы с небольшой плотностью и высокой удельной площадью поверхности (табл. 2.19).

Высокой цементирующей способностью обладает пыль газоочисток феррохромового производства. Остальные виды пыли не реагируют с водой. Продукты газоочисток представлены в основном оксидами хрома, железа, кальция, кремния. Содержание их в продуктах газоочисток неодинаково и зависит от вида производства, при котором они образуются. Оксиды хрома содержатся в пыли, уловленной газоочистками при производстве

Состав и физико-химические свойства отходов ферросплавного производства

Показатель	Пыль							
	феррохрома	хрома металлического	ферросплавного кохрома	ферро-силици	силикохрома	силико-кальция	рудно-известковой смеси	рудно-известкового расплава
Содержание компонента, %:								
SiO ₂	1,2	1,1	77,5-82	64,6-94,1	74	24-30	5	11,5
Cr ₂ O ₃	22,0	69	3-3,6	Н. д.	3,5	Н. д.	35	14,6
Fe ₂ O ₃	5	2,2	Н. д.	2,6-11,5	Н. д.	0,01-0,4	Н. д.	5,6
Al ₂ O ₃	37,3	23	1,5-3,5	2-8	3,5	1,4-1,5	Н. д.	3,3
CaO	27	4,1	2,2-4	0,9-1,4	7	55,8-66,4	40	44,5
MgO	7,5	0,6	1-1,8	1-4,1	1	0,8-8,2	Н. д.	10,4
C	Н. д.	Н. д.	0,02-7	0,01-1	6	0,6-2,9	Н. д.	Н. д.
П. п. п.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	5	0,03-7,7	20	10,1
Содержание (%) класса крупности, мм:								
+0,2	Н. д.	Н. д.	2,6-3,2	16-17	4,3-5,2	26,8-27,5	Н. д.	Н. д.
-0,2+0,1	Н. д.	Н. д.	25,8-26	10-12,3	10,9-11	4,2-5	Н. д.	Н. д.
-0,1+0,08	1,8-2	Н. д.	23,5-24	11,9-12,1	9,2-10	5,2-6	Н. д.	Н. д.
-0,08+0,06	28,7-31,8	Н. д.	5,4-6	30,2-31,5	25,6-26,2	26-27	Н. д.	Н. д.
-0,06+0,04	18,9-20	Н. д.	14,8-14,9	8	26,2-27,3	10,8-11	Н. д.	Н. д.
-0,04+0,02	17,6-18,2	Н. д.	15,6-16,1	14-16	12,3-12,8	26-28	Н. д.	Н. д.
-0,02+0,01	13,1-15	Н. д.	10,5-11	7,8-8,9	8,6-9	Н. д.	Н. д.	Н. д.
-0,01+0,005	4-4,5	Н. д.	1,2-1,4	Н. д.	2,1-2,4	Н. д.	Н. д.	Н. д.
-0,005	9,8-14,5	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Насыпная плотность, г/см ³	0,385	Н. д.	0,185	0,24	0,23	0,74	Н. д.	Н. д.
Угол естественного откоса, градус	60	Н. д.	50	50	60	60	Н. д.	Н. д.
Удельная площадь поверхности, см ² /г	4000	Н. д.	5800	5200	5200	3800	Н. д.	Н. д.

феррохрома, ферросиликохрома и силикохрома. В оксидах хром имеет валентность от 2 до 6. Наиболее токсичен хром с валентностью 5 и 6.

Рентгенографический анализ показывает, что пыли содержат аморфный кремнезем, силикаты алюминия, кремний в чистом виде, оксид кальция, карбид кальция, портландит, оксиды и хромиты магния и железа, оливины типа $MgSiO_4$ и $FeSiO_4$. Пыль продуктов газоочисток на 70—80 % представлена частичками размером 0,06—0,2 мм.

В результате физико-химических исследований установлено, что пыли газоочисток ферросплавного производства можно использовать в качестве тонкодисперсной добавки при производстве строительных материалов и изделий. Активность пыли определяется наличием в ней аморфного кремнезема, оксидов кальция и магния, силикатов и алюмосиликатов кальция. При использовании пыли, содержащей оксиды хрома, необходимы специальные исследования по определению токсичности пыли и изделий на ее основе.

В металлургическом переделе применяют известь, которую производят непосредственно на заводах. При обжиге извести образуется пыль, улавливаемая газоочистками. Эту пыль можно утилизировать как непосредственно на металлургических заводах, так и в других отраслях промышленности. Известьесодержащая пыль, как установлено рентгенографическим анализом, состоит в основном из оксидов кальция и магния, кальция и портландита. Известьесодержащая пыль содержит до 50 % активного оксида кальция, являющегося вяжущим материалом.

Химический состав пыли, %

Компонент	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	
Известьесодержащая пыль:				
маломагнезиальная	45—50	1,2—4,8	3,8—4,5	
магнезиальная	28—31	17—19	3,5—4,7	
Компонент	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O, K ₂ O	П. п. п.
Известьесодержащая пыль:				
маломагнезиальная	6,1—7	0,8—1	0,2—0,4	38—40
магнезиальная	7,3—8	0,6—1,2	0,8—0,9	35—40

При обработке металла травлением серной кислотой образуются сернокислые стоки, которые нейтрализуют известью. Шламы нейтрализации в основном содержат $CaSO_4 \cdot 2H_2O$; $CaCO_3$, $Fe(OH)_3$. Шламы сероочисток представлены $CaSO_3 \cdot 2H_2O$; $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ и $CaCO_3$.

Химический состав шламов, %

Компонент	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃
Шламы:			
нейтрализации	0,4—1	0,7—1,2	19,3—25,4
сероочистки	0,6—0,8	0,7—1,3	0,6—0,8

Компонент	CaO	MgO	SO ₃	П, п. п.
Шламы:				
нейтрализации	26,2—28,5	1,3—4,4	28,4—32,5	12,8—16,3
сероочистки	46—50	1,5—4,5	26,5—33,4	—

2.5. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ШЛАКИ

В зависимости от способа передела различают следующие виды металлургических шлаков: доменные, сталеплавильные, ферросплавные.

Сталеплавильные шлаки, в свою очередь, подразделяют на мартеновские, конвертерные, электрометаллургические.

Химический и минеральный состав шлаков сильно зависит от состава пустой породы руды и топлива, вида выплавляемого металла, особенностей металлургического процесса, условий сжигания топлива и охлаждения шлаков.

Преобладающими элементами в доменных шлаках (табл. 2.20) являются кремнезем (32—39%), оксид кальция (33—48%), оксид магния (6—12%) и глинозем (5—10%). Другие элементы содержатся в небольших количествах. Характеристикой шлаков является модуль M_o основности, который представляет собой соотношение содержания щелочных и кислотных оксидов и рассчитывается по формуле

$$M_o = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}.$$

Другой величиной, характеризующей шлаки, является модуль активности M_a , который выражает соотношение содержания глинозема и кремнезема:

$$M_a = \frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{SiO}_2}.$$

Физико-механические свойства доменных шлаков изменяются в зависимости от состава рудной шихты, способов их охлаждения и ряда других факторов.

Предел прочности литых шлаков колеблется от 50 до 100 МПа, плотность — от 2,9 до 3,1 г/см³, насыпная плотность — от 2,2 до 2,9 г/см³. Влагоемкость изменяется в широких пределах от 1 до 5%.

Химический состав сталеплавильных шлаков сильно зависит от способа производства стали (табл. 2.21—2.23). Физико-механические свойства этих шлаков изучены в недостаточной степени; используются они не в полном объеме.

Из всех разновидностей сталелитейных шлаков в наибольшем количестве применяются мартеновские шлаки для производства щебня и песка.

Химический состав, основность и коэффициент качества доменных шлаков

Завод, комбинат	Вид выплаваемого чугуна или ферросплава	Содержание компонентов, %							№	Коэффициент качества К, ‰
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S		
Алапаевский	Ферромарганец	32,6	7,7	34,2	2,5	17,8	1,0	Н. д.	0,91	Н. д.
	Бокситовой плавки	8,6	47,0	40,6	1,3	Н. д.	Н. д.	Н. д.	0,75	Н. д.
«Азовсталь»	Фосфористый	37,8	8,3	46,8	3,8	0,40	0,80	1,97	1,10	1,56
	Передельный	37,8	7,0	47,1	4,8	0,15	0,74	2,06	1,11	1,56
Ашинский	»	37,3	9,7	34,6	16,2	1,22	0,57	0,89	1,08	0,86
Белорецкий	»	39,3	14,2	40,7	2,2	1,40	0,83	0,86	0,80	1,45
Днепропетровский	»	38,5	6,6	48,4	4,3	0,70	0,50	1,60	1,17	1,54
им. Петровского	Литейный	36,9	8,8	47,4	4,0	0,99	0,37	1,91	1,12	1,63
Донецкий	Передельный	39,1	6,0	49,0	3,7	0,53	0,35	4,27*	1,17	1,50
Ждановский	»	39,4	6,4	47,2	5,3	0,64	0,54	2,00	1,15	1,49
им. Ильича										
Западно-Сибирский	Литейный	38,2	16,2	34,2	10,7	0,78	0,57	0,55	0,83	1,03
«Запорожсталь»	Передельный	39,5	8,2	46,3	4,7	Н. д.	0,23	2,07	1,09	1,50
	Ферромарганец	30,6	6,9	44,5	5,2	Н. д.	0,27	1,59	1,15	1,36
Константиновский	Литейный	40,7	3,9	49,5	3,7	9,31	0,57	0,02	1,32	Н. д.
	»	34,7	9,8	42,3	4,6	0,29	0,44	1,45	1,19	1,40
Краматорский	Передельный	38,6	7,4	46,4	4,5	6,24	0,91	2,23	1,05	1,63
	Ферромарганец	31,5	8,0	44,5	5,8	1,00	0,62	1,11	1,51	1,63
Кувшинский	Передельный	34,0	18,3	37,1	7,7	7,19	0,73	2,39	1,27	Н. д.
Кокоргорский	Литейный	38,3	8,6	43,9	8,5	1,32	0,58	0,7	0,86	1,56
Кузнецкий	»	38,7	15,2	35,3	9,7	0,49	0,21	2,37	1,12	1,55
	Передельный ма- лофосфористый	37,4	14,3	35,4	11,8	0,59	0,69	0,58	0,91	1,01
Кацагандинский	Передельный фосфористый	38,7	10,3	41,5	6,5	0,74	0,56	1,22	0,98	1,50
		38,2	16,2	38,6	7,3	0,91	0,64	0,94	0,84	1,36

* Содержание CaS.

$$** K = \frac{CaO + Al_2O_3 + MgO}{SiO_2 + TiO_2} \text{ при } MgO \text{ до } 10\%; K = \frac{CaO + Al_2O_3 + 10}{SiO_2 + TiO_2 + (MgO + 10)} \text{ при } MgO \text{ более } 10\%.$$

Завод, комбинат	Вид выплавленного чугуна или ферросплава	Содержание компонентов, %							Al ₂ O ₃	Коэффициент качества К, %***
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S		
Коммунарский	Литейный	38,5	8,9	45,7	4,5	Н. д.	3,40	2,19	1,06	1,54
	Передельный	39,0	8,0	48,0	4,7	Н. д.	3,40	1,89	1,12	1,30
Криворожский	Ферромарганец	32,8	7,7	43,9	7,9	Н. д.	0,33	2,58	1,28	Н. д.
	Передельный	38,3	7,4	48,0	3,6	0,60	0,30	1,90	1,15	1,54
Макеевский	»	38,9	7,3	46,6	5,7	0,17	0,36	1,63	1,13	1,53
Макеевский	Литейный	39,1	7,8	46,2	5,7	0,15	0,32	1,78	1,11	1,50
Магнитогорский	Передельный	34,5	11,1	40,9	7,7	0,21	0,26	0,95	1,07	1,70
Новолипецкий	»	38,9	9,0	40,9	9,40	0,75	0,60	1,07	1,03	1,52
Нижнетагильский	Литейный	39,8	12,4	32,0	5,2	0,77	0,54	0,74	0,71	1,25
	Передельный	38,2	12,0	41,6	5,5	0,72	0,45	0,70	0,94	1,55
НПО «Тулачермет»	Ванадиевый**	29,2	16,1	32,2	11,7	0,51	0,52	0,57	0,96	Н. д.
	Литейный	39,6	8,8	42,4	6,9	0,21	0,25	0,4	1,02	1,47
Орско-Халиловский	Передельный	39,1	9,3	42,2	7,3	0,16	0,28	0,4	1,02	1,50
	»	38,9	8,2	45,9	4,4	0,17	0,22	0,74	1,07	1,50
Руставский	»	36,2	9,8	45,7	5,4	0,50	0,40	2,0	1,11	1,68
Салдинский	»	35,6	14,8	37,1	8,4	1,67	0,49	0,63	0,90	1,69
Староуткинский «Свободный Сокол»	Феррофосфорный	35,4	5,6	45,2	5,8	1,20	0,60	0,79	1,24	1,65
	Передельный	37,9	7,1	44,8	7,3	0,43	0,55	2,01	1,10	1,56
Саткинский	Литейный	38,5	7,2	45,1	7,3	0,47	0,56	1,98	1,15	1,56
	Передельный	38,8	11,3	30,3	16,7	0,49	1,21	Н. д.	0,94	0,79
Тульский имени Дзержинского	Литейный	38,6	7,0	47,1	5,0	0,12	0,45	1,87	1,14	1,53
Челябинский	Передельный	38,5	6,1	48,0	5,1	0,14	0,49	1,49	1,19	1,54
	»	41,1	10,2	35,7	10,5	0,85	0,30	0,66	0,90	0,91
Чусовской	Ферромарганец	33,4	7,2	40,7	8,5	9,08	0,26	2,28	1,21	Н. д.
	Передельный	31,6	15,6	30,8	9,8	0,70	0,90	0,56	0,86	1,78
Череповецкий	Ванадиевый	32,7	15,5	31,4	9,7	0,67	0,97	0,58	0,85	Н. д.
	Литейный	40,9	9,2	40,0	10,4	0,22	0,62	0,68	1,01	0,97

** Содержание TiO₂ 8,32 — 9,46 %.*** $K = \frac{CaO + Al_2O_3 + MgO}{SiO_2 + TiO_2}$ при MgO до 10%; $K = \frac{CaO + Al_2O_3 + 10}{SiO_2 + TiO_2 + (MgO + 10)}$ при MgO более 10%.

Таблица 2.21

Химический состав мартеновских шлаков, %*

Завод, комбинат	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅
«Азовсталь»	15,0	4,1	35,0	5,9	10,5	10,7	Н. д.	6,7	10,6
	28,5	9,0	20,0	10,0	9,0	23,5	Н. д.	Н. д.	0,7
«Амурсталь»	14,5	5,5	41,0	9,0	6,0	17,5	Н. д.	Н. д.	1,7
	26,9	2,7	31,8	10,6	7,3	10,6	0,06	4,7	1,2
Алапаевский	19,2	6,2	41,8	10,6	6,2	7,6	0,07	3,9	1,2
	22,0	8,0	35,0	14,0	8,0	8,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Ашнинский	16,0	9,0	48,0	9,0	9,0	9,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.
	23,5	8,5	37,5	9,0	9,0	10,5	0,10	3,5	1,2
Азербайджанский	18,8	6,5	38,6	13,4	4,0	13,4	0,16	3,4	0,6
	24,0	3,0	40,0	5,0	6,0	15,0	Н. д.	1,0	1,0
Верхнекетский	24,0	3,0	40,0	5,0	6,0	15,0	Н. д.	0,8	2,0
	20,0	3,0	45,0	5,0	5,0	15,0	Н. д.	0,8	2,0
Выксунский	22,4	3,1	47,1	8,4	8,3	7,2	0,10	2,8	1,2
	22,4	3,1	47,1	8,4	8,3	7,2	0,10	2,8	1,2
Днепропетровский им. Петровского	23,0	7,5	34,5	9,0	0,5	Н. д.	0,20	Н. д.	0,5
	26,0	7,5	47,5	5,0	3,0	Н. д.	0,30	Н. д.	0,9
Донецкий	18,1	1,43	47,4	8,0	8,1	8,3	0,05	6,7	0,9
	27,1	5,0	23,3	6,3	9,4	22,1	Н. д.	4,7	2,4
Енакиевский	27,1	5,0	23,3	6,3	9,4	22,1	Н. д.	4,7	2,4
	21,9	7,4	40,2	10,6	7,5	8,1	0,80	3,2	1,2
Кузнецкий	21,9	7,4	40,2	10,6	7,5	8,1	0,80	3,2	1,2
	17,7	4,2	41,0	13,5	7,2	13,4	0,12	Н. д.	2,1
Карагандинский	17,7	4,2	41,0	13,5	7,2	13,4	0,12	Н. д.	2,1
	14,4	5,8	43,2	14,7	5,8	11,6	0,10	Н. д.	1,5

* В числителе — первичные шлаки, в знаменателе — конечные.

Завод, комбинат	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅
Коммунарский	20,9	2,7	30,6	10,7	3,5	21,1	0,20	5,9	0,4
«Красный Октябрь»	19,6	5,2	44,8	7,8	6,0	13,8	0,07		0,8
Лысьванский	18,9	5,7	43,6	7,0	5,4	15,8	0,09	Н. д.	0,7
Магнитогорский	21,7	Н. д.	41,5	Н. д.	5,0	12,5	Н. д.	Н. д.	Н. д.
	25,0	4,5	25,0	7,0	4,4	23,0	0,06	6,0	1,5
Макеевский	14,0	2,4	41,0	11,0	7,2	19,0	0,12	6,0	1,4
	28,1	3,1	28,5	8,4	10,2	18,2	0,10	2,6	0,9
	19,6	3,6	41,6	12,6	5,9	13,0	0,10	3,0	1,00
Нижнетагильский	17,5	5,8	29,8	18,5	6,9	14,7	0,06	2,8	1,0
Нижнеднепровский им. К. Либкнехта	15,7	6,4	58,1	17,5	5,3	8,3	0,12	3,7	0,9
	20,0	3,5	40,0	10,5	11,0	10,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Нижнесергинский	21,5	Н. д.	37,5	Н. д.	14,5	10,5	Н. д.	Н. д.	Н. д.
	20,7		41,5		9,5	11,0			
Омутнинский	22,5	Н. д.	34,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	17,0	Н. д.
	16,0	5,8	45,0	8,7				24,0	Н. д.
Орско-Халиловский	21,8	2,5	36,5	8,3	4,8	15,6	0,05	6,4	1,5
	24,1	2,1	23,6	6,7	4,0	23,9	0,07	5,4	1,1
Петров-Забайкальский	18,9	5,4	35,0	9,5	7,0	15,7	Н. д.	8,0	1,2
	17,6	4,9	41,0	11,4	4,7	9,6		2,7	1,1

Ревдинский	28,0	Н. д.	31,0	Н. д.	Н. д.	5,3	Н. д.	11,0	Н. д.
	18,5		35,0			5,0		15,0	
Руставский	23,2	4,0	43,1	8,7	4,8	9,9	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Сулянский	20,0	2,5	30,0	6,5	9,0	10,0	0,47	5,5	Н. д.
Северский трубный	27,0	4,0	18,0	8,0	12,0	22,0	Н. д.	3,0	2,0
	20,0	6,0	45,0	4,0	10,0	12,0		2,0	1,8
«Сарканайс-металлургс»	24,0	Н. д.	28,0	8,0	7,0	25,0	0,30	Н. д.	0,6
	17,0		45,0	12,0	8,0	20,0	0,30		0,6
Таганрогский	15—37	3—8	25—45	5—12	4—10	6—23	Н. д.	Н. д.	1,0—1,3
Узбекский	29,5	3,3	37,5	5,8	4,7	16,0	0,50	2,5	2,0
	16,0	5,5	42,0	10,0	7,5	12,0	0,60	9,0	0,9
Тульский им. Дзержинского	22,0	2,4	47,5	10,0	7,5	9,1	0,07	Н. д.	0,9
Череповецкий	14,2	2,5	33,3	8,5	4,1	25,7	0,07	11,3	0,8
Челябинский	17,0	4,5	45,0	8,0	7,0	Н. д.	0,17	15,0	0,5
Челябинский трубопрокатный	17,0	1,0	46,0	Н. д.	6,5	11,0	Н. д.	5,0	1,8
Чусовской	13,1	3,8	38,6	14,9	3,0	12,5	0,20	9,2	1,2

Химический состав конвертерных шлаков, %

Завод, комбинат	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅
«Азовсталь»	12,3	0,9	43,7	3,8	4,9	5,1	0,99	1,0	Н. д.
Днепропетровский им. Петровского	14,9	0,7	49,0	6,4	5,9	13,7	Н. д.	6,8	1,96
им. Дзержинского*	69,0	4,7	3,5	9,0	0,9	7,6	Н. д.	1,1	Н. д.
Енакиевский	19,0	1,7	49,5	6,5	5,6	10,1	0,15	5,8	0,93
Ждановский	21,5	2,3	41,4	4,8	6,9	12,8	0,13	7,9	0,55
им. Ильича									
Западно-Сибирский	14,1	1,3	53,3	1,7	3,6	21,0	0,14	Н. д.	2,0
Карагандинский**	16,8	1,9	46,0	7,1	5,9	8,9	0,07	Н. д.	8,8
	8,4	1,2	45,2	6,4	4,1	19,1	0,13		5,5
Криворожский***	14,2	0,5	48,5	2,6	3,6	11,4	0,12	17,2	1,05
	18,4	3,5	43,8	5,9	5,0	6,9	0,23	13,7	0,29
Новолипецкий	17,2	1,9	52,0	2,0	4,7	4,0	0,13	Н. д.	0,9
Челябинский	15,0	1,4	45,4	5,9	4,9	8,2	Н. д.	14,7	0,95
Череповецкий	10,0	0,9	50,0	3,5	3,5	14,0	0,7	4,5	0,8

* Шлаки бессемеровской плавки.

** В числителе — первичные шлаки, в знаменателе — конечные.

*** В числителе — шлаки конвертера № 1, в знаменателе — № 2.

2.6. НЕРУДНЫЕ ПЫЛИ И ШЛАМЫ

В процессе производства металла на металлургических заводах используют значительное количество нерудных полезных ископаемых, при подготовке которых образуются пыли и шламы, представляющие значительную ценность при последующей их утилизации. Большое место в металлургическом переделе занимают огнеупорные материалы: диносовые, алюмосиликатные, хромомagneзитовые и магнезитовые. В процессе производства огнеупоров образуются отходы, представленные пылями и шламами (табл. 2.24).

Основной компонент отходов диносового производства — кремнезем. Алюмосиликатные отходы — шламы и пыль — представлены в основном глиноземом и кремнеземом. Основные компоненты доломитовой пыли — оксиды кальция и магния. Магнезитовые шламы и пыль представлены в основном оксидом магния. Шламы и пылевидные отходы огнеупорного производства — тонкодисперсные материалы. Средний размер частиц доломитовой пыли находится в пределах 0,02—0,08 мм. Шламы и пыль диносового производства содержат в основном частицы размером 0,01—0,06 мм, алюмосиликатная пыль — 0,03—0,1 мм. Основные минералы алюмосиликатной пыли — каолинит, муллит и кварц. В доломитовой пыли присутствуют доломит, кальцит и шпинель.

Химический состав электрометаллургических шлаков*, %

Завод, компания	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅
«Амурсталь»	27,0 28,5	Н. д.	25,0 28,0	14,0 20,0	10,5 13,5	21,0 9,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Верхнеисетский	13,3 24,8	2,7 16,0	33,1 47,0	10,4 13,2	3,1 0,05	18,8 0,8	0,11 0,25	15,2 Н. д.	0,36 0,09
«Днепропетцсталь»	14—20 16—30	1—10 3—15	15—45 35—55	5—12 5—18	1,0—7,0 0,5—1,0	Н. д. 3,5	Н. д.	5—10 Н. д.	Н. д.
Донецкий	8,0 26,5	2,7 5,6	27,2 56,0	8,0 17,8	0,9 7,8	1,5 16,2	0,5 0,5	Н. д.	0,1 0,6
«Красный Октябрь»	22,4 20,2	1,9 3,4	33,1 49,5	12,9 10,2	2,5 0,1	9,5 0,6	0,18 0,28	2,3 0,1	0,49 0,17
Кузнецкий	25,3 25,0	3,0 8,8	34,0 50,0	9,8 11,0	Н. д. 1,8	1,8 0,5	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Новолипецкий	18,4 15,8	4,7 4,0	57,6 44,9	6,5 13,2	Н. д. 2,6	2,9 2,8	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Орско-Халиловский	21,6 14,5	4,4 4,0	46,8 40,3	18,0 9,7	5,3 7,3	4,8 12,2	Н. д.	3,1 5,3	Н. д.
Узбекский	16,5 7,0	6,6 4,0	52,0 25,0	17,5 10,0	5,0 5,0	1,5 25,0	Н. д.	11,0 2,2	0,5 Н. д.
Череповецкий	15,0	25,0	40,0	17,5	0,8	2,0	0,8	Н. д.	Н. д.
Челябинский	17,0	Н. д.	52,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.	1,3	Н. д.	Н. д.
«Электросталь»	14,7 15,3	10,6 10,8	43,6 45,2	17,8 19,4	0,3 0,4	1,3 1,4	Н. д.	0,19 Н. д.	0,02 0,03

* В числителе — первичные шлаки, в знаменателе — конечные.

Таблица 2.24

Состав отходов огнеупорного производства, %

Содержание	Дниасонные			Алюмосиликатные		Доломитовые		Магнезитовые	
	Пыль	Шламы	Пыль	Пыль	Шламы	Пыль	Обожжен- ные отходы	Пыль	Шламы
Компонентов, %:									
SiO ₂	90-96,5	64,9-93,8	40,7-61,2	50-55		2,2-19,7	0,7-3	5,6-8,8	5,5-10,7
Al ₂ O ₃	1,9-3	0,9-21	30,3-41,1	38-41,1		0,2-2,1	0,5-3	2-3,5	0,3-3,5
TiO ₂	0,05-0,1	0,1-0,8	0,8-5,5	1,4-2,5		0,3-1,7	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Fe ₂ O ₃	0,9-0,2	1,2-2,3	1,8-4	1,2-2,3		1,7-3,4	0,2-2	0,7-1	Н. д.
CaO	0,4-0,8	1,6-3,8	1,4-2,3	1,8-4		1,2-2,3	1,7-3,4	0,2-2	0,7-1
MgO	0,3-0,6	0,2-0,5	0,6-1	0,2-0,8		20-24	34-37	54-56	34-91
R ₂ O	0,7-1	0,2-1	1,5-2,5	0,3-0,9		0,8-2,7	Н. д.	Н. д.	Н. д.
п. л. г.	Н. д.	2-5,7	1,1-4	1-2		15,6-20	1-2	31-33	0,1-53,7
Класса крупности, мм:									
+0,1	Н. д.	Н. д.	6-35	3-16,3		10-47	Н. д.	Н. д.	1,5-3,5
-0,1+0,08	Н. д.	Н. д.	4-47	0,3-3,2		3-6	Н. д.	Н. д.	40-50
-0,08+0,06	4	Н. д.	5-50	4		6-13	Н. д.	Н. д.	31-41
-0,06+0,04	15	Н. д.	4-30	3-4,2		15	Н. д.	Н. д.	0,3-3
-0,04+0,02	40	5-5,7	6-31	2,7-4,2		10-29	Н. д.	Н. д.	3-61
-0,02+0,01	16	5,3-14,3	2-37	3,3-4,8		4-22	Н. д.	Н. д.	2,5-5
-0,01+0,005	20	50-54	8-46	3,2-6		5-13	Н. д.	Н. д.	1-5
-0,005	5	28-37,2	0,3-8	74,6		0,2	Н. д.	Н. д.	1-4

В отходах динасового производства основные минералы — кварцит, кристобалит и тримит.

Плотность алюмосиликатной, доломитовой и динасовой пыли равна соответственно 2,4—2,6; 2,7—2,9 и 2,3—2,6 г/см³; удельная площадь поверхности — 1000—1200; 800—1000 и 1800—1900 см²/г; насыпная плотность — 0,7—0,9; 1—1,4 и 0,8—0,9 г/см³.

При производстве чугуна выделяется графитовая спель, которая улавливается в пылеосадительных аппаратах и представляет собой ценный продукт. Во ВНИИЧерметэнергоочистке были проведены исследования по изучению графитсодержащей пыли Коммунарского, Новолипецкого, Криворожского и Азовского металлургических заводов (табл. 2.25).

Установлено, что графитсодержащая пыль различных заводов имеет разные свойства. Содержание углерода по классам крупности неравномерно: наиболее богаты углеродом крупные классы графитсодержащей пыли. В классе +0,16 мм содержится от 50 до 95 % углерода. В графитсодержащих пылях отделения десульфурации чугуна и после разливочных машин больше углерода (35—70 %) содержится в средних классах — 0,16+0,063 мм. Содержание углерода в мелких классах значительно меньше, чем в крупных. В них преобладает железо, содержание которого достигает 50 % и более. Плотность графитсодержащей пыли колеблется в пределах 2,3—3,7 г/см³.

По внешнему виду графит миксерных отделений напоминает природный чешуйчатый. Очень часто чешуйки образуют сростки, двойники. Поверхность графитовых чешуек редко встречается чистой, она, как правило, покрыта оксидами железа. Графит из отделения десульфурации чугуна завода «Азовсталь» мелкочешуйчатый. Размер чешуек от 0,001 до 0,6 мм. Преобладают чешуйки небольших размеров. Края чешуек слабо рассечены, графит местами ожелезнен и содержит пыль оксида магния.

Рентгенографические исследования на дифрактометрах графита из продуктов газоочисток металлургических заводов показали полное совпадение размещения дифракционных максимумов с природными графитами. Межплоскостное расстояние d_{002} составляет 0,3—0,33 нм, и по этому признаку все пробы относятся к одной и той же группе хорошо окристаллизованных графитов. Все графитсодержащие пыли по сравнению с природными графитами характеризуются повышенным содержанием железа, магния, стронция, натрия. Электропроводимость графита соответствует электропроводимости металлов, т. е. перенос электрических зарядов осуществляется электронами. Природные графиты характеризуются хорошей электропроводимостью. Закономерно: чем выше электропроводимость графита, тем он кристаллически совершеннее. Искусственный графит имеет удельное электрическое сопротивление $(0,7—1,1)10^{-2}$ Ом·см, а природный $(0,5—1,5)10^{-2}$ Ом·см. Термический анализ графита из заводских проб показал, что экзотермический эффект, связанный с выгоранием графита, находится в интервале температур 833—1133 К. Начало

Состав и физико-химические свойства графитсодержащих пылей

Завод	Плотность, г/см ³		Угол естественного откоса, градус	Гранулометрический состав		Зольность, %	Содержание углерода, %
	средняя	насыпная		Класс крупности, мм	Выход, %		

Пыль миксерных отделений

«Азовсталь»	2,45	0,34	40	Исходный	100,0	26,0	72,90
				+0,315	9,3	13,62	85,28
				-0,315+0,200	17,7	11,03	87,87
				-0,200+0,160	8,9	9,98	88,92
				-0,160+0,063	41,5	21,29	77,61
				-0,063	22,6	57,79	41,11
Криворожский	3,42	0,82	Н. д.	Исходный	100,0	17,70	21,10
				+0,315	9,5	27,24	72,43
				-0,315+0,200	2,4	30,25	67,54
				-0,200±0,160	5,0	20,37	77,96
				-0,160+0,063	17,5	56,28	42,72
				-0,063	65,5	96,83	2,17
Коммунарский	2,48	Н. д.	Н. д.	Исходный	100,0	44,91	53,90
				+0,315	42,7	29,10	53,90
				-0,315+0,200	13,1	39,87	59,13
				-0,200+0,160	8,7	46,03	52,97
				-0,160+0,063	22,0	52,18	46,82
				-0,063	13,5	88,71	10,29
Новолипецкий	2,30	0,30	35	Исходный	100,0	11,42	87,58
				+0,315	48,2	2,52	96,48
				-0,315+0,200	22,8	4,60	94,40
				-0,200+0,160	4,4	5,87	93,13
				-0,160+0,063	18,9	20,53	78,47
				-0,063	5,7	88,06	10,94

Пыль отделений десульфурации чугуна

«Азовсталь»	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Исходный	100,0	51,09	47,91
				+0,315	3,6	51,79	47,21
				-0,315+0,200	5,0	28,56	70,44
				-0,200+0,160	3,8	23,65	75,35
				-0,160+0,063	27,5	25,41	73,59
				-0,063	60,1	66,42	32,59

Пыль после разливочных машин

Криворожский	3,69	0,61	40	Исходный	100,0	77,35	21,65
				+0,315	13,5	74,19	24,81
				-0,315+0,200	7,5	48,11	50,89
				-0,200+0,160	2,9	49,19	49,81
				-0,160+0,063	25,0	62,51	36,49
				-0,063	51,1	91,33	7,67

лика приходится на температуру 833—953 К, а максимум — на 1053—1133 К. В природных графитах Завальевского месторождения экзотермические эффекты приурочены к интервалу температур 973—1113 К. Исследования структуры рентгеновскими методами, изучение физических и химических свойств, данные granulометрического анализа графита из продуктов газоочистки металлургических предприятий показали, что он практически не отличается от природных чешуйчатых графитов месторождений Украинского щита.

3. ПРОИЗВОДСТВО ПОПУТНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ДОБЫЧЕ РУД

3.1. ВСКРЫШНЫЕ ПОРОДЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Разработка месторождений железных руд преимущественно ведется открытым способом, доля которого в общей добыче составляет 80—85 %. При производстве вскрышных работ на карьерах добывают в больших объемах нерудные ископаемые — рыхлые и скальные. Общие запасы вскрышных пород по действующим и намечаемым к эксплуатации железорудным месторождениям СССР составляют около 27 млрд. т [13]. Ежегодный объем вскрышных пород по месторождениям руд черных металлов к 1990 г. достигнет примерно 1,2 млрд. т, из которых скальные породы составят примерно 60 %.

Использование вскрышных пород для производства строительных материалов обеспечит: сокращение капитальных вложений на строительство предприятий по добыче аналогичного сырья; снижение заделживаний земельных угодий под размещение отвалов; уменьшение загрязнения окружающей среды; рациональное использование природных ресурсов страны.

Ежегодная добыча вскрышных пород значительно опережает их потребление в народном хозяйстве (табл. 3.1). Наибольший объем добываемых вскрышных пород приходится на Приднепровский район и на Курскую магнитную аномалию (табл. 3.2).

Наиболее изучены вскрышные породы железорудных месторождений КМА. Это связано со все возрастающей потребностью в строительных материалах для развития территориально-производственного комплекса и отсутствием в этом регионе специальных месторождений строительных материалов. В табл. 3.3 приведены объемы попутно добываемых вскрышных пород на основных месторождениях КМА. В табл. 3.4 приведены объемы производства продукции из вскрышных пород и потребность в них по Центральночерноземному району.

Глинистое сырье во вскрышных породах железорудных месторождений представлено высокоглиноземистыми глинами из коры выветривания сланцев, глинами келловейского яруса и песчано-

Таблица 3.1

Производство и использование отходов черной металлургии

Отходы	Производство по годам, млн. т				Общие запасы, млн. т	Использование	
	1975	1980	1990	2000		ежегодное, млн. т	% к годовому производству
Вскрышные породы	1347	1213	1758	1870	40 493	40,0	3,3
По подотраслям:							
железородная	872	773	1210	1140	26 900	30,8	3,9
марганцевородная	371	345	460	640	10 008	0,2	Н. д.
хромитовая	33	14	3	Н. д.	85	Н. д.	Н. д.
нерудная	71	81	86	90	3 500	9,0	11,8
Отходы обогащения	256	295	394	475	5 714	36,1	12,0
По подотраслям:							
железородная	209	256	347	421	5 500	25,1	9,4
марганцевородная	11	12	16	17	200	0,02	Н. д.
хромитовая	0,3	0,2	0,7	0,8	14*	Н. д.	Н. д.
нерудная	36	27	30	36	Н. д.	11,0	44,0
Металлургические шлаки	71	78	84	85	450	42,8	55,0
По переделам:							
доменный	46	51	53	52	283	34,4	67,0
сталеплавильный	22	23	26	28	144	6,5	28,0
ферросплавный	3	4	5	5	23	1,9	48,0
Шламы и другие железосодержащие и нерудные отходы металлургического производства	22	24	26	28	200	19,0	80,0
Всего по отрасли	1696	1610	2262	2458	46 857	138,0	8,4

* С учетом отвалов бедных руд.

Таблица 3.2

Добыча и использование вскрышных пород по железородным районам страны

Районы	Запасы на 01.01.81, млн. т	1981 г.				1990 г.		
		Добыча, млн. т	Использование		Добыча, млн. т	Использование		
			млн. т	%		млн. т	%	
Закавказский	192	5	Н. д.	Н. д.	13	0,7	5,6	
Курская магнитная аномалия (КМА)	7 435	146	20,0	13,7	187	49,3	26,3	
Казахстанский	4 032	140	0,5	0,4	249	20,2	8,1	
Приднепровский	9 692	291	5,0	1,7	462	44,8	9,7	
Сибирский	1 862	68	Н. д.	Н. д.	86	2,3	2,7	
Северо-Западный	1 673	46	1,1	2,2	147	20,4	14,1	
Уральский	1 992	93	4,2	4,5	66	9,6	14,5	
Всего вскрышных пород	26 878	789	30,8	3,9	1210	147	12,2	

Таблица 3.3

Полутная добыча вскрышных пород горнорудными
предприятиями КМА

Комбинат	Вскрышные породы	Объемы в конту- рах карьера, млн. м ³	Добыча, млн. м ³	
			1986—1990 гг.	1990—2000 гг.
Лебедянский	Суглинки	28,7	4,7	6,2
	Песок	64,3	10,1	28,0
	Кристаллические сланцы	122,1	12,3	28,0
	Окисленные железистые кварциты	90,0	7,0	7,0
Стойленский	Суглинки	53,3	4,2	8,4
	Мергель	31,6	9,0	22,4
	Песок	109,7	17,3	49,5
	Мел	300,0	50,0	144,0
	Кристаллические сланцы	326,9	6,9	44,0
	Окисленные железистые кварциты	40,0	6,5	6,5
Михайловский	Глина девонская	71,4	19,4	49,0
	Суглинки	90,0	21,8	23,2
	Песок	146,0	—	—
	Окисленные железистые кварциты	200	22,0	22,0

Таблица 3.4

Объемы производства продукции из вскрышных пород и
потребность в ней по Центральнoчерноземному району

Породы	Продукция, годовое производство	Потребность во вскрышных породах комбината, тыс. м ³		
		Лебедян- ского	Стойлен- ского	Михай- ловского
Глинистая	Цемент 3,7 млн. т.	—	200	—
	Красный кирпич, 60 млн. шт. (усл.)	—	—	150
	Дренажные трубы, 87,7 тыс. км (усл. диаметр)	—	—	400
	Итого	—	200	550
Суглинки	Цемент, 3,7 млн. т	—	530	—
	Керамзит, 200 тыс. м ³	—	280	—
	Красный кирпич, 60 млн. шт. (усл.)	150	—	—
	Рекультивация, 15,8 тыс. га Итого	800 950	2000 2810	1250 1250
Песчаная	Силикатные стеновые мате- риалы, 220 тыс. м ³	66	—	—
	Сборный железобетон, бетон, 1400 тыс. м ³	300	300	—
	Раствор строительный, 200 тыс. м ³	—	200	—
	Обратная засыпка подвалов при строительстве, 200 тыс. м ²	—	200	—
		—	—	—

Продолжение табл. 3.

Породы	Продукция, годовое производство	Потребность по вскрышным породам комбината, тыс. м³		
		Лебединского	Стояленского	Михайловского
Карбонатная	Балластировка железнодорожных и автомобильных дорог, 700 тыс. м³	400	300	—
	Ячеистый бетон, 340 тыс. м³	—	66	36
	Силикатный кирпич, 120 млн. шт. (усл.)	—	276	276
	Формовочные и строительные пески, 1 млн. т	—	600	—
	Итого	766	1942	312
	Сухие минеральные краски, 23 тыс. т	—	20	—
	Цемент, 6,7 млн. т	—	5000	—
	Технический мел, 500 тыс. т	—	500	—
	Кормовой мел, 1 млн. т	—	3000	—
	Молотый мел, 1 млн. т	—	—	—
Известь, 300 тыс. т	—	400	—	
Итого	—	8420	—	
Мергели	Связующе-флюсующая добавка для производства железорудных окатышей, 2,3 млн. т	—	1530	—
Кварцевые песчаники Кристаллические сланцы	Щебень, 3 млн. м³	—	—	—
	Песок, 0,5 млн. м³	1750	—	—
	Щебень, 8,7 млн. м³	3750	1280	—
	Песок, 1,2 млн. м³	—	—	—

глинистыми отложениями юрской системы, огнеупорными сухарными глинами карбона и глинами девона, глинами палеогеновой системы, суглинками четвертичной системы. Изучением глинистых вскрышных пород железорудных месторождений занимались в ряде институтов соответствующего профиля — с целью определения возможности их использования в качестве исходного сырья для производства строительных материалов и керамических изделий (рис. 3.1).

Исследованиями установлено, что глины вскрышных пород ряда железорудных месторождений могут быть использованы для производства кирпича. Из сырья четвертичных суглинков ряда железорудных месторождений КМА получают пустотелый кирпич марки «100», дырчатые и пустотелые керамические блоки марки «50». При этом технология подготовки глиняной массы включает ее обработку на вальцах грубого измельчения, в глиномешалках с паропрогревом, на вальцах тонкого измельчения с щелями 3—5 и 1—2 мм. Максимальная температура обжига 1200—1300 К. Следует отметить, что не все глины вскрышных пород могут быть пригодны для производства кирпича.



Рис. 3.1. Схема использования глины вскрышных пород для производства различных материалов

В каждом конкретном случае требуется проведение всесторонних полупромышленных и промышленных испытаний в заводских условиях. Глины среднего девона и ардатовских слоев могут быть использованы как сырье для производства керамических канализационных труб. Полученные керамические трубы по физико-механическим свойствам значительно превосходят требования соответствующего стандарта.

Глины и суглинки четвертичных отложений ряда железорудных месторождений могут быть пригодны для производства керамзита. Из этих глин получается керамзит плотностью 0,35—0,98 г/см³. Причем керамзитовый гравий, полученный порошковым способом, соответствует стандарту: по плотности фракции 10—20 мм относится к марке «550», по прочности соответствует марке «Б». Керамзитовый гравий, полученный пластическим способом, по насыпной плотности фракции 10—20 мм относится к марке «550», а фракции 5—10 мм — к марке «Б». По прочности обе фракции соответствуют марке «Б». Практикой доказано, что глины и суглинки четвертичного возраста, неогеновые и келловейские глины, а также элювиальные глины в смеси с мелом и пиритными огарками дают клинкер нормального состава для производства цемента.

Для приготовления сырьевой смеси требуется следующее соотношение сырьевых компонентов, %: мел 76,6; глина 17,9; элювиальные глины 3,3 и пиритные огарки 2,2. По данным Южгипроцемента, экономический эффект от использования Старооскольским цементным заводом элювиальных глин из отвалов Лебединского карьера составляет 0,3 млн. р. в год.

Отдельные разновидности глины и глинистых сланцев могут быть использованы в качестве минеральных пигментов для производства красок. Так, девонская ожелезненная порода Лебединского месторождения, применяемая в качестве пигмента, характеризуется следующими показателями: содержание оксида железа 30,34 %; водорастворимых солей 10 %; маслосмолемкость 18,8 %; малярная консистенция 51,5 %; укрываемость 45,92 г/м²; п. п. п. 22,7 %; реакция водной вытяжки нейтральная; цвет на олифе и

в сухом измельченном состоянии темно-желтый. Краска удовлетворяет всем требованиям стандарта и относится к разновидности «охра сухая» марки «А». Обжиг ожелезненной глины значительно улучшает ее красящие свойства.

Благоприятное сочетание во вскрышных породах КМА мела и глины позволяет организовать производство минеральной ваты. Опытными испытаниями установлено, что из мелов и глин Стойленского месторождения (КМА) при соотношении 52 % суглинков и 48 % мела получается минеральная вата белого цвета, коротковолокнистая. Диаметр волокон, а также коэффициент теплопроводности незначительно превышают установленные стандарты. Минеральная вата может быть отнесена к марке «200».

Некоторые глины, не содержащие больших включений карбонатов (содержание CaO не должно превышать 6—8 %), могут быть использованы для производства аглопорита. Проведенные ползаводские испытания с суглинками некоторых месторождений позволили при соответствующей переработке получить аглопористый щебень марки «500». На базе этого аглопористого щебня возможно получение бетонов от конструктивно-теплоизоляционной марки «50» до конструктивных марок «300».

Испытаниями установлено, что из некоторых глин получается керамдор. Опытные образцы бетона, полученные на щебне из керамдора, имели прочность при сжатии в возрасте 28 сут нормального твердения 63 МПа (плотность бетона 2,12 г/см³, вяжущее — портландцемент марки «500»).

Следует отметить, что приведенные сведения по использованию глин вскрышных пород для производства различных видов строительных материалов и изделий показывают принципиальную возможность их использования. Для окончательного выбора способа их использования необходимо в каждом конкретном случае проводить детальное изучение вещественного состава и технологические испытания в заводских и ползаводских условиях.

Промышленными опытами установлено, что некоторые глины (четвертичные суглинки и глины келловей) относятся к потенциально плодородным породам и их можно применять для выращивания на них многолетних трав, а также древесно-кустарниковых пород при облесении отвалов. Причем эти глины можно использовать для рекультивации нарушенных земель по двум направлениям: как подстилающие породы, на которые наносится черноземный слой, и как субстрат непосредственного окультуривания (при недостатке чернозема). В этой связи четвертичные суглинки и келловейские глины целесообразно складировать в отдельные отвалы с последующим их использованием для рекультивации.

В качестве вскрышных на многих железорудных месторождениях страны в большом количестве добывают *песчаные породы* — природный песок. Однако по физико-механическим и химическим свойствам не все пески могут быть рекомендованы для использования в различных отраслях.

Для производства бетона к качеству песка как мелкого наполнителя предъявляют определенные требования по зерновому составу, характеризующемуся модулем крупности $M_{кр}$ и содержанием глинистых примесей. Для производства стекла, тонкой керамики, формовочных земель, ячеистого бетона пески должны соответствовать заданному химическому составу. Они должны удовлетворять требованиям по содержанию в них кремнезема, оксида железа и щелочноземельных металлов. Большое значение имеет и гранулометрический состав. Исследованиями было установлено, что добываемые как вскрышные породы пески без соответствующей обработки не могут быть рекомендованы для непосредственного использования в тех или иных отраслях.

Обогащая пески Лебединского и Стойленского месторождений, удаляют вместе с глинистой и тяжелой фракциями до 78 % Fe_2O_3 , что позволяет достигнуть требуемого их качества. Принципиальная схема обогащения песков может предусматривать оттирку с гидравлической классификацией шлама по классу — 0,074 мм. Для песков, содержащих тяжелые минералы и глаукониты, необходимо применение электромагнитной сепарации. При обогащении песков содержание SiO_2 в промытом продукте повышается до 88—99 %, а содержание Fe_2O_3 снижается до 0,12—0,24 %.

При соответствующих условиях на ряде отечественных и зарубежных горнодобывающих предприятий применяют гидротранспорт [11], что приводит к частичному обогащению. При этом происходит удаление гидроксидной пленки, покрывающей поверхность частиц кварца, и тонких шламистых фракций в процессе намыва, зависящее от расстояния гидротранспортирования, плотности пульпы, диаметра пульповода и т. д. Так, при плотности пульпы 1,04 г/см³ и гидротранспортировании на расстояние не менее 10 км содержание оксидов железа в песке снижается с 0,34 до 0,15 %. На железорудных месторождениях КМА в процессе вскрытия карьеров для добычи и транспортирования рыхлых вскрышных пород широко применяют гидротранспорт. Таким образом добыто свыше 120 млн. м³ песка. Сочетание гидротранспорта песка с последующей его классификацией и обогащением обеспечивает получение продукта с заданным качеством для последующего его использования в различных отраслях.

Промышленной проверкой установлено, что пески Стойленского месторождения (с определенных горизонтов) могут быть пригодны для производства формовочных смесей на Старооскольском рудоремонтном заводе горно-обогатительного оборудования. Для определения пригодности природного песка вскрышных пород необходимо проведение исследований с технико-экономическим обоснованием целесообразности его использования в той или иной отрасли.

Значительную ценность представляют *меломергельные* вскрышные породы на железорудных месторождениях КМА. Огромные запасы меломергельных пород и их относительно высокое

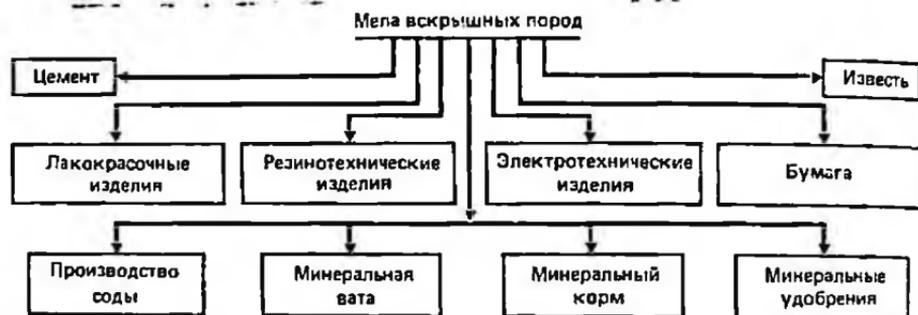


Рис. 3.2. Схема использования мелов вскрышных пород

качество позволяют рекомендовать их для использования в различных отраслях народного хозяйства (рис. 3.2). Впервые мел вскрышных пород Стойленского месторождения был использован для производства цемента при строительстве Старооскольского цементного завода в 1963 г., мощностью 5,3 млн. т цемента в год. Завод выпускает цемент марки «500» включительно. Удельный расход сырья на 1 т клинкера составляет, т: мела 1,27, глины 0,24, пиритных огарков 0,031.

Большие запасы мела на Стойленском месторождении обеспечат дальнейшее наращивание мощности завода. Мел Лебединского, Стойленского, Погромецкого и Чернянского месторождений при соответствующей обработке (обогащение, гидрофобизация) может быть использован всеми видами промышленности, потребляющими технический мел.

Мел при соответствующей подготовке может быть рекомендован для использования его в качестве наполнителя в бумажной промышленности. При этом он должен иметь белизну не менее 95 %, не содержать примесей песка, остаток на сите с размером ячеек 0,01 мм не должен превышать 13 %.

Мел применяют в лакокрасочной промышленности в качестве пигментов при производстве сухих красок (Губкинский завод). Для этих целей на Лебединском комбинате вводится в действие установка по производству сухомолотого мела с производительностью 100 тыс. т порошка мела в год.

Мел, применяемый при производстве кабелей, должен удовлетворять следующим требованиям: содержание железа и его соединений, извлекаемых магнитом, не должно превышать 0,01 %, меди — 0,001 %, а ионов и в водной вытяжке — следы; остаток на сите с размером ячеек 0,045 мм — не более 0,1 %. Помимо этого мел, поставляемый в электромеханическую отрасль промышленности, должен быть гидрофобизирован.

Мел можно применять для производства резинотехнических изделий — автомобильных шин, а также ядохимикатов, пленочных материалов и искусственной кожи.

В стекольной промышленности мел применяется как компонент, содержащий оксид кальция. В этом случае он должен отвечать следующим требованиям: суммарное содержание карбонатов кальция и магния должно быть не ниже 98 %, нерастворимого в HCl остатка не более 1 %, а оксида железа не более 0,2 %. Этим требованиям удовлетворяют мела Стойленского и Лебединского месторождений.

Отсутствие в мелах вскрышных пород Лебединского и Погремецкого месторождений вредных примесей (мышьяк и др.) позволяет рекомендовать их в качестве минеральных кормов на птицефабриках и откормочных хозяйствах.

Широкое применение мел может найти для известкования кислых почв в Нечерноземном районе страны. По техническим условиям мука не должна содержать частицы крупнее 3 мм, содержание частиц размером 1 мм должно быть не более 15 % и размером 0,25 мм — не более 60 %. Проведенные промышленные испытания по производству мелового порошка с последующим известкованием почвы показали, что сухомолотый мел без соответствующей доработки не может быть рекомендован для этих целей. Сухомолотый мел обладает высокой гигроскопичностью и при непродолжительном хранении на воздухе теряет сыпучесть, что затрудняет его транспортирование, хранение и внесение в почву.

Один из способов приготовления меловой муки для раскисления почвы — добавка в мел негашеной кусковой извести из расчета 8—10 % по массе. Технология включает дробление мелов с естественной влажностью 18—25 % в зубчатой валковой дробилке, смешивание дробленого мела с известью, дробление шихты в молотковой дробилке без колосниковой решетки. В процессе смешивания и дробления известь взаимодействует с влагой мела и мелонизвестковая смесь приобретает сыпучесть, сохраняющуюся длительный период.

Другой способ подготовки мела для раскисления почвы — его гранулирование с термическим упрочнением гранул. Технология получения гранулированного мела (рис. 3.3) разработана Минским научно-исследовательским институтом строительных материалов. Тонко измельченный в мельницах «Гидрофол» мел в виде пульпы распыляется в циклонной печи через специальные насадки. Температура в верхней зоне печи достигает 1100—1300 К. При этой температуре происходит мгновенное испарение влаги и частицы приобретают форму мелких шариков. В нижней зоне печи температура поддерживается в пределах 920—970 К. В этой зоне происходит термическое упрочнение гранул. Гранулированный мел обладает сыпучестью, не слеживается, при внесении в почву не вызывает серьезных осложнений, хорошо вступает в реакцию с кислой почвой.

Данные химических анализов показывают, что для изготовления известки могут быть использованы мела вскрышных пород Лебединского, Стойленского, Чернянского и Погремецкого ме-

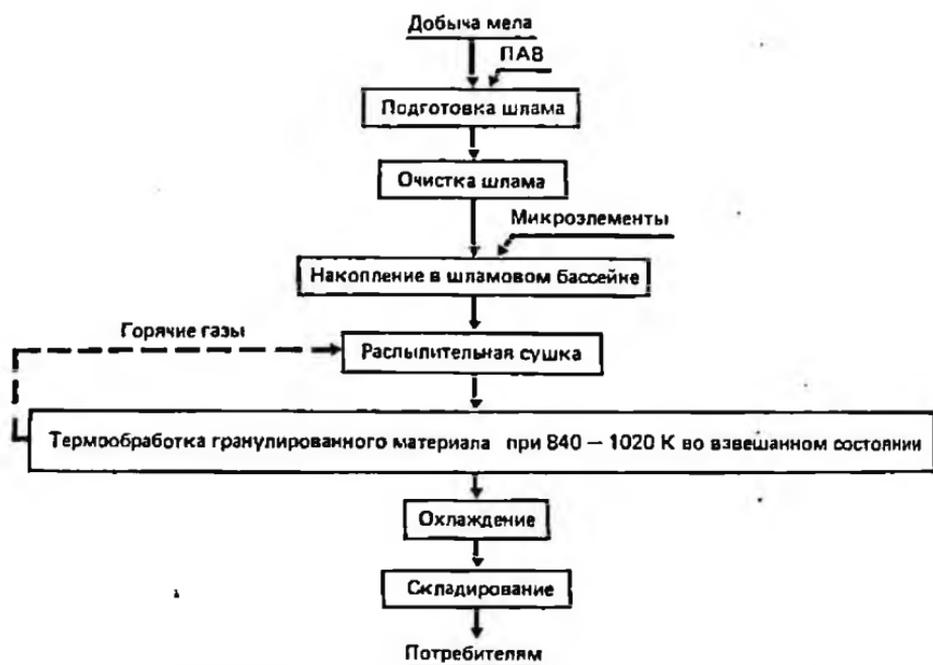


Рис. 3.3. Схема производства мелкогранулированного мела

сторождений. Кроме того, известь высокого качества необходима для производства стали на Оскольском электрометаллургическом комбинате и на окомковательных фабриках КМА, где она может заменить привозные бентонитовые глины, а при производстве офлюсованных окатышей — известняка.

Наряду с мелями на ряде железорудных месторождений КМА добывают мергельные породы, которые могут быть использованы для производства цемента и минеральной ваты. Наиболее перспективно использование мергелей в качестве заменителя бентонитовых глин и известняка при производстве железорудных окатышей.

По своим качествам мергель является комплексным связующим при производстве офлюсованных железорудных окатышей. Были проведены промышленные испытания по использованию мергеля Стойленского месторождения в качестве заменителя бентонитовых глин при производстве железорудных окатышей на окомковательной фабрике Лебединского ГОКа. Испытания проводили в сопоставительных условиях с применением мергелей и бентонитовых глин. Мергели обрабатывали в цехе подготовки бентонитовых глин. При измельчении мергеля в сушильно-измельчительной установке в целях предотвращения залипания шаровой мельницы несколько изменяли режим ее работы. Загрузка ее была снижена до 25—30 т/ч по сравнению с обычной загрузкой 40 т/ч на бентоните. Температуру пылегазовой смеси на выходе

Таблица 3.5

Свойства окатышей

Показатель	Период		
	базовый	переходный	опытный
Содержание добавок в сухой шихте, %:			
бентонит	1,33	0,53	—
мергель	—	3,10	4,8
Прочность:			
на сжатие (1 окатыша), Н	10	11,2	11,5
на удар (число сбрасываний с высоты 500 мм)	12	14,5	15
Содержание (%) класса крупности, мм:			
+18	9,27	14,52	16,06
—18+5	88,98	83,90	82,58
—5	16,06	82,58	1,36
Плотность сухих окатышей, %	36,1	33,1	34,0
Доля отсева на роликовом укладчике, %	16,2	17,0	15,8

из мельницы поддерживали на уровне 403—413 К (обычная температура 373—383 К). Тонина помола мергелей составляла 100 % класса —0,074 мм, что значительно выше, чем при измельчении бентонита. Расход природного газа на сушку и измельчение мергеля в среднем составил 40—45 м³/т, при подготовке бентонита — 42—43 м³/т.

При использовании мергелей прочность окатышей на сжатие увеличивается на 15 %, на удар — на 25 %, пористость уменьшается на 2 % (табл. 3.5). Доля отсева на роликовом укладчике также несколько уменьшается.

Сушку и обжиг сырых окатышей, полученных с добавкой как бентонитовых глин, так и мергеля, проводили в полном соответствии с режимной картой. Степень удаления влаги в зоне сушки составила в первом случае 55,0 %, во втором — 55,7 %. Прочность сухих окатышей составила в базовый период 99,5 Н, в переходный — 123,3 Н, в опытный — 154,5 Н. При этом производительность обжиговой машины снижена на 1,8 % по сравнению с базовым периодом.

Ввод мергеля в шихту положительно влияет на восстановимость окатышей. Мергель в шихте не только заменяет кислое связующее и повышает основность окатышей, но и значительно улучшает их металлургические свойства (табл. 3.6).

Промышленные испытания по использованию мергеля проводили по схеме, показанной на рис. 3.4. Мергель крупностью —500 мм и влажностью 30—32 % поступает в корпус приема фабрики окомкования в железнодорожных вагонах. Разгружают мергель грейферным краном в бункер 1, откуда ленточным конвейером 2 подают в самоочищающуюся молотковую дробилку ДМ-17×1,45 З. Дробленый до 25 мм мергель системой конвейер-

Таблица 36

Металлургические свойства обожженных окатышей

Показатель	Период		
	базовый	переходный	опытный
Прочность на сжатие (1 окатыша), Н	3530	2793	3331
Механическая прочность, выход (%) класса, мм:			
+5	97,21	95,35	97,20
-0,5	2,46	3,45	2,07
Прочность при восстановлении, выход (%) класса, мм:			
+10	15,20	75,60	74,52
+5	76,44	82,55	88,61
-5+0,5	6,27	3,48	1,20
-0,5	1,08	1,52	0,43

ров 4—6 транспортируют в корпус подготовки и складировуют в три штабеля 7. Отсюда дробленый мергель грейферным краном 8 загружают на конвейер 9 и конвейером 10 подают в сушильный барабан СБ-3,5×18 11, где подсушивают до влажности 8—10 %.

Вентилятором ВД-12 12 в топку сжигания газа подают воздух. Отсюда теплоноситель подается в сушильный барабан и про-

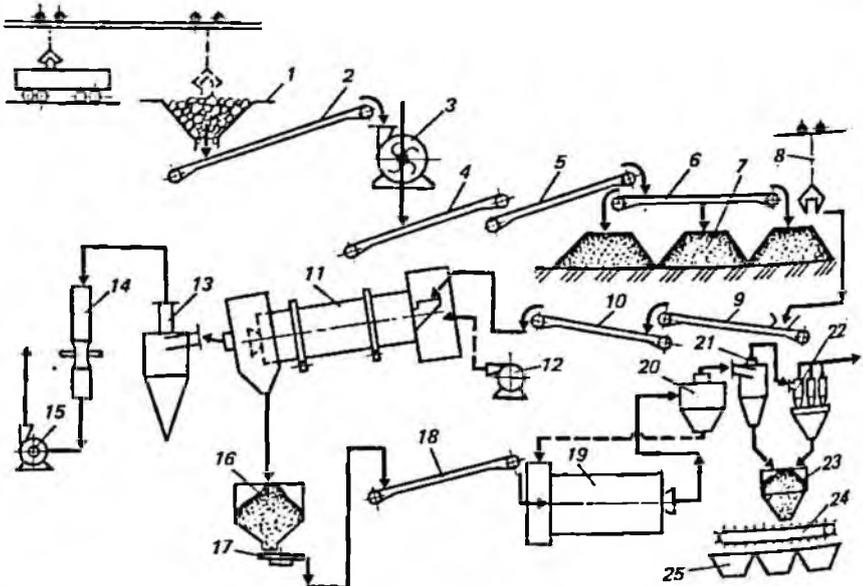


Рис. 3.4. Схема цепи аппаратов подготовки мергеля для окомкования железорудного концентрата

тягивается вентилятором ВМ-100/1200 15 через циклон ЦН-11 13 для улавливания выносимого бентонита. Запыленный воздух проходит мокрую газоочистку в трубах Вентури 14 и выбрасывается в атмосферу.

Сухой мергель из барабана разгружается в промежуточный бункер 16, откуда дисковым питателем ДТ-31 17 выдается на конвейер 18, который транспортирует материал в шаровую мельницу Ш-50А 19. В мельнице одновременно происходит подсушка материала горячими газами до влажности 3—5%. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушной сепарацией измельченного материала. Измельченный мергель выносится в воздушный сепаратор СПУ-5500 20, где происходит разделение на классы +0,071 и -0,071 мм.

Крупная фракция мергеля возвращается на доизмельчение в мельницу. Тонкая фракция мергеля, содержащая 95—97% класса -0,071 мм, осаждается в циклонах НИИОГАЗ 21 (диаметром 3500 мм) и в батарейных циклонах ЦН-11 22. После батарейных циклонов 55% газа-теплоносителя возвращается в мельницу, а остальная часть его поступает на мокрую газоочистку в трубу Вентури. Очищенный газ с содержанием твердых частиц 80 мг/м³ выбрасывается в атмосферу.

Осажденный в циклонах измельченный мергельный порошок собирается в сборный конус 23, из которого через затворы-мигалки выгружается на скребковый конвейер 24 и распределяется по бункерам 25 обжиговых машин.

Таблица 3.7

Свойства дробленых кристаллических сланцев

Показатель	Лебедянский ГОК			
	Класс крупности, мм			
	-70+40	-40+20	-20+10	-10+5
Содержание лещадных и игловых зерен, %	21,4	25,7	36,0	80,0
Дробленность при сжатии в цилиндре:				
потеря массы, %	—	14	8	7
марка щебня	—	1200	1200	1200
Истираемость в полочном барабане:				
потеря массы, %	—	21	13	14
марка щебня	—	11-1	11-1	11-1
Показатель сопротивления удару на копре (марка щебня)	—	192 (У-75)	—	—
Морозостойкость, потеря массы после испытания, %:				
25 циклов	0,1	0,1	2,0	2,4
50 циклов	1,2	0,3	3,5	3,4

Показатель	Стойленский ГОК			
	Класс крупности, мм			
	-70+40	-40+20	-20+10	-10+5
Содержание лещадных и игловых зерен, %	16,2	24,9	84,0	76,0
Дробленность при сжатии в цилиндре:				
потеря массы, %	—	10	10	8
марка щебня	—	1200	1200	1200
Истираемость в полочном барабане:				
потеря массы, %	—	19	13	13
марка щебня	—	И-1	И-1	И-1
Показатель сопротивления удару на копке (марка щебня)	—	147 (У-75)	—	—
Морозостойкость, потеря массы после испытания, %				
25 циклов	0,6	0,8	1,9	2,6
50 циклов	2,6	1,7	2,1	3,2

При производстве вскрышных работ на железорудных карьерах добывается значительное количество скальных пород, из которых путем дробления и грохочения можно получить щебень различной крупности. Одной из разновидностей скальных вскрышных пород, получивших широкое распространение, являются кристаллические сланцы. Значительные их запасы на Лебединском и Стойленском месторождениях и отсутствие сырья для производства щебня в Центральночерноземном районе обусловили необходимость изучения их свойств (табл. 3.7).

Сланцевый щебень и отсев можно использовать в качестве крупного и мелкого заполнителей бетона. Однако их свойства значительно отличаются от свойств традиционных заполнителей бетона. Они имеют повышенное содержание зерен лещадной и игловидной форм, высокую плотность и гладкую поверхность, повышенное переменное содержание серосодержащих минералов. Доказано, что при использовании сланцевого щебня и портландцемента марки «500» получаются бетоны марок до «500» включительно. Щебень из кристаллических сланцев можно использовать также для строительства дорог с твердым покрытием. Такое использование кристаллических сланцев началось в Белгородской области в 1976 г. Для этих целей была пущена в эксплуатацию дробильно-сортировочная установка, перерабатывающая отвалы кристаллических сланцев Лебединского ГОКа. Первоначально мощность установки составляла 23 тыс. м³ дробленых сланцев в год, в последующие годы ее постоянно увеличивали. Дороги с твердым покрытием, построенные с использованием

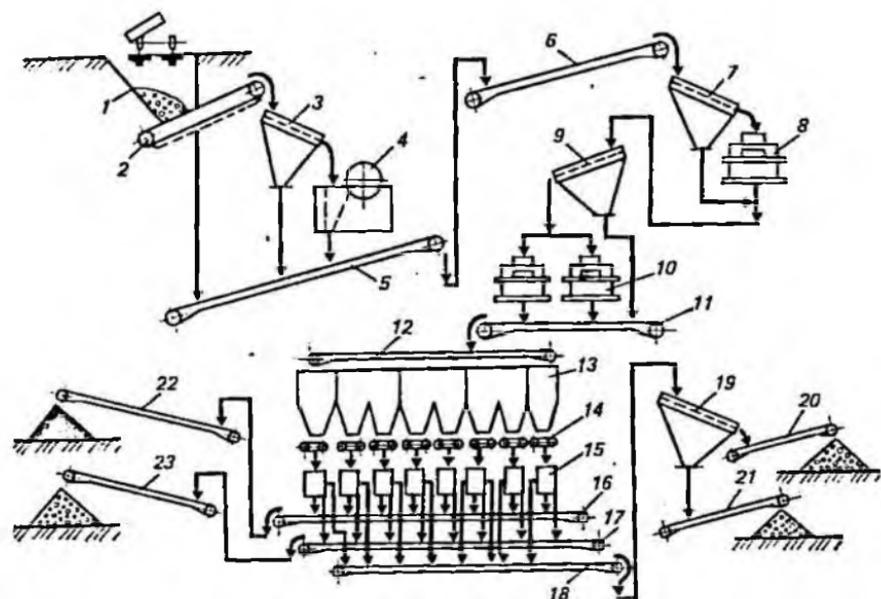


Рис. 3.5. Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочной фабрики, перерабатывающей кристаллические сланцы на строительный щебень

щебня из кристаллических сланцев, по устойчивости не отличаются от дорог, построенных с использованием традиционного щебня. В целях производства в больших объемах щебня из кристаллических сланцев попутной добычи была реконструирована одна из дробильно-сортировочных фабрик Лебединского ГОКа, ранее перерабатывающая богатые руды. Схема цепи аппаратов фабрики приведена на рис. 3.5.

Кристаллические сланцы из карьера (отвалов) железнодорожным транспортом доставляются на фабрику и разгружаются в приемный бункер 1. Пластинчатый питатель 2 разгружает их на колосниковый грохот 3 с щелями размером 220 мм. Надрешетный продукт (+200) грохота 3 направляется в щековую дробилку ШАД-15×21 4 с разгрузочной щелью 180 мм. Подрешетный продукт колосникового грохота 3 объединяется с дробленым продуктом и ленточными конвейерами 5, 6 направляется на колосниковый грохот 7 с щелями размером 80 мм. Надрешетный продукт грохота 7 подается в конусную дробилку КСД-2200ГР 8. Подрешетный продукт колосникового грохота 7 объединяется с дробленым продуктом и подается на инерционный грохот ГИТ-52 9. Надрешетный продукт грохота 9 направляется в конусные дробилки КСД-1200 10. Дробленый продукт объединяется с подрешетным продуктом грохота 9 и системой ленточных конвейеров 11, 12 транспортируется в бункера 13. Из бункеров ленточными питателями 14 дробленые до —80 мм сланцы выда-

ются на трехпродуктовые инерционные грохота ГИЛ-42 15. На грохотах дробленый продукт разделяют на три класса: $-70+20$, $-20+5$ и -5 мм. Классы $-20+5$ и -5 мм системой ленточных конвейеров 16, 22, 17, 23 направляются на склад готовой продукции. Класс $-70+20$ мм ленточным конвейером 18 транспортируется на инерционный грохот ГИТ-51 19, который разделяет материал на два класса: $-70+40$ и $-40+20$ мм. Эти классы раздельно ленточными конвейерами 20, 21 выдаются на склад готовой продукции. Отгрузка щебня со склада может производиться железнодорожным или автомобильным транспортом. Вместимость складов рассчитана на хранение щебня не менее 12-суточного производства каждого из выпускаемого класса.

Фабрика перерабатывает в год 1593 тыс. м³ исходного сырья и производит 1300 тыс. м³ щебня, в том числе (тыс. м³) класса $-70+40$ мм — 459; $-40+20$ мм — 436; $-20+5$ мм — 405; -5 мм — 293. Дальнейшее увеличение мощности дробильно-сортировочной фабрики можно осуществить только при замене основного технологического оборудования на более производительное.

Для переработки кристаллических сланцев с целью получения строительного щебня на Стойленском ГОКе запроектирована установка производительностью 250 тыс. м³ в год щебня различной крупности. Технологическая схема установки Стойленского ГОКа аналогична схеме дробильно-сортировочной фабрики Лебединского ГОКа.

Кристаллические сланцы являются хорошим материалом для получения пиленого облицовочного материала, несмотря на их слабые декоративные качества в естественном состоянии. Малая их твердость, хорошие шлифуемость и полируемость позволяют использовать их для внутренней облицовки с имитацией породы под мрамор различных оттенков.

Кварцитовые песчаники, имеющие распространение как вскрышные породы на некоторых железорудных месторождениях, представляют собой массивную породу с раковистым изломом, состоящую на 80—90 % из кварца. Размер зерен кварца колеблется от сотых до десятых долей сантиметра с преобладанием размера 0,5—1 мм. Содержание серы в пересчете на SO₃ изменяется от 0,03 до 0,2 %, в среднем составляя 0,09 %. Полученный из песчаников крупностью 5—20 мм щебень имеет следующие свойства: плотность зерен 2,65 г/см³; плотность щебня 1,26 г/см³; водопоглощение 0,1 %; пустотность 46 %; истираемость 21 %; марку по дробимости «1200»; сопротивление удару 79. На основе проведенных технологических испытаний по приготовлению бетона с использованием щебня из кварцитовых песчаников установлено, что, применяя портландцемент марки «500», можно получать бетоны плотностью 2400—2500 кг/м³ марок «100—800». Отсев крупностью -5 мм, полученный при дроблении кварцитовых песчаников, можно использовать как грубозернистый песок в строительстве.

На железорудных месторождениях Криворожского железорудного бассейна в качестве вскрышных пород добываются и вывозятся в отвалы сланцы и безрудные кварциты, которые детально изучены на всех месторождениях и являются вполне кондиционным сырьем для производства щебня высоких марок [15]. Проектными разработками Южгипроруда для Южного горно-обогатительного комбината предусмотрено использование всех полутно добываемых сланцев и безрудных кварцитов для производства щебня в количестве 12,1 млн. т в год. Одновременно проектом предусматривается выделение из хвостов строительных кварцевых песков класса +0,15 мм после I стадии магнитной сепарации. При этом получается 4,7 млн. т в год качественных строительных песков себестоимостью 0,24 р/т при отпускной цене 0,7 р/т.

На Новокриворожском горно-обогатительном комбинате, начиная с 1969 г., работает установка по выделению из малорудных кварцитов строительного щебня. Основными потребителями щебня являются такие днепропетровские организации, как Облдорстрой, Межколхозстрой, Днепроспецстрой и др. Производительность установки по фракционированию песков на комбинате составляет 0,4—0,5 млн. м³ песка в год. Этот песок потребляют ПО «Кривбассиндустрия», кирпичные и другие заводы. В то же время годовая потребность в песке достигает 1,5—1,6 млн. м³ в год. Недостающий песок ввозят из других районов Днепропетровской и Запорожской областей. Дальнейшее увеличение мощности и строительство новых установок по фракционированию песков из хвостов обогатительных фабрик могут полностью покрыть потребность в этом сырье.

Боковые и вмещающие кристаллические породы Петровского и Артемовского месторождений Центрального горно-обогатительного комбината представлены гнейсами, амфиболо-пироксенами и ультрабазитами, которые, по данным исследований, пригодны для производства высококачественного строительного щебня и бута с применением в самых широких областях. На комбинате при полном использовании всех вскрышных пород можно получать 10—15 млн. м³ в год строительного и дорожного щебня и до 3 млн. м³ строительного песка. Начиная с 1972 г. на комбинате из вскрышных пород производят в небольших объемах щебень для нужд Укрмежколхозстроя.

На Анновском и Первомайском карьерах Северного горно-обогатительного комбината в настоящее время действуют дробильно-сортировочные установки по производству 140—250 тыс. м³ строительного щебня в год. Даже при такой низкой производительности установок себестоимость щебня из полутных пород не превышает 0,83—0,97 р/м³ при отпускной цене 2,8—4,14 р/м³. При полном комплексном использовании скальных вскрышных пород объем строительного и дорожного щебня может быть доведен до 7—8 млн. м³ в год с дальнейшим увеличением до 10—12 млн. м³.

На Ингулецком горно-обогатительном комбинате боковые вмещающие породы представлены гранитами, магматитами и амфиболитами, которые вполне пригодны для производства строительного щебня высоких марок. Кроме того, амфиболиты представляют большую ценность для использования в качестве сырья для каменного литья. Тальковые сланцы обладают рядом уникальных свойств и могут быть использованы для получения высококачественных ситаллов и шлакосталлов, а также в химическом, огнеупорном, металлургическом и камнелитейном производствах. Помимо этого оталькованные сланцы можно применять при производстве высококачественных быстротвердевающих вяжущих, стойких в агрессивных и водных средах. Объемы попутного производства щебня и строительного песка на Ингулецком комбинате при полном использовании вскрышных пород могут быть доведены соответственно до 6 и 3 млн. м³ в год.

Попутно добываемые нерудные полезные ископаемые при добыче железистых кварцитов на Полтавском горно-обогатительном комбинате характеризуются большим разнообразием генетических типов и качественного состава, а также довольно широким диапазоном областей использования их в народном хозяйстве. Кроме того, они пригодны для производства строительных материалов в виде строительного, дорожного щебня и строительного песка. Промышленное использование вмещающих пород, пригодных для производства строительного щебня, может быть рассчитано на их полную утилизацию по мере попутной добычи, поскольку потребность в местных строительных и дорожных нерудных материалах Левобережной Украины (Полтавская, Черниговская, Сумская, Харьковская области) огромна. При ориентации на использование всех скальных вскрышных пород производство строительного и дорожного щебня может быть доведено до 11—12 млн. м³ в год с перспективным увеличением до 15 млн. м³ в год, а строительного песка (класса +0,15 мм) из хвостов обогатительной фабрики — до 4 млн. м³ в год. В этой связи на базе скальных вскрышных пород Полтавского комбината целесообразно сооружение крупного дробильно-сортировочного завода по производству строительного и дорожного щебня.

Использование скальных пород для производства строительного и дорожного щебня имеет большое народнохозяйственное значение. При этом устраняются дальние перевозки огромного количества нерудных строительных материалов, сокращаются земельные угодия под отвалы скальных пород и отходов обогащения, сокращаются удельные капитальные вложения, улучшается экологическая обстановка в районе добычи и переработки железных руд.

На Костомукшском горно-обогатительном комбинате основную массу вскрышных пород составляют *кислые вулканогенные* породы (геллефлинты, плагиопорфиты, сланцы и др.). При полном развитии предприятия объем вскрышных пород составляет 50—60 млн. т в год. Запасы этих пород при обработке месторож-

дения до глубины 100 м составляют более 250 млн. т. Исследованиями Карельского филиала АН СССР установлено, что свыше 2 млн. м³ вскрышных пород может быть использовано в качестве высокопрочного щебня для бетонов марки «400» и выше. При добавлении доломитов можно получить светлые термокислотостойкие камелитные изделия, пригодные для ряда отраслей промышленности как футеровочный материал, а при добавлении 3—5% перовскитового концентрата — глушеные стекла для производства декоративной облицовочной плитки. Промышленные испытания, выполненные в НИИстройкерамике, показали техническую возможность использования молотых геллефлинт в составе керамических масс для производства облицовочной плитки, канализационных труб и кислотостойких изделий. Необогащенные геллефлинты — перспективное сырье для производства темноцветной и полубелой стеклотары, различных стекольных изделий массового потребления, стеклоблоков, стекловолокна, стеклотканей и т. д.

Значительный интерес для народного хозяйства представляют тальк-хлоритовые сланцы Костомукшского месторождения как сырье для жаростойких бетонов. Верхние слои пород, покрывающие месторождение, представлены торфяниками, которые могут быть использованы как компоненты удобрения сельскохозяйственных угодий.

На некоторых железорудных месторождениях Южного Урала (Орско-Халиловская группа месторождений) в качестве вскрышных пород добывают нонтронитовые глины, которые могут служить заменителем бентонитовых глин при производстве железорудных окатышей.

Возможность применения нонтронитовых глин в качестве связующей добавки при производстве железорудных окатышей определялась на концентратах Качканарского и Соколовско-Сарбайского комбинатов в лабораторных и промышленных условиях. Сравнительные испытания проводили с использованием бентонитовых глин Саригюхского и Даш-Салахнинского месторождений. Получены следующие результаты:

Связующая добавка	Бентонит		Нонтронит	
Доля добавки, %	0,5	1,0	0,7	1,4
Прочность окатышей:				
сырых (на сброс с 300 мм)	2,3	2,9	2,8	3,1
сухих (на сжатие), Н	23	38	29	48
обожженных, Н	3000	3100	3300	3600

Проковка окатышей, полученных на Качканарском ГОКе и в доменных печах Нижнетагильского металлургического комбината, показала, что нонтронитовые глины являются полноценными заменителями бентонитовых глин Закавказья.

3.2. ВСКРЫШНЫЕ ПОРОДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ МАРГАНЦЕВЫХ И ХРОМОВЫХ РУД

При разработке *марганцевых руд* на карьерах Марганецкого и Орджоникидзевского комбинатов ежегодно добывают 190—210 млн. м³ вскрышных пород, включающих 41—43 млн. м³ лесовидных суглинков, 7—9 млн. м³ известняков, около 15 млн. м³ песков и 114—131 млн. м³ глин различного состава. Из вскрышных пород определенную ценность представляют глины, известняки и пески.

Из глин наибольшее внимание заслуживают зеленые надрудные глины харьковского яруса, которые по своему составу и физико-химическим свойствам близки к бентонитовым глинам месторождений Кавказа, применяемых в качестве связующих добавок при производстве железорудных окатышей. Предварительными испытаниями установлено, что при соответствующей доработке они могут быть рекомендованы для использования на окомковательных фабриках Кривбасса.

Глины черные сарматского яруса, изумрудно-зеленые среднземноморского яруса и зеленые харьковского яруса, обладающие хорошей вспучиваемостью и благоприятным минеральным (монтмориллонитовым) составом, используются для производства пористых заполнителей: керамзитового гравия, щебня и песка, входящих в состав легких бетонов, а также для растворов, применяемых при буровых работах. В настоящее время около 600 тыс. м³ глин вскрышных пород Никопольского месторождения перерабатываются на Марганецком и Томаковском керамзитовых заводах.

Известняки Никопольского месторождения представлены двумя разновидностями: ракушечными, содержащими 49—56 % оксида кальция и 1—6 % кремнезема, и мелкооолитовыми, содержащими 36—54 % оксида кальция и до 35 % кремнезема. Первая разновидность известняка соответствует техническим условиям на сырье для производства воздушной строительной извести, а кроме того, может быть использована в цементной промышленности (мелкооолитовые известняки непригодны для этих целей). Обе разновидности могут быть использованы как строительный материал — стеновой камень марок «4»—«25» и «25»—«50» соответственно, а из окварцованных известняков можно получать щебень для дорожного строительства. На Марганецком комбинате в настоящее время производятся 18,5—20 тыс. т щебня из ракушечника.

Кварцевые пески вскрышных пород двух типов: мелкозернистые меотического и нижнесарматского ярусов, которые могут быть мелко- и среднезернистыми, а в нижней части нередко крупнозернистыми. Годовая добыча песков составляет около 4 млн. м³. Они могут быть использованы в качестве заполнителей бетонов, а кроме того, пески меотического яруса — для штукатурных растворов, нижнесарматского яруса — для кладочных растворов.

При разработке *хромитовых руд* на Донском горно-обогатительном комбинате ежегодно добывают 30 млн. т вскрышных пород. Скальные вскрышные породы хромитовых месторождений представлены в основном дунитами и перидотитами, и из них можно получать щебень для дорожного строительства. Однако исследования в этой области не проводили. Ультраосновные породы, вмещающие рудные тела отдельных месторождений, изучены в целях использования их в качестве сырья для производства огнеупоров. Изготовленные из них форстеритовые изделия удовлетворяют требованиям соответствующего стандарта на огнеупорные изделия.

В связи с тем что глубокое обогащение хромитовых руд начато относительно недавно, запасы их в хвостохранилище невелики. Содержание в них оксида хрома составляет 25—26 %. Они являются потенциальным источником получения концентрата при повторном обогащении.

3.3. ПОРОДЫ И ОТХОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ РУД

При добыче руд черных металлов подземным способом потери ее в целиках и потолочинах составляют 55—60 % общих запасов. В целях сокращения потерь руды в недрах при подземной добыче и безопасного ведения горных работ в сложных геологических условиях применяют системы отработки с использованием твердеющей закладки выработанного пространства. В качестве закладочного материала используют попутно или специально добываемые породы — песок, глину, суглинки, дробленую породу, а также отходы обогатительных фабрик в виде хвостов, шламов. В качестве вяжущих компонентов применяют цементную или шлаковую добавку [33]. Использование отходов технологического производства (попутные породы, хвосты обогатительных фабрик) непосредственно на руднике позволяет решать многие вопросы, связанные с их складированием и хранением на поверхности. Размещение хвостов в подземных выработках (камерах) и пустотах создает благоприятные предпосылки для безотходной технологии добычи и обогащения полезных ископаемых. Экономический эффект, получаемый от использования отходов обогащения и пустых пород в качестве закладочного материала, складывается в результате ликвидации затрат на сооружение и содержание хвостохранилищ и отвалов пустых пород, ликвидации затрат на строительство специальных песчаных карьеров для добычи песка как закладочного компонента, а также в результате сокращения транспортных расходов на доставку закладочных материалов.

Хвосты обогащения и отвалы пустых пород — местные материалы, затраты на их доставку к месту потребления невелики. Так, затраты на транспортирование песка с песчаного карьера на закладочный комплекс Запорожского железорудного комбината

составляют 0,9—1,1 р/м³, а местных материалов (суглинков, супесей) — 0,3—0,55 р/м³.

Кроме того, экономический эффект от использования хвостов в качестве закладочного материала обусловлен и лучшими их физико-химическими свойствами по сравнению с кварцевым песком. Кварцевый песок в основном нейтральный заполнитель твердеющей закладки, а хвосты обогатительных фабрик благодаря содержанию в них активных составляющих (Са, Mg, Al и др.) способствуют повышению прочностных характеристик твердеющих массивов. Однако хвосты железорудных обогатительных фабрик имеют значительное содержание тонких классов (—0,05 мм), которые должны быть удалены перед их использованием в качестве закладочного материала (частично или полностью).

В качестве вяжущих материалов для приготовления закладочной смеси используют цемент, измельченные металлургические шлаки и в некоторых случаях золу ТЭЦ. Золу ТЭЦ применяют после ее измельчения с добавкой 5—10 % цемента.

На Запорожском железорудном комбинате добывают богатые железные руды подземным способом. Отработку месторождения производят камерами высотой 70 м, шириной 15 м и длиной 50 м. На руднике образовалось 1562 тыс. м³ пустот, из которых 1270 тыс. м³ заложено твердеющей закладкой. Твердеющая закладочная смесь (1 м³) состоит из доменного гранулированного шлака (0,4 т), портландцемента (до 0,05 т), песка (1,27 т) и воды (0,35—0,400 м³). Доменный шлак измельчают до крупности 50—60 % класса —0,074 мм.

На руднике им. Ильича (Кривой Рог) при выемке охранных целиков применяют систему с твердеющей закладкой, обеспечивающую сохранность дневной поверхности и более полное извлечение руды из недр. Закладочная смесь состоит из молотого гранулированного шлака, песка и воды.

На руднике им. Коминтерна (Кривой Рог) при добыче богатых железных руд подземным способом применяют систему отработки с закладкой пустот твердеющими смесями. В качестве закладочного материала применяют тонкоизмельченный гранулированный шлак (60 % класса —0,074 мм), обезвоженные хвосты обогатительной фабрики Криворожского центрального комбината и воду. Суточная производительность закладочной установки составляет 2710 м³. При годовой производительности шахты 2,5 млн. т товарной руды потребность в закладочных материалах составляет: шлака 271 тыс. т, обезвоженных хвостов 810 тыс. т.

На руднике им. Губкина (КМА) предусмотрена отработка подземной добычи неокисленных железистых кварцитов с твердеющей закладкой. В качестве заполнителя твердеющей закладки используют хвосты обогатительных фабрик комбината «КМАруда».

Широкое распространение за рубежом получило использование крупнокусковых (при обогащении руды в тяжелых суспен-

зиях, отсадкой) и мелких (от флотации) отходов в качестве заполнителя для твердеющей закладки на рудниках по добыче цветных металлов.

3.4. ОТХОДЫ ФЛЮСОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

На Данковском доломитовом комбинате добывают и перерабатывают доломиты, которые используют в качестве флюсов на металлургических заводах Центра и Юга. Кроме того, из отходов дробильных фабрик (отсев крупностью — 30 мм) производят известняковую муку для раскисления кислых почв.

Схема цепи аппаратов цеха по производству известняковой муки приведена на рис. 3.6. Она включает приемный бункер 1 вместимостью 50 т, пластинчатый питатель 2, ленточный конвейер 3 для транспортирования исходного материала в промежуточный бункер 4, пластинчатый питатель 5 с регулируемой скоростью, обеспечивающей производительность 150—250 т/ч, грохот ГИСЛ-6 с сеткой с ячейками размером 5×5 мм. Надрешетный продукт предварительного грохочения поступает на I стадию дробления в молотковую дробилку ДМРИЭ 14,5×13,5 с удаленной колосниковой решеткой, работающую в открытом цикле; II стадия дробления осуществляется также в дробилках ДМРИЭ 14,5×13,5. Продукты дробления обеих стадий объединяются и с помощью конвейеров 10, 12, 13 поступают в бункер 7, из которого пластинчатыми питателями (с регулируемой скоростью) подаются на грохоты ГИЛ 2000×6500 8 с сеткой с ячейками размером 5×5 мм. Подрешетные продукты предварительного и контрольного грохочения объединяются и направляются конвейерами 11 на склад готовой продукции.

В зимнее время для предотвращения смерзаемости сыромолотого известняка в него добавляют хлористый калий. Выпускаемая сыромолотая известняковая мука соответствует временным техническим условиям: содержит 82 % CaCO_3 и MgCO_3 ; влажность 10 %; остаток на сите +10 мм составляет 13 %, +5 мм — 8 %, +1 мм — 50 %. Проектная производительность цеха известняковой муки составляет 1 млн. т в год.

На Данковском доломитовом комбинате построена фабрика, производящая 300 тыс. т в год сухомолотой доломитовой муки. Исходным материалом по производству сухомолотой муки является отсев основного производства крупностью — 30 мм, как и для цеха известняковой муки.

Фабрика включает в себя две одинаковые технологические линии (рис. 3.7), имеющие общий приемный бункер 1, пластинчатый питатель 2, ленточный конвейер 3 и промежуточный бункер 4 с двумя тарельчатыми питателями. Исходный материал измельчается в тангенциальной мельнице ММТ 5 (2000×2590 мм), высушивается с помощью мазута, сжигаемого в топке 6, через сепарационную камеру 7 выносится в пылегазовый тракт, включающий три ступени очистки: I ступень — четыре циклона 8 диаметром

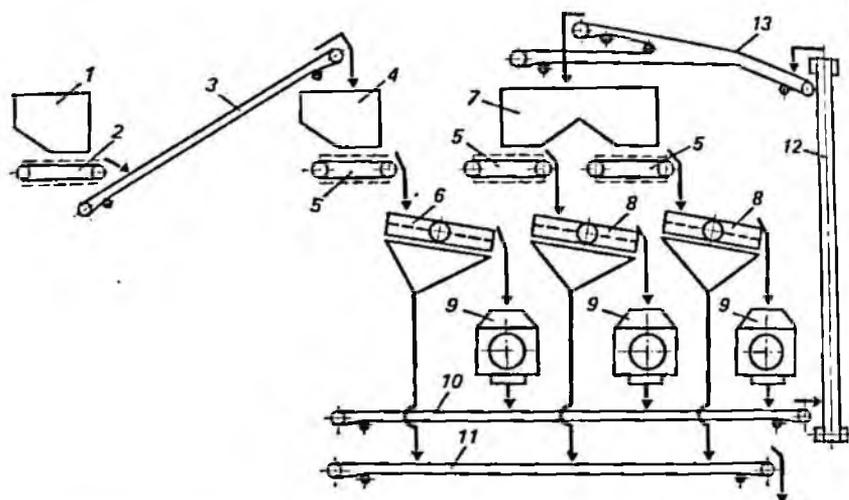


Рис. 3.6. Схема цепи аппаратов цеха известняковой муки Данковского доломитового комбината

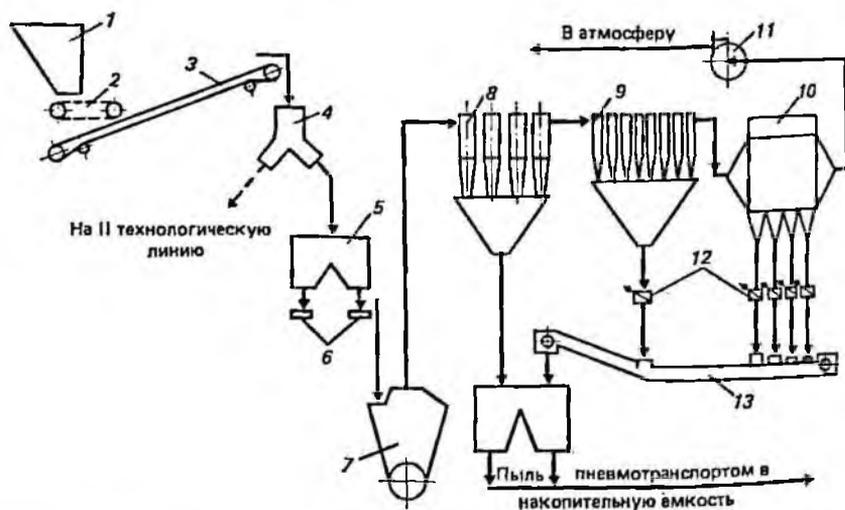


Рис. 3.7. Схема цепи аппаратов фабрики доломитовой муки Данковского доломитового комбината

1600 мм; II ступень — батарея из восьми циклонов 9 диаметром 1200 мм и III ступень — электрофильтр УГ-2-3-37 10. Очищенные от пыли газы дымососом ДН-19 11 сбрасываются в атмосферу через общую дымовую трубу. Материал из циклонов и электрофильтра через шлюзовые питатели 12 поступает на скребковый конвейер 13, который транспортирует его в накопительный бункер. По гранулометрическому и химическому составу доломитовая мука удовлетворяет требованиям стандарта.

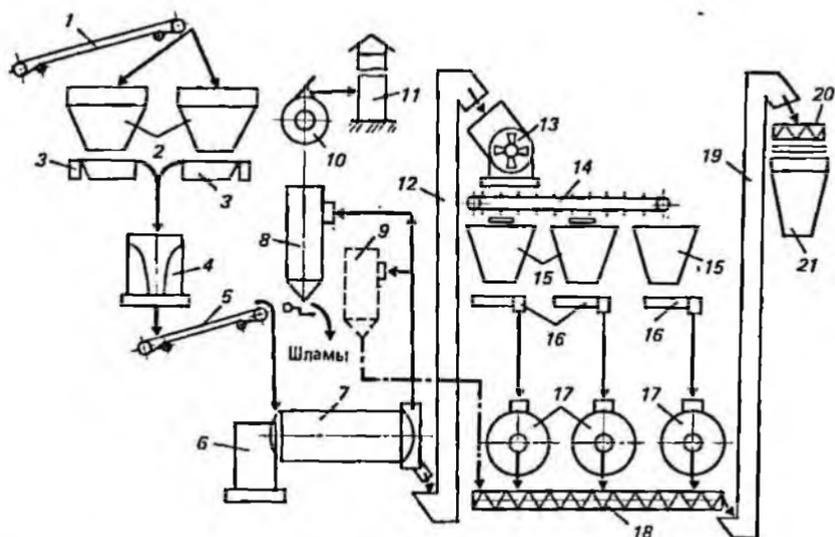


Рис. 3.8. Схема цепи аппаратов цеха известняковой муки Барсуковского рудоуправления

Цех сухомолотой известняковой муки дробильно-обогащительной фабрики Барсуковского рудоуправления производит около 175 тыс. т продукции в год, соответствующей требованиям I класса I сорта. Исходным сырьем для производства сухомолотой известняковой муки являются отходы фабрики — отсев крупностью —50(30) мм.

Два бункера 2 (рис. 3.8) для отходов дробильно-сортировочной фабрики и один бункер для производственного материала крупностью —50 мм, подаваемого со склада конвейером 1, оснащены лотковыми питателями 3, подающими исходный материал в конусную дробилку 4 с дробящим конусом диаметром 600 мм. Продукт дробления по конвейеру 5 подается в сушильный барабан 7 диаметром 2,8 м и длиной 14 м с топкой 6. Вертикальный ковшовый элеватор 12 с шириной ковша 300 мм и длиной 12,1 м разгружает высушенный материал в молотковую дробилку СМД-431 13 с колосниковой решеткой в виде двух вогнутых пластин с отверстиями диаметром 20 мм. Частота вращения ротора дробилки 1000 мин⁻¹.

Дробленый продукт поступает на скребковый конвейер КПС(М)-320Т 14 с погруженными скребками (ширина короба 320 мм, длина 28,4 м). Конвейер имеет три разгрузочных окна, размер которых регулируется шиберами. Под окнами размещены бункера 15 с тарельчатыми питателями 16 (диаметр тарели 1250 мм), подающими дробленый материал в три шаровые трубные мельницы 17 (1500×5600 мм) объемом 8 м³ каждая. Мельницы имеют перегородки, разделяющие их на две камеры. Пер-

вая камера загружается шарами диаметром 60—80 мм, вторая — 40 мм (шаровая загрузка 25—30 % объема мельницы). Мельницы работают в непрерывном режиме.

Измельченный продукт шнековым конвейером 18 транспортируется до наклонного элеватора ЭПИ-300 19 длиной 22,2 м, который перегружает готовую известняковую муку на шнековый (вспомогательный) конвейер 20, распределяющий ее через разгрузочные окна по накопительным бункерам 21.

Предусмотрен аспирационный отсос запыленных газов и воздуха из сушильного барабана и из молотковой дробилки. Очистка отходящих газов производится в скрубберах 8 и 9. Уловленная в скрубберах пыль в виде шламов направляется в наружный шламонакопитель. Очищенные газы вентилятором 10 сбрасываются в атмосферу через две самостоятельные металлические трубы 11.

Цех по производству известняковой сухомолотой муки Касимовского карьера работает на отсеке основного производства. Отходы известняка крупностью — 20 мм, влажностью 5—8 % загружаются ленточным конвейером 1 (рис. 3.9) в расходный бункер 2, откуда тарельчатым питателем подаются по течке в вертикальную сушилку 3 с газоходом 4 и слоевой топкой 5 и далее через смесительную камеру 6 — в молотковую дробилку 11 с сепарационной шахтой 9. Измельченный материал, пройдя через жалюзийный сепаратор 7 с металлической перегородкой 8 и отбойной плитой 10, в виде пылегазовой смеси попадает в тракт газоочистки. В этот же тракт через сепаратор поступает пыль, отобранная в вертикальной сушилке. Улавливание пыли производится в четырех ступенях очистки: I ступень — пыльная камера 12, II и III ступени — циклоны НИИОГАЗ 13 и 14, IV ступень — скруббер 16. Уловленная известняковая мука с помощью шнековых конвейеров 15 и 19 и элеватора 18 загружается в накопительные емкости 20. Очищенный воздух через дымосос 17 сбрасывается в атмосферу.

По гранулометрическому составу готовая продукция соответствует требованиям стандарта (остаток на сите 3 мм — 0 %; 1 мм — 2—3 %; 0,25 мм — 20—26 %).

Применение вертикальной сушилки позволило снизить влажность поступающего в мельницу материала на 3—5 % и увеличить производство известняковой муки в 1,5 раза. Следует заметить, что для более глубокой сушки известняков, содержащих крупные классы влажностью 5—7 %, требуется более длительный контакт с горячими газами, т. е. применение сушки как самостоятельной операции.

При переработке известняков на дробильно-обогащительной фабрике Студеновского рудоуправления образуется свыше 1 млн. т отходов известняка, представленных классом — 10 мм. На базе отходов известняков намечено строительство фабрики по производству сухомолотой муки производительностью 7 млн. т в год. Разработаны технологическая и аппаратурная (рис. 3.10) схемы производства известняковой муки. Схема цепи аппаратов включает

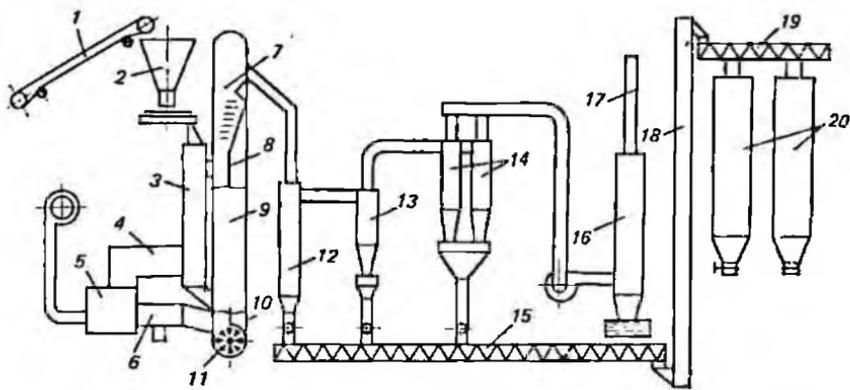


Рис. 3.9. Схема цепи аппаратов цеха известняковой муки на Касимовском карьере

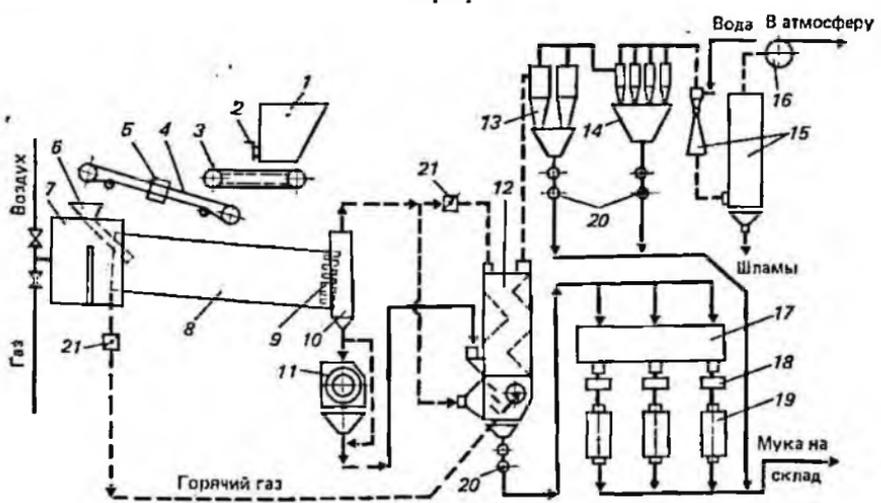


Рис. 3.10. Схема цепи аппаратов производства известняковой муки из отходов известняков Студеновского рудоуправления

приемный бункер 1 с шибром 2, пластинчатый питатель 3, ленточный конвейер 4 (для транспортирования исходной руды) с жалюзийным питателем 5, приемную воронку 6, сушильный барабан 8 с топочным устройством 7 и жалюзийной перегородкой 9. Высушенный материал через разгрузочную камеру 10 подается в молотковую дробилку 11 типа СМ-19А. Дробленый продукт направляется через каскадный сепаратор 12, куда через регулятор 21 подается горячий газ из топочного устройства 7 и где происходит отделение готового класса от крупного материала. Пылевоздушный поток направляется в систему циклонов 13 диаметром 2240 мм. Дополнительная очистка воздуха производится в цикло-

Состав сухомолотой муки из отходов известняков
Студеновского рудоуправления, %

Показатель	Мука из отходов	Класс; сорт по ГОСТ 14050-78			
		I; 1	I; 2	II; 1	II; 2
Содержание $\text{CaCO}_3 + \text{MgCO}_3$	92,2	88	85	88	85
Влажность муки:					
пылящей, не более	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
слабопылящей	—	4-5	4-6	4-6	4-6
Содержание (максимальное) класса крупности, мм:					
+5	—	Не нормируется			
+3	0,59	0	3	0	0
+1	0,11	6	15	3	5
-0,25	28,12	15-45	45	10-35	35

нах 14 диаметром 1600 мм и в пылеулавливателе 15 типа КМП-6,3. Очищенный воздух дымососом 16 сбрасывается в атмосферу. Пыль из циклонов через затворы-мигалки 20 выгружается как готовый продукт. Обеспыленный дробленый материал подается в бункер 17, откуда через питатель 18 направляется в шаровую мельницу 19 (1,5×5,6 м). Измельченный материал направляется на склад.

Сухомолотая мука имеет следующий гранулометрический состав:

Класс крупности, мм	+5	-5+3	-3+1	-1+0,25	-0,25
Выход, %	0	0,6	8,5	19,0	71,9

Полученная мука по вещественному составу соответствует I классу I сорта, по гранулометрическому составу — I классу 2 сорта (табл. 3.8).

4. СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ МЕТАЛЛА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ

4.1. ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА

Анализ работы горно-обогатительных комбинатов по обогащению железных и марганцевых руд показывает, что потери металла с хвостами увеличиваются из года в год, а извлечение железа в концентрат снижается.

На многих железорудных комбинатах наблюдается заметное снижение извлечения как общего железа, так и железа, связанного с магнетитом (табл. 4.1). Это связано с ухудшением качества исходной руды по мере отработки месторождений. При этом в добычу вовлекаются руды более тонковкрапленные, трудноизмельчаемые, с пониженным содержанием магнетитового железа.

Значительное влияние на потери железа с хвостами обогати-

Таблица 4.1

Технологические показатели работы железорудных комбинатов, %

Комбинат	Год	Содержание железа в руде		Содержание железа в концентрате	Извлечение железа в концентрат		Содержание железа в хвостах	
		общего	магнетитового		общего	магнетитового	общего	магнетитового
Азербайджанский	1975	34,94	29,23	58,70	73,60	86,00	16,46	7,30
	1983	30,97	22,55	60,31	67,71	90,38	15,33	3,32
Ингулецкий	1975	33,53	25,95	63,83	76,84	93,41	13,02	2,87
	1983	32,49	23,50	63,15	72,41	92,31	14,29	2,83
Костомукшский	1983	30,12	22,44	65,17	81,33	95,90	8,92	1,50
	Качканарский	1975	15,93	Н. д.	61,42	64,92	Н. д.	6,71
1983		15,96	Н. д.	61,45	66,12	Н. д.	6,53	Н. д.
Ковдорский	1975	30,79	28,70	65,31	83,20	96,50	8,51	1,40
	1983	24,78	23,20	63,56	89,90	95,75	3,85	1,52
Коршуновский	1975	28,53	24,90	62,81	84,79	95,30	7,06	1,90
	1983	27,47	24,0	63,41	82,57	93,0	7,46	2,00
Лебединский	1975	32,79	23,94	68,11	76,0	95,26	12,41	1,73
	1983	32,62	25,25	67,96	76,06	91,34	12,30	3,43
Михайловский	1975	38,72	19,67	64,04	53,85	90,62	26,50	2,73
	1983	39,06	20,79	63,75	56,86	94,27	25,86	1,83
Новокриворожский	1975	34,49	26,34	65,69	73,89	94,88	14,70	2,33
	1983	33,75	24,06	65,41	68,8	92,94	16,37	2,63
Оленегорский	1975	30,79	28,70	65,31	83,20	96,50	8,51	1,40
	1983	30,12	22,44	65,17	81,53	95,90	8,92	1,50
Полтавский	1975	34,81	27,32	65,15	81,13	96,30	11,59	1,70
	1983	31,21	22,89	62,12	75,50	93,40	12,30	2,43
Северный	1975	34,97	26,29	65,14	74,54	94,98	14,85	2,20
	1983	34,15	25,22	64,97	71,20	93,60	15,71	2,58
Соколовско-Сарбайский	1975	42,20	33,63	66,37	81,30	96,37	16,34	2,11
	1983	36,99	28,89	66,52	77,21	95,3	12,59	3,92
Центральный	1975	31,20	21,53	66,92	66,90	94,69	15,01	1,70
	1983	33,03	22,49	66,72	64,46	92,68	16,59	1,97
Южный	1975	35,60	28,83	64,98	82,91	95,66	11,16	2,19
	1983	34,92	27,64	64,64	82,72	96,90	10,91	1,55

тельных фабрик оказывают такие факторы, как состояние технологического оборудования, организация производства и квалификация обслуживающего персонала. Так, на Южном горно-обогатительном комбинате, где хорошо организовано производство, строго соблюдается технологическая дисциплина и высок уровень технических знаний обслуживающего персонала, было достигнуто снижение потерь магнетитового железа с хвостами с 2,19 до 1,55 % и увеличение его извлечения с 95,66 до 96,96 % при снижении качества исходной руды.

Сокращение потерь железа с хвостами обогатительных фабрик — важная задача, связанная с увеличением выпуска железорудного концентрата. Достаточно отметить, что снижение потерь железа по комбинатам на 1 % обеспечивает получение 5—6 млн. т дополнительного концентрата в год, что равносильно

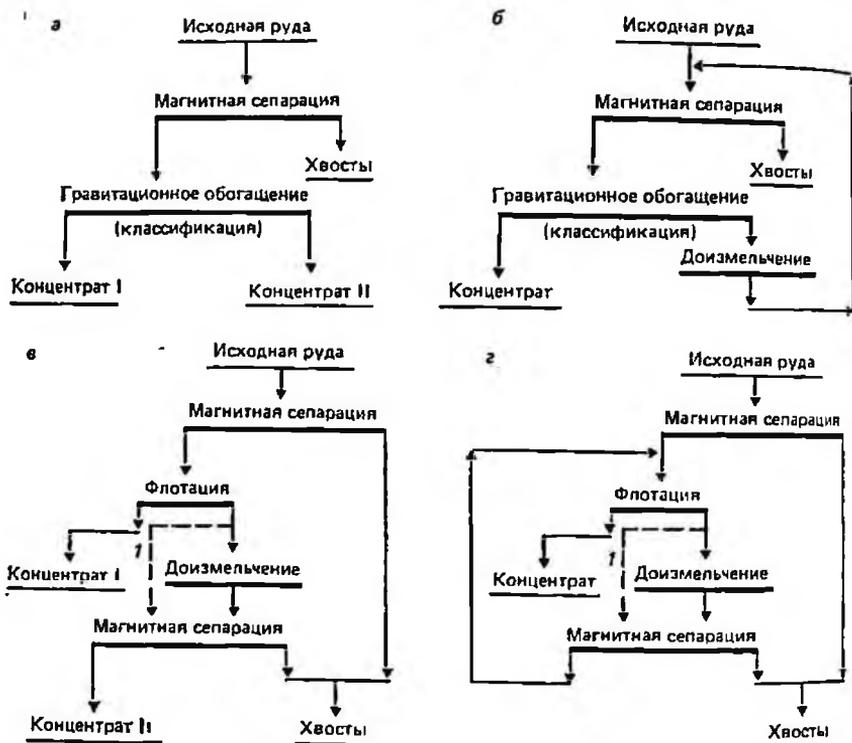


Рис. 4.1. Комбинированные схемы обогащения магнетитовых руд:
 а — магнитно-гравитационная без доизмельчения промпродуктов; б — магнитно-гравитационная с доизмельченнем промпродуктов; в — магнитно-гравитационная открытая; г — магнитно-гравитационная замкнутая

строительству одного комбината с производительностью по сырой руде 15—16 млн. т в год.

Повысить извлечение металла на обогатительных фабриках можно в результате:

- совершенствования технологических схем обогащения;
- совершенствования техники и проведения организационных мероприятий по снижению потерь металла с хвостами;
- совершенствования существующих и разработки новых схем улавливания и утилизации смывов, просыпей и т. д.;
- разработки оборудования и технологии по доизвлечению металла из хвостов обогатительных фабрик.

Для снижения потерь металла совершенствуют технологические схемы обогащения, повышая селективность раскрытия и разделения руд. Наиболее существенным для этого является вывод из процесса материала по мере его вскрытия с целью максимальной концентрации сростков в подлежащем измельчению продукте и исключения переизмельченных рудных и нерудных минералов. Для этих целей разработаны комбинированные схемы обогаще-

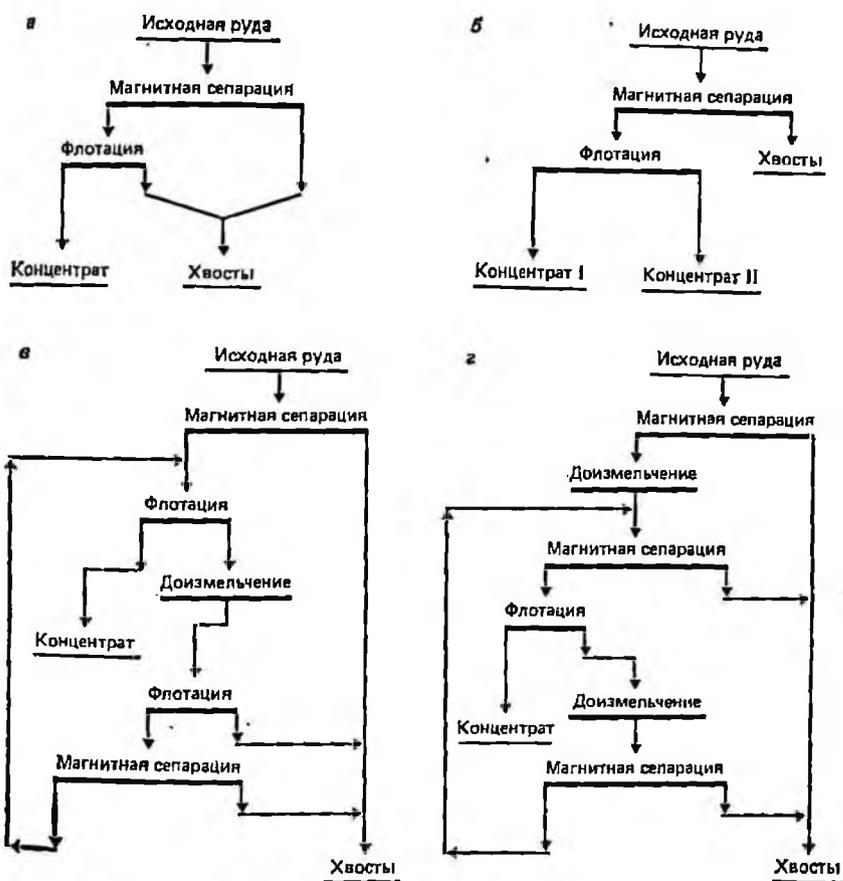


Рис. 4.2. Магнитно-гравитационные схемы:

а — с доработкой магнитного концентрата флотацией; б — с получением доменного и малокремнеземистого концентрата; в — без доизмельчения магнитного продукта; г — с доизмельчением магнитного продукта

ния с применением гравитационных и флотационных процессов, дополняющих магнитную сепарацию (рис. 4.1, 4.2). Комбинированные схемы позволяют получать концентраты более высокого качества при пониженном содержании металла в хвостах за счет уменьшения шламообразования.

С этой целью также совершенствуются магнитные системы и ванны сепараторов (для увеличения времени пребывания материала в зоне действия магнитного поля, вследствие увеличения диаметра барабана и угла зоны действия магнитного поля), создаются сепараторы с регулируемой напряженностью магнитного поля, устанавливаемые в различных стадиях обогащения. Испытания показали, что установка сепараторов с повышенной напря-

женностью поля в I стадии обогащения обеспечивает снижение содержания железа в хвостах.

Оснащение технологических секций контрольно-измерительной аппаратурой для контроля за содержанием магнетитового железа в хвостах позволяет обслуживающему персоналу следить за состоянием работы магнитных сепараторов и своевременно устранять неполадки.

В целях сокращения механических потерь металла с хвостами на обогатительных фабриках предусматривают улавливание просыпей руды и смывов полов с последующей переработкой этого материала на основных технологических секциях. Все промышленные стоки отделений измельчения, магнитной сепарации, фильтрации собирают в отдельные зумпфы и насосами перекачивают в технологические зумпфы, откуда распределяют по секциям на совместную доработку с основными продуктами.

Механобрчерметом выполнен анализ потерь металла и разработаны схемы доработки промстоков обогатительной фабрики Северного горно-обогатительного комбината. Промстоки представлены материалом крупностью 74—92 % класса —0,05 мм, содержащим 45—64 % общего железа и 37—60 % магнетитового (табл. 4.2). Кроме того, в промстоках содержится крупнокусковой материал — просыпи с конвейерных лент отделения измельчения. При высоком содержании тонких классов в материале присутствует много сrostков. Около 80 % материала представлено кондиционным концентратом крупностью —0,044 мм.

С увеличением крупности содержание железа в продуктах промстоков снижается за счет нераскрытых зерен (сrostков). Магнитным анализом продуктов установлено, что получить кондиционный концентрат без соответствующей доработки в этом случае не представляется возможным: концентрат получается с содержанием железа 58—64 %, а хвосты — 14—27 %. Чтобы повысить качество концентрата и снизить потери металла с хвостами, продукты промстоков требуется доизмельчать.

Таблица 4.2

Распределение железа по классам крупности в продуктах промстоков, %

Класс крупности, мм	Выход класса	Содержание железа		Извлечение железа	
		общего	магнетитового	общего	магнетитового
—0,63+0,25	0,3	41,4	31,5	0,2	0,2
—0,25+0,16	2,4	32,0	23,8	1,2	1,0
—0,16+0,07	1,4	28,1	20,7	0,6	0,5
—0,07+0,05	9,5	47,0	39,5	6,9	6,4
—0,05+0,044	6,3	6,0	55,5	5,9	6,0
—0,044	80,1	68,6	62,7	85,2	85,9
Исходный	100	64,5	58,5	100	100

На Северном комбинате смонтирована установка по переработке промстоков. Промстоки из специального зумпфа насосом 12 Гр-8 перекачивают в два гидроциклона диаметром 710 мм. Пески гидроциклонов подают в технологический зумпф III стадии измельчения и обогащают совместно с основным потоком материала. Слив гидроциклонов обесшламвливают, пески обогащают на магнитных сепараторах, а слив дешламатора и хвосты сепараторов удаляют в отходы. На обогащение поступает 40—50 т/ч промстоков с содержанием, %: 10 твердого, 60 общего железа и 87,4—88,5 класса 0,05—0,07 мм.

Установка работает по двум вариантам: с обесшламвливанием слива гидроциклонов в дешламаторе и обогащением песков дешламатора на магнитных сепараторах; с удалением слива гидроциклонов в хвостовой лоток без обогащения. Это связано с тем, что дешламаторы перегружаются по сливу и эффективность их работы снижается. Гидроциклонированием выделяют 50 % песков с содержанием в них общего железа 62,7 % и магнетитового 57,6 %. При дальнейшем обогащении по основной технологической схеме из песков получают 20 т/ч концентрата (46,1 % исходного) с содержанием железа 65 %. При удалении слива гидроциклонов в хвостовой лоток теряется 21 т/ч материала, содержащего 57,3 % общего железа и 51,6 % магнетитового. При работе установки с обогащением слива гидроциклонов потери магнетитового железа с хвостами снижаются на 0,25 %. Магнитный анализ-продуктов обогащения промстоков показал, что из питания песков и слива гидроциклонов выделяется более 80 % магнитного продукта с содержанием железа 65,5—66,5 % (плановое содержание 65 %).

Аналогичные схемы утилизации промстоков обогатительных фабрик, отличающиеся только аппаратным оформлением и компоновочным решением, применяют и на других комбинатах.

Другое направление доизвлечения металла из хвостов обогатительных фабрик — установка специальных магнитных сепараторов с высокой производительностью, работающих на разжиженных пульпах. Московским горным институтом разработан и испытан дисковый магнитный сепаратор производительностью 4500 м³/ч (700 т/ч) с 12 дисками диаметром 2 м.

Дисковый сепаратор испытывали на хвостах Михайловского комбината, содержащих, %: 4—10 твердого; 1,7—2,6 магнитного железа; 21,6—28,6 общего железа; 75 класса —0,044 мм. Выход концентрата (промпродукта) от операции составил 8—18 %; содержание в нем магнетитового железа 19—27,8 %, общего 40—45 %. Содержание магнетитового железа в хвостах дискового магнитного сепаратора составляло 0,8—0,9 %, общего 13—26 %. Промпродукт может быть направлен в III стадию обогащения основного потока.

Для некоторых железных и марганцевых руд вследствие их сложного вещественного состава и физико-химических свойств рудных и нерудных минералов снизить потери металла в основ-

ных технологических операциях крайне затруднительно. В этих случаях требуется специальное дообогащение хвостов или шламов текущей добычи, схема которого отличается от схемы основного обогащения.

Впервые в отечественной практике дообогащение хвостов мокрой магнитной сепарации флотацией было осуществлено на обогатительной фабрике № 2 комбината «КМАруда» в конце 50-х — начале 60-х гг. Хвосты магнитной сепарации, содержащие 14,5 % общего железа, обесшламливали по классу — 0,03 мм. Пески после обесшламливания направляли на основную флотацию с двумя переставками концентрата. Содержание железа в концентрате составляло 51—52 % при выходе 10 % исходной руды. В качестве реагента применяли ветлужское масло. При работе флотационного цеха общее извлечение железа составило 85—87 %.

Аналогичные промышленные испытания по флотационному дообогащению хвостов мокрой магнитной сепарации были проведены на опытно-промышленной установке Центрального комбината. Так, при флотации хвостов обогатительной фабрики, содержащих 20—21 % железа, был получен концентрат, содержащий 60 % железа, и хвосты (5,1 % железа). Извлечение железа было повышено на 15 %. Аналогичные показатели были получены на Новокриворожском и Южном комбинатах при дообогащении хвостов магнитной сепарации.

Флотационное дообогащение хвостов мокрой магнитной сепарации не получило промышленного внедрения в связи с низким качеством получаемого концентрата и трудностями, связанными с очисткой реагентсодержащих сточных вод.

Применение полиградиентных магнитных сепараторов с высокой напряженностью магнитного поля позволяет из хвостов мокрой магнитной сепарации выделить в основном все рудные минералы и сростки и получить хвосты с низким содержанием железа. Полученный промпродукт доводят флотационным или гравитационным методом. При этом значительно сокращаются объемы материала, направляемого на флотацию, а следовательно, упрощается реагентное хозяйство и уменьшаются объемы воды, подлежащие очистке.

На Михайловском комбинате магнитной сепарации подвергают смешанные гематито-магнетитовые кварциты. При этом наблюдаются значительные потери металла в хвостах фабрики за счет слабомагнитных минералов (гематита). Содержание общего железа в исходной руде составляет 38—39 %, а железа, связанного с магнетитом, 20—21,5 %. После обогащения содержание общего железа в хвостах обогатительной фабрики составляет 26—28 %. Извлечение железа в концентрат составляет 56—57 %. При производительности комбината 30 млн. т исходной руды в год с хвостами теряется до 4,5 млн. т металла. Основные потери железа с хвостами мокрой магнитной сепарации связаны с гематитом, силикатами, карбонатами и магнетитом.

В целях отработки технологии дообогащения хвостов мокрой магнитной сепарации и технологии обогащения окисленных железистых кварцитов на комбинате была введена опытно-промышленная секция с комбинированной магнитно-флотационной схемой, предусматривающей следующие технологические операции:

- обесшламливание хвостов мокрой магнитной сепарации в гидроциклонах диаметром 350 мм;
- магнитную сепарацию в слабых полях на сепараторах ПБМ 120/300;

- магнитную сепарацию в сильных магнитных полях на роторных полиградиентных сепараторах ДР-317 («Джонс»);
- доизмельчение промпродукта магнитной сепарации до 90—95 % класса — 0,05 мм;

- сгущение измельченного продукта в сгустителях до содержания твердого 22—27 %;
- обратную флотацию сгущенного продукта с тремя переставками пенного продукта и одной контрольной флотацией камерного продукта;

- сгущение и фильтрование флотационного концентрата.

При флотации применяют следующие реагенты:

- едкий натр для создания рН пульпы 11,5 (1,1 кг/т в контактные чаны);
- барду (кальциевую) — подавитель рудных минералов (1,2 кг/т для основной флотации и по 0,15 кг/т в I, II и III переставочных контактных чанах);

- мыло сырого таллового масла (МТСМ) — собиратель (0,23 кг/т в основную флотацию и 0,05 кг/т в контрольную);

- известь — активатор кварца (0,3 кг/т в контактные чаны).

По магнитно-флотационной схеме с применением обратной флотации из хвостов мокрой магнитной сепарации (28,2 % железа) получают концентрат, содержащий 51,8 % железа и 18,1 % кремнезема, при выходе 13,4 % и извлечении железа 17,6 % от исходной руды. Наличие в хвостах мокрой магнитной сепарации железосодержащих силикатов (зеленая слюдка) не позволяет при обратной флотации получить концентрат с низким содержанием кремнезема.

При обратной флотации хвостов мокрой магнитной сепарации карбонатные минералы (кальций, магний) извлекаются в пенный продукт и теряются безвозвратно. В этой связи наиболее эффективной схемой обогащения хвостов мокрой магнитной сепарации Михайловских смешанных железистых кварцитов является магнитно-флотационная схема с применением прямой флотации. Хвосты мокрой магнитной сепарации после доизвлечения из них сильномагнитных частиц (магнетита и сростков) на сепараторах со слабым полем обогащают после их сгущения на полиградиентном сепараторе роторного типа ДР-317 при рабочем зазоре между пластинами 2,5 мм и магнитной индукции 0,86 Т. Выход магнитного продукта от исходной руды составляет 19 % при содержании железа 42,8 %. Содержание железа в хвостах магнитного

Таблица 4

Распределение железа в шламах, %

Класс крупности, мм	Сливы обесшламливания			Сливы обезвоживания		
	Выход	Содержание железа	Извлече- ние железа	Выход	Содержа- ние железа	Извлече- ние железа
+0,2	9,2	36,8	9,4	24,9	35,2	24,1
-0,2+0,16	11,1	25,4	7,8	19,7	31,8	17,2
-0,16+0,1	14,1	24,5	9,6	12,8	31,4	11,0
-0,1+0,074	5,4	34,7	5,2	8,7	34,2	8,2
-0,074+0,04	11,9	40,9	13,6	6,8	41,3	7,7
-0,04	48,3	40,4	54,4	27,1	42,7	31,8
Исходный	100	35,9	100	100	36,4	100

обогащения в сильном поле 20,9 %, в сливе сгустителя 23 % при выходе соответственно 32 и 14 %. Магнитный продукт, полученный на полиградиентном сепараторе, подвергают прямой флотации, состоящей из основной, контрольной и четырех перечистных операций. В качестве реагентов применяют: мыло сырого таллового масла (1,2 кг/т), серную кислоту (0,56 кг/т), АК (0,1 кг/т) и соляровое масло (0,16 кг/т).

По магнитно-флотационной схеме с применением прямой флотации получают концентрат, содержащий 55,5 % железа и 14 % кремнезема, при выходе 9,3 % и извлечении железа 13,1 % от исходной руды.

Технико-экономические расчеты показали, что при применении прямой флотации в схеме дообогащения хвостов удельные капитальные затраты снижаются на 16,1 %, а удельные эксплуатационные расходы — на 26,2 % в расчете на 1 т концентрата по сравнению с применением обратной флотации.

При обогащении руды на обогатительной фабрике Лисаковского комбината в операциях обесшламливания и обезвоживания, осуществляемых в спиральных классификаторах, со сливами теряется до 25 % железа. Сливы имеют крупность менее 0,2 мм и в среднем содержат 34—35 % железа; выход их от руды составляет 24—25 % (табл. 4.3 и 4.4).

В целях сокращения потерь железа со сливами классификаторов на обогатительной фабрике внедрена схема, предусматривающая предварительную классификацию исходных шламов (сливов дешламаторов и обезвоживания) и промпродуктов отсадки в гидроциклонах диаметром 350 мм по крупности —0,04 мм, магнитную сепарацию песков гидроциклонов на роторном полиградиентном магнитном сепараторе с получением концентрата и хвостов, обезвоживание концентрата на ленточных вакуум-фильтрах совместно с зернистым продуктом действующих секций. Внедрение установки по обогащению шламов обеспечивает повышение выхода концентрата на 0,6 % от исходной руды, снижение потерь железа в хвостах секции на 0,7 % и снижение содержания железа

Таблица 4.4

Минеральный и химический состав шламов, %

Компоненты	Сляб		Компонент	Слив	
	обесшламливания	обезвоживания		обесшламливания	обезвоживания
Оолиты	7,4	21	Fe _{общ}	35,5	36,1
Сростки оолитов с цементом	3	1	· Fe	0,2	0,1
			Fe ₂ O ₃	50,3	51,5
			SiO ₂	27,4	29,3
			CaO	0,68	0,42
Обломки оолитов и гидроматитовых конкреций	30,6	32,5	MgO	0,77	0,58
Охристый цемент	37,2	20,8	P ₂ O ₅	1,64	1,73
Кварц	21,3	23,7	Al ₂ O ₃	6,33	4,48
			MnO	0,46	0,38
Прочие нерудные минералы	0,5	1	П. п. п.	11,8	11,2

в общих хвостах на 0,2 %. Технологические показатели обогащения шламов Лисаковского комбината приведены в табл. 4.5.

Внедрение магнитных полиградиентных сепараторов на Лисаковском комбинате для обогащения шламов гравитационно-магнитного обогащения позволило дополнительно получать 8—9 тыс. т товарного концентрата в год.

Важнейшей проблемой дальнейшего улучшения комплексного использования марганцевого сырья является разработка эффективной технологии обогащения марганцевых шламов, позволяющей повысить извлечение и качество марганцевых концентратов. Ежегодно в Никопольском и Чиатурском бассейнах складывается свыше 8—9 млн. т отходов обогащения, представленных в основном отвальными шламами (6,5—7 млн. т в год) [7, 16]. Ежегодные потери марганца в общих отходах достигают 25 % от его содержания в исходной руде, в том числе со шламами теряется 21,5 % марганца.

Источниками потерь являются как сами марганцевые руды, которые уже в исходном состоянии содержат так называемые природные шламы, так и шламы, образующиеся в процессе обогащения (табл. 4.6). Большая часть шламов, выделяющихся

Таблица 4.5

Технологические показатели обогащения шламов Лисаковского комбината, %

Продукты	Выход	Содержание железа	Извлечение железа
Концентрат	19	49,5	26,6
Хвосты	81	32,2	73,4
Исходные шламы	100	35,5	100

в циклах обработки исходной руды на обогатительных фабриках, направляется в цикл обработки шламов и промпродуктов.

Шламы в среднем на 50 % представлены зернистой частью крупностью —1+0,16 мм, в которую переходит более 50 % содержащегося в них марганца. Дообогащают шламы магнитной сепарацией на валковых сепараторах, пенной сепарацией или магнитно-флотационным методом. Электромагнитной и пенной сепарации подвергают только зернистую часть шламов после их предварительных обесшламливания и обезвоживания. На флотационное обогащение направляют обезыленные тонкие шламы и часть промпродуктов электромагнитной сепарации после доизмельчения в шаровых мельницах до крупности —0,16 мм. Доизмельчение в шаровых мельницах — дополнительный источник шламообразования.

Для окисных шламов промывки марганцевых руд характерны низкое содержание оксидов марганца, кальция и магния и повышенное оксида алюминия; потери при прокаливании не превышают 10 % (табл. 4.7). Преобладающим рудным минералом является псиломелан, нерудным — глина.

Таблица 4.6

Основные источники образования шламов на обогатительных фабриках Никопольского и Чиатурского бассейнов

Шламы и источники их образования (операции обогащения)	Шламы крупностью, мм					
	—0,16			—0,02		
	Выход от исходной руды, %	Содержание марганца, %	Извлечение от исходной руды, %	Выход от исходной руды, %	Содержание марганца, %	Извлечение от исходной руды, %
Природные шламы в исходной руде	26,3	7,0	6,5	16,0	8,2	4,8
Вновь образованные шламы на фабриках в циклах гравитационно-магнитной обработки исходной руды	15,8	20,7	12,0	12,3	14,9	6,8
В том числе:						
при дроблении и промывке	12,0	18,0	7,9	10,2	11,9	4,5
при отсадке и электромагнитной сепарации	2,0	33,0	2,4	1,3	33,3	1,6
при измельчении промпродуктов отсадки до —3 мм (в стержневой мельнице)	1,8	25,8	1,7	0,8	19,4	0,7
Все шламы на гравитационно-магнитных фабриках (в питании шклов обработки шламов)	42,1	12,0	18,5	28,3	11,1	11,6
Вновь образованные шламы в циклах их обработки	—	—	—	3,9	21,9	3,3

Таблица 4.7

Минеральный и химический состав шламов промывки, %

Компоненты	Шламы		
	окисные	карбонатные	окисно-карбонатные
Рудная фаза	26,3	48,5	27,1
Манганит	1,8	—	0,8
Пирролизит	2,3	—	4,2
Песломелан	17,1	5,2	7,0
Рудные карбонаты	5,1	43,3	14,6
Кварц	28,2	12,0	33,4
Глина	37,0	27,6	34,2
Фосфаты	0,9	1,2	0,9
Гидроксиды железа	7,6	10,7	4,4
Mn	13,8	17,5	11,8
Mn _{карб}	1,2	20,7	5,2
MnO	3,7	20,7	6,3
MnO ₂	17,3	2,3	10,9
SiO ₂	49,5	28,0	52,2
Al ₂ O ₃	7,7	5,8	6,7
Fe ₂ O ₃	6,6	9,2	3,8
Fe _{общ}	4,3	6,4	2,4
CaO	2,1	7,4	4,0
MgO	1,7	2,6	1,3
K ₂ O	1,7	1,1	1,8
Na ₂ O	0,5	0,2	0,9
P ₂ O ₅	0,4	0,6	0,4
S	0,03	0,1	0,3
CO ₂	2,1	19,4	6,0
П. п. п.	8,0	22,1	14,1

Таблица 4.8

Распределение марганца в шламах промывки, %

Шламы	Класс крупности, мм						исходный
	+0,5	-0,5+0,16	-0,16+0,1	-0,1+0,05	-0,05+0,02	-0,02	
Окисные:							
выход класса	0,4	6,9	16,5	7,3	8,9	60,0	100
содержание марганца	26,4	22,0	10,1	9,8	13,8	12,9	13,8
извлечение марганца	0,8	11,0	18,1	5,2	8,9	56,0	100
Карбонатные:							
выход класса	—	11,9	10,5	20,9	17,1	39,6	100
содержание марганца	—	23,3	22,2	22,5	21,6	10,1	17,5
извлечение марганца	—	15,8	13,3	26,9	21,1	22,9	100
Окисно-карбонатные:							
выход класса	5,8	10,0	17,5	18,8	5,4	42,5	100
содержание марганца	12,6	11,0	11,1	12,8	12,7	11,6	11,8
извлечение марганца	6,2	9,3	16,5	20,4	5,8	41,8	100

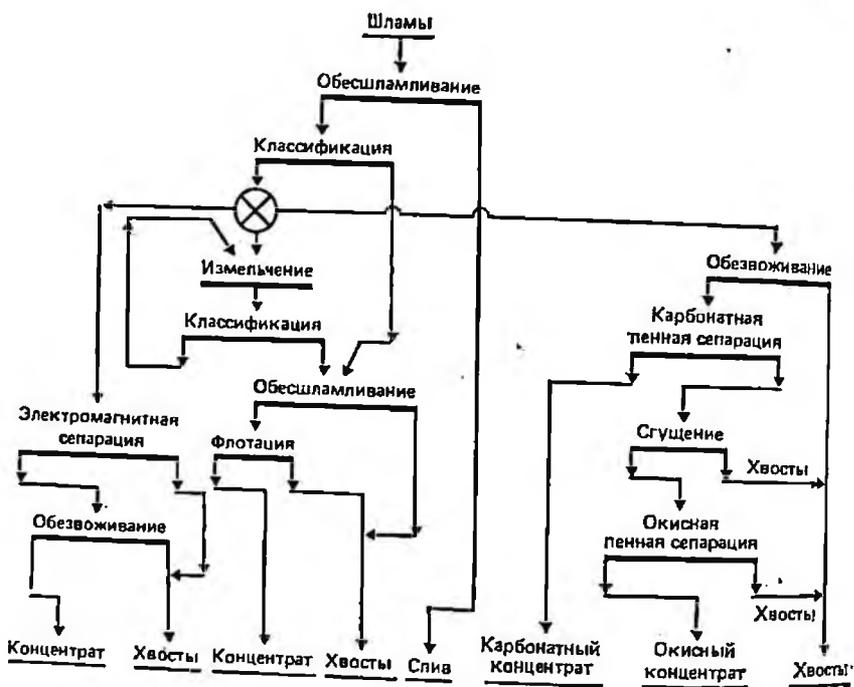


Рис. 4.3. Принципиальная схема обогащения марганцевых шламов

Повышенное содержание крупнозернистой фракции (+0,16 мм) наблюдается в окисно-карбонатных шламах. В окисных шламах оно почти вдвое ниже, а в карбонатных занимает промежуточное положение (табл. 4.8). Содержание тонких классов (-0,02 мм) наиболее высоко в окисных шламах, в смешанных и карбонатных оно находится на одном уровне.

В настоящее время на обогатительных фабриках по обогащению марганцевых руд применяются три варианта принципиальной схемы обогащения марганцевых шламов, включающей электромагнитную сепарацию, флотацию и пенную сепарацию (рис. 4.3). Результаты обогащения шламов на действующих фабриках приведены в табл. 4.9.

На трех обогатительных фабриках (ЦОФ, БОФ, ГОФ-II) обогащают только песковую часть шламов — на валковых электромагнитных сепараторах; на двух (ГОФ-I и ЧОФ) обогащение шламов производят методом коллективной флотации после дозирования песковой части до -0,16 мм. На Читурской ЦОФ применяют селективную пенную сепарацию с раздельным выделением окисного и карбонатного концентратов.

Промышленная практика обогащения марганцевых шламов показывает, что в настоящее время достаточно успешно обогащается крупнозернистая часть шламов электромагнитной сепарацией

Таблица 4.9

Технологические показатели обогащения марганцевых шламов и промпродуктов на обогатительных фабриках Никопольского и Чинатурского месторождений, %

Фабрика	Показатель	Концентрат			
		суммарный	электромагнитной сепарации	отсадки	флотации, пенной сепарации
ГОФ-I	Выход концентрата	2,0	0,6	—	1,4
	Содержание марганца	34,2	28,2	—	37,0
	Извлечение марганца	2,6	0,6	—	2,0
ЧОФ	Выход концентрата	2,8	2,4	—	0,4
	Содержание марганца	33,6	33,8	—	33,0
	Извлечение марганца	4,2	3,6	—	0,5
ЦФФ	Выход концентрата	11,2	—	1,0	10,2
	Содержание марганца	25,5	—	39,0	24,2
	Извлечение марганца	24,2	—	3,3	20,9
ГОФ-II	Выход концентрата	4,4	4,4	—	—
	Содержание марганца	26,0	26,0	—	—
	Извлечение марганца	4,3	4,3	—	—
ЦОФ	Выход концентрата	3,2	3,2	—	—
	Содержание марганца	25,8	25,8	—	—
	Извлечение марганца	3,7	3,7	—	—
БОФ	Выход концентрата	2,8	2,8	—	—
	Содержание марганца	34,3	34,3	—	—
	Извлечение марганца	3,3	3,3	—	—

на валковых сепараторах и пенной сепарацией, а также шламы крупностью $-0,16+0,02$ мм флотацией.

Электромагнитная сепарация промпродуктовой части шламов на обогатительных фабриках Никопольского бассейна позволяет получить из продуктов, содержащих 20 % марганца, концентраты с содержанием 26—34 % марганца при выходе 3—5 % и извлечении марганца 3—4,5 % от исходной руды. Производство флотационного концентрата из шламов на обогатительных фабриках остается на низком уровне.

Большие потери марганца связаны с низкой эффективностью подготовительных операций — классификации и обесшламливания. В целях изыскания эффективных методов обогащения марганцевых шламов Механобрчерметом, ДГИ и КГРИ и другими институтами выполнен большой комплекс исследований по селективной флокуляции, эмульсионной и обратной флотации, флотации с электрохимической обработкой воды, пульпы и реагентов и электромагнитной сепарации в поле высокой напряженности (на полиградиентных сепараторах). Селективная флокуляция позволяет повысить содержание марганца в осадке на 2—3 % при извлечении 75—95 % марганца. Наиболее высокая эффективность обогащения сфлокулированного осадка наблюдается при использовании пенной сепарации. Эмульсионная флотация тонких шламов обеспечивает получение марганцевого концентрата III сорта при

Технологические показатели обогащения окисленных железистых кварцитов по магнитной схеме, %

Показатель	Комбинат				
	Михайловский	Новокриворожский	окисленных руд	Лебединский	Стойленский
Содержание железа в концентрате	58,1	60,0	60,0	61,5	59,74
Выход концентрата	45,0	39,3	38,8	47,8	48,4
Извлечение железа в концентрат	64,5	64,0	63,0	77,6	79,11
Содержание железа в исходной руде	40,5	36,9	37,0	37,9	36,54

90—95 % класса —0,045 мм во II стадии. Исследования по разработке технологии обогащения окисленных железистых кварцитов Лебединского и Стойленского комбинатов выполнены в лабораторных условиях. Результаты обогащения приведены в табл. 4.10.

При обогащении окисленных железистых кварцитов по магнитной схеме с применением полиградиентных магнитных сепараторов получают концентрат, содержащий 58—60 % железа при его извлечении 60—64 %. В результате совершенствования технологического оборудования и схемы качественные показатели могут быть улучшены.

В настоящее время за рубежом работают обогатительные фабрики по обогащению окисленных железистых руд с применением магнитной сепарации в сильных магнитных полях. Наиболее крупная фабрика по обогащению окисленных железных руд (итабрикетов) магнитным способом — «Кауз» (Бразилия) с годовой производительностью 28 млн. т исходной руды [21]. Фабрика оснащена роторными полиградиентными сепараторами «Джонс» (ФРГ). Руду, содержащую 47 % железа, разделяют на два класса: —0,6+0,15 и —0,15+0,02 мм. Класс —0,6+0,15 мм обогащают на 18 сепараторах «Джонс», а класс —0,15+0,02 мм — на 10 сепараторах. Производительность сепаратора на крупном классе (—0,6+0,15 мм) составляет 125—135 т/ч, а на мелком — 95—100 т/ч. При переработке получают концентрат, содержащий 68 % железа, при извлечении 94—95 % и хвосты, содержащие 5—10 % железа. Работают по такой технологии и другие фабрики Бразилии («Фертека», «Консойса»). Следует отметить, что высокие технологические показатели получают исключительно за счет благоприятной по качеству руды, аналоги которой в СССР отсутствуют [24].

4.3. ВТОРИЧНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУД

На горно-обогатительных комбинатах потери минерального сырья при обогащении, как правило, не нормируются. Отходы обогащения руд черных металлов складываются в хвостохранилищах без учета состава. В некоторых случаях несовершенство технологии обогащения руд черных металлов обуславливает низкие показатели извлечения металла в концентрат. Так, извлечение магнетитового железа при обогащении неокисленных железистых кварцитов на действующих комбинатах не превышает 94—95 %, а общего железа 75—78 %.

Промышленную ценность в отходах обогащения представляют *железорудные минералы*, которые не доизвлекаются на обогатительных фабриках и переходят в хвосты, сбрасываемые в хвостохранилища. Основные потери металла с хвостами обогатительных фабрик обусловлены содержанием в исходной руде слабомагнитных рудных минералов (гематит, мартит, сидерит и железоспикатные минералы). Кроме того, в хвостах многих горно-обогатительных комбинатов остается высоким содержание сильномагнитного минерала — магнетита. Это обусловлено вещественным составом исходной руды (текстурно-структурными особенностями), несовершенством применяемого оборудования для производства концентрата и способов улавливания просыпей для возврата их в технологическую схему.

При укладке хвостов в хвостохранилища гидротранспортом в них за счет гидравлических потоков и разницы в плотностях рудных и нерудных минералов происходит естественное обогащение. В результате в хвостохранилищах образуются участки (зоны) с повышенным содержанием железа, которые могут стать потенциальным сырьевым источником. В этой связи следует рассматривать хвостохранилища не как склад безрудных отходов, а как техногенные месторождения полезных ископаемых.

Сотрудниками НИГРИ и Механобрчермета по материалам геологической разведки хвостохранилища Центрального горно-обогатительного комбината доказана техническая возможность повторного обогащения железосодержащих песков. Особенность этого комбината — комплексная переработка неокисленных железистых кварцитов по магнитной схеме и окисленных — по обжигмагнитной схеме. Среднее содержание общего железа в песках хвостохранилища составляет 25,92 %, а связанного с магнетитом — 11,6 %. Исследования показали, что содержание железа, связанного с магнетитом, увеличивается с уменьшением размера частиц хвостов (табл. 4.11). Содержание железа, связанного с магнетитом, максимально в классе — 0,05 мм. Распределение железа по классам крупности хвостов неравномерное.

Хвосты представлены кварцем, магнетитом, гематитом, силикатами и карбонатами. Среди рудных минералов преобладают магнетит и гематит, которые встречаются как в виде обособленных (раскрытых) зерен, так и в сростках с кварцем, силикатами и



Рис. 4.5. Технологическая схема обогащения хвостов Северного комбината

рата и 1,1 млн. т грубозернистых строительных песков.

По физико-химическим свойствам хвосты Северного комбината близки к хвостам Центрального комбината. Для их обогащения была разработана технологическая схема (рис. 4.5), предусматривающая магнитную сепарацию исходных хвостов с выделением промпродукта и отвальных хвостов, измельчение промпродукта до 85 % класса —0,074 мм с последующим обесшламливанием и обогащением слива мельницы магнитной сепарацией. При этом выделяются отвальные хвосты и черновой концентрат. Черновой концентрат измельчают до 95 % класса —0,074 мм, обесшламливают и подвергают магнитной сепарации. По этой схеме получают концентрат с содержанием железа 63,4 % при выходе 13,2 % и извлечении железа 63,4 %.

На хвостохранилище Лебединского горно-обогатительного комбината были проведены геологоразведочные работы с целью изучения вещественного состава и обогатимости хвостов с различным содержанием железа (табл. 4.13). Содержание железа в хвостах, связанного с магнетитом, колеблется от 2,6 до 12,5 %, а об-

Таблица 4.13

Гранулометрический состав хвостов Лебединского комбината, %

Класс крупности, мм	Хвосты с содержанием Fe _{маг.} %					
	2,62	4,42	5,12	8,12	9,65	12,49
+5	—	—	—	5,0	—	—
—5+3	—	—	0,8	3,2	0,6	2,2
—3+2,5	—	—	0,5	4,4	0,6	0,3
—2,5+1,25	—	0,4	1,0	8,0	1,0	0,9
—1,25+0,63	—	1,6	8,9	6,2	6,8	4,6
—0,63+0,315	—	1,0	10,1	8,0	0,7	7,5
—0,315+0,16	—	3,0	20,2	15,1	10,2	17,1
—0,16+0,071	0,5	10,1	17,1	14,1	13,2	23,1
—0,071+0,04	12,0	6,0	12,1	11,1	31,4	4,0
—0,04	87,5	77,9	29,3	34,9	35,5	40,3

щего — от 10,8 до 20,8 %. Рудная фаза в хвостах представлена свободными зернами магнетита, гематита, а также в виде сростков.

Предварительное обогащение хвостов без их доизмельчения позволяет выделить от 52,5 до 88,5 % отвальных хвостов с содержанием 0,62—0,8 % магнетитового и 6,2—10,9 % общего железа.

Получить кондиционный по содержанию железа продукт без предварительного доизмельчения невозможно. Выделенные промпродукты содержат всего 24,3—36,2 % общего железа, однако содержание магнетитового железа в промпродукте (9,9—16,4 %) значительно выше, чем в хвостах, степень концентрации составляет 2—3,7. Извлечение магнетитового железа в промпродукт 80—95 %.

Для более полного раскрытия рудной фазы и получения удовлетворительного по качеству концентрата промпродукты необходимо доизмельчать (табл. 4.14).

Таблица 4.14
Результаты обогащения доизмельченных хвостов, %

Проба	Продукт	Выход	Содержание железа		Извлечение железа	
			общего	магнетитового	общего	магнетитового
1	Концентрат	7,1	63,91	61,64	42,0	85,5
	Общие отвальные хвосты	92,9	6,74	0,80	58,0	14,5
	Исходные хвосты	100	10,80	5,12	100	100
2	Концентрат	12,1	64,41	61,88	43,8	92,2
	Общие отвальные хвосты	87,9	11,36	0,72	56,2	7,8
	Исходные хвосты	100	17,78	8,12	100	100
3	Концентрат	13,9	66,85	64,41	51,9	92,8
	Общие отвальные хвосты	86,1	10,00	0,81	48,1	7,2
	Исходные хвосты	100	17,91	9,65	100	100
4	Концентрат	18,4	66,85	64,24	59,3	94,7
	Общие отвальные хвосты	81,6	10,34	0,82	40,7	5,3
	Исходные хвосты	100	20,75	12,49	100	100
5	Концентрат	3,1	65,90	63,26	17,7	74,9
	Общие отвальные хвосты	96,9	9,78	0,68	82,3	25,1
	Исходные хвосты	100	11,52	2,62	100	100
6	Концентрат	6,0	65,23	62,70	29,0	85,1
	Общие отвальные хвосты	94,0	10,20	0,70	71,0	14,9
	Исходные хвосты	100	13,50	4,42	100	100

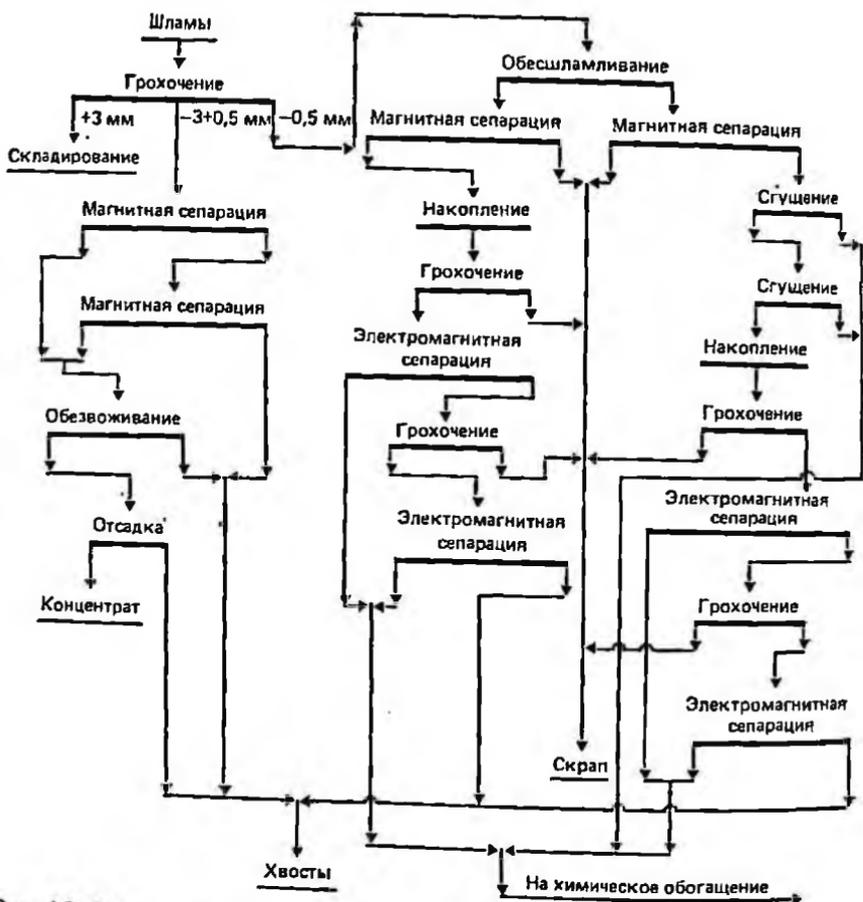


Рис. 4.6. Технологическая схема обогащения марганцевых шламов техногенного месторождения

три класса: $+3$; $-3+0,5$ и $-0,5$ мм. Класс $+3$ мм складировается и перерабатывается на действующей обогатительной фабрике. Класс $-3+0,5$ мм обогащается в I стадии на валковых магнитных сепараторах 4 ЭВМ-38/250 с перечисткой хвостов. Промпродукт после обвоживания подвергается обогащению на отсадочной машине ОП-М12. По этой схеме из класса $-3+0,5$ мм получается конечный концентрат с содержанием марганца 37,3 % при выходе 2 % и извлечении 5,7 %. Хвосты содержат 2,1 % марганца.

Класс $-0,5$ мм подвергается обесшламливанию в гидроцилиндрах диаметром 250 мм с получением песков крупностью $-0,5+0,02$ мм. Пески и шламы после сгущения обогащаются на полиградиентных сепараторах с высокой напряженностью магнитного поля с перечисткой хвостов. Из песковой фракции получается концентрат, содержащий 33,3 % марганца, при выходе 19,3 % и извлечении 49,1 %. При обогащении шламов класса

—0,02 мм на магнитных сепараторах получается концентрат, содержащий 29,7 % марганца, при выходе 5,2 % и извлечении 11,8 %.

Объединенные концентраты магнитной сепарации с содержанием марганца 32,6 % при выходе 24,5 % и извлечении 60,9 % направляются на химическое обогащение, которое включает следующие операции: сгущение, центрифугирование, выщелачивание, сгущение, фильтрование и промывку. По комбинированной схеме обогащения марганцевых шламов получают общий концентрат, содержащий 50,2 % марганца, при выходе 16,8 % и извлечении 64,4 % и общие хвосты, содержащие 5,5 % марганца.

На основании лабораторных исследований, выполненных Механобрчерметом, ожидается получение следующих технологических показателей, %:

Схема	Магнитная	Магнитно-флотационная	Магнитно-флотационно-химическая
Выход концентрата	30—50	21—54	15—20
Содержание марганца в концентрате	27—33	27—40	52—59
Извлечение марганца в концентрат	70—79	62—88	67—69

В целях определения технической возможности и экономической целесообразности каждой схемы должен быть выполнен комплекс промышленных исследований с последующим технико-экономическим обоснованием.

5. КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУД

5.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КОМПЛЕКСНОСТИ РУД *

Комплексное использование руд черных металлов — основа безотходной технологии черной металлургии, обеспечивающей не только утилизацию отходов, но и значительный объем производства концентратов цветных и редких металлов. Для некоторых стран это — единственный источник удовлетворения потребности страны в таких концентратах. Попутные компоненты сосредоточены главным образом в скарново-магнетитовых (сульфидные минералы цветных металлов), титано-магнетитовых (ванадий — до 0,15 %) и магномагнетитовых (апатит — до 17 %, бадделлит — до 0,2 %) железных рудах.

Основой повышения извлечения металлов и комплексности использования руд являются уменьшение шламообразования и максимальная раздельная концентрация сопутствующих ценных компонентов в продуктах обогащения — концентратах или хвостах.

* Разд. 5.1. написан совместно с канд. техн. наук А. Р. Смольяковым.

фазы. При этом прослойка может быть как непрерывной, охватывающей всю поверхность контакта зерен, так и дискретной.

Для мало-, средне- и большеугловых границ срастания характерны следующие типы контактов: $D-D$, $P-P$, $M-M$. Для сегрегационной границы — $D-D_c-D$, $P-(D_c, P_c)-P$, $M-(D_c, P_c, M_c)-M$. Здесь D_c , P_c , M_c обозначают электрические свойства сегрегационной прослойки; при этом варианты контактов $M-P_c-M$ и $M-M_c-M$ в природных минеральных фазах встречаются редко.

Энергия связи на малоугловой границе практически равна энергии связи атомов в кристаллической решетке. На средне- и особенно большеугловых границах срастания энергия связи меньше, чем в объеме за счет дефектов и увеличения расстояния между атомами граничных поверхностей кристаллитов. Энергия связи на сегрегационной границе практически всегда меньше (или существенно меньше) энергии связи атомов в объеме минералов; эта граница имеет наиболее низкую прочность и высокую хрупкость.

Из приведенных в табл. 5.1 гетерофазных границ срастания в рудах наиболее распространены нерегулярная, эпитаксиальная и сегрегационная границы. Диффузионная граница, характерная для минералов зон контактового метасоматизма и метаморфизма, появляется в условиях термодинамического неравновесия контактирующих минералов, где возникают диффузионные потоки атомов через границу контакта зерен.

Метамиктная граница возникает на контакте минералов, содержащих радиоактивные элементы.

Вмещающие породы чаще всего являются диэлектриками, а рудные минералы — полупроводниками, поэтому на гетерофазной границе порода — рудный минерал наиболее распространен контакт $D-P$. Контакты P_a-P_b , $M-P$ и M_a-M_b характерны для границ между рудными и нерудными минералами. Для гетерофазных границ перенос заряда через контакт приводит к возникновению в приповерхностных слоях кристаллитов области пространственного заряда (ОПЗ) и значительных электрических полей (до 10^7 В·см⁻¹), а также к изменению энергетического состояния электронов в этой области, искривлению энергетических зон и возникновению поверхностного заряда на границе контакта.

Все межфазные контакты образуют гетеропереход, скачок электростатического потенциала на котором обусловлен разностью электрохимических потенциалов электронов, т. е. уровнем Ферми в минералах и разностью электроотрицательных зарядов смежных атомов. Если контактирующие минералы находятся в термодинамическом равновесии, то положение уровня Ферми одинаково для всей системы. Если, кроме того, пограничные атомы на контакте образуют валентные связи, то происходит выравнивание электроотрицательных зарядов на поверхности, т. е. $\mathcal{E}_{оп} = \mathcal{E}_{оп} = \mathcal{E}_{л}$. При этом пограничный заряд \mathcal{E}_n принимает промежуточное значение между зарядами контактирующих веществ. В ОПЗ электро-

отрицательный заряд каждого минерала изменяется от значения на поверхности \mathcal{E}_n до значения в объеме (соответственно \mathcal{E}_a и \mathcal{E}_b).

При отсутствии на контакте валентных связей взаимодействие атомов на границе обусловлено возникновением ОПЗ противоположного знака. В этом случае знак заряда в ОПЗ определяется соотношением значений работ выхода минералов. Электроны переходят из минерала с меньшей работой выхода в минерал с большей работой выхода. Следовательно, если $\varphi_a > \varphi_b$, то пространственный заряд в минерале «а» будет отрицательным, а в «в» положительным и на границе контакта возникнут скачок потенциала и двойной электрический слой. Такой же слой возникает при контакте двух минералов с электропроводностью близкой к металлической.

Для гетерофазных границ прочность связи зарядов на контакте зерен минералов в значительной степени определяется диэлектрической проницаемостью минералов, так как энергия электростатического поля заряженных частиц, а следовательно, и энергия их связи обратно пропорциональны эффективной диэлектрической проницаемости вещества. В металлах и в полупроводниках с высокой проводимостью диэлектрическая проницаемость очень велика, поэтому электростатическое поле любого внешнего заряда экранируется на расстояниях, меньших расстояния между атомами. Это приводит к тому, что в большинстве случаев контакта минералов-диэлектриков с минералами-проводниками связь на границе срастания слабая. Наиболее прочная связь возникает на контактах D_a-D_b , P_a-P_b , M_a-M_b и $D-P$ в случае низких значений диэлектрических проницаемостей контактирующих минералов ($\epsilon < 20$). Если один из контактирующих минералов имеет высокое значение ($\epsilon > 30$), то связь между минералами ослабляется. Низкая прочность связей на контакте с минералом, имеющим высокое значение ϵ , приводит к тому, что такие минералы образуют россыпи.

Комплексный состав скарново-магнетитовых руд определяется наличием в них сульфидных минералов, из которых наиболее распространены пирит и халькопирит, определяющие распределение серы в рудах месторождения, поскольку содержание других сопутствующих минералов значительно меньше. По содержанию они располагаются примерно в следующем порядке: сфалерит, галенит, борнит, марказит, халькозин, валлерит.

В СССР скарново-магнетитовые руды комплексного состава распространены на Урале, в Казахстане, в Сибири, на Алтае и Дальнем Востоке. Ряд месторождений таких руд находится также в Бурятской АССР, Таджикской и Азербайджанской ССР.

В зависимости от соотношения содержания сульфидных минералов цветных металлов и магнетита и возможности промышленного получения из них соответствующих товарных продуктов, комплексные сульфидно-магнетитовые руды можно разделить на две основные категории: сульфидно-магнетитовые руды, имеющие промышленное содержание цветных металлов, и сульфидно-

Показатели обогащения ком

Место нахождения, месторождение	Сопутствующие минералы	Содержание в руде, %		Схема обогащения*	Крупность измельчения
		Fe	S		
Свердловская обл.: Высокогорское	Пирит, халькопирит, пирротин	37,4	0,52	СМС, ММС, коллективно-селективная флотация хвостов ММС	-0,15 мм
Песчанское	То же	45-55	1,8-5,6	То же	75 % класса -0,074 мм
Второе Северное	Пирит, халькопирит	Н. д.	Н. д.	*	70 % класса -0,1 мм
Третье Северное	Пирит, халькопирит, пирротин	42,8	1,54	СМС, трехстадийная ММС, коллективно-селективная сульфидная флотация хвостов ММС	-0,2 мм; -0,044 мм
Челябинская обл.: Течелское	Гематит, пирит, халькопирит, пирротин	35,4	0,01-5,3	СМС, двухстадийная ММС, обесшламливание хвостов ММС, пиритная флотация	-0,074 мм
Круглогогорское	Пирротин, пирит, халькопирит	45,4	0,97	СМС, ММС, гравитационное извлечение попутных компонентов, коллективно-селективная флотация с выделением пиритного концентрата	70-90 % класса -0,074 мм
Тарутинское	Халькопирит, пирит, халькозин	Н. д.	Н. д.	Вариант I: магнитно-флотационная Вариант II: флотационно-магнитная Вариант III: флотационная	91 % класса -0,074 мм 91 % класса -0,074 мм 97 % класса -0,043 мм
Кустанайская обл.: Соколовско-Сарбайское	Пирит, пирротин, халькопирит, сфалерит	42,9	3,4	СМС, ММС, коллективно-селективная флотация хвостов ММС	70 % класса -0,074 мм
Качарское	То же	38,7	Н. д.	То же	92 % класса -0,074 мм
Алешинское	Гематит, гидроксиды железа, пирит, пирротин, халькопирит, халькозин	44,3-56,8	1,6-7,2	Вариант I: СМС классифицированной руды (-25+12 и -12 мм), двухстадийная ММС, коллективно-селективная флотация сульфидов из хвостов ММС	98 % класса -0,1 мм
Шагиркульское	Гематит, пирит, халькопирит, пирротин	24,9-51,8	1,9-3,5	Вариант II: то же, без СМС Двухстадийная ММС, коллективно-селективная флотация сульфидов из хвостов ММС	98 % класса -0,1 мм I стадия: -2,0 мм II стадия: -0,1 мм

* СМС — сухая магнитная сепарация; ММС — мокрая магнитная сепарация.

Таблица 5.2

лексных скарново-магнетитовых руд [17]

Содержание, %						Извлечение в одноименный (коллективный) концентрат		
Железный концентрат		Коллективный сульфидный концентрат		Медный концентрат	Пиритный концентрат			
Fe	S	S	Cu	Cu	S	Fe	Cu	S
65,5	0,3	Н. д.	Н. д.	21,3	30,2	81,3	80,5	Н. д.
64,5	0,4	Н. д.	Н. д.	11,5	47,4	79,2	62,4	Н. д.
62—64,5	0,4	40—41	8,6—9,0	13—23	Н. д.	84,7—87,8	65—81,4	Н. д.
61—63,7	Следы	Н. д.	Н. д.	23,1	40—44	Н. д.	71,3	59,8
62,8—64,5	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	45,3—68,2	Н. д.	Н. д.
46,2—63,5	Н. д.	—	—	—	46,3	81,5—95,5	—	65,0
61,8—66,0	1,0—1,3	30,9	2,2	—	44,3	80,3—85,9	—	62,5—40,6
66,3	0,4	Н. д.	Н. д.	16,2	Н. д.	76,5	82,5	Н. д.
68,3	0,05	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	74,3	Н. д.	Н. д.
67,4	0,05	Н. д.	Н. д.	24,5	45,8	69,8	93,8	21,8
66,0	0,3—0,5	Н. д.	Н. д.	16,5	50,3	80,0	33,3	82,5
65,5	Н. д.	43,1	1,8	Н. д.	Н. д.	78,0	42,0	42,7
64,8—69,0	0,2—4,1	Н. д.	Н. д.	16,5	50,3	64,8—92,4	33,3	82,5
63,5—68,7	Н. д.	36,3—50,4	0,5—1,7	16,5	50,3	67,9—92,6	33,3	82,5
69,3—68,1	Н. д.	Н. д.	Н. д.	>20	48,0—50,0	83,0—90,0	46,6—62,2	55,3—77,8

Место нахождения, месторождение	Сопутствующие минералы	Содержание в руде, %		Схема обогащения*	Крупность измельчения
		Fe	S		
«Самсон»	Пирит, пирротин, арсениопирит, халькопирит	44,3	0,8	То же	ММС: —1 мм; флотация: 80 % класса —0,074 мм
Тейское	Серпентин, гематит, флогопит, пирит	32,0	0,7—0,9	»	ММС: 100 % класса —0,1 мм; флотация: 95 % класса —0,074 мм
Лизасское	Гематит, пирит, марказит, халькопирит, пирротин	38,2—43,5	2,4—2,7	Вариант I: двухстадийная ММС Вариант II: СМС, двухстадийная ММС, коллективная флотация сульфидов из хвостов ММС	I стадия ММС: —0,5 мм II стадия ММС: —0,1 мм (80—93 % класса —0,074 мм) СМС: —25 мм ММС: см. вариант I; флотация: 71 % класса —0,074 мм
Шерегешское	Пирит, пирротин, халькопирит, сфалерит	26,2—38,5	0,7—1,3	ММС, коллективно-селективная флотация хвостов ММС	75—80 % класса —0,074
Алтайский край: Инское	Пирит, пирротин, халькопирит, сфалерит	44—46	0,4—0,6	СМС, ММС, коллективно-селективная флотация хвостов ММС	95 % класса —0,074 мм
Белорецкое	Пирит, пирротин, халькопирит, пироксен	42—44	0,1—0,4	То же	87 % класса —0,074 мм
Таджикская ССР: Чокодам-Булакское	Висмут, висмутин, гидроксиды железа, арсениопирит, пирит, сфалерит	25,6—46,4	Н. д.	СМС, двухстадийная ММС, гравитационное и флотационное выделение висмута, азотнокислое выщелачивание висмута из хвостов ММС и из сульфидного концентрата с последующей цементацией	64—87 % класса —0,074 мм
Азербайджанская ССР: Южно-Дашкесанское	Пирит, халькопирит	30—45	1,8	СМС, двухстадийная ММС, коллективно-селективная флотация сульфидов из хвостов ММС	98—100 % класса —0,074 мм
Дагестанское	Гематит, пирит, халькопирит, сфалерит, арсениопирит	40	Н. д.	ММС, коллективно-селективная флотация хвостов ММС с получением пирротного и медноцинкового концентратов	90 % класса —0,074 мм

* СМС — сухая магнитная сепарация; ММС — мокрая магнитная сепарация.

Продолжение табл. 5.2

Содержание, %						Извлечение в одноименный (коллективный) концентрат		
Железный концентрат		Коллективный сульфидный концентрат		Медный концентрат	Пиритный концентрат			
Fe	S	S	Cu	Cu	S	Fe	Cu	S
60—64,7	1,6—3,1	35,5—36,4	Н. д.	—	—	88,5—88,6	—	(62,6—78,8)
Н. д.	Н. д.	15,6	Н. д.	—	—	Н. д.	Н. д.	Н. д.
63,7—65,3	Н. д.	—	—	—	—	76,9—78,1	—	—
62,3—65,0	Н. д.	Н. д.	Н. д.	—	—	77,6—77,9	—	—
56—64	Н. д.	46	Н. д.	Н. д.	Н. д.	74—88	Н. д.	Н. д.
65—67	Н. д.	29,3—48,6	Н. д.	Н. д.	Н. д.	81—92	Н. д.	Н. д.
65,6	0,1	32,1	4,8	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.
64—68,3	Н. д.	40,9	—	—	—	Н. д.	—	—
66,5—68,5	Н. д.	Н. д.	Н. д.	23,3—24,8	Н. д.	79,7—94,5	73—75,5	Н. д.
66,1—67,8	0,1	50,1	Н. д.	6—14,9	Н. д.	55,7—78,5	47,7—48,3	54,1—77,1

в руде доходит до 1,5 %. В рудах Сарбайского месторождения наряду с пиритом, содержание которого составляет 6 %, довольно широко распространен пирротин. Из других сульфидов присутствуют в небольших количествах халькопирит и сфалерит. Промышленную ценность кроме железа представляют сера и цветные металлы. Руды Соколовского, Сарбайского и Высокогорского месторождений наиболее хорошо изучены с точки зрения возможности их комплексного использования.

Технологическая схема магнитного обогащения руды промышленной фабрики Соколовско-Сарбайского комбината обеспечивает получение железного концентрата, содержащего 65—66,5 % железа и 0,3—0,5 % серы при извлечении железа около 80 %. Основная масса сульфидов при обогащении по магнитной схеме переходит в хвосты, поэтому все исследования по комплексному использованию проводили на хвостах мокрой магнитной сепарации. Исследования показали, что схема, предусматривающая флотацию сульфидов непосредственно из руды с последующей мокрой магнитной сепарацией хвостов флотации, менее эффективна по сравнению с магнитно-флотационной. Результаты испытаний (табл. 5.3) были приняты для составления проекта опытно-промышленной фабрики комбината.

Уралмеханобром на опытно-промышленной фабрике Соколовско-Сарбайского комбината проведены полупромышленные испытания в целях определения возможности комплексного использования лежалых хвостов мокрой магнитной сепарации, содержащих 10 % серы, 24,2 % железа, 0,058 % меди и 0,1 % цинка. Испытания показали, что эффективность флотации сульфидов из лежалых хвостов не зависит от сроков их хранения. Флотацию вели по схеме, разработанной для хвостов мокрой магнитной сепарации текущей переработки исходных руд, при более грубом измельчении (до 65—70 % класса —0,074 мм) и меньшем расходе реагентов (табл. 5.4).

Таблица 5.3

Показатели флотационного обогащения хвостов мокрой магнитной сепарации, %

Показатель	Концентрат			Шлам
	медный	пиритный	железный	
Содержание:				
железа	Н. д.	Н. д.	62,0	Н. д.
серы	36,0	50,3	0,3	4,3
меди	16,5	0,08	Н. д.	0,09
цинка	7,2	0,09	Н. д.	0,06
Извлечение:				
железа	Н. д.	Н. д.	19,7	Н. д.
серы	1,0	82,5	Н. д.	8,9
меди	33,35	8,9	Н. д.	13,8
цинка	27,36	Н. д.	Н. д.	18,0

Таблица 5.4

Показатели обогащения пробы зернистой части лежалых хвостов мокрой магнитной сепарации, %

Показатель	Концентрат				Хвосты
	пиритный	медный	коллективный сульфидный	железный	
Содержание:					
серы	51,17	40,50	51,12	0,20	0,78
меди	0,06	16,50	0,16	0,04*	
цинка	0,15	13,30	0,22	0,07*	
железа	45,44	29,70	45,35	63,12	11,59
Извлечение:					
серы	93,50	0,44	93,94	0,28	5,78
меди	17,79	29,55	47,34	52,66*	
цинка	25,28	13,54	38,82	61,18*	
железа	32,39	0,13	32,52	34,04	33,44

* Суммарные для железного концентрата и хвостов.

Обогащение лежалых хвостов магнитного обогащения позволяет исключить из проектной схемы промышленной флотационной фабрики сложный и дорогостоящий узел обезвоживания хвостов текущей переработки руд.

Технология гидрометаллургической переработки полученного при флотации пиритного концентрата разработана и проверена в полупромышленных условиях ВНИИцветметом и Ленинградским горным институтом. Она включает: сульфатизирующий обжиг при 923 К в печи кипящего слоя особой конструкции с циклоном возврата (КС-ЦВ), работающей на воздушном дутье, обогащенном кислородом; водное выщелачивание огарка с переводом в раствор цветных металлов; коллективную сорбцию цветных металлов из раствора карбоксильным катионитом; десорбцию их из сорбента соляной кислотой; экстракционное разделение хлоридного элюата на медь, цинк, никель и другие элементы. Предусмотрено получение элементарной серы или серной кислоты из отходящих при сульфатизирующем обжиге сернистых газов. Осадок выщелачивания огарка, содержащий 62—67 % железа, является дополнительным железным концентратом и присоединяется к концентрату магнитного обогащения.

В процессе опытно-промышленных испытаний получены опытные партии всех видов товарной продукции. Ориентировочные технико-экономические расчеты показали, что на долю сопутствующего извлекаемых компонентов приходится около 50 % стоимости основной товарной продукции — магнетитового концентрата.

Уралмеханобротом и рядом других институтов проведены исследования по определению возможности комплексного использования руд ряда разведанных месторождений Казахстана. Резуль-

вый концентраты (два последних — из руд с повышенным содержанием меди и цинка).

Особый интерес для комплексного использования представляет Ирбинское месторождение, висячем боку которого обнаружена сульфидная залежь, содержащая медь, цинк и другие минералы. В настоящее время месторождение находится в стадии подготовки к эксплуатации. На месторождении выделены балансовые руды, содержащие более 25 % железа, и забалансовые.

На заводе «Сибэлектросталь» была проверена проектная схема отдельной и совместной (при смешивании в соответствующих пропорциях) переработки балансовых и забалансовых руд. Балансовые руды в среднем содержат 44,89 % железа и 0,85 % серы, забалансовые соответственно 24,21 и 0,43 %. Рудные минералы представлены магнетитом, мартитом, гематитом и сульфидами. Руды легкообогатимы. Испытания подтвердили проектные показатели для всех проб: содержание железа в конечном концентрате составило 66 % при его извлечении 87,5 %. Для выделения сульфидов хвосты мокрой магнитной сепарации крупностью $-0,2+0,02$ мм (после обесшламливания) подвергали флотации. Коллективный сульфидный концентрат содержал 37,7—42,4 % серы. Более высокие показатели получены при флотации руды сульфидной залежи (в коллективном концентрате содержалось 6,7 % меди и 0,55 % цинка при извлечении соответственно 87 и 63,6 %).

Из эксплуатируемых месторождений Красноярского края наиболее изучено с точки зрения комплексного использования Абаканское. Содержание железа в рудах этого месторождения колеблется в очень широких пределах: от 26 до 65 % (в среднем 45,5 %); серы — от 0,2 до 5 % (в среднем 2,44 %). В рудах содержатся также цинк, медь, мышьяк и другие элементы.

Проведены исследования окисленной и магнетитовой руд для разработки технологии выделения из них железного, медного и пиритного концентратов. Содержание железа в окисленной руде составляло 44,4 %, серы 0,62 %; в магнетитовой руде соответственно 41,9—44,7 и 1,58—2,71 %.

Испытания показали, что при комплексном использовании магнетитовых руд вводить в схему сухую магнитную сепарацию нецелесообразно, так как значительная часть сульфидов теряется в ее хвостах. При мокром магнитном обогащении сульфиды преимущественно переходят в хвосты сепарации, извлечение серы в них составляет 84—95,9 % питания. При снижении крупности измельчения с $-0,2$ до $-0,074$ мм извлечение серы в хвосты увеличивается с 84,4 до 94,5—96 % с одновременным повышением содержания железа в магнетитовом концентрате (с 59,4—62,7 до 63,4—65,4 %). Флотация сульфидов из хвостов магнитного обогащения показала, что более высокие результаты получают при доизмельчении хвостов до 77 % класса $-0,074$ мм; при этом коллективные сульфидные концентраты содержат 41,1—50,2 % серы.

В связи с пуском в эксплуатацию БАМа представляют особый интерес месторождения Восточной Сибири, и в частности

Якутии. Из них наиболее хорошо изучены Таежное и Магнетитовое месторождения, представляющие собой естественное продолжение друг друга. Некоторые участки этих месторождений представлены комплексами борато-магнетитовыми рудами.

Руды отличаются значительным содержанием пирротина, халькопирита и пирита. В Уралмеханобре были испытаны пробы руды Таежного и Магнетитового месторождений, содержащие 1,63—2,64 % серы, представленной в основном пирротинном, пиритом и в незначительной степени халькопиритом, сфалеритом, пентландитом. Содержание железа в пробах Магнетитового месторождения составляло 46,5—54,9 %, Таежного—47,2—47,9 %.

В результате исследований установлено, что сухая магнитная сепарация почти не снижает содержания серы в концентрате из-за наличия в рудах большого количества пирротина и тонкой вкрапленности сульфидов в магнетите. Мокрая магнитная сепарация измельченной до $-0,15$ мм руды обеспечивает получение магнетитовых концентратов с содержанием железа 65,8—69,6 %, серы 0,48—1,87 %. Содержание бора в этих пробах небольшое, поэтому обогащение велось только с целью получения богатых железных концентратов.

В Механобре при обогащении пробы борато-магнетитовой руды, содержащей 47,0—48,6 % железа (в том числе 15,1—19,4 % в форме людвигита) и 3,82—5,85 % триоксида бора по одностадийной схеме мокрого магнитного обогащения при измельчении до $-0,063$ мм получены магнетитовый концентрат, содержащий 60,8—61,9 % железа, при его извлечении 80,5—83,7 % и борсодержащий концентрат, содержащий 8—11 % триоксида бора, при его извлечении 74—85 %. При обогащении по магнитной схеме содержание триоксида бора в немагнитном продукте в 2—2,5 раза выше, чем в исходном питании.

Основной рудный минерал Пионерского месторождения — магнетит; второстепенные — пирит, пирротин, халькопирит и ортит. Руда в среднем содержит 1,91 % серы, 0,04 % фосфора и 41,5 % железа. По магнитной схеме обогащения из руд этого месторождения получен концентрат с содержанием железа 65 % при извлечении его 88,1 %. Исследована возможность выделения флотацией из хвостов мокрой магнитной сепарации медного и пиритного концентратов. Наилучшие результаты были получены при обогащении исходной руды по схеме, предусматривающей основную флотацию с тремя перечистками коллективного сульфидного концентрата с последующим разделением его на медный и пиритный. Содержание меди в медном концентрате 8 %, выход его 0,6 %.

Железные руды Сиваглинского месторождения представлены магнетитовыми и окисленными полумартитовыми и мартитовыми разновидностями. В рудах присутствуют магнетит, мартит, пирит, халькопирит, борнит, самородная медь, халькозин, ковеллин. Руды характеризуются повышенным содержанием меди. В Механобре испытаны магнетитовые и мартит-магнетитовые руды.

Мокрой магнитной сепарацией магнетитовой руды, содержащей 60,8 % железа и 0,34 % меди, получен магнетитовый концентрат с содержанием железа 66 % при его извлечении 95 %. Из хвостов мокрой магнитной сепарации флотацией выделяется коллективный сульфидный концентрат, содержащий 43,1 % серы и 6,5 % меди.

Магнитным обогащением мартит-магнетитовой руды, содержащей 59,7 % железа и 1,52 % меди, получен железный концентрат с содержанием железа 68,8 % при его извлечении 44,4 %. Из хвостов магнитной сепарации при флотационной доводке выделены медный концентрат, содержащий 33,5 % меди, при извлечении ее 60,1 % и пиритный концентрат. При обогащении пробы руды среднего для месторождения состава (51,5 % железа) получены железный концентрат с содержанием железа 61—63 % при его извлечении 93 % и медный продукт с содержанием меди 7,8 %.

Основные железорудные месторождения Алтайского края — Инское и Белорецкое — можно рассматривать как сырьевую базу Западно-Сибирского металлургического завода.

Инское месторождение относится к скарновому типу контакто-метасоматического происхождения. Основной рудный минерал — магнетит, в руде присутствуют также пирит, пирротин, реже халькопирит, сфалерит. Руда содержит 44,66—46,06 % железа и 0,4—0,57 % серы. Исследования руды Инского месторождения показали, что по технологической схеме, предусматривающей выделение отвальных хвостов при сухой магнитной сепарации [крупность руды — 25 (20) мм] и две-три стадии мокрой магнитной сепарации при конечной крупности измельчения 95 % класса — 0,074 мм, можно получить железный концентрат, содержащий 65,1—67 % железа при извлечении его 81,05—92,08 %. Сульфиды переходят в хвосты магнитного обогащения, из которых флотацией можно получить коллективный сульфидный концентрат с содержанием серы 29,3—48,6 %.

В состав исследованных проб руды Белорецкого месторождения входят кроме магнетита пирит, пирротин, халькопирит и пироксен. Содержание серы в пробах невысокое: 0,13—0,34 %. Для получения железного концентрата необходимы сухая магнитная сепарация руды при крупности — 20 мм и три стадии мокрой магнитной сепарации при измельчении соответственно до — 2; — 0,1 мм и 96 % класса — 0,074 мм. Схема обеспечивает получение концентрата, содержащего 65,64 % железа и 0,1 % серы.

Для извлечения сульфидов из хвостов мокрой магнитной сепарации разработана и проверена в полупромышленных условиях технологическая схема, включающая обесшламливание (обезживание) хвостов, доизмельчение их до крупности 87 % класса — 0,074 мм, основную, две контрольные и семь перечистных операций флотации. Полученный коллективный сульфидный концентрат содержал 32,1 % серы, 4,81 % меди, 0,35 % цинка; разделение коллективного сульфидного концентрата на медный и пиритный не проводили из-за малого его выхода.

Титаномагнетитовые руды представлены крупными месторождениями Урала и Кольского полуострова. В настоящее время эксплуатируется Гусевогорское месторождение, на базе которого работает Качканарский горно-обогатительный комбинат. Сопутствующими элементами титаномагнетитовых руд разных месторождений могут являться титан, ванадий, платина, платиноиды, скандий, галлий и фосфор.

Опыт работы Качканарского горно-обогатительного комбината и Златоусовского рудоуправления, где ранее также производился железованадиевый концентрат, показал высокую экономическую эффективность комплексного использования титаномагнетитовых руд. Сосредоточенность титаномагнетитов в крупных месторождениях, благоприятные горно-обогатительные условия, легкая обогатимость руд, минимальное содержание вредных примесей, наличие ряда ценных компонентов — все это предопределяет возможность эффективного обогащения этих руд.

Технологические схемы обогащения обычны для магнетитовых руд и включают две-три стадии измельчения до $-0,15$ или $-0,074$ мм и три—пять стадий магнитного обогащения. Химический состав титаномагнетитовой руды и полученных из них концентратов с различным содержанием железа приведен в табл. 5.5.

Концентраты являются чистыми по вредным примесям и содержат $0,002-0,1$ % фосфора и $0,002-0,04$ % серы.

Титаномагнетитовые руды — основное сырье для получения ванадия, большая часть которого, находясь в изоморфной связи с минералами железа, извлекается при обогащении в железо-ванадиевый концентрат. При металлургическом переделе ванадий переходит в чугуны, а затем извлекается в конверторный шлак. Товарные пентоксид ванадия и феррованадий получают путем переработки конверторных шлаков.

На Чусовском металлургическом заводе освоена технология производства технического пентоксида ванадия из конверторных шлаков, получаемых при переработке качканарских концентратов.

Внедрение комплексной технологии извлечения ванадия на Нижнетагильском металлургическом комбинате в производственном объединении «Тулачермет» и на Чусовском металлургическом заводе позволяет получить значительный экономический эффект и обеспечить страну необходимым легирующим металлом.

Таблица 5.5

Химический состав титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения и концентратов различного качества, полученных из этих руд, %

Компонент	Руда		Концентрат			
Fe _{общ.}	16,0	60,3	62,3	63,3	65,0	66,0
FeO	6,3	26,8	27,1	27,3	28,0	28,8
Fe ₂ O ₃	15,7	56,4	58,5	59,6	61,0	61,9

Компонент	Руда	Концентрат				
TiO ₂	1,2	2,8	2,8	3,0	3,0	2,6
CaO	16,0	1,7	1,3	1,1	0,8	0,8
MgO	12,0	2,8	2,2	1,7	1,2	1,1
SiO ₂	39,2	4,7	3,2	2,8	2,0	1,9
Al ₂ O ₃	6,5	2,8	2,4	2,3	2,0	1,9
CaO : SiO ₂	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
SiO ₂ : Al ₂ O ₃	6,0	1,7	1,3	1,2	1,0	1,0

Магномagnetитовые руды комплексного состава в СССР представлены Ковдорским месторождением. Руды имеют несколько разновидностей, различающихся количественным соотношением основных минералов. По этому признаку выделены следующие типы руд: апатит-форстерит-магнетитовые, форстерит-магнетитовые, апатит-магнетитовые. Наиболее распространены апатит-форстерит-магнетитовые (51 %) и форстерит-магнетитовые (21 %) руды. Основные минералы ковдорских комплексных руд — магнетит (38 %), апатит (16 %), форстерит (22 %), карбонаты (14 %). Среднее содержание главных химических компонентов, %: 24,5 Fe; 14 MgO; 11 CaO; 12 SiO₂; 6,8 P₂O₅; 6 CO₂; 0,3 S.

Лабораторные исследования и полупромышленные испытания схемы комплексного использования ковдорских руд с получением железорудного, апатитового и бадделитового концентратов были проведены Механобром и Кольским филиалом АН СССР. На основе исследований Механобром разработана магнитно-флотационно-гравитационная схема обогащения. По этой схеме в 1980 г. введена в эксплуатацию апатит-бадделитовая обогатительная фабрика (АБОФ) [31].

Марганцевые руды практически не содержат сопутствующих ценных элементов. Отходы мокрой магнитной сепарации этих руд представляют собой искусственный кварцево-марганцевистый песок, состоящий в основном из кварца и в меньшей мере из рудных минералов типа псиломелана-вернадита. Марганцевые отходы могут использоваться для доизвлечения из них марганца и в качестве сырья для изготовления строительных материалов.

Отходы магнитной сепарации марганцевых руд имеют следующий гранулометрический состав:

Класс крупности, мм	+4	-4+1	-1+0,5	-0,5+0,3	-0,3+0,15	-0,15
Выход класса, %	0,8—1	10—36	17—62	50—63	2—17	0,5—2,5

Их химический состав:

Компонент	Mn	MnO ₃	MnO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂
Содержание, %	4,2—14,9	5,1—21,6	1,3—6	1,1—7,9	52,6—80,2
Компонент	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O	BaO
Содержание, %	0,7—2,9	1,3—12,3	0,9—1,5	0,4—1,2	0,1—0,3
Компонент	K ₂ O	S	P ₂ O ₅	CO ₂	П. п. п.
Содержание, %	0,6—6,1	0,01—0,15	0,01—0,36	0,52—2,71	3,3—8

Хромовые руды имеют значительное содержание оксида магния, который может быть извлечен в виде товарного продукта как из кондиционных, так и из забалансовых руд.

При обогащении кондиционных руд химический состав хвостов колеблется в широких пределах, %: 1—34 Cr₂O₃; 22—42 MgO; 7—16 Fe₂O₃; 13—33 SiO₂; 1—3 CaO; 1—5 Al₂O₃; 4—15 П. п. п. Относительно высокое содержание в хвостах ценных компонентов обусловлено несовершенством схем обогащения. Хвосты представлены главным образом минералами серпентинитовых пород (серпентином, хризотилом, оливином, хлоритом) и хромшпинелидом. В качестве примесей присутствуют магнезит, брусит, доломит, кальцит, гидромагнезит, тальк, слюды, оксиды и гидроксиды железа.

Опытно-промышленные испытания (по данным П. Н. Бабина и Л. Н. Бирюкова) показали возможность использования хвостов обогащения кемпирсайских хромитовых руд в качестве сырья для производства магнезиально-силикатных огнеупоров, огнеупорных бетонов и масс различного назначения, а также для производства хромофорстеритовых и периклазофорстеритовых огнеупоров повышенного качества.

В опытно-промышленных условиях проверена технология получения из хвостов обогащения хромитовых руд клинкера и огнеупорных изделий форстеритового, периклазофорстеритового и хромофорстеритового состава. Изделия по техническим свойствам соответствуют требованиям стандартов. Применение добавок оксидов магния и циркония, а также и полоторных оксидов (La₂O₃, Y₂O₃) позволяет активно регулировать свойства и структуру клинкера и изделий (повышая их плотность и термомеханические свойства). Опыты подтвердили возможность повышения качества огнеупоров, изготовленных из хвостов обогащения хромитовых руд с применением указанных добавок. Были получены уплотненные изделия с открытой пористостью 11—13 %, температурой начала деформации 2013 К (под нагрузкой 0,2 МПа) и термостойкостью 5—6 теплосмен. Шлакоустойчивость повышается пропорционально содержанию хромшпинелида в сырье.

Были проведены технологические испытания в полупромышленных условиях по получению магнезита (белой магнезии) гидрохимическим (солянокислотным) обогащением забалансовых хромовых руд (рис. 5.1) следующего химического состава, %: 18,1 Cr₂O₃; 9,3 FeO; 22,8 SiO₂; 31,9 MgO; 3,1 Al₂O₃; 13,3 п. п. п.

Предложенная технология обеспечивает получение низкокачественного хромового концентрата, содержащего (%): 29 Cr₂O₃; 15 Fe₂O₃; 31 SiO₂; 20 MgO и 4 Al₂O₃. Этот концентрат пригоден

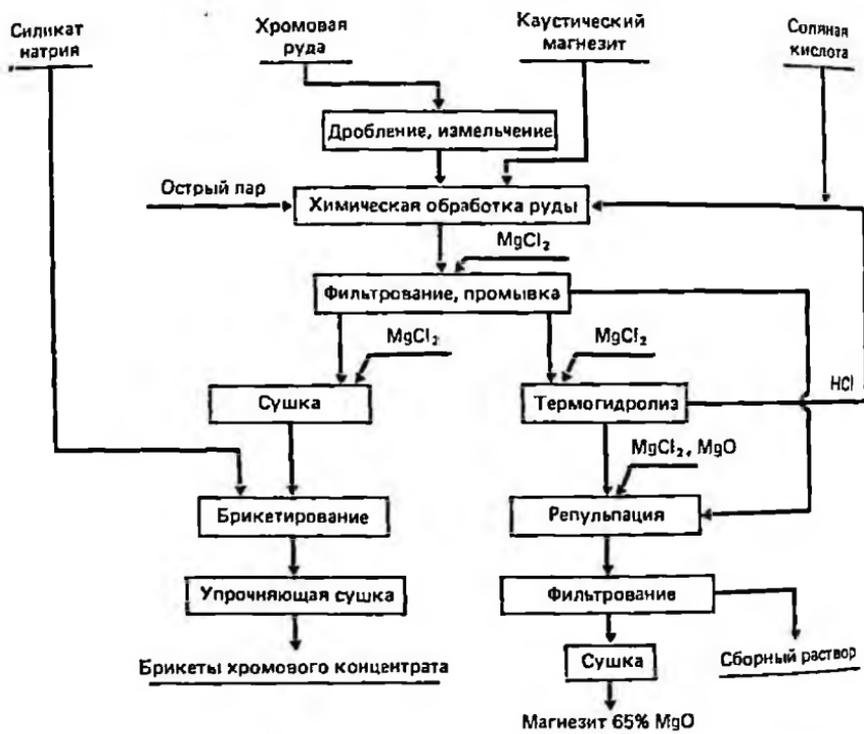


Рис. 5.1. Схема получения магнезита гидрохимическим способом из забалансовых хромитовых руд

для замены кварцита и полного вывода его из шихты при выплавке углеродистого феррохрома. Кроме того, получают белую магнезию — периклазный оксид магния, пригодную для изготовления высококачественных огнеупоров.

Хромовые руды традиционно перерабатывают как моноинеральное сырье с извлечением только хрома. Работами Уралмеханобра совместно с Институтом геологии и геохимии УНЦ АН СССР установлено, что хромовые руды некоторых месторождений являются платиноносными. Флотационным способом из этих руд можно получить сульфидный концентрат с содержанием суммы платиновых металлов 200—250 г/т [17].

5.2. ПРАКТИКА КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РУД

Руды черных металлов комплексного состава в промышленных условиях перерабатывают по комбинированной технологии обогащения и часто с применением флотации.

Комбинированная технология обогащения получила повсеместное распространение для переработки комплексных гематитомagnetитовых и magnetитовых руд. Схемы, как правило, предус-

матривают сухое магнитное обогащение для получения готового магнетитового концентрата или отвальных хвостов и отличаются между собой II стадией переработки руды, в которой применяют магнитную сепарацию, флотацию или гравитационные методы.

Наибольшее распространение для магнетитовых руд получила схема магнитно-флотационного обогащения, в которой предусмотрен вывод крупнокусковых хвостов сухой магнитной сепарации. Магнитные продукты доизмельчают и подвергают мокрой магнитной сепарации с получением готового магнетитового концентрата.

В зависимости от минерального состава руд при флотационном обогащении выделяют кобальт-пиритные, медные, ильменитовые или апатитовые концентраты. При обогащении гематит-магнетитовых руд в этой же стадии обогащения извлекают гематит. Измельчение руд по такой схеме производят в две или три стадии: I стадия — в стержневых мельницах в открытом цикле, II и III стадии — в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами. Крупность измельчения составляет 60—70 % класса —0,074 мм для крупновкрапленных руд и 90—95 % класса —0,05 мм для тонковкрапленных. Хвосты магнитной сепарации перед флотацией сгущают. Попутные компоненты доизвлекают из хвостов магнитного обогащения обычно с помощью прямой флотации. При наличии в рудах нескольких сопутствующих минералов, а также при выделении гематитового концентрата на этом этапе переработки применяют стадиальную флотационную схему — коллективную флотацию всех рудных минералов и селективное флотационное разделение коллективного концентрата.

При тонком проращении сопутствующих минералов цветных и редких металлов с железорудными применяют схемы флотационно-магнитного обогащения. В этом случае удается более полно извлечь сопутствующие минералы в результате непосредственной флотации измельченной руды или промпродукта. Исходную руду обычно подвергают сухой магнитной сепарации для вывода из процесса крупной пустой породы. Потери минералов цветных и редких металлов с хвостами сухой магнитной сепарации невелики, так как они ассоциируются с магнетитом и при магнитном обогащении почти полностью извлекаются в магнитные продукты. Измельчение магнитных продуктов производят в одну или две стадии. Флотации подвергают или весь измельченный материал, или только песковую его часть. Во втором случае слив классификации подвергают магнитной сепарации для разделения на готовый магнетитовый концентрат и хвосты, а пески флотируют с получением медного концентрата. При наличии в руде нескольких сопутствующих минералов измельченный материал подвергают сначала коллективной флотации с последующим выделением концентратов цветных и редких металлов селективной флотацией. Магнетитовые концентраты получают магнитной сепарацией хвостов флотации.

Характеристика обогатительных фабрик, перерабатывающих магнетитовые руды комплексного состава

Предприятие (страна)	Схема обогащения	Производство попутного концентрата, тыс. т в год	Попутный концентрат	Содержание попутного компонента, %
Ковдорский ГОК (СССР)	Флотационно-гравитационная	900 Н. д.	Апатитовый Бадделитовый	37—39 P ₂ O ₅ 98 ZrO ₂
«Тасу» (Канада)	Магнитно-флотационная	Н. д.	Медный	18—20 Cu
«Сан-Николас» (Перу)	Флотационная	Н. д.	Пиритный	Н. д.
«Грейс майн» (США)	»	76	»	40—45 S
«Пи-Ридж» (США)	»	45 Н. д.	Апатитовый Пиритный	35,5 P ₂ O ₅ Н. д.
«Гренсберг» (Швеция)	Магнитно-гравитационно-флотационная	Н. д.	Апатитовый	Н. д.
«Кируна» (Швеция)	Магнитно-флотационная	200	Апатитовый	35,5 P ₂ O ₅
«Раутаруукки» (Финляндия)	Флотационно-гидрометаллургическая	1,8 5	Ванадиевый Пиритный	90—91 V ₂ O ₅ 42—45 S
«Дуранго» (Мексика)	Флотационная	120 Н. д.	Ильменитовый Апатитовый	Н. д. Н. д.

Характеристика некоторых обогатительных фабрик и показатели обогащения магнетитовых руд комплексного состава приведены в табл. 5.6 [21].

Попутные элементы извлекают из магнетитовых руд скарированного типа — магномагнетитов и титаномагнетитов. Комбинированные схемы обогащения этих руд однотипны и включают сухую магнитную сепарацию, в результате которой выделяются обычно отвальные хвосты, с последующим двухстадиальным измельчением магнетитового промпродукта (последовательно в стержневой и шаровой мельницах) без промежуточной магнитной сепарации. Тонкоизмельченный продукт обогащают с помощью магнитной сепарации (чаще всего в три стадии) с выделением готового магнетитового концентрата и последующей прямой флотацией хвостов, в результате чего получают концентраты, содержащие попутные элементы. При содержании в рудах апатита сухую магнитную сепарацию не применяют в связи со значительными потерями этого минерала с хвостами.

В СССР к такому комплексному сырью относятся магномагнетитовые руды Ковдорского месторождения, представленные разновидностями, отличающимися содержанием немагнитных минералов: апатита, форстерита и кальцита. Поскольку эти типы руд тесно перемежаются, колебания основных компонентов в рудах

Таблица 5.7

Состав рудной шихты и продуктов переработки
магномagnetитовых руд Ковдорского месторождения, %

Компоненты	Руда (среднесменные/средне- месячные колебания)	Питание флотации	Железо- рудный концентрат	Апатито- вый кон- центрат
Магнетит	38 (32—56/36—51)	20	96,1	—
Апатит	17,5 (9—28/15—24)	24	0,5	90,5
Карбонаты	16 (7—30/10—26)	19	0,2	6
Форстерит	18,5 (6—30/13—26)	45	2,2	3,5
Флогопит, биотит, гидрослюдаы	6 (2—10/3—8)	6	0,3	—
Сульфиды	1 (0,3—1,5/0,5—1,2)	0,5	0,5	—
Пироксены	2 (—/0,5—6)	2	—	—
Fe _{общ}	26 (20—34/24,9—27,1)	3,6	63,5	0,1
Fe _{маг}	22 (16—30/20,9—23,1)	1,3	—	—
P ₂ O ₅	7,4 (4,2—12/6—10)	9,8	0,2	38,1
CO ₂	6,9 (3—16,5/4,7—11,6)	8,6	—	3,0
MgO	14,6 (7,5—21/10,2—19,8)	23,1	5,8	2,5
SiO ₂	11,4 (5—17/7,1—14,9)	20,2	1,2	1,9
CaO	16,7 (—)	22,8	0,5	52,7
Al ₂ O ₃	2,2 (—)	2,3	2,2	—
CO ₂ : P ₂ O ₅	0,93 (0,3—3/0,48—1,67)	0,9	—	—

ной шихте, поступающей на обогатительную фабрику, значительны (табл. 5.7).

Колебания содержания основных компонентов обуславливают, резкое изменение выхода продуктов переработки, что при неизменной производительности фабрики резко нарушает технологию обогащения.

Сложный вещественный состав комплексных магномagnetитовых руд определил технологический процесс их переработки с получением трех концентратов: магнетитового, апатитового и бадделитового. Схема обогащения руды (рис. 5.2) предусматривает дробление руды до —25 мм и измельчение в две стадии: сначала в стержневой мельнице 3,6×5,0 м до крупности —2 мм, затем магнитный продукт I стадии мокрой магнитной сепарации измельчают до 52—55 % класса —0,074 мм в шаровой мельнице 3,6×4,0 м, работающей в замкнутом цикле с гидроциклоном.

Магнитную сепарацию руды проводят в две стадии: I стадия — в один прием (поступает слив стержневой мельницы) и II стадия — в два приема (поступает слив гидроциклонов). Магнетитовый концентрат фильтруют на дисковых вакуум-фильтрах и сушат, а хвосты направляют на донзвлечение апатита и бадделента.

Хвосты магнитной сепарации, содержащие 28—33 % класса —0,074 мм, поступают через насосную станцию в апатитовый

в отвальные хвосты около 26 % материала, содержащего 82 % класса —0,044 мм. Часть песков гидроциклонов диаметром 1400 мм (после пульподелителя) измельчают в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с гидроциклонами диаметром 750 мм, до содержания 40—42 % класса —0,074 мм. Слив гидроциклонов диаметром 750 мм II стадии измельчения, содержащий 20—25 % твердого, вместе с песками обесшламливающих гидроциклонов диаметром 750 мм направляют сначала в пульподелитель (для сброса части хвостов), а затем в сгустители. Со сливом сгустителя удаляется материал, содержащий 70—80 % класса —0,01 мм.

Часть песков сгустителя, содержащих 50—53 % твердого после перемешивания с содой и жидким стеклом (по 3 мин), поступает на флотацию апатита. Собиратели апатита (сульфатное мыло и оксиэтилированное соединение или моноэтаноламид синтетических кислот) подают в первую камеру флотационной машины. В зависимости от карбонатного модуля питания флотации меняют расходы реагентов — регулятора (соды) и собирателя (сульфатного мыла). В среднем расход соды составляет 2 кг/т. Отделенно флотации оборудовано флотационными машинами ФМР-63 и ФМР-25, а также контактными чанами с автоматической системой УРИП (установка реагентных импульсных питателей) для подачи реагентов, включающей питатели ПРІІУ (питатели реагентные импульсные унифицированные). Для подогрева пульпы до 291—293 К в контактные чаны подают пар, а в желоба флотационных машин — теплую воду. Схема флотации апатита включает основную флотацию, две контрольные и четыре перечистные операции. Апатитовый концентрат поступает на обезвоживание и сушку.

В цикле флотационного обогащения извлечение P_2O_5 составляет 66 %, т. е. 25—30 % от руды. Выход апатитового концентрата составляет 4—6 % (от руды); содержание P_2O_5 в апатитовом концентрате 38,2—38,3 %, что выше проектного на 2,2—2,3 %. По мере освоения технологии себестоимость производства 1 т апатитового концентрата сократилось более чем в 1,5 раза.

Апатитовый концентрат, полученный на Ковдорском комбинате, перерабатывают на кормовые обесфторенные фосфаты. Для снижения содержания оксида магния в апатитовом концентрате до 2 % предполагается применять высокоинтенсивную магнитную сепарацию флотационного апатитового концентрата или питания флотации, что позволяет выделять форстерит в магнитный продукт.

Во время промышленных испытаний магнитного сепаратора фирмы «Боксмэнг рапид» (Великобритания) выявлена возможность получения еще одного необходимого для промышленности продукта — форстерита (силикат магния и железа), который является высокоогнеупорным материалом.

Для получения бадделитового концентрата хвосты апатитовой флотации обогащают по гравитационной схеме.

Хвосты флотации сгущают, обогащают на конусных сепараторах, а затем на концентрационных столах, где получают хвосты, промпродукт и концентрат. Промпродукт и концентрат подвергают магнитной сепарации в слабом поле для удаления магнетита и частично сульфидов. Немагнитную фракцию направляют на доводочные столы, а затем черновой гравитационный концентрат поступает в отделение сушки и доводки.

В цехе сушки и доводки гравитационный концентрат последовательно подвергают фильтрованию, сушке, сухой магнитной сепарации, электрической сепарации, обжигу и вторично магнитной сепарации.

Тяжелые и хрупкие зерна гравитационного продукта легко переизмельчаются и концентрируются в тонких классах — 0,044 мм. В настоящее время осваивают схему гравитационного обогащения, отличающуюся от действующей тем, что хвосты магнитного обогащения после сгущения, обесшламливания и грохочения на вибрационных грохотах по классу 1 мм направляют на гравитационное обогащение. В результате укрупнения питания гравитационного цикла с 0,3 мм (40—42 % класса — 0,074 мм) до 1 мм повышается извлечение бадделеита.

Титаномагнетитовые руды, содержащие ванадий, обогащают в Финляндии на обогатительной фабрике «Раутарукки» [21]. Для извлечения ванадия, сосредоточенного в магнетите, применяют гидрометаллургический метод. Концентрат, содержащий 0,6 % ванадия, окомковывают и обжигают с содой (300 кг/т), в результате чего ванадиевые соединения переходят в растворимое состояние. Ванадий выщелачивают водой, получая раствор, содержащий 10—20 г/л ванадия, который осаждают в слабом растворе серной кислоты. Осадок фильтруют и обжигают при температуре 1273 К для удаления влаги, хлора, летучих соединений серы и азота.

Магнитно-гравитационно-флотационные схемы обогащения получили распространение для *гематито-магнетитовых* железных руд комплексного состава. В этих рудах сопутствующий компонент представлен немагнитным минералом — апатитом, имеющим меньшую плотность (3,1—3,45 г/см³), чем железосодержащие минералы. Поэтому схемы обогащения предусматривают стадийное выделение из руды магнетитового концентрата сухой магнитной сепарацией, гематитового — гравитационным обогащением и апатитового — флотацией хвостов магнитного и гравитационного обогащения. Апатитсодержащие хвосты на фабриках «Дуранго» (Мексика), «Пи-Родж» (США) и «Гренеберг» (Швеция) обогащают с применением флотации. При обогащении хвостов магнитной сепарации на фабрике «Пи-Ридж» кроме апатита получают также пиритный концентрат [21].

Кроме непосредственного извлечения из руд комплексного состава концентратов цветных, редких металлов и нерудных ископаемых, некоторые металлы или другие попутные компоненты получают при металлургическом переделе железных концентратов

тов: ванадий и фосфор извлекаются в шлаки сталеплавильного производства, глинозем — в доменные шлаки, германий — в пыли термической возгонки при обжиге или окусковании концентрата.

5.3. РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУД ПРИ ОБОГАЩЕНИИ

При обогащении руд черных металлов выход концентратов составляет 16—50 %, остальная часть представлена отходами. По ориентировочным данным в хвостохранилищах горно-обогатительных предприятий закладировано свыше 2600 млн. т отходов обогащения железных руд и 156 млн. т отходов обогащения марганцевых руд.

В Кривбассе значительная часть хвостов *железорудных* горно-обогатительных комбинатов используется для намыва дамб хвостохранилищ, когда заполнение их осуществляется от плотины. При этом достигается высокая устойчивость внешней призмы плотины и уменьшение фильтрации воды через основание и тело плотины, а также улучшается забор оборотной воды.

Хвосты обогащения используют также в качестве компонента закладочного материала в горные выработки. На 1 м³ закладочного материала требуется 1350 кг хвостов обогащения, 500 кг молотого гранулированного доменного шлака, 100 кг глины, 450—500 кг воды.

Расклассифицированные хвосты сухой магнитной сепарации и отсадки, содержащие не выше 15 % железа, могут быть использованы для приготовления армированного и неармированного бетона, а также для устройства балластного слоя внутризаводских железнодорожных путей, строительства автомобильных дорог и искусственных оснований под фундаменты и обратных засыпок.

Пески и щебень, полученные из отходов обогащения, не уступают по физико-механическим свойствам природному песку и щебню из гранита (табл. 5.8).

Таблица 5.8

Физико-механические свойства песков

Показатель	Отходы обогащения	Песок из отходов обогащения крупностью, мм		Природный песок
		—0,14	—1+0,14	
Модуль крупности	0,02—0,5	0,02—0,1	1,7—3,5	1,2—1,6
Удельная площадь поверхности, см ² /г	100—487	400—550	10—45	10—49
Плотность, г/см ³ : насыпная	1,2—1,4	1,1—1,25	1,46—1,55	1,35—1,4
	средняя	2,7—3	2,7—2,8	2,7—2,8
Пустотность, %	40—60	60—63	43—49	1,8—2,8
Содержание пылевидных и пористых частиц, %	0,9—5	4,9—5	1,8—2,8	1,5—5

Бетон, полученный с заполнителями из отходов обогащения, имеет прочность на осевое растяжение и изгиб на 10—20 % выше, чем бетоны на природном песке. Хвосты обогащения по компрессионным свойствам вполне приемлемы для использования их в гидротехническом строительстве. Использование отходов обогащения железистых кварцитов в широких масштабах обеспечивает применение сухой магнитной сепарации дробленых руд для получения строительного щебня или гравия, а также выделение из отходов мокрого обогащения зернистых фракций, пригодных для использования в качестве строительного песка.

Хвосты сухой магнитной сепарации содержат до 21 % железа, а выход их составляет 4—50 %. В результате фракционирования хвостов сухой магнитной сепарации получают: мытый строительный щебень (—25+10 мм), строительный песок (—10+0,14 мм) и шламы (—0,14+0 мм); последние направляются в хвостохранилище.

Более подробно рассмотрим технологию производства щебня и песка на примере Криворожского центрального горно-обогатительного комбината. Фабрика сухой магнитной сепарации на этом комбинате сооружена по проекту Механобрчермета [23]. Производительность ее 19 млн. т дробленой магнетитовой руды в год. Технологическая схема фабрики предусматривает сепарацию руды крупностью —25 мм на 12 барабанных магнитных сепараторах в два приема с перечисткой хвостов I приема. Магнитный продукт направляют на обогатительную фабрику, а хвосты — в корпус классификации хвостов.

Хвосты сухой магнитной сепарации поступают на мокрое грохочение, в результате которого получают мытый строительный ще-

Таблица 5.9

Результаты сухой магнитной сепарации и фракционирования хвостов Центрального комбината, %

Показатель	Текущая добыча	Глеватское месторождение	Петровское месторождение	Проектная шхшта*
Содержание общего (магнитного) железа:				
в исходной руде	31,3 (20,7)	31,8 (21,8)	33,5 (23)	32,5 (22,3)
в магнитном продукте	33,7	33,8	35,2	34,4
в хвостах	20,7	20,7	20,7	20,7
Извлечение железа в магнитный продукт	88,1	90,0	92,8	91,2
Выход:				
магнитного продукта	82,0	84,6	88,4	86,2
щебня	15,0	12,8	9,7	11,5
песка	2,75	2,35	1,75	2,10
шламов	0,25	0,25	0,15	0,20

* 57,9 % руды Глеватского месторождения и 42,1 % Петровского.

Таблица 5.10

Состав исходной руды и продуктов сухой магнитной сепарации и фракционирования хвостов Центрального комбината, %

Компоненты	Руда текущей добычи	Магнитный продукт	Хвосты
Магнетит	28,6 (20,7)	33,8 (24,5)	4,4 (3,2)
Гематит	2,8 (2)	3,2 (2,2)	1,3 (0,9)
Карбонаты:			
нерудные	1,2	1,0	1,3
рудные	12,5 (5,3)	10,6 (4,6)	22,5 (9,9)
Железистые силикаты	12,6 (3,2)	10,5 (2,4)	26,1 (6,4)
Пирит	0,3 (0,1)	—	0,8 (0,3)
Апатит	0,1	0,3	0,2
Кварцит	41,9	40,6	43,6
Железо общее	31,4	33,7	20,5

Компоненты	Щебень (-25+10 мм)	Песок (-10+0,14 мм)	Слив классификатора (-0,14 мм)
Магнетит	4,3 (3,1)	4,6 (3,3)	11,9 (8,6)
Гематит	4,5 (3,2)	2,6 (1,8)	3,2 (2,2)
Карбонаты:			
нерудные	1,3	1,2	1,7
рудные	20,1 (8,4)	23 (9,9)	21 (8,7)
Железистые силикаты	23 (5,6)	26,7 (5,6)	31,2 (6,6)
Пирит	0,8 (0,3)	0,4 (0,2)	0,3 (0,1)
Апатит	0,2	0,2	0,5
Кварцит	45,8	41,3	30,2
Железо общее	20,7	20,8	26,2

Примечание. В скобках указано содержание железа.

бень крупностью +10(5) мм. Продукт крупностью -10(5) мм обесшламливают в классификаторе, в результате чего из него выделяют песок крупностью -10(5) +0,14 мм и шламы крупностью -0,14 мм, направляемые в хвостохранилище.

Результаты сухой магнитной сепарации дробленой руды крупностью -25 мм представлены в табл. 5.9, а минеральный состав исходной руды и продуктов переработки ее на установке — в табл. 5.10.

Промышленные испытания и последующая эксплуатация фабрики показали, что применение сухой магнитной сепарации обеспечивает рациональное использование железорудного сырья. С повышением содержания магнетитового железа в исходной руде с 17 до 26 % выход хвостов сухой магнитной сепарации снижается с 27 до 9 %, а содержание в них магнетитового железа повышается с 2 до 6,5 %. Выход хвостов сухой магнитной сепарации в 1986 г. составил 13,8 %, а содержание в них железа общего 20,7 %. Прирост железа в магнитном продукте по сравнению с исходной рудой равен 1,9 %, содержание класса -0,07 мм в магнитном продукте на 0,8 % больше, чем в исходной руде.

Применение сухой магнитной сепарации позволяет улучшить качество питания обогатительной фабрики, вследствие чего увеличивается удельная производительность мельниц на 12 %, повышается прирост железа в конечном концентрате на 0,15 % и общая производительность фабрики по концентрату увеличивается на 660 тыс. т в год. В результате фракционирования из 13,8 % хвостов сухой магнитной сепарации получается 11,5 % мытого строительного щебня ($-25+10$ мм), 2,1 % строительного песка ($-10+0,14$ мм) и 0,2 % шламов ($-0,14$ мм). Щебень и песок — кондиционные строительные материалы, соответствующие требованиям технических условий.

Сухую магнитную сепарацию применяют в настоящее время на Полтавской, Дзержинской, Азербайджанской, Ковдорской, Качканарской, Северо-Песчанской, Соколовско-Сарбайской, Магнитогорской, Лебяжинской, Высокогорской, Гороблагодатской обогатительных фабриках, а также на ряде зарубежных фабрик Канады, Швеции, США и Финляндии.

Отходы мокрого магнитного обогащения — крупный источник получения строительных материалов. Они представляют собою кварцево-железистый искусственный песок с модулем крупности 0,01—2 и насыпной плотностью 1—1,7 г/см³ в зависимости от содержания рудных минералов. Гранулометрический состав хвостов обогащения железистых кварцитов горно-обогатительных комбинатов Кривбасса приведен в табл. 5.11.

Крупнозернистые пески отходов обогащения ($+0,14$ мм) — полноценное сырье. По физико-механическим свойствам они не уступают речному песку и могут использоваться для кладочных и штукатурных работ, приготовления плотных ячеистых автоклавных и безавтоклавных силикатных бетонов, асфальтобетонов, силикатного кирпича, а также для устройства искусственных оснований под дороги, здания, сооружения и обратных засыпок, в качестве сырья для получения бесклинкерного шлакоцемента (при смешивании песка с доменными шлаками и совместном измельчении).

Тонкодисперсная часть фракционированных отходов обогащения крупностью $-0,14$ мм может быть использована для получения всех видов автоклавных силикатных материалов (кирпича, блоков газо- и пеносиликата), а в смеси с измельченными металлургическими шлаками — и для закладки выработанного шахтного пространства.

В последние годы разработаны технологические схемы, оборудование и проекты установок для фракционирования и обезвоживания хвостов обогащения железных руд Кривбасса и КМА. Наиболее простая схема обезвоживания хвостов включает следующие операции. После сгущения до 25 % твердого хвостовую пульпу классифицируют по классу $+0,14$ мм и обезвоживают на спиральных классификаторах. Пески классификаторов конвейерами направляют на склад готовой продукции, а слив — на сгущение. На складе пески загружают в железнодорожные вагоны или автомашины и направляют потребителям. Тонкую часть хвостовой

Таблица 5.11

Характеристика хвостов обогащения железной руды
на горно-обогатительных комбинатах Кривбасса, %

Горно-обогатительный комбинат	Выход хвостов	Содержание твердого	Содержание классов крупности, мм					
			+0,25	-0,25+0,14	-0,14+0,10	-0,10+0,074	-0,074	
Ингулецкий:								
фабрика 1 (шаровое измельчение)	59,30	5,02	3,8	3,2	6,3	2,9	83,8	
фабрика 2, 3 (бесшаровое измельчение)	61,22	5,02	7,0	6,6	4,4	4,3	77,7	
Новокриворожский:								
фабрика 1	59,82	5,00	н. д.	7,6	5,8	8,2	78,4	
фабрика 2	59,85	5,10	1,8	9,7	2,8	11,8	73,9	
Северный:								
фабрика 1 (шаровое измельчение)	59,84	4,88	3,6	4,2	4,4	4,8	83,0	
фабрика 2 (бесшаровое измельчение)	59,98	5,10	8,2	6,0	5,1	5,4	75,3	
Центральный:								
магнетитовые кварциты	54,80	4,00	2,7	5,2	4,1	10,0	78,0	
окисленная руда	70,20	7,40	6,1	5,9	4,0	5,2	78,8	
Южный:								
фабрика 1	55,0	4,54	5,3	4,3	3,8	5,8	80,8	
фабрика 2	54,4	5,10	9,1	8,2	5,0	3,2	74,5	

пульпы сгущают в сгустителях до 30—35 % твердого с последующим уплотнением в вертикальных отстойниках до 60 % твердого и фильтруют на дисковых вакуум-фильтрах. Содержание влаги в обезвоженном осадке фильтров составляет 18—20 %.

Глубокое обезвоживание хвостов на дисковых или ленточных вакуум-фильтрах возможно при содержании твердого в хвостовой пульпе до 60 % после двухстадийного сгущения: I стадия—в сгустителях, II стадия—в вертикальных отстойниках с перемешивающим устройством и вибровозбудителями для уплотнения и улучшения разгрузки осадка.

Технологию фракционирования, обезвоживания и сухого складирования песков обогащения намечается применить на Первомайском железорудном комбинате (г. Кривой Рог), обогатительной фабрике им. Дзержинского, а также на Лебединском и Мп-хайловском горно-обогатительных комбинатах и Лебяжинской обогатительной фабрике.

В условиях Первомайского комбината применение технологии сухого складирования позволяет сократить площадь отчуждаемых земель в 3 раза. Отработка технологии сгущения и сухого складирования хвостов Первомайского комбината проведена Механопроектным институтом в опытно-промышленных условиях. Установка для испы-

таний включала: гидроциклон ГЦ-350, ленточный вакуум-фильтр Лу-40-8-0,5, дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5, шламовые насосы и транспортное оборудование. Пески гидроциклона с содержанием твердой фазы 50—65 % поступали самотеком на ленточный вакуум-фильтр для обезвоживания, после чего ленточными конвейерами их подавали на склад. Сливы гидроциклона с содержанием твердой фазы 7 % после сгущения в радиальном сгустителе до 50 % твердого обезвоживали на дисковом вакуум-фильтре. Влажность осадка фильтрования составляла 27 %, удельная производительность фильтра 0,117 т/м². Схемой предусмотрено выделение из хвостов обогащения строительного песка крупностью +0,14 мм на спиральном классификаторе. Обезвоженные хвосты использовали в качестве заполнителя при изготовлении смесей для закладки горных выработок.

Технология сгущения и сухого складирования хвостов обогащения освоена на обогатительной фабрике им. Дзержинского. Хвостохранилище этой фабрики уже на 90 % заполнено хвостами обогащения железной руды. В 1981 г. по проекту Механобрчермета на фабрике построена и введена в эксплуатацию I очередь установки, которая позволяет выделить из общего потока хвостов 45 % зернистой части и за счет этого продлить срок эксплуатации хвостохранилища.

Технологическая схема предусматривает подачу хвостовой пульпы насосами в гидроциклоны и обезвоживание песков, содержащих 60—65 % твердого, на ленточных вакуум-фильтрах. Максимальная производительность ленточного вакуум-фильтра Лу-10-125-4 при такой влажности составляет 70 т/ч, оптимальная — 50—60 т/ч при влажности песков 15—17 %. Обезвоженные пески с помощью ленточного конвейера подают на открытый склад. Их используют для изготовления строительного кирпича, при сооружении основания дорог, для засыпки отработанных карьеров и в других целях. Производительность установки обезвоживания 300 тыс. т в год.

Сливы гидроциклона и фильтраты ленточных вакуум-фильтров направляют в хвостохранилище, так как исследования по сгущению и обезвоживанию тонких фракций хвостов (слив гидроциклона) показали низкую эффективность процесса из-за высоких вязкости пульпы и содержания влаги в осадке (до 33 %).

Наибольший опыт по фракционированию хвостов обогащения и производству строительного песка из них накоплен на Новокриворожском комбинате, где с 1967 г. эксплуатируется промышленная установка, производящая до 500 тыс. м³ крупнозернистого (+0,14 мм) песка в год. Этим песком снабжаются многие строительные организации Криворожья и Приднепровья.

Отходы мокрого магнитного обогащения магнетитовых руд также достаточно хорошее сырье для изготовления различных строительных материалов. Это направление их использования наиболее полно может быть рассмотрено на примере Оленегорского горно-обогатительного комбината. На этом комбинате отходы ис-

пользуют для изготовления силикатного кирпича, газосиликата и облицовочных декоративных плит.

При изготовлении силикатного кирпича фракционированные отходы обогащения заменяют кварцевый песок. В начальный период их использования содержание железа в хвостах ограничивалось 12—15 %, что требовало выборочной разработки хвостохранилища и постоянного контроля содержания в хвостах оксида железа. Исследования, проведенные Ленинградским строительным институтом, установили, что с повышением содержания железа от 6,5 до 35,7 % прочность изделий, приготовленных как на химически чистой извести, так и на извести Оленегорского завода, после автоклавной обработки возрастает. Это обусловлено тем, что при обработке паром под давлением смеси извести и кремнеземистых отходов образуются железистые соединения, что способствует повышению прочности кирпича. Прочность кирпича-сырца при использовании хвостов с повышенным содержанием рудных минералов регулируют изменением параметров совместного измельчения сырьевых компонентов.

Применение хвостов с содержанием оксида железа до 25 % позволяет получить кирпич марок 125—150. Это увеличивает долю использования хвостов, расширяет полезную площадь хвостохранилища, сокращает перестановки экскаватора и упрощает контроль содержания оксида железа в хвостах.

Оленегорский завод силикатного кирпича выпускает облицовочный и обычный кирпич. При этом 60 % изделий имеют марки 125 и 150. Продукция завода находит сбыт в Мурманской и Архангельской областях, в Карелии [9].

Установлена также техническая возможность и экономическая целесообразность производства цветного облицовочного силикатного кирпича, получаемого введением в сырьевую массу до 5 % тонкоизмельченного пигмента из отвальных шлаков комбината «Североникель», пропиткой цветными минеральными солями (медным купоросом или раствором хлористого кобальта), а также покрытием поверхности кирпича органо-силикатными материалами (ОСМ). На Оленегорском заводе запроектирована промышленная линия по покрытию кирпича ОСМ типа ВН-30 производительностью 9 млн. шт. в год. Облицовочный кирпич с таким покрытием можно получать белого, салатного, темно-зеленого, золотисто-охристого, серого, коричневого и черного цветов.

Газосиликат — ячеистый материал автоклавного твердения из кварцевых хвостов Оленегорского комбината (плотностью 0,8—0,9 г/см³ и прочностью на сжатие 6—8 МПа) используется для изготовления конструкций наружных стен, так как он обладает хорошими теплоизоляционными свойствами и экономичен. На Оленегорском заводе установлена автоматизированная линия по производству из ячеистого материала 20 тыс. м³ изделий в год.

Марганцевые руды Чнатурского бассейна представляются плотностью минеральных разновидностей с явно отличающейся основной метод рудных минералов и пустой породы. В этой связи основной метод

Таблица 5.12
 Минеральный и химический состав гравитационных хвостов, %

Компоненты	Карбонатная руда	Окислая руда	Сростки окисной руды с песчаником	Песчаник	Гидроксиды железа
Рудные минералы:					
карбонатные	69,2 (22,6)	17,5 (4)	24,2 (7,1)	12,9 (3,1)	11,6 (3,8)
окисные	1,9 (1)	47,6 (28,8)	24,8 (15,3)	—	4,4 (2,5)
Нерудные минералы:					
гидроксиды железа	1,0	1,8	5,9	2,8	39,0
кварц	13,0	18,0	25,1	32,2	27,3
фосфаты	0,8	1,8	1,2	0,5	0,5
барит	1,2	2,0	1,5	—	—
силикаты	12,9	12,0	17,3	31,6	17,2
Mn _{общ}	23,6	32,8	22,4	3,1	6,3
MnO	29,4	15,2	17,9	4,0	5,2
MnO ₂	1,3	33,3	13,6	—	3,5
SO ₂	16,8	22,6	32,0	65,4	34,3
Al ₂ O ₃	2,7	3,3	4,9	3,4	5,0
Fe _{общ}	0,6	1,1	3,6	1,7	23,6
Fe ₂ O ₃	0,9	1,6	5,1	2,4	33,9
CaO	12,8	5,6	5,8	3,8	2,3
MgO	2,3	1,2	1,5	1,5	2,6
N ₂ O ₃	0,3	0,5	0,6	1,1	0,6
V ₂ O ₅	0,5	0,9	1,0	2,2	1,1
S _{общ}	0,3	0,1	0,4	0,4	—
SO ₃	0,7	0,4	0,9	0,9	—
P	0,1	0,2	0,2	0,1	0,1
P ₂ O ₅	0,3	0,4	0,4	0,2	0,2
CO ₂	27,7	8,3	9,9	3,0	6,2
П. п. п.	31,9	14,0	16,3	9,7	11,4

Примечание. В скобках—содержание марганца.

обогащения таких руд на фабриках гравитационный, в том числе и отсадка, с получением трех продуктов: концентрата, промпродукта и хвостов. Выход хвостов по фабрикам изменяется в широком диапазоне (примерно 51 %) и в среднем составляет около 1 млн. т в год. Всего заскладировано на обогатительных фабриках около 6 млн. т хвостов. Содержание марганца в хвостах текущей добычи составляет 6—20 %, в том числе, %: 8, 2—15,6 на ЦОФ-1; 9,1—19,8 на ЦОФ-2; 6—19,7 на НОФ; 5,5—13,9 на КОФ; 6,3—14,2 на ЦОФ. Потери металла с хвостами достигают 10 %. Хвосты представляют собой сростки окисных, окисленных и карбонатных минералов с песчаником; нерудная их часть представлена кварцем, глиной и гидроксидами железа (табл. 5.12). Хвосты обогащения представлены в основном тонкими шламами крупностью —0,15 мм и зернистыми фракциями отходов магнитного обогащения крупностью —4 мм [18].

На Грушевской и Центральной (ЦОФ) обогатительных фабриках хвосты магнитного обогащения можно выделять и использовать как строительный материал. Выход хвостов магнитного обогащения составляет 3—6%, содержание в них марганца 3—4,5%.

Хвосты флотационного обогащения марганцевых шламов Чиа-турского бассейна характеризуются следующим составом, %: 61,7 SiO_2 ; 12,2 Al_2O_3 ; 2,6 Fe_2O_3 ; 0,6 CaO ; 3 MgO ; 6,5 MnO ; 7,4 п. п. п.; 4,4 нерастворимые оксиды. Удельная площадь поверхности 3100 $\text{см}^2/\text{г}$, насыпная плотность 133 $\text{г}/\text{см}^3$, средняя плотность 2,57 $\text{г}/\text{см}^3$. На основании исследований, проведенных в Кавказском институте минерального сырья, разработана и опробована технология изготовления силикатных стеновых материалов (силикатного кирпича и тяжелого силикатного бетона) высокого качества из хвостов обогащения.

Хвосты обогащения марганцевых шламов испытаны в качестве исходного сырья для производства темно-зеленой стеклотары. Оптимальный состав стекла, %: 66 SiO_2 ; 5,5 Al_2O_3 ; 1,5 Fe_2O_3 ; 9,3 CaO ; 1,2 MgO ; 12,4 Na_2O ; 1,1 K_2O ; 2,5 Mn_2O_4 . Состав шихты на 100 кг стекла: 38,5 хвостов обогащения; 42,5 кварцевого песка; 16 мела; 13,9 соды; 8,6 сульфата натрия; 0,5 угля. Введение в шихту хвостов обогащения повышает скорость силикатно- и стеклообразования на 10—15%.

Проведенные испытания показали возможность и целесообразность применения отходов обогащения марганцевых руд (вместо нефелинового концентрата) для производства стеклотары без изменения действующей технологии.

6. УТИЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ

6.1. НОМЕНКЛАТУРА И ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ

В связи с непрерывным развитием черной металлургии и увеличением производства чугуна, стали и ферросплавов повышается объем производства шлаков при переработке руд черных металлов. Из общего мирового производства шлаков на долю СССР приходится около половины доменных и четверти сталеплавильных шлаков.

Комплексная переработка и рациональное использование шлаков черной металлургии, продукция из которых является ценным заменителем ряда традиционных природных материалов, позволяют значительно улучшить экономику металлургического производства и сократить добычу первичного минерального сырья. Кроме того, использование шлаков исключает необходимость сооружения шлаковых отвалов, что обеспечивает сохранность окружающей среды продуктами распада шлаков [8].

Основные направления использования попутной продукции
из металлургических шлаков

Шлаки	Попутная продукция	Заменяемое сырье, промышленная продукция
Доменные	Цемент из доменных гранулированных и высокоглиноземистых шлаков Гранулированный титанистый шлак для дренажных и морозостойких слоев, обратной засыпки, производства кирпича Щебень для производства минеральной ваты Щебень для дорожного строительства Щебень для балластировки подъездных и внутризаводских железнодорожных путей Пористые щебень и песок	Клинкер Песок природный для строительства Щебень из минерального сырья То же » Гравий керамзитовый
Сталеплавильные	Шлак ванадиевый для производства ванадия и феррованадия Флюсовые добавки для выплавки чугуна Продукт для известкования кислых почв Шлак фосфатный для удобрения Щебень для дорожного строительства Щебень для балластировки железнодорожных путей	Ванадиевые руды Известняк флюсовый Известковая мука Суперфосфат Щебень из минерального сырья То же
Ферросплавные	Шлак дробленый от производства электропечного ферросилиция Шлак марганцевый малофосфористый Шлак феррохромовый самораспадающийся Шлак гранулированный при производстве углеродистого ферромарганца Шлак гранулированный при производстве силикомарганца Щебень и песок из шлаков электропечного силикомарганца	Ферросилиций Шихтовый материал для выплавки передельного силикомарганца и специальных лигатур Известковая мука Мелкопористый наполнитель То же Щебень и песок из минерального сырья

Объем выплавки чугуна, стали и ферросплавов предопределяет номенклатуру и производство шлаков по металлургическим переделам:

Шлаки	Доменные	Конвертерные и мартеновские	Электросталеплавильные	Ферросплавные
Производство, млн. т/год	53,4	25,4	1,1	4,5
Потребление, %	88,3	39,4	20,0	50,0

В большинстве стран мира шлаки, образующиеся в черной металлургии, перерабатываются пока еще не полностью. Однако продукция, получаемая из металлургических шлаков, потребляется во многих отраслях народного хозяйства (табл. 6.1).

Таким образом, основными потребителями шлаков, получаемых в черной металлургии, являются следующие отрасли промышленности: цементная, строительных материалов, сельское хозяйство и непосредственно черная металлургия [27]. Однако номенклатура шлаковой продукции этим не исчерпывается, так как насчитывает в настоящее время более 20 наименований. С развитием технологии переработки шлаков расширяется и сфера их использования. Особую ценность представляют ферросплавные шлаки, содержащие ряд ценных компонентов, и в частности марганец в виде силикомарганца, извлечение которого организовано в последнее время.

Эффективность замены первичного минерального сырья попутной продукцией из шлаков характеризуется коэффициентом

Таблица 6.2

Коэффициенты замены первичного сырья шлаковыми и другими материалами

Попутная продукция	Замеяемая продукция	Коэффициент замены
Гранулированный шлак	Клинкер	0,95
Шлаковое железо	Керамзит	1
Шлаковый щебень	Горные породы	1
Глиноземистый шлак	Высокоглиноземистый клинкер	1
Шлаковое литье	Каменное литье	0,95
Скrap металлургический	Чугун	
Мука из:		
сталеplавильных шлаков	Известковая мука	0,94
ферросплавных шлаков	»	0,98
Конверторный шлак	Известняк	0,64
	Марганцевая руда	0,21
	Агломерат	0,23
Марганцевистые шлаки	Марганцевая руда	0,6—0,9
Кремнистые шлаки	Ферросилиций	0,28
	Силикомарганец	0,07
Ферросплавы из шлака	Ферросплавы	1

замены. За единицу коэффициента замены принята эффективность применения портландцемента марки «400». Коэффициент эффективности замены такого цемента шлаковым портландцементом марки «400» составляет 0,94. Значения коэффициентов замены некоторых продуктов приведены в табл. 6.2.

Одновременно со шлаками в процессе металлургической переработки руд черных металлов образуются пыли и шламы, а также отходящие газы, которые могут быть использованы как вторичное минеральное сырье и энергетические источники. Образование пылей и шламов при металлургической плавке минерального сырья влечет за собой потери ценных компонентов, вызванные несовершенством пылеулавливающих устройств. Их утилизация является общей проблемой экономики сырья и материалов, а также экологии в металлургическом производстве.

6.2. ДОМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО

При выплавке чугуна образуются доменные шлаки, колосниковые пыли и доменный газ. Выход доменных шлаков составляет до 30 % общего производства чугуна. Доменные шлаки в подавляющем большинстве перерабатывают на строительные материалы. Важнейшие из них — гранулированный шлак, щебень, пемза и минеральная вата. Из шлаков производят также литые изделия и высокоглиноземистые клинкеры для цемента и частично извлекают металл для возвратного использования. Производство попутной продукции из шлаков доменного производства характеризуется следующими данными, млн. т в год (в скобках указана доля данного вида попутной продукции, %): 26,2 (51,1) гранулированного шлака; 8,1 (15,8) строительного щебня, в том числе 0,9 (1,8) фракционированного; 1,7 (3,3) пемзы; 0,1 (0,2) шлаковаты; 0,04 (0,1) литых изделий; 0,07 (0,13) высокоглиноземистого клинкера для производства цемента; 0,25 (0,49) дополнительно извлеченного металла. Кроме того, 5,1 млн. т шлака (10 %) используется в непереработанном виде и 9,7 млн. т (18,9 %) складывается.

Гранулированный шлак имеет наибольший удельный вес в номенклатуре попутной продукции доменного производства. Шлак представляет собой алюмосиликатный расплав, получаемый при выплавке чугуна и превращаемый в мелкозернистое состояние путем его быстрого охлаждения. Такой способ получил широкое распространение в доменном производстве под общим наименованием «грануляция». Применяют припечную грануляцию (бесковшевая уборка) и грануляцию на центральных установках.

Более перспективна припечная грануляция, которая позволяет полностью утилизировать шлак. Гранулируют шлак, непосредственно сливая его в резервуары с водой, имеющие наклонное дно вместимостью до 1 тыс. м³. Разгружают гранулированный шлак в виде шлаковой пульпы гидротранспортом с помощью грунтовых насосов или эрлифтов. Так, на заводе «Криворожсталь» на грану-

ляцию грунтовыми насосами подают слабоосветленную оборотную воду, а шлаковую пульпу отводят в обезвоживатели карусельного типа с помощью эрлифтов. Гранулированный шлак из обезвоживателей выгружают непосредственно на ленточные конвейеры и подают в вагоны или на склад. Производительность такой установки составляет около 300 тыс. т шлака в год, расход воды $8-10 \text{ м}^3/\text{т}$, плотность шлака $0,9-1,1 \text{ кг/см}^3$, влажность $15-18 \%$.

Удельный вес переработки шлаков припечной грануляцией составляет около 10% . Эти установки сооружают на крупных, вновь вводимых в эксплуатацию доменных печах. Основное количество шлака ($60-70 \%$) гранулируют на центральных установках барабанного, бассейнового или желобного типа.

Диаметр барабанных грануляторов составляет $1-1,6 \text{ м}$, длина $1,5-2,2 \text{ м}$, вместимость отстойников $40-300 \text{ м}^3$. Выгружают гранулированный шлак чаще всего с помощью экскаватора. Производительность установки $250-800 \text{ тыс. т}$ в год. Влажность гранулированного шлака, получаемая на установках барабанного типа, наименьшая ($6-10 \%$).

Бассейновые установки представляют собой обычные бассейны длиной до 20 м , шириной до $6,6 \text{ м}$ и высотой $4,5 \text{ м}$. Это наиболее примитивные устройства, эксплуатируемые только на старых металлургических заводах. Эксплуатация установок требует применения ручного труда. Влажность гранулированного шлака, получаемого на них, достигает 27% . Вместе с этим установки бассейнового типа позволяют в два-три раза быстрее опорожнять шлаковые ковши, что увеличивает производительность общей цепи аппаратов шлакового хозяйства.

Наибольшее распространение в СССР получили гидрожелобные установки, особенно на металлургических заводах, сооруженных в $1960-1970 \text{ гг.}$ Эти установки представляют собой желоба длиной до 12 м , шириной до 1 м и высотой $0,6-0,7 \text{ м}$. Гидрожелобные установки имеют отстойники вместимостью $400-2000 \text{ м}^3$. Разгружают отстойники с помощью мостовых кранов, оборудованных грейферами. Влажность гранулированного шлака сравнительно высока и на большинстве металлургических заводов колеблется в пределах $9-18 \%$, а на некоторых (Орско-Халиловский, Западно-Сибирский, им. Дзержинского и др.) — $6-10 \%$ и может достигать 27% .

Один из основных технологических параметров, определяющих характер процесса грануляции, — удельный расход воды, который на барабанных установках составляет $0,8-2,2 \text{ м}^3/\text{т}$ шлака, на бассейновых — $1,8-3,5 \text{ м}^3/\text{т}$ и на гидрожелобных — $0,9-3,5 \text{ м}^3/\text{т}$ шлака. Особенно большое влияние на процесс грануляции оказывает расход воды на гидрожелобных установках. При низких расходах воды замедляется скорость слива шлака, ухудшается работа гидрожелоба, образуется продукт с высокой водоудерживающей способностью и, как следствие, с повышенной влажностью. Оптимальный расход воды составляет $2,5-3,5 \text{ м}^3/\text{т}$ при давлении $0,5-0,6 \text{ МПа}$.

Готовые гранулированные шлаки отгружают обычно железнодорожным транспортом на предприятия строительной индустрии, так как их применяют в основном в качестве компонентов шихты при производстве цемента.

Оценивают гидравлические свойства доменного гранулированного шлака с помощью коэффициента качества K_k , определяемого по следующим формулам:

при содержании оксида магния до 10 %

$$K_k = \frac{\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{TiO}_2};$$

при содержании оксида магния более 10 %

$$K_k = \frac{\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + 0.1}{\text{SiO}_2 + \text{TiO}_2 + (\text{MgO} - 0.1)},$$

где символами химических элементов обозначено содержание их оксидов в шлаках, доли ед.

В зависимости от коэффициента качества гранулированные доменные шлаки делят на три сорта, соответствующих следующим требованиям:

Сорт	I	II	III
Коэффициент качества	1,65	1,45	1,20
Содержание, %, не более:			
оксида алюминия	8	7,5	6/н
оксида магния	15	15	15
диоксида титана	4	4	4
оксида марганца	2	3	4

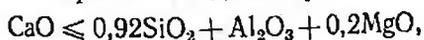
Наиболее ценен титанистый гранулированный шлак с содержанием 4—12 % TiO_2 , получаемый при доменной плавке титаномагнетитовых руд, в частности Качканарского месторождения. Его используют в дорожном строительстве при сооружении дренажных и морозозащитных слоев, в промышленном и гражданском строительстве для обратной засыпки котлованов после возведения фундаментов, а также при производстве кирпича в качестве ошителя и минерализующей добавки. Гранулированный титанистый шлак — полноценный заменитель природного песка. Значительное количество шлака перерабатывается на *строительный щебень*. Основную долю щебня получают из ковшовых остатков (коржей) и только на Новолипецком металлургическом заводе и Тульском заводе строительных материалов производят литой щебень. Вследствие того что большую часть шлака вывозят в ковшах для переработки на установках, расположенных на расстоянии 1,5—3 км от доменных печей, ковшовые остатки в среднем составляют около 25 % жидких шлаков. Налаженное производство щебня из ковшовых остатков обеспечивает возможность работы завода без отвалов.

Например, пуск коржевой установки на заводе «Азовсталь» позволил перейти доменному цеху на работу без шлакового отвала, т. е. на безотходную и экономичную технологию. Установка со-

стоит из участка очистки ковшей, крановой эстакады с магнитно-грейферным краном и дробильно-сортировочного комплекса. Крановая эстакада и дробильно-сортировочный комплекс находятся на одной площадке, куда доставляют самосвалом шлак. Из траншеи шлак выгружают экскаваторами, а металл из шлака извлекают под крановой эстакадой. Аналогичные установки эксплуатируют на Карагандинском, Магнитогорском металлургических комбинатах и на ряде металлургических заводов.

Используют шлаковый щебень для замены щебня из натурального камня при строительных работах, для производства минеральной ваты и дорожного строительства.

При изготовлении бетона применяют щебень, получаемый дроблением и классификацией доменного шлака текучего выхода, ковшовых остатков и отвального шлака, образующихся при выплавке литейных и передельных чугунов. Щебень из доменного шлака используют в качестве заполнителя при изготовлении тяжелого бетона, сборных и монолитных бетонных и железобетонных конструкций, деталей зданий и сооружений. Шлаковый щебень характеризуется устойчивостью структуры (потери массы не должны превышать 5%). Предварительно пригодность доменного шлака текучего выхода для производства щебня оценивают по устойчивости структуры шлака исходя из его химического состава. Кшлакам с устойчивой структурой в этом случае относят такие шлаки, для которых соблюдается условие



где символами химических элементов обозначено содержание соответствующих оксидов в шлаках, %.

В зависимости от крупности щебень делят на четыре класса: —10+5; —20+10; —40+20 и —70+40 мм. К качеству щебня предъявляют требования по содержанию пылевидных частиц, содержанию зерен пластинчатой (лещадной) и игольчатой формы (не более 25%), морозостойкости, вещественному составу и петрографическому строению. Насыпная плотность щебня должна быть не менее 1 г/см³. Прочность щебня определяют по его дробимости в цилиндре. В зависимости от прочности щебень подразделяют на четыре класса. Максимальные потери массы щебня в сухом состоянии при испытании на дробимость в цилиндре, %: 15 для I класса; 25 для II класса; 35 для III класса и 45 для IV класса. Содержание посторонних примесей (пылевидных частиц) ограничено 2% для I и II классов и 3% для III и IV классов. Содержание серы не должно превышать 2,5%.

Для производства минеральной ваты используют щебень, получаемый дроблением и классификацией доменных шлаков. Минеральную вату производят по технологии вагранной плавки. Модуль кислотности (отношение суммы кремнезема и глинозема к сумме оксидов кальция и магния) щебня, используемого для изготовления ваты, должен быть не меньше 1,2. При более низком модуле к щебню добавляют подкисляющие материалы (диабаз,

базальт и др.). В зависимости от крупности щебня его делят на два сорта: I сорт крупностью —100+40 мм и II сорт крупностью —100+20 мм. Содержание зерен крупнее и мельче предельных значений для обоих сортов ограничивается 5 %, металла 2 %, серы 1,8 %. Насыпная плотность щебня обычно не менее 1 г/см³, прочность на сдвливание в цилиндре 1,5 МПа.

Для дорожного строительства используют щебень, получаемый дроблением и классификацией или только классификацией шлаков. При этом используют шлаки из отвалов или текущего производства. В зависимости от физико-химических свойств щебень из шлаков применяют для различных видов дорожных покрытий. По крупности щебень делят на шесть классов: —50; —10+5; —20+10; —40+20; —70+40 мм и рядовой. Потери массы при испытании на дробимость в цилиндре, полочном барабане и испытании на устойчивость в зависимости от класса щебня составляют, %, не более: 15; 45; 25; 55; 3; 7. Содержание слабых зерен, в том числе боя огнеупорного кирпича из кладки печи, не должно превышать 5—15 %.

Шлаковую мелочь (—5 мм), обладающую вяжущими свойствами (активностью), используют для устройства монолитных оснований и покрытий типа шлакобетон.

Шлаки, применяемые для изготовления щебня и шлаковой мелочи, в зависимости от степени активности подразделяют на высокоактивные, активные и малоактивные. Если предел прочности шлаков на сжатие не менее 5 МПа, то их считают высокоактивными, если в пределах 2,5—5 МПа, то активными, и если менее 2,5 МПа, то малоактивными.

Кроме обычного дорожного строительства шлаковый щебень используют для баллаستировки подъездных и внутризаводских железнодорожных путей. Применяемый для этих целей шлаковый щебень делят на четыре класса. Крупность щебня I и II классов составляет —40+20 мм; III и IV классов —70+20; плотность зерен соответственно 2 и 1,8 г/см³. Содержание кусков крупностью —20 мм не должно превышать 5 %, частиц —0,1 мм — 2 %, кусков +70 мм — 5 %, водопоглощение не более 3 %, максимальное содержание лещадных частиц 10 % и посторонних примесей 5 %. Щебень с такой характеристикой можно применять в зависимости от класса для балластировки железнодорожных путей I—III, ка теторый.

Производство *шлаковой пемзы* в СССР составляет более 2 млн. т в год. Шлаковая пемза — искусственный пористый материал, получаемый поризацией расплава шлаков траншейно-брызгальным, гидроэкранным или воздушным способом. На заводе «Азовсталь», где получают около 60 % общего выпуска шлаковой пемзы в стране, применяют траншейно-брызгальный способ. Опыт работы завода «Азовсталь» показал, что данный способ является наиболее простым и надежным. В результате медленного охлаждения вспученного шлака в траншеях пемза получается без внутренних напряжений. Однако недостаточно интенсивное вспучива-

ние приводит к получению пемзы большой плотности и неоднородной по структуре. Поэтому в последнее время получает распространение гидроэкранный способ производства шлаковой пемзы. Опыт работы завода «Криворожсталь» показал, что гидроэкранный способ обеспечивает получение не только легкой, но и прочной пемзы, что объясняется отсутствием длительного контакта расплавленной массы вспученного шлака с водой.

Шлаковую пемзу применяют в качестве пористого заполнителя конструкционных, конструкционно-теплоизоляционных и теплоизоляционных легких бетонов. В зависимости от размера зерен шлаковую пемзу делят на следующие фракции: —10+5; —20+10; —40+20; —5; —5+1,25 и —1,25 мм. Первые три фракции представляют собой щебень, остальные — рядовой, крупный и мелкий песок. Кроме того, щебень и песок классифицируют на марки в зависимости от насыпной плотности, определяемой при сдавливании в цилиндре. Щебень пористый, получаемый по технологии производства шлаковой пемзы из жидких доменных шлаков, можно также использовать для плавки в вагранках в целях получения минеральной ваты. По качественным показателям его подразделяют на щебень высшей и I категории. Крупность пористого щебня соответственно составляет —100+40 и —100+20 мм, насыпная плотность — не менее 0,8 и 0,6 г/см³, прочность при сдавливании в цилиндре не менее 1 и 0,75 МПа. Содержание металла и серы для обеих категорий установлено одинаковым и составляет соответственно 1 и 1,8 %.

Производство *высокоглиноземистых шлаков* в стране составляет около 100 тыс. т. Этот шлак — основной материал для изготовления глиноземистого цемента — представляет собой застывший расплав алюмосиликатов. Выпускают два сорта высокоглиноземистого шлака, отличающегося по химическому составу. Содержание основных компонентов зависит от сорта и составляет, %: не более 8—10 SiO₂; 39 и 43 CaO; не более 2 MgO. Размер кусков шлака составляет —300 мм. Допустимое содержание металлургических примесей не более 2 %; потери при прокаливании не более 1 %. Объем производства шлака определяется химическим составом полезных руд и флюсов, подвергающихся доменной плавке. Основное количество шлаков получают при доменном переделе высокоглиноземистых руд, к которым относятся в основном бурожелезняковые, такие, например, как руды Лисаковского месторождения.

Производство *шлаковой ваты* (шлаковаты) из доменных шлаков на металлургических заводах страны составляет более 400 тыс. т в год, на предприятиях строительных материалов — около 200 тыс. т в год. Шлаковату изготавливают ванным и ваграночными способами. Ваннный способ более экономичен, но требует совершенствования процессов подкисления и гомогенизации шлакового расплава.

За рубежом использованию доменных шлаков также уделяют большое внимание, так как все возрастающие издержки производ-

Производство и использование доменных шлаков за рубежом

Таблица 6.3

Страна	Производство, млн. т	Использование, млн. т				
		Дорожное строительство	Производство цемента	Изготовление бетона	Сельское хозяйство	Другие отрасли
США	25,8	18,2	0,1	4,6	0,06	2,8
ФРГ	10,5	7,5	2,1	17,8	0,02	11,0
Франция	11,9	6,1	2,9	—	0,4	0,7
Япония	26,5	50,9	24,7	0,3	—	2,6
Другие (кроме СССР)		13,0	6,5	2,4	—	22,0
		49,5	24,7	3,5	0,7	2,5
	30,3	7,0	10,6	13,3	2,7	9,8
		26,8	10,5	2,9	17,0	5,6
				11,2	0,1	21,4

ства, снижение прибыльности металлургических фирм и особенно энергетический кризис вынуждают экономно относиться к сырью и отходам производства, в том числе и к доменным шлакам, объем производства которых значителен. В развитых зарубежных странах доменные шлаки перерабатывают практически полностью (табл. 6.3).

В США, ФРГ, Франции и Японии более половины доменных шлаков используют в дорожном строительстве, в том числе значительная часть их идет на изготовление бетонов. Основной вид шлаковой продукции в этих странах — щебень. В цементной промышленности шлаки широко используют в Японии, Франции и ФРГ. В этих странах весьма развито производство гранулированного шлака. Доля его составляет (%): 52 в ЧССР; 26 в ПНР; 55 во Франции; 50 в ФРГ; 20 в США; 95 в Бельгии. Шлаковую лемзу всех зарубежных странах производят в незначительных количествах (2—7 % общего производства шлака). В США, Канаде и Англии шлаки частично являются высокомагнезными (содержание MgO до 16 %) и малопригодными для производства вяжущих веществ. Поэтому выпуск гранулированного шлака в них незначителен.

Более широкое развитие получило производство щебня. Во Франции, США, Англии и Японии шлаковый щебень получают путем естественного охлаждения жидкого шлака в траншее (иногда с увлажнением в конце остывания, что облегчает дробление и измельчение шлака). в США, Канаде и Англии производство щебня организовано и на припечных установках. Дробильно-сортировоч-

ные отделения оснащены стандартным оборудованием с магнитными шайбами и сепараторами для защиты дробильных агрегатов от попадания металла. Первичное дробление осуществляют в щековых и конусных дробилках, вторичное — в короткоконусных. Материал классифицируют на виброгрохотах с системой обеспыливания. На некоторых дробильно-сортировочных отделениях предусмотрен выпуск материалов для дорожных покрытий, битумных кровельных смесей и др. Щебень из доменных шлаков характеризуется следующими свойствами: средняя плотность 2,38—2,76 г/см³; насыпная плотность 1,15—1,44 г/см³; прочность на сжатие 105,5 МПа, дробимость 25—39 %, водопоглощение 1,5—5 %; стабильность 1,7—3,8 %. Большая часть щебня (60—90 %) используется для строительства автодорог (покрытие, основание и промежуточные слои), аэродромов и в качестве железнодорожного балласта. Шлаковый щебень, имеющий меньшую насыпную плотность, применяют как заполнитель в конструктивных бетонах для фундаментов высотных зданий, а также для строительства портовых сооружений.

Гранулированный шлак получают мокрым, сухим и полусухим способами. Во Франции, Бельгии и ФРГ чаще применяют гидрожелобную грануляцию. Струя шлака через приемный желоб поступает в закрытую камеру, в передней части которой находятся отверстия для подачи воды. Из камеры дробленый шлак попадает в нижний желоб, где дополнительно дробится водой и откуда транспортируется в бассейн. На дне бассейна находится фильтрующая решетка, заполненная гравием. Влажность гранулированного шлака обычно ниже 10 %, содержание взвесей в очищенной воде около 3,5 мг/л. Менее распространен барабанный способ грануляции, применяемый на некоторых заводах ФРГ.

При грануляции происходит выделение соединений серы, что можно предотвратить (по данным японских исследований), добавляя в расплав шлаки, содержащие марганец (при этом образуется MnS, связывающий серу), или добавляя в грануляционную воду известковое молоко. По данным американских исследований, выделение H₂S сильно уменьшается при грануляции с добавкой воздуха.

В Канаде фирмой «Нешил слэг» разработан и внедрен на трех доменных печах способ производства окатанной шлаковой пемзы. Установку располагают непосредственно у доменной печи. Шлак поступает по желобу на наклонный лоток с углеродистой футеровкой, где предварительно вспучивается водой. Затем масса падает на барабан диаметром 0,9 м и длиной 1,8 м, на наружной поверхности которого имеются продольные ребра, образующие полые лопасти. Внутри барабана подают воду. Под действием центробежной силы она выбрасывается через отверстия в лопастях и разбивает шлак на гранулы. Способ отличается небольшим выделением сернистых соединений, так как быстрое охлаждение шлака и незначительная продолжительность контакта с водой препятствуют их образованию и выделению.

При таком способе грануляции получают два продукта: пористые шаровидные образования и мелкие плотные зерна размером —3 мм, называемые окомкованными гранулами. Эти продукты представляют собой гранулированный шлак с хорошей гидравлической активностью и плотностью 1 г/см³. Шлак используют для производства цемента, в качестве нижнего слоя дорог, в составе смеси для основания шоссеиных дорог. Фракция +3 мм называется «галекс» и имеет плотность 0,8—0,65 г/см³. Ее используют в качестве легкого заполнителя.

Фирмой «Ниппон Кокан» (Япония) разработан метод получения материала под названием «супперслэг», используемого для дорожного строительства. Он состоит из смеси гранулированного и дробленого доменного шлака с добавкой гашеной извести. Его отличают высокие водостойкость, водопроницаемость и прочность в течение всего времени эксплуатации.

6.3. СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

При переработке сталеплавильных шлаков получают следующие виды продукции: ванадиевые шлаки, щебень, фосфатшлаки, известковые удобрения и металл.

Ванадиевый шлак получают при переделе ванадиевого чугуна в кислородных конверторах и используют для получения оксида ванадия, ванадиевых сплавов и легирования. Шлак представляет собой кусковой материал крупностью не более 200 мм, не содержащий посторонних примесей и имеющий влажность не более 0,2 %. В зависимости от марки химический состав ванадиевого шлака по основным компонентам колеблется в следующих пределах, %: 13—16 V₂O₅; 20—26 SiO₂; 0,07—0,12 S; 1,3—1,5 CaO; 15—17 металлических включений.

Шлак кислородно-конверторного производства стали представляет собой *щебень* крупностью —70+10 мм и применяется для выплавки передельного чугуна в доменных печах. Шлак содержит, %: не менее 10 Fe; не менее 30—48 CaO; 18—20 SiO₂; не более 1,7 P₂O₅.

Сталеплавильный шлаковый щебень применяют для дорожного строительства и для балластировки подъездных и внутризаводских железнодорожных путей. По свойствам он аналогичен щебню из доменного шлака.

Сталеплавильные шлаки, применяемые для известкования кислых почв, представляют собой продукт измельчения щебня (шлаковую муку) с размером частиц не более 2 мм. Содержание в нем CaO и MgO не менее 43 %, влаги 2—4 %.

Фосфатный сталеплавильный шлак, используемый в качестве удобрений, изготавливают измельчением шлаков, получаемых при выплавке стали из высокофосфористого чугуна. *Фосфатшлак* представляет собой порошок двух марок, отличающихся содержанием усвояемого оксида фосфора: шлак первой марки ШФ-10 содержит

10 % P_2O_5 , второй ШФ-7 — 7 %. Крупность порошка составляет — 2 мм, содержание влаги 1 %.

Первичная переработка сталеплавильных шлаков заключается в термическом дроблении двумя способами. По первому способу жидкий шлак, ковшовые остатки и затвердевший шлак перерабатывают совместно в шлаковых дворах, оборудованных крановой эстакадой. Дробление и уборку шлака из траншей осуществляют магнитно-грейферными кранами грузоподъемностью 10—15 т. Длина шлаковых траншей изменяется от 42 до 172 м при ширине 16—20 м. Этот способ применяют на старых металлургических заводах.

На новых заводах для первичной переработки шлака применяют второй способ. Жидкие шлаки послойно сливают в открытые траншеи, расположенные вблизи цеха, охлаждают водой, рыхлят и убирают экскаватором. При этом исключаются затраты на дробление шлака и получается щебень с меньшим содержанием крупных фракций. Ковшовые остатки и другие твердые образования доставляют в отделение кранового типа, подобные применяемым в первом способе, охлаждают, дробят падающим грузом и отгружают грейферами. Основное преимущество этой технологии — рациональная уборка шлака. Жидкий шлак при сливе свободно растекается на двух шлаковых полях размером 150×50 м. Каждое поле охлаждения рыхлят экскаваторами, а шлак отгружают автосамосвалами. При втором способе на 1 м^2 площади поля помещается не более 60 т шлака, при первом — 120 т. Общий недостаток обоих способов первичной переработки жидких шлаков с применением термодробления — интенсивное выделение пара во время охлаждения шлака в траншеях.

При первичной переработке шлака также извлекают из него металл. Крупные скардовины отбирают магнитной шайбой, грейфером и ковшовым экскаватором. Остальной металл вывозят со шлаком в отвал, где организован его вторичный отбор экскаваторами, к ковшам которых периодически подвешивают электромагнитную шайбу для извлечения скрапа. Некоторые предприятия имеют на отвалах специальные установки для извлечения металла. Они состоят из приемного бункера с наклонной решеткой, питателя и ленточного конвейера с электромагнитным шкивом. Иногда установки дополнительно оборудуют грохотами для отделения класса — 10 мм перед первичным дроблением и электромагнитным шкивом для извлечения металла.

На ряде металлургических предприятий работают комплексные цеха по производству щебня и муки из мартеновских шлаков. Основное оборудование цехов — щековые дробилки, ленточные конвейеры, электромагнитные шкивы, подвесные магнитные сепараторы и грохоты. Фактическая производительность таких установок до 140 тыс. т в год.

Более мощный цех сооружен на Новолипецком металлургическом заводе, состоящий из двух линий производительностью 500 тыс. т в год каждая. Шлак дробят в две стадии в щековых

Т а б л и ц а 6.4

Использование сталеплавильных шлаков в некоторых
зарубежных странах, %

Страна	Металлургия	Дорожное строительство	Производ- ство цемента	Сельское хозяйство	Другие отрасли
ЧССР	28,0	52,3	8,8	10,9	—
США	25,0	37,3	—	—	37,7
ФРГ	30,7	30,0	—	24,0	15,3
Япония	19,0	9,4	6,2	2,2	63,2

дробилках от 300 до 40 мм. При транспортировании дробленого шлака конвейером из него извлекают металл с помощью электромагнитного шкива и подвесных электромагнитов. Такая переработка шлаков обеспечивает получение щебня классов: —10+5; —20+10; —40+20 и —70+40 мм. Класс —5 мм используют для получения муки. Шлак измельчают в шаровой барабанной мельнице, работающей в замкнутом цикле с воздушными классификаторами. Крупный класс классификаторов подвергается магнитной сепарации. Готовую муку, представленную мелким классом воздушного классификатора, осажденным в циклонах, складывают в силосных складах.

В последние годы значительно расширилось использование конверторного шлака при выплавке чугуна. Шлак используют в виде флюсовых добавок, так как он содержит более 4,8 % оксида кальция. Шлак в доменные печи поступает непосредственно с шихтой или после дробления добавляется в агломерат. Применение шлака при агломерации и непосредственной подаче в дому обеспечивает экономию известняка, увеличивает производительность агломерационных машин на 0,18 % на каждый 1 кг добавляемого шлака.

За рубежом использование сталеплавильных шлаков (табл. 6.4) значительно возросло. Этому способствовало, во-первых, развитие конвертерного производства стали, что повлекло за собой увеличение применения шлаков в доменной и агломерационной шихте, и, во-вторых, отсутствие в некоторых странах природных скальных пород, удовлетворяющих производству строительных материалов. Степень использования конвертерных шлаков колеблется от 48 (ЧССР) до 100 % (США, Япония).

Основную часть шлаков перерабатывают в воздушно-охлажденном состоянии на щебень и муку. Переработка сталеплавильных шлаков предусматривает уборку в ковшах, выгрузку в траншею, орошение водой, разработку экскаватором и транспортирование в отделение переработки, извлечение металла. Дробят и измельчают шлаки на стандартном оборудовании, применяемом для доменных шлаков. Сталеплавильные шлаки представляют собой твердые каменные породы и имеют следующую характеристику:

плотность 3,2—3,5 г/см³, насыпную плотность 1,6—1,76 г/см³, напряжение сжатию 1,2—2,5 МПа, водопоглощение 0,2—2 %, дробимость 12—15 %, абразивность 3,4.

Значительную часть конвертерных шлаков используют в шихте доменных печей и агломерации. Такое использование шлаков позволяет получить без особых затрат дополнительное количество восстановленного железа, заменить часть флюса из расчета на 1 кг 0,64—0,82 кг шлака, увеличить содержание марганца на 0,2 % при применении около 45 кг шлака на 1 т горячего металла. Трудности в развитии этого вида использования шлака связаны с колебаниями химического состава шлаков, необходимостью их подготовки, накоплением фосфора и хрома в чугуне, увеличением выхода шлака. Удельный расход шлаков зависит от вида шихты, марки выплавляемой стали и химического состава шлака.

На заводе «Дженерал Савио» (Аргентина) шлаки, содержащие 25 % FeO и 40 % CaO, вводят в доменные печи из расчета 100 кг/т чугуна, что снижает стоимость шихты на 9,3 %. Во Франции шлаки добавляют в доменные печи на заводах «Денье», «Юзитор», «Фоссюр-Мер». Опыт фирмы «Аугуст тиссен хютте» (ФРГ) показывает, что применение шлаков (100 кг/т), содержащих, %: 21,7 Fe; 4,4 MnO; 45 CaO; 11,7 SiO₂; 1,9 MgO и 1,2 Al₂O₃ увеличивает содержание фосфора в чугуне на 0,087 % и шлака на 25 кг/т, но при этом уменьшается расход доломита при неизменном расходе кокса и производительности печи. На заводе «Вакаяма» (Япония) конвертерные шлаки после дробления и отсеивания королек металла повторно используются в сталеплавильных печах. Шлак имеет следующий химический состав, %: 48 CaO; 13 SiO₂; 14 Fe; 0,075 S и 1,9 P₂O₅. Расход шлаков составляет 25 кг/т стали. При этом улучшаются условия шлакообразования, обесфосфоривания, уменьшается содержание свободного оксида кальция с 4 до 0,2 % и исключается применение фтористого кальция.

В Японии на стадии лабораторных исследований разработан процесс полной переработки кислородно-конвертерных шлаков. При этом восстанавливаются все компоненты. В электропечах шлак разделяется на две фазы — шлак и металл. Шлак окисляют, вводят добавки известняка или кремнезема и получают из него высокопрочный цемент и другие материалы. Металлургического расплава подвергают кислородному рафинированию в ковше. При этом восстанавливают кремний, титан, марганец и ванадий.

Перспективное направление — грануляция конвертерных шлаков. Промышленные разработки этого процесса проведены в Японии. Грануляцию производят в барабанах водой или воздухом. Способ отличается низкими эксплуатационными расходами, возможностью контроля фракционного состава готового продукта за счет регулирования подачи воды и частоты вращения барабанов, а также почти полным отделением металла от шлака магнитной сепарацией. Горячую воду и пар используют для выработки электростанций. Горячую воду и пар используют для выработки электростанций.

троэнергии и отопления. Получаемый гранулированный шлак с размером частиц до 3 мм обладает повышенной плотностью ($3,4 \text{ г/см}^3$) и пониженным водопоглощением.

6.1. ФЕРРОСПЛАВНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Шлаки получают при выплавке силикомарганца, ферромарганца, ферросилиция, феррохрома, ферросиликохрома и других ферросплавов. Из этих шлаков в СССР получают гранулированный шлак (16,5%), щебень и песок (3,5%) для строительства, щебень технологический (12,8%), порошок (мука) для сельского хозяйства (15,8%), щебень для производства клинкера (0,8%) и металл в виде ферросплавов (0,8%).

Шлак ферросилиция применяют для раскисления и легирования стали, выплавки сплавов и чугуна вместо стандартного ферросилиция. Шлак представляет собой дробленый материал крупностью $—300+80$ мм. По химическому составу он подразделяется на пять марок. В зависимости от марки содержание в нем кремнезема колеблется от 10 до 38%, серы — от 0,1 до 0,15%, фосфора — не более 0,15% и свободного углерода 5%.

Шлак марганцевый малофосфористый предназначен для выплавки силикомарганца и специальных лигатур. Он представляет собой кусковой материал массой не более 20 кг. Содержание в нем марганца составляет не менее 40%, фосфора не более 0,018%.

Шлак феррохромовый самораспадающийся — мелкодисперсный порошок, который используется в сельском хозяйстве для известкования кислых почв, в литейном производстве, для приготовления самотвердеющих смесей в строительстве и в стекольной промышленности. В зависимости от области применения он подразделяется на три марки, отличающиеся по химическому составу. Содержание в соответствии с маркой шлака составляет, %: 54—48 CaO; 7—12 MgO; 24—30 SiO₂; 4—8 Al₂O₃; 1,5—4 влаги. Крупность шлака составляет —10 мм.

Шлак гранулированный углеродистого ферромарганца и силикомарганца применяют в качестве мелкого пористого заполнителя бетонов, а также сырья для получения микрозаполнителя бетонов. Крупность шлака чаще всего —100 мм, насыпная плотность не более $0,6—0,9 \text{ г/см}^3$. Содержание оксида марганца в шлаках ферромарганца не более 20%; силикомарганца не менее 4%, оксида кремния в шлаках силикомарганца не менее 40%; оксида кальция не менее 32%, а суммы оксидов кальция и магния не менее 38%.

В настоящее время перерабатывают более 50% производимых ферросплавных шлаков. Остальную часть пока складывают. Исследования показали высокую перспективность и рентабельность переработки ферросплавных шлаков, и особенно шлаков силикомарганца. Из них получают силикомарганец, щебень, песок и гранулированный шлак.

Содержание силикомарганца в шлаке составляет 12—20 %. Его извлечение из шлака обеспечивается по сравнительно простым схемам обогащения, включающим дробление, измельчение, отсадку или пневматическую сепарацию.

На Никопольском заводе ферросплавов такое ценное металлургическое сырье, как марганцевые шлаки, получаемые при выплавке ферромарганца и силикомарганца и содержащие 15—17 % марганца, используют без обогащения. Шлаки дробят, гранулируют и применяют в строительстве и доменном производстве, а 40 % складывают в отвал. Это влечет за собой большие безвозвратные потери марганца.

Механобрчерметом и Днепропетровским горным институтом совместно с Никопольским заводом ферросплавов была предложена технология обогащения шлаков отсадкой. Проведены испытания по обогащению шлаков текущего производства в лабораторных, полупромышленных и промышленных масштабах. В промышленных условиях испытания проводили на Чкаловской обогатительной фабрике Орджоникидзевского комбината на пробе с содержанием марганца 19,4 %. Схема обогащения включала две стадии отсадки с первичным дроблением до 20 мм и доизмельчением до 5 мм промышленного продукта отсадки класса —20+5 мм. Выход суммарного концентрата составил 7,1—9,9 % с содержанием марганца 51,4—62,8 % при извлечении его 23,6—28,8 % от исходного шлака.

Дробление исходного материала до 20 мм позволяет более полно раскрыть сростки с корольками марганца и получить концентрат с высоким содержанием марганца. Однако при этом возрастает выход класса —5 мм, который не может быть использован в производстве без предварительной подготовки.

Для изыскания наиболее приемлемой схемы обогащения, позволяющей максимально утилизировать марганец в металлургии, Механобрчерметом и Днепропетровским горным институтом были проведены промышленные испытания технологической схемы обогащения шлаков силикомарганца (дробленых до —40 мм) на Чкаловской обогатительной фабрике. Для испытаний использовали пробу шлаков текущего производства с содержанием марганца 15,5 %, крупностью —40 мм. Гранулометрический состав исходных шлаков:

Крупность, мм	+40	—40+20	—20+10	—10+5	—5+3	—3+1	—1
Выход, %	3,8	42,4	12,0	6,6	9,6	11,1	14,5
Содержание Mn, %	10,0	14,6	14,6	12,0	15,9	20,6	17,6

По гранулометрическому составу материал представлен неравномерно — более 40 % составляет класс крупности —40+20 мм, который в основном содержит нераскрытые сростки марганца со шлаком, что впоследствии сказывается на качестве концентрата.

При обогащении шлаков на Чкаловской обогатительной фабрике использовали существующую схему цепи аппаратов, вклю-

Таблица 65

Результаты обогащения силикомарганцевых шлаков, %*

Плотность разделения, г/см ³	Выход		Содержание Мп	Извлечение	
	от операции	от исходного		от операции	от исходного
>3400	15,8/50,3	1,6/4,3	68,4/74,0	20,5/69,4	6,2/23,3
3400—3200	40,4/31,2	4,0/2,7	34,3/51,0	44,7/26,6	8,8/8,8
<3200	43,8/18,5	4,3/1,6	13,9/34,9	20,5/10,0	5,1/3,4
Итого	100/100	9,9/8,6	30,1/59,9	100/100	20,2/35,5

* В числителе — класс $-40+3$ мм, в знаменателе — класс -3 мм (по данным А.И. Деппенко, К.Д. Ивченко, В.В. Тарасенко и др.).

чающую грохочение шлака на классы крупности $-40+3$ и -3 мм, отдельную отсадку их на отсадочных машинах ОМРМ-8 и МОБК-8с и обезвоживание полученных продуктов в спиральных классификаторах и элеваторах. Хорошие результаты получены при обогащении класса крупности -3 мм (табл. 6.5).

Если содержание силикомарганца в шлаке незначительно, то его перерабатывают на щебень и песок. В этом случае охлажденный шлак дробят и классифицируют на грохотах. В зависимости от крупности щебень разделяют на следующие классы: $-10+5$; $-20+10$; $-40+20$; $-70+40$ мм. Песок обычно представлен классом -5 мм. Щебень и песок из силикомарганца применяют для изготовления армированных и неармированных, обычных, тяжелых и жаростойких бетонов, устройства балластного слоя железнодорожных путей, строительства автомобильных дорог, а также для искусственных оснований под фундаменты зданий и сооружений. Шлаки, используемые для жаростойких бетонов, имеют огнеупорность не ниже 1420 К.

Опыт замены силикомарганцевыми шлаками марганцевой руды при выплавке чугуна на металлургических заводах Украины показал, что работа доменных печей при этом не нарушается, не происходит зарастания или размыва горна, содержание серы в чугуне снижается. При одинаковой степени восстановления марганца из руды и из шлака 50 кг шлака заменяет 25—30 кг марганцевой руды. Шлаки производства углеродистого ферромарганца и марганца металлургического более благоприятны по составу для доменной плавки, чем шлаки силикомарганца. Однако эти шлаки подвержены самораспаду, и при использовании в металлургии их необходимо стабилизировать или окисковать. Стабилизация шлака достигается применением боратовой руды. Исследования также показали, что шлаки углеродистого ферромарганца при содержании MgO более 5% стабильны. Получение таких шлаков технологически возможно. Следовательно, самораспадающиеся марганцевые шлаки в перспективе могут быть использованы при доменной плавке.

Перспективным направлением является также использование марганцевых шлаков в сталеплавильном производстве. Наибольший интерес представляют ковшовые остатки шлаков, в которых находится практически весь металл, попадающий в шлак во время выпуска плавки. Доля ковшовых остатков составляет 25—30 % общего выхода шлаков. Содержание сплава в них находится в пределах 10—15 % для шлаков производства ферромарганца и 15—25 % для шлаков силикомарганца. Общее содержание марганца в ковшовых остатках достигает 30 %.

Промышленные испытания по применению марганцевых шлаков при выплавке стали на ряде металлургических заводов, проведенные УралНИИчерметом, показали, что экономия ферромарганца в среднем составляет 1,6 кг/т стали, или около 60 р/т используемых остатков. Применение ковшовых остатков в кислородных конверторах сопровождается улучшением шлакообразования, что сокращает, например, расход плавикового шпата на 2—2,5 кг/т. Содержание остаточного марганца в металле после продувки увеличивается в среднем на 0,06 % по сравнению с обычными плавками, что позволяет снизить расход ферромарганца на 1 кг/т стали.

Шлаки производства хромистых сплавов используются в настоящее время в объеме 40—45 %. Основная их часть представлена шлаками низкоуглеродистого феррохрома. Эти шлаки подвержены самораспаду и перерабатываются в цехах сепарации с извлечением металла и получением шлакового порошка. Данные об использовании шлаков ферросплавного производства и их химический состав приведены в табл. 6.6.

Шлаки углеродистого феррохрома — хорошее сырье для переработки на щебень и гранулированный шлак, потребляемый для строительных работ.

Из прочих шлаков ферросплавного производства наибольший интерес для металлургии представляют шлаки от выплавки фер-

Т а б л и ц а 6.6

Использование шлаков ферросплавного производства
и их химический состав, %

Ферросплав	Доля ис- пользо- ван- ия шлаков	Химический состав шлаков					
		CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	Cr ₂ O ₃
Феррохром: низкоуглеродистый	55,4	46—52	26—30	10—14	5—7	0,1—0,5	3—6
углеродистый	—	1—4	28—36	40—45	15—21	0,1—1	3—6
среднеуглеродистый	100	2—3	20—30	2—6	4—6	1—5	45—75
безуглеродистый	7	20—25	0,8—1,5	10—15	50—60	0,5—1	6—8
Хром метал- лический	53,2	6—12	0,1—1	0,5—1,5	72—79	0,3—0,6	6—10

росилиция. Эти шлаки содержат 30—50 % включений сплава и до 15 % карбида кремния. Шлаки на 80—85 % используются в доменном производстве. Их применение позволяет снизить расход кокса на 18 кг/т чугуна. Более высокие экономические показатели от использования шлаков ферросилиция получены в сталеплавильном производстве, где 1 т шлака заменяет в среднем 0,53 т ферросилиция.

Из шлаков ферротитана организовано производство высокоглиноземистого полупродукта для выплавки синтетических шлаков. На некоторых металлургических заводах их предварительно довосстанавливают с получением титано-алюминиевой лигатуры. Шлаки ферросиликохрома почти полностью используются в собственном производстве в качестве оборотного продукта.

За рубежом шлаки ферросплавного производства также широко распространены. Особенно интенсивно применяют шлаки в Японии, где 95,2 % их подвергают переработке. Шлаки феррохрома имеют насыпную плотность 1,73 г/см³, водопоглощение 1,6 % и среднюю плотность 3,24 г/см³. Почти все шлаки используют в качестве крупного заполнителя бетонов, а шлаки ферроникеля, имеющие водопоглощение 0,2 % и плотность 2,86 г/см³, в смеси с песком — также в качестве мелкого заполнителя бетонов. Распадающиеся шлаки феррохрома применяют для изготовления литейных форм и стержней. Прочность на сжатие полученных из них образцов такая же, как и при применении в качестве связки Ca₂SiO₄. На заводе фирмы «Авамура Киндзоку коге» высокоуглеродистый шлак феррохрома перерабатывают, разливая его на слитки определенной формы на цепном конвейере.

7. УТИЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ ПЫЛЕЙ И ШЛАМОВ

7.1. КЛАССИФИКАЦИЯ И СПОСОБЫ УТИЛИЗАЦИИ ПЫЛЕЙ И ШЛАМОВ

Железосодержащие металлургические шламы представляют собой новый особый вид сырья для черной металлургии. В отличие от железорудных эти шламы в процессе образования подвергаются высокотемпературному воздействию в условиях окислительной или восстановительной атмосферы и непосредственно после этого контактируют с водой. В результате их структура, состав и свойства значительно отличаются от исходной шихты. Кроме того, некоторые виды металлургических шламов имеют высокую дисперсность. По этим причинам применение известных из практики обработки железорудного сырья способов подготовки шламов и утилизации неэффективно.

Текущий выход железосодержащих шламов и пылей на основных металлургических предприятиях отрасли составляет около 15 млн. т в год, в том числе: 3,5 колошниковой пыли; 3,5 агломе-

рационных шламов; 2,8 доменных шламов; 0,4 мартеновских шламов и пыли; 0,6 конвертерных шламов; 2,9 крупной и 0,7 мелкой прокатной окалины.

Общий коэффициент использования шламов и пылей в различных металлургических переделах в черной металлургии составляет 76,5%. На отдельных предприятиях коэффициент переработки шламов и пылей несколько выше. Так, на Западно-Сибирском, Криворожском, Череповецком металлургических заводах он достигает 80% и более.

На всех предприятиях отрасли практически полностью используются коллоидная пыль и крупная окалина первичных отстойников. Однако коэффициент использования по отрасли других видов шламов не высок, %: 79 агломерационных; 46,5 окалины мелкой; 31,6 конвертерных; 42,5 доменных; 20 мартеновских.

Железосодержащие отходы, которые в настоящее время не возвращаются в металлургический передел, делятся на три группы:

отходы, не утилизируемые из-за отсутствия на предприятиях установок обезвоживания шламов или неудовлетворительной работы этих установок;

шламы, характеризующиеся повышенным содержанием масел. Это в основном окалина прокатных цехов, улавливаемая во вторичных отстойниках;

отходы с большим содержанием цветных металлов (главным образом цинка) или вредных примесей.

На многих предприятиях отрасли имеющиеся локальные или общезаводские устройства (сооружения), предназначенные для создания оборотного водоснабжения, после незначительных переделок приспособлены для обезвоживания шламовых пульп. Технология обработки шламов на таких устройствах проста, но не полностью удовлетворяет требованиям подготовки шламов к утилизации в агломерационном производстве.

Установки, введенные в эксплуатацию в 1975—1985 гг. в комплексах с кислородно-конвертерными цехами, работают по более совершенным технологическим схемам и обеспечивают стабильные показатели и высокий коэффициент использования шламов.

Обезвоженные шламы и уловленные пыли всех металлургических производств используются преимущественно в качестве добавок в агломерационную шихту.

В настоящее время на установках для подготовки шламов к утилизации применяют четыре технологические схемы, каждая из которых имеет свои преимущества и недостатки.

Наиболее совершенным способом подготовки шламов является их обработка в специально построенных корпусах обезвоживания с применением набора осветлительных и перекачивающих аппаратов (рис. 7.1). Шламы в жидком виде перекачиваются в корпус обезвоживания, где они попадают в спиральные классификаторы. Пески классификатора как более грубый продукт направля-

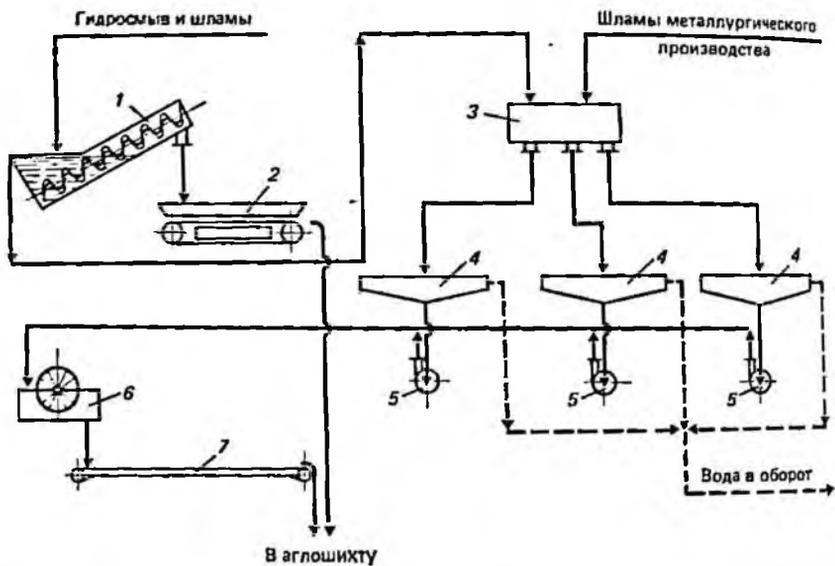


Рис. 7.1. Схема цепи аппаратов подготовки металлургических шламов в цехе сгущения и обезвоживания

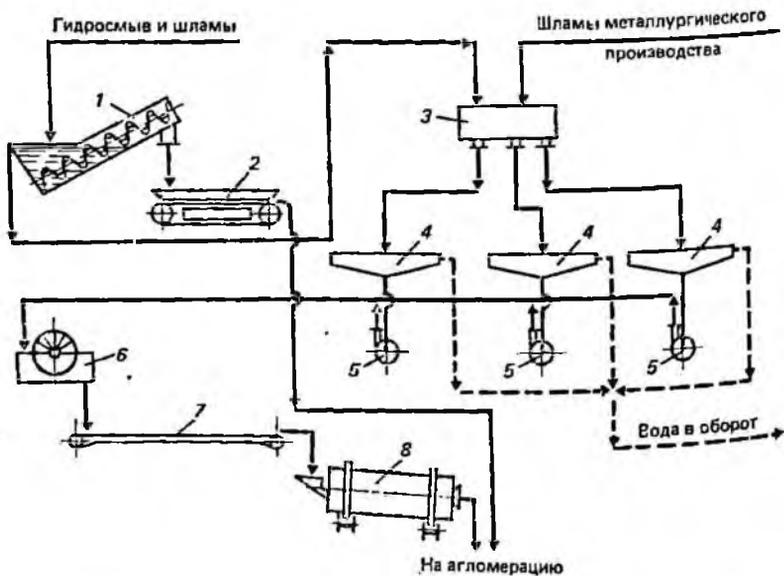


Рис. 7.2. Схема цепи аппаратов подготовки металлургических шламов в цехе обезвоживания и сушки

ются на ленточный вакуум-фильтр 2. Слив классификатора вместе со шламами цикла водооборота через распределительное устройство 3 распределяется по радиальным сгустителям 4. Пески сгустителей насосами 5 перекачиваются на дисковые вакуум-фильтры 6. Обезвоженный продукт (осадок) и продукт с ленточных фильтров системой ленточных конвейеров 7 передаются в шихтовальное отделение агломерационной фабрики. Сливы сгустителей в качестве обратной воды возвращаются в технологический процесс. Схема обезвоживания шламов с использованием сгустителей и обезвоживающих аппаратов выгодно отличается от схемы обезвоживания в картах-накопителях. При этой схеме мало отчуждается земель и работа установок не связана с климатическими условиями. Вместе с этим повышается культура производства и снижается загрязнение окружающей среды. Однако при большом содержании в шламах тонкодисперсных материалов получить на вакуум-фильтрах продукт с влажностью ниже 20—30 % не удастся. Высокое содержание влаги в шламах затрудняет их транспортирование, складирование и равномерную подачу в шихту агломерационных фабрик.

Недостатки рассмотренной схемы обезвоживания устранены в схеме утилизации шламов с обезвоживанием и последующей их сушкой (рис. 7.2). Схема аналогична показанной на рис. 7.1 и отличается только тем, что обезвоженные шламы (осадок) ленточным конвейером 7 направляются в сушильный барабан 8. Высушенные шламы отгружаются на агломерационную фабрику, где присаживаются в шихту. Полученные по этой технологии шламы имеют хорошую транспортабельность. Однако эта схема приводит к удорожанию подготовки шламов за счет введения операции сушки. При этом ухудшаются комкуемость шламов и экологические условия в результате термической обработки.

В последние годы разработана и внедрена схема утилизации шламов распылением сгущенных шламов в агломерационную шихту (рис. 7.3). Гидросмывы и агломерационные шламы направляются в спиральные классификаторы 1, пески которых обезвоживают на ленточном вакуум-фильтре 2. Слив классификаторов и шламы циклов водооборота металлургических переделов с помощью расходной емкости 3 распределяются по сгустителям 4. Пески сгустителей насосами 5 перекачивают в дозатор 6, откуда их через форсунки подают в смесительные барабаны 7 аглошихты. Перелив дозатора возвращается насосами 8 в сгуститель.

Преимущество приведенной схемы в том, что отпадает необходимость в термической сушке шламов. Однако эта схема может быть осуществлена при условии использования в агломерационной шихте компонентов, требующих увлажнения их перед спеканием, а также при удалении корпуса сгущения шламов от корпуса смешивания шихты не более чем на 1,5 км. Этот способ успешно применяется на Карагандинском металлургическом комбинате.

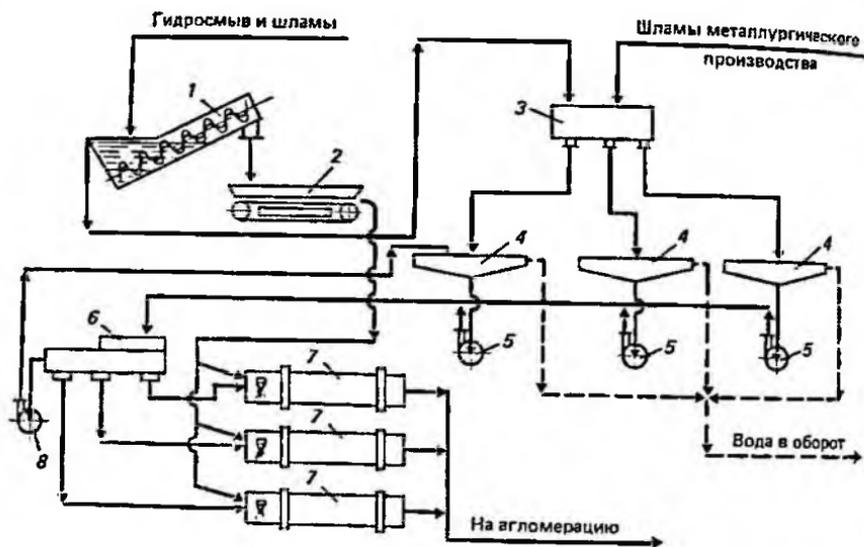


Рис. 7.3. Схема цепи аппаратов подготовки металлургических шламов сгущением и распылением их в смесительных барабанах на агломерационной фабрике

Различные виды железосодержащих шламов и пылей значительно отличаются по химическому составу. Агломерационные шламы представляют собой смесь продуктов очистки технологических и аспирационных газов, гидрооборки производственных помещений, конвейерных галерей и др. Поэтому агломерационные шламы по химическому составу практически идентичны перерабатываемой шихте. Содержание в них железа составляет 47,0—52 %, углерода 2—3 %, оксида кальция 6—10 %, оксида кремния 5—10 %. Заметной концентрации каких-либо элементов относительно агломерационной шихты не наблюдается. Вследствие этого подготовка агломерационных шламов к утилизации заключается только в их обезвоживании с целью равномерного распределения в агломерационной шихте.

Наиболее сложный химический состав имеют шламы газоочисток доменного и сталеплавильного производства. В шламах этих производств концентрируются различные вредные примеси, такие, как цинк, свинец, сера и ряд летучих компонентов.

Особого внимания заслуживает накопление в шламах цинка, который поступает в доменное производство с железорудным сырьем, а в сталеплавильное — с металлоломом. Химический анализ показал, что практически на всех предприятиях отрасли в шламах доменных и сталеплавильных газоочисток наблюдается повышенное содержание цинка. Утилизация этих шламов в агломерационном производстве без предварительного обезцинкования вызывает ухудшение работы доменных печей. Отрицательное влияние цинка в доменном производстве начинает проявляться при общем его содержании в питании, превышающем 0,1 %.

Практически 90 % цинка, поступающего в доменную печь, удаляется через колошник и улавливается в газоочистках в виде шламов. Из этого следует, что утилизация доменных шламов в аглопроизводстве без обесцинкования вызовет прогрессирующее увеличение поступления цинка в доменный процесс. Необходимую степень обесцинкования доменных шламов следует определять для каждого предприятия с учетом конкретных условий по результатам баланса поступления и выхода цинка в доменном переделе.

Допустимое количество цинка, попадающего в доменную печь, принято оценивать по удельному поступлению цинка на 1 т чугуна. По данным США, безопасная работа печи обеспечивается при удельном поступлении цинка, не превышающем 0,5 кг/т чугуна, на французских предприятиях эта величина составляет 0,15 кг/т.

Анализ показывает, что цинк сосредоточивается преимущественно в доменных шламах. Большинство сталеплавильных шламов металлургических заводов юга СССР являются относительно чистыми и могут утилизироваться без обесцинкования.

7.2. АГЛОМЕРАЦИЯ РУД

На агломерационных фабриках пыли и шламы образуются за счет как организованных, так и неорганизованных выбросов, начиная с *разгрузки сырых материалов*, подлежащих окускованию.

Прибывающие на агломерационную фабрику руда, марганцевый концентрат, доломитизированные и кальцинированные известняки, коксовая мелочь и антрацитовый штыб разгружают из вагонов различными вагонопрокидывателями и через систему конвейеров подают на напольные площадки открытого типа, где их складывают в штабеля. Запыленный воздух, поступающий из помещений вагонопрокидывателей, очищают в скрубберах. В штабели материал складывают, сбрасывая его с конвейеров, расположенных на высоте 10—30 м. При этом происходит неорганизованное распыление пылевидных фракций по территории фабрики.

Железорудный концентрат на агломерационные фабрики чаще всего подают со складов обогатительных фабрик после добавления к нему шлама. В поток транспортируемого концентрата добавляют горячую известь. Влажность концентрата составляет 9—10,5 %, а в отдельных случаях достигает 12 %. Происходящее при этом забивание течек и последующее обрушение сводов приводит к завалу конвейеров и потере концентрата. Кроме того, колебания влажности концентрата нарушают оптимальные состав и влажность шихты, что является одной из основных причин потерь материалов в процессе спекания.

Кальцинированные и доломитизированные известняки подают в бункера корпуса измельчения, где их измельчают в дроблениях из дробилках или стержневых мельницах. В корпусе дробления из-

известняка запыленный воздух очищают в циклонах. После дробления известняки транспортируют в корпус грохочения. Запыленный воздух из корпуса грохочения удаляют с помощью аспирационных систем и очищают в коагуляционных трубах и скрубберах.

Известняки крупностью — 3 мм поступают в бункера шихтового отделения для дозировки в шихту, а надрешетный продукт подают в обжиговые печи для получения извести. Сухую очистку газов, отходящих от печей обжига известняка, производят в две ступени. Газоочистку располагают в корпусе обжига известняка. Газы, отходящие из печей, поступают на I ступень очистки. Пыль, уловленная в циклонах, собирается в бункерах. В качестве пылевого затвора под бункером устанавливают шлюзовые питатели. Газы, очищенные в циклонах I ступени очистки, поступают в сборный коллектор, а из него непосредственно в батарейные циклоны II ступени очистки. Очищенные таким образом газы выбрасываются в атмосферу через дымовые трубы.

Коксовая мелочь и антрацитовый штыб со склада подают раздельно ленточными конвейерами на грохочение по классу 20 мм. Надрешетный продукт коксовой мелочи поступает в короткоконусные дробилки и после первичного дробления объединяется с общим потоком топлива; подрешетный продукт дробят до 3 мм в валковых дробилках. Надрешетный продукт антрацитового штыба дробят в молотковых дробилках. Запыленный воздух от дробилок удаляют с помощью аспирационных систем и очищают его в циклонах.

Сформированная агломерационная шихта, к которой добавляется возврат, подвергается двухступенчатому смешиванию. При смешивании шихта окомковывается и нагревается за счет горячего возврата или сжигания газа внутри окомкователя. Газы в этой стадии подготовки шихты удаляются с помощью естественной или принудительной вытяжки и очищаются в циклонах.

Спекание шихты на агломерационных машинах производится при просасывании газов сквозь спекаемый слой эксгаустерами. Грубую очистку отходящих газов при спекании шихты осуществляют в газовом коллекторе, где в пылевых мешках улавливается наиболее крупная пыль. Более тонкие частицы пыли улавливаются в батарейных мультициклонах, установленных перед эксгаустерами. Очищенные от механических примесей газы через дымовую трубу выбрасываются в атмосферу.

Очистка запыленных газов зон охлаждения и разгрузки агломерационных машин производится в фильтрах, установленных перед дымососами.

На ряде агломерационных фабрик применяют схему более глубокой двухступенчатой очистки газов. Агломерационные газы из газового коллектора по газопроводу поступают в циклоны I ступени очистки, а затем — в трубы Вентури (II ступень очистки). Горловины труб орошают с помощью эвольвентных форсунок. Улавливают скоагулированную пыль и водяные капли в скруббере.

Пыль и провалы накапливаются в бункерах газового коллектора агломерационных машин, откуда их периодически удаляют. Пыль, уловленная в газораспределительной камере и циклонах, по течкам подается в пылевые затворы, откуда водой транспортируется в виде шлама по шламовым лоткам помещения гидроудаления. Скоагулированная пыль и капельная влага, уловленная скруббером, также подаются в гидрозатвор и далее — в шламовый лоток. Улавливание пыли при охлаждении, дроблении и грохочении, а также при загрузке вагонов осуществляется аспирационными системами с сухой очисткой газов в циклонах.

В местах интенсивного пыления по тракам подачи шихты, возврата и агломерата установлены естественные вытяжки — дефлекторы, через которые пыль выбрасывается непосредственно в атмосферу.

Пульпа гидроудалений газоочисток, смыва полов производственных помещений и мойки вагонов по шламопроводам подается в отстойники.

Уловленный продукт влажностью до 30 % грузится экскаватором в самосвалы и транспортируется на эстакаду, где перегружается в думпкары, а затем подается на склад обогатительной фабрики.

В последнее время вместо отстойников стали применять сгустители, из которых осадок подается в отделения фильтрования обогатительных фабрик или в обособленные фильтровальные отделения агломерационных фабрик.

ДонНИИчерметом произведена *оценка механических потерь пылей и шламов* на агломерационных фабриках по всем переделам. Данные обследований на Новокриворожском горно-обогатительном комбинате приведены в табл. 7.1.

Потери сырых шихтовых материалов имеют несколько причин. Потери при доставке материалов связаны с выветриванием в пути и просыпью через щели вагонов. Потери в процессе складирования и разгрузки сырья для подачи в производство вызваны в основном распылением. При транспортировании и складировании основная масса (62,8 %) теряемого сырья приходится на долю известняков. Связано это с тем, что известняки, как правило, поступают на агломерацию с влажностью не более 13 % и содержанием класса —0,5 мм 2,6—2,9 %. Перегрузка их с галерей на напольные площадки приводит к повышенному распылению по территории по сравнению с аглорудой, марганцевым концентратом и твердым топливом. Относительно низкие потери железорудного концентрата объясняются подачей его в шихтовое отделение непосредственно со склада обогатительной фабрики.

В шихтовом отделении механические потери материалов возникают в результате дробления и грохочения известняков и твердого топлива, а также обжига известняков. Обеспыливание производственных помещений осуществляется обычно с помощью аспирационных установок с мокрыми пылеуловителями. Эффективность очистки воздуха в них составляет в среднем 92 %. Тех-

Таблица 7.1

Механические потери при агломерации, % составляющих продуктов

Процесс	Железрудный концентрат	Агломеруда	Марганцевый концентрат	Известняк	Топливо	Шихта
Транспортирование на агломерацию	—	0,83	2,20	1,20	0,53	0,40
Складирование и разгрузка	0,04	0,57	0,31	0,93	0,45	0,29
Шихтовка	—	—	—	0,13	0,07	0,20
Подача шихты в спекательные отделения	0,44	0,37	0,13	0,39	0,30	0,41
Дозирование и первичное смешивание	0,51	0,39	0,15	0,30	0,25	0,43
Спекание:						
технологические газы	0,12	0,13	0,21	0,10	0,12	0,12
охлаждение	0,94	0,69	0,34	0,82	0,02	0,83
Перегрузка агломерата	0,31	0,31	0,38	0,12	0,03	0,28
Стушение шламов	2,26	0,82	1,32	1,73	1,60	1,97
Прочее	0,96	0,77	0,63	0,53	0,87	0,84

нологические газы процесса обжига известняков очищают по такой схеме с эффективностью, в среднем равной 90,6 %.

Основные потери сырья в шихтовом отделении происходят при обжиге известняков. Так как в шихте, подаваемой в печь, содержится около 13 % класса —3 мм, значительная часть ее выносятся из слоя просасываемым сквозь него газовым потоком.

При существующей технологии обжига известняка после 0,2 общего времени обжига происходит резкое уменьшение влажности верхних слоев, а через 0,5—0,6 — свободная влага в слое полностью отсутствует. Уменьшение влаги во внутреннем слое происходит с момента, когда в газовом потоке, просасываемом сквозь него, появляется известковая пыль, т. е. после обжига верхнего слоя.

Предотвратить сушку известковой пылью внутренних слоев исходной шихты можно при подаче в нее после времени, равного 0,2 общего времени обжига, тонкораспыленной воды, что позволяет за счет конденсации образовавшихся водяных паров пополнить влажность внутренних слоев шихты и произвести гашение большего количества известковой пыли до этих слоев. Подавать тонкораспыленную воду в зажженный слой известняка необходимо не позднее чем до 0,4 общего времени обжига. Это позволяет исключить гашение (сопровождающееся повышением пыления) известки верхних обжигаемых слоев, так как их температура к данному времени превысит 573 К.

Результаты промышленных испытаний обжига известняка по рассмотренной технологии показали, что подача тонкодисперс-

ной воды позволяет повысить степень обжига известняка с 67,7 до 70,8 %, снизить потери твердого топлива с 0,33 до 0,26 % и известняка с 0,18 до 0,13 %. В целом подача тонкораспыленной воды в зажженный слой известняка позволяет понизить содержание мелочи в барабанной пробе агломерата на 0,12 %, расход твердого топлива в шихту на 0,35 кг/т агломерата и общие потери на фабрике на 0,16 %, в том числе, %: на 0,17 по концентрату, 0,10 по аглоруде, 0,11 по марганцевому концентрату, 0,18 по известнякам и 0,16 по твердому топливу.

На обжиг известняка наиболее целесообразно подавать твердое топливо с максимальным содержанием класса —8+3 мм. Однако по существующей технологии на агломерационных фабриках для обжига известняка используют твердое топливо при содержании в нем класса —3 мм 40—80 %. Большая часть этого класса твердого топлива уносится при обжиге из слоя газовым потоком и вообще не участвует в процессе. Оставшаяся же в слое часть топлива данной крупности, накатанная на куски известняка, быстро сгорая, используется в процессе неэффективно.

В зоне декарбонации известняка образуется дефицит тепла, в связи с чем понижается степень его обжига. Кроме того, понижение степени обжига известня обусловлено также высокой скоростью охлаждения атмосферным воздухом обжигаемых слоев, расположенных у жалюзи печей, в связи с чем время пребывания зоны высоких температур в этих слоях намного меньше, чем в последующих.

Для устранения указанных недостатков была опробована технология комбинированного нагрева известняка. С этой целью на печи был установлен дополнительный горн, расположенный от основного на расстоянии, равном $1/3$ длины окружности печи. При этом появилась возможность произвести частичную замену твердого топлива газообразным и увеличить время обжига слоев, расположенных у жалюзи печи. В результате этого потери твердого топлива со шламами осветленной воды и выбросами в атмосферу уменьшились на 0,07 кг/т агломерата, или на 0,11 %; степень обжига известня повысилась на 2,7 %, что привело к дополнительному вводу в аглошихту 1,04 кг/т агломерата активной известни. Как следствие, понизились расход твердого топлива в аглошихту на 0,31 кг/т агломерата, содержание мелочи в барабанной пробе агломерата на 0,1 % и потери сырья в спекательных цехах на 0,11 %.

Загрузка крупных и мелких фракций шихты в печи производится совместно. Крупные куски известняка, расположенные у жалюзи печи, в связи с дефицитом тепла не успевают полностью обжечься, понижая при этом степень обжига всей получаемой массы известни. Мелкие частицы шихты, расположенные в противоположной части слоя, в большом количестве выносятся из обжигаемого слоя.

Для оптимизации теплового режима обжига известняка целесообразна такая загрузка шихты в печь, которая обеспечивала

бы подачу к жалюзи крупных частиц. При этом повышается содержание твердого топлива и мелких классов известняка в слоях, расположенных у жалюзи, что позволяет устранить дефицит тепла в данной части слоя и количество его становится достаточным для полного обжига мелких классов известняка. Загрузка более крупных кусков шихты к решетке печи предотвращает ее забивание и унос шихтовых материалов с отходящими газами. В этой части обжиг крупных кусков известняка происходит в благоприятных условиях.

Осуществление предлагаемой технологии возможно при сортировке шихты по крупности в бункере или загрузке ее не как обычно по центру секции, а к жалюзи печи. Такая загрузка шихты приводит к сегрегации по образовавшемуся уклону крупных кусков известняка к колосниковой решетке. Испытания этого варианта загрузки шихты показали, что в прилегающем к жалюзи слое повышается содержание класса -5 мм на 5,8 %. Происходит это за счет сегрегации на колосниковой решетке в основном класса $+12$ мм, в результате чего содержание его у жалюзи понижается на 3,2 %. Обусловленная этим оптимизация теплового режима позволяет уменьшить потери в процессе обжига: известняка на 0,07 %, твердого топлива на 0,05 %. Повышение степени обжига известня на 2,5 % способствует уменьшению расхода твердого топлива на 0,29 кг/т агломерата, исключению «беляков» в агломерате и уменьшению содержания мелочи (-5 мм) в барабанной пробе на 0,14 %. Потери в целом по фабрике снижаются на 0,13 %.

Следующий значительный очаг пылеобразования — тракт подачи шихты в бункера спекательных отделений. Выбросы пыли обусловлены пылением шихты при транспортировании и перегрузках ее по этому тракту. Пыление усиливается после ввода возврата в шихту, за счет чего повышается ее температура до 313—318 К и понижается влажность на 1 %.

Выбросы пыли при дозировании возврата и *первичном смешивании шихты* связаны с низкой влажностью возврата (0,5 %) и неравномерным распределением влаги по объему. Как показали исследования, из общего количества выбрасываемой в атмосферу на этом переделе пыли около 40 % приходится на дозирование возврата.

Недостаток тарельчатых питателей, которыми ведется дозирование, заключается в том, что при их использовании тарелью разрушаются исходные структурообразования только прилегающего к ней слоя концентрата. Разрушение же структурообразований дальних по высоте от выпускного окна слоев материала ослабевает, выдача их на сборный конвейер происходит дискретным потоком. При принятой на агломерационных фабриках следящей системе автоматического весового дозирования это обуславливает понижение точности дозирования в шихту известняков и твердого топлива.

Наличие в шихте структур известкованного со шламами кон-

концентра и понижение точности шихтовки приводит к ухудшению показателей процесса, в том числе и к увеличению потерь сырья. В основном это происходит за счет образования в агломерате участков неспеченной шихты.

Разрушение исходных структурообразований известкованного со шламами концентрата и, следовательно, повышение точности шихтовки возможно за счет дополнительной установки ножа, который располагается по отношению к основному ножу под углом, близким к 90° , на высоте (над тарелью) не более 0,9 высоты выпускной щели.

При проведении испытаний тарельчатого питателя данной конструкции в автоматическом режиме дозирования установлены зависимости средних квадратических отклонений расхода твердого топлива и известняков от средних квадратических отклонений расхода известкованного со шламами концентрата. Эти зависимости описываются уравнениями

$$\sigma_{\tau} = 0,23\sigma_{\kappa};$$

$$\sigma_{\text{и}} = 0,08\sigma_{\kappa},$$

где σ_{κ} , σ_{τ} и $\sigma_{\text{и}}$ — средние квадратические отклонения расхода соответственно концентрата, твердого топлива и известняков.

Спекание шихты с максимальными отклонениями расхода компонентов от заданного показало, что при оборудовании тарельчатых питателей дополнительным ножом относительная точность дозирования известкованного железорудного концентрата со шламами повышается на 73,3 %. В результате этого снижается содержание мелочи (—5 мм) в барабанной пробе агломерата на 0,27 %, а потери по фабрике — на 0,22 %.

Вторичная стадия смешивания (окомкования) шихты с подогревом до 323—328 К и загрузка ее на агломерационные машины также сопряжены с интенсивным паро- и пылевыведением.

Подготовка шихты к спеканию в смесителях характеризуется образованием в ней макрокомплексов, состоящих в основном из локально переувлажненных мелкодисперсных материалов, в частности известкованного со шламами концентрата. Закатанное в комплексы твердое топливо практически не участвует в агломерационном процессе, что повышает его расход в шихту и приводит к образованию неспекшихся включений в годном агломерате, ухудшая тем самым его прочностные характеристики и повышая потери сырья в переделе.

Регулировать процесс смешивания шихты можно за счет установки в смесителях турбулизаторов ссыпающегося потока шихты. Турбулизаторы имеют цилиндрическую форму (диаметр 100 мм, длина 150 мм). На торце турбулизатора имеются подшины для их крепления и штуцер для подвода запыленной подогретой газовой смеси. Подача газовой смеси в слой шихты производится через цилиндрическую поверхность турбулизаторов, которые имеют 32 отверстия диаметром 5 мм. Крепятся турбу-

лизаторы к балке, установленной по длине барабана с некоторым смещением от его оси, что позволяет фиксировать положение турбулизаторов в слое шихты. Расстояние между смежными турбулизаторами составляет 0,5—1,5 м.

Турбулизаторы потока шихты предназначены для разрушения макрокомплексов. Это не только повышает однородность шихты, но и предотвращает закатку твердого топлива в гранулы. Установка турбулизаторов в барабанах способствует перемешиванию слоев сыпавшегося потока шихты с выделением в результате сегрегации по уклонам борозд, образовавшихся за турбулизаторами, кондиционных фракций, что препятствует их переокомкованию. Особенно интенсивное перемешивание слоев сыпавшегося потока шихты происходит при смешивании ее в псевдооживленном слое. При этом, в связи с подачей запыленного подогретого газового потока в шихту через турбулизаторы представляется возможным утилизировать тепло и опудривать гранулы тонкодисперсной пылью, ранее выбрасываемых в атмосферу. Смешивание в псевдооживленном слое позволяет повысить эффективность перемешивания шихты на 18 %, что снижает расход твердого топлива на 0,22 кг/т агломерата, содержание мелочи в барабанной пробе агломерата — на 0,16 % и потери по фабрике — на 0,14 %.

Образование крупных комплексов в шихте зависит от степени наполнения первичных смесителей. Она колеблется в широких пределах, что связано с остановками отдельных агрегатов на ремонт и другими факторами, влияющими на расход шихты. Исследования показывают, что степень заполнения первичных смесителей изменяется в зависимости от загрузки шихты от 8 до 20 %, что не соответствует оптимальному значению (25—30 %) во всех режимах работы цеха. Поддерживать оптимальную степень заполнения смесителя можно при помощи подпорного листа с регулятором положения. Сущность способа заключается в том, что регулятором положения устанавливается определенный зазор между стенкой барабана и подпорным листом, через который шихта выдвигается из смесителя. Часть потока шихты, необходимая для оптимального заполнения смесителя, задерживается в нем листом. Эффективность применения технологии смешивания шихты с подпором потока оценена по лабораторным исследованиям, которые показали, что она позволяет снизить расход твердого топлива в шихту на 0,16 кг/т агломерата, содержание мелочи в барабанной пробе агломерата — на 0,14 %, потери по фабрике — на 0,11 %.

При смешивании-окомковании для увлажнения шихты подается техническая вода, содержащая растворенные газы (около 2,5 %). С повышением давления в водопроводной сети растворимость газов в воде увеличивается. В пробах воды, подаваемой для увлажнения шихты в промышленных условиях, зачастую содержатся мелкие пузырьки, придающие воде белый цвет. Эти пузырьки увеличивают количество «защемленного» в окомкованной шихте воздуха. Повышение температуры сырой шихты при ее спе-

кании усиливает выделение в отдельную фазу растворенных в воде газов. Происходящее при этом расширение и насыщение парами воды всей газовой фазы, содержащейся в гранулах, приводит к их разбуханию и разрушению в зонах сушки и переувлажнения агломерируемого слоя шихты. Вследствие этого ухудшаются показатели агломерационного процесса и повышаются потери сырья.

Для удаления газов, содержащихся в воде, подаваемой для увлажнения шихты, целесообразно ее предварительно деаэрировать. При существующей на агломерационной фабрике технологии подготовки шихты к спеканию это возможно частично осуществить при насыщении продуктов горения газа во вторичных смесителях водяными парами за счет взбрызгивания в них тонкораспыленной воды. Повышение точки росы газовой среды, в которой производится окомкование шихты, создает условия для увлажнения ее деаэрированной водой. Конденсация водяных паров позволяет также уменьшить объем «защемленных» в окомкованной шихте газов и улучшить теплообмен между продуктами горения и шихтой, обеспечив более равномерный ее прогрев. Кроме того, при такой технологии понижается концентрация углекислого газа в газовой среде вторичных смесителей, что тормозит карбонизацию извести шихты и повышает эффективность ее использования в агломерационном процессе. Уменьшение температуры и повышение влагосодержания продуктов горения газа на контакте со ссыпающимся потоком шихты предотвращают шокковые разрушения и сушку зародышей гранул. Вследствие этого повышаются степень окомкования шихты и стойкость гранул в зонах сушки и переувлажнения спекаемого ее слоя.

Результаты лабораторных испытаний по изучению влияния технологии окомкования шихты на показатели процесса спекания и потери сырья показали, что насыщение по предлагаемой технологии водяными парами продуктов горения газа позволяет повысить их точку росы на 14° и понизить температуру на контакте с шихтой от 863 до 483 К. В связи с этим уменьшаются содержание класса $-1,6$ мм в окомкованной шихте на 1,8 %, расход твердого топлива — на 0,24 кг/т агломерата, содержание мелочи в барабанной пробе агломерата — на 0,17 % и потери сырья — на 0,12 %.

При обычной загрузке шихты на колосниковую решетку агломерационной машины гранулометрический состав ее по ширине насыпного слоя (за исключением частей, расположенных у бортов решетки) неизменен. В связи с этим газопроницаемость центральной части спекаемого слоя понижена, что наряду с загрузкой бортов решетки более крупных фракций шихты приводит к noticeably недопека в агломерате и, следовательно, к повышению потерь сырья в переделе.

Для повышения газопроницаемости центральной части спекаемого слоя шихты требуется создание в ней отдушин или вертикальных прослоек из относительно крупных компонентов

шихты. При использовании таких способов достигаются экономия твердого топлива и повышение производительности агломерационных машин, но механическая прочность агломерата не улучшается и потери сырья не уменьшаются. Более рационально формирование в спекаемом слое вертикальных прослоек из крупных фракций самой шихты. Дефицит тепла в вертикальных прослойках можно устранить при выделении их только на $3/4$ — $5/6$ высоты насыпного слоя и укладке на них мелких фракций шихты с повышенным содержанием твердого топлива. В этом случае в вертикальных прослойках твердое топливо более рационально распределяется по высоте, чем даже в остальной массе, так как уменьшается избыток его в нижних горизонтах прослоек.

Прослойки не только позволяют повысить газопроницаемость всего слоя и соответственно улучшить показатели агломерационного процесса, но и являются частями слоя, вносящими наименьшее количество мелочи (~ 5 мм) в годный агломерат. Характерно также, что при спекании шихты по данной технологии на агломерационной машине совмещаются два ранее последовательно идущих процесса: спекание шихты и охлаждение агломерата. Агломерат прослоек после завершения процесса спекания общей массы шихты достаточно охлажден. Максимальная температура в нем составляет 873 — 1073 К, в то время как в остальной массе она обычно достигает 1573 К. Это можно оценить как частичное охлаждение агломерата. Как следствие, среднетемпературная температура агломерата понижается, что положительно сказывается на показателях дробления, грохочения и охлаждения агломерата, а также позволяет повысить стойкость оборудования.

Вертикальные прослойки из крупных фракций шихты формируют на агломерационной машине путем установки в загрузочном устройстве перегородок шириной около 100 мм ниже кромки наклонного листа на расстоянии не более 70 мм под углом к нему около 90° со смещением относительно плоскости листа до 30 мм. При такой конструкции устройства загрузка агломерационной машины между перегородками, погруженными в сыпучий слой шихты, формирует выступы, по образующим которых более крупные фракции сегрегируют под перегородки. Мелкие фракции шихты накапливаются на перегородке, а затем укладываются на вертикальные прослойки.

В промышленных условиях изучалось изменение распределения гранулометрического состава шихты по ширине насыпного слоя при установке перегородки под наклонным листом типового устройства загрузки агломерационной машины. На основании полученных данных производилась характерная для каждого случая укладка шихты в лабораторную чашу. Результаты сравнительных опытов по определению механической прочности агломерата, расходу топлива в шихту и потерь сырья (при усовершенствованной и обычной загрузке шихты) свидетельствуют, что выделение вертикальных прослоек уменьшает расход твердого топлива в шихту

на $0,33$ кг/т агломерата, содержание мелочи в барабанной пробе агломерата — на $0,17\%$ и потери сырья — на $0,14\%$.

Улучшение условий зажигания слоя шихты возможно при повышении степени турбулизации горновых газов. Происходящие при этом выравнивание температурного поля газового потока в горне и концентрация его тепла в узкой полосе верхних горизонтов слоя интенсифицируют воспламенение твердого топлива и обуславливают более полное его использование в агломерационном процессе. Как следствие, улучшаются показатели процесса и снижаются потери сырья в переделе.

Повышение степени турбулизации горновых газов достигается взбрызгиванием в них воды (2 кг/т агломерата) при температуре ее 293 — 373 К. Испарение отдельных капель воды и нагрев ее паров до температуры более 1373 К приводят к увеличению в этом месте объема горновых газов не менее чем в 5 тыс. раз.

Результаты лабораторных исследований по изучению влияния технологии зажигания слоя шихты на показатели процесса спекания и потери сырья показывают, что подача воды в горновые газы позволяет повысить степень их турбулизации на $15,7\%$, что обеспечивает снижение расхода твердого топлива в шихту на $0,16$ кг/т агломерата, содержания мелочи в барабанной пробе агломерата на $0,09\%$ и потерь на $0,11\%$.

Процесс спекания шихты на агломерационной машине можно разделить последовательно на пять этапов: зажигание шихты, упрочнение верхних горизонтов спека, спекание средних, а затем нижних горизонтов слоя шихты и предварительное охлаждение спека.

Зажигание шихты требует поддержания под слоем оптимального разрежения: 5 — 7 кПа в зависимости от свойств шихты. Для упрочнения верхних горизонтов спека, более полного догорания твердого топлива и предотвращения резкого их охлаждения атмосферным воздухом процесс на данном участке необходимо вести с пониженной скоростью фильтрации поступающего в слой газа, т. е. в более низком вакууме, чем, например, при зажигании слоя. Соблюдение этих условий позволяет повысить качество агломерата и, следовательно, уменьшить потери сырья. Спекание средних слоев шихты протекает достаточно хорошо в широких пределах изменения разрежения.

Однако лучшие показатели агломерационного процесса достигаются при совмещении зоны горения твердого топлива и тепловой волны в спекаемом слое. После удаления всей влаги из слоя резко повышается унос шихтовых материалов отходящими газами. Поэтому при спекании нижних слоев для предотвращения уноса шихты разрежение под ним следует понижать. В ряде случаев целесообразно предварительно охлаждать спек. Разрежение под слоем на данном участке следует подбирать с учетом условий на предыдущих участках.

При существующей конструкции агломерационных машин регулирование шиберами разрежения в вакуум-камерах затруднено

в связи с наличием между ними по проемам паллет продольных перетоков газа. Для регулирования разрежения на стыке вакуум-камер необходимо устанавливать горизонтальные перегородки (регуляторы разрежения) шириной, равной ширине камеры, и длиной не менее, чем длина паллеты.

При такой конструкции агломерационной машины над перегородками-регуляторами постоянно находятся торцовые перемишки паллет: одна пара смежных перемишек паллет сменяется по ходу движения колосниковой решетки над перегородками другой и т. д. Продольные перетоки газа между объединенными в группы вакуум-камерами ощутимо уменьшаются, и особенно по мере накопления на перегородках просыпи. Становится возможным с помощью шиберов устанавливать в каждой группе вакуум-камер разрежение под слоем, более близкое или даже равное оптимальному на данном участке. В связи с этим появляется возможность регулировать процесс спекания шихты на агломерационной машине.

Результаты промышленных испытаний показали, что оптимизация воздушно-теплого режима работы агломерационной машины позволила снизить содержание мелочи в барабанной пробе агломерата на 0,28 %, а потерь сырья — на 0,12 %.

Значительное пылевыведение происходит на участках *дробления — грохочения агломерата и охлаждения* горячего возврата. Качество пыли, выделяемой на этом участке, во многом зависит от точности шихтовки, качества подготовки шихты, газопроницаемости насыпного слоя, эффективности его зажигания и очистки технологических газов, воздушно-теплого режима спекания.

По действующей технологии на линейные охладители поступает агломерат с содержанием кусков крупностью +100 мм до 21 % и температурой 1083 К. Охлаждаются такие куски медленно с образованием в результате повышенных термических напряжений большого количества мелочи в охлажденном и (после холодного грохочения) годном агломерате.

Интенсификация процесса охлаждения агломерата подачей воды в спек на агломерационной машине или при продувке воздуха сквозь насыпной слой дробленого агломерата непосредственно на охладителе не позволяет понизить крупность кусков агломерата, поскольку площадь контакта воды с горячими слоями спека ограничена и накопление воды происходит в холодных слоях. При продувке воздухом происходит интенсивное термическое разрушение кусков, что приводит также к образованию большого количества мелочи в агломерате.

Практикой установлено, что наиболее целесообразно подавать воду на куски агломерата при дроблении спека перед горячим грохочением. Расход воды при этом может достигать 30 кг/т агломерата. При дроблении спека увеличивается площадь свободной поверхности кусков его горячих слоев. Подача на них воды создает в кусках термические напряжения, что способствует их

дроблению. Кроме того, при этом происходит частичное охлаждение агломерата.

Уменьшение размера и температуры кусков способствует улучшению показателей процесса охлаждения агломерата на линейных охладителях. Большая часть образовавшейся при дроблении спека мелочи отсеивается при горячем грохочении агломерата. Несмотря на то что в поступающем на охладитель агломерате содержание мелочи все же повышенное, в связи с уменьшением термических разрушений кусков при продуве насыпной слой воздуха содержание мелочи в охлажденном агломерате и потери сырья снижаются. Кроме того, интенсификация дробления спека водой и понижение температуры горячего агломерата позволяют также повысить стойкость дробилок и грохотов.

Промышленные испытания охлаждения агломерата при дроблении водой показали, что при этом уменьшаются температура горячего агломерата на 38°C и содержание класса $+100$ мм на 8% при повышении содержания мелочи после горячего грохочения всего на $0,5\%$. Общее содержание мелочи в барабанной пробе охлажденного агломерата снижается на $0,16\%$, а потери сырья — на $0,11\%$.

Снижения потерь с пылями удается достигнуть и при оптимизации структуры слоя агломерата на линейном охладителе. При существующей конструкции охладителя агломерат загружается на полотно неравномерно: у бортов охладителя высота насыпного слоя, как правило, на $100\text{--}200$ мм меньше, чем по центру полотна. Соответственно происходит распределение продуваемого сквозь слой воздуха. Большая скорость охлаждающего воздуха обуславливает резкое охлаждение агломерата до температуры ниже 373 K у бортов полотна, что сопровождается интенсивным разрушением кусков и выносом в атмосферу большого количества пылевидных частиц.

Пониженная скорость охлаждающего воздуха по центру насыпного слоя приводит к тому, что на разгрузке охладителя в верхних частях слоя имеются куски с температурой до 773 K . Медленное охлаждение этих кусков усиливает модификационные превращения ортосиликатов кальция. Сопровождаются они значительными разрушениями кусков с образованием пылевидных частиц, которые практически полностью выдуваются из слоя охлаждающим воздухом.

Исследованиями установлено, что газопроницаемость насыпного слоя агломерата на полотне охладителя зависит от содержания мелочи в горячем агломерате. Мелочь при принятой загрузке накапливается в средних горизонтах слоя по ширине полотна охладителя. Значительная часть этой мелочи выдувается из слоя. Несмотря на это, средние слои на протяжении всего процесса охлаждения агломерата имеют пониженную пористость, что ухудшает газопроницаемость всего насыпного слоя и обуславливает медленное охлаждение агломерата верхних слоев. Кроме

того, загрузка мелочи по всей ширине в нижние слои обуславливает повышенную ее просыпь через решетку полотна охладителя.

Устранение указанных недостатков, в особенности повышение газопроницаемости по центру насыпного слоя, возможно за счет установки рассекателя потока агломерата над загрузочной точкой охладителя. При этом поток агломерата после падения с грохота разделяется рассекателем на две части, каждая из которой по краям загрузочной точки поступает на полотно линейного охладителя. По уклонам накопленной в загрузочной точке массы агломерата крупные его куски сегрегируют к центру точки и укладываются на полотно охладителя. Ускорение при падении в загрузочную точку и большая инерция крупных кусков обуславливает при их укладке незначительное понижение высоты по центру насыпного слоя. При этом происходит более полная загрузка агломерата с повышенным содержанием мелочи к бортам охладителя. Догрузка бортов полотна агломератом также уменьшает отрицательное влияние его порционного поступления со смежных паллет агломерационной машины на показатели работы охладителя.

Уменьшение бортовых продувов, повышение качества агломерата, отгрузка мелочи (-5 мм) к бортам позволяют уменьшить потери с выбросами в атмосферу и просыпью через решетку полотна в процессе охлаждения агломерата на линейном охладителе. Кроме того, равномерное охлаждение приводит к тому, что понижается максимальная температура кусков в охлажденном агломерате. В связи с этим становится возможным достичь более полной стабилизации гранулометрического состава агломерата, повышения стойкости оборудования, в частности конвейерных лент, и улучшить условия труда по тракту подачи агломерата в доменную печь.

Результаты промышленных испытаний показывают, что оптимизация структуры слоя агломерата на линейном охладителе позволяет уменьшить содержание мелочи в загрузке по центру слоя на $5,3$ %. В связи с этим снижаются максимальная температура кусков охлажденного агломерата на 180 °С, содержание мелочи в барабанной пробе агломерата — на $0,27$ % и потери сырья — на $0,21$ %.

Исследования ДонНИИчермета показали эффективность снижения пылеобразования уменьшением термоудара в нижних охлаждаемых слоях. Охлаждение агломерата, находящегося на полотне линейного охладителя, осуществляется атмосферным воздухом, имеющим высокую степень турбулизации в связи с механическим перемешиванием его дутьевыми вентиляторами и последующей непосредственной подачей в охлаждаемый слой.

Повышенный теплообмен в нижних слоях приводит к охлаждению в них кусков агломерата до 373 К уже на первых дутьевых камерах с образованием большого количества мелочи. Кроме того, с повышением степени турбулизации поступающего воздуха увеличивается аэродинамическое сопротивление насыпного

слоя, что наряду с подогревом воздуха в нижних слоях тормозит процесс охлаждения средних и верхних слоев, особенно по центру. Это способствует модификационным превращениям ортосиликатов кальция и разрушению кусков агломерата и в данной части слоя. Указанные явления приводят к понижению механической прочности агломерата и повышенной потере при охлаждении его на линейных охладителях.

На последних дутьевых камерах высокая степень турбулизации приводит к неоправданно большим потерям давления воздушного потока в уже охлажденных до 373 К и ниже слоях. Для уменьшения термических разрушений агломерата в нижних слоях и более равномерного охлаждения всей его массы необходимо понижение степени турбулизации поступающего в слой воздуха. Это может быть достигнуто установкой в дутьевых камерах детурбулизирующих решеток в виде мелкоячеистой сетки с характерными размерами (расстоянием между соседними проволоками) около 0,5 мм. Целесообразно устанавливать сетку на напорном патрубке дутьевых вентиляторов. При этом исключается забивание ее просыпью через полотно охладителя. Особенно эффективно оборудование первых двух-трех дутьевых камер детурбулизирующими решетками, так как на этом участке режим движения входящего в слой воздуха особенно влияет на показатели процесса охлаждения агломерата.

Уменьшение термоударного эффекта в нижних горизонтах охлаждаемого слоя, как показали лабораторные исследования, позволяет снизить содержание мелочи в барабанной пробе охлажденного агломерата на 0,25 % и потери сырья — на 0,2 %.

Утилизации пылей, находящихся в отсасываемых газах, способствует их очистка. Грубую очистку отходящих газов процесса спекания шихты осуществляют в коллекторе агломерационной машины. При прохождении над пылевыми мешками коллектора газовый поток освобождается от грубозернистых частиц пыли, а затем подается на тонкую очистку. Недостаток грубой очистки заключается в том, что с образованием в пылевых мешках мертвых зон расширения потока и понижения его скорости над ними практически не происходит. Как следствие, в пылевых мешках осаждаются только часть грубозернистой пыли, а оставшаяся часть выносится газовым потоком из коллектора. Движение по газоотводящему тракту газового потока с повышенной запыленностью требует дополнительного расхода энергии, что ведет к понижению разрежения под колосниковой решеткой шихты, ухудшает свою очередь, снижает высоту спекаемого слоя шихты, ухудшает прочность агломерата и увеличивает потери сырья. Кроме того, повышенная запыленность поступающих на тонкую очистку газов обуславливает абразивный износ оборудования, в том числе и ротора эксгаустера.

Устранение мертвых зон в пылевых мешках обеспечивается своеобразным отбором газов. Возникающая при этом рециркуляция способствует осаждению пыли из проходящего над мешками

газового потока. Понижение запыленности газов обуславливает увеличение разрежения под колосниковой решеткой агломерационной машины и, следовательно, высоты спекаемого слоя шихты. Газы отбираются из пылевых мешков через местные отсосы, подсоединенные специальными воздуховодами к тракту машины в местах с повышенным (на 0,2—1 кПа) разрежением. Местные отсосы целесообразно устанавливать на высоте 1/3—3/4 высоты пылевого мешка.

Отбор газов из пылевых мешков целесообразно производить непосредственно в коллектор. При имеющихся перепадах разрежения газового потока между пылевыми мешками и коллектором отбор газа из мешков возможен при диаметре газоведа не менее 100 мм. Унос пылевых частиц, осажденных на стенках мешков, исключается при установке местного отсоса по оси пылевого мешка. Отбор газов из мешков дополнительно улучшается за счет эжекции при установке воздуховода местного отсоса в коллекторе с изгибом по ходу движения газового потока.

Спекание с очисткой рециркуляционных газов, как установлено лабораторными исследованиями, позволяет повысить высоту спекаемого слоя шихты на 5 мм и обуславливает снижение расхода твердого топлива на 0,21 кг/т агломерата, содержания мелочи в барабанной пробе агломерата — на 0,16 %, потерь — на 0,15 %.

Безвозвратные потери материала образуются с пылями при погрузочно-разгрузочных работах, а также при транспортировании и выносе тонких частиц со сливами сгущающих устройств.

Эти потери зависят от качества агломерата, нагрузок, возникающих при падении кусков в вагоны, состояния кузовов автомашин и вагонов, а также от технологических схем сгущения шламов и их аппаратурного оформления.

Анализ потерь железорудного сырья и других материалов при агломерации и рассмотренных мероприятий по их уменьшению, проведенный ДонНИИчерметом для агломерационных фабрик Новокриворожского горно-обогатительного комбината, свидетельствует, что внедрение передовых методов подготовки шихты, ее спекания, дробления и охлаждения агломерата позволяет сократить потери материала с пылями и шламами на 30—40 %.

7.3. ОКОМКОВАНИЕ РУД

Механические потери шихтовых материалов на окомковательных фабриках, определенные проектами, составляют 1—1,5 %. Однако опыт работы показывает, что они значительно выше. Это определяется многими факторами: проектно-компоновочными решениями, стабильностью работы основного технологического и вспомогательного оборудования, техническим состоянием и правильной эксплуатацией газоочистной аппаратуры, прочностью и гранулометрическим составом сырых окатышей, равномерностью их обжига по высоте слоя и др. Структура потерь металла на окомковательных фабриках приведена в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Структура потерь металла на окомковательных фабриках, %

Источник потерь	Комбинат						
	Соколово-Сарбидский	Качканарский	Центральный	Северный	Лебединский	Михайловский	Полтавский
Отходящие газы	0,1	0,1	0,3	0,6	0,1	0,03	0,6
	6,0	5,6	7,5	18,7	3,2	1,2	17,1
Транспортирование, разгрузочно-погрузочные работы	1,2	1,0	1,8	0,9	1,3	1,3	1,3
	52,6	53,3	45,0	27,2	43,0	52,2	38,0
Производственные стоки	0,8	0,7	0,9	1,8	1,7	0,3	1,0
	34,7	41,1	22,5	54,1	53,8	10,0	27,8
Неучтенные потери	0,1	—	0,1	—	—	0,9	0,6
	6,7	—	25,0	—	—	36,6	17,1
Общие потери	2,2	1,8	4,0	3,3	3,1	2,5	3,5
	100	100	100	100	100	100	100

Примечание. В числителе — доли потерь в операции; в знаменателе — доля в общих потерях.

На окомковательных фабриках в настоящее время для утилизации шламов применяют следующие технологические схемы:

сгущение и фильтрование уловленных шламов; доизмельчение крупных классов шламов с последующим сгущением и фильтрованием вместе с концентратом обогатительных фабрик;

классификацию промстоков с последующим сгущением и фильтрованием совместно с концентратом обогатительных фабрик;

сгущение и обезвоживание шламовых вод в напольных отстойниках.

Первую схему применяют на Михайловском комбинате. Гидросмывы корпусов сырого окомкования и обжига, а также готовую продукцию сгущают в двух радиальных сгустителях диаметром 50 м с центральным приводом. Сгущенный продукт песковыми насосами перекачивают в отделение фильтрования, где установлены три дисковых вакуум-фильтра ДШ-68-2,5. Слив сгустителя используют в технологическом процессе как оборотную воду. Пепельные вакуум-фильтры направляют в сгуститель. Осадок влажностью 13—14 % конвейером подают на открытый склад. Со

склада роторным заборщиком его забирают и конвейерами подают в погрузочный бункер. Из погрузочного бункера железнодорожными вагонами шламы как офлюсованный концентрат отгружают на агломерационную фабрику объединения «Тулачермет».

Содержание в сгущенных шламах бентонита, известняка и тонких классов магнетитового концентрата приводит к значительному снижению удельной производительности вакуум-фильтров и к повышенному содержанию влаги в осадке. В осенне-зимний период хранящийся на складе материал смерзается и увлажняется осадками, что приводит к остановке участка обезвоживания и сгущения шламов из-за невозможности отгрузки готовой продукции потребителям.

К недостаткам данной схемы относят: осложнение с отгрузкой продукции в осенне-зимний период, недостаточный контроль и учет обезвоженных продуктов (шламов), антисанитарные условия на промплощадке в весенне-летний период в результате распыления подсушенного тонкодисперсного шлама при разгрузочно-погрузочных работах.

Вторую схему утилизации шламов применяют на Полтавском комбинате. Промышленные стоки с окомковательной фабрики перекачивают в односпиральный классификатор 1КСП-15 с погруженной спиралью, работающий в замкнутом цикле с шаровой мельницей МШЦ-2100×3000. Слив классификатора направляют в сгуститель, пески которого перекачивают в сгуститель концентрата обогатительной фабрики. Сливы сгустителей по проекту должны были возвращаться в технологический процесс как оборотная вода. Однако из-за агрессивности вод (высокая коррозионная способность) их направляют в хвостохранилище.

Недостаток схемы совместного фильтрования шламов и концентрата обогатительной фабрики заключается в том, что необходим тщательный контроль за плотностью продуктов сгущения, особенно шламов. Большая их обводненность приводит к снижению общей плотности пульпы, что отрицательно влияет на процесс фильтрования концентрата в целом. Добавка сгущенных шламов к концентрату в пределах 2—3 % по объему практически не влияет на удельную производительность вакуум-фильтров и на содержание влаги в осадке. При правильной эксплуатации этой технологической схемы она вполне устойчива и обеспечивает наибольший объем утилизации шламов.

Аналогичная схема внедрена и на Костомукшском комбинате. Отличие ее от схемы Полтавского комбината заключается только в проектно-компоновочных решениях и технологическом оборудовании. Так, в качестве классифицирующего оборудования на Костомукшском комбинате установлены гидроциклоны, работающие в замкнутом цикле с шаровой мельницей. Перед фильтрованием концентрата и сгущенных шламов в схему введена операция усреднения. Сливы сгустителей используются в качестве оборотной воды.

Третью схему утилизации шламов применяют на Качканарском комбинате. Шламосодержащие воды окомковательной фабрики собирают в сборник и насосами перекачивают в радиальный сгуститель диаметром 24 м. Слив сгустителя направляют в хвостохранилище, а пески насосами перекачивают на обогатительную фабрику, где подвергают двойной классификации: в спиральных классификаторах диаметром спиралей 1200 мм и в гидрощиклонах диаметром 750 мм. Пески спирального классификатора направляют на склад как агломерационную руду, а сливы подают в сгустители диаметром 24 м для совместного сгущения концентрата и шламов. Пески сгустителя направляют на фильтрование, а сливы — в обратное водоснабжение фабрики или в хвостохранилище. Промстоки агломерационной фабрики направляют в отстойник. Пески отстойника присаживают в агломерационную шихту, а сливы насосами перекачивают в сгустители концентрата с последующим совместным фильтрованием песков.

На комбинате улавливают до 100—300 тыс. т в год шламов агломерационной фабрики при содержании железа в них 55—55,7 % и 130—180 тыс. т в год шламов окомковательной фабрики с содержанием железа 57—58 %. Технологическая схема обеспечивает наиболее полное улавливание шламов без дорогостоящей операции доизмельчения крупных фракций. К недостаткам схемы утилизации шламов окомковательной и агломерационной фабрик Качканарского комбината следует отнести сложность управления и регулирования плотности продуктов сгущения.

Аналогичную схему утилизации шламов с некоторыми отличиями по проектно-компоновочным решениям и аппаратурному оформлению применяют на окомковательной фабрике № 3 Северного горно-обогатительного комбината.

На Соколовско-Сарбайском и Лебединском комбинатах применяют четвертую схему подготовки шлама — в напольных отстойниках (рис. 7.4). Для этих целей устраивают два-три отстойника. Шламы с окомковательной фабрики направляют в сгуститель 1, откуда песковыми насосами 2 сгущенный продукт перекачивают в один из напольных отстойников 3. Обезвоженные в отстойниках шламы выгружают экскаватором 4 и автомашинами 5 перевозят в напольный склад 6. С напольного склада шламы экскаваторами 7 грузят в думпкары 8 и перевозят на склад обожженного отсева для смешивания. Эта операция необходима для стабилизации качества усредненного продукта по содержанию влаги и железа.

Смешивают шламы с обожженным отсевом окатышей в соотношении 1:3. Для этих целей на напольном складе формируют три рядом расположенных штабеля: штабель 9 отсева, штабель 10 железосодержащего шлама и штабель 11 смешанного продукта. Масса усредненного продукта, уложенного в один штабель, составляет 1—3 тыс. т. Усредненный продукт экскаватором 12 грузят в вагоны 13. Достоинство технологии обезвоживания сгущенных шламов в напольных отстойниках — низкая себестоимость

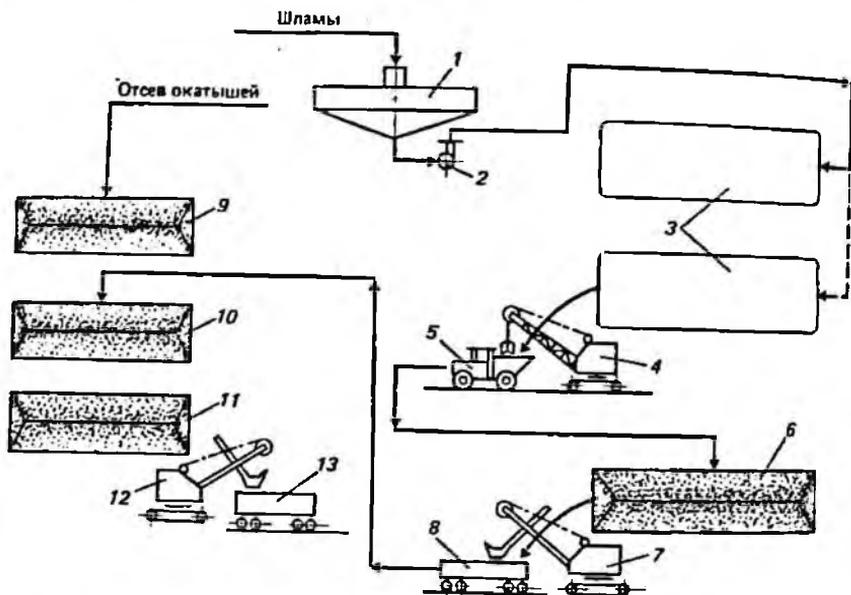


Рис. 7.4. Схема цепи аппаратов утилизации шламов окомковательной фабрики на Лебеднском комбинате

мость подготовки шламов, которая не превышает 1 р/т шламов.

К недостаткам этой технологии следует отнести:

возможность использования данной технологии только на предприятиях, расположенных в районах с теплым климатом;

значительные площади земель, занимаемые под напольные отстойники;

длительность процесса естественного обезвоживания шламов (3—12 мес);

необходимость строительства отстойников в грунтах, обладающих хорошей фильтрационной способностью;

неравномерную влажность шлама по вертикали (на поверхности влажность составляет 10—14 %, а на глубине 2—3 м — 35—50 %).

Однако ряд выполненных технических мероприятий обеспечивает устойчивую работу технологии подготовки шламов в земляных отстойниках.

На Оскольском электрометаллургическом комбинате им. Л. И. Брежнева работают цех по производству окисленных окатышей и цех металлизации окатышей. В отличие от других отечественных окомковательных фабрик, здесь обожженные окатыши направляют не в доменный передел, а на металлизацию. Это вызывает повышенные требования к качеству обожженных окисленных окатышей. В частности, содержание закиси железа в них должно быть не более 0,5 % при отсутствии мелочи (—6,3 мм). В этой связи в цехе металлизации осуществляется повторное гро-

хочение по крупности 6,3 мм. Для утилизации мелочи (возврата) имеется специальная установка.

Отсев окисленных окатышей из цехов обжига и металлизации ленточными конвейерами подают в приемный бункер возврата. Из него тарельчатым питателем ДТ-25С и ленточным конвейером возврат подают в шаровую мельницу мокрого измельчения МШЦ-4500×6000, работающую в замкнутом цикле с гидроциклонами ГЦ-360к, через насосы ГРК-400/40. Пески гидроциклонов самотеком поступают в мельницу на доизмельчение; слив гидроциклонов плотностью 1,186 г/см³ насосом ГРТ-100/40 подается в две мешалки-резервуары вместимостью 110 м³ каждая. Из них насосами пульпу подают в сгуститель диаметром 55 мм, в котором сгущается концентрат Лебединской доводочной обогатительной фабрики. Из сгустителя пески направляют на фильтрование.

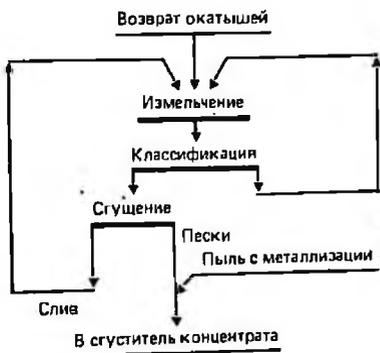


Рис. 7.5. Технологическая схема утилизации отвеса окатышей класса — 6,3 мм на Оскольском электрометаллургическом комбинате

Технологическая схема утилизации отвеса приведена на рис. 7.5. Возврат, поступающий на измельчение, по своему химическому составу не отличается от обожженных окатышей:

Технологическая схема утилизации отвеса приведена на рис. 7.5. Возврат, поступающий на измельчение, по своему химическому составу не отличается от обожженных окатышей:

Материал	Возврат окатышей (-6,3 мм)	Пыль цеха металлизации
Содержание, %:		
Fe	67,2	65,3
SiO ₂	3,6	4,3
Содержание (%) класса крупности, мм:		
+5	11,8	—
-5 + 1	64,6	—
-1 + 0,5	—	1,1
-0,5 + 0,1	23,6	24,6
-0,1 + 0,063	—	7,3
-0,063	—	67,0

Производительность установки составляет 30—35 т/ч. Показатели работы установки приведены в табл. 7.3.

Содержание измельченного возврата в шихте до 10% не оказывает существенного влияния на производство окатышей и их качество:

Состав шихты	Без возврата	С возвратом
Сырые окатыши:		
влажность, %	8,58	8,56
прочность на сжатие (1 окатыша), Н	15,8	15,8
прочность на сброс	6,3	6,4

Т а б л и ц а 73

Показатели работы установки по утилизации возврата

Продукты	Плотность пыли, г/см ³	Содержание твердого, %	Содержание (%) классов крупности, мм			
			+0,1	-0,1+0,063	-0,063+0,044	-0,044
Слив мельницы	2,10	65,5	15,3	16,8	9,7	58,2
Питание гидроциклонов	1,44	38,2	—	—	—	—
Слив гидроциклонов	1,20	20,8	1,5	4,6	6,7	87,2
Пески гидроциклонов	2,10	65,5	19,9	21,4	13,2	45,5
Сгущенный продукт сгустителя	1,60	46,9	1,4	4,7	6,1	87,8
Пульпа после мешалки-резервуара	1,46	39,7	1,2	4,8	6,4	87,6

Обоженные окатыши:

прочность на сжатие (1 окатыша), Н . . .	3116	3121
содержание (%) класса крупности, мм		
—15+9	86,4	85,8
—5	0,86	0,86
прочность на разрушение в барабане — содержание (%) класса крупности, мм		
—5	96,6	97,0
—0,5	1,55	1,63

На Оскольском электрометаллургическом комбинате утилизируют также пыли погрузочного бункера (0,56 т/ч), цеха металлзации (0,62 т/ч) и цеха обжига (2,87 т/ч), содержащие соответственно 67,0; 65,3 и 66,9 % железа.

7.4. ОБЖИГ РУД

На Центральном горно-обогатительном комбинате в 1963 г. введена в эксплуатацию обогатительная фабрика по обогащению окисленных железистых кварцитов обжиг-магнитным методом. Производительность фабрики по исходной руде составляет 9 млн. т в год. Магнетизирующий обжиг осуществляется в трубчатых вращающихся печах производительностью 1 тыс. т/сут. В качестве топлива и восстановителя используют природный газ.

Уловленная после обжига окисленных железистых кварцитов пыль состоит из рудных и нерудных частиц неправильной формы (остроугольная, изометрическая и округленная). Рудные минералы представлены магнетитом (13,7 %), мартитом (18,3 %), гидроксидами железа (10,7 %) и небольшим количеством вюститы (1,8 %) и феррита железа. Нерудные минералы представлены кварцем (36,1 %), алюмосиликатами (14,7 %), незначительной

Таблица 7.4

Гранулометрический состав пыли и распределение железа по классам крупности, %

Класс крупности, мм	Выход класса	Содержание		Извлечение	
		Fe _{общ}	Fe _{маг}	Fe _{общ}	Fe _{маг}
+0,5	0,9	31,6	4,9	1,0	0,5
-0,5+0,25	0,8	32,5	4,7	0,9	0,4
-0,25+0,16	0,7	34,9	4,5	0,9	0,3
-0,16+0,1	4,6	37,5	5,0	2,1	0,8
-0,1-0,07	2,4	38,2	6,5	3,2	1,6
-0,07+0,05	6,4	31,6	7,8	7,1	5,2
-0,05+0,04	9,6	42,7	14,6	14,4	14,6
-0,04+0,03	8,2	26,8	10,5	7,7	9,0
-0,03+0,02	16,6	25,2	10,7	16,4	20,7
-0,02+0,15	14,1	26,1	9,7	12,9	14,2
-0,15+0,01	13,5	27,5	10,0	13,2	14,1
-0,01+0,005	8,1	28,1	9,3	7,9	7,8
-0,005	14,1	23,5	6,9	12,3	10,8
Исходный	100,0	28,0	9,7	100,0	100,0

примесью кальцита и углистого вещества, а также единичными зернами стекла. Из аксессуарных минералов встречаются апатит (0,3 %) и пирит (1,6 %). Химический состав пылей, %: 31,5 Fe_{общ}; 9,9 Fe_{маг}; 42,3 SiO₂; 0,2 TiO₂; 5,3 Al₂O₃; 38,4 Fe₂O₃; 5,9 FeO; 0,05 MnO; 0,67 CaO; 0,38 MgO; 0,12 P₂O₅; 0,87 S; 0,15 CO₂; 0,25 K₂O; 0,31 Na₂O; 2,14 C_{общ}; 6,04 п. п. п. Гранулометрическая характеристика пыли приведена в табл. 7.4.

Технология переработки уловленной пыли обжиговых печей включает магнитное обесшламливание пыли с предварительной магнитной флокуляцией на отдельной установке. Пески дешлампатора дообогащают совместно с промпродуктом I стадии обогащения обожженной руды в основных технологических секциях. Селективную магнитную флокуляцию уловленной пыли проводят в размагничивающих аппаратах 165А-СЭ либо в селективных магнитных флокуляторах. Магнитное обесшламливание пыли осуществляют в два приема: I прием — в магнитном дешлампаторе типа МД-5, II прием — в магнитных гидроциклонах диаметром 750 мм. Дообогащение пылей позволяет дополнительно получать до 157—160 тыс. т в год концентрата, содержащего 64,5 % железа; при этом извлечение железа в концентрат повышается на 2,5 % (табл. 7.5).

Бурожелезняковые руды Лисаковского месторождения представлены в основном оолито-гидрогематитовыми разновидностями, состоящими из смеси оолитов (табл. 7.6) и зерен кварцевого песка (0,01—1 мм) с небольшой примесью охристого глинистого материала и кусков плотного гидрогематита и ожелезненного песчаника.

Таблица 7.5

Результаты совместного обогащения окисленной руды и уловленной пыли обжиговых печей Центрального комбината, %

Схема обжиг-магнитного обогащения	Содержание железа в исходной пыли	Концентрат			Содержание железа в общей массе потерь обогащения и обжига
		Выход	Содержание железа	Извлечение железа	
Существующая	35,0	36,16	64,5	66,6	18,35
Существующая с совместной переработкой промпродукта, полученного обогащением пыли:					
магнитным	35,0	37,66	64,25	69,1	17,4
магнитным с применением реагентов	35,0	38,26	64,0	70,0	17,0
обжиг-магнитным	35,0	39,26	64,3	72,1	16,2

Химический состав оолитов Лисаковского месторождения, %: 50,1—51,3 Fe; 72—73,3 Fe₂O₃; 0,7 P; 4,5—5,5 SiO₂; 4,7—7,3 Al₂O₃; 0,1—0,4 CaO; 0,4—0,7 MgO; 14,5—14,9 п. п. п.

Бурожелезняковые руды Лисаковского месторождения обогащают по гравитационно-магнитной схеме. Кроме того, в 1975 г. введена установка по обжиг-магнитному обогащению. Технологическая схема установки включает магнетизирующий обжиг руды крупностью —30 мм в печи ступенчато-взвешенного слоя (СВС). После обжига и охлаждения руду классифицируют на грохотах по классу 2 мм. Подрешетный продукт грохота обогащают мокрой магнитной сепарацией в слабом магнитном поле с выделением отвальных хвостов (10 % железа). Надрешетный продукт поступает на измельчение в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с магнитной сепарацией. На доизмельчение направляют также промпродукт магнитной сепарации подрешетного продукта. Измельчение ведется до крупности 55 % класса —0,071 мм. Из-

Таблица 7.6

Распределение оолитов в руде Лисаковского месторождения, %

Класс крупности, мм	Выход класса	Содержание свободных оолитов	Распределение оолитов
+2	3	50	1,8
-2+1	5	60	3,8
-1+0,5	12	80	14,9
-0,5+0,2	60	90	69,6
-0,2+0,1	12	80	7,3
-0,1+0,074	3	50	1,3
-0,074	5	20	1,3

Таблица 7.7

Показатели очистки отходящих газов от пыли

Отходящие газы	Содержание пыли, г/м ³	Температура, К	Разрежение, кПа	Поток отходящих газов, тыс. м ³ /ч
До осадительной камеры	285,0	458—463	0,2—0,3	235
После осадительной камеры	46,8	453—463	0,6—0,7	236
После группы циклонов	5,1	403—408	2,0—2,1	235
После скрубберов	0,75	376—379	4,1—4,4	198

мельченный материал обесшламливают и подвергают магнитной сепарации в два приема совместно с надрешетным продуктом магнитной фракции. Во II стадии обогащения промпродукт доизмельчают до 95 % класса —0,074 мм, намагничивают, обесшламливают и подвергают магнитной сепарации в три приема с перемешиванием магнитного продукта.

В состав системы очистки выходящих из печи СВС газов входят осадительная камера, группа из шести циклонов конструкции НИИОгаза и два последовательно включенных мокропрутковых пылеуловителя МП-ВТИ (золотоуловители). При производительности печи 67 т/ч по сырой руде запыленность отходящих газов составляет около 1,5 г/м³. Показатели очистки газов от пыли приведены в табл. 7.7.

Вместе с газами в атмосферу выбрасывается от 0,015 до 0,15 т/ч пыли, с которой теряется 0,2—0,3 % металла. Потери металла с дымовыми газами при сушке концентрата на обогатительной фабрике Лисаковского комбината характеризуются следующими данными:

Концентрат	Гравитационно-магнитный	Обжигмагнитный
Масса концентрата, тыс. т	1263	37
Содержание железа в концентрате, %	49,2	62,3
Механические потери:		
масса твердого, т	494	319
содержание железа, %	45,0	62,8
выход, %	0,04	0,86
масса металла, т	222	200

Существующие технологические схемы переработки руд Лисаковского месторождения предусматривают возврат основных механических потерь в технологический процесс.

7.5. ПЫЛИ И ШЛАМЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Шламы доменного производства представлены в основном шламами газоочисток доменных печей, шламами и пылью аспирации и гидрооборки подбункерных помещений, шламами разливочных машин.

Удельный выход шламов колеблется в пределах от 9,44 кг/т чугуна на Западно-Сибирском металлургическом заводе до 69,6 кг/т чугуна на Енакиевском металлургическом заводе, что объясняется зависимостью выхода шлама от технологических параметров процесса, в значительной степени отличающихся на различных заводах.

Содержание железа в доменных шламах колеблется в пределах 20,2—54,9 %, а цинка — 0,02—15,39 %, что создает значительные трудности в использовании этих шламов в металлургическом производстве.

Степень утилизации шламов в среднем составляет 28 %. Такая низкая степень утилизации доменных шламов по основным заводам отрасли объясняется повышенным содержанием в них цинка (что требует специальной подготовки их к использованию), отсутствием мощностей по обезвоживанию, а также складированием части шламов в смеси с прочими отходами. Утилизация доменных шламов осуществляется главным образом в агломерационном производстве, часть шламов (32 тыс. т в год) отгружается цементным заводам. Подготавливают шламы к утилизации обезвоживанием на фильтрах и в различных отстойниках. Неутилизируемую часть доменных шламов направляют на складирование в шламонакопители отдельно или в смеси с другими железосодержащими шламами в количестве около 400 тыс. т в год.

С целью увеличения объема утилизации доменных цинкосодежащих шламов разработаны два способа их обесцинкования.

Первый способ (гравитационный) заключается в двух-трехстадийном разделении исходных шламов по крупности в гидроциклонах с промежуточной химической обработкой (последовательное перемешивание песков гидроциклонов с кислотой). Способ проверен в опытно-промышленных условиях на доменных шламах Нижнетагильского комбината. При разделении исходных шламов (содержание железа 39,3 %, цинка 1,71 %) получены два продукта: железосодержащий (содержание железа 43,6 %, цинка 0,34 %), пригодный к утилизации в агломерационном производстве, и цинкосодежащий (содержание железа 31,6 %, цинка 4,18 %), который может быть использован в цементной промышленности (табл. 7.8).

Второй способ является комбинированным и предусматривает разделение исходных доменных шламов гравитационным методом на три продукта: железосодержащий (содержание железа 36 %, цинка 0,5 %), пригодный по химическому составу для утилизации в агломерационном производстве; цинкосодежащий (содержание цинка более 12 %, железа около 20 %), пригодный для переработки в цветной металлургии в целях производства цинка; промежуточный (содержание цинка 2—5 %, железа 23—28 %), перерабатываемый прометаллургическим способом.

Мартеновские шламы, представленные в основном шламами газоочисток мартеновских печей, имеют высокое содержание железа и являются самыми высокодисперсными среди металлурги-

Т а б л и ц а 7.8

Результаты испытаний гравитационного способа.
обесцинкования шламов, %

Показатель	Исход- ные шламы	Цинк- содержа- щий продукт	Железо- содержа- щий продукт
Выход	100	35,7	64,3
Содержание:			
железа	39,3	31,6	43,6
цинка	1,7	4,2	0,3
кремнезема	17,2	12,0	20,1
Извлечение:			
железа	100	28,7	71,3
цинка	100	87,2	12,8
кремнезема	100	24,9	75,1

ческих шламов, что значительно усложняет процессы подготовки их к утилизации.

Удельный выход мартеновских шламов колеблется от 2,1 кг/т стали на Нижнетагильском комбинате до 17,6 кг/т стали на Коммунарском заводе, что объясняется зависимостью его от вместимости печи, физических свойств шихтовых материалов и топлива, режима плавки и состояния печи. Содержание железа колеблется в пределах 47,5—64,2 %, что предопределяет высокую металлургическую ценность мартеновских шламов.

Общий выход мартеновских шламов составляет 5,1 % железосодержащих шламов. Степень утилизации мартеновских шламов в среднем составляет около 24 %, а на ряде заводов (Челябинский, Орско-Халиловский) находится в пределах 67—75 %.

Утилизируют мартеновские шламы в агломерационном производстве после подготовки в корпусах обезвоживания раздельно или в смеси в железосодержащими шламами в отстойниках агломерационной фабрики.

Неутилизируемую часть мартеновских шламов направляют на складирование в шламонакопители в смеси с другими железосодержащими шламами.

Конвертерные шламы представлены в основном шламами газоочисток конвертеров, шламовыми стоками смыва просыпи конвейеров и окалиносодержащими шламами установок непрерывной разливки стали.

Удельный выход конвертерных шламов находится в пределах 11—26,7 кг/т в зависимости от интенсивности продувки, конструкции фурмы, давления кислорода и гранулометрического состава сыпучих материалов. Содержание железа в конвертерных шламах находится в пределах 42—66,5 %. Общий выход конвертерных шламов составляет 7,4 % железосодержащих шламов. Степень утилизации конвертерных шламов в целом по заводам составляет 36,85 %. На Новолипецком и Челябинском заводах достигнута полная утилизация конвертерных шламов.

Утилизируют конвертерные шламы в агломерационном производстве после подготовки в корпусах обезвоживания совместно с железосодержащими шламами или раздельно. Неутилизируемую часть конвертерных шламов направляют на складирование в шламонакопители.

Шламы электросталеплавильного производства представлены в основном шламами газоочисток электросталеплавильных цехов. Химический состав шламов газоочисток электросталеплавильных печей непостоянен, так как зависит от марки выплавляемой стали. Содержание железа в электросталеплавильных шламах колеблется в пределах 30—65 %; кремнезема 2—12 %; кроме того, в них имеются примеси цветных металлов, что затрудняет их использование.

Удельный выход электросталеплавильных шламов составляет 3,8—15 кг/т стали в зависимости от вместимости печи, состава шихты, интенсивности подсоса воздуха в рабочее пространство печи и др. Средняя степень утилизации шламов составляет 62,7 %. Шламы используются в небольших объемах в агломерационном производстве после подготовки в корпусах обезвоживания совместно с другими железосодержащими шламами. Неутилизируемую часть шламов направляют в шламонакопители.

Удельный выход *окалиносодержащих шламов* колеблется в пределах 2,1—23 кг/т проката, содержание железа в них составляет 61—73,7 %, масел 0,5—14,3 %. Общий выход окалиносодержащих шламов составляет 9,8 % общих шламов, степень утилизации в целом по отрасли 51,5 %. Низкая степень использования окалиносодержащих шламов на ряде заводов объясняется повышенным содержанием масел, вызванным неудовлетворительной эксплуатацией вторичных отстойников и неработоспособностью систем маслоудаления. Следует также отметить, что существующие в настоящее время технические средства по отгрузке шламов на большинстве вторичных отстойников не позволяют выбирать окалину по всей их площади. Имеется положительный опыт работы Магнитогорского комбината, где организована полная утилизация окалиносодержащих шламов в агломерационном производстве.

Неутилизируемую часть окалиносодержащего шлама складывают раздельно или в смеси с железосодержащими шламами.

8. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

8.1. ПЫЛИ И ГАЗЫ

Развитие быстрыми темпами горнорудной и металлургической отраслей промышленности с многочисленными выбросами в атмосферу пылей и газов может привести к значительному загрязнению окружающей среды. Воздушный бассейн загрязняется

пылью и газами, образующимися при добыче и подготовке руды к металлургическому переделу и в самом металлургическом процессе.

Очистка промышленных газов приобретает в последние годы все большее значение. При производстве горных работ и подготовке сырья к металлургическому переделу (обогащение и окучивание) к вредным примесям относится тонкодисперсная рудная пыль, которая не содержит вредных химических соединений. Однако рудная пыль содержит кремнезем, который оказывает отрицательное влияние на живые и растительные организмы. При окучивании (агломерация или окомкование) железных руд и концентратов, содержащих сернистые соединения, выделяется сернистый газ, который оказывает губительное воздействие на окружающую природу. Проблемы защиты атмосферного воздуха от загрязнения решаются одновременно проведением следующих мероприятий [28]:

исключение вредных выбросов путем создания безотходных технологических процессов;

очистка технологических газов от вредных примесей;

рассеивание вредных веществ в атмосфере с помощью высоких дымовых труб.

Нормы содержания вредных веществ в газах, выбрасываемых в атмосферу, пока точно не установлены, и концентрация вредных веществ контролируется по содержанию вредных примесей в приземном слое.

Предельно допустимые концентрации (ПДК) некоторых вредных веществ

Вещество	Неокисная пыль	Оксид углерода	Оксиды азота	Сернистый ангидрид	Сероводород	Фенол
ПДК, мг/м ³ :						
максимальная разовая	0,5	6	0,085	0,5	0,008	0,01
среднесуточная	0,15	1	0,085	0,15	0,008	0,01

Агломерационные газы и газы окомковательных фабрик образуются в процессе спекания (обжига) агломерата и окатышей в результате выгорания из шихты серы и углерода. Усредненный химический состав газов (по объему), %: 0,9—2 CO; 4,8—9,2 CO₂; 14—16 O₂; 74—79 N₂; 0,02—1,1 SO₂. Выход газов составляет 3,5—4 тыс. м³/ч на 1 м² площади агломерационной машины, или 2,2—2,5 тыс. м³/ч на 1 т агломерата. Средняя температура отходящих газов относительно невысокая и составляет 393—423 К; в доменном производстве температура доменного газа 423—673 К. При мокрой очистке доменного газа все тепло газа теряется. Газы мартеновского производства выделяются в количестве 1—4 тыс. м³/ч на 1 т стали. Количество и состав мартеновских газов изменяются в зависимости от многих факторов (состав шихты, вместимость печей и т. д.).

Агломерационные газы из хвостовых камер с температурой 523—573 К и содержанием кислорода 18—19 % могут быть использованы для подачи в спекаемый слой шихты в качестве технологического окислителя и теплоносителя, в горны — в качестве воздуха горения, для подогрева шихты — в барабанных окомкователях или на агломерационной машине перед зажигательным горном. Возврат нагреваемого в горне воздуха может снизить расход топлива на зажигание примерно на 30 % и твердого топлива на 10 %. При производстве железорудных окатышей совершенствование схемы обжига за счет рециркуляции газовых потоков дает снижение удельного расхода топлива на 5—8 %.

Температура отходящих газов при *сталеплавильном производстве* составляет 2073—2273 К. В состав газов входят, %: 15—25 CO; 5—11 CO₂; 0,5—3,5 H₂; 3,5—10 O₂. Выход газов в *сталеплавильном производстве* зависит от вместимости печей и составляет 0,6—8 тыс. м³/ч. Тепло уходящих газов металлургических агрегатов может быть использовано по трем основным схемам: замкнутой, разомкнутой и комбинированной.

В замкнутой схеме за счет тепла уходящих газов в регенерационных или рекуператорных теплообменниках нагревается дутьевой воздух, иногда сжигаемый газ или шихтовые материалы. При этом часть тепла уходящих газов возвращается в основной агрегат. По этой схеме снижается расход топлива и одновременно уменьшается выход вторичных тепловых ресурсов, которые могут быть использованы вне агрегата.

Наиболее рациональная схема утилизации тепла отходящих газов мартеновского производства — комбинированная, когда за регенераторами, в которых часть тепла используется для подогрева воздуха горения, устанавливают котел-утилизатор для получения бестопливного пара. Так, установка котлов-утилизаторов КУ-100Б позволяет вырабатывать 17—32 т/ч пара с давлением 18 МПа и температурой перегрева 623—668 К. Температура газа на входе в котел 823—1123 К, уходящих газов 488—508 К; расход газа через котел 100 тыс. м³/ч. Тепло отходящих конвертерных газов утилизируется в котлах-утилизаторах.

Основными источниками дымообразования в мартеновских печах являются топливо, газовыделение из сыпучих материалов при их нагреве и разложении, а также выделяющиеся при окислении углерода шихты CO и CO₂. Средний состав газов мартеновских печей, работающих с кислородной продувкой, %: 10—15 CO₂; 6—7 O₂; до 16 H₂; до 8 CO и H₂O и немного серы. Температура мартеновских газов непосредственно за печью составляет 1923 К, после регенераторов 773—1073 К.

Конвертерные газы одновременно являются топливным и тепловым вторичным энергоресурсом. Температура конвертерных газов у горловины реторты составляет 1673—2073 К. Конвертерный газ очень токсичен из-за высокого содержания оксида углерода, достигающего 85 %. Высокая токсичность и периодичность выхода затрудняют его применение для последующего использования.

В доменном производстве источниками вторичных энергоресурсов являются: доменный газ, тепло чугуна, шлака и охлаждающей воды. Наибольший коэффициент использования (95 %) в доменном производстве имеет доменный газ. Тепло уходящих газов воздухонагревателей и шлаков в настоящее время практически не используется. Для утилизации доменного газа на многих металлургических заводах построены газовые утилизационные бескомпрессорные турбины. Себестоимость электроэнергии, получаемой на утилизационной турбине, в 3—3,5 раза меньше, чем электроэнергии центральной энергосистемы. Так, годовая выработка электроэнергии газовой утилизационной турбины ГУБТ-12 составляет более 90 млн. кВт·ч, что эквивалентно экономии более 1 млн. р. в год. Срок окупаемости установки менее двух лет.

При производстве огнеупоров образуются следующие пыли и шламы: динасовые, алюмосиликатные, хромово-магнезитовые и магнезитовые. Всего в черной металлургии образуется около 2,7 млн. т пылей и шламов, из которых улавливается 75 %, а утилизируется 85 % уловленных материалов.

На динасовых заводах пылеулавливание осуществляют сухим и мокрым способами. Уловленную пыль утилизируют в собственном производстве, а также в виде динасового порошка на металлургических заводах. Шламы динасового производства на Красногорском и Первоуральском заводах поступают на очистные сооружения. Шламонакопители работают периодически до полного заполнения (6—8 лет). Шламы в летний период после подсыхания направляют в заводские отвалы. Шламы, осевшие в шламонакопителе и накопленные в отвалах, не утилизируются.

При производстве алюмосиликатных материалов и изделий ежегодно образуется около 420 тыс. т отходов. При очистке промышленных газов и аспирационного воздуха улавливается 300 тыс. т пыли. В мокрых пылеотделениях аспирационных систем образуется около 10 тыс. т шламов. Бой и брак алюмосиликатных изделий утилизируются в собственном производстве в качестве сырья для этих изделий, при изготовлении огнеупорных порошков, мергелей, масс, обмазок, огнеупорных бетонов.

Пыль газоочисток и аспирационных систем утилизируют в собственном производстве как добавку к сырью и в металлургии в качестве огнеупорных порошков. Непользованную пыль вывозят в отвалы. Шламы сточных вод и мокрых газоочисток практически не утилизируют, а сбрасывают в шламонакопители. Незначительная часть шламов утилизируется для изготовления различных изделий или в виде осадка добавляется к сырью. Пыль газоочисток, используемую в собственном производстве, увлажняют водой или шламовым шликером, брикетируют и направляют на обжиг во вращающуюся печь.

При обжиге доломита во вращающихся печах ежегодно улавливают 250 тыс. т пыли. Доломитовую пыль утилизируют в сель-

ском хозяйстве для раскисления почв и на металлургических заводах в качестве доломитового порошка.

Пыль, улавливаемая газоочистками при производстве магнетита, практически полностью утилизируется. Магнетитовую пыль брикетируют и направляют на повторный обжиг. Шламы после обезвоживания также используют в собственном производстве. Бой и лом магнетитовых и хромомангнетитовых изделий используют для изготовления огнеупорных блоков и набивных масс.

Отходы магнетитового производства практически утилизируют полностью, отходы динасового, алюмосиликатного и доломитового производств утилизируют соответственно на 40; 50 и 70 %.

По физико-химическим свойствам отходы огнеупорного производства могут быть использованы в других отраслях народного хозяйства, например при производстве строительных материалов, в бытовой химии и т. д.

Для решения проблемы более полного и рационального использования отходов огнеупорного производства необходим выбор новых эффективных направлений их утилизации. Новые направления утилизации пылей и шламов разрабатываются для тех отходов, которые по ряду причин частично или полностью не утилизируются. В первую очередь это касается шламов динасового производства, так как они плохо отстаиваются в первичных отстойниках и без предварительной коагуляции плохо обезвоживаются. Скоагулированные шламы обезвоживают на вакуум-фильтрах. Полученный осадок по физико-химическим свойствам пригоден для изготовления некоторых видов огнеупорной продукции и строительных материалов, а также для использования в бытовой химии.

При использовании пылей газоочисток в собственном производстве возникает необходимость в их предварительной обработке (грануляция, брикетирование, окомкование).

Шламы динасового производства можно использовать в качестве кварцитового сырья для приготовления торкретмасс, что полностью исключает применение дефицитных тонкомолотых кварцитов из динасового лома и тем самым сокращает расходы на добычу кварцитов и их измельчение.

Мергели, полученные из обезвоженного динасового шлама, по физико-механическим показателям не уступают мергелям из боя динасового кирпича. Они обладают большей огнеупорностью (1923—1943 К), лучшей водоудерживающей способностью, меньшей огневой усадкой. Обезвоженный шлам можно использовать в производстве динасовых пластифицированных мергелей марок МД-1, МД-2.

Отходы динасового производства по физико-химическим свойствам представляют несомненный интерес для строительной промышленности, в частности для производства силикатного кирпича и ячеистого бетона.

В лабораторных условиях были определены: возможность ис-

пользования шламов динасового производства при изготовлении силикатного кирпича и оптимальное содержание шлама в шихте, а также физико-механические показатели опытных образцов.

Как показали исследования ВНИИЧерметэнергочистки, шлам динасового производства можно использовать при изготовлении силикатного кирпича. Оптимальное содержание шлама в шихте 15—20 %, активной извести 8 %. Физико-механические показатели образцов оптимального состава соответствуют марке М-250 (механическая прочность 25—30 МПа; водопоглощение по массе 10,5 %, по объему 23,3 %; морозостойкость 50 циклов).

Положительное влияние шлама объясняется, по-видимому, тем, что благодаря его высокой дисперсности, скорость образования гидросиликатов кальция возрастает. Кроме того, резерв извести, который есть в силикатном кирпиче, полностью используется в результате добавки тонкодисперсного активного кремнезема, содержащегося в шламе.

Данные лабораторных исследований прошли промышленную проверку. Изготовлены опытно-промышленные партии силикатного кирпича марки М-200, который соответствует требованиям стандарта.

Отходы динасового производства обладают также высокой абразивностью и адсорбционной емкостью. Эти свойства позволяют применять их в качестве абразивного материала при изготовлении товаров бытовой химии. В лабораторных условиях были изготовлены и испытаны чистящая дезинфицирующая паста и средство для чистки и удаления ржавчины, в рецептуре которых каолин и молотая пемза заменены обезвоженным шламом и пылью газосочисток. Изготавливалась паста по технологии, принятой на заводе бытовой химии. Как показали испытания, паста обладает большой пластичностью и высокой чистящей способностью. Повышение показателей качества пасты происходит за счет высокой активности абразивной составляющей — отходов кварца образующейся при производстве. Кроме того, на поверхности зерен кварца образуется нарушенный слой, содержащий аморфный кремнезем, который обладает повышенной химической и адсорбционной активностью.

Для решения проблемы утилизации пыли алюмосиликатного производства выполнены исследования, в результате которых определена возможность использования ее в качестве адсорбирующей добавки при изготовлении цемента. Добавка вводится в сырьевую смесь, а также при измельчении клинкера.

Оценку качества алюмосиликатных отходов производили путем расчета сырьевых смесей.

Лабораторные и полупромышленные испытания показали, что активность клинкеров, полученных на базе проб Резинского месторождения с добавкой алюмосиликатной пыли, на марку выше активности клинкера, полученного на базе того же сырья без добавки пыли.

Алюмосиликатную пыль в количестве 5—10 % вводили при измельчении портландцементного клинкера. Физико-химические

испытания полученного портландцемента показали, что добавка пыли повышает на марку прочность цемента с одновременным сокращением в нем портландцементного клинкера. Оптимальное содержание добавки 5—7 %.

В металлургических процессах при переливах чугуна выделяется *графитовая спель* вследствие перенасыщения углеродом охлажденного чугуна. Из-за небольшой плотности при переливах жидкого чугуна спель летит в воздух вместе с брызгами металла и шлака. Эта графитсодержащая пыль, подхваченная воздушными и тепловыми потоками, улавливается очистными установками, оседает в помещении и уносится в атмосферу. Графитсодержащая пыль образуется у доменных печей, у разливочных машин, в миксерных отделениях, в местах внедоменной обработки чугуна (обессеривание чугуна магнием).

Ориентировочная количественная оценка выделения и улавливания графитсодержащей пыли сделана только для миксерных отделений и участков обессеривания чугуна. Масса графитсодержащей пыли, образующейся в этих отделениях, составляет около 45 тыс. т в год; содержание в ней графита 40—60 %. Значительное количество графитсодержащей пыли образуется также в литейных дворах и на разливочных машинах. Общее количество графитсодержащих отходов, образующихся на металлургических заводах, составляет около 2,5 млн. т. На долю графитсодержащей пыли приходится 0,5 млн. т.

Для определения возможности использования графитсодержащей пыли в качестве сырья для получения товарных марок графита были проведены испытания ее обогатимости. Пробы графитсодержащей пыли разделяли на магнитную и немагнитную фракции в лабораторном магнитном сепараторе.

Обогатимость графитсодержащей пыли определяли флотацией и химической доводкой концентрата. Измельчение велось при соотношении Т:Ж=1:2. Время доизмельчения 10—60 мин, время флотации 5 мин. Реагенты подавали в мельницу. Расход реагентов: 2,3—3,3 кг/т керосина, 1,4 кг/т — Т-66. Для химической доводки графитового концентрата использовали техническую кальцинированную соду и химически чистые соляную и серную кислоты. При химической доводке соотношение Т:Ж=1:3—1:4; концентрация раствора H_2SO_4 5—10 %, HCl 6%; температура сплавления графита с содой 1173 К, обработки серной кислотой 233 К, соляной кислотой 373 К.

Обогащение графитсодержащей пыли флотационным методом включало две стадии доизмельчения, флотацию и шесть перечистных операций. Концентраты, полученные флотацией, подвергали химической доводке термохимическим методом и соляной кислотой в течение 2 ч.

При флотационном обогащении графитсодержащей пыли миксерных отделений извлечение углерода в концентрат составляет 95—98 %, зольность конечного концентрата 1,8—8,9 %. Извлечение углерода из пыли отделений обессеривания чугуна со-

ставляет 84 %, зольность конечного продукта 8,9 %. Зольность концентрата после химической доводки колеблется в пределах 0,08—1,6 %.

В металлургической промышленности при производстве различных ферросплавов — ферросилиция, феррохрома, силикокальция, ферросиликохрома, силикохрома — образуется пыль, которая на многих ферросплавных заводах улавливается сухими или мокрыми газоочистными установками. Уловленная пыль и шлам в настоящее время практически не утилизируются, а направляются в шламонакопители. Ежегодно образуется около 200 тыс. т таких отходов. Из этого количества улавливается газоочистками 75 %, утилизируется около 9 %. Утилизируют только пыль, уловленную газоочистными установками при производстве ферровольфрама, ферромolibдена, ферромарганца. После подготовки их возвращают в технологический процесс. Вывозят в шламонакопители пыль газоочисток производства ферросилиция, феррохрома, силикокальция, ферросиликохрома, силикохрома, рудно-известковой смеси, металлического хрома.

Пыль газоочисток может быть использована для изготовления шлакоблоков, силикатного кирпича, штукатурных растворов. Оптимальное содержание пыли силикокальция в силикатном кирпиче, по данным Черметэнергоочистки, составляет 10—15 %, феррохромовой пыли 7—15 %, ферросилициевой пыли 7—15 %. Силикатный кирпич с добавкой пыли газоочисток ферросплавного производства можно изготовлять на заводском оборудовании по технологии, принятой на заводах силикатного кирпича. Этой технологией предусматривается дозирование компонентов сырьевой смеси, смешивание, вылеживание ее в течение 2—4 ч, прессование кирпича при давлении прессования 15 МПа, автоклавная обработка кирпича в течение 8 ч. Механическая прочность образцов оптимального состава, изготовленных по заводской технологии, равна 20—25 МПа.

В шлакоблоках оптимальное содержание феррохромовой пыли составляет 15—20 %, силикокальциевой — 10—15 %, ферросилициевой — 10—15 %. Технология изготовления и оборудование аналогичны принятым на заводах, выпускающих шлакоблоки. По этой технологии дозируют компоненты сырьевой смеси и обрабатывают ее на бегунах в течение 5 мин. Из обработанной на бегунах массы изготавливают на вибропрессах изделия, которые затем выдерживают в пропарочной камере при температуре 363—368 К в течение 10—15 ч.

Механическая прочность опытных образцов шлакоблоков оптимального состава, изготовленных по вышеприведенной технологии, составляет 20—25 МПа.

Штукатурные растворы, применяемые для отделочных работ, изготавливали на основе портландцемента, кварцевого песка и пыли газоочисток. Оптимальное содержание пыли в штукатурных растворах 8—12 %. Технология изготовления штукатурных растворов следующая: сухие компоненты дозируют, увлажняют и

перемешивают в растворомешалке или на бегунах в течение 5 мин. Механическая прочность растворов после 28-дневного твердения на воздухе равна 3,5—5 МПа. Качество штукатурного слоя и сцепление его с поверхностью кирпича хорошее.

Исследования показали, что пыль газоочисток ферросплавного производства можно успешно использовать в промышленности строительных материалов при изготовлении силикатного кирпича, шлакоблоков, штукатурных растворов. Оптимальное содержание пыли в их составах находится в пределах 8—20 %. Технология изготовления перечисленных изделий не отличается от заводской. Физико-механические показатели изделий соответствуют требованиям стандартов. Марка полученного силикатного кирпича — «200», шлакоблоков — «250», штукатурного раствора — «50».

Полученные результаты проверены в заводских условиях. На Коммунарском и Челябинском шлакоблочных заводах выпущены опытно-промышленные партии шлакоблоков и штукатурных растворов. Получены шлакоблоки марки 125, штукатурные растворы марки 50. Расход цемента был сокращен на 50 %.

Положительное влияние, которое оказывает пыль газоочисток на физико-механические свойства опытных и опытно-промышленных образцов, связано с образованием дополнительного количества различных гидросиликатов кальция. Гидросиликаты кальция образуются при взаимодействии тонкодисперсного активного кремнезема с вяжущими, не вступившими в реакцию с другими оксидами.

Металлургические заводы являются потребителями известки, которая производится непосредственно на заводах. При обжиге известки образуется пыль, улавливаемая газоочистками, которая содержит до 45—50 % активного оксида кальция. На предприятиях отрасли ежегодно образуется около 900 тыс. т пыли, улавливается ее около 90 %, утилизируется около 40 %.

Известьесодержащая пыль утилизируется в основном самими металлургическими заводами. Часть пыли утилизируется в сельском хозяйстве для известкования почв. Известьесодержащая пыль, как установлено рентгенографическим анализом, состоит в основном из оксида кальция, кальцита, портландита и оксида магния.

Активный оксид кальция, содержащийся в пыли, является вяжущим материалом. Поэтому использование известьесодержащей пыли в качестве известкового вяжущего при производстве изделий автоклавного твердения наиболее целесообразно.

В лабораторных условиях в Черметэнергоочистке были определены оптимальная дозировка пыли в шихту силикатного кирпича, технологические параметры изготовления и физико-механические показатели.

Кирпич марки «150» получен из составов, содержащих 20—25 % пыли газоочисток и 75—80 % кварцевого песка. Технология изготовления силикатного кирпича на основе известьесодержащей пыли практически не отличается от принятой на заводах, изго-

тавливающих аналогичные изделия. По этой технологии часть песка и вяжущего измельчается и затем направляется в дозирующее устройство. Смесь перемешивают, увлажняют водой и гасят в течение 2—4 ч, после чего направляют на прессование. Прессуют силикатный кирпич при давлении 15 МПа. Отпрессованный кирпич выдерживают в автоклаве в течение 8 ч.

Физико-механические свойства опытных образцов оптимального состава (20 % известьсодержащей пыли, 80 % кварцевого песка): механическая прочность 19 МПа, водопоглощение 12—13 %, морозостойкость 25 циклов, коэффициент морозостойкости 1 (допускается стандартом 0,75), плотность 2 г/см³.

По результатам испытаний были выпущены опытно-промышленные партии силикатного кирпича оптимального состава (по 300 шт. каждая). Механическая прочность кирпичей после гидратации равна 15—19 МПа, что соответствует марке «150», водопоглощение 14,2 %, морозостойкость 25 циклов.

При использовании известьсодержащей пыли с высоким содержанием оксида магния (5—19 %) ее необходимо предварительно гидратировать. Для ускорения процесса гидратации и уменьшения объемных изменений изделий на ее основе пыль выдерживают в пропарочной камере в течение 2 ч. Возможен другой способ предварительной гидратации. Сырьевую смесь, содержащую высокомагнезиальную пыль, гасят паром в течение 2 ч в га- сильном барабане.

Шлам сероочисток образуется при очистке аглодоменных газов с помощью известковой или известняковой суспензии. В отрасли работают две установки сероочистки — на аглофабрике Магнитогорского металлургического комбината и Абагурской аглофабрике. На этих установках ежегодно образуется около 400 тыс. т шлама, который не используется.

При травлении металла серной кислотой образуются сернокислые стоки, которые нейтрализуют известью. После нейтрализации стоки сгущают в радиальных сгустителях. Сгущенный шлам либо направляют в шламонакопители, либо обезвоживают на фильтр-прессах и в виде осадка вывозят в шламонакопители.

На предприятиях отрасли образуется примерно 600—700 тыс. т шламов нейтрализации, из них обезвоживается 20 %, утилизируется около 1 %.

Шламы сероочисток и нейтрализации, содержащие значительное количество $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и $\text{CaSO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (более 40 %), оказывают активизирующее влияние на процессы гидратации гранулированных доменных шлаков. Они образуют с алюминатами шлака малорастворимые соли и твердые растворы типа $(3\text{CaSO}_4 \cdot 32\text{H}_2\text{O})[\text{Ca}_5(\text{Si}_6\text{O}_{15})]4\text{H}_2\text{O}$, обуславливающие увеличение прочности сульфатно-шлаковых вяжущих.

Для определения активизирующей способности шлама в Черметэнергоочистке были приготовлены смеси гранулированного доменного шлака, предварительно измельченного до площади удельной поверхности 3—4 тыс. см²/г, и шлама. Добавка шлама к гра-

нулированному доменному шлаку повышает его механическую прочность. Оптимальная добавка шлама составляет 15—20 %. Механическая прочность образцов оптимального состава 10—15 МПа. Остальные физико-механические показатели (густота цементного теста, сроки схватывания, равномерность изменения объема) соответствуют требованиям стандарта. Шламошлаковое вяжущее можно использовать при изготовлении шлакоблоков, силикатного кирпича и других изделий.

В лабораторных условиях были изготовлены опытные образцы силикатного кирпича и шлакоблоков. В результате исследований установлено, что оптимальное содержание шламошлакового вяжущего в этих изделиях составляет соответственно 25 и 20 %. Технология изготовления образцов аналогична технологии, принятой на заводе, изготавливающем силикатный кирпич и шлакоблоки.

Марка силикатного кирпича, полученного в лабораторных условиях «100»—«150» и шлакоблоков «50»—«74».

В Черметэнергоочистке проведены были также исследования по определению возможности использования шламов сероочисток и нейтрализации в сельском хозяйстве. Эти исследования показали, что шлам сероочисток можно использовать в качестве мелiorанта для кислых почв (норма введения шлама в почву составляет 5—8 т/га).

Внесение в почву высушенного шлама сероочисток повышает урожайность зерновых культур на 25—30 %. Внесение шламов нейтрализации совместно с органическими удобрениями на черноземные почвы способствует лучшему развитию растений. Наибольший эффект наблюдается при внесении шлама нейтрализации с $pH=4,5$. Внесение травильного раствора в концентрации 1:25—1:100 стимулировало растения: прибавка вегетативной массы составила от 27 до 40 %.

Перспективно применение шламов на зерно-подзольных и каштановых почвах, кроме того, на каштановых почвах возможно использование разбавленных травильных растворов. Для окончательного решения этих вопросов необходимы многолетние полевые опыты, а в ряде случаев и специальные медицинские исследования.

8.2. СТОЧНЫЕ ВОДЫ

Черная металлургия — крупный потребитель воды. Ее удельный вес в общем потреблении всей промышленностью страны составляет примерно 15 %. Общее водопотребление ежегодно увеличивается на 4—5 % и составляет около 30 млрд. м³ в год [12].

На предприятиях черной металлургии применяют различные схемы водоснабжения: прямоточные, оборотные, с последовательно-оборотным использованием воды и смешанные.

Схемы с прямоточным использованием воды применяются в редких случаях в районах с богатыми водными источниками.

Удельный расход воды в металлургическом переделе, м³ т

Магнетитовый концентрат	30—35
Агломерат	7—8
Окатыши	6—17
Чугун (на охлаждение)	18—23
Сталь:	6
хартеновская (испарительное охлаждение)	12—13
конвертерная (охлаждение)	11
Доменный газ (очистка)	10—11
Конвертерный газ (очистка)	34—35
Непрерывная разливка стали	
Прокат:	36
тонколистовой	27—28
холоднокатаный	

Самое широкое распространение получили схемы оборотного водоснабжения. С точки зрения защиты водоемов от загрязнения сточными водами схемы оборотного водоснабжения имеют неоспоримое преимущество перед всеми другими независимо от расстояния и высотного расположения предприятия по отношению к источнику водоснабжения. Системы оборотного водоснабжения на базе очищенных сточных вод, помимо санитарного эффекта, имеют большие технико-экономические преимущества перед прямоточными. Водооборот на предприятиях черной металлургии составляет в среднем 80,3 %, а на некоторых крупных предприятиях 92—97 %.

На горно-обогатительных предприятиях применяют схемы оборотного водоснабжения через шламонакопители хвостохранилища. Капитальные вложения на строительство хвостохранилищ достигают 100—120 млн. р. и составляют от 5 до 35 % общей стоимости горно-обогатительного комбината. Кроме того, под хвостохранилища заделываются большие площади плодородных земель.

В целях сокращения объемов хвостохранилищ на горно-обогатительных комбинатах начинают внедрять схемы внутризаводского водооборота, при которых хвосты сгущают в радиальных сгустителях диаметром 50 и 100 м (Лебединский ГОК). Сгущенный продукт (35—40 % твердого) перекачивают в хвостохранилище, а слив сгустителей направляют в технологический процесс в качестве оборотной воды. Применение схем внутризаводского водооборота снижает эксплуатационные затраты, сокращает объем хвостохранилищ, а следовательно, и площадь отчуждаемых под хвостохранилища земель.

При металлургическом переделе применяют схемы оборотного водоснабжения на базе локальных оборотных циклов. Число оборотных циклов зависит от специфических особенностей воды в различных производствах и территориального расположения цехов. В шламонакопители попадают различные шламы и промышленные воды из оборотных циклов. В некоторых случаях устраивают не один объединенный шламонакопитель, а несколько для каждого отдельного вида шламов. При большой вместимости шла-

монакопителя и отсутствии сброса из него во внешние водоемы такая схема обеспечивает защиту водоемов от загрязнения.

Схемы оборотного водоснабжения на базе локальных оборотных циклов без шламонакопителя встречаются редко, в основном на заводах с неполным металлургическим циклом, а также на некоторых ферросплавных и трубных заводах. Необходимость в такой схеме возникает в тех случаях, когда предприятие расположено в густонаселенном районе, где отсутствуют свободные площади для устройства шламонакопителей.

Схемы оборотного водоснабжения с использованием шламонакопителей и прудов-охладителей выполняют ряд функций: осветление воды от механической взвеси, взаимную нейтрализацию кислых и щелочных компонентов, охлаждение воды и накопление осадков и шламов. Применяют схемы с последовательно-оборотным использованием воды, при которых вода с относительно малым загрязнением от одних потребителей, например участков термического упрочнения проката, поступает без очистки другим потребителям, предъявляющим более низкие требования к качеству воды.

В зависимости от назначения воды в технологических операциях к ней предъявляют различные требования (табл. 8.1). Все они основаны на ограничении содержания в воде компонентов,

Таблица 8.1

Требования к воде для обогащения и окомкования руд черных металлов

Показатель	Железные руды			Марганцевые руды	
	Мокрая магнитная сепарация	Прямая флотация	Обратная флотация	Гравитационно-магнитное обогащение	Флотация
Содержание, мг/л, не более:					
частиц в оборотной воде из хвостохранилищ и сгустителей	1000	1000	1000	1 000	600
для I стадии измельчения и классификации	2500	2500	2500	3 000	—
масел и смолообразных (эфирорастворимых) продуктов минерального остатка	—	60	8	—	—
кальция	9285	4500	2400	10 000	6000
магния	2750	20	180	220	220
хлоридов	247	150	12	240	240
сульфатов	5250	2100	760	1 100	1100
pH, не более	706	800	1600	1 950	1950
Жесткость, мг-экв/л, не более:	8,2	8,5	11	8,2	8,2
общая	34	22	10	31	31
карбонатная	3	3	—	—	—
Щелочность общая, мг-экв/л	—	—	—	3—4	3—4

вызывающих ухудшение качества продукции, развитие коррозии или солевых отложений. Наиболее жесткие требования предъявляют к воде в местах водозабора для хозяйственных питьевых целей.

Требования к составу и свойствам воды водных объектов у пунктов хозяйственно-питьевого водозабора

Взвешенные вещества	Содержание не должно увеличиваться больше чем на 0,25 мг/л. Недопустимо содержание взвесей со скоростью выпадения более 0,4 мм/с для проточных водоемов и более 0,2 мм/с для водохранилищ
Плавающие примеси (вещества)	На поверхности водоемов не должно обнаруживаться плавающей пленки, пятен минеральных масел и других примесей
Запахи, привкусы	Вода не должна приобретать запахи и привкусы интенсивностью более 2 баллов, обнаруживаемые непосредственно или при хлорировании
Окраска	Не должна обнаруживаться в столбике высотой 20 (10) см
Температура	Летняя температура в результате спуска сточных вод не должна повышаться более чем на 3 °С по сравнению со среднемесячной температурой воды самого жаркого месяца года за последние 10 лет
Реакция	Не должна выходить за пределы 6,5—8,5 pH
Минеральный состав	Содержание сухого остатка не более 1000 мг/л, в том числе хлоридов 350 мг/л и сульфатов 500 мг/л
Растворенный кислород	Не менее 4 мг/л в любой период года в пробе, отобранной в 12 ч дня
Возбудители заболеваний	Недопустимы
Ядовитые вещества	Не должны содержаться в концентрациях, могущих оказать вредное воздействие на здоровье населения

При агломерации загрязненные сточные воды образуются во всех отделениях фабрики, в них содержатся механические примеси (13—20 г/л), известь, а в ряде случаев и сернистые соединения. При контакте с водой происходит выщелачивание извести и других компонентов, в результате чего солевой состав значительно изменяется: pH воды возрастает с 7—7,5 в свежей воде до 12—13, щелочность — с 1,3—3,6 до 21—22 мг-экв/л, увеличивается содержание хлоридов и сульфатов. Наличие в оборотной воде извести вызывает зарастание трубопроводов и лотков солями карбоната и сульфата кальция. Для предотвращения этого следует предусматривать стабилизацию химического состава воды. Нейтрализуют гидратную щелочность кислыми компонентами.

Сточные воды *окомковательных фабрик* загрязняются в основном твердыми частицами, содержание которых достигает 1800 мг/л. Крупность взвешенных частиц составляет 0,3 мм (95—99%), из них 30% имеют размеры менее 0,05 мм, 5% — менее 0,005 мм. Осветление шламовых вод окомковательных фабрик осуществляется в две стадии: в радиальном сгустителе, слив которого используется как оборотная вода, и в прудках-отстойниках для обезвоживания шламов, которые утилизируют на агломерационных фабриках.

Химический состав оборотных вод доменного производства

Завод	Содержание твердого, мг м ³	Щелоч- ность, мг-экв/л	Содержание				
			мг-экв/л		мг/л		
			Ca ²⁺	Mg ²⁺	Cl ⁻	SO ₄ ²⁻	СС
1	0,2	12	4,2	2,0	29	166	928
2	0,19	6,4	8,4	3,2	423	452	1320
3	0,19	6,4	35,5	4,0	1370	1134	3171
4	0,15	18,1	28,0	3,6	2380	2820	9620

В доменном производстве воду используют при мокрой очистке газов доменных печей, в подбункерном помещении доменных печей для гидравлического смыва просыпей, при очистке запыленного воздуха и при разливке чугуна на охлажденные чугунных слитков, конусных плит и др. Концентрация механических примесей в сточных водах, их гранулометрический состав и физико-химические свойства зависят от состава шихты и давления газов под колошником. Допустимая концентрация твердой взвеси в осветленной воде составляет 150—200 мг/л, кроме электрофильтров, для которых требуется более чистая вода (не выше 100 мг/л). Для ускорения процесса осветления оборотной воды применяют различные флокулянты (ПАА) и коагулянты (хлорное железо, серноокислый алюминий).

В табл. 8.2 приведен химический состав оборотных вод доменных цехов различных металлургических заводов.

Большие колебания химического состава сточных вод — следствие различной засоленности природных вод. Увеличение концентрации ионов в растворах повышает электропроводность последних и интенсифицирует процесс коррозии.

В сталеплавильном производстве воду используют при очистке газов конвертеров и электросталеплавильных печей. На эти цели расходуется 600—900 м³/ч воды на один агрегат. При продувке вани конвертеров кислородом выносятся большое количество частиц пыли, которые улавливаются в системе газоочистки и попадают в сточные воды. В этой связи производится предварительное улавливание крупных частиц перед поступлением сточных вод на основные очистные сооружения.

В процессе технологической операции вода нагревается и загрязняется окалиной. Содержание окалины в воде достигает 5000 мг/л, а масел — 15—30 мг/л. Для улавливания окалины и масел из сточных вод ВНИПИчерметэнергоочисткой разработаны многоступенчатые схемы, которые обеспечивают высокую степень улавливания. Основной метод улавливания масел из сточных вод — флотация, осуществляемая в различных аппаратах (гидроциклон-флотатор, вихревой флотационный аппарат, флокулятор и

Требования к составу оборотной воды систем водоснабжения
газоочисток конвертеров и электросталеплавильных печей

Агрегат	Конвертеры с частичным зажигом CO	Конвертеры без загорания CO	Электросталеплавильные печи
pH	10—11	1,7—8,4	1,7—8,4
Щелочность, мг-экв/л	0,5—0,2	2—6	2—6
Максимально допустимая концентрация:			
Ca ²⁺ +мг-экв/л	20	8	8
SO ₄ ²⁻ , г/л	11	11	—

т. д.). Регенерированные смазки повторно используются при соотношении 1:1.

Свежей водой горно-обогатительные и металлургические предприятия пополняются за счет регулируемых водохранилищ, построенных на базе рек и озер, за счет использования дренажных и рудничных вод, получаемых при осушении месторождений и промплощадок, ливневых стоков и др. Свежая вода из искусственных сооружений и естественных водохранилищ, как правило, свободна от механических взвесей и химических вредных элементов, применяют ее без предварительной очистки. Дренажные и рудничные воды, которые также используют для пополнения потерь воды в циклах оборотного водоснабжения, в большинстве своем требуют соответствующей подготовки. При добыче руд черных металлов на карьерах и подземных рудниках откачивается ежегодно 520—525 млн. м³ дренажных и рудничных вод, из которых 175—180 млн. м³ используют в технологических процессах, а 345—350 млн. м³ сбрасывают в поверхностные водоотливы (табл. 8.3).

Таблица 8.3

Образование и использование дренажных вод на горнодобывающих предприятиях по отдельным экономическим регионам за 1 год
(по данным ВНОГЕМа)

Регион	Получено дренажных рудничных вод, млн. м ³	Использование, млн. м ³		Не использовано (сброшено в реки, озера), млн. м ³	Темпы роста объемов дренажных вод за год, %
		на предприятиях отрасли	передано другим отраслям народного хозяйства		
Север, Центр европейской части	161,0	7,4	29,2	123,4	8,2
Юг европейской части	209,7	65,9	40,9	102,9	8,0
Урал и Поволжье	91,6	1,6	—	90,0	4,8
Сибирь	21,6	8,8	—	12,8	11,0
Дальний Восток	2,0	—	—	2,0	1,0
Казахстан	35,5	17,7	—	17,8	5,0

Существенную роль в формировании качественного состава и загрязнении рудничных вод играют искусственные факторы. При добыче руд увеличивается поверхность горных пород, что способствует процессам сорбции, выщелачивания, катионного обмена и др. Повышается насыщенность воды взвешенными частицами. Работа горнотранспортного оборудования, насосов водоотлива и другого технологического оборудования приводит к загрязнению вод нефтепродуктами. Производство взрывных работ приводит к загрязнению вод соединениями азота. Основные загрязняющие компоненты дренажных вод — нефтепродукты, взвеси твердых частиц, нитраты, нитриты, аммиак, фтор, фосфор, мышьяк, соли жесткости и др.

Загрязняющие компоненты и их концентрация в дренажных рудничных водах, г/л

Взвеси	0,1	Аммиак	$1 \cdot 10^{-4}$
Нефтепродукты	$6 \cdot 10^{-4}$	Фтор	$3 \cdot 10^{-3}$
Нитриты	$4 \cdot 10^{-4}$	Фосфор	$2 \cdot 10^{-1}$
Нитраты	$2 \cdot 10^{-4}$	Солесодержание	12
Железо	$1,7 \cdot 10^{-4}$		

Содержание таких компонентов, как взвеси, нефтепродукты, фосфор, фтор, в рудничных водах превышает предельно допустимые концентрации (ПДК).

В зависимости от требований к воде, применяемой в технологических операциях, используют различные способы ее очистки от вредных для данного процесса загрязняющих компонентов.

При обогащении железных руд мокрой магнитной сепарацией содержание в оборотной воде нефтепродуктов, растворимых солей и твердых взвесей до 1—1,5 г/л не оказывает отрицательного влияния на технологический процесс и качество конечного продукта (концентрата). Повышенное содержание в оборотной воде или дренажных рудничных водах твердых взвешенных частиц и некоторых химических элементов приводит к повышенному износу отдельных узлов технологического оборудования за счет абразивного и коррозионного воздействия. Очистка оборотной воды от химических элементов при ее огромных объемах — дорогостоящая операция. Поэтому шламовые воды магнитно-обогащительных фабрик очищают только от твердых частиц в хвостохранилищах или в радиальных сгустителях. Дренажные рудничные воды, используемые в обогащении железных руд, подвергают очистке от твердых взвешенных частиц в специальных отстойниках (песколовках).

Флотационный метод обогащения марганцевых руд предъявляет более жесткие требования к оборотной воде, так как содержание отдельных вредных компонентов (солей жесткости, нефтепродуктов, катионов и др.) отрицательно влияет на технологический процесс, а следовательно, и на конечный продукт (концентрат). Использование при флотации химических реагентов, которые в большинстве случаев относятся к токсичным компонентам, приводит к загрязнению воды в хвостохранилище, которая может

дренировать и загрязнять подземные воды. В целях предотвращения дренажа реагентсодержащих вод ложе хвостохранилища кольматируют, укладывая и утрамбовывая малофильтрующие грунты (глины, суглинки) или полиэтиленовую пленку. Это позволяет использовать воду в процессе без ее глубокой очистки. Избыток флотационных вод, которые необходимо сбросить в другие водоемы, подвергают глубокой очистке различными методами (химические, биологические, огневой и др.).

В металлургическом переделе (доменное, сталеплавильное, прокатное производства) вода непосредственно в технологических процессах не участвует, а в большинстве случаев используется как охлаждающий и транспортирующий агент. Непосредственный контакт воды с продуктами металлургического передела приводит к ее загрязнению. Вода загрязняется твердыми взвесями в виде окалины и шламов, нефтепродуктами (смазочными маслами), азотом, аммиаком, соединениями хлора, цианидами и др. В целях предотвращения загрязнения поверхностных и подземных вод в районах, прилегающих к металлургическим заводам, и сокращения водопотребления широкое применение получило оборотное водоснабжение, которое в настоящее время достигает 85 % и имеет тенденцию к дальнейшему увеличению.

В металлургической промышленности наметились два направления комплексного решения проблемы защиты окружающей среды: улавливание загрязняющих компонентов в водах и газах очистными сооружениями и осуществление мероприятий по совершенствованию технологических процессов, обеспечивающих снижение загрязнения. За счет внедрения различных мероприятий расход свежей воды на производстве стали постоянно снижается. На металлургических предприятиях внедряют новые очистные сооружения и методы переработки отработанных травильных растворов, регенерацию смазочных продуктов, глубокую очистку от взвешенных в воде твердых частиц (окалина, шлам), обессоливание высокоминерализованных вод, стабилизационную обработку и обезвреживание токсичных веществ, извлекаемых из сточных вод, утилизацию железосодержащих шламов.

На многих металлургических комбинатах и заводах освоены установки по улавливанию из сточных вод агломерационных и конвертерных шламов, а также окалины цехов горячего проката с последующей их утилизацией. Работают насосно-фильтровальные станции со сверхскоростными антрацит-кварцевыми фильтрами для глубокой очистки масло-окалиносодержащих сточных вод машин непрерывного литья заготовок. Внедряется метод стабилизационной обработки воды кислородно-конвертерных цехов химическими реагентами (триполифосфат натрия), что позволяет применять замкнутый водооборот в этих цехах.

Внедряется каскадная промывка металла после травления, которая обеспечивает сокращение объема сточных вод в 3,5 раза. На заводах работают установки по регенерации отработанных растворов солянокислого травления, что позволяет значительно

сократить расходы соляной кислоты и предотвратить засоление вод в водоемах. Полученный при этом порошок железа — ценное сырье для промышленности. Внедряются бессточная технология в цехах по производству жести с использованием понообменной обработки воды и установки обезвреживания маслосодержащих вод огневым способом.

В проектах на строительство новых и модернизацию действующих доменных цехов предусматривают очистку воды в гидроциклонах-флокуляторах или радиальных отстойниках со встроенной камерой флотации. Очистка сточных вод машин непрерывного литья заготовок предусматривается в две стадии: в двухсекционных первичных отстойниках со временем пребывания шламовых вод не менее 5 мин и в гидроциклонах-флокуляторах. Разработка новых и совершенствование существующих комплексов по очистке сточных вод позволят значительно сократить загрязнение водных ресурсов.

8.3. РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ

В результате развития горнодобывающей промышленности происходят существенные изменения структуры природных ландшафтов, уничтожающие сложившиеся биогеоценозные связи. Породы глубинных горизонтов, неблагоприятные для жизни растений по физическим и химическим свойствам, оказываются на поверхности земли. Вследствие этого территории, занятые ими, в течение многих лет могут представлять собой голые, лишённые растительности участки, служащие источником загрязнения окружающей среды. Отходы горной промышленности, часто содержащие вещества, токсичные для человека, растений и животных, загрязняют атмосферу, воду и почву; десятки и сотни тысяч гектаров плодородных земель засыпают отвалами; промышленные разработки изменяют рельеф местности, характер и структуру ландшафта, гидрологический режим; значительно изменяются также растительный покров и животный мир (табл. 8.4).

Отрицательное воздействие горнорудных предприятий на земельные ресурсы проявляется как прямым, так и косвенным образом. Прямое отрицательное воздействие проявляется в сокращении площади используемых сельским и лесным хозяйством земель за счет изъятия территории для горных работ, а также в загрязнении окружающих сельскохозяйственных земель выбросами, отходами горно-обогатительных комбинатов, в нарушении гидрологического режима местности и, как следствие, в снижении продуктивности земель. Частично возместить принесенный ущерб можно путем рекультивации земель, нарушенных при производстве горных работ.

Наиболее крупные запасы железных и марганцевых руд сосредоточены в четырех экономических районах страны: на Украине (Криворожский и Марганецкий бассейны), в центральной части (Курская магнитная аномалия), на Урале и в Казахстане

Таблица 8.4

Краткая характеристика влияния горного производства на биосферу

Элементы биосферы	Вид воздействия источник	Результаты воздействия
Водный бассейн	<p>Осушение месторождения</p> <p>Водозабор для технических нужд горного предприятия</p> <p>Сброс рудничных и сточных вод</p>	<p>Нарушение гидрогеологического и гидрологического режима водного бассейна</p> <p>Уменьшение запасов подземных и поверхностных вод</p> <p>Ухудшение качества вод</p>
Воздушный бассейн	<p>Запыление и загазовывание атмосферы (карьеры, отвалы, перерабатывающие цеха)</p>	<p>Ухудшение качества воздуха</p>
Ландшафт	<p>Деформация земной поверхности</p> <p>Образование значительных по размеру выемок (карьеры, отвалы, хвостохранилища)</p> <p>Строительство сооружений, коммуникаций</p>	<p>Заболачивание земель</p> <p>Образование техногенного ландшафта вместо природного</p> <p>Сокращение земельного фонда и ухудшение качества почвы</p>
Флора и фауна	<p>Сброс рудничных и сточных вод в поверхностные водоемы</p> <p>Загрязнение и загазовывание атмосферы</p> <p>Деформация земной поверхности</p> <p>Образование значительных по размеру выемок и насыпей</p> <p>Строительство сооружений и коммуникаций</p> <p>Производственный шум</p>	<p>Загрязнение водоемов и почвы вредными веществами</p> <p>Сокращение размеров лесных и пахотных угодий; миграция и сокращение численности диких животных</p> <p>Снижение урожайности сельскохозяйственных культур и продуктивности лесного хозяйства</p> <p>Снижение продуктивности животноводства и рыбного хозяйства</p> <p>То же</p>
Недра	<p>Проведение горных работ</p> <p>Осушение месторождений</p> <p>Извлечение полезных ископаемых</p> <p>Захоронение твердых и жидких отходов производства в недрах</p>	<p>Изменение природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород; подземные пожары</p> <p>Затопление и обводнение месторождений; развитие карстовых процессов</p> <p>Сокращение минеральных ресурсов</p> <p>Загрязнение недр</p>

(85 % всех разведанных запасов). Добыча железных и марганцевых руд открытым способом превышает соответственно 65 и 76 % [22].

Открытый способ разработки железорудных и марганцевых месторождений при увеличивающейся концентрации работ и мощности горных предприятий приводит к наиболее резким изменениям природной среды в районах добычи и на прилегающих территориях. Объемы вскрышных работ по Минчермету СССР возрастают с каждым годом и превышают добычу сырой руды. Дальнейший бурный рост добычи железных и марганцевых руд приведет к значительному увеличению расходов земельных ресурсов для нужд горнорудной промышленности, и особенно в густонаселенных районах. Помимо площадей, занимаемых самими карьерами, большие земельные площади необходимы под отвалы пустых пород, хвостохранилища, промплощадки обогатительных, окомковательных фабрик и коммуникации.

Площадь нарушенных горными работами земель в отрасли превышает 96 тыс. га. 89 % из них приходится на открытый способ добычи минерального сырья. Наибольший размер нарушений приходится на горнорудные предприятия Украины и Центра. Основная доля нарушения земель (около 65 %) приходится на карьеры и породные отвалы, число которых по отрасли составляет свыше 500 [10].

Для сохранения сельскохозяйственных угодий, а также для обеспечения необходимых условий сельскохозяйственного производства установлено, что горные предприятия, которым отводятся земельные участки, занятые сельскохозяйственными угодьями, возмещают (помимо возмещения убытков землепользователям) потери сельскохозяйственного производства, связанные с изъятием этих участков, в размере затрат на освоение равновеликой площади новых земель.

В отрасли рекультивировано 13,7 тыс. га земель, из них 80 % передано другим землепользователям. Этот объем рекультивации выполнен 49 предприятиями. Более 50 % всех рекультивированных земель находится в районе деятельности горнорудных предприятий УССР. Рекультивации в этом районе благоприятствуют условия залегания месторождений и свойства вскрышных пород. Добыча сырья с применением бестранспортной системы разработки обеспечивает проведение рекультивации вслед за завершением горных работ. Карьеры Камыш-Бурунского, Орджоникидзевского и Марганецкого комбинатов — положительный пример соединения горной технологии с мерами охраны окружающей среды. Рекультивация нарушенных земель в горнодобывающей подотрасли в основном осуществляется для сельского и лесного хозяйства (82 %), а также для создания водоемов и в строительных целях. Из 7 тыс. га рекультивированных для сельского хозяйства земель на площади более 5 тыс. га нанесен плодородный слой почв, что обеспечило создание пахотных угодий, а также высокопродуктивных сенокосных угодий и пастбищ.

Общая структура рекультивированных земель, тыс. га

Всего	13,7	Под лесные насаждения	4,0
Под пашню	4,1	Под водоемы	0,7
Под сенокосы и пастбища	3,6	Под строительство	1,3

Большой объем работ выполняют предприятия по снятию и использованию снятого плодородного слоя почвы. В настоящее время 34 предприятия сняли плодородный слой в объеме 47,1 млн. м³ с площади 20 тыс. га; 54 % общего объема этих работ выполнили предприятия УССР и 38 предприятий Союзруды. Свыше 50 % чернозема используется для нужд рекультивации, около 34 % — для улучшения малопродуктивных угодий; остальной — для городского озеленения, благоустройства и других целей. На горнорудных предприятиях Украины плодородный слой используется в основном для рекультивации нарушенных земель, а по предприятиям Союзруды — для улучшения малопродуктивных угодий. На Полтавском, Камыш-Бурунском комбинатах, а также многих предприятиях Кривбасса ранее снятый плодородный слой полностью использован. Однако в целом по отрасли за складировано около 46 % снятого плодородного слоя (табл. 8.5).

Биологическая рекультивация — одно из наиболее трудоемких направлений восстановления территорий, нарушенных горными работами. К вскрышным породам, пригодным к рекультивации, в первую очередь относятся верхний черноземный слой, некоторые разновидности глины и кварцевый песок.

Работы по восстановлению нарушенных земель в бассейне КМА были начаты с 1970—1972 гг. Следует отметить, что проекты на строительство горно-обогатительных комбинатов составлялись в начале 60-х гг. и в них не предусматривалась рекультивация нарушенных земель. Этот вопрос возник уже в процессе эксплуатации горнорудных предприятий. В начальный период основной задачей было выявление участков, снятие плодородного слоя рекультивации в ближайший период, снятие плодородного слоя почв и складирование его за контурами горных разработок, составление проектов на рекультивацию и выполнение научно-исследовательских работ по проблемам горнотехнической и биологической рекультивации.

Таблица 8.5

Использование плодородного слоя почвы производственными объединениями Минчермета СССР, млн. м³

Объединение	Снято	Заскладировано	Использовано			
			Всего	Рекультивация	Улучшенный угодий	Другие цели
Союзруда	29,5	15,1	14,4	3,5	9,3	1,6
Союзметаллургпром	2,9	1,2	1,7	0,7	0,7	0,3
Союзогнеупор	3,9	1,1	2,8	2,6	—	0,2

Работы по снятию верхнего плодородного слоя на КМА были начаты с 1970 г. Снятие почвы планируют с учетом опережения горных работ не менее чем на 1 год, а вывозку ее — не менее чем на 6 мес. Первоначально чернозем снимали в течение всего года, однако промерзание грунта (до 1,8 м) и отсутствие надежной рыхлительной техники не позволили эффективно вести работы в зимний период. Поэтому в настоящее время плодородный слой почвы снимают в весенне-летний период (в апреле—ноябре). Плодородный черноземный слой снимают на глубину до 1 м бульдозерами (на базе трактора ДЭТ-250), отгружают экскаваторами-драглайнами с ковшом вместимостью 1,25—1,5 м³ и вывозят автомобильным транспортом (КрАЗ и БелАЗ грузоподъемностью 15—25 т).

Наиболее подготовлены для рекультивации нарушенных земель и улучшения окружающей среды на КМА гидроотвалы.

За 20 лет интенсивных гидровскрышных работ на Лебединском карьере образовались четыре гидроотвала, занимающие площадь 1077 га, из них площадь действующего гидроотвала составляет 894 га. Один из наиболее крупных гидроотвалов — «Березовый Лог», на котором с 1975 г. начаты работы по рекультивации. В первую очередь были рекультивированы откосы упорных призм и ограждающих дамб общей протяженностью 7,2 км и площадью 171 га. На упорные призмы наносили плодородный слой почвы, а затем производились биологическая рекультивация и их лесохозяйственное использование. Угол откосов упорных призм составляет 8—17°, угол откосов дамб, отсыпаемых грунтами автомобильной вскрыши, 22—34°. Откосы с заложением 8—12° предусмотрены для использования под посев многолетних трав, более крутые, где трудно вести механизированные работы, — под лесные культуры.

Предпосевную обработку и посадку на откосах с углом 8—12° производят обычными механизмами — культиватором КПН-14 и зерновой сеялкой СУБ-48А на базе трактора ДТ-75. Основная культура для посева — эспарцет песчаный. Норма высева составляет 115—125 кг на 1 га. Глубина заделки семян 6—8 см. После посева площадь обрабатывают гладкими катками. Пылеобразование на рекультивированных участках откосов полностью прекратилось.

Лесные культуры высажены на верхних более крутых откосах. Основные древесно-кустарниковые породы — сосна обыкновенная, акация белая, бузина красная, жимолость татарская, лох узколистный, тополь, рябина обыкновенная и в незначительных количествах облепиха, ель и некоторые другие. Расстояние между рядами сеянцев 2,3—2,5 м, между сеянцами в ряду 0,5—0,7 м. Всего на откосах высажено несколько сот тысяч посадочного материала. Посадка в доступных местах производится лесопосадочной машиной СЛ4-1, а в труднодоступных — вручную. Саженцы сажают без подготовки почвы, направление рядов выдерживают строго горизонтальное во избежание размыва дождевыми водами. В те-

чение вегетационного периода за лесными культурами проводится трехкратный агротехнический уход.

Общая площадь лесных насаждений составляет свыше 30 га, а многолетних трав — свыше 50 га. Урожайность двухлетнего эспарцета составляет в среднем 261 ц, а однолетнего 46,5 ц с гектара. Основная масса скошенных трав передается близлежащим колхозам.

Длительная эксплуатация рекультивированных участков упорных призм гидроотвала «Березовый Лог» показала, что пылеобразование на откосах полностью прекратилось. Непосредственно на территории Лебединской промплощадки образован зеленый массив, который не только используется для нужд сельского хозяйства и улучшения санитарных условий, но и становится зоной отдыха трудящихся.

Одна из наиболее сложных проблем — рекультивация поверхности, которая возможна только после завершения процессов консолидации водонасыщенных тонкодисперсных глинисто-меловых пород гидровскрыши. Основные мероприятия по ускорению процессов консолидации — замыв во внутреннюю зону гидроотвала специальных дренирующих элементов из песчаных вскрышных пород и хвостов обогащения.

В результате многолетних работ по рекультивации гидроотвала определились следующие *основные этапы*:

подготовка территории на заключительном этапе эксплуатации путем соответствующих изменений технологии укладки гидровскрыши в чаше гидроотвала с устройством необходимых дренажных элементов;

нанесение слоя суглинков или грунтов с аналогичными фильтрационными характеристиками для создания водоупорного экрана, улучшающего условия сохранения влаги в зоне аэрации;

нанесение плодородного слоя почв, выполнение мероприятий, предотвращающих заболачивание территории;

биологическая рекультивация и передача земель в народнохозяйственное пользование.

На Лебединском комбинате за 1981—1984 гг. плодородный слой (чернозем) был снят на площади 2047 га, произведена рекультивация нарушенных земель на площади 483 га и выполнено землевание малоплодородных почв на площади 203 га. Объемы чернозема, хранившегося на складах, за этот период уменьшились с 6,9 до 4,5 млн. м³. Рекультивация земель за весь период на Лебединском комбинате выполнена на площади 758 га, в том числе сельскохозяйственные — 558 га, под лесные угодья 185 га, а под сельскохозяйственные работы

на Стойленском комбинате нарушено горными работами 1719 га из 4093 га земель, отведенных под строительство. Снято и заскладировано около 3,2 млн. м³ плодородного слоя (чернозема). До 1990 г. на Стойленском комбинате должна быть произведена рекультивация земель под сельскохозяйственные угодья на площади 2185 га, под лесонасаждения — 520 га и под посев трав — 128 га.

Таблица 8.6

Рекультивация нарушенных земель на Лебединском комбинате, тыс. м³

Год	Остаток чернозема на конец года	Снятие чернозема за год	Расход чернозема за год				Остаток на конец года
			Рекультивация	Землевание	Благоустройство	Передача другим организациям	
1986	3887	600	500	600	100	60	3227
1987	3227	600	500	600	100	60	2567
1988	2567	600	550	600	100	60	1857
1989	1857	600	600	600	100	60	1097
1990	1097	600	600	600	100	60	337
1991	337	—	—	—	—	—	—

При строительстве Михайловского комбината было отчуждено 11378 га земель, в том числе сельскохозяйственных угодий 8401 га, из которых пахотных земель 4860 га, садов и леса 456,7 га, естественных кормовых угодий и прочей земли 6620 га. К 1984 г. использовано снятого плодородного слоя в объеме 1552 тыс. м³, в том числе для землевания 819 тыс. м³, рекультивации 108 тыс. м³ и для прочих работ 624 млн. м³. На складах хранится 1381 тыс. м³ плодородного слоя.

Значительные объемы работ по рекультивации нарушенных земель планируются на Лебединском комбинате в двенадцатой пятилетке (табл. 8.6).

На Стойленском комбинате к 1990 г. намечается провести рекультивацию на площади 2833 га, из которых 2185 га под сельскохозяйственные угодья, 520 га под лесопосадки, 128 га под посев многолетних трав.

На Михайловском комбинате намечается к 1990 г. использовать под рекультивацию 2190 тыс. м³ плодородного слоя.

Значительный объем работ по рекультивации нарушенных горными работами земель выполняется на месторождениях марганцевых руд Никопольского бассейна [25].

Орджоникидзевский комбинат имеет постоянный земельный отвод под горные работы 11,2 тыс. га, из которых 10,5 тыс. га занимают сельскохозяйственные угодья. В структуре этих земель почти 80% составляют пахотные земли. С целью сохранения ценных черноземных почв района и восстановления нарушаемых горными работами земель на комбинате осуществляется комплекс работ, направленных на рациональное использование выделенных и рекультивацию нарушенных земель.

Оценка *агробиологических свойств* вскрышных пород показала, что они могут быть разделены на три группы: черноземы и их комплексы (средняя мощность 0,5 м); лессы, суглинки и лессовидные глины (мощностью до 20 м) и глины средне- и сильносолонные. Черноземы и их комплексы пригодны для возделывания всех видов сельскохозяйственных культур. Лессы и лессовидные глины

Т а б л и ц а 8.7

Структура рекультивированных земель
на Орджоникидзевском комбинате, га

Направление рекультивации	Рекультивированные	Переданные землепользователям	Находящиеся на балансе предприятия
Сельскохозяйственное	1319	1052	197
В том числе пашня	1032	960	—
Лесохозяйственное	955	955	—
Рекреационное	76	—	—
Строительное	495	—	495
Водохозяйственное	274	274	—

можно использовать под лесопосадки, кормовые культуры, а также под ценные зерновые культуры при условии нанесения плодородного слоя. Породы третьей группы (засоленные глины) непригодны для биологического освоения, и их следует укладывать в основание отвалов. Таким образом, биологическая рекультивация нарушенных земель возможна на основе селективной отработки пород и складирования их в пределах рекультивационного слоя в соответствии с требованиями биологической рекультивации.

Рекультивация нарушенных земель стала неотъемлемой частью технологии добычи полезного ископаемого. На Орджоникидзевском комбинате всего рекультивировано 3119 га земель, из которых 2341 га передано другим землепользователям (табл. 8.7).

Средняя стоимость 1 га рекультивации нарушенных земель составляет 5,3 тыс. р. с колебаниями по отдельным годам от 2,5 до 10,5 тыс. р.

Значительное затруднение при рекультивации земель вызывает усадка отвалов. Исследования позволили выявить ряд факторов, влияющих на усадку, на основании чего была принята двухэтапная система рекультивации. На первом этапе производят первичную планировку поверхности отвалов и передают их колхозам во временное (3—5 лет и более) пользование для возделывания многолетних бобовых (люцерны, эспарцета), на втором этапе после окончания усадки отвалов повторно планируют поверхность и покрывают ее плодородным слоем мощностью 0,5 м. После этого земли передаются колхозам под пашню с установлением четырехлетнего мелиоративного периода и выделением 300—400 р. за каждый передаваемый гектар на затраты по биологической рекультивации.

Орджоникидзевский комбинат имеет наибольший по отрасли план по рекультивации земель — 200 га в год. В последующем намечается довести годовой план до 240 га. Удельный вес земель рекультивированных под сельское хозяйство, возрастает с 68 до 84 %.

Исследованиями установлено, что кормовые угодья из многолетних трав можно создавать на вскрышных породах, обладающих потенциальным плодородием и не имеющих признаков токсичности. Урожайность люцерны и эспарцета на этих землях составляет 29—34 ц/га, что сопоставимо с урожаем этих видов на ненарушенных землях. Такой путь восстановления нарушенных земель при отсутствии плодородного слоя почвы весьма перспективен, так как под влиянием многолетних трав улучшаются как физические, так и агрохимические свойства пород.

На Орджоникидзевском комбинате разработаны и внедряются два варианта нанесения плодородного слоя почвы. Первый — создание участков рекультивации с насыпным слоем чернозема толщиной 40—50 см. Получаемый урожай зерновых (озимая пшеница, ячмень, овес, кукуруза на зерно) сопоставим с урожаем этих культур на обыкновенных ненарушенных землях. В целях повышения урожайности зерновых культур применяют второй вариант — слой наносимого плодородного слоя увеличивается до 70—80 см. При этом урожай зерновых достигает 450—470 ц/га, что в 2 раза выше зональных. Однако это приводит к увеличению стоимости рекультивации. Этот способ можно применять только при условии выращивания высокопродуктивных культур.

На комбинате накоплен значительный опыт создания садов на рекультивированных землях. Плодовые и ягодные культуры можно выращивать на лессовидных отложениях, смесях лессов, лессовидных суглинках и красно-бурых глинах, отсыпаемых в пределах рекультивационного слоя мощностью 2—3 м, что обеспечивает накопление влаги. Растения сажают или в отдельные посадочные ямы объемом 1 м³, или в траншеи шириной 1 м и глубиной 0,7 м, заправляемые почвой или лессовидными отложениями. Это определяется биологическими особенностями возделываемых культур. Для таких культур, как вишня, черешня, слива, красная смородина, необходимо применять плодородный слой почвы. Для менее требовательных культур, например черной смородины, возможна только мелиоративная подготовка почвы с внесением в нее органических и минеральных удобрений.

Кроме того, на Орджоникидзевском комбинате проводится лесохозяйственная рекультивация, которая для таких малолесных районов, как Днепропетровская область, не только способ создания лесов различного назначения, но, главным образом, служит для формирования ландшафта, пригодного для использования в рекреационных целях. Лесохозяйственная рекультивация нарушенных площадей технологически более проста, чем сельскохозяйственная, так как не требует нанесения плодородного слоя почвы.

Технический этап рекультивации состоит в формировании рекультивационного слоя из лесопригодных пород и проведении планировки поверхности. Лесохозяйственную рекультивацию, которая составляет 30,6 % общей площади рекультивированных земель, проводят на отработанных участках разрезных, выездных и

дренажных траншей и откосах отвалов. Для лесотехнической рекультивации применяют сосну обыкновенную, тополь, иву белую, ясень зеленый, клен узколистный. На откосах внешних отвалов Запорожского карьера созданы защитные насаждения из белой акации. Лесной массив площадью 230 га, созданный на внутренних отвалах Александровского карьера, примыкающего к городу, значительно улучшил природные и санитарно-гигиенические условия г. Орджоникидзе. Лесной массив этого района удачно сочетается с водоемом, устроенным на месте выездной траншеи карьера. Создание городской зоны отдыха на территории, нарушенной горными работами, является пока единственным примером ландшафтного подхода к восстановлению нарушенных земель.

9. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

9.1. ДОБЫЧА РУД

Комплексное использование вскрышных пород при добыче железных руд и отходов их обогащения оказывает многогранное влияние на эффективность применения живого и овеществленного труда, а также на результаты хозяйственной деятельности предприятий, утилизирующих вскрышные породы и отходы обогащения. Последнее обусловлено:

сокращением затрат на разведку новых месторождений нерудного сырья;

сбережением запасов природного сырья;

сокращением площади отчуждаемых земель под строительство предприятий для переработки нерудного сырья, а также под складирование вскрышных пород и отходов обогащения;

уменьшением капитальных и эксплуатационных затрат на производство продукции из нерудного сырья;

сокращением числа трудящихся, занятых в добывающих отраслях промышленности, и переводом их в отрасли с более высокой производительностью труда;

снижением затрат на природоохранные мероприятия — рекультивацию отвалов и др.

Одним из основных условий полноты и рационального использования вскрышных пород действующих железорудных карьеров в качестве нерудного сырья для производства различных строительных материалов является перевод их в полезные ископаемые, т. е. на них должны быть составлены кондиции как на сырье, утверждены их запасы и они должны быть зачислены на баланс предприятия. В связи с этим предъявляются новые требования к выемке и складированию вскрышных пород — селективная разгрузка нерудного сырья и его раздельное складирование. Это, в свою очередь, вызывает изменение затрат на производство основного продукта — металлургического сырья.

Количественная оценка эффективности производства строительных материалов из вскрышных пород и отходов обогащения на железорудных месторождениях Курской магнитной аномалии выполнена рядом институтов (НИИКМА, Центрогипроруда, Гипроруда, Гипростром). Для использования вскрышных рыхлых и скальных пород железорудных месторождений КМА требуются их селективная выемка и раздельное складирование. Действующие схемы добычи железных руд на этих месторождениях и размещение в массиве нерудных ископаемых обеспечивают селективную выемку всего комплекса нерудных ископаемых. Однако существующая технология формирования отвалов на карьерах КМА не обеспечивает раздельного складирования всей гаммы вскрышных пород.

Дополнительные капитальные вложения на Лебединском комбинате, вызванные раздельным складированием рыхлых вскрышных пород, составляют 406 тыс. р., скальных — 1,04 млн. р. На Стойленском комбинате дополнительные капитальные вложения на селективное складирование рыхлых вскрышных пород составляют 2,2 млн. р.

Дополнительные эксплуатационные затраты на раздельное складирование нерудного сырья на карьерах КМА

Лебединский комбинат:		
рыхлые породы:		
на эксплуатацию двух отвальных тупиков		46,5
на отвалообразование двумя экскаваторами Э-2505		137,3
на транспортирование		—85,8
Итого		98,0
скальные породы:		
на перегрузку кристаллических сланцев		219,8
на эксплуатацию отвального тупика		21,7
на отвалообразование тремя экскаваторами ЭКГ-3И		536,3
Итого		777,7
Стойленский комбинат:		
рыхлые породы:		
на эксплуатацию отвального тупика (мел)		85,0
то же (мергель)		39,6
на отвалообразование экскаватором ЗП-5500		194,1
на транспортирование		—238,0
Итого		80,7

Себестоимость нерудного сырья определяется из затрат на вскрышные работы с учетом расходов на селективное складирование добытого нерудного сырья (табл. 9.1) [6].

На себестоимость сырой и товарной железной руды значительное влияние оказывает добыча нерудного сырья, которое в дальнейшем непосредственно поступает на переработку в цех, находящийся в составе горного предприятия, или реализуется на стору.

В табл. 9.2 приведены данные по себестоимости сырой и товарной железной руды, нерудного сырья и дополнительной прибыли от использования вскрышных пород на комбинатах КМА при максимальном их использовании. Добыча и переработка кристалли-

Таблица 9.1

Определение себестоимости нерудного сырья, добытого
на комбинатах КМА

Нерудное сырье	Объем добычи, тыс. м ³	Удельные затраты, р/м ³		
		Вскрышные	Селективное складирование	Итого
<i>Лебединский комбинат</i>				
Суглинки (железнодорожный транспорт)	150	2,6	0,2	2,8
Песок (железнодорожный транспорт)	366	2,6	0,2	2,8
Кристаллические сланцы (железнодорожный и комбинированный транспорт)	1500	2,1	0,3	2,4
Кристаллические сланцы на дробильно-сортировочную фабрику (железнодорожный транспорт)	870	Н. д.	Н. д.	1,83
Кристаллические сланцы Губкинскому карьероуправлению (железнодорожный и комбинированный транспорт)	200	2,9	-0,3	2,6
Окисленные железистые кварциты (комбинированный транспорт)	1400	2,5	0,3	2,8
<i>Стойленский комбинат</i>				
Мел (конвейерный транспорт)	1000	1,1	—	1,1
Песок (конвейерный транспорт)	1252	1,5	0,2	1,7
Мел (железнодорожный транспорт)	3500	1,2	-0,02	1,2
Мергель (железнодорожный транспорт)	1500	1,2	-0,02	1,2
Кристаллические сланцы (комбинированный транспорт)	1300	2,3	—	2,3
Окисленные кварциты (комбинированный транспорт)	1300	2,3	—	2,3
<i>Михайловский комбинат</i>				
Глины девонские (автомобильный транспорт)	550	1,4	—	1,4
Окисленные железистые кварциты (комбинированный транспорт)	4400	2,5	—	2,5

ческих сланцев и окисленных железистых кварцитов попутной добычи на Лебединском комбинате снижают себестоимость сырой руды на 0,06 р/т, что составляет 3,6 млн. р. дополнительной прибыли. Переработка кристаллических сланцев и вовлечение в работу окисленных железистых кварцитов попутной добычи на Стойленском комбинате обеспечат снижение себестоимости сырой руды на 0,26 р., товарной — на 0,62 р. При этом дополнительная прибыль составит 5,2 млн. р. За счет реализации мела и песка цементному и мело-известковому заводам дополнительная прибыль составит 1,4 млн. р.

Возрастание объемов обогащения железистых кварцитов обуславливает накопление огромного количества отходов обогащения

Таблица 9.2

Себестоимость сырой и товарной руды, нерудного сырья и дополнительная прибыль от использования нерудного сырья на комбинатах КМА

Нерудное сырье	Эксплуатационные затраты на производство				Себестоимость, р/т		Сумма дополнительной прибыли, тыс. р.
	сырой руды (проект), р/т	нерудного сырья, р/м ³	сырой руды при добыче нерудного сырья, р/т	нерудного сырья у потребителя, р/м ³	товарной руды (проект), р/т	товарной руды с добычей нерудного сырья, р/т	

Лебединский комбинат

Товарная руда:	1,31	—	—	—	8,07	—	—
с учетом переработки кристаллических сланцев	—	1,83	1,28	—	—	7,99	1 813,6
с учетом обогащения окисленных кварцитов	0,54	—	1,28	—	—	7,99	1 813,6
Кристаллические сланцы отвала	—	2,06	—	0,84	—	—	1 830,0
Суглинки отвала	—	0,98	—	0,59	—	—	58,5
Песок отвала	—	0,98	—	0,80	—	—	11,9
Итого							5 527,6

Стойленский комбинат

Товарная руда:	1,54	—	—	—	8,04	—	—
с учетом переработки кристаллических сланцев	—	2,30	1,41	—	—	7,73	2 625,7
с учетом обогащения окисленных железистых кварцитов	0,67	—	1,41	—	—	7,73	2 625,7
Мел отвала для цементного завода	—	1,10	—	0,64	—	—	920,0
Мел отвала	—	0,71	—	0,64	—	—	175,0
Песок отвала	—	0,86	—	0,24	—	—	326,3
Итого							6 572,7

Михайловский комбинат

Товарная руда:	1,21	—	—	—	8,58	—	—
с учетом обогащения окисленных железистых кварцитов	0,73	—	0,86	—	—	7,87	10 564,8

(хвостов), размещение которых требует больших капитальных вложений (до 30 % всех капитальных вложений) и эксплуатационных затрат на содержание хвостохранилищ и отвода под них земельных угодий. В целях сокращения отходов, направляемых в хвостохранилище, целесообразно выделять из них грубозернистые строительные пески, а из дробленых железистых кварцитов методом сухой магнитной сепарации получать безрудную и слаборудную фракцию — строительный щебень.

Попутная продукция самостоятельно не калькулируется. Стоимость ее исчисляется по установленным ценам и обращается на уменьшение затрат на производство. Таким образом, себестоимость железорудного концентрата с введением сухой магнитной сепарации дробленых кварцитов будет равна сумме затрат на сырье, расходов на передел обогащения за вычетом стоимости реализованного щебня. Экономическая оценка комплексного использования вскрышных пород и отходов обогащения на железорудных месторождениях КМА справедлива и для железорудных месторождений Кривого Рога.

Южгипрорудой разработано технико-экономическое обоснование полного комплексного использования скальных вскрышных пород и фракционированных песков из хвостов обогатительной фабрики Южного горно-обогатительного комбината. Производство строительного и дорожного щебня предусматривается на дробильно-сортировочном заводе с годовой производительностью 12,1 млн. т (7,6 млн. м³) щебня в год. При затратах 11,93 млн. р. на производство указанного количества щебня и оптовой стоимости 25,57 млн. р. себестоимость его составляет 0,968 р. при отпускной цене 2,11 р/т.

При этом прибыль от реализации товарной продукции щебня составит 13,63 млн. р. в год, что по отношению к себестоимости дает рентабельность 114,3 %, а по отношению к производственным фондам щебеночного завода (18,75 млн. р.) — 73,8 % при сроке окупаемости капитальных вложений 1,4 года. Из хвостов обогатительной фабрики классификацией выделяют 4,7 млн. т в год строительных песков крупностью 0,15 мм. Себестоимость фракционированного песка составляет 0,24 р/т при отпускной цене 0,7 р/т.

Высокая эффективность попутного производства щебня и строительного песка положительно отразится на повышении рентабельности основного производства. Себестоимость добычи сырой руды снизится с 1,117 до 0,747 р/т, производство железорудного концентрата — с 6,208 до 5,596 р/т. При этом повысится рентабельность по отношению к себестоимости с 54,3 до 64,8 % и по отношению к производственным фондам с 14,2 до 15,9 %. Срок окупаемости общих капитальных вложений снизится с 7 до 6,3 года.

На Новокриворожском горно-обогатительном комбинате с 1969 г. работает установка по производству строительного щебня из слаборудных и безрудных железистых кварцитов. За период 1973—1980 гг. на дробильно-сортировочной установке из малоруд-

ных кварцитов произведено 3,26 млн. м³ щебня по отпускной цене 2,96 р/м³. С 1967 по 1980 г. на установке по классификации хвостов обогатительной фабрики получено 5,6 млн. м³ строительного песка по отпускной цене 0,6 р/м³ на сумму 3,38 млн. р. Прибыль составила 1,8 млн. р. при средней себестоимости 0,32 р/м³.

На Полтавском горно-обогатительном комбинате, по данным Южгипроруды, можно построить щебеночный завод на базе скальных вскрышных пород и установку по классификации хвостов обогатительной фабрики производительною соответственно II и 0,8 млн. м³ в год. Капитальные затраты на строительство щебеночного завода составляют 82 млн. р. Себестоимость товарной продукции (щебня) составит 23,6 млн. р., или 2 р/м³. Общая стоимость ее составит 38 млн. р. при стоимости 1 м³ 3,3 р. Прибыль предприятия 14,4 млн. р., срок окупаемости 5,7 года.

9.2. БОГАЩЕНИЕ РУД

Доизвлечение из отходов (хвостов) обогащения руд черных металлов основных и сопутствующих ценных компонентов в большинстве случаев технически возможно и экономически оправдано. При обогащении железных руд с хвостами обогатительных фабрик теряется много железа, которое в основном связано с гематитом и другими слабомагнитными минералами. Наблюдаются повышенные потери железа, связанного с магнетитом, в хвостах обогатительных фабрик. На Михайловском комбинате при обогащении смешанных железистых кварцитов содержание железа в хвостах составляет 26—27%. Это обусловлено тем, что в кварцитах имеется повышенное содержание слабомагнитных рудных минералов (гематит и др.), которые при магнитной сепарации в слабых полях не извлекаются.

Для доизвлечения железа из хвостов обогатительной фабрики Михайловского комбината в полупромышленных и промышленных условиях были отработаны две технологические схемы: магнитно-флотационная с обратной флотацией и магнитно-флотационная с прямой флотацией. Механобрчерметом выполнено укрупненное технико-экономическое обоснование двух вариантов технологических схем.

Согласно расчетам, капитальные затраты на строительство фабрики дообогащения хвостов по схеме с применением прямой флотации ниже, чем с обратной флотацией. Удельные капитальные затраты в этом случае ниже на 16,1% в расчете на хвосты и на 19,7% в расчете на концентрат, а удельные эксплуатационные расходы по переделу дообогащения соответственно на 22,6 и 26,2%. Относительно меньшее снижение удельных капитальных и эксплуатационных затрат на 1 т концентрата по сравнению с затратами на 1 т обогащаемых хвостов обусловлено увеличением выхода концентрата.

При определении капитальных и эксплуатационных затрат на дообогащение хвостов по приведенным технологическим схемам

Технико-экономические показатели обогатительной фабрики по дообогащению хвостов Михайловского комбината мокрой магнитной сепарацией

Схема	С прямой флотацией	С обратной флотацией
Производительность фабрики обогащения по сырой руде, млн. т в год		
Выход по сухой массе:	30	30
хвостов, млн. т		
концентрата из хвостов, млн. т	16,41	16,41
то же, %	2,7	2,6
Содержание железа в концентрате, %	9,3	8,9
Извлечение железа в концентрат, %	55,3	56,5
Капитальные затраты на строительство фабрики по дообогащению хвостов, млн. р.	13,1	12,8
Удельные капитальные затраты, р/т:		
руды	139,6	166,4
обогащаемых хвостов	4,80	5,72
концентрата	8,51	10,14
Годовые эксплуатационные расходы по переделу обогащения, млн. р.	51,60	64,25
Удельные эксплуатационные расходы по переделу обогащения, р/т:		
руды	28,01	36,34
обогащаемых хвостов	0,96	1,25
концентрата	1,71	2,21
	10,35	14,03

не учитывались затраты на очистку сточных флотационных вод и складирование флотационных хвостов. Уровень этих затрат в сравниваемых технологических схемах одинаковый и не может повлиять на их выбор. Экономический эффект от применения магнитно-флотационной схемы с прямой флотацией ориентировочно на 13 млн. р. в год выше по сравнению со схемой с обратной флотацией.

В процессе гидравлического транспортирования и складирования хвостов обогатительных фабрик, перерабатывающих железистые кварциты, происходит естественное их обогащение. В хвостохранилищах образуются участки с повышенным содержанием железа, связанного с магнетитом и другими слабомагнитными рудными минералами (гематит, мартит, сидерит), — техногенные месторождения.

Специалистами НИГРИ, Механобрчермета и Кривбасспроекта впервые доказана техническая возможность и экономическая целесообразность обогащения хвостов из хвостохранилища Центрального горно-обогатительного комбината.

Срок окупаемости внедрения дообогащения хвостов превышает нормативные сроки. Технико-экономические показатели могут быть улучшены за счет выбора нового оборудования для добычи хвостов, а также повышения производительности добычного и перерабатывающего комплекса. Применение для этих целей плавающего обогатительного комплекса и грунтовых насосов конструкции ВНИПИИстромсырья позволит снизить капитальные вложения примерно до 9—10 млн. р. Повышение производительности

Основные технико-экономические показатели по доизвлечению железа из хвостов хвостохранилища Центрального комбината

Производительность:	
по исходным хвостам, тыс. т в год	4140
то же, т/ч	507,4
по концентрату, тыс. т в год	955
Выход концентрата, %	21,2
Содержание железа в концентрате, %	66,2
Извлечение железа в концентрат, %	53,9
Производство строительного песка, тыс. т в год	1526
Капитальные затраты на обогащение хвостов, млн. р.	38,2
Удельные капитальные затраты, р/т концентрата	40,07
Себестоимость концентрата, р/т	12,74

комплекса с 4,1 до 6,2 млн. т позволит значительно снизить удельные капитальные вложения на 1 т концентрата.

Использование хвостов из хвостохранилища Центрального комбината при годовой переработке их 4,1 млн. т позволит повысить полноту использования разрабатываемых в недрах железистых кварцитов на 2 %, удлинить срок эксплуатации действующего хвостохранилища на 15—20 %, увеличить срок эксплуатации карьеров на 10 %. Таким образом, с учетом всех положительных факторов дообогащение хвостов из хвостохранилищ обогатительных фабрик с экономической точки зрения будет несомненно эффективным.

За период эксплуатации обогатительных фабрик, перерабатывающих марганцевые руды Чнатурского и Марганецкого бассейнов, в отвалах (прудах) накопилось огромное количество хвостов (шламов) с относительно высоким содержанием марганца. Механическими методами выполнены технологические исследования и укрупненные технико-экономические расчеты по извлечению марганца из хвостов обогащения, заскладированных на обогатительной фабрике им. Максимова. При этом разработаны четыре технологические схемы обогащения:

I схема — электромагнитная сепарация класса $-3+0,5$ мм на сепараторах с высокой напряженностью магнитного поля, гравитационное обогащение магнитной фракции (эта операция применяется для всех четырех схем) и магнитная сепарация класса $-0,5$ мм.

II схема — электромагнитная сепарация класса $-3+0,5$ мм и раздельное обогащение магнитной сепарацией в сильном поле классов $-0,5+0,02$ и $-0,02$ мм.

III схема — электромагнитная сепарация класса $-8+0,5$ мм и химическое обогащение класса $-0,5$ мм.

IV схема — электромагнитная сепарация класса $-3+0,5$ мм и химическое обогащение концентратов магнитной сепарации в сильном поле.

Из технико-экономических показателей обогащения хвостов (табл. 9.3) видно, что первые три технологические схемы убыточны и только четвертая схема, в которой применяется химиче-

Таблица 9.3
Основные технико-экономические показатели доизвлечения марганца их хвостов хвостохранилища обогатительной фабрики им. Максимова

Показатели	Схема			
	I	II	III	IV
Годовая производительность, тыс. т. по исходному питанию	266	266	266	266
по концентрату	51,9	68,6	55,9	43,9
В том числе:				
II сорта	6,7	6,7	6,7	6,7
магнитной сепарации в сильном поле химического обогащения	45,2	61,9	—	—
по брикетам из концентрата химического обогащения	—	—	49,2	37,2
			77,4	58,5
Содержание марганца, %:				
в исходном питании	13,1	13,1	13,1	13,1
В том числе:				
II сорта	37,1	37,1	37,1	37,1
магнитной сепарации в сильном поле химического обогащения	33,1	32,1	—	—
Выход концентрата, %	—	—	52,0	52,0
В том числе:				
II сорта	19,5	25,8	21,0	16,5
магнитной сепарации в сильном магнитном поле химического обогащения	2,5	2,5	2,5	2,5
Извлечение марганца в концентрат, %	17,0	23,3	—	—
В том числе:			18,5	14,0
II сорта	50,1	64,2	70,4	62,7
магнитной сепарации в сильном поле химического обогащения	7,1	7,1	7,1	7,1
Влажность концентрата, %:	43,0	57,1	—	—
II сорта	—	—	73,3	55,6
магнитной сепарации в сильном поле химического обогащения	22	22	22	22
Капитальные затраты, тыс. р.	30	30	—	—
Годовые эксплуатационные расходы, тыс. р.	—	50	50	50
Годовые приведенные затраты, тыс. р.	4456	4968	18 220	12 857
Реализация товарной продукции, тыс. р.	1171	1322	9 546	5 132
Прибыль от реализации товарной продукции, тыс. р.	1839,4	2067,2	12 297,0	7060,6
Окупаемость капитальных вложений, лет	863,0	1027,9	9 444,3	7 176,3
	—30,8	—294,1	—101,7	+2044,3
	—	—	—	6,3

ское обогащение концентратов магнитной сепарации, экономически выгодно. Срок окупаемости капитальных затрат на внедрение четвертой схемы ниже нормативного.

Железные руды Ковдорского месторождения относятся к комплексным, в которых наряду с железом содержатся другие полезные ископаемые — апатит, бадделент. Содержание апатита в хвостах мокрой магнитной сепарации достигает 10—11%. Для доизвлечения из хвостов апатита и бадделента на Ковдорском комбинате в 1980 г. была введена в эксплуатацию I очередь флота-

ционной фабрики. Производство из хвостов мокрой магнитной сепарации апатитового концентрата обеспечило комплексное использование железных руд Ковдорского месторождения и повысило технико-экономические показатели работы комбината в целом.

Технико-экономические показатели работы апатито-бадделентовой фабрики Ковдорского комбината

Производительность, тыс. т:	
по питанию	6476
по апатитовому концентрату	1188
Содержание P_2O_5 , %:	
в руде	6,6
в питании флотации	10,1
в концентрате	38,1
в хвостах	6,4
Выход концентрата (от исходного питания), %	11,4
Извлечение P_2O_5 в концентрат (от исходного питания), %	45,0
Оптовая цена концентрата, р/т	22,22
Себестоимость концентрата, р/т:	
полная	16,69
цеховая	16,72
Расходы, р/т:	
на подготовку и освоение производства	0,14
общезаводские	1,24
внепроизводственные	0,09
Стоимость попутной продукции, р/т	1,50

Для обогащения окисленных железистых кварцитов Кривого Рога и КМА разработаны магнитная и магнитно-флотационная схемы. Магнитная схема включает обогащение измельченных кварцитов на сепараторах с высокой напряженностью магнитного поля с несколькими перемычками концентрата. При магнитно-флотационной схеме на высокоинтенсивных сепараторах получают магнитный промпродукт, который направляют на флотационное дообогащение; хвосты сепараторов являются отвальными.

Механообработкой выполнены технико-экономические расчеты (табл. 9.4) по обеим схемам обогащения окисленных кварцитов месторождений Кривого Рога и КМА. Для Горно-обогатительного комбината окисленных руд приняты две технологические схемы — магнитная на первый период работы комбината и магнитно-флотационная на последующие годы.

По магнитно-флотационной схеме содержание железа в концентрате на 3% выше, чем по магнитной, а кремнезема в 2 раза ниже. Выход концентрата по магнитно-флотационной схеме выше на 4%, а извлечение — на 10%, чем по магнитной схеме. Удельные капитальные затраты при магнитно-флотационной схеме ниже, а удельные эксплуатационные расходы примерно одинаковы.

На обогатительной фабрике обогащения окисленных железистых кварцитов Новокриворожского комбината применение магнитной схемы дает аналогичные показатели обогащения, однако технико-экономические показатели несколько хуже. Технико-экономические показатели на обогатительной фабрике обогащения окислен-

Таблица 9.4
Технико-экономические показатели обогащения окисленных железистых кварцитов

Показатели	Горно-обогатительный комбинат окисленных руд		Новокриворожская фабрика	Михайловская обогатительная фабрика
	Магнитная схема	Магнитно-флотационная схема		
Годовая производительность, тыс. т:				
по руде	23 300	23 300	9 100	15 000
по концентрату	9 899	1 0950	4097	7 164,8
Содержание железа, %:				
в руде	37,0	37,0	36,9	40,5
в концентрате	60,0	63,0	60,0	58,1
в хвостах	22,4	19,2	21,9	26,1
Выход концентрата, %	38,8	42,9	39	45,0
Извлечение железа в концентрат, %	63,0	73,0	64,0	64,5
Содержание в концентрате, %:				
кремнезема	12,6	6,8	—	—
влаги	10,5	10,6	11,5	10,5
Удельные капитальные затраты, р/т:				
руды	22,42	22,05	24,67	27,81
концентрата	57,8	51,4	62,69	61,81
Годовые эксплуатационные расходы, тыс. р.	107 227	119 758	47 562	78 816
Удельные эксплуатационные расходы, р/т:				
руды	4,7	5,245	5,12	5,33
концентрата	12,10	12,23	13,12	12,69
Приведенные затраты, р/т металла	34,62	31,65	—	—
Снижение приведенных затрат, %	—	8,6	—	—

ных кварцитов Михайловского комбината значительно хуже, чем на Новокриворожской фабрике, что объясняется трудностями обогащения михайловских окисленных железистых кварцитов.

9.3. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Экономическая эффективность использования попутной продукции при металлургической переработке руд черных металлов определяется возможностью замены первичного минерального сырья. Эта эффективность значительно зависит от номенклатуры и качества шлаковой продукции (табл. 9.5).

Наиболее эффективно производство гранулированного шлака, пемзы и шлаковаты. Данные табл. 9.5 свидетельствуют о том, что объем добычи минерального сырья может быть значительно снижен за счет использования попутной продукции. Такое направление не только соответствует принципам безотходной технологии, но и значительно сокращает необходимость организации новых производств по добыче и переработке минерального сырья. Это

Таблица 9.5

Экономическая эффективность замены минерального сырья доменными шлаками, р т

Шлаковая продукция	Минеральное сырье, заменяемое шлаковой продукцией	Удельные затраты на производство шлаковой продукции			Эффективность замены
		Себестоимость	Капитальные вложения	Приведенные затраты	
Гранулированный шлак	Клинкер	1,2	3,8	1,8	4—7
Шлаковая пемза	Керамзит	2,5	6,3	3,4	5
Шлаковый щебень	Щебень из горных пород	1,7	2,9	2,1	1
Шлаковая вата	Минеральная вата	33,0	56,0	41,4	4
Шлаковая мука	Известняковая мука	5,6	30,0	10,1	-0,5
Фосфатшлак	Суперфосфат	2,8	5,5	3,6	2

способствует сохранению окружающей природы и воздушного пространства.

Экономически наиболее эффективно производство гранулированного шлака, так как в этом случае капитальные вложения минимальны. Несмотря на значительные капитальные вложения на производство шлаковой пемзы, производство ее также в большинстве случаев оправдано, поскольку этот продукт является эффективным заменителем традиционных пористых материалов. Особенно это относится к районам, где отсутствует производство керамзита или его доставка связана с большими транспортными расходами, а потребность в пористых материалах за счет местных ресурсов не может быть удовлетворена. Такое же положение наблюдается при производстве шлаковой ваты из жидких чугунов. Общая структура производства попутной продукции из шлаков изменяется в направлении увеличения выпуска шлаковой пемзы и уменьшения выпуска гранулированного шлака.

Большую ценность представляют попутные фосфатшлаки, которые не только являются ценной продукцией для сельского хозяйства, но и снижают дефицит этого сырья, так как месторождения фосфорсодержащих руд в СССР ограничены.

В перспективе основным видом шлаковой продукции останется гранулированный шлак. С ростом строительства в стране увеличивается потребность в этом виде шлаковой продукции, а начиная с 1990 г. черная металлургия сможет удовлетворить потребности цементной продукции сырьем на 75 %.

Удовлетворение потребности в традиционных строительных материалах шлаковой попутной продукцией, %

Год	1975	1980	1985	1990
Гранулированные шлаки	88,5	74,2	83,3	75,0
Пористые заполнители	5,0	2,9	2,1	1,5
Щебень	2,0	4,8	4,0	3,5
Мука	1,4	1,5	4,8	5,3

В связи с большим дефицитом и высокой экономической эффективностью производства шлаковых пористых материалов в стране обеспечивается непрерывный рост выпуска шлаковой пемзы. Однако доля шлаков в общем объеме производства пористых заполнителей не превышает 5 %.

Расчеты УралНИИЧермета по определению необходимых капитальных вложений для полной переработки шлака с целью замены минерального сырья показывают, что экономия от этого в народном хозяйстве страны составит при производстве строительных материалов около 180 млн. р., а в черной металлургии около 280 млн. р., в том числе при производстве ферросплавов 195 млн. р.

Наибольший экономический эффект получит черная металлургия, которая, не затрачивая капитальных вложений, одновременно с производством шлаковой продукции для других отраслей будет извлекать значительное количество скрапа, вторично использовать содержащиеся в ферросплавных шламах включения ферросплавов и легирующие элементы, а в конвертерных шлаках — железо и известь.

Цементная промышленность сможет сэкономить свыше 180 млн. р. капитальных вложений, используя гранулированный шлак вместо строительства новых мощностей по производству клинкера. При переработке шлака на шлаковую муку перерасход капитальных вложений по расчетам составит более 30 млн. р. Это свидетельствует о том, что строительство измельчительных отделений по производству муки для сельского хозяйства не всегда эффективно и должно производиться только в случае больших издержек на транспортирование других известковых удобрений в данный район.

В целом при полной переработке металлургических шлаков народное хозяйство страны сможет сэкономить свыше 400 млн. р. капитальных вложений по сравнению с производством того же объема аналогичной продукции из первичного сырья.

10. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

10.1. ДОБЫЧА И ПЕРЕРАБОТКА РУД

Охрана окружающей среды — одна из важнейших общегосударственных задач, решение которой неразрывно связано с охраной здоровья людей.

Наряду с основополагающими государственными актами, в нашей стране действует ряд нормативных документов, регламентирующих комплексное использование природных ресурсов и организацию технологических процессов, исключающих загрязнение водоемов и атмосферы. Разработаны и внедряются различные методы и средства очистки загрязненного воздуха и воды.

Источниками загрязнения воздушного бассейна и водоемов в районе добычи и переработки руд черных металлов являются карьеры, обогатительные, агломерационные и окомковательные фабрики, хвостохранилища и отвалы вскрышных пород. Воздушный бассейн загрязняется в основном следующими веществами: пылью с содержанием диоксида кремния до 50 % от дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик, хвостохранилищ, отвалов;

оксидом углерода при работе окомковательных и агломерационных фабрик, механических мастерских по ремонту оборудования;

диоксидом азота от агломерационных и окомковательных фабрик;

сернистым ангидридом от мастерских по ремонту оборудования, окомковательных и агломерационных фабрик.

При производстве взрывных работ на карьерах атмосфера загрязняется мелкодисперсной кварцевой пылью, оксидами углерода и азота. Основными показателями, характеризующими влияние технологии на окружающую среду, являются:

состав твердых, жидких и газообразных отходов;

гранулометрический состав твердых отходов;

количество вредных соединений, перешедших в атмосферу и в воду.

Концентрация вредных веществ в воде промышленных стоков не должна превышать предельно допустимую (табл. 10.1). Радикальным решением проблемы охраны открытых и подземных во-

Таблица 10.1

Предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в водных объектах хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования, мг/л

Компонент	Лимитирующий показатель вредности *	ПДК	Компонент	Лимитирующий показатель вредности *	ПДК
АНП	С	0,05	Никель	С	0,1
АНП-2	Ор	0,4	Полиакриламид	С	2,0
Барий	С	4,0	Свинец	С	0,1
Бензин	Ор	0,1	Сероуглерод	Ор	0
Бром	С	0,2	Скипидар	С	0,2
Ванадий	С	0,1	Стронций	Ор	2,0
Железо	С	0,5	Сульфиды	Об	0
Керосин	Ор	0,1	Титан	С	0,1
Кобальт	С	1,0	Фтор	С	1,5
Ксантогенат бутылочный	С	0,001	Хром	Ор	0,1
Медь	Ор	1,0	Хром -	С	0,5
Молибден	С	0,5	Цианиды	С	0,1
Мышьяк	С	0,05	Цинк	С	1,0

* С — санитарно-токсикологический; Ор — органолептический; Об — общесанитарный.

Таблица 10.2

Предельно допустимые концентрации вредных веществ в атмосферном воздухе населенных пунктов (по санитарным нормам проектирования промышленных предприятий), мг/м³

Компонент	Концентрация	
	максимальная разовая	среднесуточная
Азота диоксид	0,085	0,085
Аммиак	0,2	0,2
Ванадия оксид	—	0,002
Марганец и его соединения	—	0,01
Мышьяк и его соединения	—	0,003
Пыль нетоксичная	0,5	0,15
Сажа (копоть)	0,15	0,05
Серная кислота:		
по молекуле	0,3	0,1
по водородному иону	0,006	0,002
Сернистый ангидрид	0,5	0,05
Сероводород	0,008	0,008
Сероуглерод	0,03	0,005
Соляная кислота:		
по молекуле	0,2	0,2
по водородному иону	0,006	0,006
Углерода оксид	3	1
Уксусная кислота	0,2	0,06
Фосфатный ангидрид	0,15	0,05
Хлор	0,1	0,03

доемов от загрязнения вредными веществами является применение оборотного водоснабжения. При этом полученные при переработке руд сточные воды возвращаются снова в процесс после предварительной их обработки.

При строительстве новых и реконструкции действующих предприятий, технологическими процессами которых предусматривается использование воздуха, необходимо предусматривать комплекс мероприятий, направленных на снижение содержания вредных веществ в сбрасываемом в атмосферу воздухе. Выброс в атмосферу воздуха, удаляемого вентиляционными системами, и расчет рассеивания вредных веществ должны производиться таким образом, чтобы концентрация этих веществ не превышала в атмосферном воздухе населенных пунктов максимальных разовых норм (табл. 10.2). Нормированные параметры воздуха в производственных сооружениях фабрик приведены в табл. 10.3.

Реальная запыленность воздуха (в рабочих условиях) составляет, мг/м³: 250—600 в приемных бункерах руды; 1500—2000 в корпусе крупного и 3000—6000 в корпусе среднего и мелкого дробления; 400—800 в бункерах дробленой руды; 600—1500 в перегрузочных узлах; 1000—1800 в корпусе сухого магнитного обогащения; 1000—2500 по тракту сухеного концентрата; 30 000—

Таблица 10.3

Расчетные нормы температуры, влажности и запыленности воздуха
в производственных сооружениях фабрик

Сооружение	Холодный и переходный периоды года		Максимально допустимая концентрация пыли, мг м ³	
	Температура воздуха, °С	Относительная влажность, %	Рабочие места	Выбросы аспирационного воздуха
Корпус приема и крупного дробления	13	≤50	2	30
Корпус среднего и мелкого (III—IV стадии) дробления	13	≤50	2	30
Склад окисленной руды	13	≤50	2	30
Корпус обжига окисленной руды	17	≤50	2	30
Корпус обогащения	18	≤75	2	30
Корпус приготовления и хранения реагентов	18	≤75	—	—
Склад концентрата	13	≤75	4	—
Погрузочный бункер концентрата	13	≤75	4	—
Корпус сушки концентрата	13	≤60	4	80
Перегрузочные узлы	13—17	50—60	2—4	30—60
Галереи	13—17	50—75	—	—

100 000 у обжиговых печей; 10 000—15 000 у барабанов охлаждения.

При добыче железных руд открытым способом влияние на окружающую атмосферу выражается двумя видами производственной деятельности:

повседневной — бурение скважин, выемочно-погрузочные работы и операции, связанные с перемещением горной массы; периодической — производство массовых взрывов.

По данным ВНИИБТГ, загрязнение атмосферы при производстве буровых и погрузочно-транспортных операций носит местный характер [4, 5]. Высота выбросов не превышает 20—30 м, в то время как глубина действующих железорудных карьеров превышает 200—250 м. Загрязнение окружающей атмосферы пылью и оксидами азота и углерода происходит при производстве массовых взрывов.

Характеристика вредных выбросов при взрыве горной массы на одном из железорудных карьеров

Объем взрываваемой горной массы, тыс. м ³ /год	16 570
Общий расход ВВ, т/год	15 509
Расход ВВ на один взрыв, т	635
Выделение вредных веществ, т/год:	
пыли	1202
оксида углерода	913
диоксида азота	55

Выбросы в атмосферу за один взрыв, т:	
пыли	46,2
оксида углерода	35,1
диоксида азота	2,1
Продолжительность выделения вредных веществ, с	62
Мощность источника выброса, кг/с:	
по пыли	745
по оксиду углерода	566
по диоксиду азота	34
Высота пылегазового облака, м	250

С целью сокращения пылегазовыделения при массовых взрывах в условиях железорудных карьеров предусматривается применение взрывчатых веществ с нулевым или близким к нему кислородным балансом и внутренней гидрозабойки скважин. По данным ВНИИБТГ, эффективность снижения вредных выбросов при внутренней гидрозабойке составляет 84,7 % при удельном расходе воды 0,79 мг/м³ взрываемого массива. Использование в качестве ВВ зерногранулита уменьшает в 3—4 раза выделение ядовитых газов по сравнению с тротилом.

Для уменьшения вредных выбросов в процессе повседневной деятельности карьеров выполняют следующие мероприятия: орошают горную массу при погрузочных работах, поливают автодороги, производят пылеподавление при буровых работах. В целях сокращения выделения оксидов углерода и азота при работе в карьерах автомобильного транспорта самосвалы большой грузоподъемности оборудуют нейтрализаторами выхлопных газов. При этом содержание оксидов углерода и азота составляет соответственно 0,025 и 0,012 %, что ниже предельно допустимых концентраций (0,08 и 0,05 %).

Обогащение и окомкование железных руд. Основными производственными вредностями на фабриках, перерабатывающих железные руды с окускованием концентратов, являются пыль, конвективное и лучистое тепло, избыточная влага и вредные газы. С увеличением объемов переработки железных руд, укрупнением типоразмеров технологического оборудования выделение вредностей может значительно увеличиваться. На обогатительных и окомковательных фабриках отрицательное влияние на окружающую среду могут оказывать дробление неувлажненных руд в дробилках крупного, среднего и мелкого дробления, грохочение дробленой руды, сухое магнитное обогащение дробленых руд (кварцитов), перегрузочные узлы, классификация и транспортирование материалов, нагретых свыше 373 К, сухое самоизмельчение и обогащение, обжиговые машины площадью свыше 350 м², воздушные ционные машины площадью спекания свыше 312 м², воздушное охлаждение нагретых материалов и конвейеры со скоростью движения ленты свыше 5 м/с. Во ВНИИБТГ выполнено прогнозирование развития прогрессивных направлений борьбы с вредностями на горно-обогатительных комбинатах [1].

Для сокращения выделения пыли на фабриках на первом этапе эксперты считают перспективной местную вытяжную вентиляцию

(аспирацию), а затем технологические мероприятия. На последующих этапах большую важность приобретают технологические мероприятия. К ним в первую очередь относятся автоматизация производственных процессов, телеуправление и роботизация.

Значительным очагом пылеобразования на обогатительных фабриках, перерабатывающих железистые кварциты, являются *дробилки* крупного, среднего и мелкого дробления. Загрузка рудой (неувлажненной) приемных воронок дробилок крупного дробления сопровождается интенсивным пылевыведением, которое достигает 10 г/с и более [29]. Наличие ветра способствует более активному выносу пыли из приемной воронки и распространению ее в помещении корпуса крупного дробления. Пыль на промышленной площадке фабрики значительно загрязняет атмосферу и снижает эффективность работы приточных систем.

Наиболее эффективный способ борьбы с пылью — местная вытяжная вентиляция (аспирация) в сочетании с гидроорошением. Аспирационные системы корпусов крупного дробления на комбинатах практически идентичны и состоят из местных отсосов, удаляющих запыленный воздух из приемной воронки корпуса крупного дробления, воздуховодов, пылеочистных аппаратов и вентиляторов. Эти системы отличаются лишь расположением местных отсосов, которые удаляют запыленный воздух непосредственно через аспирационные окна, расположенные по периметру в верхней части приемной воронки, или через аспирационные воздухоприемники в укрытии.

В корпусах среднего и мелкого дробления в качестве основных средств борьбы с выделением пыли применяют местные аспирационные системы для улавливания пыли с последующей очисткой запыленного воздуха в различных осадительных аппаратах. Эффективность работы аспирационных систем зависит от многих факторов: режима работы, степени герметизации очагов пылеобразования и т. д.

На обогатительных фабриках при мокрых процессах измельчения и обогащения пылевыведения практически не наблюдается. Исключение составляют обогатительные фабрики, где применяют сухую магнитную сепарацию дробленых кварцитов. В целях сокращения пылевыведения при сухой магнитной сепарации сепараторы и другое технологическое оборудование (грохота) закрывают кожухами, включенными в локальные аспирационные системы.

Значительное пылеобразование происходит на фабриках *окомкования* железорудных концентратов, где в процессе термической обработки шихтовые материалы высушиваются и образовавшаяся пыль выносится из укрытия как за счет динамического взаимодействия материала и воздуха, так и в результате действия теплового напора. Значительными источниками выделения пыли на фабриках окомкования являются участки сухого измельчения бентонитовых глин и известняка. Унос пыли на фабриках окомкования составляет 2—5 % перерабатываемого материала.

В целях уменьшения пылевыведения в шихтоподготовительных отделениях окомковательных фабрик очаги пылеобразования (места подачи бентонита, известняка из бункеров на конвейер, перегрузки материалов с конвейера на конвейер) укрывают кожухами с отсосом запыленного воздуха и последующей мокрой очисткой в циклонах и трубах Вентури. Обжиг окатышей производят на конвейерных обжиговых машинах, которые имеют несколько зон: сушки I и II, подогрева, обжига, рекуперации, охлаждения.

Отходящий запыленный газ от зоны сушки I проходит двухстадийную очистку в циклонах до остаточной концентрации пыли 80—100 мг/м³. Газоочистка зон сушки II, подогрева и обжига состоит из двух параллельных блоков турбулентных газопромывателей. Газы после очистки с концентрацией пыли 60—80 мг/м³ выбрасываются в дымовые трубы высотой 80—100 м. Газы зоны охлаждения проходят двухступенчатую очистку и с остаточной концентрацией 60—80 мг/м³ выбрасываются в дымовые трубы.

В качестве топлива на обжиговых конвейерных машинах используют природный газ, при сжигании которого в атмосферу выбрасываются оксиды азота и сернистый ангидрид. Очистку отходящих газов от серы, как правило, не производят, так как содержание серы в концентратах небольшое и составляет 0,01—0,02 %. Часть образовавшегося сернистого ангидрида поглощается водой при очистке газов от пыли.

Особенно большое пылеобразование наблюдается на узлах перегрузки окатышей с конвейера на конвейер и загрузки их в бункер. В целях снижения выделения пыли в узлах перегрузки окатышей производят локализацию очагов пыли путем герметизации течек и кожухов с последующими отсосом запыленного воздуха и его очисткой в мокрых промывателях.

Выделение пыли на складе окатышей составляет значительную часть в общем объеме вредных выбросов окомковательных фабрик. Пыль образуется при загрузке склада окатышами и при погрузке их в железнодорожные вагоны. Филналом Механобрчермета разработана технология покрытия обожженных окатышей тонкой пленкой полимеров.

Физический смысл разработанного способа защиты окатышей от истирания, а окружающей среды от пылевыведения заключается в снижении контактных напряжений за счет двух основных факторов. Наиболее важным является снижение уровня шероховатости поверхности окатыша за счет заполнения пленкообразующим веществом впадин микрорельефа. Толщина пленки должна быть соизмерима с граничными размерами зерен концентрата и составлять 30—60 мкм. Другим действенным фактором может быть эффект релаксации напряжений, обусловленный приданием пленкообразующим веществам неупругих свойств. К релаксирующим материалам относятся, как правило, органические соединения — полимеры, малоокисленные смолы.

При разработке способа защиты к пленкообразующим полимерам предъявляли следующие требования: максимальное сохранение прочности и пластичности после высыхания для предотвращения растрескивания покрытия, обеспечение минимальной шероховатости окатыша для снижения напряжений, минимальные газотворность и гигроскопичность, пожаробезопасность, относительная дешевизна материала.

При обработке нанесения пленок на окатыши преследовали следующие цели: обеспечение равномерности слоя и его заданной толщины по всей поверхности окатыша, достижение высокой степени адгезии, обеспечение высокой производительности и экономного расходования материала. Опыты проводили в лабораторной установке, состоящей из металлического барабана диаметром 600 мм, установленного на рольганге с регулируемой частотой вращения.

Обожженные окатыши, предварительно нагретые до 473 К (температура окатышей при выходе из бункера охладителя), загружали в барабан (степень заполнения 3%), вращающийся с частотой, близкой к критической. Окатыши, скатываясь, вращались и покрывались раствором, который подавали на них пульверизацией.

Опыты показали, что наиболее приемлемый метод нанесения покрытий — пневматическое распыление раствора. Это обусловлено простотой применяемой аппаратуры, хорошим качеством покрытия и экономным расходом раствора. Сущность метода заключается в диспергировании раствора сжатым воздухом и нанесении его на поверхность окатышей в виде аэрозоля. При этом вязкость раствора — один из основных показателей, характеризующих его качество и способность наноситься тем или иным методом. Кроме того, в зависимости от вязкости раствора изменяется толщина покрытия. Эксперименты показали, что нанесение покрытия пневмораспылением происходит удовлетворительно при рабочей вязкости 20—40 с (по ВЗ-4) при температуре 291—296 К.

При такой последовательности процессов планка сушится контактным кондукционным способом, когда тепло, необходимое для испарения влаги из пленкообразующего раствора, передается ему от горячей поверхности самого окатыша.

Рецептуру покрытия составляли с учетом необходимой стойкости его и перечисленных выше требований. Многие исследователи отмечают, что покрытия на горячую подложку обычно обладают большей прочностью, чем с последующей сушкой. Кроме того, включение в технологию получения обожженных окатышей процесса покрытия пленкой решает еще одну немаловажную задачу — снижение температуры окатышей до 363—383 К.

Прочность пленки и ее защитную способность оценивали при приложении истирающих и ударных нагрузок к обожженным окатышам в барабане Рубина: после 20 оборотов барабана в окатышах определяли содержание пылящих фракций (менее 1 мм). Результаты испытаний приведены в табл. 10.4.

246

Таблица 10.4
Состав растворов и характеристика пленок

Состав раствора	Вязкость по ВЗ-4 при 291—296 К	Средняя толщина пленочного покрытия, мм	Уровень пылеобразования по сравнению с окатышами без пленочного покрытия, %
Водный раствор силиката натрия (жидкое стекло)	40	100	26
Латекс СКС-65 ГП	39	50	28
Латекс БСК-65/1	38	55	20
Водный раствор полиакриламида (ПАА)	35	40	22
Смесь растворов: 50 % ПАА (по сухой массе) и 50 % латекса	40	80	12
Сульфит-спиртовая бражка (ССБ)	40	60	25
Смесь растворов: 25 % латекса, 60 % силиката натрия и 15 % мела	40	70	17

Хорошие результаты по качеству пленки и уменьшению содержания пыли показали композиции на основе латекса и ПАА, но применение этих веществ в необходимых количествах экономически невыгодно.

Наиболее удобной оказалась композиция раствора ПАА и ПАЦ (пластификатор адипиновый щелочной) — побочного продукта производственного объединения «Азот», образующегося при получении капролактама. Практика применения его для пластификации бетона показала низкую токсичность. Максимальное содержание щелочи, вносимой с покрытием, в пересчете на оксид натрия составляет 0,011 % массы окатышей, что сопоставимо с колеблемостью содержания щелочей в сырье. Затраты на защиту окатышей в основном эксплуатационные и определяются стоимостью реагентов.

После выбора основных компонентов состава для покрытия окатышей опытным путем был найден оптимальный состав раствора (рис. 10.1): 30 % 0,5 %-го раствора ПАА и 70 % ПАЦ. Оптимальная толщина пленки этой композиции для покрытия при удовлетворительном качестве пленки и себестоимости 1 т окатышей составляет 40—50 мкм. Зависимость увеличения себестоимости 1 т их от толщины приведена на рис. 10.2. В промышленных условиях были проведены эксперименты для определения необходимого количества воды для охлаждения окатышей и приготовления растворов, так как влияние растворенных материалов на теплоемкость водных растворов крайне мало. Опыты показали, что снижение температуры окатышей до 343—363 К при полном выделении паров происходит с постоянным градиентом 3 градус/кг воды на 1 т окатышей.

Основные материалы для приготовления пленкообразующего раствора — полимер ПАА (ТУ 6-01-1049—76) и пластификатор

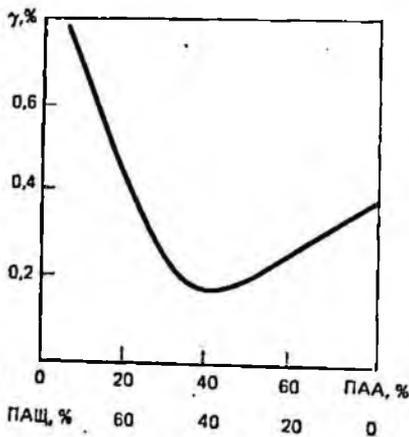


Рис. 10.1. Зависимость выхода γ мелочи в окатышах от концентрации раствора ПАА и ПАЦ

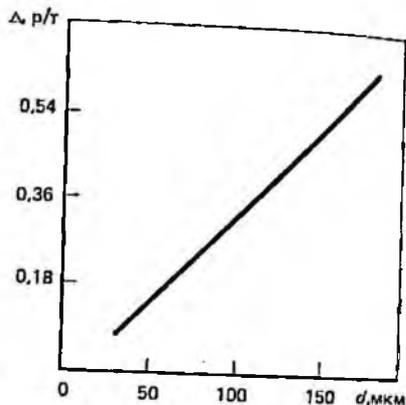


Рис. 10.2. Зависимость увеличения себестоимости Δ производства окатышей от толщины d пленки

ПАЦ-1 (ТУ 6-03-26-6—81). Расходы основных пленкообразующих компонентов раствора приведены ниже (исходная концентрация ПАА 6—8 %, ПАЦ-1 25—28 %).

Компонент	ПАЦ-1	ПАА	Вода
Удельный расход, кг/т обожженных окатышей			
Расход на машину, т:	20,0	0,5—0,6	9,0—9,5
в 1 ч	8,0	0,2	3,6
в смену	64,0	1,6	28,8
в сутки	192,1	4,8	86,4

Предлагаемый способ позволяет получить обожженные окатыши, покрытые пленкой, с улучшенными защитными свойствами, значительно сократить потери металла при транспортировании, предотвратить загрязнение окружающей среды от пыления.

На агломерационных фабриках источниками пылеобразования являются те же участки, что и на фабриках окомкования (отделения подготовки шихты и охлаждения агломерата, места разгрузки и погрузки его в железнодорожные вагоны). Наиболее широкое распространение на агломерационных машинах получили сухие методы газоочистки. В последнее время для повышения эффективности пылеулавливания на агломерационных фабриках наряду с сухой газоочисткой применяют мокрую очистку в разных вариантах. Так, на комбинате «Запорожсталь» применяют центробежные пылеуловители (низконапорные трубы Вентури и центробежные скрубберы), на комбинатах им. Ильича и «Азовсталь» — батарейные циклоны и скрубберы марки МП-ВТИ, на Новокриворожском комбинате — групповые противочувствительные циклоны, трубы Вентури и центробежные скрубберы.

При разгрузке агломерата, его классификации, а также при транспортировке и перегрузках шихтовых материалов пыль подавляют с помощью пены или воды со смачивающими добавками. В этом случае отпадает необходимость в системах аспирации или применяют ее в меньших масштабах. Одно из основных направлений защиты атмосферы от загрязнения — дутьевое охлаждение агломерата и подача горячего воздуха в зону спекания на агломашинах, имеющих зону охлаждения агломерата, а также рециркуляция 25—30 % агломерационного газа на машинах без такой зоны, что позволяет полностью исключить выбросы в цеха, а выбросы в атмосферу сократить на 25—70 %. При этом уровень производства агломерата не снижается, а при дутьевом его охлаждении снижается на 20 % расход кокса, полностью утилизируется тепло агломерата в технологическом процессе и улучшается его качество.

Источниками пылеобразования на комбинатах являются *хвостохранилища* и отвалы вскрышных пород. Высыхание поверхностей пляжей, намывных дамб, плотин приводит к выделению тонкодисперсной кварцевой пыли. Причина образования открытых пляжей — нарушение технологии укладки хвостов. Основные мероприятия по сокращению пылевыделения на хвостохранилищах горно-обогатительных комбинатов — укладка хвостов под воду; рекультивация ограждающих дамб и плотин с посевом трав.

В процессе складирования и хранения скальных и рыхлых вскрышных пород в начальные периоды пылеобразования не наблюдается, так как породы имеют повышенную влажность. По мере их подсыхания, которое продолжается в течение 3 мес., наблюдается пылеобразование при больших скоростях ветра и низкой влажности (в летний период). Примерно через год после складирования пород пыление практически прекращается. Это связано с тем, что за этот период на поверхности отвалов появляется растительный покров. В целях предотвращения пылеобразования и ветровой эрозии отвалов необходимо их отсыпать до проектных отметок, а затем необходимо производить их рекультивацию.

10.2. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Выплавка чугуна, стали и ферросплавов сопровождается выделением большого количества пыли и различных газов (сероводорода, оксидов серы и азота и других соединений). Для обеспечения чистоты воздушного бассейна в районах расположения металлургических предприятий проводятся охранные мероприятия, направленные на уменьшение выбросов с технологическими газами (первичные источники), а также на улавливание и очистку неорганизованных выбросов (вторичные источники). Ущерб от загрязнения воздушного бассейна на предприятиях черной металлургии может быть большим. Для резкого сокращения выбросов

вредных веществ в атмосферу необходимо вложить капитальные затраты, исчисляющиеся миллиардами рублей.

В ФРГ затраты на защиту окружающей среды в черной металлургии [14] распределяются примерно следующим образом, %: 60—65 защита атмосферы; 30—35 защита водоемов; 1 борьба с шумом; до 6 обработка отходов производства. По затратам на защиту окружающей среды ФРГ опережает США и ряд стран Западной Европы. Выбросы пыли с технологическими газами на металлургических заводах ФРГ составляют 1—10 % в зависимости от дисперсности пыли и эффективности применяемых систем очистки. До 85 % общих выбросов в атмосферу приходится на долю неорганизованных выбросов. Для их улавливания необходимо отсасывать в 8—10 раз больше газов с концентрацией пыли в 10 раз меньшей, чем в технологических газах, что сопровождается увеличением капитальных и эксплуатационных затрат, особенно энергетических.

На примерах электросталеплавильного и конвертерного производства подсчитано, что капитальные затраты на улавливание 1 т пыли из вторичных источников в 4 раза, а потребление энергии в 10 раз больше соответствующих показателей для первичных источников. Расчеты показали, что для обеспыливания всех важнейших источников на металлургических заводах ФРГ потребуется более 1 млрд. кВт·ч электроэнергии в год. Увеличение общего числа очистных установок вызывает соответствующий рост эксплуатационных расходов, что приводит к увеличению себестоимости продукции. Так, затраты на защиту окружающей среды в 1981 г. в ФРГ увеличили себестоимость 1 т стали на 30 марок.

На зарубежных металлургических заводах для снижения себестоимости продукции большое внимание уделяется утилизации энергетических ресурсов. Совершенствование систем улавливания и очистки выбросов в атмосферу в настоящее время направлено на оптимальное сокращение эксплуатационных затрат. Опыт показывает, что в современных условиях уменьшению потребления энергии при улавливании неорганизованных выбросов на всех переделах металлургического производства способствуют размещение отсасывающего оборудования максимально близко к источнику загрязнения, автоматическое регулирование потока отводных газов в соответствии с интенсивностью пылевыделения и централизованная очистка отводимых потоков в сухих электрофильтрах или тканевых фильтрах.

Для защиты атмосферы, согласно схеме развития металлургической промышленности СССР, планируется осуществить техническое перевооружение отрасли и замену более совершенными конструкциями значительной части коксовых батарей, агломерационных лент, доменных и мартеновских печей, а также технологическую реконструкцию устаревших агрегатов.

Для обеспечения чистоты воздушного бассейна в районах расположения предприятий черной металлургии на ближайшее время предусматривают:

планирование мероприятий, обеспечивающих уменьшение влияния загрязнения вредными веществами на территории жилой зоны и предприятия (санитарные разрывы, размещение предприятий с минимальными вредными выбросами и т. п.);

внедрение технологических агрегатов, дающих наименьшее количество выбросов в атмосферу (агрегаты большой единичной мощности, непрерывные конвейерные ленты, индукционные печи, закрытые ферросплавные печи);

улавливание вредных веществ в месте их образования (укрытие мест перегрузок, установка электродуговых печей в кожухи, зонты над местом слива чугуна и шлаков);

очистку загрязненных газов, выбрасываемых в атмосферу в пылегазоочистных установках;

оптимальное распределение топлива, позволяющее уменьшить выброс вредных веществ при соблюдении технологических требований;

рассеивание остаточного количества выбросов через высокие дымовые трубы;

создание на металлургических комбинатах (заводах) службы защиты атмосферы и других организационных мероприятий, позволяющих обеспечить эффективную работу всего комплекса сооружений, предусматриваемых в проектах по защите атмосферы.

В доменном производстве основными источниками загрязнения атмосферы окружающей среды являются выбросы пыли и газов на литейных дворах и из межконусного пространства при подаче шихты в доменную печь. Применяемые системы укрытия желобов, а следовательно, и системы аспирации недостаточно эффективны.

Во ВНИПИчерметэнергоочистке разработаны системы предотвращения выбросов пыли и оксида углерода при выпуске, транспортировании и переливах жидкого расплава и их экранизации от контакта с кислородом воздуха [26]. С этой целью на поверхность расплава подают пар, азот, продукты сгорания топлива. Внедрение такой системы исключает необходимость установки аспирационных систем, при этом увеличивается выход годного чугуна на 0,5 %.

Предотвращение выбросов из межконусного пространства доменных печей, а также при загрузке доменных печей с помощью бункеров осуществляется путем подачи чистого нейтрального газа в межконусное пространство или бункера с избыточным давлением 1 кПа. При этом выбросы пыли в атмосферу сокращаются на 4 кг/т чугуна, а оксида углерода — на 12 кг/т чугуна.

Значительными выбросами сернистых соединений сопровождается процесс первичной переработки жидких доменных шлаков, при этом окружающая атмосфера загрязняется сероводородом и диоксидом серы. Для борьбы с этими выбросами разработаны и внедрены системы, предотвращающие выбросы путем подачи щелочной воды на грануляцию. Внедрение этого метода борьбы с выбросами обеспечивает снижение выбросов сернистых соединений на 90—95 %.

По зарубежным данным (ФРГ), на долю неорганизованных выбросов на литейных дворах доменных печей приходится более 50 % всех неорганизованных выбросов металлургического завода. Примером эффективного решения проблемы снижения загрязнения атмосферы могут служить литейные дворы доменных печей А и В завода фирмы «Маннес-манререн-верке» (ФРГ). При проектировании и строительстве систем вытяжной вентиляции руководствовались основным принципом их построения, позволяющим экономить электроэнергию: размещение вытяжного оборудования на минимальном расстоянии от источников образования запыленных газов.

На доменной печи А производительностью 6 тыс. т/сут, имеющей два литейных двора, длина главного желоба равна 18,5 м. Чугунные желоба короче шлаковых. Материалы и механизмы на литейных дворах транспортируются мостовыми кранами. Эти же краны служат для перемещения вытяжных зонтов и крышек над желобами. Около леток имеются также поворотные краны для выполнения работ на главных желобах и для обслуживания укрытий над летками. Все отсасывающие трубопроводы проложены под полом. Количество газов, отсасываемых от летки, составляет 150—170 тыс. м³/ч, от сливных носков — 150—300 тыс. м³/ч. Всего на литейных дворах улавливают 600—700 тыс. м³/ч газов. Предусмотрена система автоматического регулирования отсосов газа при помощи дроссельных клапанов в зависимости от регистрируемого уровня выбросов над тем или иным источником. В этих условиях общее количество пыли, улавливаемой на литейном дворе, составляет 1,1—7,6 кг/т чугуна.

Для очистки газов обеих систем служат электрофильтры, после которых концентрация пыли не превышает 50 мг/м³. В качестве тягодутьевых средств в обеих системах применяют вентиляторы с регулируемой подачей. На доменной печи В установлен центробежный вентилятор, который регулируют с помощью тиристорного преобразователя, что способствует дополнительной экономии электроэнергии. Важные преимущества центробежного вентилятора по сравнению с осевыми, установленными на печи А, —

Капитальные затраты на сооружение систем вытяжной вентиляции меньше, а уровень шума и более длительный срок службы вследствие относительно низкой частоты вращения (8 с⁻¹). Затраты на сооружение литейных дворов оказались лишь не намного ниже затрат на сооружение самих литейных дворов. Эксплуатационные затраты составляют 2—3 марки на 1 т чугуна, причем на доменной печи В, введенной в эксплуатацию позже, они ниже. Решающую роль в снижении эксплуатационных затрат сыграли оптимизация профилей оборудования и сокращение расхода электроэнергии.

Большое распространение в качестве осадительной аппаратуры для улавливания пыли из неорганизованных выбросов на литейных дворах получили электрофильтры и тканевые фильтры. С целью экономии электроэнергии в доменном производстве вводят газовые утилизационные бескомпрессорные турбины для ис-

пользования избыточного давления доменного газа, устанавливают теплообменники для утилизации тепла отходящих газов доменных воздухонагревателей.

В сталеплавильном производстве основными источниками выбросов, загрязняющих атмосферу цеха, а также воздушного бассейна в целом, являются системы выпуска стали из агрегатов, ее разливки и заливки чугуна. При производстве стали в кислородных конвертерах образуется высокотемпературный газ с большим содержанием оксида углерода, имеющий теплоту сгорания 8—9 ГДж/м³. В этой связи газ используется в качестве топлива.

При конвертерном способе производства стали интенсивность пылевыделения зависит как от термических параметров (температура реакционной зоны, температура металлической ванны), так и от аэродинамических и технологических факторов (интенсивность тепло- и массопереноса, поверхность реакционной зоны, расход кислорода, скорость шлакообразования и т. д.). По зарубежным данным, стремление к удешевлению систем очистки газов привело к разработке способа отвода газов без дожигания, а взрывоопасность газов обусловила почти повсеместное использование пылеулавливающей аппаратуры мокрого типа.

Использование конвертерного газа само по себе ведет к существенному сокращению вредных выбросов и длительности работы дожигающего устройства, но связано с усложнением газоотводящего тракта, необходимостью его тщательного уплотнения, сооружением газгольдеров и газовых коммуникаций.

При мокрой очистке газы с температурой 1073—1273 К поступают в трубу Вентури I ступени, где происходит их охлаждение и первичная очистка при гидравлическом сопротивлении 2,0—2,5 кПа. Воду подают на пленочное орошение через две форсунки при расходе ее 20 м³/ч. Каплеулавливание после I ступени осуществляется путем двукратного поворота газового потока. В трубе Вентури II ступени при гидравлическом сопротивлении 14—16 кПа происходит очистка газов до запыленности менее 100 мг/м³.

Необходимость в больших гидравлических сопротивлениях связана с тем, что в отходящих газах конвертеров с комбинированным дутьем содержатся более мелкие частицы пыли. Гидравлическое сопротивление трубы Вентури II ступени регулируют автоматически в зависимости от давления под юбкой каминна, перемещают регулирующее устройство с помощью реле замедленного действия. Общий расход воды во II ступени составляет 500 м³/ч. Вода после II ступени труб Вентури с помощью насосов подается в I ступень труб Вентури для перелива. Разрежение перед дымососом при температуре газа 347 К составляет 18 кПа. Производительность 350 тыс. м³/ч.

В настоящее время за рубежом для очистки конвертерных газов с полным дожиганием оксида углерода применяют также сухие и мокрые электрофильтры. Эксплуатация систем сухой очистки газов не сопровождается образованием сточных вод; при этом облегчаются сбор и обработка уловленных веществ. Уста-

новки сухой очистки характеризуются меньшими, чем установки мокрой очистки, эксплуатационными затратами при равной эффективности.

В качестве эффективных средств улавливания мелкой пыли, в больших количествах образующейся в высокотемпературных металлургических процессах, применяют электрофильтры, промышленные тканевые фильтры и реже слоевые зернистые фильтры. Электрофильтры хорошо зарекомендовали себя при эксплуатации в различных видах металлургического производства. Они характеризуются достаточной надежностью, высокой эффективностью очистки газов, применимы в широком диапазоне дисперсности пыли и концентраций, работают при температурах до 723 К, обладают незначительным аэродинамическим сопротивлением, потребляют небольшое количество энергии (0,1—0,4 кВт·ч на очистку 1 тыс. м³ газа).

Недостатками электрофильтров являются их высокая стоимость, крупные габариты вследствие относительно небольших скоростей движения газов в них, зависимость эффективности пылеулавливания от свойств пылегазовых потоков. Способы очистки газов в электрофильтрах постоянно совершенствуются. Изыскиваются возможности применения электрофильтров для улавливания пыли с высоким удельным электрическим сопротивлением, образующейся в агломерационном, огнеупорном, электросталеплавильном, ферросплавном производствах, при сжигании твердого топлива в котельных агрегатах, а также возможности увеличения скорости движения газов в них, снижения расхода электроэнергии и т. д.

Для сухой очистки газов за последнее время начали широко применять тканевые фильтры. Широкому их внедрению способствовало значительное улучшение свойств тканевых материалов. Синтетические фильтровальные материалы на основе полиакриловых и полиэфирных волокон обеспечивают устойчивую работу фильтров при температуре до 423 К. Материалы на основе ароматических полиамидов, стекловолокна работают при температурах до 473 К, а на основе тетрафторэтилена — до 523 К. В настоящее время разработаны новые фильтровальные материалы на основе полимеров, стойких при температуре до 823 К, а также материалы из металлических и керамических волокон, металлокерамические и металлокерамические. Керамические волокнистые фильтровальные материалы способны работать при температуре свыше 1273 К с минимальным короблением. Они отличаются высокой стойкостью к кислотам, щелочам, органическим растворителям. Недостаток керамических материалов — низкая стойкость к истиранию.

В процессе обработки металла на металлургических заводах (прокатные станы) образуются сточные воды, которые загрязнены твердыми частицами (окалина), маслами и кислотами (травильные отделения). В целях предотвращения загрязнения окружающих водоемов и сокращения расхода свежей воды широкое при-

менение нашло оборотное водоснабжение. Для очистки сточных вод от взвешенных твердых частиц используют отстойники и радиальные сгустители различных конструкций. Для обработки маслосодержащих стоков применяют реагентные методы в сочетании с флотацией и термические методы. В последнее время находят широко применение ионообменные установки для глубокой очистки сточных вод.

По зарубежным данным, на металлургических заводах ФРГ количество сбрасываемых вод составляет всего 10%. Эксплуатация систем оборотного водоснабжения в комплексе с эффективными методами очистки обеспечивает следующее содержание загрязняющих веществ в воде, сбрасываемой в водоемы, мг/л: 0,5 взвешенных твердых частиц; 100 ХПК; 20 железа; 4 цинка; 0,5 свинца; 10 углеводов.

Сточные воды травильных отделений подвергают очистке на станциях нейтрализации, которые включают в своем составе: усреднители, вихревые смесители, реакционные камеры, радиальные отстойники, установки получения магнетита и емкости осветленной воды [32].

Сточные воды травильного отделения поступают в радиальные отстойники. Осевшие твердые частицы в отстойниках (шламы) перекачиваются в баки азраторов-подогревателей для переработки на магнетит. В азраторах-подогревателях шламы азрируются сжатым воздухом и нагреваются острым паром до температуры 338 К (при избыточном давлении пара в системе 0,2 МПа, продолжительность нагревания 2,5 ч). При этом часть двухвалентного железа окисляется до трехвалентного. Для поддержания содержания двух- и трехвалентного железа в соотношении 1:2, необходимом для образования магнетита, в азраторы-подогреватели подают нейтрализованные отработанные травильные растворы, содержащие двухвалентное железо. Оптимальное значение рН для образования магнетита составляет 8—9.

После азрации и подогрева шламовая пульпа поступает в баки для созревания и отстаивания магнетита. При отстаивании в баках в течение 4 ч влажность магнетита снижается с 97—98 до 93—94%. Отстоявшийся магнетит распределяют на два потока: часть магнетита подают в сборник шлама, откуда насосами перекачивают в шламонакопитель; другую часть подают в вихревые смесители для ускорения процесса осаждения хлопьев в радиальных отстойниках. В сточных водах концентрация серной кислоты и двухвалентного железа составляет соответственно 0,5 и 0,2—0,9 г/л. При обработке сточных вод травильных отделений этим способом концентрация серной кислоты и двухвалентного железа снижается до предельно допустимых норм.

В последнее время в отечественной практике и за рубежом начинают применять высокоэффективные методы обработки воды. К числу таких методов относятся ионный обмен, обратный осмос, электролиз и т. д. Применение их дает возможность решить одновременно две задачи — сократить потребление свежей воды и

прекратить сброс в окружающие водоемы химически загрязненных стоков, обеспечив при этом регенерацию содержащихся в них ценных компонентов.

Метод ионного обмена начинают применять при очистке промывных вод травильных и гальванических отделений с целью их повторного использования, извлечения ценных компонентов из промывных вод и отработанных травильных или гальванических растворов. Применение метода ионного обмена для очистки сточных вод травильных или гальванических производств по сравнению с традиционными реагентными имеет ряд достоинств: получение обессоленной воды высокого качества, что позволяет создавать на промышленных предприятиях бессточные системы водоснабжения; повышение качества гальванического или другого покрытия при использовании для промывки изделий рециркулирующей воды, обработанной ионообменными методами, и снижение расхода свежей воды при этом на 80—90 %; возможность утилизации некоторых ценных компонентов (хром, никель, медь), от которых очищают воды, а также регенерации некоторых травильных или гальванических растворов; устранение необходимости строительства крупногабаритных сооружений (отстойники, шламонакопители).

Однако ионообменный метод требует расхода дорогих реагентов на регенерацию смол, а сами смолы в настоящее время являются пока дефицитным материалом. Считается, что метод ионообмена экономически эффективен только при содержании солей в природных или сточных водах не выше $2,5 \text{ кг/м}^3$. Однако в настоящее время разработаны установки, применение которых целесообразно при очистке воды с содержанием солей до 4 кг/м^3 .

Другой эффективный метод очистки природных и сточных вод — мембранный, основанный на электродиализе и обратном осмосе. Достоинства обратного осмоса заключаются в низких энергетических затратах, простоте и компактности технологического оборудования, универсальности его применения. Однако широкая реализация этого метода сопряжена с решением вопросов: повышения селективности и устойчивости мембран, совершенствования способов предварительной подготовки и предотвращения образования отложений, повышения возможных степеней концентрирования, рекуперации энергии сбрасываемого концентрата. Надежность работы установок обратного осмоса и экономическая целесообразность их применения определяются эффективностью предварительной очистки исходной воды и возможностью очистки поверхности мембран. При опреснении солоноватой и морской воды стоимость замены мембран при сроке службы 5 лет составляет соответственно 35 и 15—25 % производственных расходов.

С целью улучшения эксплуатационных свойств мембран разрабатывают новые полимерные материалы для их изготовления, совершенствуют процесс изготовления мембран с применением дополнительной обработки мембранных материалов, создают композиционные мембраны.

**Характеристика некоторых установок обратного осмоса,
выпускаемых в СССР**

Типоразмер	Рулонная МР-120/2000Р	Плоскорамная МР-600/64
Производительность по опресненной воде (при исходной концентрации солей 5 кг/м ³), м ³ /ч	10	2
Тип мембраны	МГА-95 (1000)	МГА-95
Площадь мембран, м ²	1500	150
Выход опресненной воды от исходной, %	20—30	30—75
Габариты, м	8,2×5×2,4	5×3×2,2

Эффективность обессоливания и переработка сточных вод методом электродиализа зависят от свойств ионообменных мембран (химическая, механическая и термическая устойчивость, электропроводимость, толщина, селективность, число переноса), характеристики турбулизаторов, способа предварительной подготовки вод и т. д. При электродинамическом способе очистки сточных вод предъявляются повышенные требования к содержанию ионов кальция, магния, железа, марганца, сульфатов и карбонатов в обрабатываемой воде.

**Характеристика электродиализных установок,
выпускаемых в СССР**

Типоразмер	ЭДУ1-400×2 (4,6)	УЭ0-25	ЭХО-5000/200
Производительность по опресненной воде (концентрация солей в исходной воде 5 кг/м ³), м ³ /ч	3,5	12,5	15—20
Размер мембран, м	0,75×0,5	1×0,5	1,45×0,5
Число ячеек	200	250	20
Съем соли за один проход, %	60	40—60	40
Коэффициент полезного использования поверхности мембран, %	65	70	71
Сила тока (напряжение 380 В), А	15—20	17,5	20

11. БАЛАНС МЕТАЛЛА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ

11.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Оценка и нормирование расходов и потерь металла, как и других полезных компонентов, при переработке наиболее полно учитываются с помощью баланса металлов, который включает определение качественных и количественных показателей прихода и расхода всех продуктов переработки сырья или полуфабрикатов по единой производственно-технологической схеме. Баланс металла, являющийся методом учета расходов и потерь металла, способствует выявлению:

- полноты использования сырья и полуфабрикатов, содержащих полезные компоненты;
- степени комплексности использования сырья;
- степени использования отходов производства;

организации защиты от загрязнения окружающей природной среды отходами горного и металлургического производства;

информации об уровне использования полезных ископаемых и полуфабрикатов при переработке, причинах образования потерь, что способствует разработке конкретных мероприятий по их снижению, экономической оценке и нормированию потерь.

Баланс металла подразделяется на технологический и товарный.

Технологический баланс представляет собой равенство между металлом, содержащимся в поступившем на переработку сырье и полуфабрикатах, и металлом, содержащимся в конечных продуктах переработки. Он основан на данных весового учета перерабатываемого сырья и продуктов переработки, а также на содержании в них металла. При наличии двух конечных продуктов переработки их весовой учет может быть заменен расчетным определением по известным из обогащения формулам баланса металла:

$$Q_1 = \frac{Q_c(\alpha - \theta)}{\beta - \theta}; \quad Q_2 = \frac{Q_c(\beta - \alpha)}{\beta - \theta}, \quad (11.1)$$

где Q_1 , Q_2 , Q_c — масса продуктов переработки сырой руды, т; α , β , θ — содержание металла в сырой руде и продуктах переработки, доли ед.

Товарным балансом металла называют отчет о переработке на обогатительной фабрике руды (или другого металлсодержащего сырья), выпуске концентратов, отвальных хвостов и других продуктов по данным количественного учета руды, товарных концентратов, остатков незавершенного производства, механических потерь и содержания металла в них за установленный отрезок времени. Технологический и товарный балансы составляют по сухой массе и по содержанию металла, определенного установленным способом.

Для оперативного контроля и управления технологическим процессом рудоподготовки, оценки работы отдельных секций агрегатов, смен и цеха в целом пользуются технологическим балансом металла, а для контроля за использованием ресурсов металла на предприятии, выявления источников потерь металла, организации экономного расходования ресурсов металла составляют товарный баланс металла по каждому цеху за квартал и год.

При неравенстве в товарном балансе массы металла в переработанном сырье и продуктах незавершенного производства и конечных продуктах переработки лишний или недостающий металл распределяют по продуктам переработки в соответствии с установленными вышестоящими организациями положениями.

Показатели товарного баланса используют для определения товарного извлечения металла, которое является основным показателем его рационального использования при переработке руд черных металлов. *Товарное извлечение* металла за отчетный период представляет собой отношение массы металла в товарной

руде или концентрате и продуктах незавершенного производства к массе металла в переработанных за этот же период времени исходном сырье и продуктах незавершенного производства. Он вычисляется в процентах и независимо от расхождения с показателем технологического извлечения корректировке не подлежит.

Об уровне рационального использования металла в производстве судят по отношению товарного и технологического извлечения металла в товарную продукцию и в продукты незавершенного производства.

11.2. ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ

Исходным сырьем для дробильных, дробильно-обогажительных и обогажительных фабрик является обычно сырая руда, поступающая из карьеров, шахт или рудников. Дробильно-обогажительные и обогажительные фабрики иногда перерабатывают промпродукты сухой магнитной сепарации, полученные на пришахтных дробильно-сортировочных фабриках.

Конечными продуктами рудоподготовительных фабрик являются товарная руда в виде концентрата, принятого отделом технического контроля (ОТК), как отгруженного потребителям, так и находящегося на складах готовой продукции, отвальные хвосты и шламы, полученные при переработке исходного сырья за отчетный период времени.

К продуктам незавершенного производства относят остатки дробленой руды и промпродукты обогащения вне зависимости от стадии переработки, находящиеся в бункерах или других внутрифабричных складских емкостях и подлежащие дальнейшей переработке на фабрике.

Потери металла в процессе переработки складываются из технологических (в отвальных хвостах) и механических (в выбросах вентиляционных систем, гидросмывах корпусов фабрики, продуктах ветровой эрозии, открытых складов и при транспортировке по территории фабрики). Механические потери, в свою очередь, подразделяются на учтенные и неучтенные.

Учтенными механическими потерями называют металлосодержащие продукты, теряемые в процессе обогащения, обезвоживания, сушки, обеспыливания, транспортировки и хранения продуктов обогащения, систематически определяемые с помощью различных средств измерения, опробования и анализа.

Потери металла определяют в процентах по отношению массы металла в технологических и механических потерях к массе металла в переработанном сырье и продуктах незавершенного производства за один и тот же период времени. Нормативы потерь металла при переработке руды на фабриках устанавливают исходя из технического уровня применяемой технологии (технологические потери) и организации производства (механические потери). Их определяют генеральным опробованием и фиксируют

как нормативы потерь металла на определенный плановый период времени. Установленные нормативы механических потерь металла подлежат утверждению соответствующими организациями. Массу переработанной руды и товарного концентрата определяют по данным весового учета (железнодорожных, автомобильных, конвейерных весов, по железнодорожным накладным отгруженного концентрата с учетом остатков готового концентрата в бункерах на начало и конец отчетного месяца). На предприятиях, имеющих в составе обогатительный и агломерационный (окомковательный) переделы, массу товарного концентрата, переданного агломерационной (окомковательной) фабрике, определяют по товарному балансу металла этих фабрик.

Остатки исходного сырья, продуктов незавершенного производства и товарной продукции на начало и конец отчетного периода определяют маркшейдерскими измерениями фактических объемов заполнения бункеров и складов.

Содержание металла в руде и товарном концентрате определяют по сменным, вагонным или другим оперативно отбираемым пробам.

Содержание металла в продуктах незавершенного производства и остатках концентрата на складах на начало отчетного периода принимается равным содержанию металла в соответствующих продуктах за предшествующий период.

Суммарную массу металла в товарном концентрате и в руде рассчитывают умножением их массы в тоннах (по сухому продукту) на содержание металла в процентах и делением произведения на 100.

Массу металла в руде и концентрате за декаду или месяц определяют суммированием данных ежемесячного учета нарастающим итогом.

Замена средневзвешенного содержания металла в руде, хвостах и товарном концентрате результатом анализов среднемесячных проб или какая-либо корректировка не допускаются.

Масса товарной продукции (концентрата), отгруженной фабрикой за отчетный период потребителям, считается нарастающим итогом по данным железнодорожных накладных. Массу отвальных технологических хвостов определяют расчетным путем по результатам опробования хвостов на содержание в них металла по формуле (11.1).

При наличии на фабрике сухих хвостов, транспортируемых в отвалы или на временные склады с помощью железнодорожного (автомобильного), конвейерного транспорта или подвесных канатных дорог, их сумму определяют нарастающим итогом по числу транспортных сосудов и их массе либо по данным конвейерных весоизмерительных устройств.

Компоненты-спутники, невыделяемые в отдельные концентраты, учитываются в товарном балансе металла по содержанию их в руде и продуктах обогащения на основании анализа сменных проб. Перечень компонентов-спутников, учитываемых в товарном

балансе металла, устанавливается вышестоящей организацией по подчиненности.

Массу металла в механических потерях определяют как разность между массой металла в исходном сырье, поступившем на фабрику за отчетный период, продуктах незавершенного производства и остатках готовой продукции на начало периода и массой металла в произведенной за отчетный период готовой продукции, продуктах незавершенного производства, отвальных хвостах и остатках готовой продукции на конец периода.

Для выявления источников механических потерь не реже одного раза в квартал производят определение фактических механических потерь металла по следующим составляющим:

транспортным потерям металла, возникшим при транспортировке исходного сырья на фабрику (определяют взвешиванием не менее 20 % железнодорожных вагонов с исходным сырьем);

потерям металла при разгрузке (определяют взвешиванием тары вагонов после разгрузки от сырья на эстакадах или вагоноопрокидывателях);

потерям металла при складировании исходного сырья (определяют разовыми измерениями пылевыведения при разгрузке);

потерям металла с вентиляционными выбросами (определяют по расходу вентиляционного воздуха и содержанию в нем пыли);

потерям металла со смывами (определяют по количеству смывов и содержанию в них металла).

Массу сухих исходного сырья, продуктов переработки и незавершенного производства, а также товарного концентрата определяют пересчетом натуральной массы этих продуктов по формуле

$$Q_c = \frac{Q_n (100 - W)}{100},$$

где Q_c , Q_n — масса соответственно сухого и натурального продукта, т; W — содержание влаги, %.

Товарный баланс металла по фабрике составляют за месяц, квартал или год. По форме баланс представляет собой таблицу, состоящую из приходной и расходной частей. Итоговые показатели по всем статьям приходной и расходной частей балансовой таблицы должны быть равными между собой.

Остатки руды, продуктов незавершенного производства и товарной продукции, перешедшие с предыдущего отчетного года на 1 января текущего года, переносят в месячные и квартальные балансы с начала года без изменения. Приход (поступление) на фабрику исходной сырой руды, промпродуктов и прочих металло-содержащих материалов с других предприятий, а также расход товарной продукции (отгрузка) и потери в отвальных хвостах определяют как сумму нарастающим итогом.

Замена среднего взвешенного содержания металла в сырье, продуктах переработки и товарной продукции за отчетный период результатами химического анализа среднемесячных проб не допускается.

В товарном балансе металла по фабрике фиксируют показатели за отчетный период и с начала года (обычно числитель и знаменатель). При этом показатели товарных балансов с начала года рассчитывают суммированием показателей квартальных балансов нарастающим итогом. Остатки металла в сырье и продуктах незавершенного производства на первое число наступающего периода фиксируют в том количестве, в каком они определены за отчетный период.

Если при составлении товарного баланса обнаруживают неравенство массы металла в переработанном сырье (рудном сырье, продуктах незавершенного производства и др.) и в конечных продуктах переработки (товарной продукции, промпродуктах, отвальных хвостах и учтенных механических потерях), то надлежит руководствоваться следующим:

недостача или избыток металла в продуктах переработки в количестве до 0,1 % корректируется путем снижения или повышения содержания металла в исходной руде при согласовании с геологической и маркшейдерской службой предприятия вопроса о корректировке показателей разубоживания и потерь запасов руды в недрах;

при неравенстве товарного баланса металла на величину более $\pm 0,1$ %, а также при постоянном знаке дебаланса металла в течение двух кварталов подряд назначается комиссия для проверки правильности учета и определения исходных данных для составления товарного баланса металла.

В случае получения от потребителей рекламаций на отгруженную товарную продукцию и подтверждения справедливости этих рекламаций со стороны предприятия-поставщика комиссия выносит решение о корректировке товарного баланса металла с начала года и о мерах по устранению причин расхождения данных поставщика и потребителя.

Показатели товарного баланса металла, оформленные в соответствии с вышесказанными положениями, являются исходными данными для составления всех других расчетов и отчетности предприятия.

11.3. АГЛОМЕРАЦИОННЫЕ И ОКОМКОВАТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ

Исходным сырьем для окисковательных (агломерационных и окомковательных) фабрик являются агломерационные руды, концентраты, колошниковая пыль, окалина и другие металлосодержащие продукты, а также флюсующие добавки (известняк или известь) и топливо (антрацитовый штыб, коксик).

Товарный продукт фабрик представлен агломератом или окатышами.

Товарным агломератом (окатышами) называют готовый продукт, принятый ОТК и не подлежащий дальнейшим технологическим переделам, как отгруженный потребителям, так и оставшийся на складах фабрики.

Остатками незавершенного производства называют металло-содержащие продукты, поступившие на агломерацию (окомкование), не перешедшие в товарную продукцию или отходы, находящиеся на промежуточных складах, в отстойниках или в других емкостях и подлежащие дальнейшей переработке или доводке на данной агломерационной или окомковательной фабрике.

Технологические потери включают все виды учтенных потерь металлосодержащих продуктов, теряемых в процессе окускования, обезжелезивания, обеспыливания (выбросы вентиляционных систем), транспортировки и хранения сырья и готовых продуктов, систематически учитываемых средствами измерения, опробования и анализа. Величина их устанавливается при инструментальных измерениях не реже одного раза в квартал.

Массу переработанного железорудного сырья и товарного агломерата (окатышей) определяют по данным весового учета (по железнодорожным накладным отгруженных концентрата и агломерата или по данным весов с учетом остатков в бункерах на начало и конец отчетного периода).

Содержание металла в железосодержащем сырье и товарном агломерате (окатышах) определяют по сменным, вагонным или другим оперативно отбираемым пробам.

Массу металла в руде и концентрате за месяц определяют суммированием данных ежесменного учета нарастающим итогом.

Замена средневзвешенного содержания металла в железосодержащем сырье и товарном агломерате (окатышах) результатами анализов среднемесячных проб не допускается.

Баланс металла составляют за месяц, квартал, год по всей фабрике и по сортам агломерата (окатышей). С начала года его составляют по данным месячных товарных балансов. Остатки металлосодержащего сырья и незавершенного производства на первое число текущего года, зафиксированные в балансе за январь, повторяются в каждом балансе с начала года без изменения. Переработка сырья за отчетный период фиксируется нарастающим итогом по месячным балансам руды. Остатки железосодержащего сырья и незавершенного производства на первое число наступающего периода записывают в том количестве, в каком они определены за отчетный месяц.

Товарный агломерат (окатыши) и другие реализуемые фабрикой продукты фиксируют нарастающим итогом по данным месячных балансов металла с расшифровкой по видам потерь.

Массу металла в остатках железосодержащего сырья и незавершенного производства на начало и конец отчетного периода определяют путем:

маркшейдерских измерений остатков железосодержащего сырья, поступившего на фабрику и не подвергшегося окускованию, с определением содержания металла в нем по специально отбираемым пробам, по данным поставщиков или по расчетам по фабричному опробованию;

маркшейдерских измерений остатков агломерата (окатышей),

полупродуктов и других металлосодержащих материалов, находящихся на промежуточных складах, в отстойниках и в других емкостях, с отбором и анализом специальных проб этих остатков или по результатам ежемесячного нарастающего учета.

Массу металла в учтенных технологических потерях определяют суммированием результатов оперативного учета.

Если при составлении товарного баланса металла обнаруживается неравенство массы металла в переработанном сырье (руда, концентрат, продукты незавершенного производства и др.) и в полученных продуктах окускования (агломерат, окатыши, продукты незавершенного производства, учтенные технологические потери), то руководствуются следующими положениями:

недостача металла в агломерате (окатышах) до 2 % корректируется пропорциональным изменением содержания его в железосодержащем сырье (снижением);

избыток металла в агломерате (окатышах) до 2 % относится на повышение содержания его в железосодержащем сырье;

при неравенстве товарного баланса свыше $\pm 2\%$, а также при постоянном знаке разрыва баланса металла в течение 3 мес подряд проверяется правильность определения исходных данных для составления товарного баланса металла и разрабатываются рекомендации по его корректировке, а также намечаются мероприятия по устранению причин разрыва товарного баланса.

Принятый способ корректировки баланса металла согласовывают с другими объективными данными о состоянии весового учета, опробования и анализов на фабрике.

При получении от потребителя продукции сведений о количестве или качестве агломерата (окатышей), отличающихся от сведений поставщика и признанных правильными, специальная комиссия производит корректировку товарного баланса металла с начала года и разрабатывает меры по устранению причин расхождения данных поставщика и потребителя концентрата.

Показатели товарного баланса металла — основа для определения товарного извлечения металла в товарную продукцию. Они также используются в качестве исходных данных для составления всех других расчетов и отчетности агломерационной (окомковательной) фабрики.

11.4. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ЦЕХА

Исходным сырьем металлургических цехов в зависимости от их профиля являются товарные руды, концентраты, агломераты и окатыши, а также металлолом, известь, кварцит и пр.

Товарная продукция цехов представлена чугуном, сталью, прокатом и ферросплавами.

Металлургическими цехами, перерабатывающими руды или концентраты, являются цеха или фабрики по металлизации.

Товарный баланс металла в этих цехах является отчетом об использовании металлосодержащего сырья, металла и других

продуктов при производстве товарного чугуна, а также о видах и величинах потерь металла в процессе производства.

В товарный чугун включаются: жидкий чугун, переданный за отчетный период передельным цехам (со скидкой на угар и загрязнение); чушковый годный чугун, переданный за отчетный период на склад товарного чугуна (чистой массой).

Товарный баланс железа по доменному цеху и по каждой доменной печи составляют за месяц, квартал, год по данным товарного учета используемых сырых (шихтовых) материалов, готовой товарной продукции (годного чугуна), отходов и потерь в процессе производства. Для баланса железа с начала года используют данные месячных товарных балансов.

Уравнение товарного баланса представляет собой равенство суммарной массы железа в приходной и расходной частях баланса.

Обе части баланса содержат следующие сведения (графы): источник поступления материала, наименование материала, товарную массу его (т), влажность (%), массу сухого материала (т), содержание железа в нем (%), массу железа (т) и общее содержание железа (% общей суммы прихода железа).

В приходную часть баланса вносят все железосодержащие шихтовые материалы (отдельной статьей по каждому виду сырья), поступившие на производство: в виде остатков на складах, заактированных по состоянию на начало отчетного периода; в виде внешних или внутривозовских поставок на протяжении отчетного периода и в виде материалов незавершенного производства, находящихся в промежуточных емкостях, например в бункерах доменного цеха, заактированных по состоянию на начало отчетного периода.

В расходную часть товарного баланса вносят: остатки железосодержащих шихтовых материалов по состоянию на конец отчетного периода; железосодержащие шихтовые материалы незавершенного производства по состоянию на конец отчетного периода; товарный (годный) чугун (отдельно по каждому виду чугуна), переданный за отчетный период (чистой массой) передельным цехам и на склад товарного чугуна; технологические потери железа (по видам потерь — с последующим возвратом его производству, безвозвратные потери, неучтенные потери).

К потерям относят:

бракованный чугун, скрап чугуна, переданные на склад за отчетный период;

колошниковую пыль и шламы, переданные на склады аглофабрик и отгруженные в отвал (безвозвратные потери), и неучтенные потери;

безвозвратные потери с доменным шлаком;

безвозвратные потери железосодержащих шихтовых материалов при транспортировке и перегрузках;

другие виды потерь железа, обусловленные особенностями работы доменного цеха на данном заводе.

К учтенным потерям железосодержащих материалов и отходов производства относят потери, которые подвергаются систематическому или объемному учету, опробованию и химическому анализу. Остальные потери материалов, систематический учет которых не может быть выполнен, относят к неучтенным потерям.

Полный перечень статей технологических потерь материалов (железа) и значения неучтенных потерь на различных участках устанавливают предприятиям вышестоящие организации по подчиненности в виде норм.

Содержание металла в шихтовых материалах и отходах производства определяют по вагонным, сменным или другим оперативно отбираемым пробам в установленном порядке.

Содержание железа в чугунах определяют на основе общего химического анализа, включающего содержание кремния, марганца, фосфора, серы и углерода, по разности или для каждой его партии (выпуска, ковша, вагона) в установленном порядке. Для легированных чугунов в химический анализ включают также содержание легирующих элементов. При наличии в чугунах небольшого количества других примесей (медь, хром, титан и др.) содержание их определяют периодически и каждый раз при значительных изменениях состава доменной или агломерационной шихты и указывают в химических анализах чугуна в виде суммы примесей.

Массу железа по каждому виду материалов и отходов определяют суммированием данных сменного (суточного) учета массы материала и содержания железа в нем нарастающим итогом. Замена средневзвешенного содержания железа в шихтовых материалах и отходах результатами анализов среднемесячных проб не допускается.

Массу железа в остатках шихтовых материалов, поступивших на склад, но не использованных полностью в производстве, и в остатках шихтовых материалов, не завершаемых производством, находящихся в промежуточных емкостях, по состоянию на начало и конец отчетного периода определяет постоянно действующая комиссия, ежегодно назначаемая главным инженером предприятия.

Массу материалов на складах и в промежуточных емкостях и содержание в них железа определяют с помощью маркшейдерских измерений остатков и специально отбираемых проб материалов для определения их химического состава. Масса материалов может быть также определена по данным товарного (весового) учета поступления и расхода материалов по каждому складу (штабелю) и по степени заполнения промежуточных емкостей.

Для устранения невязок баланса в цехе создают специальную постоянно действующую комиссию из представителей заинтересованных служб. Эта комиссия при наличии обоснованных данных поставщика или заказчика о количестве или качестве железорудных материалов, готовой продукции или отходов, отличающихся от данных (документов) товарного учета этих материалов, рассматривает эти данные и выносит решение об их надежности и со-

ответствующей корректировке товарного баланса железа за установленный период. Одновременно выносятся также решение о мерах по устранению причин расхождений.

При неравенстве между приходной и расходной частями баланса железа по доменному цеху за отчетный месяц в пределах не выше $\pm 0,1\%$ комиссия выносит решение о корректировке баланса за счет соответствующего изменения содержания железа в шихтовых материалах или других статей баланса.

При разрыве баланса железа более $\pm 0,1\%$ или при постоянстве знака невязки баланса в течение 3 мес подряд постоянная комиссия проверяет правильность определения исходных данных для составления баланса железа и выносит решение по его корректировке, одновременно намечая мероприятия по устранению причин разрыва баланса.

Решения комиссии о способе корректировки баланса железа должны соответствовать объективным данным о состоянии на предприятии весового учета, опробования и анализов.

Коэффициент товарного извлечения железа из шихтовых материалов в товарный чугун за отчетный период определяют как отношение массы железа в товарном чугуне к массе железа в шихтовых материалах, израсходованных на производство товарного чугуна за указанный период.

Показатели товарного баланса используют как для определения товарного извлечения, так и для составления других показателей работы доменных цехов и отдельных доменных печей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Афанасьев И. И.* Научно-технический прогноз развития способов и средств борьбы с вредностями на фабриках железорудных ГОКов. — Горный журнал, 1978, № 8, с. 68—70.
2. *Барский Л. А., Алабян И. М.* Безотходная технология переработки минерального сырья. — М.: ВИНТИ, 1981.
3. *Безотходное промышленное производство*/Б. В. Громов, В. А. Зайцев, Б. Н. Ласкорин и др. — М.: ВИНТИ, 1981.
4. *Бересневич Л. П., Борисов В. Г.* Борьба с пылеобразованием на участках циклической технологии. — Горный журнал, 1977, № 1, с. 75—79.
5. *Борьба с пылью на рудных карьерах*/В. А. Михайлов, П. В. Бересневич, В. Г. Борисов, А. И. Лобода. — М.: Недра, 1981.
6. *Борщевский И. А., Малимон Л. В.* Себестоимость товарной руды при добыче нерудного сырья на железорудных предприятиях. — Горный журнал, 1985, № 1, с. 13—15.
7. *Бирский Л. А., Мачехина Э. Г.* Снижение потерь со шламами при обогащении марганцевых руд. — Горный журнал, 1973, № 3, с. 69—71.
8. *Вегман Е. Ф.* Краткий справочник доменщика. — М.: Металлургия, 1981.
9. *Вовк Н. Е., Пискарев А. М.* Фракционирование хвостов железорудных ГОКов для использования в народном хозяйстве. — Горный журнал, 1982, № 2, с. 54—55.
10. *Дороненко Е. П.* Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными разработками. — М.: Недра, 1979.
11. *Жученко В. А.* Новая технология гидромеханизированной добычи и переработки грунтов. — М.: Стройиздат, 1973.
12. *Защита водоемов от загрязнения сточными водами предприятий черной металлургии*/Г. М. Левин, Г. С. Пантелют, И. А. Ванштейн, Ю. М. Супрун. — М.: Металлургия, 1978.
13. *Использование отходов черной металлургии*/И. И. Лещенко, Г. А. Мирин, М. В. Васильев и др. — М.: Черметинформация, 1983.
14. *Инсанова Е. И.* Защита окружающей среды и использование вторичных ресурсов в черной металлургии ФРГ. — Черная металлургия, 1985, № 16, с. 16—27.
15. *Куделя А. Д.* Комплексное использование минеральных ресурсов железорудных горно-обогатительных комбинатов УССР. — Киев: Наукова думка, 1984.
16. *Кармазин В. И.* О путях улучшения технологии обогащения марганцевых руд. — Обогащение руд, 1981, № 1, с. 12—19.
17. *Комплексное использование сульфидно-магнетитовых руд в СССР*/А. М. Комлев, С. А. Кулигин, Н. С. Ревзина. — Черная металлургия, 1982, № 5, с. 3—23.
18. *Калинник С. С.* Исследование фракционирования хвостов обогащения марганцевой руды при намыве дамб. — Горный журнал, 1980, № 12, с. 47—48.
19. *Ласкорин Б. Н., Барский Л. А., Персиц В. З.* Безотходная технология переработки минерального сырья. Системный анализ. — М.: Недра, 1984.
20. *О промышленном использовании окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения КМА*/Н. Т. Цапков, М. А. Пономарев, В. Н. Гусельников, Г. И. Волков. — Горный журнал, 1983, № 7, с. 37—38.
21. *Остапенко П. Е.* Теория и практика обогащения железных руд. — М.: Недра, 1985.
22. *Почтенных Н. Г.* Состояние и перспективы использования земель на предприятиях Минчермета СССР. — В сб.: Технология рекультивации и охраны земель при разработке рудных месторождений. — Свердловск: ИГР, 1983, с. 5—15.
23. *Промышленные испытания и внедрение сухой магнитной сепарации на ЦГОКе*/Б. М. Малый, В. Н. Балко, В. М. Мясоедов, Ю. Н. Носов. — Горный журнал, 1984, № 4, с. 46—47.

24. *Производство богатых железорудных концентратов за рубежом.* — М.: Черметинформация, 1976.

25. *Пикалов Г. М., Дороненко Е. П., Серeda Г. А.* Рекультивация и использование земель на Орджоникидзевском ГОКе. — Черная металлургия, 1985, № 16, с. 26—30.

26. *Ровенский А. И., Гурьев В. С.* Охрана воздушного бассейна. — Металлург, 1986, № 7, с. 18—20.

27. *Рекитар Я. А.* Эффективность и перспективы применения прогрессивных материалов в строительстве. — М.: Стройиздат, 1978.

28. *Розенгайт Ю. И.* Теплотехника металлургических заводов. — М.: Металлургия, 1985.

29. *Предотвращение пылевыведения при загрузке приемных воронок дробилок крупного дробления/И. И. Афанасьев, Ф. И. Данченко, Ю. И. Пирогов и др.* — Горный журнал, 1985, № 3, с. 55—56.

30. *Комлев А. М., Кулагин С. А., Ручкин И. И.* Состояние и перспективы добычи комплексных железных руд на Урале. — В сб.: Обогащение руд черных металлов. — Свердловск: Уралмеханобр, 1974, № 1, с. 31—39.

31. *Создание и освоение технологии обогащения комплексных руд Ковдорского месторождения/А. П. Сидоренко, Ф. И. Сычук, В. В. Новожилов и др.* — Горный журнал, 1982, № 7, с. 19—20.

32. *Спиридонова С. П., Чулкова Л. Г.* Опыт работы станции нейтрализации с обезвоживанием шламов. — Черная металлургия, 1986, № 1, с. 60—63.

33. *Требуков А. Л.* Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд. — М.: Недра, 1981.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
1. ПОНЯТИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ	5
1.1. Сущность безотходной технологии	5
1.2. Термины и определения	9
1.3. Понятия и классификация потерь и отходов	12
1.4. Основные пути утилизации отходов	14
1.5. Требования к отходам для производства попутной продукции	16
2. ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ	19
2.1. Вскрышные породы	19
2.2. Отходы обогащения	26
2.3. Шламы окомковательных фабрик	32
2.4. Металлургические шламы	33
2.5. Metallургические шлаки	46
2.6. Нерудные пыли и шламы	52
3. ПРОИЗВОДСТВО ПОПУТНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ДОБЫЧЕ РУД	57
3.1. Вскрышные породы при открытой добыче железных руд	57
3.2. Вскрышные породы при добыче марганцевых и хромовых руд	76
3.3. Породы и отходы обогащения при подземной добыче руд	77
3.4. Отходы флюсового производства	79
4. СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ МЕТАЛЛА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ	84
4.1. Повышение извлечения металла	84
4.2. Извлечение металла из окисленных железистых кварцитов	98
4.3. Вторичное обогащение отходов переработки руд	101
5. КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУД	109
5.1. Технологическая характеристика комплексности руд	109
5.2. Практика комплексного использования руд	134
5.3. Рациональное использование руд при обогащении	141
6. УТИЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ	149
6.1. Номенклатура и характеристика металлургических шлаков	149
6.2. Доменное производство	152
6.3. Сталеплавильное производство	160
6.4. Ферросплавное производство	164
7. УТИЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ ПЫЛЕЙ И ШЛАМОВ	168
7.1. Классификация и способы утилизации пылей и шламов	168
7.2. Агломерация руд	173
7.3. Окомкование руд	188
7.4. Обжиг руд	194
7.5. Пыли и шламы металлургического производства	197

8. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ	200
8.1. Пыли и газы	200
8.2. Сточные воды	210
8.3. Рекультивация земель	218
9. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ	227
9.1. Добыча руд	227
9.2. Обогащение руд	232
9.3. Metallургическое производство	237
10. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ	239
10.1. Добыча и переработка руд	239
10.2. Metallургическое производство	249
11. БАЛАНС МЕТАЛЛА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ	257
11.1. Общие сведения	257
11.2. Обоганительные фабрики	259
11.3. Агломерационные и окомковательные фабрики	262
11.4. Metallургические цеха	264
Список литературы	268

ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ИЗДАНИЕ

Остапенко Павел Ефимович
Мясников Николай Федорович

**БЕЗОТХОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУД
ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Редактор издательства *О. И. Паркани*
Переплет художника *Г. И. Бронникова*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технический редактор *О. А. Колотвина*
Корректор *С. В. Зимина*

ИБ № 6804

Сдано в набор 29.07.87. Подписано в печать 25.12.87. Т-25401. Формат 60×90^{1/16}. Бумага
кн.-журн. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 17,0. Усл. кр.-отт. 17,0.
Уч.-изд. л. 20,7. Тираж 1230 экз. Заказ 2541/956—9. Цена 1 р. 40 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»
125047, Москва, пл. Белорусского вокзала, 3

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объ-
единения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государ-
ственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 191126,
Ленинград, Социалистическая ул., 14. Зак. 101.

