II ПРОМЫШЛЕННЫЕ ОТХОДЫ И ИХ ПЕРЕРАБОТКА

2.1. Извлечение цветных и редких металлов методами биотехнологий из отвалов горно-обогатительных комплексов

Вероятно, из всех аспектов микробиологической технологии меньше всего рекламируется и больше всего недооценивается применение микроорганизмов для экстракции металлов из минералов, для концентрирования и извлечения драгоценных металлов из растворов, а также для получения новых промышленных биоматериалов.

Еще за 1000 лет до нашей эры римляне, финикийцы и люди других ранних цивилизаций извлекали медь из рудничных вод или вод, просочившихся сквозь рудные тела. В XVII веке валлийцы в Англии (графство Уэльс) и в XVШ веке испанцы на месторождении Рио-Тинто применяли такой процесс «выщелачивания» для получения меди из содержащих ее минералов. Эти древние горняки и не подозревали, что в подобных процессах экстракции металлов активную роль играли бактерии. В настоящее время этот процесс, известный как бактериальное выщелачивание, применяется в широких масштабах во всем мире для извлечения меди из бедных руд, содержащих этот и другие ценные металлы в незначительных количествах. Биологическое выщелачивание применяется также (правда, менее широко) для высвобождения урана. Проведены многочисленные исследования природы организмов, участвующих в процессах выщелачивания металлов, их биохимических свойств и возможностей применения в данной области. Результаты этих исследований показывают, в частности, что бактериальное выщелачивание может широко использоваться в горнодобывающей промышленности и, по всей видимости, сможет полностью удовлетворить потребности в энергосберегающих, не оказывающих вредного влияния на окружающую среду технологиях.

Несколько менее известно, но столь же важно использование микроорганизмов в горнодобывающей промышленности для извлечения металлов из растворов. Некоторые прогрессивные технологии уже включают биологические процессы для получения металлов в растворенном состоянии или в виде твердых частиц из моечных вод, остающихся от переработки руд. О способности микроорганизмов накапливать металлы известно уже давно и энтузиасты издавна мечтали об использовании микробов для получения ценных металлов из морской воды. Проведенные исследования рассеяли некоторые надежды и в значительной степени определили области применения микроорганизмов. Извлечение металлов при их участии остается многообещающим способом дешевой обработки загрязненных металлами промышленных стоков, а также экономичного получения ценных металлов.

Методом бактериального выщелачивания можно получать металлы: As, Co, Au, Mo, Ni, Sn, Zn. Бактериальное выщелачивание позволило снизить затраты на извлечение урана с 11 до 7 долларов за 1 кг.

Методы извлечения меди из пород, содержащих минералы, путем обработки их кислыми растворами используются уже много веков. Однако лишь в 50-ые и 60-ые годы прошлого столетия выяснилось, что в получении металлов из минералов решающую роль играют бактерии. В 1947 г. Колмер и Хинкл выделили из шахтных дренажных вод бактерию Tiobacillus ferrooxydans. Этот организм окислял двухвалентное железо и восстанавливал серосодержащие соединения, а также, возможно, и некоторые металлы. Вскоре оказалось, что он участвует и в переводе меди из рудных минералов в раствор.

Сейчас известны и другие микроорганизмы, активно участвующие в извлечении металлов из минералов; большинство минералов сульфидной природы разрушается именно этим путем. Хотя технология бактериального выщелачивания используется в основном для извлечения меди и урана, она находит достаточно широкое применение и в переработке минерального сырья.

В данном разделе рассматриваются организмы, участвующие в выщелачивании металлов, и механизмы их действия. Описаны сферы применения микробного выщелачивания в настоящей и возможное будущее биоэкстрактивной металлургии.

В бактериальном выщелачивании участвуют различные микроорганизмы.

Thiobacillus ferrooxidans – наиболее изученный из всех выщелачивающих организмов почти всегда можно выделить из среды, в которой происходит окисление железа или минералов, T. ferrooxidans, вероятно, представлен в различных природных средах штаммами с температурными оптимумами от 10 до 30 °C. Максимальная переносимая температура равна 37 °C (или ниже).

Leptospirillum ferrooxidans – организм, который, видимо, лучше называть Ferrovibrio, впервые был выделен в Армении, однако теперь известно, что он встречается во многих местах, где осуществляется выщелачивание. Он может расти при 40 °C и pH 1,2 на пирите (FeS_2) и, по-видимому, окисляет только железо, не затрагивая серу. Этим он отличается от T. ferrooxidans, который окисляет серу так же хорошо, как железо.

Thiobacillus thiooxidans, T. acidophilus – ацидофильные организмы окисляют только серу и ее соединения, а также действуют на серу пирита совместно с Leptospirillium ferrooxidaus. Они могут участвовать в окислении серы, образующейся в результате химической реакции между ионами трехвалентного железа и сульфидами меди.

Умеренные термофилы – различные термофильные, окисляющие пирит, железо и серу бактерии, которые лучше всего растут при температурах около 50 °C. Эта группа умеренных термофилов включает факультативных гетеротрофов, хемолитотрофных гетеротрофов и автотрофов, причем обнаруживаются все новые и новые организмы этого класса. Данные организмы могут играть существенную роль в выщелачивании саморазогревающихся минералов и угольных отвалов.

Крайние ацидотермофилы: лучше всего изучен род Sulfolobus.Sulfolobus. Все его виды окисляют серу, а некоторые (например, S. brierbyi) способны к окислению железа и таких минералов, как халькопирит. Эти организмы переносят температуру до 85 °С и выделены в основном из горячих источников. Впрочем, недавно из дренажных вод угольных отвалов был получен организм, сходный с Sulfolobus. Род Sulfolobus относится к Archebacferiacae – отдельной группе бактерий, которую предлагают считать третьим царством живых организмов. Представители этого рода, вероятно, играют важную роль в выщелачивании минералов при повышенных температурах.

Все упомянутые выщелачивающие бактерии переводят металлы в раствор различными путями. Соответствующие методы были названы «прямыми» и «непрямыми». Окислительным процессом, «прямо» катализируемым бактериями, является окисление железа,

$$4FeSO_4 + O_2 + 2H_2SO_4 \rightarrow 2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2O \quad (1)$$

и окисление серы

$$S_8 + 12O_2 + 8H_2O \rightarrow 8H_2SO_4 \quad (2)$$

Ряд минералов непосредственно окисляется некоторыми выщелачивающими организмами. Примерами такого рода могут быть окисление пирита

$$4FeS_2 + 150_2 + 2H_2O \rightarrow 2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2SO_4 \quad (3)$$

и сфалерита

$$ZnS + 2O_2 \rightarrow ZnSO_4 \quad (4)$$

Ион трехвалентного железа служит сильным окисляющим агентом, переводящим в раствор многие минералы, например, халькоцит

$$Cu_2S + 2Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow 2CuSO_4 + 4\ FeSO_4 + S° \quad (5)$$

и уранинит

$$UO_2 + Fe_2\ (SO_4)_3 \rightarrow UO_2SO_4 + 2FeSO_4 \quad (6)$$

Выщелачивание, происходящее при участии иона трехвалентного железа, который образуется в результате жизнедеятельности бактерий,

называют «непрямой» экстракцией. Нередко в ходе этой химической реакции образуется элементная сера S реакция (5), которая может непосредственно окисляться бактериями до серной кислоты, реакция (2).

В настоящее время бактериальное выщелачивание, известное также как биогидрометаллургия или биоэкстрактивная металлургия, применяется в промышленных масштабах для перевода в растворимую форму меди и урана.

Методы, использовавшиеся в XVIII в. на месторождении Рио-Тинто (Испания) для извлечения меди из груд выветрившейся породы, в основном сохранились до наших дней. В прошлом столетии выщелачивание отвалов развивалось в США, оно используется для получения меди из бедных руд содержащих менее 0,4 % меди (по весу), а также из отвального материала с очень низким содержанием меди. Такие отвальные материалы накапливаются при крупномасштабной открытой разработке руды. Бедную руду или отвальную породу перевозят из карьера куда-либо поблизости (обычно в долину), где естественный уклон дает возможность собирать используемые растворы. Во избежание загрязнения подпочвенных и поверхностных вод выбирают непроницаемые для воды участки. Отвалы, образующиеся в результате работы землеройной техники, имеют огромные размеры, достигая в высоту 300 и более метров. Самым большим в мире отвалом является Бингхэм-Каньон («Кеннекотт Коппер Корпорэйшн»). Он вмещает около $3,6 \cdot 10^{12}$ кг породы.

Для начала процесса выщелачивания отвал смачивают водой, подкисленной серной кислотой до pH 1,5-3,0, путем ее распыления, полива или инъекции через трубы, помещенные вертикально внутри породы. Этот кислый раствор, или «выщелачиватель», просачивается сквозь бедную руду или отвальные материалы. Он содержит кислород и углекислый газ и создает благоприятную среду для размножения ацидофильных гиобацилл, широко распространенных в сульфидных рудах. В некоторых случаях содержание Thiobacillus ferrooxidans превышает 10^6 клеток на 1 кг породы и на 1 мл выщелачивающего раствора. Этот организм активно окисляет растворимые

ионы двухвалентного железа и воздействует на серу и железосодержащие минералы. Активность T. Ferrooxidans необходима для оптимального выщелачивания. При pH ниже 3,5 окисление железа перестает зависеть от pH. Следовательно, при кислых значениях pH, необходимых для выщелачивания отвалов и в отсутствие T. ferrooxidans, железо оставалось бы в двухвалентном состоянии, и экстракция меди из сульфидных минералов была бы минимальной. T. ferrooxidans ускоряет окисление двухвалентного железа в 10^6 раз. При окислении медно-сульфидных минералов нередко образуется элементарная сера. Эта сера маскирует частицы минералов, ограничивая воздействие на них со стороны трехвалентного железа. T. Ferrooxidans, присутствующая в количестве 10^3-10^5 клеток на 1 г породы и на 1 мл выщелачивающего раствора, окисляет некоторые растворимые соединения серы и элементарную серу. Разрушение серы этим организмом приводит к удалению маскирующего слоя серы, окружающего некоторые частицы минералов, и усиливает процесс выщелачивания. Таким путем Thiobacillus thiooxidais и Thiobacillus ferrooxidaus совместно разлагают минералы сульфидной природы и являются мощным окислителем для растворения медно-сульфидных минералов и образования серной кислоты. Эта последняя создает благоприятную среду для деятельности микроорганизмов и удерживает ионы двухвалентной меди в растворе.

Выщелачиваемые отвалы имеют значительные размеры. Это создает много инженерных проблем и может препятствовать деятельности бактерий и протеканию важных химических реакций. К таким проблемам относятся, во-первых, уплотнение отвалов и образование осадков, которые затрудняют взаимодействие раствора с минералами, во-вторых, попадание внутрь отвалов крупных минерализованных глыб, мало подверженных разрушению, и, в-третьих, повышение температуры отвалов за счет протекания в них экзотермических реакций. Так, в Бингхэм-Каньоне было отмечено повышение температуры выше 80 °C. При таких температурах тиобациллы инактивируются, но может повышаться активность термофильных

выщелачивающих бактерий. Из отвалов были выделены ацидотермофильные штаммы ТН, близкие к Thiobacillus, однако крайне термофильные штаммы Sulfolobus не обнаружены. Правда, это не исключает их существования в подобных средах.

Из выщелачиваемых отвалов вытекают растворы, содержащие 0,75-2,2 г меди в 1 л. Эти растворы направляют в отстойники; медь из них получают путем осаждения с использованием железа или экстракцией растворителями, В первом случае создают условия, при которых растворы контактируют с железом и протекает следующая реакция

$$CuSO4 + Fe^{\circ} \rightleftharpoons Cu^{\circ} + FeSO_4 \qquad (9)$$

«Отработанные» выщелачивающие растворы вновь поступают в отвал. В последние годы для получения меди из раствора начали применять экстракцию растворителями. Ионы меди из водной фазы экстрагируют органическими жидкостями, только частично растворимыми в воде. Затем медь извлекают из органического растворителя.

Для экстракции урана бактерии применяются реже. Для того чтобы при выщелачивании урана можно было использовать микробиологическую технологию, руда или связанные с ней породы должны быть богаты сульфидными минералами и не слишком интенсивно поглощать кислоту. Бактериальное выщелачивание урана применяли в восточных районах Канады для извлечения остаточного урана на уже выработанных площадях, а также из отвалов. В первом случае стенки и крыши забоев (при подземной выработке) промывали обычной или подкисленной водой. Для роста бактерий достаточно 3-4 месяцев, за это время T. ferrooxidaus окисляет железо до трех-валентного состояния. Затем трехвалентное железо окисляет восстановленный уран до растворимого окисленного состояния в соответствии с реакцией (6). По прошествии этого периода забои снова промывают. Промывные воды, содержащие уран, собирают и извлекают из них уран с помощью ионного обмена либо экстрагируют растворителями.

Бактериальное выщелачивание применялось в Канаде и в качестве первичного средства для получения урана. Рудное тело разрушали взрывом и осуществляли выщелачивание.

При помощи подземного бактериального выщелачивания фирма Bio Algon Minls (Канада) получила в 1964 г. 57500 кг U_3O_8. В настоящее время ведутся работы по совершенствованию бактериального выщелачивания руд в научно-исследовательском центре на руднике Stenrock в Канаде. Этим способом получают 6,5 % урана.

Известна методика получения урана из бедной руды с помощью адаптированной культуры Th. Farrooxidaus. Руда содержала 0,11 % урана, 0,04 % тория, 3,23 % железа и 2,94 % серы. Наибольшую скорость выщелачивания (57,1 мг/л·день) получали при плотности пульпы 40 % и содержании Fe^{2+} 90 мг/л. После измельчения оставшейся руды и повторного выщелачивания в течение 10 дней в раствор переходило 89 % урана. Известны опыты по выщелачиванию урана из руды, содержащей 0,13 % его и 1,4 % железа с применением бактерий Ferrobacillus ferrooxid. После 30 суток количество извлеченного урана достигало 90 %. При опытно-промышленном испытании на заводе в Геюньоне на пробе руды (4000 т) без применения бактерий извлечение урана при выщелачивании в течение 12 часов составило 35 %. Введение в выщелачиваемый раствор культуры железоокисляющей культуру Syracus позволило повысить извлечение урана о 35 до 65 % за 100 суток.

Разработан метод бактериального выщелачивания пиритовых радиоактивных руд, содержащих уранит, монацит и другие минералы, с помощью бактерий Ferrobacillus – Thiobacillus на руднике Ytanrock (Онтарио). Действие бактерий основано на окислении железа и серы. Образовавшиеся соединения железа выщелачивают уран. Рабочий раствор после выщелачивания подвергается сгущению и направляется в сорбционные колонки, где с помощью сорбента из раствора выделяется уран и железо. Десорбция осуществляется 5 % раствором H_2SO_4.

Во многих урановых рудах уран встречается в виде смолки, которая может рассматриваться как смесь окислов четырехвалентного и шестивалентного урана. Эксперименты показали, что в присутствии Th. Ferrooxidans и Th. Thiooxidans скорость извлечения урана будет определяться условиями проведения процесса выщелачивания.

В настоящее время микробиологическое выщелачивание применяется в Канаде, Франции, Португалии для получения урана из руд.

Возможность применения серо- и железоокисляющих бактерий для окисления пирита с целью получения сульфата окиси железа и серной кислоты, представляет значительный интерес в гидрометаллургии урана.

Оптимальное значение pH для окисления Fe^{2+} составляет 1,8-3,5, а сульфидных минералов – 1,2-3,5. На поверхности минерала должна быть тонкая пленка влаги, обеспечивающая быстрый перенос кислорода в зону окисления.

Для питания бактерий рекомендуется добавить $(NH_4)_2SO_4$ и фосфаты. Бактерии могут развиваться при концентрации меди 56 г/л и цинка 120 г/л. Выщелачиванию урана в наибольшей степени способствуют добавки $(NH_4)_2SO_4$ и $FeSO_4$.

Более регулярная аэрация и орошение, улучшение введения питательных веществ и техники выщелачивания, позволяют устранить сезонную цикличность процесса выщелачивания и увеличить производительность на 50 %. Опыты показали, что при орошении руды раствором летена с концентрацией железа 10 г/л и pH 2,0 за 69 дней извлекается 83,1 % урана. Сульфат закиси железа можно предварительно окислять с помощью бактерий Th. Ferrooxidans до сульфата окиси железа, что приводит к ускорению растворения железа в начале процесса.

Описанный способ экономически достаточно выгоден, что показано в работе.

Хотя процессы биологического выщелачивания и представляют собой альтернативу обычным процессам экстракции, маловероятно, что

микробиологическая технология в ближайшем будущем заменит такой издавна существующий процесс, как выплавка металлов. Тем не менее, подобно другим гидрометаллургическим процессам типа кислотного кучного выщелачивания урановых и медных окисных руд и выщелачивания золотоносных и серебряных руд с помощью цианидов, эффективные методы бактериального выщелачивания, несомненно, могут оказать заметное влияние на технологию переработки минерального сырья.

Предполагается, что микробиологическая технология позволит перерабатывать руды и отходы, использование которых обычными методами неэкономично. Примерами такого рода являются переработка огромных количеств шламов и отходов с небольшим, но всё же заметным содержанием драгоценных или стратегических металлов, а также экстракция металлов, заключенных в минеральных матриксах. Бактерии легко разлагают пирит, арсенопирит и другие минералы с освобождением металлов.

Еще одна область применения биологического выщелачивания, которая обещает быть экономически выгодной, – избирательное выщелачивание некоторых металлов; при этом один из металлов какого-либо минерала переходит в раствор, а остальные остаются нерастворенными. Некоторые минералы для увеличения их способности к флотации можно подвергнуть предварительному биологическому выщелачиванию.

2.2. Переработка металлургических шлаков

Выход сталеплавильных шлаков черной металлургии в 2003 году составил 15,0 млн. тонн, из них 8,0 млн. тонн – мартеновские, 5,0 млн. тонн – конвертерные, 0,5 млн. тонн – электросталеплавильные. Переработано 32,3 % сталеплавильных шлаков, в том числе: на щебень – 2,3 млн. тонн, удобрения – 0,27 млн. тонн и в виде оборотного продукта для металлургии – 2,9 млн. тонн. Дальнейшее увеличение переработки сталеплавильных шлаков текущего производства и отвалов сдерживается отсутствием надежного дробильно-измельчительного оборудования и эффективных средств отделения металла. В ежегодно получаемом сталеплавильном шлаке содержится около 2,8 млн. тонн металла, что сравнимо с производительностью крупного конвертерного цеха. Извлечение металла из шлака, его использование наряду с остальными составляющими является одной из важнейших народнохозяйственных задач.

Разработанные дробилки с инерционным приводом отличаются от обычных машин с кинематическим приводом тем, что свободно могут пропускать недробимые предметы через камеру дробления без поломки своего механизма. Недробимые тела значительных размеров могут вызвать временную остановку подвижного конуса, но не поломку дробилки. В отличие от традиционных эксцентриковых дробилок инерционные дробилки имеют более высокую степень дробления от 15 до 30 и способны упростить технологическую схему и интенсифицировать процесс переработки шлака.

С целью определения эффективности применения инерционных дробилок для переработки шлаков были проведены исследования по изучению дробления на них шлака электросталеплавильного цеха № 2 Кузнецкого металлургического комбината, химический состав которых приведен в табл. 7.

Таблица 7

Химический состав шлаков, %

Наименование	Fe	FeO	Fe_2O_3	CaO	SiO_2	MgO	S	Mn	Zn	CaO акт ГОСТ 22688-77
Шлак рафинировочного периода	3,8	2,95	–	40,93	20,94	20,40	0,23	1,14	не обнар.	35,05
Шлак окислительного периода	16,7	14,82	7,41	35,91	16,25	9,62	0,18	1,78	7,75	29,44
Магнитная фракция из шлака окислительного периода	23,0	9,17	22,71	33. 78	14,0	7,95	0,10	не опред.	7,78	не опред.
Немагнитная фракция из шлака окислительного периода	12,2	12,68	3,37	39 ,63	18,4	11,51	0,07	не опред.	7,30	не опред.

Исследования проб шлаков, отобранных в окислительный и рафинировочный периоды электросталеплавильной плавки, указывают на их существенное отличие. Шлак основного (окислительного) периода отличается большим содержанием железосиликатных минералов и цинка, в нем содержится основное количество металлических включений, при этом шлак труднодробимый. Шлак доводочного (рафинировочного) периода состоит из силикатов кальция и магния, в нем отсутствует цинк, мало фосфора, шлак самораспадающийся, легко гидратируется с образованием гидратов кальция и магния. В естественном виде рафинировочный шлак представляет собой тонкодисперсный материал, имеющий более 50 % фракции –0,1 мм и не нуждающийся в измельчении. Поэтому испытания по дроблению проводили только со шлаком окислительного периода.

Дробление шлака последовательно осуществлялось на вибрационной щековой дробилке с приемным отверстием 80х300 мм и конусной инерционной дробилке КИД-300, технические характеристики которых представлены в табл. 8. Особенностью конструкции виброщековой дробилки является также возможность переработки негабаритных кусков шлака размером до (0,8-0,85) В, где B – ширина загрузочного отверстия щековой дробилки.

Для испытаний отбирали пробы шлака крупностью –60+0 мм. После дробления на виброщековой дробилке получали продукт крупностью –14+0 мм. При последующем измельчении этого материала в инерционной конусной дробилке был получен материал крупностью –1,6+0 мм, табл. 9.

Анализ гранулометрического состава продуктов дробления и измельчения, стабильность работы дробилок показали возможность применения виброщековой и инерционной конусной дробилок для переработки шлака.

Сухой сепарацией полученного продукта при напряженности поля 1160 Э в магнитную фракцию выделено 20 % измельченного продукта.

Таблица 8

Техническая характеристика виброщековых и конусных инерционных дробилок

Параметр	Тип дробилки			
	виброщековая с размером приемного отверстия, мм		конусная инерционная с дробящим конусом, мм	
	ВЩД80х300 (150ДР)	ВЩД440х1200 (148ДР)	КИД-300	КИД-600
Производительность, т/ч	2	60	2	25
Наибольшая крупность исходного куска, мм	65	300	20	50
Наибольшая крупность частиц в продукте, мм	15	50	2,0	6,0
Установочная мощность, кВт	12	110	11	75
Масса, т	1,0	23,0	1,0	5,5
Габариты, мм				
длина	1370	2300	1300	2170
ширина	1240	2170	800	1280
высота	1400	1800	1450	2170

Таблица 9

Гранулометрический состав шлака после дробления в виброщековой (А) и конусной инерционной (Б) дробилках

Крупность классов, мм	Выход, %	Суммарный выход, %
А		
—14+10	24,2	24,2
—10+5	34,3	58,5
—5+3	12,0	70,5
—3+1,25	11,0	81,5
—1,25+0	18,5	100,0
Б		
—1,6+1,25	5,7	5,7
—1,25+0,5	21,8	27,5
—0,5+0,25	15,3	42,8
—0,25+0,16	12,8	55,6
—0,16+0,1	13,8	69,4
—0,1+0,063	14,8	84,2
—0,063+0	15,8	100,0

Анализ химического состава исходной и полученных фракций (табл. 7) подтверждает невозможность разделения магнитной сепарацией шлака по содержанию цинка. Магнитная фракция на 40 % богаче по железу и беднее по шлакообразующим окислам и в дальнейшем может быть использована в металлургическом переделе. Отмечено, что в процессе измельчения в конусной инерционной дробилке металлические включения очищаются от шлака и приобретают вид прокованных лепестков размером до 15 мм.

Результаты исследований позволили разработать технологическую схему переработки шлаков электросталеплавильного производства. При организации раздельной уборки шлака окислительного и рафинировочного периодов от сталеплавильного агрегата последний может непосредственно, без дробления, использоваться в агломерационном производстве.

Схема по переработке шлака текущего производства окислительного периода плавки с использованием инерционных и виброщековых дробилок представлена на рис. 45. Поступающий на переработку шлак крупностью до 300 мм загружается в приемный бункер со скальпирующей решеткой. Негабаритные куски разрушаются бутобоем непосредственно на решетке и проваливаются в бункер. Из бункера электровибрационный питатель подает шлак на конвейер № 1 и электромагнитный сепаратор, на котором происходит отделение металла от шлака. Шлак, прошедший магнитную сепарацию, загружается в виброщековую дробилку типа 440х1200 (табл. 8) и дробится до крупности –50+0 мм. С целью увеличения производительности установки можно осуществлять дополнительный отсев фракции 0–10 мм после дробления шлака в виброщековой дробилке и последующей магнитной сепарации. Конвейером № 2 после первой стадии дробления шлак направляется на повторную магнитную сепарацию. Извлеченный металл поступает в бункер для скрапа, а очищенный шлак через скальпирующую решетку (или грохот) загружается в бункер исходного питания инерционной конусной дробилки КИД-600 (табл. 8). Из бункера через эластичный желоб шлак подается в дробилку и дробится в ней до крупности –6+0 мм.

Раздробленный материал после второй стадии дробления конвейером № 3 снова направляется на магнитную сепарацию. Магнитная фракция поступает в бункер скрапа, а немагнитная – в бункер шаровой мельницы. Измельченный в мельнице материал разделяется воздушным циклоном на пески, которые возвращаются в мельницу на доизмельчение, а материал тонких классов направляется в бункер шлаковой муки, которая используется для известкования кислых почв в сельском хозяйстве, для обработки кислых и замасленных сточных вод и в дорожном строительстве.

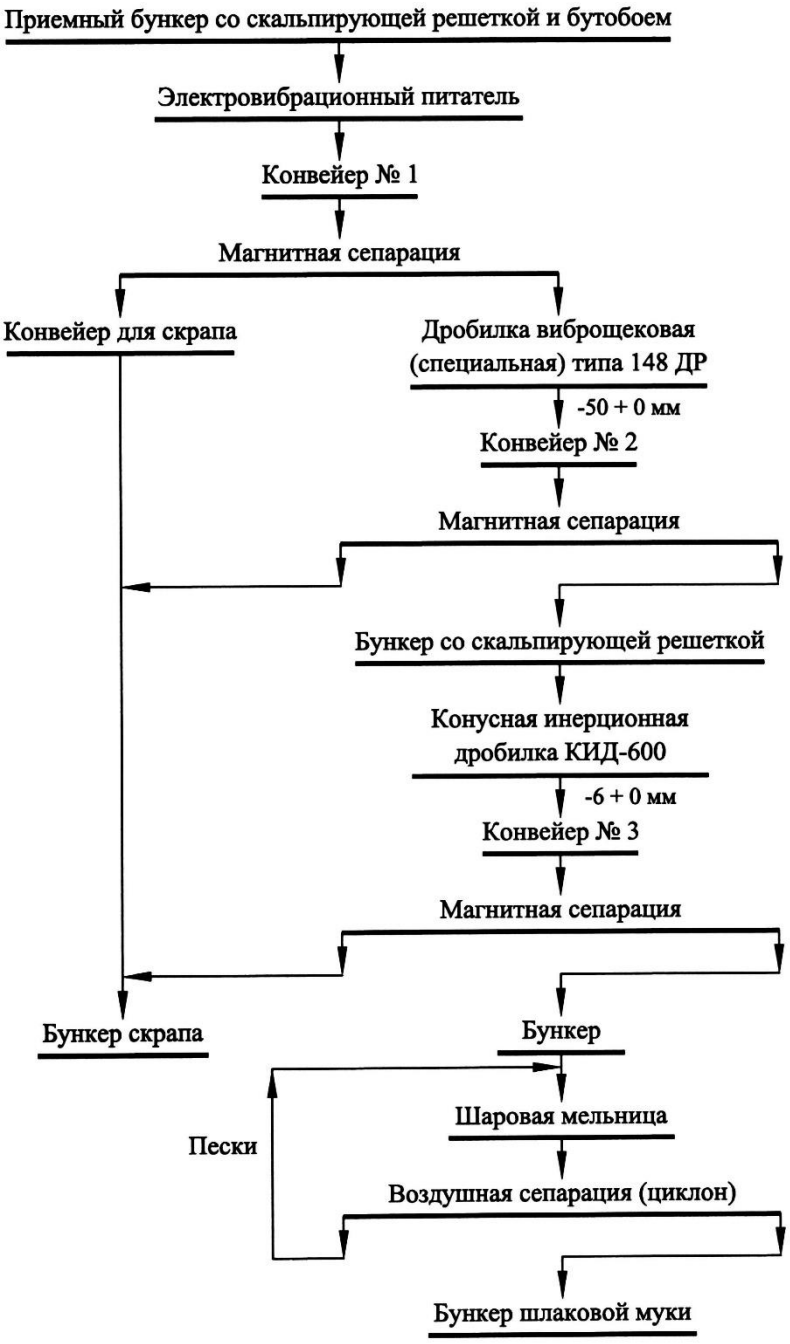


Рис. 45. Схема переработки шлака крупностью –300 + 0 мм.

Соответственно, схема для получения рядового или фракционного щебня будет иметь только одну или две стадии дробления в зависимости от требуемой крупности. Следует отметить, что по основным прочностным показателям щебень из электросталеплавильных шлаков относится ко II–III классам и его можно использовать в дорожном строительстве.

Предварительные опыты по переработке мартеновских и конвертерных шлаков на виброщековой и инерционной конусной дробилках показали принципиальную возможность их дробления и измельчения. При обеспечении разрушения негабарита на участках первичной переработки шлака способами сосредоточенных ударных нагрузок бутобоем или гравитацией за счет кинетической энергии падающего куска предлагаемая схема может быть использована и для переработки мартеновских и конвертерных шлаков.

Применение инерционных и виброинерционных дробилок позволяет снизить зашлакованность скрапа и повысить эффективность извлечения металла.

На заводах цветной металлургии ежегодно образуется несколько десятков тысяч тонн отходов, содержащих медные сплавы. Большую часть отходов составляют шлаки, сосредоточенные в основном на семи предприятиях отрасли: Кольчугинском, Каменск-Уральском, Артемовском, Ревдинском, Орском заводах и на ПО «Красный выборжец».

В настоящее время на ПО «Красный выборжец» и за рубежом (испанская фирма «Ре-Металл», английские фирмы «Вилер» и «Пиерсол») в основном определилась технология переработки отходов цветных металлов.

Применительно к шлакам суть такой технологии заключается в том, что поверхность корольков металлов должна быть в процессе переработки максимально очищена от окисной части шлака настолько, чтобы в процессе металлургического переплава королек успел расплавиться, но не всплыть в зону ошлакования.

Окисная часть шлака хрупкая, имеет небольшую адгезию к металлу и сравнительно легко осыпается с его поверхности. Ноздреватая форма

корольков металла затрудняет процесс осыпания шлака. Корольки (особенно крупные) сцепляются друг с другом своими неровными краями, что делает невозможным их бункерование. Металл корольков мягкий, легко куется. При этом окисная часть шлаков может остаться внутри поковки.

Существовавшая на ПО «Красный выборжец» до 1976 года технологическая схема переработки латунных шлаков включала:

- грохочение шлаков крупностью –350+0 мм на сетке 100 мм;
- выделение продукта крупностью +100 мм в качестве готового для плавки;
- измельчение шлаков размером –100+0 мм в шаровой мельнице;
- грохочение продукта разгрузки мельницы на сетке 3 мм с выделением двух продуктов: +3 мм (готового для плавки в канальных печах объединения) и –3+0 мм (направляемого на плавку в шахтные печи Кировоградского медеплавильного завода).

Характеристика шлака представлена в табл. 10. Из таблицы видно, что основная часть корольков металла для переплавки сосредоточена в классе –100+3 мм.

При выходе по такой технологии годных к плавке корольков порядка 10 % с содержанием металлической фракции порядка 50 % отрасль ежегодно теряла не менее 600 тонн меди. Эти потери не компенсировались плавкой в шахтных печах продукта –3+0 мм, содержащего до 20 % металла.

Таблица 10

Распределение металла по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание металла, %	Фракция
–350+100 –100+3 –3+0	7,5 45,5 47,0	60,0 53,5 20,0	Металлическая Смесь металлической и окисной

При измельчении шлака в мельнице наряду с очисткой корольков от шлаков одновременно происходило их загрязнение оттертой окисной частью шлака, что приводило к уменьшению выплавки металла.

Использование новой техники и технологии виброоттирки и дробления шлаков позволит уменьшить загрязнение поверхности корольков металла окисной частью шлака и снизить потери металла.

На рис. 46 представлена принципиальная технологическая схема переработки латунных шлаков. Указанные на этой схеме содержания классов (γ) и металлов (β) в продуктах определены при отработке пробы шлаков, представленной ПО «Красный выборжец».

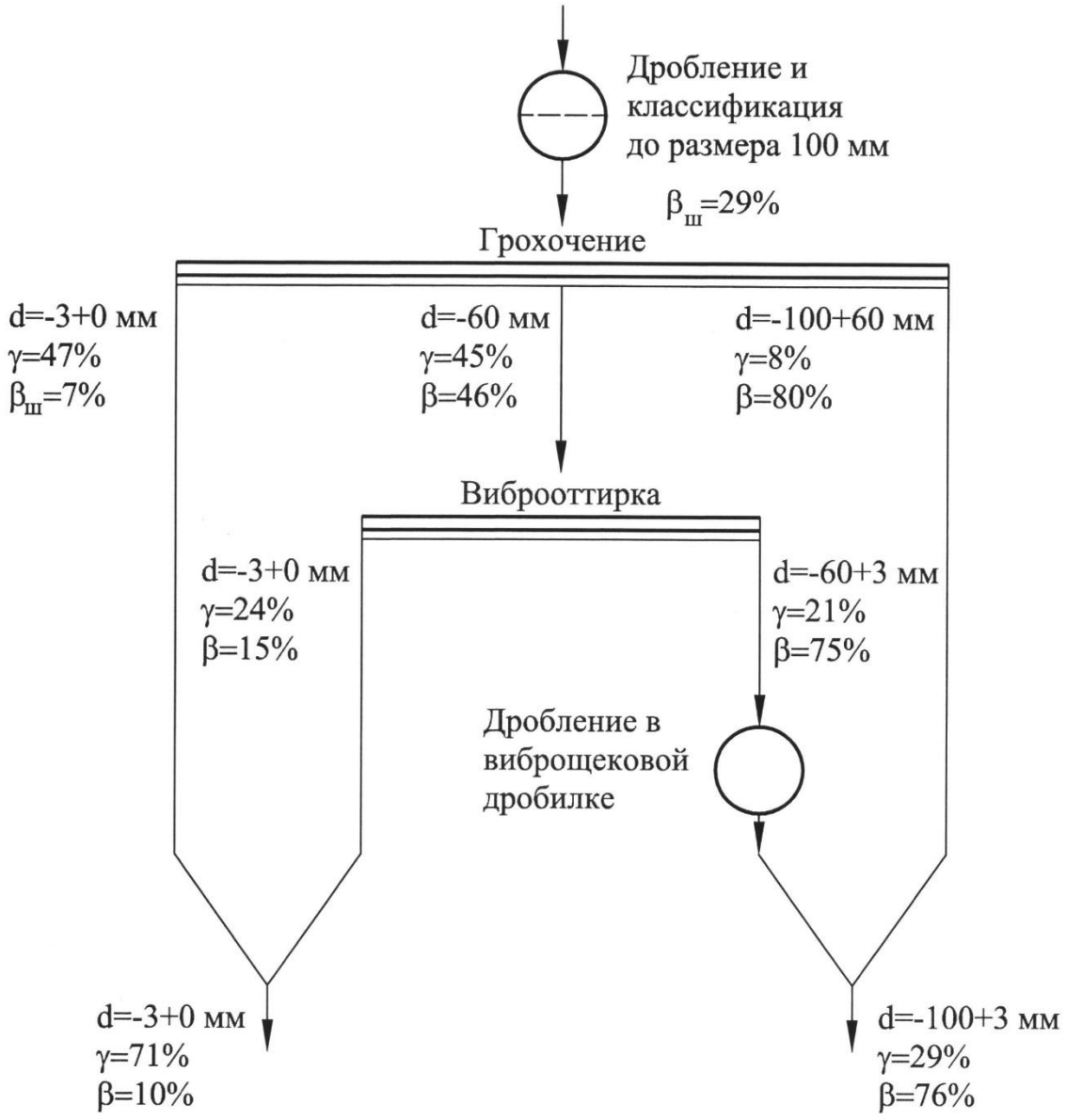


Рис. 46. Технологическая схема переработки латунных шлаков.

В соответствии с технологической схемой исходный материал крупностью –350+0 мм дробится до размера 100 мм и классифицируется в специальном устройстве, после чего подается на двухдечный грохот, где делится на три фракции: –3+0 мм; –60+3 мм и –100+60 мм, годные для плавки в канальных печах объединения.

Выбор размеров отверстий сеток в двухдечном грохоте предопределен распределением металла по классам крупности и необходимостью обеспечения соответствия нагрузок между фронтом грохочения самого крупного класса –100+60 мм и последующим фронтом виброотирки среднего класса –60+3 мм.

Класс –3+0 мм направляется на плавку в шахтные печи.

Класс –60+3 мм направляется на виброотирку. В результате из класса –60+3 мм можно удалить более половины окисной части шлаков, исключив при этом вторичное загрязнение корольков, как это происходит при измельчении шлаков в мельнице.

Для улучшения условий плавки корольков латуни предусмотрено их дробление с образованием свежей поверхности размола, через которую облегчается выплавка металла.

Предлагаемая технология позволяет выделить 29 % корольков, годных к плавке (вместо 10 % по старой технологии), содержащих 75 % металлической фракции, и вернуть объединению 500-600 тонн меди.

Институтом разработан проект шлакоперерабатывающей установки (рис. 47).

Основное и вспомогательное оборудование установки, а также металлоконструкции располагаются на нескольких строительных отметках.

Кран-балка грузоподъемностью 3,2 т, предназначенная как для технологических, так и для ремонтно-вспомогательных нужд, устанавливается на отметке 11.500. С ее помощью выполняются все операции по приему в технологический процесс шлака, доставляемого к установке электрокарами в коробках (контейнерах) принятой на заводе конструкции.

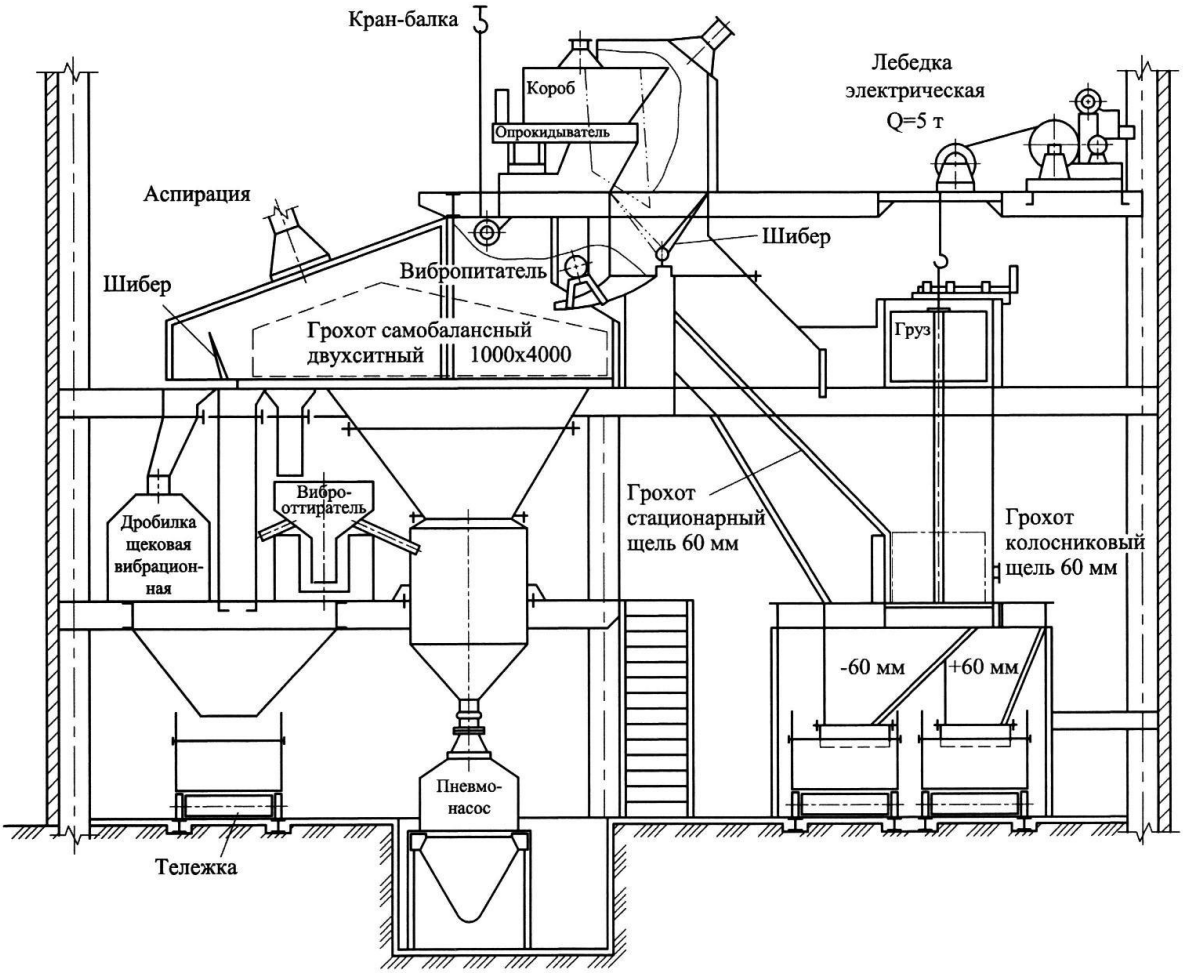


Рис. 47. Компоновка оборудования шлаковой установки

Электрокар доставляет короба со шлаком в помещение установки на отметке ±0.00 в зоне обслуживания кран-балкой. В течение смены доставляется 6 коробов. Поднятый на отметку 7.200 короб со шлаком устанавливается на специальное опрокидывающее устройство с помощью кран-балки и медленно опрокидывается.

В зависимости от крупности шлака поток материала шибером направляется либо на раздавливающее устройство, либо на двухдечный грохот 1х4 м, установленный на отметке +800. Представляется целесообразным использовать раздавливающее устройство, установленное на отметке 2.400. За счет колосникового грохота, установленного перед раздавливающим устройством, на раздавливание поступает материал крупнее 60 мм.

Раздавленный шлак через колосниковую решетку проваливается в короба, установленные на тележках. Из этих коробов кран-балкой он снова подается на опрокидывающее устройство и опрокидывается теперь уже на двухдечный грохот, с которого класс –60+3 мм поступает на виброттирочные аппараты, а нижний класс –3+0 мм – в камерный насос, из которого пневмотранспортом периодически перекачивается в отгрузочный бункер.

Размеры корольков и их способность сцепляться друг с другом не позволяют использовать стандартное дробильное оборудование. Было разработано специальное устройство (рис. 48).

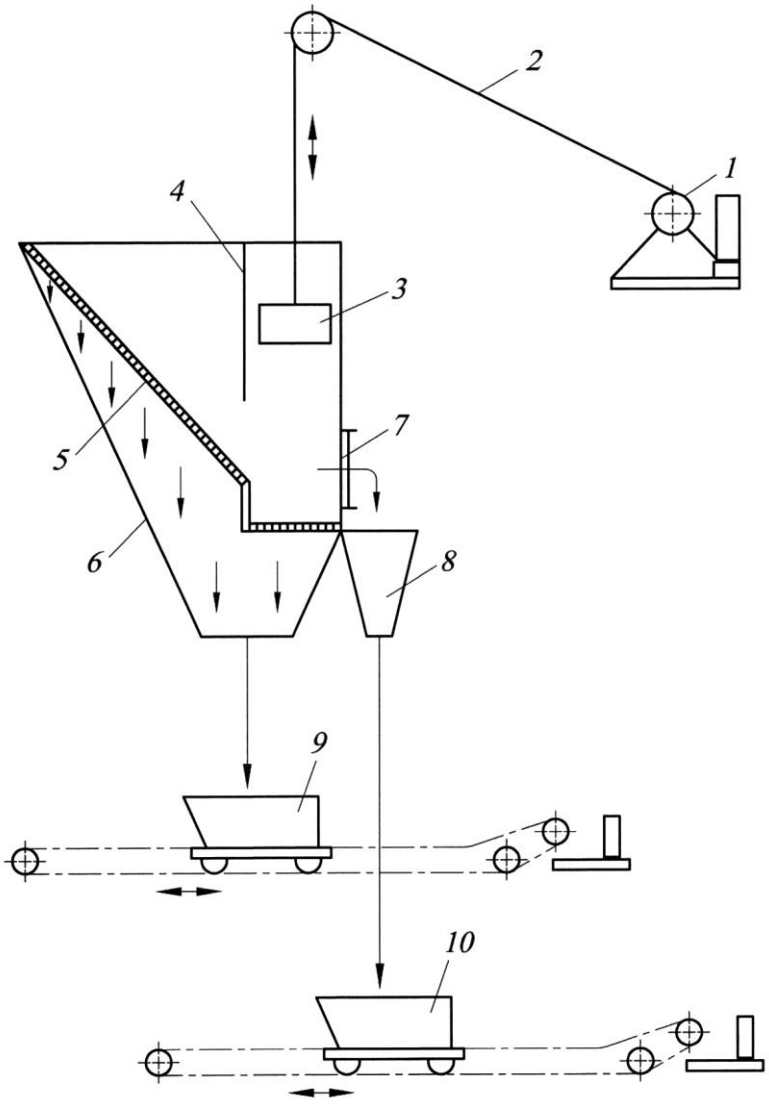


Рис. 48. Раздавливающее (дробящее) устройство.

Это устройство состоит из лебедки *1* с тросом *2*, на котором закреплен груз *3*. В направляющих *4* груз может перемещаться над решеткой *5*, расположенной в бункере *6*. Решетка *5* имеет горизонтальный участок, на котором происходит дробление крупных кусков. Разгрузка из бункера *6* поступает на передвижную тележку *9*. Недробимые куски извлекаются с решетки через окно *7* в бункер *8*, откуда разгружаются в передвижную тележку *10*.

На рис. 49 приведена схема виброленты-питателя разработки ИГД СО АН СССР.

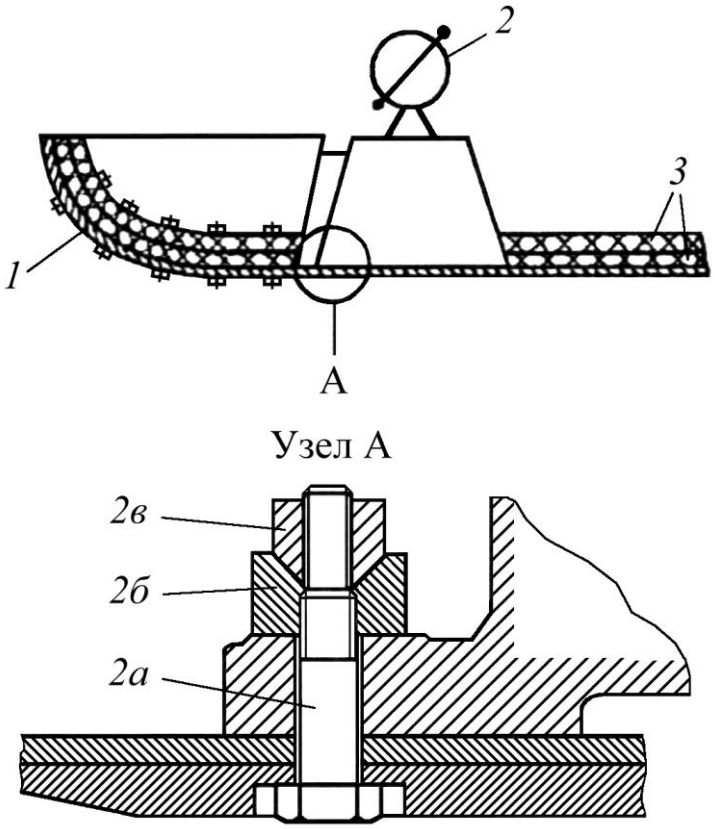


Рис. 48. Вибропитатель.

К стальному листу *1* сверху крепится инерционный электромеханический вибратор *2*. По бокам листа *1* сверху болтами крепятся прорезиненные фартуки *3*. Надежность виброленты определяется надежностью вибратора типа ИВ. Он представляет собой трехфазный асинхронный двигатель, в котором на обоих концах вала ротора установлены дебалансы. Статор электродвигателя встроен в алюминиевый корпус. Вал

ротора вращается в подшипниках качения, вмонтированных в щиты. Концы вала с эксцентриками закрыты крышками. Для регулировки величины возмущающей силы вибраторы дебаланса на обоих концах выполнены двойными. Дебалансы, расположенные ближе к электродвигателю, имеют по одному шпоночному пазу и занимают постоянное положение. На наружных эксцентриках имеется несколько шпоночных пазов, расположенных под определенными углами. Регулировка осуществляется изменением положения наружных дебалансов относительно внутренних.

Особенность болтового соединения вибратора с листом – в применении высококачественных сталей и специальной формы болта *2а,* гайки *2б* и контргайки *2в.* Болт выполнен с правой и левой резьбой. Диаметр левой резьбы на 3 мм меньше, чем правой.

Коническая контргайка имеет разрез для лучшего заклинивания в конической части гайки.

Виброоттирочный аппарат работает следующим образом (рис. 50).

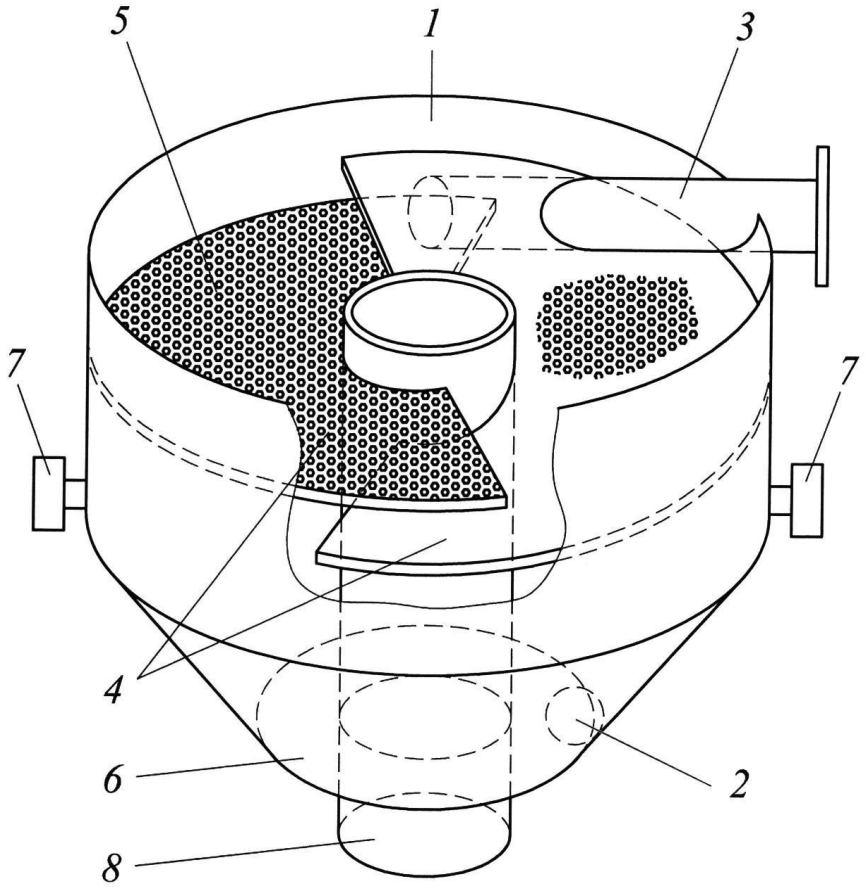


Рис. 50. Виброоттирочный аппарат.

Кусковый материал, например, корольки металла, покрытые шлаком, поступает по загрузочному патрубку *3* с помощью винтовых колебаний, создаваемых вибропривода 7, на периферию перфорированной поверхности днища *5* рабочей камеры *1* и начинает двигаться по секторам *4*, пересыпаясь с одного сектора на другой. Центробежная сила прижимает исходный материал к периферии рабочей камеры, и он начинает накапливаться на перфорированном днище *5*. Из-за трения частиц друг о друга происходит интенсивное отделение шлака и мелких частиц от корольков металла. Пыль и мелкие частицы через перфорацию днища выпадают на поддон *6* просыпи и уносятся через патрубок *2* отсоса воздуха.

Интенсивной классификации пыли и мелких частиц через перфорированное днище способствует сегрегация материала под действием вибраций (мелкие частицы стремятся вниз, более крупный кусковой материал всплывает на поверхность слоя).

Совершив большое количество кругов пробега по перфорированному днищу, накопившись на нем и превысив угол естественного откоса, материал достигает верхнего конца разгрузочного патрубка *8* и выходит из процесса очистки и классификации.

Таким образом, использование винтовых колебаний рабочей камеры и исполнение перфорированного днища *5* из винтовых секторов со щелями приводит к тому, что материал интенсивно очищается не только при своем движении по сложно закручивающейся спирали от периферии к разгрузочному патрубку *8* трением друг о друга, но и соударением при падении.

Для установления производительности виброоттирочного аппарата с диаметром рабочей зоны 900 мм на нескольких пробах шлака массой 50 кг каждая определялась кинетика отделения окисной части шлака крупностью –3 + 0 мм от корольков металла.

Усредненные результаты опытов приведены в табл. 11.

Таблица 11

Кинетика очистки окисной части шлаков от корольков латуни на виброоттирочном аппарате с ячейками сетки 3 мм

Время оттирки, мин	Масса подрешетного продукта, кг
1	16,7
2	22,1
3	24,95
4	25,90
5	26,75
6	27,40
7	27,55
8	27,65
9	27,75
10	27,95

Таким образом, уже через 6 минут оттирки проба массой 50 кг очищается практически полностью от шлака, и только последующее дробление в виброщековой дробилке еще может усилить очистку поверхности корольков.

Из результатов проведенного опыта стала ясной необходимость увеличения диаметра рабочей зоны промышленного образца виброоттирочного аппарата до 1200 мм. Виброоттирочные аппараты такого размера в количестве четырех экземпляров были изготовлены заводом института. В расчете, что каждый из виброоттирочных аппаратов обеспечит производительность порядка 500 кг/ч, для обеспечения потребностей шлаковой установки ПО «Красный выборжец» необходимы два основных и два резервных аппарата.

Технология переработки шлаков с применением вибрационной техники позволила увеличить выход металла из шлаков почти в три раза.

Никелевый свернутый шлак образуется при конвертировании медных никельсодержащих штейнов в процессе варки черновой меди. По существующей технологической схеме этот оборотный полупродукт после охлаждения и первичного дробления перерабатывается совместно с медно-никелевым штейном в конвертерах никелевого производства для получения

файнштейна. При последующей селективной флотации файнштейна медь извлекается в медный сульфидный концентрат, который возвращается в производство меди, где снова образуется свернутый шлак и т. д. Этот цикл повторяется, в результате чего существует значительная циркуляция меди между медным и никелевым производством, приводящая к негативным последствиям.

Переработка в конвертерах высокомедистого никелевого свернутого шлака способствует получению медистых файнштейнов, которые при охлаждении в заводских условиях образуют сложную мелкокристаллическую структуру. При флотации таких файнштейнов наблюдается тенденция к ухудшению качества флотационных концентратов и снижению извлечения цветных металлов в одноименные концентраты.

Актуальной задачей усовершенствования технологии является снижение количества меди, находящейся в обороте между медным и никелевым производством. Наиболее рациональный способ решения этой задачи – выделение медной составляющей из никелевого свернутого шлака (после его дробления и измельчения) в отдельный продукт до подачи этого материала на варку файнштейна и использование полученного медного продукта в производстве меди.

Никелевый шлак завода Норильского горно-металлургического комбината (НГМК) содержит согласно средним данным: Ni – 13,9; Cu – 33,0; Co – 0,189; Fe – 23,0 %. Отношение Cu к Ni в нем составляет 2,38 (диапазон изменения от 1,82 до 3,24). Основными минеральными фазами являются минералы меди – металлическая медь и куприт Cu_2O – и минералы никеля – бунзенит NiO и треворит $NiFeO_4$. В меньшем количестве в этом шлаке присутствуют фаялит и стекло, в незначительном – магнетит и халькозин. Характерной особенностью никелевого шлака является тонкая вкрапленность минеральных фаз и их тесное взаимное прорастание. Минимальный размер зерен всех минералов составляет тысячные доли мм. Максимального размера достигают куски и корольки металлической меди (до 10 см и более),

пронизанные включениями куприта и никелевой фазы. Количество крупных медных включений в общей массе шлака ориентировочно составляет 5-10 %. Преобладающая часть шлака представлена медно-никелевыми кусками, основой которых являются кристаллы кубической, ромбической, реже изометричной формы размером 0,05-0,5 мм, состоящие из срастаний треворита с бунзенитом. Пространство между кристаллами заполнено металлической медью (размер выделений 0,01-1,0 мм), а также купритом, фаялитом и стеклом. Массовая доля никелевых минералов в таких кусках составляет 40-45 % объема, медных минералов – 50-55 % объема, отношение Cu к Ni – 1,7-2,1. Эти куски свернутого шлака отличаются высокой механической прочностью, поскольку мелкокристаллические выделения никелевых минералов как бы сцементированы металлической медью. Исследование образцов шлака однородной структуры, состав которых соответствует основной его массе, показало, что предел прочности на одноосное сжатие достигает величины 1870 кг/см^2.

Дробление никелевого шлака связано с большими трудностями. Невозможность использования для этой цели серийно изготавливаемого оборудования обусловлена сочетанием высокой механической прочности материала и наличием крупных включений ковкой металлической меди.

В данном случае, как и для завода «Красный Выборжец» испытан новый виброинерционный способ дробления, предназначенный для подобных трудноизмельчаемых материалов.

Методика исследования была разработана совместно с институтом «Гипроникель» с учетом особенностей никелевого шлака и отличалась значительной трудоемкостью. Для испытаний была использована проба никелевого шлака (вес около 800 кг) медного завода НГМК. Исходная проба методом ручной разборки (внешний признак – наличие металлической меди) разделена на 2 части: никелистую, обозначенную индексом «Н» (вес 600 кг) и медистую с индексом «М» (вес 200 кг), каждая из которых подвергалась отдельно переработке по схеме, приведенной на рис. 51.

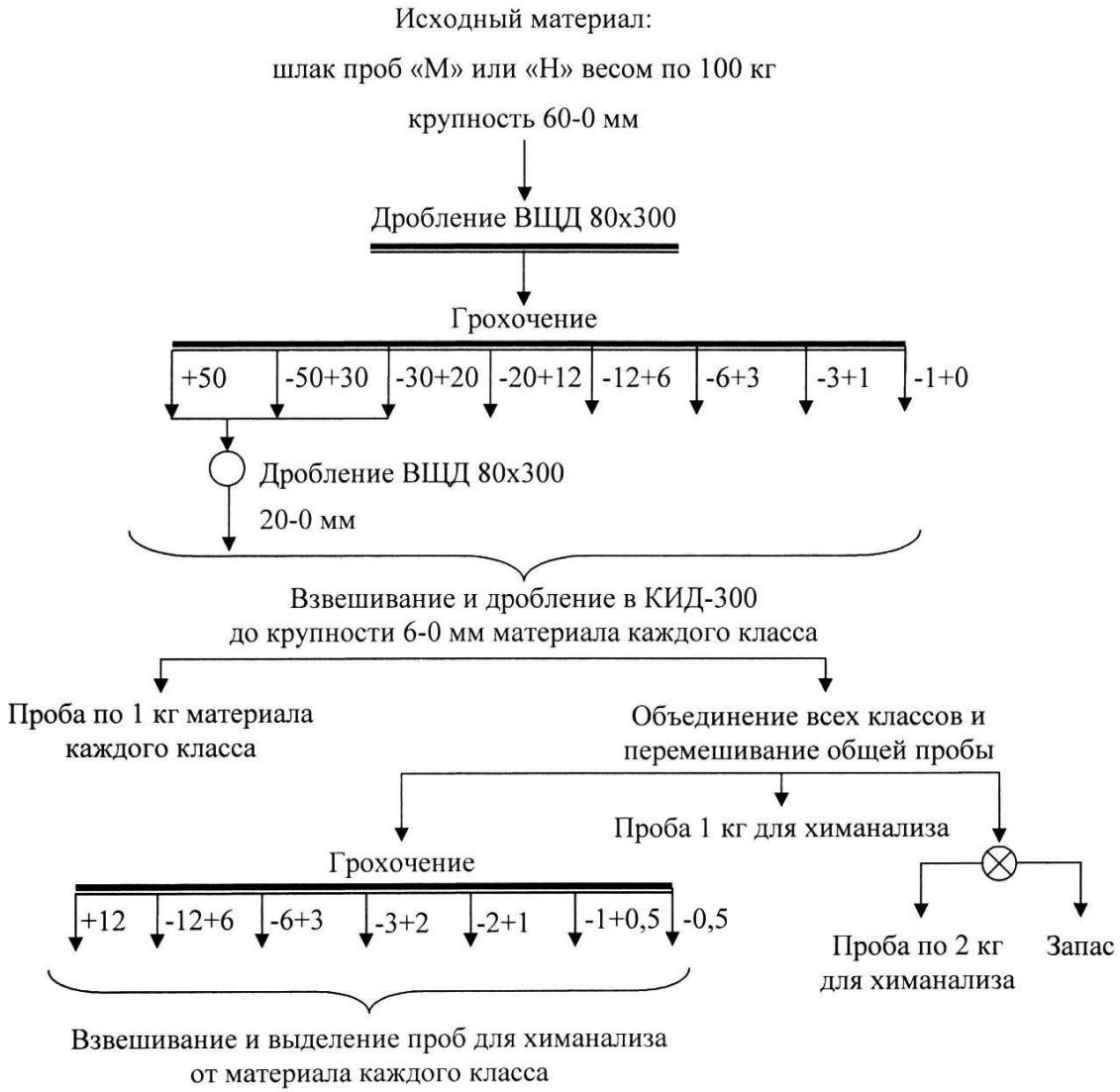


Рис. 51. Схема переработки никелевого шлака с применением вибрационных дробилок КИД-300 и ВЩД 80х30.

Никелистая часть пробы «Н» представляла собой однородный материал крупностью 80-0 мм (предварительное дробление на обычной щековой дробилке).

Медистая часть «М» пробы включала крупные куски практически чистой меди размером от 150-220 до 60-80 мм, покрытые коркой окислов металлов. Остальной материал этой пробы был однородным и имел крупность 60-0 мм. Крупные куски меди из пробы «М» были подвергнуты предварительному дроблению в дробилке ВЩД 200х400 при размере щели 40 мм.

В процессе дробления куски сплющивались на 20-40 % по одному из линейных размеров, то есть образовывались своеобразные лепешки весом от 1 до 4,5 кг. Их поверхность при этом очищалась от хрупких окисных кусков, переходящих в тонкодисперсный продукт. При дроблении медных кусков в дробилке ВЩД 200х400 происходило также частичное разрушение их по дефектам структуры и включениям хрупких минеральных фаз.

Дальнейшая схема дробления никелевого шлака включала применение виброщековой дробилки ВЩД 80х300 и конусной инерционной дробилки КИД-300 (рис. 51).

Другая особенность методики исследования – необходимость выделения проб для химанализа путем сверления кусков меди, а также рассева уже растертых продуктов обогащения на сите диаметром 0,25 мм с выделением в плюсовой класс чешуек металлической меди и последующим химическим определением отдельно плюсового и минусового продуктов. Выделенные в результате грохочения на ситах диаметром 6 и 12 мм в плюсовой продукт лепешки меди подвергались в лабораторных условиях плавке с получением чистой меди и шлака. Из них приготавливались пробы для химанализа. Общий состав пробы определялся расчетом по результатам химанализа ее частей и их веса.

Химический состав никелевого шлака, определенный в процессе испытаний, показан в табл. 12.

Таблица 12

Химический состав пробы никелевого шлака, %

	Ni	Co	Fe	Cu
Медистая часть «М»	13,28	0,133	10,37	61,71
Никелистая часть «Н»	21, 49	0,234	17,35	37,63

В табл. 13 дана гранулометрическая характеристика дробленых в виброщековой дробилке ВЩД 80х300 шлаков проб «М» и «Н» с распределением Ni, Co, Fe и Cu по классам крупности. Куски меди пробы «М»

при использовании ВЩД 200х400 с выходом их 25,25 % и массовой долей меди 85,02 % выделены в табл. 13 отдельной строкой. При заданных параметрах дробления в ВЩД 80х300 (щель порядка 20 мм) существенного обогащения медью различных классов крупности не наблюдается. При этом получены классы крупности материала близкого химического состава.

В табл. 14 приведена гранулометрическая характеристика материала шлаков проб «М» и «Н» в дробилке КИД-300 с распределением металлов по классам крупности. Ввиду того, что верхний предел крупности питания дробилки КИД-300 составляет 20 мм, материал крупнее 20 мм после ВЩД 80х300 подвергался повторному додрабливанию в этой дробилке. Дробление осуществлялось в режиме, обеспечивающем получение материала основной массы шлака крупностью 6-0 мм.

Как следует из табл. 14, из-за наличия благоприятных для процесса дробления шлака условий, часть медных кусков обеих проб проковывалась в виде тонких лепешек, для которых характерна повышенная массовая доля меди в классах +12 и -12+6 мм (порядка 62-97 %) при ее извлечении от 12 до 38 %. Достигнутые результаты свидетельствуют о возможности выделения после дробления шлака в КИД-300 богатой по меди фракции грохочением на сите с ячейкой 6 мм.

Последующие испытания шлаков проб «М» и «Н» крупностью 6-0 мм проводились на сухом магнитном сепараторе 235-СЭ при напряженности магнитного поля на поверхности барабана около 1200 Э и скорости вращения барабана 22 мин$^{-1}$. Результаты испытаний приведены в табл. 15, из которой следует, что в немагнитную фракцию, содержащую 70-76 % меди, можно извлечь 10-23 % меди.

Гранулометрическая характеристика и распределение металлов в продуктах обогащения (магнитной и немагнитной фракциях) помещена в табл. 16.

Таблица 13

Гранулометрическая характеристика шлаков «М» и «Н» после дробилки ВЩД 80х300 распределение металлов по классам крупности

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля, %				Распределение, %				$\frac{\beta_{Cu}}{\beta_{Ni}}$
		Ni	Co	Fe	Cu	Ni	Co	Fe	Cu	
Медистые шлаки «М»										
Куски меди 60-220	25,25	4,42	0,044	4,64	85,02	7,99	7,45	10,21	37,01	19,24
+50	7,32	13,17	0,092	8,13	64,48	6,90	4,50	5,19	8,14	4,89
-50+30	28,17	17,14	0,209	13,40	50,03	34,59	39,50	32,91	24,30	2,92
-30+20	18,57	18,94	0,189	15,46	43,41	25,19	23,50	25,02	13,90	2,92
-20+12	6,69	16,61	0,162	14,06	49,92	8,03	7,25	8,22	5,76	3,00
-12+6	6,25	17,53	0,182	14,33	48,03	7,85	7,60	7,91	5,17	2,74
-6+3	2,72	15,03	0,174	14,10	49,70	2,93	3,10	3,34	2,33	3,30
-3+1	1,74	15,67	0,172	14,75	47,41	1,95	2,00	2,215	1,42	3,03
-1+0	3,28	19,47	0,232	17,32	35,01	4,57	5,10	4,95	1,97	1,80
Исходный шлак	100,00	13,95	0,149	11,47	58,01	100,00	100,00	100,00	100,00	4,14
Никелистые шлаки «Н»										
-50+30	3,19	17,29	0,201	15,25	47,90	2,80	2,78	2,98	3,60	2,77
-30+20	48,56	18,49	0,210	15,38	45,33	45,50	44,40	45,70	51,85	2,45
-20+12	22,17	21,49	0,253	17,48	39,25	24,20	24,39	23,70	20,50	1,83
-12+6	12,74	19,93	0,235	16,13	42,70	12,90	13,00	12,60	12,80	2,14
-6+3	4,99	21,86	0,260	18,01	37,49	5,50	5,65	5,50	4,45	1,71
-3+1	2,44	21,43	0,270	18,61	34,66	9,10	9,78	9,52	6,80	1,62
-1+0	5,91									
Исходный шлак	100,00	19,71	0,23	16,34	42,45	100,00	100,00	100,00	100,00	2,15

Таблица 14

Гранулометрическая характеристика шлаков «М» и «Н» после дробилки КИД-300 и распределение металлов по классам крупности*

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля, %				Распределение, %				$\frac{\beta_{Cu}}{\beta_{Ni}}$
		Ni	Co	Fe	Cu	Ni	Co	Fe	Cu	
Медистые шлаки «М»										
Медные «лепешки» +12	9,80	0,80	0,019	0,081	97,24	0,47	1,10	0,06	17,80	121,4
-12+6	12,70	5,64	0,053	3,41	85,21	4,30	3,98	3,50	20,20	15,1
-6+3	10,10	13,71	0,137	9,07	62,02	8,31	8,19	7,41	11,70	4,53
-3+2	3,00	16,26	0,160	12,29	53,35	2,93	2,84	2,98	3,00	3,28
-2+1	15,70	16,67	0,170	12,29	54,00	15,70	15,80	15,61	15,80	3,24
-1+0,5	10,90	18,17	0,190	13,96	49,00	11,88	12,25	12,31	10,00	2,70
-0,5+0	37,80	24,86	0,25	18,99	30,40	56,41	55,84	58,13	21,50	1,22
Исходное питание КИД-300	100,00	16,66	0,169	12,36	53,53	100,00	100,00	100,00	100,00	3,21
Никелистые шлаки «Н»										
Медные «лепешки» +12	2,04	1,64	0,022	0,23	95,30	0,16	0,17	0,03	5,13	58,2
-12+6	4,09	14,04	0,149	10,47	61,84	2,79	2,55	2,44	6,63	4,42
-6+3	12,50	20,90	0,220	16,76	39,35	12,67	11,51	11,94	12,90	1,88
-3+2	6,94	20,63	0,230	16,20	39,55	6,95	6,70	6,41	7,20	1,92
-2+1	24,60	16,53	0,230	16,20	41,15	19,73	23,68	22,71	26,54	2,49
-1+0,5	11,82	20,22	0,220	16,48	41,94	11,60	10,88	11,10	13,00	2,07
-0,5+0	33,01	25,00	0,280	20,94	28,75	46,10	44,90	45,37	28,60	1,15
Исходное питание КИД-300	100,00	20,61	0,239	17,54	38,14	100,00	100,00	100,00	100,00	1,85

* Ввиду того, что максимальная крупность питания дробилки КИД-300 составляет 20 мм, материал шлаков после ВЩД 80х300 классов крупности -50+30 и -3+20 мм додрабливается дополнительно до 20-0 мм. Классы крупности шлаков пробы «М» в виде кусков меди диаметром 60-200 мм и «лепешки» +50 мм додрабливанию не подвергались: пробы для химанализа приготавливались путем их сверления с использованием в качестве химпробы полученной медной стружки.

Таблица 15

Результаты обогащения шлаков крупностью 6-0 мм проб «М» и «Н» на сухом магнитном сепараторе 235-СЭ. Напряженность магнитного поля Н=1200 Э, скорость вращения барабана 22 мин$^{-1}$

Пробы шлаков	Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %				$\frac{\beta_{Cu}}{\beta_{Ni}}$
			Ni	Co	Fe	Cu	Ni	Co	Fe	Cu	
«М»	Немагнитная фракция	13,05	4,94	0,034	2,69	76,54	3,22	2,25	2,32	23,53	15,5
	Магнитная фракция	86,95	22,26	0,22	17,03	37,33	96,78	97,75	97,68	76,47	1,68
	Исходный материал	100,0	20,00	0,196	15,16	42,45	100,0	100,0	100,0	100,0	2,12
«Н»	Немагнитная фракция	5,34	5,54	0,056	3,85	69,80	1,34	1,25	1,15	10,55	12,6
	Магнитная фракция	94,66	23,08	0,25	18,71	33,39	98,66	98,75	98,85	89,45	1,45
	Исходный материал	100,0	22,14	0,240	17,91	35,33	100,0	100,0	100,0	100,0	1,59

В соответствии с полученными результатами обогащения в табл. 17 приводится пооперационный баланс металлов согласно технологической схеме укрупненных испытаний (рис. 52).

Из табл. 17 следует, что в зависимости от количественного содержания в исходном шлаке кусковой меди технологические показатели обогащения значительно отличаются. Так, при переработке шлака пробы «М», обогащенной медью с массовой долей 86,2 %, извлечение ее в общий медный концентрат достигнуто 69,3 %, степень концентрации (отношение содержаний Cu к Ni) составила при этом 20,5. В общий медный концентрат никелистой пробы «Н» извлекалось 21,2 % меди.

Характерной особенностью никелевого свернутого шлака является его неоднородность и значительные колебания вещественного состава: химического, минералогического, гранулометрического.

Таблица 16

Гранулометрический состав и распределение металлов по классам крупности в продуктах обогащения сухой магнитной сепарации

Исходные шлаки	Продукты обогащения	Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля, %				Распределение, %			
				Ni	Co	Fe	Cu	Ni	Co	Fe	Cu
Медистые «М»	Немагнитная фракция	-6+3	49,8	4,88	0,03	2,30	80,75	43,17	37,44	43,23	52,37
		-3+2	7,2	6,69	0,05	3,07	78,85	8,56	9,04	8,34	7,39
		-2+1	20,2	6,00	0,04	7,47	77,15	21,53	20,35	18,07	20,30
		-1+0,4	5,2	6,75	0,05	3,42	71,55	6,24	6,53	6,71	4,85
		-0,4+0	17,6	6,56	0,06	3,56	65,86	20,50	26,64	23,65	15,09
		Исходный	100,0	5,63	0,04	2,65	76,78	100,0	100,0	100,0	100,0
	Магнитная фракция	-6+3	17,1	18,53	0,18	13,12	49,72	14,25	13,68	13,86	21,92
		-3+2	7,2	18,53	0,18	13,33	49,56	6,00	5,78	5,93	9,20
		-2+1	25,0	18,82	0,18	13,96	47,65	21,16	19,99	21,56	30,71
		-1+0,4	7,1	19,12	0,20	14,52	45,59	6,11	6,31	6,37	8,35
		-0,4+0	43,6	26,76	0,28	19,41	26,53	52,48	54,24	52,28	29,82
		Исходный	100,0	22,23	0,22	16,19	38,79	100,0	100,0	100,0	100,0
Никелистые «Н»	Немагнитная фракция	-6+3	23,6	2,49	0,03	3,00	77,20	16,21	15,64	27,21	24,10
		-3+2	4,8	5,38	0,05	4,89	71,65	7,12	5,29	9,02	4,55
		-2+1	14,3	1,86	0,02	1,89	89,35	7,34	6,38	10,39	16,90
		-1+0,4	6,6	4,1	0,04	3,91	70,95	7,52	5,73	9,92	6,19
		-0,4+0	50,7	4,42	0,06	2,23	71,95	61,81	66,96	43,46	48,26
		Исходный	100,0	3,62	0,04	2,60	75,60	100,0	100,0	100,0	100,0
	Магнитная фракция (хвосты)	-6+3	22,7	20,88	0,23	16,54	40,98	21,69	20,46	20,21	27,35
		-3+2	9,3	21,47	0,24	16,89	39,39	9,14	8,74	8,45	10,77
		-2+1	26,3	21,32	0,23	17,03	39,24	25,66	23,72	24,11	30,34
		-1+0,4	6,3	20,59	0,22	16,89	40,03	5,94	5,45	5,73	7,41
		-0,4+0	35,4	27,35	0,30	21,78	23,19	37,57	41,63	41,50	24,13
		Исходный	100,0	21,85	0,26	18,58	34,02	100,0	100,0	100,0	100,0

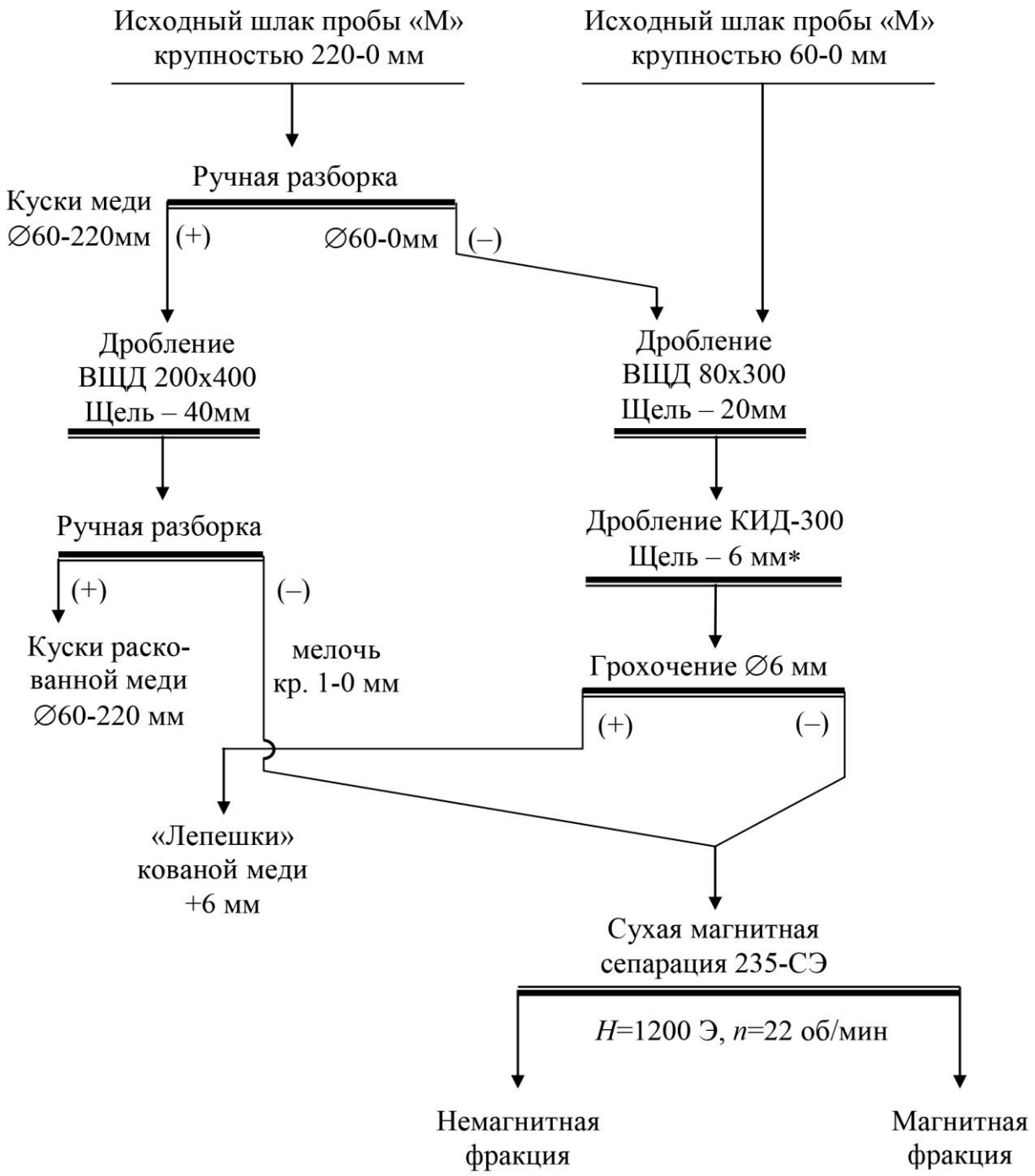


Рис. 52. Технологическая схема укрупненных испытаний.

* Ввиду того, что максимальная крупность питания дробилки КИД-300 составляет 20 мм в диаметре, материал шлаков крупнее 20 мм после ВЩД-80х300 додрабливается дополнительно до крупности 20-0 мм.

Таблица 17

Баланс металлов при обогащении проб шлаков «М» и «Н»

по полной схеме рис. 52

Пробы шлаков, опыт	№ п/п	Продукты обогаще-ния	Вы-ход, %	Массовая доля,%				Извлечение, %				$\frac{\beta_{Cu}}{\beta_{Ni}}$
				Ni	Co	Fe	Cu	Ni	Co	Fe	Cu	
«М», 50	1	Куски раскованой меди	25,25	4,42	0,045	4,64	85,48	8,4	8,5	10,9	35,0	19,3
	2	«Лепешки» кованой меди	16,81	3,53	0,039	1,96	91,10	4,5	4,9	3,2	24,8	25,8
	1+2	Медный концентрат грохочения	42,06	4,07	0,042	3,44	87,75	12,9	13,4	14,1	59,8	21,6
	3	Немагнит-ная фракция	7,56	4,94	0,034	2,69	77,20	2,8	2,0	2,0	9,5	15,6
	1+2 +3	Общий медный концентрат	49,62	4,20	0,041	3,31	86,20	15,7	15,4	16,1	69,3	20,5
	4	Магнитная фракция	50,38	73,73	0,223	17,30	37,60	84,3	84,6	83,9	30,7	1,69
		Исходный шлак пробы "М"	100,0	13,28	0,133	10,37	62,71	100,0	100,0	100,0	100,0	4,64
«Н», 51	1	«Лепешки» кованой меди +6 мм	6,13	9,90	0,106	7,06	72,80	2,8	2,8	2,5	11,9	7,37
	2	Немагнит-ная фракция	5,02	5,54	0,056	3,85	69,80	1,3	1,2	1,1	9,3	12,6
	1+2	Общий медный концентрат	11,15	7,93	0,083	5,61	71,30	4,1	4,0	3,6	21,2	9,0
	3	Магнитная фракция	88,85	23,22	0,253	18,81	33,45	95,9	96,0	96,4	79,8	1,44
		Исходный шлак пробы «Н»	100,0	21,49	0,34	17,35	37,63	100,	100,0	100,0	100,0	1,75

Изменение вещественного состава никелевого шлака, как это следует из выполненных укрупненных лабораторных испытаний обогатимости, обусловило значительную разницу в технологических показателях. Так, извлечение меди в медный концентрат, содержащий 77,2-71,3 % Cu при соотношении в нем Cu к Ni 20,5-90, колеблется от 69,3 до 21,2 %.

По результатам испытаний можно сделать следующие выводы.

1. Виброинерционный метод позволяет осуществить дробление никелевого свернутого шлака, обладающего высокой прочностью и содержащего крупные включения ковкой металлической меди, которые не вызывают повреждений деталей виброщековых и виброконусных дробилок благодаря особенностям их конструкции.

2. При виброинерционном дроблении, грохочении и последующей магнитной сепарации из никелевого шлака выделены медный и никелевый продукты, которые могут перерабатываться в соответствующих циклах металлургического производства, что сократит циркуляцию меди, улучшит качество файнштейна и окажет положительное влияние на целый ряд переделов получения меди и никеля на НГМК.

3. Для проектирования опытно-промышленной установки на НГМК разработана технологическая схема обогащения никелевого свернутого шлака, включающая дробление в виброщековой дробилке ВЩД-440х1200 и конусной инерционной дробилке КИД-600.

2.3. Регенерация огнеупоров

Процесс регенерации огнеупоров связан с необходимостью измельчения футеровочных блоков, кирпичей или другого лома. Чаще всего эти огнеупоры получают керамическим путем или плавкой. Многие из этих материалов (корундовые, муллито-корундовые, муллитовые, периклазовые) обладают высокой прочностью (0,3-0,5 ГПа), которая примерно вдвое выше, чем у базальта [7].

Действующие на огнеупорных заводах измельчительные агрегаты традиционной конструкции при переработке таких материалов оказываются малоэффективными. Например, выход годного продукта (фракции –3 мм) при работе конусной эксцентриковой дробилки КМД-1200 при переработке муллитовых огнеупоров составляет 30-35 % за один цикл.

Работа эксцентриковых дробилок в замкнутом цикле с грохотами малоэффективна, так как куски размером, равным двум-трем щелям, могут проскальзывать через рабочую полость дробилки без обжатия. Из этого следует, что технологические возможности эксцентриковых конусных дробилок для рассматриваемого процесса практически исчерпаны. Поэтому как в нашей стране, так и за рубежом наиболее распространенным оборудованием для измельчения огнеупорных материалов являются виброшаровые мельницы. Основной недостаток измельченного продукта на выходе этих мельниц – низкая физико-химическая активность его поверхности. Этот недостаток – следствие большой продолжительности цикла измельчения материала в виброшаровых мельницах, которая составляет несколько часов. За это время каждая частица, в том числе и уже раздробленные, подвергается большому числу ударов, в результате которых они окатываются, их поверхность подвергается наклепу и в связи с этим теряется значительная часть поверхностной энергии.

В процессе дальнейших операций прессования и обжига такие окатанные частицы недостаточно прочно соединяются друг с другом, что

приводит к снижению качества готовых изделий и увеличению выхода брака. Кроме того, для процесса дезинтеграции исходных компонентов в виброшаровых мельницах характерны и другие недостатки:

– малая удельная производительность оборудования;
– большие энергозатраты на единицу готовой продукции;
– высокие шумо- и пылеобразование, часто превосходящие санитарные нормы.

Валковые дробилки свободны от многих недостатков, присущих виброшаровым мельницам, но их применение (как уже указывалось выше) сопряжено с быстрым износом валков, что усложняет обслуживание этого оборудования. При измельчении корунда валковая дробилка нормально работает очень непродолжительное время (в лучшем случае – десятки минут), затем под абразивным воздействием обрабатываемого материала валки изнашиваются, теряют свою форму (превращаются в «огурцы»), производительность падает и дробилка выходит из строя.

В институте были проведены исследования по дроблению в КИД-300 корундового шамота и пластинчатого корунда. Ставилась задача создать непрерывно действующую установку с производительностью не менее 150 кг/ч по производству порошка крупностью –0,5 мм, обладающего хорошими технологическими свойствами, позволяющими выпускать высококачественную продукцию. Специально оговаривалось требование к рабочим органам машины, чтобы они обладали достаточным ресурсом работы.

Было установлено, что корундовый шамот является труднодробимым материалом. При малом статическом моменте дебаланса и частоте вращения вибратора 1080 мин$^{-1}$ он вообще не поддается разрушению.

Поскольку дробилка КИД-300 рассчитана на прием кусков размером до 20 мм, брикеты корундового шамота предварительно дробили в виброщековой дробилке. Гранулометрический состав исходного продукта показан на рис. 53.

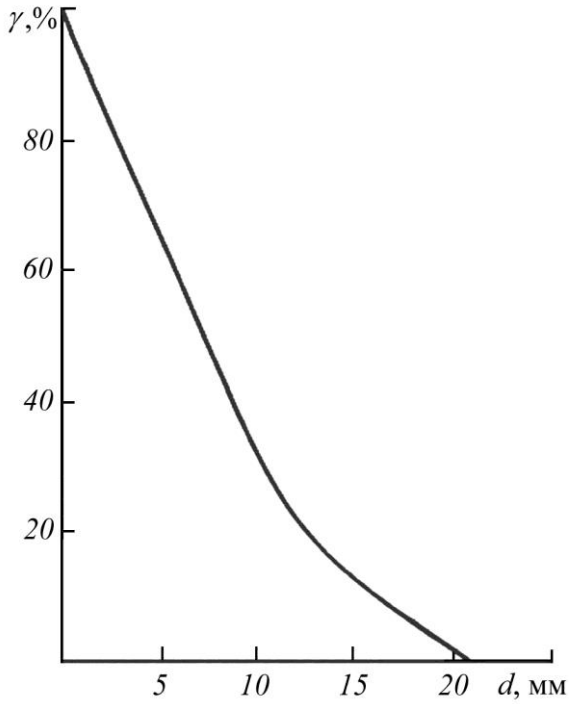


Рис. 53. Гранулометрическая характеристика исходного корундового шамота.

Гранулометрический состав продуктов дробления на выходе КИД-300 при различных размерах разгрузочной щели и дробящей силы показан на рис. 54. На рис. 55 показана зависимость производительности инерционной дробилки при дроблении корундового шамота от размера разгрузочной щели (при максимальной дробящей силе).

Из приведенных экспериментальных кривых видно, что для эффективной дезинтеграции корундового шамота необходимо использовать максимальную дробящую силу. По мере увеличения разгрузочной щели производительность дробилки как по исходному материалу, так и по классу –0,5 мм возрастает, однако содержание мелкого класса в готовом продукте падает. При частоте вращения вибратора 1080 мин$^{-1}$, разгрузочной щели 6 мм и максимальном моменте дебаланса дробилка имела производительность по исходному продукту 1220 кг/ч при содержании класса –0,5 мм 38 %, т. е. 465 кг/ч. Однако это не предел производительности. Для получения продукта,

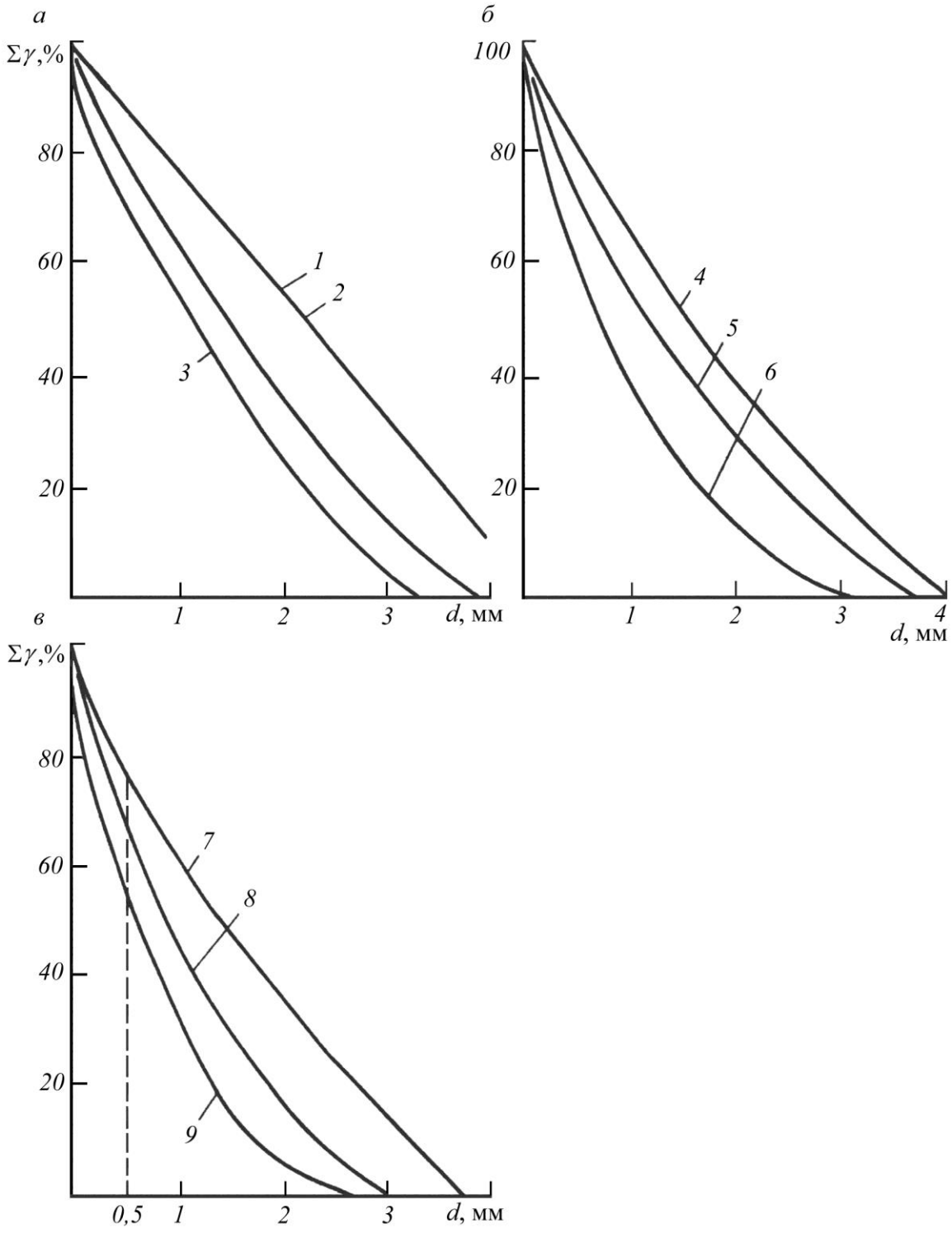


Рис. 54. Гранулометрические кривые дробленого корундового шамота при *P* =2 МПа (*а*); 3 МПа (*б*) и 4 МПа *(в*):

1 – щель 8 мм, *Q*=2860 кг/ч; *2* – щель 6 мм, *Q* = 890 кг/ч; *3* – щель 4 мм, *Q* = 390 кг/ч; *4* – щель 8 мм, *Q*=2850 кг/ч; *5* – щель 6 мм, *Q* = 1110 кг/ч; *6* – щель 4 мм, *Q* = 570 кг/ч; *7* – щель 8 мм, *Q* = 2440 кг/ч; *8* – щель 6 мм, *Q* = 1220 кг/ч; *9* – щель 4 мм, *Q* = 650 кг/ч.

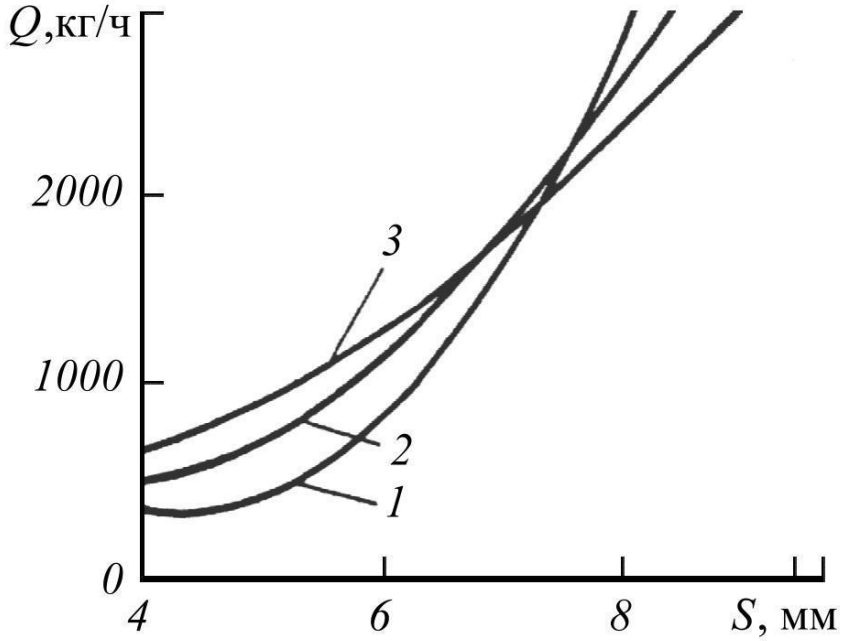


Рис. 55. Зависимость производительности *Q* инерционной дробилки от размера разгрузочной щели *S* при дроблении корундового шамота:

1–3 – при *P*, соответственно равном 2; 3 и 4 МПа.

содержащего 46 % мелкого класса, можно увеличить частоту вращения вибратора до 1480 мин$^{-1}$. В этом случае при разгрузочной щели 8 мм производительность дробилки по исходному питанию составляет 1200 кг/ч или 550 кг/ч по дробленому продукту. Гранулометрический состав продукта для этого режима работы дробилки представлен ниже:

Класс крупности, мм	–3+2,5	–2,5+2	–2+0,8	–0,8+0,5	–0,5+0,315
Содержание, %	9,42	5,95	26	12,3	10,4

Класс крупности, мм	–0,315+0,2	–0,2+0,063	–0,063+0,04	–0,04
Содержание, %	8,2	13,15	3,85	10,73

Исследования по определению дробимости пластинчатого корунда проводили на обломках бракованных и отслуживших свой срок изделиях крупностью до 20 мм, а также на плитках размером 50х50 мм, имеющих толщину 1-2 мм. Кроме того, подвергалось дезинтеграции также предварительно измельченное сырье крупностью –3 мм.

Переменным параметром в этой серии испытаний был размер разгрузочной щели дробилки (он варьировался от 4 до 8 мм) с целью получения максимальной производительности при заданной характеристике гранулометрического состава продукта на выходе дробилки. Частота вращения вибратора была равна 1480 мин$^{-1}$, статический момент дебаланса – близкий к максимальному.

В табл. 18 приведены сравнительные характеристики гранулометрического состава продуктов дробления.

Таблица 18

Гранулометрический состав продуктов дробления, %

Номер сит, мкм	Заданный	Полученный	Полученный с учетом отсева фракции +300 мкм
350	0	55,4	0
150	20-45	14,6	32,8
53	43-57	20,5	46

Производительность дробилки по готовому продукту в зависимости от вида исходного сырья составляла 200-400 кг/ч, что вполне соответствовало требованиям заказчика на этот вид продукции.

Анализируя результаты испытаний по дробимости пластинчатого корунда, можно сделать вывод, что виброинерционное оборудование практически по всем показателям превосходят применяемые в настоящее время виброшаровые мельницы и валковые дробилки. Так, по данным завода «Казогнеупор» при дроблении пластинчатого корунда производительность дробилки КИД-300 превосходит производительность мельницы «Пала-26» фирмы «Клекнер Гумбольдт Дейц» в 3-4 раза, при этом на выпуск единицы продукции затрачивается в 5-6 раз меньше электроэнергии.

По сравнению с валковой дробилкой износостойкость мелющих поверхностей КИД-300 возрастает в 10-15 раз.

Проведены специальные исследования по измельчению в дробилке КИД-300 и КИД-600 различных огнеупорных материалов: магнезитовых сваров завода «Магнезит», высокоглинистого шамота Семилукского огнеупорного завода. Ориентировочная крепость по шкале М. М. Протодьяконова магнезитовых сваров и электрокорунда составляет 9-12, высокоглинистого шамота – примерно 18.

Определены оптимальные динамические параметры, обеспечивающие широкий диапазон зернового состава порошков.

Установлено, что максимальная степень сокращения при измельчении всех материалов достигается при наиболее пологом профиле дробящей полости (угол наклона 30°) и частоте вращения вибратора 1780 мин$^{-1}$; максимальная производительность обеспечивается при угле наклона дробящей полости 40° и частоте вращения вибратора 1280 мин$^{-1}$. Наибольшее влияние на производительность и степень сокращения оказывает профиль дробящей полости.

По данным табл. 19 можно проследить влияние некоторых варьируемых параметров на технологические показатели дробилки. Видно, что, варьируя частоту вращения вибратора и давление на материал, можно получить различный зерновой состав порошка. При этом следует учитывать характер влияния этих параметров на производительность дробилки.

Характерно, что содержание мелких фракций в порошке, полученном в инерционных дробилках, значительно больше, чем в разгрузке эксцентриковых дробилок, даже если максимальный размер частиц в этих продуктах дробления одинаков. Например, при измельчении корунда с размером кусков до 70 мм в дробилке КИД-600 при производительности до 30 т/ч получается продукт, в котором содержится 90 % фракции −5 мм. Если средний размер поступающих кусков составляет 28 мм, то средний размер частиц дробленого продукта −1,5 мм, т. е. степень сокращения равна примерно 18.

Таблица 19

Зерновой состав магнезита, измельченного в дробилке КИД-300 при различных ее динамических параметрах и угле наклона дробящей полости 30°

Номер опыта	Производи-тельность дробилки, кг/ч	Частота вращения вибратора, мин$^{-1}$	Давление на материал в дробящей полости, МПа	Содержание (%) фракций, мкм						
				2500	2500-1250	1250-800	800-400	400-160	160-63	63
1	1235	1280	2	14,2	31,8	14,7	9,4	6,7	5,8	20,5
2	1895	1280	4	3,7	23,6	16,9	11,4	9,2	8,6	26,6
3	1560	1280	3	6,3	30,4	17,1	10,2	7,6	7,9	20,5
4	1620	1480	4	1,5	20,5	18,5	11,8	9,0	8,8	29,9
5	1465	1480	3	2,5	26,5	4,7	13,6	10,6	9,5	32,7
6	1250	1480	2	5,1	29,0	17,0	10,2	7,9	6,6	24,2
7	1380	1780	3	1,1	17,1	16,8	11,8	9,6	8,6	35,0
8	1240	1780	2	2,6	24,6	17,4	11,0	9,2	8,2	27,0
9	1415	1780	4	0,3	6,1	13,9	12,7	11,1	11,0	44,9

Инерционные дробилки были внедрены на Красногоровском, Белокаменском, Часов-Ярском, Никитовском огнеупорных заводах, а также на заводе «Казогнеупор». Новые технологические линии снизили производственные площади и затраты электроэнергии в 3 раза. Одновременно почти втрое увеличились межремонтные сроки дробильного оборудования.

Особый вид огнеупорного сырья представляет периклаз, используемый в качестве огнеупорного и электроизолирующего материала для работы в особо жестких условиях. Его прочностные характеристики не так высоки как для перечисленных выше металлургических огнеупоров. В значительной степени они зависят от качества дробленого материала, который используется в технологии производства периклаза, в частности, от селективности раскрытия зерен и их геометрической формы.

На основе дробилок КИД-300 разработана и внедрена технологическая линия переработки электротехнического периклаза. Она позволила значительно усовершенствовать и упростить традиционную технологию дезинтеграции периклаза, основанную на применении валковых дробилок. Технологическая схема отделения дробления периклазового завода приведена на рис. 56.

Блоки периклаза дробят бутобоями и кувалдами до кусков −300 мм. Затем производится ручная разборка периклаза на электротехнический (магнезитовый и оборотный недоплав) и металлургический. Металлургический периклаз периодически дробят до 3-0 мм и отгружают на сталеплавильные заводы. Оборотный недоплав направляют на повторную плавку. Магнезитовый электротехнический периклаз на основании химических анализов разделяется на высший, первый, второй и третий классы.

Рассортированный периклаз крупностью −300 мм в контейнерах доставляют в дробильное отделение и после взвешивания разгружают в приемный бункер. Из бункера лотковым питателем тяжелого типа периклаз подают в щековую дробилку СМ-741, где его дробят до крупности 80 мм. Разгрузку дробилки собирают в контейнеры и тельфером поднимают в бункер

среднего дробления. Из этого бункера лотковым питателем периклаз подают в щековую дробилку СМ-165А, а после нее самотеком – в валковую дробилку ДВГ-3М. После дробления продукт ленточным элеватором направляют на трехступенчатое мелкое дробление.

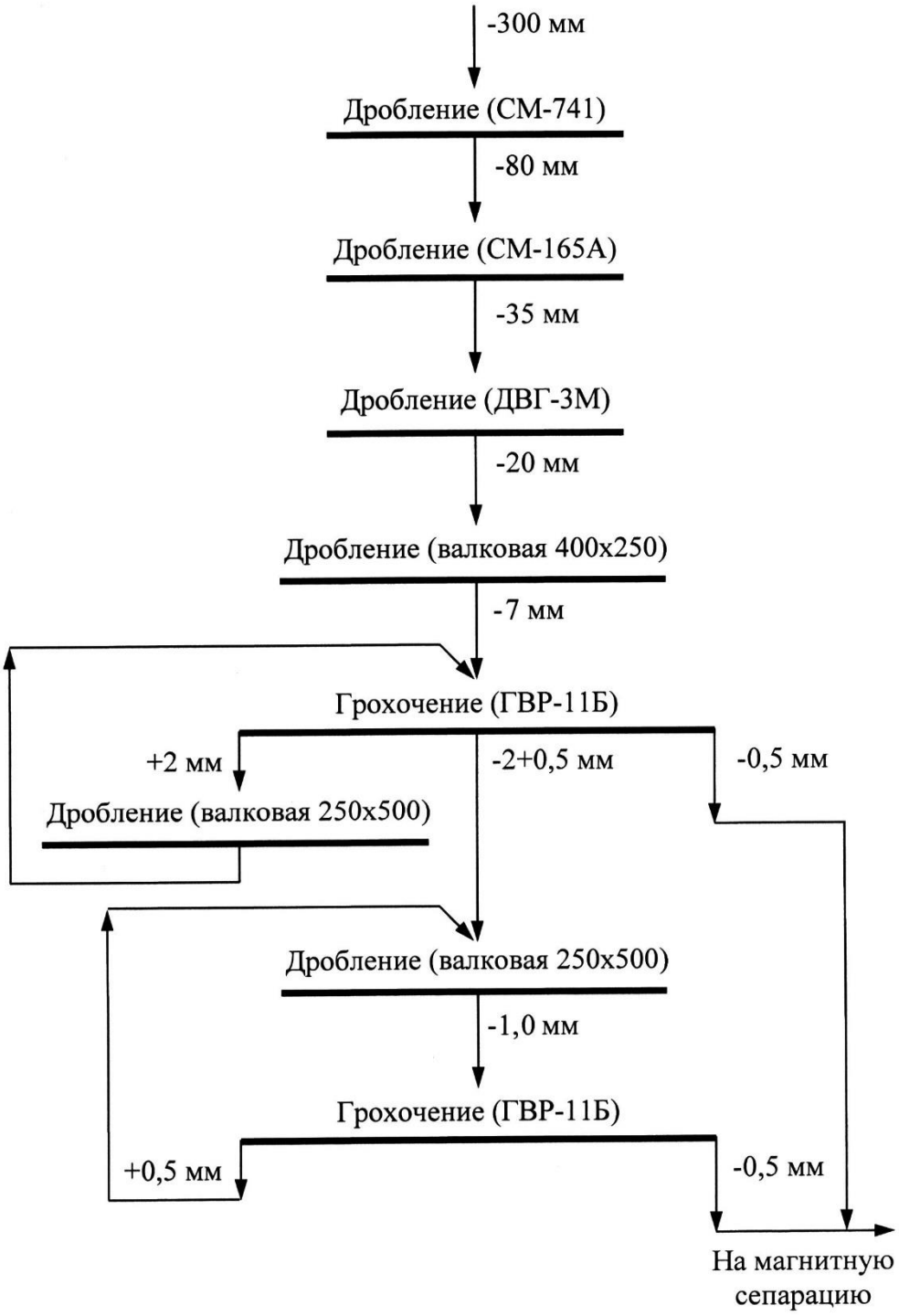


Рис. 56. Технологическая схема отделения дробления периклазового завода.

Первая ступень мелкого дробления производится на валках диаметром 400 мм, длиной 250 мм в открытом цикле при разгрузочной щели 4,5 мм. После I ступени материал самотеком поступает на двухдечный грохот ГВР-11Б. Грохот оборудован двумя сетками с ячейками размером 2х2 мм и 0,5х0,5 мм. Продукт +2 мм элеватором ЛГ-160 поднимается на II ступень – в валковую дробилку с диаметром валков 250 мм, длиной 500 мм и разгрузочной щелью 2 мм. Продукт дробления II ступени идет самотеком на тот же грохот ГВР-11Б. Промежуточный продукт грохота загружают в валковую дробилку III ступени (диаметр валков 250 мм, длина 500 мм, разгрузочная щель 0,5 мм), после которой он поступает на второй грохот ГВР-11Б с ячейками сетки размером 0,5х0,5 мм. Верхний продукт грохота элеватором ЛГ-160 направляют снова в валковую дробилку III ступени. Нижний продукт обоих грохотов элеваторами ЛГ-160 подают в бункер перед электромагнитной сепарацией. Цель этой операции – извлечение железа, образующегося в процессе дробления, и слабомагнитных оксидов железа, ухудшающих диэлектрические свойства периклаза.

С целью совершенствования и упрощения технологии дробления периклаза в институте были изготовлены четыре дробилки КИД-300. Монтаж дробилок осуществлен в соответствии с технологической схемой, показанной на рис. 57. После дробления на щековой дробилке СМ-165 и валковой ДВГ-3М материал поступает в элеватор ЛГ-160, затем на грохот ГВ-06, сетка которого имеет ячейки размером 20х20 мм. Верхний продукт грохота возвращается на додрабливание в дробилку СМ-165, а нижний (–20 мм) элеватором ЛГ-160 подается на грохот ГИЛ-32. На последнем материал разделяется на три класса: –20+2; –0,2+0,5 и –0,5 мм. Первые два класса объединяют и элеватором ЛГ-160 подают в бункер, питающий дробилки КИД-300, а нижний продукт грохота (–0,5 мм) элеватором ЛГ-160 направляют на электромагнитную сепарацию.

В дробилки КИД-300 периклаз поступает самотеком из бункера. Продукт дробления КИД-300 элеватором возвращается на грохот ГИЛ-32.

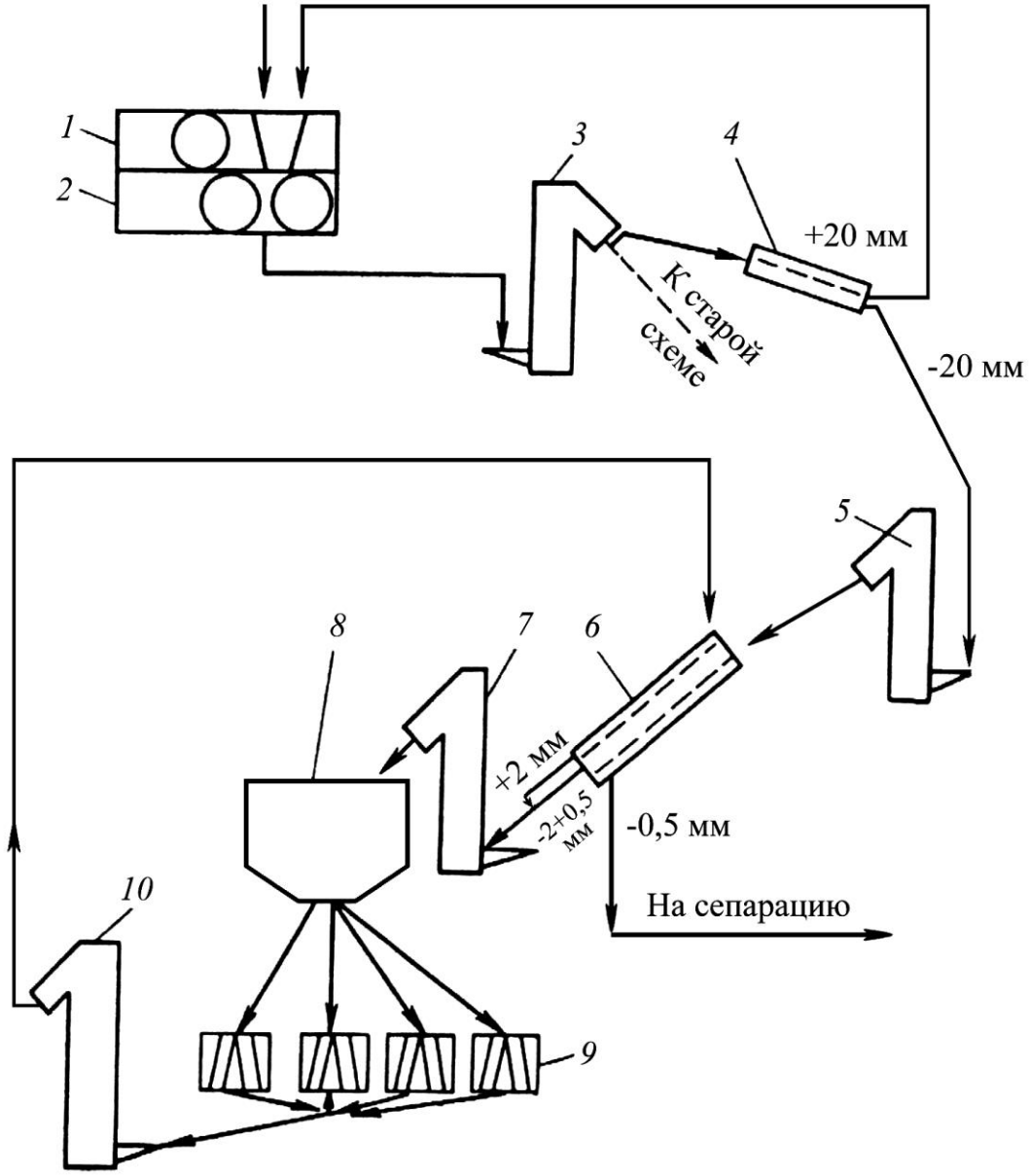


Рис. 57. Схема цепи аппаратов для дробления периклаза с применением дробилок КИД-300:

1 – щековая дробилка; *2* – валковая дробилка; *3, 5, 7, 10* – элеваторы; *4, 5* – грохоты; *8* – бункер; *9* – инерционные дробилки КИД-300.

Установка скальпирующего грохота ГВ-06 позволила исключить из питания дробилок КИД-300 куски размером крупнее 20 мм, которые, попадая в верхнюю зону камеры дробления КИД-300, тормозили прохождение материала, нарушая нормальные условия работы дробилок. Дополнительная сетка с ячейками размером 2х2 мм на грохоте ГИЛ-32 позволила предохранить

основную сетку с ячейками размером 0,5х0,5 мм от излишне больших динамических воздействий и увеличить эффективность грохочения.

Для обеспечения нормальной работы дробилок установлен ряд датчиков и устройств, автоматически контролирующих возникновение неполадок. С их помощью осуществляют контроль:

– наличия материала в дробящей полости дробилки;
– температуры масла и блокировку дробилки в случае превышения заданной температуры;
– потребляемого электродвигателем тока;
– давления масла в системе маслосмазки.

Электродвигатели дробилок сблокированы с работой маслостанции.

Технологические испытания дробилок в производственных условиях проведены в два этапа. На первом из них определены оптимальные параметры дробилок применительно к измельчению периклаза, на втором – изучены технологические показатели работы дробилок в процессе их эксплуатации.

Для снижения содержания пылевидной фракции периклаза проведена серия опытов при частоте вращения вибратора 1500; 1200 и 1050 мин$^{-1}$. Установлено, что минимальное содержание класса –0,063+0 мм достигается при 1050 и 1200 мин$^{-1}$ (более низкая частота не обеспечивает устойчивую работу дробилки).

Следующая серия опытов ставила своей задачей определить статический момент дебаланса и профиль футеровок дробящих конусов для двух последних значений частоты вращения вибратора, при которых будет достигнута максимальная производительность и минимальное содержание пылевидных классов. Оптимальные параметры дробилки для переработки периклаза определены при частоте вращения вибратора 1050 мин$^{-1}$.

Для сравнения показателей работы цеха по существующей (с валковыми дробилками) и новой (с дробилками КИД-300) схемам проведены контрольные испытания.

Выход продуктов при дроблении в валковых дробилках (числитель) и в КИД-300 (знаменатель), %

Продукт:	
товарный	83,1/87,3
ПЭ-ЗП	4,5/3,4
пыль грохочения	1,7/1,7
пыль циклона	2,6/2,2
магнитная фракция	1,3/1,3
механические потери	5,7/4,1

Внедрение дробилок КИД-300 для мелкого дробления периклаза крупностью 20-0 мм по сравнению с валковыми дробилками обеспечивает увеличение выхода товарного продукта на 3-4 % за счет снижения механических потерь и содержания периклаза марки ПЭ-ЗП.

Усовершенствованная технология переработки периклаза с использованием конусных инерционных дробилок КИД-300 и магнитных сепараторов конструкции института позволила:

- упростить технологическую схему;
- сократить механические потери периклаза и потери его с магнитным продуктом на 2,4 %;
- увеличить выход периклаза марок «К» (крупного) на 3,5 %;
- обеспечить получение готовой продукции, не содержащей сильномагнитных примесей (аппаратное железо и др.);
- улучшить условия труда за счет лучшей герметизации оборудования, удобства и безопасности при эксплуатации.

2.4. Регенерация литейных песков

Качество металлического литья зависит от физико-химических характеристик формовочных смесей. К их числу относят такие параметры, как содержание глинистой составляющей, гранулометрический состав, форма зерен, химический и минеральный составы, физико-механические свойства (газопроницаемость, прочность).

Основа формовочных смесей – кварцевые пески. В настоящее время основное направление в получении таких песков – их обогащение, поскольку месторождения, не требующие обогащения, в основном, выработаны. Применяемые схемы обогащения включают в себя большое число технологических операций, высокоэффективное и энергоемкое оборудование (дробилки, грохоты, гидравлические классификаторы, промывочные гидроциклоны, установки для сушки и охлаждения в кипящем слое и т. д.), что, естественно, приводит к значительному удорожанию готового продукта.

В настоящее время в нашей стране добывается свыше 8 млн. тонн в год кварцевого песка для формовочных смесей. Из них более 90 % песка после одноразового использования направляется в отвалы, засоряя обширные территории. Если при этом учесть, что запасы высокосортных кварцевых песков истощаются, постепенно увеличиваются дальность их перевозок и затраты на первичное обогащение, то важность решения задачи регенерации песков из отработанных формовочных смесей приобретает особую актуальность.

Несмотря на то, что в настоящее время предложен ряд методов регенерации песков (механический, пневматический, гидравлический, термический и комбинированный), они не получили достаточно широкого применения из-за сложности проблемы и необходимости в ряде случаев больших капиталовложений. Вместе с тем, установлено, что для приготовления литейных форм можно использовать до 98 % оборотной смеси.

Самый дешевый метод регенерации – механический. Его применяют главным образом за рубежом (ФРГ, Франция, Швейцария, Австрия и др.), однако эффективность этого метода оказалась недостаточно высокой вследствие несовершенства технологического оборудования для оттирки связующего. Наиболее характерные недостатки применяемых в настоящее время схем:

– низкая эффективность оттирки;

– значительное переизмельчение зерен кварца, приводящее к снижению модуля крупности, уменьшению выхода регенерата и увеличению содержания глинистой составляющей в продукте;

– ограниченность номенклатуры формовочных смесей, на которых возможно и экономически целесообразно использование регенерации;

– как правило, низкая механическая и технологическая надежность традиционного оборудования.

Все перечисленные недостатки препятствуют широкому внедрению традиционного механического метода регенерации песка, несмотря на его экономичность и простоту. Поэтому в ряде стран (США, Японии и др.) предпочитают применять более сложные и трудоемкие методы гидравлической, гидротермической регенерации, особенно для дорогостоящих песков (циркониевых и др.).

Особенности выбора технологической схемы и режимов регенерации каждого вида наполнителя диктуется в большей мере степенью различия прочностных свойств материалов зерна и композита.

С этой точки зрения наиболее характерными представителями крайних значений этих соотношений и являются отработанные формовочные смеси.

Прочность на сжатие кварцевых зерен и обожженной формовочной смеси отличается в 50-100 раз.

Своеобразие процессов регенерации песков заключается и в различии требований к регенерату, как по гранулометрическому составу, так и по характеру поверхностей зерен и степени оттирки от них связки.

Для регенерата формовочных песков необходима округлая форма зерен, обеспечивающая высокую газопроницаемость формовочных смесей. Кроме того, для формовочных песков необходимо до минимума снизить содержание связки.

Требования к гранулометрическому составу регенерата формовочных песков в основном сводятся к ограничению содержания в нем класса мельче 50 мкм (при условии полной деагломерации композита без переизмельчения зернистой составляющей).

Положительный опыт применения инерционных дробилок КИД для дезинтеграции самых различных по физико-механическим свойствам материалов показал, что по своим технологическим и конструктивным параметрам они значительно превосходят вибромельницы, которые до настоящего времени применяют в схемах механической регенерации песка.

Включение в технологическую схему регенерации песка дробилок КИД в принципе дает возможность существенно повысить эффективность оттирки, избегая при этом переизмельчения материалов, поскольку в дробящей полости дробилок этого типа (в оптимальном режиме их работы) создается нагрузка, разрушающая связку, но не достаточная для раскалывания зерна [7].

В институте на базе дробилки КИД-300 и оригинального пневмоклассифицирующего оборудования создана опытная установка производительностью 800 кг/ч (рис. 58), обеспечивающая регенерацию формовочного песка, применяемого в жидкостекольных формовочных смесях (ЖСС). Последние относят к числу наиболее труднорегенерируемых, поскольку они характеризуются такими показателями, как высокие механическая прочность и адгезионная способность пленок жидкого стекла, их термическая стойкость и медленная растворимость в водной среде.

Качественно-количественная схема опытно-промышленной установки для регенерации формовочных песков показана на рис. 59.

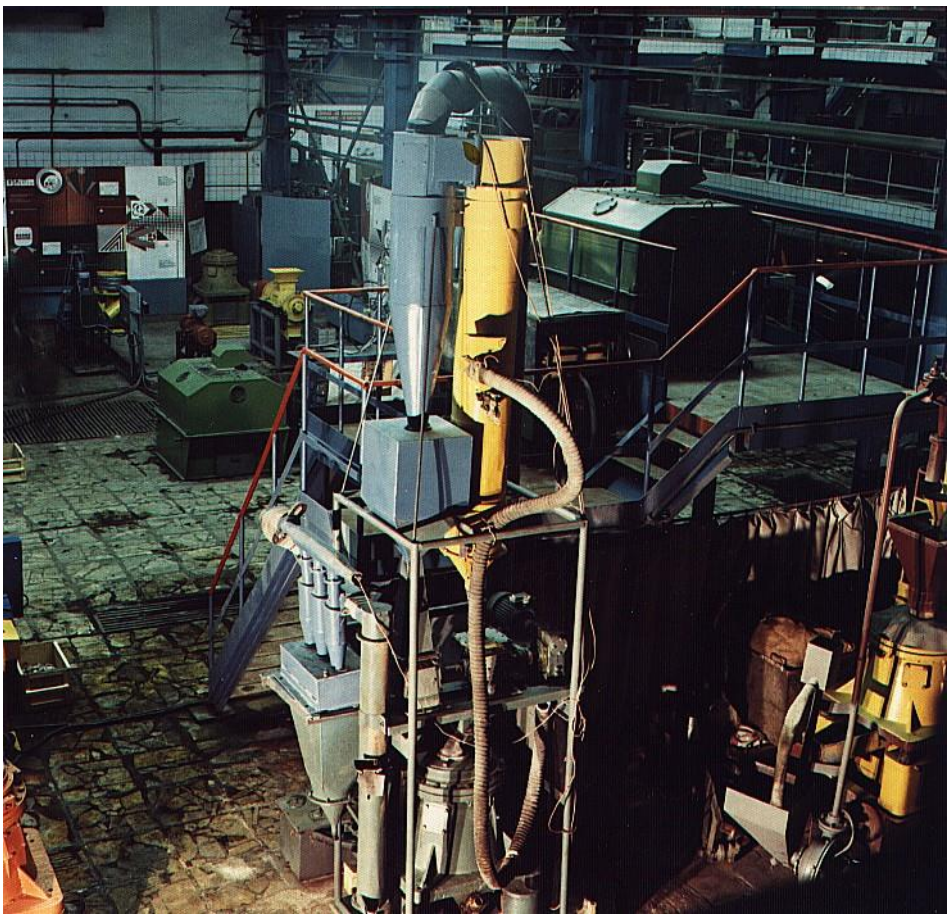


Рис. 58. Опытная установка для регенерации формовочного песка на базе дробилки КИД-300.

Для предварительного дробления крупных кусков песчаных стержней и форм, содержащих металлическую арматуру, холодильники или выплески металла, в схеме предусмотрено применение виброщековой дробилки, выдающей дробленый продукт с размером кусков –20 мм. Операция магнитной сепарации в схеме предусмотрена для выделения из процесса посторонних металлических включений.

Предварительно раздробленную регенерируемую формовочную смесь загружают в инерционную дробилку непосредственно из бункера под давлением массы своего столба и подвергают в ее рабочей полости интенсивным знакопеременным нагрузкам, обеспечивающим высокоэффективную оттирку пленок жидкого стекла с поверхности зерен песка. При этом усилие, развиваемое дебалансным вибратором,

подбирается экспериментальным путем с учетом предела прочности связующего вещества, но оно не должно превосходить прочность зерен кварцевого песка.



Рис. 59. Технологическая схема регенерации формовочных песков на основе ЖСС.

Форма дробящей полости принимается такой, чтобы обеспечить перемещение частиц от загрузки к разгрузке по свернутой в спираль вокруг

конуса циклоиде. Смесь находится внутри камеры несколько секунд, подвергаясь примерно 200 воздействиям пульсирующей нагрузки. За каждый цикл частицы меняют ориентировку относительно друг друга, что способствует активной оттирке связки.

Несмотря на то, что разгрузочный зазор между конусами устанавливается в 10-20 раз превышающим размеры частиц песка, их отделение друг от друга обеспечивается полностью благодаря внутрислойному принудительному самоизмельчению смеси.

Регулируя плотность материала в камере дробления, частоту и силу воздействия дробящего конуса, можно получать хорошо очищенный от связки продукт.

Существенное повышение выхода кондиционных классов регенерата при одновременном снижении содержания глинистой составляющей ниже допустимых норм достигается за счет применения нового воздушного гравитационного сепаратора, который благодаря своим конструктивным особенностям не требует герметизации трактов ввода продукта и выхода готового регенерата. Отсутствие движущихся частей и зон зависания продуктов сепарации наряду с высокой (более 85 %) эффективностью классификации обеспечило возможность построения достаточно простой схемы на стадиях классификации и обеспыливания.

В технологическую схему, кроме перечисленных аппаратов, в качестве вспомогательных узлов вошли оригинальный винтовой виброэлеватор, магнитные шкивы и двухстадиальная система обеспыливания с вытяжным вентилятором.

На описанной установке были проведены предварительные исследования с целью определения оптимальных критериев режима работы основного оборудования (инерционной дробилки и воздушного сепаратора) и качества регенерации формовочных песков.

В качестве базовой была выбрана жидкостекольная смесь, применяемая на одном из машиностроительных заводов.

В процессе оптимизации конструктивных и режимных параметров узла измельчения и оттирки (дробилки КИД) учитывались выход кондиционного класса (+50 мкм) и содержание основной фракции. Режимы воздушной сепарации оптимизировали по критерию выхода кондиционного регенерата.

С целью выбора оптимальных режимных параметров дробилки КИД-300 варьировались размер разгрузочной щели, частота вращения вибратора и статический момент дебаланса.

Дробящую силу дебаланса изменяли от 10 до 70 кН, размер разгрузочной щели от 2 до 8 мм. Испытания проводили при частоте вращения вибратора 1450 и 980 мин$^{-1}$.

На рис. 60 показаны зависимости выхода кондиционной и основной фракций от дробящей силы и частоты вращения вибратора. Наилучшие результаты удалось получить при дробящей силе 10-20 кН. В этом режиме содержание основной фракции составляет 72 %, а выход готового продукта приближается к 97 %. Из соображений более качественной и надежной оттирки дробящая сила принята равной 20 кН. Дальнейшие исследования показали, что эта дробящая сила, обеспечивающая эффективную оттирку материала, является оптимальной для формовочных смесей из песков самых различных месторождений.

По соображениям надежности работы привода частота вращения вибратора была принята равной 980 мин$^{-1}$. На этой же частоте отмечается некоторый рост выхода готового продукта.

На рис. 61 показаны зависимости выхода основной и кондиционной фракций от производительности дробилки, а на рис. 62 – зависимость производительности от размера разгрузочной щели. Исходя из накопленных экспериментальных данных, в рекомендуемых установках производительностью до 800 кг/ч режимные параметры дробилок КИД-300 следующие: дробящая сила дебаланса – 20 кН; частота вращения вибратора – 980 мин$^{-1}$; разгрузочная щель – 8 мм.

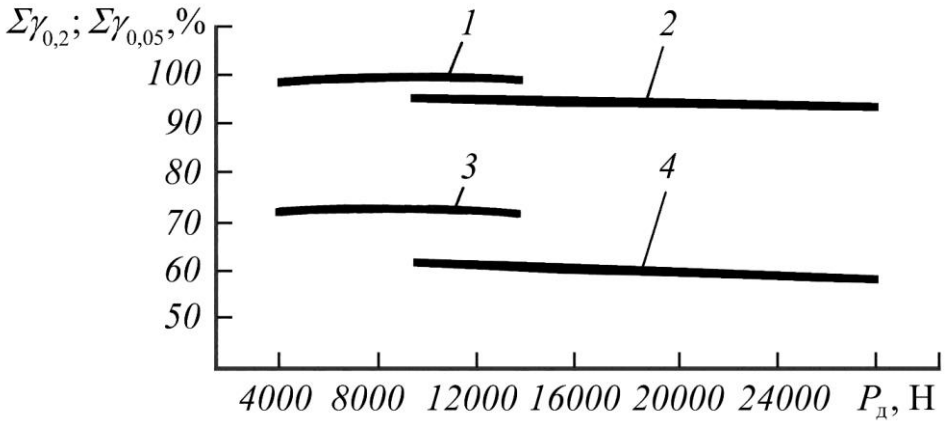


Рис 60. Зависимость выхода кондиционного класса +0,05 мм $\gamma_{0,05}$ (*1, 2)* и основной фракции $\gamma_{0,2}$ *(3, 4)* от частоты *n* вращения дебаланса и дробящей силы $P_Д$ при разгрузочной щели 8 мм:

1–4 – соответственно при *n*=980; 1450; 980; 1450 мин$^{-1}$.

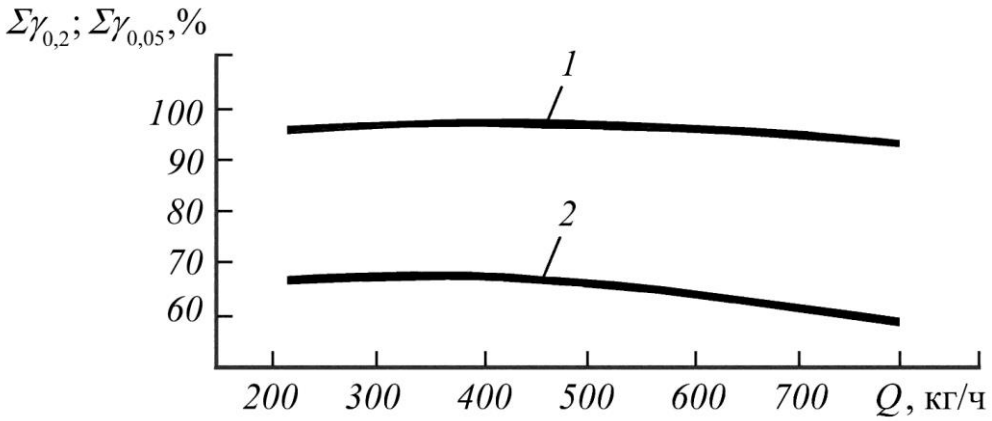


Рис. 61. Зависимость выход кондиционного класса $\gamma_{0,05}$ *(1)* и основной фракции $\gamma_{0,2}$ *(2)* от производительности Q дробилки.

Применение в технологической схеме установки операции магнитной сепарации оказалось целесообразным в связи с тем, что находящиеся в отработанной формовочной смеси мелкие частицы металла оказывают отрицательное влияние на процесс дезинтеграции и оттирки в инерционной дробилке. Было установлено, что при содержании таких включений до 1 % в дробленых продуктах содержится до 7 % частиц класса +1 мм, часть из которых представлена спекшимися конгломератами. При отсутствии

металлических частиц, близких к размеру разгрузочной щели, этот показатель снижается в 7 раз, а в классе +1 мм конгломераты отсутствуют полностью.

После дезинтеграции исходного материала в инерционной дробилке основная масса оттертого связующего концентрируется в некондиционном классе (–50 мкм), который удаляется в последующей операции пневмоклассификации.

Требования к гранулометрическому и химическому составам формовочных песков регламентируются ГОСТ 2138-84, в котором предусматривается, что все вредные для использования в смесях частицы и химические элементы должны удаляться с мелкими фракциями материала (–50 мкм), прошедшего дезинтеграцию и оттирку.

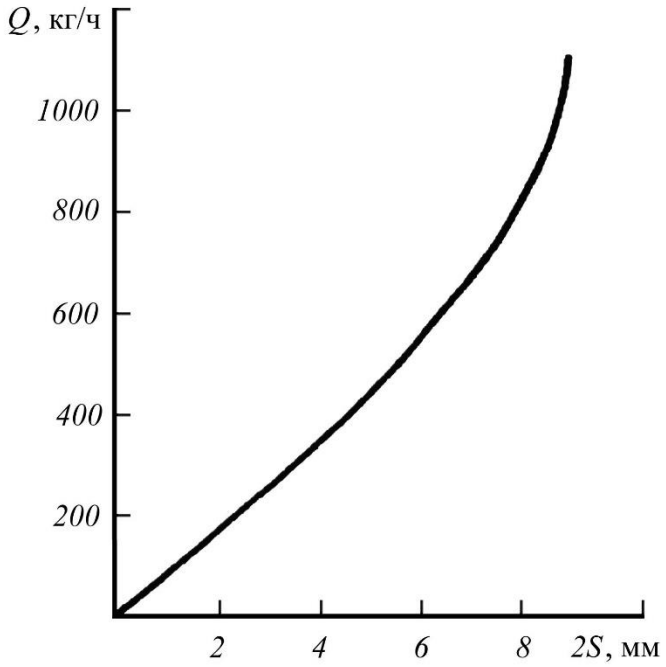


Рис. 62. Зависимость производительности *Q* КИД-300 от размера разгрузочной щели.

Поскольку гравитационные классификаторы с такой границей разделения в настоящее время не выпускают, в институте разработан принципиально новый тип спирально-вихревых пневмоклассификаторов.

Спирально-вихревые пневмоклассификаторы реализуют новый способ разделения по крупности, в котором на восходящий классифицирующий поток накладываются горизонтальные высокочастотные аэродинамические

колебания в сочетании с многократными перечистками материала за счет его пересыпания под углом к классифицирующему потоку по многозаходным спиралям перемещающегося направления навивки.

Классификаторы разработаны в двух модификациях:

– со свободной засыпкой исходного материала в приемный бункер и выгрузкой крупной фракции самотеком; перепад разрежения в классификаторе не превышает 300 Па;

– с подачей исходного материала в классификатор пневмотранспортом, например, из-под дробилки или другого измельчительного или классифицирующего оборудования; перепад давления в этом аппарате более высокий, но, как правило, не превышает 2-3 кПа. Выгрузка готового материала осуществляется через герметичный отгружатель.

В том и другом случае классификаторы работают в режиме удаления мелкого продукта пневмотранспортом в двухступенчатую систему пылеосаждения.

Для технологических схем различной производительности разработан типоразмерный ряд аппаратов.

Технические характеристики спирально-вихревых пневмоклассификаторов КВ

Производительность по продукту с плотностью 2750 кг/м^3 при граничной крупности разделения 50 мкм (для различных модификаций), кг/ч	5–35000
Крупность разделения, мкм	40–1000
Влажность материала, %	2–5
Максимальная крупность исходного материала	До 1/50 диаметра аппарата
Диаметр аппарата (у различных модификаций), мм	50–2500
Удельный расход воздуха при разделении по крупности 50 мкм, м^3/кг	0,8–1,2
Эффективность классификации по Ханкоку и контролю на ситах, %	80–90
Извлечение по граничной крупности разделения, %, не менее	95

На рис. 63 и 64 приведены результаты работы классификаторов КВ-150 (диаметр корпуса 150 мм) при различной степени разрежения и производительности по исходному питанию. Из полученных зависимостей видно, что в широком диапазоне производительности и изменения разрежения воздуха эффективность классификации изменяется незначительно, что при использовании классификаторов в производственных условиях имеет существенное значение.

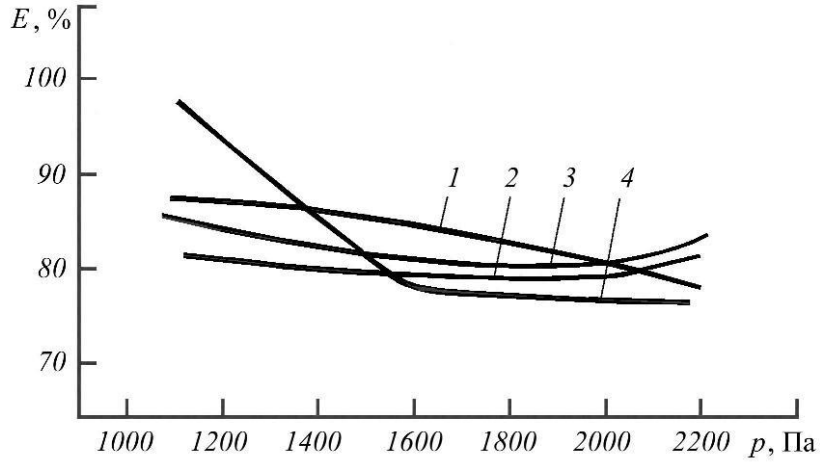


Рис. 63. Зависимость эффективности классификации *E* от степени разрежения p при различной производительности по исходному питанию:

1 – 4 – соответственно при *Q*=30; 40; 60; 80 кг/ч.

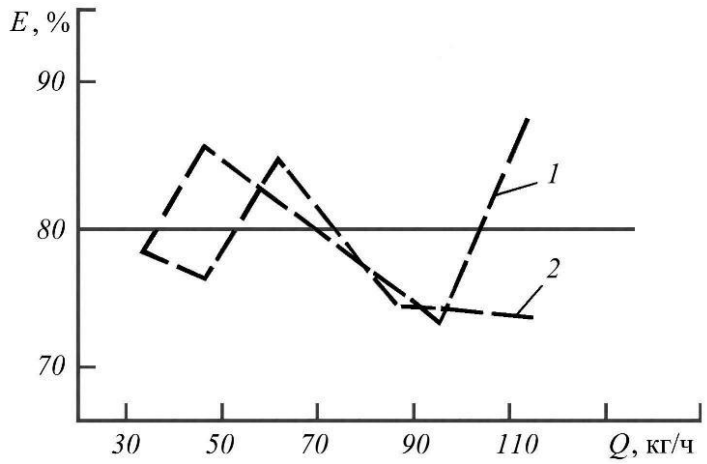


Рис. 64. Зависимость эффективности классификации *E* от производительности *Q* при различной степени разрежения:

1, 2 – соответственно при *p* = 1,6; 2,2 кПа.

На рис. 65 *а* показана зависимость выхода кондиционного продукта от граничного зерна разделения, а на рис. 65 *б* – от производительности классификатора.

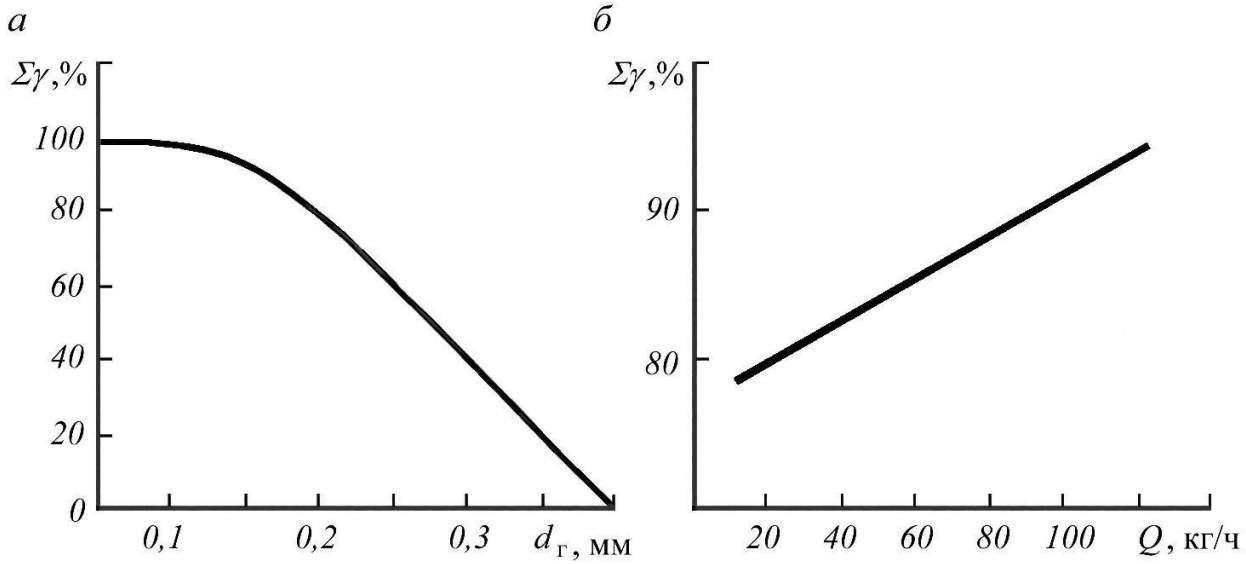


Рис. 65. Зависимость выхода кондиционного регенерата Σγ от граничного зерна разделения $d_г$ (*а*) и от производительности *Q* классификатора (*б*).

На рис. 66 показана типовая гранулометрическая характеристика регенерата.

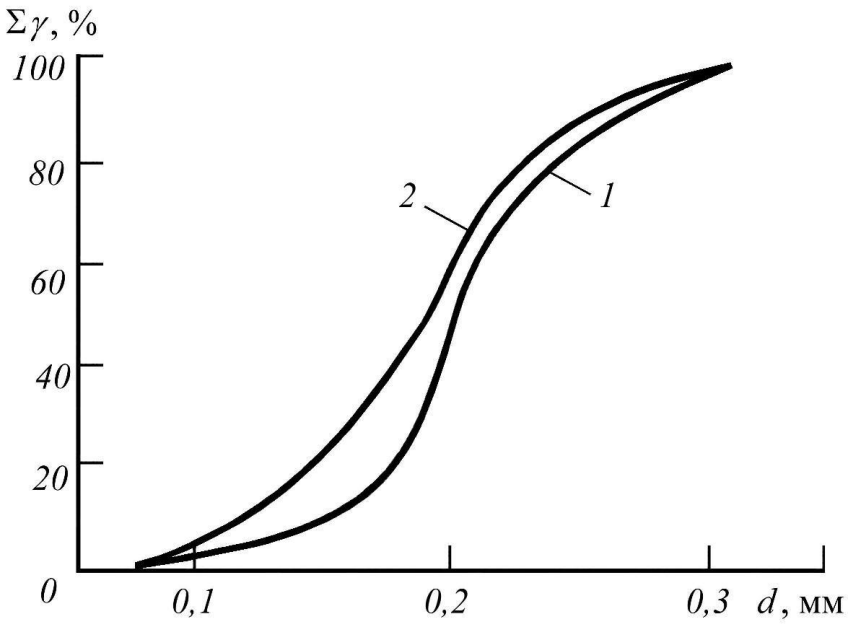


Рис. 66. Характеристики крупности исходного песка (*1*) и регенерата (*2*).

Установлено, что практически при всех режимах классификации содержание основной функции удовлетворяет требованиям к этому параметру ГОСТ 2138-84 на пески формовочные.

В результате проведенных испытаний определены удельные показатели по производительности и расходу воздуха, равные соответственно 0,8 кг/см^2 площади сепарационного пространства и 1 м^3/кг исходного питания соответственно. Детальные исследования классификаторов на различных материалах и при различных режимах их работы послужили основанием для некоторых уточнений конструктивных параметров аппаратов. В частности, были изменены плотность и угол наклона спиральной навивки, составившей 45-60° к горизонтали в зависимости от адгезионной способности материала.

Навивка рекомендована четырехзаходная для классификаторов диаметром до 1 м и восьмизаходная для аппаратов большего диаметра.

В качестве критерия оптимизации режимных параметров дробилки КИД и классификатора был принят выход кондиционного класса(+50 мкм) и содержание основной фракции.

Было установлено, что в широком диапазоне производительности установки (от 100 до 800 кг/ч) выход кондиционного продукта изменяется незначительно и в среднем составляет 85,2 %. Содержание основной фракции в регенерате с увеличением производительности несколько падает (рис. 67, *а*), однако остается в пределах ГОСТа. При содержании в регенерате класса –50 мкм не более 0,5 % содержание основной фракции в зависимости от выхода регенерата изменяется по кривой, показанной на рис. 67, *б.*

Удельные энергозатраты в оптимальных режимах, в которых проводились дальнейшие эксперименты, составляли не более 15 кВт·ч/т.

В ходе эксперимента определялось качество смесей, приготавливаемых с различным содержанием регенерата и из регенератов различных циклов использования. Весь цикл исследований проводился на усредненной пробе

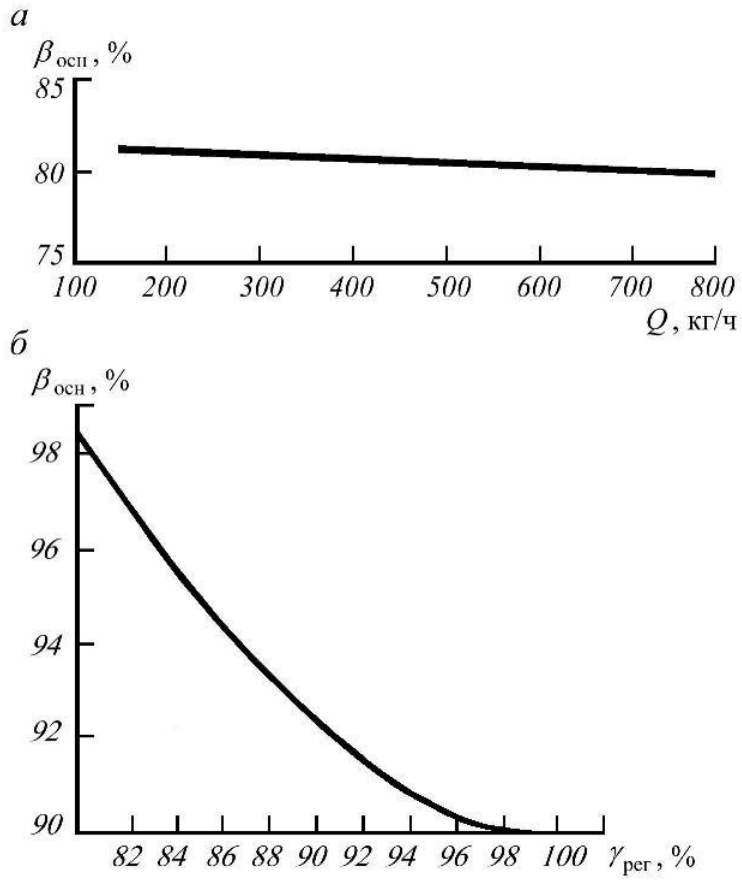


Рис. 67. Зависимость содержания основной фракции $\beta_{осн}$ от производительности установки Q (*а*) и от его выхода (*б*) $\gamma_{рег}$.

кварцевого песка марки 2КО2А, характеристика крупности которого представлена на рис. 66. Смеси приготовляли с содержанием жидкого стекла 5 %, 1 %-го водного раствора едкого натра, отверждение велось по CO_2-процессу. В табл. 20 приведены физико-механические свойства смесей, приготовленных из чистого песка и содержащих 60; 80 и 100 % регенерата.

Таблица 20

Физико-механические свойства смесей с различным содержанием регенерата

Содержание регенерата, %	Прочность при сжатии, Н/см^2	Влажность, %	Осыпаемость, %	Газопроницаемость, ед.
0	120	0,030	0,16	178
60	121	0,032	0,20	230
80	127	0,032	0,24	230
00	129	0,029	0,16	300

Путем последующего использования регенерата для контрольных отливок были проведены эксперименты по 5-кратной регенерации смеси с содержанием регенерата 80 %.

Несмотря на практическую идентичность технологических свойств смесей на чистом песке и содержащих 80 % регенерата, от дальнейших опытов пришлось отказаться из-за неизбежных в каждом цикле потерь, не позволяющих в течение большого числа циклов поддерживать содержание регенерата на исходном уровне.

Поэтому весь цикл регенерации до установления соотношения между добавляемым в смесь исходным песком и содержанием в ней регенерата различных циклов регенерации, характерного для непрерывного производственного процесса, осуществлялся при содержании регенерата в смеси 60 %. В этом случае для получения практически стабильного состава смеси достаточно было провести семь циклов регенерации (табл. 21).

На основании большого экспериментального материала, полученного в процессе испытаний в различных режимах установки для регенерации горелых смесей, могут быть сделаны следующие основные выводы:

- регенерат, получаемый по разработанной технологии, может быть успешно использован для приготовления ЖСС с отверждением по CO_2-процессу;
- технологические характеристики дробильного, оттирочного и классифицирующего оборудования позволяют получать стабильный по свойствам регенерат в широком диапазоне их режимных и конструктивных параметров;
- динамическая уравновешенность всех аппаратов позволяет при проектировании участков и цехов, по меньшей мере, в 5 раз снизить объем капитального строительства за счет компоновочных решений;
- удельные энергозатраты (при оптимизации режимных параметров, входящего в установку оборудования) оказались в несколько раз

меньше, чем в наиболее совершенных отечественных и зарубежных установках механической регенерации.

Аппаратурное оформление опытно-промышленной установки. Для первичного дробления выбрана виброщековая дробилка ВЩД 80х300, которая имеет производительность до 4 т/ч. Такой запас производительности гарантирует устойчивую работу «под завалом» последующей стадии измельчения и оттирки в инерционной дробилке КИД-300, что является одним из условий ее надежной эксплуатации. Работа дробилки «под завалом» обеспечивается за счет установки буферной емкости (бункера) с объемом не менее 1,5 $м^3$. Выделение посторонних металлических включений производится при помощи электромагнитных шкивов ЭШ-65/63, которые размещаются перед бункером и на выходе дробилки КИД-300.

Операция разделения раздробленного продукта производится на пневмоклассификаторе КВ-500 (диаметром 500 мм), имеющем максимальную производительность по регенерируемой смеси 1500 кг/ч. Запас производительности гарантирует надежную и высокоэффективную работу установки при всех возможных изменениях параметра текучести материала. Кроме того, повышенная производительность пневмоклассификатора может оказаться необходимой при работе на других регенерируемых материалах, например, на холоднотвердеющих смесях.

На конечной стадии процесса регенерации используется двухстадиальная схема пылеосаждения либо в циклонах ЦН-15-300 (диаметром 300 мм) и рукавных фильтрах с механическим встряхиванием ФВ или ФВК-30, либо в циклонах ЦН-15-300 и циклоне-промывателе той же производительности.

В опытно-промышленной установке, созданной в институте и на заводе «Станколит», использован первый вариант пылеосаждения.

На основании результатов эксплуатации установки на заводе «Станколит» с производительностью 800 кг/ч сделан вывод о пригодности разработанной технологии и оборудования для получения регенерата,

Таблица 21

Физико-химические и технологические свойства формовочных смесей с использованием регенерата различных стадий регенерации

Свойства смесей	Характеристика условий опытов																			
	5 циклов регенерации с использованием 80 % регенерата, твердеющего по CO_2-процессу						7 циклов регенерации с использованием 60 % регенерата, твердеющего по CO_2-процессу								7 циклов регенерации с использованием 60 % регенерата в холоднотвердеющих смесях							
	0	**I**	**II**	**III**	**IV**	**V**	**0**	**I**	**II**	**III**	**IV**	**V**	**VI**	**VII**	**0**	**I**	**II**	**III**	**IV**	**V**	**VI**	**VII**
Прочность при сжатии, кгс/см^2	11,0	12,9	11,6	9,0	9,8	11,3	12,1	12,1	12,0	11,6	11,8	11,8	11,6	11,1	3,5	4,6	5,2	7,1	7,5	7,7	6,1	4,6
Осыпаемость, %	0,2	0,16	0,47	0,16	0,41	0,17	0,22	0,2	0,13	0,36	0,21	0,2	0,25	0, 14	0,25	0,55	0,7	036	0,3	0,1	0,08	0,14
Влажность, %	3,06	3,36	3,7	2,66	3,44	2,66	3,0	3,16	3,24	3,16	3,28	3,22	3,2	3,44	7,44	7,1	6,7	7,0	6,7	6,8	7,0	7,0
Газопроницаемость, ед.	178	300	240	240	310	270	178	230	240	230	240	260	250	245								
Содержание Na_2O, %	0,37	0,4	0,62	0,8	0,85	0,89		0,51	0,72	0,86	0,78	0,82	0,74	0,76								
Содержание $S1O_2$, %	94,5	94,69	93,03	94,49	94,08	93,89	95,4	96,11	96,32	89,77	95,78	94,32	95,82	95,82								
РН водной вытяжки		10,6	10,8	10,6	10,8	10,6	6,8	11,2	11,2	9,9	10,8	10,2	11,1	11,1								
Текучесть, мм															120	140	150	145	145	140	150	145
Живучесть, мин															18	14	17	15	17	17	20	17

заменяющего, по крайней мере, на 80 % свежий песок и, соответственно, на столько же снижающего его потребление. Удельные энергозатраты на регенерацию составили не более 15 кВт·ч/т. Гранулометрическая характеристика регенерата показана на рис. 69.

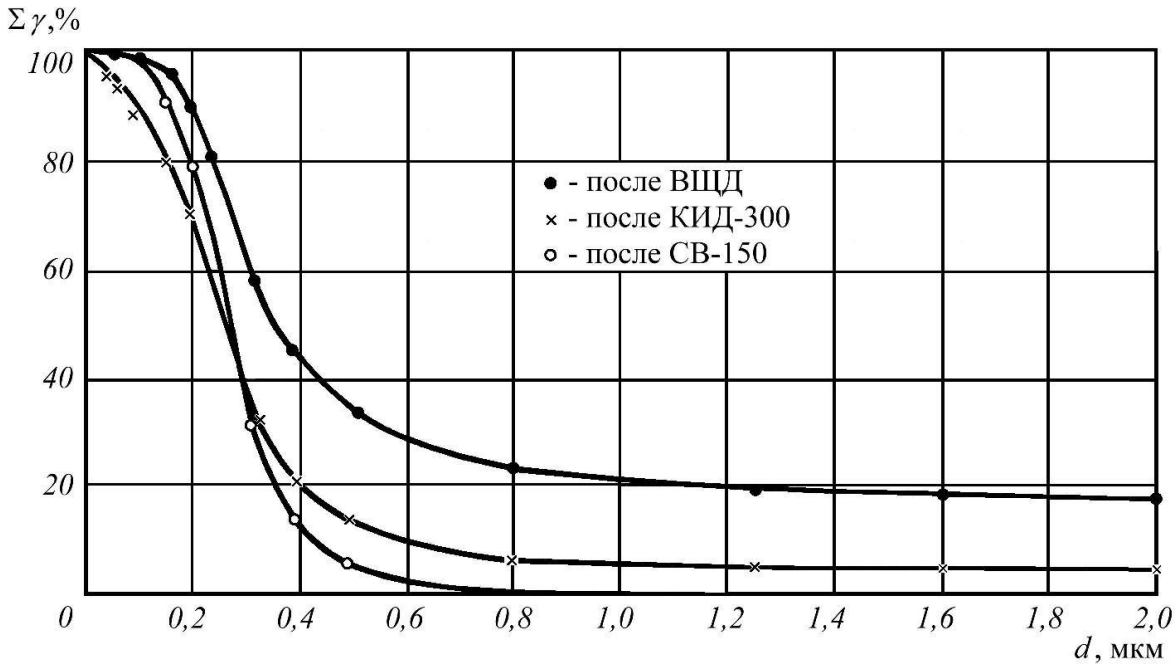


Рис. 69. Типовая гранулометрическая характеристика регенерата.

На основе установки с производительностью 800 кг/ч и на базе дробилок ВЩД 100х1400 и КИД-450, а также оригинального пневмоклассифицирующего оборудования в институте создана опытная установка производительностью 8 т/ч, обеспечивающая регенерацию формовочного песка, применяемого в жидкостекольных формовочных смесях (ЖСС). Последние относятся к числу наиболее труднорегенерируемых, поскольку характеризуются такими показателями, как высокая механическая прочность и адгезионная способность пленок жидкого стекла, их термическая стойкость и медленная растворимость в водной среде.

Качественно-количественная схема опытно-промышленной установки для регенерации формовочных песков представлена на рис. 70. Для предварительного дробления крупных кусков песчаных стержней и форм, содержащих металлическую арматуру: холодильники или выплески металла,

в схеме предусмотрено применение виброщековой дробилки, выдающей дробленый продукт с размером кусков менее 20 мм. Операция магнитной сепарации в схеме предусмотрена для выделения из процесса посторонних металлических включений.



Рис. 70. Качественно-количественная схема установки для регенерации формовочных песков.

Предварительно раздробленная регенерируемая формовочная смесь загружается в инерционную дробилку непосредственно из бункера под давлением массы своего столба и подвергается в ее рабочей полости

интенсивным знакопеременным нагрузкам, обеспечивающим высокоэффективную оттирку пленок жидкого стекла с поверхности зерен песка.

Форма дробящей полости принимается такой, чтобы обеспечить перемещение частиц от загрузки к разгрузке по свернутой в спираль вокруг конуса циклоиде. Смесь находится внутри камеры несколько секунд, подвергаясь примерно 200 воздействиям пульсирующей нагрузки. За каждый цикл частицы меняют ориентировку относительно друг друга, что способствует активной оттирке связки.

Несмотря на то, что разгрузочный зазор между дробящими конусами устанавливается в 10-20 раз превышающим размеры частиц песка, их отделение друг от друга соответствует технологическим требованиям благодаря внутрислойному принудительному самоизмельчению смеси. Регулируя плотность материала в камере дробления, частоту и силу воздействия дробящего конуса, можно получать хорошо очищенный от связки продукт.

Существенное повышение выхода кондиционных классов регенерата при одновременном снижении содержания связующего ниже допустимых норм достигается за счет применения нового воздушного гравитационного сепаратора, который благодаря своим конструктивным особенностям не требует герметизации трактов ввода продукта и выхода готового регенерат классификации и обеспыливания.

В технологическую схему, кроме перечисленных аппаратов, в качестве вспомогательных узлов вошли: оригинальный винтовой виброэлеватор, магнитные шкивы и двухстадиальная система обеспыливания с вытяжным вентилятором.

На описанной установке были проведены предварительные исследования с целью определения оптимальных критериев режима работы основного оборудования (инерционной дробилки и воздушного сепаратора) и качества регенерации формовочных песков.

В качестве базовой была выбрана жидкостекольная смесь, применяемая на одном из машиностроительных заводов.

В процессе оптимизации конструктивных и режимных параметров узла измельчения и оттирки (дробилки КИД) учитывались выход кондиционного класса (+50 мкм) и содержание основной фракции. Режимы воздушной сепарации оптимизировались по критерию выхода кондиционного регенерата.

С целью выбора оптимальных режимных параметров дробилки КИД-450 варьировались размер разгрузочной щели, частота вращения вибратора и статический момент дебаланса.

Дробящая сила дебаланса изменялась в пределах от 10000 до 70000 Н, размер разгрузочной щели – от 2 до 8 мм. Испытания проводились при двух значениях частоты вращения вибратора: 1450 и 980 мин$^{-1}$.

Наилучшие результаты зафиксированы при значениях дробящей силы, находящихся в пределах 10000-20000 Н. В этом режиме массовая доля основной фракции составляет 72 %, а выход годного продукта приближается к 97 %. Из соображений более качественной и надежной оттирки дробящая сила принята равной 20000 Н. Дальнейшие исследования показали, что это значение дробящей силы, обеспечивающей эффективную оттирку материала, является оптимальным для формовочных смесей из песков самых различных месторождений.

По соображениям надежности работы привода, частота вращения вибратора была принята равной 980 мин$^{-1}$. Кстати, на этой частоте отмечается некоторый рост выхода готового продукта.

Применение в схеме магнитной сепарации оказалось целесообразным в связи с тем, что находящиеся в отработанной формовочной смеси мелкие частицы металла оказывают отрицательное влияние на процесс дезинтеграции и оттирки в инерционной дробилке.

После дезинтеграции исходного материала в инерционной дробилке основная масса оттертого связующего концентрируется в некондиционном

классе –50 мкм, который удаляется в последующей операции пневмоклассификации.

Спирально-вихревые пневмоклассификаторы реализуют новый способ разделения по крупности, в котором на восходящий классифицирующий поток накладываются горизонтальные высокочастотные аэродинамические колебания в сочетании с многократными перечистками материала за счет его пересыпания под углом к классифицирующему потоку по многозаходным спиралям перемежающегося направления навивки.

Классификаторы разработаны двух модификаций:

– со свободной засыпкой исходного материала в приемный бункер и выгрузкой крупной фракции самотеком; перепад разряжения в классификаторе не превышает 30 мм в. ст.;

– с подачей исходного материала в классификатор пневмотранспортом, например, из-под дробилки или другого измельчительного или классифицирующего оборудования: перепад давления в этом аппарате более высокий, но, как правило, не превышает 200-300 мм в.ст. Выгрузка готового материала осуществляется через герметичный отгружатель.

В том и другом случае классификаторы работают в режиме удаления мелкого продукта пневмотранспортом в двухступенчатую систему пылеосаждения.

Для технологических схем различной производительности разработан типоразмерный ряд аппаратов, технические характеристики которых представлены в табл. 22.

В качестве критериев оптимизации режимных параметров дробилки КИД и классификатора были приняты выход кондиционного класса (+50 мкм) и содержание основной фракции. Технологические характеристики работы ВЩД, КИД и КВ приведены в таблицах 23, 24 и 25.

Было установлено, что в широком диапазоне производительности установки (от 1 до 8 т/ч) выход кондиционного продукта изменяется незначительно и в среднем составляет 85,2 %. Содержание основной фракции

в регенерате с увеличением производительности несколько падает, однако остается в пределах ГОСТа.

Таблица 22

Технические характеристики спирально-вихревых пневмоклассификаторов КВ

Параметры	Норма
Производительность по продукту с плотностью 2,75 т/м^3 при граничной крупности разделения 50 мкм (для различных модификаций), кг/ч	5-35000
Крупность разделения, мкм	40-1000
Влажность материала, %	2-5
Максимальная крупность исходного материала	до 1/50 диаметра аппарата
Диаметр аппарата, мм	50-2500
Удельный расход воздуха при разделении по крупности 50 мкм, м^3/кг	0,8-1,2
Эффективность классификации по Ханкоку и контролю на ситах, %	80-90
Извлечение по граничной крупности разделения, %, не менее	95

Таблица 23

Основные параметры и характеристики работы дробилки ВЩД 100х1400 на Севморзаводе

Параметры	Норма
Производительность при номинальной ширине выходной щели, т/ч	до 20
Размер кусков питания, мм, не более	80
Крупность дробленого материала, мм, не более	35
Размеры приемного отверстия, мм, не менее	
длина	1400
ширина	100
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	0,4-0,5

Таблица 24

Основные параметры и характеристики работы дробилки КИД-450 на Севморзаводе

Параметры	Норма
Производительность на материале влажностью не более 4 %, т/ч	4,5-5,5
Размер кусков питания, мм, не более	35
Крупность готового продукта, мм	0-4
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	2,6-3,1

Таблица 25

Основные параметры и характеристики работы воздушного классификатора КВ-1000 на Севморзаводе

Параметры	Норма
Производительность, т/ч	до 8
Минимальное разрежение для классификации по классу 50 мкм, мм вод. ст.	180
Эффективность классификации при влажности классифицируемого материала до 1,5 % по Ханкоку и контролю на ситах, %	90
Удельные затраты разряженного воздуха при разделении по крупности 50 мкм, $м^3$/кг	0,5-1,5

Удельные энергозатраты в оптимальных режимах, в которых проводились дальнейшие эксперименты, составляли не более 15 кВт·ч/т.

В ходе эксперимента определялось качество смесей, приготавливаемых с различным содержанием регенерата из различных циклов использования. Весь цикл исследований проводился на усредненной пробе кварцевого песка марки 2КО2А. Смеси приготавливались с массовой долей жидкого стекла 5 %, водного раствора едкого натра 1 %, отверждение велось по CO_2-процессу. В табл. 26 приведены физико-механические свойства смесей, приготовленных из чистого песка и содержащих 60, 80 и 100 % регенерата.

Таблица 26

Физико-механические свойства смесей с различным содержанием регенерата

Массовая доля регенерата, %	Прочность при сжатии, Н/см^2	Влажность, %	Осыпаемость, %	Газопроница-емость, ед.
0	120	0,030	0,16	178
60	121	0,032	0,20	230
80	127	0,032	0,24	230
100	129	0,029	0,16	300

На основании большого экспериментального материала, полученного в процессе испытаний в различных режимах установки для регенерации горелых смесей, могут быть сделаны следующие основные выводы:

– регенерат, получаемый по разработанной технологии, может быть успешно использован для приготовления ЖСС с отверждением по CO_2-процессу;

– технологические характеристики дробильного, оттирочного и классифицирующего оборудования позволяют получать стабильный по свойствам регенерат в широком диапазоне их режимных и конструктивных параметров;

– динамическая уравновешенность всех аппаратов позволяет при проектировании участков и цехов по меньшей мере в 5 раз снизить объем капитального строительства за счет компоновочных решений;

– удельные энергозатраты (при оптимизации режимных параметров входящего в установку оборудования) оказались в несколько раз меньше, чем в наиболее совершенных отечественных и зарубежных установках механической регенерации.

В литейном цехе Севастопольского морского завода эксплуатируется принципиально новая промышленная установка для регенерации жидкостекольных смесей (рис. 71). Она имеет производительность 8 т/ч и базируется на технологической схеме и оборудовании, разработанном институтом.

В установках для регенерации отработанных смесей эффективная работа узла классификации продукта оттирки и частиц кварцевого песка имеет большое значение, так как, в конечном счете, определяет качество получаемого регенерата. Испытания показали, что спирально-вихревой пневмоклассификатор КВ-1000 работает надежно, позволяет в широких пределах плавно регулировать границу разделения продуктов и обеспечивает высокую эффективность разделения и извлечения (85 и 95 %, соответственно). В процессе его работы происходит интенсивное охлаждение регенерата с 70 до 18 °С, что существенно повышает технологические свойства приготовляемых на его основе смесей.

Новая установка позволила снизить энергоемкость процесса оттирки в 20 раз; уменьшить площади, занимаемые участком регенерации в 5 раз; снизить себестоимость 1 т регенерата более чем в 10 раз.

Качество поверхностей отливок, полученных с использованием 80 % регенерата, не отличается от качества поверхностей отливок, полученных на чистом песке.

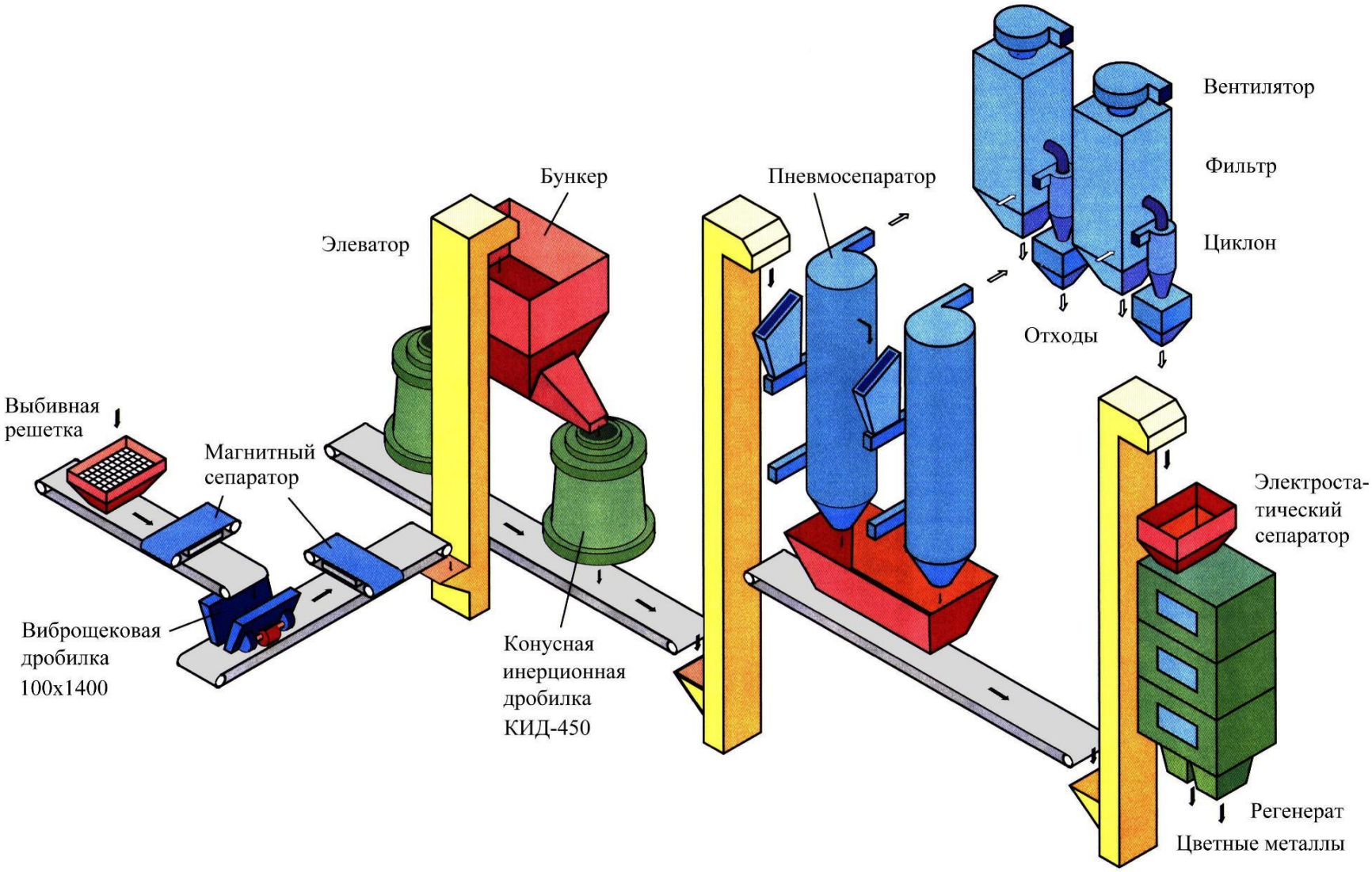


Рис. 71. Схема цепи аппаратов для регенерации литейных песков на Севастопольском заводе.

2.5. Утилизация отходов производства керамики

На предприятиях по производству строительной керамики подготовка так называемых отощающих материалов, составляющих в смеси с глиной керамическую шихту, начинается с дробления и тонкого измельчения исходных сырьевых компонентов. В цикле дробления обычно применяют щековые дробилки, в цикле измельчения – шаровые, струйные и виброшаровые мельницы. Все они характеризуются высоким энергопотреблением, излишним переизмельчением материала и нежелательным окатыванием частиц продукта.

Поэтому совершенствование и упрощение технологии подготовки шихты, в частности, применительно к условиям Ленинградского завода керамических изделий (ЛЗКИ) являлось одной из актуальных задач технического перевооружения этого предприятия [7].

Керамические термокислотоупорные плитки и кислотоупорный кирпич изготовляют из пластичных тугоплавких или огнеупорных глин с низкой температурой спекания с введением отощающей добавки, в качестве которой используется шамот. В шамот могут входить различные отходы огнеупорного футеровочного лома, канализационных труб, кислотоупорных изделий и частично бой метлахских плиток.

Существующая технологическая схема подготовки шамота для составления керамической шихты включает следующее оборудование и операции по обработке сырья.

Исходный материал в виде кусков крупностью до 300 мм маятниковым питателем загружается в щековую дробилку СМ-741 с приемным отверстием 400х900 мм. Из нее продукт –25 мм через железоотделитель поступает в шаровую мельницу размером 2,7х1,4 м с электродвигателем мощностью 55 кВт, обеспечивающую производительность до 3 т/ч (удельный расход электроэнергии – 18 кВт·ч/т).

Мельница I стадии измельчения загружена шарами диаметром 80-100 мм, выполненными из стали марки 110Г13Л. Намол материала мелющих тел в продукт достигает 2 кг на 1 т шамота.

Требования к зерновому составу молотого шамота (остаток на сите) приведены ниже:

Размер отверстий сита, мм	3,2	1	0,5
Остаток на сите, %	<3	>40	40-50

По данным ЛЗКИ продукт на выходе шаровых мельниц имеет существенные колебания гранулометрического состава:

Класс крупности, мм	+3	+2	+1	+0,5	+0,25	–0,25
Содержание, %	6-11	12-20	26-40	6-16	7-13	16-28

Такой большой разброс крупности частиц отрицательно сказывается на стабильности качества готовых изделий.

Мельница работает в непрерывном цикле, недоизмельченный надрешетный продукт +3,5 мм возвращается на доизмельчение.

Для тонкого измельчения отощающих материалов, например, при производстве метлахской плитки используют мокрые шаровые мельницы периодического действия TMNP-24.

При измельчении трудноизмельчаемого материала (твердость 4-5 по шкале Мооса и крепость 8-14 по шкале М. М. Протодьяконова) до крупности 63 мкм производительность мельниц не превышает 0,28-0,3 т/ч, что соответствует удельной энергоемкости 63 кВт·ч/т.

Загрузка и разгрузка этих мельниц связаны не только с потерями машинного времени, но и требуют значительных затрат ручного труда. Кроме того, использование мельниц периодического действия не позволяет автоматизировать процесс массоприготовления.

Предварительные испытания дробилки КИД-300 для приготовления отощающих компонентов шихты строительной керамики показали, что по ряду своих технологических и эксплуатационных показателей (низкие удельные энергозатраты, относительная стабильность крупности измельченного продукта, возможность управления крупностью зерна, хорошая селективность раскрытия и др.) она значительно превосходит традиционное измельчительное оборудование, применяемое на заводах строительной керамики. Продукт инерционных дробилок характерен высоким содержанием мелких фракций, что приближает его к продукту барабанных мельниц, но вместе с тем продукт практически не содержит окатанных частиц, что имеет большое значение для повышения качества готовых изделий.

Существенным является также низкий намол металла мелющих тел. Для некоторых видов керамических изделий этот показатель имеет настолько большое значение, что вынуждает использовать нестандартные барабанные мельницы, мелющие тела которых и футеровка выполнены из специальной износостойкой керамики. Это приводит к удорожанию процесса, повышает его энергозатраты. Возрастает в этом случае и продолжительность цикла измельчения, что, в конечном счете, отражается на производительности технологической линии в целом.

Конфигурация дробящей полости инерционных дробилок оказывает значительное влияние на технологическую эффективность их работы, поэтому для исследования этого фактора было изготовлено пять комплектов броней дробящей полости (рис. 72).

При установке на наружный и внутренний конусы каждого из комплектов броней проводили испытания при изменении давления в дробящей полости (2; 3 и 4 МПа) путем выбора трех значений статического момента дебаланса. Кроме того, частоту вращения вибратора принимали равной 1280; 1480 и 1780 мин$^{-1}$.

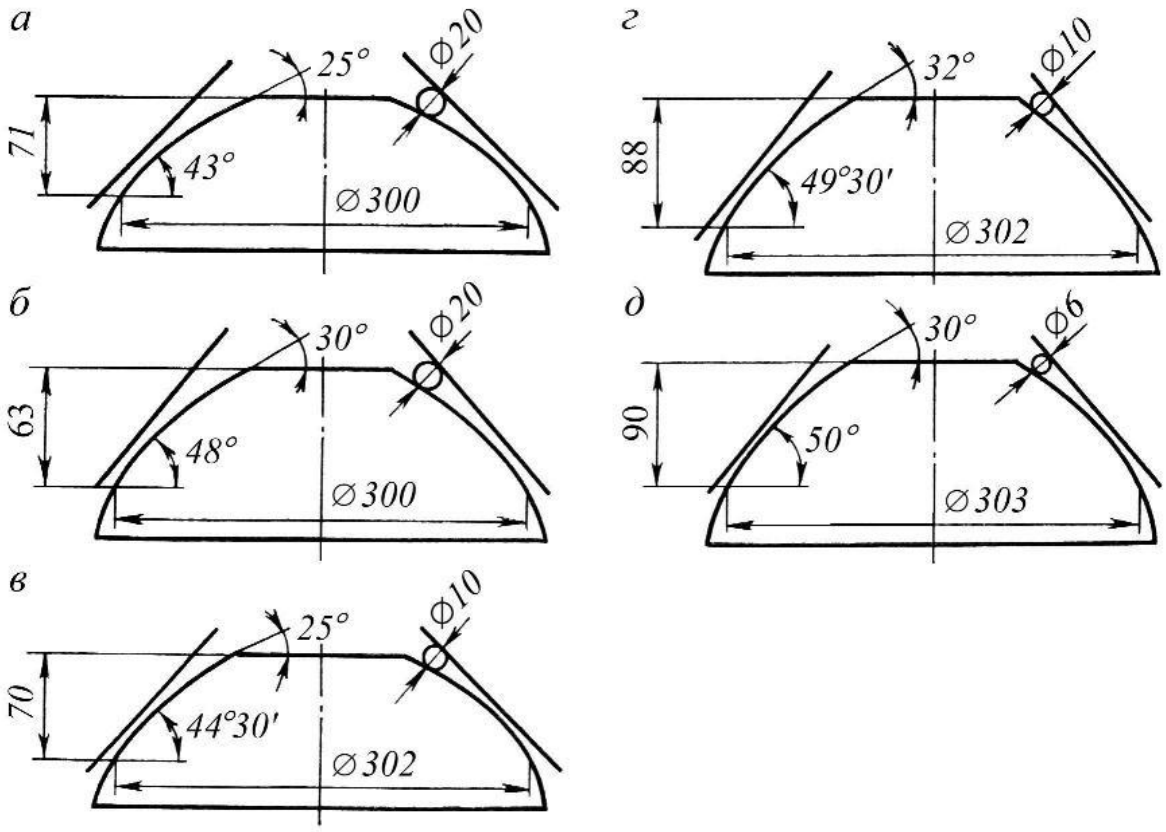


Рис. 72. Профили дробящей полости КИД-300:

а – д – соответственно профили 111; 112; 113; 114; 115.

Установлено, что при увеличении давления на материал в два раза (с 2 до 4 МПа) производительность возрастает на 30 %, средневзвешенный размер частиц в продукте снижается на 30 %, в такой же пропорции возрастает выход класса (например, –0,5 мм). Полученные зависимости показаны на рис. 73.

С учетом полученных результатов сделан вывод, что для дезинтеграции в КИД-300 компонентов шихты стройкерамики наиболее целесообразны комплекты броней 111 и 112 при давлении 4 МПа. Для кислотоупорных изделий переработка шамота должна производиться при давлении около 2 МПа.

В табл. 27 представлен гранулометрический состав различных отощающих компонентов шихты строительной керамики, которые подвергали измельчению в той же КИД-300.

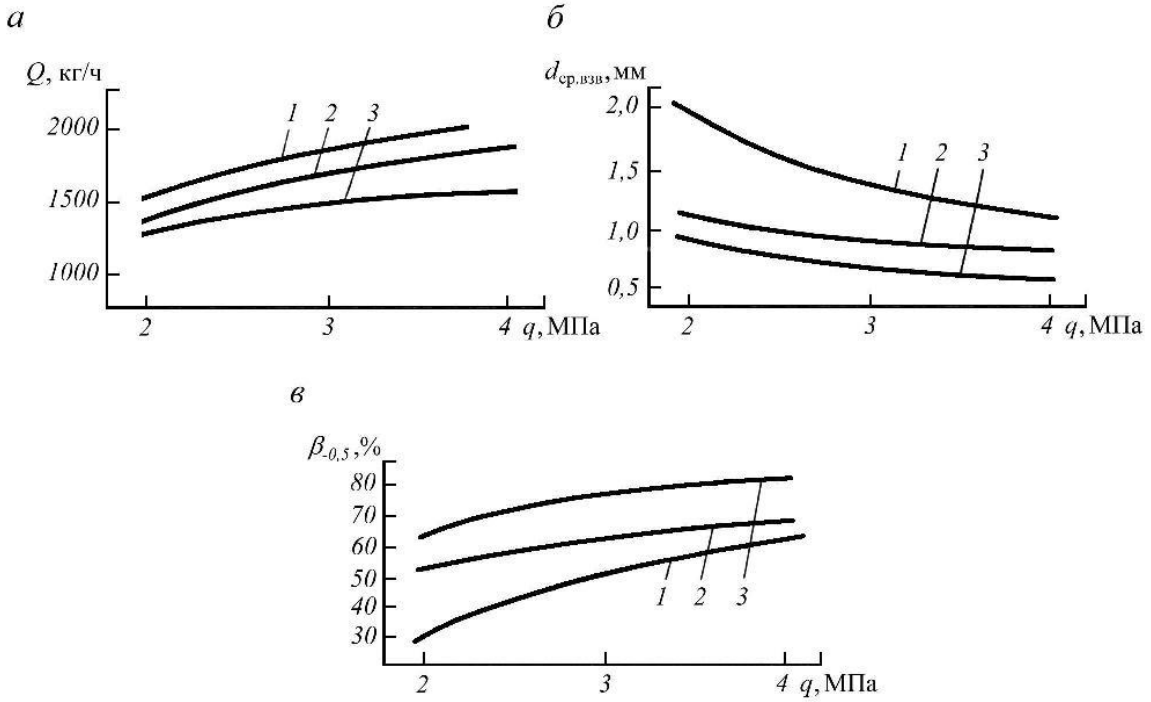


Рис. 73. Зависимость производительности *Q* (*а*), средневзвешенного размера куска $d_{ср.взв}$ (*б*), содержания фракции -0,5 мм $\beta_{-0,5}$ (*в*) в продукте инерционной дробилки от давления *q* в дробящей камере при различной частоте вращения дебаланса:

1-3 – соответственно при *n*=1280; 1480; 1780 мин$^{-1}$.

Таблица 27

Гранулометрический состав отощающих компонентов шихты, %

Класс крупности, мм	Доломит	Нефелин-сиенит	Стеклобой	Шамот
+ 10	–	–	–	3,6
+ 8	10,2	–	2,1	10,3
+ 6	17,9	–	5,7	23,3
+ 3	31,3	–	19,0	45,1
+ 2	43,5	–	37,5	63,2
+ 0,8	61,0	0,7	73,7	84,4
+ 0,5	66,7	3,4	85,8	90,6
+ 0,2	74,4	47,2	96,8	96,6
+ 0,08	82,1	84,2	99,4	98,4
+ 0,063	84,1	89	99,6	98,8
– 0,063	100	100	100	100
Средневзвешенный	2,7	0,24	2,1	3,7

Вначале осуществлялось дробление огнеупорного шамота и гранитных отсевов при следующих параметрах: комплект броней № 111, давление 2 МПа, частота вращения вибратора 1480 мин$^{-1}$.

Гранулометрический состав полученных продуктов приведен в табл. 28.

Для дробления доломита, нефелин-сиенита, стеклобоя, шамота и боя плиток для полов давление в рабочей полости дробилки было увеличено до 4 МПа. Гранулометрический состав полученных продуктов приведен в табл. 29.

Таблица 28

Гранулометрический состав дробленых отощающих компонентов, %

Измельчаемый материал	Класс крупности, мм				
	+2,5	–2,5+0,8	–0,8+0,5	–0,5+0,2	–0,2
Шамот (огнеупорный лом)	2,8	40,4	11	15,3	30,5
Гранитные отсевы	0,5	38	16,5	19	26

Таблица 29

Гранулометрический состав дробленых отощающих компонентов, %

Измельчаемый материал	Класс крупности, мкм				
	+400	–400+300	–300+80	–80+60	–60
Доломит	–	13,5	5,6	2,3	78,6
Нефелин-сиенит	–	7,3	28,2	4	60,5
Стеклобой	12,5	20	28,4	3,3	35,8
Шамот (бой плиток для полов)	17	39	21,9	2	29,5

Гранулометрические кривые дробленых отощающих компонентов показаны на рис. 74.

Проведенные испытания КИД-300 на отощающих компонентах показали, что дробилка может использоваться как для получения крупнозернистых порошков (шамот, гранит), так и для более тонкого измельчения. В первом случае дробилку применяют в открытом цикле, ее производительность составляет не менее 1 т/ч, а удельный расход

электроэнергии не превышает 6 кВт·ч/т (в 3 раза ниже, чем у мельниц). Для получения тонкозернистых порошков используют замкнутый цикл дробления с отсевом мелкого класса. В такой технологической схеме семь дробилок заменяют 14 шаровых мельниц TMNP-24, что позволяет снизить удельный расход электроэнергии и производственные площади для размещения оборудования в 3,5 раза. Одновременно значительно снижаются эксплуатационные затраты на его обслуживание.

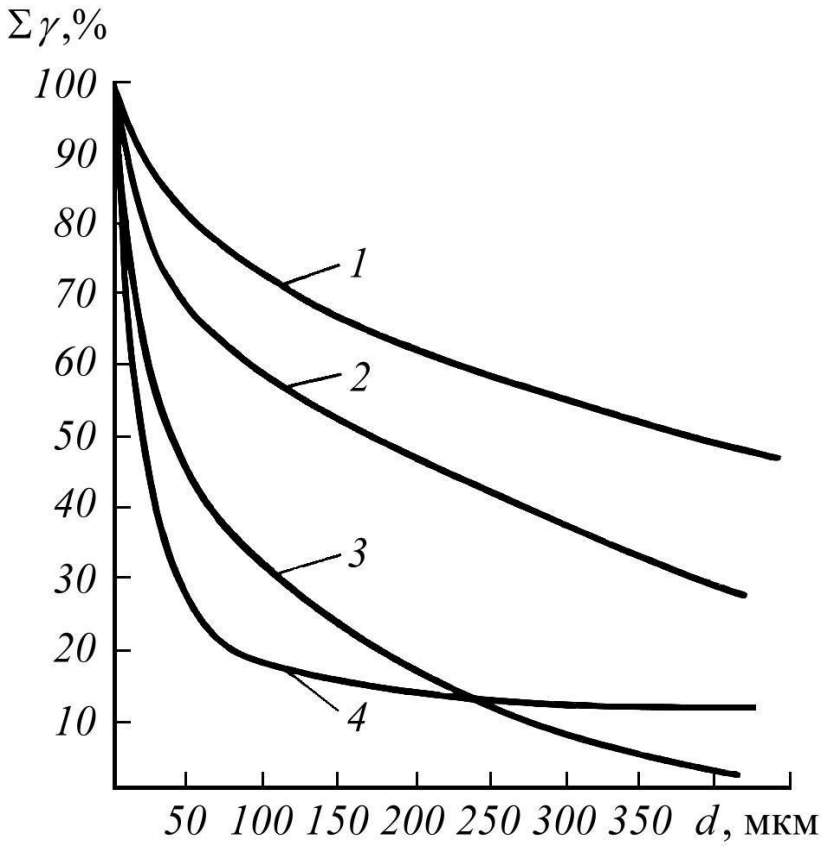


Рис. 74. Гранулометрические кривые продуктов дробления отощающих материалов для керамической плитки:

1 – шамот; *2* – стеклобой; *3* – нефелин; *4* – доломит.

Качество готовых керамических изделий в значительной степени зависит от гранулометрического состава входящих в шихту компонентов, а также от формы зерен продуктов измельчения.

На примере нефелин-сиенита проведено микроскопическое исследование продуктов измельчения, полученных в шаровой мельнице

(остаток 1,5 % на сетке 63 мкм) и в дробилке КИД-300 (остаток 3 % на сетке 63 мкм).

Частицы продукта шаровой мельницы имеют овальную форму с окатанными гранями. Максимальный размер зерна 150 мкм, минимальный – 40 мкм. В продукте КИД зерна имеют оскольчатую форму с увеличенной площадью поверхности. Максимальный размер зерна 200 мкм, преобладающий – 40 мкм.

Влияние качества измельченного в дробилке КИД-300 и в шаровых мельницах материала проверялось путем изготовления из него керамических плиток для половых покрытий и оценки их физико-механических свойств по сравнению с требованиями ГОСТ 6787-80.

Таблица 30

Физико-механические показатели готовых изделий, полученных с применением нефелин-сиенита, измельченного различными способами

Материал	Усадка, %	Водопогло-щение, %	Истираемость, г/см^2
Измельченный в дробилке КИД-300 до остатка на сите 63 мкм, %:			
1	9,34	1,80	0,035
19	9,45	2,10	0,040
47	7,80	2,38	0,056
Измельченный в лабораторной мельнице до остатка на сите 63 мкм, %:			
1	9,25	2,7	0,057
19	7,70	2,72	0,062
47	7,55	4,43	0,11
Измельченный в шаровой мельнице TMNP-24 до остатка 1 % на сите 63 мкм	9,25	1,9	0,04
Подготовленный по ГОСТ 6787-80	–	<3,5	<0,08

Измельчение в дробилке проводилось в открытом цикле с промежуточным отсевом до получения трех фракций, мкм: –63; –100 и –130

(остаток на сетке 63 мкм соответственно 1; 19 и 47 %). Нефелин-сиенит измельчался в шаровой мельнице TMNP-24 и в лабораторной шаровой мельнице до остатков аналогичной крупности.

Половые плитки изготовляли из массы, содержащей глину, нефелин-сиенит и каолин. Массу готовили шликерным способом. Влажность шликера 50-53 %, текучесть 7 с. Влажность готового пресс-порошка 6-7 %. Плитки размером 150х150х11 мм прессовали, сушили и обжигали. Максимальная температура обжига 1085 °С, продолжительность обжига 85 мин.

В табл. 30 приведены физико-механические показатели готовых изделий, полученных с применением нефелин-сиенита, измельченного различными способами.

Из представленных в табл. 30 показателей видно, что изделия, полученные из продукта КИД, имеют меньшую истираемость и более низкое водопоглощение по сравнению с выпускаемыми в настоящее время плитками на основе традиционной технологии.

В процессе проведения работы на ЛЗКИ по внедрению виброинерционной технологии дезинтеграции отощающих материалов проведено исследование влияния на гранулометрический состав дробленого продукта толщины слоя материала над головкой подвижного конуса дробилки. Установлено, что чем меньше слой материала, тем мельче получаемый продукт (при одновременном снижении производительности дробилки).

Таким образом, этот фактор можно использовать для оперативного управления дисперсностью измельчения исходного сырья в достаточно широких пределах. Показано, что максимально возможные перемещения загрузочной течки по высоте позволяют оказывать влияние на средний взвешенный размер кусков в дробленом продукте в пределах до 30 %.

На предприятиях, производящих электроизоляторы, около 40 % капитальных и эксплуатационных затрат поглощают процессы подготовки исходного материала к тонкому измельчению в шаровых мельницах

периодического действия, в которых завершается подготовка шликера для отливки изоляторов.

Для того, чтобы из поступающих на предприятие кусков сырья и отходов керамики размером около 200 мм получить продукт с частицами мельче 2,0 мм при производительности не менее 1 т/ч используется технологическая линия с применением следующего традиционного оборудования: два типоразмера щековых дробилок, валковые дробилки, элеваторы, ситовые классификаторы, промежуточный бункер, дозирующий питатель, коническая мельница или бегуны, элеватор с ситовым классификатором и накопительный бункер готового для тонкого доизмельчения продукта. Для такой технологической линии требуются большие производственные площади с повышенной высотой зданий, сложная система аспирации и автоматизации. Обеспечить желаемую стабильность процесса из-за изменения физико-механических свойств исходного сырья и абразивного износа поверхностей рабочих камер оборудования практически невозможно.

Использование двух конусных инерционных дробилок КИД-300 (одна из них резервная) непосредственно после щековых дробилок позволило исключить промежуточные бункеры, ситовые классификаторы, валковые дробилки, питатели и конические мельницы. Это стало возможным благодаря таким преимуществам КИД-300 как высокая степень дробления, достигающая 30 и позволяющая из кусков крупностью 20-25 мм получать в открытом цикле продукт мельче 1,5-2,0 мм; отсутствие потребности в фундаментах, что дает возможность устанавливать дробилки непосредственно на перекрытии; питание дробилок осуществляется под завалом с помощью течки бункера, что исключает потребность в дозирующих питателях и позволяют включать или останавливать их под нагрузкой.

Линия с использованием инерционных конусных дробилок КИД-300 эксплуатируется на заводе «Пролетарий» после длительных промышленных

испытаний на материалах семи типов, подтвердивших технологические и другие эксплуатационные характеристики КИД-300.

Некоторые данные этих испытаний приведены в табл. 31, из которой видно, что при дроблении материалов с различным пределом прочности (от 80 до 500 МПа) производительность во всех случаях превышала требуемую (1 т/ч) и достигала 1,2-2 т/ч при получении продукта для каждого материала мельче 2 мм.



Рис. 75. Недробимые тела, прошедшие сквозь дробящую полость КИД-300.

В процессе эксплуатации дробилок временами наблюдалось резкое падение их производительности вплоть до прекращения разгрузки. Такое явление объяснялось двумя причинами: попаданием недробимых тел (рис. 75) или существенным закрупнением исходного материала (выше указанного в паспорте КИД-300 допустимого значения 20 мм).

Таблица 31

Производительность КИД-300 на различных материалах

Материалы	Характеристика загружаемого материала, измельченного на щековых дробилках до размеров –20 мм	Производительность, кг/ч	Примечание
Кусковой полевой шпат Мамско-Чуйского месторождения	Влажность до 5 %; насыпной вес до 1,9 т/м^3; прочность при сжатии от 180 до 230 МПа. Фракционный состав: 20 мм – 18±2 %; 20-10 мм – 42±3 %; 10-5 мм – 22±2%; 5 мм – 16±2 %	До 200 *	Средние данные по измельчению сырья общим объемом 800 т до требуемой крупности –2,0 мм
Пегматит Приладожского месторождения	Влажность до 6 %; насыпной вес до 1,85 т/м^3; прочность при сжатии от 200 до 250 МПа. Фракционный состав: 20 мм – 15±2 %; 20-10 мм – 34±3%; 10-5 мм – 30±3 %; 5 мм – 20±2 %	До 1790	Средние данные по измельчению сырья общим объемом более 300 т до требуемой крупности 2,0 мм
Каолин жженый	Влажность до 3 %; насыпной вес до 1,7 т/м^3; прочность при сжатии от 80 до 100 МПа. Фракционный состав: 20 мм – 60±3 %; 20-10 мм – 60±3 %; 10-5 мм – 18±2 %; 5 мм – 10±3 %	До 1800	Средние данные по измельчению сырья общим объемом более 600 т до требуемой крупности 2,0 мм
Фарфоровый бой (глиноземосодержащий)	Прочность при сжатии до 500 МПа; преобладающий размер кусков 8-17 мм –80 %	До 1600	Средние данные по измельчению партии общим объемом 18 т до требуемой крупности 2,0 мм
Фарфоровый бой (кварцполевошпатовый)	Прочность при сжатии до 400 МПа; преобладающий размер кусков 5-12 мм –75%	От 1110 до 1420	Средние данные по измельчению партии общим объемом 8 т до требуемой крупности 2,0 мм
Бой карборундовых плит (алюмосиликатная связка)	Ручное дробление до кусков –30 мм; объемный вес 2,3 т/м^3; прочность при сжатии 80 МПа Объемный вес 2,5 т/м^3; прочность при сжатии 180 МПа	До 1120	Проба объемом 200 кг до требуемой крупности 2,0 мм
Бой карборундовых плит (кремнеземистая связка)	Объемный вес 2,5 т/м^3; прочность при сжатии 180 МПа	До 1280	Проба объемом 120 кг до требуемой крупности 2,0 мм

* Дробление осуществлялось при разгрузочной щели 7-8 мм.

Если первая причина была частично устранена установкой магнитной шайбы, то вторая причина из-за отсутствия узла контрольного грохочения перед дробилкой могла быть устранена только обеспечением своевременной регулировки разгрузочной щели щековой дробилки.

Для того, чтобы обслуживающий персонал мог определить наблюдаемое по конвейерным весам падение производительности КИД-300 и оценить причину падения были проведены исследования работы КИД-300 в условиях различной степени закрупнения кусков исходного материала от 30 до 50 мм.

Результаты исследования приведены на рис. 76, по которому видно, что, чем крупнее исходный материал, тем в большей степени он перекрывает вход в дробящую полость более мелким кускам и тем ниже падает производительность, приводя к соударению броней конусов и к резкому снижению межремонтных сроков дробилки.

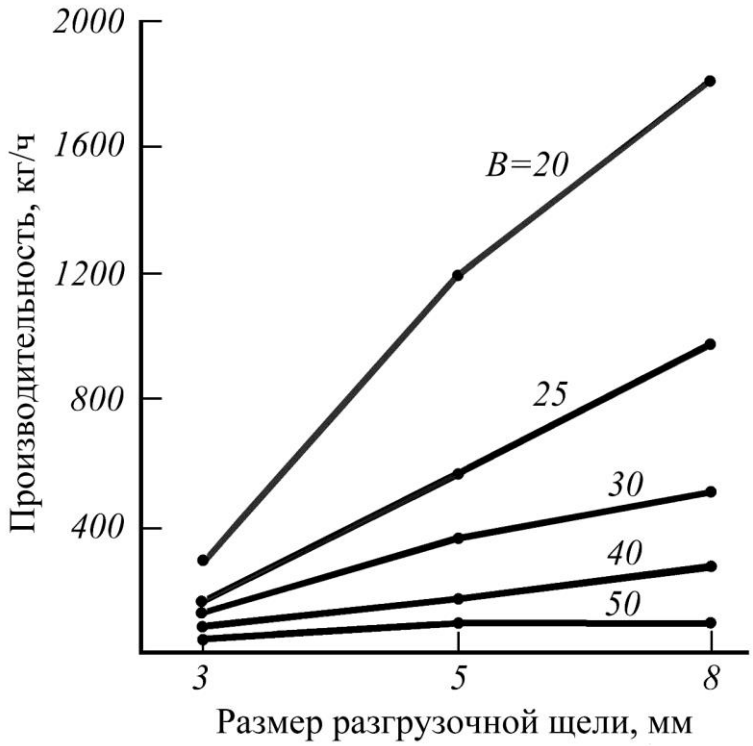


Рис. 76. Зависимость производительности КИД-300 от крупности исходного питания:

B – размер максимального куска в питании.

В процессе промышленной эксплуатации дробилок были проведены исследования изменения технологических показателей дробилок КИД-300 в зависимости от влажности исходного материала (табл. 32). Отмечено, что, если влажность материала не превышает 2 %, технологические показатели дробилки несколько превышают паспортное значение, главным образом по производительности. Показатели становятся по производительности ниже паспортных при влажности материала превышающей 4 %, то есть больше допустимой для дробилок. В этих случаях крупность продукта несколько уменьшается при резком возрастании удельных затрат электроэнергии, то есть при снижении КПД дробилки. Однако даже в наихудших режимах работы дробилки при работе на материалах с влажностью более допустимой затраты электроэнергии на 20-30 % ниже, чем аппаратов, которые она заменила. При влажности материала ниже 3 % удельные затраты электроэнергии в КИД-300 в 2 раза ниже, чем в упомянутых аппаратах.

За три года промышленной эксплуатации двух дробилок КИД-300 были выявлены следующие недостатки: низкая надежность крюкового крепления наружной брони при сроке ее службы почти в два раза меньшем, чем внутренней; малый срок службы лепестковой муфты (около 700 ч); трудоемкая операция крепления внутренней брони.

В институте разработаны более совершенные конструктивные решения перечисленных узлов.

Промышленная эксплуатация КИД-300 для измельчения материалов, применяемых в производстве электротехнического фарфора, позволяет сделать вывод о целесообразности широкого применения таких дробилок для упомянутых целей. Так, при замене существующих традиционных линий переработки с применением конической мельницы на схему, базирующуюся на КИД-300:

– более чем в 1,5 раза увеличивается производительность;

– на 6 единиц оборудования сокращается технологическая линия дробления;

Таблица 32

Изменение технологических показателей дробилок КИД-300 в зависимости от влажности материала

Перерабатываемый материал	Влажность исходного материала, %	Размер разгрузочной щели, мм	Производительность, кг/ч	Остаток на сите, мм в %								Расчетные показатели	
				1,600	1,000	0,630	0,315	0,200	0,160	0,100	0,050	Размер частицы 50 % продукта, мм	Удельный расход энергии кВт·т/ч
Полевой шпат Мамско-Чуйского месторождения	2,5%	8	1310	2,6	–	30,7	49,7	65,1	67,3	67,3	90,9	0,33	8,4
То же	2,5	8	1250	3,7	–	29,5	48,9	58,3	62,3	69,7	84,2	0,30	8,9
”	3,8	7	1120	2,4	–	25,2	41,3	54,1	65,2	68,4	91,1	0,24	11,9
”	4,3	7	800	0,1	–	16,4	31,0	44,8	58,2	58,2	93,8	0,17	13,7
”	2,6	7	1280	2,8	–	28,0	43,2	54,0	57,5	66,5	84,0	0,25	9,3
”	2,1	9	1840	12,6	–	41,0	56,4	60,2	68,6	74,2	89,8	0,40	5,9
”	2,1	9	1750	12,3	–	36,8	58,0	62,2	71,6	79,9	92,0	0,40	6,3
”	2,1	8	1580	5,8	–	29,4	51,4	61,7	65,6	73,0	87,0	0,32	7,0
Приладожский пегматит	3,2	8	1240	2,9	11,2	19,4	38,6	53,6	61,2	91,2	96,8	0,23	8,9
”	5,8	8	980	1,1	16,4	26,2	52,2	63,4	72,2	90,1	95,6	0,28	11,2
”	1,6	8	1790	2,1	11,8	22,3	41,2	54,0	60,2	74,1	97,2	0,24	6,1
Жженый каолин	До 3,0	8	1050	13,3	–	43,3	63,6	72,1	77,6	83,7	93,1	0,51	11,7
Карборунд №1	п. 6												
	таб.31	7	1120	–	11,2	25,2	49,6	56,4	75,2	88,4	97,2	0,25	10,1
Карборунд №1	то же	3	760	–		–	42,4	57,3	64,6	86,3	92,5	0,23	14,5
Карборунд № 2	п. 7												
	т. 31	7	1280	–	4,6	14,8	26,8	38,3	52,4	69,4	98,1	0,16	9,0
Фарфоровый бой № 1	п. 7												
	т. 31	7	1460	0,4	2,6	20,4	46,8	54,0	61,2	65,0	89,9	0,22	7,9
Фарфоровый бой № 2	п.5												
	т. 31	7	1110	–	7,4	12,6	37,4	58,8	66,4	81,0	96,6	0,28	10,0

– более чем в 7 раз снижаются общие энергозатраты;

– высвобождается около 150 м^2 (40 %) производственных площадей;

– упрощается процесс автоматизации технологической линии по дроблению керамических материалов;

– существенно снижается уровень шума;

– упрощается система защиты от пылевыделения.