

ОБОГАЩЕНИЕ

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ИНСТИТУТ ИНФОРМАЦИИ
И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ОБОГАЩЕНИЕ РУД
В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ
НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ЦВЕТНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ

МОСКВА 1970

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ИНСТИТУТ ИНФОРМАЦИИ
И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ОБОГАЩЕНИЕ РУД
В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ
НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ЦВЕТНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ
(По материалам Всесоюзного семинара)

МОСКВА-1970

ОБОГАЩЕНИЕ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ
НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
(Материалы Всесоюзного семинара)

А н н о т а ц и я

В сборнике обобщены результаты внедрения нового процесса в цветной металлургии - обогащения руд в тяжелых суспензиях. Даны рекомендации по совершенствованию работы оборудования и повышению экономичности процесса, сообщаются некоторые сведения о работе автоматизированных систем дозировки утяжелителя и об улучшении процесса разделения руд в тяжелых средах благодаря применению вибраций и солей тяжелых металлов.

Редактор института "Цветметинформация"
А.И.Шевырина

В в е д е н и е

В соответствии с планом, утвержденным Министерством цветной металлургии СССР, Центральным комитетом профсоюза рабочих металлургической промышленности и Центральным правлением Научно-технического общества цветной металлургии, институтами "Механобр", "ВНИИцветмет", "Цветметинформация" и Всесоюзной обогатительной секцией НТО цветной металлургии с 19 по 23 мая 1969 года на Зыряновском свинцовом комбинате проведен Всесоюзный семинар по обогащению руд в тяжелых суспензиях (технология обогащения и эксплуатация оборудования).

В работе семинара приняли участие более 140 инженерно-технических работников от 22 предприятий и 25 научно-исследовательских, проектных и учебных институтов, находящихся в ведении союзных министерств цветной и черной металлургии, угольной и химической промышленности, геологии и Министерства цветной металлургии Казахской ССР.

Участники семинара изучили опыт работы цеха обогащения руд в тяжелых суспензиях на Зыряновском комбинате, заслушали 24 доклада и 5 сообщений по освоению технологии и оборудования, обменялись опытом проектирования и эксплуатации цехов обогащения в тяжелых суспензиях, а также опытом исследования руд на обогатимость в тяжелых суспензиях.

В промышленных масштабах процесс обогащения в тяжелых суспензиях внедрен на Зыряновском свинцовом, Краснояреченском горно-обогатительном комбинатах и комбинате "Якуталмаз", осваивается на Акдзальской обогатительной фабрике и на фабрике Ингичкинского рудоуправления. На обогатимость в тяжелых суспензиях исследованы руды более 50 месторождений цветных, редких металлов и золота. Выявлена целесообразность промышленного внедрения процесса на рудах месторождений: Текелийского свинцово-цинкового,

Тишинского полиметаллического, Хрустальненского, Солнечного и Депутатского оловянных, Березовского и Дарасунского золоторудных, Норильского медно-никелевого и др.

В результате обмена опытом участники семинара разработали рекомендации, направленные на устранение имеющихся недостатков и дальнейшее совершенствование технологии и оборудования процесса обогащения руд в тяжелых суспензиях.

ПРОМЫШЛЕННОЕ ВНЕДРЕНИЕ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ РУД
В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
И ЕГО ПЕРСПЕКТИВЫ

Б.А.Шпильберг, Г.И.Иванов

Внедрение процесса обогащения руд в тяжелых суспензиях является одним из основных резервов повышения производительности обогатительных фабрик при значительно меньших капиталовложениях, чем расширение предприятий по существующей технологии. Одновременно существенно снижаются эксплуатационные затраты и повышаются конечные технологические показатели.

В мировой практике этот процесс применяется с 1936 г. и с тех пор получил широкое распространение на зарубежных предприятиях.

В Советском Союзе первые лабораторные исследования на обогатимость в тяжелых суспензиях руд цветных металлов были проведены институтом "Гинцветмет" в 1945-1948 гг. С 50-х годов этим вопросом занимаются институты "Механобр", "ЦНИГРИ", "ВНИИцветмет", "Иргиредмет", а также предприятия: Зыряновский свинцовый, Текелийский свинцово-цинковый комбинаты и др. Силами предприятий построены полупромышленные установки (Зыряновский свинцовый, Текелийский свинцово-цинковый и Краснореченский горно-обогатительный комбинаты), которые укомплектованы изготовленными на месте опытными образцами разделительных аппаратов и более или менее подходящим по характеристике вспомогательным оборудованием, поскольку производства специального оборудования для этих целей, не было.

Работа полупромышленных установок позволила получить необходимые данные для проектирования промышленных цехов тяжелых суспензий, провести сравнительные испытания разделительных аппаратов различных типов, в том числе импортных образцов, дать оценку работе вспомогательного оборудования и наметить основные направления его конструкторского усовершенствования и компоновки, определить технологические требования к утяжелителям и провести их сравнительные испытания.

Совместными усилиями технологов, конструкторов и машиностроителей наша промышленность освоила изготовление оборудования, обеспечив возможность строительства промышленных цехов обогащения руд в тяжелых суспензиях. На Запорожском и Новокузнецком заводах ферросплавов освоен выпуск гранулированного ферросилиция для использования в качестве утяжелителя.

Работы по внедрению и дальнейшему усовершенствованию метода обогащения в тяжелых суспензиях ведутся в настоящее время в следующих направлениях:

промышленные испытания и внедрение процесса на предприятиях цветной металлургии;

лабораторные и полупромышленные испытания руд различных месторождений;

разработка нового и усовершенствование существующего оборудования для цехов обогащения руд в тяжелых суспензиях;

усовершенствование технологии и расширение области применения этого метода обогащения;

совершенствование производства гранулированного ферросилиция и изыскание других экономических утяжелителей.

В промышленных масштабах процесс обогащения в тяжелых суспензиях внедрен на следующих предприятиях:

З и р я н о в с к и й с в и н ц о в ы й к о м б и -
н а т . В 1967 г. пущена в эксплуатацию первая очередь цеха тяжелых суспензий. Достигнута проектная производительность секции при обогащении сульфидных руд комбината и получены проектные технологические показатели. Подтверждена высокая технико-экономическая эффективность применения этого процесса к зрянновским рудам. Суммарное извлечение металлов при переработке смешанных руд в одноименные концентраты увеличилось на 9%. В 1968г. экономический эффект составил 217 тыс.руб.

К р а с н о р е ч е н с к и й г о р н о - о б о г а т и
т е л ь н ы й к о м б и н а т . Установка по обогащению оловянных руд в тяжелых суспензиях работает с 1964 г. Двухсменная ее работа обеспечивает заданную производительность фабрики. В качестве утяжелителя использовался свинцовый концентрат фабрики. С 1968 г. стали применять ферромагнитный утяжелитель, после чего извлечение свинца повысилось на 3%.

К а с к а й г ы р - А к д ж а л ь с к и й р у д н и к
А к ч а т а у с к о г о г о р н о - о б о г а т и т е л ь -
н о г о к о м б и н а т а . Установка построена в 1968 г. Из-за недостатков в проектировании имеют место частые простои

и трудности в освоении, намечены мероприятия по их устранению. Работа установки показала возможность получения проектных технологических показателей.

Ф а б р и к а № 3 к о м б и н а т а " Я к у т - а л м а з ". Фабрика построена в 1966 г. по схеме со стадийным обогащением руды в тяжелых суспензиях, обогащением мелких классов в гидроциклонах. В настоящее время освоение этой сложной схемы закончено.

Кроме этих предприятий, подготовлено внедрение процесса на следующих объектах:

Т е к е л и й с к и й с в и н ц о в о - ц и н к о - в ы й к о м б и н а т . Исследования, выполненные комбинатом и институтом "Казмеханобр" в 1968 г., показывают, что при обогащении в тяжелых суспензиях из руды извлекается 80% бетона, оказывающего отрицательное влияние на флотационные показатели. В результате извлечение свинца в свинцовый концентрат повысится на 4-6%.

И н г и ч к и н с к о е р у д о у п р а в л е н и е . На руднике работает опытно-промышленная установка. Полученные на ней данные подтвердили высокую технико-экономическую эффективность обогащения в тяжелых суспензиях ингичкинских руд.

Д а р а с у н с к о е р у д о у п р а в л е н и е . На основании положительных результатов полупромышленных испытаний, проведенных в 1967 г. институтом "Иргиредмет", выполняется проект промышленного цеха.

Всегда на обогатимость в тяжелых суспензиях исследованы руды 53 месторождений цветных, редких металлов и золота. Объем исследований, выполненных по отдельным месторождениям, различен. В одних случаях он ограничивается технологическим опробованием на обогатимость в тяжелых суспензиях, в других - отработаны схема и режим флотации обогащенного в суспензии продукта и выполнено технико-экономическое сравнение с тяжелыми суспензиями и без них. На некоторых рудах выполнены полупромышленные испытания и выданы данные для проектирования промышленных цехов.

В результате этих работ выявлены следующие объекты промышленного внедрения процесса: Талнахский рудник Норильского комбината, Тишинский рудник Лениногорского полиметаллического комбината, Хрустальненский оловянный комбинат, Солнечное, Фестивальное, Валькумейское и Депутатское оловянные, Березовское золоторудное месторождения.

Таким образом, на очереди промышленного внедрения находятся еще руды восьми месторождений цветных металлов и золота.

Кроме того, получены положительные результаты лабораторных исследований этого процесса для руд действующих предприятий и разведываемых месторождений:

а) полиметаллические и свинцовые руды: Садонская группа (Садонское, Эгидское, Архонское, Холстинское месторождения), Кургашиноканское, Алтын-Топканское, Сихотэ-Алинское, Аксуранское, Узунжальское, Ханикомское, Научарзанское, Иртышское, Чинасыл-Сайское месторождения;

б) оловянные руды Перевального и Хинганского месторождений;

в) вольфрамовые и вольфрамо-молибденовые руды Тырнаузского, Инкурского, Кайташского месторождений.

С учетом перспективности запасов месторождений исследования руд следует продолжить на стадии полупромышленных испытаний и произвести технико-экономическую оценку полученных результатов.

Институтами "Механобр", "Казмеханобр", "ВНИИцветмет" и другими подготавливаются перспективные данные о промышленном внедрении тяжелых суспензий на действующих и вводимых в эксплуатацию месторождениях руд цветных и редких металлов. В результате этой работы будет составлен перспективный план внедрения и определен объем необходимых подготовительных работ по отдельным объектам.

В направлении конструирования нового и усовершенствования существующего оборудования для цехов тяжелых суспензий в последние годы выполнены следующие основные работы:

созданы и прошли промышленную проверку конусные сепараторы диаметром 3,6 и 6 м с внутренним аэролифтом и диаметром 3,6 м с внешним аэролифтом. Проектируются конусные сепараторы нескольких типоразмеров на различную производительность;

усовершенствованы колесные сепараторы с наклонным колесом, применяемые в угольной промышленности и нуждающиеся в связи с этим в конструктивной доработке;

освоены магнитные сепараторы для регенерации магнитных утяжелителей, обеспечивающие высокое извлечение (99,7-99,9%) и высокую плотность суспензии, и размагничивающие аппараты, обеспечивающие достаточную полноту размагничивания утяжелителя.

Представляют интерес работы института "ЦНИИОлово" по испытанию магнитогидродинамического сепаратора для доводки гравитационных концентратов.

Не решен вопрос создания надежной запорной арматуры и производства насосов для транспортировки без разбавления плотных суспензий, недостаточно износоустойчивы сетки грохотов, следует расширить ассортимент разделительных аппаратов.

Для экономической стороны процесса обогащения руд в тяжелых суспензиях важен выбор утяжелителя. Как показал опыт Красно-реченского комбината, применение свинцового концентрата снижает общее извлечение свинца на 2-3%, так как галенит быстро истирается до крупности 5-10 мк и уходит в хвосты флотации. Из имеющихся в практике обогащения утяжелителей для суспензий плотностью 2,6-3 г/см³ лучшим является ферросилиций. Технология получения гранулированного ферросилиция, имеющего ряд технологических преимуществ перед измельчением, освоена отечественными заводами, однако, стоимость его еще велика (340 руб/т), и крупность ферросилиция не позволяет получить кинетически устойчивую суспензию, поэтому работать на ней без стабилизирующих добавок невозможно. Хорошими добавками являются магнетитовый и пирротинный концентраты в соотношении 1,5:1. Применение стабилизирующих добавок позволило получить устойчивую суспензию с хорошими реологическими параметрами и снизить на 35-38% стоимость утяжелителя.

Институтом "ВНИИцветмет" предложен утяжелитель, полученный из шлаков медной плавки металлургических заводов.

Первые экономические результаты работы действующих промышленных установок показали, что расходы утяжелителя, воды, электроэнергии близки к данным зарубежной практики. Однако в целом себестоимость процесса у нас значительно выше. В первую очередь, велики капитальные затраты (например, на Зырянском свинцовом комбинате). Большую долю затрат составляют ремонтные работы, что определяется в основном низким качеством и низкой износоустойчивостью оборудования. Очень высоки механические потери утяжелителя как из-за отсутствия приспособлений для раскупорки барабанов, так и при транспортировке и загрузке ферросилиция, а зачастую и из-за недостаточной культуры производства.

Особенно важным вопросом становится реализация легкой фракции как строительного материала. Исследования институтов "ВНИИцветмет" и "НИИстройпроект" показали полную пригодность легкой фракции Зырянского свинцового комбината для изготовления бетона, асфальтобетона, в качестве железнодорожного балласта, для закладки горных выработок и т.д.

НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ УСТАНОВОК
И ИССЛЕДОВАНИЯ РУД НА ОБОГАТИМОСТЬ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Ю.С.Бадеев

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых суспензиях позволяет: снизить стоимость обогащения и повысить производительность труда; повысить содержание и извлечение металлов в готовый концентрат; снизить кондиции металлов в исходной руде путем вовлечения в переработку забалансовых руд; применять прогрессивные массовые методы добычи руды независимо от разубоживания последней; повысить технико-экономические показатели за счет реализации легкой фракции; сократить расходы, связанные с перевозкой руды, и т.п.

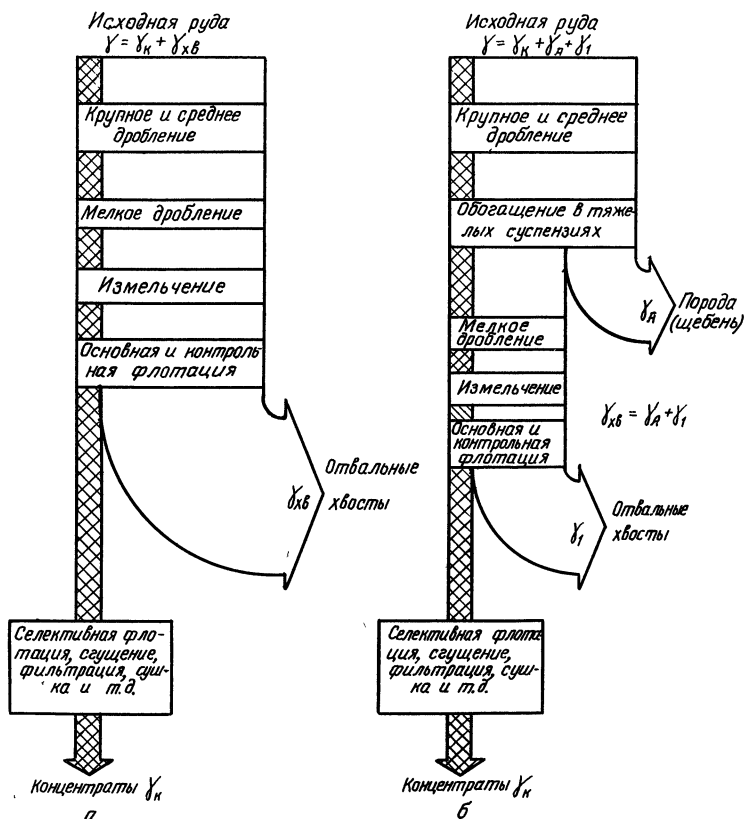


Рис. 1. Сравнение вариантов схем прямого обогащения и с предварительной концентрацией руды в тяжелых суспензиях

Первый фактор - наиболее общий для всех случаев и целиком зависит от технического уровня проекта. Поэтому целесообразно более подробно рассмотреть этот вопрос.

На рис. I приведено два варианта типичных схем флотационного обогащения одной и той же руды: флотационное обогащение после измельчения всей массы руды (а) и с предварительным обогащением руды в тяжелых суспензиях после среднего дробления (б).

Сравнивая варианты схем, можно видеть, что при предварительной концентрации руды выход отвальных хвостов представляет сумму выходов: выход легкой фракции плюс выход отвальных хвостов после тонкого измельчения и обогащения тяжелой фракции и отсева. При этом объем операций, связанных с мелким дроблением, измельчением и флотацией (до получения отвальных хвостов), уменьшается пропорционально выходу легкой фракции.

Приведенные схемы наглядно иллюстрируют тот факт, что применение метода обогащения в тяжелых суспензиях позволяет уменьшить объем переработки руд не во всех операциях обогащения, а только в некоторых, названных нами конкурирующими операциями. Естественно, что и снижение стоимости обогащения по комбинированной схеме произойдет только от уменьшения объема переработки в этих конкурирующих операциях. С другой стороны, включение обогащения в тяжелых суспензиях увеличит стоимость обогащения. Таким образом, оценивая целесообразность применения процесса обогащения в тяжелых суспензиях только с точки зрения снижения стоимости обогащения, необходимо в первую очередь определить экономия путем сложения прибыли и дополнительных затрат.

Основные затраты по схеме обогащения в тяжелых суспензиях с учетом затрат только в конкурирующих операциях составят:

$$C = B + \left(\frac{100 - \gamma}{100} \right) A.$$

Тогда экономия от применения тяжелых суспензий выразится:

$$\Delta = A - C = \frac{\gamma A}{100} - B,$$

где A - стоимость переработки руды в конкурирующих операциях, руб/т;

B - стоимость переработки руды в тяжелых суспензиях, руб/т;

γ - выход легкой фракции, %.

В зависимости от принятых технологических схем и местных условий стоимость обогащения 1 т руды на различных фабриках ко-

леблется от 2 до 10 руб. Расчеты показывают, что стоимость обогащения в конкурирующих операциях составляет 30–60% от общей стоимости обогащения полезных ископаемых. При грубом измельчении и простой технологической схеме, например коллективной флотации, стоимость обогащения в конкурирующих операциях невелика и близка к 30% от общей стоимости обогащения. Однако при тонком измельчении в несколько стадий при сложном реагентном режиме и в случае применения гравитационных схем она повышается до 60%.

Поэтому предыдущее равенство можно написать и в таком виде:

$$\Xi = \frac{\sum KP}{100} - B,$$

где P – стоимость обогащения на фабрике, руб/т;

K – коэффициент, характеризующий долю стоимости обогащения в конкурирующих операциях от общей стоимости обогащения, доли единицы.

Экономия от внедрения тяжелых суспензий тем больше, чем выше выход легкой фракции, больше стоимость обогащения руды (доля стоимости обогащения в конкурирующих операциях) и ниже стоимость обогащения в тяжелых суспензиях.

Выявлена зависимость экономии от выхода легкой фракции для минимальной и максимальной стоимости обогащения и при различной стоимости обогащения в тяжелых суспензиях (рис.2). При этом коэффициент K принят максимальным (наиболее благоприятный случай – 0,6). С повышением стоимости обогащения в тяжелых суспензиях увеличивается величина минимально допустимого выхода легкой фракции ($\Xi = 0$), при этом тем больше, чем ниже стоимость обогащения руды на фабрике. При заданном выходе легкой фракции

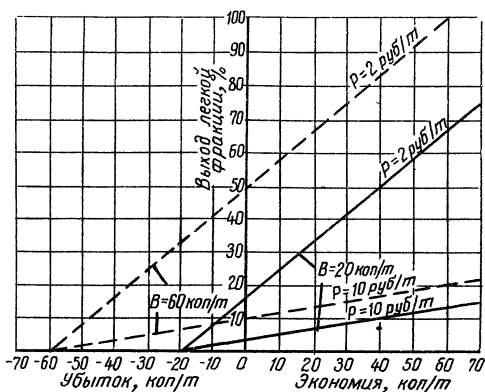


Рис.2. Зависимость экономии от выхода легкой фракции:

P – стоимость обогащения на фабрике, руб/т;
 B – стоимость обогащения в тяжелых суспензиях, коп/т

Сравнение результатов обогащения в тяжелых суспензиях на различных стадиях исследования и промышленной эксплуатации

Месторождения, фабрики, комбинаты	Стадии исследования	Организации - исполнители работ	Время проведения работы	Результаты исследований									
				Наименование продуктов	Выход, % от руды	Содержание металлов, %				Извлечение, %			
						олово	свинец	цинк	медь	олово	свинец	цинк	медь
Краснореченский горно-обогатительный комбинат (Смирновское месторождение)	Лабораторные	Механобр	1950 г.	Легкая фракция	34,4	0,037	0,12	0,32		3,06	1,74	2,57	
				Исходный продукт	78,8	0,42	3,62	5,45		80,01	67,87	70,94	
	То же	Механобр	1957 г.	Легкая фракция	37,92	0,043	0,17	0,15		5,41	2,1	1,5	
				Исходный продукт	81,38	0,29	2,6	3,3		78,97	74,4	73,5	
	Опытно-промышленные	Механобр Краснореченский комбинат	1959 г.	Легкая фракция	39,70	0,025	0,22	0,20		4,3	6,37	3,32	
				Исходный продукт	80,00	0,208	1,21	2,07		73,3	70,80	68,60	
	Промышленные	Краснореченский комбинат	1964 г.	Легкая фракция	33,10	0,027	0,11	0,15		7,66	3,8	2,36	
				Исходный продукт	57,30	0,097	0,70	1,48		47,26	40,9	41,36	
Зыряновский свинцовый комбинат	Лабораторные	ВНИИцветмет	1956 г.	Легкая фракция	43,5		0,13	0,14	0,04		3,2	2,0	4,9
				Исходный продукт	68,0		1,35	2,01	0,23		50,8	47,7	45,9
	То же	Механобр	1956 г.	Легкая фракция	40,2		0,12	0,13	0,03		2,34	1,66	3,91
				Исходный продукт	67,1		1,80	2,61	0,31		59,00	57,14	60,94
	Опытно-промышленные	Зыряновский комбинат	1957 г.	Легкая фракция	40,2		0,18	0,22	0,05		3,6	2,8	5,1
				Исходный продукт	74,0		1,41	2,32	0,29		52,0	53,7	53,7
То же	Зыряновский комбинат	1962 г.	Легкая фракция	34,9		0,14	0,13	0,03		2,9	1,8	3,2	
				Исходный продукт	82,5		1,48	2,31	0,29		74,5	76,3	73,6
	Промышленные	Зыряновский комбинат Механобр ВНИИцветмет	1967 г.	Легкая фракция	24,04		0,15	0,18	0,03		2,72	1,89	2,44
				Исходный продукт	62,22		1,08	1,08	0,22				
Текелийский свинцово-цинковый комбинат	Лабораторные	НИО Текелийского комбината	1957-1962 гг.	Легкая фракция	29,1		0,22	0,43			3,78	3,07	
				Исходный продукт	100,0		1,71	4,06			100,0	100,00	
	То же	ВНИИцветмет	1956 г.	Легкая фракция	22,76		0,21	0,41			2,9	2,2	
				Исходный продукт	100,0		1,64	4,29			100,0	100,0	
	Опытно-промышленные	Текелийский комбинат ВНИИцветмет	1960 г.	Легкая фракция	21,95		0,35	0,70			5,07	4,93	
				Исходный продукт	100,00		1,59	3,23			100,0	100,0	
Хрустальненское месторождение (жильные руды)	Лабораторные	ЦНИИОлово	1965 г.	Легкая фракция	40,0	0,06				4,2			
			1965 г.	Легкая фракция	48,2	0,06				3,9			
Солнечное месторождение (полукисленные руды Центрального участка)	Лабораторные	ЦНИИОлово	1967 г.	Легкая фракция	35,3	0,18				12,5			
			1967 г.	Легкая фракция	35,5	0,19				12,5			
Валькумейское месторождение (рядовые руды)	Лабораторные	ЦНИИОлово	1967 г.	Легкая фракция	49,6	0,087				4,4			
			1968 г.	Легкая фракция	40,8	0,07				3,3			
Депутатское месторождение (Восточный участок)	Лабораторные	ЦНИИОлово	1966 г.	Легкая фракция	48,0	0,12				7,2			
			1966 г.	Легкая фракция	46,3	0,12				7,0			

величина стоимости обогащения руды в тяжелых суспензиях зависит от общей стоимости/обогащения. Чем ниже общая стоимость обогащения, тем меньше должна быть стоимость обогащения в тяжелых суспензиях.

Таким образом, в каждом конкретном случае при заданном выходе легкой фракции и общей стоимости обогащения экономический эффект определяется стоимостью обогащения руды в тяжелых суспензиях. Последняя имеет определенный предел, выше которого применение тяжелых суспензий приводит к убытку.

Практика и расчеты показывают, что при среднем выходе легкой фракции 30-40% стоимость обогащения на 20-25% снижается при отношении $P/B = 15-25$.

Для действующих установок аналогичное отношение крайне низко, например, на Краснореченской фабрике $P/B = 8$, а на Зырянской фабрике 6,5.

Причины высокой стоимости обогащения руд в тяжелых суспензиях:

1) отсутствие опыта при проектировании первых цехов;
2) варианты компоновки оборудования при проектировании не подвергаются технико-экономическим анализам;

3) наличие тяжелых мостовых кранов, компоновка оборудования по стандартным этажам, развитые тракты для транспортировки руды и продуктов обогащения - все это приводит не только к увеличению объемов сооружений, но и к увеличению численности обслуживающего персонала и дополнительным расходам электроэнергии;

4) отсутствие эффективных дренажных систем обуславливает высокий уровень механических потерь утяжелителя;

5) отсутствие серийно выпускаемого малогабаритного специального оборудования для оснащения цехов обогащения руд в тяжелых суспензиях.

Экономичность схем с предварительным обогащением в тяжелых суспензиях зависит и от сроков проектирования и проведения исследований на обогатимость. Длительность проектирования цехов обогащения руд в тяжелых суспензиях привела к тому, что на предприятиях, не дожидаясь ввода в эксплуатацию этих цехов, осуществили расширение фабрик по обычной схеме, и при последующем внедрении процесса его значимость заметно снизилась.

Рассмотрим целесообразность проведения многостадийных исследований (лабораторных, полупромышленных и опытно-промышленных испытаний) на примере полученных результатов за многолетнюю практику.

В таблице приведены результаты исследований на обогатимость в тяжелых суспензиях руд различных месторождений. Несмотря на то, что исследования на конкретном объекте проводились в разное время, а порой и различными организациями, выход и содержание металлов в легкой фракции колебались в допустимых пределах. Во всех случаях результаты лабораторных исследований подтверждались результатами проверки в опытно-промышленных или полупромышленных условиях. Это свидетельствует о том, что лабораторные исследования, выполненные на представительных пробах руды для данного месторождения, могут быть достаточными для определения целесообразности промышленного использования этого процесса.

Между тем, излишняя осторожность приводит к тому, что с начала исследований и до промышленного освоения процесса проходят многие годы.

Если в первые годы освоения процесса опытно-промышленные испытания позволяли приобретать навык в работе, то в настоящее время в этом необходимости нет. Практика показывает, что удельные нормы расходов и нагрузок, выявленные в результате работы полупромышленных установок, в промышленных условиях не подтверждаются. Это можно объяснить тем, что, например, длина прохождения руды в суспензионном сепараторе, а также по грохотам для дренажа и отмывки продуктов разделения различна. Она всегда меньше для сепараторов и грохотов полупромышленных размеров, что не может не отразиться на конечных результатах.

Таким образом, практика показывает, что для определения промышленной целесообразности внедрения тяжелых суспензий вполне достаточно иметь результаты лабораторных исследований.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОСВОЕНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ НА ЗЫРЯНОВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

Н.К.Жаксыбаев, Ю.И.Фильшин, Г.Г.Штойк, М.Г.Седлов,
Н.Б.Каратаев, В.К.Глазунова

Исследования на обогатимость зырянских сульфидных руд в тяжелых суспензиях начали проводиться с 1955 г.

В 1956 г. институтом "ВНИИцветмет" и Зырянским свинцовым комбинатом были закончены первые исследования рядовых руд.

Получены положительные результаты: выход легкой фракции составил 39-45% при содержании металлов ниже, чем в хвостах фабрики, крупность дробления - 35 мм.

Испытания на полупромышленной установке производительностью 200 т/сутки проводились в два этапа: в 1957-1958 гг. с использованием в качестве утяжелителя фабричного свинцового концентрата и в 1961-1962 гг. - молотого ферросилиция. Уточнены технологические параметры процесса: определен расход утяжелителя, воды для отмывки руды и продуктов обогащения, отработаны условия регенерации утяжелителя, Проведены сравнительные испытания различных типов разделительных аппаратов (конусные сепараторы со шнековой и аэролифтной разгрузкой тяжелой фракции, барабанный типа Вемко и колесный сепаратор с вертикальным элеваторным колесом фирмы "Ведаг", ФРГ), дана оценка работы вспомогательного оборудования.

Технологические показатели испытаний подтвердили перспективность применения процесса обогащения в тяжелых суспензиях, сульфидных руд Зрянковского месторождения. Выход легкой фракции на всех этапах испытаний составил более 30% при содержании металлов ниже, чем в хвостах фабрики.

В результате сравнительных испытаний различных типов разделительных аппаратов установлено, что для обогащения зрянковских руд требуются сепараторы с глубокой ванной, в равной мере могут быть рекомендованы для промышленного внедрения конусный и колесный сепараторы с вертикальным элеваторным колесом. Оба аппарата обеспечивают удовлетворительные технологические показатели разделения и достаточно надежны в эксплуатации.

В качестве утяжелителя рекомендован ферросилиций, имеющий ряд технологических и экономических преимуществ по сравнению со свинцовым концентратом.

Показатели лабораторных и промышленных испытаний приведены в табл. I.

Сравнительные испытания флотации исходной руды и руды, обогащенной в тяжелых суспензиях, проведенные в 1961-1962 гг. на непрерывной установке Зрянковской фабрики, показали, что конечные технологические результаты выше по схеме с предварительной концентрацией в тяжелых суспензиях (табл. 2).

При одинаковом качестве концентратов извлечение металлов в одноименные концентраты повышается.

Укрупненный технико-экономический расчет, выполненный в 1962 г., показал, что обогащение в тяжелых суспензиях рядовых сульфидных руд позволит на 30% увеличить мощность обогатитель-

Т а б л и ц а I

Технологические показатели обогащения в тяжелых суспензиях
рядовых руд Зырянского свинцового комбината, %

Продукты обогащения	Выход	Содержание			Извлечение		
		свин- ца	цин- ка	ме- ди	свинца	цинка	меди
Лабораторные испытания 1956 г.							
Обогащенная руда ¹⁾	62,00	2,92	4,90	0,56	97,90	98,25	96,80
Легкая фракция ..	38,00	0,10	0,14	0,03	2,10	1,75	3,20
Исходная руда ...	100,00	1,85	3,10	0,36	100,00	100,00	100,00
Полупромышленные испытания 1958 г.							
Обогащенная руда	69,00	2,56	4,48	0,49	97,90	98,30	96,70
Легкая фракция ..	31,00	0,13	0,18	0,04	2,10	1,70	3,30
Исходная руда ...	100,00	1,90	3,27	0,38	100,00	100,00	100,00
Полупромышленные испытания 1961-1962 гг.							
Обогащенная руда	66,00	1,75	2,78	0,32	96,40	97,50	95,80
Легкая фракция ..	34,00	0,14	0,15	0,03	3,60	2,50	4,20
Исходная руда ...	100,00	1,29	1,98	0,24	100,00	100,00	100,00

1) Обогащенная руда включает тяжелую фракцию и отмытые мелкие классы руды.

ной фабрики при одновременном снижении себестоимости переработки и повышении технологических показателей. Проведенными исследованиями и полупромышленными испытаниями была установлена перспективность промышленного внедрения процесса обогащения в тяжелых суспензиях на Зырянском комбинате и получены необходимые данные для промышленного проектирования.

В 1963 г. институтом "Механобр" закончен проект расширения и реконструкции обогатительной фабрики.

Руда крупностью -35 мм поступает на секционный резонансный грохот ГРС-А для отмывки класса -6 мм. Класс -6 мм обезвоживается в двухспиральном классификаторе с диаметром спиралей 2400 мм. Пески и слив направляются на дальнейшую переработку. Отмытый класс -35+6 мм по течке загружается в сепаратор (диаметр 6 м, площадь зеркала 28 м²) для разделения в тяжелой суспензии.

Для дренажа рабочей суспензии установлен резонансный грохот ГРО-1А, оборудованный щелевидными ситами с шириной щели 2мм.

Сравнительные результаты обогащения на непрерывной установке зряновской сульфидной руды в тяжелых суспензиях (данные 1961-1962 гг.), %

Продукты обогащения	Выход	Содержание			Извлечение		
		меди	свинца	цинка	меди	свинца	цинка
Без предварительной концентрации в тяжелых суспензиях							
Медный концентрат	0,99	26,93	6,50	2,83	75,87	3,79	1,09
Свинцовый концентрат	2,11	1,44	67,46	5,30	8,66	83,97	4,37
Цинковый концентрат	3,87	0,40	1,46	57,16	4,39	3,32	86,45
Хвосты флотации	93,03	0,04	0,16	0,22	11,08	8,92	8,09
Исходная руда	100,00	0,35	1,70	2,56	100,00	100,00	100,00
С предварительной концентрацией в тяжелых суспензиях							
Медный концентрат	0,97	26,20	4,59	4,86	81,81	2,97	1,92
Свинцовый концентрат	1,86	0,92	68,83	5,46	5,51	85,51	4,14
Цинковый концентрат	3,71	0,26	1,08	57,26	3,09	2,68	86,54
Суммарные потери	93,46	0,03	0,14	0,19	9,59	8,84	7,40
Хвосты флотации	60,78	0,03	0,14	0,21	5,86	5,52	5,20
Легкая фракция	32,00	0,03	0,12	0,13	3,09	3,57	1,69
Слив сульфиделя I)	0,68	0,31	1,65	1,82	0,64	0,75	0,51
Исходная руда	100,00	0,31	1,50	2,45	100,00	100,00	100,00

I) При ступенной отмывке рудной мелочи.

Отмытый утяжелитель собирается в подрешетной воронке и направляется на регенерацию на электромагнитные сепараторы. Схема регенерации предусматривала магнитную сепарацию, перемешку магнитного концентрата и две контрольные сепарации хвостов. Для разматывания утяжелителя применен разматывающий аппарат 212-СЭ конструкции института "Механобр". Легкая фракция (отвалный продукт) направляется в погрузочный бункер. Тяжелая фракция после додрабывания поступает на флотацию.

Следует отметить главные недостатки проектной схемы: при промывке продуктов разделения на сите с шириной щели 2 мм в конус-сгуститель попадают куски руды, которые вместе с утяжелителем осаждаются в трубопроводах и забивают их;

классификатор с погруженной спиралью не может выполнить функцию уплотнителя - пески обводняются. Электромагнитные сепараторы позволили получить концентраты плотностью 3-3,2 г/см³ (суспензия достаточно текучая для самотечного транспортирования);

несмотря на то, что в систему рабочей суспензии (плотностью 2,65-2,67 г/см³) возвращается более плотная суспензия из цикла регенерации (плотность 3-3,2 г/см³), плотность рабочей суспензии с течением времени непрерывно падает. Установлено, что для стабилизации плотности рабочей суспензии необходимо выводить из конуса в цикл регенерации около 10 м³/час рабочей суспензии.

С целью обеспечения более стабильной работы цеха сделано следующие: разбавленную суспензию стали транспортировать аэролифтом; установлен дуговой грохот перед магнитной сепарацией для выделения кусков руды, попавших в воронку отмытой суспензии; установлен пульподелитель виберного типа; смонтировано брызгало корытного типа, в которое поступает часть оборотной воды с регенерации; исключен из схемы классификатор-уплотнитель.

Концентраты электромагнитных сепараторов самотеком направляются в емкость для дренированной суспензии.

Поскольку запас рабочей суспензии в конусе дренированной суспензии большой, свежую суспензию добавляют периодически, по мере понижения уровня в емкости до нижнего предела.

Для стабилизации плотности рабочей суспензии смонтировано устройство, позволяющее выводить на регенерацию регулируемое количество суспензии с верхнего слоя зеркала сепаратора.

Произведено укрепление площадки грохота ГРО-1А. Вследствие ряда конструктивных недостатков этого грохота (низкая пропускная способность, малый срок работы амортизаторов, втулок стоек грохота, приводных тяг, попадание воды от охлаждения амортизаторов в воронку дренированной суспензии) трехмассная система грохота

переведена на двухмассную нелинейную систему по типу грохота ГРС-А.

Проектная схема регенерации утяжелителя во время освоения значительно упрощена. Остались основная операция и одна контрольная сепарация хвостов.

В качестве утяжелителя для приготовления суспензии применяется гранулированный ферросилиций отечественного производства. Для стабилизации суспензии испытаны рудные шламы, бентонитовая глина и магнетитовый концентрат Соколовско-Сарбайского комбината. Лучшие результаты получены при добавке к утяжелителю магнетитового концентрата. Применение смеси магнетита с ферросилицием в соотношении 3:2 создало возможность непрерывной работы установки без накопления руды в конусном сепараторе. Кроме того, частичная замена ферросилиция магнетитовым концентратом дает большой экономический эффект. Применение смеси снижает стоимость одной тонны утяжелителя на 184 руб.

По содержанию меди и цинка в легкой фракции показатели устойчиво держатся на уровне проектных, по содержанию свинца - близки к проектным. Выход легкой фракции от питания конуса близок к проектному - 37,5% (по проекту 42%), но по отношению к исходной руде - ниже. Это объясняется высоким содержанием в руде мелочи (40-42 вместо 25% по проекту).

За период испытаний были получены следующие данные удельных расходов:

Воды, м ³ /т:	
на отмывку руды	0,3
"- "- утяжелителя	
свежей	0,1
оборотной	0,3
Утяжелителя, г/т:	
с продуктами обогащения	60 - 100
с учетом механических потерь ...	300
Электроэнергии, квт.ч/т	2,4

Технология обогащения в тяжелых суспензиях смешанных руд разработана Зыряновским свинцовым комбинатом в содружестве с институтом "ВНИИцветмет" в 1968 г. При освоении технологии обогащения смешанных руд определена оптимальная крупность дробления руды для разделения в тяжелых суспензиях (80-85% плюс 16 мм). В период работы цеха на сульфидной руде проектная производительность конусного сепаратора не была достигнута. Неравномерная загрузка конуса рудой отрицательно повлияла на эффек-

тивность разделения. После замены грохота ГРО-1А на ГРС-Б производительность секции была увеличена. Определено место загрузки руды в конусный сепаратор. Наиболее высокая эффективность разделения получена при подаче руды в конус на поверхность суспензии под углом 270° относительно сливного порога легкой фракции. В результате достигнута эффективность разделения 77% при плотности суспензии в зоне разделения $2,66-2,67 \text{ г/см}^3$.

Не менее важным для ведения технологического процесса является поддержание постоянных параметров плотности суспензии и высоты сливного порога конусного сепаратора. Это влияет на выход легкой фракции, количество металлов, теряемых в ней, и на общую эффективность процесса разделения руды.

С целью контроля и дальнейшего оперативного управления плотностью суспензии разработана и внедрена схема непрерывного определения плотности суспензии в зоне разделения конуса, обеспечивающая точность замера до $0,01 \text{ г/см}^3$.

Одновременно ведется замер высоты сливного порога на разгрузке легкой фракции. Для стабилизации питания рудой отмывочного грохота внедрена и работает специальная установка. Контроль потерь металлов в легкой фракции производится с помощью радиоизотопного анализатора свинца, разработанного на комбинате. Для поддержания стабильной плотности увеличивали количество выводимой суспензии на регенерацию до 20 т/час по твердому на каждый барабанный сепаратор.

В результате выполненных работ достигнуты следующие показатели: выход легкой фракции 36% от исходной руды или 57% от операции разделения с содержанием в ней меди 0,06%, свинца 0,16%, цинка 0,36%.

Технологические потери утяжелителя при регенерации возросли в 1968 г. по сравнению с 1967 г. от 55 до 61 г/т, общие потери составили 93,8 г/т руды.

Экономический эффект от внедрения предварительного обогащения смешанной руды в тяжелых суспензиях в 1968 г. составил 217 тыс.руб. без учета реализации легкой фракции.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРИМЕНЕНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ СХЕМЫ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУД ЗЫРЯНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В.К.Глазунова, М.Г.Седлов, Ю.И.Фильшин
Г.Г.Штойк

Для обогащения медно-свинцово-цинковой руды на Зырянской обогатительной фабрике с января 1967 г. применяется комбинированный метод, включающий предварительную концентрацию руды в тяжелой суспензии, последующую флотацию обогащенной фракции по коллективно-селективной схеме с получением медного, свинцового и цинкового концентратов.

На фабрике с вводом новой технологии обогащения руд в тяжелых суспензиях проектом предусмотрена отмывка руды от рудной мелочи перед второй и после третьей стадий дробления.

Схема отмывки руды после первой стадии дробления смонтирована в мае 1966 г. Из-за большого количества илов в добываемых рудах в 1966 г. вторая стадия дробления не обеспечивала плановой производительности фабрики. Необходимо было выбрать и отработать оптимальные условия отмывки руды, установить параметры классификации и сгущения отмытого продукта с последующей флотацией.

Отмывка руды вначале осуществлялась на скруббере, с конца 1967 г. — на грохоте ГСТ-51 с размером отверстий сетки 30 мм, изготовленном по чертежам Новосибирского Специального конструкторского бюро горно-обогатительного оборудования (СКБ ГОМ).

На грохот направляется продукт крупностью минус 160 мм, который составляет 50% от исходного питания первой стадии.

При поступлении в классификатор подрешетный продукт грохота ГСТ-51 распределяется следующим образом: песков — 17%, слива — 5–6% от исходной руды. Эффективность грохочения равна 80%.

Слив классификатора поступает в сгуститель диаметром 30 м. Разгрузка сгустителя, соответствующая по градулометрическому составу питанию первой основной медно-свинцовой флотации, характеризовалась повышенной флотоактивностью цинковой обманки и медных минералов, что потребовало подбора реагентного режима и условий флотации. Установлено, что для получения удовлетворительных показателей флотации необходима равномерность подачи рудных шламов (4–8% от руд при плотности 46–52%), обработка сернистым натрием и цинковым купоросом (соответственно 1–2 и 20–30 г/т руды).

Внедрение режима обогащения отмытых мелких классов сульфидных руд позволило фабрике повысить извлечение меди на 1,5%.

Обогащение сульфидных руд

Освоение оборудования и нового технологического процесса обогащения руд в тяжелых суспензиях с достижением проектных показателей по производительности и содержанию металлов в легкой фракции было проведено в течение января-августа 1967 г. комплексной бригадой Зырянского свинцового комбината, институтов "ВНИИцветмет" и "Механобр". В 1967 г. оценка флотационных показателей была принята на основании результатов работы укрупненной установки фабрики.

При выборе условий флотации обогащенной и рядовой руды за основу были приняты двухстадиальная схема измельчения и флотации и реагентный режим, действующие в настоящее время на фабрике (рисунок).

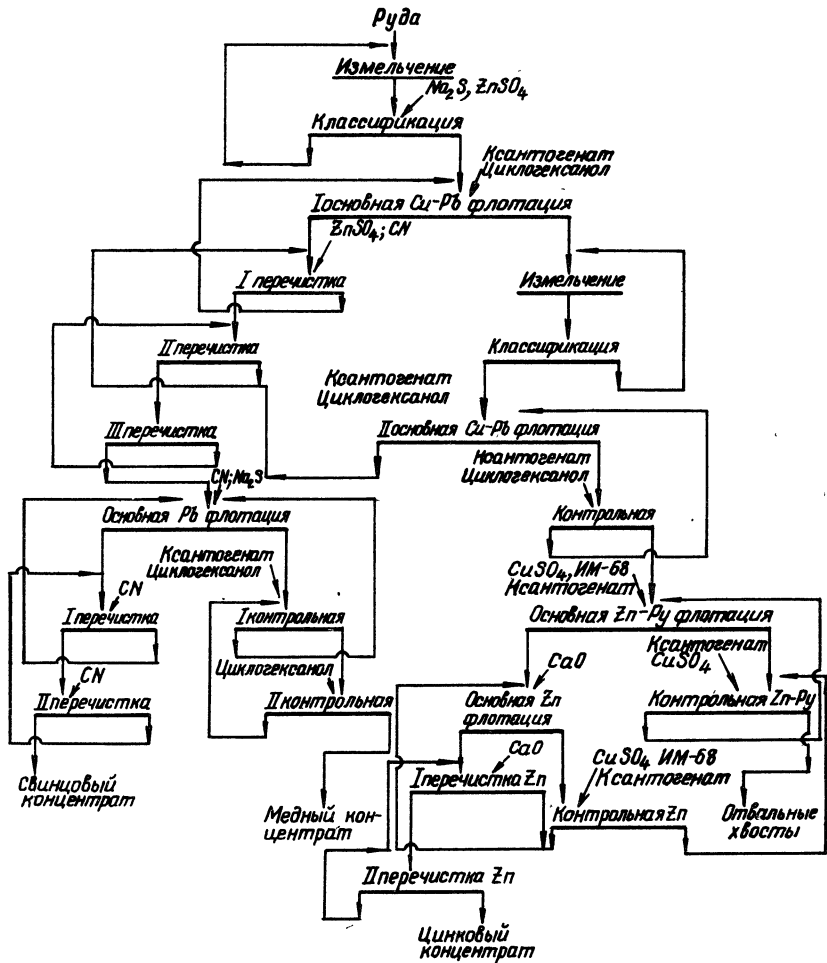
Тяжелая фракция с песками рудного классификатора содержала больше сульфидов, чем рядовая руда.

При обогащении в тяжелых суспензиях окислы меди, свинца и цинка переходят преимущественно в легкую фракцию, что оказывает положительное влияние на дальнейшую флотацию.

Испытаниями проверена приемлемость схемы измельчения, флотации и реагентного режима рядовой сульфидной руды, предварительно обогащенной в тяжелых суспензиях. Регулировка процесса флотации медно-свинцового и цинково-пиритного циклов показала большое отставание флотиремости меди, в результате чего медь концентрируется до 1-1,5% в цинковом концентрате. Выявлены потери свинца в медном концентрате (6 - 14%), цинка - в медно-свинцовом (3-4%).

М е д н о - с в и н ц о в ы й ц и к л ф л о т а -
ц и и . Для снижения потерь меди в цинково-пиритном цикле была увеличена дозировка коантогената в первую стадию флотации до 6-10 г/т руды. Снижение расхода цинкового купороса до 500 г/т в первую и 200 г/т во вторую стадии флотации существенных изменений в показатели флотации не внесло. По данным, полученным при испытаниях на обогащенной фракции, наблюдается пониженная скорость флотации сфалерита в медно-свинцовом цикле в сравнении с рядовой рудой.

Для улучшения разделения медно-свинцового концентрата сернистый натрий подавался в основную (5-10 г/т) и контрольную (4-6 г/т) свинцовые флотации, шламистый свинец коагулировался.



Технологическая схема флотации на непрерывной установке

Содержание свинца в медном концентрате за этот и последующие периоды было не более 7% и в среднем составляло 5,5%.

Дозировка сернистого натрия осуществлялась непосредственно в мельницу первой стадии измельчения (12-15 г/т руды).

Цинково-пиритный цикл флотации и. Расход реагентов, принятый для рядовой руды в цинково-

пиритном цикле, был недостаточным для руды, обогащенной в тяжелых суспензиях. По визуальным наблюдениям флотация минералов цинка растягивалась до последней камеры контрольной цинково-пиритной флотации. В сравнении с рядовой рудой необходимо было увеличить количество ксантогената и медного купороса, так как обогащенная фракция руды содержала 3% цинка, а рядовая руда - 2,16%. Увеличение времени флотации цинково-пиритного цикла позволило уменьшить расход реагентов.

Анализ потерь металлов в отвальных хвостах флотации рядовой и обогащенной руд показывает, что основные потери металлов происходят в классе минус 10 мк.

Загрубление помола до 70-71% минус 0,074 мм ухудшает показатели флотации.

По измельчаемости обогащенная фракция руды мягче рядовой. Измельчение до 72-74% минус 0,074 мм дает раскрытие свободных зерен минералов по всем основным металлам на 93-95%.

Технологические показатели обогащения рядовой сульфидной руды, %

Продукты обогащения	Выход	Содержание			Извлечение		
		меди	свинца	цинка	меди	свинца	цинка
Без обогащения в тяжелых суспензиях							
Медный концентрат	0,85	26,50	2,33	3,74	80,28	1,63	1,46
Свинцовый концентрат	1,46	1,48	72,52	3,62	7,72	87,43	2,44
Цинковый концентрат	3,22	0,25	0,58	60,32	2,86	1,55	89,97
Хвосты флотации	94,47	0,03	0,12	0,14	9,14	9,39	6,13
Исходная руда	100,00	0,28	1,21	2,16	100,00	100,00	100,00
С обогащением в тяжелых суспензиях							
Медный концентрат	0,91	26,88	4,54	2,18	81,70	3,04	0,84
Свинцовый концентрат	1,48	1,08	78,50	2,27	5,35	87,05	1,43
Цинковый концентрат	3,72	0,42	0,55	57,78	5,20	1,50	91,46
Хвосты флотации	70,93	0,02	0,11	0,15	5,45	5,83	4,52
Легкая фракция	22,96	0,03	0,15	0,18	2,30	2,58	1,75
Общие хвосты..	93,89	0,02	0,12	0,16	7,75	8,41	6,27
Исходная руда	100,00	0,30	1,34	2,35	100,00	100,00	100,00

Сравнение технологических показателей обогащения сульфидной руды по схемам с предварительной концентрацией в тяжелых суспензиях и без нее приведено в таблице. В схеме с тяжелыми суспензиями конечные извлечения в одноименные концентраты выше: меди — на 1,4%, цинка — на 1,5%. Извлечение свинца ниже на 0,6% из-за повышенных потерь в медном концентрате.

Несмотря на то, что абсолютное содержание металлов в легкой фракции несколько выше, чем в хвостах флотации рядовой руды, общие потери в отвальных хвостах (легкая фракция с хвостами флотации) ниже: меди — на 1,4%, свинца — на 1%, цинка — равнозначны.

Следует особо отметить высокую стабильность показателей и большую устойчивость процесса флотации руды, обогащенной в тяжелых суспензиях.

По схеме с тяжелыми суспензиями средний расход всех реагентов снижается на 13–15%.

Обогащение смешанных руд

На основании проведенного анализа эффективности разделения различных по крупности классов в промышленных условиях рекомендуется крупность обогащаемой руды минус 50 плюс 8 мм вместо минус 35 плюс 6 мм, предусмотренной проектом.

Оптимальная щель дробилок второй стадии дробления 36 – 38 мм, третьей стадии 18 – 20 мм. Такой размер щели обеспечивает выход класса плюс 16 мм в питании конуса до 80–85%, что улучшает технологические показатели и повышает эффективность разделения.

Для загрубления гранулометрического состава исходной руды перед второй стадией дробления выведен готовый продукт мельче 50 мм.

Важным резервом повышения показателей обогащения в тяжелых суспензиях является эффективность работы сепаратора. В период освоения процесса эффективность конусного сепаратора была низкой (57–60%) из-за недогрузки его рудой. Наиболее высокая эффективность разделения (77%) получена при подаче руды оптимальной крупности на поверхность суспензии.

Тяжелая фракция смешанных руд после додрабливания поступает в главный корпус (совместно с песками классификатора рудной мелочи) на флотацию.

Сравнение товарных балансов за 10 мес. работы фабрики в 1967 г. при обогащении руд карьера без предварительной концентрации в тяжелых суспензиях и за аналогичный период в 1968 г. по схеме с предварительной концентрацией показало, что при общем

снижении содержания металлов в руде (меди - от 0,46 до 0,27, свинца - от 1,66 до 1,06, цинка - от 3,7 до 2,22%) увеличилось извлечение свинца в готовый свинцовый концентрат на 14,7% при одновременном удлучении качества свинцового концентрата.

Извлечение цинка в одноименный концентрат повысилось в 3 раза благодаря снижению его потерь в медно-свинцовом цикле на 11,5% и в отвальных хвостах флотации - в 2 раза.

Содержание золота и серебра в легкой фракции в 1,5-2 раза меньше, чем в хвостах флотации.

Повышению технологических показателей при обогащении руд карьера в 1968 г. способствовали изменение рационального состава руд, внедрение обогащения руд в тяжелых суспензиях, совершенствование реагентных режимов и технологии флотации с получением медного концентрата, сокращение потерь разноименных металлов в концентратах, а также внедрение новых вспенивателей.

Прирост извлечения металлов по схеме с обогащением руд в тяжелых суспензиях без учета других факторов, влияющих на повышение извлечения в 1968 г. составил: свинца - 5,5%, цинка - 4%.

Расход реагентов по комбинированной схеме уменьшился на 20%.

Экономический эффект от внедрения обогащения в тяжелых суспензиях смешанных руд карьера с последующей флотацией составил 217 тыс.руб. в год.

Переработка забалансовых руд

Одновременно с полупромышленными испытаниями в 1961-1962 гг. установлена технико-экономическая целесообразность частичного вовлечения в переработку забалансовых руд Зыряновского месторождения с предварительной концентрацией в тяжелых суспензиях.

Значительная часть забалансовых руд располагается в непосредственном контакте с балансовыми, и отдельная выемка в таких условиях затруднена. При залегании забалансовых руд и пустых пород внутри рудных контуров выемка их с балансовой рудой неизбежна. Вовлечение в добычу забалансовых руд почти не вызывает роста постоянных затрат.

Включение в отработку забалансовых руд позволит применить более производительные системы разработки. Это, в свою очередь, приведет к более интенсивной отработке месторождения и снизит затраты на поддержание горных выработок.

Забалансовые запасы руды на Зыряновском месторождении (содержание свинца от 0,3 до 0,6%) составляют около 90%.

Исследования показали, что технологический режим обогащения рядовых и забалансовых руд, включая предварительную концентрацию в тяжелых суспензиях, аналогичен, поэтому возможна их совместная добыча и переработка.

х

х

х

Дальнейшими путями совершенствования технологии обогащения руд в тяжелых суспензиях являются:

- увеличение верхнего предела крупности обогащаемой в тяжелых суспензиях руды;
- снижение механических потерь утяжелителей;
- повышение содержания магнетита до 45% в смеси утяжелителей;
- внедрение механического дозирования ферросилиция и магнетита;
- уменьшение скорости движения руды в конусный сепаратор;
- совершенствование схемы и режимов флотации обогащаемой в тяжелых суспензиях руды;
- вовлечение в переработку забалансовых руд.

ВОЗМОЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЛЕГКОЙ ФРАКЦИИ
ОТ ОБОГАЩЕНИЯ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ
НА ЗЫРЯНОВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ
ФАБРИКЕ

А.И. Юсупова

Институты "ВНИИцветмет" и "НИИстройпроект" провели исследования по использованию легкой фракции от обогащения руд в тяжелых суспензиях в строительном деле.

Легкая фракция относится к разновидности прочных метаморфических пород и представлена в виде щебня крупностью 5-70 мм, при этом содержание фракции 20-40 мм составляет 55-57%.

По минералогическому составу она состоит из микрокварцитов (75-85%), кристаллических кварц-серицитовых сланцев, порфиroidа, мрамора, кварца, хлоритового и талькового сланца.

Химический состав легкой фракции от переработки сульфидных (проба 1) и смешанных (проба 2) руд приведен в табл.1.

Т а б л и ц а 1
Химический состав легкой фракции

№ проб	Содержание, %								
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe _{общ.}	Pb	Zn	Cu	S
1	81,3	5,95	1,58	1,48	1,55	0,14	0,48	0,06	1,81
2	74,48	6,63	0,29	1,37	1,82	0,18	0,45	0,17	0,67

Пригодность легкой фракции для всех видов строительных работ устанавливалась сопоставлением результатов физико-механических испытаний с техническими требованиями ГОСТ 8267-64; IO268-62; 8424-63 и 9128-67 (Государственные стандарты "Вязущие материалы, бетоны и заполнители для бетона", сборник, М., 1966).

По гранулометрическому составу щебень удовлетворяет требованиям ГОСТа на крупный заполнитель для цементных бетонов (табл.2).

Т а б л и ц а 2
Гранулометрический состав легкой фракции

Руда	Размер отверстий контрольных сит, мм					
	40	20	10	5	прошло через 5	всего
Смешанная ...	8,5	57,2	29,3	4,5	0,5	100
Сульфидная ..	4,5	55,9	33,7	5,44	0,46	100

Легкая фракция испытывалась на сжатие (раздавливание) в цилиндре, на износ при истирании - в полочном барабане, на сопротивление удару - на копре ПМ (табл.3).

Потеря в весе щебня после испытаний на сжатие не превышает 11,3% (по ГОСТу допускается до 16%), следовательно, по дробимости легкая фракция относится к высокой марке I200, что обеспечивает возможность получения бетонов марки 300 и выше.

Потеря в весе щебня при испытании на истираемость составляет 17% (по ГОСТу допускается до 25%). По износу он относится к высшей марке И-1 и может использоваться для строительства дорог. По сопротивлению удару щебень относится к марке У-75, что обеспечивает пригодность его в качестве балластного слоя железнодорожных путей.

Физико-механические свойства щебня легкой фракции сульфидной
(проба 1) и смешанной (проба 2) руды

Наименование определений	5-10 мм		10-20 мм		20-40 мм	
	Проба					
	1	2	1	2	1	2
Удельный вес, г/см ³	2,69	2,65	-	-	-	-
Объемный вес зерен в куске, г/см ³	2,74	2,72	-	-	-	-
Насыпной вес, кг/м ³	1356	1344	1326	1346	1336	1340
Водопоглощение, %	1,8	2,0	0,5	0,6	0,3	0,42
Потеря веса после замораживания, %:						
25 циклов	2,1	1,14	1,86	1,22	-	0,6
50 "	5,3	0,8	5,1	3,0	1,5	2,05
100 "	16,8	13,3	2,6	4,2	4,67	3,4
Марка по морозостойкости Мрз-50	Мрз-50	Мрз-50	Мрз-100	Мрз-100	Мрз-100	Мрз-100
Потеря веса при сжатии, %	9,45	9,6	7,2	9,5	10,3	11,3
Марка по дробимости	I200	I200	I200	I200	I200	I200
Потеря веса при истирании, %	17,3	15,4	16,2	13,6	13,0	14,3
Марка по истираемости	И-1	И-1	И-1	И-1	И-1	И-1
Потеря веса при ударе, %	0,5	0,6	0,7	0,5	0,6	0,8
Марка по удару	У-75	У-75	У-75	У-75	У-75	У-75

В лабораторных условиях на основе легкой фракции получены экономичные составы обычного бетона марок 100, 200, 300, 400 и дорожного - марок 200 и 300. При этом расход цемента на 1 м³ бетона в пластичных смесях для марок 100, 200, 300, 400 равен соответственно 239, 360, 450, 517 кг, в жестких смесях - 250, 320, 350, 465 кг.

После термообработки прочность бетона составляет 70% от марочной, модуль упругости отвечает требованиям ГОСТа, призмечная прочность - 76-80% от кубиковой, усадочные деформации - в пределах нормы.

По морозостойкости бетон выдержал 200 циклов попеременного замораживания и оттаивания без потерь веса и прочности.

Рост прочности бетона, выдержанного в течение 1, 3, 6, 9 месяцев, наблюдается как в условиях обычной атмосферной среды, так и в нормальных температурно-влажностных условиях твердения.

Отрицательного влияния рудных минералов, содержащихся в легкой фракции, на сроки схватывания цементной массы и арматуры не обнаружено.

Мелкозернистый асфальтобетон с применением в качестве крупного заполнителя легкой фракции имеет высокие прочностные качества (55-65 кг/см² при температуре испытания 20±1° и 50-60 кг/см² в водонасыщенном состоянии при температуре 20±1°), небольшое водонасыщение (0,8-2%) и набухание (0,2-0,5%), что отвечает требованиям ГОСТ 9128-67.

Цветной асфальтобетон с использованием легкой фракции также является прочным (R₂₀₋₄₀ - 45 кг/см²), обладает незначительным водонасыщением (0,8-1,2%) и набуханием (0-0,1%) и пригоден в качестве декоративного покрытия парковых дорожек, площадей и т.д.

На основании комплекса проведенных исследований установлено, что легкая фракция обладает высокими прочностными свойствами, имеет широкие перспективы применения в промышленном и гражданском строительстве.

Легкая фракция с высоким содержанием кремнезема (до 82%) была использована в качестве кислородного флюса при конвертировании на медеплавильном заводе Иртышского полиметаллического комбината и дала положительные результаты.

Отпускная цена на легкую фракцию составляет 0,84 руб. за 1 м³ при отгрузке ее с отвала и 1,83 руб. - при отгрузке со станции г.Зырянновска, что значительно ниже поясных отпускных цен на щебень по Восточному Казахстану (2,85-4,20 руб. за 1 м³).

В связи с ростом строительного-монтажных работ и дорожного строительства значительная часть потребности в щебне может быть компенсирована путем использования легкой фракции цеха тяжелых суспензий.

В настоящее время легкая фракция уже находит применение в дорожном строительстве для оснований и покрытий автодорог и балластного слоя железнодорожных путей.

ПРАКТИКА ОСВОЕНИЯ ЦЕХА ОБОГАЩЕНИЯ РУД АКДЖАЛЬСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

А.А. Туровский

Впервые испытания свинцово-цинковых руд Акджальского месторождения на обогатимость в тяжелых суспензиях проводились в 1956 г. институтом "ВНИИцветмет". Повторными исследованиями института "Гинцветмет" в 1960 г. было выявлено, что применение процесса обогащения в тяжелых суспензиях для руд Акджальского месторождения весьма перспективно.

Руды Акджальского месторождения характерны тем, что вмещающие породы представлены известняками с прожилками кальцита, вкрапленность рудных минералов неравномерна, в виде гнезд и прожилок, что подтверждает возможность обогащения этих руд в тяжелых суспензиях.

На основе лабораторных исследований и полупромышленных испытаний институтом "Казмеханобр" в 1963 г. составлено проектное задание на строительство промышленной установки. Строительство и монтаж установки вел трест "Прибалхашстрой".

В январе 1968 г. строительство было закончено, и в I квартале проведены пуско-наладочные работы.

Выбран оптимальный режим обогащения руд Акджальского месторождения в тяжелых суспензиях:

Крупность руды, мм	-50+6
Удельный вес суспензии, г/см ³ ...	2,72-2,8
Выход легкой фракции, с отвальным содержанием металлов, %	47,76
свинца	0,09
цинка	0,44
Расход утяжелителя, г/т	400

Потери металла с легкой фракцией, %:

свинца	3,76
цинка	4,13

Результаты освоения этой установки должны стать основой для проектирования обогатительной фабрики "Большой Акджал".

Разделение руды в тяжелых суспензиях осуществляется в колесном сепараторе типа СК-12.

На разделение руда подается вертикальным двухцепным элеватором типа ЭГЦО-450.

Отмывка мелкого класса (-6+0 мм) производится на вибрационном грохоте типа СМ-742.

Вследствие того, что в исходной руде находится более 30% мелких классов (20% по проекту), по предложению работников рудника увеличена длина грохота на 1200 мм, что обеспечило более устойчивую работу спирального классификатора типа КСН-750, на который поступает часть подрешетного продукта грохота. Обезвоженные пески (85% твердого) и часть сухой рудной мелочи направляются в бункер главного корпуса.

Дренаж и отмывка суспензии осуществляются на четырех самобалансных грохотах типа С-388 (Славянский завод строительных машин). Грохоты имеют целевидные сита с размером щели 0,7-1,5 мм. Кондиционная суспензия поступает в две конические емкости (3,8 м³ каждая). Отмытый утяжелитель собирается в конусе и насосами типа НПГ-3 перекачивается в цикл регенерации.

Два магнитных сепаратора типа I67-СЭ-I с напряженностью магнитного поля 1000-1100 эрстед, установленные для регенерации утяжелителя, не обеспечили удовлетворительного извлечения утяжелителя. Извлечение не превышало 70-80%, а безвозвратные потери составили 4-5 кг/т руды.

Эти сепараторы в 1968 г. заменены электромагнитными ЭБМ-I/2 с напряженностью магнитного поля 1400 эрстед, что позволило повысить извлечение утяжелителя до 98-99%. При этом потери утяжелителя снизились и составляют 400-500 г/т. Кроме того, данные сепараторы выдают магнитный концентрат высокой плотности (2,9-3,09 г/см³).

Магнитная фракция, проходя через размагничивающий аппарат, самотеком поступает в конус кондиционной суспензии, откуда насосами типа НПГ-3 подается в колесный сепаратор.

Хвосты второго сепаратора поступают в односпиральный классификатор, а слив - на отмывку суспензии с тяжелой и легкой фракциями.

Для создания восходящих потоков в несколько точек подается сжатый воздух от компрессоров.

В качестве утяжелителя принята смесь гранулированного ферросилиция (70%) и магнетита (30%).

Регулирование плотности суспензии осуществляется путем добавления свежей воды и сухого утяжелителя (ферросилиция или магнетита в зависимости от вязкости и расслоения) непосредственно в колесный сепаратор. Барботаж суспензии осуществляется подачей сжатого воздуха через ниппельные форсунки.

Обогащенная фракция крупностью $-50+6$ мм додрабливается в конусной дробилке КСД-600Б.

В период пуска-наладочных работ выявлены ошибки в проектировании установки тяжелых суспензий, в результате которых установка в 1968 г. работала неустойчиво, с очень частыми и длительными остановками.

Основным аппаратом цеха является колесный сепаратор типа СК-12, который выпускается отечественной промышленностью для обогащения углей. Недостатки его - быстрый износ элеваторного колеса, малая мощность электродвигателя на приводе элеваторного колеса, так как удельный вес руды и суспензии намного выше, чем при обогащении угля. Двигатель мощностью 4,5 квт, 1000 об/мин сначала был заменен двигателем 7 квт, а затем - 14 квт, 1500 об/мин. С целью более равномерной разгрузки тяжелой фракции на дренажный грохот увеличено число оборотов элеваторного колеса сепаратора с 1,15 до 1,8 об/мин.

Недостаточный поток суспензии в ванне сепаратора, подача воздуха на разделение до настоящего времени являются узкими местами в технологии обогащения руд в тяжелых суспензиях.

Задача сегодняшнего дня - организация подачи суспензии в колесный сепаратор в три точки.

До сих пор не выявлен расход суспензии на тонну подаваемой руды и не установлен порог перелива суспензии в сепараторе типа СК-12 при руде $-50+6$ мм.

Запроектированная технологическая цепочка подачи руды (экскаватор - автомашина - щековая дробилка - конусная дробилка - цех тяжелых суспензий) не обеспечивает четкой и ритмичной работы установки. Отсутствие промежуточного бункера не дает возможности вести разделение при оптимальных нагрузках, что приводит к нарушению непрерывности технологического процесса и снижению технико-экономических и технологических показателей.

Неправильно решен вопрос снабжения цеха водой. Проектная схема подачи слива классификатора в цикл измельчения главного

корпуса оказалась неработоспособной, и трубопровод сразу был забит песками.

Институт "Казмеханобр" выдал проект на установку стусителе-ля Ц-6 для обратного водоснабжения. До монтажа стусителя слив классификатора сбрасывался в хвосты.

Проектом предусмотрено опробование только легкой фракции, но установка по отбору и разделке проб из-за отсутствия оборудования не работает. Пробы отбирают вручную.

При проектировании установки по обогащению руд в тяжелых суспензиях не учтены более сложные условия ее работы в зимнее время. Расход утяжелителя в зимние месяцы составил более 2 кг/т, а в отдельные смены - до 8-9 кг/т. Такой большой расход утяжелителя получился из-за того, что руда при температуре минус 20-30⁰С не успевает обогреться в цехе без промежуточных емкостей, в кожесном сепараторе утяжелитель прилипает к холодной поверхности руды. Через 30-45 мин работы температура суспензии в колесном сепараторе становится близкой к нулю. Поверхность суспензии покрывается коркой льда. На грохотах примерзший к продуктам разделения утяжелитель не успевает отмываться. В связи с этим был срочно проложен паропровод от отопительного котла для подогрева оборотной воды непосредственно в стусителе. На отмывку суспензии от продуктов обогащения на грохоты подавалась горячая вода, расход суспензоида снизился до плановой нормы.

Но все это вызвало дополнительные затраты, усложнилась работа обслуживающего персонала, повышенная влажность воздуха повлекла за собой разрушение здания (осыпалась штукатурка), началась интенсивная коррозия оборудования и т.д.

Установка по обогащению руды в тяжелых суспензиях на Акджальской обогатительной фабрике в 1968-1969 гг. работала неустойчиво из-за несовершенства установленного оборудования.

**ПРИМЕНЕНИЕ ПИРРОТИНОВОГО КОНЦЕНТРАТА
В КАЧЕСТВЕ УТЯЖЕЛИТЕЛЯ НА КРАСНОРЕЧЕНСКОЙ
ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ**

И.С.Шепета

Учитывая благоприятный минералогический состав руды Смирновского месторождения, состоящей наполовину из сульфидоз с удельным весом более 4,5 и пустой породы с удельным весом

2,7 г/см³, для обогащения в тяжелых суспензиях в институте "Механобр" и на Краснореченской обогатительной фабрике проведены изыскания наиболее эффективного утяжелителя.

В институте "Механобр" первые испытания в 1950-1957 гг. проводились на утяжелителях из свинцового концентрата и ферросилиция.

Все промышленные испытания проводились на свинцовом концентрате фабрик Краснореченской и "Сихали".

Свинцовый концентрат фабрики "Сихали" довольно крупный, из-за чего устойчивость суспензии была низка, но это давало возможность долгое время работать без системы регенерации.

В лаборатории фабрики исследовались дешевые утяжелители из местных материалов - арсенопирита и пирротина. Содержание арсенопирита в руде 1,5-2% по весу, пирротина - более 25%. По действующей на фабрике технологии из-за близости флотационных свойств этих минералов последние извлекаются при флотации пирротина в кислой среде (рН=5).

Благодаря разности в удельных весах минералов, а также магнитным свойствам пирротина их можно разделить концентрацией на столах и электромагнитной сепарацией (напряженность магнитного поля не менее 1400 эрстед).

Концентрацией на столе удалось выделить арсенопиритный концентрат, содержащий до 50% арсенопирита и 30% пирротина.

Обогащение руды в суспензии, приготовленной из этого продукта, в лабораторных условиях показало возможность применения его в качестве утяжелителя. При этом результаты обогащения были примерно равны результатам при работе на свинцовом концентрате Краснореченской фабрики, но хуже, чем на концентрате фабрики "Сихали".

Из-за большой вязкости суспензии из арсенопиритного утяжелителя в сравнении с галенитовым легкая фракция с отвальным содержанием полезных компонентов получается при удельном весе 2,65 г/см³, а в случае с галенитовым утяжелителем - 2,70-2,75 г/см³. Применение магнитной сепарации арсенопиритного продукта с предварительным выделением шламов позволяет получить арсенопиритный концентрат, содержащий до 70% арсенопирита с большим удельным весом.

Получение и применение арсенопирита в качестве утяжелителя требует промышленной проверки.

Опыты по приготовлению суспензии из пирротинового концентрата с удельным весом 4,2 г/см³ показали, что чисто пирротинный концентрат из-за малого удельного веса невозможно применять

в качестве утяжелителя. При необходимом удельном весе суспензии $2,75 \text{ г/см}^3$ объемное содержание пирротинового концентрата составляло 55%. Такая суспензия практически не имела текучести и не могла быть использована в обогащении.

Более интересным представлялось применение пирротинового концентрата в качестве утяжелителя в смеси с гранулированным ферросилицием.

Гранулированный ферросилиций, полученный на заводах, сравнительно крупный, мало содержит класса минус 10 мк. Суспензия из такого утяжелителя быстро расслаивается и практически не может быть использована для обогащения руд.

Применение смеси гранулированного ферросилиция и пирротинового концентрата снижает расход дорогостоящего ферросилиция и позволяет повысить устойчивость суспензии.

Лабораторные опыты по приготовлению и испытанию таких смесей были проведены на фабрике бригадой института "Механобр". Смеси содержали 10, 20, 30 и 40% пирротинового концентрата, из них приготавливали суспензии с удельным весом от $2,7$ до $3,1 \text{ г/см}^3$.

Эти суспензии сравнивали с суспензией, приготовленной из галенита, взятой как эталон, по двум определяющим параметрам — динамическому сопротивлению сдвигу (дин/см^2) и устойчивости суспензии.

Галенитовый утяжелитель содержит около 35% тонких классов (минус 10 мк), а гранулированный ферросилиций и пирротин — соответственно 1, 14 и 7,2%. Однако, несмотря на малое содержание тонких классов, устойчивость суспензии (ее определяли по скорости осветления в цилиндре), содержащей 30–40% пирротинового продукта, приближается к устойчивости галенитовой суспензии. Это объясняется увеличением объемного содержания твердого в суспензии из смеси ферросилиция и пирротина.

Все смеси, содержащие до 40% пирротинового концентрата, имели динамическое сопротивление сдвигу менее 30 дин/см^2 , что является обязательным условием для успешного разделения руды в тяжелой суспензии.

Для полного извлечения такого утяжелителя при регенерации суспензии необходима напряженность магнитного поля в 1340 эрстед. Эти исследования легли в основу реконструкции схемы регенерации суспензии и замены галенитового утяжелителя смесью гранулированного ферросилиция и пирротина. С января 1967 г. Красно-реченская обогатительная фабрика работает на ферросилициевом утяжелителе в смеси с пирротинном.

В начальный период перехода на новый утяжелитель суспензия

была приготовлена из 70% ферросилиция и 30% пирротинового концентрата.

В процессе эксплуатации выяснилось, что примерно такое содержание пирротина в суспензии поддерживалось без дополнительной подачи его в процесс, что упростило схему приготовления суспензии. Это объясняется большим количеством пирротина в руде, вторичным ошламованием в конусе. При регенерации из рудных шламов выделялся пирротин и вместе с ферросилицием направлялся в процесс.

Замена утяжелителя свинцового концентрата смесью 70% гранулированного ферросилиция и 30% пирротинового концентрата дала экономический эффект 45 тыс.руб.

При исследованиях таких смесей вызывает трудности отсутствие надежной методики определения количества разных ферромагнитных составляющих смеси.

Примерный состав пирротинового утяжелителя, применяемого на Краснореченской обогатительной фабрике, %: 45-50 Fe, 32-36S, 0,1 Sn, 0,5-0,7 Pb, 1,2-1,7 Zn, 1,5-2 As, около 10 прочих.

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Д.Б.Голандский, Е.Д.Югова, И.С.Бувалец, Л.К.Найбородина,
С.В.Осташевская, В.А.Храпенко

Институтом "ВНИИ-1" проведены специальные исследования обогатимости оловянных и олово-вольфрамовых руд Северо-Востока. Изучено десять руд восьми крупных месторождений с различным характером минерализации, практически представляющих все разнообразие оловосодержащего сырья данного района. Возможность применения процесса разделения в тяжелых суспензиях оценивали гравитационным анализом в ферросилициевой суспензии. Критерием оценки обогатимости руд в тяжелых суспензиях принят коэффициент K , показывающий отношение содержания олова в легкой фракции ($R_{л.фр}$) к содержанию его в отвальных хвостах ($\beta_{отв.хв}$), выделенных при обработке руды по полной схеме гравитационного обогащения без тяжелых суспензий.

На рис.1 показано значение величины K в зависимости от выхода легкой фракции. Только на рудах двух месторождений (7 и 8) получены отрицательные результаты. На остальных восьми рудных пробах из шести месторождений при значении $K=1$ выделяется от 40 до 60% породы.

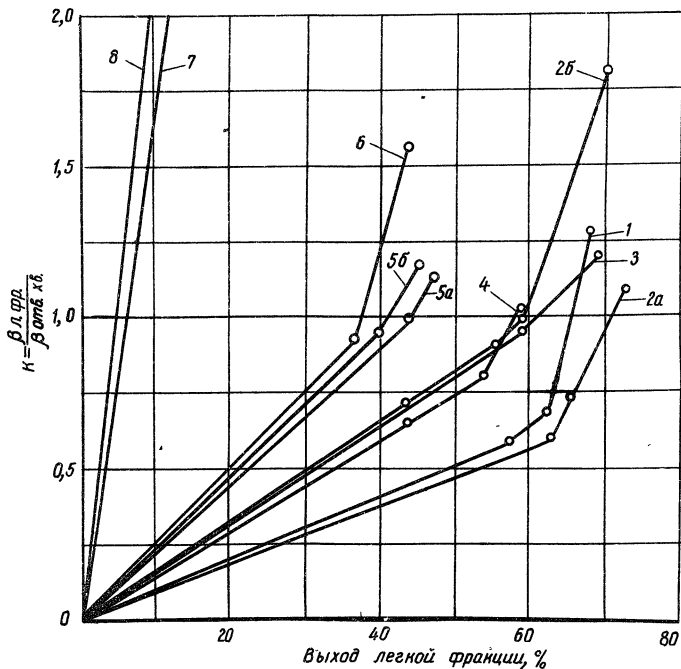


Рис. 1. Выделение легкой фракции с разным характером минерализации

В ходе оценки результатов гравитационного анализа руд отмечен факт повышенной концентрации олова в тяжелой фракции с удельным весом $>2,9 - 3 \text{ г/см}^3$.

Исходя из положения, что один из способов снижения ошломования касситерита — максимально возможное извлечение его в голову процесса обогащения до измельчения руды в мельницах, институт "ВНИИ-1" на основании исследований 1966–1968 гг. предложил схему, включающую двухстадийную отсадку. Ее отличие от существующих — повышение начальной крупности обогащения с 6(12) до 25 мм и введение второй стадии отсадки на материале $-6+2$ мм после додрабливания хвостов отсадки первой стадии ($-25+6$ мм) до 6 мм. Это позволяет выделить в надрешетный концентрат отсадки дополнительно раскрывающийся касситерит в процессе додрабливания. Применение такой схемы позволило увеличить извлечение олова на средневкрапленных рудах на 2–2,2% и на мелковокрапленных — на 3,5–5,7%.

На основании выявленной закономерности повышения извлечения олова и снижения ошламования при увеличении количества касситерита, извлекаемого перед операциями измельчения в мельницах, предложено процесс разделения в тяжелых суспензиях использовать одновременно для вывода отвальной легкой фракции и для извлечения крупных включений касситерита в тяжелую фракцию ($d > 2,9-3 \text{ г/см}^3$).

Как показали исследования, в тяжелой фракции сосредотачивается от 31 до 75% олова при выходе от 10 до 20%. Практически на всех исследованных рудах (за исключением одной) тяжелая фракция представляет собой черновой концентрат, который следует доводить в оптимальных условиях.

Разработанная институтом схема обогащения крупнодробленой руды (-50 мм) с применением процесса разделения в тяжелых суспензиях включает:

- 1), выделение легкой фракции с отвальным содержанием олова;
- 2) максимально возможное извлечение крупнокристаллического касситерита и сульфидов в тяжелую фракцию с последующей ее доводкой;
- 3) додробливание промежуточной фракции в замкнутом цикле с обогащением в тяжелых суспензиях и получением промежуточной фракции крупностью $-6+2 \text{ мм}$.

Технологические исследования по указанной схеме проведены на пяти рудах, имеющих различный характер минерализации и вкрапленности касситерита. Результаты обогащения в тяжелых суспензиях оловосодержащих руд (табл. I) показывают, что эффективность обогащения крупнодробленых оловянных руд в тяжелых суспензиях высока.

Исследованиями установлено, что достаточно полное извлечение полезного компонента в голове процесса позволяет измельчать промежуточную фракцию сразу до конечной крупности с применением для обогащения высокопроизводительных аппаратов.

Как отмечено, тяжелая фракция представляет собой черновой концентрат, выход которой, в соответствии с минерализацией, небольшой. Это позволяет применять в цикле доводки при ее додробливании валковые или молотковые дробилки, дающие минимальное ошламование. Эффективность доводки тяжелой фракции высокая (89-98%), что подтверждает целесообразность ее специального выделения.

На рис. 2 представлена технологическая схема обогащения, рекомендуемая институтом "ВНИИ-1" для одного из эксплуатируемых оловорудных месторождений Северо-Востока. В голове процесса

Т а б л и ц а I

Результаты разделения оловосодержащих руд в тяжелых суспензиях

Продукты разделения (фракция)	Р у д ы						технологические показатели, %								
	2а		3б		5а		5б		6						
	выход олова	содержание олова	выход олова	содержание олова	выход олова	содержание олова	выход олова	содержание олова	выход олова	содержание олова	выход олова	содержание олова			
Легкая..	75,71	0,065	7,33	66,10	0,09	18,08	56,88	0,17	9,29	46,11	0,14	6,78	54,25	0,124	8,77
Промежуточная	11,95	0,44	8,57	31,73	0,23	21,56	25,69	0,37	9,16	23,78	0,28	7,00	10,23	0,72	9,76
Тяжелая	12,34	4,65	84,10	2,17	9,32	60,36	17,43	4,87	81,55	30,11	2,72	86,22	35,52	1,80	81,47
Руда -50+2(3) мм	100,0	0,66	100,0	100,0	0,33	100,0	100,0	1,04	100,0	100,0	0,95	100,0	100,0	0,86	100

Показатели обработки руд по различным схемам

Показатели	2а						5б						5в					
	I		3		I		3		I		3		I		3		I	
	2	3	2	3	2	3	2	3	2	3	2	3	2	3	2	3	2	3
Выход легкой фракции, % . . .	-	49,6	66,4	-	51,8	-	28,5	35,6	-	28,4	30,4	-	33,2	-	28,4	30,4	-	33,2
Содержание олова в легкой фракции, %	-	0,10	0,065	-	0,09	-	0,18	0,17	-	0,16	0,14	-	0,124	-	0,16	0,14	-	0,124
$K = \frac{L \cdot \Phi D}{F_{отв. хв.}}$	-	1,11	0,72	-	0,95	-	1,00	0,94	-	1,0	0,88	-	0,69	-	1,0	0,88	-	0,69
Выход товарного концентрата, %	2,01	1,91	2,27	1,18	1,22	3,77	4,15	4,48	2,99	3,99	3,90	3,25	3,42	2,99	3,99	3,90	3,25	3,42
Извлечение олова при обработке руды по схеме, %	81,6	79,7	87,2	78,0	80,5	82,7	82,3	84,8	78,6	76,0	79,6	72,2	75,8	78,6	76,0	79,6	72,2	75,8
Прирост извлечения, %	0	-1,9	+5,6	0	12,5	0	-0,4	+2,1	0	-2,6	+1,0	0	+3,6	0	-2,6	+1,0	0	+3,6

предусмотрен узел обогащения крупнодробленой руды в тяжелых суспензиях с выделением легкой, промежуточной и тяжелой фракций. В первый цикл измельчения, где обычно происходит наибольшее ошламование, направляется только промежуточная фракция с небольшим количеством металла в виде рассеянной вкрапленности. Обогащение измельченного материала крупностью +0,2 мм производится на высокопроизводительных аппаратах ВК-2М, разработанных ВНИИ-1.

В табл.2 приведены сравнительные результаты обогащения пяти рудных проб из четырех месторождений по следующим трем вариантам технологической схемы:

1 - обычная технология с обработкой материала крупностью -6(12) мм по схеме фабрики с отсадкой класса +2 мм;

2 - дробление всей руды до 50 мм, грохочение до крупности 6(2) мм, обогащение плюсового материала в тяжелых суспензиях с выводом в отвал только легкой фракции; тяжелая фракция после додробливания идет на совместную обработку с остальной рудой по схеме фабрики;

3 - рекомендуемая схема (см.рис.2).

В результате сравнения технологических показателей за основной вариант принята схема без тяжелых суспензий (вариант 1).

При равном содержании олова в товарных концентратах по схеме с выводом только легкой фракции (вариант 2) извлечение олова несколько снизилось (на 0,4-2,6%). По схеме института "ВНИИ-1" в сравнении с основным вариантом получен прирост извлечения на 1-5,6% и в сравнении с вариантом 2 - на 2,5-7,5%. Прирост извлечения олова объясняется значительно меньшим ошламованием касситерита в результате выделения в голове процесса крупных скоплений и зерен ценного компонента в тяжелую фракцию.

Выводы

1. Включение в схему процесса обогащения оловосодержащих руд в тяжелых суспензиях только с целью выделения легкой фракции приводит к некоторому снижению извлечения олова. Однако технико-экономический расчет показывает, что даже некоторое падение извлечения олова компенсируется снижением эксплуатационных затрат и может дать экономический эффект. Следовательно, внедрение процесса обогащения оловосодержащих руд в тяжелых суспензиях целесообразно.

2. Недостатки, присущие этой схеме, могут быть ликвидированы с применением разработанной в институте "ВНИИ-1" двухстадийной схемы обогащения оловосодержащих руд в тяжелых суспензиях, обеспечивающей вывод большого количества легкой фракции с более низким содержанием в ней олова и повышение товарного извлечения олова на 1-5,6%.

По предварительным расчетам, экономический эффект повышается в 2-3 раза и может достигнуть на некоторых объектах 2,5 млн.руб.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Е.В.Гуляихин, Д.Д.Столбовой

Месторождения оловянных руд характеризуются сравнительно небольшим содержанием олова; руды в основном относятся к мелко-вкрапленным, следовательно, труднообогатимым.

Маломощность рудных тел разрабатываемых жильных месторождений, широкое привлечение бедных руд, представляющих обширные зоны прожилково-вкрапленной минерализации, рост механизации горных работ определяют весьма высокую степень разубоживания оловянных руд вмещающими породами, достигающую иногда 95%.

В переработку вовлекаются более бедные и сложные по вещественному составу и вкрапленности руды, требующие усложнения схем обогащения и уменьшения крупности измельчения (до 0,2-0,1 мм). В рудах Хрустальненского горно-обогатительного комбината за последние 5 лет содержание олова снизилось почти на 30%, в рудах Солнечного комбината - на 40%.

Для сохранения уровня выпуска оловянных концентратов предприятия вынуждены, с одной стороны, вести выборочную отработку рудных тел месторождений, с другой - увеличивать объемы добычи и переработки руд без соответствующего наращивания мощностей фабрик.

В этих условиях поиски в направлении предварительной концентрации оловянных руд таким дешевым и высокопроизводительным методом, как обогащение в тяжелых суспензиях, приобретают особую актуальность.

Вопросами обогащения оловянных руд в тяжелых суспензиях институт "ЦНИИОлово" занимается с 1964 г. Проведены исследова-

тельные работы методического характера, позволившие определить программу и содержание работ прикладного характера по тяжелым суспензиям.

Изготовлена лабораторная установка ЛУТС-300 для исследования обогащения руд в тяжелых суспензиях.

В 1956-1966 гг. разработана и создана полупромышленная установка на базе колесного сепаратора типа Ведаг, имеющая производительность 0,5 т/час при общем объеме циркулирующей суспензии 500 л. Установка позволяет обогащать руду крупностью до 50 мм и давать надежные технологические показатели на небольших пробах (3-4 т).

Выполнены работы по регулированию физико-механических свойств тяжелых суспензий, изучению влияния гидромеханических условий среды разделения на результаты обогащения, определению эффективности разделения в сепараторе.

Многие лабораторные технологические исследования и экономические расчеты, проведенные в институте "ЦНИИОлово" на рудах основных оловянных месторождений, позволили определить наиболее перспективные объекты применения процесса обогащения руд в тяжелых суспензиях.

Результаты полупромышленных испытаний, показанные в таблице, подтверждают высокую технологическую эффективность обогащения в тяжелых суспензиях руд Хрустальненского, Лифудзинского, Солнечного, Фестивального, Депутатского и Валькумейского месторождений.

С 1966 г. институты "ЦНИИОлово" и "Гипромашобогащение" занимаются созданием комплексной типовой установки для обогащения оловянных руд в тяжелых суспензиях.

Учитывая результаты технологических испытаний и специфику обогатительных фабрик отрасли, в качестве разделяющего аппарата приняли сепаратор колесного типа.

Сепаратор прост по конструкции и надежен в эксплуатации, позволяет применять грубодисперсные утяжелители, имеет значительно меньший, чем у конусных сепараторов, поток циркуляции и общий объем суспензии, а следовательно, экономичен и имеет минимальную инерционность при регулировке плотности среды.

Все это дает преимущество использования колесных сепараторов для обогащения большинства оловянных руд и руд редких металлов на фабриках, расположенных в удаленных районах страны и имеющих часто нестабильный по нагрузке и составу шихты режим работы. С технологической точки зрения сепаратор имеет рациональное сочетание ламинарных потоков суспензии: восходящего - в зоне пита-

Результаты полупромышленных испытаний по обогащению оловянных руд в тяжелых суспензиях

Предприятия	Месторождения (типы руд)	Год испытаний	Крупность обогащаемой руды, мм	Выход легкой фракции, % от исходной руды	Потери олова с легкой фракцией, %	Ожидаемый экономический эффект по предприятиям, тыс. руб.	
							Выход легкой фракции, % от обогащаемого класса
Хрустальный комбинат	Хрустальное (жильные)	1965	-25+3	48,2	58,3	3,9	2100,0
	Лифуэзинское (смешанные)	1965	-25+3	44,0	52,5	9,5	
	Лифуэзинское I (штокерные)	1966	-35+6	45,6	58,0	10,0	
Солнечный комбинат	Солнечное (окисленные Центральное участка)	1965	-25+3	40,6	57,6	11,8	1900,0
	Солнечное (полукисленные Центральное участка)	1967	-40+6	33,5	51,4	12,5	
	Северо-восточного участка)	1967	-25+6	52,3	68,9	20,9	
	Фестивальное I)	1968	-35+6	30,6	38,4	4,0	

Продолжение таблицы

Предприятия	Месторождения (типы руд)	Год испы- таний	Круп- ность обо- гащаемой руды, мм	Выход от ис- ходной руды	легкой фракции, % от обогаще- мого класса	Потери олова с легкой фракцией, %	Ожидаемый экономический эффект по пред- приятиям, тыс. руб.
Депутатский комбинат (строющийся)	Западный участок	1966	-35+6	35,2	71,6	2,6	3000,0
		1968	-40+6	37,7	61,7	5,9	
	Восточный учас- ток	1966	-35+6	46,3	60,4	7,0	800,0
		1968	-40+6	34,1	52,7	4,7	
Рудник Валькумей	Валькумейское (три типа руд)	1968	-40+6	41,5-	69,0	3,5	800,0
				48,1	70,0	6,3	

1) Испытания проводились на полупромышленной установке института "ВНИИцветмет".

ния рудой и нисходящего — в зоне разгрузки легкой фракции. При полупромышленных испытаниях на подобном сепараторе точность разделения по Тромпу достигала 0,0125.

Институтом "Гипрошахобогатение" закончено рабочее проектирование колесного сепаратора марки СТС-15. В 1969 г. велась работа над проектом комплекса вспомогательного оборудования установки и изготовлением опытно-промышленного образца сепаратора.

Следует также остановиться на некоторых направлениях дальнейшего совершенствования процесса обогащения в тяжелых суспензиях.

Анализ показывает, что в большинстве типично оловянных малосульфидных руд значительную часть (45–65%) составляет материал промежуточного удельного веса ($\pm 0,05 \text{ г/см}^3$ от плотности разделения). В связи с этим чрезвычайно важное значение приобретает создание условий, обеспечивающих максимальную точность разделения, которая в первую очередь зависит от структурно-механических свойств суспензии и от эффективности способа поддержания плотности среды в заданном режиме.

Исследования показали возможность снижения вязкости суспензии с помощью небольших добавок реагентов-пептизаторов, в частности жидкого стекла. Однако вызываемое при этом разрушение структуры резко понижает кинетическую устойчивость суспензии, что осложняет стабильное ведение процесса разделения.

В этой связи весьма перспективным представляется применение вибрации для повышения эффективности разделения в сепараторе.

Проведенные в Институте горючих ископаемых исследования показали возможность значительного увеличения скорости падения зерен граничной плотности при одновременном повышении устойчивости структурированной суспензии.

Большие возможности улучшения технологических показателей обогащения в тяжелых суспензиях заложены в способах подготовки руды к обогащению.

Институтом "ЦНИИОлово" в 1968 г. была предложена схема подготовки руды, включающая полное самоизмельчение и обогащение в тяжелой суспензии крупной части разгрузки мельницы. Исследования, проведенные на рудах Депутатского оловянного и Фестивального медно-оловянного месторождений, показали, что содержание металлов в легкой фракции при этом способе подготовки руды существенно снижается по сравнению с обогащением дробленой руды. При сопоставимом выходе легкой фракции содержание в ней

олова для руды Депутатского месторождения снизилось с 0,16 до 0,07%, для Фестивального месторождения — с 0,05 до 0,03%. Это объясняется высокой степенью избирательности процесса самоизмельчения, заключающейся в более полном раскрытии твердых кусков породы от хрупкого жильного материала и в накоплении их в составе крупных классов разгрузки мельницы. Включение обогащения в тяжелой суспензии в цикл самоизмельчения улучшает процесс подготовки руды, поскольку резко снижается ошлавование. Схема совмещения самоизмельчения с обогащением в тяжелых суспензиях принята для проекта Депутатского комбината.

Интерес представляет также схема стадийного обогащения в тяжелой суспензии руды, подготовленной дроблением. В этом случае появляется возможность выделить равное с одностадийным обогащением количество легкой фракции при значительно меньших потерях металла. Такая схема принята по предложению института в проекте установки на фабрике Солнечного комбината. Здесь обогащение в тяжелой суспензии будет проводиться в замкнутом цикле с третьей стадией дробления, что позволит снизить содержание олова в легкой фракции на 20%.

Имеется еще ряд вопросов, требующих внимания исследователей и конструкторов, однако уже проделанный объем научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ позволяет утверждать о полной готовности к внедрению процесса обогащения в тяжелых суспензиях на некоторых оловянных предприятиях.

Расчеты показывают, что уже в 1970 г. могут быть пущены в эксплуатацию промышленные установки на Лудьевской и Солнечной, в 1972 г. — на Валькумейской и Центральной (Солнечный комбинат), в 1974 г. — на Депутатской обогатительных фабриках. Суммарный экономический эффект только от снижения эксплуатационных затрат составит при этом около 7 млн. руб., а дополнительные капитальные вложения окупятся в течение нескольких месяцев.

Метод обогащения в тяжелых суспензиях найдет широкое применение на предприятиях оловянной промышленности.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОНУСНЫХ СЕПАРАТОРОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

В.Р.Квакин

Для обогащения в тяжелых суспензиях руд цветных и редких металлов на отечественных фабриках применяют конусные, колесные и барабанные сепараторы.

Первая промышленная установка для обогащения оловянной руды в тяжелой суспензии освоена на Краснореченском горно-обогатительном комбинате. В качестве разделительного аппарата применен конусный сепаратор 3,5 м конструкции института "Механобр". Сепаратор оборудован центральным аэролифтом диаметром 219 мм. Крупность исходной руды -50+4 мм. Выход легкой фракции составляет 30% от исходной руды.

Проектированием конусных сепараторов для обогащения руд в тяжелых суспензиях с 1960 г. занимается специальное конструкторское бюро горно-обогатительного оборудования (г.Новосибирск). В период 1960-1963 гг. СКБ ГОМ по заданию института "Механобр" разработан конусный сепаратор диаметром 6 м для Зыряновского свинцового комбината и по заданию института "Цветметпроект" - конусный сепаратор диаметром 3,6 м для комбината "Якуталмаз".

В конусном сепараторе с наружным аэролифтом СК-3,6 разгрузка легкой фракции предусматривалась принудительно элеваторным наклонным колесом. Отделение суспензии от тяжелой фракции осуществлялось в гидроциклоне. В приводе сепаратора был заложен планетарный редуктор. Проектная производительность конусного сепаратора СК-3,6 - 100 т/час.

В результате испытаний конусного сепаратора на обогатительной фабрике треста "Якуталмаз" выявлены следующие недостатки:

а) низкая эффективность дренажа узла принудительной разгрузки легкой фракции в результате забивания дренажных отверстий рудой и утяжелителем;

б) быстрый износ гребков.

Вследствие этого пришлось отказаться от принудительной разгрузки и перейти на более простой, но менее экономичный способ самотечной разгрузки легкой фракции.

На комбинате "Якуталмаз" проведены конструктивные изменения сепаратора СК-3,6:

увеличено окно для выхода легкой фракции до 320 мм;

для предотвращения зависания материала установлен специальный отсекатель (в виде спирального ножа);

сокращена скорость вращения мешалки с 6,67 до 4,57 об/мин (с 1,18 до 0,8 м/сек);

введена клиноременная передача в привод сепаратора;

для поддержания суспензии во взвешенном состоянии при кратковременных остановках применяют обратную продувку аэролифта.

Особенности конусного сепаратора СК-6: внутренний аэролифт; двухъярусное исполнение моста; механизм перекрытия аэро-

лифта для обратной продувки; наличие пульта управления - системы кранов, вентиляей, манометров, смонтированных на шите; разгрузка легкой фракции свободным переливом; футеровка трубы аэролифта каменным литьем.

Работа конусного сепаратора на Зырянской фабрике показала недостатки конструктивного и технологического порядка.

По скорректированным чертежам Востокмашзавод (г. Усть-Каменогорск) изготовил конусные сепараторы, которые в настоящее время устанавливаются в цехе тяжелой суспензии на Зырянской фабрике.

В конце 1968 г. СКБ ГОМ по заданию института "Механобр" приступило к разработке технического проекта на конусные сепараторы диаметрами 4,5; 2,5 и 1,8 м для создания полного ряда типоразмеров конусных сепараторов, что даст возможность при проектировании цехов тяжелой суспензии выбрать сепараторы оптимальной производительности. Проектная производительность сепараторов, т/час: СК-1,8 от 10 до 35; СК-2,5 от 20 до 75; СК-4,5 от 70 до 300.

Конструктивно разрабатываемые сепараторы аналогичны по конструкции работающим сепараторам СК-3,5 института "Механобр" и СК-6 конструкции СКБ ГОМ.

Отличительные особенности проектируемых сепараторов: применение в приводе сепаратора вместо червячного редуктора конического, более дешевого в изготовлении и не требующего дефицитных материалов;

решетка грохота проектируется более долговечной; усовершенствована барботажная система с учетом предложений работников Зырянской фабрики.

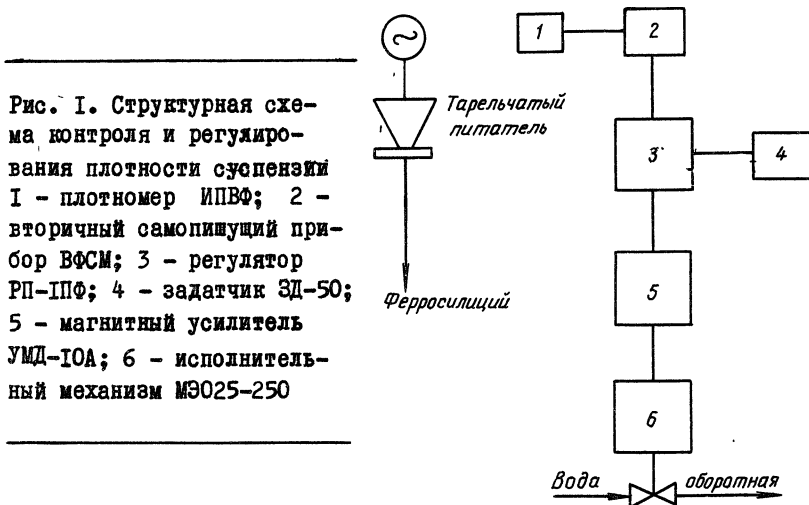
Наряду с этим СКБ ГОМ в настоящее время решает вопрос аварийной разгрузки конусного сепаратора, занимается поисками рациональных точек ввода дренированной суспензии в конус и выравниванием плотности суспензии по высоте конуса.

Конусные сепараторы относятся к сепараторам с глубокой ванной. Их преимущество - более спокойное состояние суспензии, чем в сепараторах с мелкой ванной.

АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ
СУСПЕНЗИЯХ

А.Э.Аксенов, Р.Т.Козик

Предприятием "Сибцветметавтоматика" разработана схема (рис.1,2) автоматизации установки тяжелых суспензий, эксплуатируемая на Краснояреченской обогатительной фабрике, предусматривающая автоматический контроль и регулирование плотности и рН рабочей суспензии.



В основу схемы контроля и регулирования плотности положен принцип разбавления рабочей суспензии обратной водой. При этом компенсацией безвозвратных потерь утяжелителя и выводом на регенерацию части потока рабочей суспензии искусственно создаются такие условия ведения процесса, при которых суспензия проявляет тенденцию к увеличению своего удельного веса.

Контроль плотности осуществляется с помощью плотнмера типа ИПВФ. Регулятором является бесконтактный импульсный регулирующийся прибор РП-ИПФ с задатчиком типа ЗД-50, с помощью которого устанавливается заданная величина плотности.

Усилительным звеном служит магнитный усилитель УМД-10А. Исполнительный механизм МЭ025-250 обрабатывает команды, посылаемые регулятором, и перемещает шток регулирующего клапана КРВ-50, через который подается обратная вода в процесс.

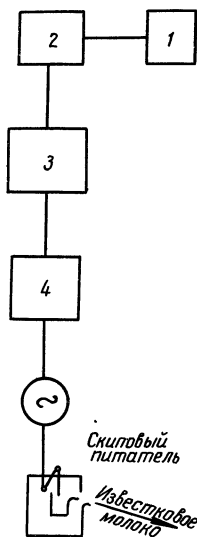


Рис. 2. Структурная схема контроля и регулирования рН суспензии:

1 - датчик ДПГ-5274; 2 - высокоомный преобразователь ПВУ-5256; 3 - вторичный самопишущий прибор ЭПД-120 с приставкой ППР-1М; 4 - магнитный пускатель электродвигателя скипового питателя

Потери утяжелителя возмещаются подачей свежего ферросилиция с помощью тарельчатого питателя, настроенного на производительность, равную потерям утяжелителя в процессах отмывки и регенерации.

Контроль величины рН суспензии осуществляется потенциометрическим методом, при котором определение концентрации водородных ионов сводится к измерению э.д.с. между двумя электродами - измерительным и сравнительным, встроенным в погружной датчик ДПГ-5274. Сигнал от датчика подается на высокоомный блочный преобразователь ПВУ-5256.

Вторичным прибором является электронный потенциометр ЭПД-120 с электрическими позиционными выходными контактами и приставкой позиционного регулятора ППР-1М.

Позиционный регулятор при изменении величины рН до нижнего заданного предела через магнитный пускатель включает в работу электродвигатель известкового питателя и держит его в рабочем состоянии до тех пор, пока величина рН не достигнет верхнего предела.

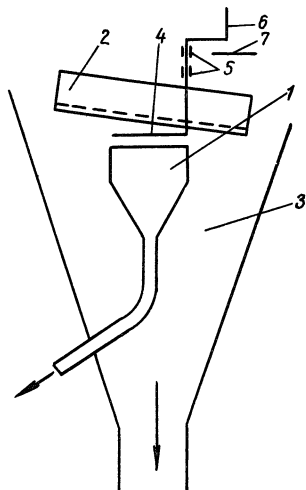
Аппаратура управления смонтирована в отдельном щите шкафного типа, установленном на площадке обслуживания конусного сепаратора.

Для контроля плотности суспензии выбрано место отбора пробы под грохотом, где происходит отделение суспензии от лег-

кой фракции. Поток суспензии через пробоотборное устройство по трубопроводу подается на вход датчика ИПВФ.

Пробоотборное устройство (рис.3) представляет собой воронку, установленную под правой половиной грохота внутри дренажной воронки. Сверху воронка перекрывается подвижной крышкой, которая может вращаться вокруг оси шарнира, изменяя при этом площадь приема дренированного потока. Крышка управляется рукояткой, положение которой визируется по отметкам на секторе.

Рис. 3. Устройство для отбора пробы суспензии:
1 - воронка; 2 - грохот; 3 - дренажная воронка; 4 - подвижная крышка; 5 - ось шарнира; 6 - рукоятка управления; 7 - сектор



Слив суспензии с плотномера ИПВФ поступает через делитель потока на регенерацию и в конусный сепаратор.

Датчик рН-метра установлен непосредственно в конусном сепараторе в зоне присутствия наименьшего количества кусков легкой фракции (сектор между сливным порогом и загрузкой аппарата исходной рудой). Заглубление датчика выполнено на 200 мм от рабочего уровня суспензии в конусе.

Для предупреждения случаев поломки электродов от ударов кусками руды, особенно в период барботаж, погруженная часть датчика помещена в карман, выполненный в виде решетки из стальных прутьев, и дополнительно защищена сеткой.

Регулирование рН суспензии производится периодической подачей в сборную воронку известкового молока скиповым питателем, выключающимся в работу по команде позиционного регулятора ПНР-1М. В эту же воронку подается свежий ферросилиций тарельчатым питателем, включение которого производится дистанционно.

Схема в представленном исполнении прошла промышленные испытания, в течение которых проверялись:

характер изменения плотности и pH суспензии в конусном сепараторе;

расход свежего утяжелителя на тонну перерабатываемой руды;

взаимосвязь между плотностью суспензии и выходом легкой и тяжелой фракций:

взаимосвязь между выходом легкой фракции и содержанием в ней цинка, свинца и олова;

взаимосвязь между выходом тяжелой фракции и содержанием в ней цинка, свинца и олова;

надежность всей системы и отдельных ее узлов.

Анализ экспериментальных данных, полученных до автоматизации и после нее, показал следующее.

1. При ручном управлении процессом обогащения руды на установке тяжелых суспензий плотность рабочей суспензии в течение смены снижается в среднем на $0,12 \text{ г/см}^3$.

2. При автоматическом регулировании максимальное отклонение текущего значения плотности рабочей суспензии от заданного составляет $\pm 0,03 \text{ г/см}^3$.

3. При ручном регулировании с контролем по прибору среднее отклонение регулируемой величины pH составляет 0,6 pH.

4. При автоматическом регулировании отклонения текущих значений величины pH от заданного составляют $\pm 0,25$.

5. Потери утяжелителя при автоматическом регулировании остаются такими же, как и при ручном управлении.

Результаты экспериментов обработаны статистическим методом и выведено уравнение корреляционной зависимости выхода легкой фракции от плотности суспензии.

Теоретическое уравнение линии регрессии, полученное в результате произведенных вычислений, представляет собой зависимость:

$$Y = 90,8 x - 205,7,$$

где Y - выход легкой фракции, %;

x - плотность суспензии, г/см^3 .

Коэффициент корреляции при этом равен 0,51.

По плану содержание металлов в легкой фракции на Красно-реченской обогатительной фабрике составляет, %: 0,2 Zn, 0,03 Sn, 0,2% Pb.

Экономический эффект от внедрения автоматического регулирования плотности суспензии - 17,7 тыс.руб. в год.

РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ
ПРОЦЕССОМ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД В ТЯЖЕЛЫХ
СУСПЕНЗИЯХ НА ОСНОВЕ МАТЕМАТИЧЕСКОГО ОПИСАНИЯ

В.М. Аршинский, В.И. Вертегов

Процесс обогащения алмазосодержащих руд в тяжелых суспензиях в конусном сепараторе типа СК-3,6 зависит от многих параметров. Для его оптимизации необходимо подбирать и поддерживать такие значения входных параметров, которые давали бы максимальное значение оптимизируемой величины выхода концентрата γ при максимальной эффективности разделения частиц E по граничной плотности. Задача управления процессом сводится к поддержанию:

$$\gamma \rightarrow \max$$

$$E = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\alpha(1 - \alpha)} \rightarrow \max.$$

Статистический анализ режимов процесса разделения в конусном сепараторе показал, что при ручном управлении процессом колебания его параметров превышают допустимые пределы.

Для ручного управления пригодна упрощенная математическая модель процесса сепарации, представленная линейными уравнениями множественной регрессии:

$$\begin{aligned} \gamma_{-10mn} &= 10,25 + 0,00295 Q_p - 0,00594 Q_c - 3,079 d_c^2 + 0,0453 \eta_c; \\ \gamma_{+10mn} &= 1,857 + 0,000474 Q_p - 0,00997 Q_c - 0,334 d_c^2 + 0,00366 \eta_c; \\ \beta_{-10mn} &= -69,496 + 0,135 Q_p + 0,046 Q_c + 23,82 d_c^2 - 0,157 \eta_c; \end{aligned}$$

где Q_p - расход руды, т/час;
 Q_c - расход суспензии, м³/час;
 d_c^2 - плотность суспензии, г/см³;
 η_c - вязкость суспензии, спз.

Множественные коэффициенты корреляции соответственно равны:

$$R_1 = 0,61; \quad R_2 = 0,69; \quad R_3 = 0,65.$$

Для построения системы автоматического управления (САУ) необходимо иметь математическое описание, отражающее реальную картину процессов, происходящих в сепараторе. Такая математическая модель была построена аналитическим путем с использованием физико-химических закономерностей и конструктивных особенностей аппарата.

В основу процесса сепарации заложены следующие физические процессы:

а) накопление твердой и жидкой фаз в сепараторе;

б) разделение частиц руды в стесненных условиях по плотности с учетом крупности;

в) удаление хвостов и концентрата из сепаратора.

Кроме того, при математическом описании процесса используются зависимости влияния конструктивных параметров сепаратора на выход частиц руды в концентрат или хвосты.

Сепаратору как гидравлической емкости присущи процессы накопления твердой и жидкой фаз и расхода смеси через сливной порог сепаратора.

Объемная концентрация твердой фазы суспензии в зоне разделения может быть выражена:

$$C = \frac{V_{y_1}}{V_{y_1} + V_{\beta_1}},$$

где V_{y_1} , V_{β_1} - объем утяжелителя и воды в зоне разделения.

Движение частиц руды в сепараторе осуществляется в двух направлениях: по горизонтали и по вертикали. Горизонтальное транспортирование происходит в результате вращательного действия мешалки сепаратора и скорости потока суспензии, уходящей в слив, однако вторая составляющая незначительна по своей величине и поэтому

$$v = \rho \frac{2\pi R_{cp} n}{60},$$

где R_{cp} - средний радиус зеркала сепаратора;
 n - число оборотов мешалки;
 ρ - коэффициент скольжения, зависящий от концентрации твердого (руда + утяжелитель) в суспензии.

Скорость вертикального движения частиц руды также состоит из двух слагаемых:

$$v'_1 = v_{\beta_1} + v_i,$$

где v_{β_1} - скорость стесненного турбулентного движения частиц в суспензии;

v_i - скорость движения суспензии в сепараторе под действием напора и работы аэролифта.

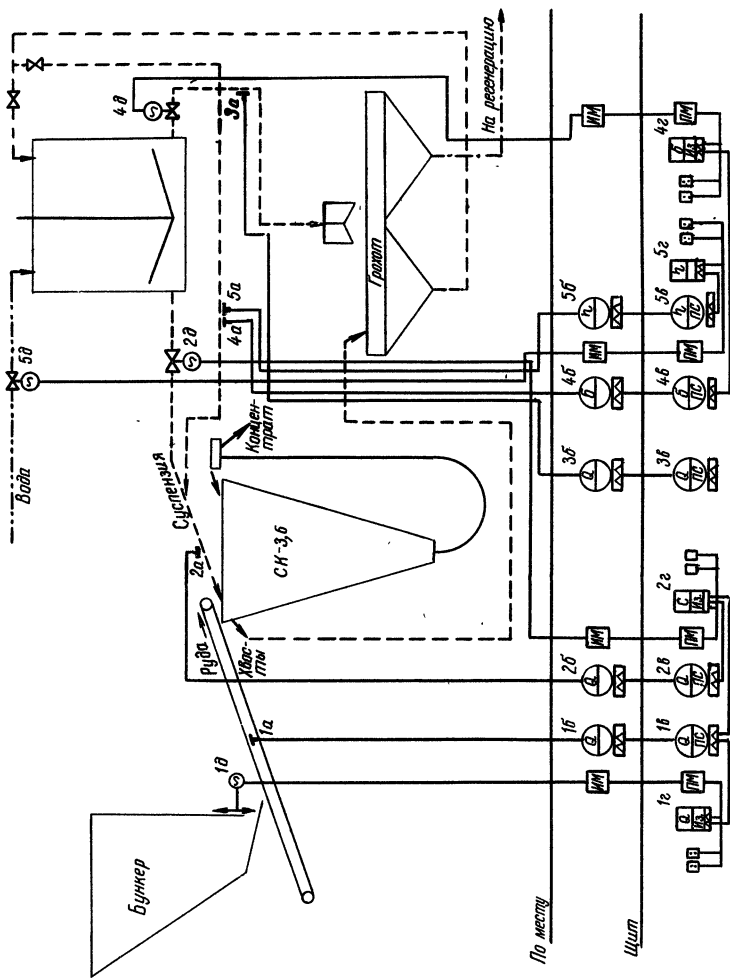
Время, которое необходимо для опускания частиц руды от поверхности на глубину H , равно: $\tau_B = \frac{H}{v_B}$.

Время, за которое частицы со скоростью потока v_r пройдут путь L (базу сепаратора):

$$\tau_r = \frac{L}{\rho \frac{2\pi R_{cp} n}{60}}.$$

Схема системы автоматического контроля и управления входных параметров конусного сепаратора СК-3, 6:

1а, 1б - датчик ДРВ-Н-06; 1в - вторичный прибор ЭИИД-05; 1г - регулятор ЭР-111-К; 1д - исполнительный механизм КДУ-11М; 2а, 2б - датчик шелевой расходомер-дифманометр ДМ-6; 2в - вторичный прибор ЭИИД-05; 2г - регулятор РЦ-ЦД; 2д - исполнительный механизм КДУ-11М; 3а, 3б - датчик шелевой расходомер - дифманометр ДМ-6; 3в - вторичный прибор ЭИИД-05; 4а, 4б - датчик весовой индикатор плотности ИПФ-1; 4в - вторичный прибор БФСМ-11; 4г - регулятор РЦ-ПФ; 4д - исполнительный механизм ИМ-2/120; 5а, 5б - датчик эжекторный индикатор вязкости - дифманометр ДМ-6; 5в - вторичный прибор ДФР1-01; 5г - двухпозиционное регулировочное устройство; 5д - исполнительный механизм ИМ-2/120



Если найденное время движения частиц по горизонтали больше времени движения частиц по вертикали, то частицы должны были бы уйти в концентрат, если меньше — в хвосты. Но такого резко выраженного разделения практически не наблюдается, и в концентрате всегда присутствуют частицы легкой фракции. Поэтому выход частиц руды некоторой плотности с учетом крупности в концентрат, используя для этого метод канонических разложений, оцениваем с помощью коэффициента вероятности $W_{\tau, \rho}$, величина которого зависит от того, где будет находиться частица рассматриваемой плотности в зоне разделения:

$$W_{\tau, \rho} = f(\tau_r - \tau_b).$$

Величина $\tau_r - \tau_b$ определяется для средней траектории некоторой группы частиц одной плотности. Однако в движущейся среде происходит смещение от средней траектории, которое характеризуется величиной среднеквадратического отклонения.

Опытными данными установлено, что закон распределения руды на глубине H является нормальным.

Из математического описания, положенного в основу модели, получены выражения статических характеристик процесса, по которым для любого промежутка времени может быть рассчитан выход концентрата и хвостов при различных режимах сепарации.

Комплексная система автоматического управления предполагает стабилизацию параметров процесса на оптимальном уровне сепарации, заранее рассчитанном с помощью математической модели. Испытания САУ проводятся на одной из обогатительных фабрик комбината "Якуталмаз". Схема комплексной САУ показана на рисунке.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ ПУТЕМ ПРИМЕНЕНИЯ КОЛЕБАНИЙ Г.Д.Краснов

Максимальная плотность применяющихся тяжелых суспензий 3–3,2 г/см³. Дальнейшее повышение плотности приводит к резкому ухудшению реологических параметров (вязкость и предельное напряжение сдвига), и разделение в такой среде становится малоэффективным, а иногда и невозможным. Крупность исходного материала при обогащении в статических условиях обычно не менее 4–5 мм. Скорость падения в суспензии более мелких частиц настолько мала, что приводит к существенному снижению производительности сепаратора, а в случае, если предельное напряжение

сдвига суспензии велико, мелкие частицы вообще не разделяются по плотности.

Способ, который позволил бы повысить эффективную плотность разделения до $3,5-4 \text{ г/см}^3$, снизить крупность обогащаемого материала до 1-2 мм, увеличить точность разделения, приведет к большому экономическому эффекту. Работы, проведенные в Институте горючих ископаемых (ИГИ), показали, что таким способом является применение низкочастотных колебаний.

Вибрационные воздействия рассматриваются как один из методов снижения вязкости дисперсных структур. Вибрация вызывает колебания частиц дисперсной фазы и приводит к частичному, а при большой интенсивности колебаний - к полному разрушению структурных связей и падению вязкости. При этом структурированная среда приобретает свойства ньютоновской жидкости. Такие результаты получены на цементных и глинистых смесях, битумах и других строительных материалах преимущественно с помощью вискозиметров истечения (целевых и капиллярных) при вибрациях с частотой до 10000 колебаний в минуту и амплитудой 0,3-0,5 мм.

Работниками института "ИГИ" показана полная применимость метода вибрационных воздействий к процессу разделения в тяжелых суспензиях, дано объяснение сущности явлений, происходящих в разделяющей среде при действии низкочастотных колебаний.

На специально сконструированной установке с применением радиоактивных изотопов были измерены конечные скорости свободного падения сферических частей разного удельного веса в структурированных (с добавкой бентонитовой глины) и неструктурированных суспензиях различной плотности, приготовленных из магнетита. Сравнивались скорости падения в спокойной и вибрирующей суспензии при частотах 900-3000 колебаний в минуту и амплитудах 0,15-0,8 мм. Опыты показали, что вязкость, рассчитанная на основании скоростей падения, для суспензий без глины или с небольшим ее содержанием почти не изменяется с увеличением скорости движения частиц. Эти данные соответствуют слабо структурированным дисперсиям. При добавке больших количеств глины вязкость имеет аномальный характер и с увеличением скорости движения резко падает, что показывает наличие прочных структурных связей между частицами дисперсной фазы.

Приложение вибрации к слабоструктурированной среде во всем диапазоне частот и амплитуд вызывает незначительное снижение скоростей падения частиц всех удельных весов. Действие вибрации сильноструктурированной среды зависит от параметров колебаний и удельного веса падающих частиц. При небольшой интен-

сивности колебаний скорость падения всех частиц несколько уменьшается по сравнению со скоростью в спокойной суспензии. В случае высокоинтенсивной вибрации тяжелые частицы (имеющие плотность на $0,7-1 \text{ г/см}^3$ больше плотности среды) падают также с меньшей скоростью. В то же время скорость легких частиц (разность плотностей $0,3-0,5 \text{ г/см}^3$) увеличивается в $1,5-1,8$ раза. Начинают двигаться и те частицы, которые в неподвижной суспензии не могут преодолеть предельного напряжения сдвига среды и остаются на поверхности, хотя их плотность на $0,1-0,2 \text{ г/см}^3$ больше плотности среды.

Проведенные опыты показали также, что колебания при принятых частотах и амплитудах значительно улучшают устойчивость суспензии.

Полученные в опытах результаты нельзя объяснить разрушением структуры среды при ее вибрации, так как в этом случае должны были бы увеличиться скорости падения всех частиц при всех режимах колебаний. Кроме того, при разрушении структуры должна была бы ухудшиться устойчивость среды. Изменение скоростей падения частиц можно объяснить и в том случае, если вязкость суспензии при вибрации не снижается. Имеется много косвенных данных, говорящих о том, что структура дисперсии при вибрационном воздействии может не разрушаться, а в некоторых случаях, наоборот, упрочняться. Действительно, при полном отсутствии перемешивания и вихревых движений в объеме суспензии, например при вертикально-линейных колебаниях небольшой интенсивности, масса и инерция отдельных частиц, составляющих структурный каркас, может быть недостаточна для преодоления сил сцепления. Наоборот, известно явление реопексии, когда при легком сотрясении гелей существенно уменьшается время тиксотропного восстановления структуры. Известно также, что применением ультразвуковых колебаний можно не только разрушать дисперсную структуру, но и упрочнять ее.

Причина изменения скорости падающих частиц - сочетание переменной относительной скорости падения и аномального характера вязкости структурной среды. Скорость падения тела в среде, совершающей вертикальные гармонические колебания, изменяется периодически в каких-то пределах в зависимости от частоты и амплитуды колебаний среды. Максимальной скорости движения соответствует определенная вязкость, которая характеризуется степенью разрушения структуры в слоях суспензии, омывающих падающее тело. Известно, что для восстановления структуры требуется время, поэтому периодические снижения относительной скорости не

сопровождаются соответствующим повышением вязкости. Иначе говоря, вязкость среды в слое, омывающем падающую частицу, при вибрации среды соответствует не средней, а максимальной скорости падения, т.е. она меньше вязкости неподвижной суспензии. В соответствии с этим увеличивается средняя скорость частицы.

Аналогично можно объяснить эффект снижения вязкости, наблюдаемый на вибровискозиметрах истечения. Здесь вертикальная вибрация вызывает колебания давления у основания капилляра. Вследствие этого периодически изменяется скорость истечения. Чем больше проявляется аномалия вязкости, тем больше кажущийся эффект снижения вязкости.

Для измерения истинной вибровязкости необходимо избегать такого проявления аномалии. В институте был сконструирован и изготовлен вискозиметр ротационного типа, в котором ротор вибрирует со средой с той же амплитудой синхронно и синфазно. Относительно вибрирующей суспензии он совершает только вращательное движение. Первые измерения показали правильность сделанных предположений. Вязкость ферросилициевой суспензии $2,5 \text{ г/см}^3$, содержащей 8% бентонитовой глины, имеет ярко выраженный аномальный характер. Вибрация этой суспензии с частотой 700 колебаний в минуту и амплитудой 0,1 см дает во всем диапазоне изменений градиента скорости лишь незначительное снижение вязкости, что может быть объяснено недостатком конструкции вискозиметра. Скорость истечения суспензии из донного отверстия при вибрации значительно выше, чем без нее.

Гипотеза, связывающая увеличение средней скорости свободного падения частиц с проявлением аномалии вязкости при переменной скорости падения в условиях вибрации, была положена в основу при составлении электронной модели процесса. Анализ более 500 вариантов решений модели показал линейную зависимость между амплитудой скорости падающего в вибрирующей среде тела и максимальной скоростью в цикле вибрации. Эта зависимость сохраняется при изменении крупности частиц и вязкости среды в широком диапазоне. На основании данных математического моделирования были выбраны параметры колебаний среды, оптимальными оказались колебания с низкой частотой (300–500 колебаний в минуту) и большой амплитудой (6–8 мм). Такой результат имеет большое практическое значение, так как режимы колебаний, близкие к колебаниям в отсадочных машинах, в отличие от высокочастотных не представляют затруднений для практического осуществления.

Были внедрены скорости свободного падения шариков в

Результаты обогащения оловянной руды -I2+2 мм в статических условиях и при вибрации в суспензии плотностью 2,52 г/см³

Удельный вес фракций, г/см ³	Выход фракций, %				Извлечение		Содержание олова, %		Извлечение олова в нижний продукт, %	
	Верхний продукт		Нижний продукт		в верхнем продукте		в нижнем продукте			
	от исходного	от исходного	от исходного	от исходного	в исходном продукте	в исходном продукте	в исходном продукте	в исходном продукте		
-2,7	38,8	73,0	27,5	58,8	66,3	41,4	0,05	0,05	0,05	41,4
-2,8	5,7	10,6	5,5	11,8	11,2	49,5	0,11	0,11	0,11	49,5
-2,9	3,1	5,9	3,4	7,2	6,5	51,7	0,58	0,58	0,58	51,7
+2,9	5,6	10,5	10,4	22,2	16,0	65,1	2,27	7,72	7,72	86,4
Всего	53,2	100,0	46,8	100,0	100,0	46,8	0,32	1,81	1,81	83,5
Обогащение в статических условиях										
-2,7	15,9	72,6	52,6	67,2	68,5	76,7	0,06	0,06	0,06	76,7
-2,8	2,0	9,3	5,7	7,3	7,7	73,5	0,28	0,28	0,28	73,5
-2,9	1,4	6,3	5,1	6,5	6,5	78,6	0,32	0,32	0,32	78,6
+2,9	2,6	11,8	14,8	19,0	17,4	85,1	1,75	1,78	1,78	96,2
Всего	21,9	100,0	78,2	100,0	100,0	78,0	0,29	1,56	1,56	95,0
Обогащение при вибрации (частота 8,3 гц, амплитуда 0,4 см)										

структурированных суспензиях при действии низкочастотных колебаний с большой амплитудой. Опыты подтвердили результаты математического моделирования.

Для технологической проверки теоретических выводов был сконструирован и изготовлен лабораторный вибросепаратор. Он представляет собой вертикальный сосуд прямоугольного сечения с пирамидальным днищем емкостью около 10 л. Колебания передаются суспензии с помощью боковой диафрагмы с эксцентриковым приводом, в котором эксцентриситет можно изменять плавно от 0 до 12 мм. Сепаратор имеет систему циркуляции суспензии. Разгрузка продуктов периодическая.

На этой установке в магнетитовой и ферросилициевой суспензиях различной плотности обогащали пробы угля, смесь искусственных частиц, оловянную и алмазную руду. Во всех случаях при высокой плотности и вязкости среды показатели обогащения с вибрацией были значительно выше.

Например, в суспензии плотностью $2,9 \text{ г/см}^3$, приготовленной из грубодисперсного ферросилиция с добавлением 0,5% глины, разделяли частицы диаметром 10 мм с удельным весом $2,5-3,6 \text{ г/см}^3$. В случае отсутствия колебаний все эти частицы оказались в верхнем продукте. При вибрации же разделение было практически 100%.

В таблице показаны результаты обогащения оловянной руды (-12+2 мм) в ферросилициевой суспензии плотностью $2,52 \text{ г/см}^3$ при действии колебаний и в статических условиях. При действии колебаний значительно возрастает извлечение фракций в нижний продукт.

Дальнейшие исследования в области применения колебаний при обогащении в тяжелых суспензиях намечается проводить в направлении практического использования результатов, полученных в лаборатории. С этой целью совместно с институтами "Гипромашобогащение" и "ЦНИИолово" ведется работа по созданию полупромышленного аппарата для обогащения в вибрирующей тяжелой суспензии. В качестве основы конструкции использована полупромышленная установка института "ЦНИИолово", включающая сепаратор с вертикальным элеваторным колесом диаметром 900 мм. Разработано два варианта конструкции: с вибрацией всего сепаратора, который для этой цели устанавливается на пружинных опорах, и с боковым диафрагмовым вибратором.

МЕТОДЫ ПРИГОТОВЛЕНИЯ СУСПЕНЗИЙ ПОВЫШЕННОЙ ПЛОТНОСТИ И ИЗУЧЕНИЕ ИХ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ

Т.Г.Томов, Г.Д.Краснов, В.И.Классен, Ю.Р.Маевский,
В.И.Липшиц, И.И.Куренков

Исследования и практика в области обогащения полезных ископаемых в тяжелых средах показали, что основные параметры тяжелых суспензий — устойчивость, вязкость и предельное напряжение сдвига.

Создание тяжелой среды удельного веса $2,7 \text{ г/см}^3$ и выше приводит к повышению вязкости и предельного напряжения сдвига в связи со структурированием суспензий. Изучение реологических свойств суспензий приобретает еще большее значение, когда речь идет об обогащении в суспензиях с удельным весом $3,55\text{--}3,7 \text{ г/см}^3$.

Для изыскания тяжелых сред удельного веса $3,5 \text{ г/см}^3$ и выше использовались концентрированные растворы дешевых и недефицитных солей CaCl_2 и ZnCl_2 , имеющих удельный вес $1,3\text{--}1,7 \text{ г/см}^3$, в сочетании с утяжелителями (ферросилицием, магнетитом и др.).

Изучение устойчивости суспензий различных типов показало, что с увеличением плотности суспензии возрастает ее устойчивость. Добавление бентонитовой глины в разных количествах также способствует повышению устойчивости суспензий, но одновременно увеличиваются вязкость и предельное напряжение сдвига суспензии. Все опыты показали, что в случае использования в качестве жидкой среды растворов солей устойчивость суспензии при прочих равных условиях возрастает. Это, очевидно, связано с повышенным удельным весом растворов солей, а также с большей их вязкостью в сравнении с водой. Это — факт положительный, поскольку дает возможность использования более грубодисперсных суспензидов, что очень важно с точки зрения технологии обогащения, а также экономики. Применение более грубодисперсных суспензидов позволит снизить значения вязкости и предельного напряжения сдвига.

Вязкость и предельное напряжение сдвига суспензий измеряли с помощью вакуумного капиллярного вискозиметра, изучали изменение их значений в зависимости от плотности суспензии, а также от количества добавляемой в них бентонитовой глины. Поскольку наибольший интерес представляет возможность получения тяжелых суспензий удельного веса $3,5\text{--}3,7 \text{ г/см}^3$ и выше, приводятся экспериментальные данные, относящиеся только к этим суспензиям.

Изменение реологических параметров различных систем
суспензии при плотности 3,7 г/см³

Тип суспензии	Вязкость, спз	Предельное напряжение сдвига, дин/см ³
Ферросилиций - вода.....	8,5	140
Ферросилиций - раствор ZnCl ₂	15	100
Ферросилиций - раствор CaCl ₂	25	90
Ферросилиций - вода - глина	15	233
Ферросилиций - раствор CaCl ₂ - глина	31,5	174
Ферросилиций - вода - бентонитовая глина(1%)	-	235
Ферросилиций - раствор CaCl ₂ - бентонитовая глина (1%)	-	190

Изучено изменение вязкости и предельного напряжения сдвига ферросилициевой суспензии в зависимости от ее плотности для пяти различных систем. До значения плотности 3,5 г/см³ суспензий всех типов вязкость и предельное напряжение сдвига возрастают медленно, после этого предела - резко.

Предельное напряжение сдвига особенно возрастает при накоплении глинистых и других шламистых примесей.

Приведенные в таблице данные показывают, что ферросилициевые суспензии повышенной плотности, приготовленные на основе растворов солей CaCl₂ и ZnCl₂, имеют большую вязкость, но их предельное напряжение сдвига значительно ниже, чем у суспензии, приготовленной на воде. Последний факт является положительным, так как для суспензий такой высокой плотности предельное напряжение сдвига - основной фактор, влияющий на результаты разделения в тяжелых суспензиях.

Повышение значения предельного напряжения сдвига вследствие увеличения содержания бентонитовой глины в суспензии с 0,30 до 0,35% при незначительном изменении ее плотности (от 2,650 до 2,651 г/см³) привело к снижению извлечения свинца и цинка для конкретной полиметаллической руды на 0,8-1,6%.

Изменение плотности суспензии на 1% приводит к изменению значения вязкости на 1%, а предельное напряжение сдвига изменяется на 16-22%.

Все эти результаты показывают, что при работе с суспензиями повышенной плотности для увеличения эффективности разде-

ления необходимо добиваться снижения предельного напряжения сдвига.

Полученные исследовательские данные по приготовлению суспензий на основе растворов солей представляют интерес для практики обогащения и могут найти применение в некоторых основных или доводочных операциях.

ОПТИМАЛЬНАЯ ДИСПЕРСНАЯ ФАЗА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ
ПРОЦЕССА РАЗДЕЛЕНИЯ РУДНЫХ КОМПОНЕНТОВ В ТЯЖЕЛЫХ
СРЕДАХ

И.И.Куренков, М.А.Рунов

При плотности суспензий $2,5-3 \text{ г/см}^3$ гранулированный ферросилиций, имея в своем составе шарообразные зерна с гладкой поверхностью, обеспечивает маловязкие и подвижные суспензии. По мере повышения плотности до $3,2 \text{ г/см}^3$ и выше для создания подвижной среды разделения необходимы особые условия. В этом случае оптимальная среда разделения будет состоять из утяжелителя, наиболее благоприятного по форме частиц и гранулометрической характеристике, в некоторых случаях с добавкой реагентов и высокодисперсных (коллоидных) частиц или из сочетания рядового гранулированного ферросилиция с дисперсионной средой, отличающейся повышенной плотностью (водный раствор хлористого цинка или хлористого кальция).

Поисковые исследования показали, что для эффективного процесса разделения рудных компонентов необходимо производить не менее трех марок суспензоида, отличающихся выходом шарообразных частиц: менее 50, от 50 до 70 и более 70%. Первая марка суспензоида позволит создавать суспензии плотностью $2,5-2,8 \text{ г/см}^3$; вторая - $2,8 - 3,2$ и третья - $3,2-3,8$.

К отрицательным особенностям дробленого гранулированного ферросилиция относят способность переходить в более высокую степень дисперсности с выделением водорода, а также фосфористого и мышьяковистого водорода. При соприкосновении с водой такой суспензоид интенсивно ржавеет. Следствием коррозии является слипание осевших частиц утяжелителя, что приводит к снижению устойчивости суспензии.

С целью устранения токсичных и взрывоопасных осложнений при работе и повышения устойчивости тяжелой среды воздействием поверхностно-активных веществ на структурно-механические свой-

ства системы "дисперсионная среда – диспергированные частицы" проведены поисковые исследования.

При исследовании исходили из предположения, что определенные структурно-механические свойства суспензии, существенно снижающие подвижность высокоплотных суспензий, находятся в связи с образованием структурной сетки из неорганических коллоидов. Эта сетка позволяет удерживать дисперсные частицы во взвешенном состоянии или способствовать этому.

Предполагалось, что образование структурированных систем связано с коллоидной фазой ферросилиция, образующейся в результате процесса гидролиза поверхности суспензоида. Продукты гидролиза поверхности ферросилиция, обладая свойствами коллоидов, при определенных отношениях твердой фазы к жидкой проявляются настолько сильно, что структурные образования из тонкодисперсных суспензий могут существенно влиять на стабильность крупных зерен и в конечном счете – на разделение обогащаемой руды. В этом случае на поверхности ферросилициевых частиц возникает развитая пористая структура коллоидных продуктов гидролиза, способная удерживать воду и восстанавливать связи между структурными образованиями в объеме и поверхностными коллоидными слоями на частичках.

Изучался эффект тепловыделения частицами ферросилиция (крупностью порядка 0,15 мм) в воде и водных растворах хромпика и желатин, а также предварительно обработанных парами воды. Установлено, что в первом и последнем случаях идет процесс гидролиза ферросилициевых частиц с образованием селикагеля и гидроокиси железа.

Частицы ферросилиция, разлагая воду, создают вокруг себя коллоидную оболочку. Образование кремниевой кислоты и гидроокиси железа как продуктов реакции гидролиза дает в поверхностном слое частицы реакцию нейтрализации; конечным продуктом является феррит кремниевой кислоты. Добавки желатин и хромпика приводят к образованию трехвалентного хрома и железа, в результате возникают меловые селикагели, обладающие в скоагулированном состоянии развитой структурой сорбционных пор, частично стабилизирующих суспензию. Образующаяся на частичках ферросилиция коагуляционная пленка (из продуктов реакции окисления) настолько плотна, что исключает доступ воды к поверхности зерен ферросилиция, чем и устраняет процесс гидролиза или затормаживает его.

Таким образом, реагентная обработка зерен ферросилиция исключает возможность выделения водорода и устраняет осложне-

ния, которые могут возникнуть в этом процессе. Получение предохраняющих коллоидных оболочек химическим путем позволяет снизить эксплуатационные затраты и уменьшить потери утяжелителя. Расчет усредненной предельной скорости оседания частиц в воде показывает, что не обработанный реагентом порошок осаждается со скоростью 2,7 см/сек, а обработанный - 1,5 см/сек, т.е. скорость оседания падает почти вдвое.

На основе современных представлений о свойствах суспензий, а также механизма структурообразования дисперсных систем было проведено исследование по применению триполифосфата натрия в качестве реагента, улучшающего физико-механические и реологические свойства ферросилициевых суспензий. Представлялось особенно важным не только исключить явления гидролиза среды и связанные с ним последствия, но и найти пути снижения вязкости и предельного напряжения сдвига высокоплотных суспензий ($3,2-3,8 \text{ г/см}^3$), расширить благодаря этому область применения тяжелых сред и поднять эффективность обогащения в них руды.

Перед разделением руды суспензия из гранулированного или дробленого ферросилиция обрабатывалась реагентом при оптимальном расходе ферросилиция (250-400 г/т). Установлено, что реагент оказывает на суспензию одновременно пептизирующее и ингибиторное действие. При этом вязкость суспензии снижается на 12-42%, предельное напряжение сдвига - до 50%.

Использование тяжелых суспензий плотностью $3,2-3,8 \text{ г/см}^3$ представляет промышленный интерес. К настоящему времени определены два пути преодоления трудностей, связанных с большой вязкостью и высоким предельным напряжением сдвига тяжелых суспензий плотностью больше 3 г/см^3 : создание суспензий на основе гранулированного порошка со сравнительно высоким выходом зерен сферической формы и на основе сочетания рядовых сортов порошка с растворами тяжелых жидкостей (хлористого кальция, хлористого цинка).

ОПЫТ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ И МАРГАНЦЕВЫХ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Г.М. Косой, А.А. Ширяев

Освоение процесса обогащения железных и марганцевых руд в тяжелых суспензиях в промышленных условиях проводилось с 1957 по 1965 гг. на четырех опытно-промышленных установках [I-3]. Большой интерес для практики представляет опыт обога-

тительной фабрики рудоправления им. Коминтерна [4], освоившей промышленную установку для обогащения кусковых железных руд с целью выделения мартеповского концентрата. Технологическая схема установки аналогична разработанной фирмой "Пик" с дополнительным классификатором-уплотнителем для создания суспензии плотностью до $3,7 \text{ г/см}^3$.

Разделение руды крупностью минус 100 плюс 10 мм производилось в барабанном сепараторе СБЭ-2,5 с внутренним элеваторным колесом типа Вемко. Производительность сепаратора 60-120 т/час.

В качестве утяжелителя применяли гранулированный ферросилиций Запорожского завода ферросплавов. Для повышения устойчивости суспензии в нее подавали 2-2,5% глины. При плотности суспензии $3,6-3,7 \text{ г/см}^3$ устойчивость (скорость осветления) составляла 0,5-0,6 см/мин, а кажущаяся вязкость 7-8 спз. При этой плотности установка работала устойчиво. Регенерация суспензии осуществлялась на электромагнитных сепараторах типа ЭМС-12 и ЭЛС-12. Извлечение ферросилиция составило 99,93%. Общие потери ферросилиция 325 г/т, из них 43% терялось с продуктами обогащения, 30,8% - с хвостами ленточного магнитного сепаратора и 26,2% составляли механические потери. Насосы 8Гр-8 (мощность электродвигателя 100 квт, 980 об/мин) на кондиционной суспензии работали без подачи воды на гидроуплотнение.

При такой работе сальниковое уплотнение забивалось каждую смену. Насос БПС-9 (мощность электродвигателя 130 квт, 980 об/мин) может работать до 80 час без подачи воды на охлаждение сальникового уплотнения. Наиболее работоспособными оказались стальные клиновые задвижки.

Для контроля и регулирования технологического процесса часть потока суспензии через перфорированное днище течки отводилась в специальный ящик, в котором делилась на три части: одна часть направлялась в классификатор-уплотнитель, вторая - в двухсекционный ящик, из которого суспензия могла возвращаться в зумпф кондиционной суспензии или зумпф некондиционной суспензии, т.е. на регенерацию, третья - в манометрическую колонку автоматического регулятора плотности суспензии АРПС-1. Регулировка количества суспензии, направляемой на регенерацию, осуществлялась перемещением гибкого шланга поперек перегородки. Из этого потока отбирали пробы для контроля основных параметров суспензии: плотности, вязкости, устойчивости.

Работы по повышению эффективности разделения и улучшению

конструкции суспензионного сепаратора продолжают в настоящее время на промышленной установке опытной фабрики института "Механобчермет".

Разработана конструкция прямоточного спирально-элеваторного барабанного сепаратора диаметром 1800 мм [5]. На внутренней поверхности барабана приварена трехзаходная спираль из полосы высотой 50 мм для продольного передвижения тяжелой фракции к разгрузочному концу. У разгрузочного конца барабана лопастной элеватор разгружал тяжелую фракцию в желоб. Легкий продукт выносился потоком суспензии через сливное окно, выполненное в торцевой стенке. Эффективность разделения в сепараторе $E_p = 0,04$.

Испытаниями установлено, что из кусковых руд может быть получен маргеновский концентрат с содержанием железа 61,1%.

Из кусковой части разубоженных руд при плотности суспензии $2,8 \text{ г/см}^3$ выделяются отвальные хвосты с содержанием железа 13,8%.

В настоящее время на опытной фабрике института испытывается новый барабанный сепаратор со спокойной зоной разделения. Глубина ванны такого сепаратора может изменяться от 0,5 до 2,5 м в зависимости от диаметра барабана.

Один из способов интенсификации гравитационных процессов обогащения мелких классов руд и повышения эффективности разделения - метод обогащения их в тяжелых суспензиях в гидроциклонах.

На основании многолетних исследований [6] были разработаны трехпродуктовые гидроциклоны диаметром 350 и 500 мм, предназначенные для обогащения в тяжелых суспензиях железных и марганцевых руд крупностью 15-0,5 мм. Эти гидроциклоны выпускаются Уфимским заводом горного оборудования.

Промышленные испытания гидроциклона диаметром 350 мм (ЗГЦ-35К) проведены на опытно-промышленной обогатительной фабрике института "Механобчермет".

Схема цепи аппаратов установки включала полный цикл подготовки руды, обогащения и регенерации суспензии в промышленных аппаратах. Руда и суспензия подавались в гидроциклон самотеком из напорной воронки. Высота подачи 4,4 м, угол наклона оси гидроциклона 15° . Обогащению подвергалась окисленная железная руда крупностью минус 10 плюс 0,5 мм.

В качестве утяжелителя для приготовления тяжелой суспензии использовался гранулированный ферросилиций (70%) и магнетитовый концентрат (30%). Особенность конструкции гидроциклона - наличие двух сливных труб, позволяющих выделять два легких

продукта: слив через трубу меньшего диаметра и промпродукт через кольцевой зазор между трубами. Для регулировки выхода промпродукта имеется специальный клапан на отводящем патрубке.

Эффективность разделения в гидроциклоне определялась по гравитационному методу анализа продуктов обогащения. Кривая дисперсии, построенная по этим данным, показывает, что удельный вес разделения в гидроциклоне равен $3,57 \text{ г/см}^3$, т.е. на $0,27 \text{ г/см}^3$ превышает плотность исходной суспензии, а вероятное отклонение соответствующих фракций от удельного веса разделения $E_p = 0,0525$. Это свидетельствует об очень высокой эффективности разделения. Засорение концентрата равно $3,15\%$, промпродукта - $5,2\%$.

Применение гидроциклонов для обогащения марганцевых руд [7] позволяет заменить ферросилициевый утяжелитель магнетитовым. Подупромышленные испытания на Богдановской обогатительной фабрике показали, что при обогащении в гидроциклоне отмытой руды крупностью минус 12 плюс 1 мм получается $42,2-65,3\%$ концентрата I сорта с содержанием марганца $46,3 - 43,8\%$.

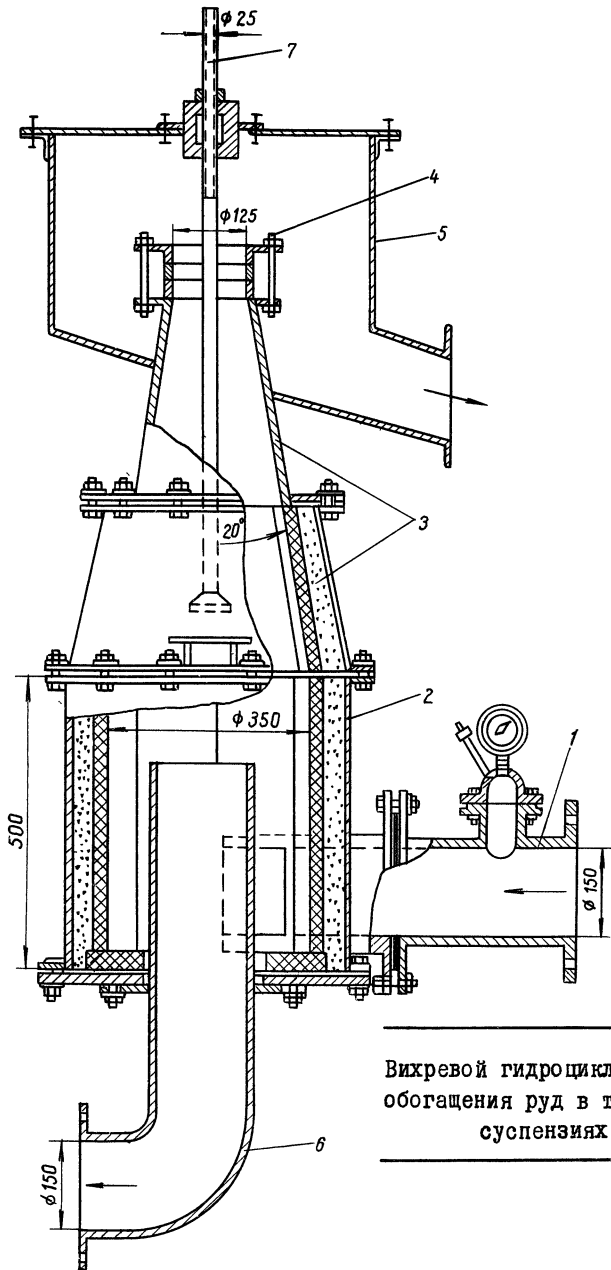
При плотности суспензии $2,05 \text{ г/см}^3$ удельный вес разделения был равен $2,6 \text{ г/см}^3$. Эффективность разделения в гидроциклоне ($E_p = 0,045$) выше, чем в отсадочной машине. На основании этих испытаний был выполнен проект гидроциклонной установки на Грушевской обогатительной фабрике [8].

Однако в гидроциклонах возможно обогащение не только мелких, но и крупных классов, например минус 60 плюс $0,25 \text{ мм}$.

На опытной фабрике института испытан вихревой гидроциклон, разработанный фирмой "Осака Шипбилдинг Ко" (Япония [9]). В этом гидроциклоне (рисунок) цилиндрическая часть расположена внизу, коническая - вверху, тяжелая фракция разгружается вверху, легкая - внизу.

Тяжелая суспензия вместе с рудой по тангенциальному питающему патрубку 1 подается в цилиндрическую часть гидроциклона 2.

Внутри гидроциклона происходит разделение руды на тяжелую фракцию, которая, двигаясь по внутренней стенке конусной части 3, разгружается через песковую насадку 4 и попадает в камеру 5. Легкая фракция разгружается через сливной патрубок 6. Воздушный столб внутри гидроциклона поддерживается постоянным, так как давление в нем равно атмосферному за счет контакта с наружным воздухом через трубку 7. Диаметр песковой насадки намного больше, чем у обычных гидроциклонов, поэтому гидроциклон может работать на крупной руде. Необходимая плотность разделения достигается изменением диаметра сливно-



Вихревой гидроциклон для
обогащения руд в тяжелых
суспензиях

го патрубка, высоты втулки в песковой насадке, площади сечения питающего патрубка, высоты воздушной трубки и плотности суспензии.

В гидроциклоне диаметром 350 мм обогащалась железная руда крупностью минус 35 плюс 0,5 мм. При плотности суспензии 2,55 г/см³ получены отвальные хвосты с содержанием железа 14,4% при высокой эффективности разделения. Испытания показали, что вихревые гидроциклоны весьма перспективны для обогащения руд в тяжелых суспензиях.

ЛИТЕРАТУРА

1. Я.И.Фомин, Б.М.Лакота и др. Опыт обогащения марганцевых руд в тяжелых суспензиях и флотацией в промышленных условиях. Горный журнал, 1958, № II.
 2. С.Г.Евсиович, С.И.Журавлев и др. Промышленное освоение различных способов обогащения железных руд Кривого Рога в тяжелых суспензиях. Горный журнал, 1960, № 5.
 3. С.Ф.Шинкоренко, Г.М.Косой. Освоение промышленной установки для обогащения железных руд в тяжелых суспензиях. Информационный бюллетень I, серия 3. Черметинформация, 1968.
 4. С.Ф.Шинкоренко, Г.М.Косой, Е.П.Салищева и др. Промышленные испытания технологии обогащения железных руд шахтной добычи Криворожского бассейна. Горный журнал, 1967, № 2.
 5. С.Ф.Шинкоренко, Г.М.Косой и др. Разработка технологии обогащения железных руд Южной группы рудников Кривбасса. Горный журнал, 1968, № 9.
 6. Г.М.Косой, В.С.Маргулис и др. Промышленные испытания трехпродуктового гидроциклона для обогащения руд в тяжелых суспензиях. Горный журнал, 1967, № I.
 7. Г.М.Косой. Применение гидроциклонов для обогащения марганцевых руд в магнетитовой суспензии. Сборник научных трудов института "Механобрчермет", вып.4, М., Госгортехиздат, 1965.
 8. Г.М.Косой, О.Б.Духовная. Промышленная секция Грушевской обогатительной фабрики для обогащения руды в гидроциклонах. Сборник научных трудов института "Механобрчермет". Обогащение марганцевых руд. М., изд-во "Недра", вып.6, 1965.
 9. Вихревые гидроциклоны для обогащения углей. Бюллетень ЦИИИ ЧМ, 1968, № 2.
-

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Введение	3
Б.А.Шпильберг, Г.И.Иванов. Промышленное внедрение процесса обогащения руд в тяжелых суспензиях на предприятиях цветной металлургии и его перспективы	5
Ю.С.Бадеев. Некоторые вопросы проектирования установок и исследования руд на обогатимость в тяжелых суспензиях.	10
Н.К.Жаксыбаев, Ю.И.Фильшин, Г.Г.Штойк, М.Г.Седлов, Н.Б.Каратаев, В.К.Глазунова. Результаты освоения обогащения полиметаллических руд в тяжелых суспензиях на Зырянской обогатительной фабрике	14
В.К.Глазунова, М.Г.Седлов, Ю.И.Фильшин, Г.Г.Штойк. Результаты применения комбинированной схемы при обогащении руд Зырянского месторождения	21
А.И.Юсупова. Возможность использования легкой фракции от обогащения руд в тяжелых суспензиях на Зырянской обогатительной фабрике	27
А.А.Туровский. Практика освоения цеха обогащения руд Акдальского месторождения в тяжелых суспензиях.	31
И.С.Шепета. Применение пирротинового концентрата в качестве утяжелителя на Краснореченской обогатительной фабрике	34
Д.Б.Голандский, Е.Д.Югова, И.С.Бувалец, Л.К.Найбородина, С.В.Осташевская, В.А.Храпенко. Некоторые особенности обогащения оловянных руд в тяжелых суспензиях.	37
Е.В.Гуляихин, Д.Д.Столбовой. Перспективы применения процесса обогащения оловянных руд в тяжелых суспензиях.	43
В.Р.Квакин. Современное состояние проектирования конусных сепараторов для обогащения руд в тяжелых суспензиях.	48

А.Э.Аксенов, Р.Т.Козик. Автоматизация процесса обогащения в тяжелых суспензиях	51
В.М.Аршинский, В.И.Вертегов. Разработка системы автоматического управления процессом сепарации алмазосодержащих руд в тяжелых суспензиях на основе математического описания	55
Г.Д.Краснов. О возможности повышения эффективности обогащения руд в тяжелых суспензиях путем применения колебаний	58
Т.Г.Томов, Г.Д.Краснов, В.И.Классен, Ю.Р.Маевский, В.И.Липшиц, И.И. Куренков. Методы приготовления суспензий повышенной плотности и изучение их реологических свойств. . .	64
И.И.Куренков, М.А.Рунов. Оптимальная дисперсная фаза и совершенствование процесса разделения рудных компонентов в тяжелых средах	66
Г.М.Косой, А.А.Ширяев. Опыт обогащения железных и марганцевых руд в тяжелых суспензиях	68
Литература.	74

Редактор О.М.Богатова Технический редактор И.А.Соколова
Корректор Н.Э.Ясудович

Подписано в печать 16/1-70 г.

Формат 60 x 90 1/16 Объем 4,75 п.л. + 2 вкл. 4,9 уч.-изд.л.
Т - 01517 Тираж 700 экз. Изд. № 3160 Цена 49 коп. Зак. 59

Институт "Цветметинформация"

Сканирование - Беспалов
DjVu-кодирование - Беспалов

